



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
Ecole Nationale Polytechnique

Ministère de l'Enseignement Supérieur
et de la Recherche Scientifique

École Nationale
Polytechnique

Département Génie minier

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

Projet de fin d'étude

*Etude d'orientation sur la valorisation du
minerai sulfuré polymétallique (Plomb-Zinc) du
gisement d'El-Abed (W-Tlemcen)*

Proposé par :
E.N.O.F.

Dirigé par :
M^r. A. SAADA

Etudié par :
F. FOURAR LAIDI

République Algérienne Démocratique et Populaire



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
Ecole Nationale Polytechnique

Ministère de l'Enseignement Supérieur
et de la Recherche Scientifique

École Nationale
Polytechnique

Département Génie minier

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

Projet de fin d'étude

*Etude d'orientation sur la valorisation du
minerai sulfuré polymétallique (Plomb-Zinc) du
gisement d'El-Abed (W-Tlemcen)*

Proposé par :
E.N.O.F.

Dirigé par :
M^r. A. SAADA

Etudié par :
F. FOURAR LAIDI

ملخص

موضوع بحثنا يعمل في تعمين مادن الزنك و الرصاص (Pb-Zn) المتواجدة على مستوى منجم العابد بولاية تلمسان , و لذلك استعملنا طريقة طفو المعادن للحصول على مركز قابل للتسويق بنسبة 53% .

Résumé

Notre travail consiste à la valorisation d'un minerai polymétallique (Pb-Zn) du gisement D'EL-ABED (W.TLEMCEN). Par la méthode de flottation, pour obtenir un concentré commerciable de 53%.

Abstract

This study is devoted to the valorization of metallic ore (Pb-Zn) of EL-ABED, by the floating method, to obtain a good tenor, which is equal to 53%.

Mots clés : enrichissement, minéralurgie, valorisation, liqueur dense, densité, flottation, Gravimétrie, collecteur, déprimant.

Dédicaces :

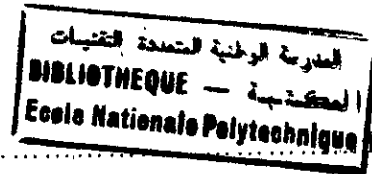


- * *A ma très chère mère pour ses encouragements.*
- * *A mon très cher père pour son aide.*
- * *A mes frères et sœurs.*
- * *A tous ceux qui me sont chers.*

Je dédie cet humble travail.

Farouk

SOMMAIRE



INTRODUCTION GENERALE.....

PARTIE THEORIQUE

CHAPITRE I : Généralités

I.1.1 : Le zinc.....	2
I.1.2 : Minéraux de zinc.....	2
I.1.3 : Usage du zinc.....	2
I.2.1 : Le plomb.....	3
I.2.2 : Minerai de plomb.....	3
I.2.3 : Usage du plomb.....	4

CHAPITRE II : Enrichissement gravimétrique

II.1 : Introduction.....	5
II.1.1 : La sédimentation libre.....	6
II.1.2 : La sédimentation gênée.....	6
II.1.3 : Les méthodes basées sur la gravité.....	7
II.2 : La séparation par milieu dense.....	9
II.2.2 : Introduction.....	9
II.2.3 : Les milieux denses utilisés.....	9
II.2.4 : Analyse densimétrique proprement dite.....	10
II.2.5 : Conclusion.....	15

CHAPITRE III : Enrichissement par flottation

III.1 : Introduction.....	17
III.2 : Principe de la flottation.....	17
III.3 : Phénomènes physico-chimiques de la flottation.....	17
III.4 : Les réactifs de flottation.....	18
III.5 : La cellule de flottation.....	20
III.5.1 : Alimentation et récupération des minerais bruts et enrichis.....	20
III.5.2 : Fonction essentielle d'une cellule de flottation.....	21
III.5.3 : Mode de production des microbulles.....	21
III.6 : Flottation des minerais sulfurés.....	21
III.7 : Flottation des minerais oxydés.....	21
III.8 : Autre utilisation de la flottation.....	23

CHAPITRE IV : Identification du gisement d'El-Abed et son minerai

IV.1 : Gisement d'El-Abed.....	24
IV.1.1 : Introduction.....	24
IV.1.2 : Situation géographique.....	24
IV.1.3 : situation topographique.....	24
IV.1.4 : Climat.....	24
IV.1.5 : Morphologie du gisement.....	24
IV.1.6 : Géologie du gisement.....	26



PARTIE EXPERIMENTALE

IV.2 : Identification du minerai.....	30
IV.2.1 : Echantillonnage.....	30
IV.2.2 : Etude minéralogique et pétrographique.....	31
IV.2.3 : Analyse chimique.....	31
IV.2.4 : Détermination des paramètres physiques du minerai.....	32
IV.2.5 : Analyse granulométrique.....	34
IV.2.6 : Analyse granulochimique.....	37
IV.2.7 : Le traitement dans la laverie d'El-Abed.....	42

CHAPITRE V : Essais de flottation

V.1 : Etude de broyabilité.....	44
V.2 : Essai de flottation.....	46
V.3 : Paramètres étudiés.....	46
A : Influence de la quantité du collecteur.....	46
B : Influence de la quantité du déprimant.....	55
C : Influence du temps.....	63

CHAPITRE VI : Enrichissement par liqueur dense

VI.1 : Déroulement de l'expérience.....	70
VI.2 : Expression des résultats.....	71
VI.3 : Interprétation des résultats.....	81

CONCLUSION GENERALE ET RECOMMANDATIONS.....

82

ANNEXES

BIBLIOGRAPHIE

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

PARTIE THEORIQUE

Introduction générale:

Les gisements de matières premières minérales contiennent rarement un seul minéral .

Le minerai se compose le plus souvent de substance utile , d'une gangue stérile et parfois de substance nuisible ou impurité.

Aussi convient il, avant toute commercialisation ,d'éliminer au moins une partie de la gangue , et si possible certains substances nuisibles .

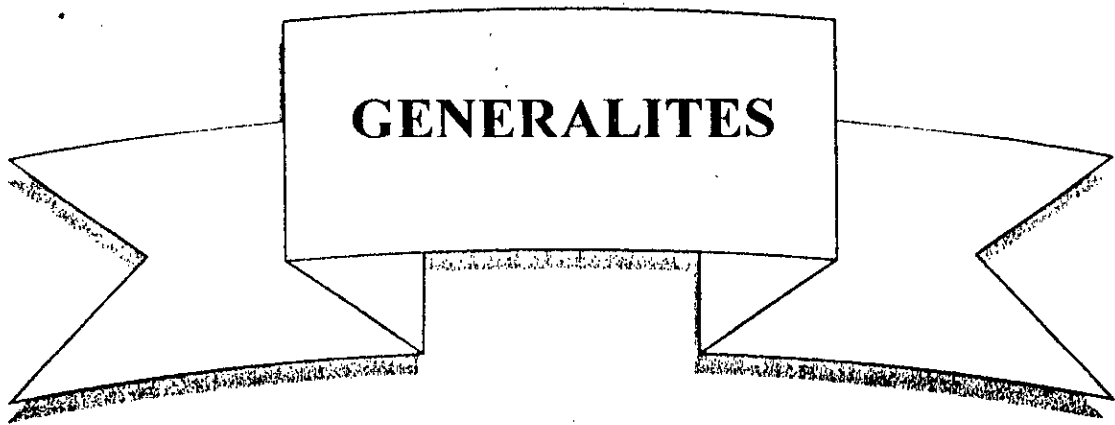
La minéralurgie ou l'enrichissement des minerais comprend l'ensemble des opérations, qui permettent l'élaboration de matières premières présentant une valeur marchande, à partir de substances minérales naturelles .

Le traitement minéralurgique consiste donc essentiellement à séparer une ou plusieurs fractions riches en éléments appelés concentré, un rejet sans valeur commerciale immédiate dénommé stérile.

La démarche, que nous nous sommes fixés pour aborder cette étude d'orientation, a porté essentiellement les points suivants :

- 1) Caractérisation du minerai polymétallique (Pb-Zn) prévoyant du gisement d'EL-ABED (w- Tlemçen)
- 2) Etude des schéma de préparation mécanique , de préconcentration , et de concentration des minerais polymetallique d'EL-ABED
- 3) Simulation en laboratoire et optimisation des paramètres technologique sur les différents équipements utilisés dans les ateliers correspondants (préparation mécanique , préconcentration et concentration)
- 4) Etude comparative des différents schémas technologiques (flow-sheet) existant, et recherché.
 - a) Minerai –préparation mécanique –flottation (labo-E.N.P).
 - b) Minerai –préparation mécanique- préconcentration (labo-E.N.P).
 - c) Minerai –préparation mécanique- flottation (usine D'EL-ABED).

CHAPITRE I



I. Généralités :

I.1.1. Le zinc : [8, 16]

De symbole Zn, de numéro atomique 30, de masse atomique 56,538, est un élément chimique métallique de couleur blanc à bleuâtre, appartenant au sous-groupe IIB de la classification périodique « Mendeliev ».

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

La production annuelle mondiale augmente lentement et dépasse 7 millions de tonne au milieu des années 1990.

Les principaux pays producteurs étant, par ordre décroissant : la CHINE, le CANADA, l'ex U.R.S.S., l'ALLEMAGNE, les ETAT UNIS, L'ESPAGNE, L' AUSTRALIE et la FRANCE.

I.1.2. Minéraux de zinc :

Le zinc se trouve à l'état naturel sous forme de sulfure ou bien sous forme de composés oxydés, carbonatés ou silicates qui résultent de l'altération des sulfures.

Les principaux minéraux concernés sont les suivants :

- Blende : sulfure de zinc (ZnS) de densité (3,5 – 4,5), est contient 67,1 % de zinc.

Le plus souvent, en proposant, jusqu'à 14 % d'atomes de zinc remplacés par du fer, nous obtenons de la marmatite.

- Smithsonite ($ZnCO_3$) : zinc carbonaté ou calamine ordinaire, elle est rarement du carbonate de zinc pur, elle contient le plus souvent du carbonate de cadmium de fer, de manganèse. La calamine composée de carbonate de zinc pur contient 52 % de zinc, si la calamine contient des carbonates étrangers, la teneur en zinc chutera au dessous de 40%.

- Hemimorphite ($Zn_2SiO_4 \cdot H_2O$) : Zinc silicate ou calamine siliceuse ces minéraux contiennent 53,7 % de zinc et sont fréquemment mélangés à la calamine ordinaire.

- Zinc oxydé rouge ou zincate (ZnO) : Ces minéraux contiennent à l'état pur 80,20 % de zinc.

I.1.3. Usage du zinc :

- Protection de l'acier : c'est la principale utilisation du zinc, absorbant environ 40 % de la production mondiale.
- Couverture et accessoires de bâtiment : la remarquable tenue à l'atmosphère du zinc est l'origine de cette application.

- Stockage d'énergie : réducteur , en ce qui concerne les générateur primaire , le zinc est l'élément actif des piles.

Les grands secteurs technico- économique ou les types de produits concernés :

- Caoutchouc : l'industrie du pneumatique absorbe ainsi près de 50 % de l'oxyde de zinc produit
- Peinture : l'oxyde intervient comme pigment réactif ou fongicide , le chromate ou le phosphate de zinc en substitution dans les peinture antirouille .
- Plastique : l'oxyde de zinc améliore leur tenue aux rayons ultraviolets.
- Agriculture : des composés de zinc oxyde ,sulfate sont ajoutés aux engrais.

1.2.1. Le plomb : [1,16]

Le plomb symbole Pb, numéro atomique 82, et de masse atomique 207,21, constitue 0,014 pour 100 de la masse de la croûte terrestre.

Il se trouve dans le groupe IV a de la classification périodique, il a une couleur grise – bleuâtre particulière et un éclat métallique.

La production mondiale répartie principalement entre l'Australie, le Canada, les États-Unis et le Mexique était en 1991 de 3340000 tonnes.

Les importantes réserves se trouvaient au Canada et en Australie.

1.2.2. Minerais de plomb :

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

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

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

- Cérusite : carbonate neutre ou anhydre ($PbCO_3$), elle se présente sous forme de cristaux en masse compacte à la partie supérieure de filons plombifères. Elle est souvent associée à la smithsonite ($ZnCO_3$) et à la sidérose ($FeCO_3$). La cérusite a une densité variant de 6,4 à 6,5 et une dureté de 3 à 3,5 dans l'échelle de MOHS et renferme 77,52 % de plomb.

- Autres minéraux : parmi les nombreuses autres formes minéralogiques, on peut citer :
 - L'anglésite : sulfate de plomb ($PbSO_4$) renfermant 68,3 % de Pb.
 - La wulfénite : $PbMgO_4$, renferme 55,8 % de Pb.

1.2.3. Usage de plomb :

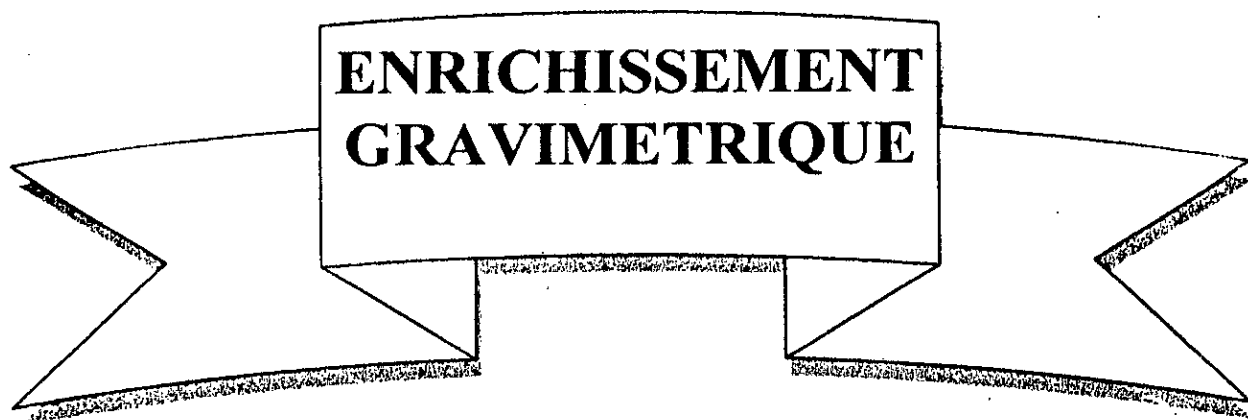
Le plomb et ces alliages sont à la base de nombreuses industries à savoir :

- Les accumulateurs : depuis sa découverte, l'accumulateur au plomb a vu son emploi croître au fil des ans.

Le plomb dans les accumulateurs est utilisé sous deux formes : les plaques en alliage de plomb et la matière active en oxyde de plomb.

- les câbles : il est utilisé pour les câbles à haute et très haute tension grâce à sa résistance à l'action corrosive des sol plus au humides.
- Laminés ou table de plomb : employé surtout pour l'industrie chimique pour chambre de plomb à acide sulfurique, revêtement de cuves, cellules et anode d'électrolyse .
Il sert aussi à la protection contre les rayons X et autres radiations.
- Tuyaux : ils se soudent et se travaillent très facilement.
- Alliages : nous pouvons citer :
 - plomb- étain pour les soudures.
 - Plomb- antimoine- étain pour caractère d'imprimerie et antifriction.

CHAPITRE II



ENRICHISSEMENT
GRAVIMETRIQUE

II.1. Introduction : [6,7,14]

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

- Son poids : $P = mg$ (1)

ou m : masse de la particule

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

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

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

$$m \cdot dV / dt = P - P' \quad (2)$$

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

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

μ : la viscosité du fluide.

Δ : poids spécifique du fluide

v : vitesse de chute de la particule.

d : diamètre de la particule.

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

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

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

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

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

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

II.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 :

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

Similairement la loi de Newton

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

V : vitesse limite pour la particule et 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 ont le même diamètre, la particule la plus lourde aura alors une vitesse limite plus grande.

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

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

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

Où : R_f : est le rapport de sédimentation libre ou le rapport diamètre des particules du minéral b (diamètre d_b) au 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 ».

II.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) remplace la densité de l'eau (équation 7).

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

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 :

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

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.

II.1.3. Les méthodes basées sur la gravité : [6,7,13]

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

a. Méthode de la nappe pelliculaire fluente.

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

- Petites particules lourdes qui résistent au courant d'eau transversal
- Particules grossières lourdes qui sont facilement roulées par l'eau avec des fines légères.
- De légères particules grossières.

b. Méthode par accélération différentielle

L'accélération différentielle pour une particule est l'accélération initiale du mouvement de la particule. Celle-ci dépend seulement de la densité relative du solide et du liquide. En revanche, la dimension de la particule n'intervient pas. Le procédé d'accélération différentielle se réalise si la répartition de chute des particules minérales est assez fréquente.

La durée de chute est assez brève dans la mesure où on soumet les particules à des courants ascendants et descendants, assurés par la pulsation du fluide à l'aide d'un mécanisme. Sous ces conditions, la stratification des particules sera seulement sur la base de gravité.

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

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

b. Principe du jig

Le 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 données à l'eau 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 passant 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 et créant ainsi en premier lieu une stratification des grains en couches d'après leur poids spécifique, suivie de l'évacuation des couches stratifiées

C. La méthode par milieux denses : la plus utilisée en industrie.

II.2. La séparation par milieu dense : [6,7,10,14,15]

II.2.1. Introduction :

La séparation par un milieu dense comme méthode de traitement des minerais existe depuis 1858, ou 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 de charbon

II.2.2. Principe de la méthode :

Utilisant un milieu de densité déterminée , ce procédé sépare le produit en fraction 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 Δ donnée (les deux éléments ont pour densités δ_L et δ_l) Figure II-1 :

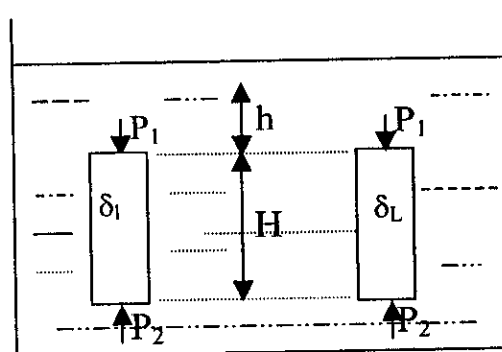


Figure II-1 : principe de la séparation par milieu dense

La loi fondamentale de la séparation par milieu dense est :

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

Tel que :

δ_L : densité de l'élément le plus lourd.

δ_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

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

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

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

Ou :

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.

II.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 μ 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.

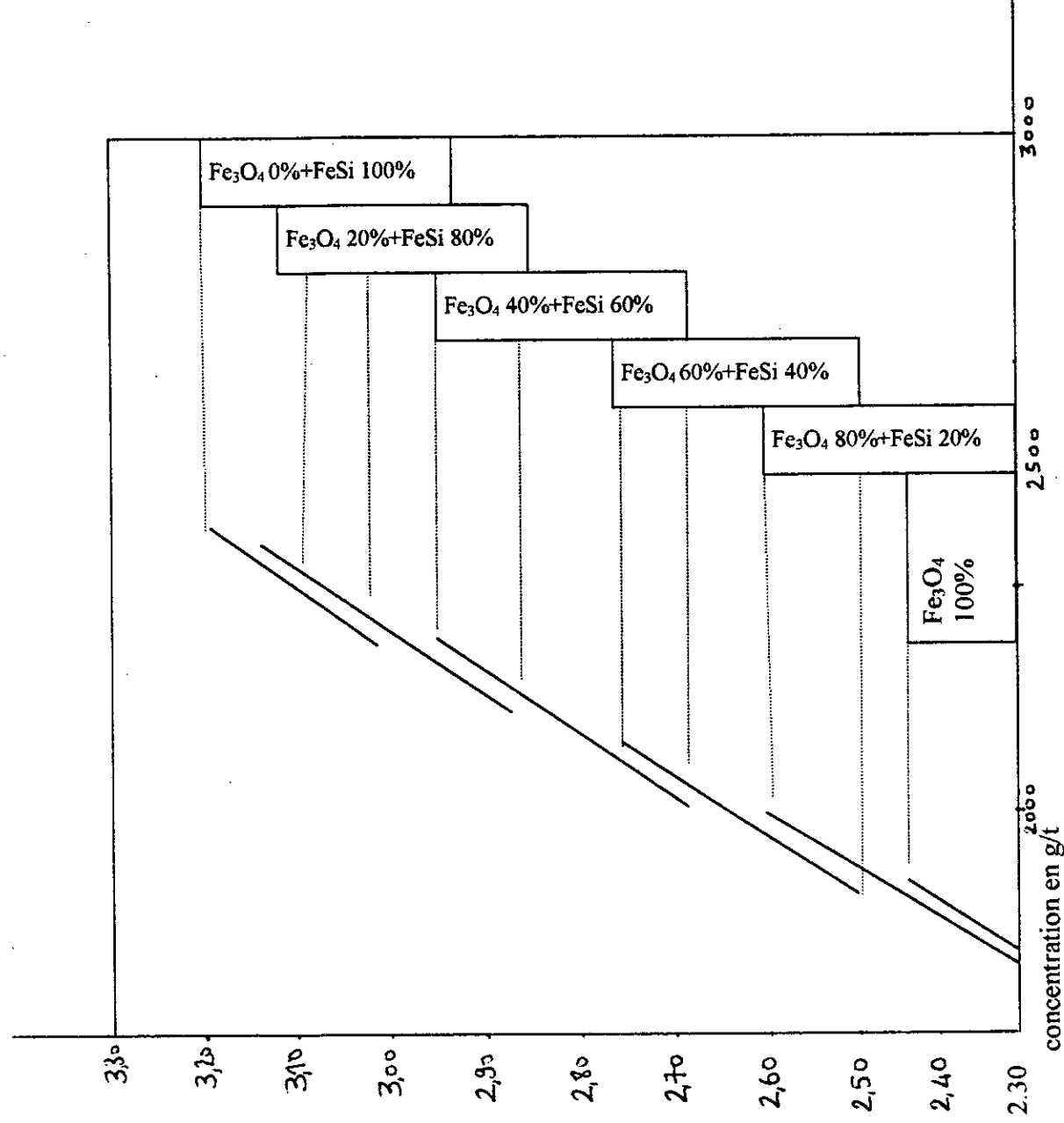
On peut également utiliser comme milieu dense:

- 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 telles que la magnétite et le ferrosilicium. Cependant, à l'heure actuelle, les coûts de ses réactifs peuvent parfois poser problèmes (ferrosilicium par exemple).

Désignation		Formule chimique	Densités Kg/m ³	Couleur	Solubilité dans l'eau
1/ <u>Liquides organiques lourds</u>	.Trichloréthane	C ₂ HCl ₃	1460		
	.Tétrachlorure de Carbone	CCl ₄	1680	Incolore	
	.Dibrométhane	C ₂ H ₄ Br ₂	2170		
	.Bromoforme	CHBr ₃	2890	Incolore	Soluble
	.Acétylène-tétrabromure	C ₂ H ₂ Br ₂	2930		
	.Tétrabrométhane (T.E.B)	C ₂ H ₂ Br ₄	2960	Incolore	Insoluble
	.Liquueur de Toulet (Iodomercurate de Potassium)	HgI ₂ +KI	3170	Jaune	Soluble
	.Iodure de Méthylène	CH ₂ I ₂	3320	Incolore	Insoluble
	.Liquueur de Rhorbach (Mercurinitrate de Baryum)	BaI ₂ +HgI ₂	3590	Jaune	Soluble
	.Liquueur de Clerici (ou Formiate et Malonate de Thallium)	CH ₂ (COOTl) ₂ HCOOTl	4250	Jaune	Soluble
2/ <u>Liquides lourds non organiques (Solutions vraies)</u>	.Solution de sel de chlorure de Calcium	CaCl ₂	2500	Incolore	Soluble
	.Solution de sel de chlorure de Zinc	ZnCl ₂	2500	Incolore	Soluble
3/ <u>Pseudo-Solutions (alourdissant + eau) alourdissant = mélange de solides.</u>	.Minéraux : * Pyrite * Pyrrotine * Baryte * Magnétite * Arsénopyrite * Galène .Alliage : Ferrocilicium .Métal : Plomb				

Tableau 14: Caractéristiques des liqueurs denses



Magnétite et ferrosilicium.

