

9/96

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية  
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
وزارة التعليم العالي و البحث العلمي  
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE  
LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE  
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT GÉNIE MINIER

المدرسة الوطنية للتكنولوجيا  
BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique

**MEMOIRE**

Pour l'obtention du diplôme d'Ingénieur d'Etat  
en Génie Minier

**THEME :**

**ETUDE D'ENRICHISSEMENT PAR FLOTTATION  
D'UN MINERAL POLYMETALLIQUE DE PLOMB  
ET DE ZINC  
GISEMENT DE "BOUKHIDEMA " W. (SETIF)**

Proposé par :

Étudié par :

Dirigé par :

L'O.R.G.M

T.MOKHTARI

M<sup>r</sup> A.SAADA

M<sup>r</sup> O.AHMED ZOUAOU

Promotion Juin 96

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية  
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
وزارة التعليم العالي و البحث العلمي  
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE  
LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE  
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTMENT OF MINING ENGINEERING  
وزارة الهندسة المنيية

BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique

**MEMOIRE**

Pour l'obtention du diplôme d'Ingénieur d'Etat  
en Génie Minier

**THEME :**

**ETUDE D'ENRICHISSEMENT PAR FLOTTATION  
D'UN MINERAL POLYMETALLIQUE DE PLOMB  
ET DE ZINC  
GISEMENT DE "BOUKHDEMA " W. (SETIF)**

Proposé par :

L'O.R.G.M

Etudié par :

T.MOKHITARI

Dirigé par :

Mr A.SAADA  
Mr O.AHMED-ZOUAOUI

Promotion Juin 96

## ***DEDICACE***

*-Ama mere pour sa tendresse*

*-A mon père pour ses sacrifices*

*-A mes frères*

*-A toute ma famille*

*-A tous ceux qui sont proches de mon coeur*

**TOUFIK**



## **\*REMERCIEMENTS\*:**

■ Je remercie tout d'abords mon promoteur A-SAADA qui m'a soutenu tout au long de cette etude .

-Le present travail a été réalisé à L'office de la recherche géologique et minière (O.R.G.M) sous la direction de Mr: ZOUAOI .A chef de département de valorisation , qu'il trouve ici l'expression de mon profonde gratitude pour son aide et ses precieux conseils .

- Je tiens à exprimer mes vifs remerciement Mr : DJAFFAR A et ABDEL OUAHAB . C respectivement chef de service P/I de l'sune pilote et chef de service chimie .

-Je remercie tout les personnel de L'O.R.G.M surtout Mr : AINOUCHE , DJELLAL.M

-Je remercie tout les personnels ceux qui ont contribue de loin ou de prés à la réalisation de ce travail en particulier :

Mlle AIT OUAKLI . A ,Mr: MOKHTARI.L , GHARBI . Y , GHARBI .S , SAIHI .A, LOUKAL.Y, ZEREAUL.R ,DJOUDI.M,BEGAR .A

-Mes remerciements sont également aux les enseignants du département Genie minier (E.N.P) ,qui m' ont contribue à ma formation.

## • **SOMMAIRE:**

<b>INTRODUCTION</b> .....	1
---------------------------	---

### **PARTIE THEORIQUE**

#### **CHAPITRE .I:** .....

<b>Gisement de boukhdema</b>	
1.1- Introduction.....	2
1.2- Situation géographique.....	2
1.3- Aperçu géographique.....	3
1.3.1- Géographie du gisement.....	3
A- Stratigraphie.....	3
B- Tectonique.....	6
1.4- Les gites de boukhdema.....	6
1.5- La minéralisation plombo-zincifère de boukhdema.....	7

#### **• CHAPITRE .II:**

##### **Généralités**

II.1- Introduction.....	9
II.2- Le zinc.....	9
II.3- Le plomb.....	10
II.4- Gisements de plomb en algerie.....	11
II.5- Gisement de zinc en algerie.....	11
II.6- Notion sur la métallurgie de plomb et du zinc.....	14

#### **• CHAPITRE .III:**

##### **Aspect économique du plomb et du zinc**

III.1- Usage du plomb et du zinc.....	16
III.2- Considérations économiques de commercialité.....	17

#### **• CHAPITRE .IV:**

##### **Aspect Théorique sur la concentration du minerai par flottation de flottation**

IV.1- Introduction.....	19
IV.2- Principe.....	19
IV.3- Description d'une cellule de flottation.....	21
IV.4- Flottation des minerais de plomb-zinc.....	21
IV.5- Les indices technologiques des procédés d'enrichissement.....	23
IV.6- Les réactifs de flottation.....	26
IV.7- Les différentes opérations de flottation.....	27

## PARTIE EXPERIMENTALE



### • CHAPITRE.V:

#### Identification de l'échantillon

V.1-Introduction.....	29
V.2-Préparation de l'échantillon.....	30
V.3-Caractérisation de l'échantillon.....	30
V.3.1-Analyse minéralogique.....	30
V.3.2-Analyse chimique du tout -venant.....	32
V.3.3-Analyse chimique des phases .....	32
V.3.4-Analyse spectrale.....	34
V.3.5-Analyse granulométrique .....	34
V.4-Evaluation des résultats .....	36

### • CONCLUSION..... 36

### • CHAPITRE.VI

#### Essais de flottation

##### INTRODUCTION..... 37

#### VI.1-Etude de broyabilité..... 37

##### VI.1.1-Résultats et interprétation..... 39

#### VI.2. Etude granulochimique..... 39

##### VI.2.1.Conclusion..... 42

#### VI.3.Cellule de flottation ..... 43 |

#### VI.4. Préparation de la pulpe ..... 43 |

#### VI.5. Réactifs utilisés..... 43

#### VI.6. Description de l'essai de flottation..... 45

#### VI.7.Essais de flottation..... 47

### • A/ ESSAIS N=°1..... 48

#### A.1-Interprétation des résultats..... 53

#### A.2Conclusion..... 58

### • B/ESSAIS N=°2..... 54

#### B.1-Interprétation des résultats..... 59

#### B.2Conclusion..... 59

### • C/ESSAIS N=°3..... 60

#### C.1.Itérprétation des résultats..... 65

#### C.2.Conclusion..... 65

#### VI.8.Analyse chimique des phases des stériles..... 66

#### VI.8.1.CONCLUSION..... 67

### CONCLUSION GENERALE ET RECOMMANDATION:..... 68

### ANNEXE.1..... 70

### ANNEXE.2..... 75

### \*BIBLIOGRAPHIE\*

# **\*INTRODUCTION\***



Le minerai de "BOUKHDEMA" fait partie des gisements sulfurés oxydés qui se trouvent dans le nord du pays, dont la minéralisation complexe pose des problèmes de traitement.

Nous avons entrepris dans ce travail une étude de traitement des minerais complexes, à partir d'un échantillon provenant du gisement de BOUKHDEMA.

Quant à la flottation, son importance majeure est démontrée dans l'industrie minière, elle a contribué au développement de la production de matières premières, à partir des ressources présentant de très faibles teneurs.

On peut dire, sans exagérer, que sans la flottation, notre civilisation industrielle devrait payer beaucoup plus chère une très grande partie des matériaux comme le cuivre, le zinc, le plomb, ...etc.

Notre thème comporte un procédé de flottation sélective du minerai polymétallique (Pb, Zn, ...) à prédominance en zinc, il y a optimisation de quelques paramètres technologiques, permettant d'aboutir à l'établissement d'un schéma technologique "flow-sheet".

La flottation des minerais est de nos jours la méthode la plus utilisée, notamment pour les minerais pauvres en plomb et en zinc, nous obtenons des produits "concentrés" dont la qualité est supérieure à celles de minerais primaires. ce qui, explique en quelque sorte que nous nous soyons proposés d'entreprendre une étude d'orientation, portant sur l'enrichissement d'un minerai polymétallique du Pb et du Zn de gisement de "BOUKHDEMA".

**PARTIE THEORIQUE:**

# **CHAPITRE I**

## **GISEMENT DE BOUKHDEMA**

## **I-1 INTRODUCTION : [ 10 ]**

Le gisement de "Guergour" fait partie intégrante des gisements calaminaires du groupe, se situant dans la région du " Guergour " ; Il sont connus depuis l'époque romaine, et ont fait l'objet de travaux de recherches, puis d'exploitation à la fin du siècle dernier.

Les mines appartenant au groupe du "Guergour" FIG I-1 sont les suivantes:

1. Mine de zinc et plomb du gisement de " Boukhdéma " ;
2. Mine de zinc et plomb du gisement " d'Ain Sedjera " ;
3. Mine de zinc et plomb du gisement " d'Ain Roua " ;
4. Mine de zinc et plomb du gisement de " Kef Semmali " ;
5. Mine de zinc et plomb du gisement de Guergour ;
6. Mine de zinc et plomb du gisement " d'Ain Hamra " Djebel anini ;
7. Mine de fer du " Djebel Anini " .

Notre étude concerne seulement le gisement de zinc et le plomb de " Boukhdéma " .

## **I-2 SITUATION GEOGRAPHIQUE : [ 13 ]**

Les mines du groupe de " Guergour " sont situées sur le territoire des communes d'Ain Roua et du Guergour. Dans les massifs du Djebel Taffat et du Djebel Anini. À l'ouest à la chaîne des bibans par une zone accidentée d'altitude plus faible située entre le village à l'Est et l'Oued Bousellam à l'Ouest. On se trouve dans les plateaux, et la région porte le nom de Boukdema.

Le gisement de Boukhdema se trouve à 3 Km environ (à vol d'oiseau) au sud-Ouest du village de Bougaà Wilaya de Setif. FIG I-2.

Les gares les plus proches sont Hammam et Tixter le port d'embarquement est celui de Béjaia.

## **I-3 APERCU GEOLOGIQUE : [13]**

### **I-3-1 GEOLOGIE DE LA REGION :**

Dans une certaine mesure, l'histoire géologique assez singulière des deux massifs du " Guergour-Anini " au sein de la chaîne des bibans, la localisation des concentrations métallifères se sont fixées surtout sur le zinc, à un degré moindre sur le plomb, et finalement un peu sur le cuivre.

### **I-3-2 GEOLOGIE DU GISEMENT :**

- **STRATIGRAPHIE** : La plus grande partie des indices des minéralisations de Zn-Pb-Cu se situe dans les couches supérieures d'une puissante assise dolomitique ( plus de 300 m), constituant deux plateaux, à savoir : celui de " Kef Gueref ", d'altitude proche de 975 m, et celui " d'El Maden ", d'altitude 1080 m.

Il existe en outre d'autres petits plateaux, correspondant à l'affleurement, de la surface des dolomies, dégagées par l'érosion des couches marneuses; l'assise dolomitique est probablement de type jurassique.

Le résumé de la colonne stratigraphique fait appel au:

- ◆ **Trias** : Cité pour mémoire argiles bariolées, gypse, roches diverses, n'intervenant pas dans la minéralisation principale, mais contenant des roches minéralisées (altachtones avec un peu d'hématite ).
- ◆ **Jurassique** : Plus précisément le lias, auquel s'attribue << la dolomie >> dite: << de Boukhdema >>.
- ◆ **Valanginien** : La base en était la dolomie précédente; Savornin montre que l'on peut raisonner autrement et attribuer: -/ au valanginien inférieur des grès dolomitiques et les marnes jaunâtres; -/ au valanginien supérieur des marnes grises à calcaires et marno-calcaires.

GROUPE DE GUERGOUR  
 CARTE DES COMMUNICATIONS  
 1 : 200 000

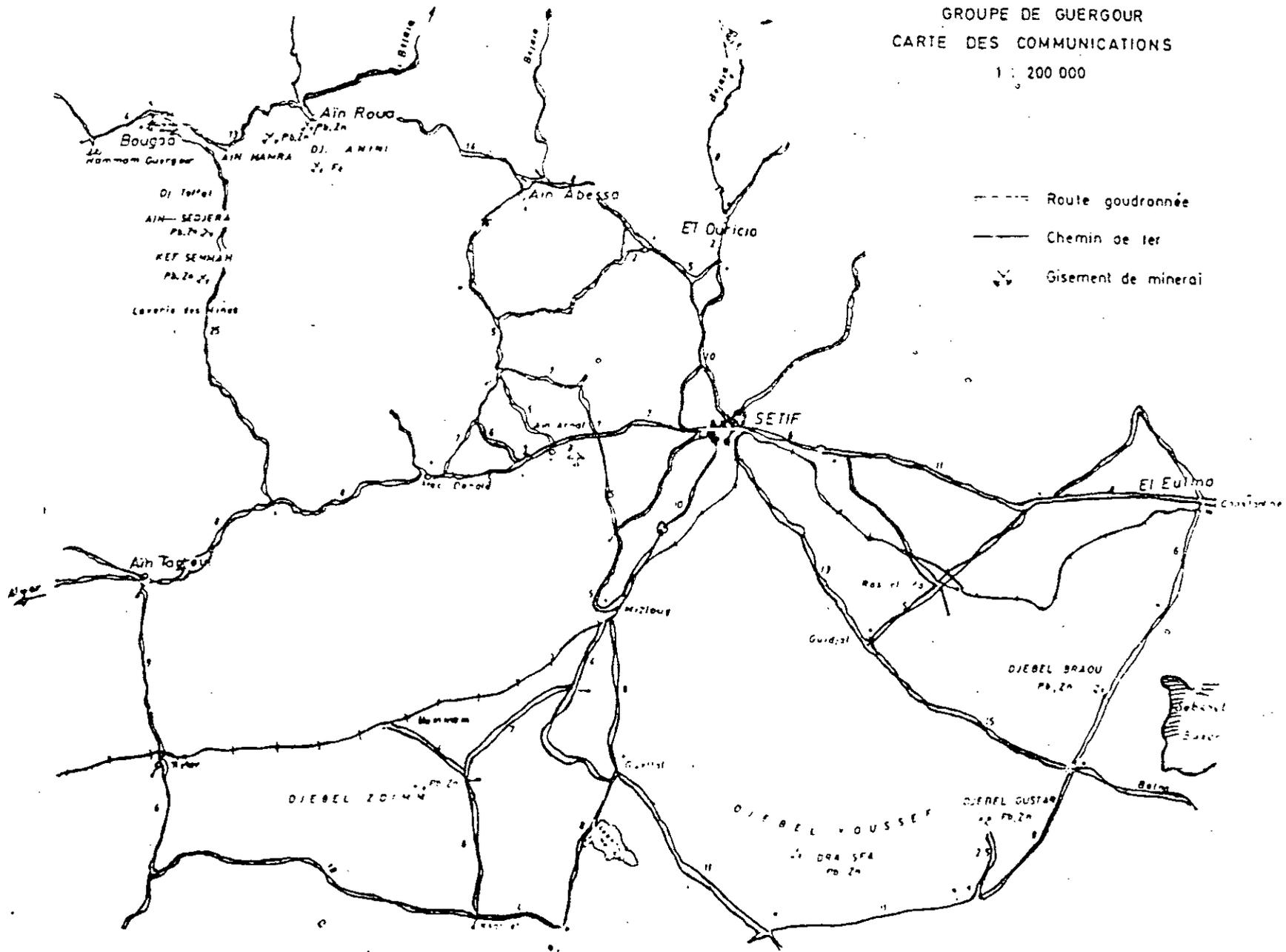
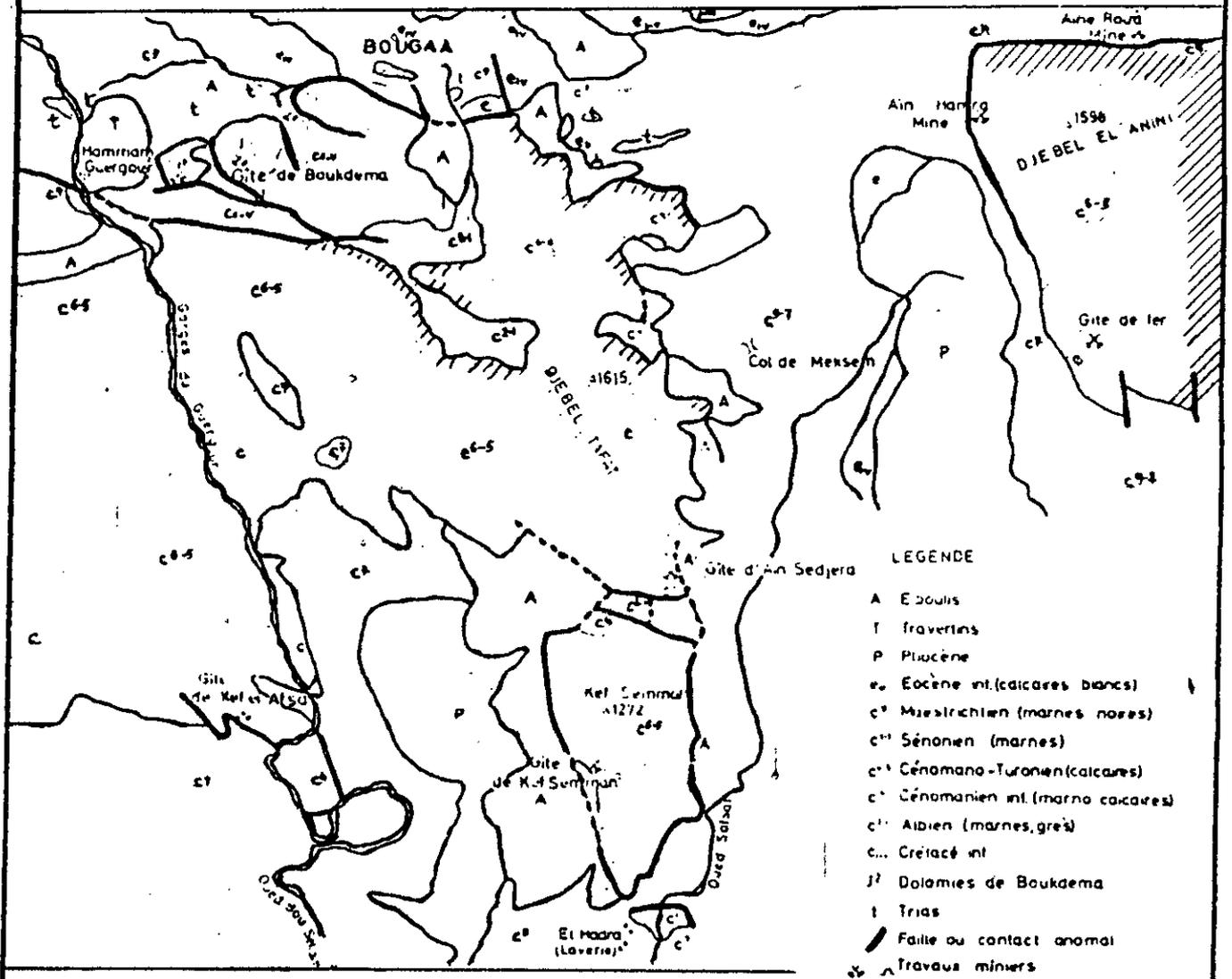


FIG 1-1

PUDIS - SERVICE GEOLOGIQUE, 1910.

GROUPE DE GUERGOUR  
 ESQUISSE GEOLOGIQUE  
 1:50 000



° D'après J. Glaçon et J. Savornin

RUDIS - SERVICE GEOLOGIQUE, 1970

FIG 2

- ◆ **L'Hautérien** : alternance régulière de marnes grises schistoides et marno-calcaires (érosion en gradins).
- ◆ **Barrémien** : Il existe ; sa limite avec l' étage précédent est fixée un peu arbitrairement, marnes à patine brune, calcaire lenticulaire Zoogène, grés, très rares, marno-calcaires.
- ◆ **A l'Aptien** : Il contient beaucoup moins de marnes schistoides, plus des calcaires et de marno-calcaires en dalles ( au sommet ).
- ◆ **A l'Albien** : Les grés dominant à la base, au sommet on trouve des marnes noires épaisses.
- ◆ **Vraconien** : Contient des calcaires marneux en petits bancs passant brusquement.

### **I-3 TECTONIQUE : [13]**

A Boukhdema, l'intervention de la tectonique <<différentielle>> rend difficile une interprétation exacte des rapports entre la dolomie jurassique et les couches de base de crétacé inférieur; en certains points ( el Maden Sud ), elle est bien visible. Sur une surface dolomique bosselée ( basses de 0,30 à 1 mètre ). Ailleurs les grés ou shales semblent être soudés sur les bancs dolomitiques.

### **I-4 LES GITES DE BOUKHDEMA : [13]**

La minéralisation compte des éléments intéressants: Pb, Zn, Cu, Fe, Ba. Cependant elle ne s'observe pas partout dans la région de Ain Roua et de Boukhdema, elle est, en gros localisée, dans certains niveaux de la série stratigraphique. Ce sont de bas en haut:

- La dolomie jurassique: Kef Gueref, el Maden ( Boukhdema ) Kef Krenoussa. C'est le niveau minéralisé le plus important et le mieux étudié .
- Les calcaires otiens: gîte dit de tafrent ( au sud S-E de Ain Roua).

## **I-5 LA MINERALISATION PLOMBO-ZINCIFERE DE BOUKHDEMA : [13]**

A l'aide de nombreuses observations, il a été possible d'interpréter la succession des événements, qui se sont produits dans les dolomies de Boukhedema, si on se réfère à la figure 3, incluant des minéraux tels que le quartz, le talc, la blende, la galène, considérés comme des constituants épigénétiques, en partie et normaux de roche.

De l'examen détaillé des rapports entre les minerais ( blende surtout ) et les différents types de dolomite:

Type 1: Dolomie grise ou noire à grain fin ( < 0,3 mm ).

Type 2: dolomie grise claire à grain moyen ( 0,30 à 0,8 mm ).

Type 3: Dolomie blanche à gros grain ( 1 mm et plus jusqu'à 3 ou 4 mm ).

- La taille des cristaux de blende varie avec la taille des cristaux de dolomite encaissante.

- Comme pour la dolomite dans <sup>les</sup> géodes, l'accroissement de taille est centripète. Ceci est valable aussi pour la pyrite, dispersée en petits grains dans la matière interstitielle des dolomies de types 1 ou 2.

Le point de départ de l'évolution est constitué soit par une dolomie syngénétique ( quand même très réduite et douteuse; cela pourrait- être une dolomie diagénétique, car les cristaux sont assez gros et mal lités ), soit en majorité par un calcaire Dolitique, il y a tout lieu de supposer une dolomitisation précoce diagénétique, de celui-ci les sulfures, la silice commencent à apparaître ensuite, probablement d'origine sédimentaire. Mais à partir de là, il y a formation de talc, sphalérite, galène, pyrite chalcopirite et quartz  
FIG I-3.

