

1/94
الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

وزارة التعليم العالي
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR
المكتبة
BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT: MINES

PROJET DE FIN D'ETUDES

POUR L'OBTENTION DU DIPLOME D'INGENIEUR D'ETAT

MEME

FLOTTATION
DE MINERAIS SULFURES :
CAS D'UN ECHANTILLON DE
OUED AMIZOUR

Proposé par:
O.R.G.M.

Etudié par:
Mr. S. Amarouche

Dirigé par:
Mr. M. Zibouche

◆ Promotion: Juin 1994 ◆

Dédicaces

A la mémoire de ma mère Teldja qui a tout fait pour moi. que dieu la bénisse.

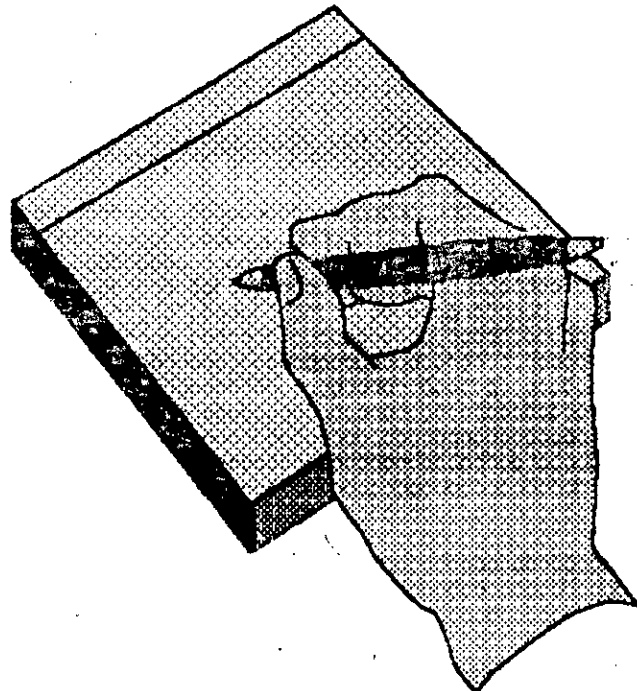
A mon père pour ses sacrifices envers moi.

A ma mère pour sa patience et sa tendresse.

A mon frère Djamel, mes soeurs: Houria, Samira, et Amel.

A toute ma famille.

A tous ceux qui sont proches de mon coeur.



Remerciements

*Ce travail a été effectué sous la direction de M. Mohamed Zibouche,
à qui j'exprime ma profonde reconnaissance pour l'aide inestimable
qu'il m'a prodiguée tout au long de cette étude.*

*Je remercie vivement 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. en particulier:
Djafer, Aïnouche et Zouaoui*

*J'exprime ici toute ma reconnaissance à tous ceux qui ont
contribué à ma formation.*

Je tiens à remercier tous ceux qui m'ont encouragé à réaliser ce travail.

*Mes remerciements vont également aux membres du B.A.E.T (El-Eulma)
pour leur contribution à la réalisation de ce mémoire.*

SOMMAIRE

	<u>Page</u>
I Introduction	01
II Gisement de Oued Amizour	02
II.1 Historique	02
II.2 Situation géographique	02
II.3 Géologie du gisement	03
III Généralités	05
III.1 Le Plomb	05
III.2 Le Zinc	06
III.3 Techniques d'enrichissement des minéraux sulfurés du Plomb-Zinc	07
III.4 Flottation	08
Partie expérimentale	14
IV Identification de l'échantillon	15
IV.1 Echantillonnage	15
IV.2 Analyse granulométrique et granulochimique	16
IV.3 Etude pétrographique	23
IV.4 Analyse chimique	25
V Etude de broyabilité	26
VI Flottation	26
VI.1 Préparation de l'échantillon	29
VI.2 Paramètres étudiés	29
VII Conclusion	53
Annexe	56

I. INTRODUCTION

Le Plomb et le Zinc sont des métaux qui se présentent la plupart du temps en association et à l'état sulfuré.

Ces minéraux qu'on nomme respectivement Galène et Blende sont d'une grande importance non seulement, car ils sont considérés comme matière première pour l'obtention des métaux, Plomb et Zinc, utilisés dans plusieurs domaines mais aussi on peut y extraire des métaux précieux et rares à savoir Ag, Au, Cd, Ga, Ta

Plusieurs pays tels que, le Japon, l'Australie et le Canada exploitent ce type de minerai qui présente certaines difficultés de séparation et de récupération des métaux dues à leur complexité. D'après cette expérience mondiale la flottation sélective est applicable dans la plupart des cas pour traiter ces minerais.

II. GISEMENT DE OUED-AMIZOUR

II.1. HISTORIQUE

En 1976 des travaux d'évaluation ont été effectués. En 1978 une généralisation des données géologiques sur la ^{ressources} possibilité métallifère des régions de Jijel et Bejaia a été réalisée, ainsi qu'une prévision à grande échelle de la structure volcano-tectonique de Oued Amizour.

^{Au la base de ces données} Ces-données, qui ont servi de base pour les travaux de prospection au 1/10000, ont été entamées en 1981 et elles ont été achevées en 1986. dans la même période un levé topographique a été effectué et a été accompagné par un échantillonnage Litho-géochimique.

Durant 1987-1988 la prospection a été effectuée dans la partie centrale du massif.

II.2. SITUATION GÉOGRAPHIQUE

Le massif de Oued Amizour est situé à proximité du littoral méditerranéen à 8-10 km vers le sud-ouest de Bejaia. Ce massif représente une surface de 100 km² environ.

La base de vie se trouve à 7 km vers le Nord-Est de la daïra d'Amizour et à 0,5 km vers le Sud de la route nationale dans la vallée du Oued.

II.3. GÉOLOGIE DU GISEMENT

a) Stratigraphie: Le massif d'Oued Amizour est une partie de la zone Amizour-El Aouana qui se constitue des dépôts triassiques, jurassiques, crétacés, éocènes, oliocènes, miocènes et pliocènes.

Le massif est représenté par deux assises:

- Une assise inférieure de composition essentiellement andisitique, elle est caractérisée par une structure très différenciée avec une épaisseur de 600 à 800 m.
- Une assise supérieure constituant la partie centrale du massif renferme la minéralisation dans le sud ainsi que le secteur des travaux de prospection détaillés dans le Nord. Cette assise est caractérisée par une structure assez homogène et représentée par des tufs ignimbritoïdes de composition dacitique de cristalloclastique, intercalés par des horizons de grés et de graviers et par des nappes de laves de la même composition, elle est de 10-20 à 200-250 m.

b) Tectonique: Le massif est représenté par un synclinal dont la direction est Nord-Est à dimension de 7x15 km, les flancs Sud et Nord de la structure sont accidentés par des faibles arquées et des plis mineurs anticlinaux et synclinaux, et sont représentés dans la partie centrale de la structure.

Le gisement plat dans la partie centrale est de caractère subhorizontal, alors que le gisement dressant est manifesté sur le flanc sud.

Le massif est limité par deux failles l'une au Sud et l'autre au nord (faille de Naït Larbi).

CONCLUSION

La minéralisation se localise dans la partie moyenne ou inférieure de la coupe de l'assise inférieure. Les Granosyenites, prophyres, subvolcaniques et les roches vulcanogènes sont des roches encaissant le minerai.

III. GENERALITES

III.1. LE PLOMB

C'est un métal non ferreux, lourd, plastique, tendre ayant une masse atomique de 207,2 g, sa densité est égale à 11940 kg/m³. La température de fusion est de 307,4 °C.

Le Plomb et ses alliages trouvent une grande utilisation dans la production des accumulateurs, des enveloppes de cables, des appareils anticorrosifs et résistants aux milieux agressifs. On l'utilise dans les appareils de conservation des substances radioactives pour son absorption des rayons 'Gamma'.

Le plomb se trouve dans la nature uniquement sous forme de minéraux.

Les principaux minéraux du plomb et leurs caractéristiques sont portés dans le tableau III.1.

Minéral	Formule chimique	Teneur en Plomb %	Densité en kg/m ³
Galène	PbS	86,6	7400-7600
Gérousite	PbCo ₃	77,5	6400-6600
Anglissite	PbSo ₄	68,3	6100-6400
Voulphénite	PbMgo ₄	55,8	6300-7000

Tableau III.1 : Principaux minéraux du Plomb.

III.2. LE ZINC

C'est un métal blanc, à éclat métallique, de masse atomique 65,38 g et de densité 71130 kg/m³, il est fragile. A la température de 100 à 150 °C, il devient plastique.

Le Zinc forme une combinaison avec le fer. Ce phénomène est largement utilisé pour la protection contre la corrosion des pièces d'acier et de fonte, en outre les allages de différentes combinaisons avec d'autres métaux sont utilisés dans la construction mécanique et électro-technique.

Le Zinc se trouve dans la nature uniquement sous forme de minéraux.

Les principaux minéraux du zinc et leurs caractéristiques sont portés dans le tableau III.2.

Minéral	Formule chimique	Teneur en Zinc %	Densité en kg/m ³
Blende	ZnS	67,1	3500-4500
Smithsonite	ZnCO ₃	59,5	3580-3800
Calmine	Zn ₄ (Si ₂ O ₇)(OH)H ₂ O	54,2	3400-3500
Hydrozincate	Zn ₅ (CO ₃)(OH) ₆	59,5	3580-3800

Tableau III.2: Principaux minéraux du Zinc.

III.3. TECHNIQUES D'ENRICHISSEMENT DES MINÉRAUX SULFURÉS DU PLOMB ET DU ZINC

Les principaux minéraux sulfurés du Plomb et du Zinc qu'on peut rencontrer le plus souvent dans la nature sont:

- La galène Pbs
- La blende Zns

Ils sont en général associés à une gangue carbonatée, représentée par de la dolomie ou de la calcite.

En raison de leur minéralisation complexe, ils posent des problèmes dans toutes les étapes de leur valorisation.

Les paramètres influants sur les procédés de leur valorisation sont:

- l'existence de grande quantité de pyrite (FeS_2) ou de pyrothine ($Fe_{1-x}S$) dans le minéral.

une texture complexe: les associations des principaux minéraux sont en général très imbriquées et les dimensions des minéraux peuvent aller jusqu'à quelques microns.

- la présence des minéraux mineurs dont:

- * l'importance économique peut être primordiale pour leurs contenus de métaux précieux (Au et Ag).

- * L'impact sur les procédés métallurgiques subséquents ou sur l'environnement peut être grave (présence d'Arсениc, Bismuth, mercure ...).

- présence des minéraux non sulfurés tels que "quartz" et carbonates..., ou minéraux d'altération (Cu).

Les techniques d'enrichissement utilisées pour les minerais sulfurés permettent de produire des concentrés de Zinc et de Plomb pour la métallurgie.

La méthode de séparation des minéraux utiles de la gangue utilisée est généralement la flottation avec ou sans préconcentration préalable.

III.4. LA FLOTTATION

La flottation est une technique d'enrichissement de minerais par voie mécanique. Elle est basée sur la différence de mouillabilité entre le minéral utile et la gangue. Elle fait intervenir les phénomènes physico-chimiques de surface.

a) Phénomène physico-chimique de la flottation

- Tension superficielle:

La masse à l'intérieur d'un liquide est en équilibre sous l'action de toutes les forces créées par les molécules qui l'entourent; par contre celle qui se trouve à la surface du liquide est soumise à l'attraction des molécules du liquide, donc une force dirigée vers l'intérieur de celle-ci. Pour la ramener à la surface, il nous faudra un certain travail. On exerce une force " F " proportionnelle à la surface du liquide.

$$dF = A \, dS$$

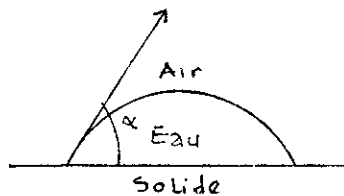
A: constante dite tension superficielle.

dS: élément de surface

- Angle de contact:

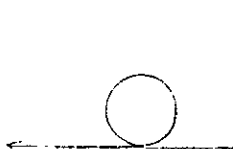
L'effet de séparation par flottation est fonction de la mouillabilité relative des constituants à séparer.

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

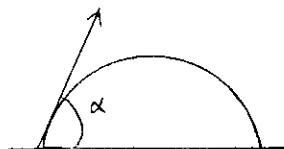


On appelle corps hydrophobes les corps ayant un grand angle de contact (Figures III.1 et III.2).

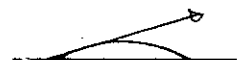
On appelle corps hydrophiles les corps ayant un petit angle de contact (Figure III.3).



$\alpha = 180^\circ$
Figure III.1



$\alpha < 90^\circ$
Figure III.2



$\alpha = 0^\circ$
Figure III.3

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

b) Agents de flottation

L'utilisation des réactifs de flottation a pour but de changer l'indice de flottabilité des minéraux à séparer (angle de contact), le nombre et la taille des bulles d'air, la solidité et la stabilité de la mousse. Le progrès dans le domaine d'enrichissement par flottation dépend du perfectionnement d'utilisation des réactifs, de l'élaboration de nouveaux réactifs et de leur combinaison.