Proportion de magnétite et ferrosilicium

Pour la densités comprises entre 2.30 et 3.30

Cette courbe montre qu'avec:

- *Une magnétite seule, on atteint une densité de liqueur ≤ 2.4 .
- *Un mélange magnétite plus ferrosilicium nous permet d'avoir une densité comprise entre $2.4 \leq$ ferrosilicium ≤ 3.15 .
- *Un ferrosilium $3.05 \leq$ densité de liqueur ≤ 3.35

Cette courbe montre qu'avec:

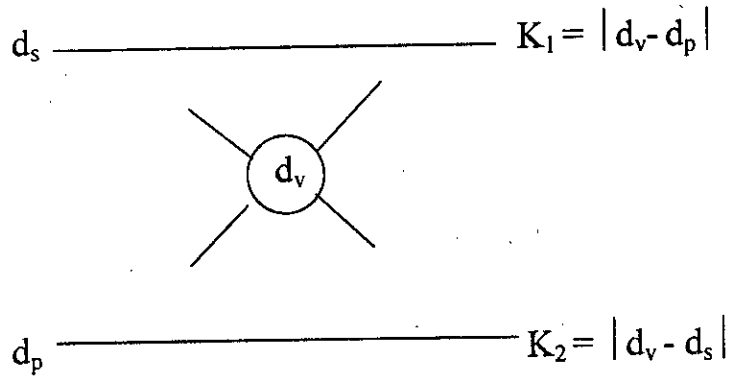
- *Une magnétite seule, on atteint une densité de liqueur ≤ 2.4 .
- *Un mélange magnétite plus ferrosilicium nous permet d'avoir une densité comprise entre $2.4 \leq \text{ferrosilicium} \leq 3.15$.
- *Un ferrosilium $3.05 \leq \text{densité de liqueur} \leq 3.35$

La densité du milieu dense peut être déterminée par la relation (pour les pseudo-solutions)

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

C : concentration du solide en volume (%)

d_m , d_s : respectivement densités du milieu dense et de la phase solide. Pour les solutins 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 : des coefficients positifs

v_1 : volume pris de la solution ayant une densité d_s

v_2 : volume pris de la solution ayant une densité d_p

$$v_1 = v_2$$

$$v_3 = k_1 v_1 + k_2 v_2$$

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

II.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 liqueur de densité décroissante.

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 II-2)

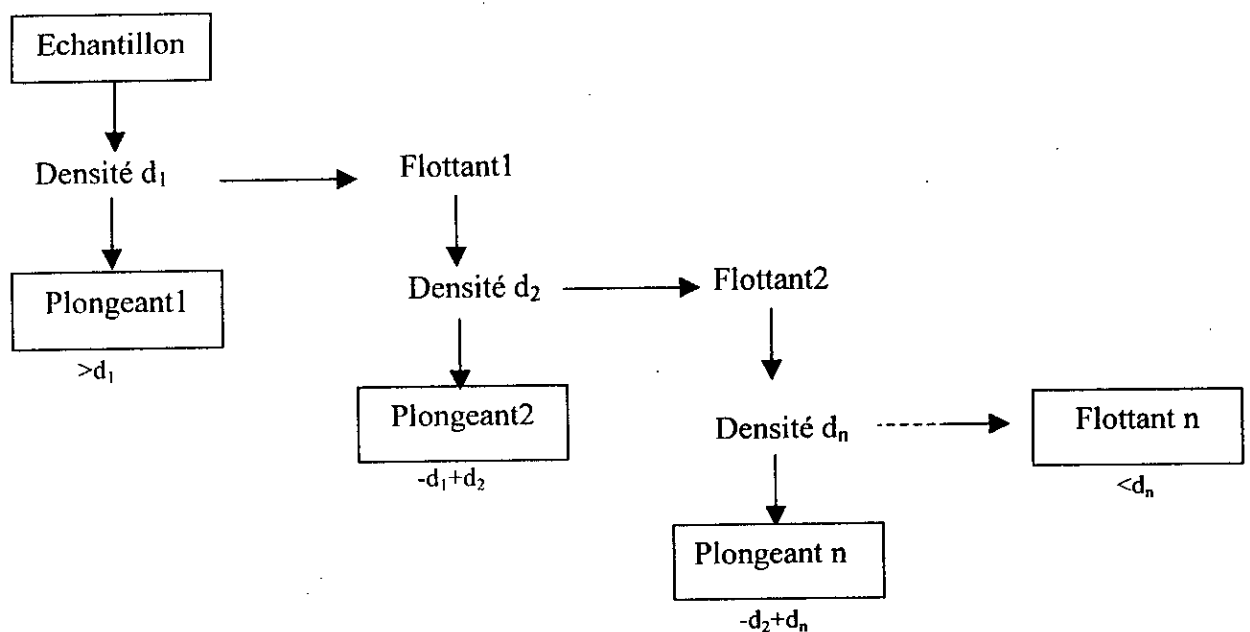


Figure II-2 : Protocole de séparation par milieu dense

* 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'entraînant pas de fluctuation dans le processus technologique.
- Le processus est très stable.
- Les appareils de concentration par milieu dense ont une grande capacité de production.

b. 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.

II.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.

CHAPITRE III

ENRICHISSEMENT
PAR FLOTTATION

III.1 Introduction : [5,6,11]

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, 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 unités ont des capacités de traitement de plus de 100 000 tonnes de minerais par jour).

III.2. Principe de la flottation : [5,11,12]

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 a 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 former le concentré de flottation. Alors que les particules hydrophiles plongent dans le fond d'où ils sont évacués.

III.3. Phénomène physico-chimique de la flottation : [4,5,13]

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 une force dirigée a l'intérieur de celle-ci.

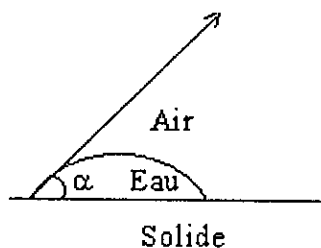
Pour la ramener à la surface, il nous faudra un certain travail. On exerce une force «F » proportionnelle a la surface du liquide.

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

dS : élément de surface.

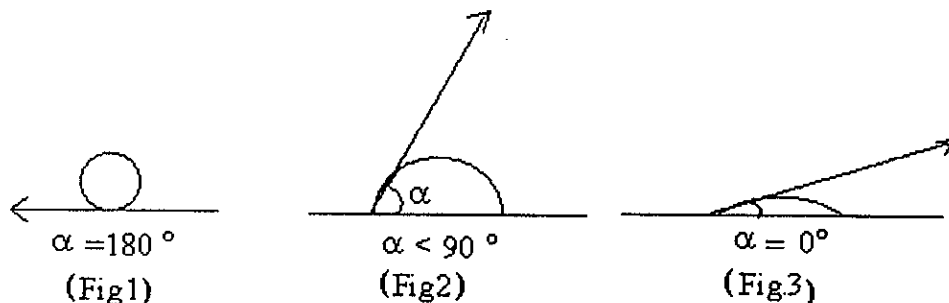
a. Angle de contact

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 « α », c'est l'angle entre la surface du solide et la tangente à la surface de l'eau. Cet angle est appelé «angle de contact »



On appelle corps hydrophobes, les corps ayant un grand angle de contact (fig. 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.

III.4. Les réactifs de flottation ;[5,12]

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

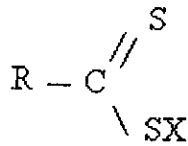
1. Les collecteurs

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 s'attache aux bulles d'air. Parmi les collecteurs utilisés on distingue

a. Les collecteurs anioniques

On s'intéresse aux groupes sulfhydryles 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_2). Ils sont employés dans la flottation des carbonates de zinc (ZnCO_3) et carbonates de plomb (PbCO_3)

2. Les moussants

Ce sont des molécules hétéroplanes de faible solubilité servant à avoir un grand nombre de bulles fines et de pouvoir maintenir en suspension et d'avoir une écume assez stable que l'on puisse évacuer avant que le minerai ne retombe, 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.

III.5 La cellule de flottation : [6,11,12]

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 fig4).

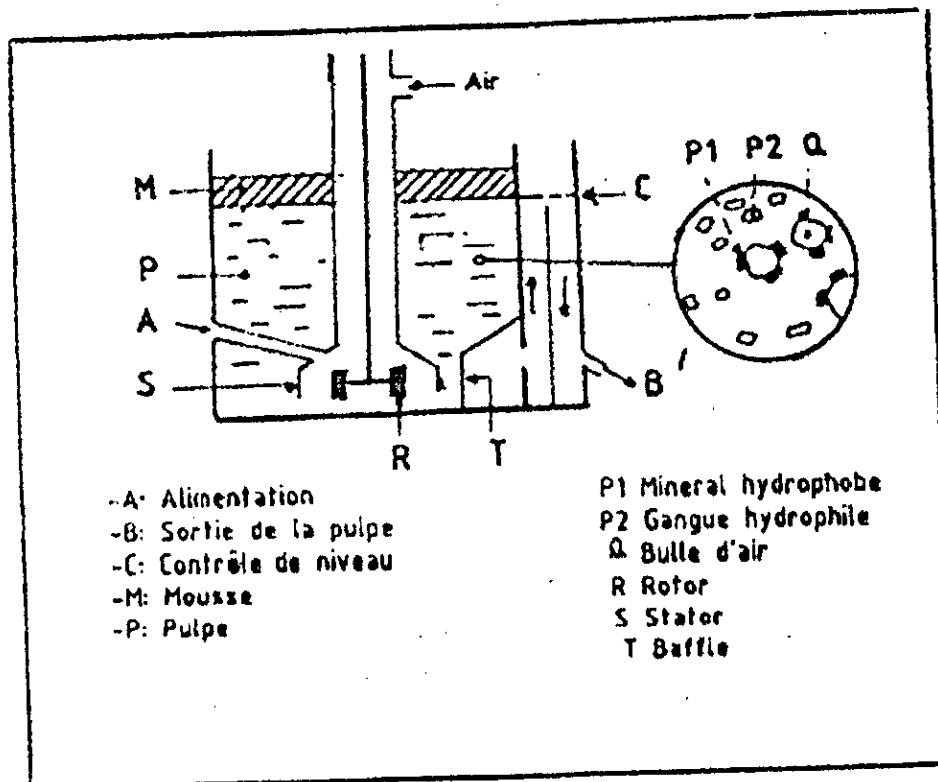


Figure 4 : Shema d'une cellule industrielle

III.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 cellule dans une installation industrielle).

III.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 bulle d'air et particules hydrophobes.

III.5.3. Mode de production de microbulles :

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, qui traverse un matériel poreux (une toile filtrante). On utilise comme liquide pressurisé l'eau.

III.6. Flottation des minerais sulfurés :[5,6,7]

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 flote en premier lieu le plomb après le zinc.

Pour la flottation du plomb, on utilise les collecteurs sulfhydrile (ethylxanthate) 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 dépressur le plus efficace : NaCN.

Pour flotter le zinc, on active le minéral, généralement par le sulfate de cuivre (CuSO₄) et on le collecte par l'amyloxanthate . Ce traitement est généralement produit dans un milieu moyennement alcalin (pH de 10 à 12).

III.7. Flottation des minerais oxydés :

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

- Une gangue acide sulfatée renferme : baryte, quartz ou silicate
- Une gangue basique carbonatée renferme : calcite, dolomite, sidérite.

En pratique cinq méthodes sont proposées pour le traitement de divers minerais oxydes.

1-L'utilisation des collecteurs sulfhydriques :

Les composés sulfhydriques collectent les minéraux oxydes de plomb et de zinc.

Les Xanthates sont des collecteurs excellents pour la cérusite et l'anglésite.

Ces agents collectent les minéraux sulfures de plomb, mais ils collectent aussi les minéraux non sulfures.

2-La sulfuration :

La méthode de la sulfuration est la plus ancienne, elle est utilisée pour la flottation des minerais carbonates de plomb, en utilisant le sulfure ou le sulfhydrate de soude pour la sulfuration de surface.

3-L'utilisation des collecteurs cationiques:

« Gaudin » a étudié l'effet de recouvrement des amines sur les minerais oxydes de cuivre, de plomb et de zinc.

Il n'a été étudié en détail que l'adsorption de ces réactifs sur les minéraux de zinc oxyde après activation par sulfure alcalin.

Les collecteurs utilisés sont des amines RNH_2 et leurs sels ($\text{RNH}_3 \text{Cl}$ ou $\text{RNH}_3 \text{CH}_3 \text{COO}$).

4- La méthode des acides carboxyliques

Peut être appliquée avec un succès considérable si la gangue est acide, mais elle donne de mauvais résultats avec une gangue basique.

Le processus est souhaitable pour les oxydes ou les carbonates de plomb et de zinc, et très peu utilisée avec autres minéraux du plomb.

Le problème n'est pas tant de flatter le minéral désiré que d'empêcher la flottation de la gangue. Puisque le quartz est inflottable avec les collecteurs carboxyliques.

5-La récupération après précipitation

La réduction du minerai oxydé peut se faire à sec par prétraitement dans un four, ou par réduction dans une pulpe chaude.

Elle peut se faire aussi par électrolyse ou par voie électrochimique.

Au lieu de produire le métal par cette transformation, il est avantageux de précipiter les sulfures, les oxydes et autres composés insolubles

III.8. Autres utilisations de la flottation :[17]

- Séparation de matière floculée en clarification d'eau de surface.
- Séparation et récupération des fibres des eaux de papeterie.
- Séparation d'huiles floculées sur des eaux résiduaires de raffinerie.
- Epaissement et clarification des boues.

CHAPITRE IV

IDENTIFICATION DU
GISEMENT D'EL-ABED ET
SON MINERAI
POLYMETALIQUE

22

IV.1. Gisement d'EL-Abed :

IV.1.1. Introduction:[2,3]

Le gisement d'El-Abed represent 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 ete decouvert sur le prolongement Est des gites Marocains en 1940 parla compagne Zelliga et le BRGM (Bureau de Recherche Geologique et Miniere). Son exploitation n'a debute qu'en mai 1952 par la meme compagne. Son exploitation continuera après la nationalisation des mines en mai 1966

IV-1-2 Situation géographique:

La mine d'El Abed est situee 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'Algerie à la frontiere algéro-marocaine .

La cite d'El Abed est situee sur la superficie du gisement , elle est distante de Tlemcen de 100Km et de Maghnia de 56 Km.

IV.1.3.Situation topographique:

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

IV.1.4. Climat:

Le climat est subtropical assez agreable, il fait tres chaud en ete et froid en hiver

La temperature ambiante varie de -5°C jusqu'à 45°C

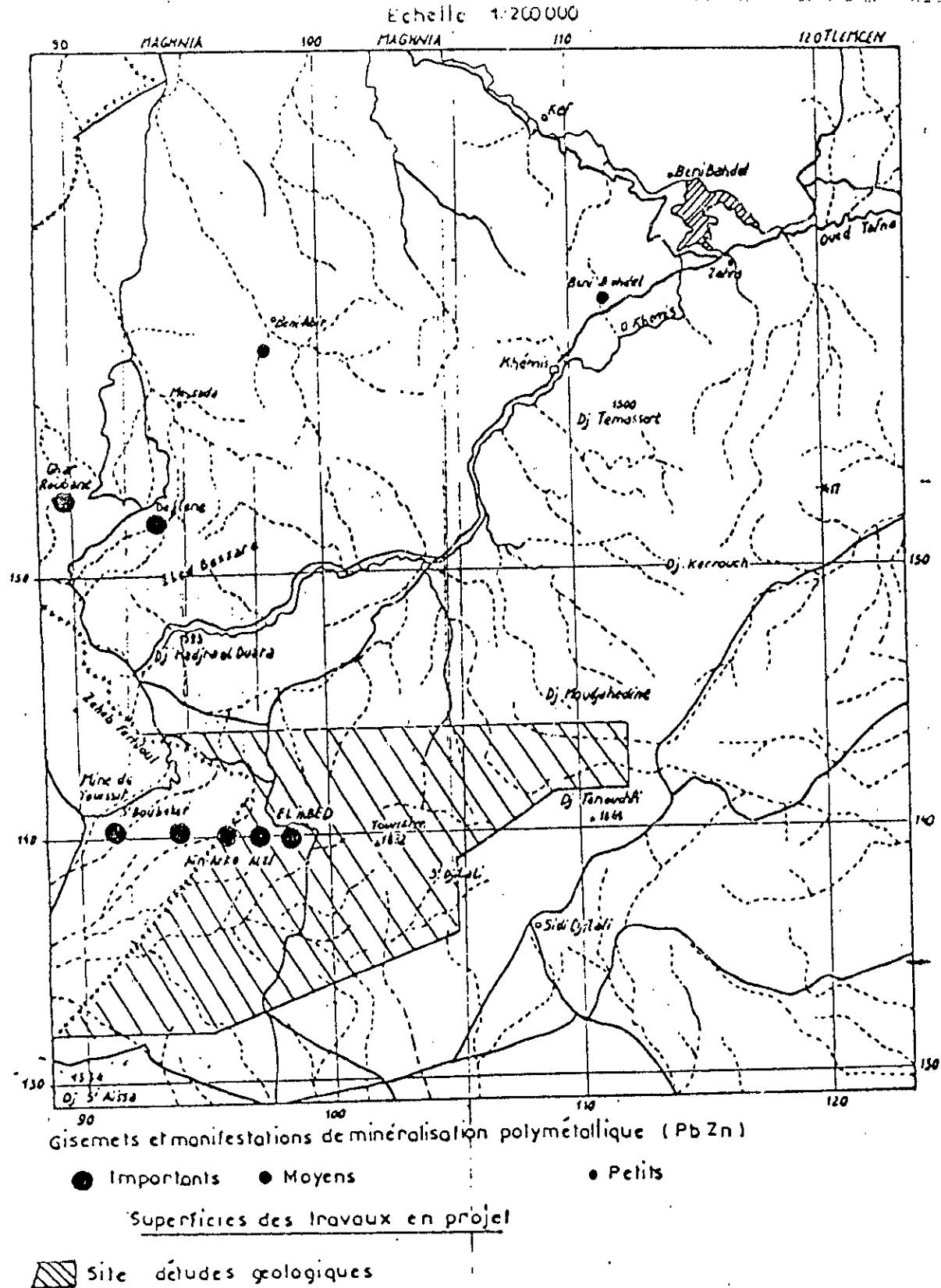
IV.1.5.Morphologie du gisement :

La superficie totale du gisement depasse les 04 Km² . 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 mineralisées est très variable (de moins de 1m à plus de 12 m) .

Les teneurs en plomb et zinc semblent très dispersées (teneur bimétale moyenne de blocs varie entre 1.5 % à 15 %)

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




D'après le rapport finale sur l'étude géologique complémentaire du gisement d'EL-ABED 1986-1991 (O.R.G.M).

IV.1.6. Geologie du gisement :

Deux ensembles structureux se distinguent, séparés par une discordance:

- Le socle paléozoïque, comprenant des formations sédimentaires et volcanique, plissé à l'hercynien et recoupé par des venues magmatique.
- Une série mésozoïque, discordante et comprenant le depot 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  eruptives : diasbases quartzieuses diabasophyrites, tufs porphyrites andesilo-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 Périmo-Trias surmontés par une assise Jurassique ou l'on rencontre les roches du Lias, Dogger

Callovien-Oxfordien, Lusitanien et Kimeridgien

A) Le Permo-Trias :

Il est représenté par des lentilles de conglomérats argileux rangés constitués de fragments et galets de schistes. La puissance ne dépasse pas 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 qui prédomine varie de 10 à 20 m. Les terrains liasiques sont constitués par les roches encaissantes du gisement.

-Le Dogger : se compose de calcaires ferruginisés 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 divisent 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 blocs de grés quartzieux ferruginisés et de lits marneux minces.

- Les dépôts de Kimeridjien : 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 de pente et les formations alluvionnaires. Ils sont constitués de dépôt sablo-argileux. La puissance atteint 3 à 4m

Coupe lithostratigraphique de la région d'EL-ABED

Période du système	Epoque du système	Indice	Représentation de roche	Puissance(m)	Description des roches
Jurassique supérieur	Portlandien Kimeridgien	J ₃		200	Calcaire et dolomite
	Lusitanien Calovien oxfordien		700	Transition des dolomites, les marnes et grès	
Jurassique moyen	Bathonien Bajocien supérieur	J ₂		170	Calcaire marneux et dolomitique grès et dolomitique
Jurassique inférieur	Bajocien inférieur Aalenien Toarcien	J ₁		1+500	Dolomite grise, blanche Dolomite grise fine Calcaire sub lithographique
Trias		T		10	Conglomérat rouge
					Schistes Roches métamorphique et éruptives

b - Tectonique

Les monts d'EL-abad apparaissent comme un édifice compartimenté, hérité des accidents structuraux hercyniennes. La complexité du schéma actuelle 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-abad se caractérisent par une composition minéralogique relativement simple :

- Minéraux métalliques :

Blende, Galène, Pyrite, Chalcopyrite, Marcasite, Cuivre Gris, Hematite, Cérusite, Hydroxyde De Fer.

- Minéraux de la gangue :

Dolomite , Quartz ,Kaolinite, Muscovite , Tourmaline, Apatite, Epidote Et Bitume

PARTIE EXPERIMENTALE

IV.2. Identification du minerai :

IV.2.1 .L'Echantillonnage :

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

Le poids total était environ de 150 kg.

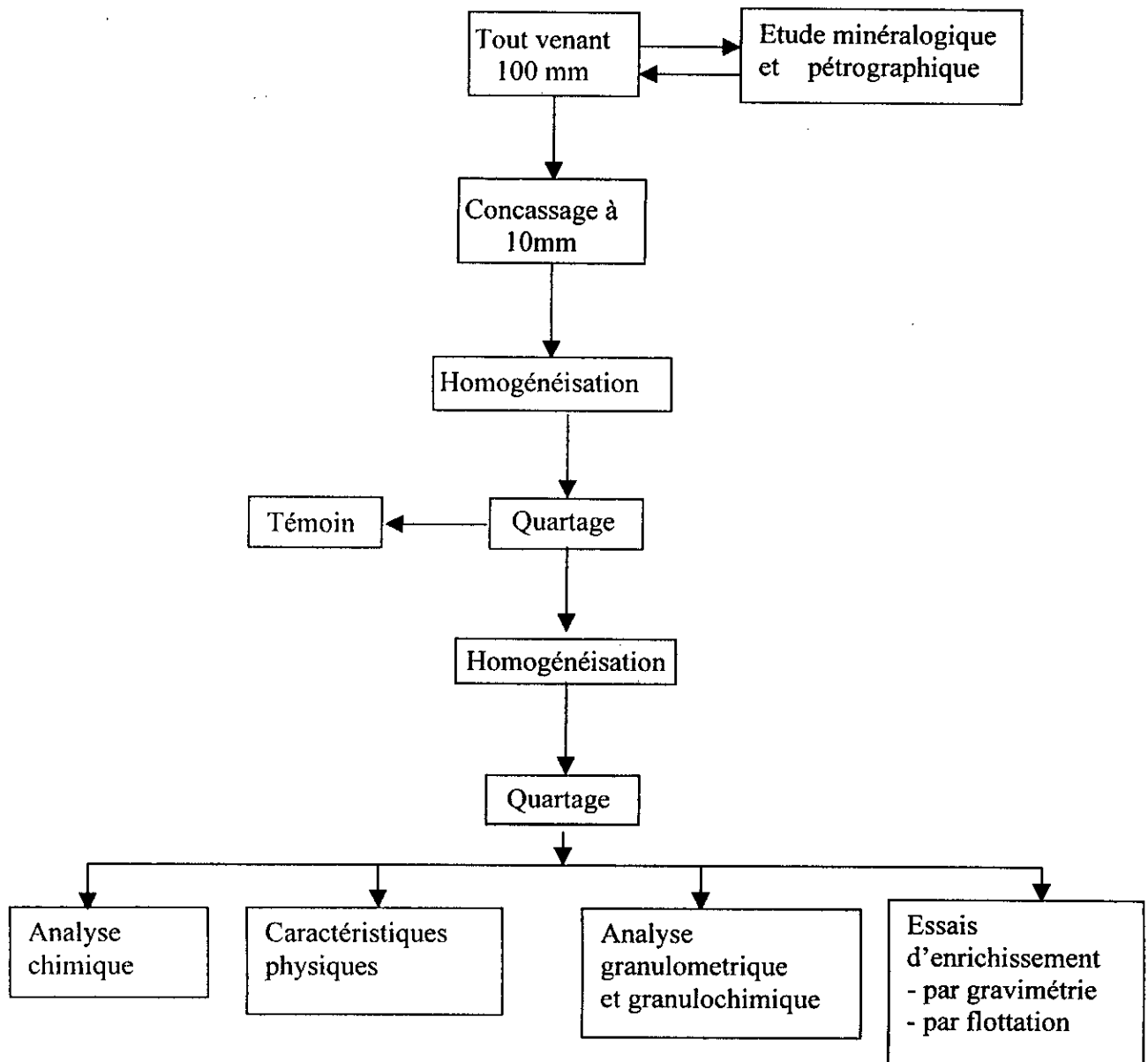


Schéma de répartition du minerai pour essais et analyse

IV.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)

la galène, la blende, la pyrite

- La galène :

Elle se présente en grains de forme et de tailles différentes, varient de 2 mm à 10 mm, disséminés dans la gangue.

