

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية  
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

5/95

وزارة التربية الوطنية  
MINISTERE DE L'EDUCATION NATIONALE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

المدرسة الوطنية المتعددة التخصصات  
BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique

DEPARTEMENT

*Genie Minier*

## PROJET DE FIN D'ETUDES

### SUJET

*Etude d'enrichissement par flottation  
d'un minerai polymétallique  
de Plomb et de Zinc  
"gisement" de Guerzou*

Proposé par :  
O. R. G. M.

Etudié par :  
GHEZALI . M

Dirigé par :  
MED ZIBOUCHE

PROMOTION  
*juin 1995*

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

وزارة التربية الوطنية

MINISTRE DE L'EDUCATION NATIONALE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique

DEPARTEMENT

*Genie Minier*

## PROJET DE FIN D'ETUDES

### SUJET

*Etude d'enrichissement par flottation  
d'un minerai polymétallique  
de Plomb et de Zinc  
"gisement de Guerzoux"*

Proposé par :  
O. R. G. M.

Etudié par :  
GHEZALI . M

Dirigé par :  
MED ZIBOUCHE

PROMOTION  
*juin 1995*

# *Dédicace*

الدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique

Je dédie ce modeste travail à:

- Ma mère.
- Mon père.
- Mes frères et soeurs.
- A toute ma famille.

## *Remerciements*

Je remercie tout d'abord mon promoteur Monsieur Mohamed ZIBOUCHE qui m'a soutenu tout au long de cette étude.

Mes remerciements vont également à M<sup>le</sup> S. CHABOU.

Je tiens à exprimer mes vifs remerciement à M. Abdel-Ouaheb, Chef du département de chimie à l'O.R.G.M.

Je remercie tout le personnel de l'O.R.G.M surtout M. Djafer, M. Aïnouche, M. Zouaoui.

J'exprime ici toute ma reconnaissance à tous ceux qui ont contribué à ma formation notamment les enseignants du département Génie Minier.

# SOMMAIRE



	Page
Introduction.....	1
Partie théorique	
Chapitre 1: Gisement de Guergour.....	2
1.1 Introduction.....	2
1.2 Historique.....	3
1.3 Situation géographique.....	3
1.4 Aperçu géologique.....	3
1.4.1 Géologie de la région.....	3
1.4.2 Géologie du gisement.....	5
1.5 Tectonique.....	5
1.6 Minéralisation.....	6
Chapitre 2: Généralités.....	9
2.1 Le plomb.....	9
2.2 Le zinc.....	12
Chapitre 3: Le traitement des minerais polymétalliques du plomb et du zinc.....	15
Partie expérimentale	
Chapitre 4: Identification de l'échantillon.....	24
4.1 Échantillonnage.....	24
4.2 Analyse granulométrique.....	26
Chapitre 5: Flottation.....	30
5.1 Étude de broyabilité.....	30
5.2 Étude granulochimique d'un échantillon broyé à 25 minutes.....	31
5.3 Essais de flottation.....	35
A. Essais N°1.....	35
B. Essais N°2.....	45
C. Essais N°3.....	51

Conclusion.....	57
Annexe.....	59
Bibliographie.....	63

## *Introduction*

A la sortie de la mine les minerais ont en général des teneurs faibles en métaux. Ils ne peuvent être utilisés tels quels dans l'industrie métallurgique ou autre. Ils doivent être traités pour atteindre des teneurs marchandes. Ces traitements peuvent être physiques ou physico-chimiques.

Parmi les procédés de traitement on peut citer la gravimétrie, la flottation et les séparations magnétiques et électriques.

Le choix d'une méthode de traitement est basé sur les propriétés physiques et chimiques des différents minéraux qui sont la densité, la susceptibilité magnétique, la mouillabilité.

Les traitements gravimétriques sont utilisés pour des minerais relativement riches et servent généralement pour l'obtention des préconcentrés. La séparation magnétique est utilisée généralement pour l'enrichissement des minerais de fer et l'épuration des produits tels que les sables de verrerie.

La flottation des minerais est de nos jours la méthode la plus utilisée notamment pour les minerais pauvres de plomb et de zinc.

Elle permet d'obtenir des concentrés marchands et des résultats technologiques élevés.

Pour ces raisons nous avons entamé le sujet dont le thème est l'étude d'enrichissement par flottation d'un minerai polymétallique de plomb et de zinc du gisement de Guergour.

PARTIE  
THEORIQUE

# CHAPITRE 01

# Chapitre 1

## **GISEMENT DE GUERGOUR**

### 1.1 INTRODUCTION

Le gisement de Guergour fait partie des gisements calaminaires du groupe de la région du Guergour qui sont connus depuis l'époque Romaine, et ayant fait l'objet de travaux de recherche puis d'exploitation à la fin du siècle dernier.

Les mines appartenant au groupe de Guergour sont les suivantes:

- 1- mine de zinc et plomb de Kef Semmah;
- 2- mine de zinc et plomb d'Aïn Sedjera;
- 3- mine de zinc et plomb d'Aïn Roua;
- 4- mine de zinc et plomb de Guergour;
- 5- mine de zinc et plomb d'Aïn Hamra (Djebel Anini);
- 6- mine de fer de Djebel Anini;

Notre étude concerne seulement le gisement de plomb, zinc de Guergour.

## 1.2 HISTORIQUE:

Le gisement de Guergour fut découvert vers 1897 par le personnel de Kef Semmah. Les premiers travaux de recherches sont effectués de 1899 à 1904.

La concession pour zinc et plomb fut instituée en 1906. Les travaux d'exploitation furent menés sans interruption jusqu'en 1919, et plus tard de 1927 à 1930; 2900 tonnes de calamine à 40 % de zinc ont été extraites avec un maximum de 350 tonnes par an.

## 1.3 SITUATION GEOGRAPHIQUE :

Les mines de groupe de Guergour sont situées sur le territoire des communes d'Aïn Roua, et Guergour, dans les massifs du Djebel Taffat et Djebel Anini qui terminent à l'Ouest la chaîne des Bibans (Fig.1).

L'altitude des gisements calaminaires est comprise entre 900 et 1200 mètres.

Les gares les plus proches sont Hammam et Tixter. Le port d'embarquement est Béjaïa distant d'Aïn Sedjera par route de 120 Km, par chemin de fer la distance Tixter-Béjaïa est de 195 Km.

Le gisement de Guergour se trouve à 3 Km environ à vol d'oiseau au Sud-Ouest du village de Bougaâ. ( Fig.1 )

## 1.4 APERCU GEOLOGIQUE:

### 1.4.1. Géologie de la région:

Du point de vue géologique la région appartenant au groupe de Guergour se trouve dans la partie orientale de la chaîne des Bibans.

Les massifs calcaires d'âge céno-mano-turonien (  $C^{5-5}$  - Fig.2 ), le Djebel Taffat et le Djebel Anini forment dans cette région deux importantes lignes de relief (1600 m), orientées sensiblement Nord-Sud, perpendiculairement à la direction générale des Bibans, ces deux massifs sont entourés par des terrains marneux, d'âge crétacé supérieur (sénonien:  $C^{3-7}$  - Fig.2).

### Stratigraphie:

La colonne stratigraphique, établie par J.Savornin,

(Rudis1970), contient les étages suivants:

- Trias: représente des pointements au nord du Taffat et du Hammam guergour. Il est reconnaissable grâce au gypse qu'il contient souvent en abondance (t:Fig.2).

- Valanginien inférieur: contient les dolomies dont l'âge vient d'être discuté ( Ficheur par exemple opte pour l'âge liasique des dolomies minéralisées de Guergour ).(J2 Fig2)

- Valanginien supérieur: débute par des grès dolomitiques reposant directement sur les dolomies. Il est surtout d'ailleurs formé de marnes jaunes avec banc de calcaires et marno-calcaires fossilifères.

- Hauterivien: présente l'alternance de marnes grises et de marno-calcaires bien lités donnant des gradins.

- Barrémien: débute par des marnes grises, la série se poursuit par une alternance de calcaires marneux avec de rares grès.

- Aptien: formés de marnes et calcaires.

- Albien: est un étage surtout gréseux. Les grès sont blancs; les sédiments du sommet de l'étage sont représentés par des marnes noires. (C<sup>2-1</sup>-Fig.2).

- Vraconien: débute par des marnes grises ou noires, visibles surtout dans le gisement de Guergour et à Aïn Sedjera. A la partie supérieure, des marno-calcaires lités sont un terme de passage au Cénomaniens. (C<sup>4</sup>-Fig.2)

- Cénomaniens-Turonien: puissantes assises de calcaires compacts constituant les massifs du Taffat et de l'Annini (C<sup>6-5</sup> fig 2).

- Sénonien: Il renferme des marnes, des calcaires et des marno-calcaires (C<sup>9-7</sup> - fig 2).

Enfin le Suessonien: Le plus souvent représenté par les calcaires gris-blanchâtres, lités à silex bruns. (e<sub>1v</sub> fig 2)

## 1.4.2 Géologie du gisement

### - Stratigraphie:

On va décrire les assises se trouvant dans le voisinage de la mine abandonnée .

Au centre de la concession, approximativement se trouvent des pitons rocheux dolomitiques d'altitude de 1095 mètres (plateau d'El Maden).

Le plateau d'El Maden est recouvert par le Crétacé inférieur à l'Est ( $C_{1-v}$  Fig.2)

Au Sud, il existe plusieurs compartiments formés de Cénomaniens, Albien, Aptien, Barrémien et l'Hauterivien.

A l'ouest le phénomène est masqué en grande partie par les éboulis (A Fig.2) et le travertin de la source thermale (T Fig.2) mais on trouve encore des marnes et marno-calcaires gris-vert, attribuables au Néocomien (peut être Hauterivien).

Au Nord affleure le Trias. Au NE d'El Maden apparaît le Sénomien au contact de l'Hauterivien et avec interposition de trias gypseux.

## 1.5 TECTONIQUE:

On note la présence de grandes failles bordières du Djebel Taffat dont la plus importante a donné lieu à la source thermale de Hammam guergour, cette faille est située environ 500 mètres au sud du gisement de Guergour.

Une faille adventive, orientée sensiblement WNW-ESE, formant la limite méridionale des plateaux minéralisés.

Au nord une faille assez importante est masquée par les éboulis.

Les terrains se trouvant entre la faille adventive (au sud) et la faille masquée (au nord) ont subi une fracturation importante dont on peut observer des failles et fractures allant jusqu'aux diaclases et microfissures orientées surtout NNW-SSE, donc presque perpendiculairement aux grandes failles bordières.

## 1.6 MINERALISATION:

D'après Glaçon, (cité par Rudis, 1970), la minéralisation plombo-zincifère intéressante est contenue exclusivement dans les dolomies infra-Valangiennes, qui présentent des variations importantes de faciès.

L'assise dolomitique est sub-horizontale, ou à faible pendage sud et elle a subi plusieurs broyages successifs.

La minéralisation se localise au sommet de l'assise dolomitique mais dans le sens horizontal elle ne semble pas être répartie suivant une loi déterminée.

Les principaux minéraux sont : la blende, la galène, le quartz, la smithsonite et la limonite.

Moins abondants sont : le talc, la pyrite, la barytine, la cérusite, l'opale et les minéraux de cuivre.

**La blende:** c'est le constituant fondamental et dominant de la minéralisation. Elle est de teinte rougeâtre, occupant le plus souvent le centre de géodes de recristallisation de dolomie mais aussi des petites fissures postérieures. Elle se présente en petits cristaux isolés dans dolomie à grain fin (inférieur à 0.3 mm). Son processus d'oxydation est très net.

On note que certaines zones, en apparence pauvres en blende, car les cristaux de blende sont peu visibles à l'oeil nu, renferment une teneur non négligeable en zinc.

**La galène:** elle est souvent isolée de la blende et finement cristallisée (en remplissage de cassures) ou plus largement, quand elle remplace la dolomite, conjointement avec la blende. on l'observe aussi dispersée.

GRUPE DE GUERGOUR  
 CARTE DES COMMUNICATIONS

1 : 200 000

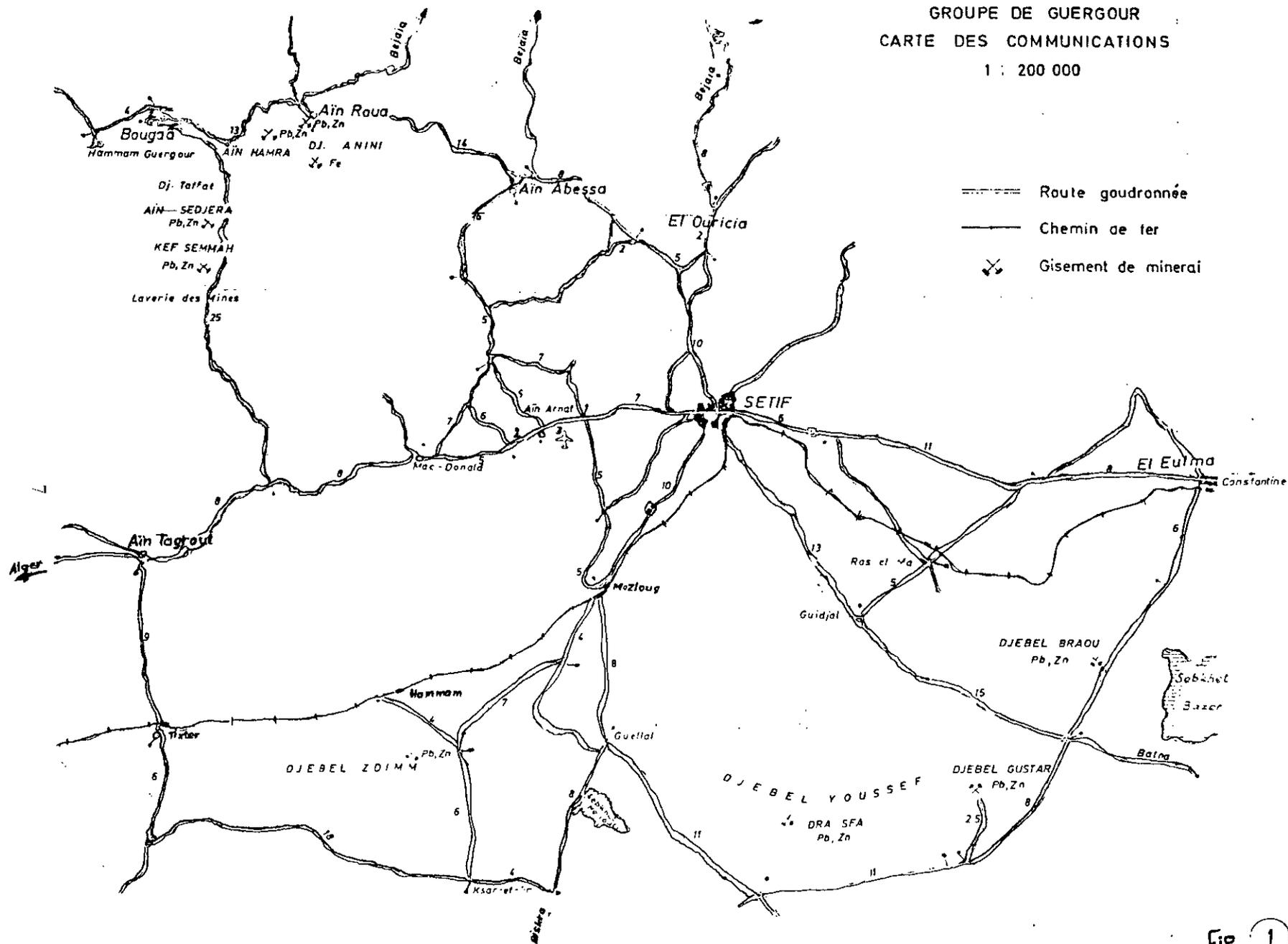
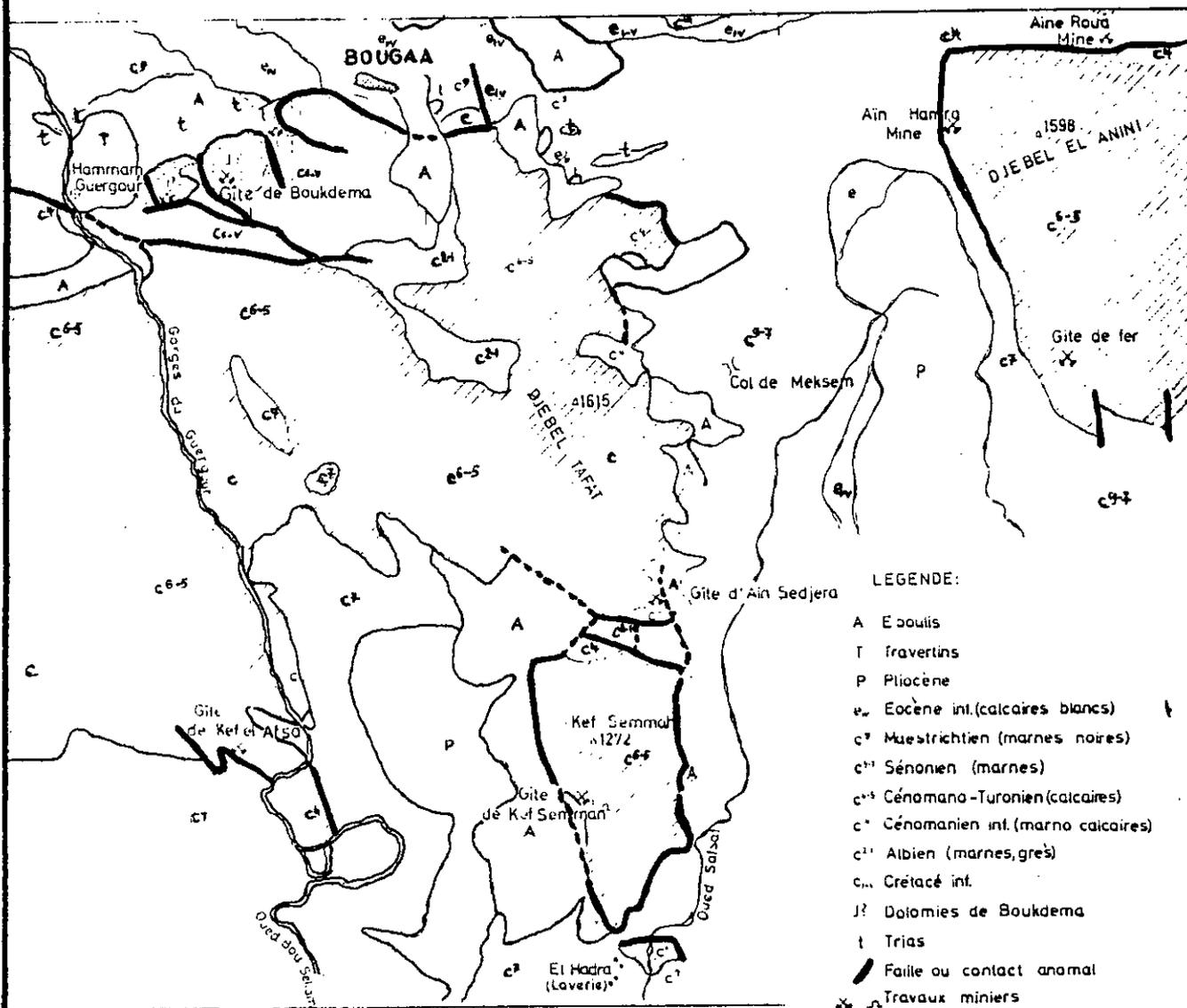