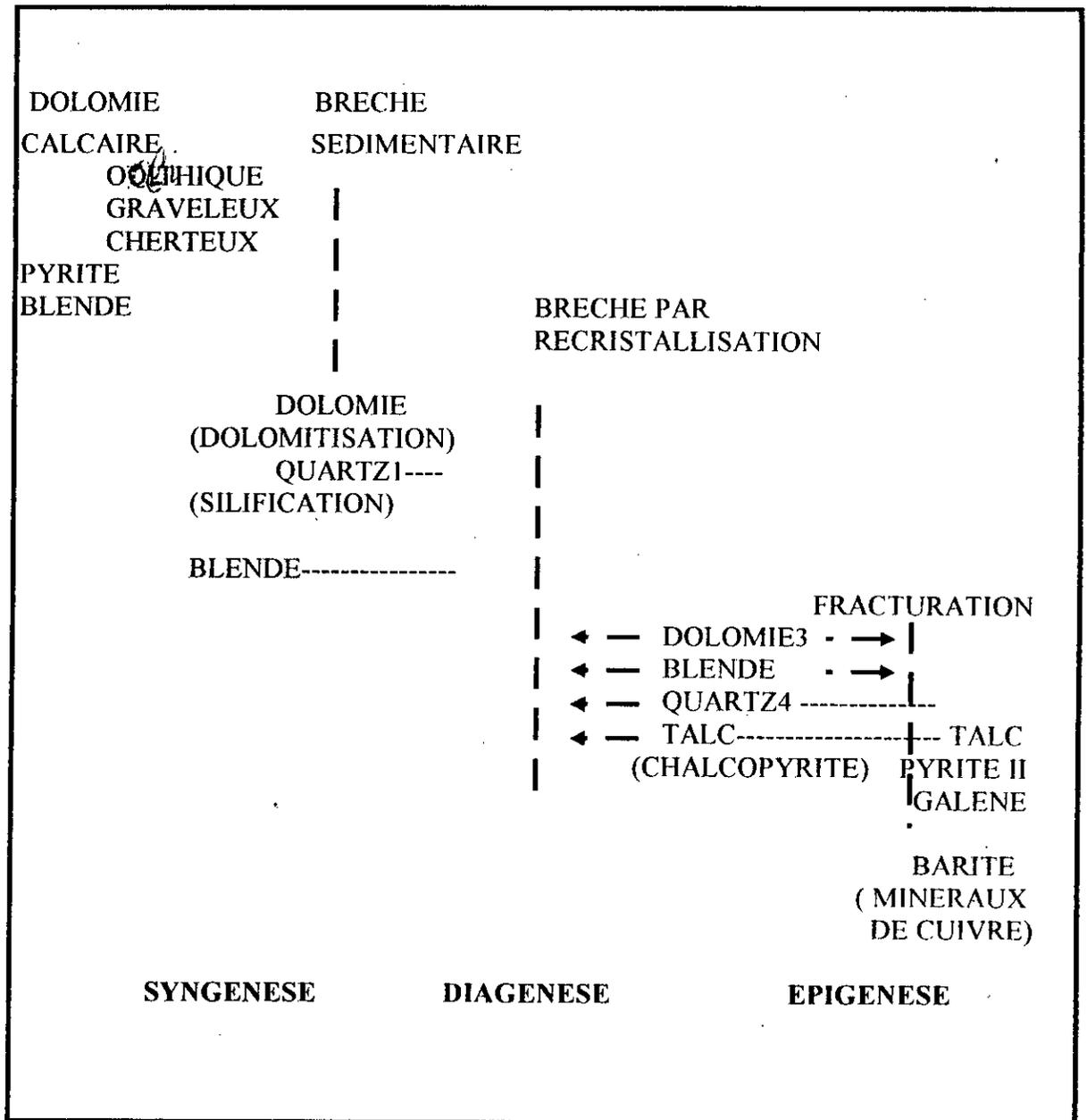


FIG 13 Evolution des dolomies minéralisées de Boukhdéma

## **CHAPITRE II**

### **GENERALITES**

## II-1 INTRODUCTION :

Au cours du XX<sup>e</sup> Siècle les besoins en métaux ne sont fortement accrus. Le plomb et le Zinc ont été et demeurent très recherchés. dès les premiers temps, on se précipita d'abord sur les minerais à forte teneur; puis peu à peu on s'orienta vers les gisements à minéralisation diffuse. Le minerai de ces mines, à l'extraction, a rarement une teneur suffisante pour être utilisé directement. Un enrichissement préalable est nécessaire avant le traitement chimique ou métallurgique.

## II-2 LE ZINC :

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

Les principaux Minéraux Concernés sont les suivants :

Minerai	Formule Chimique	Teneur en Zinc %	Densité en Kg/m <sup>3</sup>
Blende	Zn S	67,1	3500 - 4500
Smithsonite	Zn CO <sub>3</sub>	59,5	3580 - 3800
Calminé	Zn <sub>4</sub> (Si <sub>2</sub> O <sub>7</sub> )(OH) H <sub>2</sub> O	54,2	3400 - 3500
Hydrozincate	Zn <sub>5</sub> (CO <sub>3</sub> )(OH) <sub>6</sub>	59,5	3580 - 3800

• Tableau II-2 : Principaux minéraux du Zinc

### • Enrichissement :

L'enrichissement a pour but de séparer de la gangue d'une part un concentré de zinc, d'autre part Des concentrés de plomb , voir de cuivre, et même de pyrite. Cela se fait par voie physique. dans une première opération, le broyage du minerai doit être suffisamment poussé pour libérer les particules métallifères unitaires du stérile. Cette maille de libération se situe en moyenne entre 100 et 200 µm.

Dans un second temps, la séparation des différents minéraux utiles se fait par flottation, en mettant profit la relativement faible mouillabilité de surface des sulfures: lors du pulpage, par un conditionnement adapté, on agit sélectivement sur cette mouillabilité grâce à des additifs organiques et minéraux ( Xanthate, huile de pin, oleine, sulfate de zinc, sulfate de cuivre, etc),et, en ajustant le ph, les particules métallifères d'une même espèce sont ainsi rendues successivement hydrophobes.

• **II-3 LE PLOMB :**

C'est un métal non ferreux, lourd, plastique, tendre; c'est l'un des premiers métaux utilisés par l'humanité.

Ses propriétés physiques et chimiques, sa malléabilité et sa résistance à la corrosion étaient déjà connues parmi les civilisations les plus anciennes.

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.

Les principaux minéraux du plomb et leurs caractéristiques sont reportés dans le tableau suivant:

Minerai	Formule Chimique	Teneur en Plomb %	Densité en Kg m3
Galène	Pbs	86,6	7400 - 7600
Cérusite	Pb CO <sub>3</sub>	77,50	6400 - 6600
Anglissite	Pb SO <sub>4</sub>	68,3	6100 - 6400
Voulphénite	Pb Mg O <sub>4</sub>	55,8	6300 - 7000

**Tableau II-3: Principaux minéraux du Plomb**

## **CONCENTRATION DES MINERAIS :**

Les minerais tout-venant extraits de la mine, ont une teneur en plomb variant entre 1 et 12 % environ.

Ils doivent être enrichis de façon à éliminer la gangue stérile et à obtenir des concentrés enrichis le plus possible en minéraux porteurs de plomb.

Quant les minéraux sont plus fins ( $< 200 \mu\text{n}$ ). Ce qui est le cas le plus général. on a recours à la flottation, procédé utilisant les propriétés superficielles.

## **II-4 GISEMENT DE PLOMB EN ALGERIE :**

Se sont ceux d'EL-Abed, de Sidi-Kamber, D'Oued-Bibi, de Ghar Rouban, de Mesloul, de l'Ouarsenis d'Oued, Macadjet, d'Ain-Kahla, de Bou-Jaber, de Guerguour, de Bou-taleb, de Sakamody, d'Oued oudina, de Kherzet Youcef, d'Oued Amizour.

## **II-5 GISEMENT DE ZINC EN ALGERIE :**

Ce sont ceux d'El-Abed, de Sidi-Kamber, d'Oued-Bibi, de Ghar-Rouban, de Boukhdema, d'Oued-Meradjet, de Guergour, de Boutaleb, de l'Ouarsenis d'Ain-Kahla, d'Oued amizour, de Chabat-el-Hamra.

<b>Usine De Concentration de minerais polymétalliques ( Zn, Pb,...)</b>	<b>EL ABED</b>	<b>CHABET EL HAMRA</b>
<b>Production de Concentrés de zinc (t)</b>		
-année 1990	7985	-----
-année 1991	7903	-----
-année 1992	7488	-----
-année 1993	6801	-----
-année 1994	4606	1013
-année 1995	5734	1440
<b>Commercialisation de Concentrés de zinc (t)</b>		
-année 1990	7978	-----
-année 1991	4726	-----
-année 1992	6565	-----
-année 1993	7793	-----
-année 1994	4069	870
-année 1995	4258	1667

**TABLEAU II.1 Production et Commercialisation de concentré de Zinc  
( Tonnes/an )  
( Années 1990 à 1995 ) ( Entreprise ENOF )**

<b>Usine De Concentration de minerais polymélliques ( Zn, Pb,...)</b>	<b>EL ABED</b>	<b>CHABET EL HAMRA</b>
<b>Production de Concentrés de plomb (t)</b>		
-année 1990	1912	-----
-année 1991	1880	-----
-année 1992	1507	-----
-année 1993	1538	-----
-année 1994	988	115
-année 1995	1393	-----
<b>Commercialisation de Concentrés de plomb (t)</b>		
-année 1990	2005	-----
-année 1991	1645	-----
-année 1992	1603	-----
-année 1993	358	-----
-année 1994	278	-----
-année 1995	1068	-----

**TABLEAU II.2: Production et commercialisation de conçentre de plomb  
(tonne/an) (Année 1990-1995) -Entreprise ENOF )**

## II-6 NOTION SUR LE METALLURGIE DU PLOMB ET DU ZINC :

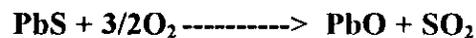
Le minerai de Zinc (blende) et celui de plomb (galène) enrichis sont ensuite acheminés, vers la métallurgie, afin de récupérer les métaux (Zn, Pb) purs.

### 1- Métallurgie du Plomb :

La galène est traitée par deux méthodes :

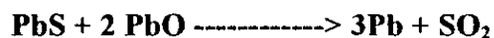
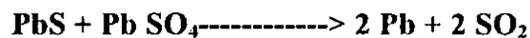
#### a)- Grillage total et réduction :

Le minerai pulvérisé défilant au dessus de chalumeaux à flamme fortement oxydante, subit un grillage total.



Melangé ensuite à du coke, le produit du grillage est traité à  $T=700\text{C}$  par un courant d'air violent.

La réduction se fait selon les réactions suivantes :



#### b) - Grillage Partiel et Réaction :

Le procédé est appliqué aux galènes riches et peu siliceuses. Il s'agit d'oxyder partiellement la Galène à  $T=600^\circ\text{C}$ , selon la réaction suivante:



Cette réaction exothermique , élève la température jusqu'à  $900^\circ\text{C}$  on arrête l'arrivée d'air et le sulfure non grillé réagit alors avec l'oxyde pour donner:

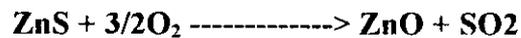


## 2 - METALLURGIE DU ZINC :

Le Zinc est extrait du minerai par deux procédés nettement différents l'un de l'autre.

### a) - VOIE SECHE :

La blende (Znc) subie un grillage à  $T=900^\circ \text{C}$  selon la réaction suivante:



Entre  $1000^\circ \text{C}$  et  $1250^\circ \text{C}$  et par l'action réductrice du carbone, on aura le formation du Zn (point d'ébullition  $907^\circ \text{C}$ ).



### b) - VOIE HUMIDE :

Opérés grillage de sulfure, l'oxyde est attaqué par l'acide sulfurique, il réagit selon la réaction suivante :



La solution obtenue est soumise à l'électrolyse avec des anodes en plomb et cathodes en aluminium.

Le Zinc qui se dépose à la cathode est plus pur que celui du premier procédé, mais son prix de revient est plus élevé en raison de la consommation énergétique.

## **CHAPITRE III**

### **ASPECT ECONOMIQUE DU PLOMB ET DU ZINC**

### **III -1 USAGE DU PLOMB ET DU ZINC : [1], [4], [17], [19]**

- **A. LE ZINC**: Il détient la troisième place mondiale après le cuivre et l'aluminium.

Sa principale qualité réside en sa haute stabilité à l'encontre de la corrosion et sa résistance aux agents atmosphériques. Il est malléable et peut être laminé en feuilles minces. Il s'extrait facilement des solutions de cadmium, de cobalt, de cuivre, d'Argent et d'autres métaux non ferreux plus électropositifs. Cette qualité est utilisée pour purifier les solutions et précipiter les métaux par de la poudre de Zinc.

La galvanisation de fils de fer est très développée, le Zingage de feuilles et de tuyauteries et d'autres produits sont très utilisés.

Le Zingage consomme près de 40% de la production mondiale de Zinc.

Son usage principal concerne les alliages: Les laitons, les alliages Zn-Co, les bronzes, les mailles shorts à faible teneur en Zn.

L'oxyde de Zinc est le matériel principaux de préparation de blancs de peintures et d' émaïls.

On le consomme pour la production du caoutchouc, de la cellulose, de plastique, de linoléum, de matériaux de ponçage.

Le Zinc est utilisé pour la préparation de batteries galvaniques; en métallurgie, on l'utilise pour la cémentation, la métallothermie, la purification de solutions, le coût peu élevé de ce métal en fait un élément indispensable.

**B - LE PLOMB** : L'intérêt industriel que l'on porte au plomb est conditionné par ses propriétés physiques et chimiques. Parmi elles on peut citer sa malléabilité (ductibilité), sa mollesse, un grand poids spécifique, une stabilité chimique élevée et la faculté de fournir avec d'autres métaux non ferreux une série d'alliages coûteux. Son utilisation industrielle porte sur les domaines de l'électrotechnique, citons la production de câbles, recouverts d'une enveloppe stable contre la corrosion, en chimie et en métallurgie non

ferreuse, le plomb est utilisé comme garniture anticorrosive chimiquement pour la protection de la peinture, la présence de plomb se manifeste dans le litharge, le minimum, le ceruse (blanc de plomb).

### **III-2 CONSIDERATIONS ECONOMIQUES DE COMMERCIALITE :**

Elle prennent en considération les points suivants pour mener à bien une étude de marché , à savoir :

#### **A - TENEURS DU TOUT-VENANT ET DU CONCENTRE EN ZINC ET EN PLOMB :**

On exploite généralement des minerais de Zinc, présentant des teneurs de coupure variant entre 8 à 20%; cependant, on peut atteindre une teneur de 3% dans certains cas, et selon la conjoncture du marché, On peut exploiter exceptionnellement des minerais présentant une teneur très élevée dans les amas calaminaires.

Pour ce qui à trait au produit marchand, soit le concentré de Zinc, les teneurs commerciales doivent répondre à certaines normes de standardisation, elles varient en général de 45 à 55% et parfois même à 60% de Zinc métal dans le concentré marchand.

Concernant le minerais de plomb, les teneurs d'exploitation sont similaires à celles du Zinc; quant aux teneurs commerciales de plomb métallifère, elles sont de l'ordre de 55 à 80%.

#### **B - LES IMPURETES ET D'AUTRES SUBSTANCES VALORISABLES :**

La présence d'impuretés ou d'autres substances valorisables dans le concentré marchand doit répondre certaines règles de commercialité, se traduisant respectivement par des pénalités ou par des bonifications en matière de coût.

On peut remarquer dans les concentrés marchands de Zinc la présence de certains éléments valorisables justifiant une qualité supérieure. Les substances sujettes à des bonifications qui sont : l'Or, l'Argent, le Cuivre, le Cadmium et éventuellement le plomb, et autres.

### **C- ETABLISSEMENT DU PRIX DE VENTE :**

**\* Pour le concentré de Zinc, le prix du concentré est librement débattu entre fondeurs et mineurs; Suivant les variations du cours du métal, formule d'achat est la suivante:**

$$V = 0,85 PT - F$$

**Ou 0,85 : Coefficient traduisant le rendement de l'opération métallurgique;**

**P : Cours du Zinc du minerai;**

**T : Teneur de fusion**

**F. : Frais de fusion**

**\* Pour le concentré de plomb, la formule d'achat des minerais est la suivante:**

$$V = 0,95 PT - F$$

**Les Coefficients et les paramètres sont similaires à ceux du Zinc.**

**A titre d'exemple, et, pour le cas particulier nous intéressant, le tableau III.I.**

**TABLEAU .III.1 :Evolution des cours des concentré de zinc et de plomb en algerie**

**\*ENOF: 1987-1996 \***

<b>PERIODE</b>	<b>CONCENTRE DE ZINC (COURS) DA /TONNE</b>	<b>CONCENTRE DE PLOMB(COURS)DA/T</b>
1987	2100	800
1988	2700	2100
1989	3750	2000
1990	4000	2934
1991	7000	4800
1992	8860	4800
1993	8700	4800
1994	8700	5800
1995	11200	8000
1996	13500	10000

**Comme nous le remarquons, les cours sont difficilement maitrisables dans le temps car intimement liés à la valeur réelle de notre monnaie.**

## **CHAPITRE IV**

### **THEORIE DE FLOTTATION**

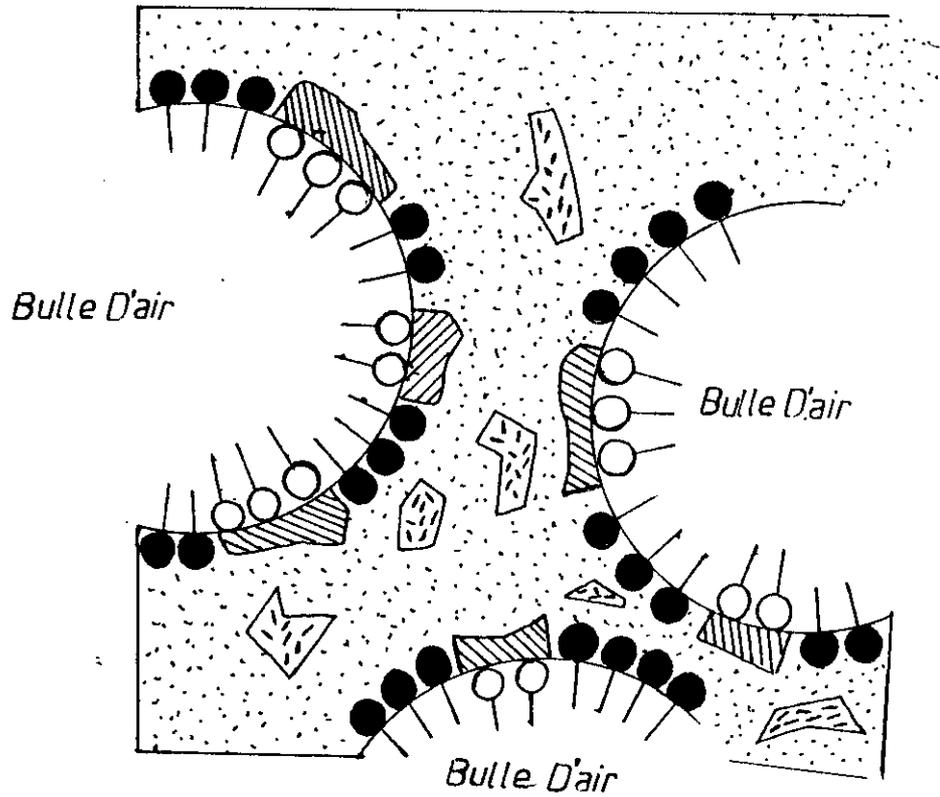
## **IV- INTRODUCTION :**

**La flottation est l'un des principaux procédés d'enrichissement d'un ou plusieurs minéraux utiles.**

**Il existe dans le monde des milliers de laveries, qui traitent par flottation des minerais ferreux, non ferreux et rares, des minerais de phosphates, des sulfures, du feldspath, de la fluorine ...etc. Pour de nombreux minerais, particulièrement pour les minerais rares et non-ferreux, il n'existe guère d'autres procédés d'enrichissement que la flottation, basée sur la différence des propriétés physico-chimiques de surfaces des minéraux, et plus précisément la différence de leurs énergies superficielles libres.**

### **IV-2 PRINCIPE :**

**Le processus consiste, à mettre en suspension dans une solution de réactifs, le minerai préalablement concassé et broyé. Cette suspension, appelée pulpe, représente un système dispersé hétérogène, comportant trois phases (Solide, Liquide, Gaz). Sous l'action des collecteurs, la surface d'un ou plusieurs minéraux s'hydrophobise, ce qui leur permet de se fixer à des bulles d'air, que l'on introduit préalablement dans la pulpe. De cette manière, les minéraux flottent sous forme de mousse (FIG. IV.2). Cette mousse, riche en minéraux flottés, est appelée "Concentré"; les autres éléments, en général de la roche, restent en suspension dans la pulpe, portant le nom de "Gangue".**



-  - Particules De minerai
-  - Ion De Collecteur
-  - Molécule De moussant
-  - Eau
-  - Particule De Gangue

FIG.02 - Schema D'une Ecume  
- De Flottation -

### IV-3 DESCRIPTION D'UNE CELLULE DE FLOTTATION :

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

- Un agitateur souvent constitué d'un rotor et d'un stator ;
- Un dispositif, permettant d'introduire de l'air dans la cellule au moyen d'un diaphragme, d'un diffuseur (assez rare) ou l'utilisation de l'axe creux de l'agitateur.
- Un très grand nombre de cellules sont munies d'un système d'auto-aération, utilisant le vide partiel créé par la cavitation dans la zone du rotor.

Les machines utilisées industriellement sont illustrées par la figure suivante

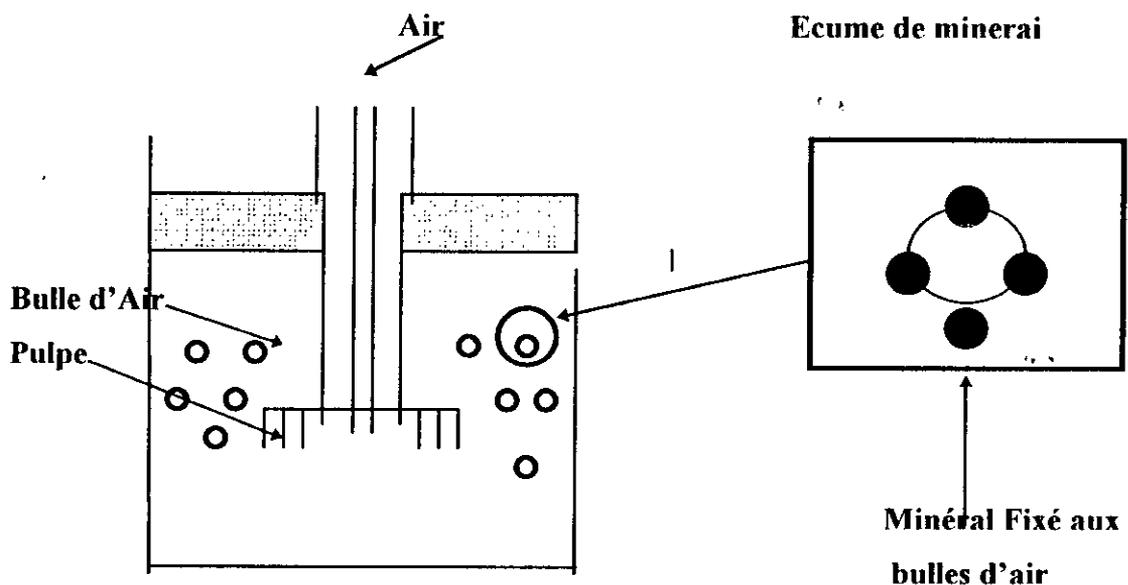


FIG. IV.3 : PRINCIPE DE FONCTIONNEMENT D'UNE CELLULE DE FLOTTATION.

### IV 4- FLOTTATION DES MINERAIS DE PLOMB-ZINC

Dans le plupart des usines d'enrichissement des minerais de plomb-zinc, on utilise le schéma de flottation sélective d'après lequel, on flottera d'abord les minéraux

de plomb, tout en déprimant la sphalérite, et puis après l'activation de la sphalérite par le sulfate de cuivre; cela permet à l'éthylxanthate d'agir sur la sphalérite; On réalise la flottation du Zinc pour obtenir un concentré riche en Zinc.

On augmente l'alcalinité, de la pulpe, tout en ajoutant de la chaux, qui déprime le pyrite, si la teneur pyrite dans les minerais de plomb-zinc est considérable, on flotte le concentré de pyrite des stériles de la flottation de zinc.

Le schéma de flottation collective sélective des minerais de plomb-zinc, avec la séparation postérieure du concentré collectif de plomb-zinc, est réemment appliqué, car la sphalérite activée et flottée est mal déprimée par les agents appliqués. Au vu de cet aspect, il y a un ajout d'une opération de désorption du collecteur avant flottation sélective.

La finesse de broyage des minerais de plomb-zinc avant la flottation peut-être déterminée par le caractère de la dissémination des minéraux sulfureux et oxydés, ainsi que par le schéma de flottation appliqué. En tout cas, les schémas en étage indiquent de meilleurs résultats lors du schéma de flottation collective-sélective, on doit effectuer souvent de rebroyage du concentré collectif avant la séparation. Pour augmenter les indices technologiques d'enrichissement, et particulièrement la qualité des concentrés de flottation principale de plomb et de zinc, ou bien des produits semi-finis de ces cycles.

