

150

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT : MINES

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

PROJET DE FIN D'ETUDES

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

SUJET

FLOTTATION DE MINERAIS

COMPLEXES : CAS D'UN

ECHANTILLON DE CAVALLO

Proposé par :

Mr. A. ARAB

Etudié par :

Mlle F. FELLOUS

Dirigé par :

Mr. A. ARAB

PROMOTION : JUIN 1988

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

وزارة التعليم والبحث العلمي
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT : MINES

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

PROJET DE FIN D'ETUDES

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

SUJET

FLOTTATION DE MINERAIS

COMPLEXES : CAS D'UN

ECHANTILLON DE CAVALLO

Proposé par :

Mr. A. ARAB

Etudié par :

Mlle F. FELLOUS

Dirigé par :

Mr. A. ARAB

PROMOTION : JUIN 1988

* DEDICACES *

Je dédie ce modeste travail

A ma très chère mère pour ses sacrifices,

Aux mémoires de mon père et mon frère,

A KAMEL pour son aide et soutien moral,

A mes frères et soeur NORA,

A SAMIA

A tout ceux que j'aime,

FATIHA. F.

R E M E R C I M E N T S

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

Je tiens à exprimer ici mes remerciements à :

- Monsieur ARAB , Docteur et professeur à l' E.N.P.
Qu'il trouve ici ma plus profonde reconnaissance pour avoir bien voulu diriger ce mémoire .
- Monsieur SAADA , Chef du département mine.
- Monsieur BOURAHLA, Docteur et professeur à l'E.N.P. qui a apporté son concours à ce travail.
Je tiens à exprimer ma gratitude à tous le personnel du laboratoire de chimie de l'E.R.E.N., qui n'ont ménagé aucune peine à assurer mes analyses chimiques .
- Monsieur COHK , professeur de métallurgie à l'E.N.P.
par son aide et la disponibilité dont il m'a fait preuve
- Madame BOUKERSI M pour avoir assuré la frappe de ce mémoire qu'elle soit assuré de ma profonde reconnaissance.
- Monsieur Mourad pour son précieux aide .
que ceux qui ont participé à cette étude, trouvent ici mes sincères remerciements .

Sommaire



Chapitre I

	Page
- Introduction	01
- Les méthodes de traitement	02
des minerais complexes	
-1- Flottation selective	02
-2- Flottation collective	03

Chapitre II

II - Présentation du minerai de cevallo	04
1- Situation géographique du gisement	04
2- Formation géographique	04
3- Etude de la mineralisation	05
4- Analyse chimique	08

Chapitre III

III Préparation mécanique du minerai	09
-1- Analyse granulométrique du minerai concassé	09
-2- Analyse granulométrique	12
du minerai Broiyé	
-3- Analyse des	23
fractions granulométrique.	

Chapitre IV

IV Flottation

-1- Principe généraux de flottation	26
-2- Régime de réactif	30
-3- Flottation collective sans sulfuration	34
-4- Flottation collective après sulfuration	42
4-1 Influence de la quantité de sulfure de sodium sur la récupération	
4-2 Influence de la quantité	50
du xauthate amylique sur la recuperation	
4-3 Influence du temps de	55
conditionnement sur la récupération.	
4-4 Influence du pH sur	60
la recuperation.	
4-5 Influence de la nature	65
du collecteur utilisé.	
4-6 Influence de l'amidon	68
sur la peptisation des schlamms.	

Chapitre V

V Interpretation globale des	70
Résultats	
Conclusion	74
Recommandations	75
Etude Bibliographique.	

CHAPITRE : 1

INTRODUCTION

METHODES DE

TRAITEMENT DES

MINERAIS COMPLEXES

I N T R O D U C T I O N

le minerai de cavallo fait partie des gisements oxydés qui se trouvent dans le nord du pays dont la mineralisation complexe pose des problemes de traitement .

de nombreuses etudes ont été effectuées dans le passé pour mettre au point un procedé d'extraction ,mais les resultats n'ont jamais été entierement satisfaisants .

nous avons entrepris dans ce travail une etude de traitement des minerais complexes avec, comme exemple, un echantillon provenant de cavallo pour illustrer la demarche .

le prelevement de cet echantillon a été fait dans des conditions que nous ignorons; c'est la raison pour la quelle le probleme de representativité reste entierement posé .

dans ce qui suit nous avons procedé à la flottation collective du minerai avec une optimisation de differents parametres .

L'accent à toute fois porté sur les techniques de sulfuration qui a fait l'objet d'une etude systematique .

L'origine incertaine de l'echantillon ne permet pas l'extrapolation des resultats, car cette etude n'est que la premiere etape d'un travail plus vaste de recherche touchant ce type de mineralisation .

LES METHODES DE TRAITEMENT DES MINERAIS COMPLEXES

Dans la nature on trouve deux categories de minerais suivant leur aptitude à la flottation:

*les minerais simples :

ces minerais sont caracterisés par des compositions mineralogiques et granulometrique homogenes . ils se presentent sous forme de sulfures ou d'oxydes .

les techniques de flottation sont relativement bien connues et ne presentent pas de problemes particuliers .

* les minerais complexes :

ces minerais sont caracterisés par une mineralisation et granulometrie heterogenes .

ils se presentent sous des formes minerales sulfurées et oxydés .

la gangue contient plusieurs types d'elements , avec une tendance à former des shlamms pendant la preparation mecanique .

ce dernier point complique considerablement le processus de separation . ce qui se traduit , souvent , par des parametres technologiques mediocres .

les minerais complexes sont , habituellement , traités par des methodes combinées de flottation et hydrometallurgiques.

s'agissant de la flottation , on peut utiliser l'une des methodes suivantes :

- 1 - la flottation selective :

avec , en premier lieu , la flottation des sulfurés par des collecteurs anioniques suivie d'une flottation des oxydés après sulfuration .

- 2-Flottation collective :

on fotte l'ensemble des constituants metalliques dans un même concentré .

le concentré collectif est soumis à une separation ulterieure, par flottation ou lixiviation .

dans ce cas , pour obtenir des parametres satisfaisants en fin de circuit ,il est necessaire que la recuperation des elements dans le concentré collectif ,soit la plus elevee possible .
c'est l'objet de notre etude .

CHAPITRE : 2

REPRESENTATION DU
MINERAI DE CAVALLO

- PRESENTATION DU MINERAI DE CAVALLO -

Ce gisement de type lenticulaire et filonien, contient du cuivre, du plomb, du zinc, de l'or et de l'argent. La minéralisation utile et concentrée dans deux gisements différents; celui de Bousoufa et d'Oued el Kebir .

-1- Situation géographique du gisement :

Le gisement est situé à 12 Km environ à vol d'oiseau de la méditerranée, dans la partie centrale du massif de Cavallo, la superficie de ce dernier est de 30 Km² , le gisement est relié au village de Cavallo par des pistes longues de 5 à 7 Km. le gisement se trouve à l'est de Djidjel . la distance entre le gisement et le port de Béjaia est de 76 Km.

-2- Formation géologique :

Dans le pourtour de la région de Cavallo, rarement au bord de la mer, on trouve des intrusions périphériques formées de microgranodiorites quartzifères; parfois microdiorite, parfois des roches très altérées à aspects semblable .
Au sud du village de Cavallo et le long de la vallée de l'Oued El Kebir on a la formation de Bou-Soufa .

En bordure de la mer , au sud ouest , et au centre de la formation de Bou-Soufa , on a la formation de port-maria , formée par des roches andésitiques basiques avec un caractère très proche des basaltes , des roches andésitiques avec les amphiboles et la calcedoine et des roches andésitiques avec biotites et amphiboles .
la zone eruptive de Cavallo s'integre dans le Volcanisme cotier qui est située dans des espaces assez reduits le long du littoral de la mediterrannée de l'Afrique du Nord .

-3- Etude de la mineralisation :

Nous avons effectué une etude des lames minces , et sectionpolies dans le laboratoire de minerologie du departement .

-3.1- Les lames minces :

Nous avons constaté que les mineraux de gangue sont represntes par:

-A- La calcite :

On la trouve sous forme de quatre générations :

A.1 Calcite xenomorphe de grande taille (jusqu'a $600 \mu m$) et bien maclée . En sectionpolie , elle existe sous forme d'une roche encaissante calcaire qui , dans certaines parties , est remplacée par un mélange de calcedoine et calcite .

Ce mélange est caracterisé par un contact de silice .

A.2 Calcite xenomorphe: en forme de fissures .

A.3 Calcite xeno à automorphe : De petite taille ($40 \text{ à } 10 \mu m$) qui se trouve dans du quartz . Cela pourrait être l'origine d'une recalification .

A.4 Calcite sous forme d'inclusions dans du quartzé . Cette generation de quartz , est une nouvelle formation dans une pâte très fine de calcedoine , calcite et un autre carbonate (pas bien définie) .

- B - QUARTZ: se presente sous forme de trois generations :

-B-1 Quartz automorphe : se presente sous une forme fibreuse avec une formation dans une pate blanchâtre de calcite, calcedoine et carbonate non définie .

B-2 Quartz xenomorphe de grande taille (jusqu'a 2000 μ m)

B-3 Quartz de petite taille ,se presente sous forme de fissures avec un melange de calcite ,calcedoine et opale .

-C - Calcedoine et Opale :qui sont souvent ensemble ,ils se presentent sous forme de fissures .

-D- Gypse xenomorphe : il se presente sous forme de petits grains ou de fibres .

cela peut s'expliquer ,peut être, par le fait que la calcite est remplacée par l'acide sulfurique dans la zone d'oxydation des sulfures .

- 3.2 -Les sections polies

les sections polies montrent une mineralisation de blende non altérée ,dans une gangue de calcite . La taille des grains varie de 100 μ m à 4mm .

Elle est d'une couleur jaune avec une zonation jaune à orange .

Dans certaines parties ,la blende est coupée par une fissure constituée de Quartz recalciifié ,d'une pate de calcedoine , Opale et de la calcite .

dans certains cas ,la blende présente une alteration intense par une pate très fine et noirâtre .

Vue l'etat du polissage ,la determination de ce composé est impossible .

De plus en plus,la blende est remplacée par ce melange .

à l'aide d'une lame mince ,nous avons pu reperer à la place de

la blende un melange d'un mineral opaque et une pate

de silice ,de calcite et probablement de Gypse .

- La galene est relativement rare et montre le même processus d'altération que la blende .

- La chalcoppyrite est rare ; elle se présente en deux générations.

-1- En forme de petites inclusions ~~enclavées~~ dans la blende (4 μ m)

-2- Dans la gangue , avec une taille plus grande (16 μ m) nous avons reperé la présence d'un mineral X ayant un pouvoir réflecteur de 30% .

C'est probablement une nouvelle formation pendant l'altération de la blende .

-3.3- Interpretation des resultats :

Etant donné les conditions de prelevement de cet echantillon , une interpretation , Sûre des résultats est impossible . Mais nous pouvons constater que la mineralisation fraîche dans une gangue calcitique ou quartzeuse est suivie d'une alteration , hydrothermale (base temperature) ou superficielle .

Au début de cette alteration, il ya eu un mouvement tectonique visible en forme d'une fissuration . Avec mobilisation , intrusion et dispersion de la calcite (recalification) .

Aussi avec le processus de mobilisation de la silice (quartz , calcedoine et opale) et une nouvelle formation d'un quartz anto - morphe avec zonation par inclusion de la calcite .

Prabablement à la fin de ce processus , en raison d'une alteration des sulfures (blende , galène) , nous avons eu également un remplacement de la calcite par le gypse .

-3.4- Conclusion :

Pour une étude meilleure de la mineralisation de ce gisement , il est necessaire :

- d'effectuer un echantillonnage representatif
- Les plans minces et les sections polies doivent être faites sur la partie de l'echantillon avec un reste

-d'effectuer un échantillonnage représentatif

- les lames minces et les sections polies doivent être faites sur la même partie de l'échantillon avec un reste ,pour une vérification microchimique .

- vérification des résultats par la microsonde .

-5- Analyse chimique (absorption atomique)

les analyses chimiques ont été effectuées au sein du laboratoire de chimie de l' E.R.E.M.

nous avons procédé à l'analyse de plusieurs échantillons du minerai concassé.

n les teneurs obtenues sont :

échantillon	teneur de Pb %	teneur de Zn %	teneur de Cu %	teneur de Cd %	teneur de Ag g/t
1	0,48	6,4	0,012	0,026	1
2	2,8	6,0	0,06	0,0192	55
3	2,8	6,0	0,418	0,0192	55
4	2,8	6,0	0,06	0,025	55
5	1,62	6,5	0,06	0,025	55
6	2,8	6,0	0,06	0,0192	0,001
7	2,8	6,0	0,06	0,0192	55

le minerai considéré titre en moyenne :

- 1,63 % de Pb ;

- 6,3 % de Zn ;

- 0,16 % de Cu ;

- 0,023 % de Cd ;

- 20 g/t de Ag ;

- 20 g/t de Ag ;

ce minerai est caractérisé par une teneur plus importante
en Zinc qu'en Plomb .

la teneur du Cuivre est très faible .

CHAPITRE : 3

PREPARATION

MECANIQUE DU MINERAL

Préparation mécanique du minerai

La préparation préliminaire du minerai à porté, en premier lieu, sur un concassage pour obtenir une dimension des grains inférieurs à 3,15 mm .

Le tamisage d'une quantité d'un Kg du même échantillon, a été effectué à l'aide d'une succession de tamis dont la maille d'ouverture varie de 1 à 0,063 mm .

1/ Analyse granulométrique du minerai concassé

Les résultats de cette étude figurent aux tableau n°1 et figure n° 1 .