Fig 1

# GROUPE DE GUERGOUR ESQUISSE GEOLOGIQUE

1:50 000



**LEGENDE:**

- A Eboulis
- T travertins
- P Pliocène
- e<sub>v</sub> Eocène int.(calcaires blancs)
- c<sup>2</sup> Maastrichtien (marnes noires)
- c<sup>1</sup> Sénonien (marnes)
- c<sup>3</sup> Cénomano-Turonien(calcaires)
- c<sup>4</sup> Cénomanién int. (marno calcaires)
- c<sup>1</sup> Albién (marnes, grès)
- c<sup>...</sup> Crétacé int.
- J? Dolomies de Boukdema
- t Trias
- Faille ou contact anormal
- x Travaux miniers

D'après J. Glacou et J. Savornin

RUDIS - SERVICE GEOLOGIQUE, 1970

Fig. 2

# CHAPITRE 02

# Chapitre 2

## GENERALITES

### 2.1 LE PLOMB [1], [13]

#### 2.1.1 Historique

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

#### 2.1.2 Propriétés du métal

Le plomb, de nombre atomique 82 et de masse atomique 207.21, se trouve dans le groupe IV<sub>B</sub> de la classification périodique. Il a une couleur gris-bleuâtre particulière et un éclat métallique prononcé. A l'air il perd cet éclat, et sa surface devient gris terne. C'est un métal mou, rayable à l'ongle. Il peut être facilement laminé. La présence d'impuretés telles que As, Sb et Cu augmente sa dureté. Il a une bonne résistance à la corrosion

atmosphérique et à l'attaque par de nombreux acides.

Point de fusion.....327.4°C;  
Point d'ébullition.....1740°C;  
Densité.....11.34 à 20°C ; 10.302 à 600°C.

### 2.1.3 Utilisation du Plomb

Le plomb et ses 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. Cette augmentation est directement liée au développement de l'industrie automobile qui absorbe une grande portion de la production des accumulateurs.

Le plomb dans les accumulateurs est utilisé sous deux formes: Les plaques en alliage de plomb (principalement le plomb antimoneux) et la matière active en oxyde de plomb.

- *Les câbles*: Pour les câbles de moyenne et basse tension, la consommation de plomb est fortement diminuée ces dernières années.

Il a été progressivement remplacé par les matières plastiques et l'aluminium. Et pour les câbles à haute et très haute tension, le plomb reste, par contre, le matériau privilégié grâce à sa résistance à l'action corrosive des sols plus ou moins humides.

- *Laminés ou tables de plomb*: employés surtout dans l'industrie chimique pour chambre de plomb à acide sulfurique, revêtements de cuves, cellules et anodes d'électrolyse.

Le laminé sert également pour l'insonorisation, et comme protection contre les rayons X et autres radiations. Enfin, il sert dans le bâtiment comme couverture, radier de terrasses ou balcons.

- *Tuyaux*: ils se soudent et se travaillent très facilement.

Ils sont employés dans l'industrie chimique, surtout dans celle de l'acide sulfurique et dans le bâtiment, les tuyauteries en plomb constituent un excellent moyen antiphonique pour l'écoulement des liquides.

- *Sphères de plomb*: La densité élevée du plomb en fait un matériaux de choix pour la fabrication du plomb de chasse

- *Capsules et tubes*.

- *Alliages:* outre les alliages signalés pour plaques d'accumulateurs, etc, nous pouvons citer:
  - Plomb-étain pour les soudures;
  - Plomb-antimoine-étain pour caractère d'imprimerie et antifricition.

- *Usage chimiques:*

- Oxydes et dérivés: le minium ( $Pb_3O_4$ ) et la litharge  $PbO$  sont utilisés dans les secteurs suivants: céramique, peinture, anticorrosive, pigments, stabilisants pour les plastiques.
- le plomb tétraéthyle: ajouté à l'essence cet antidétonant puissant permet d'améliorer le rendement des moteurs.

#### 2.1.4 Minerais de plomb

*Principaux minerais:*

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

**Galène:** sulfure de plomb ( $PbS$ ), elle est surtout d'origine filonienne et par fois provient d'imprégnation dans les calcaires ou dolomites. Elle cristallise dans le système cubique (cubes ou octaèdres) de densité 7.5 et de dureté 2.5 dans l'échelle de Mohs. Dans les minerais purs, elle se présente souvent sous forme de gros cristaux friables. La composition de ces cristaux s'approche beaucoup de la composition stoechiométrique idéale:  $Pb$  86.6 % et  $S$  13.4 %.

En général, la cristallisation est fine, surtout quand la galène se trouve à l'état mixte, associée avec de la blende ou de la pyrite. La plupart des gisements que l'on exploite actuellement sont des gisements polymétallique (blende, pyrite, galène).

Les galènes sont souvent partiellement oxydées dans les mines de surface, et l'on y trouve de la cérusite ( $PbCO_3$ ) et de l'anglésite ( $PbSO_4$ ).

La gangue est de constitution très variable; quartzeuse, calcaire, dolomitique et barytique.

Outre la blende et la pyrite, les galènes contiennent sous forme d'impuretés, du cuivre, du bismuth, de l'arsenic, de l'antimoine et parfois du cadmium, de l'étain, des tellures et de thallium.

Les galènes sont généralement plus ou moins argentifères et quelquefois aurifères quand elles contiennent de pyrite aurifère.

**Cérusite:** carbonate neutre et anhydre ( $\text{PbCO}_3$ ), elle se présente sous forme de cristaux en masse compacte à la partie supérieure des filons plombifères. Elle est souvent associée à la smithsonite ( $\text{ZnCO}_3$ ) et à la sidérose ( $\text{FeCO}_3$ ).

La gangue est généralement calcaire ou dolomitique. 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 minerais:** parmi les nombreuses autres formes minéralogiques, on peut citer:

**L'anglésite:** sulfate de plomb ( $\text{PbSO}_4$ ) renferme 68.3 % de Pb.

**La Wulfénite:**  $\text{PbMgO}_4$ : renferme 55.8 % de Pb.

## 2.2 LE ZINC [6], [13]

### 2.2.1 Historique:

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

Aux U.S.A. la première unité industrielle a été montée à New York en 1850. Mais à l'heure actuelle, près de la moitié des besoins mondiaux en zinc sont produits aux Etats Unis.

### 2.2.2 Propriétés du métal

Le zinc, de nombre atomique 30 et de masse atomique 65.38 se trouve dans le groupe II<sub>B</sub> de la classification périodique. Il a une couleur blanche avec reflet gris-bleu.

La consommation mondiale de zinc situe ce métal au troisième rang des métaux non ferreux après le cuivre et l'aluminium.

Sa principale qualité réside en sa haute stabilité contre la corrosion et sa résistance aux agents atmosphériques.

Température de fusion.....419°C  
Température d'ébullition.....907°C  
Densité.....7.14 à 20°C et 6.92 à 419°C

### 2.2.3 Usage du zinc

Les applications les plus importantes concernent le zinc métal mais cet élément intervient aussi sous forme de sels dans des domaines extrêmement variés.

- protection de l'acier: c'est la principale utilisation du zinc. Elle absorbe 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 générateurs primaires, le zinc est l'élément actif des piles Leclanchés et des piles alcalines de développement plus récent.

L'utilisation du poudre de zinc comme réducteur par exemple pour la production d'hydrosulfite.

- Sels de zinc: Ils constituent une plage économique relativement à part, en ce sens que, hormis le sulfate qui dérive directement de l'hydrométallurgie du zinc, les sels de zinc sont pour la plu part rattachés à l'oxyde dont la production est bien souvent assurée à partir du zinc recyclé ( dit zinc de second fusion).

Les grands secteurs technico-économiques 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 les peintures antirouille.

- Plastique: l'oxyde de zinc améliore leur tenue aux rayon ultraviolets.

- Agricultures: des composés de zinc, oxyde, sulfate ou chélates sont ajoutés aux engrés.

L'oxyde et le sulfate de zinc sont le plus couramment ajoutés dans l'alimentation animale.

### 2.2.4 Minerais de Zinc

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

Les principaux minéraux concernés sont les suivants:

# CHAPITRE 03

- La blende: sulfure de zinc ( $ZnS$ ) de densité (3.5-4.5) et contient 67.1 % de zinc.

La blende cristallise dans le système cubique; elle a une teinte qui rappelle celle du miel si elle est pure.

Le plus souvent une certaine proportion, jusqu'à 14 %, des atomes de zinc sont remplacés par du fer; c'est la marmatite, qui a de ce fait une teinte plus ou moins foncée.

- Smithsonite ( $ZnCO_3$ ): zinc carbonaté ou calamine ordinaire, elle est rarement de carbonate de zinc pur, elle contient le plus souvent des carbonates de cadmium, de fer, de manganèse, de calcium et de magnésium.

La calamine composée de carbonate de zinc pur contient 52 % de zinc, tandis que la teneur en zinc de la calamine contient des carbonates étrangers descend jusqu'au dessous de 40%

La calamine se trouve en Europe, en Amérique, en Afrique (Algérie).

- Hémimorphite ( $Zn_2SiO_4 \cdot H_2O$ ): zinc silicaté ou calamine siliceuse, ce minerai contient 53.7 % de zinc et est fréquemment mélangé à la calamine ordinaire.

- Willemite ou Hebetine ( $Zn_2SiO_4$ ): ce minerai est silicate de zinc anhydre et il se trouve mélangé avec de la calamine siliceuse, il contient 58 % de zinc.

- Zinconise ou hydrozincite ( $ZnCO_3 \cdot 2 ZnH_2O_2$ ): la zinconise contient 57.10 % de zinc et se trouve en petites quantités dans un grand nombre de gisements de zinc.

- Zinc oxydé rouge ou zincite ( $ZnO$ ): ce minerai contient à l'état pur 80.20 % de zinc.

- Franklinite [ $(3(FeZn)O, (FeMn)_2O_3)$ ]: contient 12.3 à 21 % de zinc.

## Chapitre 3

# LE TRAITEMENT DES MINERAIS POLYMETALLIQUES DU PLOMB ET DU ZINC

### 3.1 GENERALITES [4]

Comme nous l'avons vu dans le chapitre 2 que les minerais de plomb et du zinc sont groupés dans deux grandes familles: les sulfures ( $\text{PbS}$ ,  $\text{ZnS}$ , ...) et les oxydes ( $\text{PbCO}_3$ ,  $\text{ZnCO}_3$ , ...).

Ils sont généralement associés à une gangue:

- carbonatée: calcite, dolomite, sidérite;
- sulfatée : baryte, quartz ou silicates;
- ferreuse : pyrite ( $\text{FeS}_2$ ) ou pyrrhotine ( $\text{Fe}_{1-x}\text{S}$ ).

Et en raison de leur minéralisation complexe et particulière ils posent des problèmes spécifiques et difficiles aux cours des étapes de valorisation.

Les paramètres minéralogiques importants agissant sur le

traitement de ces minerais sont :

- présence de pyrite ( ou de pyrrhotine ) en quantité importante;

- texture très complexe: les association des principaux minéraux sont en général très imbriquées, les dimensions des minéraux peuvent être extrêmement fines ( pouvant aller jusqu'à quelques microns ).

- présence de minéraux mineurs, dont l'importance économique peut être primordiale pour leur contenu en métaux précieux (Or et Argent), ou dont l'impact sur les procédés métallurgiques subséquent ou sur l'environnement, peut être grave (présence d'arsenic, d'antimoine ou de mercure).

- la présence de minéraux d'altération ( en particulier pour le cuivre ) et de minéraux non sulfurés ( quartz, carbonates )

Le traitement physique des minerais complexes pose le problème de la sélectivité restreinte des méthodes qui peuvent être utilisés pour séparer les divers minéraux compte tenu des propriétés des minéraux présents dans les minerais, seule la flottation peut pratiquement être retenue pour une séparation différentielle.