D'après le schéma de flottation collective, on soumet les concentrés collectifs avant leur séparation à une opération de désorption du collecteur par le sulfure de sodium.

Pour cela, on épaissit le concentré collectif jusqu'à la densité 60-65% en solide, on l'agite avec le sulfure de sodium.

Après le rebroyage, on ajoute les déprimants de la sphalérite et on flotte la galénite.

Après la flottation des minéraux de plomb on active la sphalérite par le vitriol bleu dans le milieu de la chaux pour la dépression de la pyrite et on flotte la sphalérite. Après l'extraction des minéraux de plomb et de zinc on effectue la flottation de pyrite si la teneur en soufre de pyrite dans le minerai de plomb-zinc est considérable pour cela, on diminue l'alcalinité du milieu jusqu'au neutre et on ajoute le collecteur et le moussant.

En qualité de collecteur lors de la flottation des minerais de plomb-zinc sulfureux, on utilise largement les xanthales butylique et thylque, ou bien leur

mélange. Lors de la flottation des minerais, contenant des minéraux oxydés de plomb difficilement flottables, on utilise de l'aéro-promoteur 404, et parfois de l'aéroflot 242, qui améliore la sélection des minéraux de zinc faiblement activées.

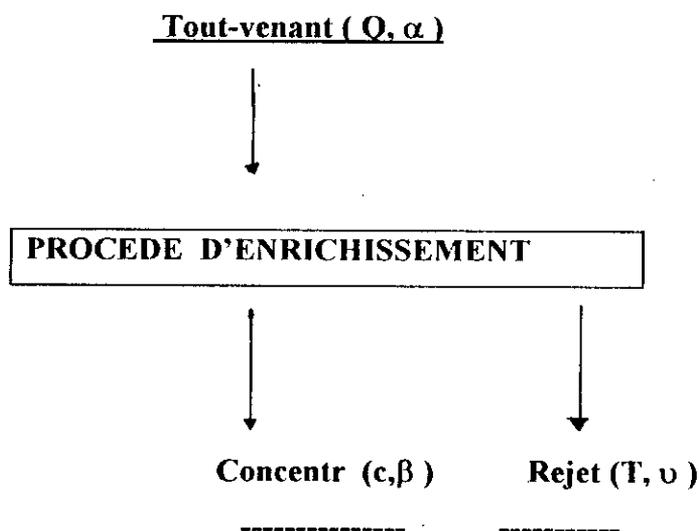
Presque 50% des minerais de plomb-zinc extraits se flottent, avec la valeur naturelle du PH; L'autre partie de minerais le plomb-zinc extrait est flottée, comme de règle dans le milieu alcalin avec PH de 8,6 à 11 en qualité de régulateur du milieu. On utilise la chaux ou bien de la sande.

Le concentré de plomb obtenu contient de 65 à 72 % de plomb avec un degré d'extraction de plomb de 88 à 95 %.

Le concentré de zinc obtenu contient de 51 à 55% de zinc, avec un degré d'extraction de 80 à 90 %.

#### IV-5 LES INDICES TECHNOLOGIQUES DES PROCÉDES D'ENRICHISSEMENT :

La qualité d'un minerai brut dans le concentré, dans le produit intermédiaire, ou dans le résidu est caractérisée par le pourcentage des métaux désignés par les lettres grecques:  $\alpha$ ,  $\beta$ ,  $\nu$



- Q : Poids d'alimentation en t/h
- C : " du concentré en t/h
- T : " du résidu en t/h
- $\alpha$  : Teneur en metal dans le tout-venant en %

$\beta$  : " " " " le concentré en %

$\nu$  : " " " " le résidu en %

• **1er Indice : Rendement des produits :**

$\sigma_c$  : Rendement de concentré

$\sigma_r$  : Rendement de Résidus

Le rendement c'est le rapport du poids de n'importe quel produits (C,T) par rapport au poids du tout-venant.

$$\sigma_c = C/Q \cdot 100 \quad \text{-----(1)}$$

$$\sigma_r = T/Q \cdot 100 \quad \text{-----(2)}$$

$$Q = C + T \quad \text{-----(3) est appelé bilan des matériaux.}$$

$$Q \cdot \alpha / 100 = C \cdot \beta / 100 + T \cdot \nu / 100$$

$$Q \cdot \alpha = C \beta + T \nu \quad \text{-----(4) est appelé le bilan métal.}$$

On peut écrire donc :

$$C = Q - T \text{ ou } T = Q - C$$

$$\{ Q \cdot \alpha = C \beta + (Q - C) \nu \quad \text{-----(5)}$$

$$\{ Q \cdot \alpha = (Q - T) \beta + T \nu \quad \text{-----(6)}$$

D'après (5) et (6), on trouve finalement :

$$\sigma_c = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu} \cdot 100 \quad \text{-----(7) \quad } \sigma_r = \frac{\beta - \alpha}{\beta - \nu} \cdot 100 \quad \text{-----(8)}$$

• **2me Indice  $\epsilon$  : le degré d'extraction (Récupération)**

C'est l'extraction du metal ou de l'élément chimique dans le produit d'enrichissement a son poids dans le minerai brut exprime en %.

$$\epsilon_c = \frac{C_\beta / 100}{Q_\alpha / 100} \cdot 100 = \frac{C_\beta}{Q_\alpha} \cdot 100$$

$$\epsilon_r = \frac{T_\nu / 100}{Q_\alpha / 100} \cdot 100 = \frac{T_\nu}{Q_\alpha} \cdot 100$$

D'ou

\*  $\epsilon_c = \sigma_c \cdot \beta / \alpha$  -----(9)

\*  $\epsilon_r = \sigma_r \cdot \nu / \alpha$  -----(10)

• **3ème Indice K : Le degré de concentration**

$K = \beta / \alpha$  -----(11)

c'est le rapport de la teneur en composant utile du concentré à la teneur dans le tout-venant

**4ème Indice E : L'efficacité d'enrichissement**

\*  $E = \frac{\xi_c - \sigma_c}{\alpha}$  -----(12)

1 -  $\frac{\text{B Moyen}}$

**Exemple: Moyen de cuivre dans chalcoppyrite**

$B M (Cu) = \frac{Cu}{Cu FeS_2} = \frac{64}{64+56+2*32} \cdot 100$

$B M (Cu) = 34\%$

• 5ème Indice R : Le degré de Réduction

$$R = Q/C \text{ -----(13)}$$

C'est le rapport du poids du minerai initial Q au poids du concentré obtenu.

<sup>1</sup>Les Réactifs de Flottation :

La gamme de réactifs de flottation compte plusieurs centaines de dénominations; on peut regrouper tous les réactifs employés pour la flottation en deux classes:

\* Les Réactifs de flottation, contactant directement la surface des minéraux.

\* Les réactifs de flottation agissant sur la surface de séparation " gaz- liquide).

Les réactifs de flottation de la première classe se divisent en 4 groupes:

1 - Les Collecteurs : Sont les substances organiques qui se fixent à la surface de certains minéraux, tout en augmentant leur flottabilité (Tableau V.6 Voir annexe 1)

2 - Les dépriants : Ce sont des réactifs qui diminuent la flottabilité de ces minéraux, dont l'extraction est indésirable dans le produit de mousse.

3 - Les activateurs : Les activateurs contribuent à une meilleure fixation du collecteur sur la surface des minéraux à activer; ces réactifs altèrent la nature chimique des surfaces du minéral, de manière à le rendre hydrophobe avec l'addition des collecteurs, ce sont en général des sels solubles, qui s'ionisent dans la solution.

. Par exemple :

La flottation de sphalérite, qui est activée par le sulfate de cuivre; L'activation est due à la formation de molécules de cuivre (Sulfuré) à la surface du mi



Le sulfate de cuivre, déposé ainsi sur la surface du minéral, réagit avec le Xanthale pour former un Xanthate de cuivre, insoluble, qui rendra ainsi la surface de sphalérite hydrophobique.

#### **4 - Les Régulateurs du milieu :**

Les régulateurs modifient la composition ionique de la pulpe, se caractérisant par une valeur d'alcalinité ou d'acidité.

La concentration des ions de l'hydrogène influe sur la mouillabilité des particules minérales, et sur la capacité de leur fixation sur les bulles d'air.

La stabilité de plusieurs agents, et, l'efficacité de leur action dépendent aussi du " P H " de la pulpe; La concentration des ions d'hydrogène influe sur la formation de la mousse et sur la taille et la stabilité des bulles d'air.

On utilise, comme régulateur de milieu, les acides et les alcalins minéraux, le plus souvent la chaux et le carbonate de soude; Le milieu acide est créé par l'acide sulfurique.

Les réactifs de flottation de deuxième classe sont les moussants. Ils favorisent la dispersion de l'air et augmentent la solidité de la mousse.

En ce qui concerne la flottation des minéraux sulfurés, il est très pratique d'utiliser deux moussants en plus d'un collecteur. Un moussant permet de conférer des propriétés physiques adéquates à l'écume.

Un second moussant interagit avec les collecteurs pour contrôler la dynamique du processus de flottation.

On utilise le plus souvent l'huile de pin.

#### **IV-7 Les différentes opérations de flottation :**

Dans la flottation pratique, différents schémas d'enrichissement sont utilisés, et ceci selon le produit que l'on désire obtenir.

##### **1 - Flottation principale :**

Elle constitue la première opération de flottation qui a pour but de séparer les différents groupes de minéraux; elle peut être simple, collective, semi-globale et différentielle.

**1 - a) - Flottation simple :**

flottation au cours de laquelle ; on récupérera qu'un seul minéral de valeur

**1 - b) - Flottation semi-Globale :**

Flottation au cours de laquelle; On récupère un produit contenant quelques minéraux de valeurs et les autres seront recueillis après.

**1 - c) - Flottation collective (Globale) :**

Flottation; Au cours de laquelle, on a dans un même produit (concentré) plusieurs minéraux de valeur.

**1 - d) - Flottation sélective (Différentielle) :**

Quand on a dans un minéral plusieurs minéraux utiles, ce qui est le cas des polymétaux, on procède à une flottation sélective, elle consiste en la flottation d'abord du matériaux facilement flottable, puis la deuxième et ainsi de suite jusqu'à la fin.

**2 - Flottation de lavage :**

C'est la flottation des concentrés grossiers de la flottation principale afin d'améliorer leurs qualités. Plus le nombre de lavages est grand, plus la teneur du minéral augmente et la récupération diminuera.

**3 - Flottation de contrôle :**

Pour voir si le stérile de flottation principale est riche en élément utile, on lui fait subir une flottation de contrôle, pour réduire au maximum la teneur en minéral de valeur.

# **PARTIE EXPERIMENTALE**

**CHAPITRE V:**

**IDENTIFICATION DE  
L'ECHANTILLON**

## V.1. INTRODUCTION

Un échantillon composite "C", pesant environ 17.5 Kg provient des quatre prises "SG/59,1980,1981,1982". Ces échantillons portent un numéro d'identification de la commande N°176. Cette commande a été envoyée minéralogie de l'O.R.G.M à Boumerdès.

## V.2. PREPARATION DE L'ECHANTILLON

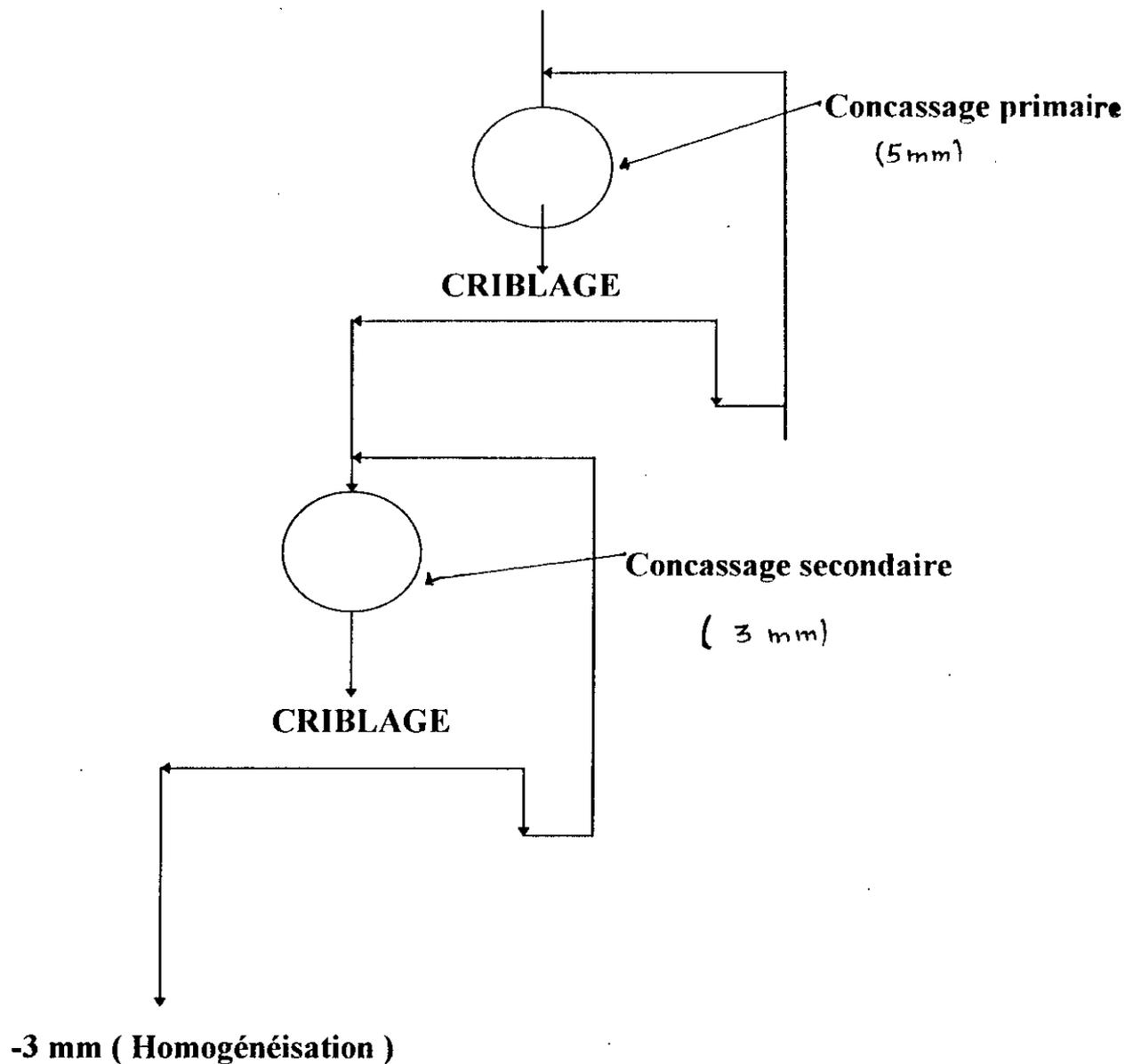
8Kg du minerai du minerai Pb-Zn, provenant du gisement de "BOUKHDIMA", ont été mis à notre disposition par L'O.R.G.M (Office De Recherche Géologique Et Minière). Le minerai est d'une couleur grisâtre ( la plus dominante ), présentant une granulométrie hétérogène ( le plus grand diamètre est d'environ 10 mm ).

### A. CONCASSAGE

Cette opération consiste en un concassage en deux stades du minerai ( 5 mm, 3 mm ). on a utilisé respectivement deux concasseurs : un concasseur à mâchoires et un concasseur à cylindres ; le premier opère en fragmentant le minerai par pression entre une mâchoire fixe et une mobile dans un mouvement de va-et-vient ( FIG.V.2.A ).

### B. HOMOGENEISATION

On procède ensuite à une homogénéisation, en utilisant un diviseur à riffles. une première moitié d'alimentation concerne, comme témoin, tandis que la seconde subira des quartages successifs ; la matière récoltée constitue donc un ensemble représentatif. cette partie est destinée, aux analyses d'identification, une analyse granulométrique et aux essais de flottation.



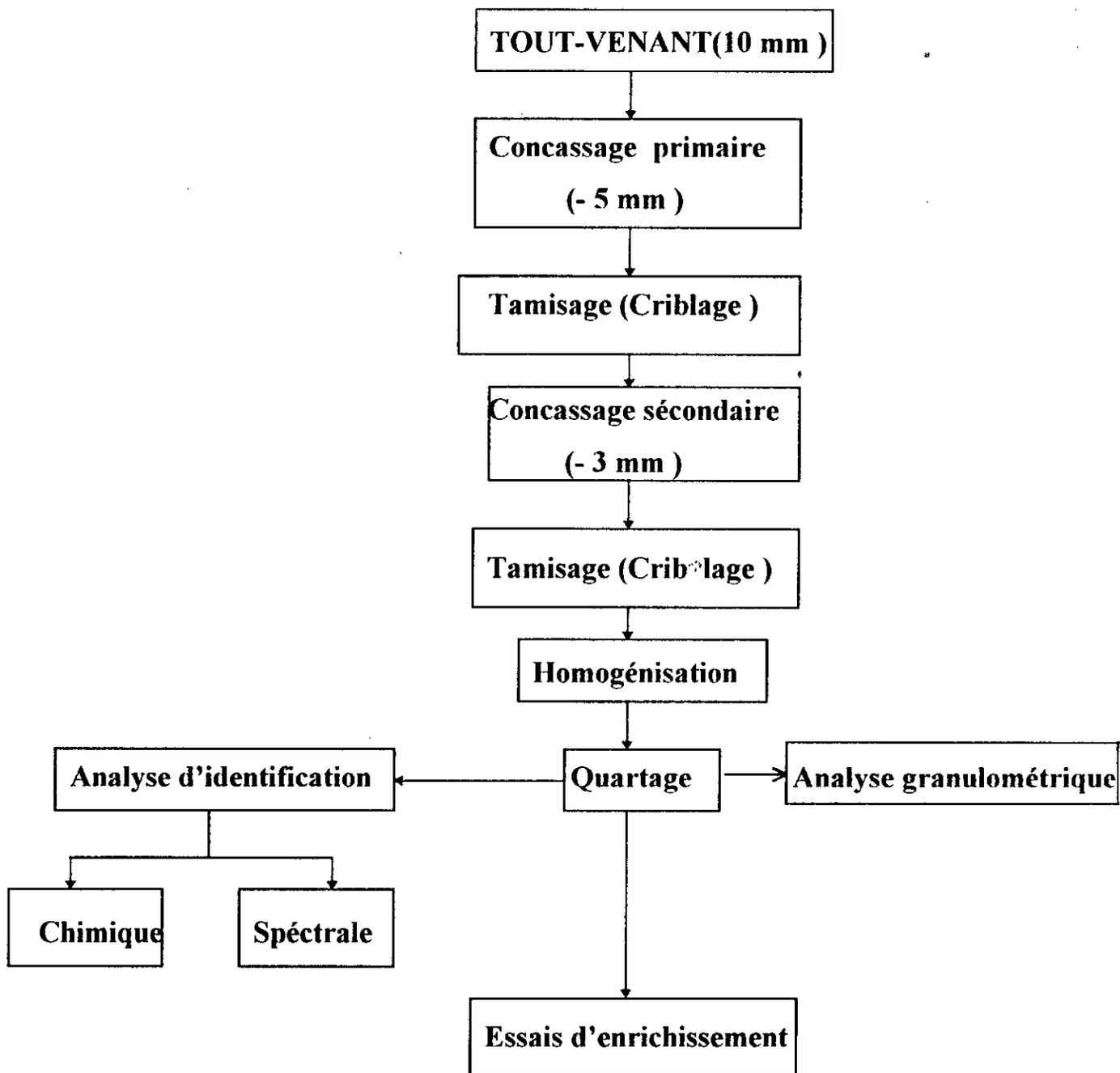
**FIG V.2.A SCHEMA DE PREPARATION MECANIQUE POUR LES ESSAIS DE FLOTTATION**

### **V.3 . CARACTERISATIO DE L'ECHANTILLON .**

#### **V.3.1. ANAYSE MINERALOGIQUE**

Le but recherché consiste à faire ressortir les caractéristiques principales du minerai à savoir :

- la composition minéralogique ;
- l'association des minéraux utiles ;
- la structure et la texture ;
- les degrés de cristallinité ;



**Schéma de préparation du minerai pour essais et analyses**

### V.3.1.A. COMPOSITION MINERALOGIQUE

L'étude a été effectuée sur une lame mince N548 L ; la roche a été identifiée, comme étant de la dolomie silicifiée et minéralisée (grise) ; elle est constituée de dolomite, de talc, de quartz, de sphalérite, de galène et de la pyrite

Constituant	%	Taille (mm)	Degré d'Arrondi
Carbonate (dolomite)	75	0.2 - 0.5	Granulaire
Talc	12	< 0.03	Fibreux
Quartz	7	0.03 - 0.1	Microgranulaire
Sphalérite	1	0.1 - 0.4	Granulaire
Galène	1	0.2 - 0.5	Granulaire
pyrite	3	0.08 - 0.2	Granulaire

### V.3.1.B. FORMATION ANTHIGENE

La minéralisation, représentée par de la galène, de la sphalérite et de la pyrite, est très souvent liée au processus de silicification de la roche.

### V.3.1.C. STRUCTURE ET TEXTURE

La roche possède une texture massive et une structure hétérogranulaire ; elle est constituée d'un fond carbonaté, représenté par un assemblage de cristaux de dolomite, présentant des formes polygonales.

### V.3.2. ANALYSE CHIMIQUE DU TOUT VENANT

Cette analyse a été réalisée par absorption atomique. Les résultats trouvés sont réportés sur le tableau (V.3.2)

Pb(%)	Zn(%)	Cu(%)	Ag(g/t)
0.5	4.5	0.025	<1

Tableau(v.3.2): Résultats de l'analyse chimique

### V.3.3. ANALYSE CHIMIQUE DES PHASES

Les résultats trouvés sont portés sur le tableau (V.3.3)

PbO (%)	ZnO (%)
0.32	1.97

Tableau(V.3.3): Resultates de l'analyse chimique des phases

### V.3.4 ANALYSE SPECTRALE

Le principe de cette analyse consiste à placer l'échantillon à l'état de poudre sur une électrode en graphite, afin de l'exciter à l'aide d'un arc électrique. L'échantillon émet alors des rayonnements, imprégnant alors une plaque photographique qui, après développement, sera déchiffré en se référant à des standards. Les résultats obtenus apparaissent sur le tableau (V.3.4), "refère annexe I".

### V.3.5. ANALYSE GRANULOMETRIQUE

Pour définir l'état granulométrique du minerai, on a réalisé sur un échantillon, de masse 500g, un tamissage au moyen d'une série de tamis (norme AFNOR). La largeur granulométrique varie de 3.15mm à 0.04mm. Le tamissage est réalisé par voie sèche; le refus de chaque classe est pesé et analysé. Les résultats obtenus sont reportés sur le tableau (V.3.5), et représentés par les figures (V.3.5.A, V.3.5.B).

TABLEAU V.3.5 Résultats de l'analyse granulométrique

Classes (mm)	Poids (g)	Rendement pondérale (%)	Refus cumulés (%)	Passant cumulés (%)
+3.15	5.50	1.10	1.10	98.90
-3.15+2	90.30	18.06	19.16	80.84
-2+1	183.40	36.68	55.84	44.16
-1+0.63	53.90	10.78	66.62	33.38
-0.63+0.5	16.00	3.20	69.82	30.18
-0.5+0.315	31.40	6.28	76.10	23.90
-0.315+0.1	59.80	11.96	88.06	11.94
-0.1+0.08	12.00	2.40	90.46	9.54
-0.08+0.04	23.60	4.72	95.18	4.82
-0.04	24.10	4.82	100	0.00
TV	500.00	100.00	.....	.....