Tableau n° 1

classe granulométrique mm	poids du refus (g)	refus %	cumulé %	passant %
+ 3,15	1000	100	0	100
-3,15 + 1	524,25	52,425	52,425	47,575
-1 + 0,8	65,35	6,535	58,96	41,04
-0,8 +0,5	128,15	12,815	71,775	28,225
-0,5 +0,3	106,55	10,655	82,43	17,57
-0,3+0,1	89,25	8,925	91,355	8,645
-0,1+0,08	16,35	1,635	92,99	7,01
-0,08+0,063	7,05	0,705	93,695	6,305
-0,063	63,05	6,305	100	0

Minerai concassé
d = 3,45 mm

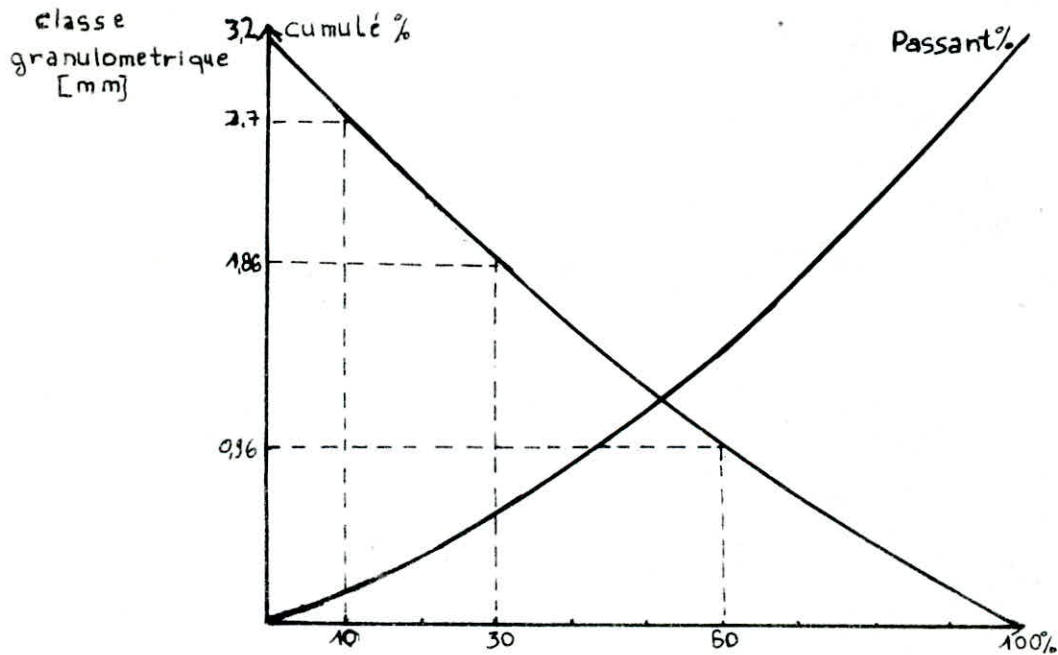


Fig.1 : Analyse granulometrique du minerai
con cassé .

a/ calcul des coefficients d'uniformité (U) et de courbure (C) .

$$D_{10} = 2,7 \text{ mm};$$

$$D_{30} = 1,86 \text{ mm};$$

$$D_{60} = 0,96 \text{ mm};$$

$$U = \frac{D_{60}}{D_{10}} ; \quad U = \frac{0,96}{2,7} = 0,355$$

$$\underline{U = 0,355}$$

$$C = \frac{(D_{30})^2}{D_{60} D_{10}} ; \quad C = \frac{(1,86)^2}{0,96 \cdot 2,7} = 1,33$$

$$\underline{C = 1,33}$$

b/ commentaires

les courbes du cumulé et du passant présentent une concavité tournée vers le haut.

cela est confirmé par le fait que C est supérieure à 1 (C=1,33)
le coefficient d'uniformité est inférieur à 1 (0,355) .

interprétation

le coefficient d'uniformité étant égale à 0,355, peut s'expliquer par le fait que la minéralisation est étalée, donc elle présente une granulométrie hétérogène.
cela signifie que la résistance mécanique des différents composants minéralogiques de l'échantillon est très variable .
Le coefficient C étant supérieure à 1, peut s'expliquer par le fait que le minerai est relativement tendre .

- 2/ - Analyse granulométrique du minerai broyé

* Conditiont de broyage :

- 1kg de minerai concassé (- 3,15 mm)
- 1litre d'eau
- charge broyante : 26 boulets.
- temps de broyage variable : 10, 20, 30, 40 minutes

Après avoir effectuer le broyage humide du minerai, nous avons récupéré la pulpe qui est ensuite soumise à une décontation puis un sechage à l'étuve (105° C) pendant 24 heures .

une fois cette operation terminée, nous avons procédé au tamisage du minerai seché qui est necessaire à la classification granulométrique avec une succesion de tamis dont la maille d'ouverture varie de 0,5 à 0,063 mm.

- les résultats obtenus figurent aux :

- minerai broyé à 10 minutes : figure 2 et tableau 2.
- minerai broyé à 20 minutes : figure 3, tableau 3.
- minerai broyé à 30 minutes : figure 4, tableau 4.
- minerai broyé à 40 minutes : figure 5, tableau 5.

les graphes representent le cumulé et le passant en % en fonction de la granulométrie .

tableau n° 2

CLASSE GRANULOMETRIQUE (mm)	POIDS DU REFUS (g)	REFUS %	CUMULE %	PASSANT %
+ 3,15	1000	100	0	100
- 3,15 + 0,5	8,6	0,86	0,86	99,14
- 0,5 + 0,4	17,1	1,71	2,57	97,43
- 0,4 + 0,3	125,4	12,54	15,11	84,89
- 0,3 + 0,2	107,1	10,71	25,82	74,18
- 0,2 + 0,1	356,9	35,69	61,51	38,49
- 0,1 + 0,08	130,8	13,08	74,59	25,41
- 0,08 + 0,063	19,3	1,93	76,52	23,48
- 0,063	234,8	23,48	100	0

Analyse granulométrique Du minéral Broyé

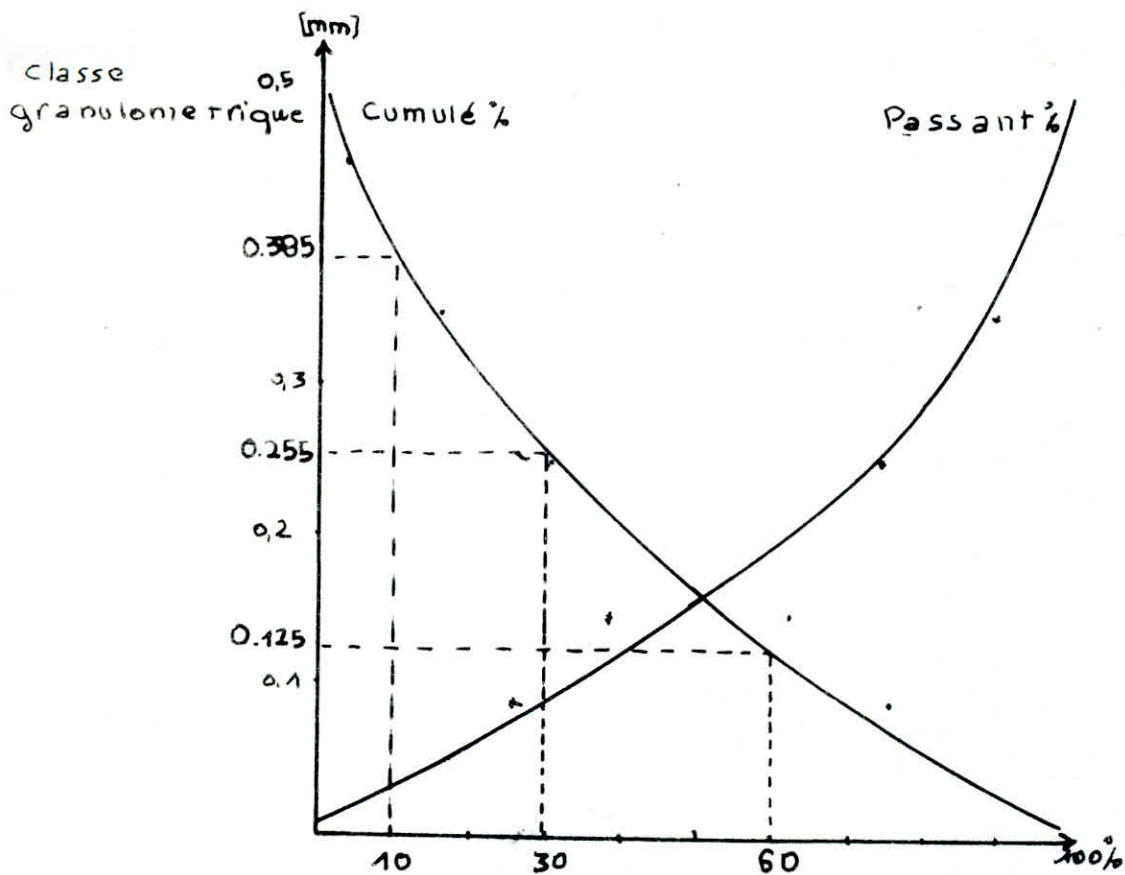


FIG. 2 minéral Broyé à 10min

tableau n° 3

CLASSE GRANULOMETRIQUE (mm)	POID DU REFUS (g)	RE FUS %	CUMULE %	PASSANT %
+3,15	1000	100	0	100
-3,15 + 0,5	3,0	0,3	0,3	99,7
-0,5 + 0,4	2,6	0,26	0,56	99,44
-0,4 + 0,3	24,3	2,43	2,99	97,01
-0,3 + 0,2	37	3,7	6,69	93,31
-0,2 + 0,1	370,6	37,06	43,75	56,25
-0,1 + 0,08	172,7	17,27	61,02	38,98
-0,08 + 0,063	131	13,1	74,12	25,88
-0,063	258,8	25,88	100	0

Analyse granulométrique
Du minerai broyé.

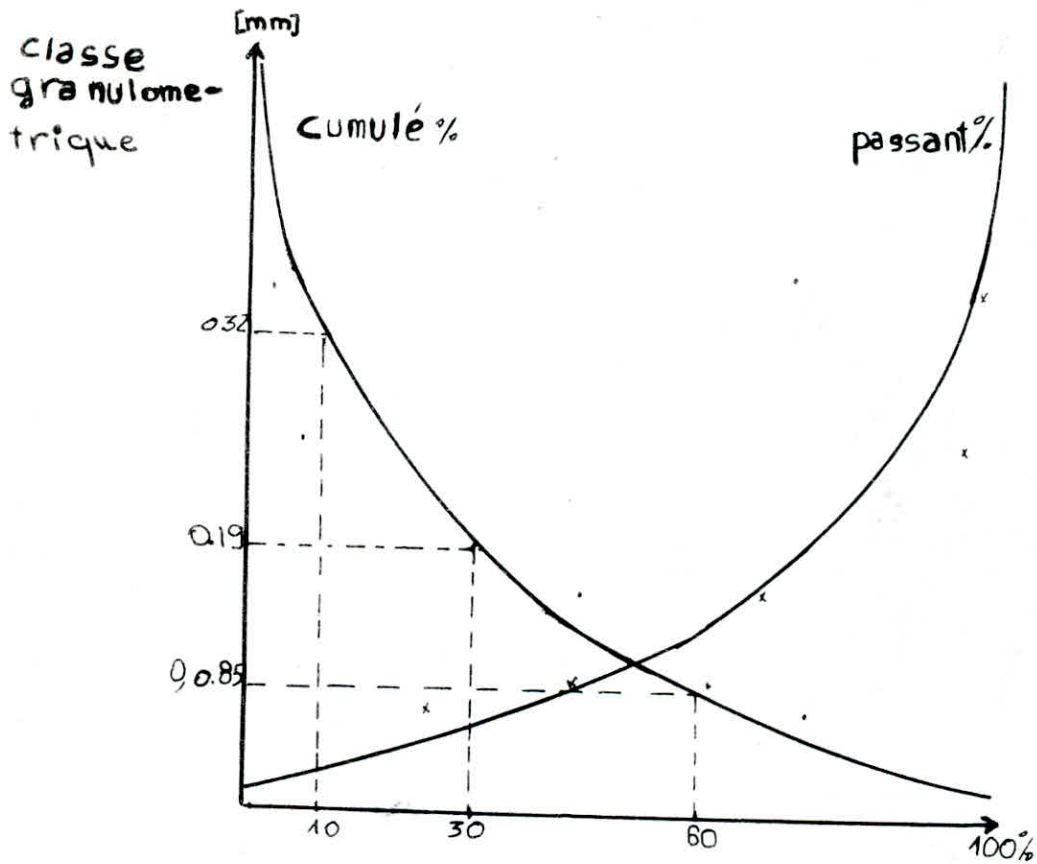


FIG. 3 Minerai Broyé à 20 min

tableau n.4

CLASSE GRANULOMETRIQUE (mm)	POID DU REFUS (g)	REFUS %	CUMULE %	PASSANT %
+ 3,15	1000	100	0	100
-3,15 + 0,5	6	0,6	0,6	99,4
-0,5 + 0,4	4,6	0,46	1,06	98,94
-0,4 + 0,3	16,5	1,65	2,7	97,29
-0,3 + 0,2	19,8	1,98	4,69	95,31
-0,2 + 0,1	268,8	26,88	31,57	68,43
-0,1 + 0,08	197,6	19,76	51,33	43,67
-0,08 + 0,063	241,3	24,13	75,46	24,54
- 0,063	245,4	24,54	100	0

Analyse Granulométrique
Du minerai Broyé

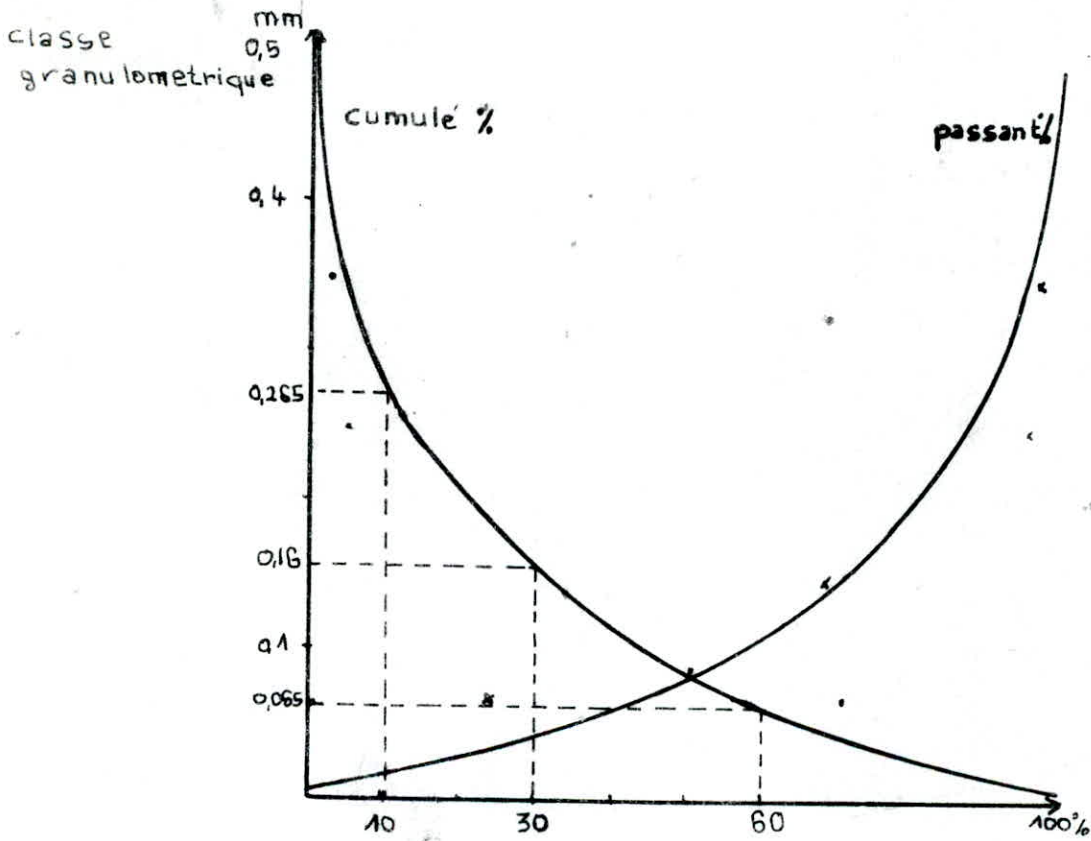


Fig: 4 : minerai broyé à 30 min

tableau n°5

CLASSE GRANULOMETRIQUE (mm)	POID DU REFUS (g)	REFUS %	CUMULE %	PASSANT %
+3,15	1000	100	0	100
-3,15 +0,5	8,8	0,88	0,88	99,12
-0,5 +0,4	3	0,3	1,18	98,82
-0,4 +0,3	17,5	1,75	2,93	97,07
-0,3 +0,2	8,9	0,89	3,82	96,18
-0,2 +0,1	235,3	23,53	27,35	72,65
-0,1 +0,08	208,5	20,35	47,7	52,3
-0,08 +0,063	240,8	24,08	71,78	28,22
-0,063	282,2	28,22	100	0