### 3.2 LA FLOTTATION

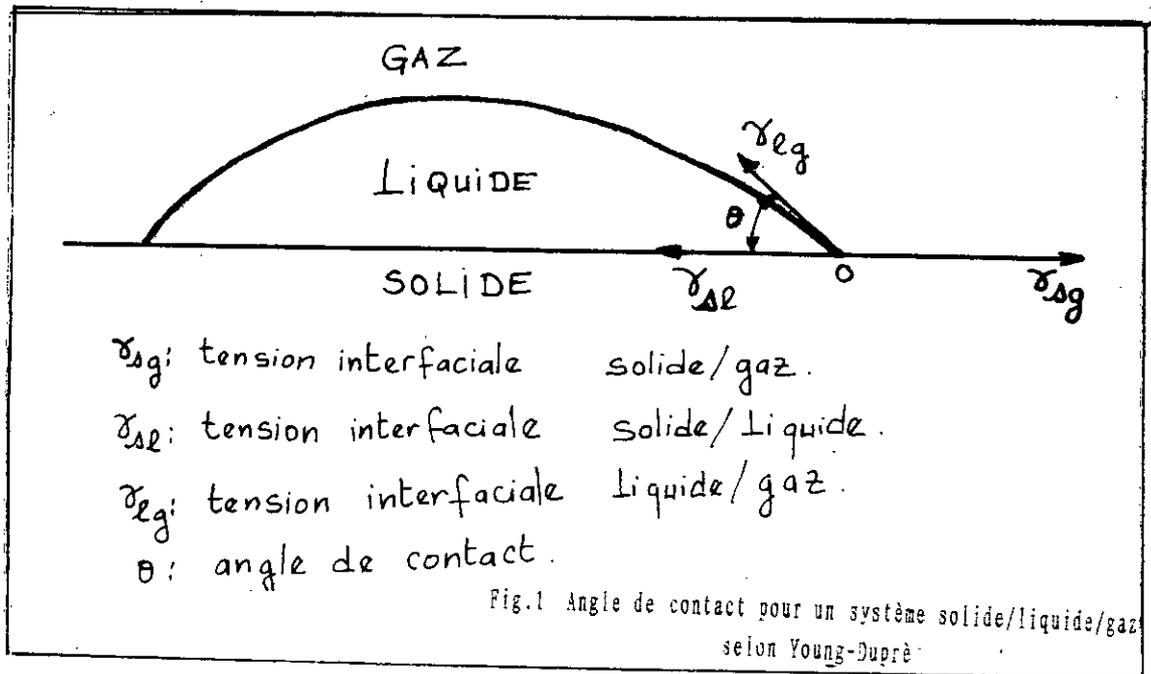
La flottation est une technique de concentration des minerais, récente, puisqu'on peut on faire remonter les premiers développements industriels aux années 1905-1910 en Australie et aux Etats Unis .Elle a contribué au développement de la production de matières premières à partir de ressources à très faible teneur.

Elle utilise des différence de propriétés des interfaces entre les solides, une solution aqueuse et un gaz .

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

- l'interface solide/liquide;
- l'interface liquide/gaz;
- l'interface solide/gaz;

Pour cela on s'attache au modèle de la figure 1:



L'équilibre énergétique est obtenu pour l'équation de Young-Dupré :

$$\gamma_{sg} - \gamma_{sl} = \gamma_{lg} \cos\theta$$

La flottation met en jeu des solides plongeants dans un liquide contenant des bulles d'air, ces bulles ne s'accrocheront pas aux solides si  $\theta = 0$  ; elles s'y accrocheront bien si l'angle de contact est grand .

On appelle corps hydrophobes les corps ayant un grand angle de contact; donc facilement accrochés à des bulles d'air et flottant bien. Par contre les corps hydrophiles ayant un petit angle de contact et difficilement accrochés à des bulles et tombant au fond.

La flottation a pour but d'accroître ou de diminuer la flottabilité des corps en modifiant par des réactifs l'angle de contact des trois phases .

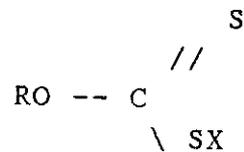
Les réactifs agissent sur la surface des minéraux pour former une enveloppe chimique polaire ou non polaire; donc si les minéraux sont recouverts d'un film non polaire vers la pulpe, ils ne seront pas mouillés par l'eau et les bulles d'air pouvant adhérer à leur surface; ils peuvent flotter. S'ils sont recouverts d'un film polaire vers la pulpe ils seront mouillés par l'eau et ne pourront pas flotter.

### 3.2.1 Les réactifs de flottation

1- Les collecteurs: sont des agents organiques qui adhèrent à la surface de certain particule de minerai pour constituer autour d'elle un revêtement non polaire qui repousse l'eau mais s'attache aux bulles d'air .

Parmi les collecteurs utilisés on distingue :

a- les collecteurs anioniques: on s'intéresse aux groupes sulfhydrile qui conviennent aux minerais sulfurés (Zns, Pbs.) Parmi lesquels on utilise les xanthates :



R: radical alcool.

x: K ou Na.

b- les collecteurs cationiques: Parmi les groupes des collecteurs cationiques on cite les amines grasses (R--NH<sub>2</sub>), ils sont employés dans la flottation des carbonates de zinc (ZnCO<sub>3</sub>) des carbonates de plomb (PbCO<sub>3</sub>).

2- Les moussants: sont des agents organiques servent a avoir un grand nombre de bulles fines, car ils est nécessaire pour la flottation, et d'avoir une écume assez stable que l'on puisse évacuer avant que le minerai ne retombe. On utilise l'huile de pin .

#### 3- Les modificateurs :

a- Les déprimants: sont des réactifs organiques ou inorganiques qui empêchent ou retardent la flottation de certain minéraux et permettent des flottation sélectives .

Les dépresseurs les plus répondus pour les sulfures sont les cyanures (KCN ou NaCN) et les sulfates de zinc (ZnSO<sub>4</sub>).

b- Les activants: ce sont des substances qui vont activer les surfaces de certain minéraux ou bien augmenter l'action des collecteurs. généralement on utilise le sulfate de cuivre .

c- Les régulateurs :ce sont des substances destinés à adapter le pH de la pulpe et à précipiter les sels solubles qui nuisent à l'action des collecteurs. Généralement on utilise la chaux.

### 3.3 La flottation des minerais du plomb et du zinc [14]

Les principaux facteurs influençant sur la flottation différentielle des minerais plomb-zinc sont :

- l'abondance et la nature des sulfures de fer;
- le degré d'oxydation;
- la nature acide ou basique de la gangue;
- la présence ou l'absence des minerais de cuivre;

Les sels solubles ne sont pas considérés comme facteurs indépendants étant donné qu'ils dépendent des facteurs cités ci-dessus.

#### 3.3.1 minerais non oxydés:[14],[8]

Les objectifs de la flottation sélective des minerais sulfurés du Plomb-Zinc sont de collecter le Plomb dans le concentré de Plomb et le Zinc dans le concentré du Zinc et de temps en temps de retrouver dans un troisième concentré les sulfures de fer. Généralement en pratique on flotte premièrement le Plomb, après le Zinc et à la fin le fer.

Pour la flottation du Plomb on utilise les collecteurs sulfhydrique ( Ethylxanthate ), et l'huile de pin dans un milieu faiblement alcalin (pH = 8 à 10).

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

Pour flotter le Zinc on active le minéral généralement par le sulfate de cuivre (  $\text{CuSO}_4$  ) et on le collecte par l'amyloxanthate. Ce traitement est généralement produit dans un milieu moyennement alcalin ( pH = 10 à 12 ).

la nature de la gangue n'a pratiquement aucune importance lorsqu'un minerai n'est pas oxydé, et la proportion des sels solubles est très faible.

La teneur des sulfures de fer a une grande influence sur la consommation des réactifs de flottation. Le tableau ( 1 ) suivant nous illustre le processus :

Proportion de sulfure de fer	Alcali g/t	Déprimant g/t	Autres réactifs g/t
néant : circuit Pb circuit Zn	Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> =0 CaO 0-200	NaCN 0-20 --	-- CuSO <sub>4</sub> 250-500
Faible : circuit Pb circuit Zn	Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> 0-100 CaO 0-750	NaCN 0-100 ZnSO <sub>4</sub> 0-200	-- CuSO <sub>4</sub> 300-600
Moyenne : circuit Pb circuit Zn	Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> 0-100 ou CaO 0-500 CaO 500-2500	NaCN 30-100 ZnSO <sub>4</sub> 0-200	-- CuSO <sub>4</sub> 300-600
Elevée : circuit Pb circuit Zn	CaO 200-500 CaO 500-2500	NaCN 150-300 ZnSO <sub>4</sub> 0-900	Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> 0-500 ou NaHSO <sub>4</sub> CuSO <sub>4</sub> 400-800

Tab.1- consommation des réactifs en fonction  
de la teneur de sulfure de fer

On remarque que l'augmentation de la teneur en sulfure de fer a pour effet :

- d'accroître la consommation d'alcali;
- d'accroître la consommation de déprimant;
- de diminuer la sélectivité de séparation;

Donc si nous avons un minerai de galène-blende ou galène-marmatite, qui est un cas n'est pas abondant, qui ne renferme pas de sulfure de fer alors la blende n'est pas activée et la flottation peut être faite avec une consommation faible de déprimants. Et les alcalis ne sont pas nécessaire au circuit plomb ni en général au circuit zinc. Donc les alcalis et les déprimants servent à corriger les influences des sulfures de fer sur la flottation différentielle. Dans ce cas la séparation des minerais plomb-zinc est très sélective.

Par contre si nous avons un minerai de marmatite la flottation est plus difficile que la blende. Ceci est probablement dû à une certaine difficulté d'activation.

### 3.3.2 Minerais oxydés:[14], [8], [11]

les minerais oxydés sont de façon générale difficile à flotter, car ils ont des propriétés physiques voisines de celles des gangues.

les problèmes présentés par le traitement des minerais oxydés sont liés à la nature de la gangue: acide ou basique.

- une gangue acide sulfatée renferme: baryte, quartz ou silicate.

- une gangue basique carbonatée renferme: calcite, dolomite, sidérite.

En pratique cinq (5) méthodes sont proposées pour le traitement de divers minerais oxydés à savoir:

- l'utilisation des collecteurs sulfhydrile;  
- la sulfuration des minéraux métallifères désirés et on flotte le minerai comme un minerai sulfuré.

- l'utilisation des collecteurs de type amine et des sulfures alcalins pour l'activation, et on flotte sélectivement les minéraux métallifères.

- l'utilisation des acides carboxyliques comme étant des collecteurs avec la dépression de la gangue pour faire flotter les minéraux métallifères des impuretés associées.

- on dissout le métal et on le précipite soit en métal libre soit en composé insoluble, et on flotte le mélange pour recouvrir l'éponge métallique ou le composé insoluble.

Dans notre étude on va élaborer les trois premières méthodes:

1- les composés sulfhydriles collectent les minéraux oxydés de plomb et de zinc.

Les xanthates sont des collecteurs excellents pour la cérusite et l'anglésite ( généralement présentant une gangue basique ).

Ces agents collectent les minéraux sulfurés de plomb, mais ils collectent aussi les minéraux non sulfurés. Ils ont aussi des différents effets sur les autres minéraux oxydés de plomb, les

chromates, les molybdates et les vanadates.

La récupération du carbonate de zinc par l'amyl et l'exyl-xanthate est peut être obtenue, mais le processus n'est pas assez sélective en pratique.

Les mercaptans sont des collecteurs plus efficaces non pas seulement pour la smithsonite mais aussi pour l'hémimorphite avec de petites consommations.

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

Elle est moins utilisée si d'autres minéraux de plomb sont présents.

Les Russes ont trouvé qu'il est possible de sulfurer la smithsonite par le chauffage de la pulpe en présence de soufre ou d'hydrogène sulfuré à une température de 50 à 60°C.

### 3- L'utilisation des collecteurs cationiques:

Gaudin a étudié l'effet de recouvrement des amines sur les minerais oxydés de cuivre, plomb et de zinc. Il n'a été étudié en détail que l'absorption de ces réactifs sur les minéraux de zinc oxydé après activation par un sulfure alcalin.

Les collecteurs utilisés sont les amines  $\text{RNH}_2$  et leurs sels ( $\text{RNH}_3\text{Cl}$  ou  $\text{RNH}_3\text{CH}_3\text{COO}$ ); on distingue:

- les amines primaires  $\text{RNH}_2$ ;
- les amines tertiaires  $\text{R} \begin{array}{c} \text{--- N ---} \\ | \\ \text{CH}_3 \end{array} \text{CH}_3$
- les monoamines oxyéthylées  $\text{R} \begin{array}{c} \text{--- N ---} \\ / \text{ (CH}_2\text{CH}_2\text{O)}_x\text{H} \\ \backslash \text{ (CH}_2\text{CH}_2\text{O)}_y\text{H} \end{array}$
- les étheramines  $\text{RO(CH}_2)_3\text{NH}_2$

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 et avec l'hémimorphite.

Le problème est n'est pas tant de flotter le minéral désiré que d'empêcher la flottation de la gangue.

Puisque le quartz est inflottable avec les collecteurs carboxyliques et les silicates sont flottable seulement s'ils représentent à leurs surfaces assez d'ions métalliques du genre capable de former des carboxylates insolubles, il est insuffisant, dans l'ordre de dépresser la gangue siliceuse (acide), de voir les conditions qui réduisent la concentration des ions de silicate .

Pour cela le calcium est le magnésium sont les plus couramment utilisés mais les ions ferreux, Aluminium, zinc et cuivre jouent aussi un rôle.

On utilise généralement pour leur récupération les acides gras (RCOOH) et leurs sels (RCOONa);

#### 5- La récupération après précipitation:

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

Elle peut se faire aussi par électrolyse ou par voie électro- chimique.

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

Les minerais de plomb peut être métalliser par réduction par les fragments de fer dans une pulpe chaude, un certain addition de chlorure dans la solution facilite la réaction. Le plomb métallisé peut alors flotter.

**PARTIE  
EXPERIMENTALE**

# CHAPITRE 04

## Chapitre 4

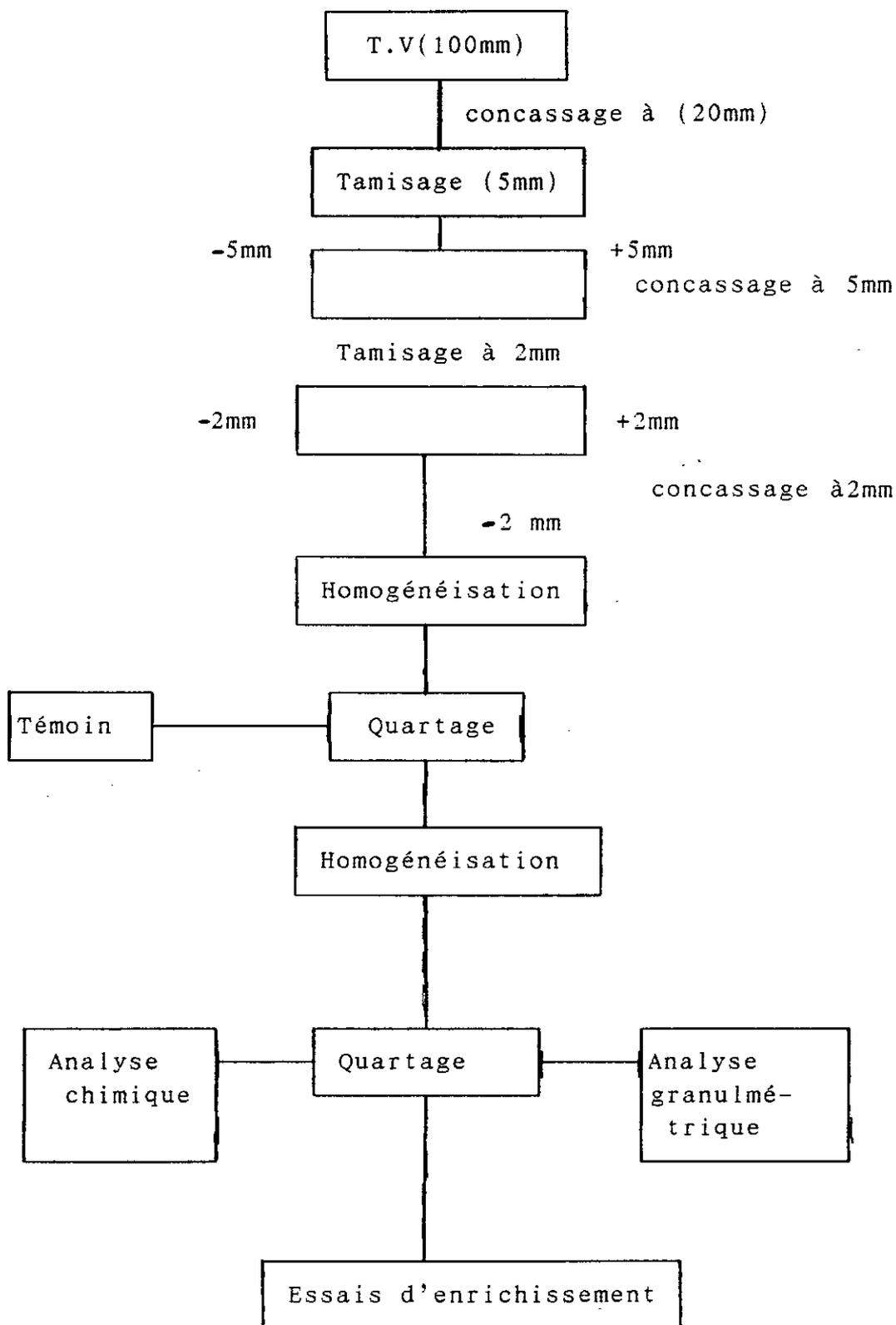
### Identification de l'échantillon

#### 4.1 Echantillonnage:

L'échantillon sur lequel les essais ont été réalisés provient du gisement de Guergour.