34

FIG.3.5.A REPARTITION GRANULOMETRIQUE DU MINERAL

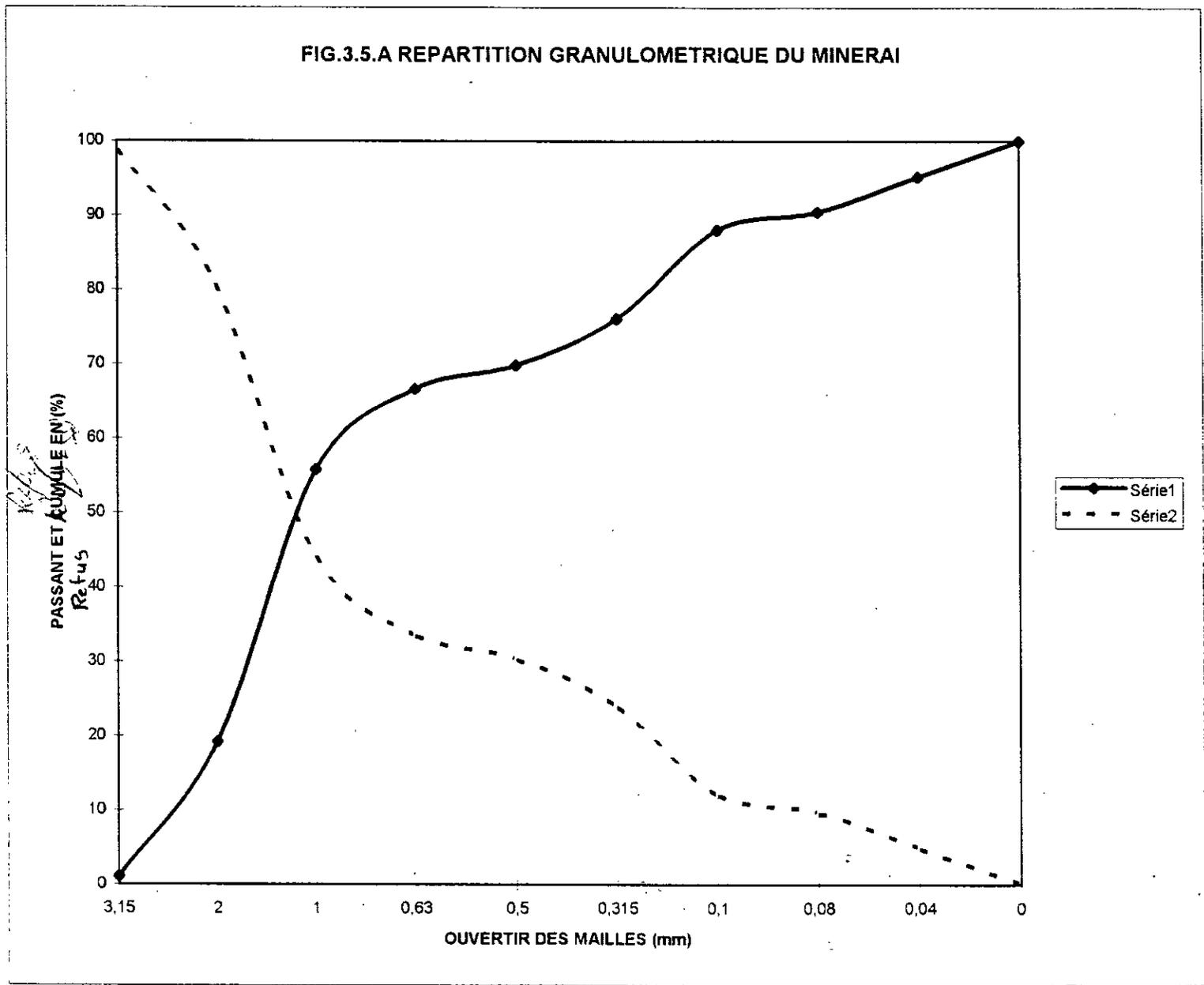
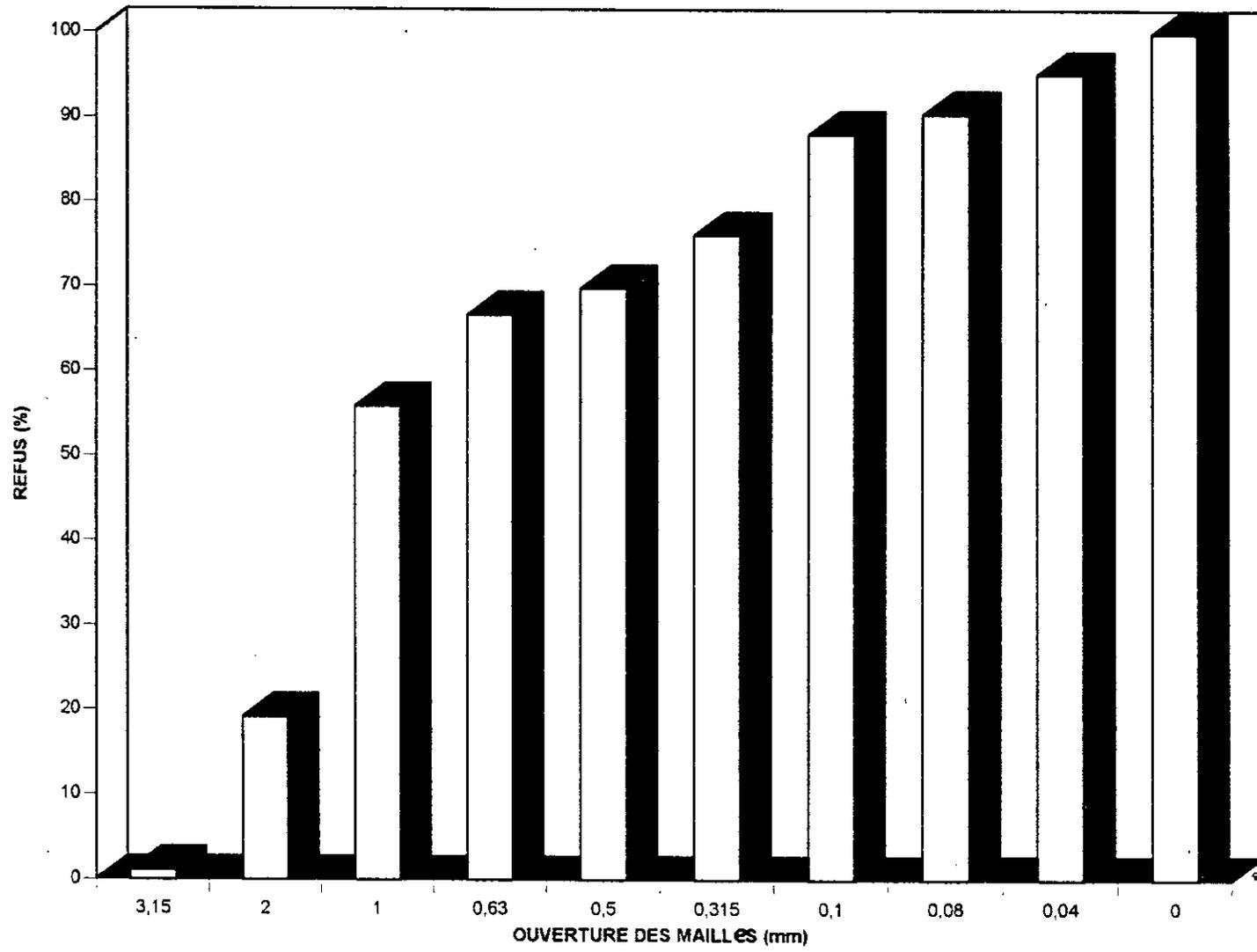


FIG.3.5.A HISTOGRAMME DE REPARTITION GRANULOMETRIQUE



## V.4 EVALUATION DES RESULTATS :

**\*Les analyses mineralurgiques ont mis en évidence :**

**-Une minéralisation dissimulée de la blende et de la galène dans une gangue siliceuse ; celle-ci renferme une minéralisation de zinc: il s'agit de la sphalérite , qui présente des grains xénomorphes ; elle renferme aussi quelques grains xénomorphes de pyrite . on peut également souligner la présence de l'hydroxyde de fer en amas terreux**

**\*Les analyses spectrales :**

**\_Nous confirment qu'il s'agit bien d'un minerai polymétallique avec une prédominance en zinc.**

**\*Les analyses granulométrique :**

**\_L'allure de la courbe du passant cumulée , présentant une concavité vers le haut ( convexe ) , s'explique par le fait que la minéralisation n'est pas serrée. L'allure de la courbe indique une prédominance de tranches grossières dans l'échantillon à tamiser .**

**\_La courbe convexe indique que le minerai est dur .**

### **CONCLUSION**

**\_Le minerai peut être considéré comme étant un minerai polymétallique complexe , présentant une fine granulométrie .**

**Les associations des principaux minéraux (blende ,smithsonite, galène,pyrite ) sont très imbriquées .cela nécessite un broyage très fin , ayant pour effet de produire des schlamms . leur traitement nécessite une grande consommation en réactifs .**

**-Cet type de minerai peut être valorisé par le procédé de flottation .**

## **CHAPITRE VI:**

# **ESSAIS DE FLOTTATION**

## VI.1. INTRODUCTION

Le principale objectif de ces essais se résume en l'obtention de concentré de zinc marchand, même de répondre aux normes de commercialité . Pour cela, il est donc nécessaire et judicieux d'optimiser les paramètres technogique de la flottation .

## VI.2.ESSAIS DE BROYABILITE

Les essais ont été effectués , afin de déterminer une durée optimale de broyage correspondant à une libération maximale des espèces minérales ( sphalerite , simithsonite ) . En terme de granulométrie , il est nécessaire d'avoir 80 % au plus de particules ayant un diamètre inférieur 0.074 mm .

### • CONDITIONS OPERATOIRES DE BROYAGE

-Echantillon: 1000g concassé à (-3mm);

-Rapport solide/liquide : 1/0.6, d=3.12;

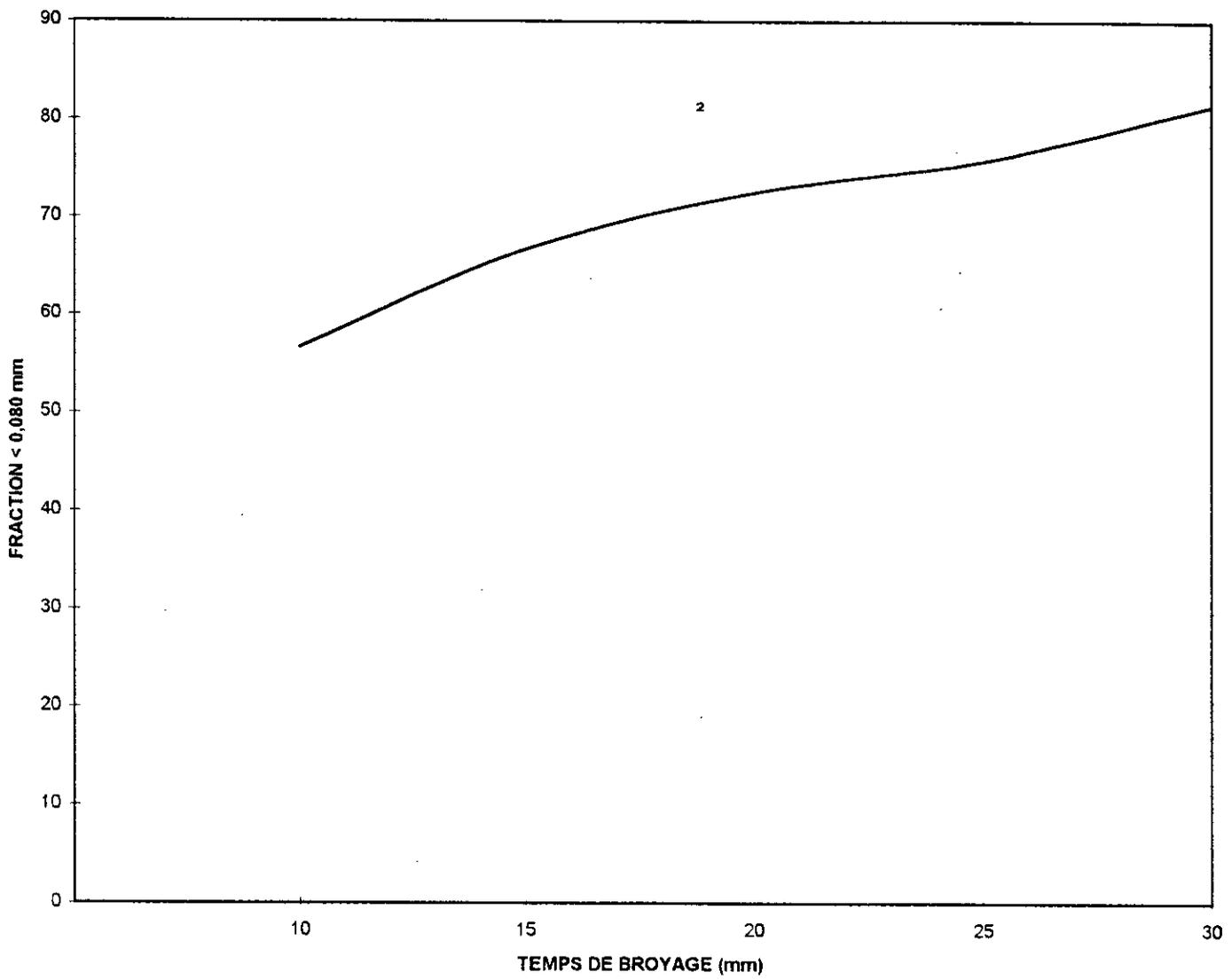
-Temps de broyage : 10,15,20,25,30 (minutes);

Ensuite on a effectué l'analyse granulochimique de chaque échantillon , et on a déterminé la variation de la classe ( -0.074mm ) .

Les résultats trouvés sont donnés par le ( tableau VI.2 ) suivant :

Temps de broyage (mm)	Rendement ponderale % 74µm	Teneur %	
		Pb	Zn
10	56.69	0.8	4.00
15	66.68	0.68	4.00
20	72.5	0.65	4.00
25	75.8	0.6	4.00
30	81.41	0.68	4.00

TABLEAU V.I. INFLUENCE DU TEMPS DE BROYAGE SUR GRANULOMETRIQUE



## VI.2.1 RESULTATS ET DISCUSSION:

Pour les faibles temps de broyage , la blende et la smithsonite , et la galène ne sont pas tout à fait libérées parcequ'elles sont dissiminées dans la gangue . Le collecteur absorbera alors sélectivement et préférentieement sur le peu de blende et smithsonite libérés .

- Le temps 25 minutes sera alors choisi comme temps optimale de broyage .

-Au dela de 25 minutes , la blende et la smithsonite passe dans les fines non flottables dernière favorisent la formation excessive de schlammes dont l'effet est indésirable .

les particules de gangues seront entouées par les particules de la blende , de la smithsonite et la galène et flottent avec elles ;Quant la blende , la smithsonite et la galene passent dans les fines , leurs surfaces spécifiques augmentent ceci entraine une augmentation de la consommation de réactifs .

## VI.3 ANALYSE GRANULOCHIMIQUE:

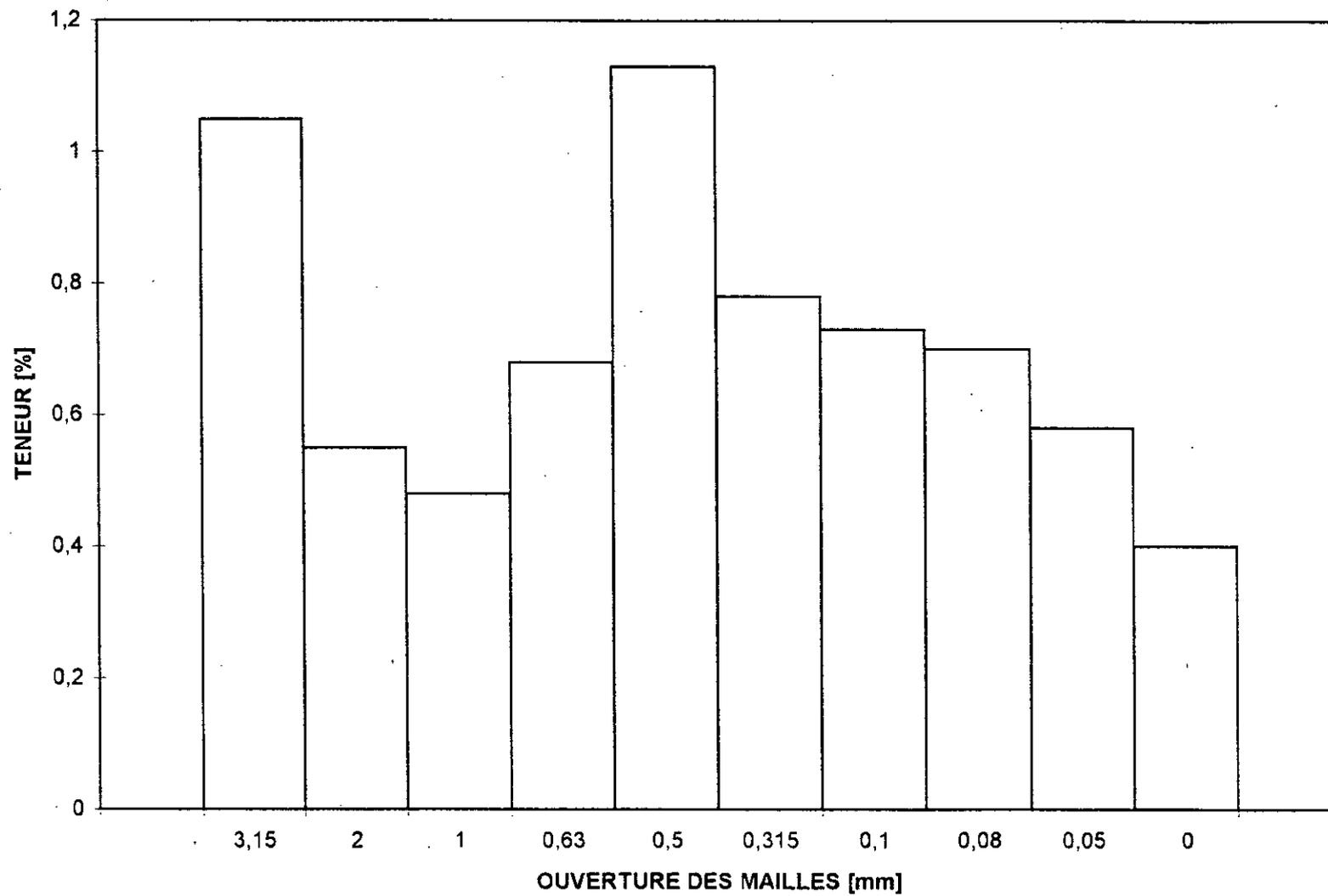
Le tableau VI.3 représente les résultats de l'analyse chimique du plomb et du zinc , ainsi que

et leur répartition dans les fractions granulométriques:

Tableau VI.3 Analyse chimique du Pb , Zn et leur répartition

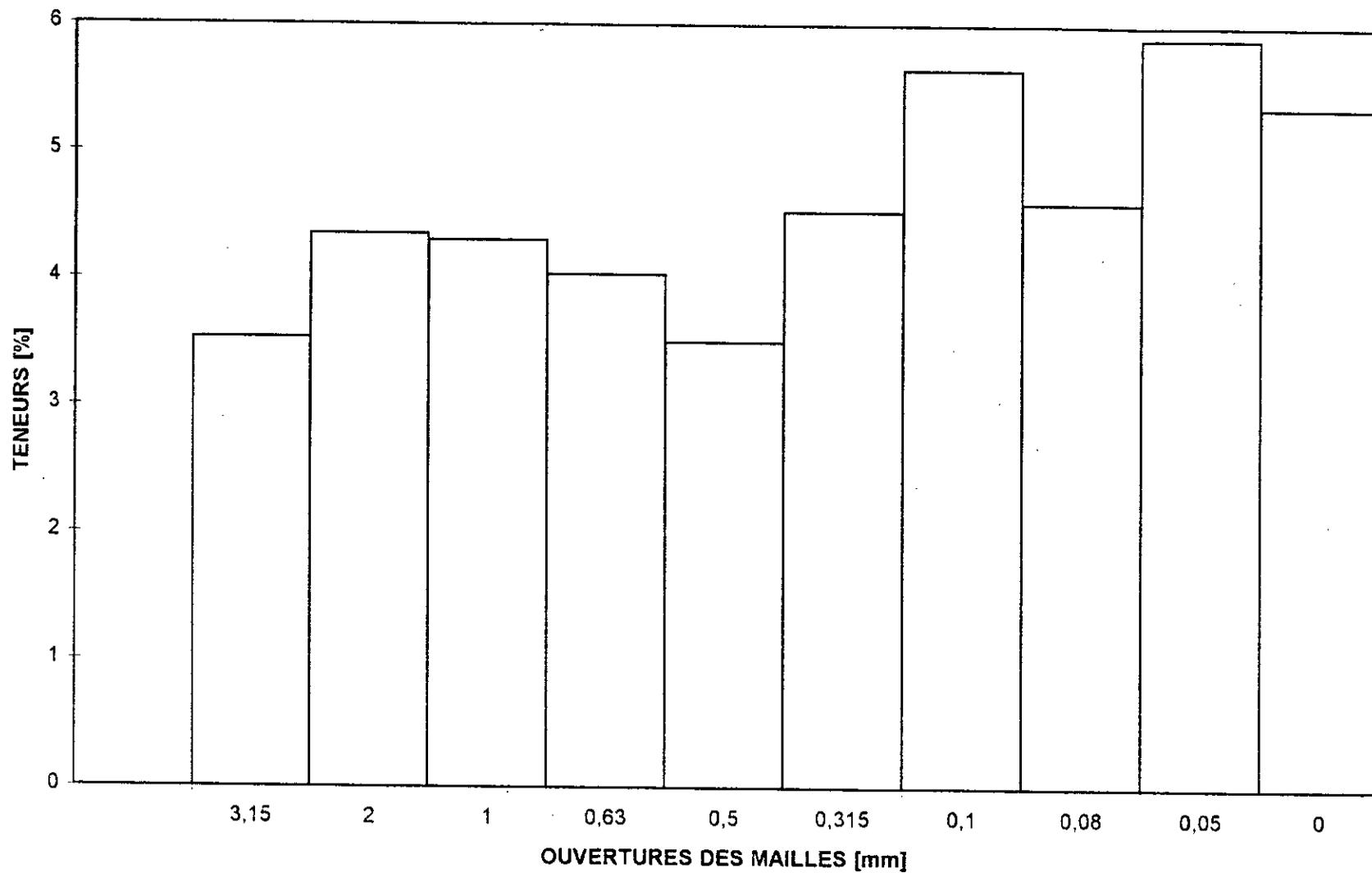
Mailles (mm)	Poids ,[g]	rendement pondéral en %	Teneur du Pb en%	Teneur du Zn en %	Répartition du Pb en %	Répartition du Zn en %
+3.15	28.67	9.72	1.05	3.53	16.20	7.72
-3.15+2	109.63	37.15	0.55	4.35	32.43	36.56
-2+1	67.20	22.77	0.48	4.30	17.35	22.03
-1+0.63	17.00	5.76	0.68	4.03	6.22	5.22
-0.63+0.5	7.06	2.39	1.13	3.50	4.29	1.88
-0.5+0.315	14.69	4.98	0.78	4.53	6.17	5.08
-0.315+0.1	23.03	7.80	0.73	5.65	9.04	14.60
-0.1+0.08	6.72	2.26	0.70	4.60	2.51	2.34
-0.08+0.05	7.05	2.39	0.58	5.90	2.20	3.71
-0.05	14.04	4.76	0.40	6.36	3.02	5.74
T.V	295.09	100.00	0.63	4.44	99.43	100.00

FIG. VI.32 HISTOGRAMME DE REPARTITION DU Pb DANS LES CLASSES GRANULOMETRIQUES



07

FIG. VI.3.1 HISTOGRAMME DE REPARTITION DE Zn DANS LES CLASSES GRANULOMETRIQUES



17

## **VI.2.1 CONCLUSION:**

**Au vu des résultats obtenus lors de l'analyse granulométrique , il ressort que :**

**La teneur en plomb diminue avec la finesse de la granulométrique ,  
tandis que la teneur en zinc va augmenter sensiblement .**

**Le minerai pourra être considéré parmi les minerais polymétalliques  
complexes présentant une fine granulométrique .**

**Les minéraux utiles de zinc finement dissiminés dans la gangue,  
nécessitera un broyage plus fin pour leur libération , et , par conséquent , se traduisant  
par une augmentation notable de leur surface spécifique au contact avec les réactifs de  
la flottation .**

### **VI.3- CELLULE DE FLOTTATION**

Les essais de flottation ont été réalisés dans une cellule du type "DENVER" . elle possède une structure géométrique parallélépipédique dans laquelle se trouvent placés les dispositifs suivants :

- 1- Un agitateur;
- 2- Un dispositif permettant l'introduction de l'air ;
- 3- Une raclette ( raclette manuelle ) ;
- 4- Un bac pour la récupération .