Analyse Granulometrique
Du minerai Broyé

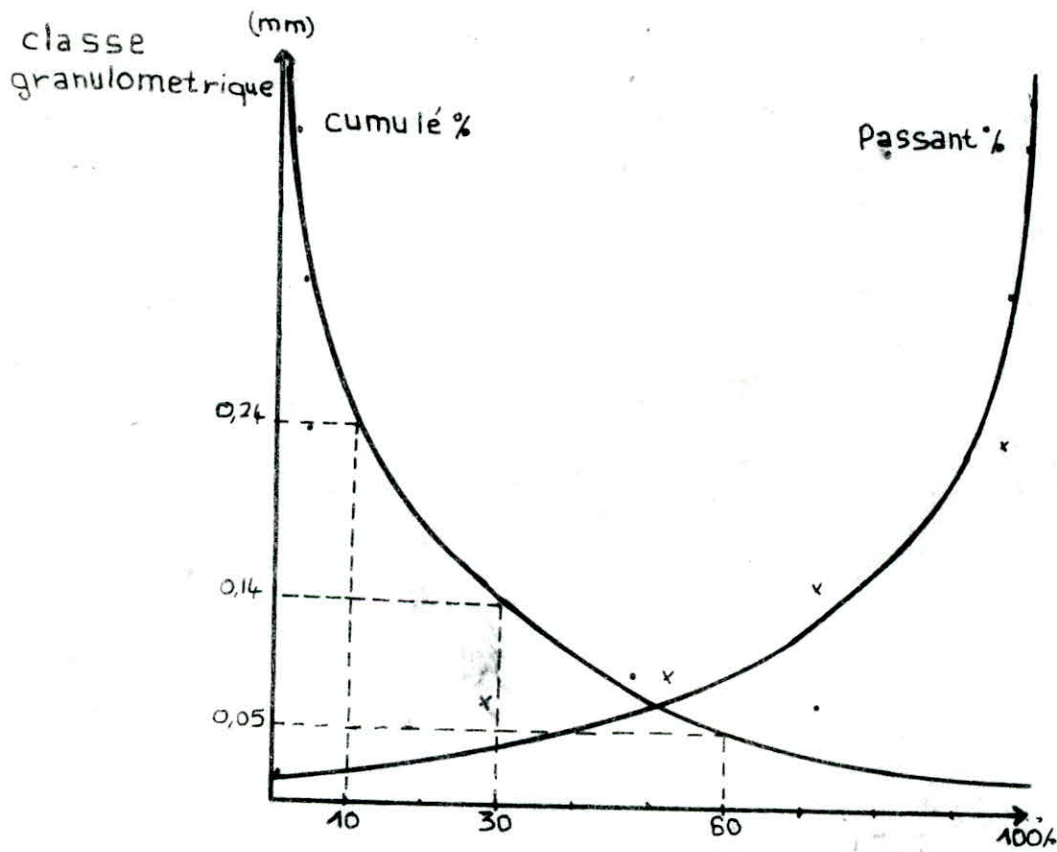


FIG. 5. Minerai Broyé à 40 min.

a/ Calcul des coefficients d'uniformité (U) et de courbure (C)

D₅₀ est l'ouverture du tamis à travers lequel passe y % du poids des grains.

a. 1 : Cas du minerai broyé à 10 minutes:

$$D_{10} = 0,385 \text{ mm ;}$$

$$D_{60} = 0,125 \text{ mm ;}$$

$$D_{30} = 0,255 \text{ mm ;}$$

$$U = \frac{D_{60}}{D_{10}} ; \quad U = \frac{0,125}{0,385} = 0,325$$

$$\underline{U = 0,325}$$

$$C = \frac{(D_{30})^2}{D_{60} \cdot D_{10}} ; \quad C = \frac{(0,255)^2}{0,125 \cdot 0,385} = 1,35$$

$$\underline{C = 1,35}$$

a. 2 cas du minerai broyé à 20 minutes

$$D_{10} = 0,32 \text{ mm ;}$$

$$D_{60} = 0,085 \text{ mm ;}$$

$$D_{30} = 0,19 \text{ mm ;}$$

$$U = \frac{0,085}{0,32} = 0,28$$

$$\underline{U = 0,28}$$

$$C = \frac{(0,19)^2}{0,085 \cdot 0,32} = 1,42$$

$$\underline{C = 1,42}$$

a 3 : Cas du minerai broyé à 30 minutes :

$$D_{10} = 0,265$$

$$D_{60} = 0,065$$

$$D_{30} = 0,16$$

$$U = \frac{0,065}{0,265} = 0,245$$

$$\underline{U = 0,245}$$

$$C = \frac{(0,16)^2}{0,065 \cdot 0,265} = 1,48$$

$$\underline{C = 1,48}$$

a 4 : Cas du minerai broyé à 40 minutes :

$$D_{10} = 0,24 \text{ mm}$$

$$D_{60} = 0,05 \text{ mm}$$

$$D_{30} = 0,14 \text{ mm}$$

$$U = \frac{0,05}{0,24} = 0,21 ;$$

$$\underline{U = 0,21}$$

$$C = \frac{(0,14)^2}{0,05 \cdot 0,24} = 1,63 ;$$

$$\underline{C = 1,63}$$

b Commentaire

- Le coefficient d'uniformité U , diminue quand le temps de broyage augmente. à un temps de broyage 10 minutes, U est de 0,325 par contre à un temps de broyage de 40 minutes, U est de 0,21 .
- Le coefficient de courbure augmente avec le temps de broyage. quand le temps de broyage est grand, C l'est aussi . par conséquent, la concavité des courbes, tournée vers le haut est plus prononcée .

c Interprétation

La diminution de U peut s'expliquer par le fait qu'on élimine progressivement tous les gros grains pour avoir une masse de particules essentiellement fines .
La granulométrie devient de plus en plus serrée .
L'augmentation du coefficient de courbure est due à la prédominance des particules fines .

3 / Analyse chimique des fractions granulométriques

nous avons procédé à l'analyse chimique des fractions granulométrique du minerai brayé à 10 minutes .
les résultats figurent au tableau n° 6 et figure n° 6.

Tableau n° 6

classe mm	teneur de Pb%	teneur de Zn %	teneur de Cu %	teneur de Cd %	teneur g/t %
+0,5	0,28	2,40	0,004	0,008	1
-0,5+0,4	0,08	1,84	0,004	0,0064	1
-0,4+0,3	0,08	3,32	0,004	0,003	1
-0,3+0,2	0,12	4,8	0,008	0,019	1
-0,2+0,1	0,32	5,6	0,008	0,024	1
-0,1+0,08	0,80	6,8	0,012	0,027	1
-0,08+0,063	0,64	6,0	0,008	0,024	1
-0,063	1,0	6,0	0,008	0,024	1

Commentaire

Ces résultats montrent que les teneurs en éléments valorisables sont plus grandes quand il s'agit de petites fractions granulométriques dans la classe granulométrique (-0,1 +0,08mm) la teneur en Zn est de 6,8% .celle du plomb est de 0,8% , dans la classe inférieur à 0,063 mm la teneur du plomb est de 1%.

Le but du broyage étant la libération des particules utiles, il est par conséquent souhaitable d'éviter un surbroyage qui risque de provoquer la destruction des grains des minéraux utiles. le manque de données sur les dimensions exactes des grains au niveau de l'analyse minéralogique ne permet malheureusement pas de fixer d'une manière plus précise le temps de broyage et par voie de conséquence la maille de libération.

ANALYSE CHIMIQUE DES FRACTIONS

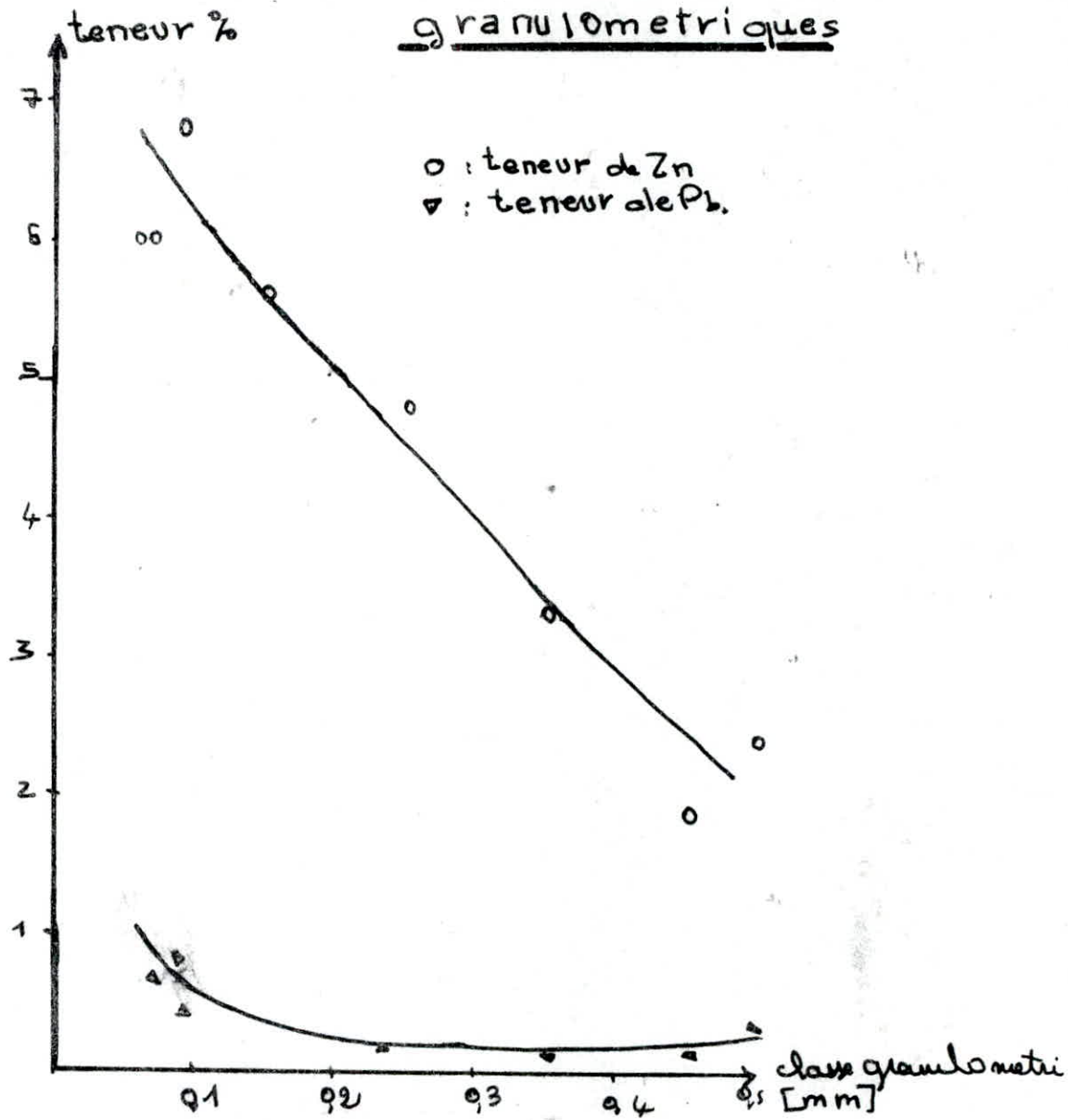


FIG. 6 : cas d'un minéral broyé
à 10 min.

CHAPITRE : 4

FLOTTATION

IV Flottation

Principes généraux de la flottation

La mise en oeuvre des techniques de flottation, nécessite une connaissance préalable des propriétés physiques, chimiques et minéralogiques du minerai traité. On doit connaître notamment la maille de libération des particules minérales, la teneur des éléments importants, et la minéralogie des constituants utiles et des stériles.

Schématiquement, le processus consiste à mettre en suspension dans une solution de reactifs, 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 permet à ces minéraux de se fixer à des bulles d'air qu'on introduit préalablement dans la pulpe. De cette manière les minéraux flottent, c'est à dire suragent à la surface de la pulpe sous forme de mousse. Cette mousse riche en minéraux flottés est appelée "concentré". Les autres éléments, en général de la roche, restent en suspension dans la pulpe et sont appelés "gangue".

une flottation peut être "collective", lorsqu'on récupère dans un seul et même concentré tous les minéraux de valeur contenus dans un minerai, ou "sélective" lorsqu'on procède à la récupération successive de ces minéraux dans différents concentrés.

La flottation selective est possible grâce à l'utilisation des réactifs "régulateurs". Ces réactifs sont destinés d'une part à activer ou diminuer l'action des collecteurs et à créer d'autre part un milieu approprié pour le déroulement du processus .

généralement , les réactifs se divisent en 5 groupes

- les collecteurs
 - les déprimants
 - les activants
 - les moussants
 - les régulateurs du milieu
- les collecteurs ont pour rôle d'hydrophobise, les particules minérales en vue de faciliter la fixation aux bulles d'air. les collecteurs les plus utilisés dans la flottation de minerais polymétalliques sont :
- les xanthates
 - les dithiophosphates (aerofloat) .!

Les déprimants : sont pour la plupart des électrolytes non organiques dont le rôle est de diminuer ou paralyser totalement les propriétés flottantes de certains minéraux en gênant l'adsorption des collecteurs sur leurs surfaces.

l'action déprimante est due à la formation d'une monocouche hydrophile (mouillable) autour du minéral. elle peut avoir également pour origine la formation de corps solubles qui se dissocient dans la pulpe. les principaux déprimants utilisés dans la flottation de minerais polymétalliques sont :

- les cyanures (NaCN), KCN ,)
- différents sulfites ($\text{Na}_2 \text{SO}_3$, $\text{Na}_2 \text{S}_2 \text{O}_3$, ...)
- le bichromate de potassium
- le silicate de sodium
- dans certains cas, on utilise de l'amidon comme déprimant organique .

Les activateurs : sont également des produits chimiques non organiques on les utilise dans deux cas distincts :

- par suite d'une flottation selective, les minéraux préalablement déprimés, doivent retrouver leurs propriétés initiales .

- il existe des minéraux dont les propriétés physico-chimiques sont insuffisantes prononcées pour permettre la réaction avec les collecteurs .

Les activateurs ont pour rôle de confirmer à ces minéraux les propriétés qui permettent la réaction d'absorption avec les collecteurs leur action est due soit à des anions soit à des cations . ceux-ci forment avec les minéraux des composés susceptibles de réagir avec les collecteurs les activateurs les plus utilisés en flottation sont /

- les sulfates de cuivre et de fer
- les sulfures ($\text{Na}_2 \text{S}$ par exemple)
- le silicate de sodium (si on l'utilise en quantité appropriées).

Les moussants

ce sont des agents chimiques qui agissent entre les phases liquide et gazeuse. Ils contribuent à former sur la surface de la pulpe une couche de mousse avec des propriétés déterminées . les moussants empêchent les bulles d'air de s'unir ,ce qui aurait pour effet de diminuer leur surface le moussant le plus utilisé est l'huile de pin.

Il est presque toujours nécessaire d'ajuster le PH de la pulpe pour assurer une action optimale de ces collecteurs.

les régulateurs de PH les plus utilisés en flottation sont le carbonate de sodium et la chaux .

La présence de fines particules (Schlamms) peut également gêner considérablement le processus.l'action nocive des

Schlamms sur la flottation peut s'expliquer par l'absorption de quantités élevées de collecteurs spécifique Il est établi également que les Schlamms se déposent sur les minéraux et les recouvrent d'une couche souvent hydrophile . Pour lutter contre les Schlamms on utilise des réactifs régulateurs peptisants dont le rôle consiste à éviter la formation d'agregats de ces particules.

ces agregats , avec une energie cinetique suffisamment grande flotteraient et diminueraient la quantité des concentrés.