* Collecteur

C'est un réactif chimique généralement organique dont la molécule est constituée d'un groupement fonctionnel capable de se fixer sur la surface solide des particules qu'on veut flotter et d'un radical aliphatique hydrophobe orienté vers la solution donnant ainsi un caractère hydrophobe aux particules minérales. Les bulles d'air adhèrent préférentiellement sur cette surface et entraînent la particule à la surface de la bulle.

* Moussant

C'est une substance organique utilisée pour avoir un grand nombre de bulles fines formant une écume assez stable.

* Modificateur

- Déprimant: On l'ajoute pour empêcher ou retarder la flottation de certains minéraux, et permettre une flottation

sélective.

- Activant: Les forces superficielles de certains minerais ne parviennent pas à absorber les ions collecteurs. Dans ce cas on recouvre la surface de ces particules par des ions métalliques qui attirent fortement les ions collecteurs.

* Régulateur : destiné à:

- Précipiter les sels solubles qui nuisent à l'action des collecteurs.

- Etablir un PH optimal pour l'action du collecteur.

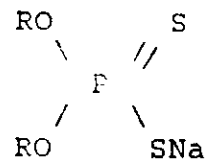
c) Flottation de la Galène et de la blende

La flottation des minéraux sulfurés est une technique bien connue et a fait l'objet de plusieurs études.

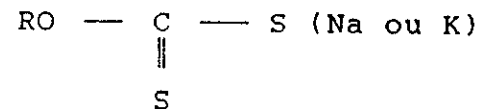
Elle peut être réalisée en utilisant les agents suivants:

- Collecteur:

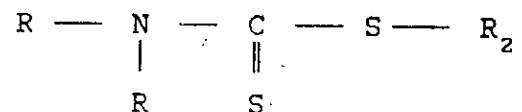
Les dithiophosphates



Les xanthates



Les dithiocarbonates



Les xanthates sont les plus employés, l'éthylxanthate pour la flottation de la galène et l'amylxanthate pour la flottation de la blende.

- Modificateur:

⊙ Déprimant:

- Le cyanure de sodium (Na CN) et le sulfate de zinc (Zn SO_4) dépriment la blende et n'ont aucune action sur la galène.
- La chaux déprime la pyrite et à une faible action sur les autres sulfures.

⊙ Activant:

Le Sulfate de cuivre (Cu SO_4) est généralement utilisé comme activant et permet à l'amylxanthate d'agir sur la blende.

- Moussant:

On utilise l'huile de pin ou l'essence d'eucalyptus.

- Régulateur:

La flottation du plomb s'effectue à PH 8-9 en utilisant $\text{Na}_2 \text{CO}_3$ comme régulateur.

La flottation de zinc s'effectue à PH > 10 la chaux (CaO) comme régulateur.

La flottation s'effectue à l'aide d'un appuit appelé cellule de flottation.

Une cellule de flottation a pour but principal:

- d'aérer la pulpe d'une façon aussi complète que possible.

- d'assurer une dispersion homogène des solides dans la pulpe.

Suivant le mode d'agitation de la pulpe, on distingue:

- les machines à rotor en cage d'écureuil et les machines à turbines plus courantes.

- les machines pneumatiques qui sont de moins en moins utilisées.

PARTIE

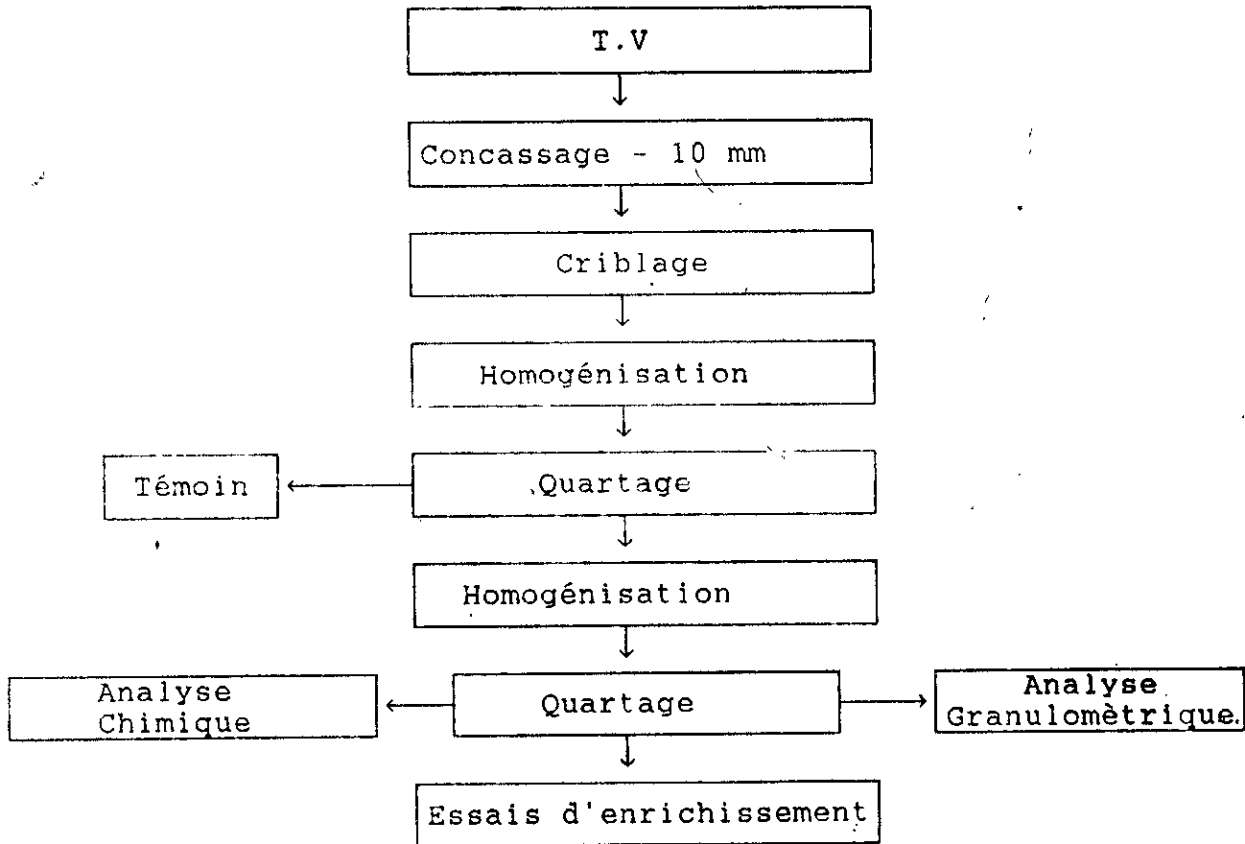
EXPERIMENTALE

IV. IDENTIFICATION DE L'ÉCHANTILLON

IV.1. ECHANTILLONNAGE

L'échantillon mis à notre disposition par le département Valorisation de l'O.R.G.M provient du gisement de Oued Amizour. Il a été prélevé par sondage. Le poids total était de 100 kg environ.

Schéma de préparation du minerai pour essais et analyses



IV.2. ANALYSE GRANULOMETRIQUE ET GRANULOCHIMIQUE

Pour définir l'état granulométrique du minerai, un concassage est effectué sur un échantillon de poids connu avec un quartage jusqu'à l'obtention d'un échantillon de masse voulue pour l'analyse granulométrique. Cette dernière est effectuée au moyen d'une série de tamis (Normalisés A.F.N.O.R) allant de 10 à 0.08 mm.

Le tamisage est réalisé par voie sèche, le refus de chaque classe est pesé et analysé.

Les résultats obtenus sont portés sur le tableau IV.1 et représentés par les figures IV.1 et IV.2.

Mailles (mm)	Poids		Refus Cumulés %	Passants Cumulés %
	Gramme	%		
-10 +8	207,8	13,50	13,50	86,50
-8 +6,3	306,8	19,93	33,43	66,57
-6,3 +5	233,3	15,15	48,58	51,41
-5 +3,15	267,0	17,35	65,92	34,08
-3,15+2	145,7	09,46	75,38	24,62
-2 +1	129,9	08,44	83,84	16,16
-1 +0,75	034,5	02,24	86,08	13,92
-0,75+0,4	060,5	03,93	90,01	09,99
-0,4 +0,125	078,4	05,10	95,11	04,89
-0,0125+0,08	040,7	02,64	97,75	02,25
-0,08	034,6	02,25	100,00	00,00
T.V	1539,2	100,00	-	-

Tableau IV.1: Résultats de l'analyse granulométrique

et les classes < 0.08 ? !!

Figure III.1: Passage cumulé en fonction de $\log(d)$.

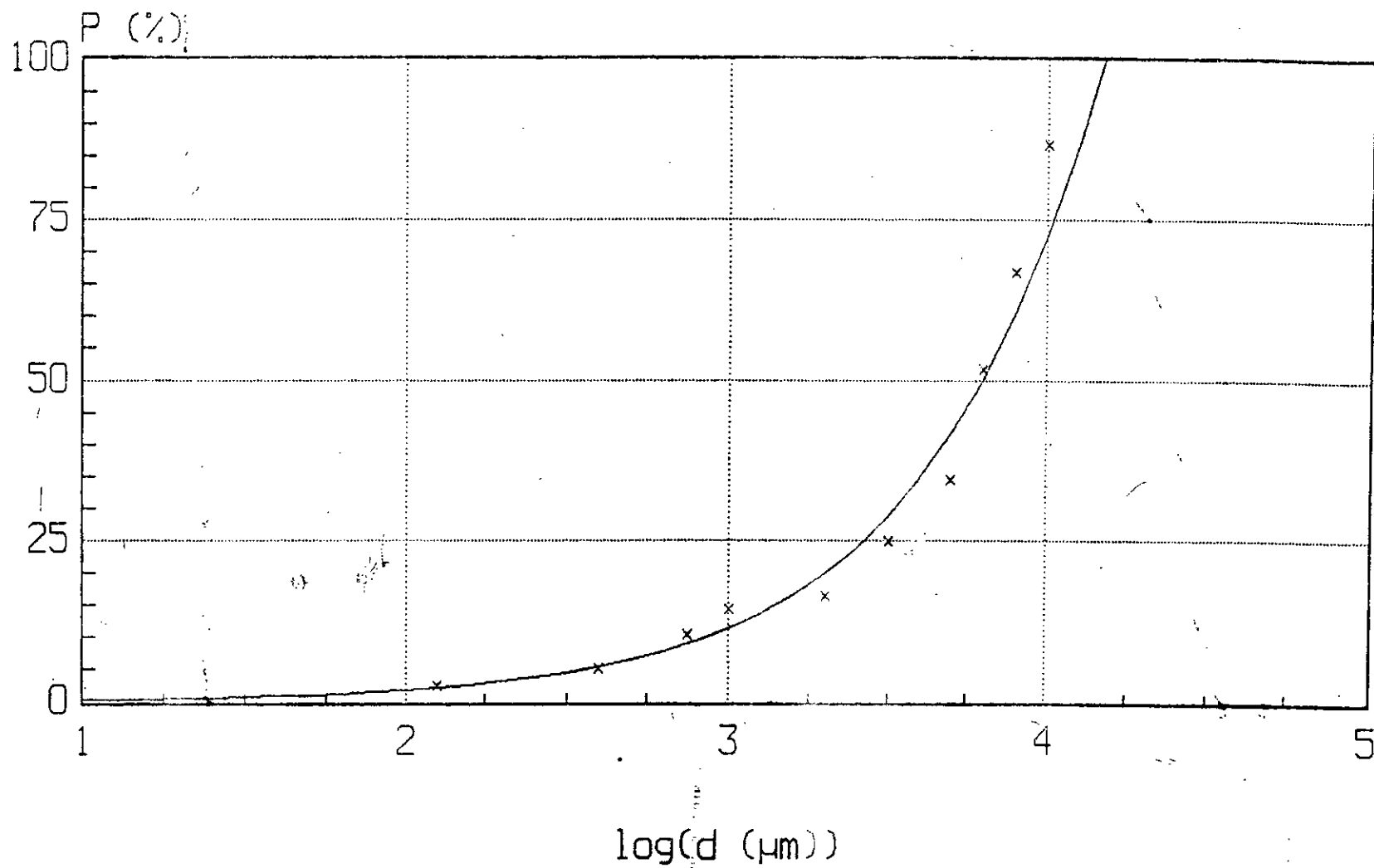
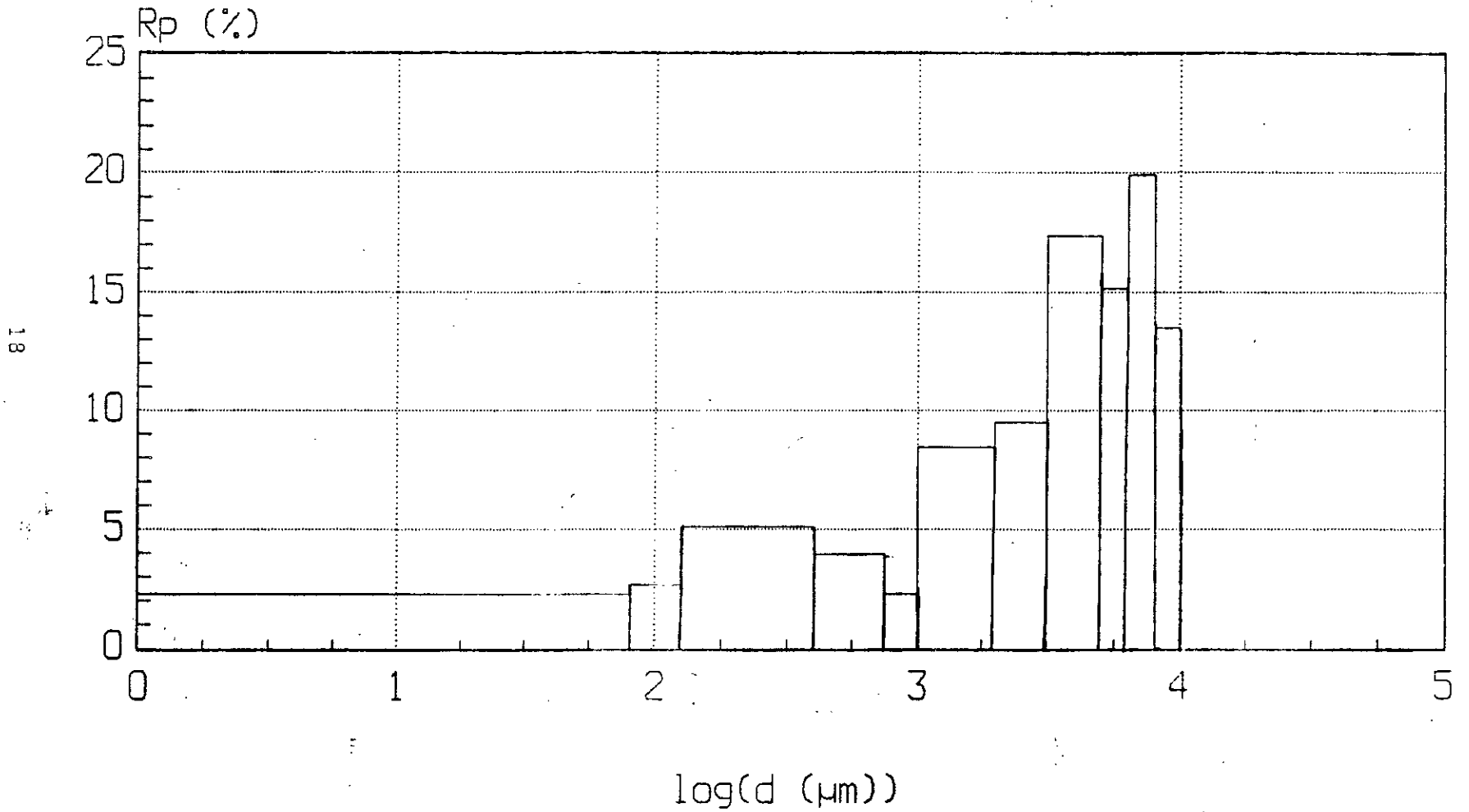