### **VI.4- PREPARATION DE LA PULPE**

La concentration en solide de la pulpe utilisée est de 30% cette dernière s'obtient

de la manière suivante :

- Détermination de la densité du tout -venant ( elle est de 3.12 ) ,voir annexe I;
- Broyage du tout- venant pendant 25 minutes avec un rapport solide- liquide 1:0.6
- La balance de "MARCY" , il a été déterminé que pour 1Kg, de minerai , il est nécessaire d'avoir un 600 ml d'eau .

### **VI.6 REACTIFS UTILISES: [5]**

**-LA CHAUX** :La chaux est le régulateur de PH le plus utilisé , on emploie la chaux généralement (  $\text{Ca(OH)}_2$  ) . la quantité requise est très variable dépendant du PH que l'on désire obtenir et de la présence plus ou moins grande de substances acides dans le minerai .

**-LES SULFATES DE CUIVRE** : Le sulfate de cuivre est partout utilisé pour activer la sphalérite ; ce minérale ne flotte pas spontanément avec les collecteurs usuels en absence de ce produit .

**- LES XANTHATES-AERO** : Les xanthates utilisés comme agents de flottation sont des sels de sodium ou de potassium de l'acide xanthique (dithiocarbonique) ; commercialement, on les fabrique à partir des alcools qui ont une chaîne de 2 à 6 atomes de carbone. Les xanthates à chaîne plus longue sont généralement moins efficaces.

**-LE COLLECTEUR AEROFLOAT.238**  
(Butyldithiophosphate di-secondaire de sodium :

Ce réactif ressemble à l'aerofloat 208, et est, par conséquent, un collecteur pour le zinc, pour l'Or, pour les sulfures d'argent, et de cuivre ; il n'est pas un bon collecteur pour la galène.

**-L'HUILE DE PIN** : On emploie l'huile de pin comme moussant dans la flottation des sulfures. Comme l'acide crésylique, l'huile de pin possède certaines propriétés collectrices surtout pour des minéraux facilement flottés ; la masse produite par l'huile de pin est généralement plus résistante que celle de l'acide crésylique ; son défaut principal est sa tendance à flotter la gangue. Les principaux constituants tensio-actifs de l'huile de pin sont des alcools aromatiques complexes tels que le *terpénol*.

**-LE SILICATE DE SODIUM**

Ce réactif est employé communément pour disperser les schlamms siliceuses et d'oxydes de fer ; il s'agit aussi comme déprimant des gangues siliceuses dans la flottation des sulfures et des minéraux non métalliques. Le silicate de sodium est vendu sous forme de un liquide visqueux, qui est une solution aqueuse d'hydrates de  $\text{SiO}_2$  et de  $\text{Na}_2\text{O}$ , ayant un rapport  $\text{SiO}_2$  à  $\text{Na}_2\text{O}$  variant de 1:1 à 4:1. La proportion 2:1 à 3:1 donne ce qu'on appelle communément le « water gras » ; cette solution est la plus utilisée. On peut aussi se procurer le silicate de sodium sec qu'il est possible de dissoudre dans l'eau chaude ou avec de la vapeur.

Ce réactif est ajouté au circuit de flottation sous la forme d'une solution de 5 à 10%.

**LE SULFURE DE SODIUM** : Le sulfure de sodium est utilisé pour sulfurer les oxydes de zinc, de plomb et de cuivre. Un dosage approprié de ce réactif est essentiel,

étant donné qu'en excès il déprime certains sulfures . par conséquent lorsqu'il s'agit de traiter un minerai partiellement oxydé , on flotte d'abord , les sulfures, puis on procède à la flottation sélective des minéraux oxydés en ajoutant par étapes le sulfure de sodium et le collecteur .

**COLLECTEUR AERO 404 EQUÉUX :** Ce collecteur a d'abord été développé pour flotter le carbonate de plomb conjointement avec un agent sulfurant . Depuis lors , il a été employé comme collecteur secondaire avec les xanthates et les AEROFLOATS dans le traitement des minerais de zinc , cuivre et plomb à l'état de sulfures .

Dans ces cas il remplace partiellement , parfois, entièrement, les xanthates et les AEROFLOATS , améliorant le rendement et/ou le coût des collecteurs .

Au vu des différentes utilisations des réactifs précités, nous avons pu établir l'évolution d'un schéma principal de flottation

## VI.6- DESCRIPTION DE L'ESSAI DE FLOTATION

-Introduction du minerai tout-venant dans la cellule, avec <sup>un</sup> rapport solide liquide de 1/0,6 ( le liquide utilisé est l'eau) .

-Agitation de la suspension : sa vitesse est de 1200 t/min; la flottation se déroule en deux étapes :

### 1<sup>ère</sup> circuit : flottation de la sphalerite (ZnS)

Les conditions opératoires sont les suivants :

- Régler le PH à l'aide de la CaO (PH=10) ;
- Ajouter, CuSO<sub>4</sub> sous forme d'une solution à concentration 10%( activant) ;
- Agiter pendant 5 minutes ;
- Ajouter des amyloxanthate de potassium ( collecteur primaire ) ;
- Conditionner pendant 2 minutes ;
- Ajouter l'argent collecteur secondaire Aerofloat 238 à concentration 5% ;
- Agiter pendant 1 minutes ;
- Ajouter l'agent moussant huile de pin et agiter pendant 1 minute ;
- Introduire de l'air ;

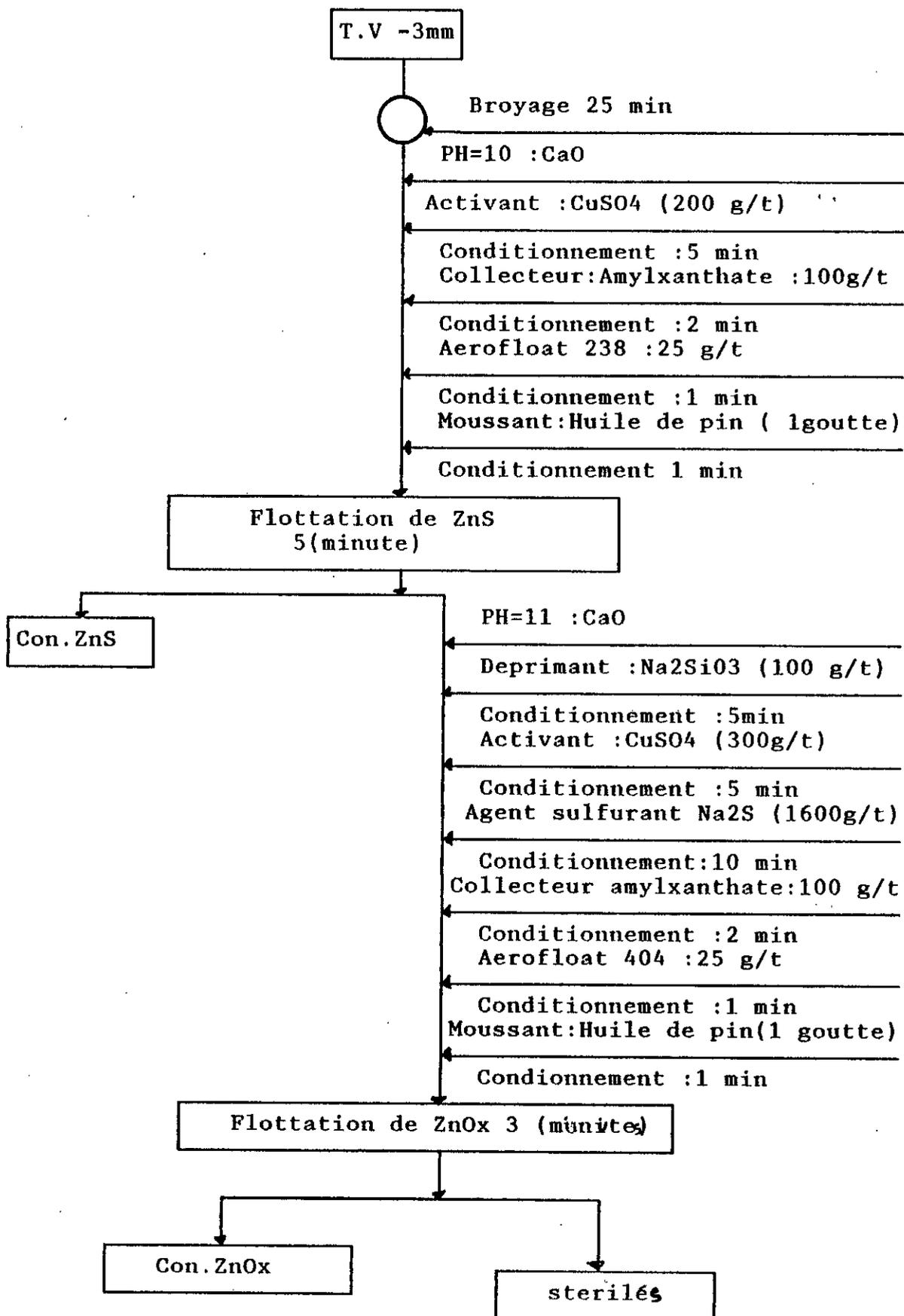


FIG VI.5. SCHEMA PRINCIPAL DES ESSAIS DE FLOTTATIONS

-Ecumer et récupérer la mousse formée à la surface de la cellule . cette dernière vient constituer le concentré de ZnS.

## 2 éme circuit( flottation de la zinc oxydé )ZnOx

Les conditions opératoires sont :

- Reglage du PH à l'aide de la CaO (PH=11) ;
- Ajouter  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$  sous forme d'une solution a concentration 10%;
- Agiter pendant 5 minutes;
- Ajouter  $\text{CuSO}_4$  à concentration 10% ,300g/t ,et agiter pendant 5 minutes
- Pour la sulfuration de minéraux oxydés de zinc, on ajoute  $\text{Na}_2\text{S}$  :1500 g/t avec conditionnement de 10 minutes ;
- Addition de amyloxanthate de potassium avec conditionnement de 2 minutes;
- Addition de Aerofloat 404 pour aider l'amyloxanthate de potassium :25 g/t , conditionnement 1 minute ;

Addition du moussant : huile de pin , conditionnement 1 minute

-Introduire de l'air et on récupère l'ecume formée à la surface pendant 3 minutes.

## VI 8 ESSAIS DE FLOTTATION

Notre étude a porté sur l'optimisation de quatres paramètres technologiques ; le but recherché a consiste à améliorer la récupération des minéraux utiles dans le concentré obtenu .

Enumérons et décrivons les essais d'orientations réalisés :

- ESSAIS N=°1: Etude de l'influence de la quantité de collecteur d'amyloxanthate de potassium dans les deux circuits de zinc sulfuré et le circuit de zinc oxydé .
- ESSAIS N=°2: Etude de l'influence du temps mis pour réaliser une opération de flottation, dans les circuits de zinc sulfurés et de zinc oxydé.
- ESSAIS N=°3 :Etude de la l'influence de l'activant dans le circuit de zinc sulfuré et celle du temps de sulfuration, à une température comprise entre 50 et 60°C dans le circuit de zinc oxydé .

• **A/ESSAIS N=°1:**

Etude de l'influence de la quantité de collecteur d'amyloxanthate de potassium dans les circuits de zinc sulfuré et de zinc oxydé.

Le but de ces essais consiste à déterminer de la quantité optimale de collecteur, celle qui permet une flottation optimale en teneur et en récupération du ZnS et ZnO.

**CONDITIONS OPERATOIRES :**

-Rapport solide\_liquide 1/0.6 (le liquide étant l'eau).

**CIRCUIT-ZnS**

- \* Régulation du PH à 10, par faible addition de chaux (CaO);
- \* Quantité de CuSO<sub>4</sub> : 200 g/t;
- \* Quantité de Amyloxanthate de potassium : varie de 100 à 180 g/t;
- \* Quantité de Aerofloat 238 : 25 g/t;
- \* Huile de pin : 1 goutte;
- \* Temps de flottation 5 minutes .

**CIRCUIT-ZnOx**

- \* Régulation du PH à 11, par faible addition de chaux (CaO) ;
- \* Quantité de Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> : 100g/t;
- \* Quantité de CuSO<sub>4</sub> : 300 g/t;
- \* Quantité de Na<sub>2</sub>S : 1500 g/t;
- \* Quantité d' amyloxanthate de potassium : varie de 100 à 300 g/t;
- \* Quantité de Aerofloat 404 : 25 g/t;
- \* Huile de pin : 1 goutte;
- \* Temps de flottation 5 minutes .

Les consommations d'amyloxanthate de potassium choisies pour réaliser les tests, sont les suivantes :

Produits	Quantité d'amyloxanthate de potassium (g/t)				
	100	120	140	160	180
ZnS	100	120	140	160	180
ZnO	100	150	200	250	300

Le schéma de flottation est représenté dans la figure VI.A ; les résultats obtenus sont portés dans le tableau VI.6.A et représentés par les graphes (FIG.VI.6.A.1 et VI.6.A.2 .

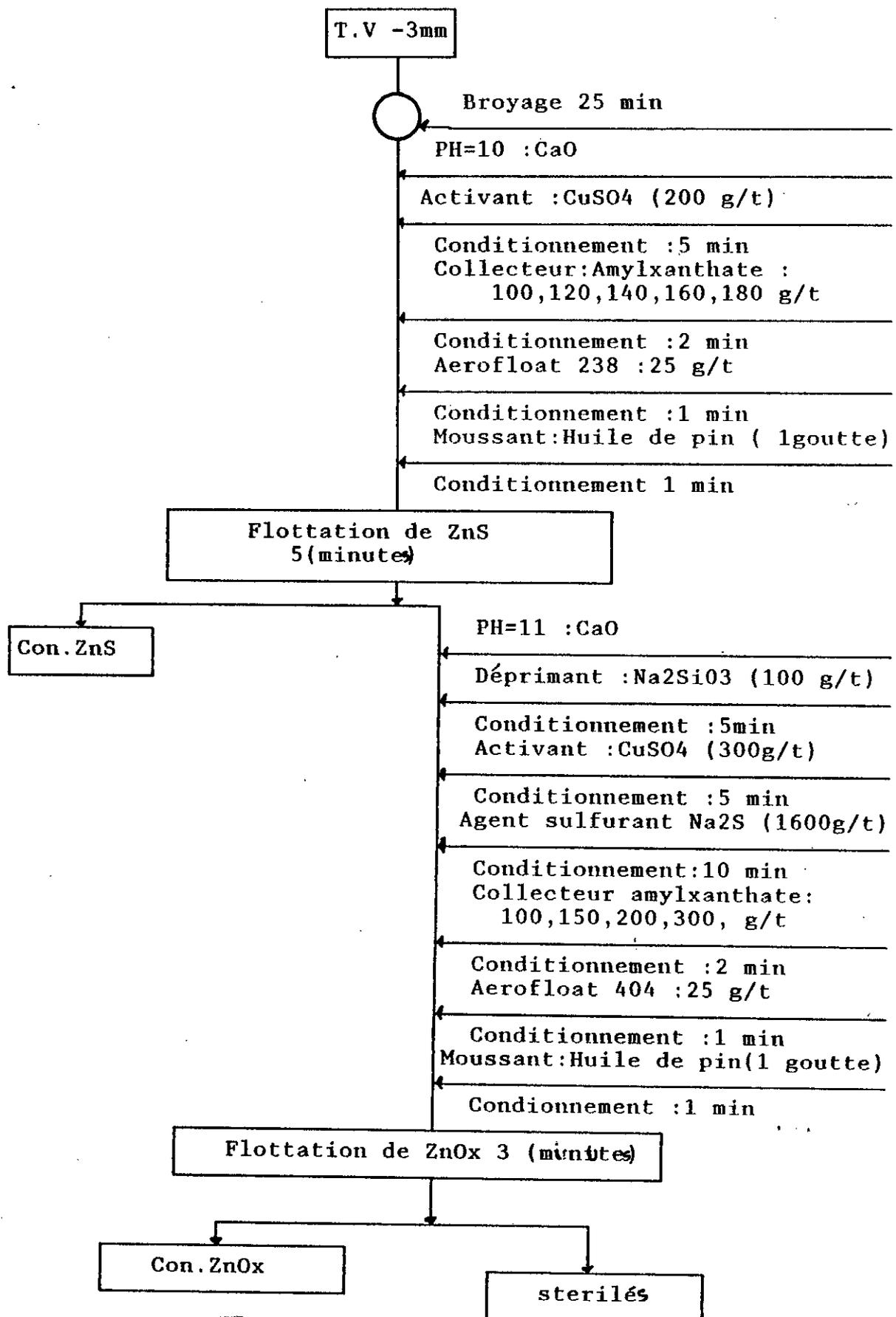


FIG VI. A. SCHEMA DE FLOTTATION ESSAIS N=01

Essais N°1	Produits	Poids (g)	R.P (%)	Teneur Chimique %		Recuperation (%)	
				Pb	Zn	Pb	Zn
F1	Con,ZnS	44,65	8,88	2,28	36	36,81	65,24
	Con,ZnOx	18	3,58	1,63	4	10,61	2,92
	Sterile	440,39	87,55	0,33	1,78	52,53	31,8
	Alimentation	503,04	100	0,55	4,9	100	100
F2 F2	Con,ZnS	78,55	16,12	3	21	62,81	69,65
	Con,ZnOx	23,93	4,91	1,1	3	7,01	3,03
	Con,ZnO	23,93	4,91	1,1	3	7,01	3,03
	Sterile	384,89	78,97	0,3	1,68	30,77	27,3
F3	Alimentation	487,37	100	0,77	4,86	100	100
	Con,ZnS	55,93	13,3	3,5	23,75	57,47	66,22
	Con,ZnOx	23,58	5,61	1,1	2,75	7,62	3,23
	Sterile	340,88	81,09	0,35	1,8	35,04	30,6
F4	Alimentation	420,39	100	0,81	4,77	100	100
	Con,ZnS	60,6	10,6	1,48	27	27,52	61,68
	Con,ZnOx	32,15	5,63	1,4	2,58	13,83	3,13
	Sterile	478,7	83,77	0,4	1,95	58,79	35,21
F5	Alimentation	571,45	100	0,57	4,64	100	100
	Con,ZnS	30,83	8,47	3,5	31,5	32,22	54,23
	Con,ZnOx	15,35	4,22	1,83	5,75	8,39	4,93
	Sterile	317,68	87,31	0,63	2,3	59,79	40,82
F5	Alimentation	363,86	100	0,92	4,92	100	100

**TABLEAU.VI.6.A RESULTATS DES ESSAIS N°1 L'INFLUENCE DE COLLECTEUR D'AMAYXANTHATE DANS LES CIRCUITS ZnS ET ZnOx**

Collecteur (g/t)	100	120	140	160	180
Teneur (%)	36	21	23,75	27	31,5
Recuperation (%)	65,24	69,65	66,22	61,68	54,23

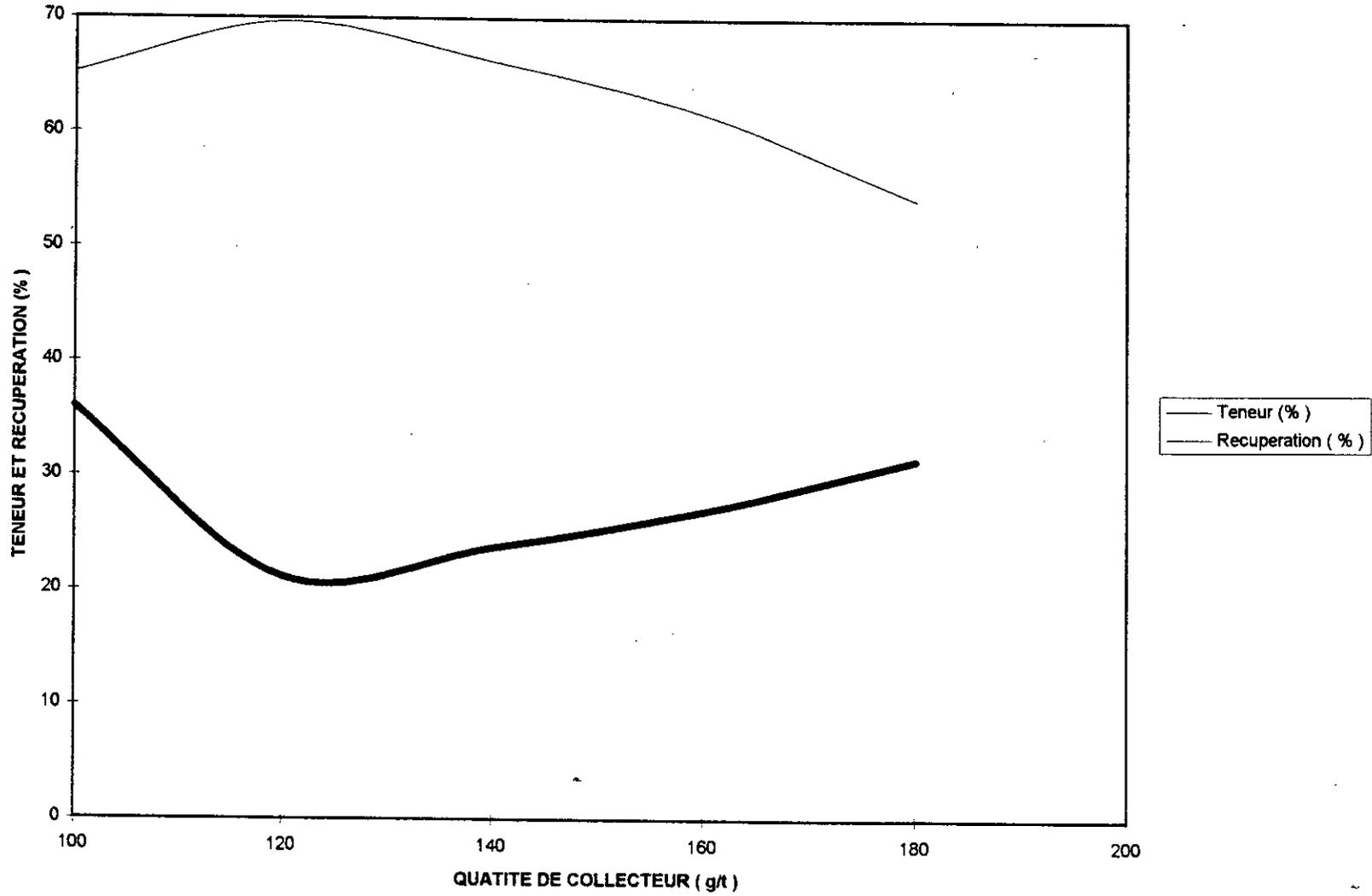
**TABLEAU.VI.6,A,1 Tet récupération du zinc dans le concentré de ZnS**

T: teneur

Collecteur(g/t)	100	150	200	250	300
Teneur (%)	4	3	2,75	2,58	5,75
Recuperation(%)	2,92	3,03	3,23	3,13	4,93