L'échantillon de poids 15 à 20 Kg représente un minerai polymétallique de plomb et de zinc dont les teneurs sont respectivement **0,7** % et **6,50** %.

Schéma de préparation mécanique du minerai pour essais et analyses :



#### 4.2 Analyse granulométrique:

Pour définir l'état granulométrique de minerai, on a effectué sur un échantillon de masse connue un tamisage en utilisant une série de tamis ( normalisé A.F.N.O.R ), allant de 1.6 à 0.08 mm.

Le tamisage a été réalisé par voie sèche.

Les résultats obtenus sont portés sur le tableau 4.2 et représentés par les figures 4.2.1 et 4.2.2.

Mailles (mm)		Poids g	RP %	Refus cumulés %	Passants cumulés %
-2	+1.60	37.80	3.84	3.84	96.16
-1.60	+1.00	166.70	16.93	20.77	79.23
-1.00	+0.63	168.70	17.14	37.91	62.09
-0.63	+0.50	74.10	7.53	45.44	54.56
-0.50	+0.315	142.00	14.42	95.86	40.14
-0.315	+0.250	47.00	4.77	64.63	35.37
-0.250	+0.160	109.20	11.09	75.72	24.28
-0.160	+0.100	84.80	8.61	84.33	15.67
-0.100	+0.080	42.70	4.34	88.67	11.33
-0.080	--	111.50	11.33	100.00	--
T.V		984.50	100.00	--	--

Tableau 4.2. Résultats de l'analyse granulométrique.

Fig 4.2.1  
Passage cumulé en fonction de Log (D)

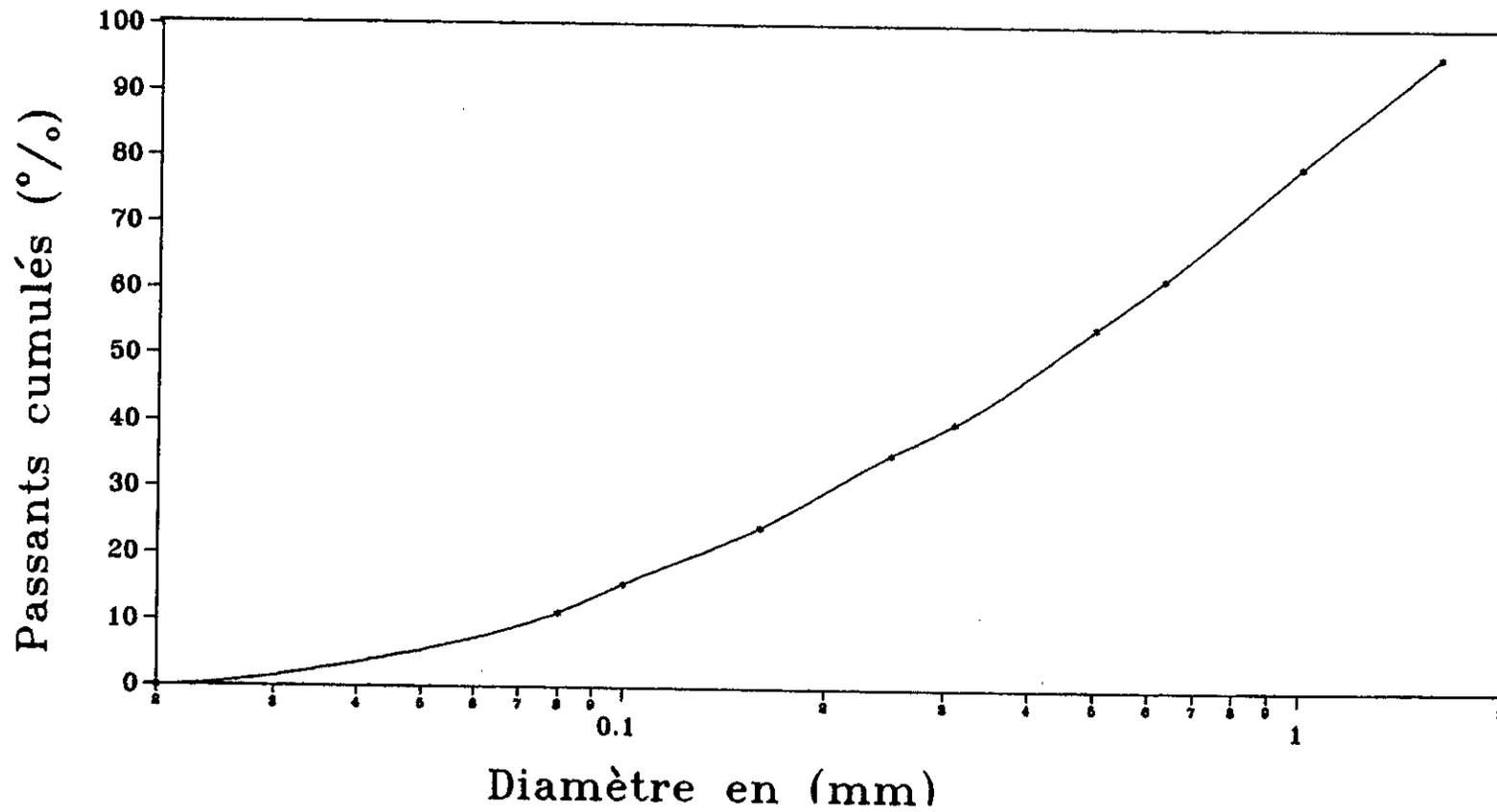
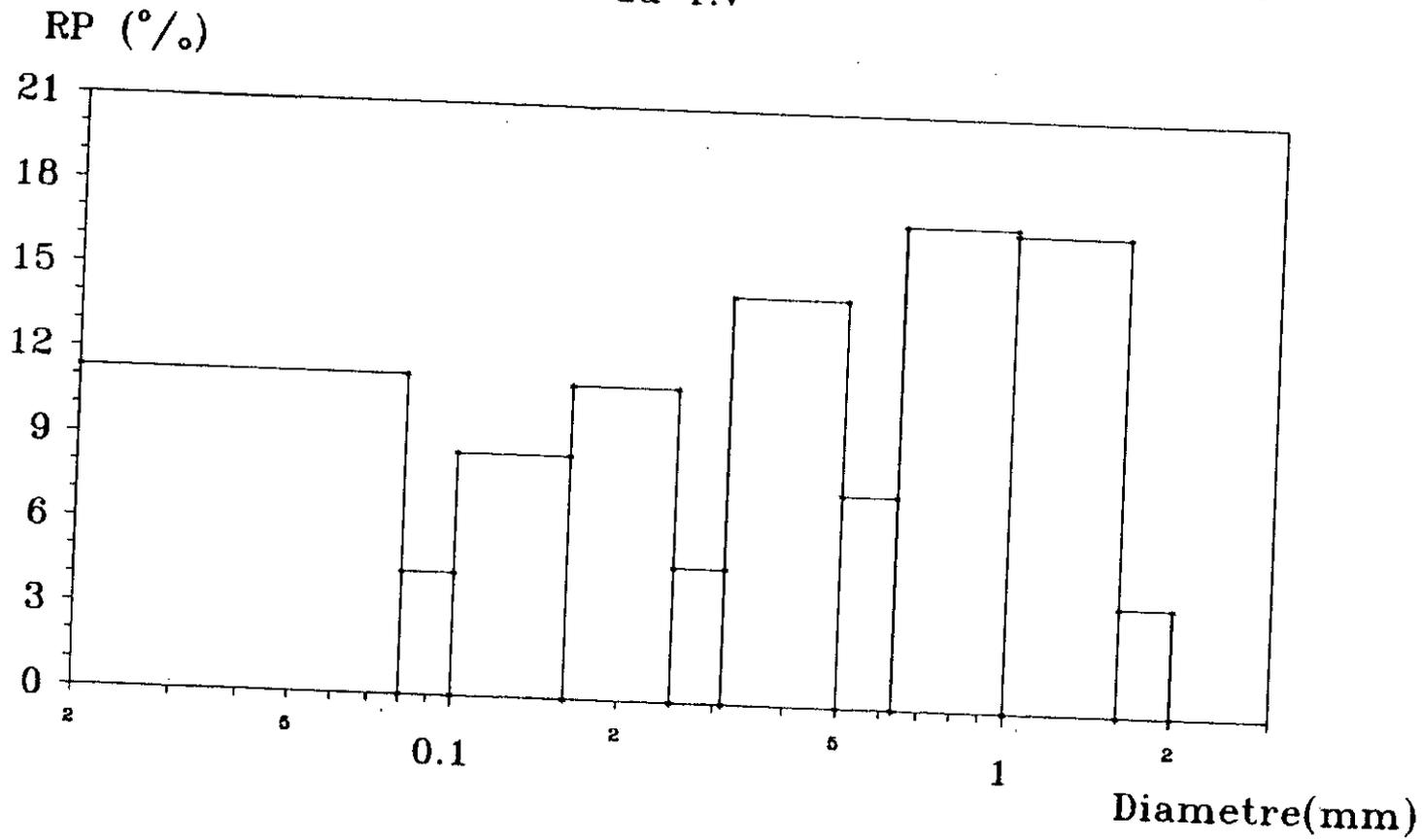


Fig 4.2.2  
Histogramme de la repartition granulometrique  
du T.V



### 4.3 Interprétation:

\* Calcul de coefficient de Hazen:

Par définition :  $C_u = D_{60}/D_{10}$

A partir de la courbe (Fig 4.1):  $D_{60}=0.60$  et  $D_{10}=0.075$

par conséquent  $C_u=8$

donc la granulométrie est étalée.

D'après l'allure de la courbe on déduit que les grains grossiers sont dominant, donc le minerai n'est pas friable.

Le coefficient de Hazen [12] ou le coefficient d'uniformité:  $C_u$  est étudié pour déterminer l'état granulométrique d'un tout venant à partir de la courbe de l'analyse granulométrique.

$D_{60}$ : l'ouverture du tamis au travers duquel passe 60% du poids du grains.

$D_{10}$ : L'ouverture du tamis au travers duquel passe 10% du poids du grains.

Selon que  $C_u$  est plus ou moins voisin de 1, on parle d'une granulométrie serrée ou étalée.

Si  $c_u$  dépasse 2: la granulométrie est étalée.

# CHAPITRE 05

## Chapitre 5

# FLOTTATION

### 5.1 ETUDE DE BROYABILITE:

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

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

- Broyeur à boulets;
- charge broyante: 4 à 5 Kg de boulets de différentes dimensions ;
- Prise d'essais 1 Kg ;
- Rapport solide: liquide 1:0.6;
- Des temps de broyage: 15-20-25-30-35 minutes;

Ensuite on a fait l'analyse granulométrique de chaque échantillon, et on a déterminé la variation de la classe (-74 microns).

Dans notre cas, le temps nécessaire de broyage est de 25 mn.

## 5.2 Etude granulochimique d'un échantillon broyé à 25 mn:

Le tableau (5.2) représente les résultats de l'analyse chimique du plomb et du zinc et leur répartition dans les fractions granulométriques:

Mailles (mm)	Poids		teneur %		Répartition %	
	g	%	Pb	Zn	Pb	Zn
-2 +1.60	2.50	0.25	0.38	5.25	0.43	0.19
-1.60 +1.00	3.0	0.30	1.28	7.25	1.75	0.32
-1.00 +0.63	2.7	0.27	0.90	8.75	1.11	0.23
-0.63 +0.50	1.3	0.13	1.13	7.75	0.67	0.16
-0.50 +0.315	3.3	0.33	0.70	6.0	1.05	0.30
-0.315 +0.250	3.9	0.40	1.13	5.25	2.05	0.35
-0.250 +0.160	25.6	2.60	0.23	4.50	2.72	1.75
-0.160 +0.100	181.4	18.39	0.45	6.50	37.61	17.65
-0.100 +0.080	55.6	5.64	0.40	6.0	10.51	5.00
-0.08 --	707.2	71.69	0.13	7.0	42.36	74.05
T.V	986.5	100.00	0.22	6.91	100.00	100.0

Tableau 5.2 Analyse chimique du Pb et Zn  
et leur répartition.

fig 5.2.1  
Distribution de la teneur en Pb  
en fonction des classes granulométriques  
(Broyage)