Figure III.2: Histogramme de la répartition granulométrique du T.V



Interprétation

La courbe du passant cumulé présente une concavité vers le bas, cela s'explique par le fait que la minéralisation est serée, et d'après l'allure de la courbe on déduit que le minerai n'est pas friable (quantité des fines est relativement faible), cela pose un problème pour la flottation car cette dernière exige une granulométrie plus au moins fine (48 % < 74 µm).

La distribution massique est indépendante des ouvertures.

Le tableau IV.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 %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
-10+8	13,50	02,75	04,25	10,30	09,55
-8 +6,3	19,93	03,25	04,75	17,38	15,75
-6,3+5	15,15	03,25	05,50	13,65	13,87
-5 +3,15	17,35	03,75	05,80	18,07	16,75
-3,15+2	09,46	03,75	06,25	09,85	09,85
-2 +1	08,45	04,25	07,00	09,97	09,84
-1 +0,75	02,24	04,25	07,00	02,64	02,61
-0,75+0,4	03,93	04,50	07,50	04,94	04,90
-0,4+0,125	05,10	05,50	07,50	07,78	06,37
-0,125+0,08	02,64	04,00	10,50	02,93	04,61
-0,08	02,25	03,00	15,75	01,90	05,90
Total	100,00	-	-	100,00	100,00

Tableau IV.2: Résultats de l'analyse granulochimique

à < 0,08 911

Figure III.3: Distribution de la teneur en Plomb en fonction des classes granulométriques.

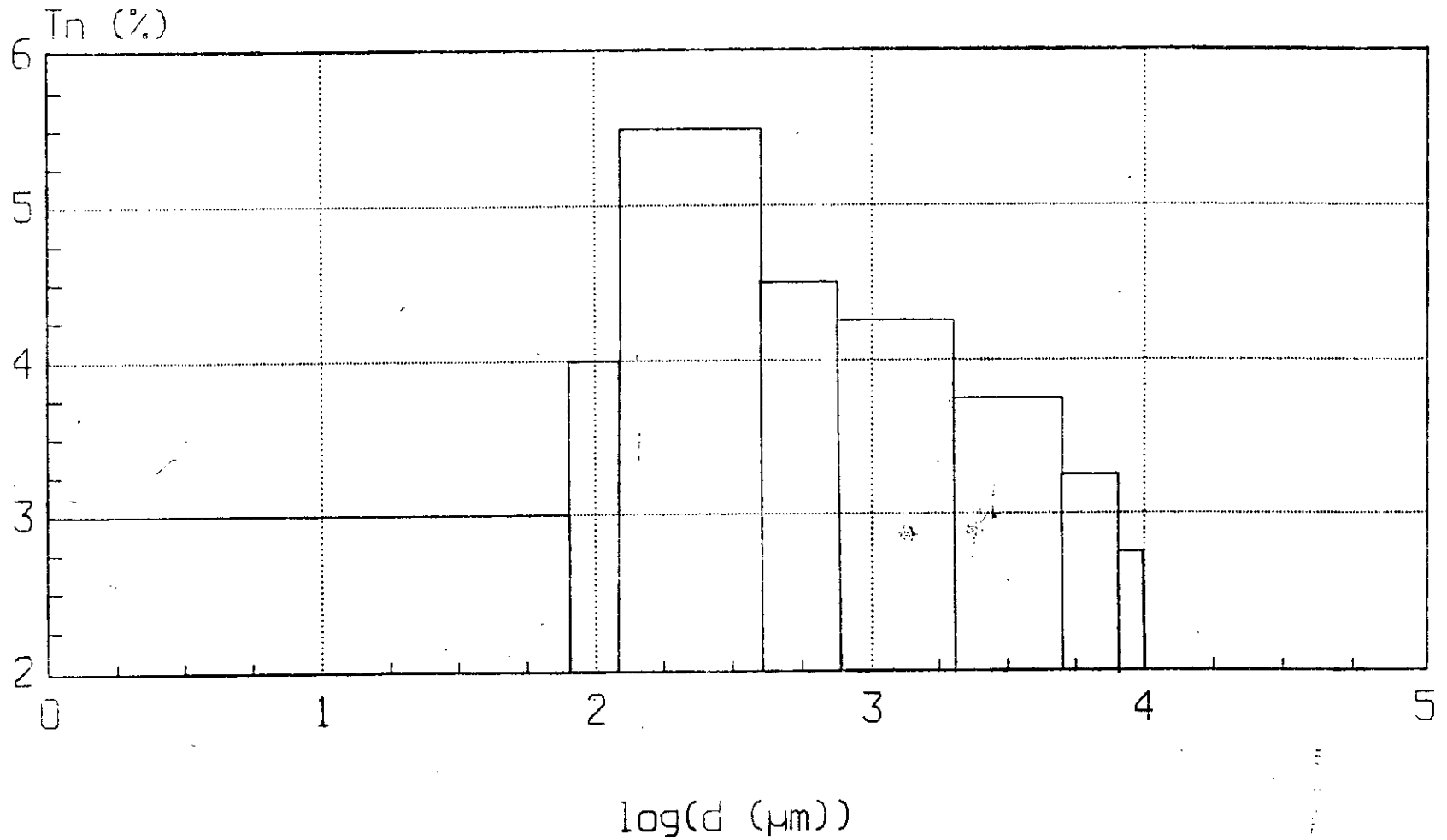
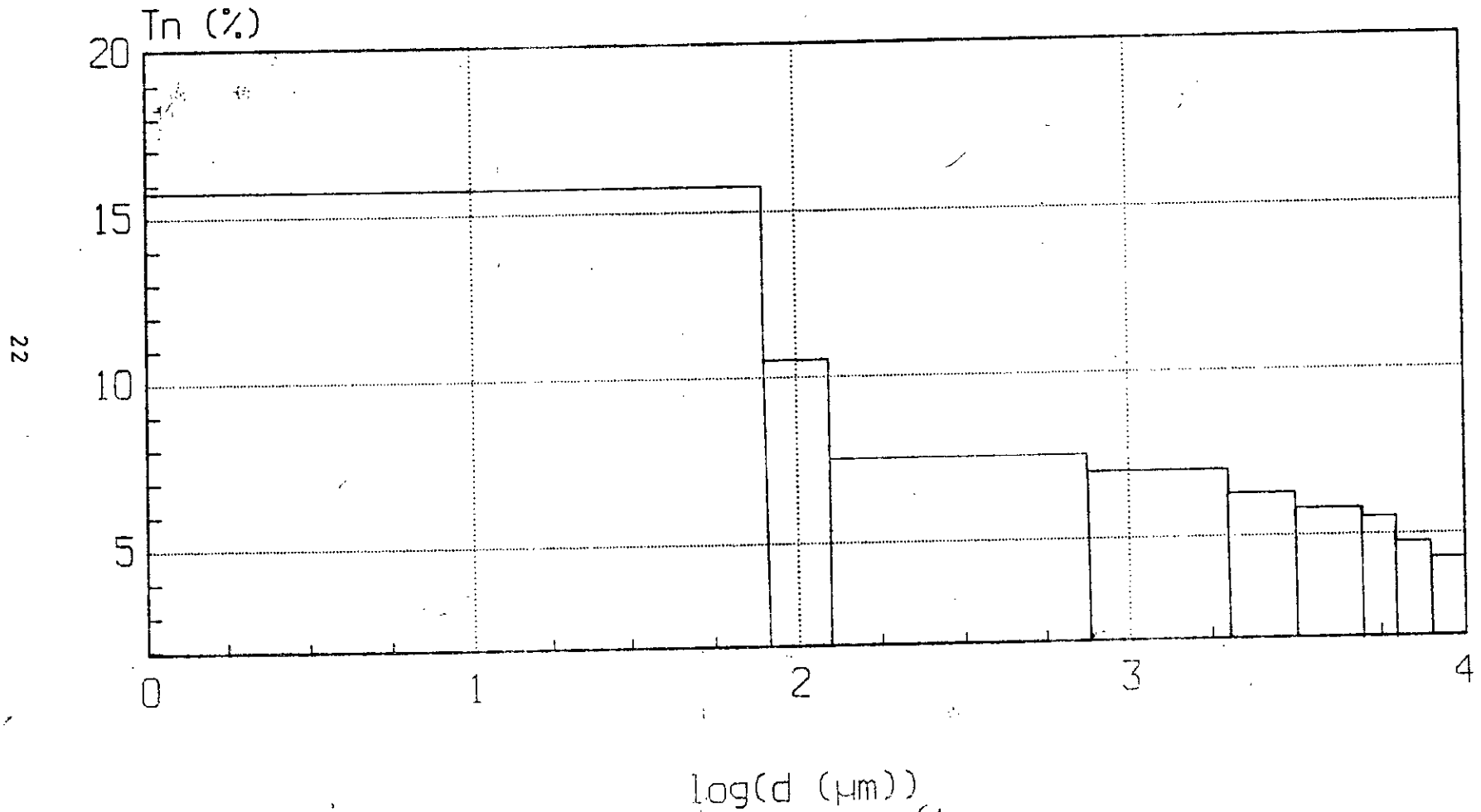


Figure III.4: Distribution de la teneur en Zinc en fonction des classes granulométriques.



Interprétation

La teneur en Plomb augmente avec la finesse de la granulométrie jusqu'à la classe inférieure à 0,125mm où elle commence à diminuer.

La teneur en Zinc augmente avec la finesse de la granulométrie.

Conclusion

Les minéraux utiles sont finement dissiminés dans la gangue, ce qui exige un broyage fin pour leur libération.