La couleur varie du gris au bleuâtre.

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

- La blende :

Elle se présente en agrégat massif microfibrillaire, on 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 diminution de la pyrite

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

Conclusion :

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

IV.2.3. Analyse chimique :

Les analyses chimiques effectuées par absorption atomique sur échantillon représentatif obtenu après quartage et broyage 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

IV.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 apparaît en annexe II.

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 II.

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

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

3. La masse volumique absolue :

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

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

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

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

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

4. La surface spécifique :

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

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

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

5.calcul de la dureté :

Ce paramètre à été détermine 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.

IV.2.5. Analyse granulométrique : [4,9]

Pour définir l'état granulométrique des minerais on a réalisé sur un échantillon de masse connue un tamisage, après avoir pratiqué un concassage sur concasseur à mâchoire.

En utilisant une série de tamis (normalisés AFNOR), allant de 5 mm à 0.075 mm le tamisage a été réalisé par voie sèche.

Les résultats obtenus sont portés sur le tableau (IV-2), et représentés par les figures (IV-2, IV-3).

Maille (mm)	Poids		Refus cumulés (%)	Passant cumulé (%)
	Gramme (g)	Répartition (%)		
+5	467.0	46.87	46.87	53.13
-5+4	127.4	12.79	59.66	40.34
-4+3.15	50.2	5.04	64.70	35.30
-3.15+2.5	50.0	5.02	69.72	30.28
-2.5+2.0	39.8	4.00	73.72	26.28
-2.0+1.6	20.8	2.09	75.81	24.19
-1.6+1.25	31.6	3.17	78.98	21.02
-1.25+0.8	34.2	3.43	82.41	17.59
-0.8+0.5	38.6	3.87	86.28	13.72
-0.5+0.25	47.3	4.75	91.03	8.97
-0.25+0.125	33.8	3.39	94.42	5.58
-0.125+0.075	21.2	2.13	96.55	3.45
-0.075	34.4	3.45	100.00	-
Total	996.3	100.00		

Tableau (IV.2) : Résultats de l'analyse granulométrique

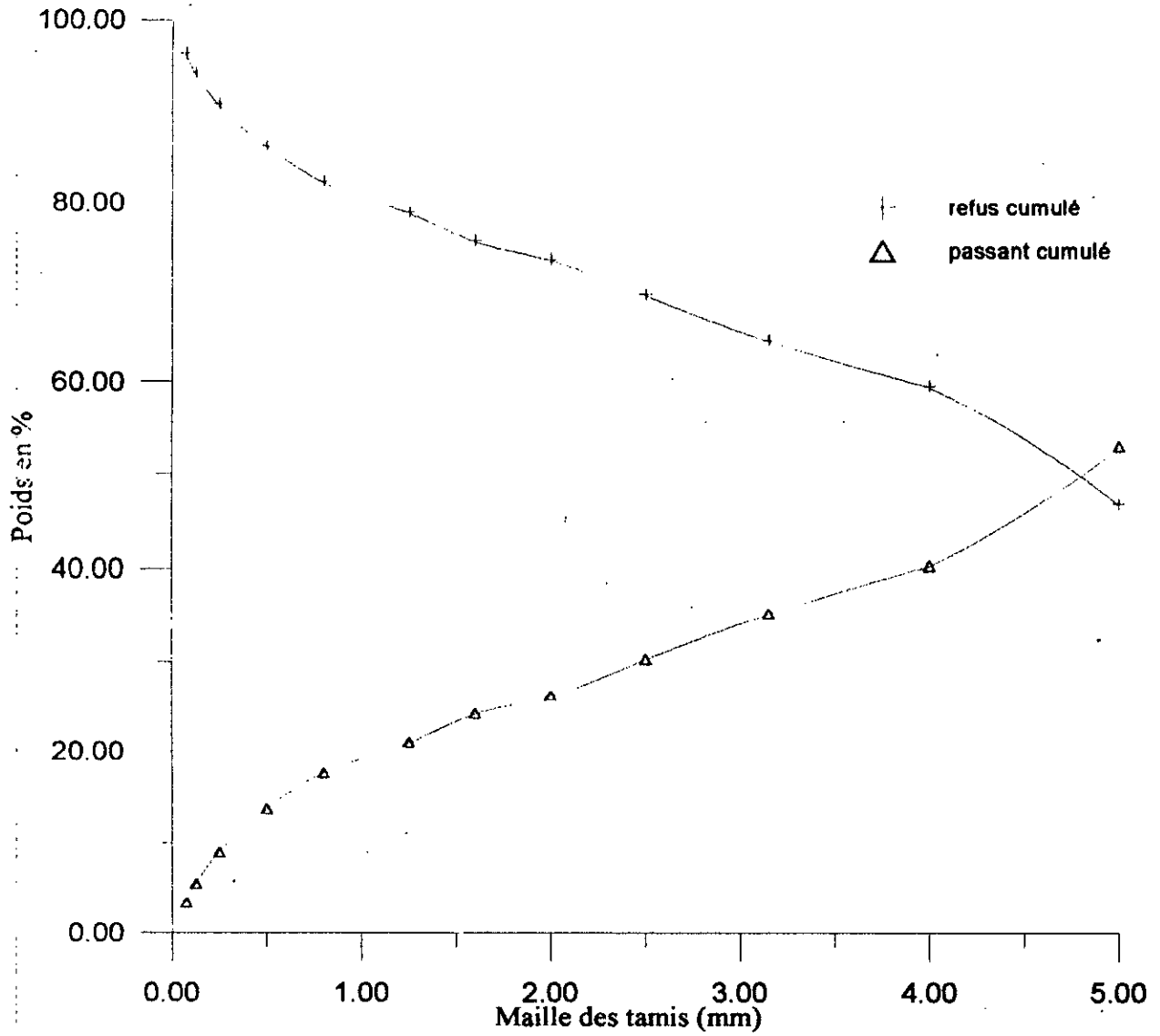
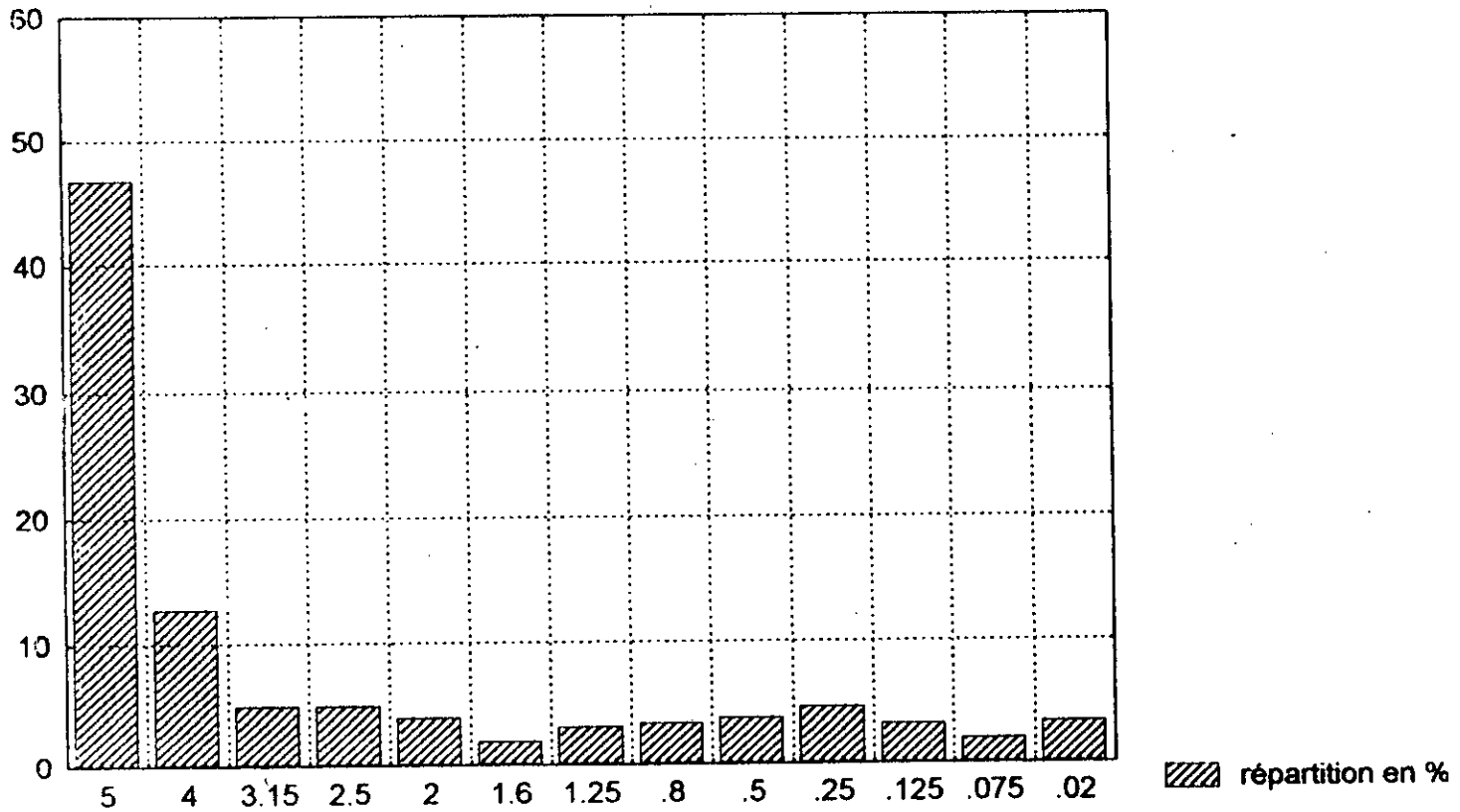


Figure IV-2 : Répartition granulométrique du minerai

figure III-3 hitogramme de la répartition granulométrique du T.V



IV.2.6. Analyse granulochimique:[3,14]

L'analyse granulochimique a pour objet de préciser après une opération de classification l'aspect qualitatif et quantitatif en élément métallifères au niveau de chaque tranche granulométrique .

Cette analyse permet en quelque sorte de préciser l'enrichissement ou bien l'appauvrissement des différentes classes granulaires en élément valorisable avant et après fragmentation .

L'analyse chimique des différentes classes granulométrique a porté sur la détermination des teneurs en zinc et en plomb . Cette analyse chimique s'est faite par la méthode complexométrique (réfère annexe I).

Le tableau (IV-3) traduit les résultats d'analyse granulométrique tout en précisant la répartition métallifère au niveau de chaque classe par rapport à l'échantillon globale .

La répartition du Zn et Pb dans chaque classe apparaît dans les histogrammes (figure IV-4,IV-5).

Maille (mm)	Poids %	Teneur %		Répartition %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
+5	46.87	2.45	5.85	30.98	46.82
-5+4	12.79	3.25	4.50	11.21	9.83
-4+3.15	5.04	5.94	5.10	8.08	4.49
-3.15+2.50	5.02	6.85	6.67	9.28	5.72
-2.50+2	4.00	3.78	6.53	4.09	4.46
-2+1.6	2.09	4.80	5.75	2.70	2.05
-1.6+1.25	3.17	4.35	4.15	3.73	2.25
-1.25+0.80	3.43	2.75	5.50	2.55	3.22
-0.8+0.5	3.87	6.00	8.67	6.26	5.73
-0.50+0.25	4.75	6.25	5.45	8.00	4.42
-0.25+0.125	3.39	5.04	6.00	4.61	3.48
-0.125+0.075	2.13	6.23	6.00	3.58	2.18
-0.075	3.45	5.30	9.25	4.93	5.45
	100.00	-	-	100.00	100.00

Tableau IV.3 : Résultats de l'analyse granulochimique

figure IV-4
répartition de la teneur du Plomb dans les tranches granulométriques

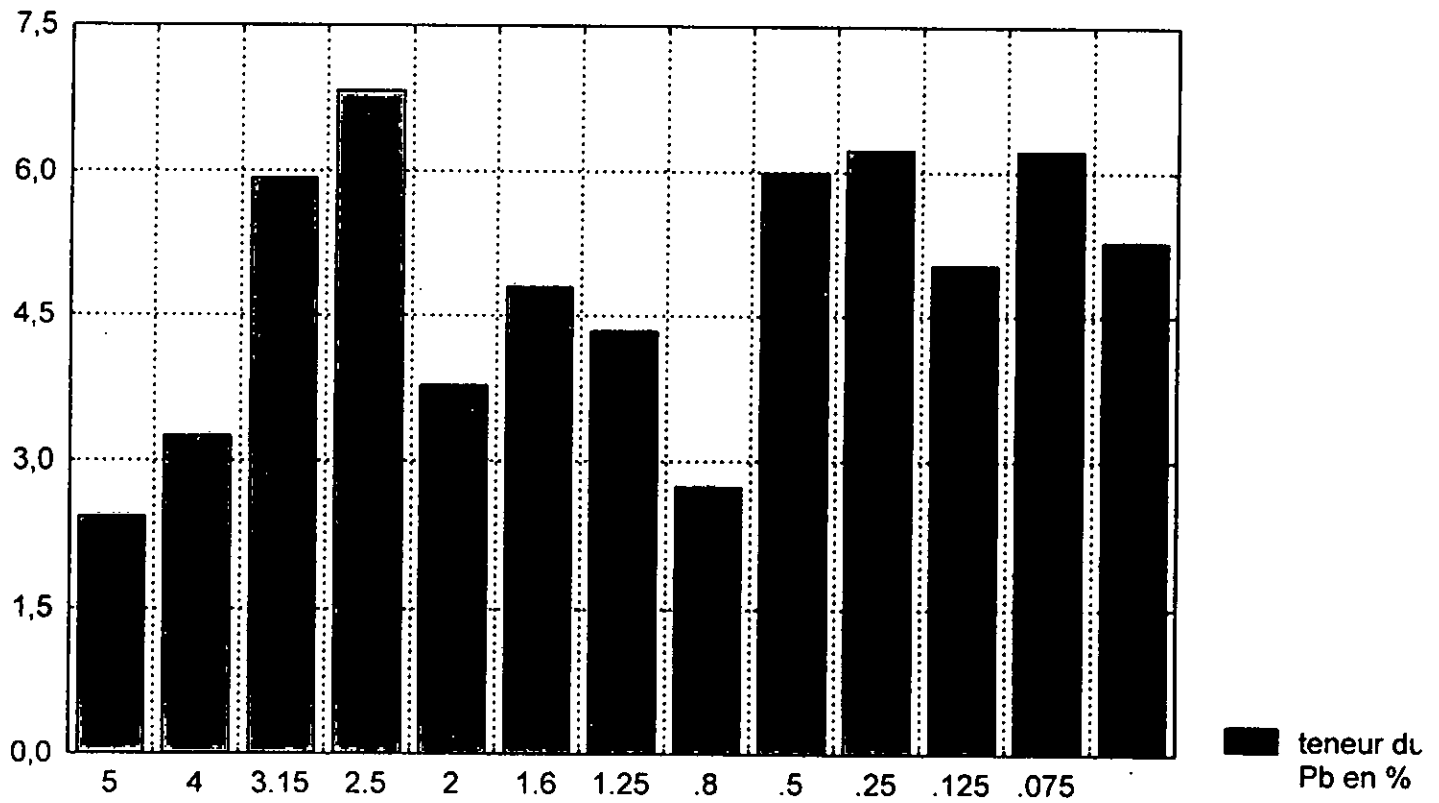
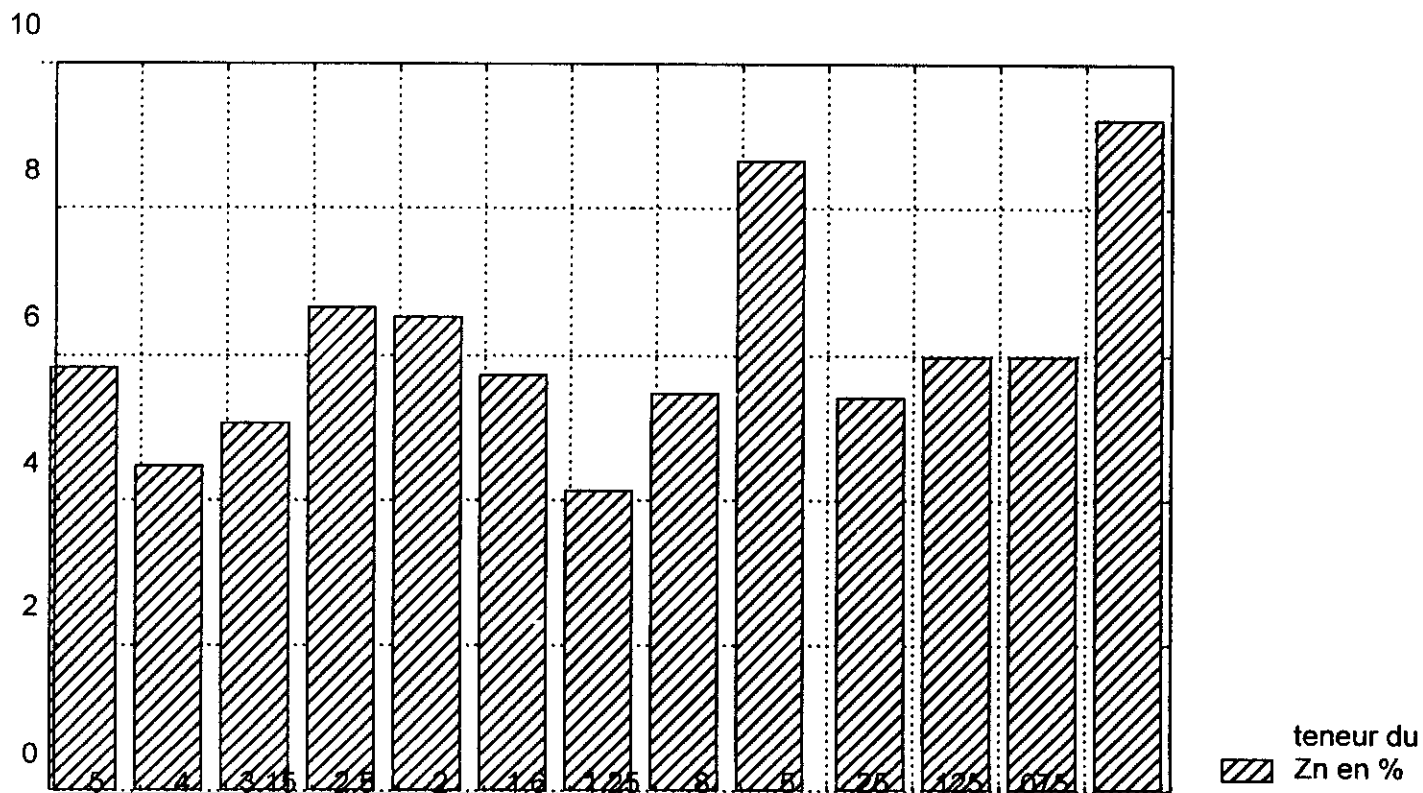


figure IV-5
répartition de la teneur du Zinc dans les tranches granulométriques



IV.2.6. Expression des résultats :

A) la courbe des passants cumulés présente une concavité tournée vers le haut ,cela s'explique par le fait que :

le coefficient d'uniformité (d'HAZEN), $C_u = d_{60}/d_{10} = 14$.

Tel que :

d_{60} :ouverture du tamis au travers duquel passe 60% de poids en grains.

d_{10} :ouverture du tamis au travers duquel passe 10% de poids en grains.

Il ressort que :

La granulométrie est étalée, le minerais présente donc une granulométrie hétérogène (variée).

Cela implique que la résistance mécanique des différents composants minéralogique, de notre échantillon est très variable.

Le coefficient de courbure (C_c) étant supérieur à 1 [$C_c = (d_{30})^2 / d_{10} \cdot d_{60} = 1.87 > 1$].

Cela s'explique par le fait que la minéralisation est relativement tendre.

B) Les résultats de l'analyse granulochimique reportée sur le tableau (IV-3) et représentée par les histogramme (figure IV-4 ,IV-5) indiquent que la teneur en plomb et en zinc est plus conséquente dans les classes granulométriques inférieures ,et uniformément répartie dans les classes granulométriques supérieures.

Ceci démontre que les minéraux utiles sont finement disséminé dans la gangue .Ce qui laisse à prévoir qu'il soit nécessaire de broyé fin pour avoir la libération totale des espèces minérales.

IV.1.7. Le traitement dans la laverie d'EL-Abed :[2,3]

Le traitement se pratique dans la laverie depuis 1972; cette dernière comprend une section de préparation mécanique (fragmentation) et une section de séparation sélective (flottation).

Les concentrés de plomb et de zinc sont les produits finis de la laverie qui a une capacité de traitement de 2000 tonnes/jour.

Fragmentation :

*Le concassage

Le tout venant de granulométrie variant de 0 à 350 mm est stocké dans un air de stockage au dessus d'une trémie de 400 tonnes ,déversant le minerai dans un alimentateur, alimentant un convoyeur ; ce dernier déverse directement le matériau dans un crible préalable d'ouverture [-100mm].

Les grandes particules [+100 mm] passent directement au concasseur à mâchoire, avec une granulométrie de sortie de [-100 mm]..

Le passant du crible et du concasseur se rejoint sur un second convoyeur, pour alimenter deux trémies de criblage de capacité 2x40 tonnes.

Chaque trémie fournit sur un crible de deux étages .les particules [0-12mm] passant dans une trémie de broyage de capacité 4000 tonnes.

Par contre les particules de granulométrie comprise entre [+14 -100 mm]sont déversées dans un concasseur à cône moyen, et celle comprise entre [+12 -14 mm] sont envoyées vers un concasseur à cône fin.

*Le broyage:

La trémie de broyage alimente 6 convoyeurs de direction fixe et 2 de direction variable ; ces convoyeurs alimentent deux classificateurs spirale de 2 x 21 tours/minute, raccordés en circuit fermé avec deux broyeurs à boulets humides .

La granulométrie de sortie du classificateur est de -74 micron.

La densité de la pulpe sortante est de 1360 à 1380g/l,avec un apport de 5 - 20 g/t de cyanure de potassium KCN et de 200 g/t de sulfate de zinc $ZsSO_4$; le mélange est orienté vers la flottation.