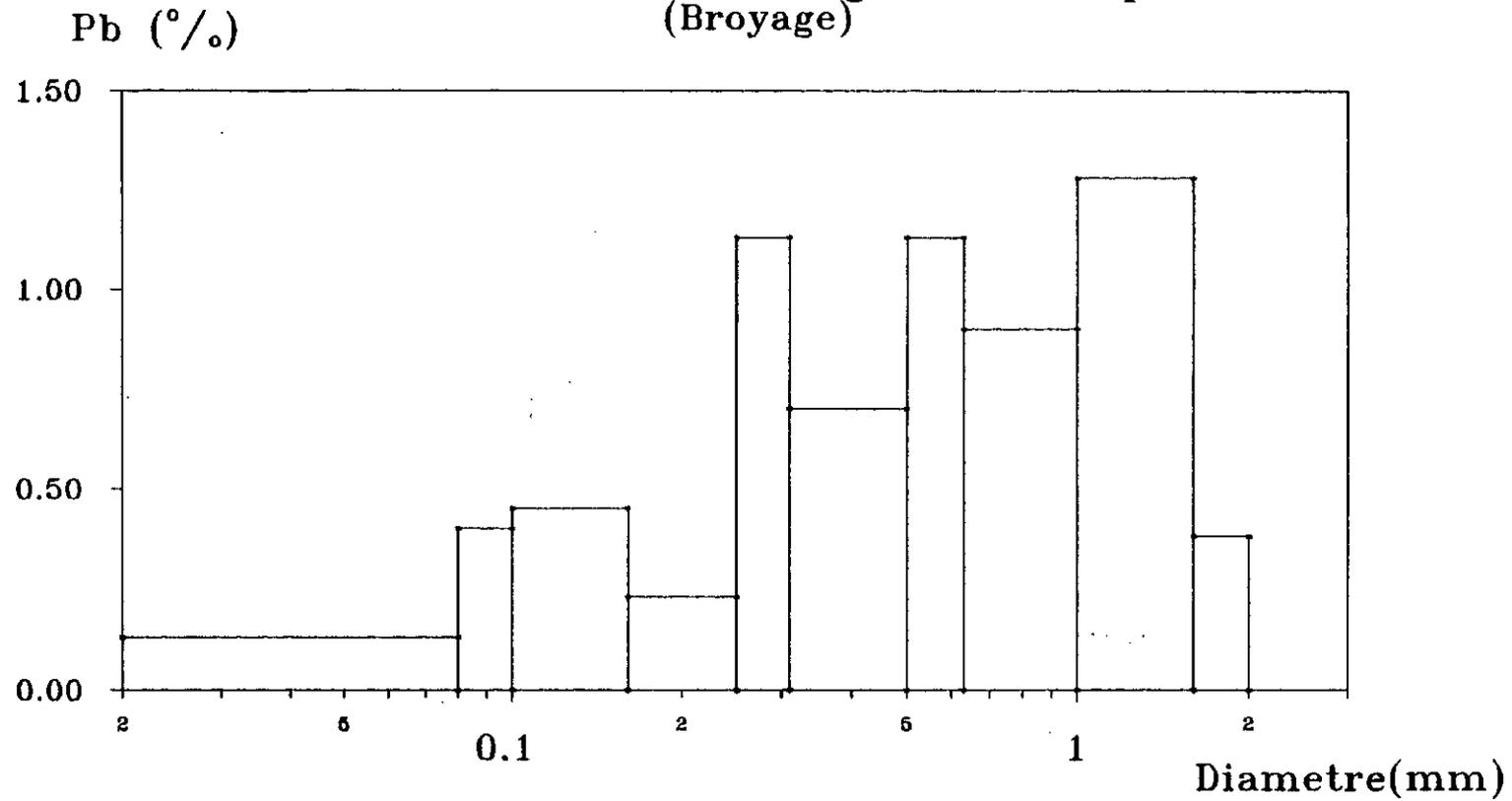
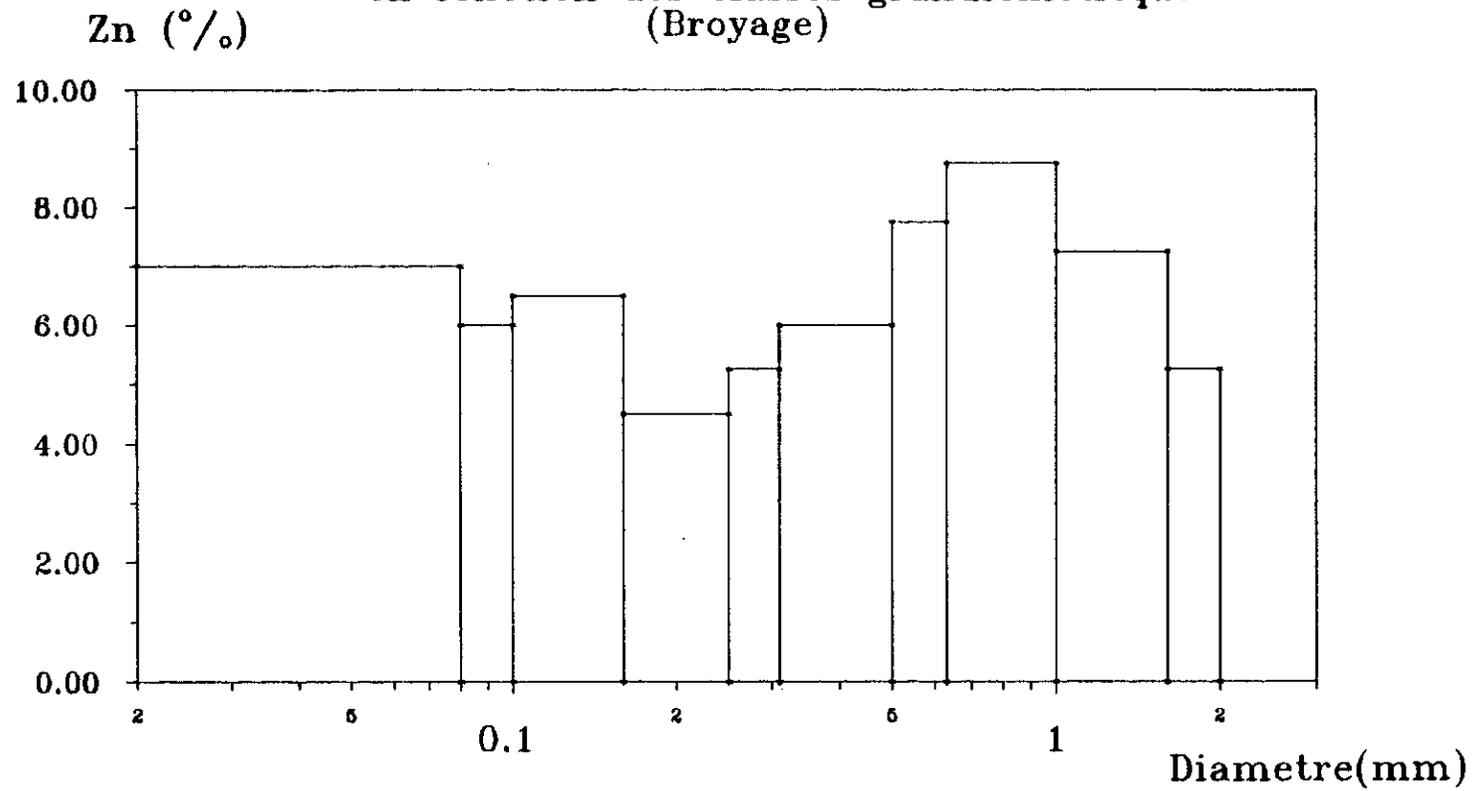


Fig 5.2.2  
Distribution de la teneur en Zn  
en fonction des classes granulometrique  
(Broyage)



## CONCLUSION:

D'après les résultats obtenus dans le tableau 5.2.1 nous pouvons constater que le plomb et le zinc sont uniformément répartis dans toutes les classes. Ceci démontre que les minéraux utiles sont finement disséminés dans la gangue. Ce qui laisse à prévoir qu'il est nécessaire de broyer fin pour la libération totale des espèces minérales.

### 5.3 Essais de flottation

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

- La vitesse de rotation est de 1000 tr/min;
- Le rapport liquide:solide est 2:1;
- Prise de l'échantillon: 1Kg broyé à 80% inférieur à 74 microns.

Notre étude a porté sur l'étude de trois paramètres dont le but est d'améliorer la récupération des minéraux utiles.

- Essais n°I: Etude de l'influence de la quantité de collecteur ( Ethylxanthate et Amyl xanthate );

- Essais n°II: Etude de la sulfuration dans le circuit de zinc oxydé;

- Essais n°III: Etude de l'influence du collecteur de type amine dans le circuit de zinc oxydé;

#### A/ Essais n° I:

Etude de l'influence de la quantité de collecteur (Ethylxanthate et Amyl xanthate):

L'Ethylxanthate est le collecteur de la galène, l'Amyl xanthate est celui de la blende.

Les consommations respectives dans les circuits plomb et zinc ont été variées de la façon suivante:

Essais	1	2	3	4	5
Consommation g/t	50	75	100	125	150

#### \* Régime de réactifs dans le circuit flottation plomb:

- Addition des déprimants de minéraux de zinc,  $ZnSO_4$ : 200g/t et NaCN: 30 g/t, le temps de conditionnement: 3 minutes.
- Fixation du PH entre 9.30 et 9.50, en utilisant le  $Na_2CO_3$ .
- Addition de la quantité de l'Ethylxanthate, conditionnement 1 minute.
- Addition du moussant; l'aérofloat, conditionnement: 1 minute.

On récupère l'écume formée à la surface pendant 2 minutes. Le produit obtenu, qui est le concentré de plomb, est par suite filtré, séché, pesé et analysé.

\* Régime des réactifs dans le circuit flottation zinc:

- Flottation principale:

après la flottation du minerai de plomb, on ajoute dans la cellule:

- l'activant de zinc: le sulfure de cuivre  $\text{CuSO}_4$  -200 g/t, le temps de conditionnement a été fixé à 5 minutes.

- le Régulateur: CaO pour obtenir un milieu de PH entre 10 et 11.

- Le collecteur: l'Amylxanthate avec conditionnement de 1 minute.

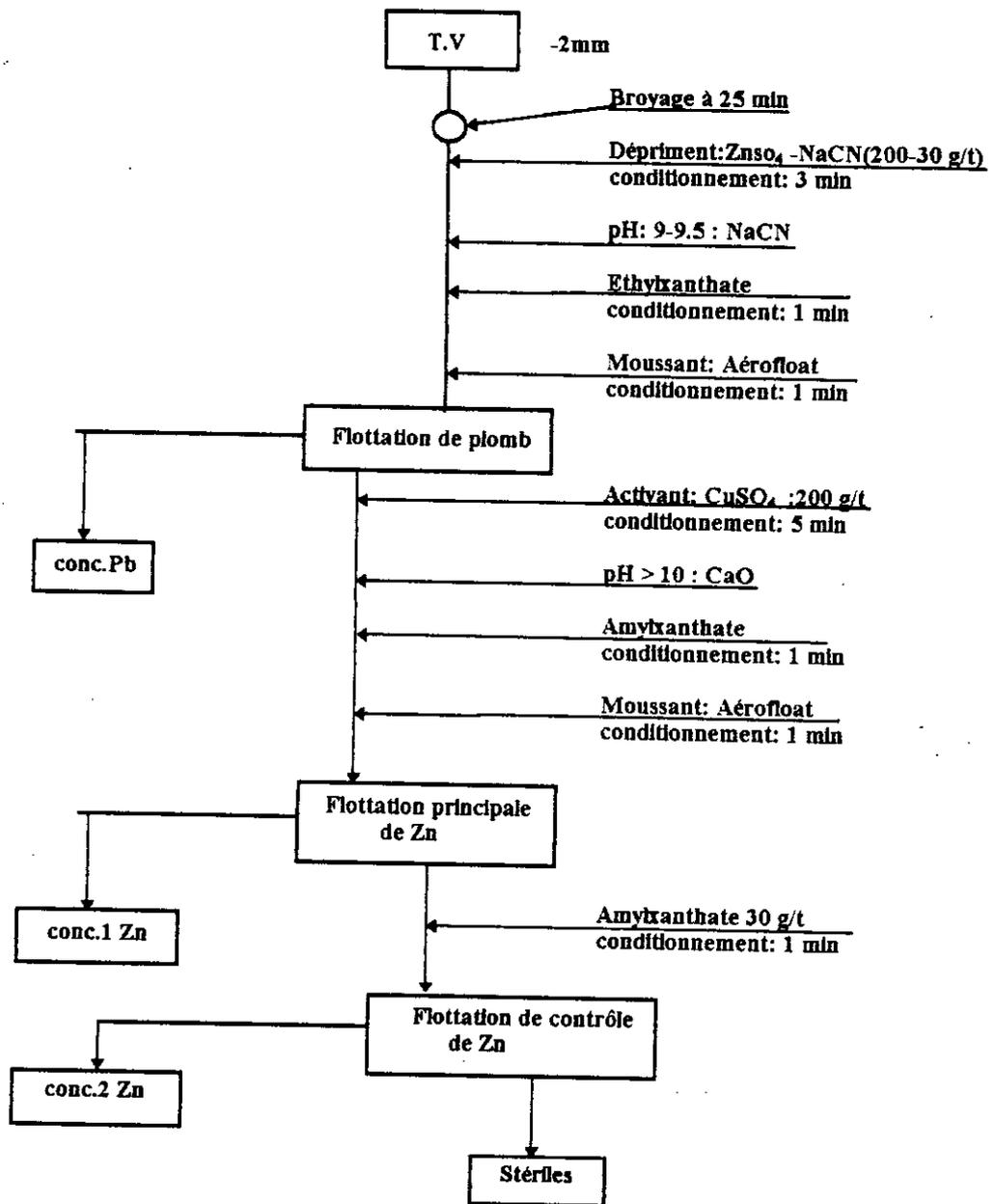
- Le moussant: l'aéofloat avec conditionnement de 1 minute.

La flottation dure 3 minutes, le concentré de zinc est par la suite filtré, séché, pesé et analysé.

Pour la flottation de contrôle on ajoute 30 g/t de l'Amylxanthate en conditionnement une minute. Le temps de flottation est fixé à 2 minutes.

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

Les résultats obtenus sont portés dans le tableau A.1 et représentés par les graphes (Fig: A.2.1 ,A.2.2 et A.2.3).



**Fig A.1 Schéma de flottation des minéraux de zinc et plomb**

**Essais n° 1**

Essais N°	Produits	R P %	Teneur		Récupération	
			Pb	Zn	Pb	Zn
1.1	conc.Pb	3.21	9.25	62.5	16.68	27.17
	conc.1 Zn	5.38	3.50	50.0	10.58	36.40
	conc.2 Zn	1.13	2.48	10.5	1.57	1.61
	Stérile	90.28	1.40	2.85	71.17	34.80
	Alimentation	100.00	1.77	7.39	100.00	100.00
1.2	conc.Pb	0.48	62.5	2.30	15.63	0.14
	conc.1 Zn	6.84	1.78	62.5	6.34	61.33
	conc.2 Zn	0.70	30.0	20.75	10.94	2.10
	Stérile	91.98	1.40	2.60	67.07	36.43
	Alimentation	100.00	1.91	6.82	100.00	100.00
1.3	conc.Pb	0.5	60	2.50	39.47	0.17
	conc.1 Zn	7.35	1.55	62.5	14.99	63.80
	conc.2 Zn	0.9	2.50	15.5	2.96	1.93
	Stérile	91.25	0.36	2.70	43.22	34.1
	Alimentation	100.00	0.76	7.20	100.00	100.00
1.4	conc.Pb	1.76	24.50	7.25	57.49	1.73
	conc.1 Zn	8.66	0.55	55.0	6.34	64.71
	conc.2 Zn	1.26	1.18	6.50	1.99	1.11
	Stérile	88.32	0.29	2.70	34.18	32.45
	Alimentation	100.00	0.74	7.36	100.0	100.00
1.5	conc.Pb	0.81	50.0	2.75	50.0	0.29
	conc.1 Zn	8.82	1.25	57.50	13.62	66.91
	conc.2 Zn	1.16	2.40	10.25	3.43	1.57
	Stérile	89.21	0.30	2.65	32.95	31.23
	Alimentation	100.00	0.81	7.57	100.00	100.00

Tab.A. 1 Résultats des essais N°1

Teneur %	9.25	62.5	60	24.5	50
Récupération %	16.68	15.63	39.47	57.49	50

Tableau A.2.1 Teneur et récupération du plomb dans le concentré de plomb.

Teneur %	50	62.5	62.5	55	57.50
Récupération %	36.4	61.33	63.80	64.81	66.91

Tableau A.2.2 Teneur et récupération du zinc dans le concentré 1 de zinc.

Teneur %	10.5	20.75	15.5	6.50	10.25
Récupération %	1.61	2.10	1.93	1.11	1.57

Tableau A.2.3 Teneur et récupération du zinc dans le concentré 2 de zinc.