IV.3. ETUDE PÉTROGRAPHIQUE (COMPOSITION SUR SECTION POLIE)

L'étude pétrographique sur section polie réalisée au sein du laboratoire de l'O.R.G.M nous a permis de distinguer l'association des minéraux suivants:

La pyrite, la galène, la blende, et très peu de marcosite.

1) *La pyrite:*

Elle est représentée par deux générations:

- Pyrite I: formée de cristaux idiomorphes ayant la forme de dodécaèdre dont la taille atteint 1,5 mm.

- Pyrite II: Xénomorphe dont la taille des agrégats ne dépasse pas 0,5 mm

2) *La blende:*

Elle est aussi représentée par trois variétés:

- Blende I: elle est de couleur foncée en grains Xénomorphes et cristaux subautomorphes. La dimension des grains est entre 0,01

et 0,02 mm et quelques fois inférieure à 0,01 mm.

- Blende II: celle-ci est postérieure à la précédente, incolore ou légèrement jaunâtre présentée sous forme de bourgeons, finement cristallisés en amas collomorphe entre les cristaux de la galène.

- Blende III: cette dernière est moins abondante que la blende II, elle est collomorphe, la taille des grains de blende II et III se situe entre 0,05 et 1 mm, rarement inférieure à 0,05 mm.

3) La galène:

Elle est représentée sous forme de veines, dont les veinules sont sous forme de cristaux fins, et de cristaux automorphes et subautomorphes isolés et en grains Xénomorphes résiduels associés à la pyrite, le diamètre des grains varie de 0,01 à 2 mm.

Les autres minéraux qui représentent la gangue sont le quartz, la céresité, le Kaolin et les carbonates. La texture de ces minéraux est très complexe. Les associations des principaux minéraux sont très imbriquées et ceci est dû à une texture de corrosion aplatie (massive) et une structure des remplacements (structure d'interpénétration) métasomatique. Les grains sont extrêmement fins.

Conclusion

- Notre gisement est formé essentiellement par la pyrite, la blende et la galène.

- La gangue est formée par le quartz, la céresité, le Kaolin et les carbonates.
- La texture des minéraux est très complexe et leurs associations sont très imbriquées.

IV.4. ANALYSE CHIMIQUE

Les analyses chimiques effectuées par absorption atomique sur un échantillon représentatif obtenu après quartage et broyage, nous ont donné les résultats suivants:

Pb %	Zn %	Cu %	Cd %	Ag (g/t)
3,50	6,00	<0,01	0,025	< 25

Les teneurs de Cu, Cd et Ag sont très faibles, par contre celles du Plomb et du Zinc sont très intéressantes.

Conclusion

Notre gisement est considéré comme un gisement de Plomb et de Zinc.

Teneur Sp?

V. ÉTUDE DE BROYABILITÉ

* Conditions de travail.

- Broyeur à boulets de différentes dimensions.

charge broyante ?

- Charge broyante 4kg.

- Rapport S:L= 1:1

Le but de cette étude est la détermination du temps nécessaire pour qu'il y ait un degré de broyabilité de 80 % des minéraux inférieurs à 74 μm , ce qui permet la libération des minéraux utiles.

Cette étude est effectuée pour des temps allant de 10 à 45 mn.

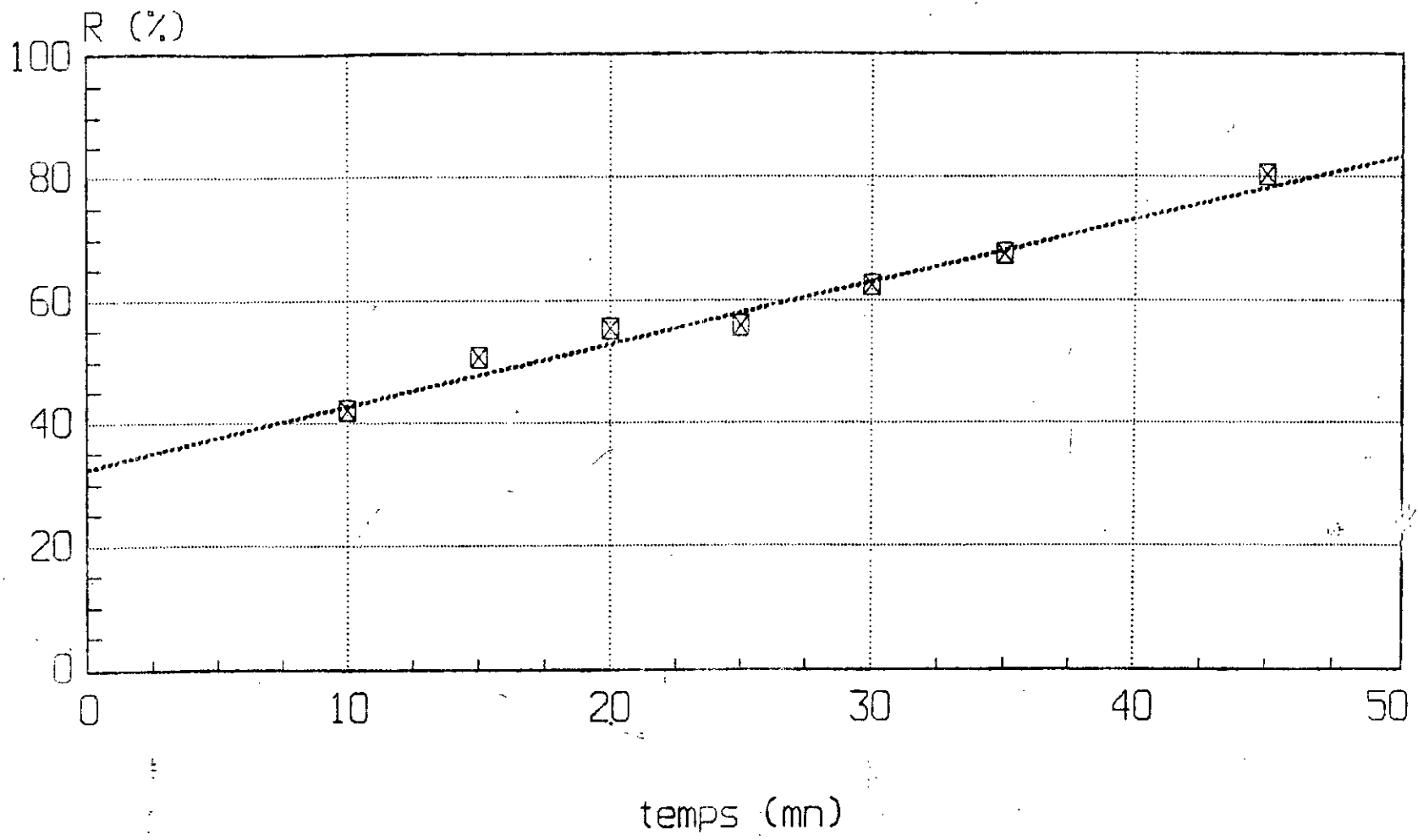
Les résultats obtenus sont portés dans le tableau V.1 et représentés dans la figure V.1.

t de broyage / minute	% classe - 74 μm
10	41,60
15	50,25
20	54,98
25	55,44
30	62,22
35	67,20
45	80,00

Tableau V.1:

Variation de la classe -74 μm (%) en fonction du temps de broyage.

Figure V.1: Variation de la classe
- 74 μm en fonction du
temps de broyage



27

Conclusion

- Le minerai n'est pas friable et il nécessite un temps de broyage long.
- Le temps nécessaire pour une libération optimale des minéraux est de 45 mn.

VI. FLOTTATION

VI.1 PRÉPARATION DE L'ÉCHANTILLON

Un échantillon de 1 kg concassé à 1mm est mélangé à 1 l d'eau (à robinet, puis broyé dans un broyeur à boulets pour obtenir la maille de libération.

Le produit obtenu est versé dans une cellule de flottation.

* Conditions de l'expérience:

La flottation est effectuée dans une cellule de type DENVER.

- La vitesse de rotation est de 1200 tr/min.

- Le rapport liquide solide 2:1.

Dans cette partie, nous allons étudier l'influence des principaux paramètres qui sont:

- Quantité de collecteurs.

- Quantité de déprimants.

- Temps de flottation dans les différents circuits.

VI.2 PARAMETRES ETUDIÉS

a) 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

Réactifs	Quantités g/t		
Ethylexanthate	150	200	250
Amylexanthate	100	150	200

* Flottation de la galène (PbS)

- Addition des déprimants de la blende, $ZnSO_4$ 120 g/t et KCN 50 g/t, le temps de conditionnement a été de 5 minutes.
- Le PH est fixé entre 8 et 9 à l'aide de Na_2CO_3 .
- Addition de la quantité de l'Ethylexanthate.
- Addition du moussant soit 1 goutte d'huile de pin.

On récupère la mousse formée à la surface pendant 5 minutes. Pour la flottation de contrôle, on ajoute dans la cellule 100 g/t d'Ethylexanthate. Le temps de flottation est de 5 minutes.

* Flottation de la blende (ZnS)

Après la flottation principale et de contrôle de la galène (PbS), on ajoute au reste de la cellule:

- l'activant de la blende $CuSO_4$, 600 g/t conditionnement 5 min.
- CaO pour fixer le PH entre 10 et 11.
- l'Amylexanthate.
- moussant: 1 goutte de huile de pin.

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

Pour la flottation de contrôle, on ajoute 50 g/t de l'Amyl xanthate. Le temps de flottation est de 3 minutes. Le schéma de flottation est représenté sur la figure VI.1.

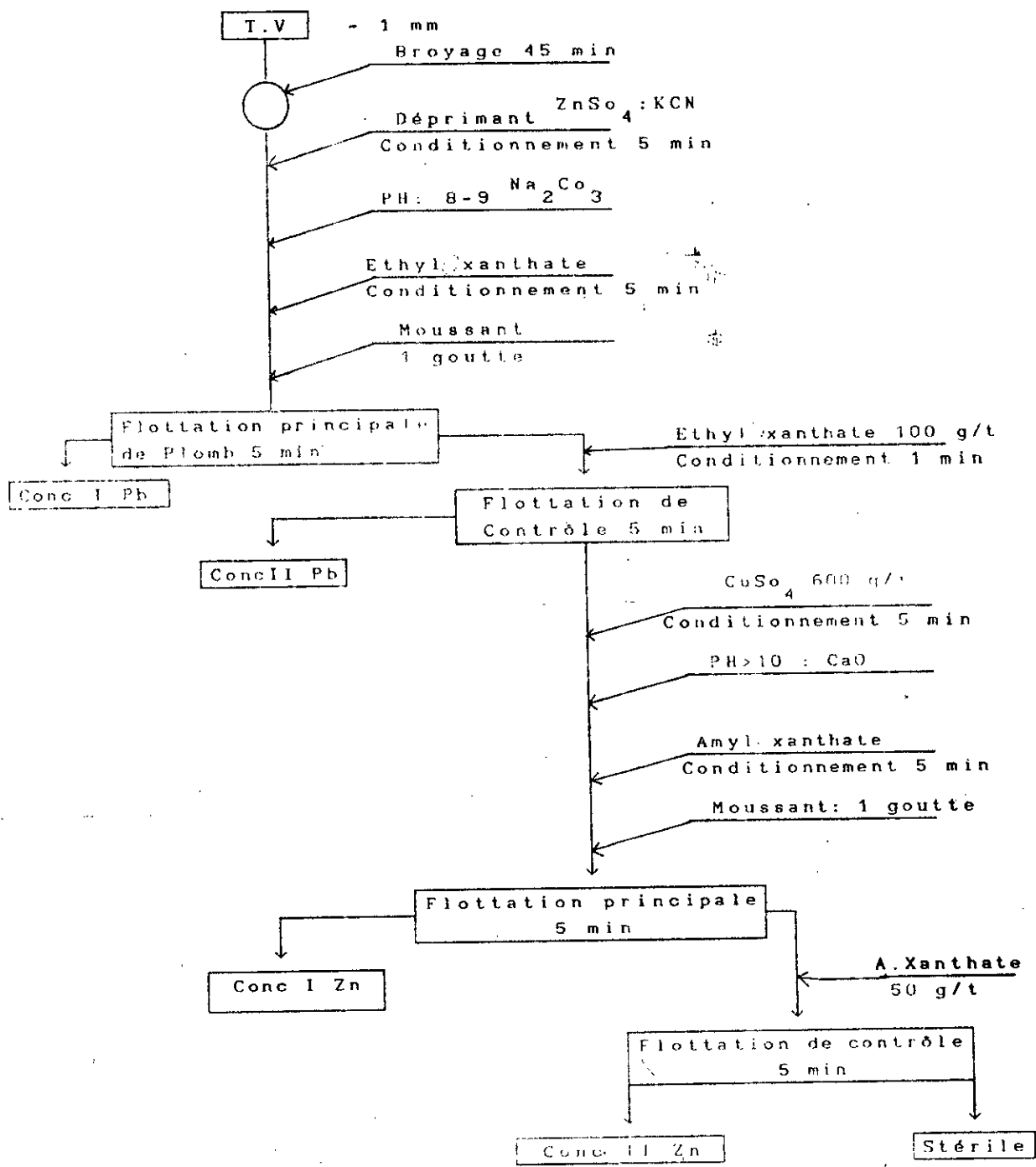


Figure VI.1
Schéma de flottation

Les résultats obtenus sont présentés aux tableaux VI.1 VI.2 et VI.3.

