

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
Ecole Nationale Polytechnique

DEPARTEMENT GENIE MINIER

Mémoire

En vue de l'obtention du diplôme  
D'Ingénieur d'Etat en Génie Minier

THEME

**ETUDE COMPARATIVE DES PROCÉDES  
MINERALURGIQUES PAR GRAVIMÉTRIE ET PAR  
FLOTTATION, ADAPTÉS A LA VALORISATION DU  
MINÉRAI SULFURE POLYMETALLIQUE DU  
GISEMENT D'EL ABED (W.TLEMSEN)**

Proposé et dirigé par :

M. A. SAADA

Etudié par :

EL-ABBASSI BOUABDALLAH

PROMOTION Octobre 2000

10, Avenue Pasteur, BP 182 El-Harrach ALGER - ALGERIE

## Remerciements

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique

*Au terme de ce mémoire, mes remerciements s'adressent à ceux qui, directement ou indirectement, ont contribué à faciliter ma tâche.*

*Monsieur Saada Abdelhafid pour son aide considérable, a bien voulu suivre et orienter ce travail, ses encouragements et ses recommandation ont permis de finaliser ce projet, qu'il trouve ici l'expression de ma reconnaissance*

*Aux membres du jury qui ont accepte de juger mon travail : Mr ould-Hamou Malek et Mr Djeghlal Mohamed Elamine.*

*A tous les enseignants de l'ENP ; qui ont contribué à ma formation d'ingénieur et, plus particulièrement à ceux du département Génie minier, et plus spécialement à Mme Chabou Salima Directrice du département .*

*Je remercie également :*

- Mr Zibouche M'Hamed : Directeur des laboratoires l' ORGM
- Mr Ainouche. M : Chef du département de valorisation à l'ORGM et à toute son équipe.
- Mr Abdelouaheb Chérif : Chef du département de chimie à l'ORGM
- Mr le Directeur de la division polymétallique de l'entreprise ENOF

*Je tiens également à remercier les personnes suivantes pour leurs aide et encouragement :*

*Mrs Salem Mehdi, Ben Gheleb Redouan, Habek malik, Nasri Karim, Khier, Malik L, Annis, Menssouri Mustafa, Outman, ,Kamel ,Malik, Farouk, Smail, Karim, Fouad, Soufiane, Hakim , Samadou, Salim.G, Sadek, Samir, Laid, Djilali Bouchama, Brahim, Abed, Bouzid, Mohamed Khalil, Yacine, Sahnoun, Djamel, Alilou*



# dédicace

A ma très chère Mère pour sa tendresse,

A mon très cher Père pour ses sacrifices.

A mes chers Frères et Sœurs.

A mes chères Tantes et cher Oncle.

Et a tous ceux qui me sont chers,

A la mémoire de mon regretté Grand- Père,

Je dédie cet humble travail.

**SOMMAIRE**  
*Partie théorique*



<b>Introduction générale</b> .....	1
<b>Chapitre I. Enrichissement gravimétrique</b>	
I.1. Introduction.....	3
I.1.1. La sédimentation libre.....	4
I.1.2. La sédimentation gênée.....	4
I.1.3. Les méthodes basées sur la gravité.....	5
A. Méthode de la nappe pelliculaire fluante.....	5
a. I. Les tables à secousses.....	6
a.1.1. Principe et objectifs.....	6
Conclusion:	
B. Méthode par accélération différentielle.....	8
C. La méthode par milieux denses.....	9
I.2. La séparation par milieu dense.....	9
I.2.1. Introduction.....	9
I.2.2. Principe de la méthode.....	9
I.2.3. Les milieux denses utilisés.....	11
I.2.4 Analyse densimétrique proprement dite.....	14
<b>Chapitre II :Enrichissement par flottation</b>	
II.1 Introduction.....	17
II.2 principe de flottation.....	17
II.3 Phénomène physico-chimique de la flottation.....	17
II.4 les réactifs de flottation.....	19
II.5 cellule de flottation.....	20
II.6 flottation des minerais sulfurés.....	21
<b>Chapitre III : Identification du gisement d'El-Abed</b>	
III.1 Etude géologique.....	22
III.1.1 Introduction.....	22
III.1.2 Situation géographique.....	22
III.1.3 Situation topographique.....	22
III.1.4 Climat.....	22

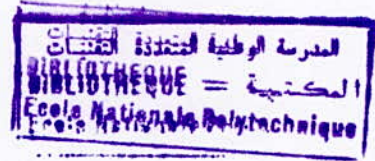


III.1.5 Morphologie du gisement.....	23
III.1.6 Géologie du gisement.....	25

### *Partie expérimentale*

III.2 Identification du minerai.....	28
III.2.1 Echontillonnage.....	28
III.2.2 Etude minéralogique et pétrographique.....	29
III.2.3 Analyse chimique.....	29
III.2.4 Détermination des paramètres physique du minerai.....	30
III.2.5 Analyse granulométrique.....	32
III.2.6 analyse granulochimique.....	36
III.3 expression des résultats.....	40
<b>Chapitre IV : Séparation densimétrique</b>	
IV.1 déroulement d'une expérience.....	41
IV.2 expression des résultats.....	57
IV.3 interprétation des résultats.....	57
<b>Chapitre V : Enrichissement par tablage hydraulique</b>	
V.1 mise en œuvre expérimentale.....	59
V.2 résultats expérimentaux et interprétation .....	60
<b>Chapitre VI : Concentration par flottation</b>	
VI.1 étude de broyabilité .....	78
VI.2 essai de flottation.....	80
interprétation et conclusion.....	84
Conclusion générale et interprétation.....	87
<i>Annexe</i>	
<i>Bibliographie</i>	

## Remerciements



*Au terme de ce mémoire, mes remerciements s'adressant à ceux qui, directement ou indirectement, ont contribué à faciliter ma tâche.*

*Monsieur Saada Abdelhafid pour son aide considérable, a bien voulu suivre et orienter ce travail, ses encouragements et ses recommandation ont permis de finaliser ce projet, qu'il trouve ici l'expression de ma reconnaissance*

*Aux membres des jury qui ont accepté de juger mon travail : Mr ouled Hamou Malek et Mr Djeghlal.*

*A tous les enseignants de l'ENP ; qui ont contribué à ma formation d'ingénieur et, plus particulièrement à ceux du département Genie minier, et plus spécialement à la direction du département .*

*Je remercie également :*

- *Mr Zibouche M'Hamed : Directeur des laboratoires ORGM*
- *Mr Ainouche. M : Chef du département de valorisation à l'ORGM et à tous son équipe.*
- *Mr Abdelouaheb Chérif : Chef du département de chimie à l'ORGM*
- *Mr le Directeur de la division polymétallique de l'entreprise ENOF*

*Je tiens également à remercier les personnes suivantes pour leurs aide et encouragement :*

*Mrs Salem Mehdi, Ben Gheleb Redouan, Habek malik, Nasri Karim, Khier, Malik L, Annis, Menssouri Mustafa, Outman, ,Kamel ,Malik, Farouk, Smail, Karim, Fouad, Soufiane, Hakim , Samadou, Salim.G, Sadek, Samir, Laid, Djilali Bouchama, Brahim, Abed, Bouzid, Mohamed Khalil, Yacine, Sahnoun, Djamel, Alilou*



Résumé :

Ce travail consiste à l'étude du minerai polymétallique du gisement d'El-Abed (Pb-Zn) dont le but de l'enrichir pour devenir un concentré économiquement marchand.

Pour cela on a commencé par une préparation mécanique de ce minerai, ensuite on a passé à la présentation du minerai, on a utilisé comme méthode la nappe pelliculaire fluante et la séparation par lixivier dense.

En deuxième étape on a effectué une flottation de ce minerai.

À partir d'une comparaison entre les produits des préconcentrés et ce produit concentré, on a pu obtenir qu'il est préférable de passer par une préconcentration.

ملخص:

الهدف من هذا العمل يتلخص في تثمين معدن الزنك و الرصاص القادم من منجم العابد بتلمسان.

لهذا إستعملنا طريقة ما قبل التركيز و إستعملنا طريقة الطاولة الإهتزازية و السائل المكثف. في مرحلة ثانية إستخدمنا طريقة طفو المعادن.

و أخيرا بقارنتنا للطريقتين إستخلصنا أنه من المجدي المرور لا بمرحلة ما قبل التركيز.

Abstract :

This studies consist to valorise a polymetallic Mining coming from El-Abed Mine (Tlemcen).

In first stage we use a pre-concentration with a dense liquor and the nappe pellicule fluante, in second stage we use a concentration with a flotation. finally we have concluded that it is better to pass by a pre-concentration .

Mots clé:

Enrichissement , métallurgie, préconcentration, concentration, gravimétrie; flottation, lixivier dense, tablage hydraulique, granulométrie; granulochimique

# INTRODUCTION

---

Dans la plupart des cas, les matières premières minérales extraites d'une exploitation d'un gisement subissent une ou plusieurs opérations de traitement, avant de trouver une application industrielle directe ou une destination vers d'autres transformations, pour aboutir à la production de produits finis ou semi-finis. Nous savons, que la plupart des minerais métallifères se composent le plus souvent de substances utiles, de gangue stérile et souvent de substances nuisibles ou impuretés.

Il faut aussi, que tous les produits marchands répondent à un certain nombre de critères de qualité exigée par les utilisateurs. D'une manière générale, ces critères sont liés aux propriétés physiques et chimiques de la substance minérale considérée, tels que : le degré de pureté, la nature et la teneur des impuretés, la forme et les dimensions, sous lesquelles se présentent les minéraux utiles et autres minéraux accompagnateurs. Si le produit fini ou semi-fini répond à ces critères, sa valeur marchande est fixée par le cours du marché. Si le produit présente une qualité supérieure ou contient d'autres substances valorisables, un système de bonifications permet de fixer son coût réel. Si le produit est de qualité inférieure ou bien contient des impuretés nuisibles, un système de pénalités permettra donc de fixer son coût réel.

Le traitement minéralurgique consiste donc essentiellement à séparer et à enrichir une ou plusieurs fractions riches en minéral utile pour produire un « *concentré* », et un rejet sans valeur commerciale dénommé « *stérile* ». Cette concentration métallifère ou autre fait appel à des méthodes ne transformant pas la nature chimique des minéraux.

Généralement, la teneur des minerais de plomb-zinc exploités ne dépasse pas quelques pourcents 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 ses propriétés physico-chimiques.

Si la flottation s'est avérée être un procédé particulièrement efficace et sélectif, la tendance élevée des coûts des prix des réactifs et des consommables au niveau du broyage et de la flottation, tout cela justifie de passer par la voie d'une préconcentration gravimétrique.



Nous avons opté de traiter le minerai polymétallique d'El-Abed , en utilisant deux procédés gravimétriques , à savoir :

- / séparation densimétrique par le biais de liqueurs denses ;
- / séparation par nappe pelliculaire fluante .

Le fait d'obtenir un préconcentré par gravimétrie peut se justifier de différentes manières :

- traitement de minerai , présentant de faibles teneurs en métal ;
- lorsque les résultats sont concluants , on libère les ateliers de broyage et de flottation par le passage d'une quantité moins importante de minerai , avec rejet préalable de gangue ou de résidus , en diminuant de ce fait son transport de la mine vers l'usine . Ce qui entraîne , par conséquent , une consommation moindre en consommables et en utilités , tout en augmentant la durée de vie des équipements de ces deux ateliers .
- Les investissements et coûts d'exploitation de la séparation gravimétriques ne sont pas très conséquents .

Notre travail a porté sur la :

1. Caractérisation du minerai polymétallique Pb-Zn provenant du gisement d'El-Abed ;
2. Préconcentration par milieu dense ;
3. Préconcentration par tablage hydraulique ;
4. Etude comparative d'une concentration par flottation , en utilisant les préconcentrés gravimétriques et le minerai .

# Partie théorique



## ENRICHISSEMENT GRAVIMETRIQUE

---

### I.1. Introduction [9,4,11]

Le choix d'un procédé de concentration est lié aux caractéristiques et aux propriétés physiques ou chimiques des éléments constituant la roche à traiter.

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

- Son poids (force de gravité)

$$P = mg \quad (I.1)$$

où  $m$  : masse de la particule

- La résistance du fluide

$$P' = m' \cdot g$$

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

L'équation qui décrit le mouvement de la particule se traduit par l'équation suivante :

$$m \cdot dv / dt = P - P' \quad (I.2)$$

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

$$Re = [(v \cdot d) / \mu] \cdot \Delta \quad (I.3)$$

$\mu$  : viscosité du fluide.

$\Delta$  : poids spécifique du fluide

$v$  : vitesse de chute de la particule.

$d$  : diamètre de la particule.

- Si  $Re$  est petit, l'écoulement du fluide autour de la particule est laminaire, et la résistance du fluide est donnée par la formule de « Stokes » .

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

Il s'agit de particules chutant à faible vitesse.

- Si  $Re$  est plus grand, l'écoulement est turbulent ; la résistance du fluide est donnée par la formule de « Newton ».

$$R_2 = \pi / 2 \cdot Q \cdot \Delta \cdot d^2 / 4 \cdot v^2 \quad (I.5)$$

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

### I.1.1. La sédimentation libre

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

$$V = K_1 \cdot d_a^2 \cdot (v_a - 1) \quad (I.6)$$

Similairement, la loi de « Newton » se traduira par l'expression :

$$V = K_2 \cdot d_a (v_a - 1)^{0.5} \quad (I.7)$$

V : vitesse limite pour la particule ;  $K_1$  ,  $K_2$  sont des constantes.

On peut entrevoir :

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

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

Si  $v_a$  et  $v_b$  sont les densités des deux minéraux,  $d_a$  et  $d_b$  sont leurs dimensions:

$$R_f = (d_a / d_b) = [(v_b - 1) / (v_a - 1)] \quad (I.8)$$

Où :  $R_f$  : est le rapport de sédimentation libre ou le rapport des diamètres des particules du minéral « b » ( diamètre  $d_b$  ) et du minéral « a » ( diamètre  $d_a$  ).

- $n = 0.5$  pour les petites particules, répondant à la loi de « Stokes », et,
- $n = 1$  pour les grosses particules, obéissant à la loi de « Newton ».

### I.1.2. La sédimentation gênée

Lorsque la fraction de solide dans la pulpe augmente, l'effet d'intervention des particules devient plus significatif et le taux de chute diminue.



Le système se conduit comme un liquide dense, sa densité est celle de la pulpe. Il s'agit d'une sédimentation gênée, due à la haute densité et viscosité de la sédimentation gênée (chronique); la résistance est surtout turbulente: la loi de « Newton » est applicable, la densité apparente de la pulpe ( $v_p$ ) remplaçant la densité de l'eau (équation I.7).

$$V = K [d_a (v_a - v_p)]^{0.5} \quad (I.9)$$

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

$$R_h = d_a / d_b = [(v_b - v_p) / (v_a - v_p)]^n \quad (I.10)$$

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.

### I.1.3. Les méthodes basées sur la gravité [4,5,2]

Parmi les méthodes basées sur la gravité, on cite trois méthodes, qui ont été mises au point industriellement. Il s'agit de la :

#### a. Méthode de la nappe pelliculaire fluante : [1,2,5,14]

La séparation des solides, s'écoulant sur un support (plan) plus au moins incliné, fixe ou mobile, dans la même direction qu'une nappe ou un courant d'eau suivant l'horizontale ou presque, est basée sur la longueur du parcours effectué par les grains. La vitesse n'est pas la même aux différents niveaux de la nappe pelliculaire; elle est maximum à sa surface.

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

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

D'une manière générale, les grains auront l'arrangement suivant, en s'orientant vers le bas, à savoir:

- Petites particules lourdes qui résistent au courant d'eau transversal.
- Particules grossières lourdes , facilement roulées par l'eau avec les particules fines et légères.
- Particules légères , grossières.

### a.1. Les tables à secousses :

#### a.1.1. Principe et objectifs /

Les tables à secousses sont des appareils constitués d'un plateau , présentant une certaine inclinaison par rapport à l'horizontale, et animées d'un mouvement dissymétrique suivant le sens longitudinal. La table est alimentée par la pulpe brute ( minerais en suspension dans l'eau ) , provenant d'une boîte , située à sa partie supérieure . Une clarinette , le long du bord supérieur, asperge la table d'un mince film d'eau qui descend jusqu'au bord inférieur des réglettes ( riffles ) longitudinales , permettant ainsi de séparer les produits lourds.

En revanche, les produits légers ont tendance à sauter au-dessus des riffles. Les grains lourds , disposés entre les riffles , se déplacent en adhérant à la surface de la table le long des riffles jusqu'à leurs extrémités , où ils seront finalement évacués vers la partie inférieure de la table , et ce , grâce au mouvement asymétrique longitudinal imprimé au plateau.

Ces appareils de concentration ne se prêtent bien qu'au traitement des minerais présentant de grandes différences de densité des éléments minéraux constitutifs . Les facteurs influents durant la séparation par tablage sont:

- ❖ La pulpe doit comporter 20 à 30% de solide.
- ❖ La consommation en eau de lavage est comprise entre 1 et 2 m<sup>3</sup> par tonne de minerai traité.
- ❖ L'amplitude de la secousse doit être déterminée selon la grosseur du grain par la formule suivante:

$$L = (d_{\max})^{1/4}$$

- Le nombre de secousses N est déterminé par la vitesse du moteur:

$$N = 250 / (d_{\max})^{1/5}$$



- l'angle d'inclinaison: la vitesse de déplacement des grains sur le plan incliné dépend du débit d'eau; les grandes vitesses sont obtenues avec de grands angles d'inclinaison de la table .
- L'angle et le débit d'eau de lavage sont étroitement liés et sont les paramètres essentiels lors du réglage de la table.

### Conclusion:

Une séparation peut être effectuée sur une table à secousses entre deux minéraux quelconques, présentant entre eux une différence de poids spécifique appréciable ; cependant , la séparation , en considérant seulement le poids spécifique , sera relativement grossière si le critère de concentration est inférieur à 1.25 .Un critère de concentration de 2.5 et plus est suffisant pour un traitement rapide et une récupération complète.

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

Actuellement, il existe des tables à étages multiples . Cet aspect de la table est très important , car en diminuant l'encombrement de la table, on peut augmenter le débit par unité de surface du sol. Le débit d'une table dépend du caractère et de la grosseur des grains à traiter, de la hauteur et de la forme des riffles, de la course , de l'angle d' inclinaison du plateau et de la densité de la pulpe. Lors du traitement de minerais rares, le débit des tables industrielles, ayant un plateau 1.8\* 4.5m varie de 0.7à 1 tonne par heure de minerai .

Lors du traitement de Schlamms, il est égal à 0.3à 0.6 tonne par heure. La densité de la pulpe arrivant sur la table est caractérisée par la teneur en solides de 15 à 30%. La consommation en eau de lavage est de l'ordre de 1.5 à 4 m<sup>3</sup> par heure.

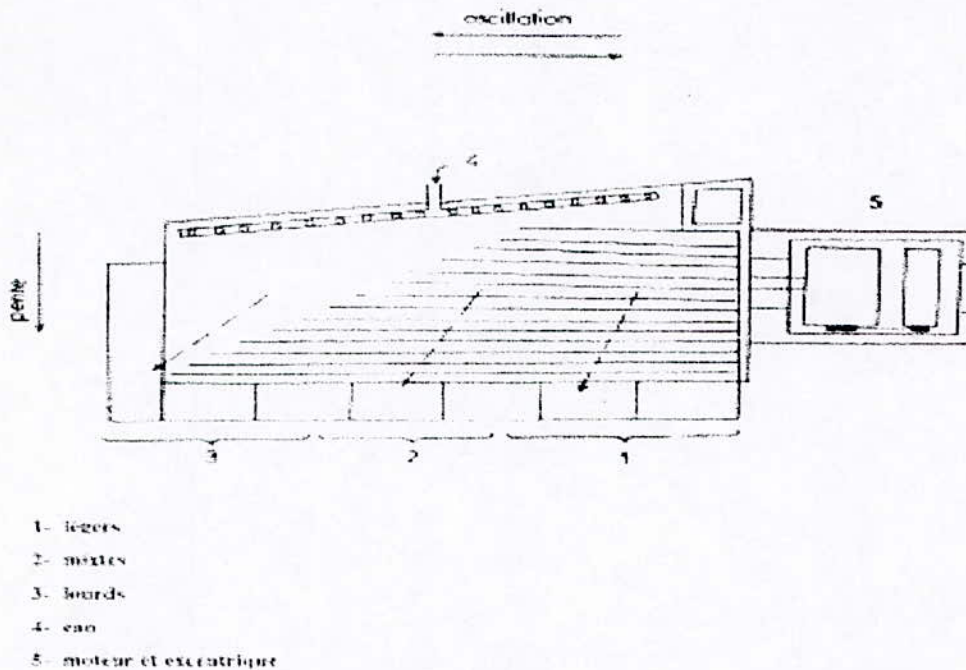


Schéma de la table à secousses

### B. Méthode par accélération différentielle [4,5]

L'accélération différentielle pour une particule est l'accélération initiale du mouvement de la particule; celle-ci dépend seulement de la densité relative du solide et du liquide.

En revanche, la dimension de la particule n'intervient pas. Le procédé d'accélération différentielle se réalise si la répartition de chute des particules minérales est assez fréquente; la durée de chute est assez brève, dans la mesure où on soumet les particules à des courants ascendants et descendants, assurés par la pulsation du fluide à l'aide d'un mécanisme.

Sous ces conditions, la stratification des particules se réalisera seulement sur la base de la gravité; quant à la séparation des grains lourds et légers, elle s'obtiendra en trois phases:

- ❖ accélération différentielle



- ❖ sédimentation gênée
- ❖ tassement.

### **. Principe du jig**

Le pistonnage (jigage) est un procédé de concentration gravimétrique , basé sur la différence entre la vitesse de chute des grains minéraux dans des courants d'eau ascendants et descendants, assurés par des pulsations provoquées par un piston ou par le mouvement alternatif d'une grille dans un fluide.

La stratification est la séparation des grains dans un jig , se produisant dans les conditions de sédimentation gênée sous l'action d'un courant d'eau vertical.

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

### **C. La méthode par milieux denses ( la plus utilisée industriellement)**

#### **I.2. La séparation par milieu dense [2,4,5,15,16]**

##### **I.2.1. Introduction :**

La séparation par le biais d'un milieu dense , en tant que méthode de traitement des minerais existe depuis 1858 ; « Bessemer » utilise une solution de chlorure de Fer comme milieu dense. Ce procédé de séparation gravimétrique par milieu dense a été utilisé pour la première fois en 1921 pour le traitement du charbon.

##### **I.2.2. Principe de la méthode**

Utilisant un milieu de densité déterminée , ce procédé sépare le produit en fractions plongeante et flottante; l'une et l'autre ayant respectivement une densité plus ou moins élevée que celle du milieu de séparation (il faut que le bain soit calme, non soumis à des courants) .

Soient deux éléments quelconques immergés dans un bain, de densité  $\Delta$  donnée ( les deux éléments ont pour densités  $\delta_L$  et  $\delta_l$  ) Figure II-1 :

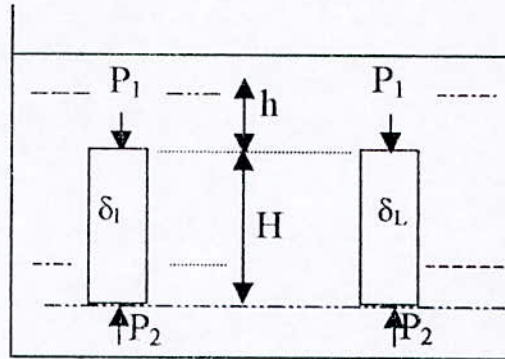


Figure II-1 : principe de la séparation par milieu dense

La loi fondamentale de la séparation par milieu dense se traduit par :

$$\delta_l < \Delta < \delta_L$$

Tel que :

$\delta_L$  : densité de l'élément le plus lourd ;

$\delta_l$  : 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  $\Delta g h$ .

force inférieure  $\Delta g ( H + h )$

La résultante des contraintes est :

$$P = (\Delta g ( H + h ) - \Delta g h) \cdot S$$

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

$$P = \Delta g \cdot V \quad (11)$$

Où :

$S$  : surface de l'élément sur laquelle agissent les forces verticales.