Fig A.2.1

Teneur et récupération du Pb dans le concentré de Pb en fonction de la quantité de collecteur

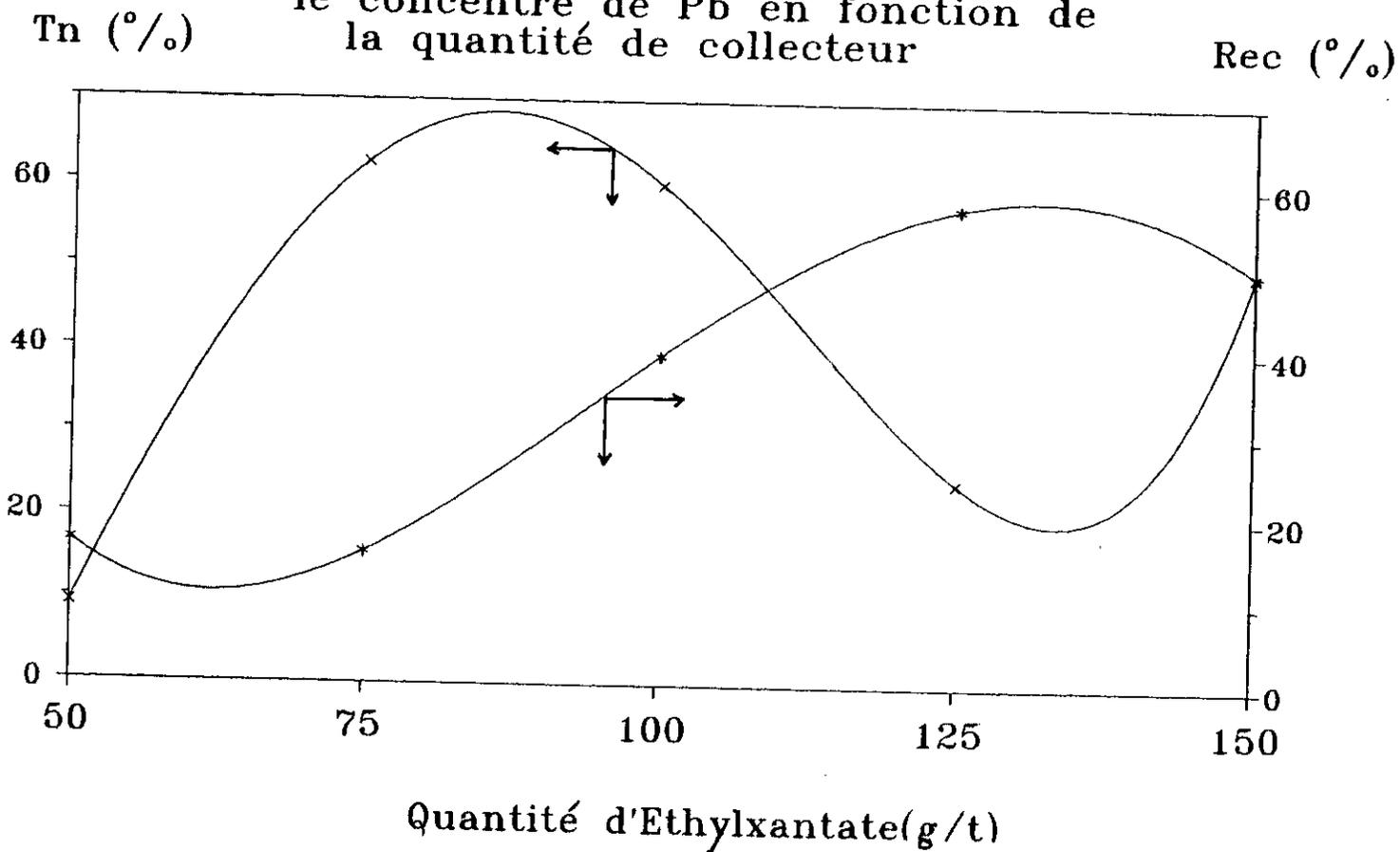


Fig A.2.2  
Tneur et récupération du Zn dans  
le concentré 1.de Zinc en foction  
de la quantité du collecteur

Tn(°/°)

Rec(°/°)

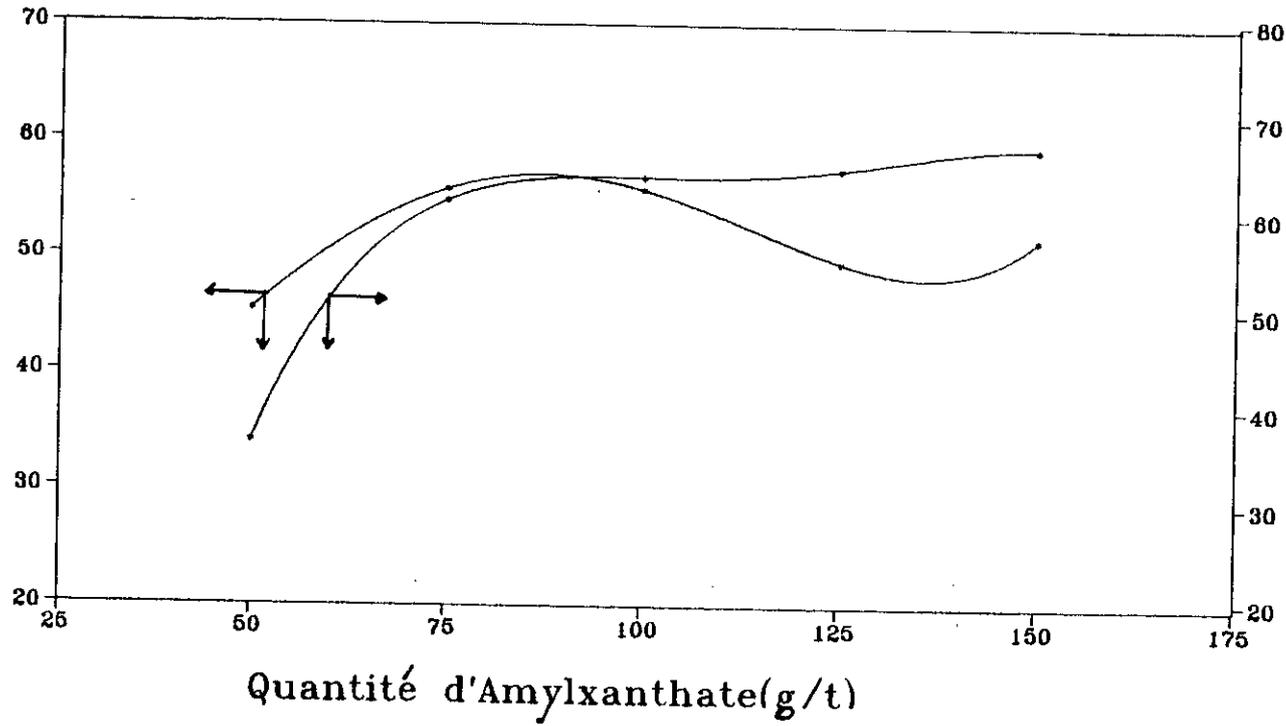
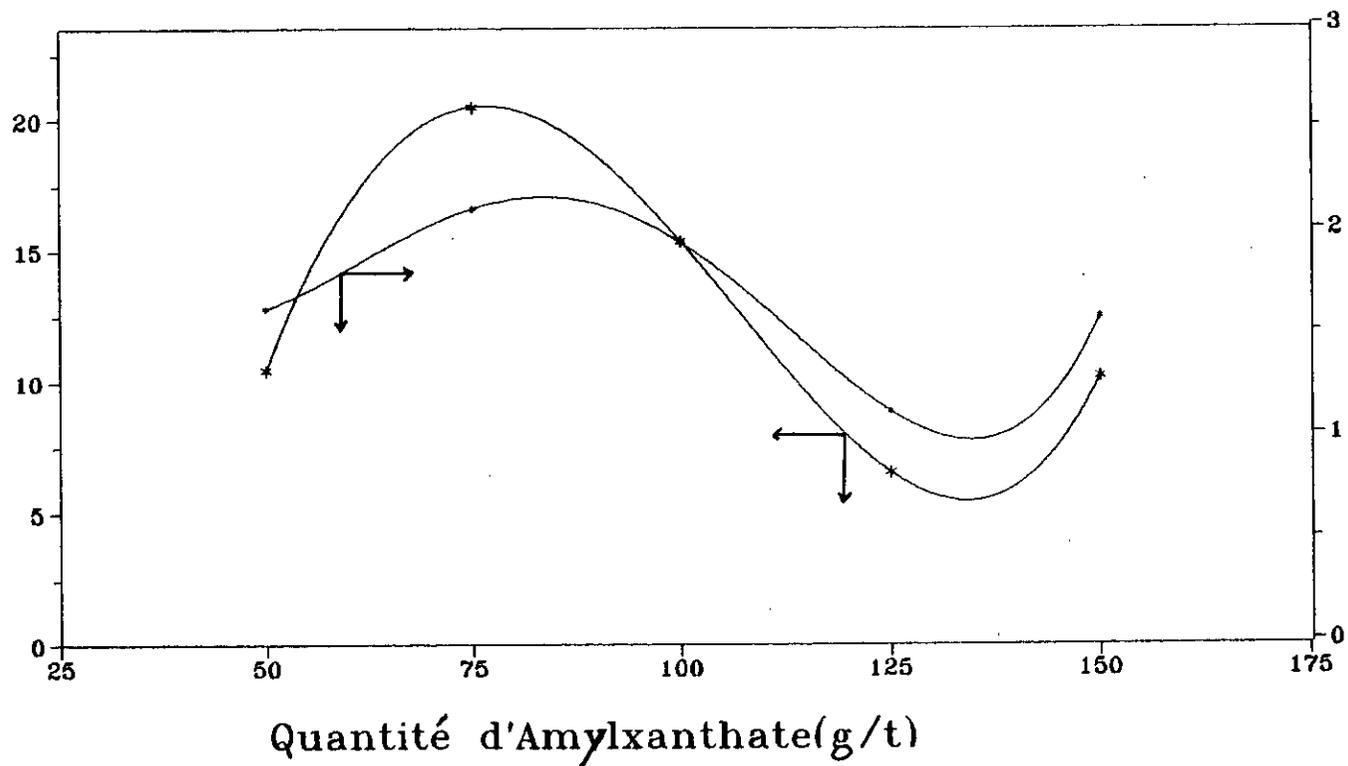


Fig A.2.3  
 Teneur et récupération du Zn dans  
 le concentré 2.de Zinc en fonction  
 de la quantité du collecteur

Tn(°/o)

Rec(°/o)



## Interprétation des résultats

- Dans le circuit plomb, la teneur du plomb est variée comme suit:

- \* entre 50-75 g/t : - la teneur augmente.  
- la récupération ne varie presque pas.
- \* entre 75-100 g/t: - la teneur ne varie pas beaucoup.  
- la récupération augmente.
- \* entre 100-125 g/t:- la teneur diminue.  
- la récupération augmente.
- \* entre 125-150 g/t:- la teneur augmente.  
- la récupération diminue.

Donc la teneur est inversement proportionnelle à la récupération.

- Dans le circuit zinc la teneur du zinc est variée comme suit:

- \* entre 50-75 g/t : - la teneur de zinc dans les concentrés augmente.  
- la récupération du zinc augmente.
- \* entre 75-125 g/t: - la teneur du zinc dans les concentrés diminue.  
- la récupération du zinc augmente.
- \* entre 125-150 g/t:- la teneur du zinc dans les concentrés augmente.  
- la récupération augmente.

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

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

- La teneur du zinc est faible dans le concentré 2, ce qui montre que la totalité du zinc sulfuré a été flottée.

- Les stériles sont pauvres au point de vue teneur en plomb mais ils sont relativement élevés en zinc .

## Conclusion:

- Dans le circuit de plomb et zinc, la quantité des collecteurs (Ethylxanthate et Amyl xanthate) est optimisée à 150 g/t du fait de la faible teneur du stérile en minéraux utiles ( PbO=0.30 % ,Zn= 2.65 % ).

La teneur du plomb obtenue est: 50 %, la récupération:50 %

La teneur du zinc obtenue est : 57.5 %, la récupération: 66.91%.

Du fait de la présence de minéraux oxydés de plomb et zinc n'ont pas flotté, on va sulfurer leurs surfaces pour rendre efficace les collecteurs dans le circuit de zinc oxydé. C'est le but de la deuxième série des essais de flottation.

## B/ Essais n° II:

Sulfuration et étude de l'influence de l'Amyl-xanthate dans le circuit de zinc oxydé.

- Pour la sulfuration de minéraux oxydés de plomb on utilise  $\text{Na}_2\text{S}$  dans le circuit plomb.

- Pour la sulfuration de minéraux oxydés de zinc on ajoute le  $\text{Na}_3\text{SiO}_3$  et  $\text{Na}_2\text{S}$  dans le circuit de zinc oxydé.

### \* Flottation de la galène (PbS) et (PbOX) :

- Addition des déprimants de la blende:  $\text{ZnSO}_4$ : 200g/t et KCN 30g/t avec conditionnement de 5 minutes.

- Addition de  $\text{Na}_2\text{S}$ : conditionnement de 5 minutes.

- Ajout de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  pour fixer le PH à 9.5.

- Addition de l'Ethyl-xanthate : 150 g/t avec conditionnement de 2 minutes.

- Addition du moussant: l'aérofloot 65: conditionnement: 1mn. On récupère l'écume formée à la surface pendant 3 minutes.

### \* Flottation de la blende (ZnS):

On ajoute au reste de la cellule:

- l'activant:  $\text{CuSO}_4$ : 200 g/t avec conditionnement de 5 mn.

- le régulateur  $\text{CaO}$ : pour rendre le PH=10.

- Le collecteur Amyl-xanthate 150 g/t avec conditionnement de 2 minutes.

- Le moussant: l'aérofloot 65 avec conditionnement de 1 minute

Le temps de flottation est de 5 minutes.

### \* Flottation de zinc oxydé:(ZnOX)

- Addition de  $\text{Na}_3\text{SiO}_3$  100 g/t, conditionnement: 5 minutes.

- Addition de l'activant  $\text{CuSO}_4$  300 g/t, conditionnement: 5min.

- Ajout de  $\text{CaO}$ : PH=10;

- Addition de  $\text{Na}_2\text{S}$ : 1 Kg/t et conditionnement de 5 minutes;

- Addition de la quantité de l'Amylxanthte, avec conditionnement de 2 minutes;

- Addition du moussant: l'aérofloot 65 avec conditionnement de 1 minute;

Le temps de flottation est de 5 minutes;

La quantité de l'Amylxanthate ajoutée dans le circuit de zinc oxydé est variée comme suit:

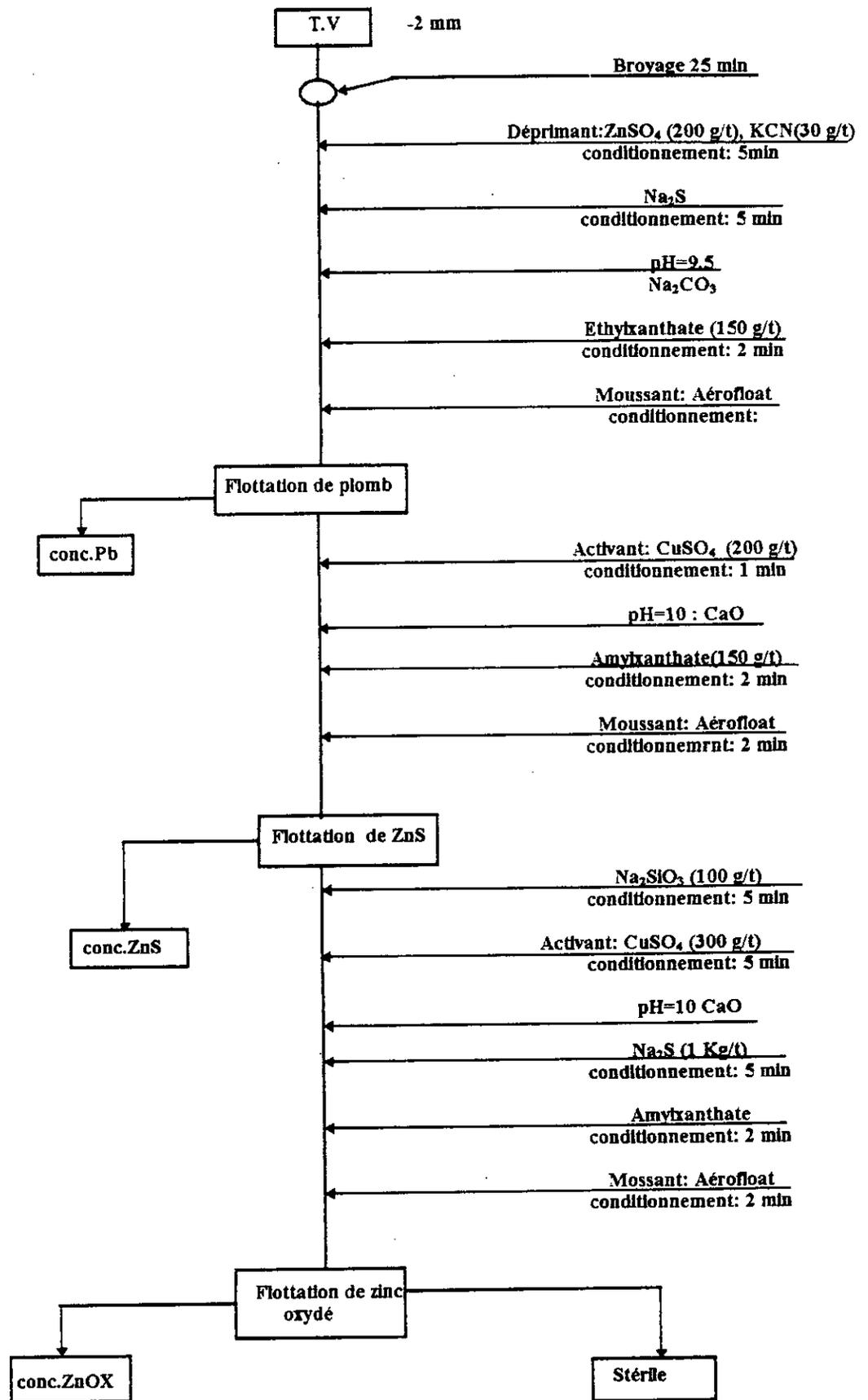
200 g/t- 250 g/t- 300 g/t - 350 g/t.