*La flottation :

Elle comprend deux niveaux : le premier est consacré à L'extraction du plomb(flottation principale du Pb), quant au second il est adapté à la récupération du zinc.

En plus de l'addition de KCN et de $ZnSO_4$; on ajoute à la pulpe de l'aérofloat comme moussant et du butylxanthate pour collecter le plomb alors que le KCN et le $ZnSO_4$ déprimant respectivement le fer et le zinc.

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

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

CHAPITRE V



ESSAIS DE
FLOTTATION

V.1. Etude de broyabilité :

L'objet de cette étude consiste à déterminer le temps nécessaire, pour obtenir un degré de broyabilité de 80% des grains minéraux inférieurs à 74 μ m, permettant ainsi la libération des minéraux utiles.

*** conditions de travaux :**

- Broyeur a boulet de différentes dimensions
- Charge broyante 4.5kg
- Rapport solide : liquide (s : l=1:1)
- Le broyage est effectué par voie humide pour des durées variant de 10 à 40min
- Les résultats obtenus sont reportés dans le tableau (V-1-1), est représenté sur le graphe (V-1-1)

Temps de broyage (mn)	Poids de la classe -74 μ m(g)	% de la classe-74 μ 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 (V.1.1) : Variation de la classe -74 μ m% en fonction des temps de broyage

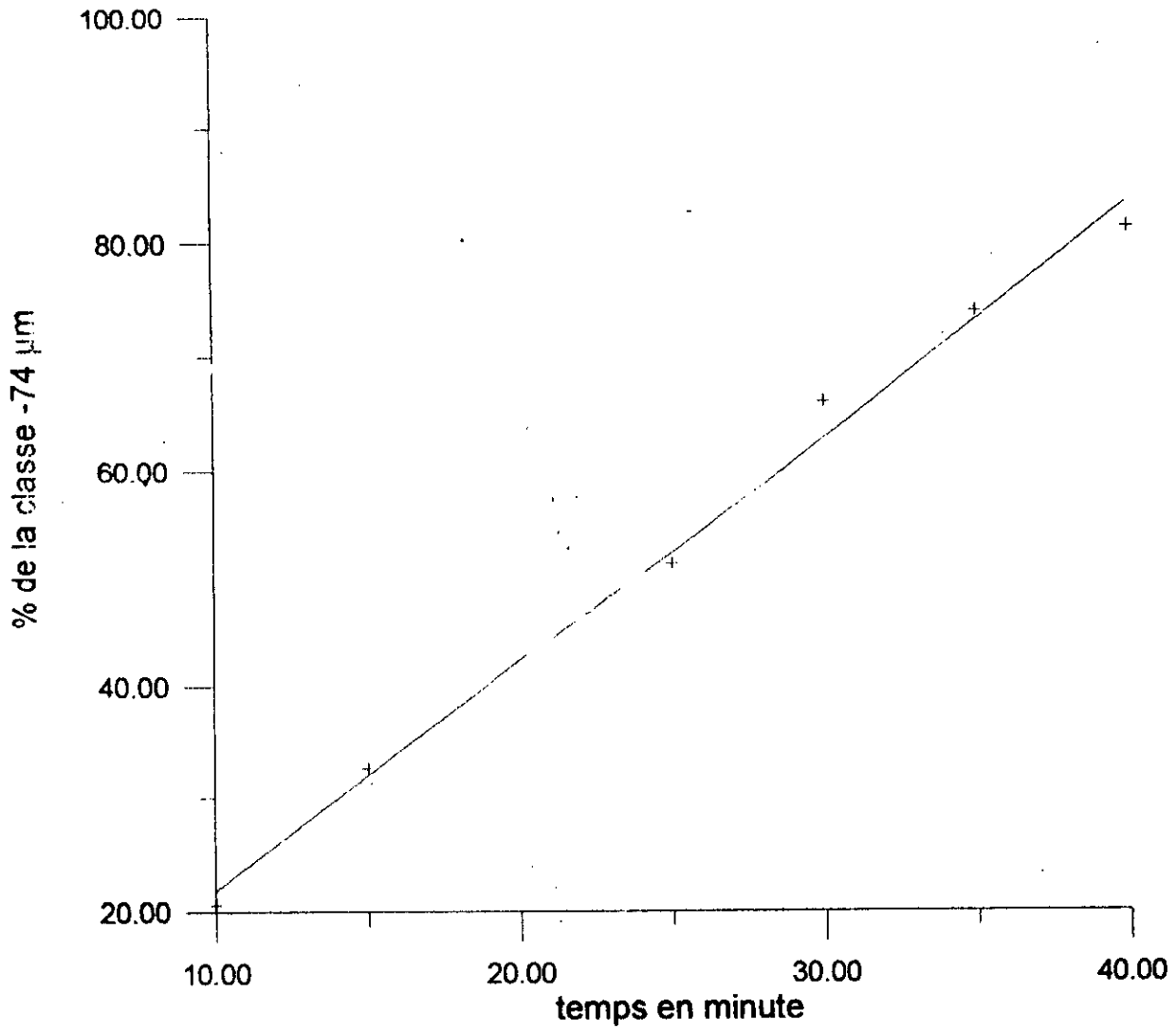


Figure IV-1-1 variation de la classe -74 µm (%) en fonction du temps de broyage

L'études de la broyabilité nous a permis de prévoir le temps de libération optimale des minéraux.
Le temps nécessaire est de 40min.

V.2. Essais de flottation :

la flottation est effectuée dans une cellule de type « Denver »

* conditions opératoires :

- La vitesse de rotation est de 750 tours/minute ;
- Le rapport liquide : solide est 3:1 (l : s=3:1) ;

* préparation de l'échantillon :

Un échantillon de 1 kg concassé à 1 mm est mélangé à 1 l d'eau, puis broyé dans un broyeur à boulets pendant 40 mn, pour obtenir la maille de libération (80% inférieur à 74 micron).

Notre travail a porté sur l'étude de 3 paramètres afin de pouvoir améliorer la récupération en minéraux utiles. Ces paramètres sont :

- L'influence de la quantité de collecteur (ethylxanthate et amylxanthate).
- L'influence de la quantité du déprimant (sulfate de zinc $ZnSO_4$).
- Temps de flottation au sein des différents circuits.

V.3. Paramètres étudiés :

A. Influence de la quantité de collecteur (ethylxanthate et amylxanthate) :

L'ethylxanthate est le collecteur de la galène, l'amylxanthate est celui de la blende.

Les consommations respectives dans les circuits plomb et zinc ont subi des variations, soient :

Essais	1	2	3	4
Quantité d'ethylxanthate (g/t)	50	100	150	200
Quantité d'amylxanthate (g/t)	75	100	125	150

* Flottation de la galène (PbS) :

- Addition du déprimant de la blende $ZnSO_4$: 120 g/t et le KCN 50g/t.

Le temps de conditionnement est de 5 mn.

- Le pH est fixé entre 8 et 9 en utilisant le Na_2CO_3 .

- Addition de la quantité de l'ethylxanthate, conditionnement à 5min.

- Addition du moussant : une goutte d'huile de pin, conditionnement à 1 mn.

On récupère l'écume formée à la surface pendant 5 mn.

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

* Flottation de la blende (ZnS) :

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

- L'activant de la blende, sulfate de cuivre $CuSO_4$: 600 g/t, conditionnement 5min

- La chaux (CaO) pour fixer le pH entre 10 et 11.

- Le collecteur, l'amyxanthate, conditionnement 5 mn.

- Le moussant : une goutte d'huile de pin.

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

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

Le schéma de flottation est représenté par la figure (A-1).

Les résultats obtenus sont portés dans les tableaux(A-1, A-2, A-3, A-4)et représentés par les graphes (A-2-1, A-2-2, A-2-3, A-2-4).

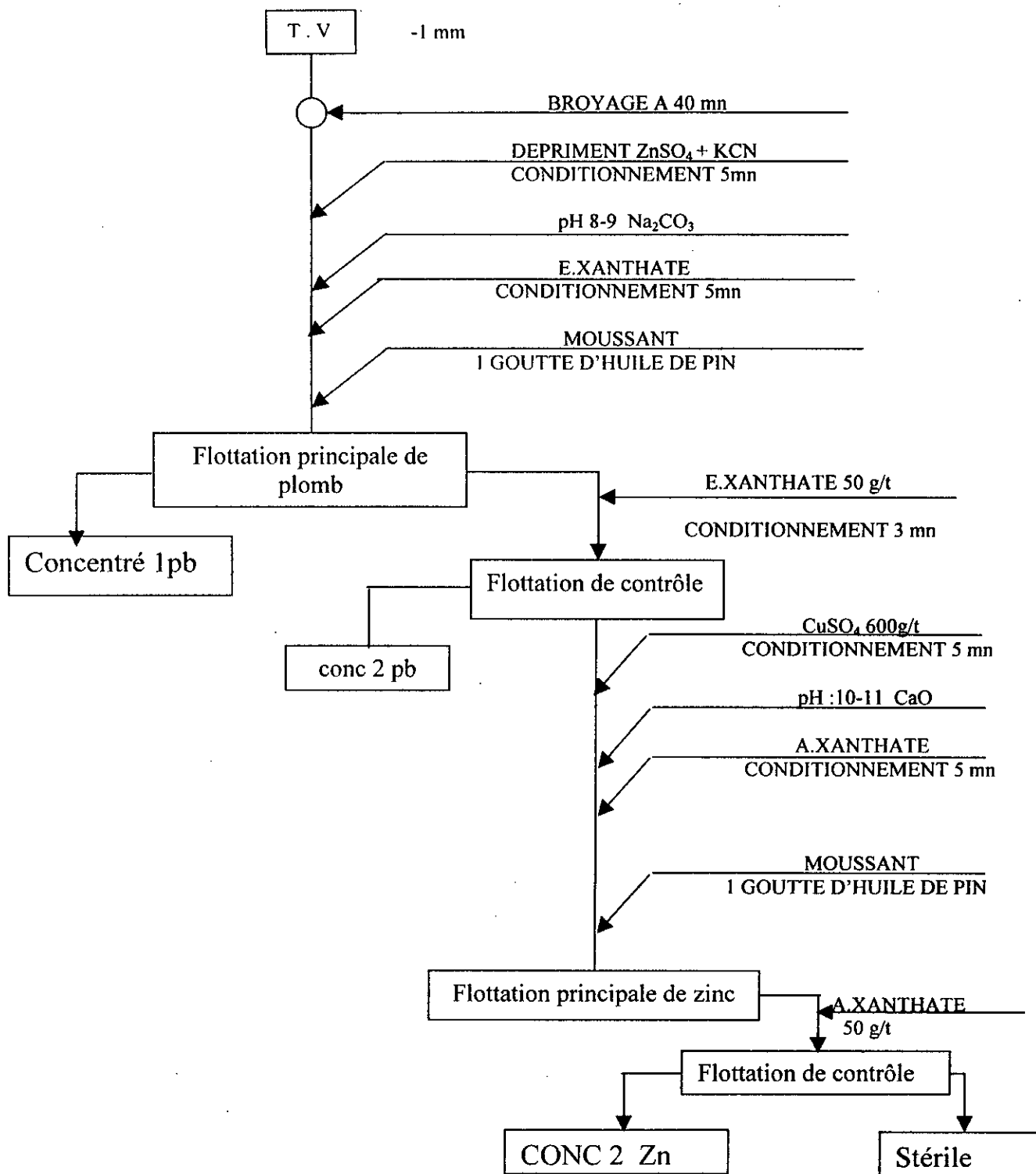


Figure A.1 : Schéma de flottation

Produits	Rendements %	Teneur %		Récupération %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Conc 1 Pb	8.46	74.89	8.55	28.67	7.28
Conc 2 Pb	0.77	62.90	4.10	2.19	4.89
Conc 1 Zn	14.05	40.13	39.69	25.53	57.91
Conc 2 Zn	3.56	47.72	14.71	7.69	5.26
Stérile	73.16	10.89	3.35	35.90	24.66
Alimentation	100.00	-	-	100.00	100.00

Tableau A.2 : Résultats de l'influence des collecteurs
(ethylxanthate 50g/t amyloxanthate 75g/t)

Produits	Rendements %	Teneur %		Récupération %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Conc 1 Pb	7.83	67.24	12.66	41.06	6.43
Conc 2 Pb	0.95	19.52	7.87	1.45	0.49
Conc 1 Zn	17.18	15.18	57.47	20.33	64.10
Conc 2 Zn	5.02	13.01	20.71	5.09	6.75
Stérile	69.02	5.96	4.96	32.07	22.23
Alimentation	100.00	-	-	100.00	100.00

Tableau A.3 : Résultats de l'influence des collecteurs
(ethylxanthate 100g/t amyloxanthate 100g/t)

Produits	Rendements %	Teneur %		Récupération %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Conc 1 Pb	9.02	64.20	10.65	44.49	7.54
Conc 2 Pb	0.78	29.28	9.58	1.76	0.59
Conc 1 Zn	17.08	13.23	51.30	17.39	68.82
Conc 2 Zn	6.29	17.57	18.50	8.49	9.14
Stérile	66.83	5.42	2.65	27.87	13.91
Alimentation	100.00	-	-	100.00	100.00

Tableau A.4 : Résultats de l'influence des collecteurs
(ethylxanthate 150g/t amyloxanthate 125g/t)

Produits	Rendements %	Teneur %		Récupération %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Conc 1 Pb	9.41	63.99	8.45	45.36	7.65
Conc 2 Pb	0.79	11.93	6.25	0.71	0.47
Conc 1 Zn	15.03	14.10	43.75	15.96	63.22
Conc 2 Zn	5.52	9.76	6.5	4.06	3.69
Stérile	69.25	6.50	3.75	33.91	24.97
Alimentation	100.00	-	-	100.00	100.00

Tableau A-5 : Résultats de l'influence des collecteurs
(ethylxanthate 200g/t amyloxanthate 150g/t)

Quantité d'ethylxanthate(g/t)	50	100	150	200
Teneur %	74.83	67.24	64.20	63.99
Récupération %	28.67	41.06	44.49	45.36

Tableau A.2.1 :Teneur et récupération du plomb dans le concentré 1 de plomb en fonction de la quantité du collecteur

Quantité d'ethylxanthate(g/t)	50	100	150	200
Teneur %	62.90	19.52	29.28	11.63
Récupération %	2.19	1.45	1.76	0.71

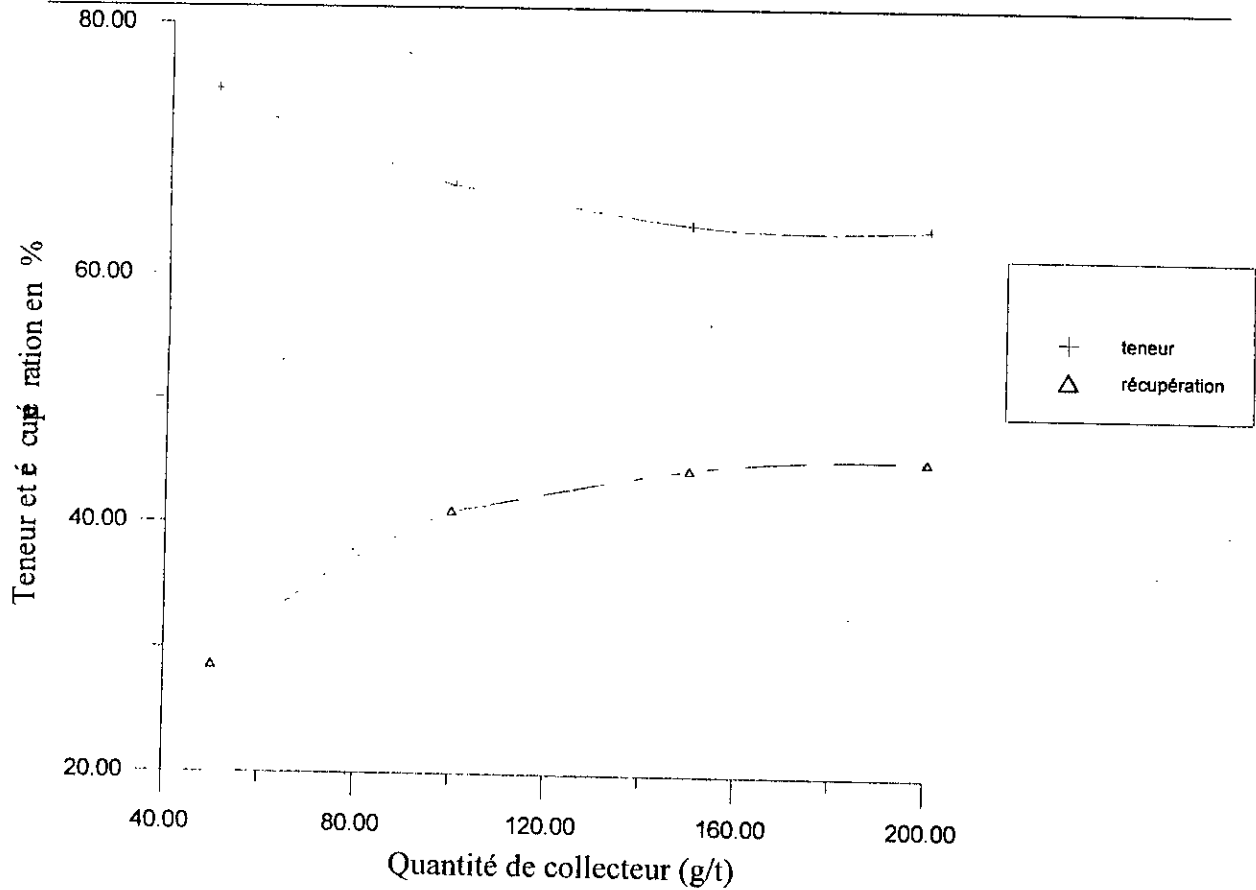
Tableau A.2.2 : Teneur et récupération du plomb dans le concentré 2 de plomb en fonction de la quantité du collecteur

Quantité d'amylxanthate(g/t)	75	100	125	150
Teneur %	39.69	57.47	51.30	43.75
Récupération %	57.91	64.10	68.82	63.22

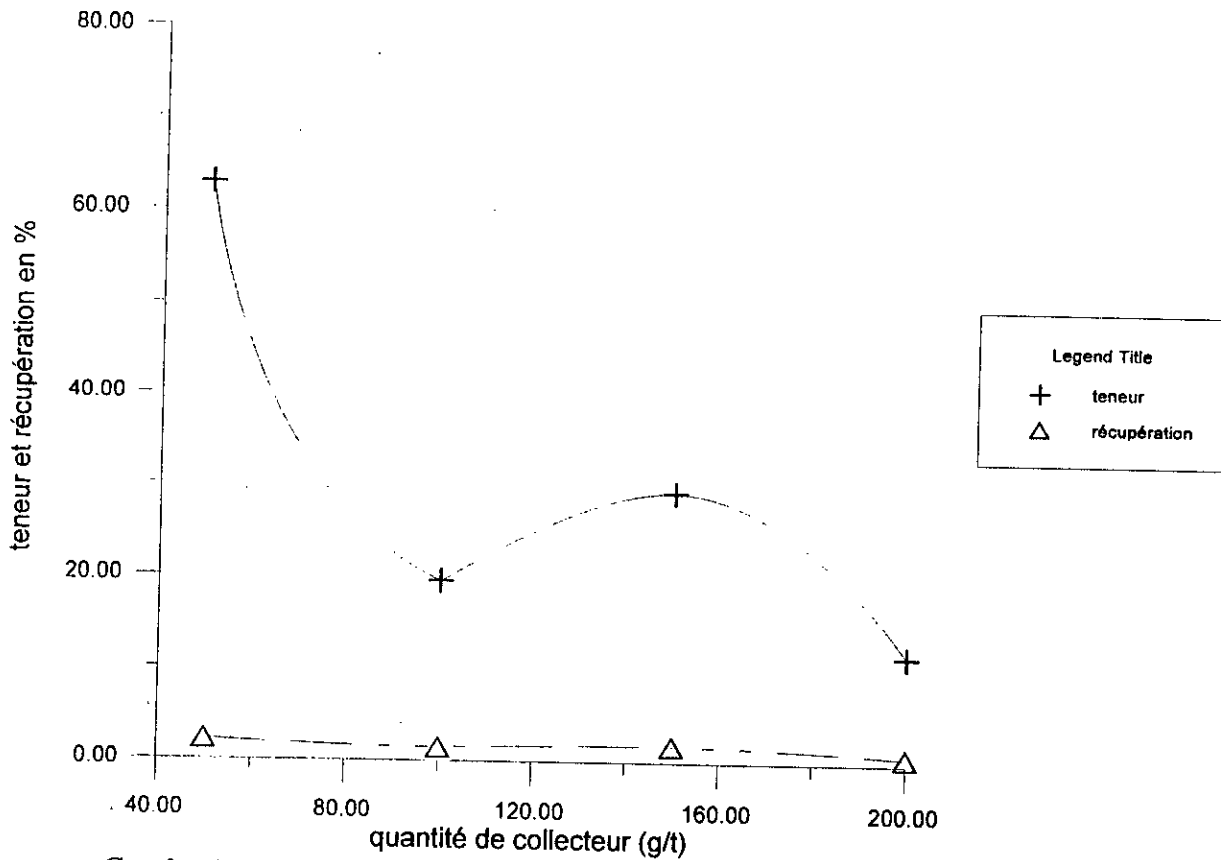
Tableau A.2.3 : Teneur et récupération du zinc dans le concentré 1 de zinc en fonction de la quantité du collecteur

Quantité d'amylxanthate(g/t)	75	100	125	150
Teneur %	14.71	20.71	18.50	6.95
Récupération %	5.26	6.75	9.14	3.69

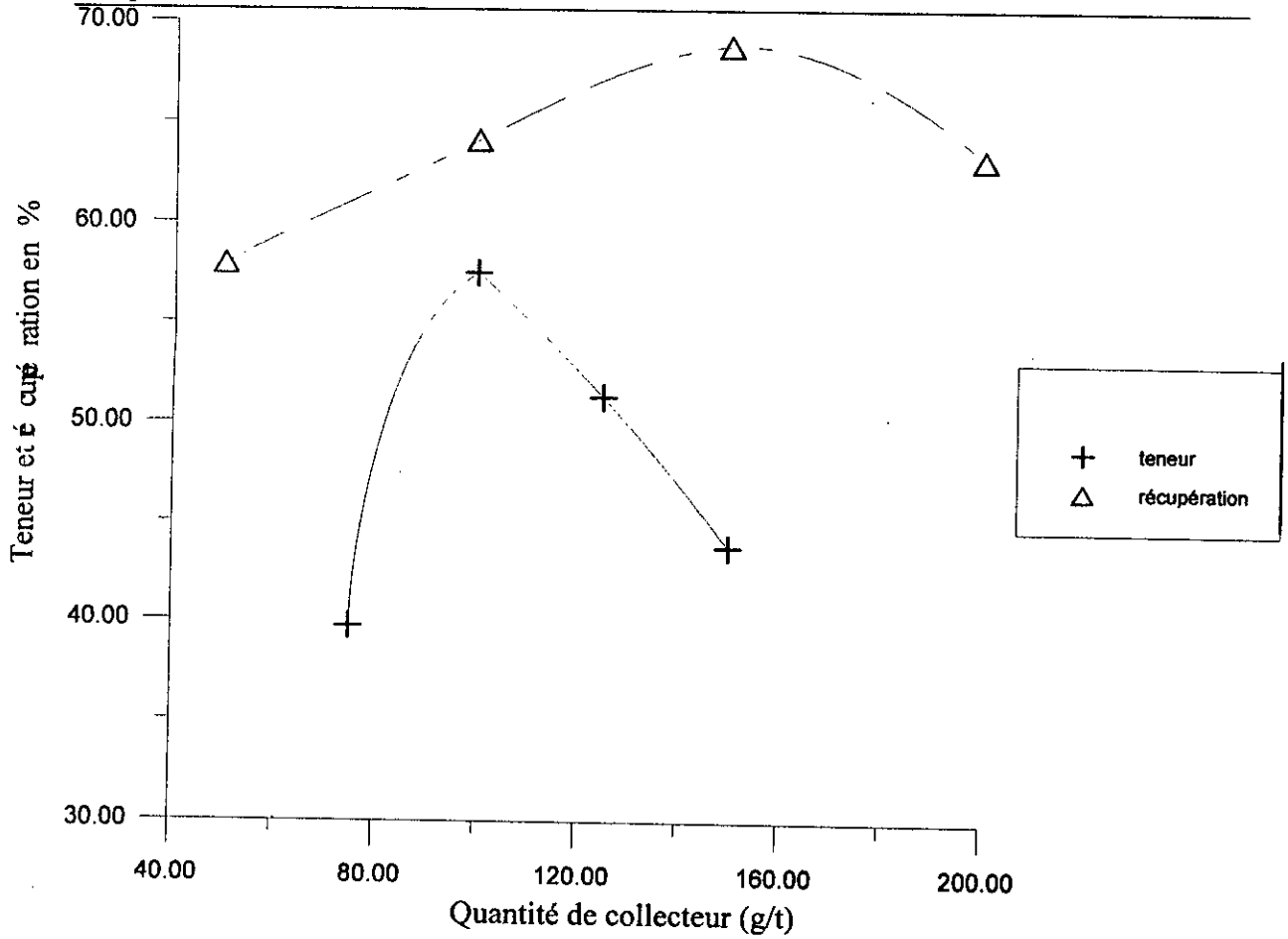
Tableau A.2.4 :Teneur et récupération du zinc dans le concentré 2 de zinc en fonction de la quantité du collecteur