$V$  : 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 , tel que  $G$  : poids du cube.



### I.2.3 . Les milieux denses utilisés :

On utilise comme milieu dense des suspensions de poudre dans l'eau, tout en permettant de répondre à deux critères essentiels :

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

Les principaux médiums utilisés sont :

1. Les sables : ils permettent d'obtenir des suspensions de densité (1.5) pour une granulométrie variant de 0.1 à 0.8 mm ;
2. Les argiles : suspension de densité 1.3 ;
3. La barytine : suspension de densité 1.8 pour une maille de broyage comprise entre 40 et 150  $\mu$  m ;
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.

On peut également utiliser comme milieu dense:

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

A l'échelle industrielle, les liqueurs utilisables sur les appareils de lavage sont des médiums récupérables magnétiquement , tels que la magnétite et le ferrosilicium.

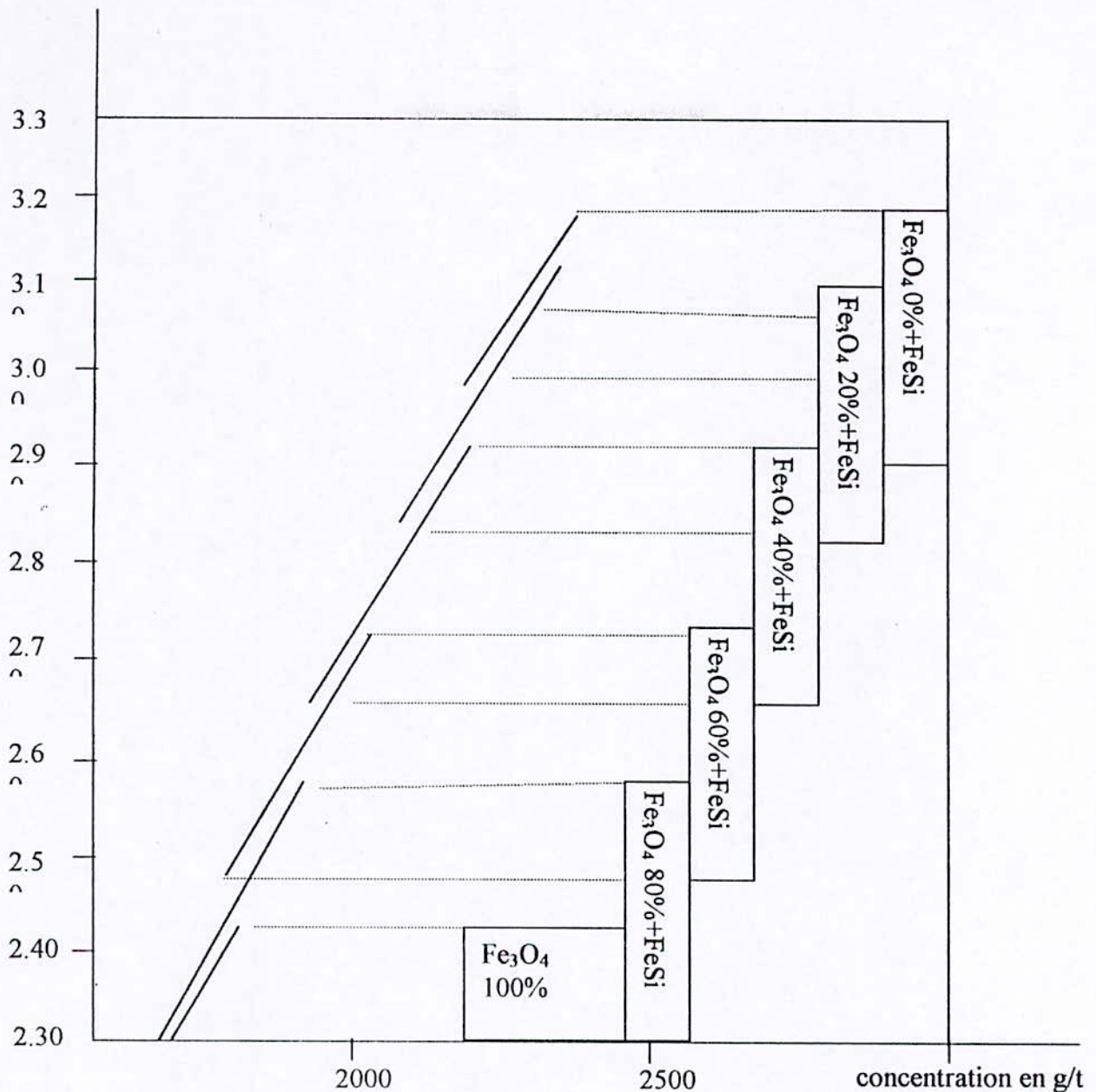
Cependant, à l'heure actuelle, les coûts de ses réactifs peuvent parfois poser problèmes (ferrosilicium par exemple). A partir de ces deux composés ( magnétite et ferrosilicium ), on

peut réaliser des densités comprises entre ( 2.30 et 3.30 ) en jouant sur leur proportion. Ces densités suivent la courbe suivante (2-2).

Désignations		Formules chimiques	Densités Kg/m <sup>3</sup>	Couleurs	Solubilité dans l'eau
<u>1/Liquides organiques lourds</u>	*Trichloréthane	C <sub>2</sub> HCl <sub>3</sub>	1460		
	*Tétrachlorure de carbone	CCl <sub>4</sub>	1680	Incolore	
	*Dibrométhane	C <sub>2</sub> H <sub>4</sub> Br <sub>2</sub>	2170		
	*Bromoforme	CHBr <sub>3</sub>	2890	Incolore	Soluble
	*Acétylène-tétrabromure	C <sub>2</sub> H <sub>2</sub> Br <sub>2</sub>	2930		
	*Tétrabrométhane(T.E.b)	C <sub>2</sub> H <sub>2</sub> Br <sub>4</sub>	2960	Incolore	Insoluble
	*Liqueur de Toulet (iodomercurate de potassium)	HgI <sub>2</sub> +KI	3170	Jaune	Soluble
	*Iodure de méthylène	CH <sub>2</sub> I <sub>2</sub>	3320	Incolore	Insoluble
	*Liqueur de Rhobach (Mercucinitrate de Baryum)	BaI <sub>2</sub> +HgI <sub>2</sub>	3590	Jaune	Soluble
*Liqueur de Clerici ( ou Formiate et Malonate de Thallium)	CH <sub>2</sub> (COOTI)2HCOOTI	4250	Jaune	Soluble	
<u>2/Liquides lourds non organiques (solutions régulières)</u>	*Solution de sel de chlorure de calcium	CaCl <sub>2</sub>	2500	Incolore	Soluble
	*Solution de sel de chlorure de zinc	ZnCl <sub>2</sub>	2500	Incolore	Soluble
<u>3/Pseudo-solutions (alourdissement+eau) alourdissement=mélange de solides.</u>	*Minéraux : Pyrite Pyrrotine Baryte Magnétite Arsénopyrite Galène *Alliage : Ferrocilicium *Métal : Plomb				

**Tableau II.1** : Caractéristique des liqueurs denses.





**Curve 2-2/ Magnetite and ferrosilicium.**  
**Proportion of magnetite and ferrosilicium**  
**For densities between 2.30 and 3.30**

This curve shows that with:

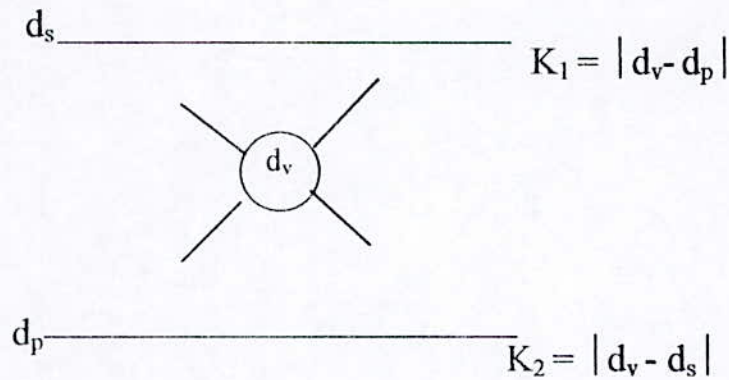
- \* Magnetite alone, we reach a liquid density  $\leq 2.4$ .
- \* A mixture of magnetite and ferrosilicium allows us to have a density between  $2.4 \leq \text{ferrosilicium} \leq 3.15$ .
- \* Ferrosilicium:  $3.05 \leq \text{density of liquid} \leq 3.35$

The density of the dense medium can be determined by the relation (for pseudo-solutions):

$$dm = C ( d_s - 1 ) + 1$$

$C$  : concentration du solide en volume (%)

$d_m$ ,  $d_s$  : respectivement densités du milieu dense et de la phase solide. Pour les solutions de sels minéraux non organiques et les liquides organiques, on utilise la règle de la croix pour obtenir une solution avec une certaine densité voulue.



$d_v$  : densité voulue

$d_s$  : densité supérieure à  $d_v$

$d_p$  : densité inférieure à  $d_v$

$k_1$  et  $k_2$  : coefficients positifs

$v_1$  : volume pris par la solution, de densité  $d_s$

$v_2$  : volume pris par la solution, de densité  $d_p$

$$v_1 = v_2$$

$$v_3 = k_1 v_1 + k_2 v_2$$

$v_3$  : volume d'une solution, qui aura la densité ( $d_v$ ) voulue.

## I.2.4 Analyse densimétrique proprement dite [14]

### \*Préparation du minerai

Le minerai doit avant tout être lavé à l'eau sous pression pour pouvoir le débarrasser des particules fines et colloïdales, puis l'égoutter afin de ne pas diluer le médium, et le sécher finalement.

- L'échantillon est plongé dans une série de liqueurs, de densité ~~(décroissante)~~ croissante



La fraction légère (flottante) est évacuée par débordement au dessus d'un seuil et introduite dans la liqueur suivante. Quant à la fraction lourde (plongeante), elle est recueillie au fond du récipient de séparation et ainsi de suite ( Figure I-2)

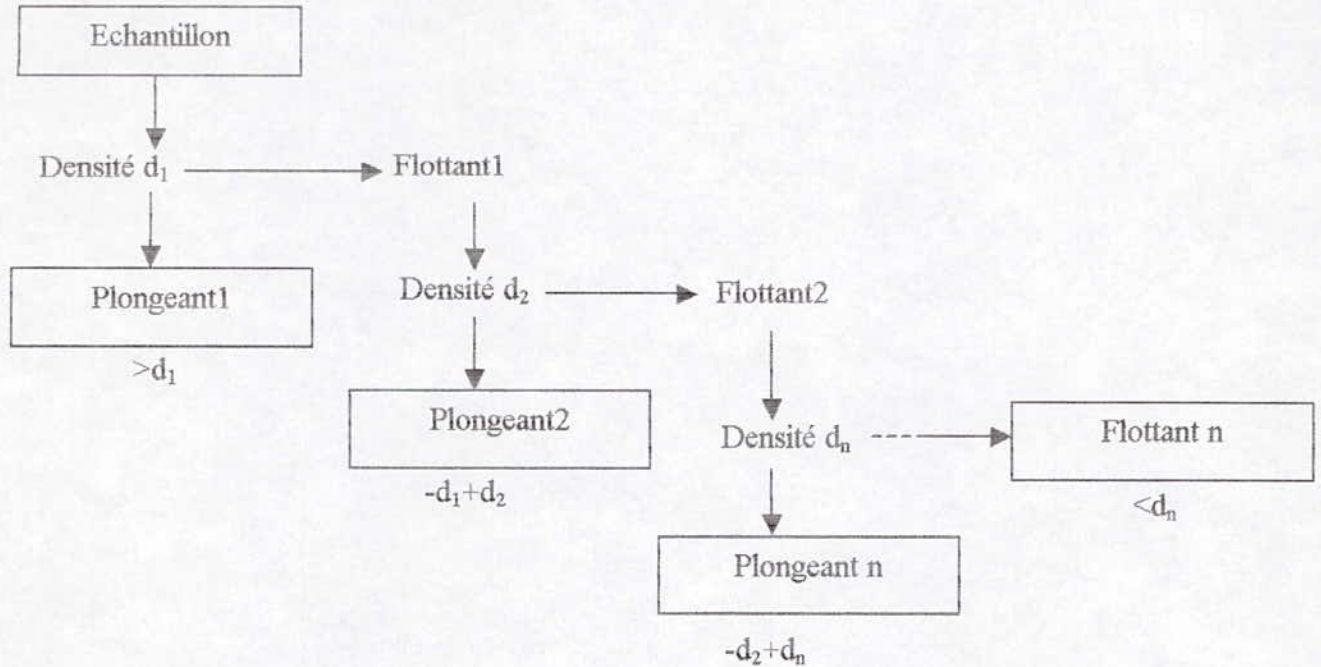


Figure I-2 : Protocole de séparation par milieu dense (cas du charbon) [4]

#### \* La régénération du médium

La régénération du médium se fait en deux étapes principales.

- L'égouttage du médium, dont la densité est voisine ou égale à celle du bain.
- Le lavage du minerai sur crible permet de récupérer un médium dilué, qu'il s'agit d'épurer et de concentrer par procédé magnétique jusqu'à ce qu'il ait la densité du bain.

Les avantages et les inconvénients de la séparation par milieu dense.

**a. Les avantages :**

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

**b. Les inconvénients :**

- Il est toujours nécessaire de récupérer et de régénérer le médium ;
- La présence de fines particules gêne considérablement le processus de séparation, car elles gênent et diminuent le mouvement des particules minérales dans le bain ;
- La concentration de minerai tendre est très délicate, en raison de la formation de quantité excessive de schlamms, qui modifient la densité et la viscosité du milieu .

**I.2.5 Conclusion**

La concentration 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.



# ENRICHISSEMENT PAR FLOTTATION

---

## II.1 Introduction [9,4,11]

La flottation est une technique d'enrichissement relativement récente , qui a pris une grande importance dans le traitement des minerais complexes , en particulier des sulfures, des minerais naturels des métaux non ferreux (plomb, cuivre, zinc, nickel). Elle permet d'obtenir des concentrés à teneur marchande à partir de minerais pauvres (0.4 – 0.6 % Cu par exemple).

Ce procédé a une importance économique majeure (des laveries ont des capacités de traitement de plus de 100 000 tonnes de minerai par jour ).

## II.2. Principe de la flottation [9,11,13]

Les particules solides à séparer sont mises en suspension dans l'eau. On traite cette pulpe avec des réactifs (surfactants) , qui en s'adsorbant sélectivement à la surface de certaines particules les rendent hydrophobes. (ayant une plus grande affinité pour l'air que pour l'eau) . La pulpe ainsi conditionnée est introduite dans des cellules de flottation, munie d'agitateur et de diaphragme par lesquels sont injectées des bulles d'air.

Les bulles de gaz adhèrent aux particules hydrophobes et entraînent celles-ci, sous l'action de la poussée d'Archimède résultante ; l'ensemble (particules plus bulles ) flotte à la surface de la cellule. Il se forme une écume enrichie en phase solide , dynamiquement stable à la partie supérieure de la cellule de flottation , qui est extraite de la cellule , afin de produire le concentré de flottation. Alors que les particules hydrophiles plongent dans le fond de la cellule, d'où elles sont évacuées.

## II.3. Phénomène physico-chimique de la flottation : [3,9,14]

### a. Tension superficielle :

La masse à l'intérieur d'un liquide est en équilibre sous l'action de toutes les forces créées par les molécules qui l'entourent ; par contre celle qui se trouve à la surface du liquide

est soumise à l'attraction des molécules du liquide, donc par une force dirigée à l'intérieur de celle-ci.

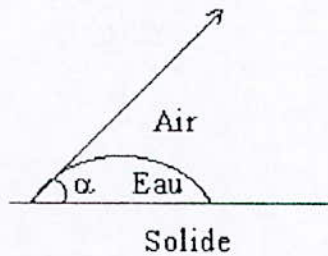
Pour la ramener à la surface, il nous faudra un certain travail. On exerce une force «F» proportionnelle à la surface du liquide.

$$dF = A \cdot dS \quad A : \text{constante dite tension superficielle}$$

$dS$  : élément de surface.

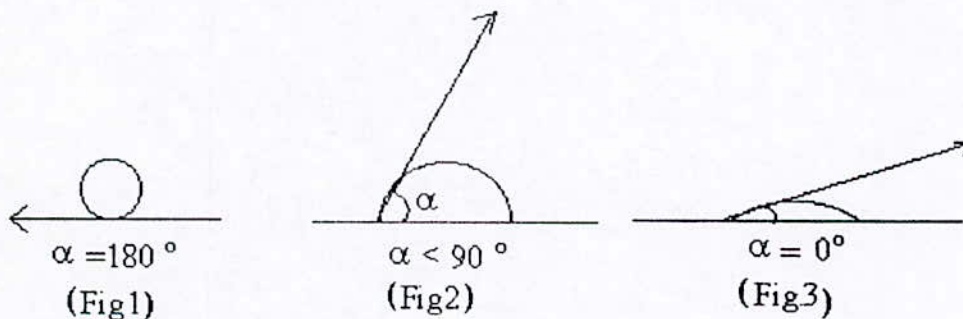
### b. Angle de contact

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 «  $\alpha$  », c'est l'angle entre la surface du solide et la tangente à la surface de l'eau. Cet angle porte le nom d'« angle de contact »



On appelle corps hydrophobes, les corps ayant un grand angle de contact (fig. 1 et 2)

On appelle corps hydrophiles, les corps ayant un petit angle de contact (Fig. 3)



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



## II.4. Les réactifs de flottation [9,13]

L'utilisation des réactifs de flottation a pour but de changer : l'indice de flottabilité des minéraux à séparer (angle de contact). Le nombre et la taille des bulles d'air et la stabilité de la mousse, on distingue :

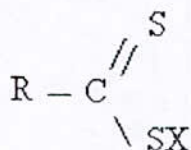
### 1. Les collecteurs :

Ce sont des agents organiques constitués d'une molécule hétéropolaire , c'est-à-dire formée d'une partie polaire et une partie non polaire.

Ces réactifs adhèrent à la surface de certaines particules de minéraux , pour constituer un revêtement non polaire hydrophobe , qui se fixe aux bulles d'air. Parmi les collecteurs utilisés , on distingue :

#### a. Les collecteurs anioniques

On s'intéresse aux groupes sulfhydriques , qui conviennent aux minerais sulfurés (ZnS, PbS ) , parmi lesquels on utilise les Xanthates .



R : Radical alcool

X : k ou Na

#### b. Les collecteurs cationiques

Parmi les groupes des collecteurs cationiques, on cite les amines grasses (r- NH<sub>2</sub> ). Ils sont employés dans la flottation des carbonates de zinc et de plomb ( Zn CO<sub>3</sub> , Pb CO<sub>3</sub> ) .

### 2. Les moussants :

Ce sont des molécules <sup>hétéropolaires</sup> hétéroplanes , de faible solubilité , servant à avoir un grand nombre de bulles fines et de pouvoir les maintenir en suspension , d'avoir une écume assez stable évacuée avant que le minerai ne rechute à nouveau ; à cet effet , on utilise généralement l'huile de pin.

### 3. Les modificateurs :

- Les déprimants : les déprimants sont des réactifs , qui empêchent la flottation de certains minéraux de façon temporaire. Ce sont des agents qui sont à la base de flottation sélective.
- Les activants : Ce sont des substances , qui vont activer les surfaces de certains minéraux ou augmenter la flottabilité de certains minéraux.

#### 4. Les régulateurs du milieu :

Les régulateurs du milieu sont des réactifs , qui maintiennent constant le degré de l'acidité ou d'alcalinité de la pulpe, autrement dit un PH fixe. Ils servent aussi à précipiter les sels solubles , qui nuisent à l'action des collecteurs. Généralement, on utilise la chaux , peu coûteuse .

### II.5 La cellule de flottation : [4,11,12,13]

La cellule de flottation est une cuve munie d'un agitateur, d'un système d'injection d'air et d'un dispositif de raclage des mousses chargées de particules ( voir fig II.4).

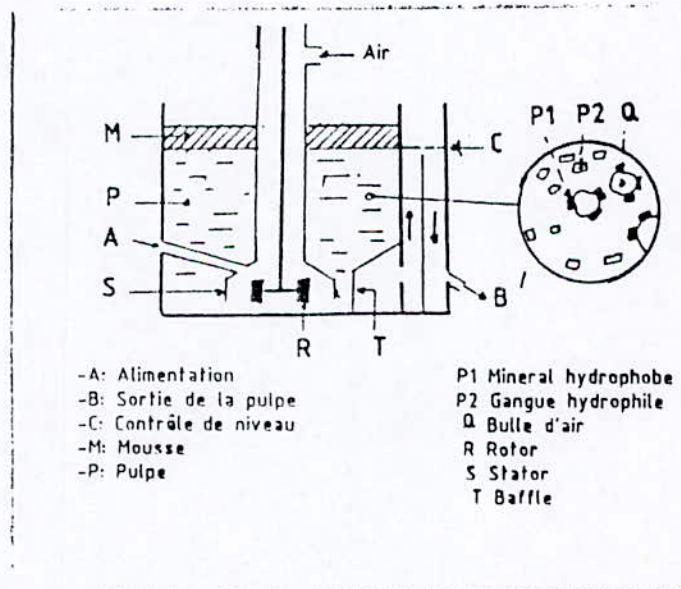


Figure (II.4): Schéma d'une cellule industrielle



### II.5.1 Alimentation et récupération des minerais bruts et enrichis

L'alimentation en pulpe se fait soit par le côté latéral de la cellule, soit directement dans la zone centrale de l'agitateur. La sortie se fait au niveau de deux points :

- Par débordement des écumes à la partie supérieure pour le produit flotté.
- Par le bas de la cellule en un ou plusieurs points pour le produit non flotté ou par passage direct dans la cellule suivante pour subir un nouveau traitement de flottation (cas d'une série de cellules dans une installation industrielle).

### II.5.2. Fonctions essentielles d'une cellule de flottation

- Mettre et maintenir les particules en suspension.
- Disperser les bulles d'air dans la pulpe.

Fournir les conditions appropriées pour le contact entre bulles d'air et particules hydrophobes.

### II.5.3. Mode de production de micro bulles :

#### La pressurisation :

C'est la technique la plus répandue. Les bulles sont obtenues par détente d'une solution enrichie en air dissout sous une pression de quelques bars, traversant un matériel poreux (toile filtrante). On utilise comme liquide pressurisé l'eau.

## II.6. Flottation des minerais sulfurés [9,4,5]

Les objectifs de la flottation sélective des minerais sulfurés du plomb et zinc sont de collecter le plomb dans le concentré de plomb et le zinc dans le concentré de zinc.

Généralement, en pratique, on flotte en premier lieu le plomb ensuite le zinc.

Pour la flottation du plomb, on utilise les collecteurs sulfhydriques (éthylxanthate) et l'huile de pin comme moussant dans un milieu faiblement alcalin (PH = 8 à 10).

Dans la flottation du plomb, on utilise l'agent dépresseur le plus efficace : NaCN.

Pour flotter le zinc, on active le minéral, généralement par le sulfate de cuivre ( $\text{CuSO}_4$ ) et on le collecte par l'amylxanthate.

Ce traitement est généralement produit dans un milieu moyennement alcalin (PH de 10 à 12).

# IDENTIFICATION DU GISEMENT D'EL-ABED

---

## III.1. Etude géologique[6,7]

### III.1.1. Introduction

Le gisement d'El-Abed représente la partie orientale d'un des plus grands champs miniers de plomb-zinc stratiforme de l'Afrique du nord.