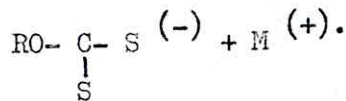
2/ Régime de réactif

a/ Xanthates

les xanthates sont des réactifs massivement utilisés dans la flottation de minerais sulfurés et oxydés.

la formule générale des Xanthates est : ROCSSM

les xanthates sont solubles en solution, ils se dissolvent comme suit :

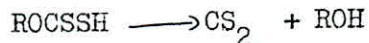


c'est l'anion xanthate qui va réagir avec la surface minérale .

les anions formés s'hydrolysent d'autant plus facilement que le milieu est acide :



ROCSSH est un acide très instable qui se décompose rapidement en alcool et en disulfure de carbone.



Lorsque la concentration des ions OH^- diminue dans la pulpe , nous aurons la décomposition de l'anion xanthates.

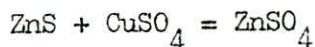
la concentration du xanthate amylique utilisée est variable (voir fig 7 et tableau 10).

b/ le sulfate de cuivre

le sulfate de cuivre est utilisé dans la flottation pour activer la blende préalablement déprimée.

Il est également utilisé pour améliorer les propriétés flottantes de la blende non déprimée (flotte généralement assez mal).

le mode d'activation de CuSO_4 , se traduit par la fixation d'une couche de CuS à la surface de la blende.



les propriétés flottantes de CuS sont plus grandes que celles de ZnS . la quantité de CuSO_4 utilisée est de 200 mg / kg.

c/ L'huile de pin

L'huile de pin joue le rôle de moussant. on utilise ce type de réactif pour stabiliser les bulles d'air destinées à remonter les particules hydrophobes jusqu'à la surface de la pulpe. l'effet stabilisateur est dû à la diminution de la tension superficielle à l'interface eau-air.

la quantité d'huile de pin utilisée dans nos essais est de 40 mg/kg.

d/ silicate de sodium

le silicate de sodium est un réactif très largement utilisé en flottation. il joue, selon les cas le rôle de déprimant, d'activant ou de peptisant. ordinairement le silicate de sodium employé en flottation est un mélange dont la composition peut être exprimée par

la formule générale $m\text{Na}_2\text{O} - n\text{SiO}_2$. Le rapport

$\frac{n}{m}$ est appelé module .

le module exigé dans la flottation est de l'ordre de 2,2 - 3 dans les essais que nous avons effectués, le silicate de sodium joue le rôle de peptisant de Schlamms .

la quantité de Na_2SiO_3 est de 1g/kg

e/ Carbonate de sodium

le carbonate de sodium (Na_2CO_3) contribue à la dépression de la blende (s'il est utilisé en grande quantité)

par contre s'il est utilisé en petite quantité, il joue alors le rôle de régulateur de PH sans aucune propriété déprimante, dans nos essais ; la quantité de Na_2CO_3 est de 2g par kg de minerai .

f/ Sulfure de sodium Na_2S

Le sulfure de sodium peut jouer le rôle de déprimant de minéraux d'Ag, Zn, chalcopyrite

l'effet déprimant est plus accentué dans le cas de minerais sulfurés n'ayant subi aucune alteration due à l'oxydation.

il peut être aussi un activant des minéraux auxiliaires on l'utilise comme sulfurant ; c'est à dire comme élément destiné à former sur la surface minérale une mono-couche de sulfure métallique permettant de réagir plus facilement avec le collecteur.

il est conseillé de procéder par étape, lors de la sulfuration vue la nécessité d'un temps de contact relativement long.

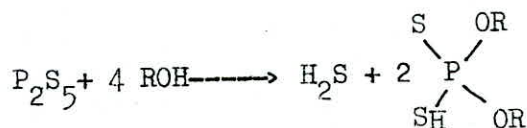
la quantité de Na_2S utilisé est de l'ordre 1,5 à 3,5g par kg de minerai .

g/ Amidon

est un déprimant du graphite et des oxydes de fer dans nos essais; il a été utilisé comme peptisant des schlamms la quantité est de 1g / kg .

h/ Aerofloat .

les aerofloats sont des collecteurs anioniques .
on les obtient à partir de la réaction de P_2S_5
avec un alcool ou un phenol .



ils sont en générale de bons collecteurs qui présentent des propriétés moussantes dont il faut tenir compte .
l'aerofloat forme avec la surface minerale des composés chimiques plus solubles que ceux formés avec les xanthates .

C'est la raison pour laquelle les aerofloats sont préférés aux xanthates .

dans nos essais nous avons utilisé un mélange de xanthate amylique et de l'aerofloat pour améliorer les paramètres de flottation .

les essais de flottation devraient normalement commencer qu'après avoir étudié le minerai sur le plan minéralogique. en raison des retards enregistrés dans le déroulement de l'étude, nous avons été contraint de démarrer les essais avant d'avoir l'ensemble des résultats de la minéralogie. cette démarche est tout à fait contraire aux règles de la recherche minéralogique, elle est certainement à l'origine des tâtonnements et de certaines insuffisances dans les résultats obtenus.

2 Flottation collective sans sulfuration

la flottation collective des sulfures consiste à récupérer dans un même concentré Pb et Zn. nous avons broyé 1kg de minerai préalablement concassé à 3,15mm. Le broyage a été effectué dans un broyeur à boulets du laboratoire

le rapport liquide solide est de 1 : 1

le minerai broyé est ensuite traité dans un conditionneur de pulpe avec les réactifs indiqués dans la fig n°7 on a fixé à 5 minutes le temps de conditionnement la flottation proprement dite est effectuée dans une cellule de laboratoire .

nous avons fixé à 5 minutes le temps de flottation nous avons étudié l'influence du temps de broyage sur les paramètres de flottation (récupération et teneur). nous avons effectué 4 essais respectivement 10, 20, 30 et 40 minutes de broyage les réactifs ont été maintenus à des concentrations constantes les résultats de cette série d'essais

figurent aux tableaux n° 7,8,9; fig 9ⁱ,9ⁱⁱ

le temps de broyage optimum sera celui dont les paramètres de flottation sont les plus élevés .

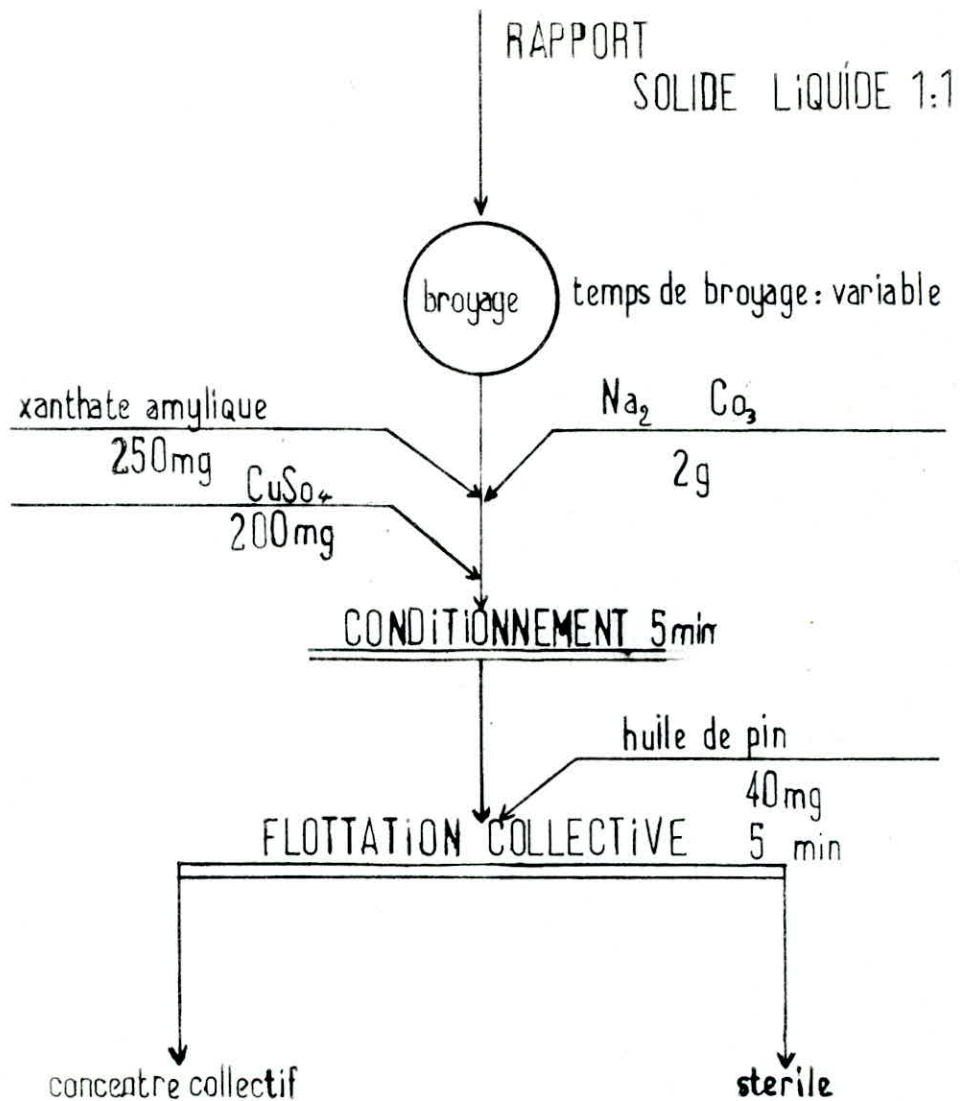


FIG:7 FLOTTATION COLLECTIVE
SANS SULFURATION PREALABLE

NOTE /

t: teneur

R: récupération

la récupération est calculée comme suit :

$$R = \frac{\text{poids du metal dans l'échantillon}}{\text{poids du metal dans le tout venant}}$$

poids du metal dans l'échantillon =

poids de l'échantillon x la teneur du metal dans

l'échantillon

(de même pour le tout venant).

Tableau n°7

temps de broyage min	poids du sterile poid g	poids du concentré poi g
10	964,7	35,3
20	936,6	35,9
30	919,8	80,2
40	941,1	31,8

Tableau n°8

temps de bro - yage min	echant- illon	t de Pb t %	t de Zn t %	t de Cu %	t de Cd %	t de Ag %
10	concentré	7,0	27,5	0,11	0,0176	65
	sterile	0,20	5,6	0,01	0,12	55
20	concentré	12,5	16,5	0,1	0,07	66
	stérile	0,20	6,20	0,01	0,01	55
30	CONcentré	5,5	27,5	0,09	0,11	30
	sterile	0,20	3,90	0,001	0,01	55
40	concentré	13,5	16,5	0,10	0,08	65
	sterile	0,23	16,70	0,011	0,02	55

tableau n° 9

temps de broyage (min)	echantillon	R de Pb %	R de Zn %	R de Cu %	R de Cd %	R de Ag %
10	sterile	11	83	1	67,9	96,4
	concentre	15	15	6,47	16,9	4,17
20	sterile	11	91	16	38,52	96,3
	concentre	28	9,37	6,1	10,3	4,02
30	sterile	11	55	16	36	91,98
	concentre	27	34	12	35	4,37
40	sterile	14	99	17,7	77	96,7
	concentre	27	8,3	5,44	10,4	3,86