Le schéma de flottation est représenté sur la figure B.1 les résultats sont portés dans le tableau B.1.

Pour interpréter les résultats on trace le graphe (Fig B.2) qui correspond au tableau B.2.

Amylxanthate (g/t)	200	250	300	350
Teneur %	5.25	9.50	10.75	8.75
Récupération %	4.75	9.52	8.20	9.22

Tab.B.2 Teneur et récupération du zinc dans le concentré de zinc oxydé en fonction de l'Amylxanthate.



**Fig. B. 1** Schéma de flottation des minéraux de zinc et plomb

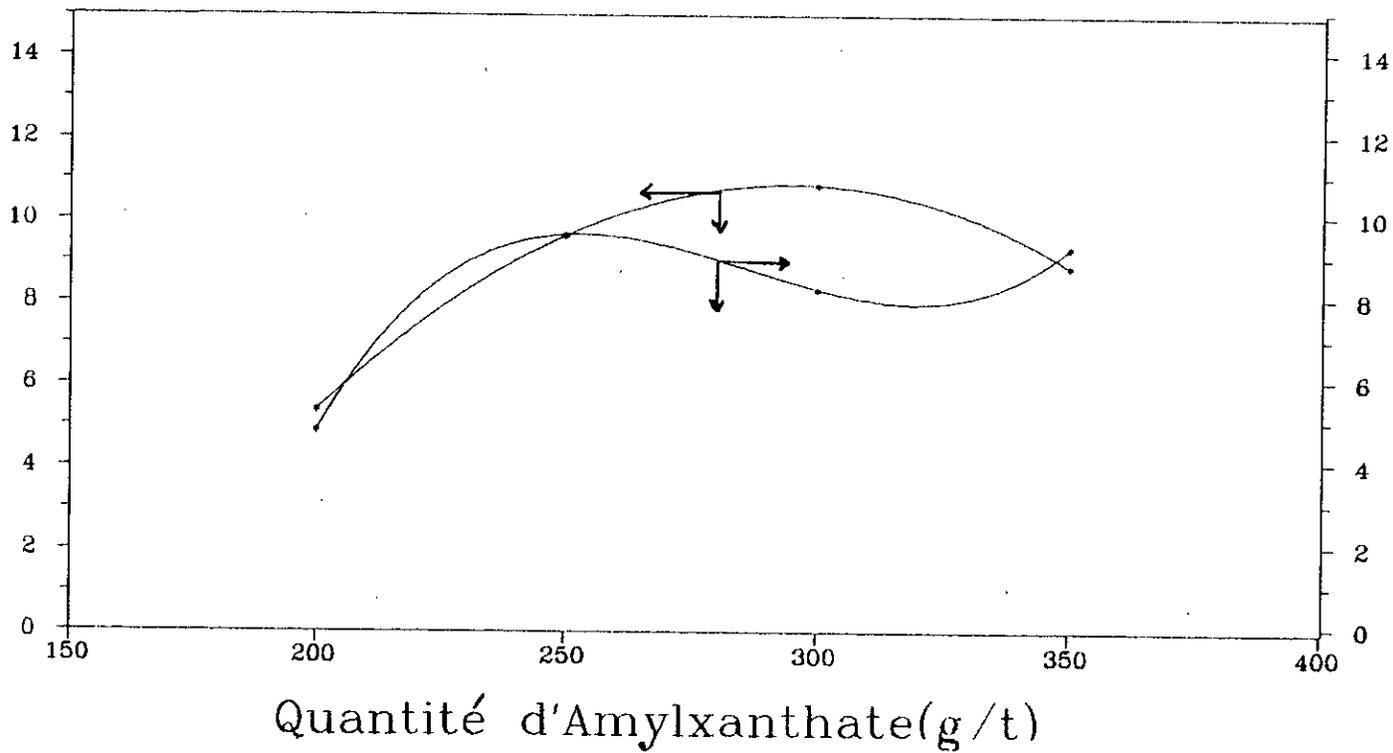
Essais N°	Produits	R P %	Teneur %		Récupération	
			Pb	Zn	Pb	Zn
II.1	conc.Pbs	2.04	22.0	10.25	54.26	3.00
	conc.Zns	8.15	0.50	52.0	4.92	61.00
	conc.Znox	6.29	1.65	5.25	12.55	4.75
	Stérile	83.52	0.28	2.60	28.27	31.25
	Alimentation	100.00	0.83	6.95	100.00	100.00
II.2	conc.Pbs	1.88	18.75	11.75	48.28	3.10
	conc.Zns	9.60	0.76	46.00	9.98	61.78
	conc.Znox	7.17	1.98	9.50	19.45	9.52
	Stérile	81.85	0.20	2.25	22.29	25.60
	Alimentation	100.00	0.73	7.15	100.00	100.00
II.3	conc.Pbs	2.64	16.75	9.25	57.12	3.59
	conc.Zns	7.73	0.45	50.50	4.49	57.41
	conc.Znox	5.18	2.15	10.75	14.39	8.20
	Stérile	84.45	0.22	2.48	24.00	30.80
	Alimentation	100.00	0.77	6.80	100.00	100.00
II.4	conc.Pbs	1.78	21.50	12.0	<b>50,02</b>	2.96
	conc.Zns	10.68	0.73	42.0	<b>10,20</b>	62.28
	conc.Znox	7.59	2.43	8.75	24.10	9.22
	Stérile	79.95	0.15	2.30	15.68	25.54
	Alimentation	100.00	0.76	7.20	100.00	100.00

Tab.B. 1 Résultats des essais N° II

Fig B.2  
Teneur et récupération du Zn dans  
le concentré de Zinc oxydé en fonction  
de la quantité du collecteur

Tn(°/°)

Rec(°/°)



### Interprétation des résultats:

- La figure B.2 montre que la teneur du zinc varie comme suit:

- entre 200-250 g/t: - la teneur augmente.  
- la récupération augmente.
- entre 250-300 g/t: - la teneur augmente.  
- la récupération diminue.
- entre 300-350 g/t: - la teneur diminue.  
- la récupération augmente.

La variation de la récupération est due à la variation proportionnelle du rendement poids.

La diminution de la teneur est due à la diminution de l'effet du collecteur.

Globalement on remarque la diminution des teneurs dans tous les circuits après la sulfuration.

### Conclusion

Dans les deux circuits de PbS et ZnS la quantité des collecteurs (Ethylxanthate et Amylxanthate) est fixée à 150 g/t

Dans le circuit de ZnOX, la quantité de l'Amylxanthate est optimisée à 350 g/t car le stérile est le plus pauvre (0.15% Pb et 2.30 % de Zn); par conséquent:

- la teneur du plomb : 21.5 % et la récupération: 50.02 %.
- la teneur du zinc : 42.0 % et la récupération : 62.28 %.

Encore les stériles sont riches surtout en zinc donc on va utiliser les collecteurs amines pour la flottation des minéraux oxydés de zinc. C'est le but des essais de flottation suivants.

### C/ Essais n°3

L'influence de la quantité de collecteur amine dans le circuit de zinc oxydé.

#### \* circuit PbS:

- Addition de déprimants:  $ZnSO_4$  (200g/t) et KCN (30g/t) avec conditionnement de 5 minutes.

- addition de  $Na_2CO_3$  pour fixer le PH à 9.5

- Addition de sulfurant:  $Na_2S$  avec conditionnement de 5 min

- Addition de l'Ethylxanthate: 150g/t avec conditionnement de 2 minutes.

- Addition de moussant: aérofloat 65 avec 2 minutes de conditionnement.

Le temps de flottation est de 3 minutes.

#### \* Circuit ZnS:

- Addition d'activant:  $CuSO_4$ : 200g/t avec conditionnement de 5 minutes.

- Addition de CaO pour fixer le PH à 10.5.

- Ajout de l'Amyl xanthate: 150g/t avec 2 minutes de conditionnement.

- Addition du moussant: aérofloat, conditionnement 1 minute.

Le temps de flottation est de 5 minutes.

#### \* Circuit de ZnOX:

- Addition de  $Na_2SiO_3$ : 1000 g/t avec conditionnement de 3mn

- Addition de  $Na_2S$ : 2500 g/t avec conditionnement de 5 mn.

- réglage du PH entre 12 et 13 par l'ajout de CaO.

- Addition de l'amine à des quantités variables, le conditionnement est de 5 minutes.

Le temps de flottation est de 6 minutes;

La quantité de l'amine ajouté dans le circuit de zinc oxydé est comme suit:

25 g/t - 50 g/t - 80 g/t .

Le schéma de flottation est représenté sur la Fig.C.1.

Les résultats obtenus sont portés dans le tableau C.1.

Pour interpréter les résultats on trace la courbe: Fig C.2 qui correspond au tableau C.2:

Amine g/t	25	50	80
Teneur %	5.75	7.25	5.0
Récupération %	6.14	29.26	24.64

Tab.C.2 Teneur et récupération du zinc dans le concentré de zinc oxydé en fonction du quantité de l'amine.

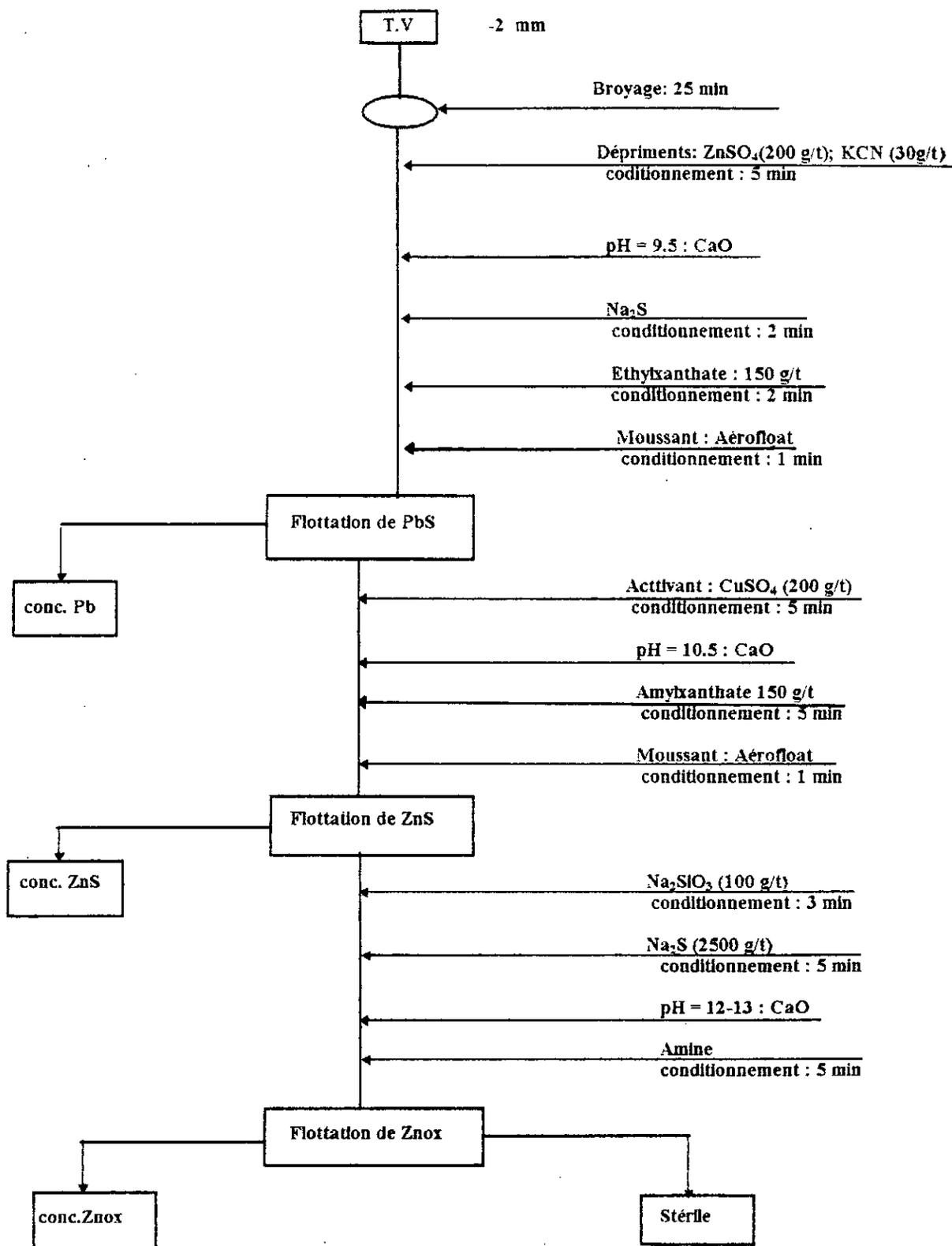


Fig.C.1 Schéma de flottation des minéraux de plomb et zinc

Essais n°3

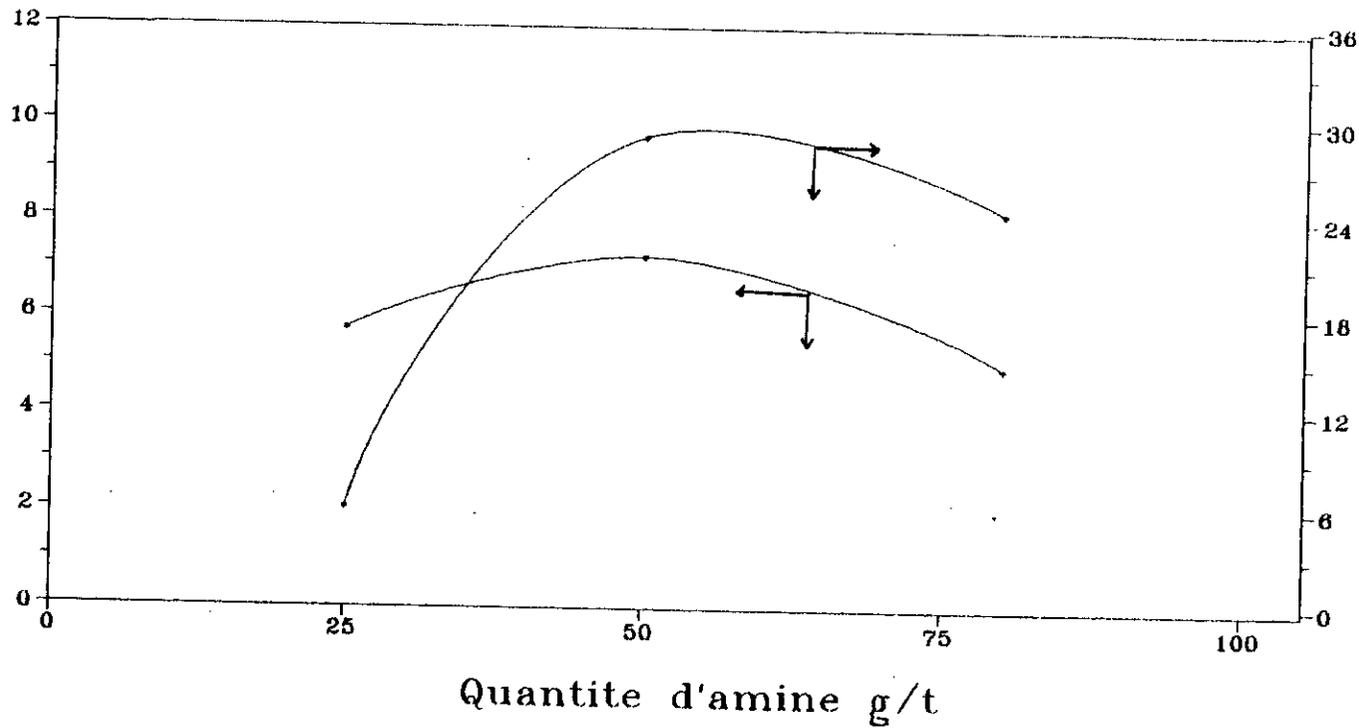
Essais N°	Produits	R P %	Teneur %		Récupération	
			Pb	Zn	Pb	Zn
III.1	conc.Pbs	1.02	19.00	3.50	32.02	0.53
	conc.Zns	9.17	1.15	44.50	17.43	61.15
	conc.Znox	5.94	1.20	4.25	11.78	3.78
	Stérile	83.83	0.28	2.75	38.77	34.54
	Alimentation	100.00	0.60	6.67	100.00	100.00
III.2	conc.Pbs	0.93	17.50	3.50	26.39	0.49
	conc.Zns	9.70	2.00	42.00	31.46	61.74
	conc.Znox	27.26	0.68	7.25	30.07	29.96
	Stérile	62.11	0.12	0.83	12.08	7.89
	Alimentation	100.00	0.62	6.60	100.00	100.00
III.3	conc.Pbs	0.80	10.5	4.75	12.05	0.55
	conc.Zns	11.89	2.75	38.00	47.31	65.67
	conc.Znox	33.76	0.58	5.00	28.30	24.64
	Stérile	53.55	0.16	1.13	12.34	6.84
	Alimentation	100.00	0.69	6.85	100.00	100.00

Tab.C. 1 Résultats des essais N° III

Fig C.2  
Teneur et récupération du Zn dans  
le concentré de Zinc oxydé en fonction  
de la quantité du collecteur

T. (°/°)  
Zn%

Rec(°/°)



## Interprétation des résultats

- La figure C.2 montre que la teneur de zinc croit puis décroît proportionnellement à la récupération.