Le gisement d'El Abed a été découvert sur le prolongement Est des gites Marocains en 1940 par la compagnie Zelliga et le BRGM (Bureau de Recherche Géologique et Minière ). Son exploitation n'a débuté qu'en mai 1952 par la même compagnie. Son exploitation continuera après la nationalisation des mines en mai 1966

### III.1.2 Situation géographique

La mine d'El Abed est située dans les limites des hauts plateaux Oranais. Du point de vue administratif , elle fait partie de la wilaya de Tlemcen au Nord-Ouest de l'Algérie à la frontière algéro-marocaine .

La cité d'El Abed se situe sur la superficie du gisement ; elle est distante de Tlemcen de 100Km et de Maghnia de 56 Km.

### III.1.3.Situation topographique

Le relief sur la superficie du gisement est accidenté , avec des dénivellations absolues allant jusqu'à 300 m avec des cotes absolues de 1260 m à 1550 m.

### III.1.4. Climat

Le climat est subtropical , assez agréable, il fait très chaud en été et froid en hiver La température ambiante varie de -5°C à 45°C .



**III.1.5.Morphologie du gisement**

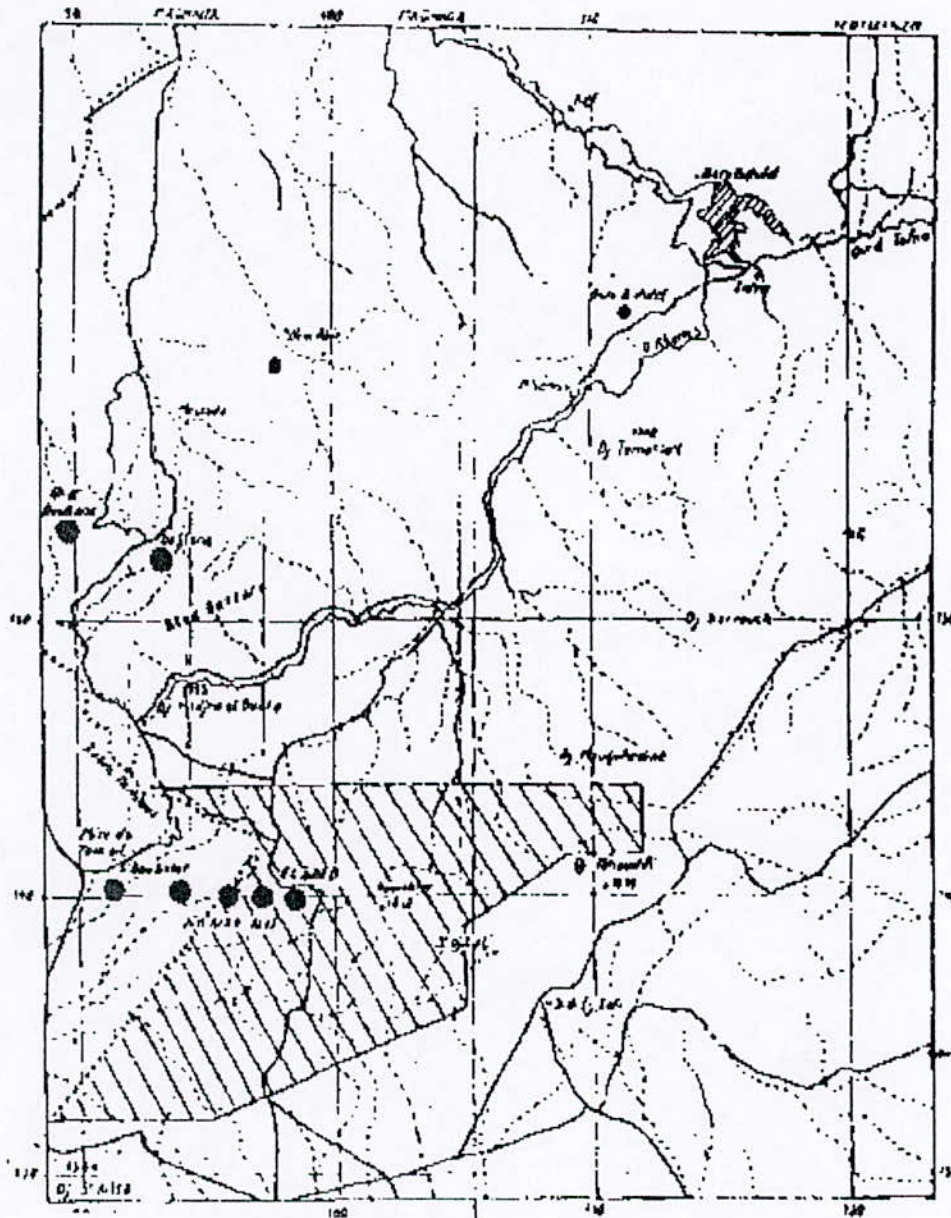
La superficie totale du gisement dépasse les 04 Km<sup>2</sup> . Il s'étend en direction Ouest-Est sur 4.5 Km et sa plus grande largeur est de 2.5 Km.

La morphologie dominante est stratiforme et multicouche. La puissance des couches minéralisées est très variable (de moins de 1m à plus de 12 m ) .

Les teneurs en plomb et zinc semblent très dispersées (teneur bimétal moyenne de blocs variant de 1.5 % à 15 % )

**CARTE DE LA REGION DES TRAVAUX DE LA MISSION D'EL-ABED**

Echelle 1 / 200 000



Gisement et manifestation de minéralisation polymétallique (PbZn)

- Importants
- Moyens
- Petits

Superficie des travaux en projet

▨ Sites d'études géologiques.

Réfère rapport final , portant sur l'étude géologique complémentaire du gisement d'EL-ABED1986-1991(O.R.G.M).



### III.1.6. Géologie du gisement

Deux ensembles structuraux se distinguent, séparés par une discordance:

- Le socle paléozoïque, comprenant des formations sédimentaires et volcaniques, plissé à l'hercynien et recoupé par des venues magmatiques.
- Une série mésozoïque, discordante et comprenant le dépôt du jurassique inférieur, moyen et supérieur.

#### a) Stratigraphie:

Le paléozoïque a été reconnu dans des profondeurs allant de 200 à 600 m. Dans la partie Nord du gisement, il est représenté par des roches éruptives : diasbases quartzeuses diabasophyrites, tufs porphyrites andésilo-dacitique, qui sont recouverts localement par des schistes argileux. Dans la partie Sud du gisement, le paléozoïque est représenté par des schistes argileux.

Les dépôts mésozoïques reposent en discordance très marquée sur la surface érodée et inégale du socle paléozoïque. On distingue des dépôts du Permo-Trias surmontés par une assise jurassique, où l'on rencontre les roches du Lias, du Dogger, du Callovien-oxfordien, du Lusitanien et du Kimméridgien.

#### A) Le Permo-Trias :

Il est représenté par des lentilles de conglomérats argileux rangés, constitués de fragments et galets de schiste. La puissance ne dépasse pas les 10m.

#### B) Le jurassique :

- **Le Lias** : localisé entre 170 et 560 m de profondeur, le Lias est représenté par des calcaires, des dolomies et des grés. La puissance prédominante varie de 10 à 20 m. Les terrains liasiques sont constitués par les roches encaissantes du gisement.

- **Le Dogger** : se compose de calcaires ferrugineux d'âge bathoniens avec des oolithes, se présentant en lentilles isolées en taches de forme irrégulière. Sa puissance varie de 2 à 3 m

-**Le Callovien-oxfordien** : constitué par une série monotone de marnes grises finement schistifiées. Sa puissance varie de 250 à 270 m

-**Les dépôts de Lusitanien** : reposent en discordance angulaire sur les terrains du Callovien-Oxfordien et se divise en deux sous étages :

- Le Lusitanien inférieur (130 m de puissance) est représenté par des marnes argileuses intercalées par des lits de grés.

- Le Lusitanien supérieur ( 300 m de puissance), se compose de grés, de rares bomcs de grés quartzeux ferruginisés et de lits marneux minces.

- **Les dépôts de Kimméridgien** : reposant en faible discordance angulaire sur les dépôts du Lusitanien , sont représentés par des dolomies et des calcaires fins. Leur puissance est de 50 m.

**C. Les dépôts Quaternaires** : sont représentés par les terrains en pente et les formations alluvionnaires. Ils sont constitués de dépôts sablo-argileux . La puissance atteint 3 à 4m .

#### **b – Tectonique :**

Les monts d'EL-Abed apparaissent comme un édifice compartimenté, hérité des accidents structuraux hercyniens. La complexité du schéma actuel est imputée aux mouvements épirogéniques pendant le Lias et le Dogger et aux jeux de distension et de compression pendant le Jurassique supérieur, le Crétacé et le Tertiaire.

#### **c – Minéralisation :**

Les minéraux du gisement d'EL-Abed se caractérisent par une composition minéralogique relativement simple :

- Minéraux métalliques :

Blende, Galène, Pyrite, Chalcopryrite, Marcassite, Cuivre Gris, Hématite, Cérusite, Hydroxyde De Fer.

- Minéraux de la gangue :

Dolomite , Quartz ,Kaolinite, Muscovite , Tourmaline, Apatite, Epidote et Bitume .





**Partie**

**Expérimentale**



## III.2. Identification du minerai

### III.2.1 / Echantillonnage :

L'échantillonnage, sur lequel ont été réalisés les essais, provient du gisement d'EL-Abed.

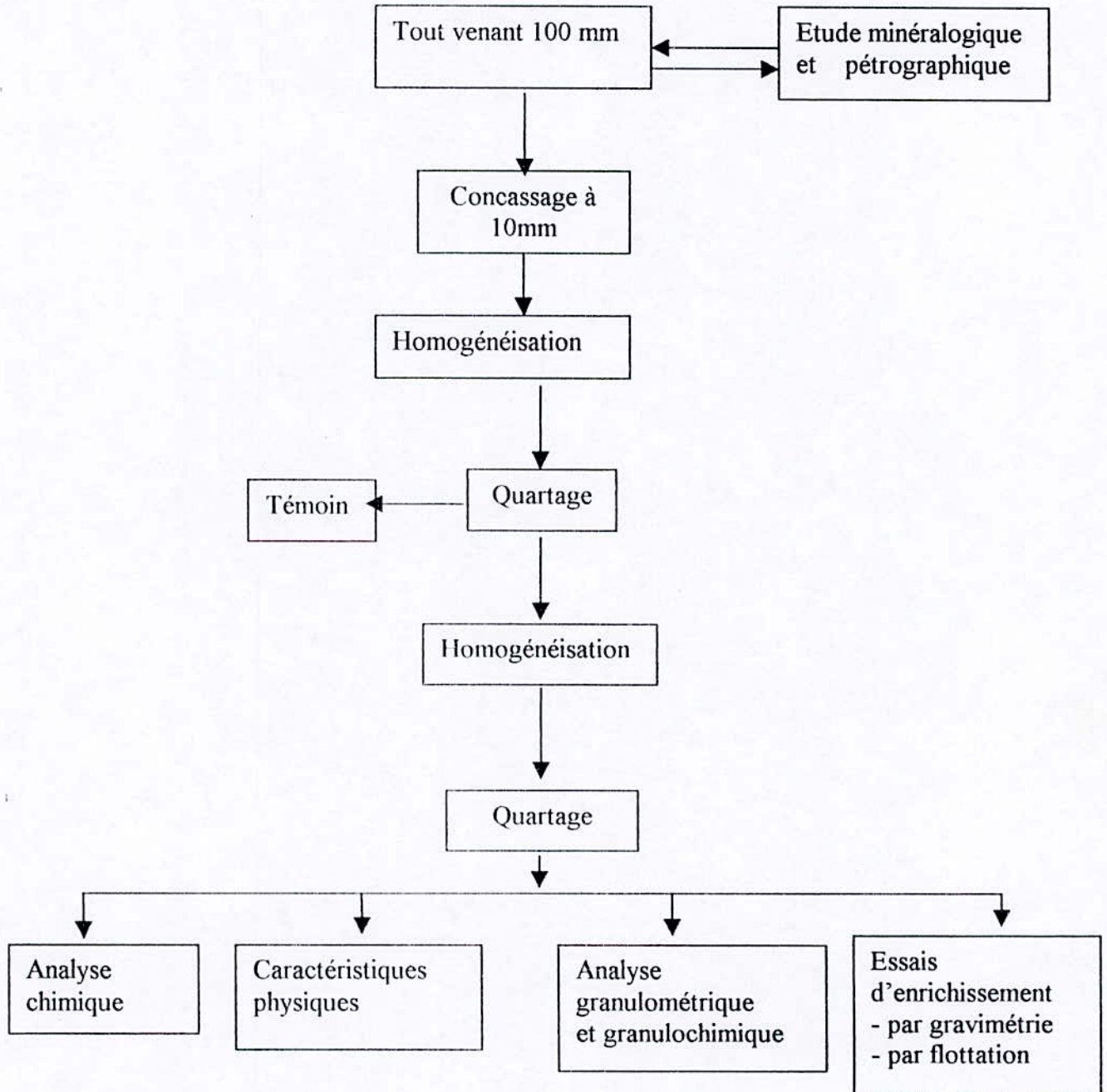


Schéma III-2 : Répartition du minerai pour essais et analyses

### III.2.2. Etude minéralogique et pétrographique

L'étude minéralogique et pétrographique sur section polie , réalisée au sein des laboratoires de l' ORGM et de l' ENP , nous a permis de distinguer l'association des minéraux suivants (annexe 1 ) : galène, blende et pyrite.

- **La galène :**

Elle se présente en grains de forme et de tailles différentes, variant de 2 mm à 10 mm, disséminés dans la gangue, La couleur varie du gris au bleu .

Il existe un plan de clivage , à travers lequel , il y a altération.

- **La blende :**

Elle se présente en agrégat massif minifilamenteux ; on y trouve aussi des cristaux cubiques altérés , dont la grosseur varie du jaune clair au brun rougeâtre et parfois virant au marron foncé.

- On remarque aussi une fine dissémination de la **pyrite**

L'ensemble blende et galène ainsi que la pyrite est contenue dans une gangue de dolomite carbonée et de quartz .

### Conclusion

- Notre gisement est formé essentiellement par la blende et la galène .
- La gangue est formée par la dolomite carbonate et le quartz .

### III.2.3. Analyse chimique

Les analyses chimiques effectuées par absorption atomique sur échantillon représentatif , obtenu après quartage et broyage à [-100 µm ] nous ont donné les résultats suivants :

Pb %	Zn %	Cu %	Cd %	Ag (g/t)
6.5	6.0	<0.005	<0.005	<1

Les teneurs en Cu, Cd, et Ag sont très faibles , par contre celles du plomb et du zinc sont très intéressantes. Il s'agit donc d'un gisement de plomb et de zinc.



### III.2.4. Détermination des paramètres physiques du minerai

#### 1. Calcul du taux d'humidité

Ce paramètre a été déterminé au laboratoire du département ; on le calcule d'après la formule :

$$T(\%) = 100 * (M_1 - M_0) / M_1$$

$$M_1 = 500 \text{ g}$$

$$M_0 = 498.7 \text{ g}$$

$$T(\%) = 0.26\%$$

La procédure opératoire, permettant de déterminer ces paramètres, est transcrite dans l'annexe III

#### 2. Calcul de la porosité

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

La procédure opératoire figure dans l'annexe III

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

$$P(\%) = 6.05\%$$

#### 3. La masse volumique absolue

On détermine la masse volumique absolue d'après la formule suivante. La procédure opératoire étant dans l'annexe III

$$M = 300 \text{ g}$$

$$V_1 = 400 \text{ ml}$$

$$V_2 = 491.5 \text{ ml}$$

$$\rho = 3.278 \text{ g/cm}^3$$

#### 4. La surface spécifique

La surface spécifique est calculée par la relation : ( La procédure opératoire figure dans l'annexe III).

$$S.s = 0.354 * k * \sqrt{t} / (0.5 * \rho * \sqrt{\eta})$$

$$S.s = 3.50 \text{ cm}^2/\text{g}$$

### **5. calcul de la dureté**

Ce paramètre à été déterminé au niveau du laboratoire de minéralogie par la méthode de l'échelle de MOHS(annexe III).

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



### III.2.5 Analyse granulométrique:[3.10]

L'objet de cette analyse consiste à déterminer les proportions massiques de minerai fragmenté, tout en respectant les standards en matière de classification directe (tamisage). Cette classification répond à des normes internationales.

Dans le cas présent, nous avons opté pour A.F.N.O.R (système métrique), en utilisant une série de tamis, d'ouverture variant entre 15 mm et 0.075 mm.

L'opération de tamisage à sec en laboratoire été réalisée manuellement pour les granulométries suivantes : 15 et 10 mm.

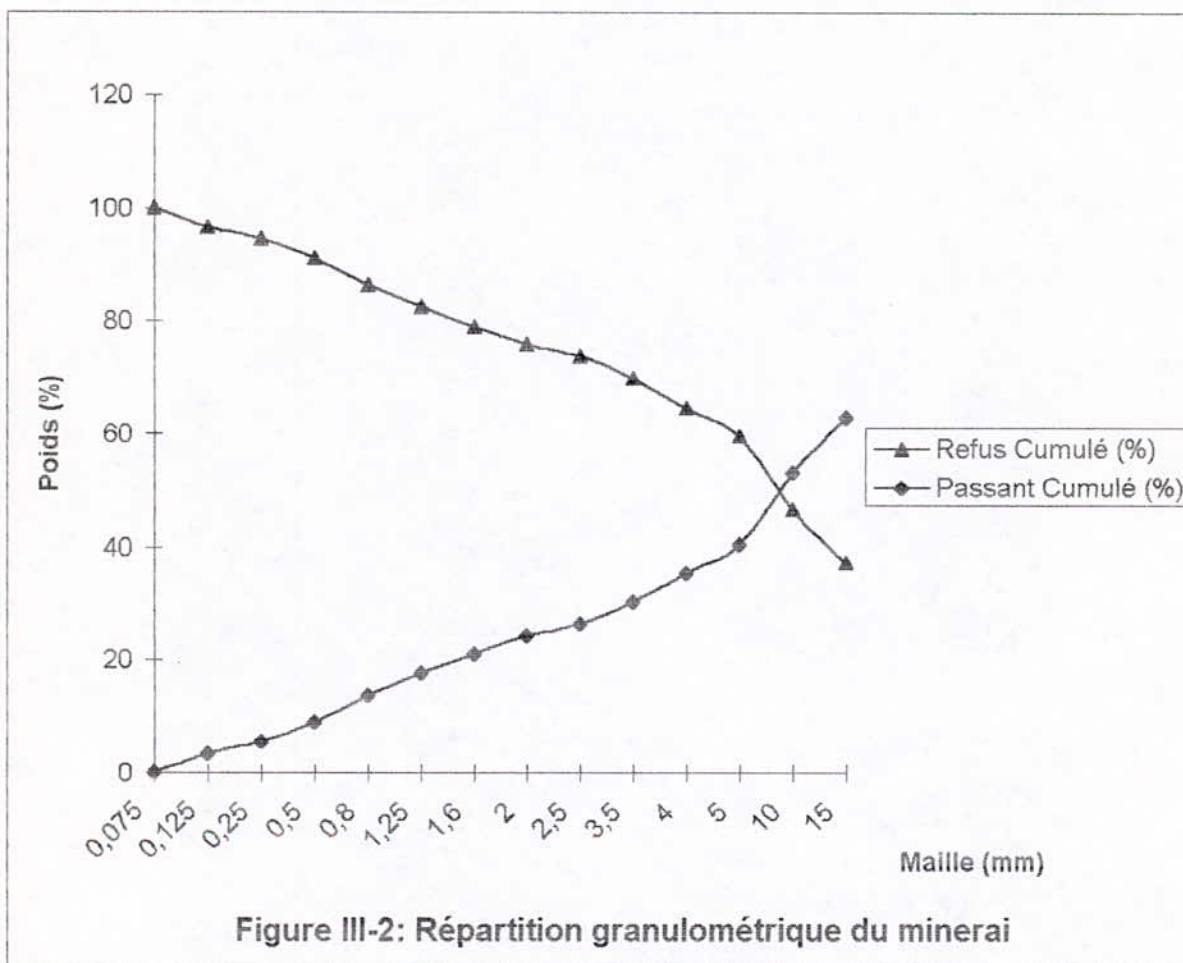
Le refus obtenu est recyclé vers le concasseur, réglé à 15mm.

Nous avons effectué, après chaque tamisage successif, une pesée du refus de chaque tamis. Chaque pesée correspond à la masse d'une tranche granulométrique (réfère tableau III.2). L'interprétation d'une analyse granulométrique apparaît au niveau de tableau, de caractéristique et d'histogramme, représentant la répartition granulométrique et massique de chaque tranche granulométrique.

Maille(mm)	Poids		Refus cumulent %	Passant cumule%
	Masse(g)	Répartition%		
-15+10	372,30	37,24	37,24	62,76
-10+5	95,7	9,57	46,81	53,19
-5+4	127,4	12,74	59,55	40,45
-4+3,5	50,4	5,04	64,59	35,41
-3,5+2,5	51,5	5,17	69,76	30,24
-2,5+2	39,8	3,98	73,74	26,26
-2+1,6	20,8	2,08	75,82	24,18
-1,6 +1,25	31,6	3,16	78,98	21,02
-1,25+0,8	34,7	3,47	82,45	17,55
-0,8+0,5	38,6	3,86	86,31	13,69
-0,5+0,25	47,3	4,73	91,04	8,96
-0,25+0,125	33,8	3,38	94,42	5,58
-0,125+0,075	21,2	2,14	96,56	3,44
-0,075	34,4	3,44	98,89	1,11
total	999,5	100	-	-

Tableau III-2: résultats de l'analyse granulométrique





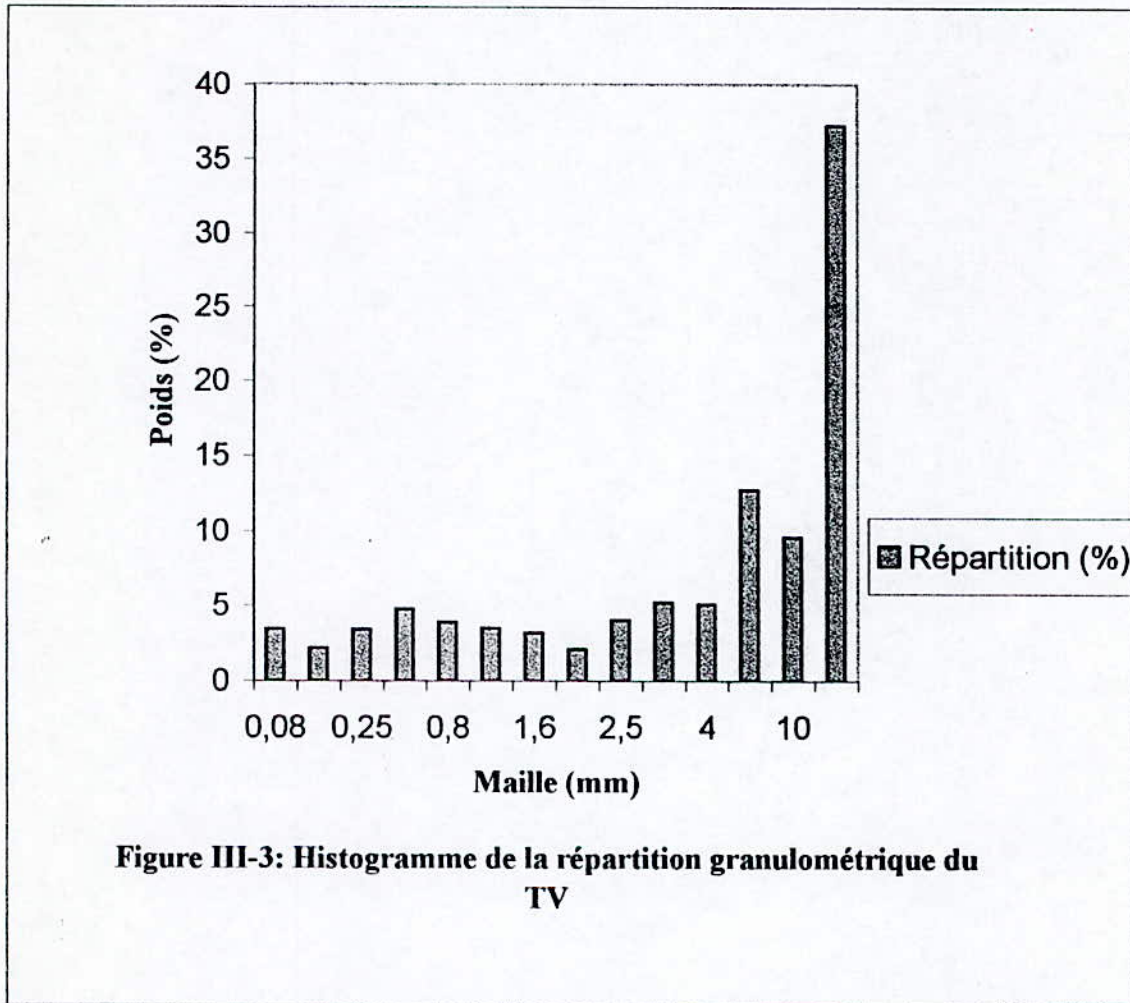


Figure III-3: Histogramme de la répartition granulométrique du TV



**III-2.6: Analyse granulochimique: [7.2.8]**

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

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

Cette analyse chimique s'est faite par absorption atomique (réfère annexe 2). Le tableau (III.3) traduit les résultats d'analyse granulochimique, tout en précisant la répartition métallifère au niveau de chaque classe par rapport à l'échantillon global.