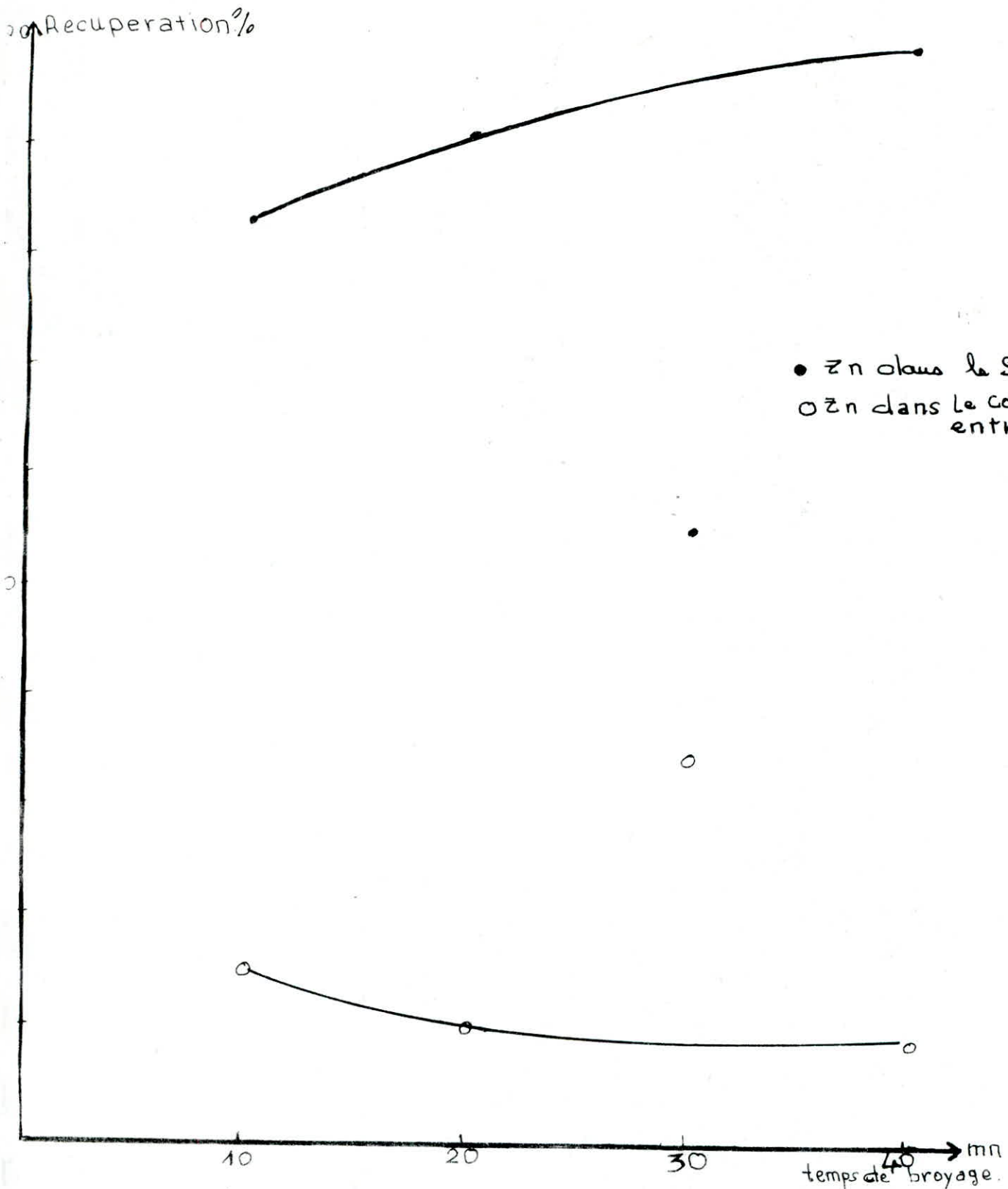


FIG. 9' : FLOTTATION COLLECTIVE Sans
Sulfuration

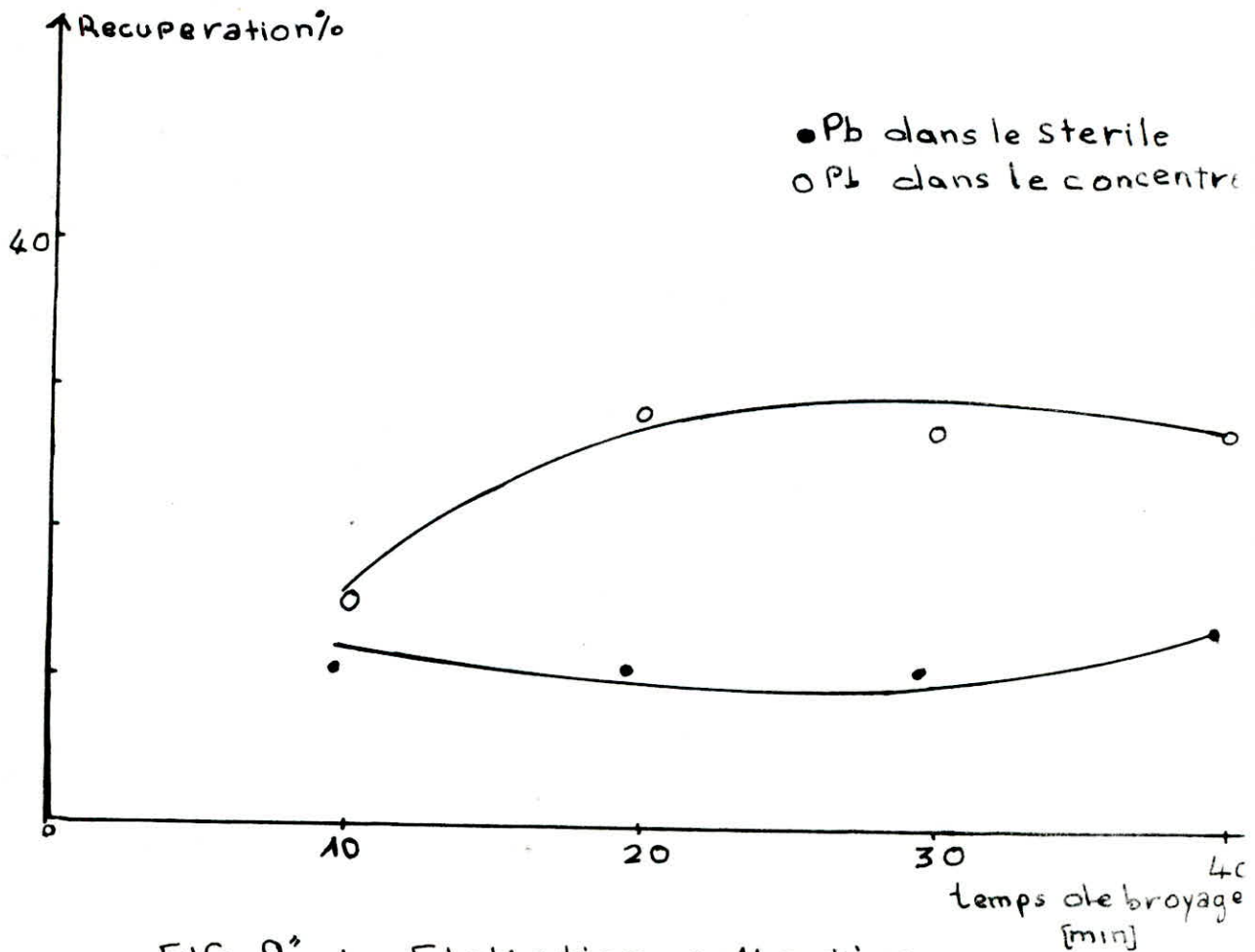


FIG. 9' : Flottation collective
Sans sulfuration.

La somme des récupérations dans les concentrés ^{et} stérile doit être égale à la récupération dans le tout venant 100 % .Les résultats obtenus dans cet essai ne confirment pas ce principe .ceci laisse supposer que les erreurs d'analyse ont été commise .

Par le biais des analyses chimiques; il n'est pas possible de fixer d'une manière rigoureuse le temps de broyage optimum , car dans les fractions fines, on peut trouver une grande quantité d'éléments utiles sous une forme très divisée (minéraux détruits) ce qui risque de compliquer la récupération ultérieure. malgré cela, nous remarquons que la récupération des éléments utiles est légèrement meilleure à un temps de broyage de 30 minutes .

Conclusion

pour la poursuite de nos essais, nous choisirons un temps de broyage de 30 minutes .

Flottation collective après sulfuration

La sulfuration préalable permet la flottation de tous les éléments utiles .

Dans cette partie de l'étude nous avons effectué plusieurs séries d'essais en vue de déterminer un schéma de flottation collective optimale par suite de la variation de plusieurs paramètres.

on peut donc envisager une variation d'un seul paramètre à la fois, en ⁱmaintenant les autres paramètres constants.

les essais se feront en tenant compte des conditions suivantes:

- le contrôle du pH se fait à tous les stades .
- la sulfuration doit se faire à pH 7 .
- le temps de conditionnement varie avec les difficultés de flottation du minerai (de 1 à 5 minutes).
- le sulfure de sodium (Na_2S) doit être donné par étapes.
- la quantité du sulfure de sodium est variable.
- la flottation aux Xanthates avec sulfuration préalable permet la flottation de tous les éléments utiles.
- en vue d'augmenter la récupération, nous avons prévus une flottation de contrôle des stériles .
- les Xanthates les plus indiqués sont ceux dont le nombre de carbone est relativement élevé .
- une association avec un aerofloat donne de bon résultats également .

Dans les séries d'essai qui vont suivre, nous avons procédé à une flottation collective avec sulfuration préalable .

la quantité du minerai est de 500 g.

le minerai a été traité avec les réactifs indiqués dans le schéma de la figure n° 10 .

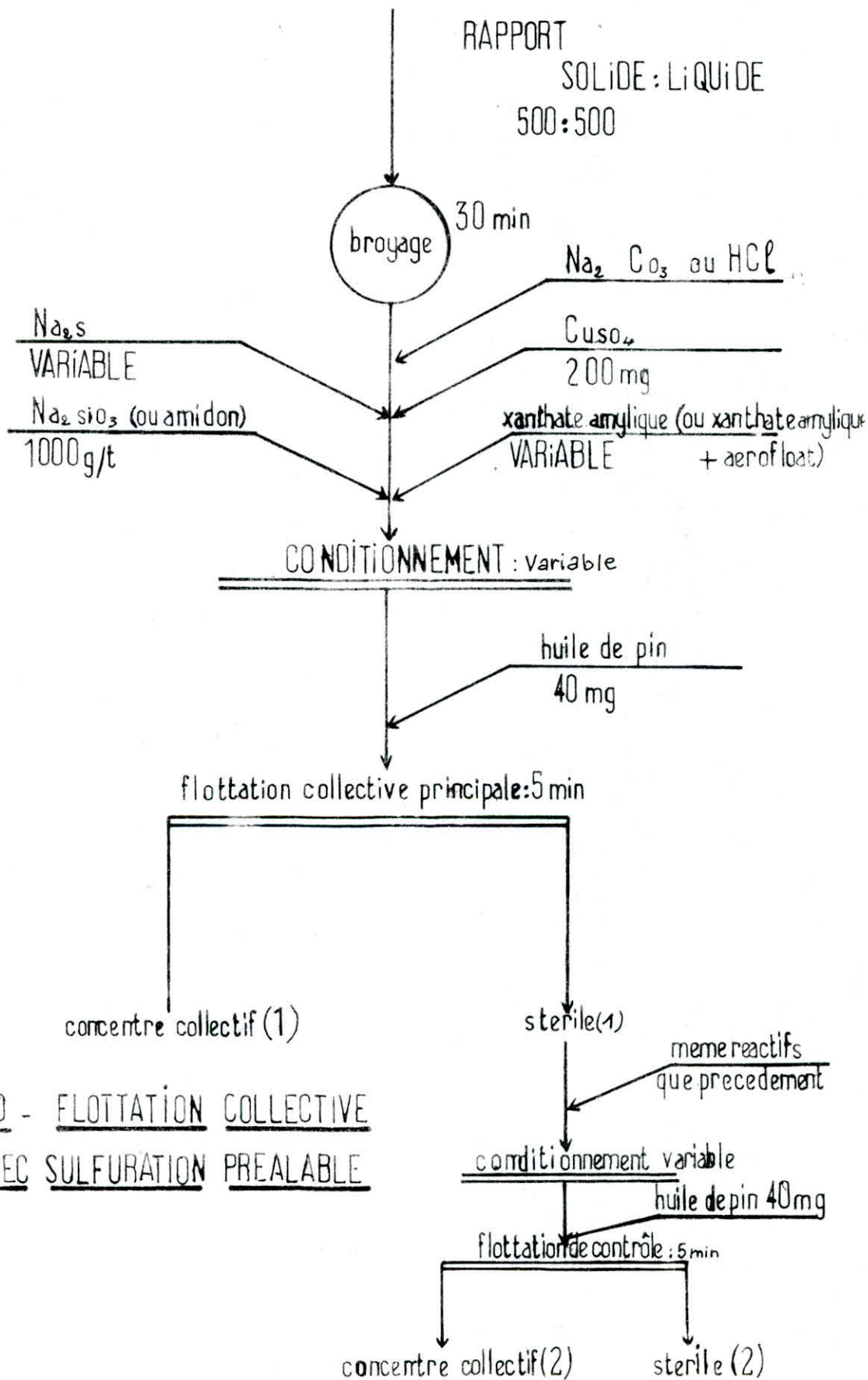


FIG:10 - FLOTTATION COLLECTIVE
AVEC SULFURATION PREALABLE

Comme il a été dit précédemment ,le contrôle du pH se fait à tous les stades. Les résultats, d'une manière générale, pour tous les essais sont :

- avant la sulfuration : pH = 7
- après la sulfuration : pH = 11
- après le temps de conditionnement : le pH ne varie pas .
- après une flottation principale pH est de 6 à 7 peut même atteindre la valeur 9 .
- après une 2° sulfuration; le pH = 11
- après une flottation de contrôle: pH = 8 à 9.

Commentaire :

après la sulfuration, le pH augmente considérablement cette variation est due à la libération des ion OH^-

nous avons remarqué, que le pH diminue après la flottation . ceci est due à la récupération des éléments utiles.

4 . 1 influence de la quantité de sulfure de sodium (Na_2S).

les résultats de cet essai figurent aux tableaux n°10 , 11 et figures : 11' , 11'' .

- le temps de conditionnement est de 5 minutes

- la quantité du xanthate amylique est de 250 mg.

les autres paramètres sont maintenus fixes .

Tableau n° 10

quantité de Na_2S g/kg	poids du concentrés :1 (g)	poids du concentrés:2 (g)	poids du stérile
1,5	67,4	48,8	380
2	57,5	26,4	366,1
2,5	68,2	57,2	372,5
3	74,7	45,0	367,2
3,5	84,8	52,4	340,7

tableau n°11

echantillon	Pb		Zn		Cu		Cd		Ag	
	t%	R%	t%	R%	t%	R%	t%	R%	t%	R%
concentre 1	74	35,89	92	16,75	0,052	117,7	0,048	26,07	150	37,04
concentre 2	66	23,18	60	9,83	0,050	8,195	0,024	9,4410	35	6,258
sterile	0,6	16,41	52	66,37	0,023	2,935	0,019	58,2	5	6,962
concentre 1	78	35,59	76	16,18	0,049	10,43	0,031	15,84	130	30,20
concentre 2	8,0	16,76	6,0	5,86	0,056	5,475	0,022	5,162	45	4,8
sterile	0,8	23,24	6,0	81,35	0,029	39,32	0,02	68,3	5	7,396
concentre 1	7,2	35,2	7,4	16,89	0,048	10,95	0,029	15,88	140	34,866
concentre 2	7,4	30,36	5,4	10,339	0,043	8,233	0,018	8,27	30	6,266
sterile	0,6	16,0	6,0	74,81	0,024	29,9	0,011	32,91	5	6,8
concentre 1	5,0	27,39	2,8	7,159	0,042	10,7	0,03	18,4	130	36,26
concentre 2	4,0	13,20	4,8	7,394	0,038	5,85	0,018	6,65	20	3,36
sterile	0,8	25,47	5,8	72,9	0,020	25,13	0,012	36,19	5	6,85
concentre 1	8,1	51,33	6,2	18,33	0,04	11,82	0,025	17,7	125	40,32
concentre 2	5,6	19,29	5,2	9,50	0,04	7,309	0,022	9,64	30	1,99
sterile	1,20	30,55	6,4	76,043	0,025	29,7	0,024	68,439	10	12,96
T V	2,8		6		0,06		0,025		55	

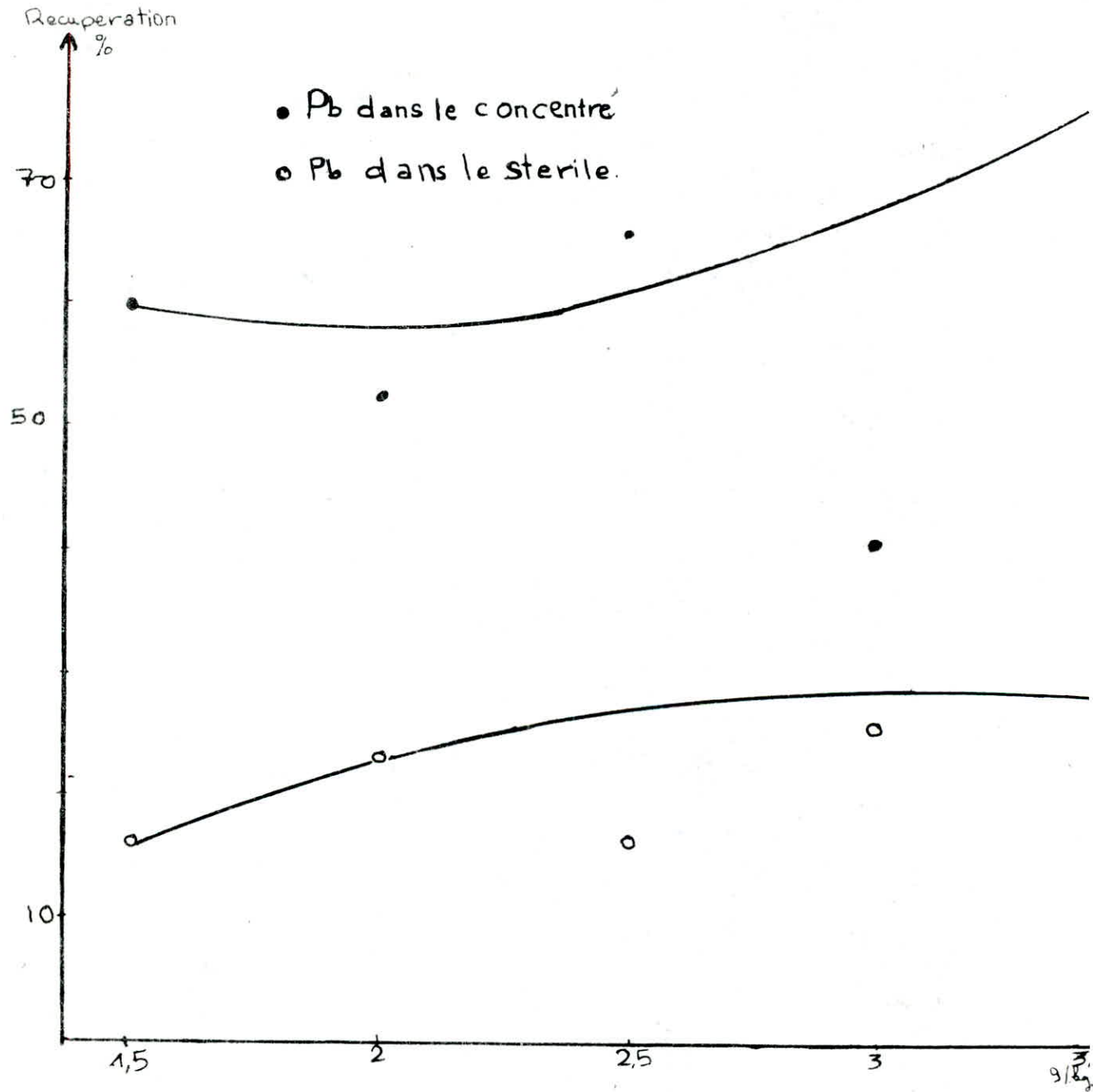


FIG: 11'