Produit	Rendement %	Teneur		Récupération	
		Pb	Zn	Pb	Zn
ConcI Pb	8,47	21,50	04,75	59,12	07,60
ConcII Pb	6,27	09,25	06,50	18,82	07,66
ConcI Zn	12,78	02,50	26,00	10,37	62,50
ConcII Zn	4,62	01,75	09,00	02,89	07,82
Stérile	67,86	0,40	01,13	08,80	14,42
Alimentation	100,00	-	-	100,00	100,00

Tableau VI.1 : Résultats de l'influence des collecteurs.
(Ethyl xanthate : 150 g/t, Amyl xanthate : 100 g/t)

Produit	Rendement %	Teneur		Récupération	
		Pb	Zn	Pb	Zn
ConcI Pb	20,62	13,50	06,75	79,76	22,80
ConcII Pb	4,64	05,50	07,75	07,31	05,90
ConcI Zn	16,16	01,70	24,50	07,87	65,00
ConcII Zn	3,25	01,25	04,25	01,16	02,25
Stérile	55,32	0,25	00,45	03,90	04,05
Alimentation	100,00	-	-	100,00	100,00

Tableau VI.2 : Résultats de l'influence des collecteurs.
Ethyl xanthate: 200 g/t, Amyl xanthate: 150 g/t

Produit	Rendement %	Teneur		Récupération	
		Pb	Zn	Pb	Zn
ConcI Pb	6,26	26,25	06,75	53,80	06,89
ConcII Pb	3,70	11,75	07,75	14,30	04,67
ConcI Zn	21,00	01,80	19,25	12,40	65,94
ConcII Zn	4,54	01,40	09,00	02,10	06,70
Stérile	64,50	00,85	01,50	17,40	15,00
Alimentation	100,00	-	-	100,00	100,00

Tableau VI.3 : Résultats de l'influence des collecteurs.

Ethyl xanthate: 250 g/t, Amyl xanthate: 200 g/t

Figure VI.2: Teneur et récupération du Plomb dans le concentré de Plomb en fonction de la quantité d'Ethylxanthate.

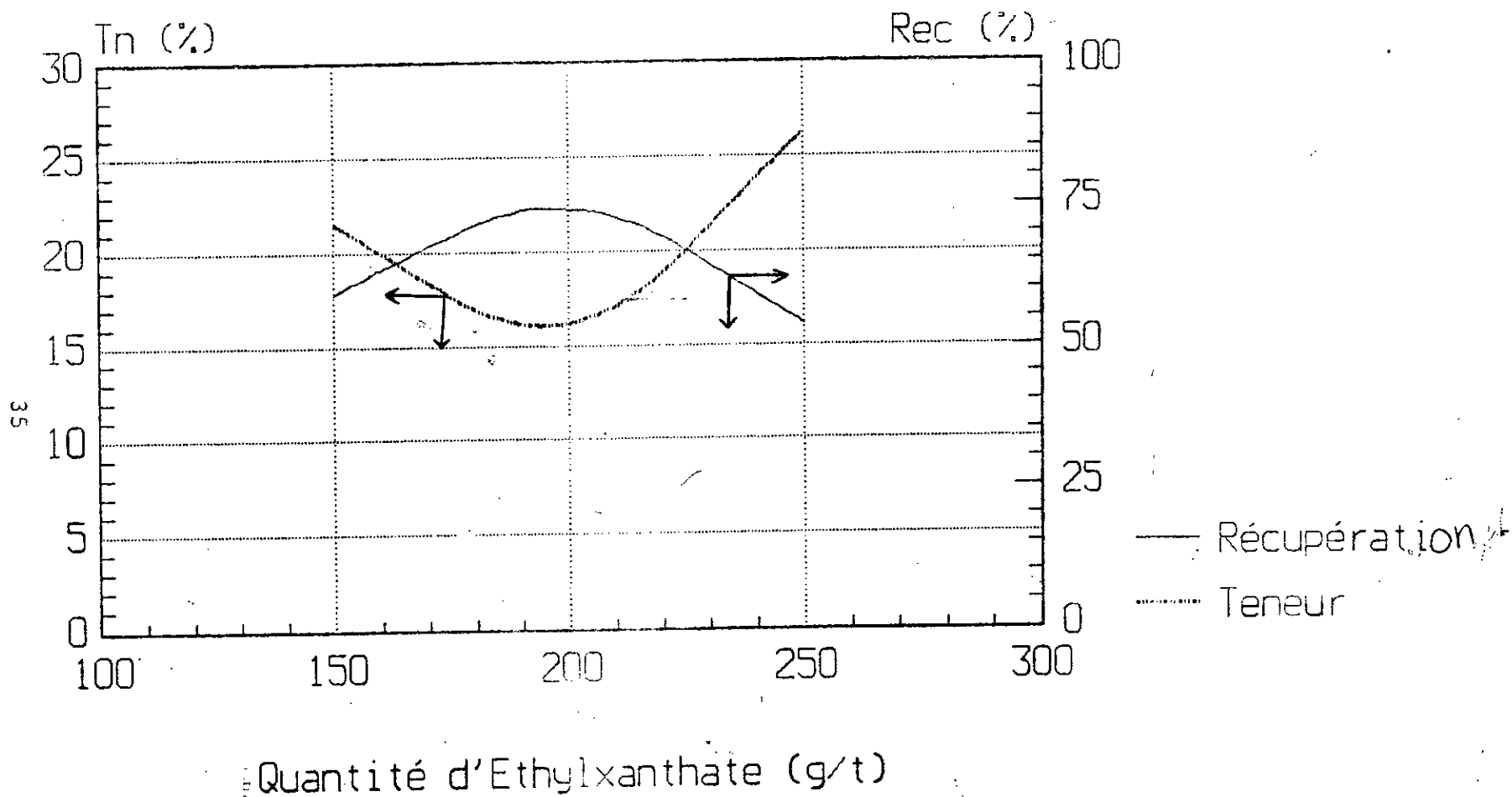
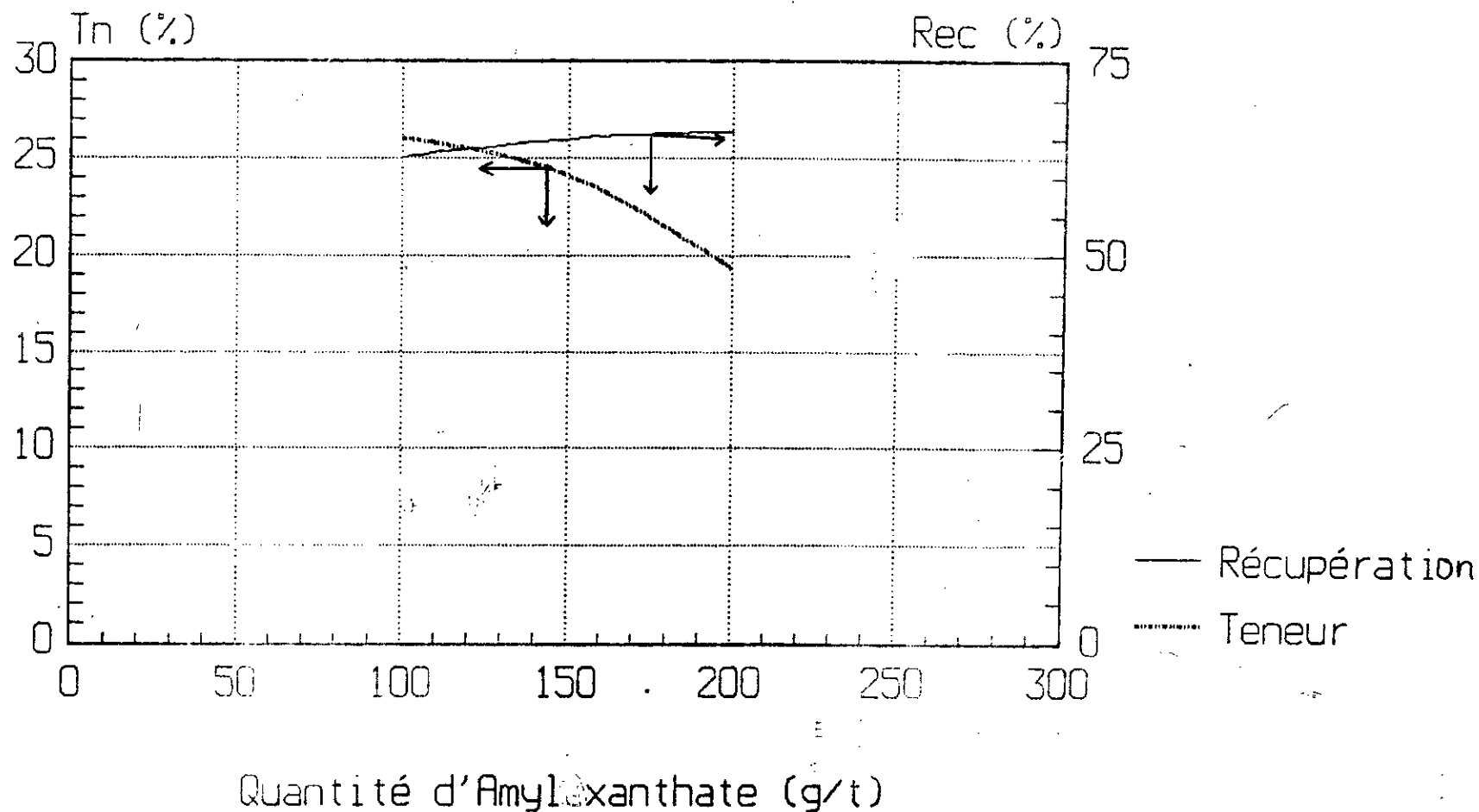


Figure VI.3: Teneur et récupération du Zinc dans le concentré de Zinc en fonction de la quantité d'Amyl xanthate.



Interprétation des résultats

- Dans le circuit Plomb, la teneur décroît puis elle croît, inversement par rapport à la récupération, cela est dû à l'augmentation du rendement poids.
- Dans le circuit Zinc, la teneur décroît inversement par rapport à la récupération, cela est dû 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 importante dans les concentrés I et II de la galène, cela est dû à l'influence de l'Ethylxanthate sur la blende, par contre les stériles sont pauvres.

Conclusions

Dans le circuit Plomb, la quantité du collecteur (Ethyl xanthate) est optimisée à 200 g/t du fait de la pauvreté du stérile en minerais utiles ($Pb = 0,25 \%$, $Zn = 0,45 \%$). On a obtenu une teneur en Plomb de 13,50 % et une récupération de 79,7 %, mais avec un ou deux relavages du concentré du Plomb, nous diminuerons la teneur en Zinc tout en augmentant la teneur en Plomb.

Dans le circuit Zinc, le collecteur (Amyl xanthate) est optimisé à 150 g/t, car le stérile est pauvre ($Pb=0,25 \%$ et $Zn=0,45 \%$). On a une teneur en Zinc de 24,50 % avec une récupération de 65,00 %, mais avec deux ou trois relavages on

atteindra des teneurs élevées.

b) Influence de la quantité du Déprimant ($Zn\ So_4$)

Les quantités des déprimants $Zn\ So_4$ et KCN utilisés sont:

Déprimant	Quantité g/t		
$Zn\ So_4$	200	250	300
KCN	50	50	50

* Flottation de la galène (PbS)

- Addition des Déprimants, conditionnement 5 minutes.
- Le PH est fixé entre 8 et 9 avec ajout de $Na_2\ Co_3$.
- Addition de 200 g/t de l'Ethyl xanthate.
- Addition du moussant: une goutte de huile de pin.

On récupère la mousse formée à la surface.

Le temps de flottation principale de la galène est de 5 minutes.

Pour la flottation de contrôle, on ajoute 100 g/t d'Ethyl xanthate au reste de la cellule. Le temps de flottation est de 5 minutes.

* Flottation de la blende (ZnS)

- Addition de 600 g/t de l'activant $Cu\ So_4$, conditionnement 5 minutes.
- Le PH est fixé entre 10 et 11 avec ajout de CaO .
- Addition de 150 g/t de l'Amyl xanthate.
- Addition du moussant: une goutte de huile de pin.

On récupère la mousse formée à la surface. Le temps de flottation principale de la Blende est de 5 minutes.

Pour la flottation de contrôle, on ajoute 50 g/t d'Amyl xanthate au reste de la cellule. Le temps de flottation est de 5 minutes.

Durant toute la flottation, il faut garder le PH dans les limites désirées.