La répartition du zinc et du plomb, au niveau des différentes classes, apparaît dans les histogrammes (III-4, III-5).

Maille(mm)	Poids%	Teneur%		Répartition%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
-15+10	37.24	4.24	6.53	31.92	39.81
-10+5	9,57	8,45	5,85	16,33	9,17
-5+4	12,74	3,25	4,5	8,36	9,39
-4+3,15	5,04	5,94	5,10	6,048	4,21
-3,15+2,5	5,17	6,85	6,67	7,16	5,65
-2,5+2	3,98	3,78	6,53	3,03	4,26
-2+1,6	2,08	4,80	5,75	2,01	1,96
-1,6+1,25	3,16	4,35	4,15	2,77	2,14
-1,25+0,8	3,47	2,75	5,50	1,92	3,12
-0,8+0,5	3,86	6,00	8,67	4,67	5,47
-0,5+0,25	4,73	6,25	5,45	5,97	4,21
-0,25+0,125	3,38	5,04	6,00	3,44	3,31
-0,125+0,075	2,14	6,23	6,00	2,70	2,10
-0,075	3,44	5,30	9,25	3,68	5,20
Reconstitué	100	4,95	6,11	100	100

Tableau :III.3- résultats de l'analyse granulochimique



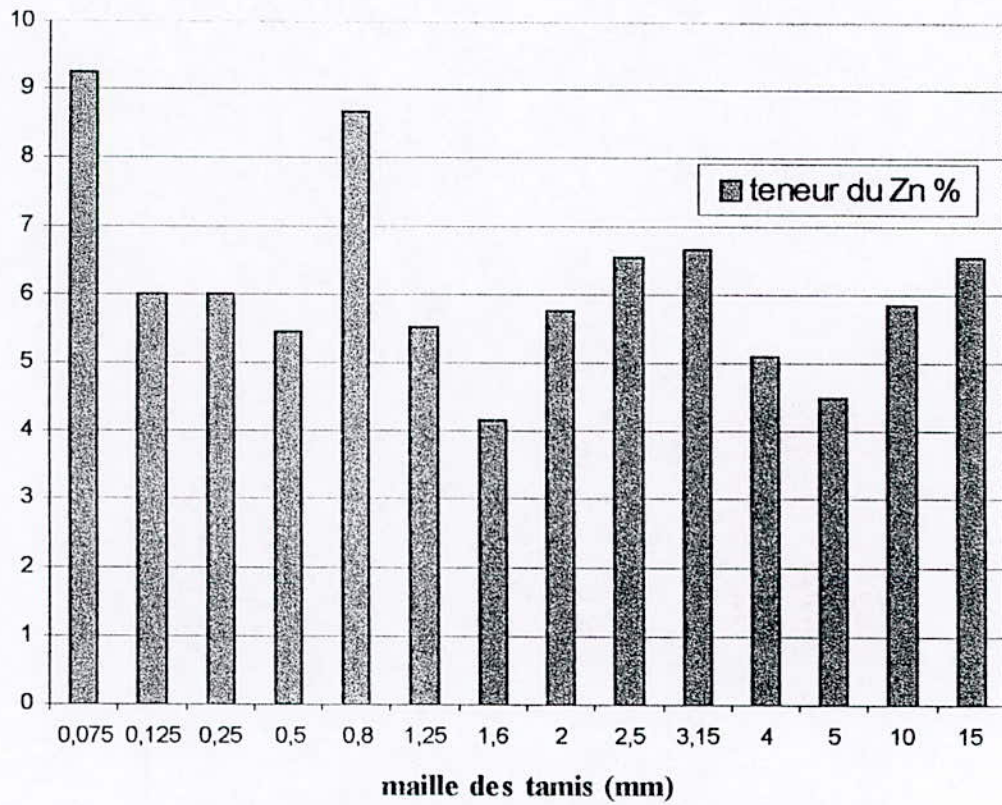
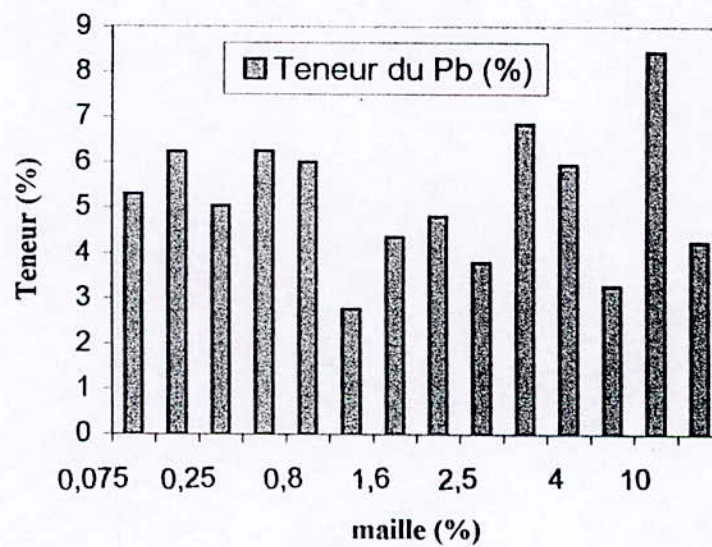


figure III.4.répartition de la teneur du Zinc dans les tranches granulométriques



figureIII-5: répartition de la Teneur du Pb dans les tranches granulométrique

### III.3. Expression des résultats:

- La courbe des passant cumulés présente une concavité vers le haut, cela s'explique par le fait que:

Le coefficient d'uniformité d'Hazen ( $C_u = d_{60}/d_{10} = 14$ ).

Il traduit le fait que la granulométrie soit étalée, le minerai présentant donc une granulométrie hétérogène ; ce qui nous amène à dire que la résistance mécanique des différents composants minéralogiques de l'échantillon est très variable.

Le coefficient de courbure est : ( $C_c = (d_{60})^2 / (d_{60} * d_{10}) = 1.87 > 1$ ).

Ce qui tend à exprimer que la minéralisation soit relativement tendre, provoquant par la suite des difficultés dans la séparation gravimétrique (analyse densimétrique), dues à la présence excessive de fines ou de mixtes.

B – les résultats de l'analyse granulochimique, reportés dans le tableau (III-2) et représentés par les histogrammes (figure III.3 et III-4), montrent que :

les teneurs en Plomb et en Zinc varient d'une classe granulométrique à une autre. La plus forte teneur en Pb se situe dans la classe granulométrique (-10+5 mm). En ce qui concerne le Zn, il est très présent dans la fraction (-0.075 mm) avec une teneur de 9.25%.

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 tendre presque vers une libération totale des espèces minérales en cause.



# SEPARATION DENSIMETRIQUE

---

## IV.1. Déroulement d'une expérience:

Ce procédé de préconcentration nécessite différentes étapes , aboutissant à l'élaboration d'un schéma technologique de traitement de minerai polymétallique sulfuré , dans le cas qui nous intéresse . Ces étapes sont décrites dans ce qui suit :

### 1.Préparation de l'échantillon:

Le minerai disponible dans un fût de 200 l au niveau du laboratoire de valorisation a fait l'objet d'un échantillonnage , en vue de pratiquer une séparation densimétrique . Cet échantillonnage a consisté à pratiquer sur tout le lot de minerai une subdivision homogène par quartage ou division , en vue d'obtenir dans une première étape cinq échantillons représentatifs , de 400grammes chacun , représentant cinq tranches granulométriques distinctes , à savoir :

$[-15+10]$ mm ;  $[-10+5]$ mm ;  $[-5+3.15]$ mm. ;  $[-3.15+2]$ mm et  $[-2+1.25]$ mm.

Nous avons lavé séparément ces tranches granulométriques, afin d'éliminer toutes les particules fines, susceptibles de gêner par la suite la séparation par liqueurs denses . En effet , ces fines particules risquent de demeurer en suspension lors de la séparation densimétrique , faussant en quelque sorte les résultats .

Après le lavage, l'échantillon a été séché et pesé (400g) .

### 2. Préparation du milieu dense:

Nous avons utilisé deux milieux denses différents de par leur nature , à savoir :

- le bromoforme [ $\text{CHBr}_3$ ] , de densités : 2.88 , 2.845 et 2.814 .
- le xylène [ $(\text{CH}_3)_2\text{C}_6\text{H}_4$ ] , de densité 0.863 .

Dans un premier temps , nous avons préparé un mélange de ces deux solutions (xylène et bromoforme ) , pour atteindre une densité de départ 2.75 ( en utilisant la méthode de la croix , pour fixer la densité des différents médiums) .

Après avoir procédé à la préparation du minerai et des milieux denses , nous avons réalisé l'analyse densimétrique de la manière suivante :

Pour chaque classe granulométrique préparée, nous avons suivi le cheminement densimétrique, suivant le schéma décrit dans la figure (IV.a). Après avoir déversé l'échantillon dans la première liqueur dense, de densité  $d_1$ , nous obtenons deux sous-produits, se différenciant de par leurs masses spécifiques, représentant deux ensembles de particules légères (flottantes) et lourdes (plongeantes).

Une fois que les deux produits sont évacués de la liqueur dense, ils sont lavés à l'eau chaude, puis à l'alcool ; on les sèche séparément.

Par la suite, la fraction flottante sera pesée et analysée chimiquement ; par contre la fraction plongeante, pesée également, sera introduite dans la seconde liqueur dense, de densité  $d_2 > d_1$

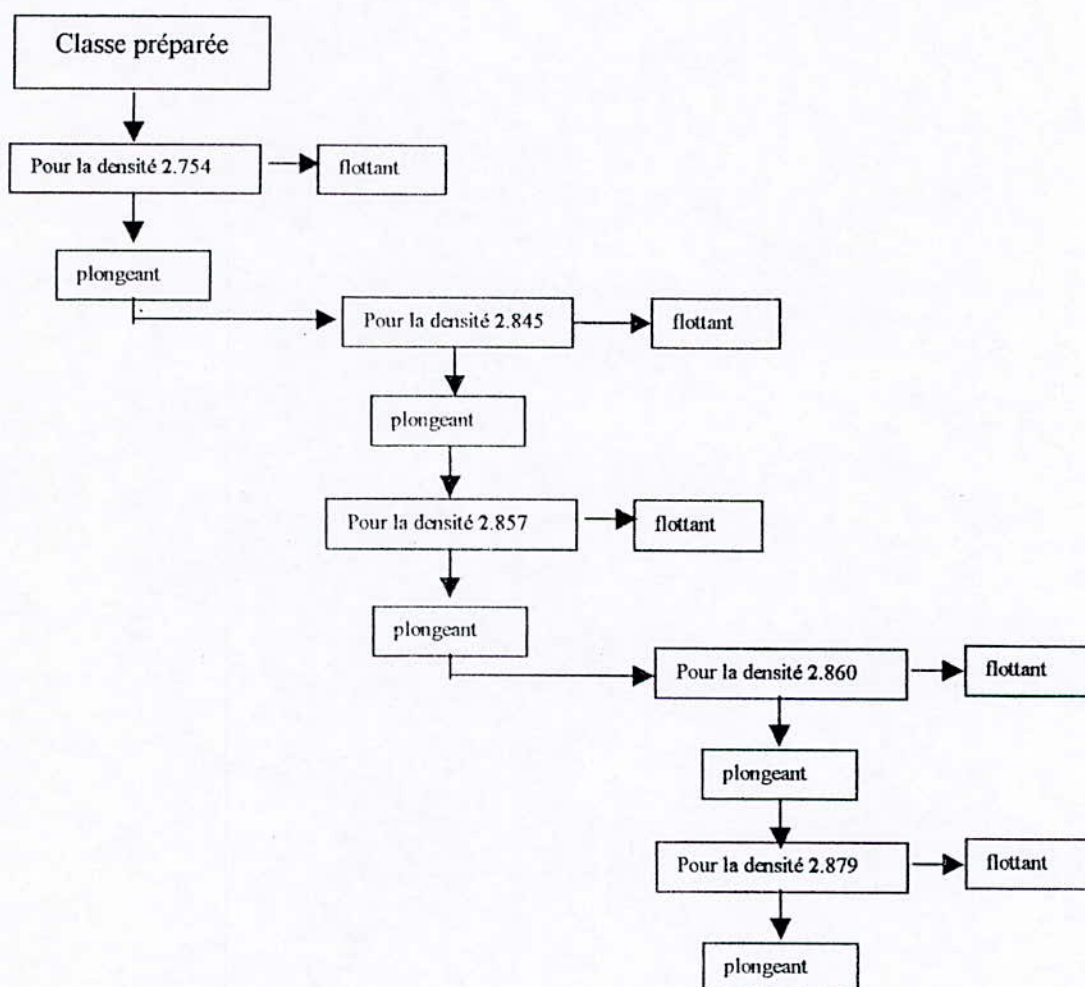


Figure V.1: cheminement de separation par liqueur dense



densité	Densité moy	Poids %				Teneur%				récupération				Produit flottant						Produit plongeant						
		Dans la classe%		Sur TV%	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Poids cumule %	Teneur%		Récupération %		Poids cumule %	Teneur%		Récupération %		Poids cumule %	Teneur%		Récupération %		
											Pb	Zn	Pb	Zn	Pb		Zn	Pb	Zn	Pb		Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
-2,754	2,754	8,12		5,24	2,98	1,06	1,58	1,11	8,12	2,98	1,06	1,58	1,11	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
+2,754 - 2,845	2,799	16,93		9,52	1,55	0,88	1,71	3,14	25,05	2,01	0,93	3,27	3,01	91,88	16,48	8,31	98,42	98,89								
+2,845 - 2,853	2,849	4,3		2,89	1,64	0,71	0,46	0,25	29,35	1,95	0,9	3,71	3,41	74,95	19,86	9,99	96,73	96,99								
+2,853 - 2,860	2,857	17,62		9,95	3,7	2,65	4,23	5,04	46,97	2,61	1,55	7,96	9,41	70,65	20,97	10,56	96,28	96,59								
+2,860 - 2,879	2,870	5,02		3,72	3,28	3,11	1,06	2,01	51,99	2,67	1,70	9,01	11,43	53,03	26,71	13,19	92,04	90,59								
+2,879	2,879	48,01		25,27	29,16	14,25	90,96	88,45	-	-	-	-	-	48,01	29,16	14,25	90,99	88,57								
Recon %		100		56,59	15,39	7,73	100	100																		

Tableau ( IV.1 ) - Analyse densimétrique de la classe granulométrique (-15+1,25) du minerai brut reconstitué



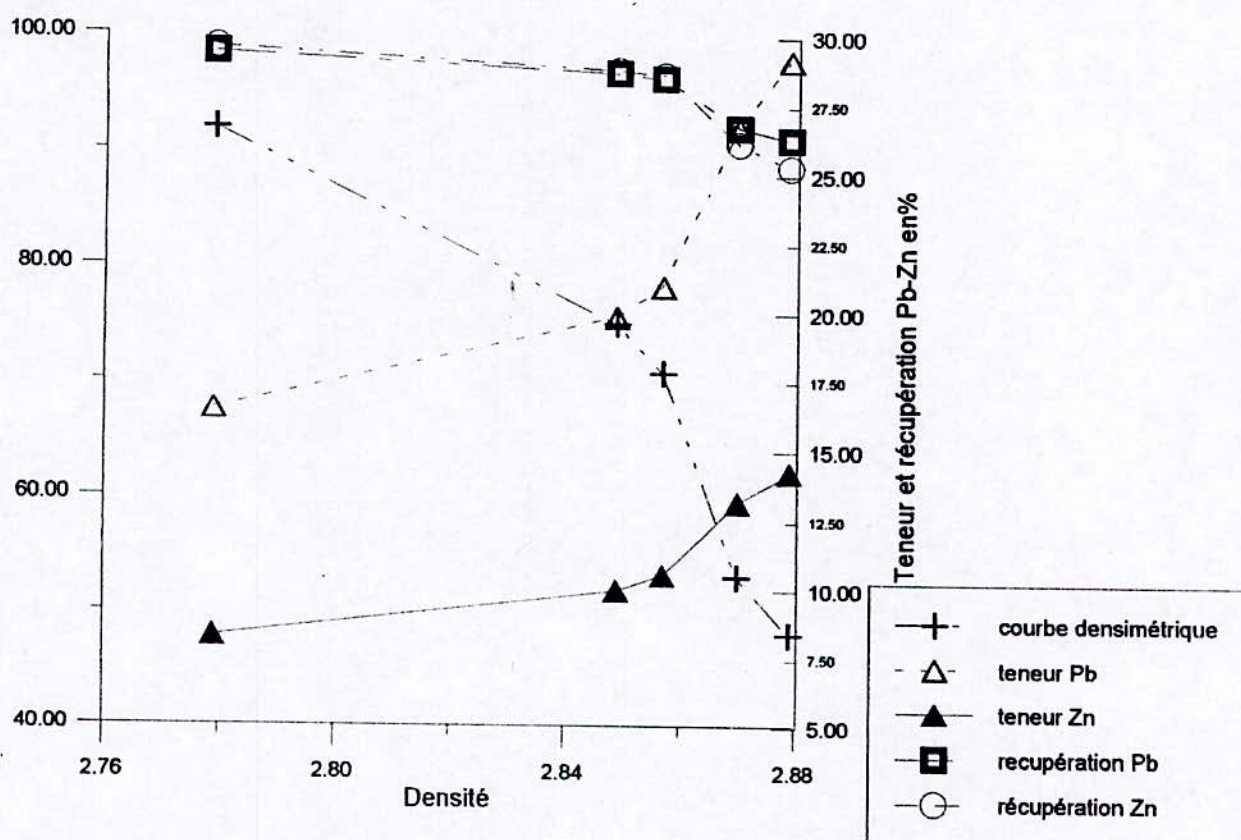


Fig D1 courbe densimétrique et teneur-densité , récupération -densité du minerai brut reconstituée

densité	Densité moy	Poids %		Teneur%		récupération		Produit flottant				Produit plongeant					
		Dans la classe%	Sur TV%	pb	Zn	Pb	ZN	Poids cumule %	Teneur%		Récupération %		Poids cumule %	Teneur%		Récupération %	
									pb	Zn	Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn
-2,754	2,754	5.56	0.44	4.00	2.30	2.04	1.11	5.56	4.00	2.30	2.04	1.11	-	-	-	-	-
+2,754 -2,845	2,799	12.80	1.03	1.50	1.20	1.76	1.35	18.36	2.25	1.53	3.79	2.478	94.44	11.29	11.84	97.96	98.89
+2,845 -2,853	2,849	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
+2,853 -2,860	2,857	6.87	0.55	7.50	6.50	4.73	3.94	25.25	3.68	2.88	8.54	6.42	81.64	12.82	13.51	96.21	97.52
+2,860 -2,879	2,870	5.51	0.44	4.75	6.75	2.40	3.28	30.76	3.87	3.57	10.94	9.70	74.77	13.31	14.16	91.46	93.58
+2,879	2,879	69.26	5.56	14.00	14.75	89.12	90.32	-	-	-	-	-	69.26	14.00	14.75	89.06	90.30
<b>Recon %</b>		100	-	10.88	11.31	100	100										

Tableau (IV.2) Analyse densimétrique de la classe granulométrique (-15+10mm)

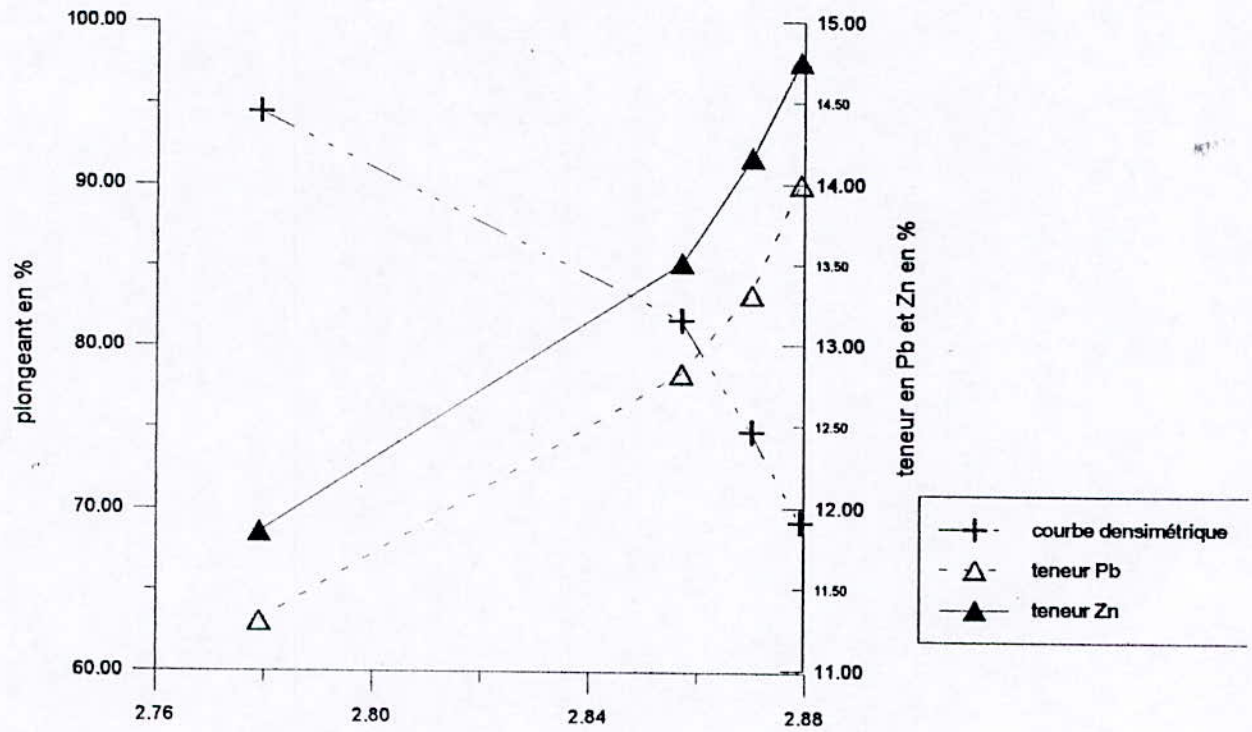


Fig D2 Courbe densimétrique et teneur -densité de la classe granulométrique(-15+10)



densité	Densité moy	Poids %		Teneur%		récupération		Produit flottant				Produit plongeant					
		Dans la classe%	Sur TV%	pb	Zn	Pb	ZN	Poids cumule %	Teneur%		Récupération %		Poids cumule %	Teneur%		Récupération %	
									pb	Zn	Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn
-2,754	2,754	15,01	1,43	2,25	0,75	2,03	3,07	15,01	2,25	0,75	2,04	3,07	-	-	-	-	-
+2,754 – 2,845	2,799	30,46	2,91	1,33	0,80	2,44	6,64	45,47	1,63	0,78	4,47	9,71	84,96	19,09	4,17	97,96	96,93
+2,845 – 2,853	2,849	2,66	0,25	1,30	0,90	0,20	0,65	48,13	1,61	0,79	4,68	10,41	54,5	29,01	6,06	95,53	90,29
+2,853 – 2,860	2,857	4,81	0,46	3,75	2,50	1,08	3,29	52,94	1,80	0,94	5,75	13,63	51,84	30,44	6,32	95,31	89,59
+2,860 – 2,879	2,870	10,97	1,04	2,50	2,50	1,65	7,31	63,91	1,92	1,21	7,41	20,97	47,03	33,16	6,71	94,25	86,37
+2,879	2,879	36,06	3,45	42,5	8,00	92,60	79,03	-	-	-	-	-	36,06	42,5	8,00	92,59	90,3
Recon %		100		16,55	3,65	100	100										

