

BUREAU DE RECHERCHES GÉOLOGIQUES ET MINIÈRES

SERVICE GÉOLOGIQUE NATIONAL

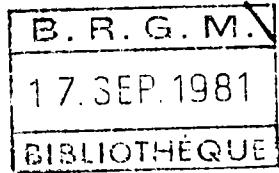
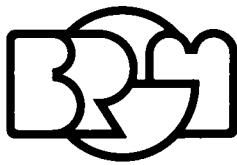
B.P. 6009 - 45060 Orléans Cedex - Tél.: (38) 63.80.01

**TRAITEMENT PAR FLOTTATION
DU MINERAU Cu, Pb, Zn, Ag
DE PORTE-AUX-MOINES (FRANCE)**

**OPTIMISATION DE LA FLOTTATION SEMI-GLOBALE Pb-Cu
(ESSAIS DE LABORATOIRE)**

par

J. L. POLGAIRE - S. GOUGIS - P. VERDIER



Département minéralurgie

B.P. 6009 - 45060 Orléans Cedex - Tél.: (38) 63.80.01

Rapport du B.R.G.M.

81 SGN 436 MIN

Juin 1981

S O M M A I R E

	Pages
RESUME	
1 - INTRODUCTION	1
2 - ECHANTILLONS COMPOSITES CORPS SUD ET CORPS NORD/CORPS CENTRAL ...	3
3 - FLOTTATION SEMI-GLOBALE CORPS SUD - OPTIMISATION DE LA MAILLE DE BROYAGE - CARACTERISTIQUES PHYSIQUES ET CHIMIQUES DE CONCENTRES ET REJETS	4
3.1 - Optimisation de la maille de broyage. Modifications du relavage Pb-Cu	4
3.1.1 - Influence de la maille de broyage sur le concentré semi-global Pb-Cu	4
3.1.2 - Influence de la maille de broyage sur le concentré zinc	12
3.1.3 - Etude du rebroillage du concentré Pb-Cu	12
3.1.4 - Etude du relavage du concentré Pb-Cu après rebroillage	19
3.1.4.1 - Relavage à pH12 en présence de Cu SO₄ (essai 25)	19
3.1.4.2 - Relavage à pH10 en présence de Zn SO₄ (essai 28)	20
3.1.4.3 - Relavage à pH10 en présence de CNNa (essai 27)	25
3.1.5 - Schéma de traitement optimal	27
3.2 - Mesure de viscosité de la pulpe. Caractéristiques physiques et chimiques des concentrés et rejets	30
3.2.1 - Mesure de la viscosité de la pulpe après broyage à d₈₀ = 26 microns	30
3.2.2 - Mesures de sédimentation	30
3.2.3 - Analyse des eaux du rejet	33
3.2.4 - Analyse chimique des concentrés et rejets	33
4 - FLOTTATION SEMI-GLOBALE CORPS NORD + CORPS CENTRAL	35
4.1 - Essai de flottation avec broyage initial à d₈₀ = 26μ.....	35
4.2 - Essai de flottation avec broyage initial à d₈₀ = 53μ. Rebroillage du concentré Pb-Cu de 1er relavage à d₉₀ ~ 32μ et relavage à pH12 en présence de CuSO₄	35

5 - CORPS SUD - ESSAIS PRELIMINAIRES D'OPTIMISATION DE LA FLOTTATION SEMI-GLOBALE (BROYAGE $d_{80} = 26$ MICRONS). VARIANTES DE TRAITEMENT : FLOTTATION DIFFÉRENTIELLE ET FLOTTATION GLOBALE	38
5.1 - Flottation semi-globale Cu/Pb/Zn	38
5.2 - Flottation différentielle Cu/Pb/Zn	47
5.3 - Flottation globale Cu/Pb/Zn	52
6 - ANALYSE MINERALOGIQUE DU TOUT-VENANT ET DES PRODUITS DE FLOTTATION (Corps Sud). ETUDE DES MINERAUX PORTEURS D'ARGENT ; COMPORTEMENT EN FLOTTATION	54
7 - CONCLUSIONS	88
ANNEXE 1	
1 - FABRICATION DES COMPOSITES	94
2 - DENSITES DES CAROTTES SF12, SF15, SF16 ET SF17	95

R E S U M E

A la demande de RDM/FE, le département Minéralurgie du B.R.G.M. a étudié l'optimisation - en laboratoire - du traitement par flottation semi-globale Pb-Cu du minerai de Porte-aux-Moines.