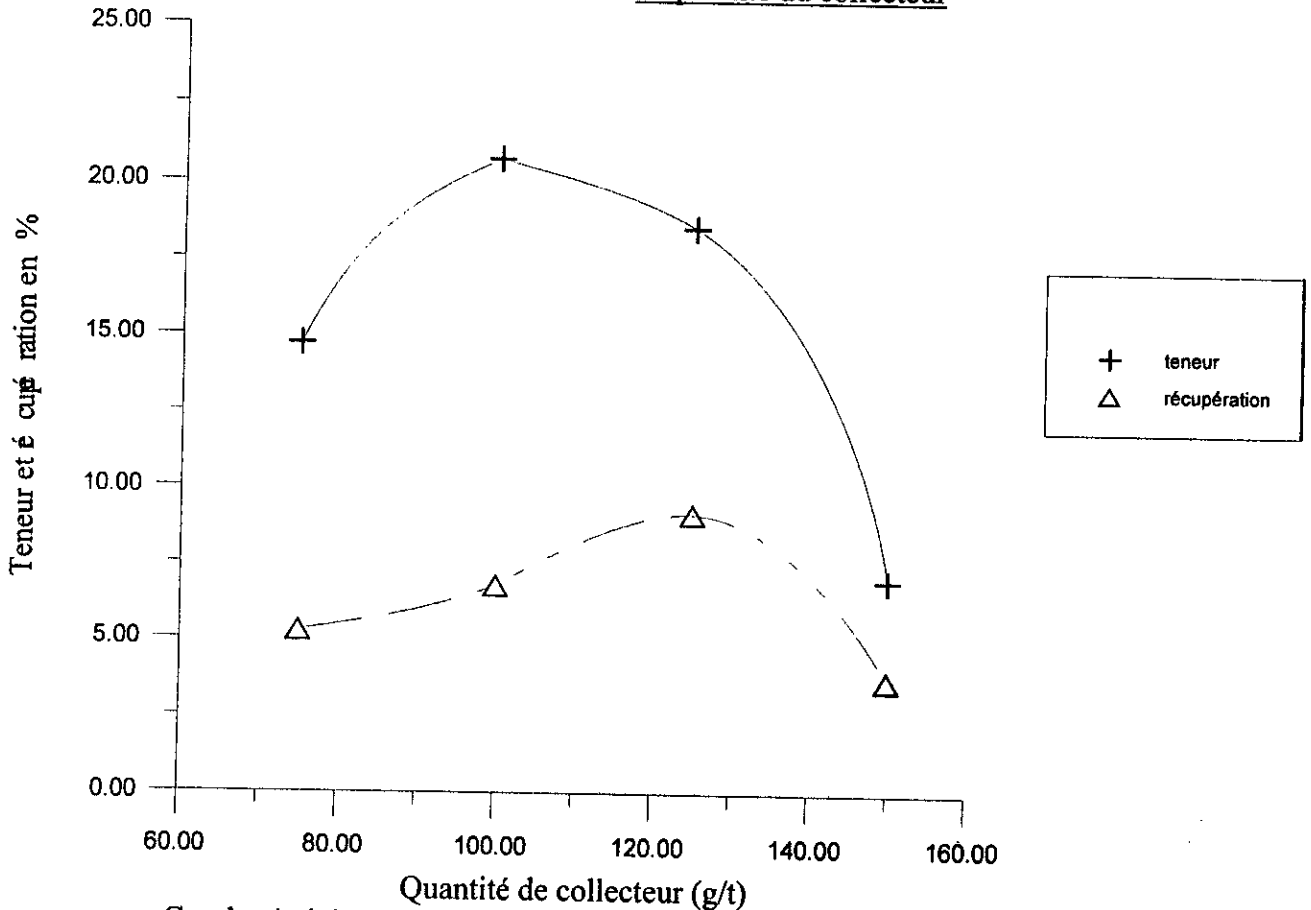
Graph A-1-1 teneur et récupération du Pb dans le concentré 1 de Pb en fonction de la quantité du collecteur



Graph A-2-1 teneur et récupération du Pb dans le concentré 2 de Pb en fonction de la quantité du collecteur



Graphe A-3-1 teneur et récupération du Zn dans le concentré 1 de Zn en fonction de la quantité du collecteur



Graphe A-4-1 teneur et récupération du Zn dans le concentré 2 de Zn en fonction de la quantité du collecteur

Interprétation des résultats :

Dans le circuit plomb , la teneur en plomb varie comme suit :

- * Entre 50-100 g/t : - la teneur diminue.
 - la récupération augmente
- * Entre 100-150 g/t : - la teneur diminue.
 - la récupération augmente
- * Entre 150-200 g/t : - la teneur augmente
 - la récupération ne varie presque pas

On constate que la teneur est inversement proportionnelle à la récupération .

Dans le circuit zinc , la teneur en zinc varie de la façon suivante :

- * Entre 75-100 g/t :
 - la teneur augmente
 - la récupération augmente
 - * Entre 100-125 g/t :
 - la teneur diminue
 - la récupération augmente
 - * Entre 125-150 g/t :
 - la teneur diminue
 - la récupération augmente.
- L'augmentation de la récupération est due à l'augmentation du poids
 - la diminution de teneur est due a la diminution de l'effet des collecteur.
 - La teneur en zinc est importante dans les concentrés 1 et 2 de la galène cela est due à l'influence de l'ethylxanthate sur la blende par contre les stériles sont pauvres .
 - La teneur en zinc , ainsi que la récupération sont faibles dans le concentré 2 de zinc , ce qui montre que la totalité du zinc a été flotté .

Conclusion :

Dans le circuit de plomb et zinc , la quantité des collecteurs (ethylxantate et amyloxantate) est optimisé respectivement à 150 g/t et 125 g/t , du fait de la faible teneur du stérile en minéraux utiles (Pb=5.42 % , Zn=2.65 %)

La teneur en plomb obtenue est : 64.20 % et sa récupération est de 44.49 % .

La teneur en zinc obtenue est : 51.30 % et sa récupération est de 68.82 % .

B) Influence de la quantité du déprimant (ZnSO₄):

les quantités des déprimants ZnSO₄ et KCN utilisés sont:

déprimant	quantité (g/t)			
ZnSO ₄	100	150	200	250
KCN	50	50	50	50

* flottation de la galène (PbS):

- Addition des déprimant conditionnement à 5 min.
- Le pH est fixé entre 8 et 9 avec ajout de Na₂CO₃
- Addition de 150 g/t d'éthylxantate, conditionnement à 5 min.
- Addition de moussant : une goutte d'huile de pin.

Le temps de flottation principale de la galène est de 5 min. Pour la flottation de contrôle on ajoute 50 g/t d'éthylxantate au reste de la cellule .Le temps de flottation est de 5 min .

* flottation de la blende (ZnS):

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

- L'activant de blende, sulfate de cuivre (CuSO₄) 600g/t conditionnement à 5 mn.
- Le pH est fixé entre 10 et 11 avec ajout de CaO
- Addition de 125 g/t d'amylxanthate.
- Addition du moussant : une goutte d'huile de pin.

On récupère la mousse formée à la surface pendant 5 mn, pour la flottation de contrôle ,on ajoute 50 g/t d'amylxanthate au reste de la cellule.

Le schéma de flottation est représenté par la figure (B-1).

Les résultats obtenus sont reportés dans les tableaux (B-1,B-2,B-3,B-4), et représentés par les graphes (B-1-1,B-2-1,B-3-1,B-4 -1).

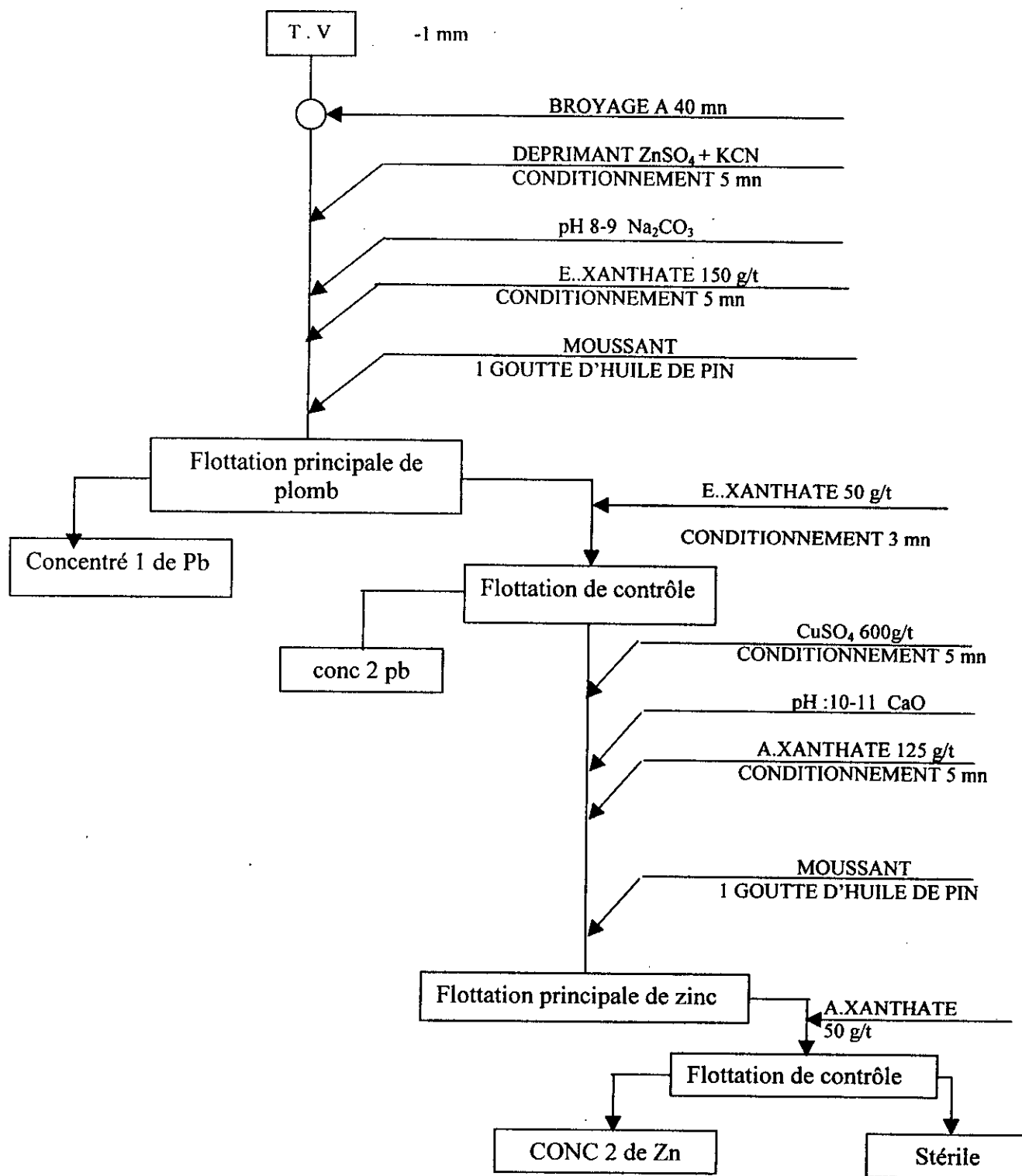


Figure B.1 : Schéma de flottation

Produits	Rendements %	Teneur %		Récupération %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Conc 1 Pb	8.09	41.21	5.81	51.67	5.56
Conc 2 Pb	0.93	23.86	3.42	3.44	0.38
Conc 1 Zn	19.06	6.50	34.22	19.21	78.56
Conc 2 Zn	4.27	4.55	16.93	3.01	8.71
Stérile	67.68	2.16	0.82	22.62	6.69
Alimentation	100.00	-	-	100.00	100.00

Tableau B.1 : Résultats de l'influence de la quantité de déprimant $ZnSO_4$ ($ZnSO_4=100g/t$)

Produits	Rendements %	Teneur %		Récupération %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Conc 1 Pb	6.58	70.50	4.44	69.60	2.82
Conc 2 Pb	1.14	24.94	5.47	4.26	0.61
Conc 1 Zn	14.51	4.77	57.48	10.43	81.13
Conc 2 Zn	5.84	3.25	14.79	2.84	8.36
Stérile	71.85	1.19	1.02	12.87	7.08
Alimentation	100.00	-	-	100.00	100.00

Tableau B.2 : Résultats de l'influence de la quantité de déprimant $ZnSO_4$ ($ZnSO_4=150g/t$)

Produits	Rendements %	Teneur %		Récupération %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Conc 1 Pb	6.27	56.40	2.39	59.77	1.32
Conc 2 Pb	1.52	21.21	7.87	5.44	1.04
Conc 1 Zn	17.98	5.42	54.20	16.48	85.49
Conc 2 Zn	3.90	4.33	14.73	2.86	5.06
Stérile	70.33	1.30	1.15	15.45	7.09
Alimentation	100.00	-	-	100.00	100.00

Tableau B.3: Résultats de l'influence de la quantité de déprimant $ZnSO_4$ ($ZnSO_4=200g/t$)

Produits	Rendements %	Teneur %		Récupération %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Conc 1 Pb	9.05	63.34	3.76	65.43	4.00
Conc 2 Pb	0.87	25.59	7.87	2.54	0.81
Conc 1 Zn	16.37	7.59	42.42	14.18	81.65
Conc 2 Zn	4.73	3.03	10.94	1.64	6.08
Stérile	68.98	2.06	0.92	16.21	7.46
Alimentation	100.00	-	-	100.00	100.00

Tableau B.4 : Résultats de l'influence de la quantité de déprimant $ZnSO_4$ ($ZnSO_4=250g/t$)

Quantité de déprimant ZnSO ₄ (g/t)	100	150	200	250
Teneur %	41.21	70.50	56.40	63.34
Récupération %	51.67	69.60	59.77	65.43

Tableau (B.1.1). teneur et récupération du plomb dans le concentré 1 de plomb en fonction de quantité de déprimant

Quantité de déprimant ZnSO ₄ (g/t)	100	150	200	250
Teneur %	23.86	24.94	21.21	25.59
Récupération %	3.44	4.26	5.44	2.54

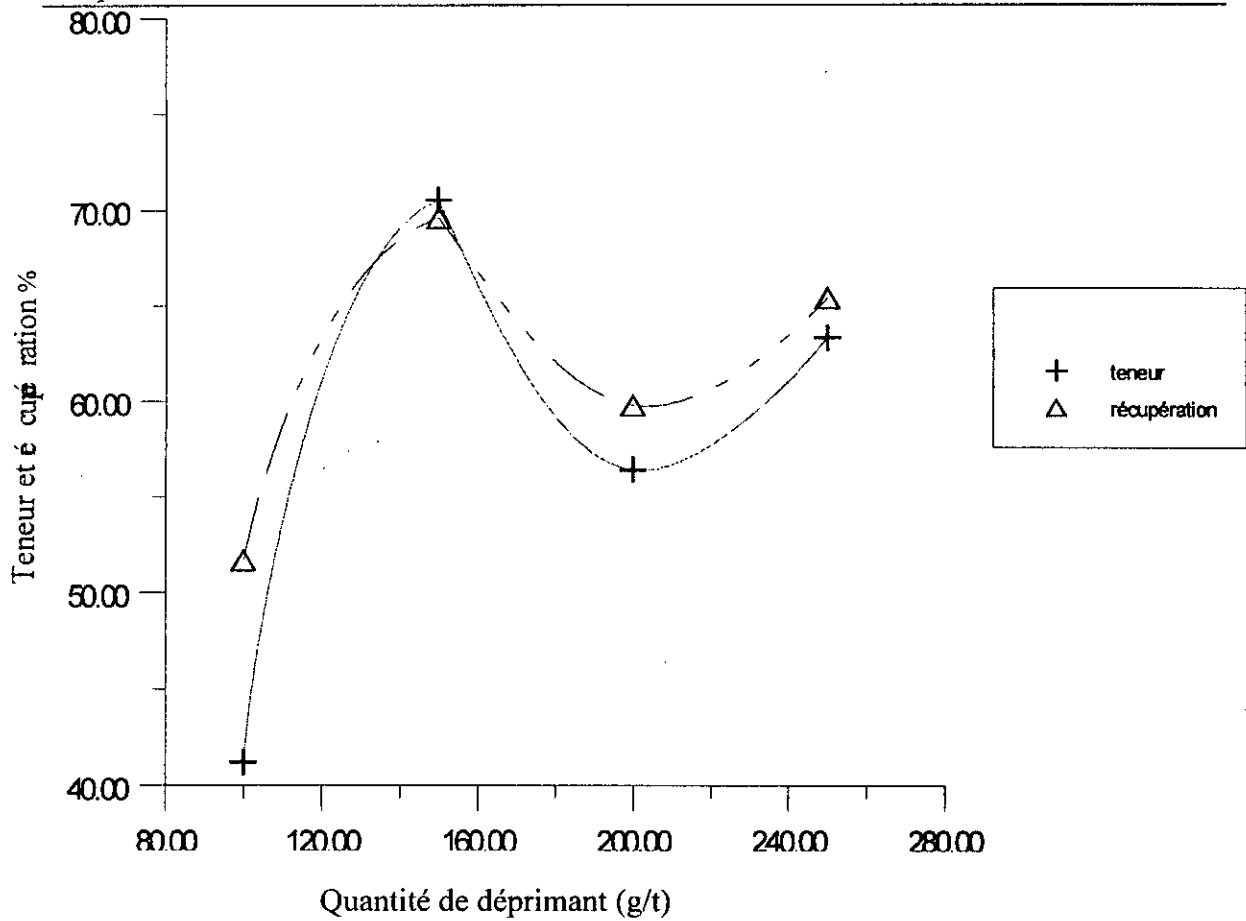
Tableau (B.2.1) : Teneur et récupération du plomb dans le concentré 2 du plomb en fonction de quantité de déprimant

Quantité de déprimant ZnSO ₄ (g/t)	100	150	200	250
Teneur %	34.22	57.48	54.20	42.42
Récupération %	78.56	81.13	85.49	81.65

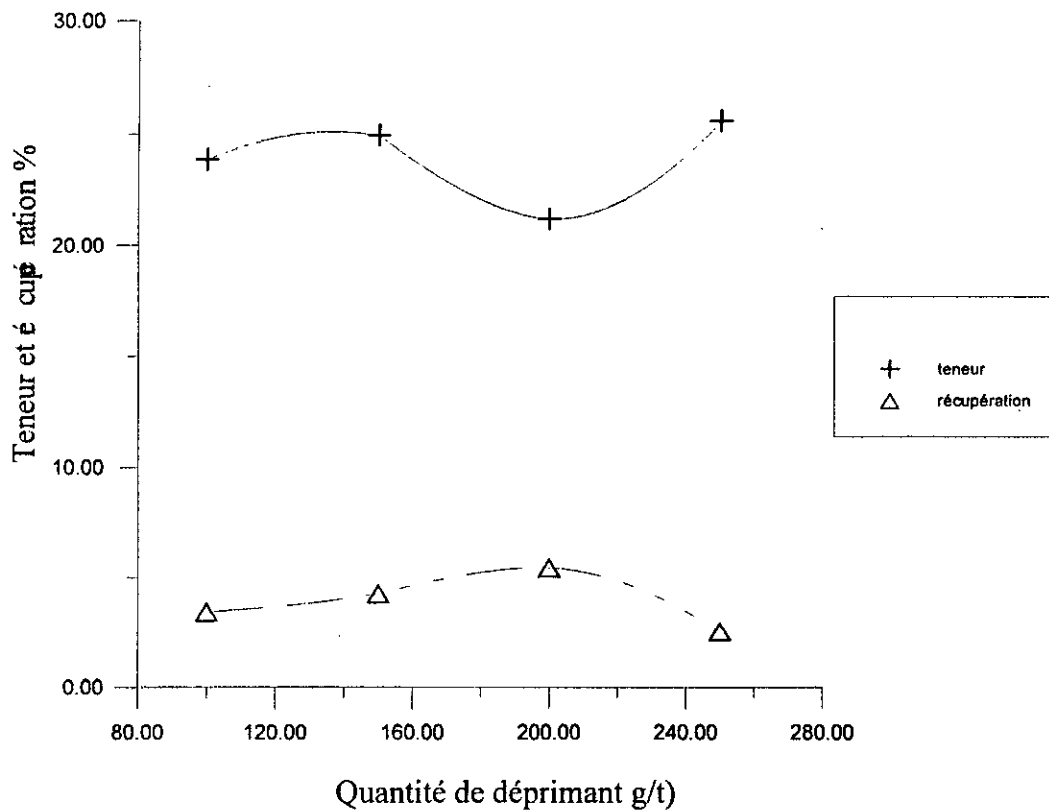
Tableau (B.3.1) : Teneur et récupération du zinc dans le concentré 1 de zinc en fonction de quantité de déprimant

Quantité de déprimant ZnSO ₄ (g/t)	100	150	200	250
Teneur %	16.93	14.79	14.73	10.94
Récupération %	8.71	8.36	5.06	6.08