Le schéma de flottation est représenté sur la figure VI.4

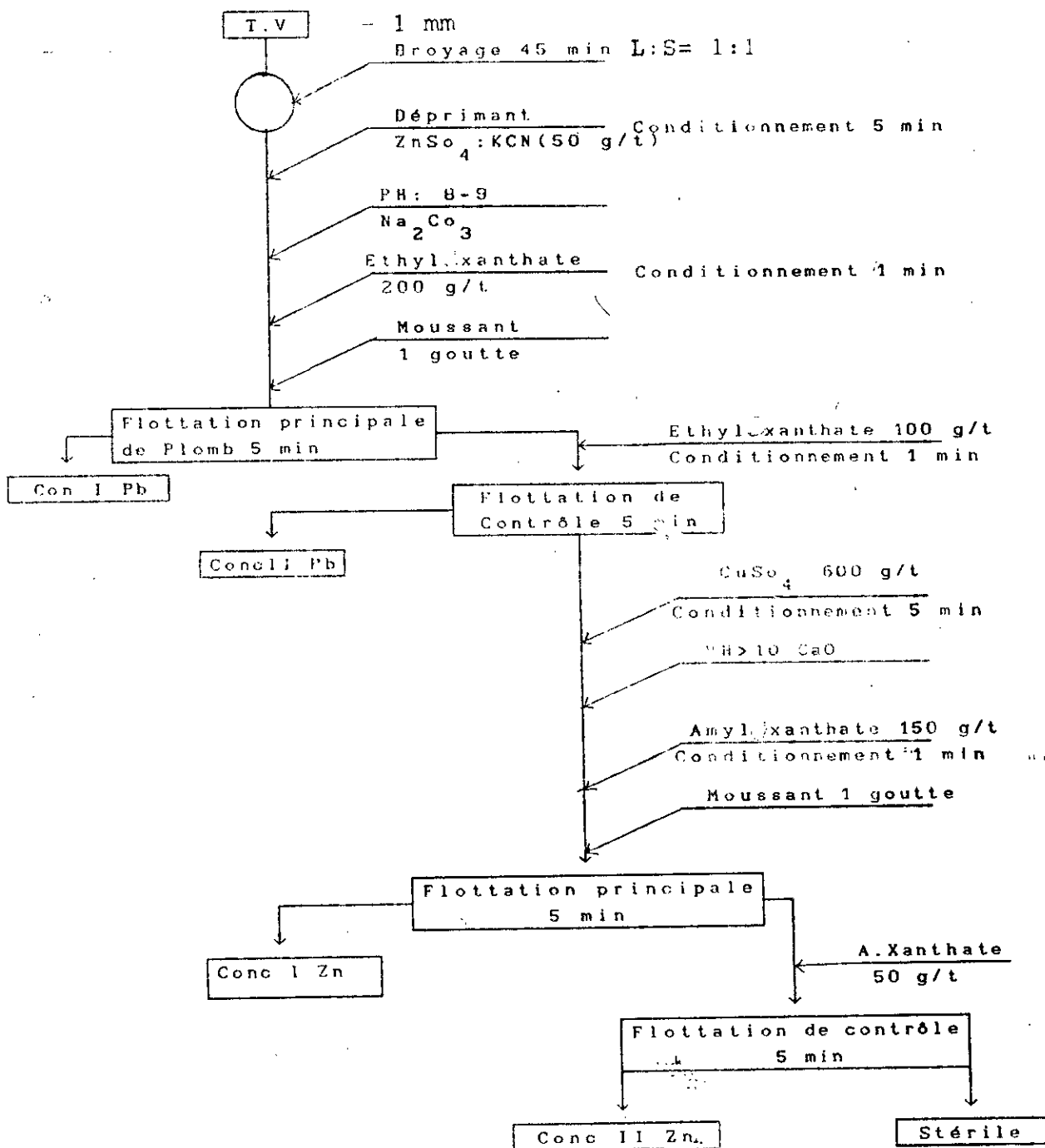


figure VI.4
Schéma de flottation

Les résultats obtenus sont portés dans les tableaux VI.4, VI.5 et VI.6.

Produit	Rendement %	Teneur		Récupération	
		Pb	Zn	Pb	Zn
ConcI Pb	18,40	14,00	06,75	79,75	18,15
ConcII Pb	07,00	3,50	08,50	07,50	08,70
ConcI Zn	20,40	1,30	22,75	08,21	67,85
ConcII Zn	10,30	0,70	02,25	02,23	03,38
Stérile	43,90	0,17	00,30	02,31	01,92
Alimentation	100,00	-	-	100,00	100,00

Tableau VI.4 : Résultats de l'influence de la quantité du déprimant $ZnSO_4$ ($ZnSO_4 = 200g/t$)

Produit	Rendement %	Teneur		Récupération	
		Pb	Zn	Pb	Zn
ConcI Pb	16,54	14,75	07,00	72,00	18,20
ConcII Pb	6,15	05,50	08,00	10,00	08,00
ConcI Zn	18,35	01,30	22,25	07,00	64,70
ConcII Zn	11,22	00,75	02,25	02,50	04,00
Stérile	47,74	00,60	00,68	08,50	05,10
Alimentation	100,00	-	-	100,00	100,00

Tableau VI.5 : Résultats de l'influence de la quantité du déprimant $ZnSO_4$ ($ZnSO_4 = 250 g/t$)

Produit	Rendement %	Teneur		Récupération	
		Pb	Zn	Pb	Zn
ConcI Pb	17,55	11,50	00,25	46,46	19,60
ConcII Pb	6,54	15,25	06,75	22,77	06,80
ConcI Zn	18,17	02,10	21,00	08,70	59,00
ConcII Zn	6,41	01,15	04,75	01,67	04,70
Stérile	51,33	01,78	01,25	20,86	09,90
Alimentation	100,00	-	-	100,00	100,00

Tableau VI.6 : Résultats de l'influence de la quantité du déprimant $ZnSO_4$ ($ZnSO_4 = 300 \text{ g/t}$)

Figure VI.5: Teneur et récupération du Plomb dans le concentré de Plomb en fonction de la quantité du déprimant.

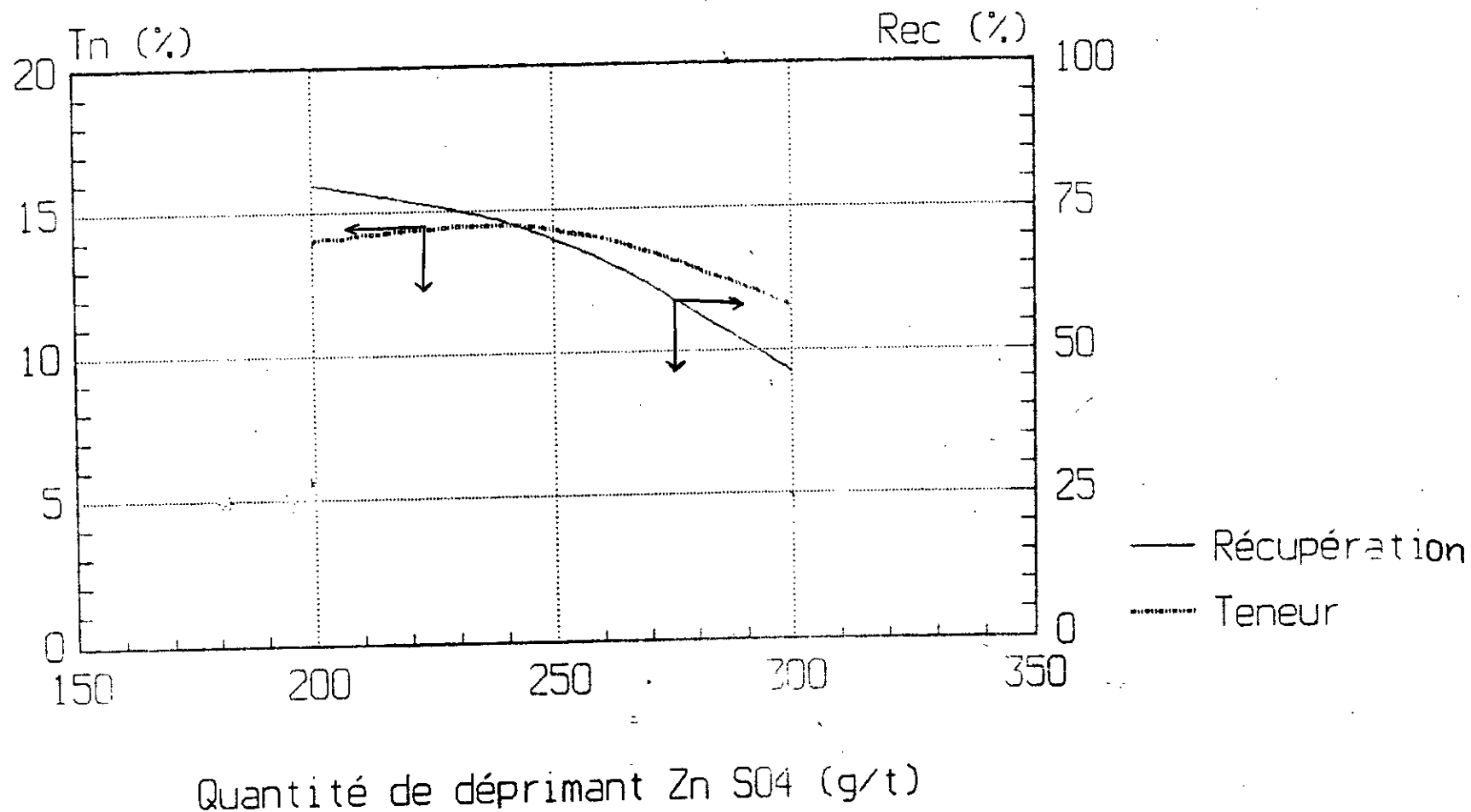
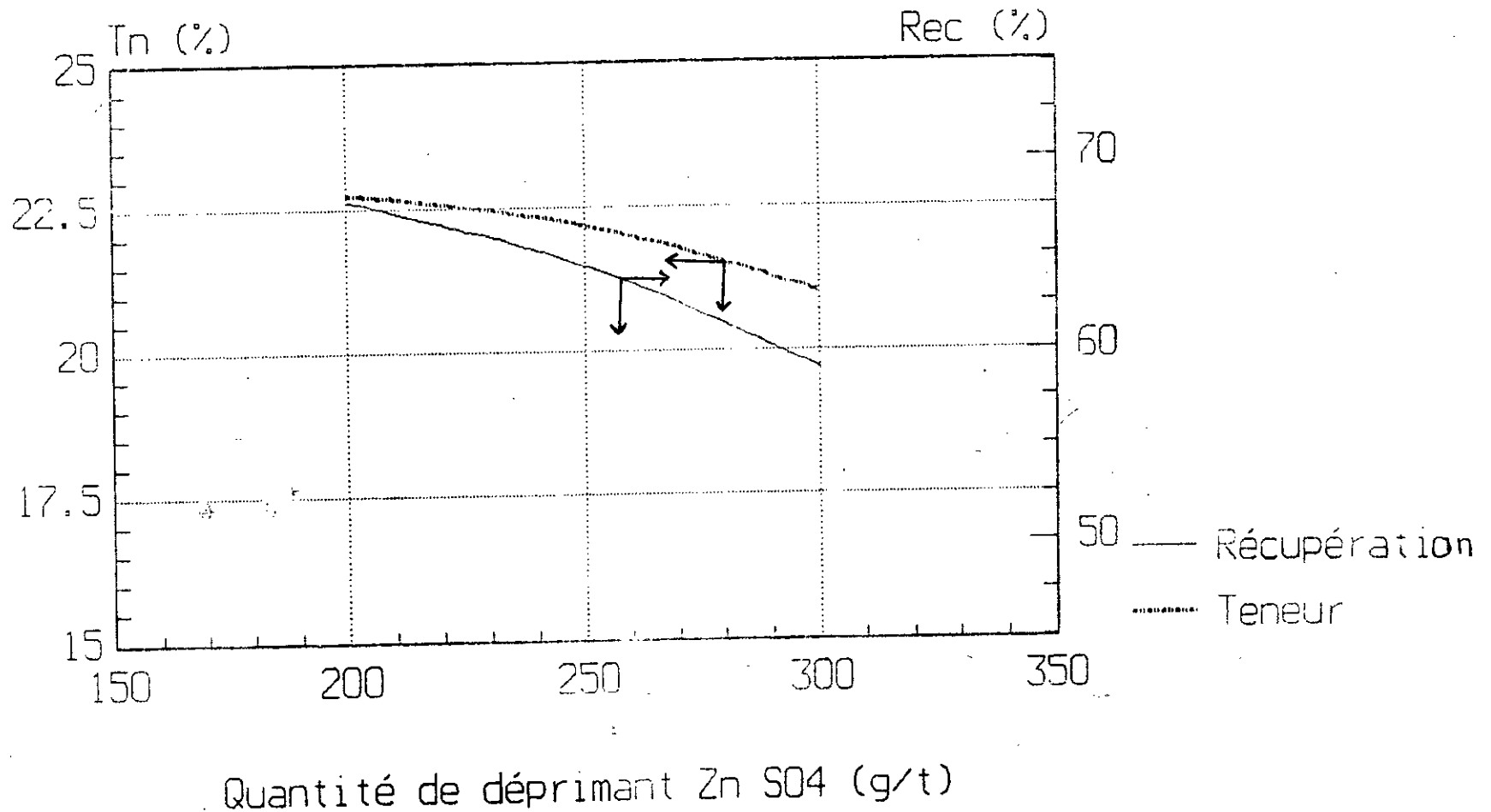


Figure VI.6: Teneur et récupération du Zinc dans le concentré de Zinc en fonction de la quantité du déprimant.