Les travaux ont été réalisés essentiellement sur un composite (Corps Sud) titrant : 0,8 % Cu, 1,8 % Pb, 8,7 % Zn, 23 % Fe et 80 g/t Ag.

Le flowsheet proposé comprend un broyage à d₈₀ = 53 microns du tout-venant, puis un rebroyage du concentré Pb-Cu de premier relavage à d₉₀ = 30 microns suivi de relavages en présence de cyanure de ce concentré rebroyé ; la flottation zinc est réalisée à pH 12 en présence de Sulfate de Cuivre.

Le bilan escompté de l'application de ce schéma est le suivant :

	Poids %	Cu	ρ	Pb	ρ	Zn	ρ	Ag	ρ
Conc. Cu-Pb	4,7	12	70	30	78%	6	3	560	33
Conc. Zn	14,1	1,1	20	0,5	4	53	90	100	17
Stérile	81,2	0,1	10	0,4	18	1	7	50	50
Reconstitué	100,0	0,8	100	1,8	100	8,3	100	85	100

"Il s'agit de la récupération maximale du Plomb ; la récupération se situera vraisemblablement à 70 %.

La médiocre récupération de l'Argent dans le concentré Pb-Cu est liée d'une part à ce que l'argent se répartit pour moitié (au plus) dans la pyrite et la blende et d'autre part à la mauvaise flottabilité des cuivres gris libres (représentant environ 15 % de l'Argent total) à la flottation Pb-Cu.

Les travaux réalisés sur un autre composite (Corps Nord/Corps Centre) de teneurs en éléments valorisables voisines de celles du composite Corps Sud montrent un comportement pratiquement identique, en flottation, de ces deux composites.

1 - INTRODUCTION

A la demande de RDM/FE, le département Minéralurgie a réalisé une étude d'optimisation - en laboratoire - du traitement du Minerai de Porte-aux-Moines.

Les études précédentes avaient été réalisées d'une part sur des échantillons de carottes de sondage (rapports 78 SGN 170 MIN et 79 SGN 202 MIN) d'autre part, sur des échantillons prélevés sur des déblais de recoupes (rapport 80 SGN 347 MIN).

Malgré la diversité des échantillons traités, l'ensemble de ces études concordait sur les points suivants :

- il n'y a pas à envisager de préconcentration gravimétrique,

- la flottation semi-globale Pb-Cu suivie d'une flottation Zn est la solution de traitement la mieux adaptée ; en effet, la bonne sélectivité de la séparation Pb-Cu/Zn, puis la flottation relativement aisée du zinc favorisent cette solution de traitement.

- l'étude du comportement de l'argent montre qu'une partie non négligeable de l'argent est liée à la pyrite (soit sous forme de mixtes minéralogiques pyrite-cuivre gris, soit éventuellement sous forme d'argent dans le réseau de la pyrite), de sorte que la récupération de l'argent dans le concentré Pb-Cu n'est que d'environ 30 % et ceci malgré un broyage de $d_{80} = 30$ microns.

La présente étude a porté sur deux échantillons composites fabriqués à partir de carottes de sondages et de rainures réalisées dans les recoupes et traçages (cf. paragraphe 2).

Le composite Corps Sud titre environ 0,8 % Cu, 1,8 % Pb, 8,7 % Zn, 23 % Fe tot. et 83 g/t Ag.

Le composite Corps Nord/Corps Central titre environ 0,6 % Cu, 1,5 % Pb, 6,5 % Zn, 22 % Fe et 100 g/t Ag.