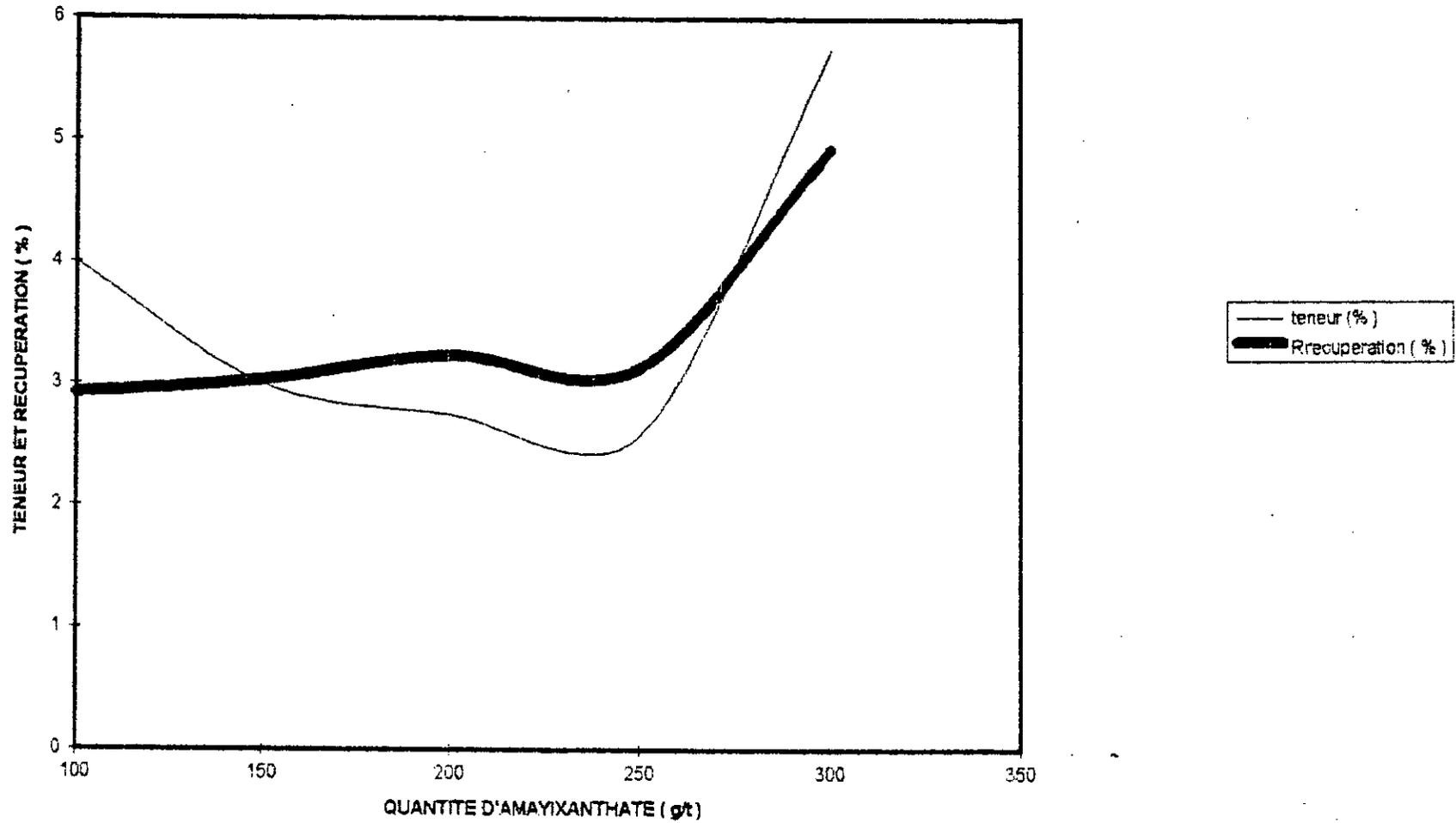
**TABLEAU.VI.6,A,2 Teneur et récupération du zinc dans le concentré de ZnO**

**FIG VI.6.A.1 TENEUR ET RECUPERATION DU Zn dans le concentre de znS EN FONCTION DE COLLECTEUR**



51

FIG VI.6.A.2 TENEUR ET RECUPERATION DU Zn DANS LE CONCENTRE DE ZnOx EN  
FONCTION DE LA QUANTITE D'AMYLXANTHATE DE POTASSIUM



## A.1 Interprétation des résultats :

- **CIRCUIT ZnS :**

En augmentant la quantité de collecteur . Au départ , la teneur décroît et la récupération croît . On observe une augmentation de teneur et une diminution de la récupération . Cela s'explique par le fait que l'adsorption du collecteur se porte sélectivement et préférentiellement sur la blende .

La teneur est inversement proportionnelle à la récupération .

- **CIRCUIT ZnO :**

Dans le circuit de zinc oxydé , la teneur varie ainsi :

\*Avec une concentration comprise entre : 100-250 g/t , la teneur en zinc dans les concentrés diminue et la récupération augmente .

Apartir d'une consommation de collecteur;300 g/t , la récupération et la teneur vont croître normalement .

L'augmentation de la récupération est due à l'augmentation du rendement poids cela peut s'expliquer d'une part par la relation  $\sigma = \epsilon_c \cdot \beta / \alpha$

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

## A.2 CONCLUSION :

Dans le circuit ZnS la consommation de collecteur est optimisée à 100 g/t , la teneur obtenue est de 36 % , quant la récupération elle sera de 65.24 %

Dans le circuit ZnO la consommation de collecteur retenue sera de 300 g/t , la <sup>teneur</sup> en zinc sulfuré est de 5.75 % , quant à la récupération , elle sera évaluée à 4.93 %

Les teneurs de ZnS dans DANS les les stériles sont pauvres , cependant elles sont relativement élevées en zinc oxydé .

## • B.ESSAIS N=°2

Etude de l' influence de temps ~~du temps~~ de flottation dans les circuits de zinc sulfuré et le zinc oxydé

BUT : Optimisation du temps de flottation, afin de permettre d'obtenir des teneurs et récupérations maximales en zinc .

## • CONDITION OPERATOIRES

### \*CIRCUIT ZnS :

- Régulation du PH à 10 , par addition de chaux (CaO) ;
- Quantité de sulfate de Cuivre (  $\text{CuSO}_4$  ) : 200g/t ;
- Quantité d'amylxanthate de potassium : 100g/t ;
- Quantité d'aerofloat 238 : 25g/t ;
- Quantité d'agent moussant ( huile de pin ) : une goutte ;
- Temps de flottation varie de 1 à 5 minutes.

### \*CIRCUIT ZnOx :

- Régulation du PH à 11 , par addition de chaux(CaO); : PH=11 ;
- Quantité de silicate de sodium (  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$  ) : 100 g/t ;
- Quatité de sulfate de cuivre (  $\text{CuSO}_4$  ) : 300 g/t ;
- Quatité de sulfure de sodium (  $\text{Na}_2\text{S}$  ) : 1500 g/t;
- Quantité d'amylxanthate de potassium : 100 g/t ;
- Quantité d'aerofloat 404 : 25 g/t ;
- Quatité d'agent moussant ( huile de pin ) ;
- Temps de flottation varie de 3 à 4 minutes .

Le schéma de flottation est représenté dans la figure VI.6.B , les résultats obtenus sont portés dans le tableau VI.6.B,et représentés par les graphes (FIG VI.6.B.1 etFIG.6.B.2 ) .

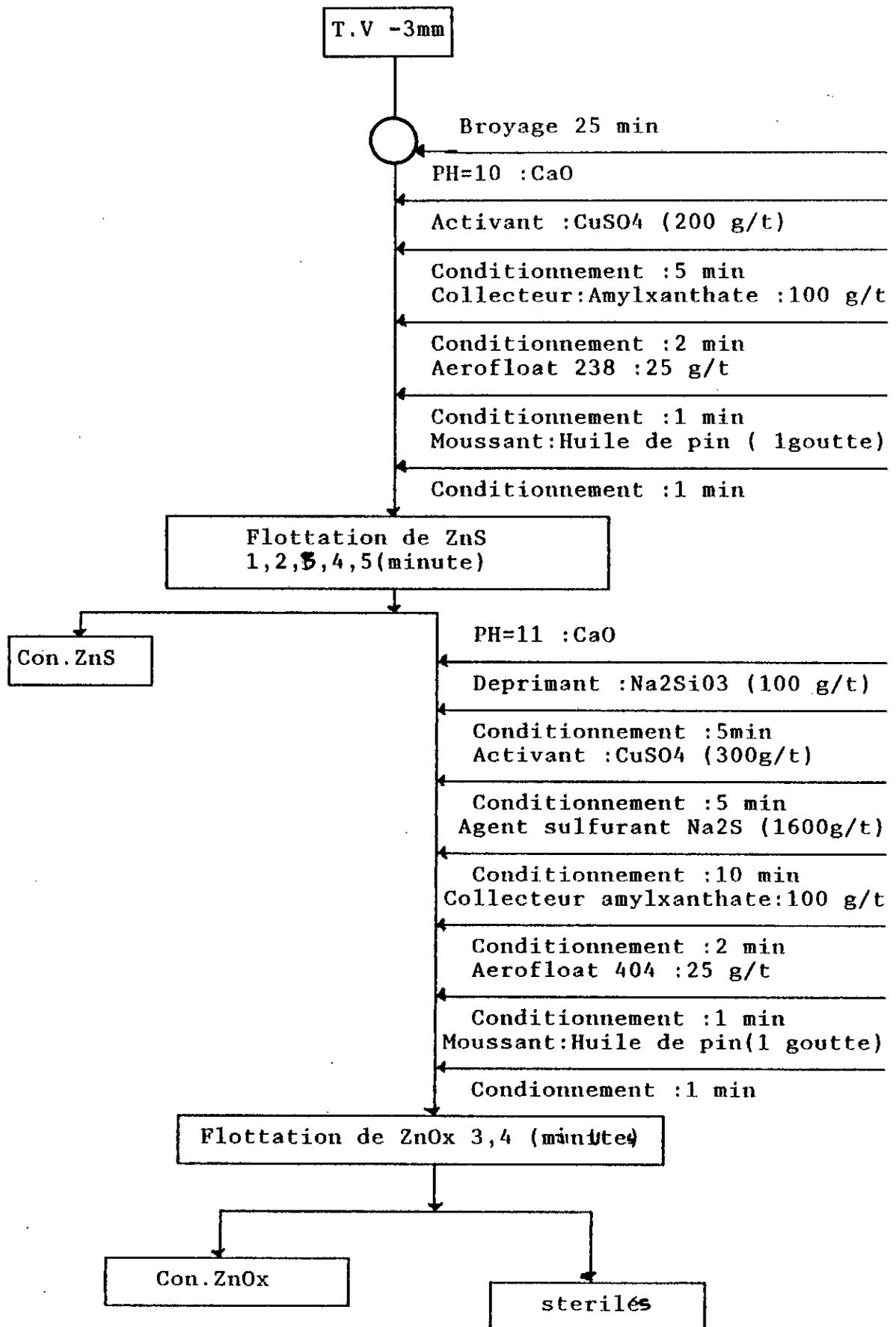


FIG VI.B. SCHEMA DE FLOTTATION ESSAIS N=02

Produits	Temps de flottation (min)	Poids (g)	R,P (%)	teneur chimique		Récupération (%)	
				Pb	Zn	Pb	Zn
	1	38,02	6,66	2,13	37	18,67	51,15
Conçentré(ZnS)	2	12,91	2,26	2,75	13,5	8,18	6,33
	3	8,58	1,5	1,4	5,25	2,76	1,63
	4	5,99	1,05	1,55	4,5	2,14	0,98
	5	4,67	0,82	1,4	4,5	1,51	0,77
Conçentré(ZnO)	3	20,71	3,63	1,58	2,55	7,55	1,92
	4	9,36	1,64	0,83	2,23	1,79	0,76
Stérile	.....	470,85	82,45	0,53	2,13	57,5	36,45
Alimentation	.....	571,09	100	0,76	4,82	100	100

Tableau VI,6,B Résultats des essais N=°2 sur l'influence du temps de flottation dans les circuits de ZnS et ZnO(F:6)

Temps de flottation (min)	1	2	3	4	5
Teneur (%)	37	13,5	5,25	4,5	4,5
Récupération(%)	51,15	6,33	1,63	0,98	0,77

Tableau VI,6,B,1 Teneur et récupération du Zn dans le conçentré de zinc sulfuré en fonction de temps

Temps de flottation (min)	3	4
Teneur( %)	2,55	2,23
Récupération(%)	1,92	0,76

Tableau VI,6,B,2 Teneur et récupération du Zn dans le conçentré de zinc oxydé en fonction de temps de flottation

FIG.VI.8.B.1 TENEUR ET RECUPERATION DU Zn DANS LE CONCENTRE DE ZINC SULFURE EN FONCTION DE TEMPS DE FLOTTATION

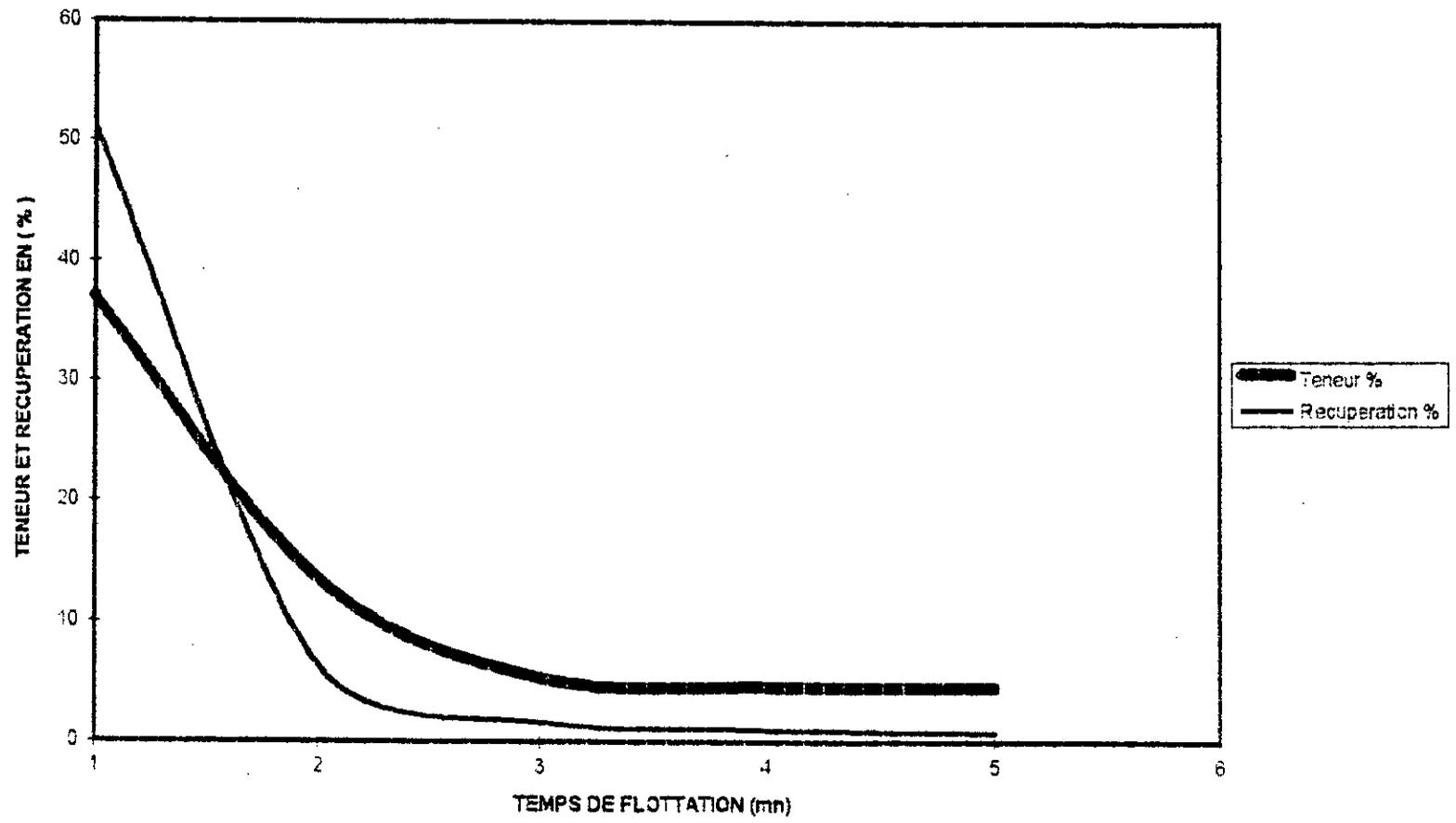
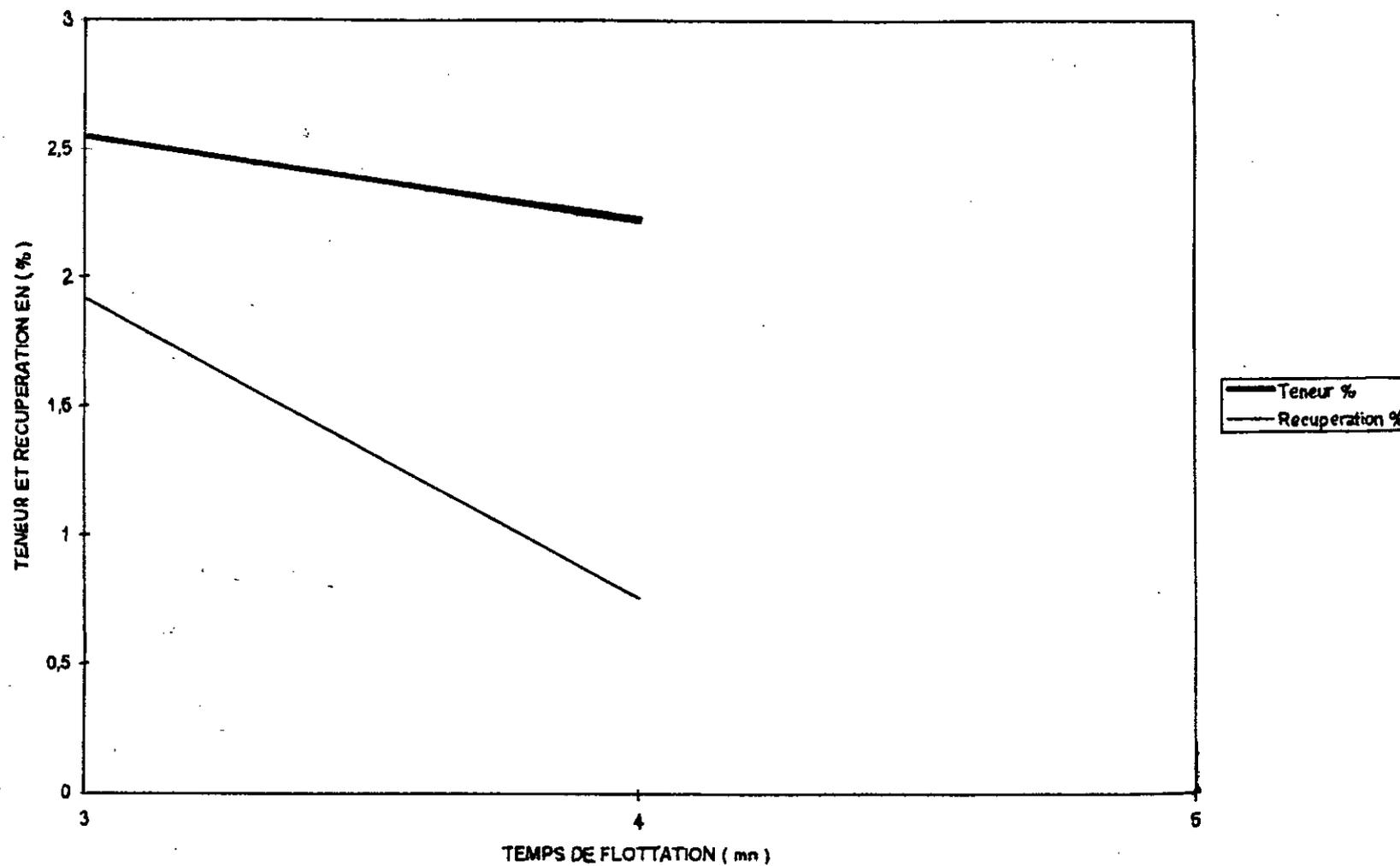


TABLEAU VI.6.B.2 TENEUR ET RECUPERATION DU Z<sub>n</sub> DANS LE CONCENTRE DE ZINC OXYDE EN FONCTION DE TEMPS DE FLOTTATION



85

## B.1 . INTERPRETATION DES RESULTATS :

### \* CIRCUIT ZnS :

Pour une durée de flottation comprise entre 1 et 3 minutes , la teneur et la récupération auront une allure fortement décroissante, avec une durée comprise entre 3 et 5 minutes , nous observons la formation d'un palier , traduisant la constance de la teneur .

Quant à la récupération , elle décroîtra progressivement , tendant vers zéro avec une période supérieure à 5 minutes .

### \*CIRCUIT ZnO :

De par l'expérience , les données de base ne sont pas<sup>les</sup> mêmes pour le <sup>o</sup>tritement par flottation d'un minéral sulfuré et oxydé .

Cela concerne également notre minerai .ce qui explique que la durée initiale considérée sera de 3 minutes au lieu d'un minute .

Au vu des résultats et des graphes,il ressort que :

Pour une durée de flottation variant entre 3 et 4 minutes , la tendance ou l'allure des courbes teneur et récupération irait en décroissant . cependant , on notera que la récupération est très faible ; cela s'explique par le fait que le zinc oxydé soit difficilement flottable .

## B.2. CONCLUSION :

Nous proposons que les temps de flottation soient de 5 minutes pour le circuit de ZnS et de 3 minutes pour le circuit ZnO.

Les analyses chimiques ( réfère tableau VI.6) nous montrent que le ZnO se retrouve presque totalement piégé dans les stériles .

## • C.ESSAIS N=°3

Etude de l'influence de l'activant dans le circuit de zinc sulfurés , ainssi l'influence de temps sulfuration mise un rapport indispensable d'une température , voire constante de 60°C dans le circuit de zinc oxydé .

BUT : il s'agit de préciser :

-/ l'influence de <sup>la</sup> consommation de l'activant sur la récupération et la teneur en zinc .

-/ le temps optimal de sulfuration , permettant d'obtenir une récupération et une teneur en Zn maximales au niveau du circuit de ZnO .

### • CONDITION OPERATOIRES

#### • CIRCUIT DU ZnS :

- Régulateur du milieu ( CaO ) : PH =10 ;
- Quantité de l'Activant sulfate de cuivre (CuSO<sub>4</sub>) : varie de 200 à 300 ( g/t ) ;
- Quantité de Collécteur : amyloxanthate de potassium : 100 ( g/t ) ;
- Quantité de Collécteur secondaire : Aerofloat 238 : ( 25 g/t ) ;
- Agent moussant : l'huile de pin : 1 goutte ;
- Temps de flottation : 5 minutes .