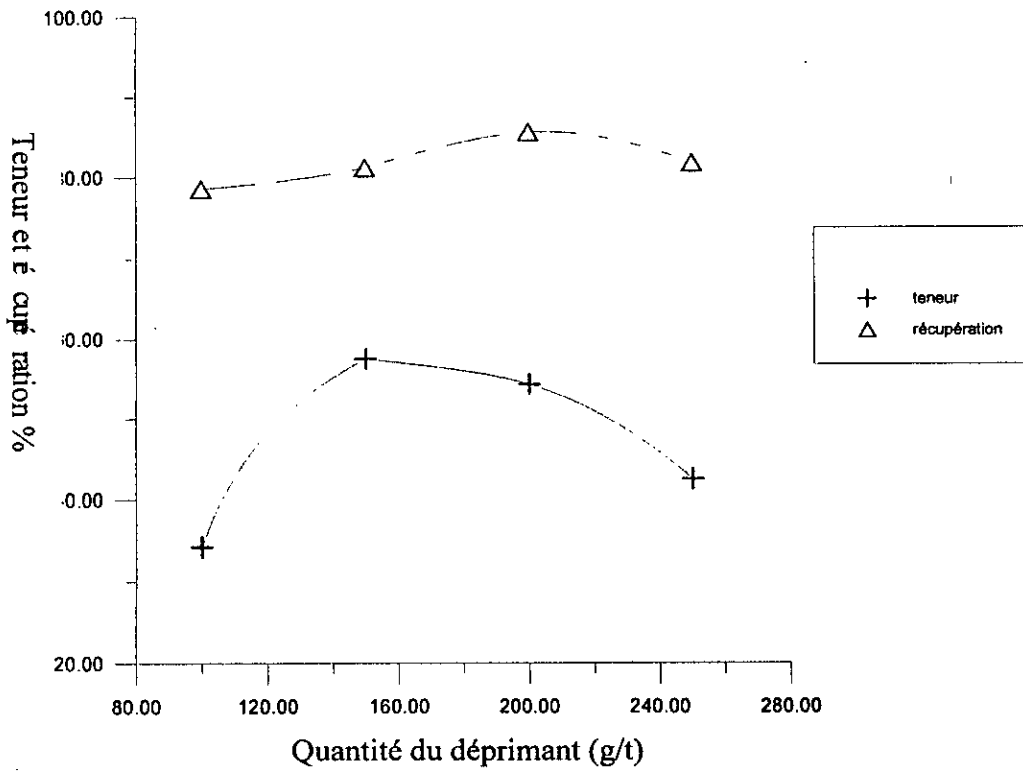
Tableau (B.4.1) : Teneur et récupération du zinc dans le concentré 2 de zinc en fonction de quantité de déprimant



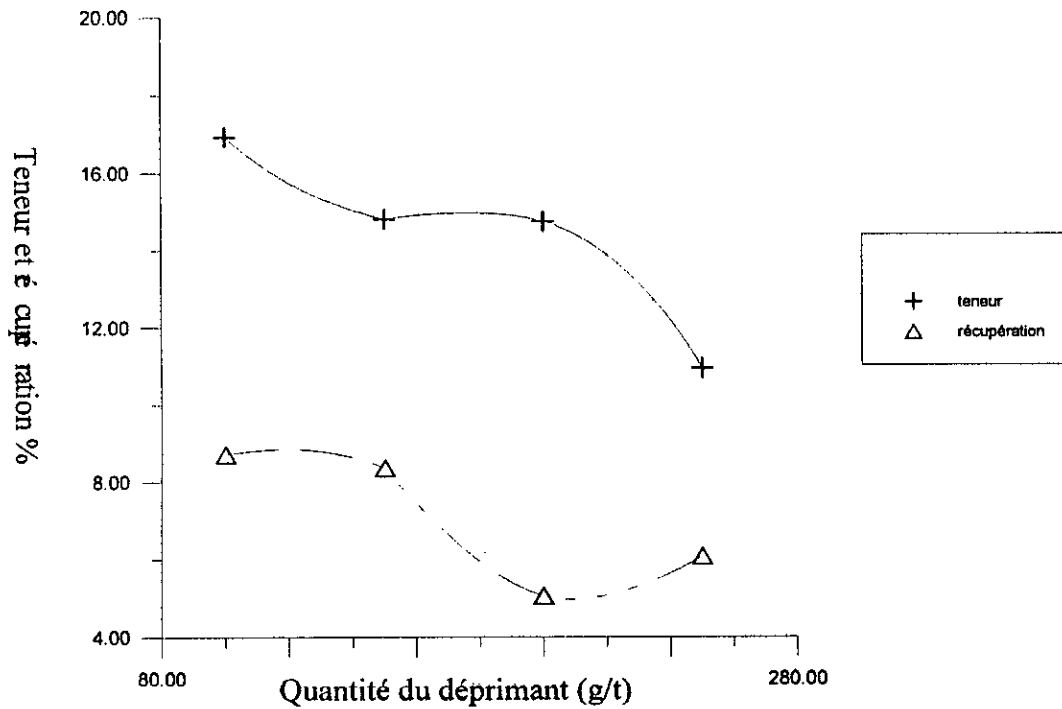
Graphe B-1-1 teneur et récupération du Pb dans le concentré 1 de Pb en fonction de quantité du déprimant



Graphe B-2-1 : teneur et récupération du Pb dans le concentré 2 de Pb En fonction du déprimant



**Graph B-3-1 : Teneur et récupération de Zn dans le concentré 1 de Zn
En fonction de la quantité du déprimant**



**Graph B-4-1 : Teneur et récupération de Zn dans le concentré 2 de Zn
En fonction de la quantité du déprimant**

Interprétation des résultats :

On remarque que la teneur en zinc dans les concentrés de plomb varie comme suit :

- * Entre 100-150 : la teneur diminue
- * Entre 150-200 : la teneur augmente
- * Entre 200-250 : la teneur diminue

Donc entre 100-150 g/t le déprimant a bien agi sur la blende , et entre 150-200 g/t , malgré l'augmentation de la quantité de déprimant la teneur en zinc dans les concentrés de plomb augmente.

Nous pensons que cela est dû à :

- Une blende fortement liée à la galène.
- Une blende finement minéralisée pouvant nuire au concentré de plomb.

Conclusion :

La quantité du déprimant ($ZnSO_4$) est optimisée à 150 g/t du fait de la faible teneur du stérile en minéraux utiles ($Pb=1.19\%$, $Zn=1.02\%$).

Nous avons obtenu des teneurs de 70.50 % pour le plomb et de 57.48 % pour le zinc , avec une récupération de 69.60 % pour le plomb et de 81.13 % pour le zinc .

C) Influence du temps de flottation(de raclage) dans les circuits de plomb et zinc :

Dans le circuit plomb le temps de flottation principale prend les valeurs suivantes :

4',5',6'et 7', Tandis que dans la flottation de contrôle le temps est fixé à 3 minutes.

Dans le circuits zinc ,le temps de flottation principale prend les valeurs 4',5',6'et 7',alors que le temps de flottation est fixé à 3minutes .

* Flottation de la galène (PbS) :

- Addition de 150g/t de $ZnSO_4$ et 50g/t de KCN, le temps de conditionnement est de 5 minutes.

- Le pH est fixé entre 8 et 9 à l'aide de Na_2CO_3 .

- Addition de 150g/t d'ethylxanthate.

- Addition du moussant ,soit une goutte d'huile de pin .

On récupère la mousse formée à la surface en différents temps (4',5',6'et 7').

Pour la flottation de contrôle, on ajoute dans la cellule 50g/t d'ethylxanthate, le temps de flottation est de 3 minutes.

* Flottation de la blende :

On ajoute au reste de la cellule :

– 600 g/t d'activant de zinc $CuSO_4$, conditionnement à 5 minutes.

– De la chaux (CaO) pour fixer le pH entre 10 et 11.

– 125 g/t d'amyloxanthate , conditionnement à 5 minutes.

– Du moussant, une goutte d 'huile de pin .

On récupère la mousse formée à la surface dans les différents temps (4',5',6'et 7')

Pour la flottation de contrôle on ajoute dans la cellule 50 g/t d'amyloxanthate , le temps de flottation est fixé à 3 minutes.

Le schéma de flottation est représenté par la figure (C-1).

Les résultats obtenus sont portés dans les tableaux (C-1,C-2,C-3,C-4) et représentés par les graphes(C-1-1,C-2-1).

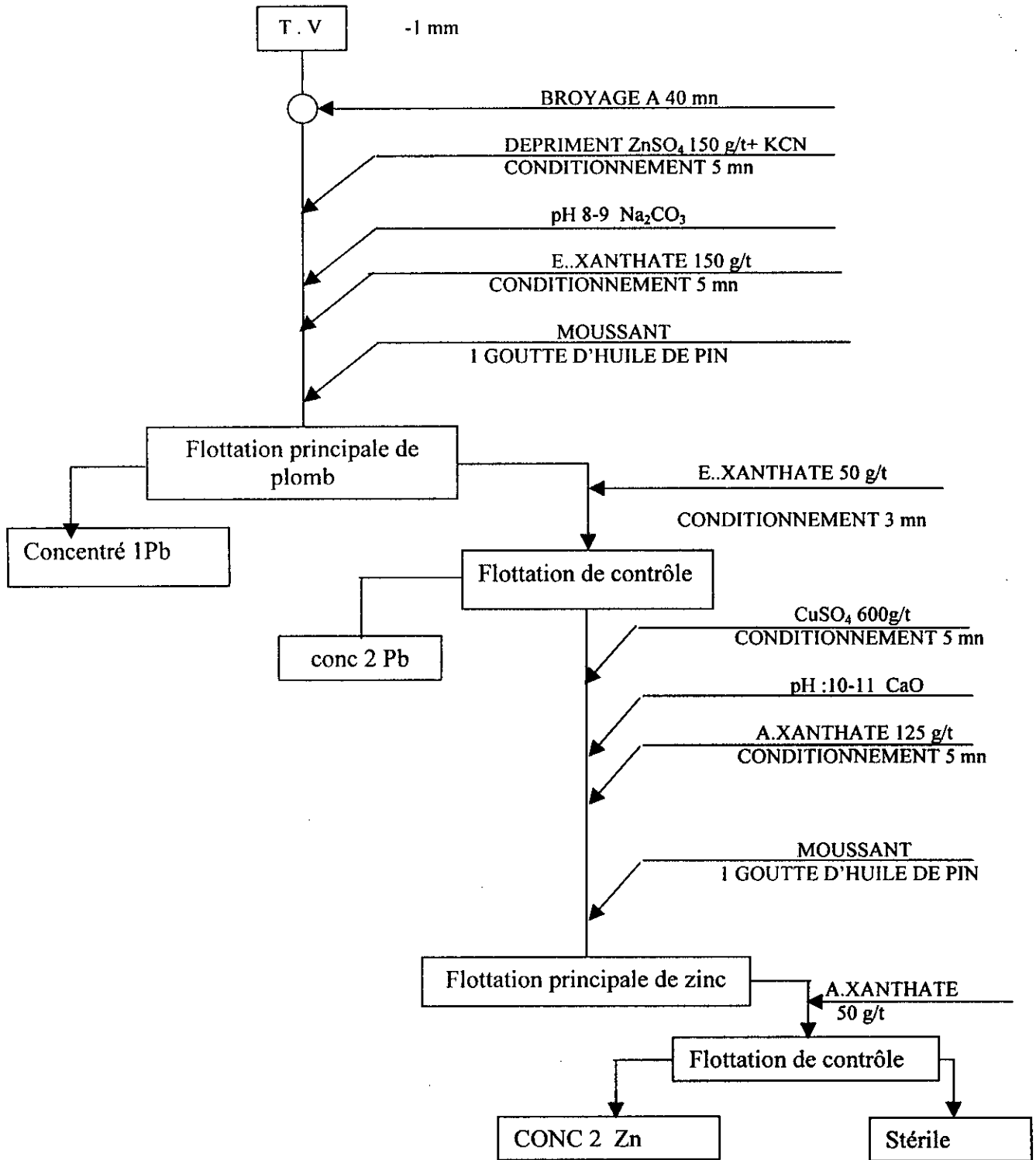


Figure C.1 : Schéma de flottation

Produits	Rendements %	TENEUR%		Récupération %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Conc 1 Pb	9.43	32.25	5.30	29.74	5.76
Conc 2 Pb	0.92	18.48	3.15	1.15	0.34
Conc 1 Zn	13.53	12.73	41.12	18.39	64.18
Conc 2 Zn	4.78	23.65	17.34	10.04	9.56
Stérile	71.34	5.34	2.45	40.68	20.16
Alimentation	100.00	-	-	100.00	100.00

Tableau C.1 : Résultats de l'influence du temps de flottation principale de la blende et de la galène, temps 4minutes.

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	100.00	-	-	100.00	100.00

Tableau C.2 : Résultats de l'influence du temps de flottation principale de la blende et de la galène, temps 5minutes.

Produits	Rendements %	Teneur %		Récupération %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Conc 1 Pb	7.97	50.03	9.28	42.13	6.36
Conc 2 Pb	1.08	27.12	5.48	3.09	0.51
Conc 1 Zn	16.68	11.50	49.12	20.27	70.56
Conc 2 Zn	4.98	8.16	19.62	4.29	8.42
Stérile	69.29	4.13	2.37	30.22	14.15
Alimentation	100.00	-	-	100.00	100.00

Tableau C.3 : Résultats de l'influence du temps de flottation principale de la blende et de la galène, temps 6minutes.

Produits	Rendements %	Teneur %		Récupération %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Conc 1 Pb	10.35	34.10	8.48	45.83	9.24
Conc 2 Pb	0.88	16.48	12.15	1.88	1.12
Conc 1 Zn	13.39	9.67	37.14	16.82	52.30
Conc 2 Zn	6.50	5.14	22.19	4.34	15.18
Stérile	68.88	3.48	3.06	31.13	22.16
Alimentation	100.00	-	-	100.00	100.00

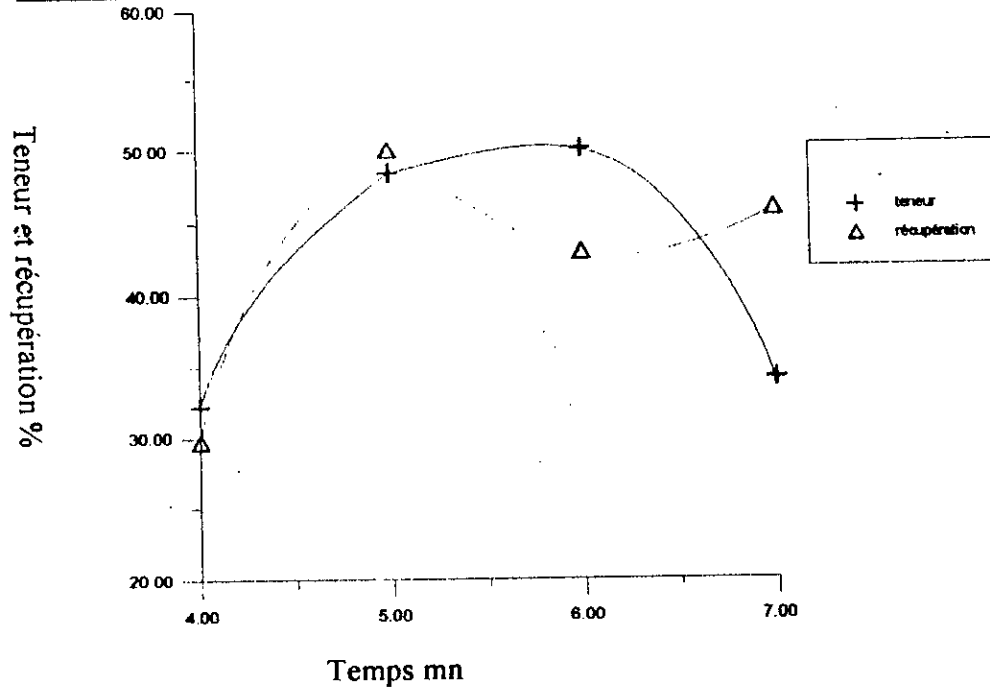
Tableau C.4 : résultats de l'influence du temps de flottation principale de la blende et de la galène, temps 7 minutes.

Temps(mn)	4	5	6	7
Teneur %	32.25	48.35	50.03	34.10
Récupération %	29.74	49.98	42.13	45.83

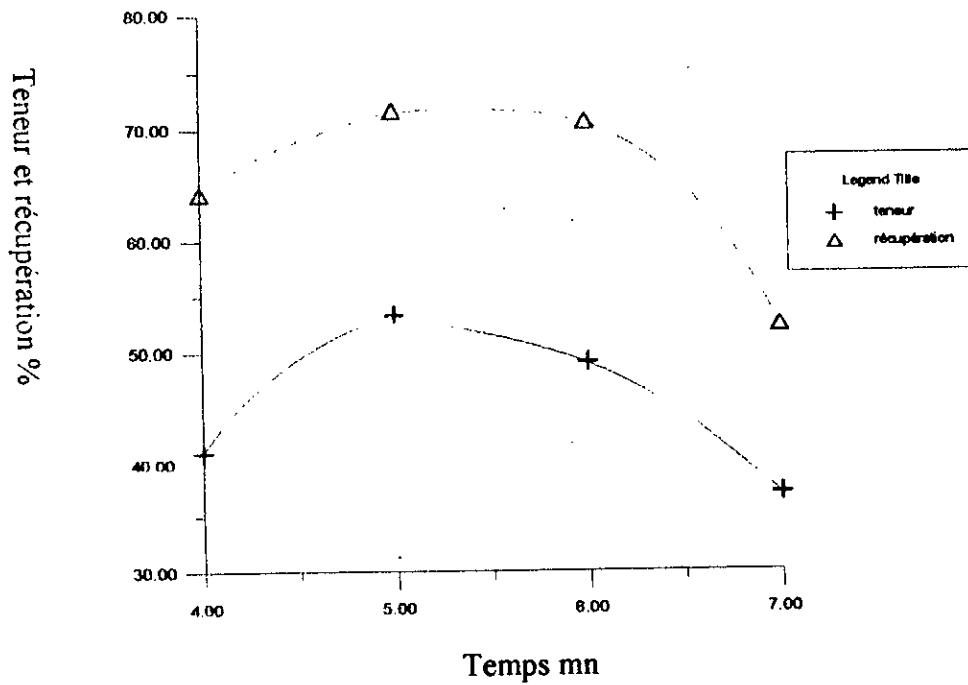
Tableau C.1.1 : Teneur et récupération du concentré du plomb1, en fonction du temps.

Temps(mn)	4	5	6	7
Teneur %	41.12	53.38	49.12	37.14
Récupération %	64.18	71.62	70.56	52.30

Tableau C.1.2 : Teneur et récupération du concentré du zinc1, en fonction du temps.



Graphe C-1-1 : Teneur et récupération du concentré Pb 1 en fonction du temps



Graphe C-1-1 : Teneur et récupération du concentré Pb 1 en fonction du temps

Interprétation des résultats :

On remarque la teneur du plomb et du zinc augmenté entre 4 et 5 minutes , ensuite commence à diminué.

La même chose pour la récupération , elle augmente entre 4 et 5 minutes ensuite elle ne varie presque pas.

Nous constatons aussi qu'a partir de 5 minutes de flottation les teneurs du plomb et du zinc dans les stériles ne varies presque pas ainsi que la récupération diminue, cela s'explique que presque la totalité a été récupérer entre 4 et 5 minutes de flottation .

Conclusion :

Nous pouvons dire que le temps de flottation principal dans les circuits plomb et zinc est de 5 minutes .

CHAPITRE VI



ENRICHÉMENT PAR
LIQUEUR DENSE

VI.1. Déroulement de l'expérience :

La réalisation de notre expérience c'est basé sur les différents étapes ci-après décrite à savoir :

1) Préparation de l'échantillon :

nous avons tamisé le minerai selon trois tranches granulométrique $[-10+5]$ mm, $[-5+3.15]$ mm et $[-3.15+2]$ mm.

Nous avons lavé séparément ces trois tranches granulométrique afin d'éliminer tout les particules fines susceptible de gêner par la suite la séparation liqueur dense

Après le lavage , l'échantillon a été séché .

2) Préparation du milieu dense :

nous avons utilisé deux milieu dense différent de leur nature à savoir :

- le bromoforme [CHBr_3] de densité 2.845 et 2.814
- le xylène [$(\text{CH}_3)_2\text{C}_6\text{H}_4$] de densité 0.863
- un mélange de deux solutions (xylène et bromoforme) qui a donné la densité 2.50 (on a utilisé la méthode de la croix)

après avoir procéder à la préparation du minerai et des milieux denses nous nous avons réalisé l'analyse

densimétrique de la manière suivante :

pour chaque classe granulométrique prépare , nous avons suivi le cheminement densimétrique suivant le schéma décrit dans la figure (VI-1)

après avoir déverser l'échantillon dans la première liqueur dense de densité d_1 , nous obtenons deux produits , se différenciant de par leur masse spécifique représente deux ensembles de particules légères

(ou flottantes) et lourdes (plongeantes) figure (VI-2).

Une fois que les deux produits sont évacués de la liqueur dense , ils sont lavés et séchés séparément

Par la suite , la fraction flottante sera pesé et analysé chimiquement , par contre la fraction plongeante sera introduite dans la seconde liqueur dense de densité d_2 , tel que $d_2 > d_1$.

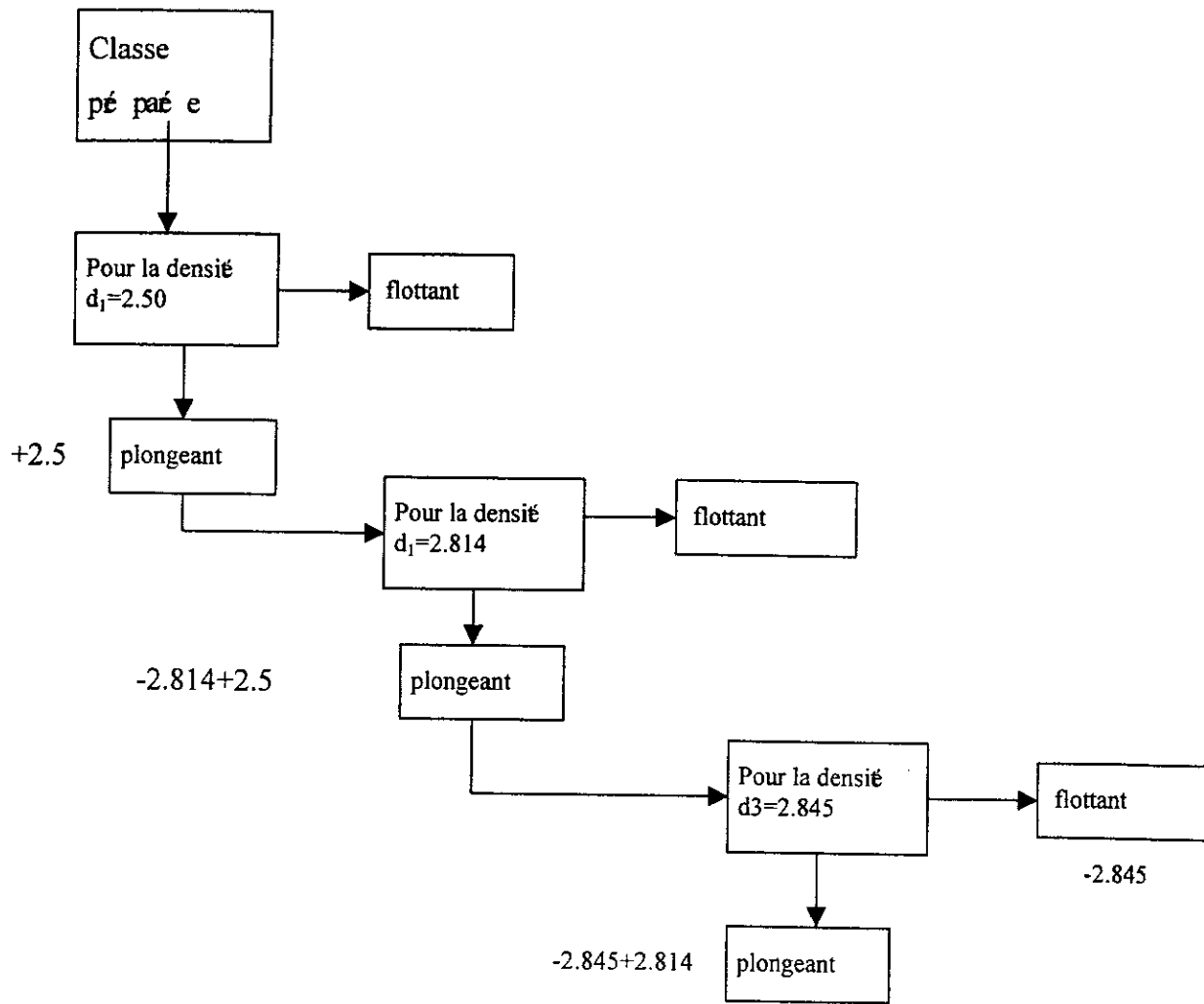


Figure VI-1 : cheminement de s paration par liqueur dense

VI.2. Expression des résultats :

Nous avons représenté les résultats de 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 testes de laboratoire, apparaît au niveau des différents tableaux (VI-3 ,VI-4,VI-5) et des courbes (figure : VI-3,VI-4,VI-5).