Après avoir optimisé sur le Corps Sud le schéma de flottation semi-globale, avec un broyage $d_{80} = 26$ microns (cf. paragraphe 5.1), la maille de broyage a été ensuite optimisée (cf. paragraphe 3.1) puis quelques modifications ont été apportées au schéma de broyage + flottation retenu.

Les caractéristiques physiques et chimiques des rejets et concentrés obtenus ont été mesurées (cf. paragraphe 3.2) puis une comparaison a été établie entre le comportement en flottation du Corps Nord/Corps Central et celui du Corps Sud (cf. paragraphe 4).

D'autre part, sur le Corps Sud, d'autres méthodes de flottation ont été rapidement testées : méthode différentielle (cf. paragraphe 5.2) et méthode globale (cf. paragraphe 5.3).

Enfin, une analyse minéralogique sur certains des produits d'une flottation réalisée sur le Corps Sud a été réalisée pour étudier les minéraux porteurs d'argent ainsi que leur comportement en flottation (cf. paragraphe 6).

C'est dans ce paragraphe seulement que seront étudiés les résultats concernant l'argent, obtenus au cours de ces essais.

Remarques

- ① Les différents réactifs utilisés dans cette étude sont les suivants :

Hydrogenosulfite de Sodium	(NaHSO ₃)	Produit technique Prolabo
Sulfate de zinc	(ZnSO ₄)	" " "
Sulfate de cuivre	(CuSO ₄)	" " "
Cyanure de Sodium	(CN Na)	" " "
Chaux	(CaO)	" " "
Amyl xanthate de Potassium	(AXK)	Produit industriel PCUK
Aerofroth 65	(A65)	" " Cyanamid
Methyl isobutyl carbinol	(MIBC)	" " "
Charbon actif 2S	(CA2S)	" " CECA S.A.

Les consommations de réactifs sont exprimées en grammes/tonne de tout-venant.

Pour l'hydrogenosulfite de sodium, la consommation exprimée est celle de la solution commerciale à 50 % (la consommation en produit pur est donc la moitié de la valeur fournie).

- ② Dans la plupart des tableaux de résultats, les valeurs des teneurs en Fer total (Fe tot) sont fournies ainsi que les valeurs des teneurs et des distributions en Fer pyrite (Fe pyr).

La teneur en fer pyrite est calculée en considérant que le fer total dosé ne représente que le fer contenu dans la chalcopyrite et le fer contenu dans la pyrite. La formule de calcul des teneurs utilisée est donc :

$$\text{Fe pyr \%} = \text{Fe tot \%} - 0,88 \times \text{Cu \%}$$

- ③ Tous les essais sont réalisés en cellule Denver.

- Pour les dégrossissages et épuisages Pb-Cu et Zn :

Vitesse du rotor 1200 t/mn ; débit d'air 3 l/mn
Concentration solide pulpe ~ 30 % solides.

- Pour les relavages Pb-Cu

Vitesse du rotor 900 t/mn ; débit d'air 3 l/mn.
Concentration solide pulpe variant de 15 % solides pour le premier relavage à 6 % solides environ pour les quatrième et cinquième relavages.

2 - ECHANTILLONS COMPOSITES CORPS SUD ET CORPS NORD/CORPS CENTRAL

Les essais ont été effectués sur deux échantillons composites fabriqués par RDM/DEM à partir des 1/4 de carottes des sondages horizontaux fond SF12, SF15, SF16 à SF17 et des 1/2 souches des rainures réalisées dans les recoupes et traçages :

- Composite Corps Sud

Cu	:	0,8 %
Pb	:	1,8 %
Zn	:	8,7 %
Fe tot	:	23,0 %
Ag	:	83 g/t

- Composite Corps Nord/Corps Central

Cu	:	0,6 %
Pb	:	1,5 %
Zn	:	6,5 %
Fe tot	:	22,0 %
Ag	:	100 g/t

L'annexe 1 donne le détail des composites ainsi que les densités des carottes SF12, SF15, SF16 et SF17.