Influence de Na₂S sur

LA RECUPERATION de Pb

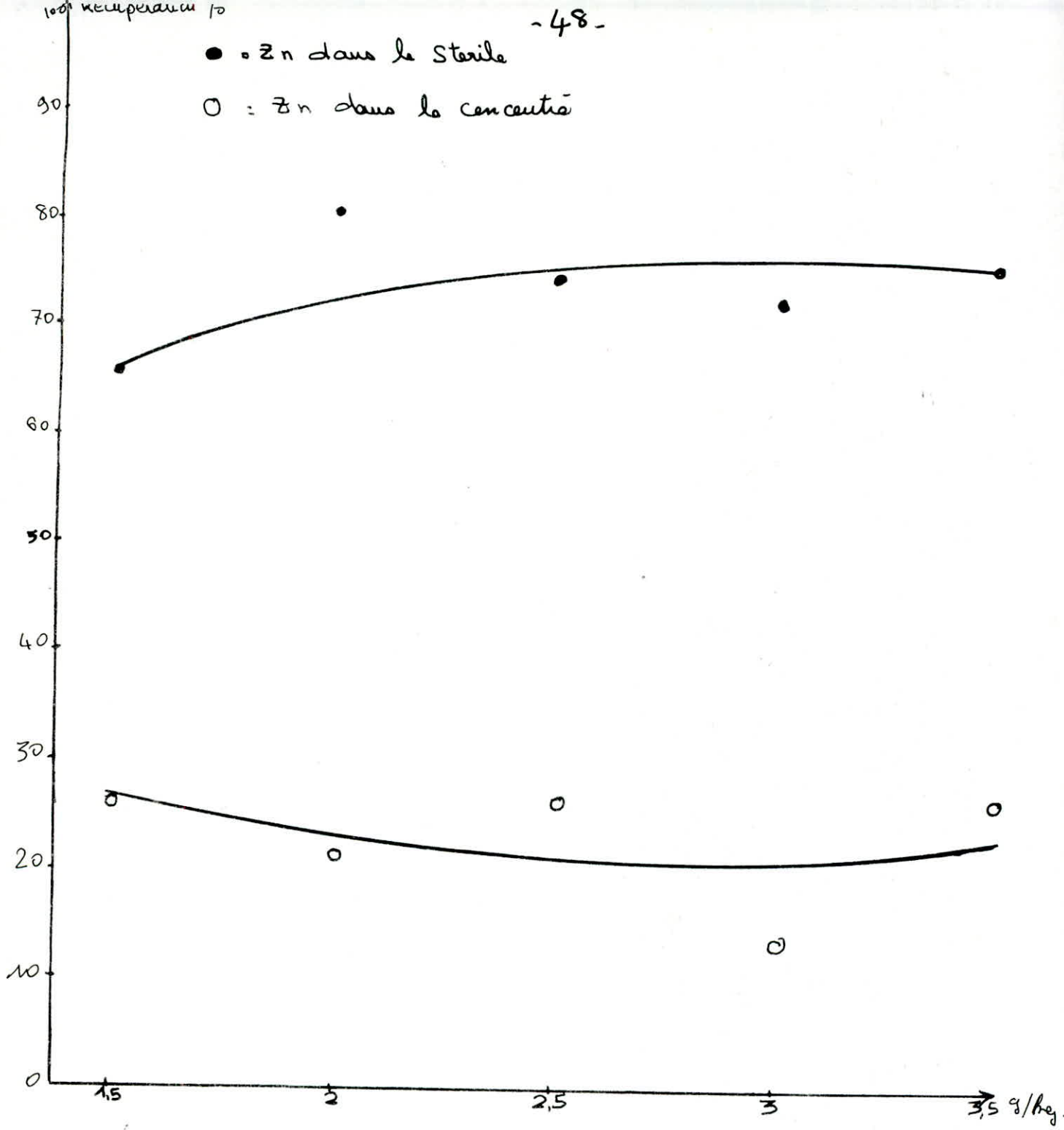


FIG : 11 Influence de Na₂S Sur la
recuperation du Zn

Commentaires

- la quantité du sulfure de sodium (Na_2S) influence la récupération du plomb. Effectivement, plus la quantité de Na_2S est grande et plus la récupération est élevée, à une quantité de Na_2S de 3,5 g correspond une récupération en plomb de presque 80% .

- le cas contraire se présente pour le Zinc .

plus la quantité de Na_2S est grande et plus la récupération du Zinc est faible .

On remarque que les récupérations du Zinc ont diminué; par contre la sulfuration préalable a donné des récupérations plus importantes en ce qui concerne le Plomb .

4 . 2 influence de la quantité du Xanthate amylique
sur la récupération.

dans cette serie d'essais nous avons étudié l'influence de la variation de la quantité du Xanthate amylique sur la récupération.

la quantité de Na_2S est de 2g.

les résultats de cet essai, figurent aux tableaux 12, 13 et figures 13', 13'' .

Tableau n° 12

quantité du collecteur g /kg	poids du concentré 1	poids du concentré 2	poids du stérile
0,5	88,4	44,3	352,5
0,8	90,2	35,9	368,5
1,2	68,6	48,1	351,9
1,5	88,8	51,3	314,8
2	89,0	64	336,7

tableau n°13

ECHANTILLON	Pb		Zn		Cu		Cd		Ag	
	t%	R%	t%	R%	t%	R%	t%	R%	t _{g/t}	R%
concentre 1	115	74,83	13	39,47	0,38	16,56	0,06	56,9	80	25,5
concentre 2	48	15,6	9,2	13,9	0,46	10,04	0,0312	14,83	20	3,32
sterile	0,34	8,82	3,8	4,6	0,12	20,85	0,0112	42,3	9	11,88
concentre 1	12,5	81,41	14	42,55	0,42	18,32	0,0608	57,7	90	24,48
concentre 2	9,2	8,29	8,5	10,2	0,52	9,02	0,0304	11,49	10	13,197
sterile	0,36	9,5	3,6	44,7	0,12	21,38	0,0112	43,46	9	12,19
concentre 1	14	73,19	15,4	37,57	0,44	15,41	0,066	47,67	100	26,617
concentre 2	3,2	11,7	9,2	15,73	0,46	11,29	0,0304	16,2	20	3,73
sterile	0,36	30,410	3,4	42,55	0,18	32,34	0,0104	40,6	9	12,288
concentre 1	11,6	80,87	14,5	47,17	0,4	18,68	0,06	61	80	28,39
concentre 2	3,0	12,08	7,6	14,28	0,42	11,33	0,0212	12,45	10	2,05
sterile	0,24	5,9	3,60	41,5	0,10	16,55	0,0112	43,9	9	11,12
concentre 1	11	71,32	14,4	43,5	0,38	16,50	0,052	49,1	80	26,41
concentre 2	4,5	21,14	8,4	18,4	0,4	12,59	0,0304	20,8	10	23,92
sterile	0,26	6,37	3,6	41,2	0,10	16,43	0,0112	43,6	9	11,24
T.V	2,8		6,0		0,418		0,0192		55	

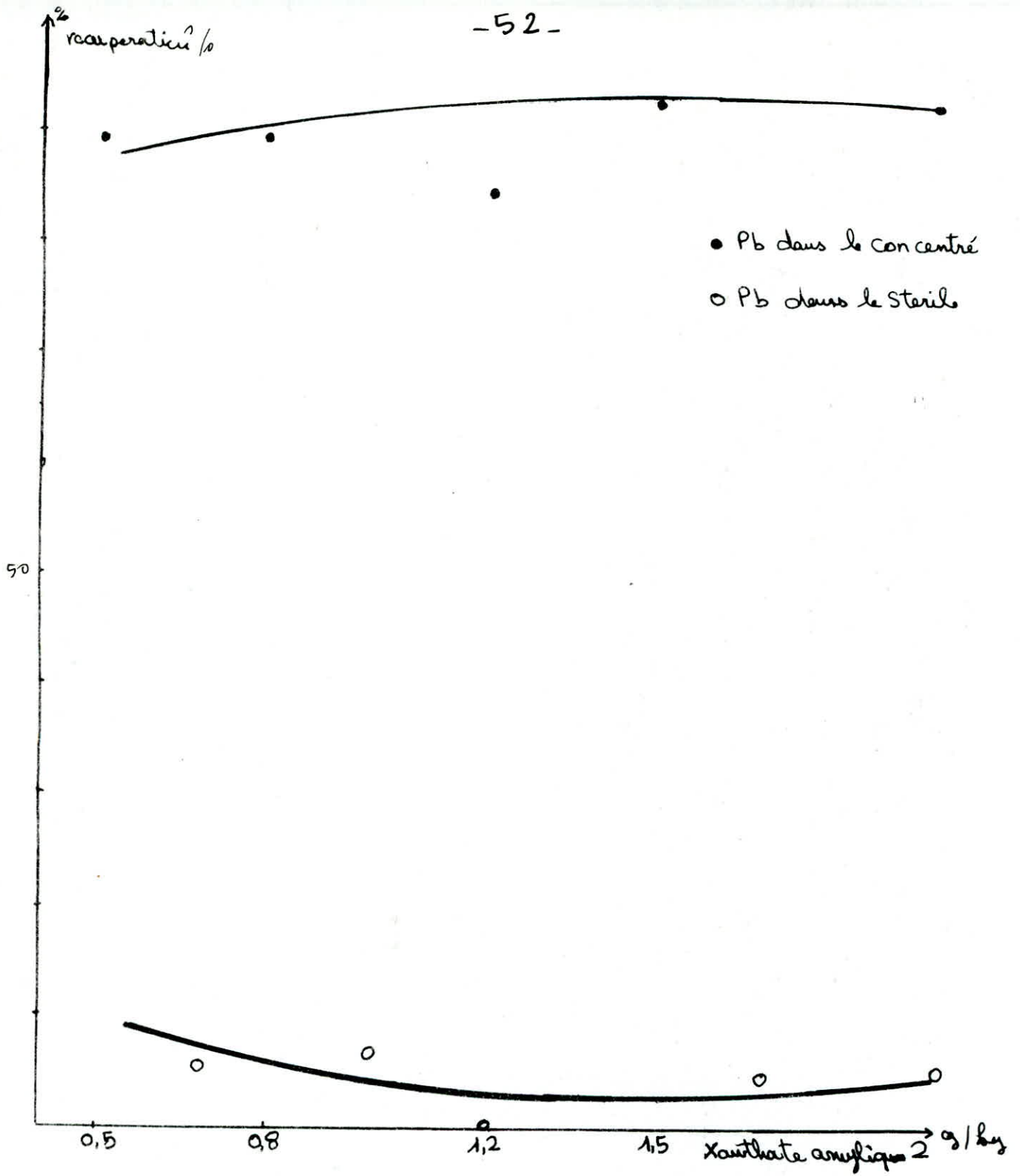


FIG: 13'

Influence du Xanthate amylique Sur
La recuperation du Pb

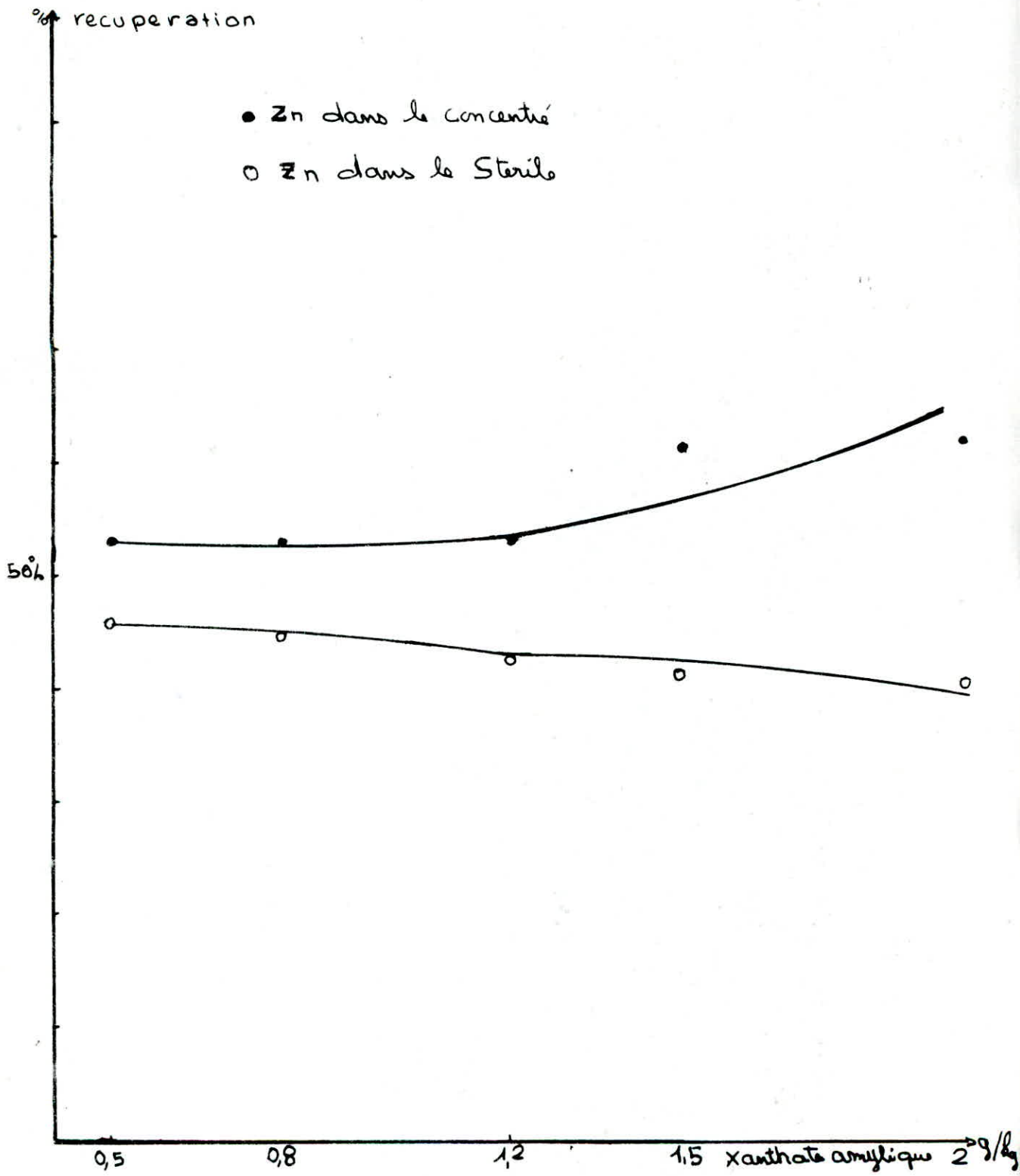


FIG: 13"

Influence du Xanthate amylique Sur la recuperation du Zn

Commentaire

la récupération du plomb est très influencée par

la quantité du Xanthate amylique .

plus la quantité augmente et plus la récupération

est élevée . à une quantité de 1,5g/kg correspond une
récupération de 93 % de Pb .