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur %		Récupération %		Produit flottant				Produit plongeant					
		De la classe %	Sur T.V%	Pb	Zn	Pb	Zn	Poids cumul %	Teneur %		Récupération %		Poids cumul. %	Teneur %		Récupération%	
									Pb	Zn	Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn
+2.5	2.500	4.4	2.06	2.50	3.00	2.32	1.54	4.40	2.50	3.00	2.32	1.54	-	-	-	-	-
+2.5-2.814	2.670	26.12	12.24	3.15	5.15	17.37	15.70	30.52	2.95	4.95	19.01	17.63	95.60	3.25	7.30	65.68	81.56
+2.814-2.845	2.829	5.52	2.58	3.40	6.75	3.96	4.34	36.04	3.25	6.70	24.74	28.19	69.48	4.80	9.85	70.44	79.97
+2.845	2.845	63.96	29.97	5.65	10.50	76.33	78.40	-	-	-	-	-	63.96	5.65	10.50	76.33	78.40
Recons. %	-	100.00	46.87	-	-	100.00	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

Tableau VI.3 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique (-10+5)mm

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur %		Récupération %		Produit flottant				Produit plongeant					
		De la classe %	Sur T.V% ^o	Pb	Zn	Pb	Zn	Poids cumul. %	Teneur %		Récupération %	Poids cumul. %	Teneur %		Récupération%		
									Pb	Zn	Pb		Zn	Pb	Zn		
+2.5	2.500	3.52	0.62	2.68	2.32	1.63	1.28	3.52	2.68	2.32	1.63	1.28	-	-	-	-	-
+2.5-2.814	2.670	39.67	7.07	5.05	4.24	34.70	26.43	43.19	3.15	2.64	23.57	17.91	96.48	4.68	6.10	78.22	92.50
+2.814-2.845	2.829	14.68	2.61	5.82	5.95	14.80	13.72	57.87	3.76	3.18	37.69	28.92	56.81	5.30	7.95	52.16	71.00
+2.845	2.845	42.10	7.50	6.70	8.85	48.86	58.55	-	-	-	-	-	42.13	6.70	8.85	48.90	58.60
Recons. %	-	100.00	17.83	-	-	100.00	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

Tableau VI.4 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique (-5+3.15)mm

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur %		Récupération %		Produit flottant				Produit plongeant					
		De la classe %	Sur T.V%	Pb	Zn	Pb	Zn	Poids cumul. %	Teneur %		Récupération %		Poids cumul. %	Teneur %		Récupération%	
									Pb	Zn	Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn
+2.5	2.500	5.66	0.51	3.35	3.10	2.83	2.13	5.65	3.35	3.10	2.83	2.13	-	-	-	-	-
+2.5-2.814	2.670	23.00	2.07	4.10	4.35	14.09	12.17	28.66	3.90	3.68	16.70	12.83	94.34	6.10	7.70	86.02	88.37
+2.814-2.845	2.829	46.40	2.35	4.82	6.15	33.43	34.71	75.06	3.90	4.15	43.75	37.89	71.34	6.60	8.78	70.38	76.20
+2.845	2.845	44.92	4.05	7.40	9.35	49.68	51.09	-	-	-	-	-	44.94	7.40	9.35	49.70	51.11
Recons. %	-	100.00	9.02	-	-	100.00	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

Tableau VI.5 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique (-3.15+2.00)mm

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur %		Récupération %		Produit flottant				Produit plongeant					
		De la classe %	Sur T.V%	Pb	Zn	Pb	Zn	Poids cumul. %	Teneur %		Récupération %		Poids cumul. %	Teneur %		Récupération%	
									Pb	Zn	Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn
+2.5	2.500	4.22	3.19	2.90	2.86	2.27	1.66	4.22	2.90	2.56	2.27	1.69	-	-	-	-	-
+2.5-2.814	2.670	27.76	21.38	4.24	4.53	21.88	17.39	31.98	3.30	3.61	19.62	15.96	95.78	4.67	7.02	83.24	92.98
+2.814-2.845	2.829	20.83	7.54	4.95	6.15	19.17	17.72	52.81	3.71	4.36	42.81	31.84	68.02	5.57	8.91	70.44	83.81
+2.845	2.845	47.19	41.52	6.46	9.69	56.68	63.23	-	-	-	-	-	47.19	6.46	9.69	56.68	63.23
Recons. %	-	100.00	73.63	-	-	100.00	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

Tableau VI.6 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique (-10+2)mm

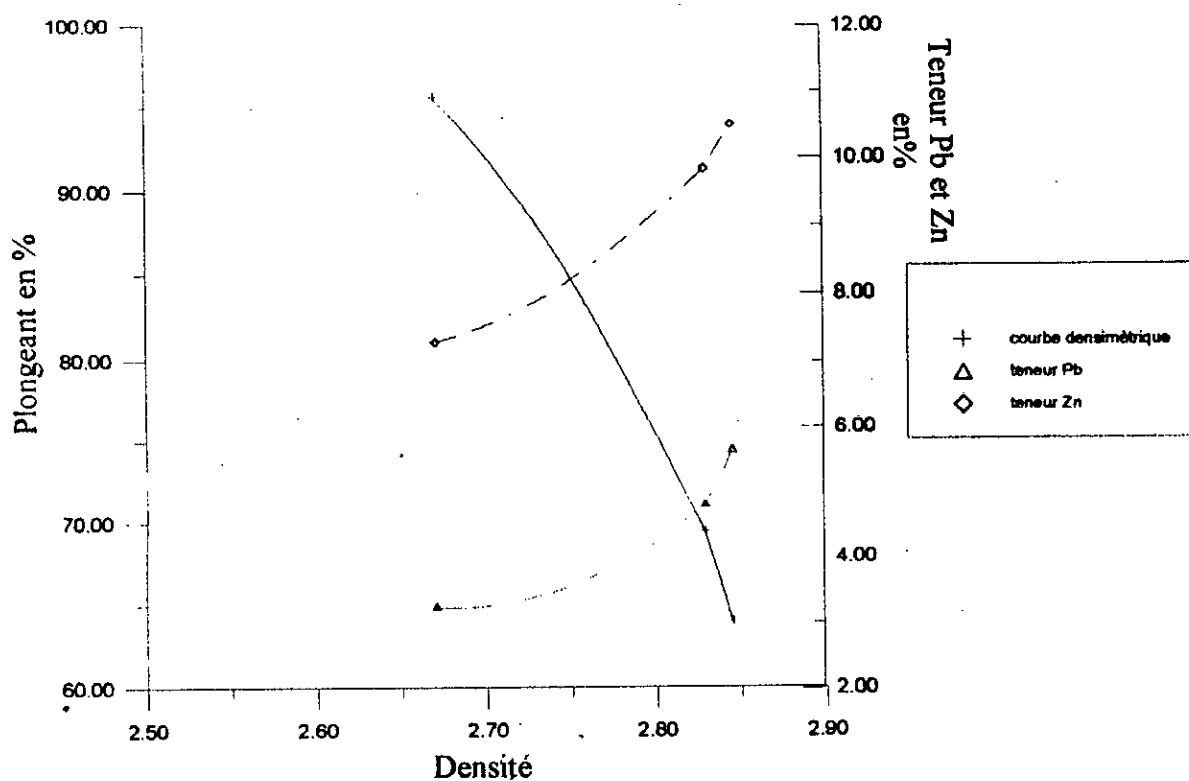


Figure VI-3 : Courbe densimétrique et teneur –densité de la classe granulométrique (-10+5)mm

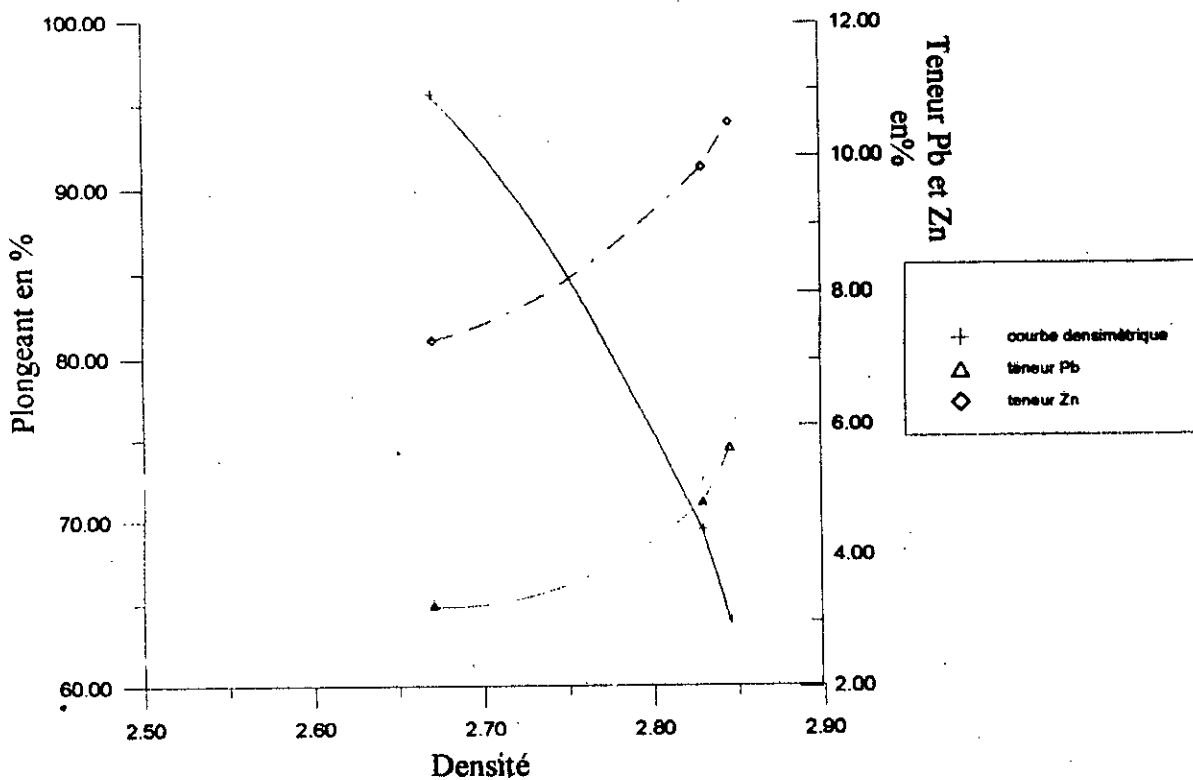


Figure VI-3 : Courbe densimétrique et teneur -densité de la classe granulométrique (-10+5)mm

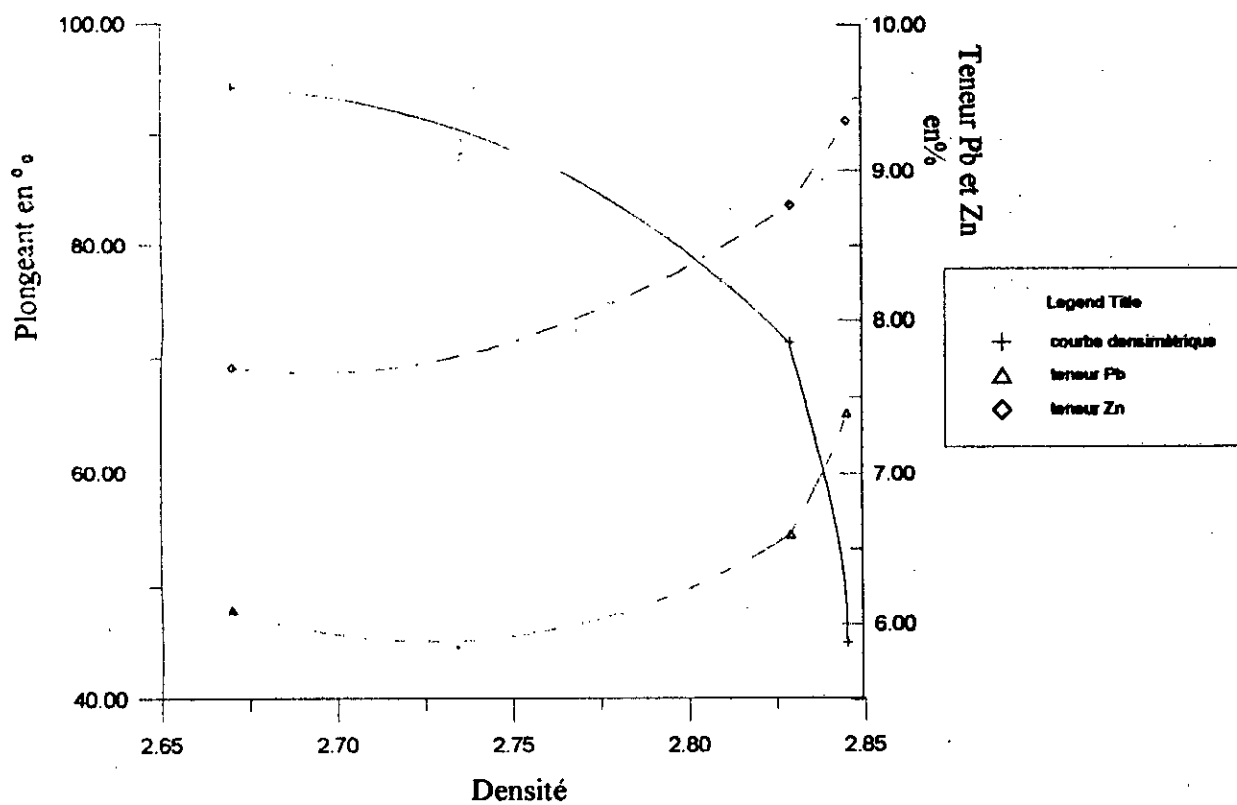


Figure VI-5 : Courbe densimétrique et teneur –densité de la classe granulométrique (-3.15+2)mm

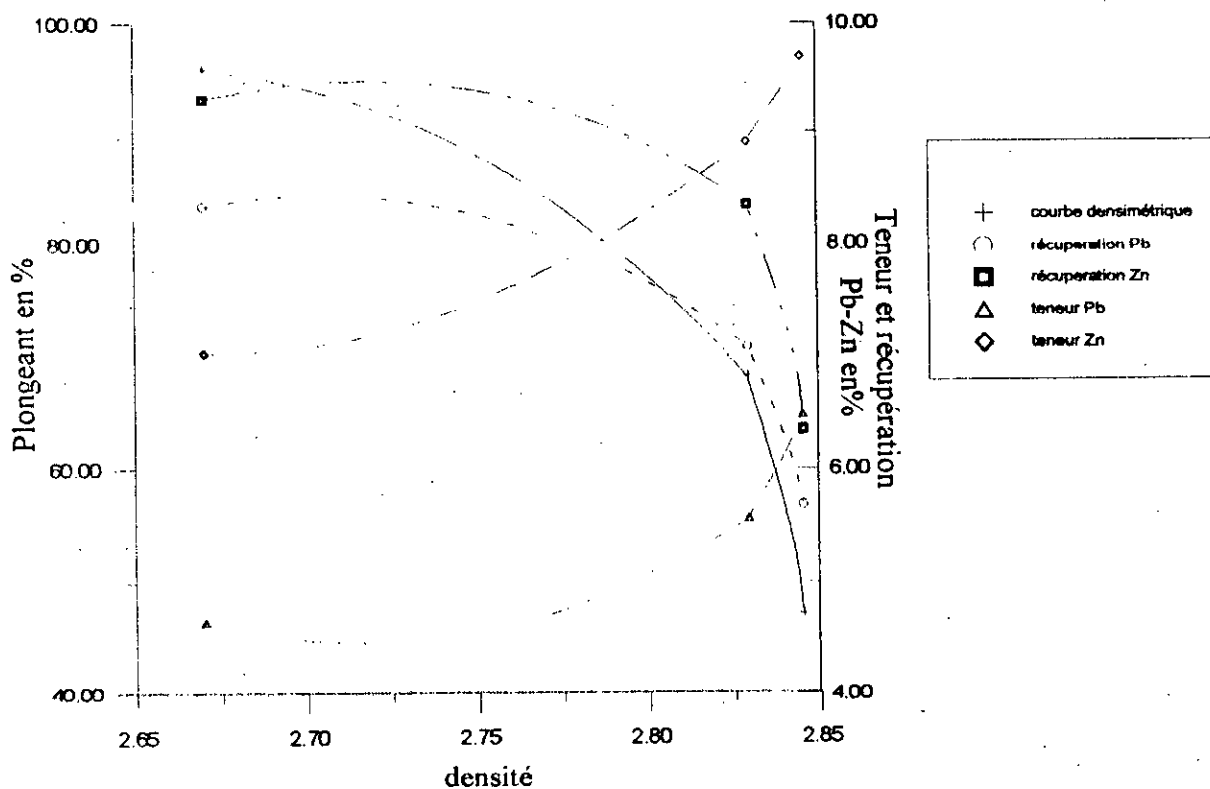


Figure VI-6 : courbe densimétrique et teneur-densité récupération-densité du minerai brut reconstituée

VI.3. Interprétation des résultats :

Au vu des résultats et expressions graphiques obtenus, nous sommes arrivés aux conclusions suivantes (référer : Tableaux VI-3, VI-4, VI-5 ; et graphes VI-3, VI-4, VI-5).

- Plus en augmente la teneur métal au niveau de l'alimentation , plus la teneur métal dans les plongeants augmente.
- L'allure des courbes de lavabilité obtenues pour les différentes tranches granulométrique, et pour le minerai brut reconstitué se rapproche d'une courbe idéale , traduisant la présence d'une faible quantité de mixte .
- La densité de coupure (ou de partage) est proche de 2.82
- Ainsi 83.24 % de Pb et 92.98 % de Zn sont contenus dans les 95.78% des minerai initiales.

Conclusion :

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

Recommandation :

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

Le bromoforme utilisé n'avait qu'une densité de 2.965 alors qu'avec un produit de qualité supérieure, la densité devait être (≈ 2.900).

Il serait souhaitable de poursuivre ces tests de préconcentration avec une marge densimétrique supérieure, pour pouvoir conclure sur la fiabilité de ce procédé ou bien sur son exclusion en matière de proposition à retenir.

Conclusion générale et recommandation :

Au cours de cette étude portant sur un échantillon du gisement polymétallique (Pb-Zn) d'EL ABED, nous avons procédé à :

A) l'analyse d'identification de minerai qui ont permis d'obtenir les résultats suivants :

Le minerai est relativement tendre

Les minéraux utiles sont uniformément réparties dans la gangue. Il présente une granulométrie étale (hétérogène).

B) concentration :

L'utilisation de la flottation sélective du minerai polymétallique de plomb-zinc permet d'optimiser les principaux paramètres

Les résultats auxquels nous avons obtenus peuvent être résumés comme suite :

- La récupération de plomb dépend de la quantité du collecteur (éthylxanthate) et du temps
- la récupération du zinc dépend de la quantité du déprimant ($ZnSO_4$ et KCN), de la quantité de l'amyxanthate et du temps .

à partir d'une flottation principale de 5 mn la variation de la quantité de récupération de Pb et du Zn est quasi nul

La récupération maximum du plomb et du zinc est obtenue pour la quantité des réactifs suivantes :

- circuit plomb :

collecteur : 150g/t d'éthylxanthate.

- circuit zinc :

- déprimant : 150g/t de $ZnSO_4$

- activant : 600g/t de $CuSO_4$.

- collecteur : 125g/t d'éthylxanthate.

C) la préconcentration : on utilise une analyse densimétrique, résulte d'une série de tests de séparation gravimétrique par liqueur dense, permettant d'optimiser les principaux paramètres suivants :

- la densité de coupure (ou de partage) est sensiblement égale à 2.82.

- il résulte que 95.78 % du minerai initial contient 83.24 % de Pb et 92.98 % de Zn.

En conclusion, cette étude d'orientation nous a permis d'émettre :

Un avis sur l'enrichissement du minerai polymétallique (Pb,Zn) du gisement d'EL-ABED.

-les tests de préconcentration sont prometteurs et peuvent être finalisés.

-les tests de concentration par flottation peuvent être retenus; car donnant de bon résultats. D'après les résultats technologique obtenus par la concentration et vu que la préconcentration n'a été réaliser que partiellement, donc on ne peut conclure sue sa validité.

L'utilisation de la flottation pour le traitement du minerai polymétallique (Pb , Zn) du gisement d'EL –ABED abouti à des résultats très.satisfaisantes.

Recommandation :

Compte tenu des réserves potentiels restante des minerais (Pb-Zn) au gisement d'EL-ABED

On ne peut prévoir de transformation au niveau des ateliers de la laverie existante.

Cependant ,dans le cas ou il y aurait possibilité d'extension du gisement existant , par la découverte d'autre couches minéralisées à des distances plus ou moins grandes , il serai judicieux d'apporter alors certaines transformation sur le plan technologique , en considérant les essais d'orientation réaliser lors de notre étude , il s'agit de réimplanter l'ateliers de concassage , de classification et de séparation par liqueur dense près de la mine, permettant l'extraction et la préconcentration des minerais provenant des extensions du gisement . cela permettra de traiter une quantité moins importante de minerais au niveau de la laverie , de transporter moins de tous venant, de consommer mois de réactif et moins d'eau lors de la flottation , d'augmenter la durée de vie des installations existantes pour traiter les minerais provenant .

Le broyage s'adresserait uniquement au préconcentrés pour alimenter la flottation , entraînant des consommations en énergies , et en consommables plus réduites.