Le work index du composite Corps Sud a été déterminé à 100 microns : 11,0 kwh/st, soit 12,1 kwh/t métrique.

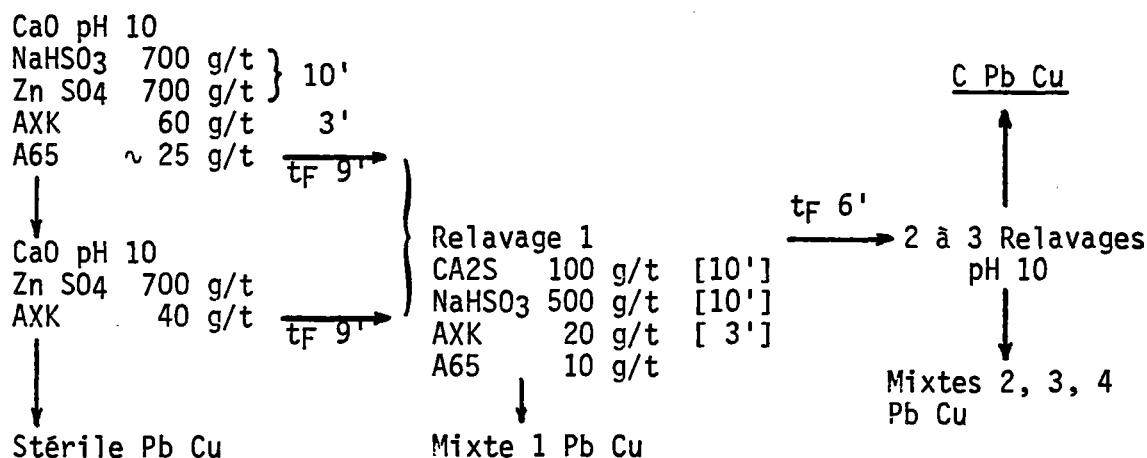
3 - FLOTTATION SEMI-GLOBALE CORPS SUD - OPTIMISATION DE LA MAILLE DE BROYAGE - CARACTÉRISTIQUES PHYSIQUES ET CHIMIQUES DE CONCENTRES ET REJETS

3.1 - Optimisation de la maille de broyage. Modifications du relavage Pb Cu

3.1.1 - Influence de la maille de broyage sur le concentré semi-global Pb-Cu

Pour cette étude, trois essais de flottation à des mailles de broyage différentes ont été réalisés selon le schéma suivant :

Broyage (d₈₀ variable)



Ce schéma a été mis au point au cours de l'étude préliminaire d'optimisation de la flottation semi-globale (cf. paragraphe 5.1 pour la justification de ce schéma).

Les différents broyages ont permis d'obtenir trois mailles : d₈₀:26μ, d₈₀:53μ et d₈₀:82μ (cf. fig. 1 - Analyses granulométriques du produit broyé).

Les résultats des trois essais de flottation, réalisés chacun à une maille de broyage différente, sont présentés sous forme de courbes donnant la variation de la récupération métal du cuivre, du plomb, du zinc, du fer pyrite et de l'argent dans chaque concentré obtenu au cours de l'essai : concentré d'ébauchage Pb-Cu, Concentré de relavage 1, concentré de relavage 2, etc. (cf. figures 2, 3 et 4).

Ces résultats sont aussi représentés sous forme de courbes donnant la variation des récupérations de chaque métal, dans le Concentré Pb-Cu, au cours des relavages en fonction de la maille de broyage (cf. figures 5, 6 et 7).

On constate très nettement que l'optimum de récupération du Cuivre et du Plomb dans le concentré Pb-Cu est obtenu avec un broyage d₈₀ de 53 microns mais l'entraînement de zinc et de pyrite dans ce concentré reste important⁽¹⁾.

(1) On notera que dans le cas du broyage d₈₀ de 82 microns, la quantité de minéraux doit être importante puisque l'ensemble des 5 métaux flotte moins bien que dans le cas du broyage d₈₀ de 53 microns, et cela, à consommation de collecteur constante, c'est-à-dire plus grande lorsqu'on la rapporte à la surface spécifique des minéraux.