- le même cas se présente pour le Zinc.

la récupération du Zinc est d'autant plus

importante que la quantité du collecteur est élevée.

ce qui est le contraire de ce qu'on a en ce qui

concerne la flottation collective sans sulfuration.

les récupérations du Plomb et du Zinc sont maximales

à une quantité de 1,5 g par kg de minerai .

4 . 3 influence du temps de conditionnement
sur la recuperation

dans cette serie d'essai ,nous avons etudié
l'influence du temps de conditionnement sur les
paramètres de flottation (teneur,récuperation)
les autres paramètres sont maintenus constants.
les résultats de cet essai figurent aux tableaux
14,15 et figures 15', 15".

tableau n° 14

temps de conditionnement min	poids du concentré 1	poids du concentré 2	poids du sterile
1	108,4	47,5	338,6
2	92,3	52,6	355,3
3	91,0	61,2	339,0
4	93,0	52,3	353,6
5	92	47,3	357,9

TABLEAU n° 15

échantillon	Pb		Zn		Cu		Cd		Ag	
	t%	R%	t%	R%	t%	R%	t%	R%	t%	R%
concentre 1	7,01	54,88	9,0	3,2	0,034	12	0,032	2,8	100	39,8
concentre 2	0,02	6,86 $\cdot 10^{-2}$	0,11	1,76 $\cdot 10^{-1}$	0,003	4,75 $\cdot 10^{-1}$	0,00039	1,49 $\cdot 10^{-1}$	55	9,60
sterile	0,56	13	5,2	5,9	0,02	22	0,018	4,9	9	11
concentre 1	8,01	52,81	10,0	3,0	0,04	12	0,038	2,8	120	40,2
concentre 2	0,02	7,51 $\cdot 10^{-1}$	0,12	0,21	0,005	8,76 $\cdot 10^{-1}$	0,00039	1,64 $\cdot 10^{-1}$	55	10,2
sterile	0,44	11,1	1,25	1,4	0,02	2,3	0,027	7,6	10	12
concentre 1	9,01	60,35	10,5	3,2	0,042	1,3	0,039	2,9	130	4,4
concentre 2	3,60	16	0,09	1,89 $\cdot 10^{-1}$	0,052	10,9	0,022	11	20	4,58
sterile	0,52	12	4,6	5,2	0,02	22,8	0,015	4,1	9	11,2
concentre 1	1,4	9,32	9,5	2,9	0,04	12	0,016	11	120	40
concentre 2	0,28	10,48	0,29	5,06 $\cdot 10^{-1}$	0,004	6,98 $\cdot 10^{-1}$	0,0008	3,35 $\cdot 10^{-1}$	55	10,4
sterile	0,4	10,2	5,0	5,9	0,022	2,5	0,017	4,8	10	12
concentre 1	14,0	92	8,0	2,4	0,047	14	0,031	2,2	140	47
concentre 2	0,12	0,407	0,15	0,24	0,004	0,63	0,00039	0,15	55	9,51
sterile	0,4	10,2	5,6	6,7	0,02	2,3	0,019	5,4	10	13
TV	2,8		6		0,06		0,025		55	

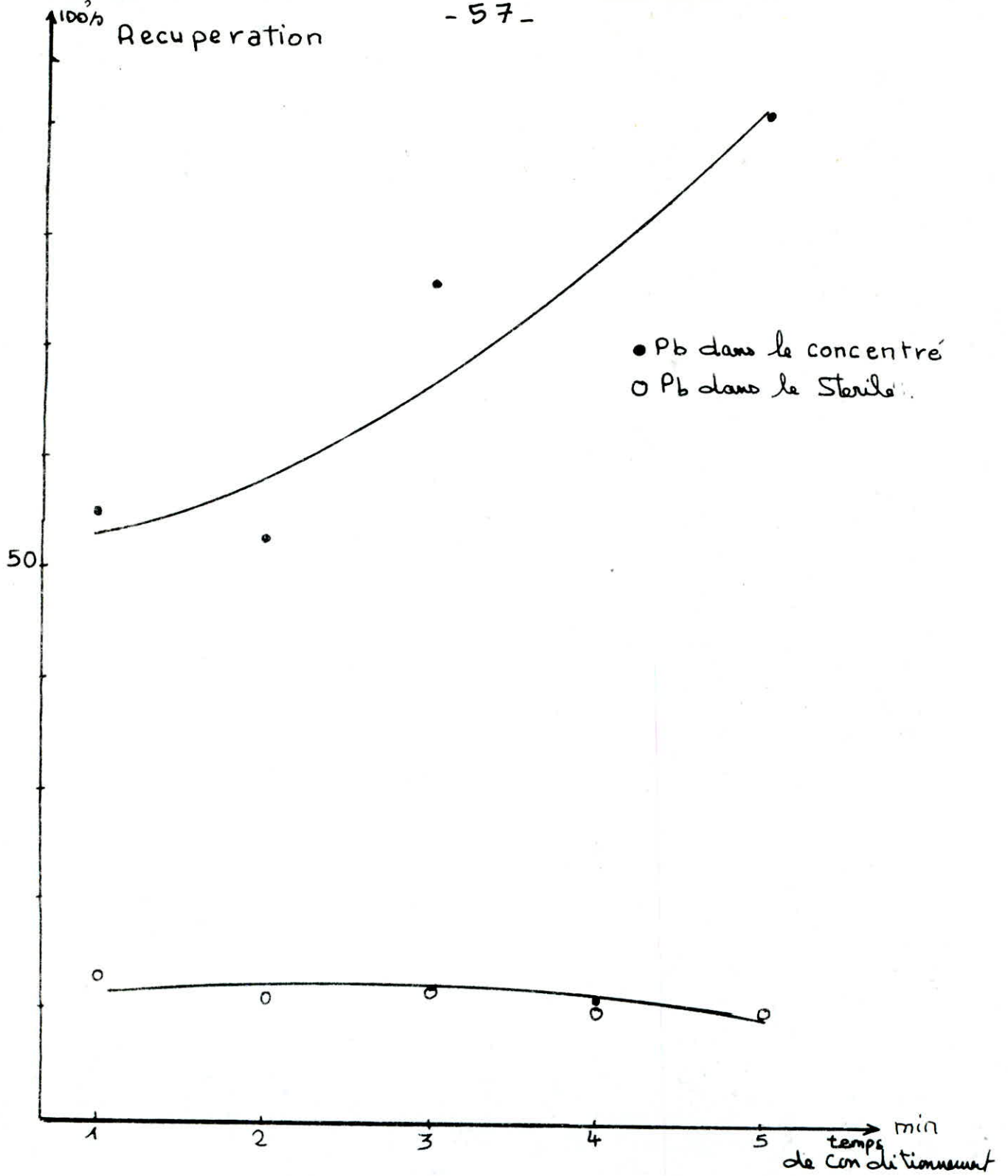


FIG. 15'

Influence du temps de conditionnement
Sur la recupération du Pb.

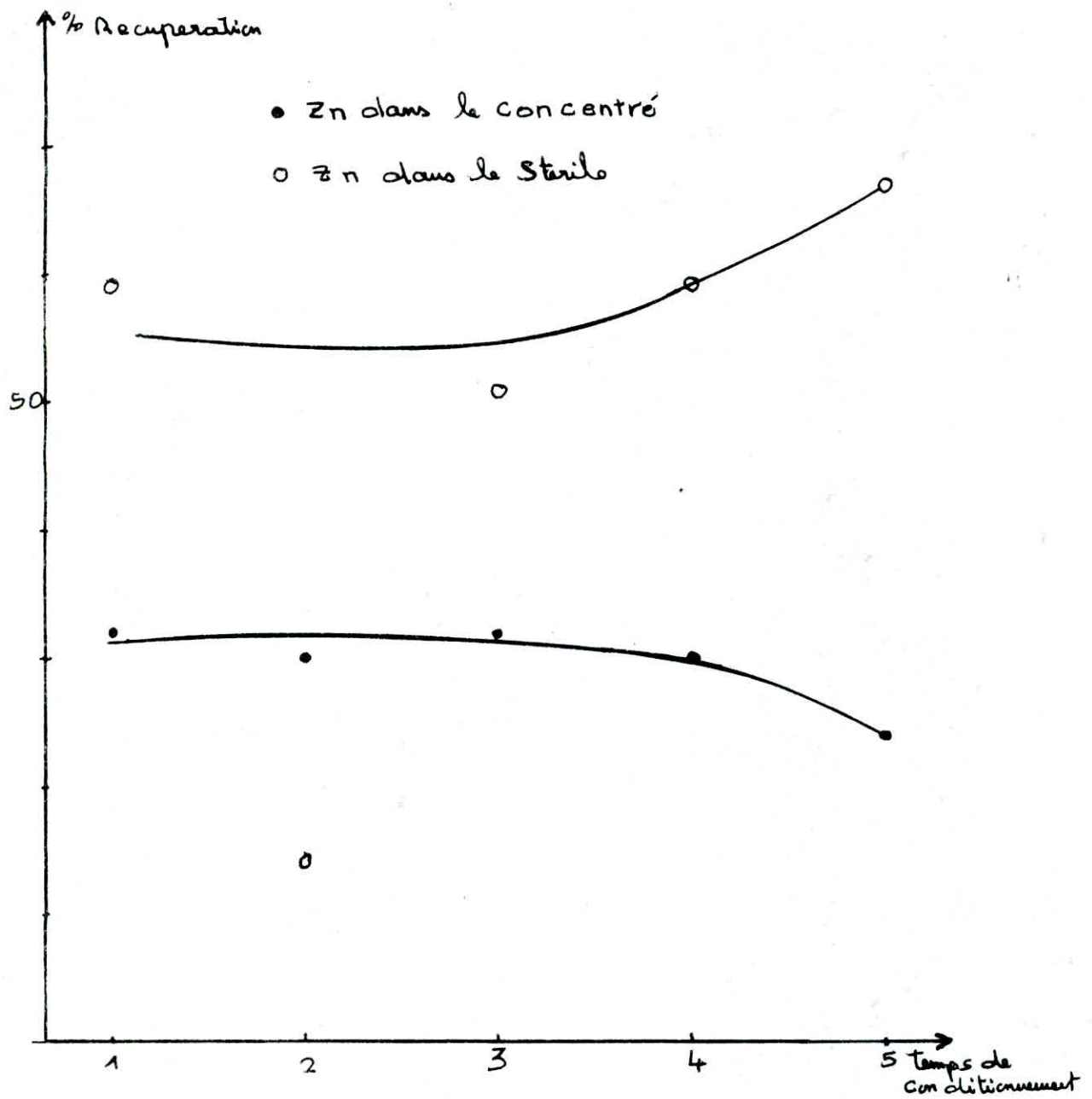


FIG. 15 : Influence du temps de Conditionnement
Sur la recuperation du Zn.

Commentaires

le temps de conditionnement influence la récupération
du Plomb .

effectivement , avec un temps de conditionnement
de 5 minutes , la récupération est de 92,4 % pour
le Plomb ;

tandis que pour le Zinc, elle ne varie pratiquement
pas par rapport à celle obtenue lors de la flottation
collective sans sulfuration préalable avec un temps
de brayage de 30 minutes (30 - 34 %) .

4 . 4 influence du pH sur la récupération

nous avons effectué 5 essais à des pH variant de 5 à 9 .

On obtient les différents pH avec $\text{Na}_2 \text{CO}_3$ et

HCl

- le temps de conditionnement est de 5 minutes .

- la quantité du Xanthate amylique est de 250mg.

- la quantité de $\text{Na}_2 \text{S}$ est de 2g .

les résultats de cet essai figurent aux tableaux

16 , 17 et figures 17' ; 17" .

tableau n° 16

pH	poids du concentré(1) g	poids du concentré(2) g	poids du stérile
5	87,2	50,06	334,1
6	93,4	34,2	368,0
7	77,0	38,1	370,2
8	89,2	36,8	365,1
9	96	46	358

echantillon	Pb		Zn		Cu		Cd		Ag	
	t%	R%	t%	R%	t%	R%	t%	R%	t %/t	R%
concentre 1	7,055	46,61	14,0	43,1	0,04	12,33	0,05	48,1	55	18,49
concentre 2	0,69	2,610 ²	0,18	0,3	0,004	7,0810 ¹	3,910 ⁵	2,1510 ¹	55	10,6
sterile	0,78	19,7	3,0	35,4	0,016	18,9	0,01	36,9	55	70,8
concentre 1	10,0	67,3	15,5	48,6	0,04	12,56	0,054	53	55	18,8
concentre 2	0,14	34510 ¹	0,16	18410 ¹	0,005	57510	0,002	4,31210	55	6,9
sterile	0,92	24,39	3,2	39,6	0,018	22,27	0,01	98,67	110	14,8
concentre 1	14	79,33	13,5	35,69	0,044	11,635	0,048	39,66	30	8,65
concentre 2	7,6	21,37	7,6	9,94	0,054	7,065	0,053	21,67	10	1,42
sterile	0,42	11,4	3,0	38,1	0,02	25,4	0,01	39,73	9	12,45
concentre 1	12,5	8108	14,0	42,38	0,04	12,1	0,051	48,24	10	3,3
concentre 2	4,0	10,6	9,4	11,7	0,04	4,99	0,032	12,4	9	1,2
sterile	0,34	90,2	3,8	4,7	0,02	24,7	0,012	46,46	9	12,165
concentre 1	12	82,2	12	38,4	0,042	13,44	0,04	40	85	29,6
concentre 2	2,8	9,4	5,6	8,58	0,032	4,9	0,018	8,6	83	13,8
sterile	0,34	8,69	4,4	52,5	0,02	23,8	0,013	48,47	60	76,1
TV	2,8		6,0		0,06		0,0192		55	

% Recupération.

-62-

● Pb dans le concentré

○ Pb dans le stérile.