#### • CIRCUIT DU ZnOx :

- Quantité de déprimant silicate de sodium ( Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> ) : 100 ( g/t ) ;
- Quantite de l'activant Sulfate de cuivre ( CuSO<sub>4</sub> ) : 100 ( g/t ) ;
- Agent sulfurant : sulfure de sodium ( Na<sub>2</sub>S ) : 1500 ( g/t ) ;
- Temps de sulfuration : 10 , 15 , 18 , 20 ] ;
- Quantité de collécteur Amyloxanthate de potassium : 100 ( g/t ) ;
- Collécteur secondaire : Aerofloat 404 : 25 ( g/t)
- Quantité d' Agent moussant : L'huile de pin : 1 goutte ;

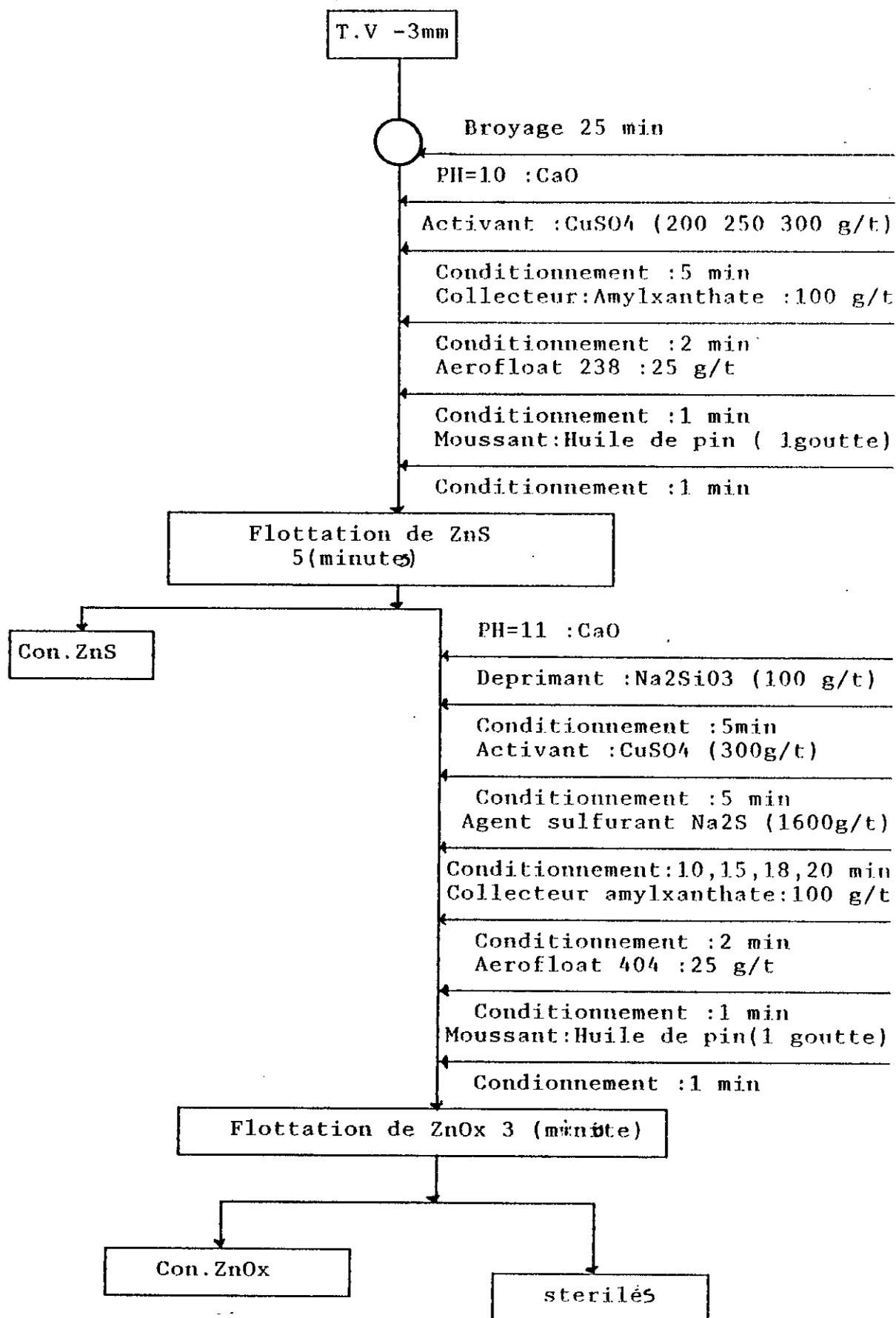


FIG VI.C SCHEMA DE FLOTTATION ESSAIS N=03

Essais N°1	Produits	Temps de sulfuration (min)	R,P (%)	Teneur chimique(%)		Recupération (%)	
				Pb	Zn	Pb	Zn
F7	Con,ZnS		11,09	2,23	25	42,64	60,53
	Cnc,ZnO	10	2,88	2,75	4,5	13,66	2,83
	Stérile		86,03	0,3	1,95	44,5	36,63
	Alimentation		100	0,58	4,58	100	100
F8	Con,ZnS		10	3,25	31	45,77	61,88
	Con,ZnO	15	2,53	1,53	3,5	5,45	1,77
	Stérile		87,46	0,4	2,08	49,27	36,31
	Alimentation		100	0,71	5,01	100	100
F9	Con,ZnS		9,06	2,53	37,5	29,77	63,62
	Con,ZnOx	20	7,9	1,53	3	15,7	4,44
	Sterile		83,04	0,5	2,05	53,92	31,88
	Alimentation		100	0,77	5,34	99,39	100
F10	Con(ZnS+ZnO)	20	10,9	0,93	25,5	23,04	61,22
	Sterile		89,1	0,38	1,98	76,95	38,86
	Alimentation		100	0,44	4,54	100	100

TABLEAU.VI.6.A RESULTATS DES ESSAIS N°1: L'INFLUENCE DU COLLECTEUR D'AMAYXANTHATE DANS LES CIRCUITS ZnS ET ZnOx

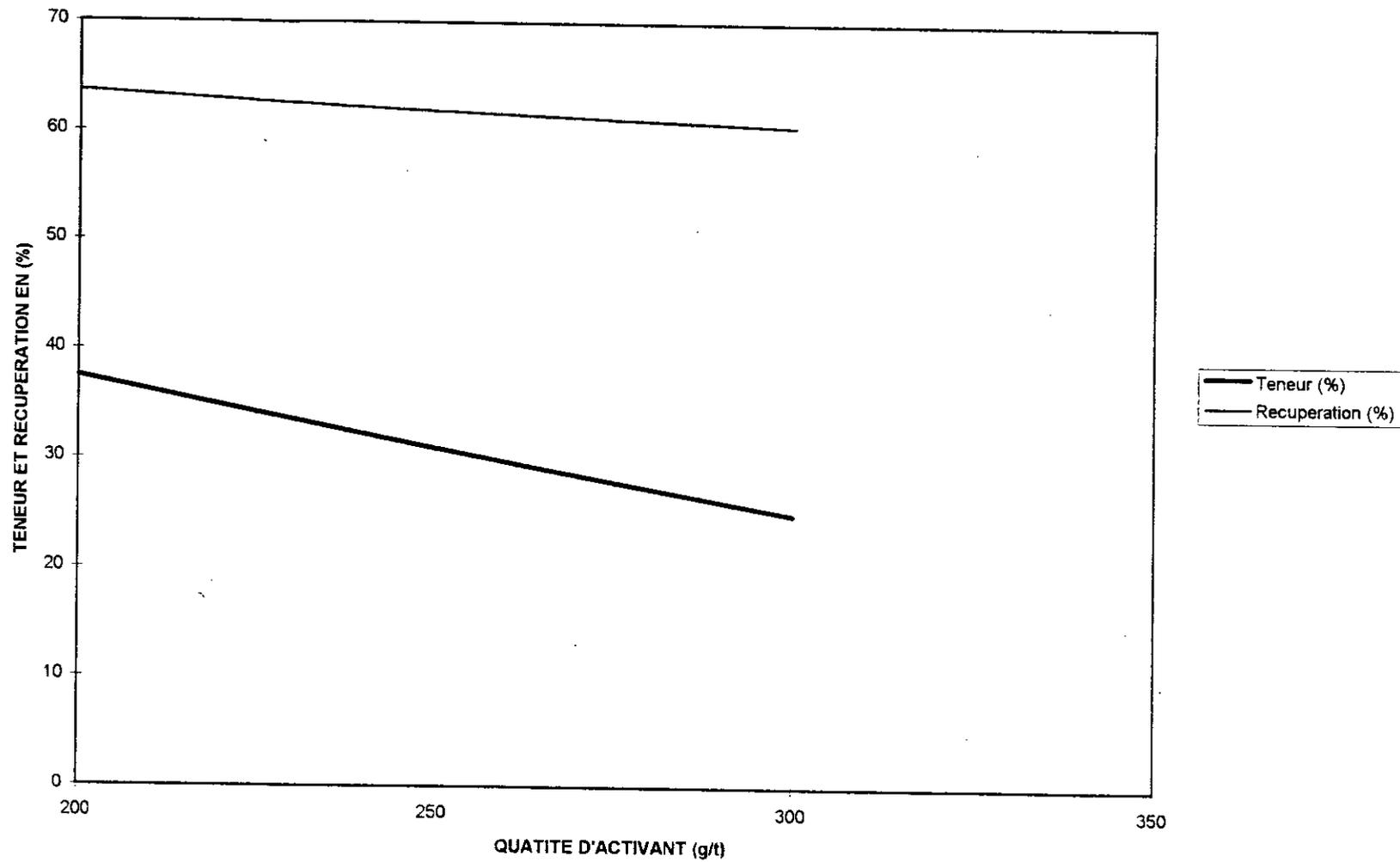
Quantité de l'activant g/t	200	250	300
Teneur (%)	37,5	31	25
Récupération(%)	63,62	61,88	60,53

Tableau VI,6,C,1 Teneur et récupération en fonction de la quantité d'activant dans le circuit de ZnS

Temps de sulfuration (min)	10	15	20
Teneur (%)	4,5	3,5	3
Récupération(%)	2,83	1,77	4,44

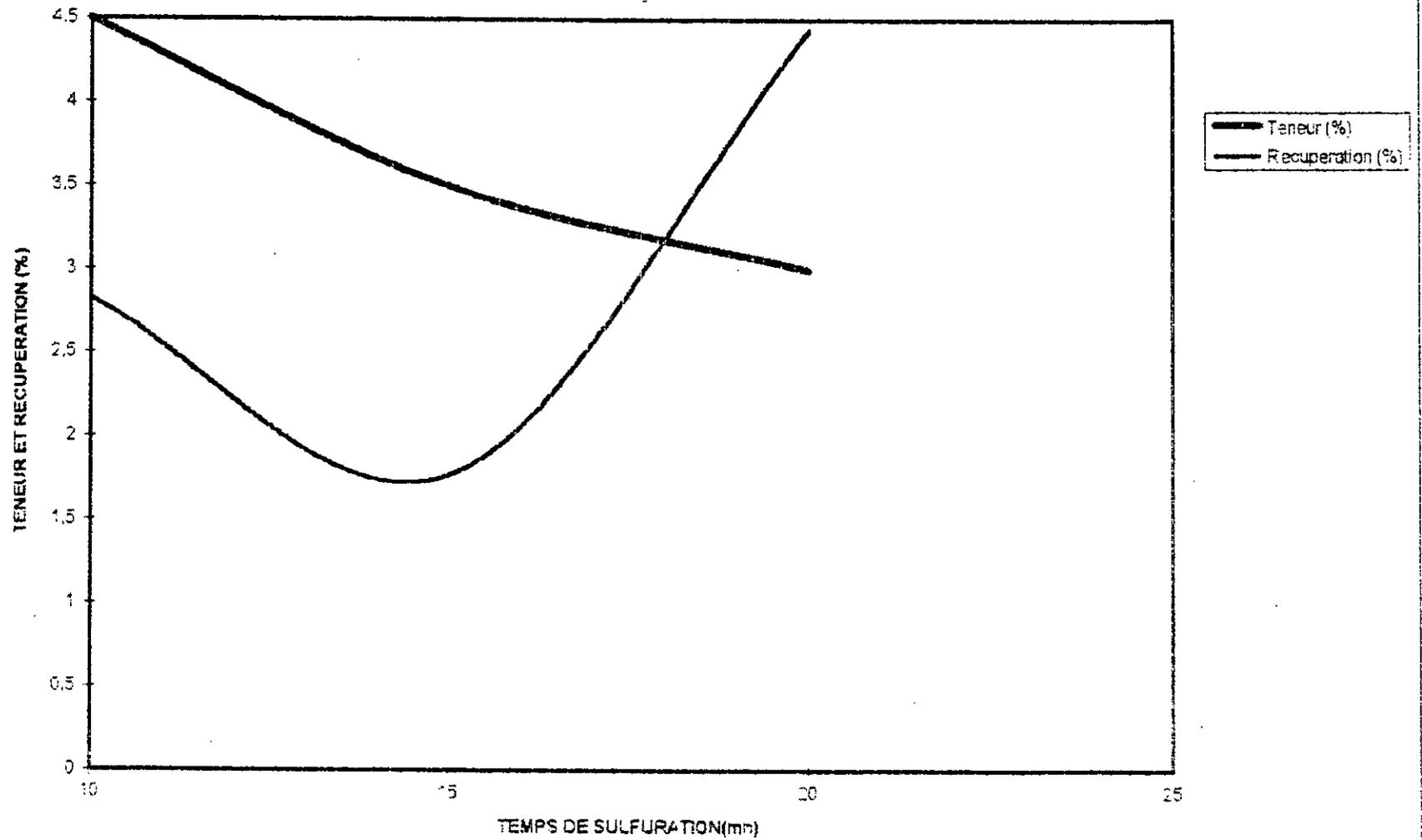
Tableau VI,6,C,2 Teneur et récupération en fonction du temps de sulfuration à la température de 60°C, dans le circuit de ZnO

FIG.6,C,1 TENEUR ET RECUPERATION DU Zn DANS LE CONCENTRE ZnS EN FONCTION DE LA QUANTITE DE L'ACTIVANT



63

FIG.8.C.2 TENEUR ET RECUPERATION EN FONCTION DE TEMPS DE SULFURATION A UNE TEMPERATURE 60°C,DANS LE CIRCUIT ZnOx



- Temps de flottation : 3 minutes .

## **C.1-INTERPRETATION :**

### **• CIRCUIT DU ZnS :**

La récupération et la teneur de Zn dans le concentré ZnS diminue avec l'augmentation de l'activant (  $\text{CuSO}_4$  ) .

Le processus d'activation est basé sur l'échange d'ions . L'ion  $\text{Cu}$  provenant de  $\text{CuSO}$  est adsorbé par la blénde en échange avec Zn .

$\text{CuS}$  est ainsi formé à la surface de la blénde , ce dernier étant plus apte à flotter que ZnS . la blénde est alors mieux collectée .

### **• CIRCUIT DU ZnOx :**

Le temps de sulfuration à une température  $60^\circ\text{C}$  influe sur la teneur et la récupération. L'allure des courbes teneur et récupération en ZnO nous montre :

-/ qu'avec une durée de sulfuration de 20 minutes , nous obtenons les meilleurs résultats chiffrés de ces deux paramètres ;

-/ Cependant , sur le plan industriel , ces résultats sont médiocres .

## **C.2 .CONCLUSION:**

-/ La quantité de l'activant optimisée est de 200 g/t dans le circuit ZnS .

-/ Quant au temps de sulfuration et optimisé de 20 minutes .

-/ Il ressort donc que le ZnO ne soit pas récupéré dans la totalité . tout cela se traduit par des pertes importantes au niveau du stérile .

- La quantité de l'activant a été optimisée de 200 g/t dans le circuit de zinc sulfuré .

- Le temps de sulfuration a été optimisé 20 minutes .

## VI.8 ANALYSE CHIMIQUE DES PHASES DANS LE STERILE

Cette analyse a été réalisée dont le but a savoir :

- Les teneurs en zinc oxydé restant dans la gangue ( stérile ) .

Les teneurs en zinc oxydé ( ZnO ) et en plomb oxydé ( PbO ) ont été calculées de la manière suivante :

$$*ZnO/Zn=k \quad \text{avec } k= [ ( 65.37+16 )/65.37 ] =1.24$$

$$*PbO/Pb=C \quad \text{avec } C= [ ( 207.1+16 )/207.1 ] = 1.08$$

Les résultats sont portés dans le tableau suivant :

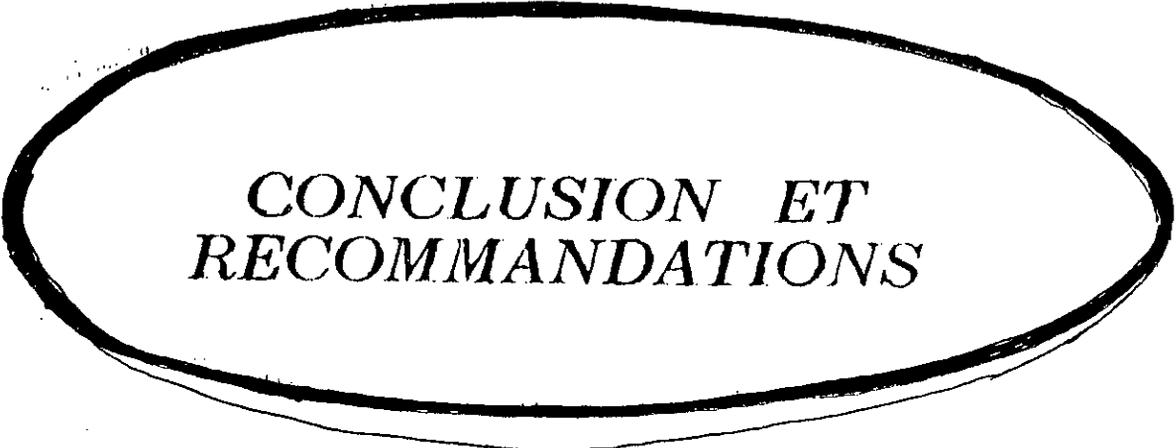
**TABLEAU VI.8 Analyse chimique des phases de ZnO-PbO dans le stérile**

Test de flottation	Pb (%)	Zn (%)	PbO (%)	ZnO (%)
F1	0.33	1.80	0.24	2.23
F2	0.30	1.88	0.28	2.29
F3	0.35	1.80	0.28	2.21
F4	0.40	1.96	0.30	2.46
F5	0.63	2.30	0.38	2.17
F6	0.53	2.13	0.46	2.21
F7	0.30	1.95	0.25	2.33
F8	0.40	2.08	0.30	2.33
F9	0.50	2.05	0.41	2.37
F10	0.38	1.98	0.31	2.23

## **CONCLUSION :**

**D'après les résultats qui ont été obtenus , on peut dire que la flottation de zinc sulfuré est pratiquement parfaite ; par contre , la flottation de zinc oxydé est relativement médiocre ; cela s'explique si on se réfère au tableau précédent .**

**Les teneurs en zinc oxydé dans les stériles varie de 2.21 % à 2.46 % .**



*CONCLUSION ET  
RECOMMANDATIONS*

## CONCLUSION ET RECOMMANDATIONS

Au cours de cette étude nous avons procédé à une flottation sélective d'un minerai complexe, tout en optimisant quelques paramètres.

La qualité du concentré de plomb, ne répondant pas aux normes marchandes, explique en fait qu'on ait effectué des essais de flottation portant sur le zinc.

Pour la flottation de zinc sulfuré, leur récupération est presque totale, par contre pour les minéraux oxydés de zinc, leur flottation est difficile.

Les résultats auxquels nous avons aboutis peuvent être résumés comme suit :

\* Les analyses d'identification du minerai (analyse minéralogique, chimique, granulométrique et spectrale), nous confirment qu'il s'agit bien d'un minerai polymétallique, avec une prédominance en zinc.

\* Il présente une granulométrie étalée ou finement disséminée.

\* Le minerai est relativement friable.

Les essais de flottation indiquent que :

### ESSAI N : °1

On cherche à flotter le sulfure de zinc <sup>et</sup> l'oxyde de zinc, par optimisation de la consommation de collecteur.

Résultat : le ZnS flotte.

le ZnO flotte légèrement.

### ESSAIS N : °2

On va chercher à faire varier d'autres paramètres pour améliorer la flottation du sulfure de zinc, et d'autre part résoudre le problème de non flottabilité de l'ZnO.

Optimisation du temps de flottation.

Résultat : amélioration de la flottabilité du ZnS.

résultat négatif sur la flottabilité de l'oxyde de Zn.

### ESSAIS N : °3

Cherchons à faire varier d'autres paramètres pour :

-Améliorer encore la flottabilité du ZnS

**-Trouver une orientation pour solutionner la non flottabilité de ZnO.**

**Optimisation de la consommation d'un nouveau réactif "activant" pour le ZnS.**

**Optimisation du temps de sulfuration pour la flottabilité de ZnO.**

**-Les récupérations maximales en zinc sulfuré et en zinc oxydé sont obtenus si on consomme les quantités de réactifs suivants :**

**CIRCUIT ZnS / :**

**\*Collecteur " Amyl xanthate de potassium " : 100 g/t de minerai**

**\*Activant " Sulfate de cuivre " : 200 g/t de minerai**

**CIRCUIT ZnO/ :**

**\*Collecteur " Amyl xanthate de potassium " : 300 g/t de minerai**

**Comme recommandations : il serait judicieux de pouvoir entamer des essais de flottation en usine pilote pour mieux cerner le problèmes d'ingénierie .**

**- Pour améliorer la teneur des concentrés de zinc , il serait souhaitable d'effectuer des flottations de lavage .**

**- La flottation de zinc oxydé de la region de "BOUKHDEMA est difficile à traiter pour cette raison , la façon la plus courante de valoriser ces minerais de zinc consiste à activer le minerai avec du sulfure de sodium et , comme collecteur on employer une amine , telle que "l'AEROMINE 3037 " ; on récupérerait ainsi le carbonate et le silicate de zinc , cette amine est très utilisé dans les industries minérales du Pb/Zn , dans le cadre du traitement des minéraux**

# ANNEXE

01

# METHODES D'ANALYSES CHIMIQUES

Cette analyse a été réalisée par absorption atomique .

## 1.a PRINCIPE DE SPECTROPHOTOMETRIE

### D'ABSORPTION ATOMIQUE (S.A.A)

Au cours des analyses de spectrophotométrie d'absorption atomique (S.A.A), <sup>une</sup> solution contenant une faible quantité d'éléments métalliques est convertie (dans une flamme) sous forme de vapeur qui est constituée d'atomes libres. une source lumineuse émet une radiation caractéristique de l'élément à doser , dirigée vers la vapeur.

Certains atomes dispersés, parmi cette dernière absorbent une partie de la radiation , ce qui entrainera une diminution de la radiation , émergeant de la vapeur . un détecteur évaluera cette diminution. un monochromateur intégré, au système permet d'isoler l'énergie de la longueur d'onde recherchée des longueurs d'ondes voisines émises par la source lumineuse.

Le schéma de la figure a représenté le principe de l'appareillage.

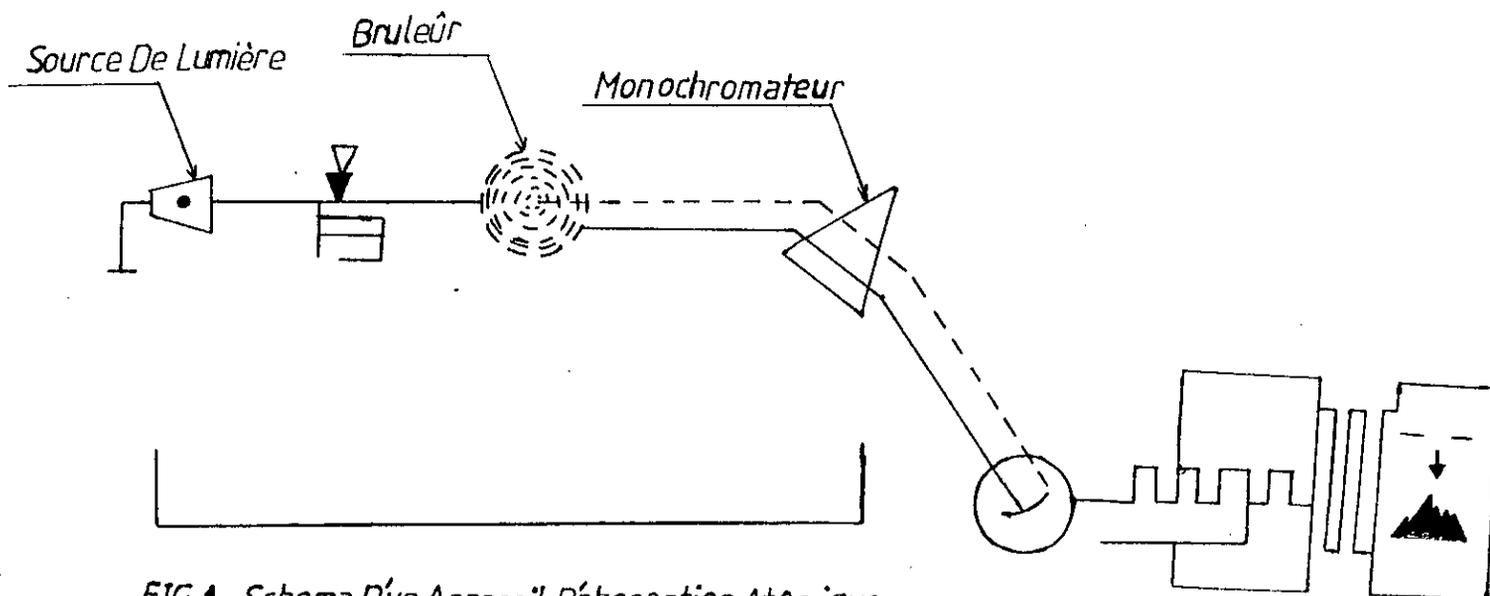


FIG.A. Schema D'un Appareil D'absorption Atomique

## 1.b-DOSAGE DE Pb ET Zn MODE OPERATOIRES

### 1/ REACTIFES ET MATERIELS UTILISES:

- Acide fluorhydrique (  $d = 1,13$  ) 40 % pour analyse
- Acide chlorhydrique (  $d = 1,19$  ) pour analyse 10% au volume.
- Nitrate de Pb à 1000  $\mu\text{g/ml}$  dissoudre 1,6 g de nitrate de Pb ( $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$ ) sèche de 110° dans 1 L d'acide nitrique à 10 % en volume.
- Solution de Zn à 100  $\mu\text{g/ml}$  dissoudre 1 g de Zn dans 50ml HCl concentré, dans une fiole d'1 litre
- Bêchers en téflon de 250 ml.
- fioles jougées de 250 ml.