L'augmentation de la récupération est due à l'augmentation du rendement poids et inversement.

- La diminution de la teneur est due à la diminution de l'effet du collecteur.

- Les teneurs de zinc dans le circuit de ZnOX sont diminuées par rapport aux deux premiers essais. Mais les stériles sont les plus pauvres que précédemment. Ceci est dû à la grande efficacité des amines pour collecter les minéraux oxydés.

## Conclusion

Pour le circuit de ZnOX la quantité d'amine est optimisée à 50 g/t du fait que le stérile soit le plus pauvre (Pb:0.12 %, Zn:0.83 %).

Dans les circuits de PbS et ZnS, les collecteurs sont fixés à 150 g/t.

Dans ces conditions :

La teneur en plomb est:17.5 %, la récupération:26.39 %

La teneur en zinc est :42.0 % , la récupération:61.74 %

# CONCLUSION

# CONCLUSION GENERALE

Les minéraux de plomb et de zinc de Guergour sont considérés comme des minéraux mixtes; 50 % de minéraux sulfurés ( blende et galène ) et 50 % de minéraux oxydés ( calamine , cérusite ).

Pour la flottation des minéraux sulfurés, on utilise comme collecteurs les xanthates, leur récupération est presque totale.

Par contre pour les minéraux oxydés de zinc, leur flottation est difficile.

En utilisant la sulfuration comme procédé de récupération de ces minéraux, nous pouvons constater qu'il nous a été presque impossible de les récupérer.

Pour le deuxième procédé, l'utilisation des collecteurs amines les essais ont montré aussi qu'il est impossible de les récupérer.

Généralement ces types de minéraux de zinc sont récupérables par des procédés métallurgiques: réduction par le charbon sous forme de ZnO, après flottation des sulfures.

De nos jours, ces procédés sont abandonnés, vu d'une part le manque d'intérêt pour ces types des minéraux et d'autre part le coût élevé de l'énergie.

Ces minéraux pour leur transformation jusqu'à l'obtention du métal, utilisant la pyrométallurgie, nous proposons un schéma de traitement qui récupère uniquement les minéraux sulfurés. Ce schéma est illustré par la figure suivante:

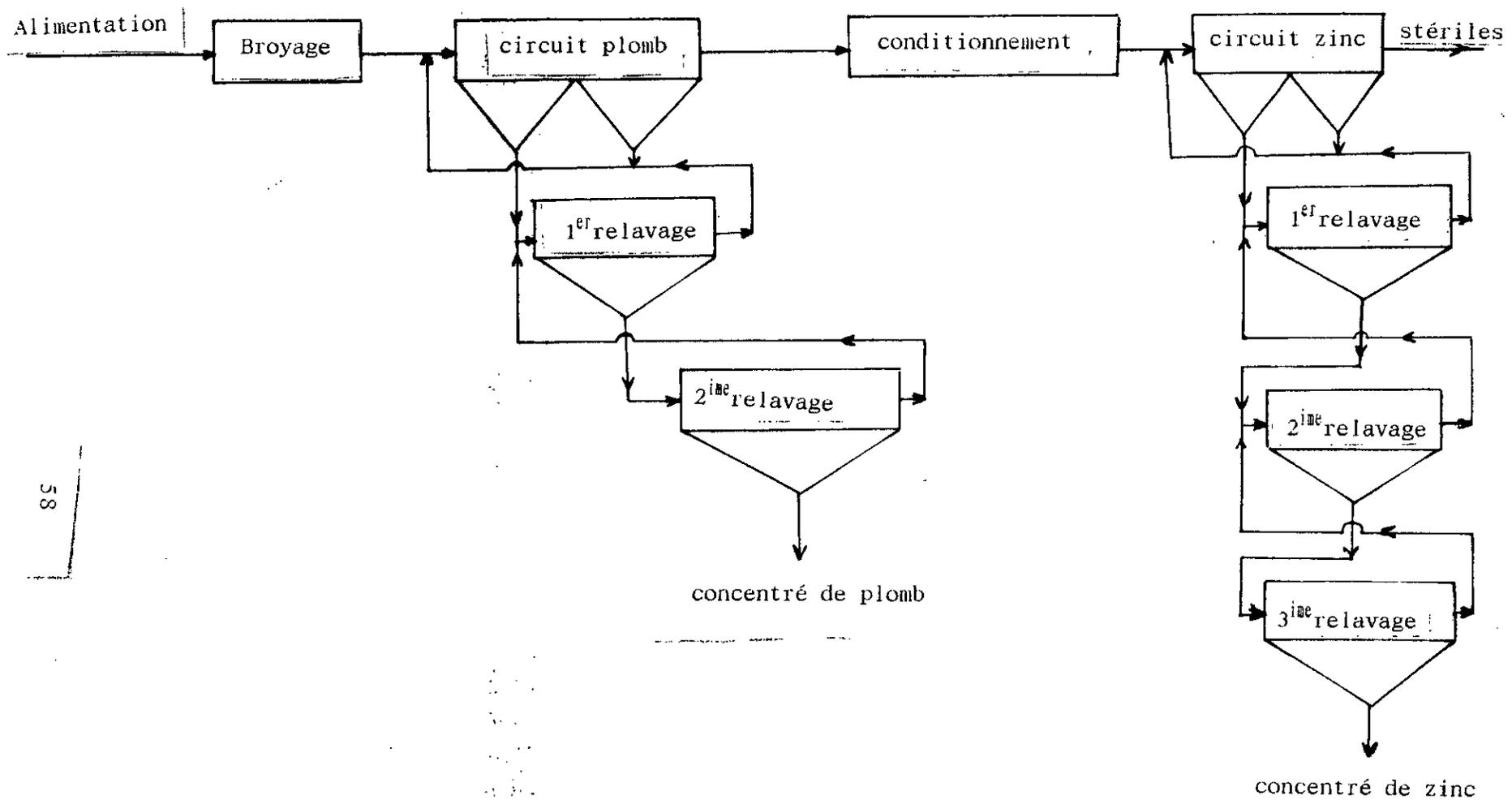


Schéma de traitement du plomb et du zinc

# ANNEXE

## ANNEXE

### **METHODES D'ANALYSE CHIMIQUE**

Deux méthodes d'analyse chimique sont adoptées pour le dosage du plomb et du zinc; on distingue :  
la spectrophotométrie d'absorption atomique et la méthode complexométrique.

#### **I/ Spectrophotométrie d'absorption atomique**

La lumière est absorbée à travers la matière. Sur cette base l'analyse par absorption atomique se ramène à la comparaison de deux intensités lumineuses; l'une qui correspond au faisceau incident, l'autre à ce même faisceau après avoir traversé la solution absorbante.

Pratiquement on utilise l'appareillage suivant:

- 1 - une source émettrice;
- 2 - un analyseur permettant de sélectionner une gamme de longueurs d'onde convenable dans le spectre d'émission de la source (un monochromateur);

3 - une cuve d'examen contenant la solution métallique dont la concentration d'éléments métalliques est faible. Au moyen d'une flamme cette solution est converti sous forme de vapeur pour libérer les atomes.

4 - un système détecteur de la lumière transmise.

## Dosage de Pb et Zn

### Mode opératoire

#### 1 - Réactifs et matériels utilisés

- Acide fluorhydrique (d=1.13);
- acide chlorhydrique (d=1.19);
- nitrate de plomb à 1000 µg/ml, dissoudre 1600 g de nitrate de plomb ( $(\text{Pb}(\text{NO}_3)_2)$  séché à 110°C) dans un litre d'acide nitrique à 10 % en volume.
- solution de zinc à 100 µg/ml, dissoudre 1g de Zn dans 50 ml de HCl concentré dans une fiole d'un litre.
- bûcher en téflon de 250 ml.
- fioles jaugées de 250 ml.

#### 2 - Mise en solution

On pèse (0.500 g ± 0.001 g) de minerai, on l'introduit dans bûcher en téflon.

On ajoute 10 ml d'acide fluorhydrique et 10 ml d'acide chlorhydrique, on amène à sec.

On ajoute 10 ml d'acide chlorhydrique et 5 ml d'acide nitrique et on chauffe.

On reprend pour 12.5 ml d'acide chlorhydrique concentré en chauffant pour redissoudre les sels.

On transpose dans une fiole jaugée de 250 ml, on laisse refroidir et on complète à la marque avec l'eau déminéralisée.

Cette solution conviendra pour la détermination de Pb, Ca, Ba, Cu, Zn et Cd.

Le dosage a été fait par absorption atomique. Pour ceci on prépare les étalons contenant: 0 - 5 - 10 - 25 - 50 - 75 - 100 et 250 µg/L de plomb à partir de la solution à 1000 µg/L de Plomb et de Zinc à partir de la solution de 1000 µg/L.

### 3- Condition opératoires

Générateurs de radiations cathode creuse à haute brillance.

	Pb	Zn
Radiation	283.33 nm et 217 nm	213.8 et 307.5 nm

### II- La méthode complexométrique

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

Les complexes de Pb et du Zn avec orangé de xylénol ont une couleur violette. Ces complexes sont plus faibles que les complexes du Pb et du Zn avec E.D.T.A.

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

#### 1 - Les réactifs et les solutions

- HCl concentré;
- HNO<sub>3</sub> concentré;
- H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> concentré;
- H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> 1:1;
- H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> 2 % (10 ml H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> pour 1 litre d'eau distillée);
- mélange oxydant: 3 parties de HNO<sub>3</sub> concentré et 2 parties de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> concentré;
  
- solution 20 % de CH<sub>3</sub>COONH<sub>4</sub> ;
- solution à 5 % de CH<sub>3</sub>COONH<sub>4</sub> ;
- orangé de xylénol: 100 parties de NaCl et 1 partie d'orangé de xylénol; mélanger et bien broyer par portions dans un mortier en porcelaine ;
  
- E.D.T.A. solution 0.1 N: dissoudre 18.612 grammes dans l'eau distillée et compléter à 1 litre;
- E.D.T.A. solution 0.05 N: dissoudre 9.306 grammes dans l'eau distillée et compléter à 1 litre;
- H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> 3 % (1:9);
- Na<sub>2</sub>S<sub>2</sub>O<sub>3</sub>;
- NaF;

- solution tampon: 136 grammes  $\text{CH}_3\text{COONa}$  dissoudre dans l'eau distillée et compléter à 1 litre;

## 2. Modes opératoires

### 2.1 Dosage du Pb

Peser 0.5 g de minerai préalablement séché à  $105^\circ\text{C}$ , placer la pesée dans un bêcher à 250 ml. Ajouter 10 ml  $\text{HCl}$  concentré et chauffer pour éliminer le  $\text{H}_2\text{S}$ . Ensuite ajouter 5 ml  $\text{HNO}_3$  concentré et évaporer presque à sec (éviter la calcination). Refroidir, ajouter 60 ml d'eau distillée et 5 ml  $\text{H}_2\text{SO}_4$  1:1 et bouillir sous verres de montre (environ 15 minutes) pour dissoudre les sels.

Laisser reposer environ 2 heures pour précipiter le  $\text{PbSO}_4$ . Filtrer à travers filtres lents. Laver 2 fois avec  $\text{H}_2\text{SO}_4$  2 % et ensuite avec de l'eau froide.

Faire descendre le précipité dans le bêcher d'origine d'abord avec de l'eau chaude, ensuite avec la solution chaude de  $\text{CH}_3\text{COONH}_4$  5 % et finalement avec de l'eau chaude. Ajouter 20 ml de la solution 20 % de  $\text{CH}_3\text{COONH}_4$ , bouillir sous verres de montre à feu doux pendant 30 minutes, pour dissoudre le  $\text{PbSO}_4$ . Laisser refroidir, titrer avec l'E.D.T.A 0.05 N.

### 2.3 Dosage du Zn

Dans le filtrat, après filtration de  $\text{PbSO}_4$ , ajouter 5 ml  $\text{H}_2\text{O}_2$  3 %, porter la solution à ébullition et précipiter le fer avec  $\text{NH}_4\text{OH}$ .

Filtrer à travers filtre rapide. Laver avec de l'eau chaude. S'il y'a beaucoup de précipité il faut le redissoudre, reprécipiter, filtrer et laver. Cette opération est nécessaire pour préparer entièrement le zinc. Il faut rassembler les deux filtrats et les chauffer jusqu'à disparition d'odeur d'ammoniac. évaporer jusqu'à 50 ml).

Refroidir, diluer avec de l'eau à 150 ml, ajouter une pincée d'orangé de xylénol, 0.5 g de  $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$  pour complexer le cuivre et 0.3 g de  $\text{NaF}$  pour complexer l'Aluminium.

Ensuite on titre avec l'E.D.T.A.

## *Bibliographie*

- [1] - ALTHABE GOITY G. et GODFROI J.1993  
Métallurgie de plomb, Technique de l'ingénieur.
- [2] - AMAROUCHE S,1994.  
Flottation des minerais sulfurés: cas d'un échantillon de  
Oued Amizour, mémoire de fin d'étude,**E.N.P, Alger**
- [3] - BARBERY G.1993.  
Séparation par flottation, Technique de l'ingénieur,
- [4] - BARBERY G.  
Le traitement de minerai sulfuré complexe, Annale des mines  
juin 1979
- [5] - BLAZY P.1970.  
Valorisation de minerais, France,
- [6] - DARCY M.1993.  
Métallurgie du zinc, Technique de l'ingénieur.
- [7] - FELLOUS F.1988.  
flottation des minerais complexes: cas d'un échantillon de  
Cavallo, mémoire de fin d'étude,**E.N.P. Alger**
- [8] - GAUDIN,1957.  
Flottation, 2ème édition, New York.
- [9] - HOUOT R.1967.  
Traitement de minerais de Cuivre, Annale des mines.
- [10] - MACZKA  
Etude préliminaire de valorisation sur un minerai Plomb -  
Barytine du gisement Aïn Kahla, E.RE.M.

- [11] - SANDIER J.1962.  
Mise en valeur des gisements métallifères (estimation,  
exploitation, traitement des minerais), France.
- [12] - SANGLERAT J.1973  
Mécanique des sols (tome 2).
- [13] - SCHNABEL C.1896.  
Traité théorique et pratique de métallurgie, France.
- [14] - ZIBOUCHE M<sup>ed</sup>  
Généralités sur la flottation des minerais de plomb et zinc.
- [15] - Rapport géologique sur les mines du groupe de Guergour.  
(direction des mines et de la géologie). 1965