Interprétation des résultats

On constate que la teneur du zinc dans les concentrés de Plomb est comprise entre 6,75 % et 8,50 % même si on augmente la quantité du déprimant, nous pensons que cela est dû :

- à une blende fortement liée à la galène qu'il faudra broyer finement pour la libérer.
- à une quantité de blende déjà activée dans le gisement.
- à une blende finement minéralisée pouvant nuire le concentré de plomb.

Conclusion

La quantité du déprimant ($ZnSO_4$) est optimisée à 200 g/t car le stérile est pauvre (Pb=0,17 % , Zn=0,30 %).

Nous avons obtenu des teneurs de 14 % pour le Plomb et de 22,75 % pour le Zinc avec des récupérations de 79,75 % pour le Plomb et de 67,85 % pour le Zinc. Un ou deux relavages des concentrés de Plomb et de Zinc nous permet d'atteindre des teneurs élevées.

c) Influence du temps de flottation dans les différents circuits

Dans le circuit Plomb le temps de flottation principale est fixé à 3 minutes, par contre celui de contrôle prend les valeurs suivantes: 7', 8', 9'

Dans le circuit Zinc, le temps de flottation principale est fixé à 3 minutes et celui de contrôle à 7 minutes.

* Flottation de la galène (PbS)

- Addition de 200 g/t de $ZnSO_4$ et 50 g/t de KCN. le temps de conditionnement a été de 5 minutes.
- Le PH est fixé entre 8 et 9 à l'aide de Na_2CO_3 .
- Addition de 200 g/t de l'Ethyl xanthate.
- Addition du moussant, soit 1 goutte de huile de pin.

On récupère la mousse formée à la surface. Le temps de flottation principale est de 3 minutes.

Pour la flottation de contrôle, on ajoute dans la cellule 100 g/t d'Ethyl xanthate. Le temps de flottation prend les valeurs suivantes : 7', 8', 9'.

* Flottation de la blende (ZnS)

on ajoute au reste de la cellule:

- 600 g/t de l'activant $CuSO_4$, conditionnement 5 min.
- du CaO pour fixer le PH entre 10 et 11.
- 150 g/t de l'Amylexanthate.
- du moussant: 1 goutte de huile de pin.

On récupère la mousse formée à la surface, le temps de flottation principale est de 3 minutes.

Pour la flottation de contrôle, on ajoute 50 g/t de l'Amyl xanthate. Le temps de flottation est de 3 minutes

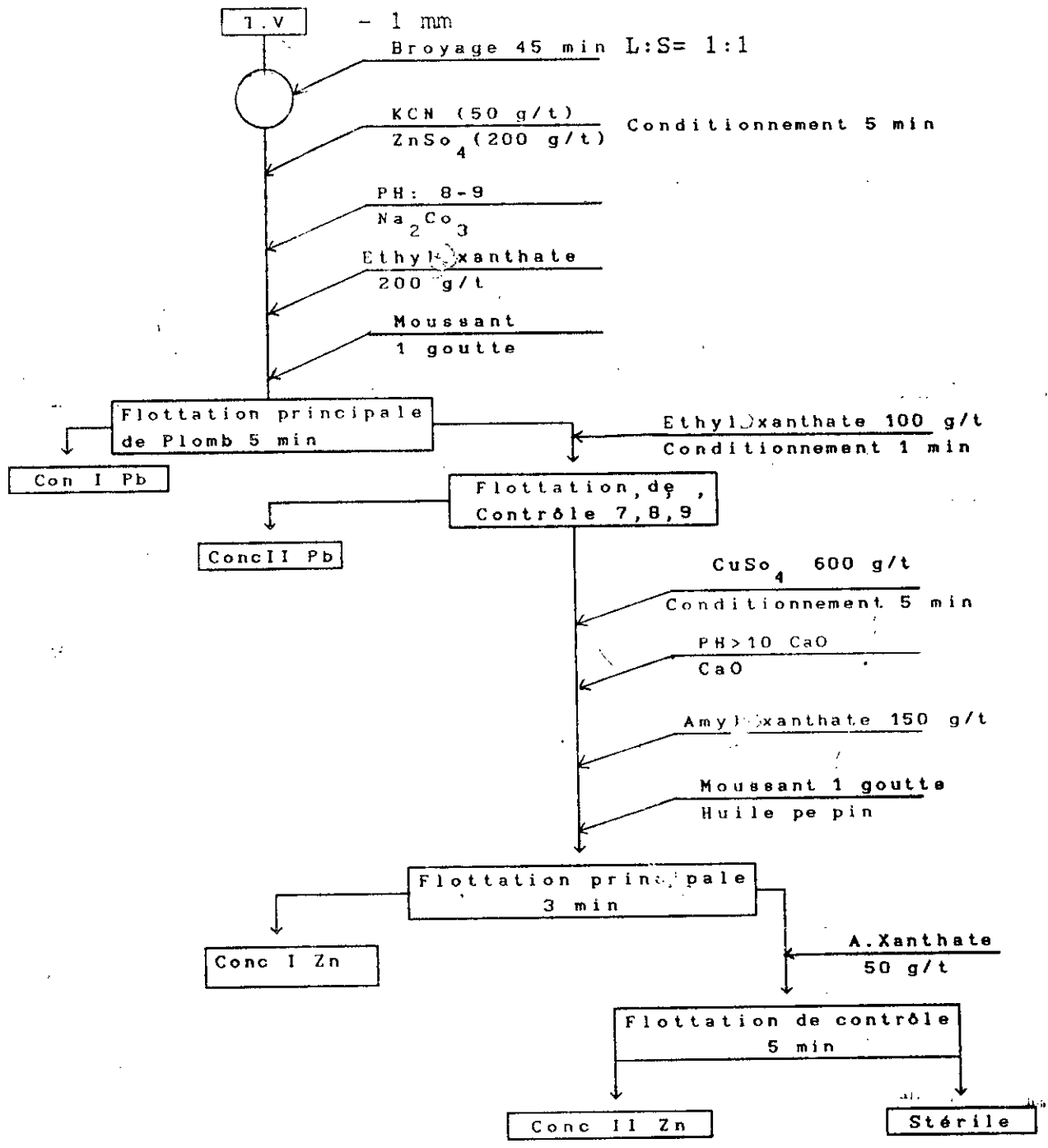


figure VI.7
Schéma de flottation

Les résultats obtenus sont présentés aux tableaux VI.7, VI.8 et VI.9.

Produit	Rendement %	Teneur		Récupération	
		Pb	Zn	Pb	Zn
ConcI Pb	11,80	22,00	05,50	73,89	10,70
ConcII Pb	10,62	4,85	07,50	14,05	13,12
ConcI Zn	26,07	1,34	16,27	07,66	69,92
ConcII Zn	10,21	0,70	02,10	02,10	03,53
Stérile	11,30	0,20	00,40	03,30	02,72
Alimentation	100,00	-	-	100,00	100,00

Tableau VI.7: Résultats de l'influence du temps de de flottation de contrôle de la galène. temps 7 minutes.

Produit	Rendement %	Teneur		Récupération	
		Pb	Zn	Pb	Zn
ConcI Pb	08,71	23,50	07,50	56,70	11,40
ConcII Pb	11,82	03,75	07,50	12,27	15,50
ConcI Zn	18,95	01,73	20,45	09,11	67,85
ConcII Zn	09,32	00,80	02,35	02,06	03,80
Stérile	15,20	01,40	00,55	19,86	01,45
Alimentation	100,00	-	-	100,00	100,00

Tableau VI.8 : Résultats de l'influence du temps de de flottation de contrôle de la galène temps 8 minutes

Produit	Rendement %	Teneur		Récupération	
		Pb	Zn	Pb	Zn
ConcI Pb	03,80	19,00	06,00	72,22	13,37
ConcII Pb	06,27	06,00	07,50	10,40	06,10
ConcI Zn	22,25	01,35	17,72	09,36	72,29
ConcII Zn	10,13	00,90	03,00	02,50	04,91
Stérile	44,58	00,45	00,45	05,52	03,33
Alimentation	100,00	-	-	100,00	100,00

Tableau VI.9 : Resultats de l'influence du temps de de flottation de contrôle de la galène temps 9 minutes

Figure VI.8: Teneur de Plomb et de Zinc dans les stériles en fonction du temps de flottation de controle dans le circuit Plomb.

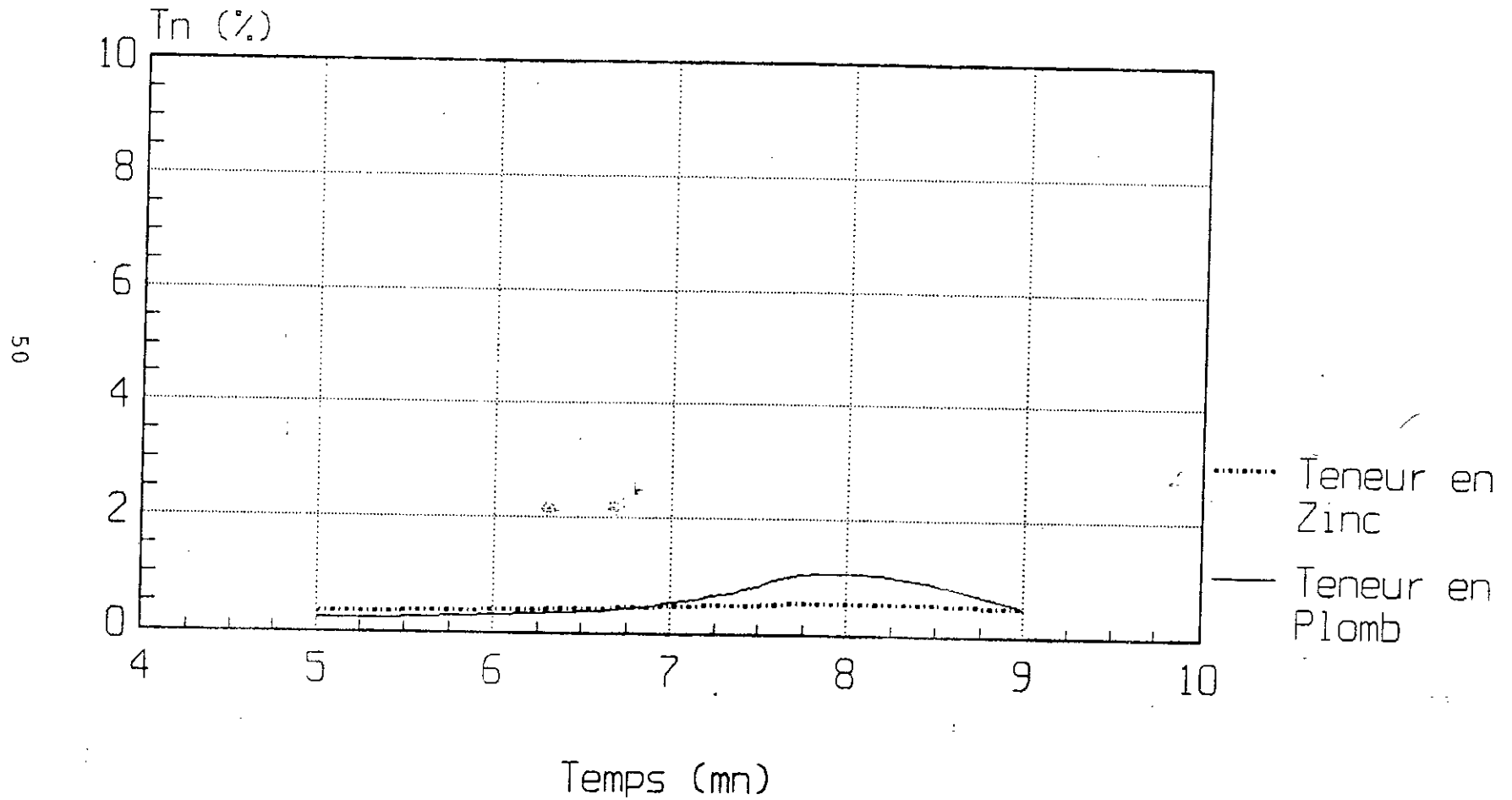
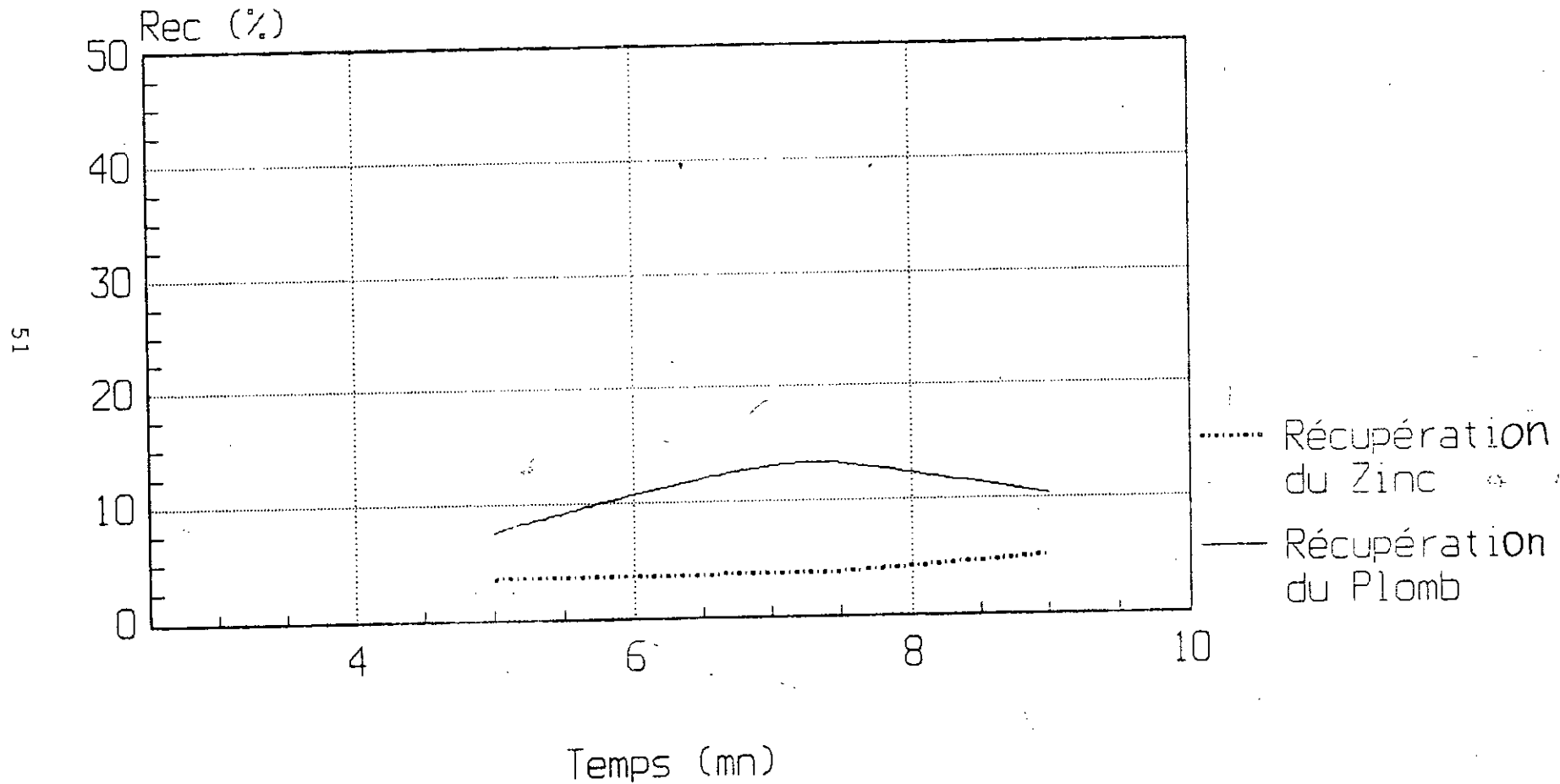