Après étude et application de cette méthode , on propose le schéma technologique suivant :

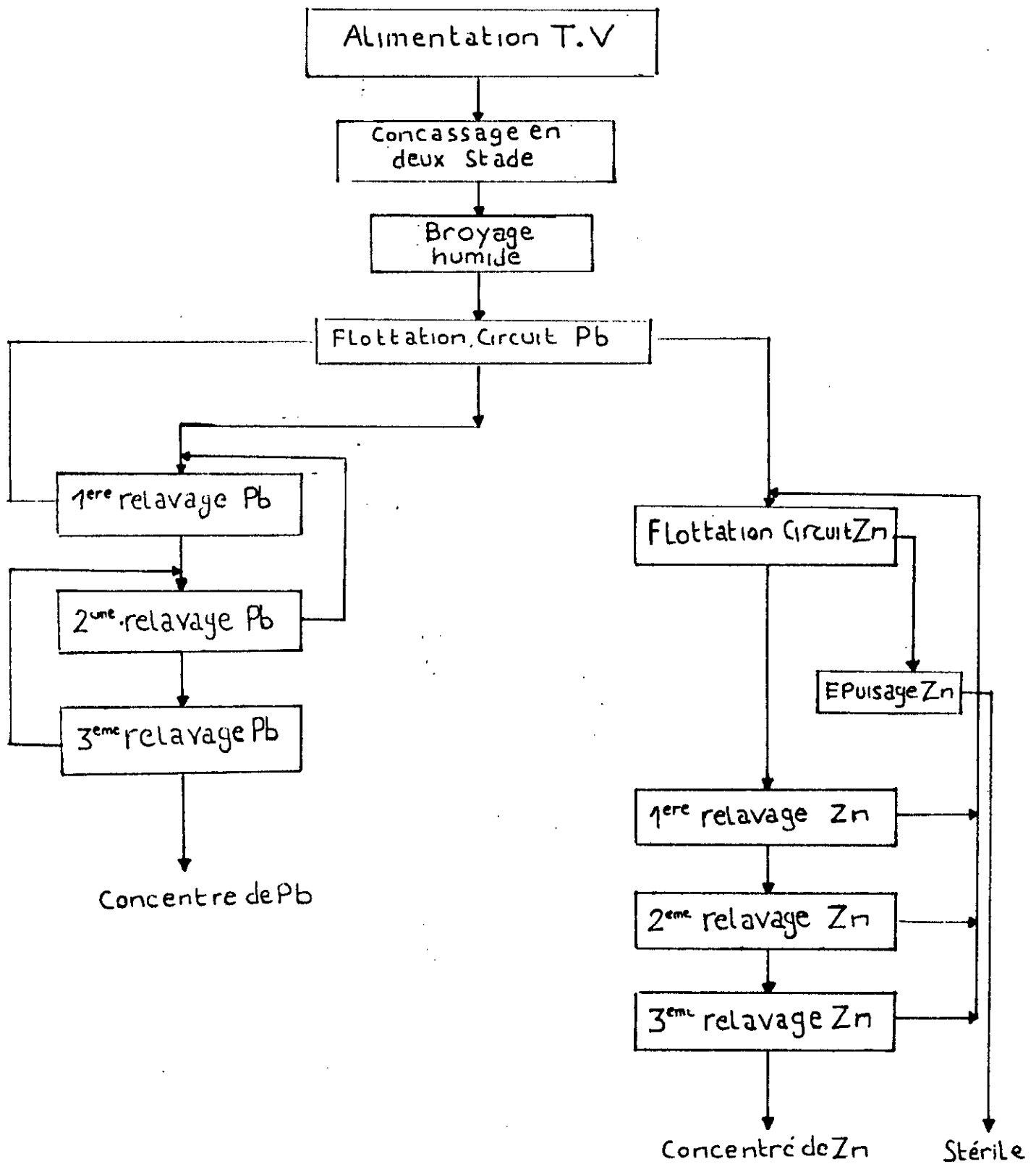
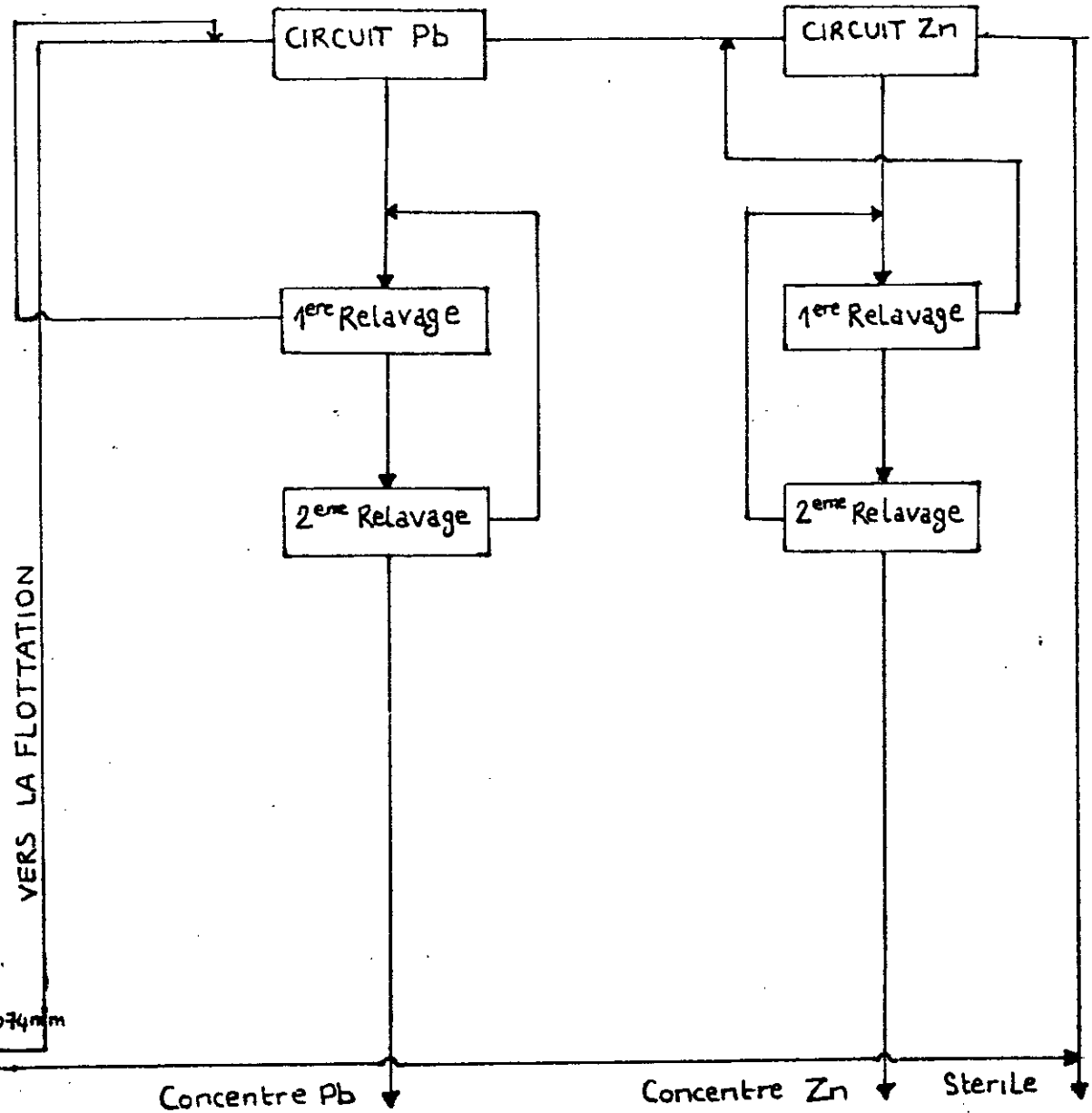
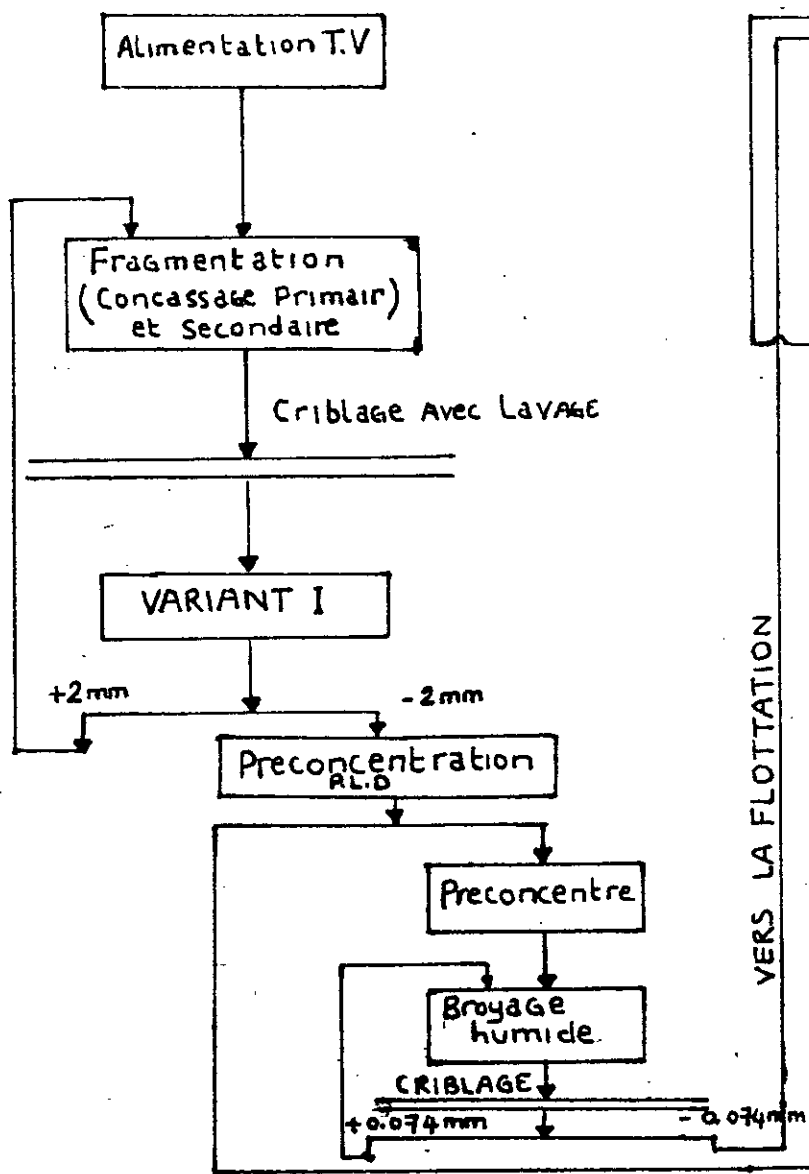
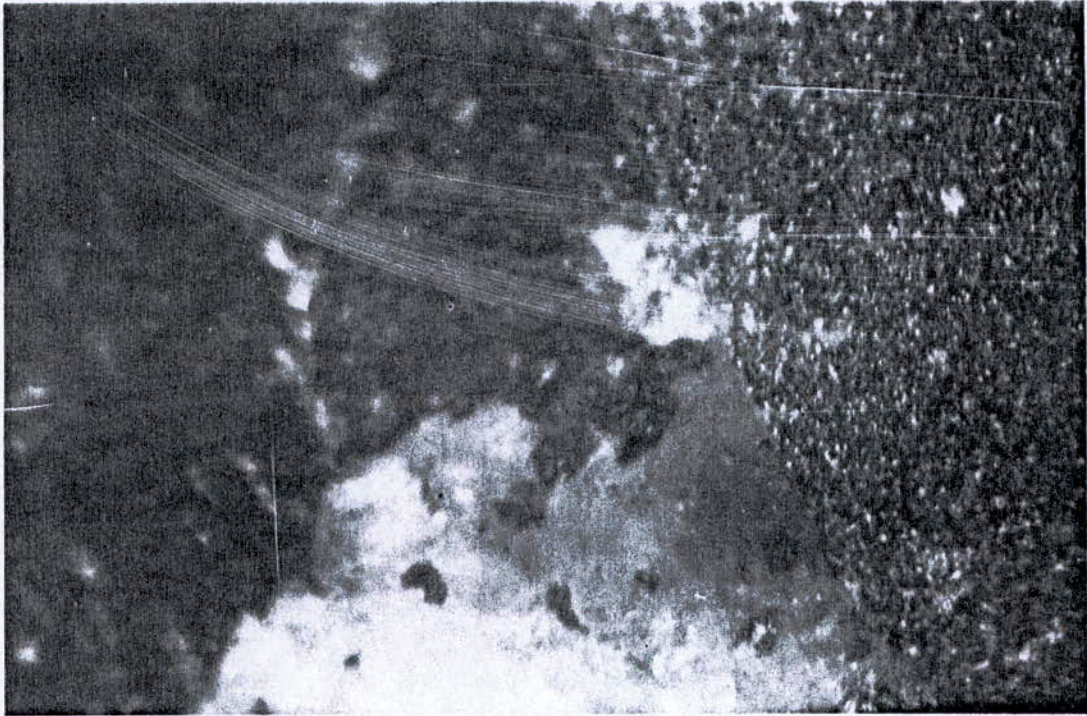


Schéma de traitement de l'usine d'EL.ABFD

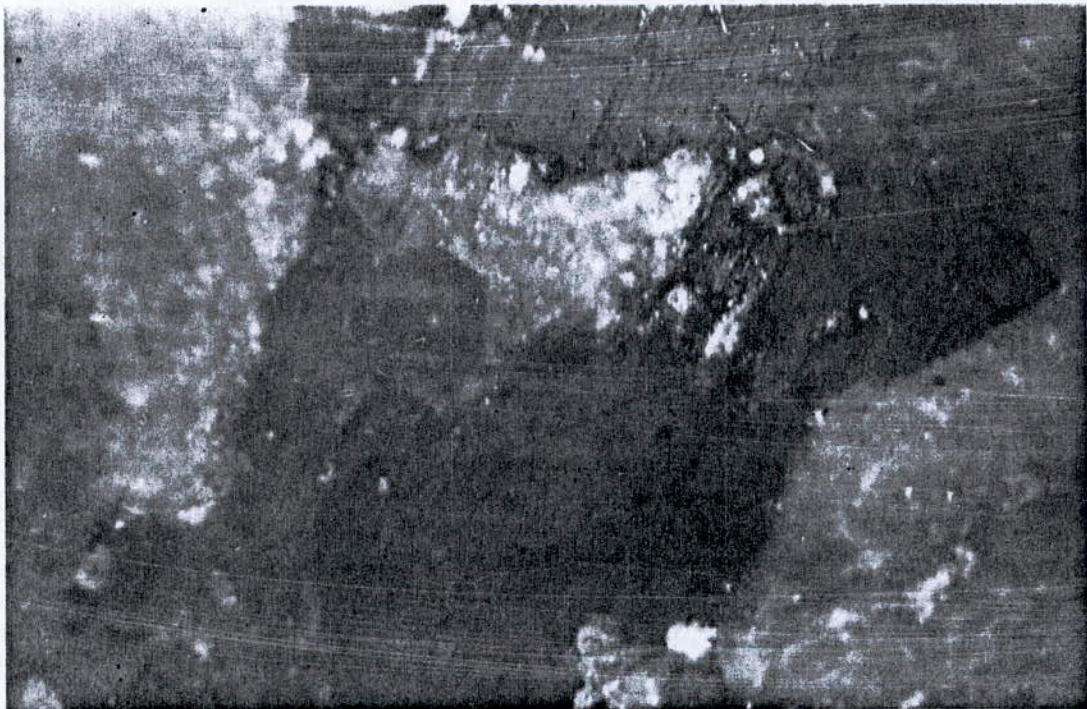


Schema de traitement du Pb et Zn

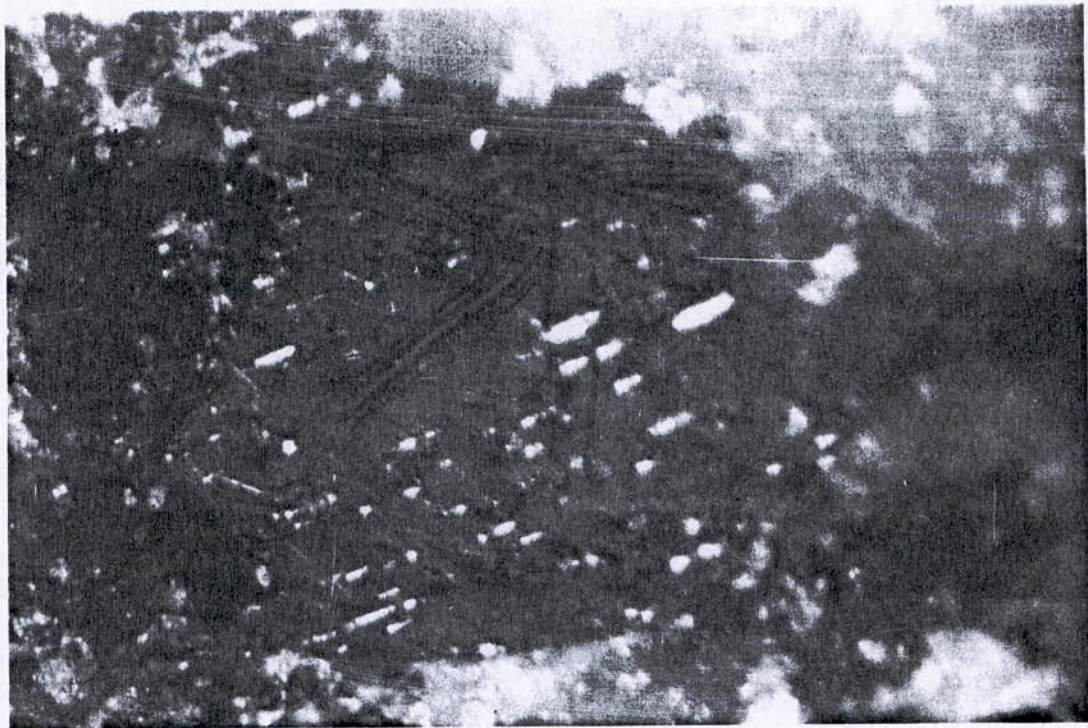
ANNEXE



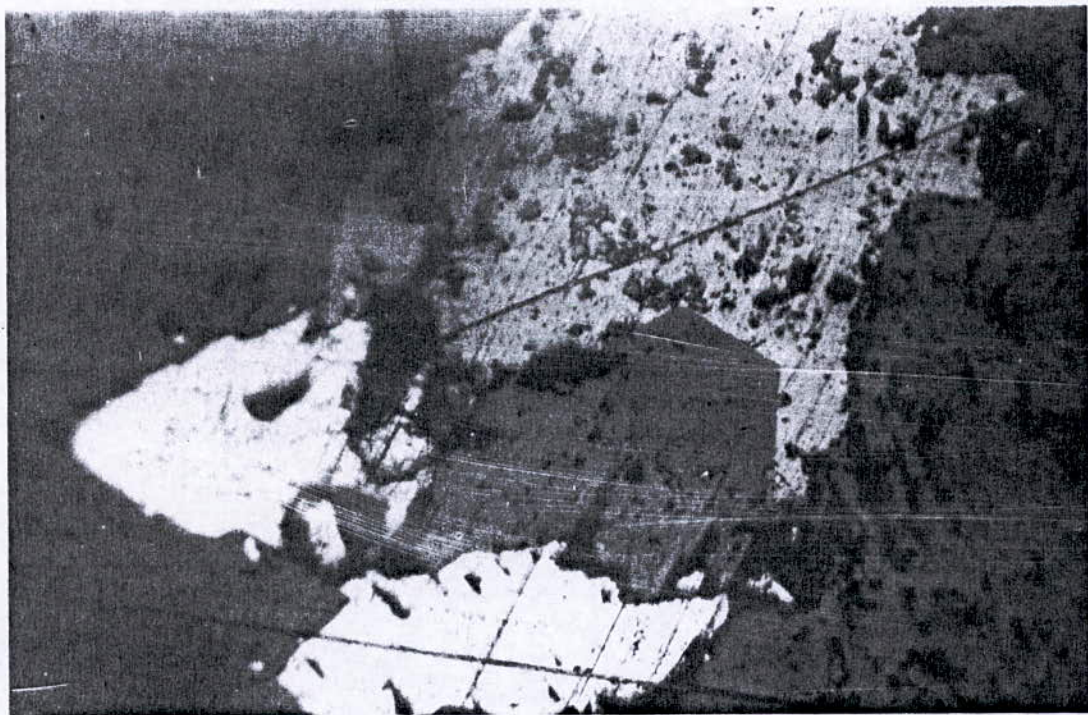
1- [Section polie] minerai polymetallique dans une gangue carbonatee



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.

ANNEXE 2 : METHODE D'ANALYSE CHIMIQUE

5% et finalement avec de l'eau chaude. Ensuite ajouter 20 ml de $\text{CH}_3\text{COONH}_4$ 20%, bouillir sous verre de montre pendant 30 mn pour dissoudre le PbSO_4 . Laisser refroidir et titrer avec l'E.D.T.A.

2-2) Dosage du zinc :

Dans le filtrat après filtration de PbSO_4 , ajouter 5 ml de H_2O_2 3%, porter la solution à ébullition et précipiter le fer avec NH_4OH . Filtrer à travers un filtre rapide, laver avec de l'eau chaude, chauffer le filtrat jusqu'à disparition de l'odeur d'ammoniac (évaporer jusqu'à 50ml). Refroidir, diluer avec de l'eau à 150 ml, ajouter une pincée d'orangé de xylénol, 0,5 g de $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ pour complexer le cuivre et 0,3 g de NaF pour complexer l'Aluminium. Ensuite titrer avec l'E.D.T.A.

ANNEXE 3 : CARACTERISTIQUES PHYSIQUES

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 a la température de $T^\circ=103^\circ\text{C}$

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

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

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

$$T\% = 0.26\%$$

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 contenus dans l'unité de volume de matière.

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

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. Séchons l'échantillon :

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

3. Peser l'échantillon sec : soit M_0

4. Remplir les pores d'eau :

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

5. Peser à nouveau :

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

ANNEXE 3 : CARACTERISTIQUES PHYSIQUES

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

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

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 volume

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

La masse volumique absolue et la masse apparente.

- La masse volumique absolue : c'est la masse de l'unité de volume absolu du corps, sans tenir compte du volume du vide.
- Tandis que la masse volumique apparente, on tient compte du volume des vides.

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

Principe

- Mettre dans une éprouvette graduée un volume V_1 d'eau
- Poser une masse M du corps (de l'ordre de 300 g), et l'introduire dans l'éprouvette.
- Lire le nouveau volume V_2 .
- Le volume absolu est $V = V_2 - V_1$
- Et la masse volumique absolue : $M / V_2 - V_1$

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

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

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

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

4. La surface spécifique :

Elle a été déterminée au niveau du laboratoire du Génie-civil. A cet effet, nous avons utilisé l'appareil de (BLAINE) qui se compose essentiellement d'une cellule en métal inoxydable, ainsi

ANNEXE 3 : CARACTERISTIQUES PHYSIQUES

qu'un manomètre en verre en forme de U, l'appareil est étalonné avec une poudre étalon de surface spécifique et de masse volumique connue. La masse spécifique est la surface exprimée en cm^2 par gramme de monture.

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

$$S_s = (0.354 \cdot k \cdot t^{1/2}) / (0.5 \cdot \rho \cdot \eta^{1/2}) \text{ avec}$$

k : constante de l'appareil égale 11.8011

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

ρ : masse volumique

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

5. La dureté :

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

ANNEXE 3 : CARACTERISTIQUES PHYSIQUES

1- TALC $Mg [Si_4O_{10}](OH)_2$	6- ORTHOSE $K(AlSi_3O_2)$
2- GYPSE $CaCO_3 \cdot H_2O$	7- QUARTZ (SiO_2)
3- CALCITE $CaCO_3$	8- TOPAZE $Al_2[SiO_4](F_8OH_2)$
4- FLUORINE CaF_2	9- CORINDON Al_2O_3
5- APATITE $Ca_5(PO_4)_3F$	10- DIAMANT C

Echelle de MOHS

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

BIBLIOGRAPHIE

- [1]-G.ALTHABE (1993) :métallurgie de plomb, technique de l'ingénieur.
- [2]- Rapport final sur l'étude géologique complémentaire du gisement d'EL-ABED (1986-1991) O.R.G..M.
- [3]-Rapport de stage sur le gisement d'EL-ABED-1998-(E.N.O.F).
- [4]-S.AMAROUCHIE (1994) :flottation de minerai sulfuré cas d'un échantillon de OUED-AMIZOUR (P.F.E) E.N.P, Alger.
- [5]-G.BARBARY (1993) :Séparation par flottation ,technique de l'ingénieur .
- [6]-P.BLAZY (1970) : La valorisation des minerais ,France,édition
- [7]-R.O.BURT (1984) : Gravity concentration technology. Amesterdam , Oxford ,New York ,Tokyo.
- [8]-M. DARCY (1993) : Métallurgie de zinc, technique de l'ingénieur.
- [9]-J. COSTET (1981-1983) : Cours pratique de la mécanique des sols, 3^{ème} édition , Dunod
- [10]-E.DELORME , R.LHUILLIER (1979) :Enrichissement des minerais par gravité, revue de l'industrie miniérale.
- [11]-P.JEAN (1997) : Métallurgie du minerai au matériau.
- [12]-L.OUBRAHIM (1993) : Procédé de flottation et son évolution technologique, valorisation du minerai barytique, DOUIDA-SAFIA , Berrouagia (Mémoire de magister). E.N.P
- [13]-V.OUVTCHAROV,T.KHASSIEV (1986) :Flottation, égouttage, technologie, université de ANNABA.
- [14]-A.SAADA(1993) : préconcentration physique du minerai complexe de Pb-Zn de Chaabet El Hamra (memoir de magister) E.N.P.
- [15]-M.ZIBOUCHE et H.KERDJOUJ (1987) : Enrichissement gravimétrique du minerai de Pb-Zn oxydé de Deglen (ALGERIE),revue de l'industrie miniérale.
- [16]- CD ROM ,Universalis (1997).
- [17]-Internet ([http:// helios.emse.fr/](http://helios.emse.fr/)).