Tableau ( IV.3 ) - Analyse densimétrique de la classe granulométrique (-10+5)

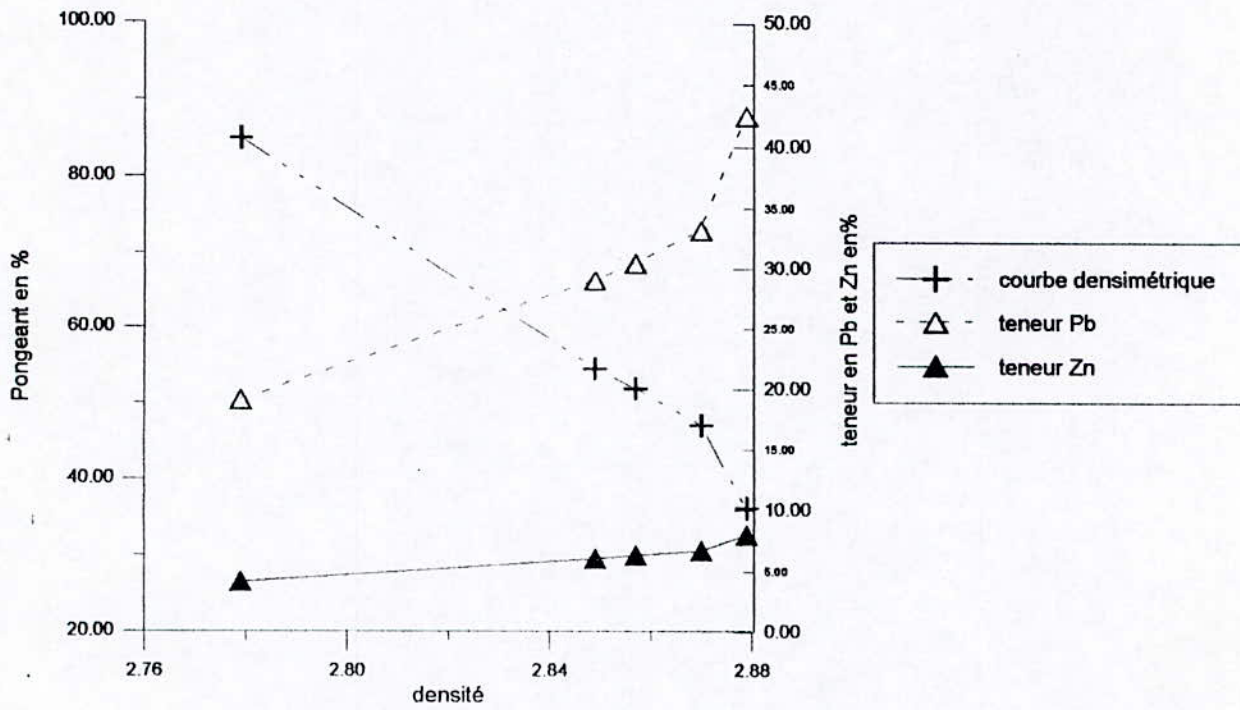


Fig D3 Courbe densimétrique et teneur –densité de la classe granulométrique(-10+5)

densité	Densité moy	Poids %		Teneur%		récupération		Produit flottant				Produit plongeant					
		Dans la classe%	Sur TV%	pb	Zn	Pb	ZN	Poids cumule %	Teneur%		Récupération %		Poids cumule %	Teneur%		Récupération %	
									pb	Zn	Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn
-2,754	2,754	12,45	2,21	3,00	1,00	2,39	1,57	12,45	3,00	1,00	2,39	1,57	-	-	-	-	-
+2,754 – 2,845	2,799	25,34	4,50	1,35	0,83	2,19	2,65	37,79	1,89	1,23	4,58	5,87	87,55	17,36	8,90	97,61	98,43
+2,845 – 2,853	2,849	2,74	0,48	0,60	0,50	0,10	0,17	40,53	1,80	1,18	4,68	6,04	62,21	23,88	11,96	95,42	94,13
+2,853 – 2,860	2,857	4,22	0,75	2,55	2,50	0,69	1,33	44,75	1,87	1,30	5,37	7,35	59,47	24,96	12,72	95,32	93,96
+2,860 – 2,879	2,870	6,55	1,16	1,93	2,43	0,81	2,01	51,30	1,88	1,45	6,19	9,40	55,25	26,67	13,50	94,63	92,65
+2,879	2,879	48,7	8,65	30,00	15,00	93,83	92,35	-	-	-	-	-	48,70	30,00	15,00	93,81	90,60
Recon %		100		15,57	7,91	100	100										

Tableau ( IV.4 ) - Analyse densimétrique de la classe granulométrique (-5+3,15)



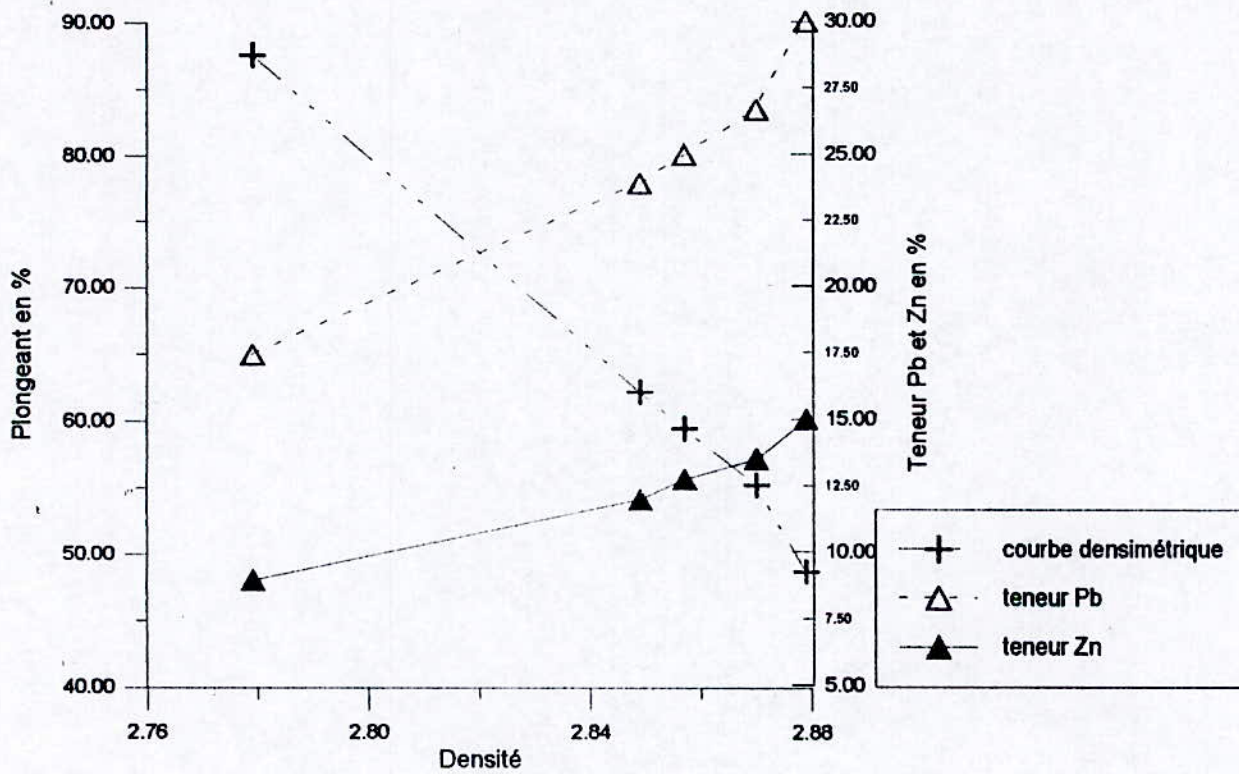


Fig D4 Courbe densimétrique et teneur –densité de la classe granulométrique(-5+3.15)

densité	Densité moy	Poids %		Teneur%		récupération		Produit flottant				Produit plongeant					
		Dans la classe%	Sur TV%	pb	Zn	Pb	Zn	Poids cumule %	Teneur%		Récupération %		Poids cumule %	Teneur%		Récupération %	
									pb	Zn	Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn
-2,754	2,754	8,35	0,78	2,40	0,75	1,02	0,80	8,35	2,4	0,75	1,01	0,81	-	-	-	-	-
+2,754 – 2,845	2,799	7,82	0,71	1,40	0,58	0,55	0,56	16,17	1,91	0,66	1,56	1,38	91,65	21,26	8,32	98,95	99,15
+2,845 – 2,853	2,849	11,28	1,03	1,00	0,45	0,57	0,66	27,45	1,53	0,57	2,13	2,03	83,83	23,12	9,05	98,43	98,65
+2,853 – 2,860	2,857	10,19	0,93	1,43	0,63	0,74	0,83	37,64	1,51	0,59	2,88	2,88	72,55	26,55	10,38	97,82	97,92
+2,860 – 2,879	2,870	8,38	0,76	2,75	2,20	1,17	2,39	46,02	1,73	0,88	5,26	5,26	62,36	30,59	11,98	96,88	97,14
+2,879	2,879	53,98	4,93	35,00	13,50	97,95	94,76	-	-	-	-	-	53,98	35,00	13,50	95,95	
Recon %		100		19,69	7,69	100	100										

Tableau ( IV.5 ) - Analyse densimétrique de la classe granulométrique (-3,15+2)

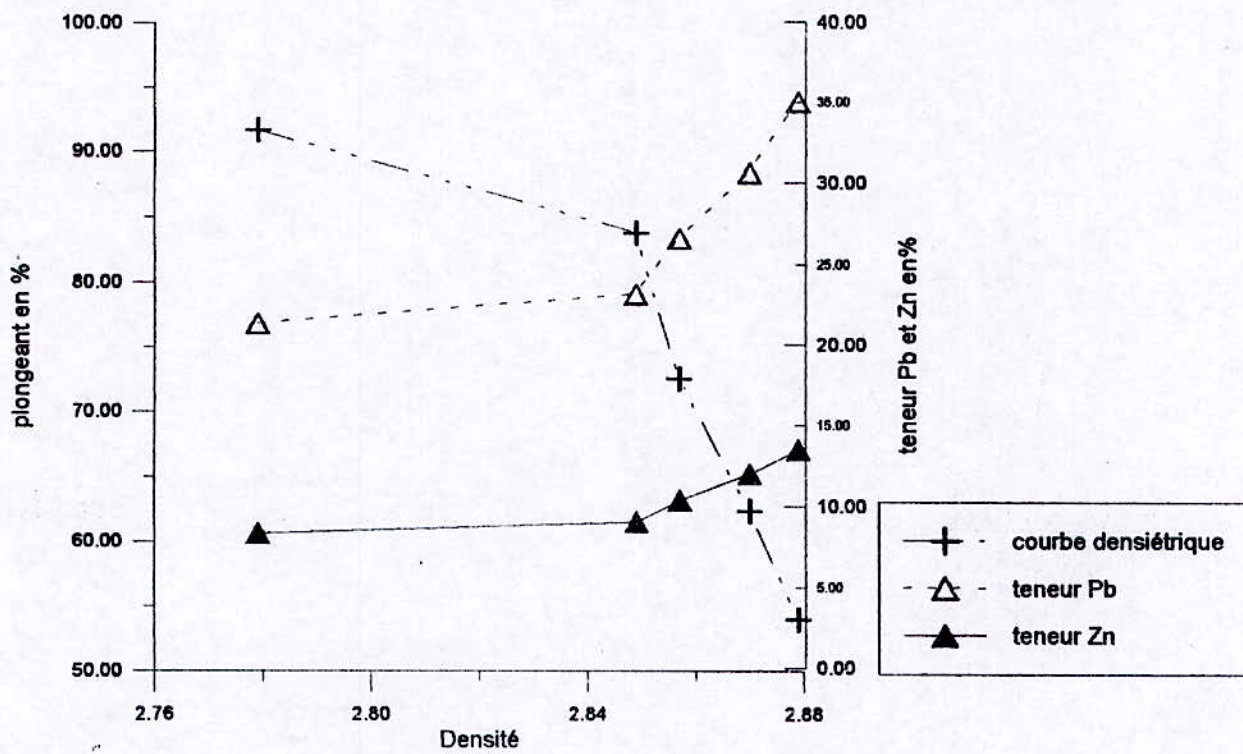
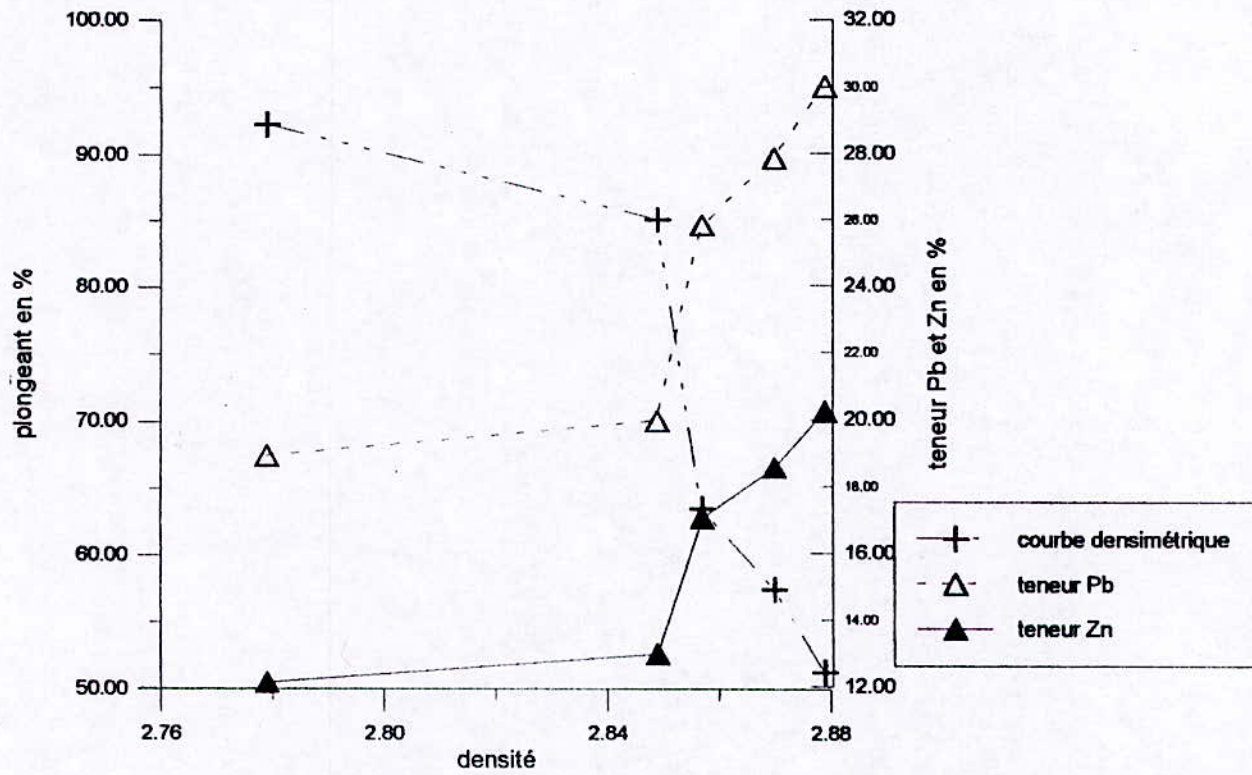


Fig D5 Courbe densimétrique et teneur –densité de la classe granulométrique(-3.5+2)

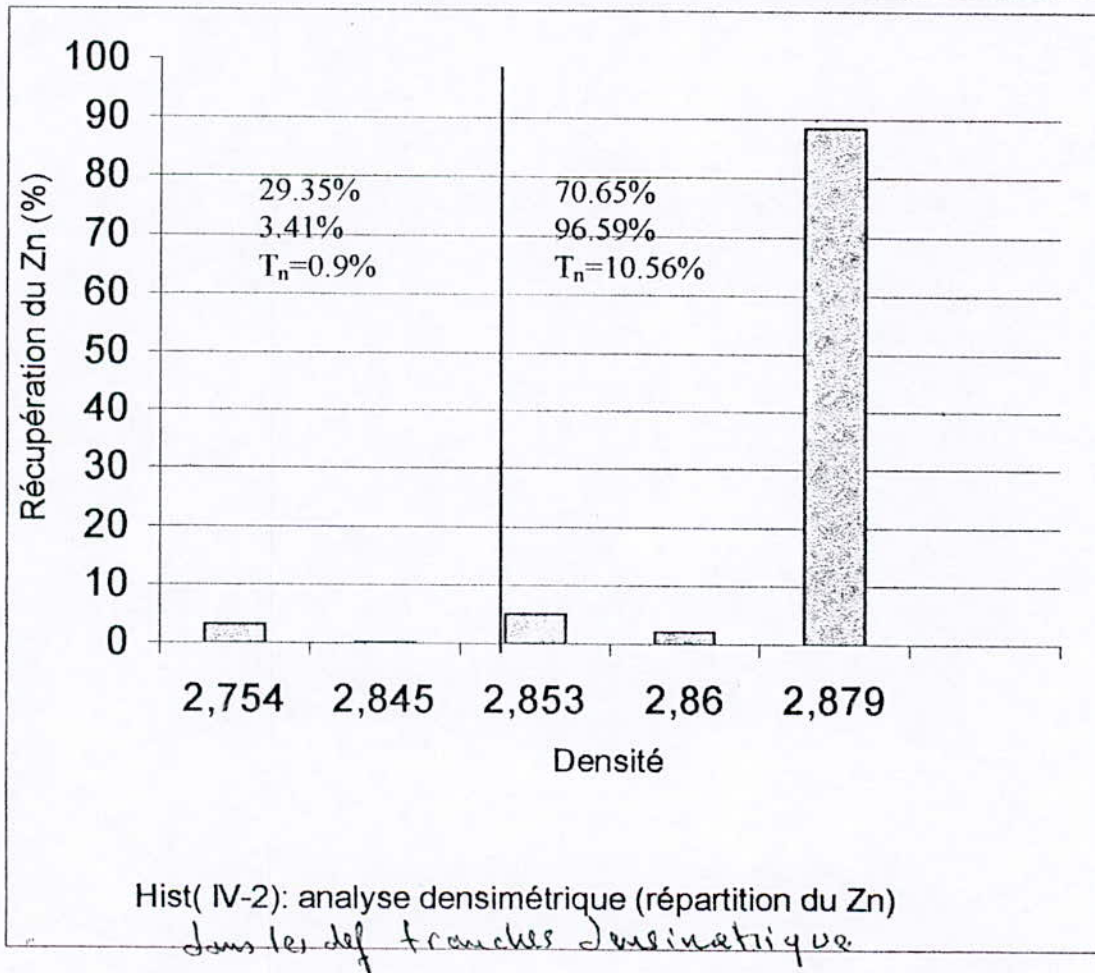
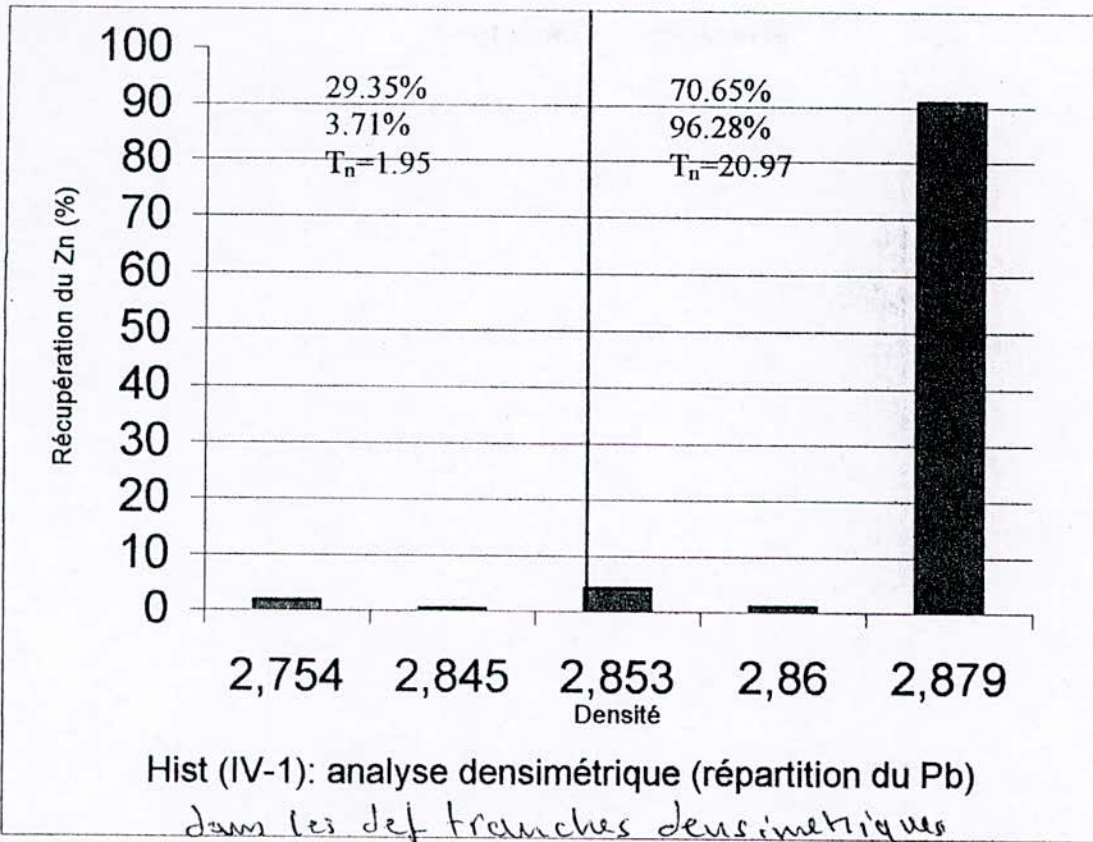


densité	Densité moy	Poids %		Teneur%		récupération		Produit flottant				Produit plongeant					
		Dans la classe%	Sur TV%	pb	Zn	Pb	Zn	Poids cumule %	Teneur%		Récupération %		Poids cumule %	Teneur%		Récupération %	
									pb	Zn	Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn
-2,754	2,754	7,73	0,40	5,5	1,83	2,38	1,04	7,73	5,5	1,83	2,38	1,24	-	-	-	-	-
+2,754 – 2,845	2,799	7,11	0,37	6,25	1,93	2,48	1,11	14,84	5,85	1,87	4,86	2,45	92,27	18,89	12,11	97,64	98,70
+2,845 – 2,853	2,849	21,66	1,13	2,75	1,00	3,33	1,41	36,5	4,01	1,35	8,20	4,35	85,16	19,94	12,96	95,13	97,49
+2,853 – 2,860	2,857	6,04	0,31	6,5	2,50	2,19	1,13	42,54	4,36	1,51	10,39	5,67	63,5	25,81	17,04	91,81	95,58
+2,860 – 2,879	2,870	6,20	0,32	10,0	4,75	3,47	5,15	48,74	5,08	1,93	13,87	8,30	57,46	27,84	18,57	89,61	94,28
+2,879	2,879	51,26	2,68	30,0	20,25	86,16	90,16	-	-	-	-	-	51,26	30,0	20,25	86,15	91,69
Recon %		100		17,85	11,32	100	100										

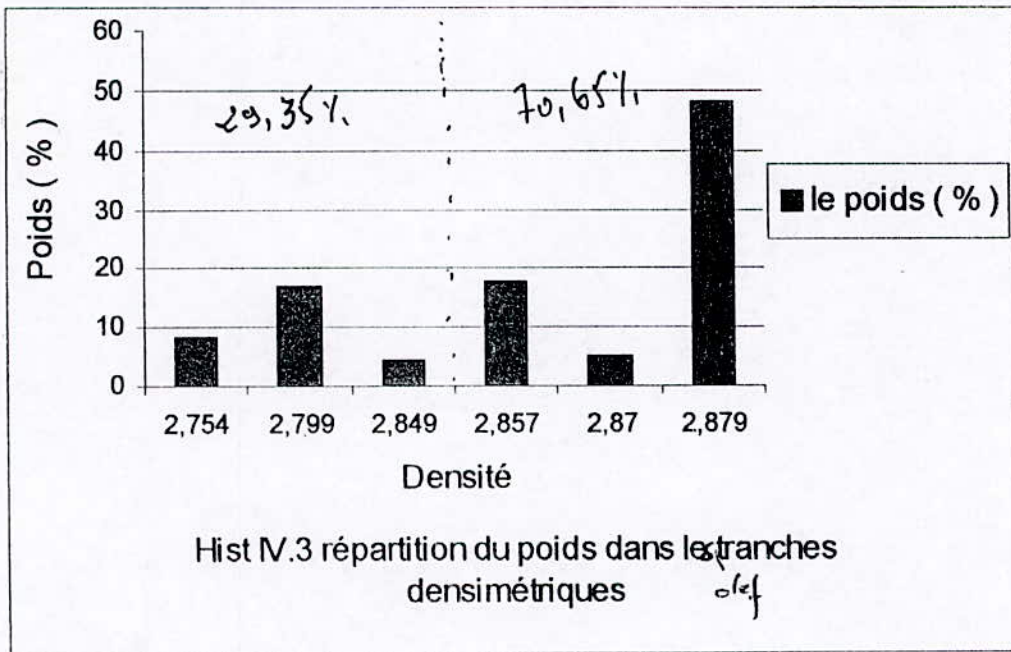
Tableau (IV.6) - Analyse densimétrique de la classe granulométrique (-2+1,25)



FigureD6 : Courbe densimétrique et teneur – densité de la classe granulométrique (-2 + 1.15)







## VI.2. Expression des résultats

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

- 1) Une courbe densimétrique (courbe de lavabilité), permettant de déterminer les rendements en poids des plongeurs en fonction de la densité de la liqueur dense.
- 2) Une courbe densité –teneur métal exprimant la relation existant entre les teneurs des éléments valorisables et la densité moyenne de la liqueur dense ( $d_1 + d_2 / 2$ ).