### 2/ MISE EN SOLUTION

On pèse (0,500 g + 0,001 g ) de minéraion l'introduit dans un becher en téflon

On a joute 10 ml d'acide fluorydrique et 10 ml d'acide chlorydrique, on amène à sec.

On ajoute 10 ml d'acide chhorydrique et 5 ml d'acide nitrique et chauffe jusqu'au séchage.

On reprend pour 12,5 ml d'acide chlorydrique concentré chauffant pour redissoudre les sels.

On transverse 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 d,termination dePb,Ca,Ba,Cu,Zn,etCd.

Le dosage a été fait par absorption atomique,pour ce l'on prépare les étalons contenant 0-5-10-25-50-75-100 et 250 mg/l de plomb respectivement de Zn à partir de la solution a 100 mg/ml de Pb respectivement de Zn.

### 3/ CONDITIONNEMENTS OPÉRATOIRES :

-Générateur de radiation : cathode creuse à haute brillance.

	Pb	Zn
Radiations	283.33 nm et 217 nm	213.8 nm et 307.5 nm
Bande passante 4/4	0.7 nm	2.00 nm

-Flamme : air acétylène

-Limite de detection 0,0025 % de Pb et 0,0050 % de Zn .

La reproductibilité est de + 0,05 % du voisinage de 5 % de Zn et de 0,1 % au voisinage de 10 % de Pb, On fait passer les échantillons.

### 1/C DOSAGE DE PbO,ZnO

- peser 1:2 gr de minerais dans un bécher de 250 ml .

- ajouter 50 ml d'acide acétique 1:4 bouillir à feu doux sous verre de montre pendant 1 heure

-filtrer à travers un filtre rapide dans 250 ml.

-ajouter au filtrant 10 ml HNO<sub>3</sub> ,et on évapore à sec

-Refroidir et ajouter 20 ml d'HCl 1:1 et chauffer.

-transverser dans une fiole jaugée de 250 ml, homogénéiser, le dosage a été fait par l'absorption atomique.

## MESURE DE DENSITE DU MINERAL :(densité pycnométrique)

La densité de la poudre est mesurée à l'aide d'un pycnomètre , on pèse le pycnomètre propre et sec soit  $m_1$  (g) en suite on le remplit d'eau distillée , on note la température et on le pèse soit  $m_2$  (g) .

La différence de masse  $m_2 - m_1$  représente la masse de l'eau qui occupe le volume  $V_t$  du pycnomètre à la température  $t^\circ\text{C}$  le rapport de la différence (  $m_2 - m_1$ ) par la densité absolue de l'eau à la température correspondants au volumes .

$$V_t = \frac{m_2 - m_1}{d_t(\text{H}_2\text{O})} \quad (\text{Cm}^3)$$

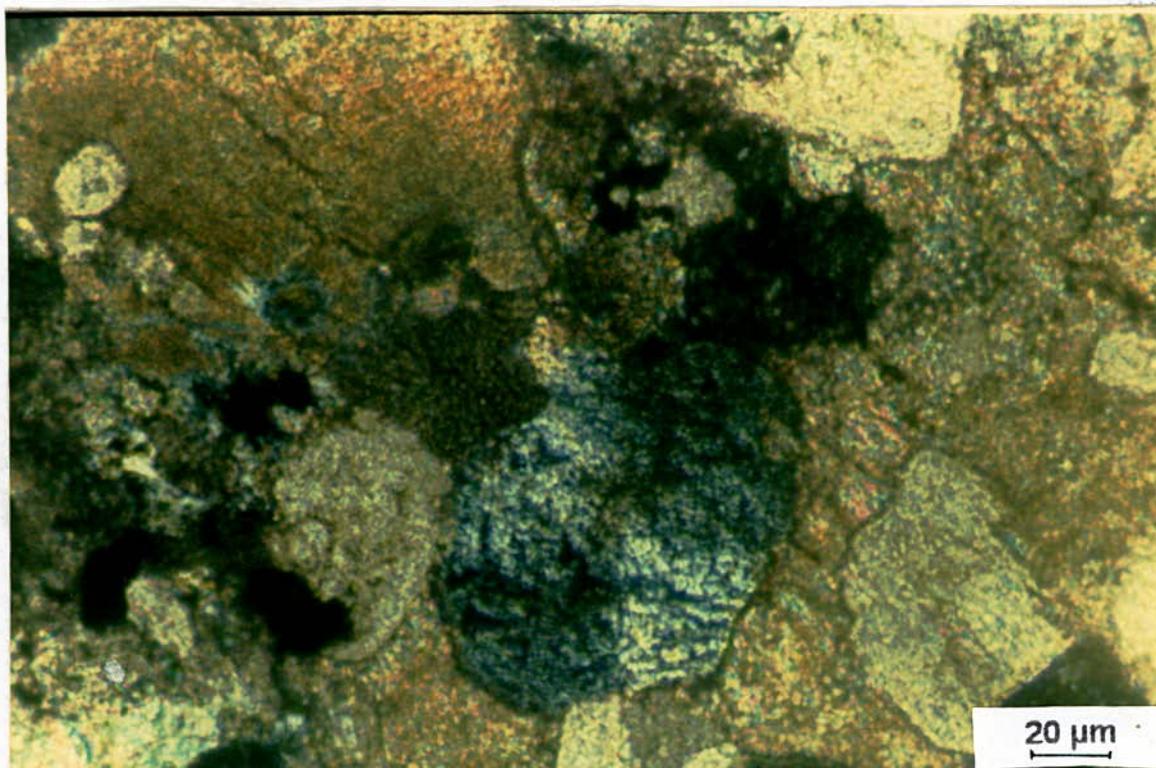
$d$  : densité de l'eau à la température de mesure on vide le pycnomètre et on le sèche soigneusement ,on le remplit à moitié avec la poudre , et on pèse  $m_3$ (g) la masse de la poudre et  $m_3 - m_1$  en suite on ajoute une quantité de liquide de façon à recouvrir la poudre , on place le pycnomètre dans un dessiccateur ou on crée un vide , les bulles d'air se éliminer la plus grande partie des bulles d'air , on laisse entrer l'air dans le dessiccateur, on soit le pycnomètre et on le reemplit complètement avec le liquide , et on pèse  $m_4$ (g) . la densite du solide est calculée



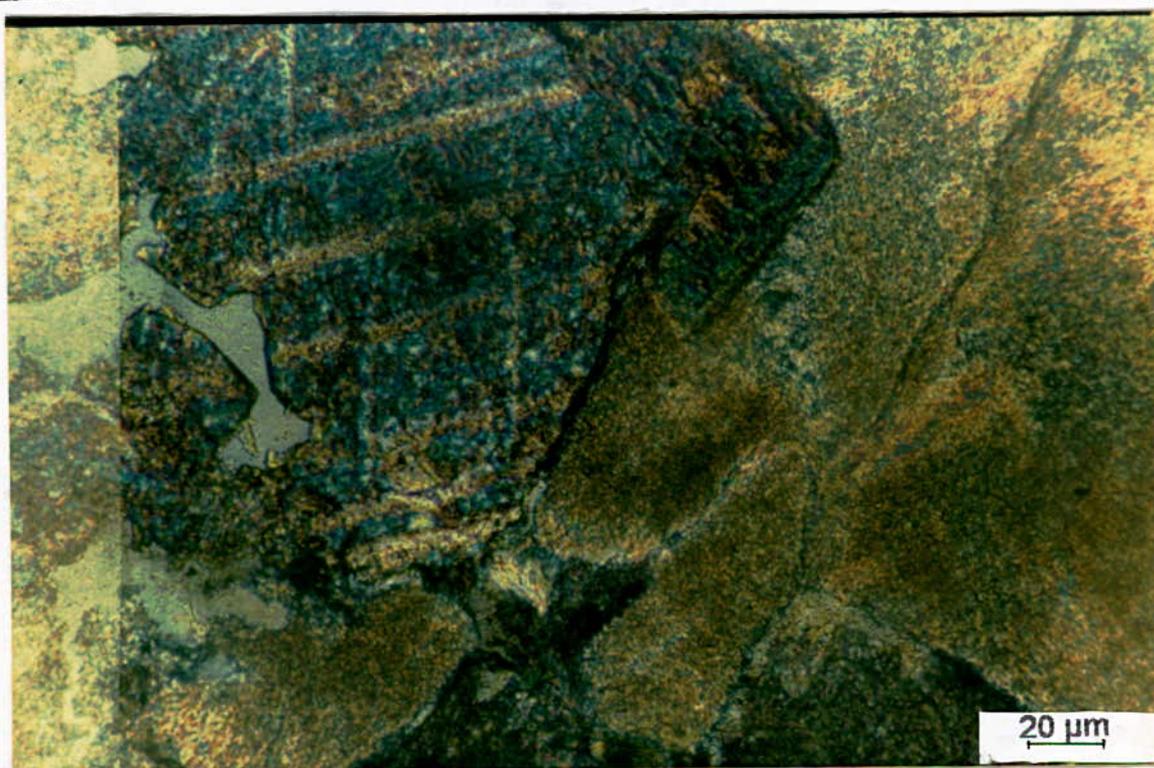
**TABLEAU ( V.3.4 ) : Résultats d'analyse spectrographiques**

<b>X</b> <b>10 - 2</b>	<b>X</b> <b>10 - 3</b>	<b>X</b> <b>10 - 3</b>	<b>X</b> <b>10 - 3</b>	<b>X</b> <b>10 - 5</b>	<b>X</b> <b>10 - 3</b>	<b>X</b> <b>10 - 4</b>	<b>X</b> <b>10 - 2</b>	<b>X</b> <b>10 - 2</b>	<b>X</b> <b>10 - 3</b>	<b>X</b> <b>10 - 2</b>
<b>Mn</b>	<b>Cr</b>	<b>Cu</b>	<b>Pb</b>	<b>Ag</b>	<b>Sb</b>	<b>Bi</b>	<b>As</b>	<b>Zn</b>	<b>Cd</b>	<b>Ba</b>
<b>6</b>	<b>3</b>	<b>100</b>	<b>400</b>	<b>100</b>	<b>40</b>	<b>&lt;</b>	<b>-</b>	<b>1%</b>	<b>5</b>	<b>5</b>

ANNEXE  
02



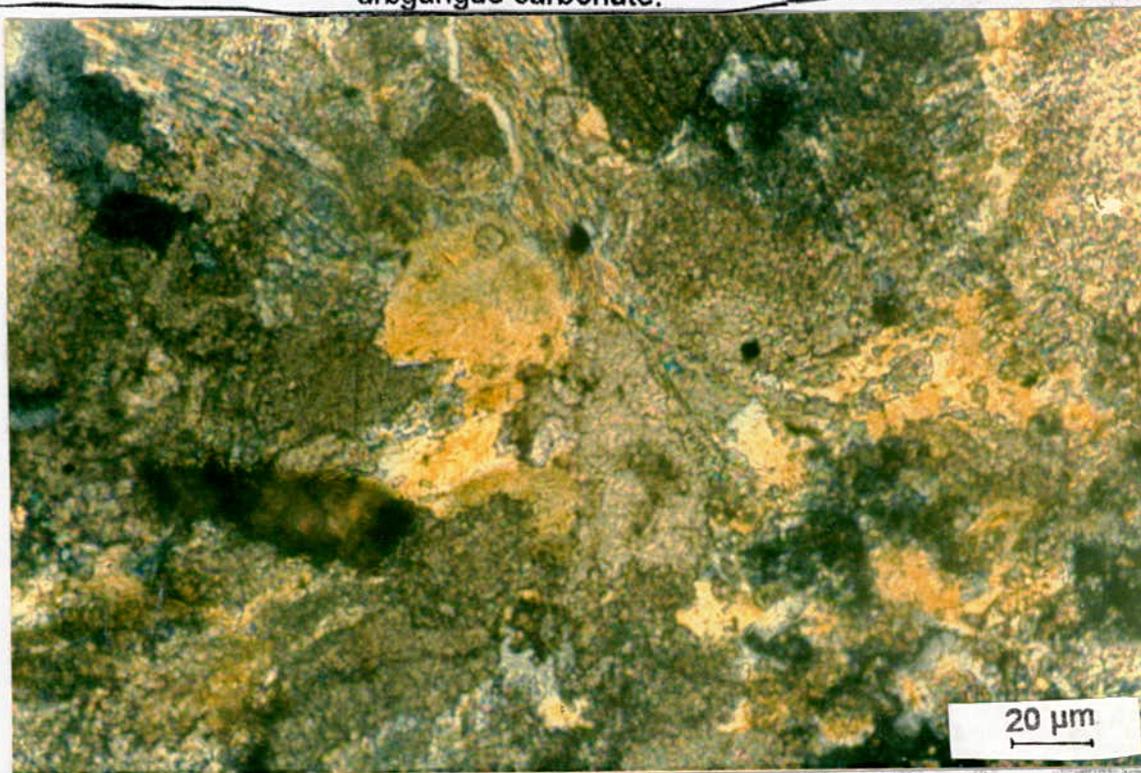
1/.[Lame mince(548L)] : Cristaux subautomorphes de galène associés à des grains xénomorphe de pyrite dans une gangue dolomitique .



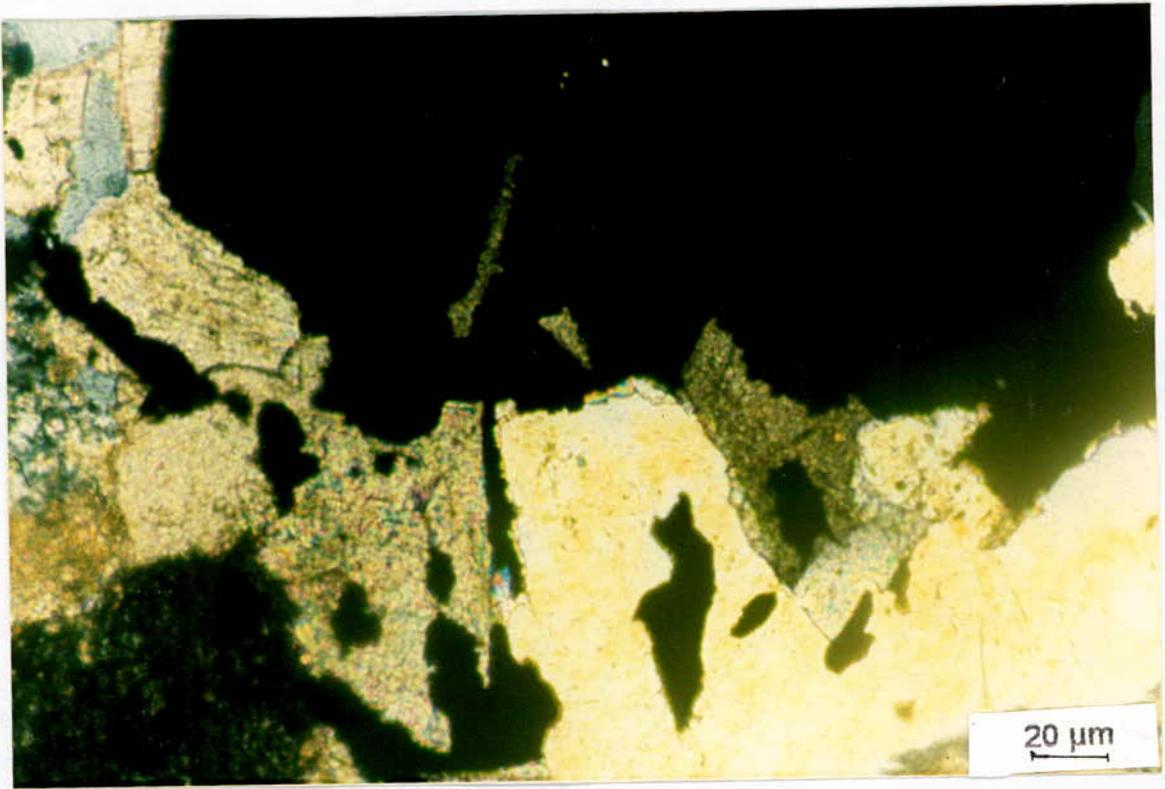
2/.[Lame mince(548L)] : Gangue à prédominance dolomitique .



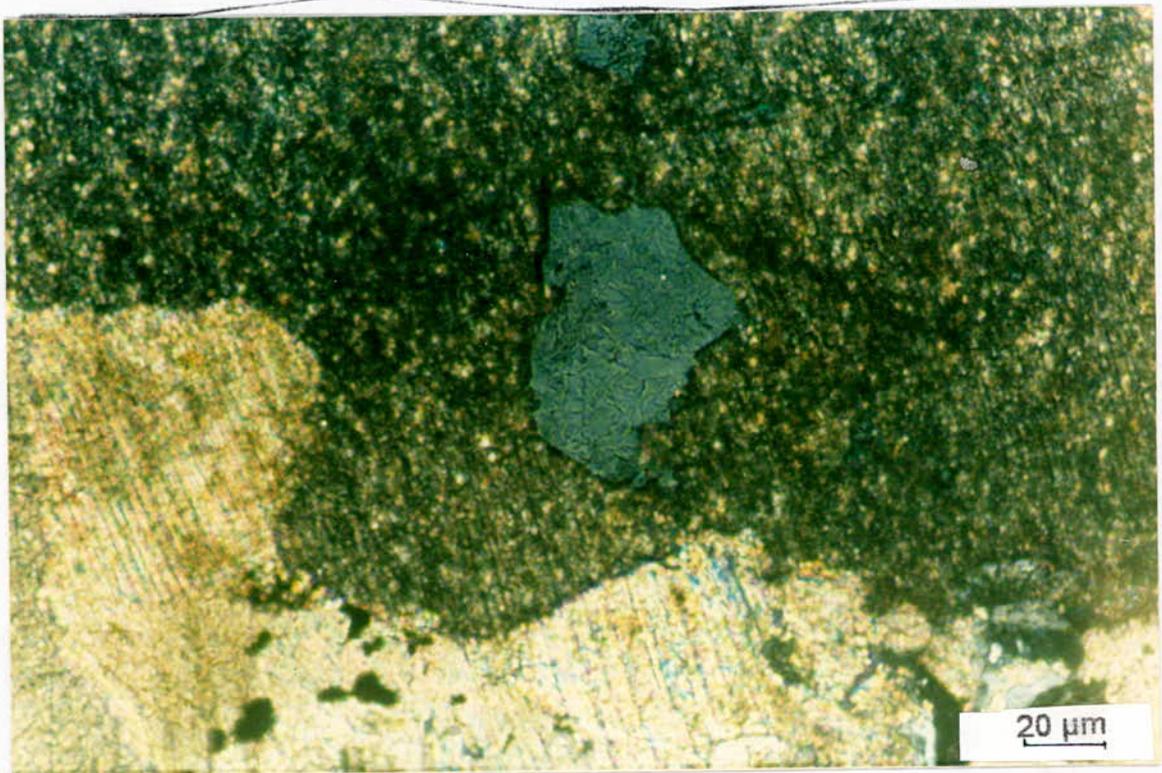
3/. [Lame mince(548L)] : Cristaux xénomorphe de blende (Couleur :Jaune miéle ) , dans unegangue carbonaté.



4/. [Lame mince(548L)] : Cristaux de blende associée à la pyrite dans une gangue de quartz et de dolomie .



5/[Lame mince(548L)] : Cristaux xénomorphe de Blende associée à la galène dans une gangue silicieuse .



6/[Lame mince(548L)] : Cristaux de galène dans une gangue silicieuse et des grains de pyrite dans une fond carbonaté .

## **BIBLIOGRAPHIE \***

- [1]- AIT- OUAKLIA : Enrichissement du minerai polymétallique complexe  
Pb-Zn de oued amizzour I.A.P -1993 .
- [2]-AMAROUCHE. S: Flottation de minerai complexe cas:d'un echantillon de  
oued amizour (PFE) E.N.P-1994 .
- [3]- BLAZY.P: La valorisation des minerais .Ed .Press. France.Paris-1970
- [4]- BOULEKROUCHE .Y : Enrichissement d'un minerai polymétallique  
cas du gisement « chabet el hamra » E.N.P 6 1994
- [5]-CYANAMID : Manuel de produits chimique pour l'industrie minéralurgie -  
1976
- [6] - DEY.A : Etude de separation gravimétrique d'un minerai polymétallique de  
plomb-zinc , application au gisement d'oued amizour ( W.BEJAI ) E.N.P -1995
- [7]-FELLOUS.F : Flottation de minerai complexe ( cas échantillon de cavallo)  
E.N.P -1988 .
- [8]- GAUDIN : Flottation 2 eme eddition NEW YORK 1957 .
- [9]- GEORGES . A : Metallurgie du plomb -1993 .
- [10] -GHEZALI .M : Etude d'enrichissement par flottation d'un minerai  
polymetallique de plomb et de zinc ( gisement de Guergour ) - 1995 .
- [11]- GILLES.B : Flottation mecanismes et réactifs ( technique de l'ingenieur) -  
1982 .
- [12] -GILLES.B : Flottation machines et circuits - Exploitation( technique de  
l'ingenieur )-1993 .
- [13]-GLACON : Geologie de la region setifiene - 1967 .
- [14] -KARKATCHEV .V : Flottation du minéraux utiles ( travaux pratique )  
université

de - ANNABA- 1983 .

[15] - MICHEL .D : Metallurgie du zinc ( technique de l'ingenieur ) -1993 .

[16] - OUBRAHIM .L : Procéde de flottation et son evolution technologique ( application a la valorisation du minerai barytique du gisement de Koudia- safia ' BERROUAGHIA '-1994.

[17]- SAADA.A : Preconcentration physique du minerai complexe de plomb -zinc de CHABET -el -hamra (Algerie )-1993

[18] -OUTCHAROV.V : Flottation egouttage technologique " université de ANNABA -1986 .

[19] -SANDIER .J : Mise en valeur des gisement métallifères ( estimation , exploitation , traitement des minerais -1962 .

[20] -ZAIDI .A :Modélisation et simulation du procédé d'enrichissement par flottation (PFE)E.N.P - 1994 .

[21]- ZAKHVATKIVE.V : Minéralurgie universite de ANNABA -1985 .

[22] -WILIS .B.A : Minérale processing technologie 4éme eddition -1988 .