Figure VI.9. Récupération de Plomb et de Zinc dans le circuit de contrôle de Plomb en fonction du temps de flottation de contrôle.



Interprétation des résultats

L'augmentation de la teneur dans le circuit Plomb est due à la diminution du temps de flottation principale.

La teneur importante dans les concentrés I et II de Plomb est due aux causes déjà citées dans la partie: Variation du déprimant.

En augmentant le temps de flottation de contrôle, nous avons obtenu des stériles pauvres tout en améliorant la teneur des concentrés et la récupération du métal.

Nous constatons pratiquement qu'à partir de 5 minutes de flottation de contrôle, les teneurs dans les concentrés et les récupérations du métal sont constantes.

Conclusion

Nous pouvons dire que le temps de flottation de contrôle pour le circuit Plomb et celui du Zinc est de 5 minutes.

VII CONCLUSION

Au cours de cette étude, nous avons procédé à une flottation sélective d'un minerai polymétallique de Plomb-Zinc, avec optimisation des principaux paramètres.

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

La récupération du Plomb était influencée par la quantité de collecteur Ethylxanthate et les temps de flottation.

La récupération du Zinc est influencée par la quantité du déprimant $ZnSO_4$ et KCN, la quantité du collecteur Amyl xanthate et le temps de flottation.

A partir d'une flottation de contrôle de 5 minutes, la récupération du Plomb et de Zinc ne varie presque pas.

La récupération maximum du Plomb et du Zinc est obtenue pour la quantité des réactifs suivants:

- Circuit Plomb:

Flottation principale, 200 g/t d'Ethyl xanthate.

Flottation de concentré, 100 g/t d'Ethyl xanthate.

- Circuit Zinc:

Déprimant : 200 g/t de $ZnSO_4$, 50 g/t KCN

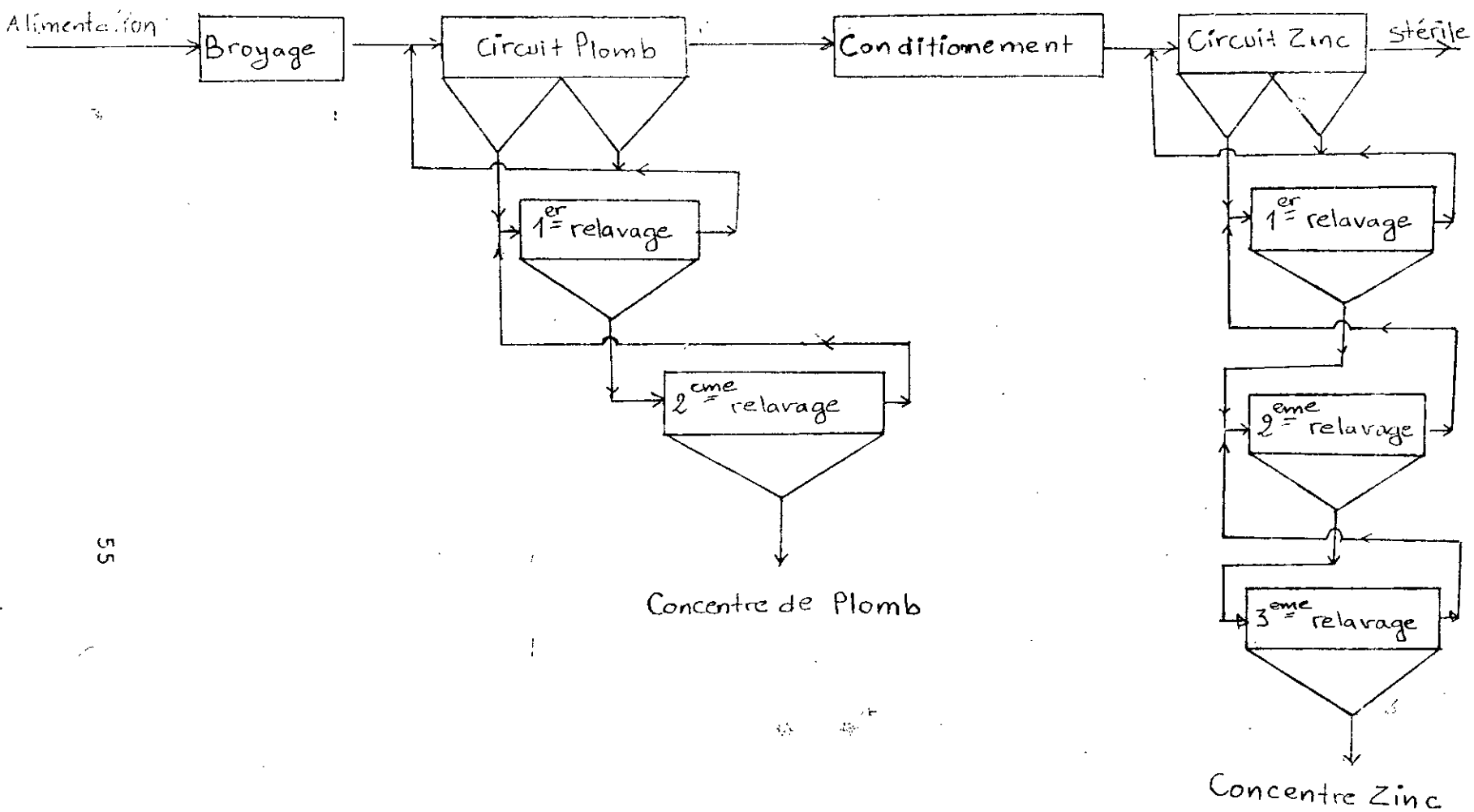
Activant 600 g/t de $CuSO_4$.

Collecteurs : flottation principale, 150 g/t

flottation de contrôle, 50 g/t.

Les résultats technologiques obtenus (R_p , Rec_m , teneur), nous permettent de dire que le minerai polymétallique de Oued Amizour peut être valorisé par flottation.

Le schéma technologique de traitement proposé est représenté sur la figure VII.1.



55

Figure VII.1: Schéma de traitement du Plomb et du Zinc.

ANNEXE
METHODE D'ANALYSE CHIMIQUE

Cette analyse a été faite par absorption atomique

a/ Principe de spectrophotométrie d'absorption atomique.

Au cours des analyses de spectrophotométrie d'absorption atomique, une 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 qui va être dirigée vers la vapeur. Certains atomes disposés dans cette dernière absorbent une partie 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 émises par la source lumineuse.

b/ Dosage de Pb et Zn

Mode opératoire:

1- Réactifs et matériels utilisés:

- Acide fluorhydrique (d = 113) 40 % pour analyse
- Acide chlorydrique (d = 119) pour analyse 10% en volume.
- Nitrate de Pb à 1000 µg/ml, dissoudre 1600 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 $\mu\text{g}/\text{ml}$, dissoudre 1 g de Zn dans 50 ml de HCl concentré dans une fiole d'1 litre.

- Bechers en téflon de 250 ml.

- Fioles jaugées de 250 ml

2- Mise en solution.

On pèse ($0.500 \text{ g} \pm 0.001 \text{ g}$) de minerai, on l'introduit dans un becher en téflon.

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

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

On reprend pour 12.5 ml d'acide chlorydrique 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 $\mu\text{g} / \text{l}$ de Plomb respectivement, de Zn à partir de la solution à 1000 $\mu\text{g}/\text{l}$ de Pb respectivement de Zn.

3- Conditions opératoires

Générateurs de radiations cathode creuse à haute brillance.

	Pb	Zn
radiation	283,33 nm et 217 nm	213,8 nm et 307.5 nm

BIBLIOGRAPHIE

- 1) Rapport géologique sur Oued Amizour (87-88) O.R.
- 2) J.SANDIER : Mise en valeur des gisements métallifères (Estimation - exploitation - traitement des minéraux). 1962.
- 3) P. BLAZY : La valorisation des minerais. 1970.
- 4) GAUDIN : Flottation 2eme édition New York 1957.
- 5) B.A.WILLS : Mineral processing technologie 1^{er} édition 1979
- 6) Annales de mines, le traitement des minerais sulfurés complexes par G BARBERE 1979.
- 7) Annales des mines, traitement des minerais de cuivre par R. HODOT 1967.
- 8) Généralités sur la flottation des minerais Plomb - Zinc (Mr M^{ed} ZIBOUCHE).
- 9) OVTCHAROV. V - KHASSIEV. T / Flottation - Egouttage - technologie, université de ANNABA 1986.
- 10) Mémoire de fin d'étude de Mr DAKARI: Valorisation du minerais de Plomb et de Barythine de Ain Kahla (1987-1988) IAP Boumerdes.
- 10) Mémoire de fin d'étude de Mlle F.FELLOUS : Flottation de minerais complexes : cas d'un échantillon de Cavallo (1987-1988)
- 11) J SANGLERAT : Mécanique des sols Tomme II.
- 12) Rapport sur la valorisation du minerai Plomb-Zinc de oued Amizour (Mr Ahmed ZOUAOUI). 1993.

- 13) Rapport sur la valorisation du minerai Plomb-Zinc de Chaâbat EL Hamra (Mr Ahmed ZOUAOUI). 1990.
- 14) Rapport sur la valorisation du minerai Plomb-Zinc de oued Amizour (Mr AINOUCHE M^{ed} AMOKRANE). 1990.