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

Les résultats obtenus, lors des tests de laboratoire, sont reportés dans les différents tableaux (IV.2, IV.3, IV.4, IV.5, IV.6), et courbes (D2, D3, D4, D5, D6).

Nous avons déterminé, au vu de ces tracés, la courbe de lavabilité du brut reconstitué. Les résultats obtenus sont reportés sur le tableau (IV.1) et sur la figure (D1).

La représentation des rendement pondéraux de chaque tranche densimétrique, puis la répartition des éléments valorisables (Pb, Zn) apparaissent sur les histogrammes (H1, H2, H3).

## IV-3 Interprétation des résultats

Au vu des résultats et des expressions graphiques obtenus, nous sommes arrivés aux conclusions suivantes :

\* L'allure des courbes de lavabilité des différentes tranches granulométrique (réfère figures : D2, D3, D4, D5, D6) et du brut reconstitué (réfère figure : D1) ressemble à la partie inférieure d'une courbe de partage théorique parfaite (courbe de « GAUSS »), traduisant la présence d'une faible quantité de mixtes.

\* La densité de coupure (ou de partage) est proche de 2.85.

On remarque que les meilleurs résultats sont obtenus au niveau de la tranche granulométrique  $[-10+5 \text{ mm}]$ ,

avec une élimination de plus de 48.13% de la masse globale, avec une récupération en Métal très appréciable (95.31% de plomb et 89.59% de zinc Métal sont contenus dans les 51.84% du poids initial).

niveau (Brot Reconstitué)

\* Ainsi 96.28 % de plomb Métal et 96.59% de Zinc sont contenus dans les 70.65% du minerai initial ; il apparaît donc que ce taux de concentration soit très appréciable.

Ce qui nous conduit à suggérer que le minerai polymétallique du gisement d'EL-Abed se prête donc à une séparation densimétrique dans l'intervalle granulométrique, que nous avons répertorié et choisi.

La densité de coupure retenue est de 2,85. Les meilleurs résultats, en matière de rendement, apparaissent au niveau du traitement de la tranche granulométrique  $[-15 + 10] \text{ mm}$ .



# ENRICHISSEMENT PAR TABLAGE HYDRAULIQUE

---

## V.1 Mise en œuvre expérimentale

L'échantillon étudié provient du gisement d'El-Abed , se subdivisant en trois tranches granulométriques :

$$[-2.5 + 1.6 ] \text{ mm} ; \quad [-1.6 + 0.8 ] \text{ mm} ; \quad [ -0.8 + 0.315 ] \text{ mm}$$

l'étude de ce procédé de séparation gravimétrique à été expérimentée au laboratoire de L'ENP sur une table vibrante de marque KHD type MN936/3 de dimension 2200\*1000 mm. Elle est adaptée au triage des minerais contenus dans les pulpes et les schlamms, avec une granulométrie adaptée à la tranche (1 ; 0.06 mm). Sa capacité est variable (150 à 400 Kg/H) . Le débit maximal d'eau est de 40 l/mn. Elle peut être inclinée et réglée dans le sens longitudinal ou latéral. Elle comporte un couloir collecteur de produits à cinq compartiments.

La procédure opératoire de cette table est conditionnée par :

- une alimentation constante et suffisante en eau de l'aire du plateau (à l'alimentation et au lavage.) ;
- le réglage du mouvement oscillatoire de la surface du plateau. (L'amplitude des oscillations est de 5 mm. La fréquence des vibrations est de 137.5 tr/mn. La période des vibrations est de 0.007 s) ;
- La prise d'échantillon composite initial (1000 g), trempée à l'eau, alimentant le compartiment de chargement du plateau ;
- la formation d'un éventail ou d'un faisceau normal du matériau sur le plateau, conditionne le fonctionnement de la table.

La récupération du concentré, des mixtes et du stérile s'effectue au niveau des collecteurs à l'extrémité de la table. Les fractions obtenues sont déchargées dans des cuves au pied de la table, séchées et pesées.

- A l'arrêt de la table, nous mesurons l'angle d'inclinaison du plateau  $\alpha$  ; l'arrivée d'eau est interrompue après avoir préalablement mesuré son débit ( 36 l/h ).

Après fragmentation , classification et tablage , nous avons obtenu des sous – produits de concentration, apparaissant dans le schéma décrit dans la figure (T1). Un premier passage de chaque classe dans la table donnera trois produits de séparation gravimétrique : un

concentré C, des mixtes M et des stériles. Une seconde concentration sur la même table, traitant le concentré C, permettra d'obtenir deux sous – produits de concentration C 1 et C 2 .une troisième concentration avec la même table sera appliqué aux mixtes M, donnant deux sous – produits M 1 et M 2.

Finalement, nous obtiendrons cinq sous – produits de concentration.

## V.2 Résultats expérimentaux et interprétation :

L'analyse gravimétrique de chaque tranche granulométrique, en utilisant la table de concentration, a donné les résultats suivants , reportés dans les tableaux ( T 1 à T 13 ) .

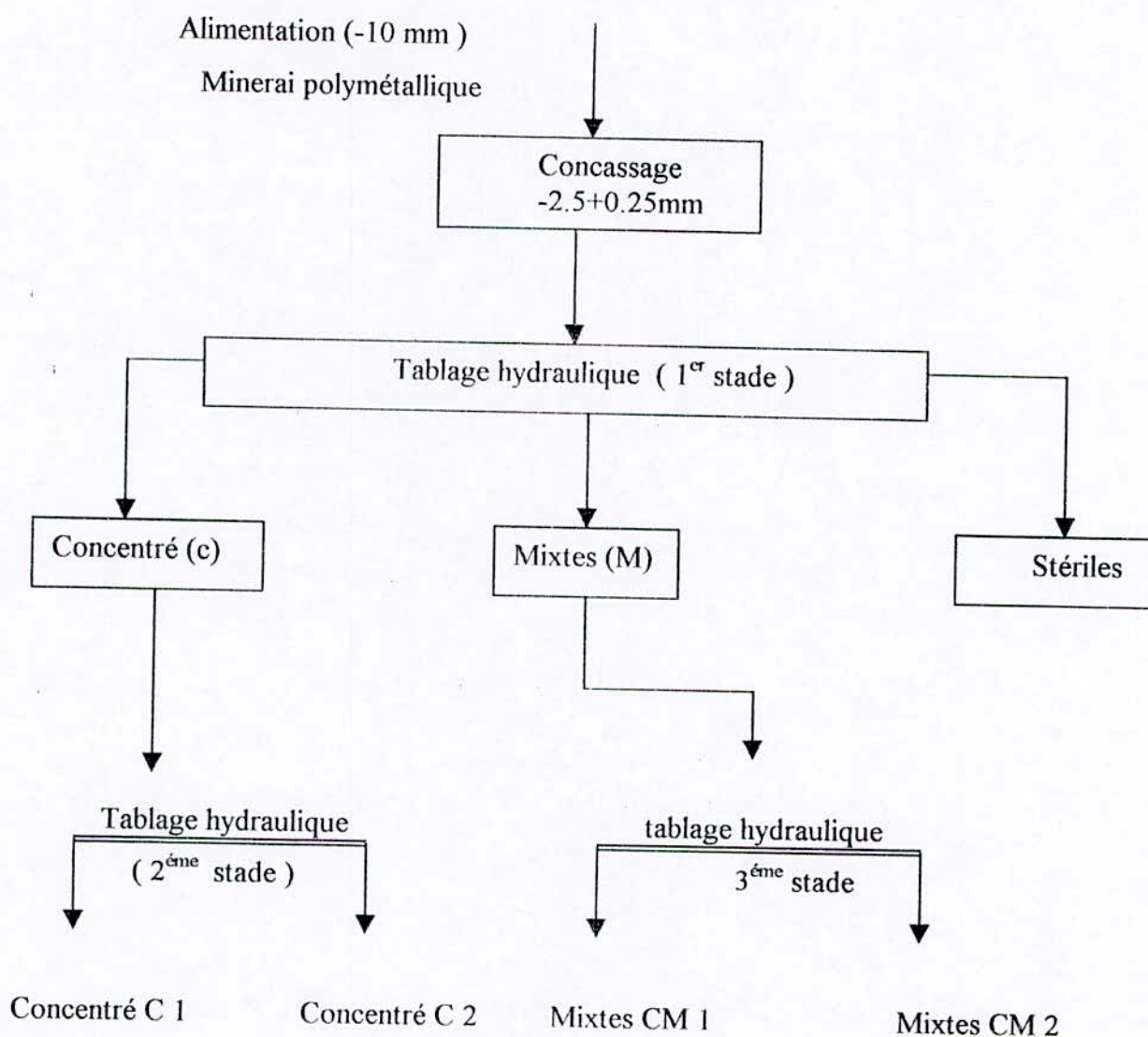


Figure V.1 :schéma technologique de traitement du minerai polymétallique d'EL-ABED par tablage hydraulique



En se référant , d'une part , au schéma technologique de traitement par tablage hydraulique, d'autre part , aux analyses chimiques du tout-venant et des sous-produits de tablage, la formation du préconcentré final et du stérile devra prendre en considération les points suivants :

- Le préconcentré devra inclure tous les sous-produits de préconcentration par tablage riches en métal (Zn, Pb), tout en tenant compte de leur répartition massique. Dans notre cas, la combinaison des sous produits [C1+C2+M1] semble être la plus appropriée sur le plan qualitatif et quantitatif.
- Quant au stérile, il est constitué de tous les sous-produits de concentration pauvres en métal (Zn, Pb) , et éventuellement , moyennement riches , si leur proportion massique n'est pas trop importante. La composition de ce stérile sera donc la combinaison des sous-produits suivants : [M2, stérile].

Dans le premier cas, en se reportant aux trois tableaux comparatifs de la séparation gravimétrique des trois tranches granulométriques (T4, T8, T12), <sup>et des trois Histogrammes (V.1) (V.2) (V.3)</sup> il ressort donc pour le :

- premier réglage de la table ( $\alpha=5^\circ$ ) , que les trois preconcentrés obtenus répondent avec un rendement massique relativement faible (31.49%, 29.12% et 38.66%) , influant sur la quantité de métal récupéré malgré que leurs taux de récupération soit élevé .
- deuxième réglage de la table ( $\alpha=10^\circ$ ) , que la classe granulométriques [-2.5+1.6] réponde favorablement : nous obtenons <sup>une récupération</sup> 88.41% de plomb métal et 87.49% de Zinc métal, avec un rendement pondéral de : 57.74% .
- troisième réglage de la table ( $\alpha=15^\circ$ ) , que les rendements pondéraux des classes inférieures [(-1.6+0.8mm),(-0.8+0.25mm)] sont très faibles , et , il en est de même pour leurs taux de récupération .

### Conclusion :

Au vu des résultats obtenus , après investigations des paramètres technologiques , tels que l'angle d'inclinaison , la granulométrie , notre choix porte donc sur un minerai , présentant une tranche granulométrique de [-2.5+1.6mm],



et l'histogramme (V.1)

En se référant aux résultats obtenus dans le tableau (T13), il est recommandé de positionner la table sous un angle d'inclinaison de  $10^\circ$ , car impliquant les meilleurs résultats au niveau de la tranche granulométrique choisie, soit 88.41% en Plomb et 87.49% en Zinc métal, avec un rendement équivalent à 57.74%.

- Nous pouvons donc envisager de traiter ce minerai par ce procédé, tout en recommandant le domaine granulométriques suivant  $[-2.5+1.6]$  mm, avec une inclinaison de la table réglée à  $10^\circ$ .

Nature du produit de l'alimentation	Poids%		Teneur%		Récupération%	
	Dans la classe%	Sur TV %	Pb	Zn	Pb	Zn
C 1	8,87	0,53	42,5	18,75	36,28	18,19
C 2	6,34	0,38	25,5	17,5	15,56	12,13
M 1	16,28	0,98	13,5	18	21,15	32,06
M 2	31,86	1,93	7,0	8,0	21,36	27,80
R	36,65	2,22	1,58	2,45	5,47	9,80
Alimentation	100	6,04	10,39	9,14	100	100

**Tableau T.1 : Analyse gravimétrique par tablage hydraulique de la tranche granulométrique (-2,5+1,6)**

Nature du produit de l'alimentation	Poids%		Teneur%		Récupération%	
	Dans la classe%	Sur TV %	Pb	Zn	Pb	Zn
C 1	10,34	0,68	50	18,75	32,15	20,49
C 2	7,83	0,51	35,5	18	17,28	14,89
M 1	10,95	0,72	27,5	17	18,72	19,67
M 2	30,44	2,01	12,5	10	23,66	32,16
R	40,44	2,68	3,25	3	8,12	12,8
Alimentation	100	6,60	16,08	9,46	100	100

**Tableau T.2 : Analyse gravimétrique par tablage hydraulique de la tranche granulométrique (-1,6+0,8)**



Nature du produit de l'alimentation	Poids%		Teneur%		Récupération%	
	Dans la classe%	Sur TV %	Pb	Zn	Pb	Zn
C 1	17,89	1,53	40,00	19,00	55,08	33,52
C 2	13,25	1,13	18,25	19,00	18,61	24,82
M 1	7,52	0,64	16,50	10,75	9,55	7,97
M 2	21,65	1,85	5,50	7,50	9,16	16,01
R	39,69	3,40	2,50	3,00	7,60	11,74
Alimentation	100	8,55	12,99	10,14	100	100

**Tableau T.3: Analyse gravimétrique par tablage hydraulique sur la tranche granulométrique (-0,8+0,25)**

Classe granulométrique	Produit de concentration	Teneur de d'alimentation %		Rendement massique du concentré	Teneur du concentré %		Teneur stériles %		Récupération métal %		Facteur de concentration %	
		Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
-2.5+1.6	C1+C2+M1	10.39	9.14	31.49	24.08	18.11	4.10	5.03	72.99	62.38	2.31	1.98
-1.6+0.8	C1+C2+M1	16.08	9.46	29.12	37.64	17.89	7.22	6.00	68.15	55.05	2.34	1.89
-0.8+0.025	C1+C2+M1	12.99	10.14	38.66	27.85	17.39	3.55	4.58	83.24	66.31	2.14	1.71

Tableau comparatif-T.4: séparation gravimétrique par tablage hydraulique des trois tranches granulométriques. [pour  $\alpha=5^\circ$ ]

Nature du produit de l'alimentation	Poids%		Teneur%		Récupération%	
	Dans la classe%	Sur TV %	Pb	Zn	Pb	Zn
C	20,93	1,26	25,00	16,25	39,01	35,17
M 1	36,81	2,23	18,00	13,75	49,40	52,32
M 2	21,81	1,32	5,00	3,00	8,13	6,70
R	20,45	1,23	2,28	2,75	3,46	5,81
Alimentation	100	6,04	13,41	9,67	100	100

**Tableau T.5 : Analyse gravimétrique par tablage hydraulique sur la tranche granulométrique (-2,5+1,6)**



Nature du produit de l'alimentation	Poids%		Teneur%		Récupération%	
	Dans la classe%	Sur TV %	Pb	Zn	Pb	Zn
C	26,88	1,78	32,5	21,25	64,80	52,11
M 1	20,95	1,38	15,75	13,75	24,47	26,28
M 2	28,87	1,91	3,75	6,25	8,03	16,41
R	23,30	1,54	1,58	2,45	2,70	5,20
Alimentation	100	6,61	13,48	10,96	100	100

**Tableau T.6 :Analyse gravimétrique par tablage hydraulique sur la tranche granulométrique (-1,6+0,8)**

Nature du produit de l'alimentation	Poids%		Teneur%		Récupération%	
	Dans la classe%	Sur TV %	Pb	Zn	Pb	Zn
C	6,95	0,59	37,50	23,50	31,93	14,46
M 1	10,65	0,91	20,25	20,25	26,42	19,10
M 2	44,83	3,85	5,50	11,50	30,13	45,66
R	37,57	3,22	2,50	6,25	11,50	20,78
Alimentation	100	8,57	8,16	11,29	100	100

**Tableau T.7 :Analyse gravimétrique par tablage hydraulique sur la tranche granulométrique (-0,8+0,25)**

Classe granulométrique	Produit de concentration	Teneur d'alimentation %		Rendement massique du concentré	Teneur du concentré %		Teneur stériles %		Récupération métal %		Facteur de concentration %	
		Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
-2.5+1.6	C+M1	13.41	9.67	57.74	20.53	14.65	3.68	2.87	88.41	87.49	1.53	1.51
-1.6+0.8	C+M1	13.48	10.96	47.83	25.16	17.96	2.78	4.55	89.27	78.39	1.86	1.63
-0.8+0.025	C+M1	8.16	11.29	17.6	27.06	21.53	4.13	9.10	58.35	33.56	3.31	1.9

Tableau comparatif –T.8: de séparation gravimétrique par tablage hydraulique des trois tranches granulométriques. [  $\alpha=10^\circ$  ]



Nature du produit de l'alimentation	Poids%		Teneur%		Récupération%	
	Dans la classe%	Sur TV %	Pb	Zn	Pb	Zn
C	8,53	0,51	40,00	18,00	21,06	19,86
M 1	32,84	1,99	30,00	10,50	60,80	44,60
M 2	41,06	2,48	6,25	5,75	15,84	30,54
R	17,57	1,06	2,13	2,25	2,30	5,00
Alimentation	100	6,04	16,20	7,73	100	100

**Tableau T.9 : Analyse gravimétrique par tablage hydraulique sur la tranche granulométrique (-2,5+1,6)**

Nature du produit de l'alimentation	Poids%		Teneur%		Récupération%	
	Dans la classe%	Sur TV %	Pb	Zn	Pb	Zn
C	10,79	0,71	45,00	19,25	33,46	19,66
M 1	15,19	1,00	30,00	16,50	31,40	23,73
M 2	34,87	2,31	11,25	11,25	27,03	37,14
R	39,16	2,59	3,00	5,25	8,11	30,07
Alimentation	100	6,61	14,51	10,56	100	100

**Tableau T.10 :Analyse gravimétrique par tablage hydraulique sur la tranche granulométrique (-1,6+0,8)**

Nature du produit de l'alimentation	Poids%		Teneur%		Récupération%	
	Dans la classe%	Sur TV %	Pb	Zn	Pb	Zn
C	6,53	0,56	47,00	18,75	14,83	12,30
M 1	6,60	0,56	33,50	12,75	10,66	8,45
M 2	46,67	4,00	25,50	10,00	57,51	46,92
R	40,20	3,45	8,75	8,00	17,00	32,33
Alimentation	100	8,57	20,69	9,94	100	100

**Tableau T.11 :Analyse gravimétrique par tablage hydraulique sur la tranche granulométrique (-0,8+0,25)**

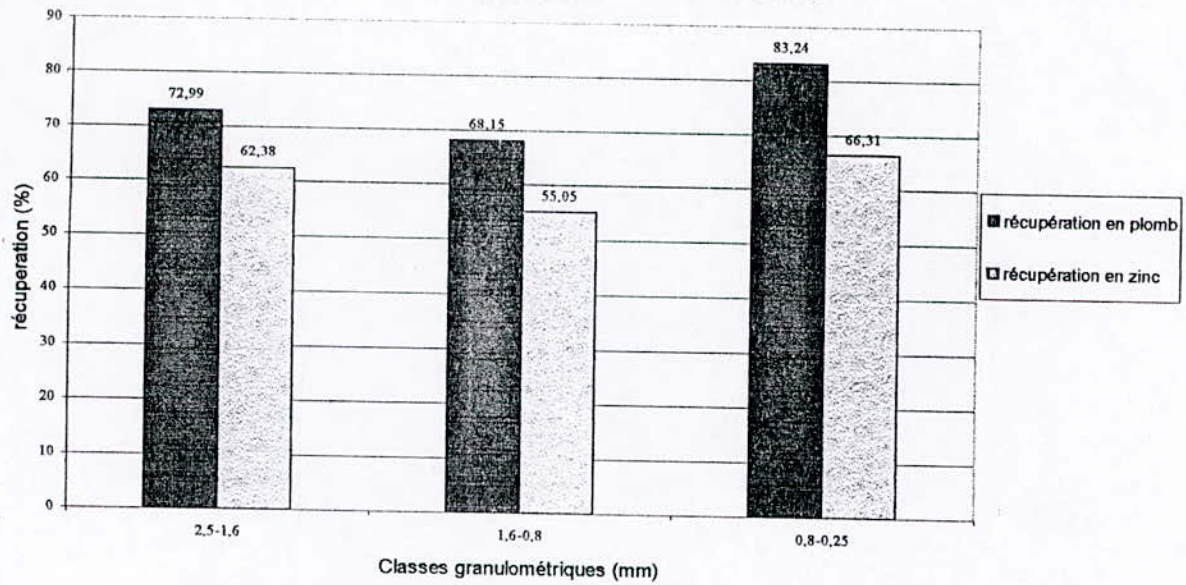


Classe granulométrique	Produit de concentration	Teneur d'alimentation %		Rendement massique du concentré	Teneur du concentré %		Teneur stériles %		Récupération métal %		Facteur de concentration %	
		Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
-2.5+1.6	C+M1	16.20	7.73	41.37	32.06	12.04	5.01	4.70	81.86	64.46	1.97	1.55
-1.6+0.8	C+M1	14.51	10.56	25.98	36.22	17.64	6.88	8.07	64.86	43.39	2.49	1.67
-0.8+0.025	C+M1	20.69	9.94	13.13	40.21	15.73	17.74	9.07	25.49	20.75	1.94	1.58 <sup>2</sup>