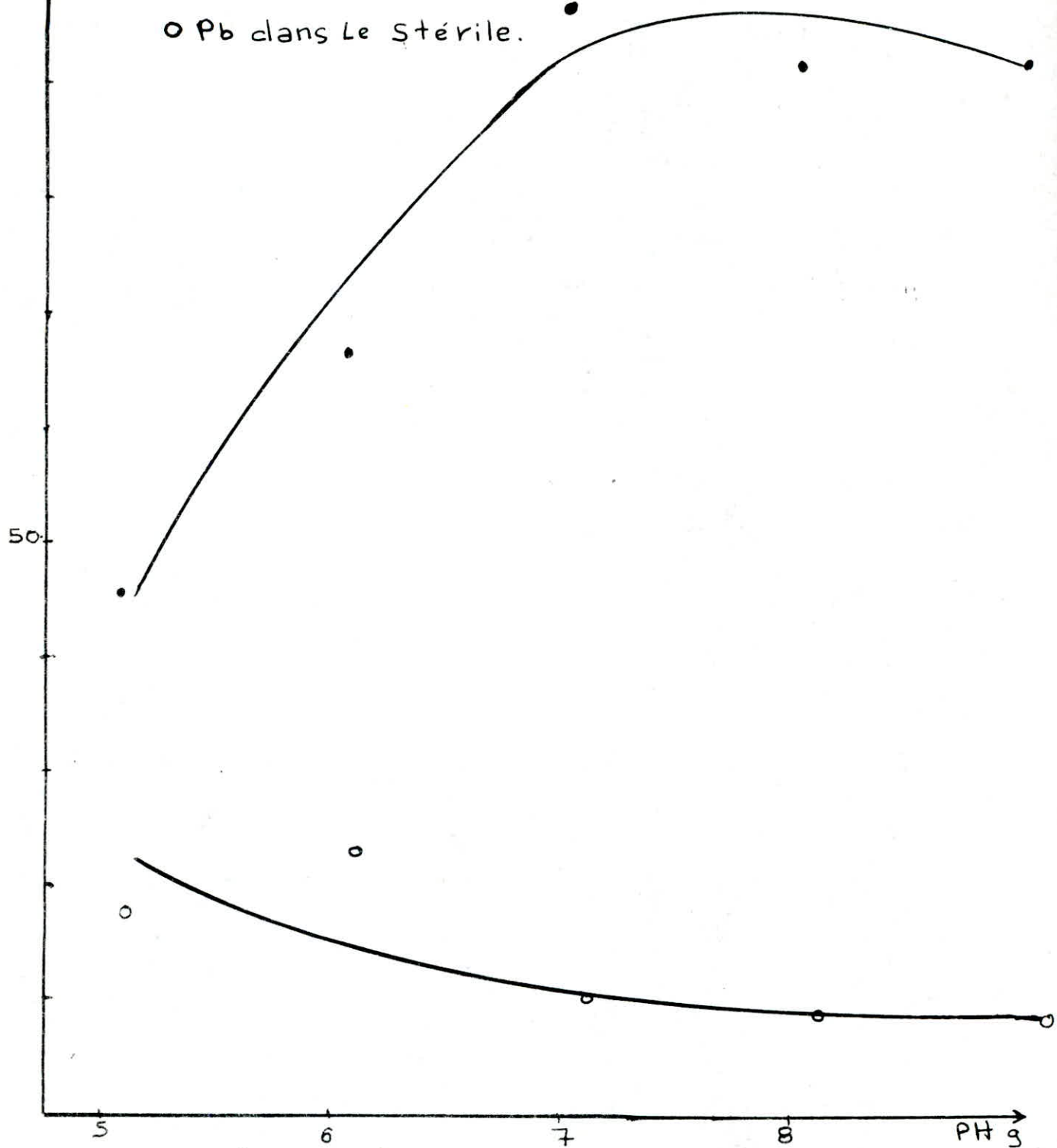


FIG: 17' INFLUENCE DU pH Sur la récupération
du Pb.

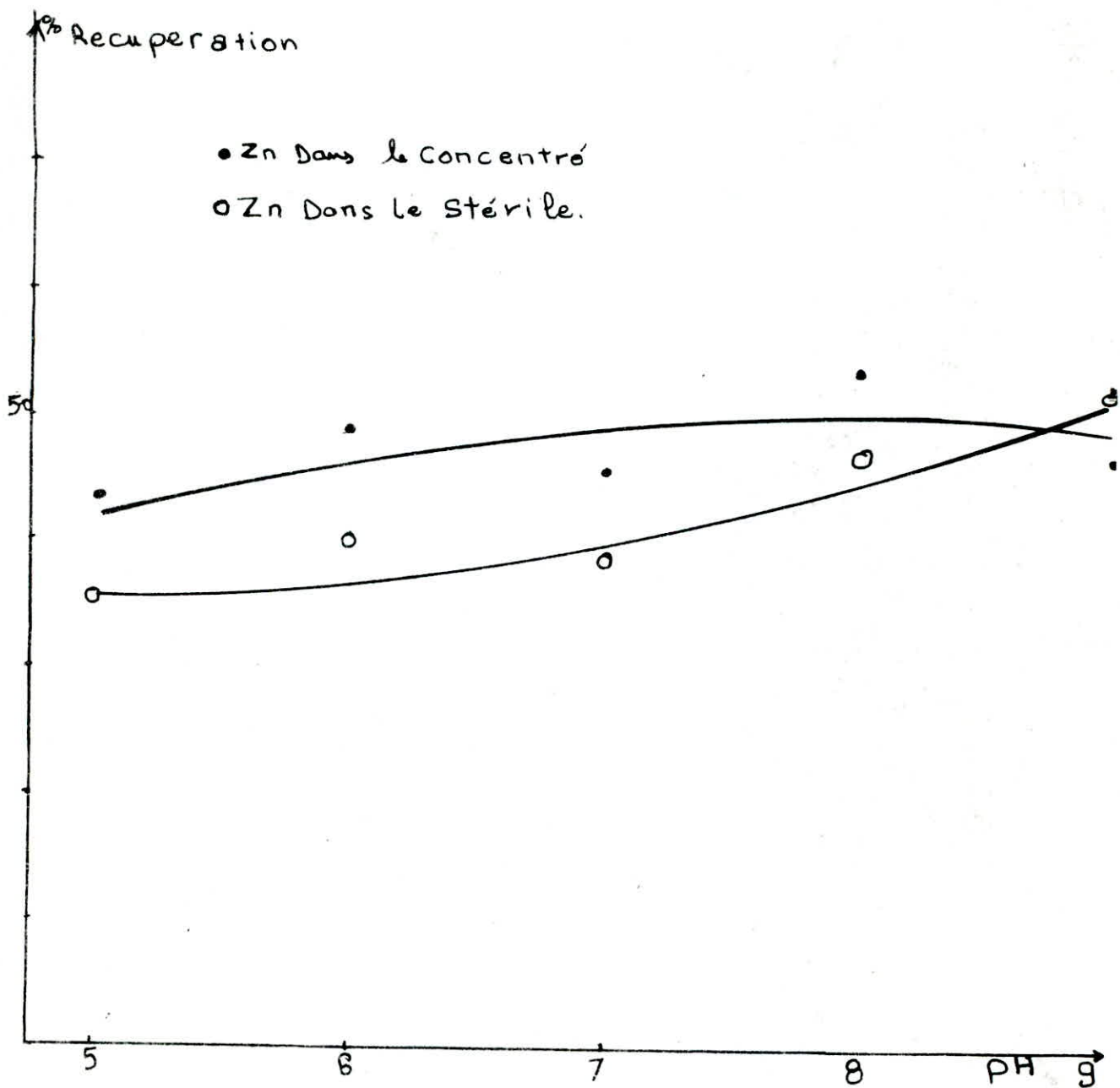


FIG: 17"

Influence du pH Sur la recuperation
De Zn

Commentaire

nous remarquons que la récupération du plomb dépasse les 50 % à pH acide .

à pH basique la récupération est de presque 90 %.

Donc, la récupération du plomb est influencée par le pH.

la récupération du Zinc à pH acide est de presque 50 %; à pH 8, elle est de 54 % .

Donc, la récupération du Zinc augmente légèrement par rapport à celle obtenue en flottation collective sans sulfuration préalable .

4.5 - influence de la nature du collecteur
utilisé sur la récupération

Cette serie d'essai consiste ,en premier lieu, en une flottation collective à l'aerofloat puis associé au Xanthate amylique.

- les autres paramètres sont maintenus fixes.
- les résultats de cet essai figurent aux tableaux 18 et 19.

Tableau n° 18

Collecteur	poids du concentré 1 g	poids du concentré2 g	poids du stérile
Xanthate amylique + aerofloat	77,6	23,5	358,9
aerofloat	145	195	160

échantillon	Pb		Zn		Cu		Cd		Ag	
	teneur %	recupera- - tion %	teneur %	recuperation%	teneur %	recuperation%	teneur %	recuperation%	teneur %	recuperation%
concentré 1	12,0	72,3	12,8	35,98	0,034	9,56	0,046	40,41	50	0,84
concentré 2	10,4	18,97	15,2	12,94	0,064	5,45	0,058	15,43	40	0,2
stérile	0,5	13,9	3,8	49,41	0,008	10,4	0,011	44,69	55	0,28
concentré 1	6,5	67,32	8,0	38,66	0,006	2,9	0,027	40,78	9	0,26
concentré 2	2	27,86	5,0	32,5	0,018	11,7	0,015	30,46	9	0,35
stérile	0,4	4,5	4,6	24,53	0,01	5,33	0,015	25	9	0,288
T. V (tout venant)	2,8		6		0,06		0,092		10	

Commentaires

- la récupération du plomb est de 91,27 % dans le cas d'une flottation avec mélange du xanthate amylique et de l'aerofloat. tandis que celle du zinc est de 48,92 %
- quand il s'agit d'une flottation avec un aerofloat, la récupération du plomb est de 96 %. celle du Zinc, est de 71,16 % (résultat non obtenue précédemment).

Commentaires

Si nous comparons ces résultats avec ceux obtenus lors d'une flottation collective après sulfuration préalable ($\text{Na}_2\text{S} = 2\text{g}$) et en utilisant le peptisant Na_2SiO_3 ; nous nous remarquons :

peptisant	recuperation du Pb %	recuperation de Zn %
Na_2SiO_3	52,26	22,04
Amidon	99,88	59,5

les récupérations sont plus importantes, quand on utilise le peptisant amidon .

CHAPITRE: 5

INTERPRETATION

Globale

INTERPRETATION GLOBALE DES RESULTATS

I- Flottation collective sans sulfuration préalable :

la récupération du plomb est faible lors de la flottation collective sans sulfuration .

ceci peut s'expliquer par le fait que la concentration du Xanthate amylique est faible (250 mg /kg), ce qui diminue l'hydrophobisation des particules minerales.

De même, la récupération du Zinc est très faible.

Cela est dûe à la quantité insuffisante de l'activant

CuSO_4 qui est de 200 mg par kg de minerai .

II Flottation collective avec sulfuration préalable :

a/ Influence du Na_2S sur la récupération

- la sulfuration préalable permet une récupération élevée du plomb qui est la conséquence de la formation d'une monocouche de sulfure métallique sur la surface minérale. cette monocouche réagit plus facilement avec le collecteur.
- Par contre, la récupération du Zinc est faible ceci peut s'expliquer par le fait que Na_2S joue le rôle de déprimant du Zinc qui est dûe à la prédominance de la forme sulfurée de ce dernier. ceci confirme les examens minéralogiques.

b/ Influence du pH sur la récupération

la récupération du plomb à pH acide est de plus que 50 %.
ceci est dûe aux propriétés hydrophobes de la galène,
qui peut flotter avec le seul moussant .
la récupération est meilleure à pH neutre et basique
ce qui est la conséquence de l'augmentation des ions
 OH^- , dans la pulpe ,qui favorisent la formation de
l'anion Xanthate d'où une meilleur flottation des éléments
utiles .
la diminution ,légère, de la récupération à pH supérieur
à 7, peut s'expliquer par la faible adsorption des ions
Xanthates, par suite de la compétition ionique avec OH^- .

c/ Influence de la quantité du collecteur

La récupération du Pb est importante à une quantité élevée du Xanthate amylique. Ceci peut s'expliquer comme suit : l'idéale de l'utilisation du collecteur est la formation d'une monocouche de ce dernier sur le minerale qui le rend hydrophobe.

L'obtention du palier est peut être due à une grande quantité du Xanthate amylique .Au delà d'une quantité optimale du collecteur, le minerale devient à nouveau hydrophile (ce n'est qu'une hypothèse) la même explication peut être donnée pour le Zinc .

il convient de signaler que le sulfure de sodium a contribué, lui aussi à une meilleure récupération du Pb vu l'augmentation des ions OH⁻ dans la pulpe.

d/ Influence du temps de conditionnement

la récupération du plomb est importante à un temps de conditionnement de 5 minutes. Cela est due au fait que Na_2S nécessite un temps de contact relativement long pour faciliter la réaction avec le collecteur. il n'y a pas eu de changements en ce qui concerne la récupération du Zinc. Ce qui est due à l'emploi de la même concentration des réactifs. (voir variation de Na_2S)

e/ Influence de l'amidon sur la récupération

l'utilisation de l'amidon a donné de meilleurs résultats par rapport à l'utilisation du peptisant Na_2SiO_3 , cela peut s'expliquer par la nature de la gangue qui est alumino silicatée

f/ Influence de l'aerofloat sur la récupération

la meilleure récupération de Zn et de Pb ^{est} plus importante quand il s'agit d'une flottation à l'aerofloat, ceci est dû aux propriétés moussantes excessives de ce dernier.

C O N C L U S I O N

Au cours de cette étude nous avons procédé à une flottation collective d'un minerai complexe ,avec optimisation de quelques paramètres .

les résultats aux quels nous avons abouti peuvent être resumés comme suit :

- la recuperation du Plomb est influencée par le sulfure de sodium (Na_2S) . par contre celle du zinc l'est beaucoup moins . cela confirme les examens mineralogiques qui ont montré que la forme sulfurée du zinc predomine .
- à pH basique la recuperation du plomb est très élevée (presque 93%) . Tandis que la recuperation du zinc augmente legerement .
- la variation du temps de conditionnement a montré que la recuperation du plomb est très élevée pour un temps de 5 minutes (92,4 %) . la recuperation du zinc ne varie presque pas .
- la recuperation maximale du plomb et du zinc est obtenue à une quantité de xanthate amylique de 3 g par Kg de minerai .
- la peptisation des schlamms avec l'amidon donne des résultats plus élevés que le silicate de sodium (Na_2SiO_3) cela laisse supposer que les schlamms sont constitués principalement de particules Alumino-Silicatées .

- à pH basique la recuperation du plomb est très élevée (presque 93%) . Tandis que la recuperation du zinc augmente legerement .

RECOMMENDATION

RECOMMANDATIONS

Pour améliorer les paramètres de flottation, il convient :

- d'effectuer les essais de flottation sur la base d'un échantillon représentatif pour permettre l'extrapolation éventuelle des résultats obtenus .
- de procéder à une étude plus rigoureuse sur les aspects minéralogiques des éléments utiles et de gangue, afin de déterminer le type de traitement à appliquer et des réactifs à utiliser .
- d'effectuer une préparation mécanique stadiale, en vue de soumettre, à l'enrichissement, les fractions fines au fur et à mesure qu'elles se présentent .
- d'effectuer un circuit séparé de flottation de zinc (sans sulfuration préalable), avec une étude complète de l'activation .
- de séparer, ensuite, le plomb après sulfuration .
- de prévoir, enfin, plusieurs opérations de relavage pour obtenir des teneurs marchandes .

E T U D E B I B L I O G R A P H I Q U E

- 01- PIERRE BLAZY
La valorisation des minerais (1970).
- 02- Docteur AHMED ARAB
étude comparative sur le pouvoir collecteur d'un Xanthate
et d'un dithiocarboxylate en flottation (1975).
- 03- Société minière et métallurgique de penaroya
rapport récapitulatif sur les études de concentration
et de traitements métallurgique des minerais de la concession
de cavallo .
- 04- BARBERY (G)
flottation , macanimes et réactifs
in : techniques de l'ingénieur (A 5350) 1982.
- 05- Direction des mines et de la géologie
étude générale sur les gisements de cuivre en Algerie.
- 06- Monsieur MEKARZIA (these).
comparaison entre les différentes methodes de traitement
du minerai de cavallo 1986 .
- 07- M. MARABET (these) .
lixiviation du minerai de Pb - Zn - Cu de Bousoufa après
grillage 1986 .
- 08- P. PICOT et Z. JOHAN
Atlas des minéraux métalliques 1977 .
- 09- J. COSTET G. SANGLERAT .
Cours pratique de mécanique des sols.
- 10- Monsieur BOURAHLA
Communication personnelle .