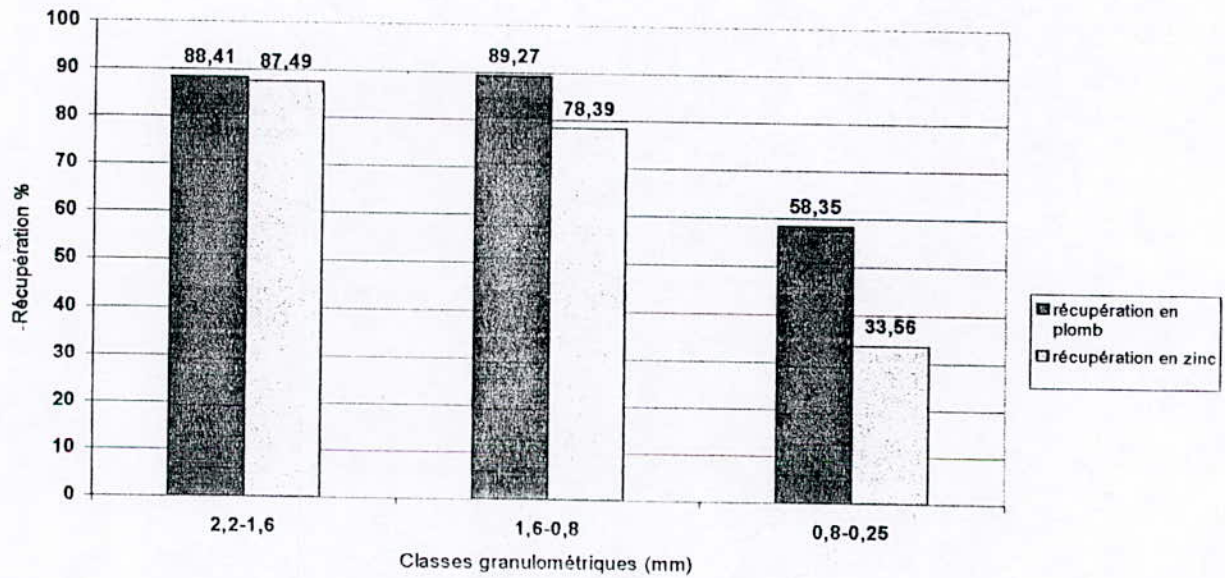
Tableau comparatif -T.12:de séparation gravimétrique par tablage hydraulique des trois tranches granulométriques. [ $\alpha=15^\circ$ ]

Angle d'inclinaison de la table	Produit de concentration	Teneur d'alimentation %		Rendement massique du concentré	Teneur du concentré %		Teneur stériles %		Récupération métal %		Facteur de concentration %	
		Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
$\alpha=5^\circ$	C+M1	10.39	9.14	31.49	24.08	18.11	4.10	5.03	72.99	62.38	2.31	1.98
$\alpha=10^\circ$	C+M1	13.41	9.67	57.74	20.53	14.65	3.68	2.87	88.41	87.49	1.53	1.51
$\alpha=15^\circ$	C+M1	16.20	7.73	41.37	32.06	12.04	5.01	4.70	81.86	64.46	1.97	1.55

Tableau comparatif T.13: de séparation gravimétrique par tablage hydraulique de la classe granulométriques  $[-2.5+1.6]$ mm pour les trois angles d'inclinaison

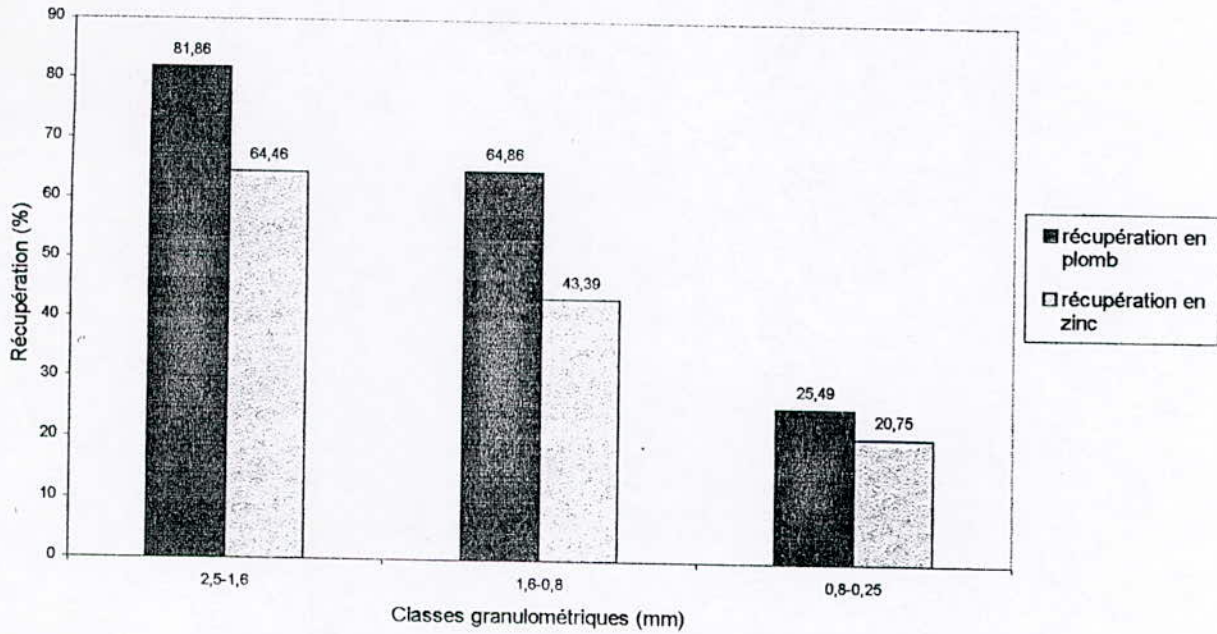


Histogramme V.1 récupération métal par tablage hydraulique ( $\alpha = 5^\circ$ )

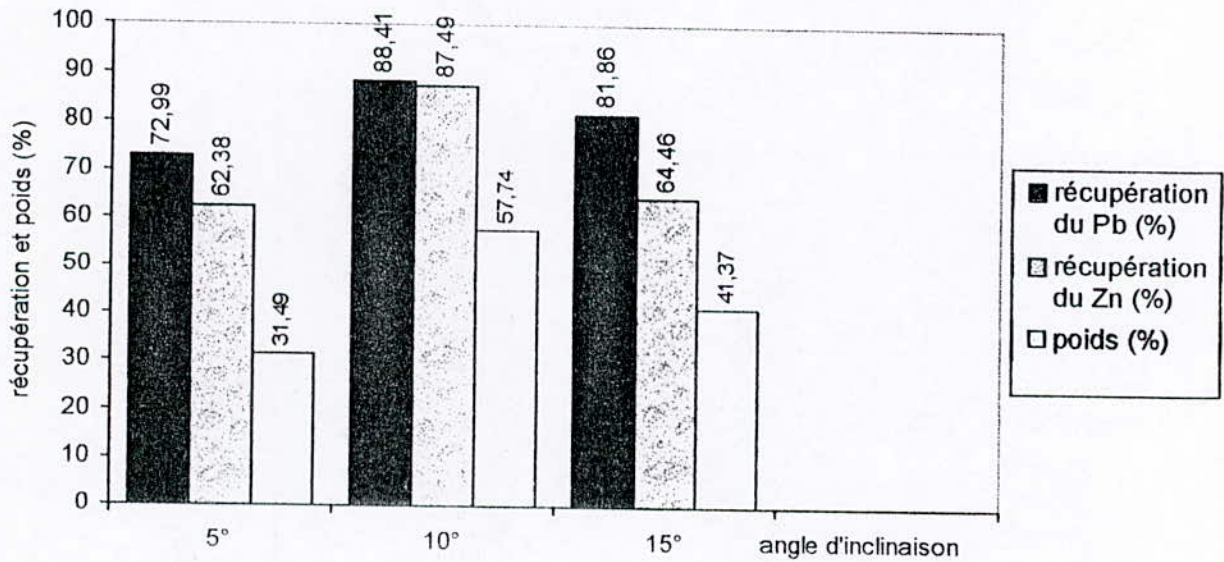


histogramme V,2 récupération métal par tablage hydraulique ( $\alpha = 10^\circ$ ),





Histogramme V,3 récupération métal par tablage hydraulique ( $\alpha=15^\circ$ )



Histogramme V.4 : récupération et poids pondéraux du métal d'une séparation par tablage hydraulique.

# CONCENTRATION PAR FLOTTATION

---

## VI.1. Etude de broyabilité :

L'objet de cette étude consiste à déterminer le temps nécessaire , pour obtenir un degré de broyabilité de l'ordre de 80% des grains minéraux inférieurs à  $74\mu\text{m}$ , permettant ainsi la libération des minéraux utiles.

### \* Conditions de travail :

- Broyeur à boulets de différentes dimensions ;
- Charge broyante 4.5kg ;
- Rapport solide : liquide ( S : L = 1:1 ) ;
- Le broyage est réalisé par voie humide pour des durées de rétention variant de 10 à 40min
- Les résultats obtenus sont reportés dans le tableau (VI.1-1), et représentés dans le graphe (VI.1-1) ;

Temps de broyage (mn )	Poids de la classe $-74\mu\text{m}$ (g)	% de la classe- $74\mu\text{m}$
10	198.3	20.61
15	313.8	32.62
25	495.8	51.54
30	635.3	66.05
35	710.6	73.88
40	780.1	81.1

**Tableau (VI.1.1) : Variation de la quantité de la classe [  $-74\mu\text{m}$  ] ,% ,en fonction des temps de broyage**

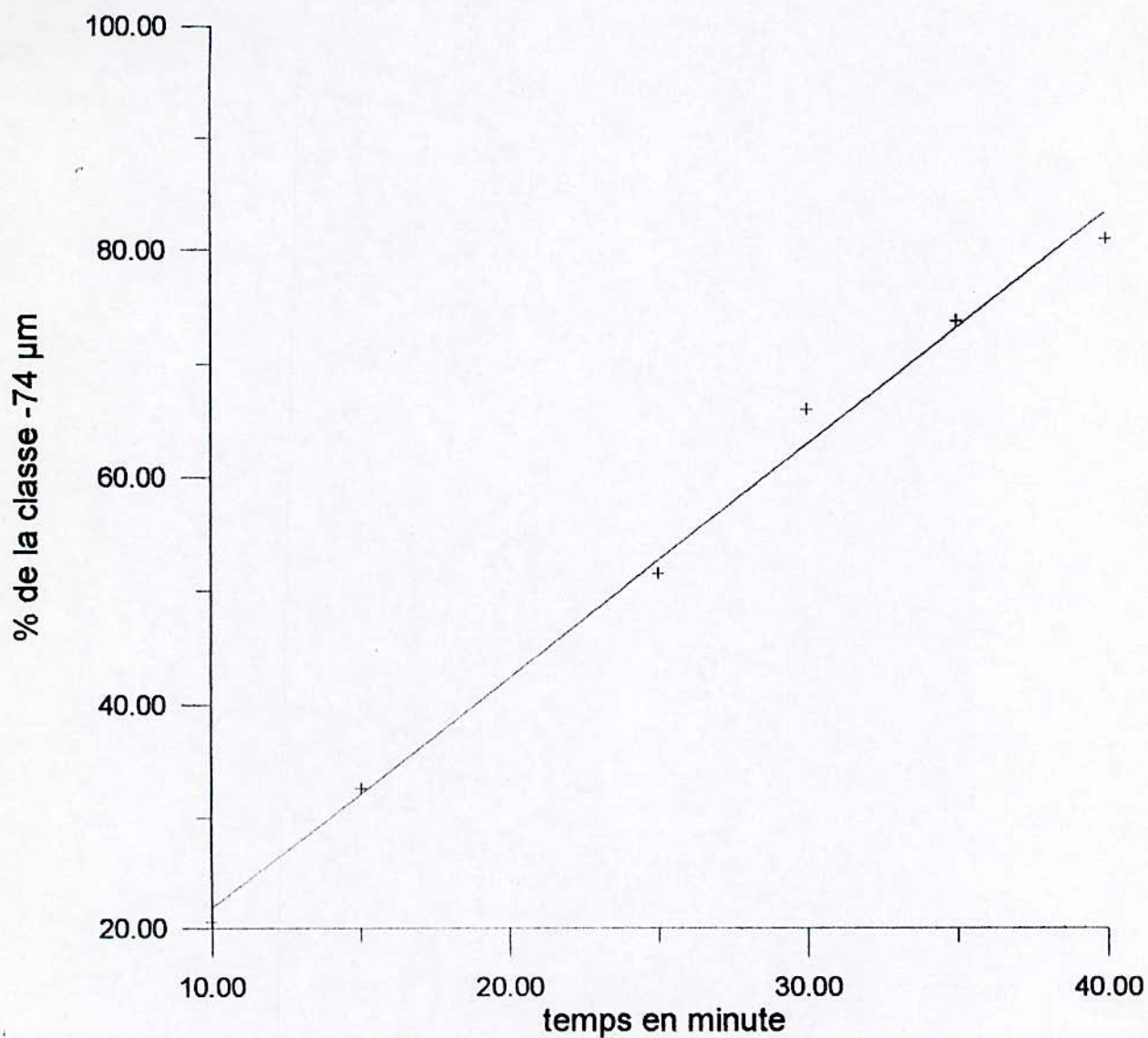


Figure VI-1-1 variation de la classe -74 µm (%) en fonction du temps de broyage

L'étude de la broyabilité nous a permis de prévoir le temps de libération optimale des minéraux, soit : 40 minutes, pour obtenir des grains de :  $d_{81,1} = 74 \mu\text{m}$ .



## VI.2. Essais de flottation :

La flottation est réalisée dans une cellule de type « Denver ».

- Conditions opératoires : - la vitesse de rotation de l'arbre d'entraînement est de 750 tr/mn.
- Le rapport liquide : solide est 1 :1 (L :S = 1 :1) ;

Préparation de l'échantillon : un échantillon de 1Kg, concassé à 1mm, est mélangé à 1l d'eau, puis broyé dans un broyeur à boulets pendant 40mn, pour obtenir la maille de libération (81,1 % inférieur à 74microns).

Notre travail a consisté à entreprendre une étude comparative du traitement minéralurgique par flottation de trois types d'échantillons :

- produit provenant d'une préconcentration densimétrique .
- produit provenant d'une séparation gravimétrique par tablage hydraulique.
- produit sans préconcentration ( ou minerai tout-venant ) .

En se basant sur les travaux réalisés précédemment , dans le cadre d'un projet de fin d'études en génie minier par Mr FOURAR F. [8] , portant sur la flottation du minerai polymétallique du gisement d'El-Abed , nous avons pris en considération les paramètres technologiques optimisés dans cette étude , et les avons transposé comme données de base dans notre étude . Cette étude consiste à pratiquer une flottation du PbS et du ZnS sur les deux préconcentrés gravimétriques , et , à comparer nos résultats avec ceux de Mr . FOURAR F. [8] .

-Le schéma de flottation est représenté par la figure VI.

### ❖ Flottation de la galène (Pbs) :

- Addition du déprimant de la blende  $ZnSO_4$  :150g/t et le KCN 50g/t.
  - le temps de conditionnement est 5mn.
  - Le PH est fixé entre 8 et 9, en utilisant le  $Na_2CO_3$ .
  - Addition de la quantité de l'éthylxanthate 150g/t, conditionnement à 5mn.
  - Addition du moussant : une goutte d'huile de pin, conditionnement à 1mn.
- On récupère l'écume formée à la surface pendant 5mn .

Pour la flottation de contrôle, on ajoute dans la cellule 50g/t d'éthylxanthate, le temps de flottation est de 5mn.

**❖ Flottation de la blende (ZnS) :**

Après la flottation principale et de contrôle du minerai de plomb , on ajoute dans la cellule :

- l'activant de la blende, ou sulfate de cuivre  $\text{CuSO}_4$  600g/t, conditionnement à 5mn.
- la chaux (CaO) pour fixer le PH entre 10 et 11.
- le collecteur, l'amyxanthate 125g/t, conditionnement à 5mn .
- le moussant ; une goutte d'huile de pin.

On récupère la mousse formée à la surface pendant 5mn.

Pour la flottation de contrôle, on ajoute 50g/t d'amyxanthate, le temps de flottation est de 3mn.

Les résultats obtenus sont reportés dans les tableaux (VI.1, VI.2, VI.3 ).

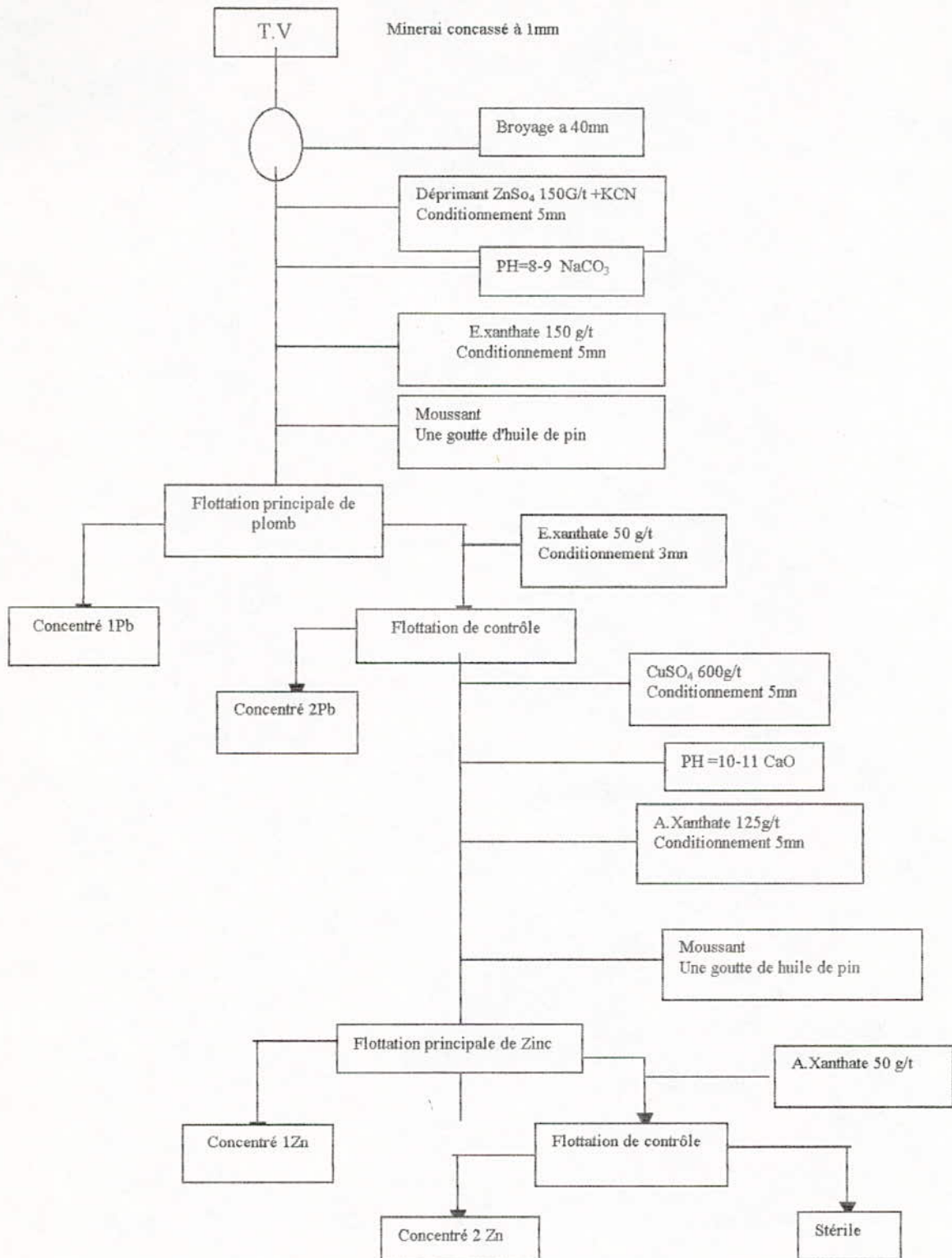


Figure VI: Schéma de flottation



Produits	Rendements %	Teneur %		Récupération %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Conc 1 Pb	28.72	65.5	3.75	70.64	7.50
Conc 2 Pb	5.67	52.5	12.00	11.17	4.71
Conc 1 Zn	18.87	16.25	51.75	11.51	68.14
Conc 2 Zn	6.29	17.00	36.75	4.01	16.22
Stérile	40.45	1.75	1.25	2.02	3.43
Alimentation	100	26.63	14.33	100	100

**Tableau VI.2 : flottation du préconcentré de la séparation densimétrique**

Produits	Rendements %	Teneur %		Récupération %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Conc 1 Pb	24.83	60.00	4.75	69.35	10.87
Conc 2 Pb	6.68	52.50	9.25	16.32	5.69
Conc 1 Zn	10.68	16.75	47.5	8.32	53.78
Conc 2 Zn	7.58	8.75	27.5	3.08	20.21
Stérile	50.23	1.25	2.25	2.93	10.44
Alimentation	100	21.48	10.85	100	100

**Tableau VI.3 : flottation du préconcentré de la séparation par tablage hydraulique**

Produits	Rendements %	Teneur %		Récupération %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Conc 1 Pb	8.57	48.35	10.47	49.98	5.81
Conc 2 Pb	1.14	22.31	6.94	3.06	0.68
Conc 1 Zn	15.43	8.78	53.38	16.35	71.62
Conc 2 Zn	7.34	5.04	13.24	4.46	8.44
Stérile	67.52	3.21	1.95	26.15	11.45
Alimentation	100	8.29	11.50	100	100

**Tableau IV.4 : flottation du minerai sans préconcentration [8]**

### Interprétation et conclusion

D'après les résultats représentés dans les tableaux (VI.1, VI.2, VI.3) nous remarquons que :

*1<sup>ère</sup> variante* : la récupération métal dans les concentrés est très appréciable (70.64% de Pb et 68.14% de Zn), avec une perte de (2.02% en Pb et 3.43% en Zn) existant au niveau des rejets.

*2<sup>ème</sup> variante* : la récupération dans les concentrés est acceptable (69.35% de Pb et 53.78% de Zn) , avec une perte de (2.93% en Pb et 10.44% en Zn) , relativement faible , cependant le rendement pondéral des stériles est un peu élevé (50.23%).

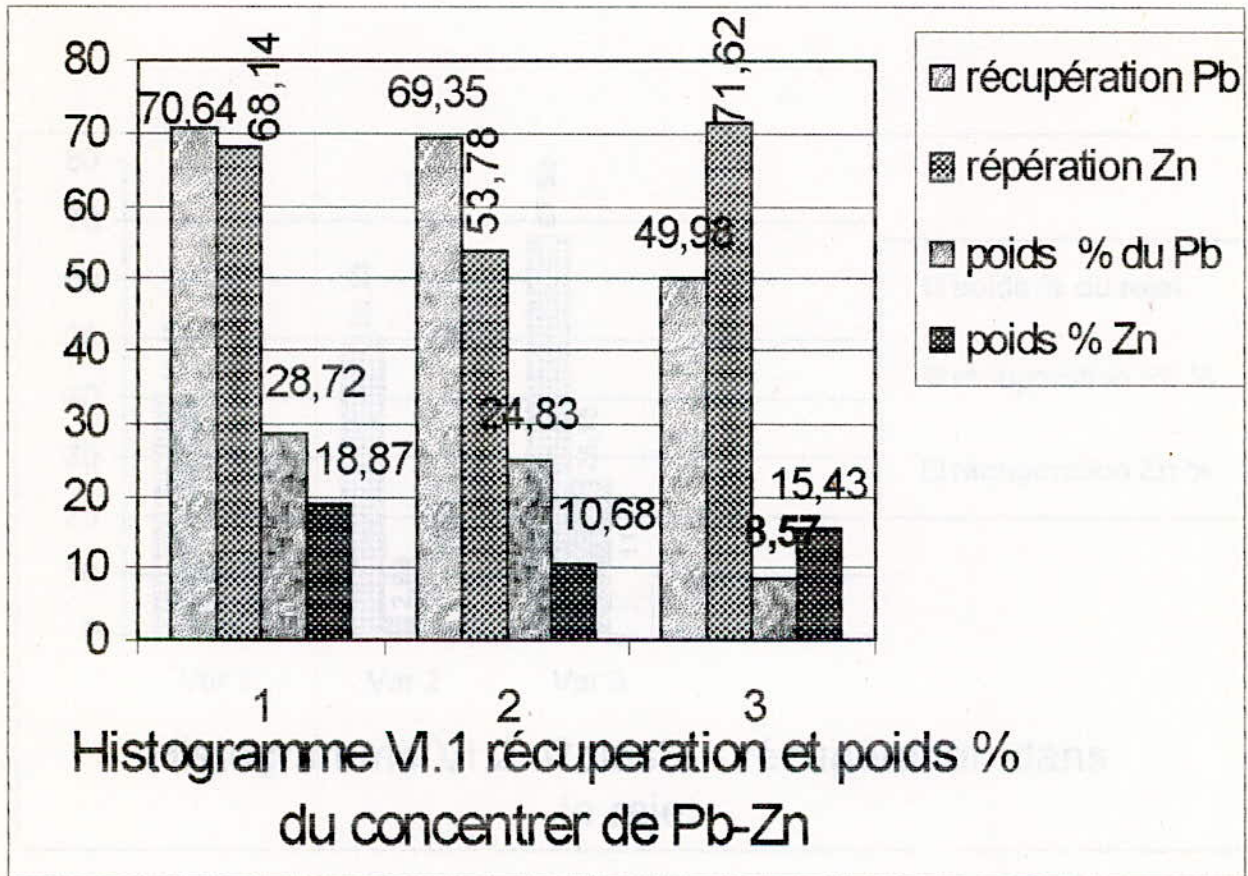
*3<sup>ème</sup> variante* : la récupération en zinc métal est très acceptable (71.62%) , avec une faible récupération en plomb (49.98%) , pour une perte considérable au niveau des stériles (26.15% en Pb et 11.45% en Zn).

On a également remarqué une quantité appréciable au niveau des stériles (67.52% du poids initial).

Vu les résultats obtenus, on peut dire que la teneur d'alimentation d'une cellule de flottation influe directement sur la récupération au niveau des concentrés et même au niveau des rejets, car on remarque que plus la teneur d'alimentation est grande plus la récupération en métal est grande, les pertes étant plus ou moins négligeables. La consommation en réactifs de flottation est ainsi limitée .

D'après ces remarques, on peut dire qu'il très intéressant de passer par une séparation densimétrique avant de procéder à la flottation, ce qui nous permettra d'avoir une élimination partielle de la gangue et par conséquent bénéficier des autres avantages énumérés précédemment et propres à ce procédé .







## CONCLUSION GENERALE ET RECOMMANDATION

---

Au cours de cette étude minéralurgique , adaptée au traitement d'échantillons de minerai polymétallique du gisement d'El-Abed , nous avons procédé à :

- A/ des analyses d'identification du minerai polymétallique (analyses minéralogique, granulométrique et granulochimique), qui ont contribué à obtenir les résultats suivants :
- le minerai est relativement tendre et présente une granulométrie étalée ;
  - les substances utiles sont finement disséminées et uniformément réparties ; nous pouvons dire que ce minerai présente une certaine hétérogénéité du point de vue dureté et distribution des substances utiles dans le minerai concassé et broyé.
  -
- B/ une analyse densimétrique , résultat d'une série de tests de séparation gravimétrique par Le bias d'une gamme de liqueurs denses , à savoir :
- le choix de la dimensions des grains ou blocs d'échantillons de minerai s'est fait , en retenant la tranche granulométrique suivante : [ - 15 + 2 mm ] ;
  - La densité de coupure (ou de partage) retenue est de l'ordre de 2,85 ;
  - Il résulte que , partant d'un minerai tout-venant titrant 7,73% de zinc et 15,39% de plomb , nous avons obtenu après traitement gravimétrique un préconcentré , représentant 70,65% du minerai initial et renfermant 10,56% de zinc et 20,97% de plomb , avec une récupération de 96,99% en zinc et 96,28% en plomb .
- C/ une série de tests de séparation gravimétrique par tablage hydraulique a confirmé l'efficacité de ce procédé, pour l'enrichissement des classes granulométriques inférieures à 2,5 mm pour ce même minerai . La tranche granulométrique a été fixée entre : [ -2,5 + 1,6 mm ] .
- En traitant un échantillon de minerai , titrant 9,67% de zinc et 13,41% de plomb , nous avons obtenu un préconcentré , représentant 57,74% du minerai initial et renfermant 14,65% en zinc et 20,53% en plomb , avec des récupérations de 87,49% en zinc et 88,41% en plomb .

Les résultats obtenus dans les préconcentrations indiquent bien que le minerai d'El-Abed s'adapte favorablement à la concentration physique . Ils traduisent les compromis entre une bonne récupération des substances valorisantes et un rejet maximum de stériles.

En comparant , notre choix se fixera sur la préconcentration par liqueurs denses .

D/ En comparant les résultats des opérations de concentration par flottation sur :

- \* le minerai tout-venant , titrant 11,5% de zinc et 8,29% de plomb , donnant un concentré , renfermant 53,38% de zinc et 48,35% de plomb , avec des récupérations de 71,62% en zinc et 49,98% en plomb [8]
- \* le préconcentré , obtenu par séparation par liqueurs denses , titrant 14,33% de zinc et 26,63% de plomb , produisant un concentré , renfermant 51,75% de zinc et 65,5% de plomb , avec une récupération de 68,14% en zinc et 70,64% en plomb .
- \* le préconcentré , obtenu par tablage hydraulique , titrant 10,85% de zinc et 21,48% de plomb , produisant un concentré , renfermant 47,5% de zinc et 60,00% de plomb , avec une récupération de 53,78% en zinc et 69,35% de plomb .

Au vu de ces données , le choix doit se faire entre les deux premières variantes . Si nous considérons la proportion de stériles ( 67,52% [8] , titrant 1,95% de zinc et 3,21% de plomb , avec des récupérations de 11,45% en zinc et 26,15% en plomb , comparé à celle de la densimétrie , soit 40,45% , titrant 1,25% de zinc et 1,75% de plomb , avec des récupérations de 3,43% en zinc et 2,02% en plomb ) , la proposition , à laquelle nous devons conclure est d'inclure dans le schéma technologique classique de l'usine, en fonctionnement , un atelier de séparation par liqueurs denses

Cette conclusion se base sur le résultat des travaux , que nous avons mené , et ceux , réalisés dans le cadre du PFE de Mr FOURAR F.

**Propositions :**

Sachant que les réserves en minerai du gisement polymétallique d'El-Abed sont en voie d'épuisement , nous estimons que la variante proposée ne peut être envisageable .

Cependant , dans le cas , où il y aurait possibilités d'extension du gisement existant , par la découverte d'autres couches minéralisées dans des sites plus ou moins éloignés , il serait judicieux d'apporter alors certaines transformations sur le plan technologique .



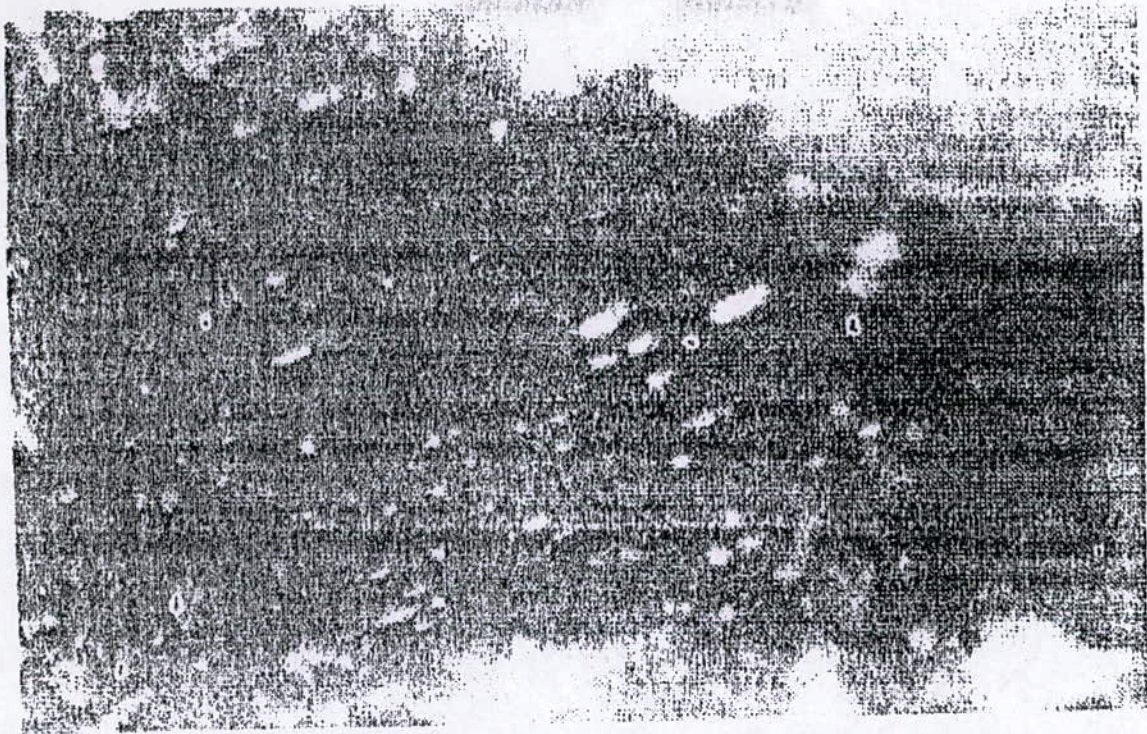
les essais d'orientation réalisés , durant notre étude , ont alors pour objectif de réimplanter l'atelier de concassage, de classification et de séparation par liqueurs denses aux abords de la mine , afin de permettre l'extraction et la préconcentration des minerais provenant des extensions du gisement . Cela permettrait de traiter une quantité moins importante de minerai au niveau des ateliers de broyage et de flottation, de transporter moins de tout-venant, de consommer moins de réactifs et d'eau , d'augmenter la durée de vie des installations existantes , et , finalement , limiter les consommations en énergie et en consommables de manière significative .

A ce titre , nous proposons une esquisse de schéma technologique , adapté au traitement du minerai polymétallique du gisement d'El-Abed (Schéma N° 1) .

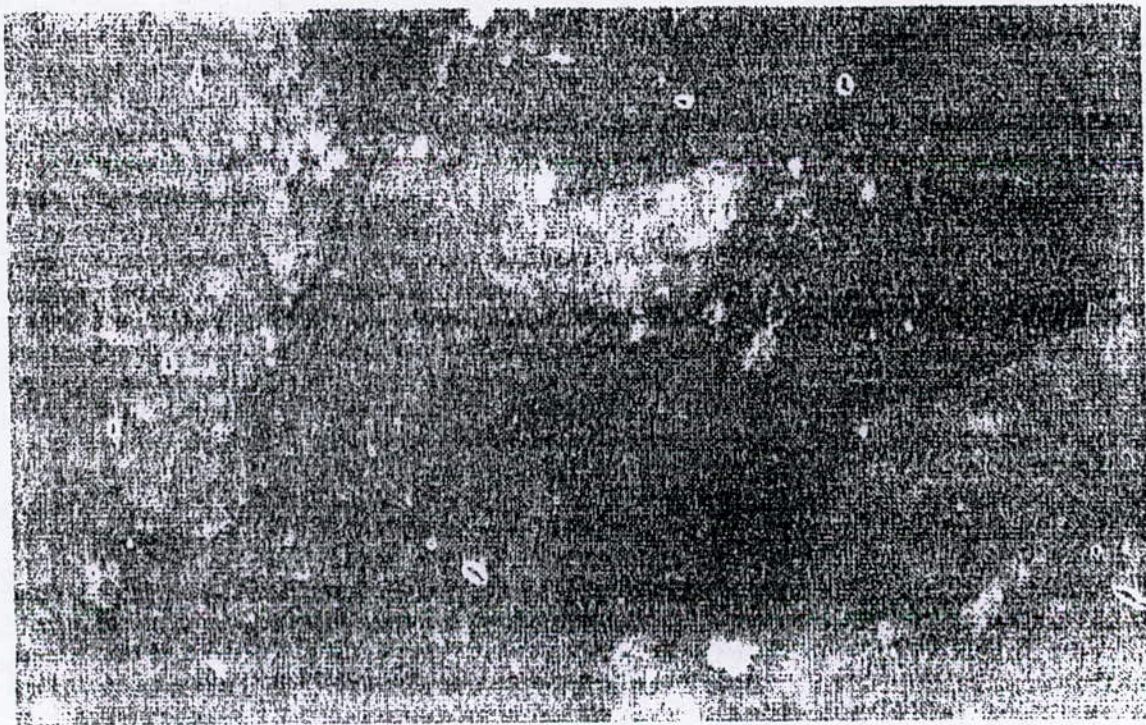








1- [Section polie] mineral polymetallique dans une gangue carbonatée.



2- [section polie] blende et galene entourée par le quartz.





3- [Section polie] blende associée à la galène dans une gangue carbonatée.



4- [section polie] cristaux de galène entourés par le quartz et de calcite



## Analyse chimique

Pour le dosage du plomb et du zinc, on a utilisé la méthode par Absorption atomique.

### **Principe de la méthode**

Elle consiste à déterminer l'absorption se produisant lors du passage d'une radiation, de longueur d'onde donnée, à travers un nombre un ensemble d'atomes libres dans leurs état fondamentale, c'est-à-dire de plus faible énergie.

Ainsi une source lumineuse (lampe à cathode creuse...) émet un spectre, qui doit contenir la raie de l'élément à analyser.

Dans l'atomiseur (flamme ou four), l'échantillon se transforme en vapeur atomique, absorbe la radiation de la longueur d'onde correspondante à l'élément analysé.

Le monochromateur isole une bande ou une raie, dans laquelle se trouve la raie de l'élément à analysé.

Le détecteur transforme l'énergie lumineuse en un signal électrique, qui est transmis à un amplificateur. Seul le signal, dû à la radiation provenant de la source, est amplifié.

Les radiations parasites émises dans la flamme (fond continu) sont éliminées et ne donnent aucun signal à la sortie de l'amplificateur.

### Dosage du plomb et du Zinc

#### **a- Dosage du Zinc**

Le Zinc est directement déterminé dans la solution d'attaque lorsque les teneurs ne dépassent pas 5% si non il faut diluer convenablement la solution avec l'acide chlorhydrique à 5%.

### Condition de mesure générateur de radiation

- Cathode creuse «haute brillance»
- Radiation: 213.8 nm (raie peu sensible)
- Bande passante=2 nm (manomètre)
- Flamme=air acétylène oxydante, brûleur, laminaire perpendiculaire à l'axe optique

-Propriétés de la méthode: répétabilité= 0.05% au voisinage de 5% de Zinc.  
/ Limite de détection; 0.005 % de Zinc.  
/ Domaine optimal d'utilisation= 0.5% à 5% de Zinc .  
/pour les teneurs inférieures à 0.5 % on utilise le brûleur en position normale.

#### **b- Dosage du plomb**

- Le plomb est déterminé directement dans la solution .
- Pour des teneurs supérieures à 1% ,l'effet des alcalins et des alcalino-terreux est négligeable.

#### **Condition de mesures - générateur de radiation .**

- cathode creuse < haute brillance >
- Radiation = 283.3 nm et 217 nm
- Bande passante: 0.7 nm
- Flamme = air acétylène oxydante
- Propriété de la méthode =répétition 0.1% au voisinage de 10%
- Limite de la détection=0.002% de plomb
- Domaine optimal d'utilisation =1 à 12.5% de pb.

Pour des teneurs supérieures à 12.5%, il faut procéder à des dilution ou tourner le brûleur de 90°.

Pour des teneurs supérieures à 12.5% ,il faut procéder à des dilution ou tourner le brûleur à 90°.

On peut également utiliser la méthode complexométrique dosage pour le dosage du plomb et du zinc.

-Les complexes du plomb et du zinc en présence d'orange de xylinol ont une couleur violette.

-Ces complexes sont plus faibles que les complexes pb et du Zn avec EDTA.

-En ajoutant l'orange de xylinol dans la solution, contenant du pb ou du Zn, on provoque la formation d'un complexe violet.

-Au cours de la titration avec la solution d'EDTA, l'orange de xylinol est libéré de son complexe et reprend la couleur jaune .



## Caractéristique physique

### 1. Le taux d'humidité :

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

Nous séchons l'échantillon de masse  $M_1$  à la température de  $T^\circ=103^\circ\text{C}$

Nous pesons l'échantillon après deux heures de séchage, nous obtenons une nouvelle masse  $M_0$ , on calcule le taux d'humidité .

$$M_1 = 500.0 \text{ g}$$

$$M_0 = 478.7 \text{ g}$$

$$\text{Le taux est de : } T\% = 0.26\%$$

### 2. 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 contenu dans l'unité de volume de la matière .

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

*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 ( environ 1 kg )
    - ❖ Pas de grains trop petits ( au moins 10g ).
  - 2) Sécher l'échantillon :
    - ❖ Porter lentement à  $103^\circ\text{C}$
    - ❖ Le maintenir à cette température 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 l'ébullition.
    - ❖ Maintenir l'ébullition pendant 2h ,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 l'échantillon de l'eau et essuyer chaque grain ( avec un chiffon).
    - ❖ Nouvelle masse  $M_1$ .



6) En déduire la porosité

$M_1 - M_0$  représente la masse d'eau contenue dans les pores, le même nombre mesure le volume de ces vides, donc

$$P(\%) = [ (M_1 - M_0) / \text{volume de la matière} ] \cdot 100$$

Le volume de la matière = masse du matériau / masse volumique absolue .

$$P(\%) = [ (M_1 - M_0) / M_0 ] \cdot \gamma \cdot 100$$

$$M_1 = 998.8 \text{ g}$$

$$M_0 = 1021.2 \text{ g}$$

$$P(\%) = 6.05 \%$$

3. 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 volumique apparente .

- ❖ La masse volumique absolue : c'est le vide de l'unité de volume absolu du corps, sans tenir compte du volume des vides.
- ❖ Tandis que la masse volumique apparente, on tiens compte du volume des vides .  
On s'intéresse à lma masse volumique apparente, por la déterminer, on a utilisé la methode de l'éprouvette graduée .

*Principe :*

- ❖ Mettre dans une éprouvette graduée un volume  $V_1$  d'eau .
- ❖ Peser une masse 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 apparente :  $M / V_2 - V_1$

$$M = 300 \text{ g}, V_1 = 400 \text{ ml}, V_2 = 491.5 \text{ ml},$$

$$\rho = 3.278 \text{ g/cm}^2$$

4. La surface spécifique :

Elle a été déterminer au niveau du laboratoire de génie civil. Nous avons utiliser l'appareil de BLAINE qui se compose essentiellement d'une cellule en métal inoxydable, ainsi q'un manometre en verre en forme de U , l'appareil est etalonné avec une poudre etalon desurface spécifique et de masse volumique connue. La surface spécifique et le surface exprimée en  $\text{cm}^2$  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 volatile de faible densité, prealablement en dépression

jusqu'à un repère supérieur du tube manométrique redescende jusqu'au niveau d'un repère inférieur de ce tube.

$$S_s = (0.354 \cdot k \cdot t^{0.5}) / (0.5 \cdot \rho \cdot \eta^{0.5}) \text{ avec :}$$

K : constante de l'appareil égale à 11.8011.

$\eta$  : viscosité de l'air égale à  $1798 \cdot 10^{-7}$ .

$\rho$  : masse volumique .

Nous trouvons  $t = 340s$        $S_s = 3.50 \text{ cm}^2 / \text{g}$ .

### 5. La dureté :

La dureté est définie par la résistance d'un minerai à la rayure ou à l'abrasion, elle dépend de la structure cristalline et des forces de liaison entre les atomes.

1- TALC $\text{Mg}[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})_2$	6- ORTHOSE $\text{K}(\text{AlSi}_3\text{O}_2)$
2- GYPSE $\text{CaCO}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$	7- QUARTZ $(\text{SiO}_2)$
3- CALCITE $\text{CaCO}_3$	8- TOPAZE $\text{Al}_2[\text{SiO}_4](\text{F}_8\text{OH}_2)$
4- FLUORINE $\text{CaF}_2$	9- CORINDON $\text{Al}_2\text{O}_3$
5- APATITE $\text{Ca}_2(\text{PO}_4)_2\text{F}$	10- DIAMANT C

Echelle de MOHS



## BIBLIOGRAPHIE :

- [1] Absi. F (1990)- Valorisation des minerais d'or "HOGGAR"  
"Thèse de magister" E.N.P Alger.
- [2] Saada. A (1993)- Préconcentration physique du minerai de Plomb-zinc de  
Chaabet El Hamra. "Thèse de magister" E.N.P Alger.
- [3] Amarouche. S (1994)- Flottation du minerai sulfuré. Cas d'un échantillon de  
Oued Amizour. (P.F.E) E.N.P Alger.
- [4] Blazy. B (1970)- Valorisation des minerais  
-(publié de la presse universitaire). France.
- [5] Burt. R.O (1984) - Gravity concentration technology (Elsevier). Amsterdam,  
Oxford, New York.
- [6] Rapport final sur l'étude géologique complémentaire du gisement d'El-Abed  
(1986-1991) O.R.G.M.
- [7] Rapport de stage sur le gisement d'El-Abed. (1998). E.N.O.F.
- [8] Fourar. F (1999)- Valorisation du minerai sulfuré polymétallique d'El-Abed.  
(P.F.E) E.N.P Alger.
- [9] Barbary. G (1993)- séparation par flottation, technique d'ingénieur.
- [10] Costet. J (1981-1983)- Cours pratiques de la mécanique des sols.  
3<sup>ème</sup> Edition, Dunod.
- [11] Jean. P (1997)- Métallurgie du minerai au matériau.
- [12] Valorisation du minerai barytique, gisement Berouaghia.  
"Thèse de magister" E.N.P Alger.
- [13] Oubrahim. L (1994)- Procédé de flottation et son évolution technologique.  
"Thèse de magister" E.N.P Alger.
- [14] Ovtcharov. V; Khasiev. T (1986)- Flottation, égouttage, technologie.  
Université de Annaba.
- [15] Delorme. E; Lhuillier. R (1979)- Enrichissement des minerais par gravité.  
Revue de l'industrie minière.
- [16] Zibouche. M et Kerdjoudj. H (1987)- Enrichissement gravimétrique du  
minerai Pb-Zn oxydé de Deglen (Algérie). Revue de  
l'industrie minière.
- [17] Entreprise K.H.D, catalogue des caractéristiques d'une table vibrante
- [18] Entreprise Denver, catalogue des caractéristiques d'une cellule de flottation.