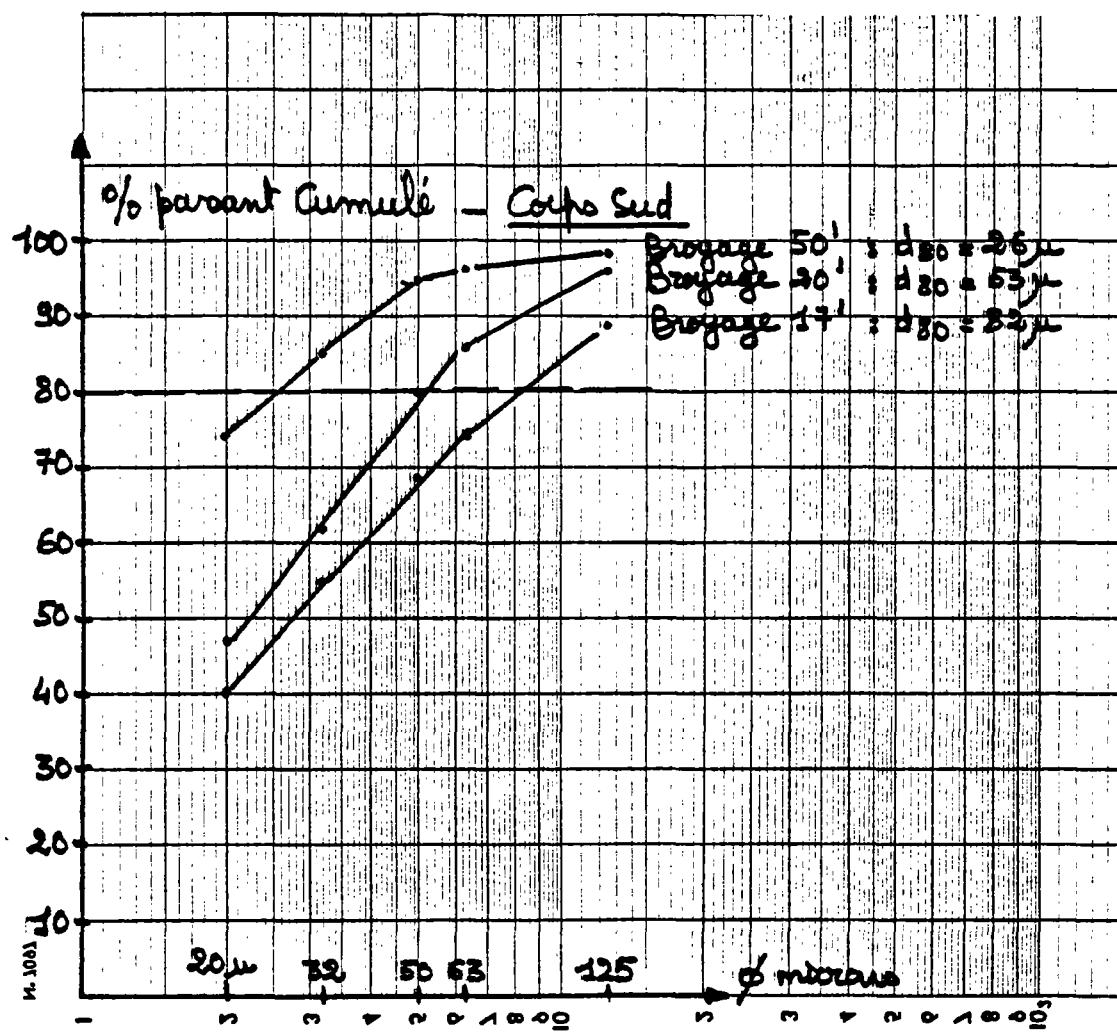


FIGURE 1

ANALYSE GRANULOMETRIQUE CORPS SUD
APRES DIFFERENTS BROVAGES

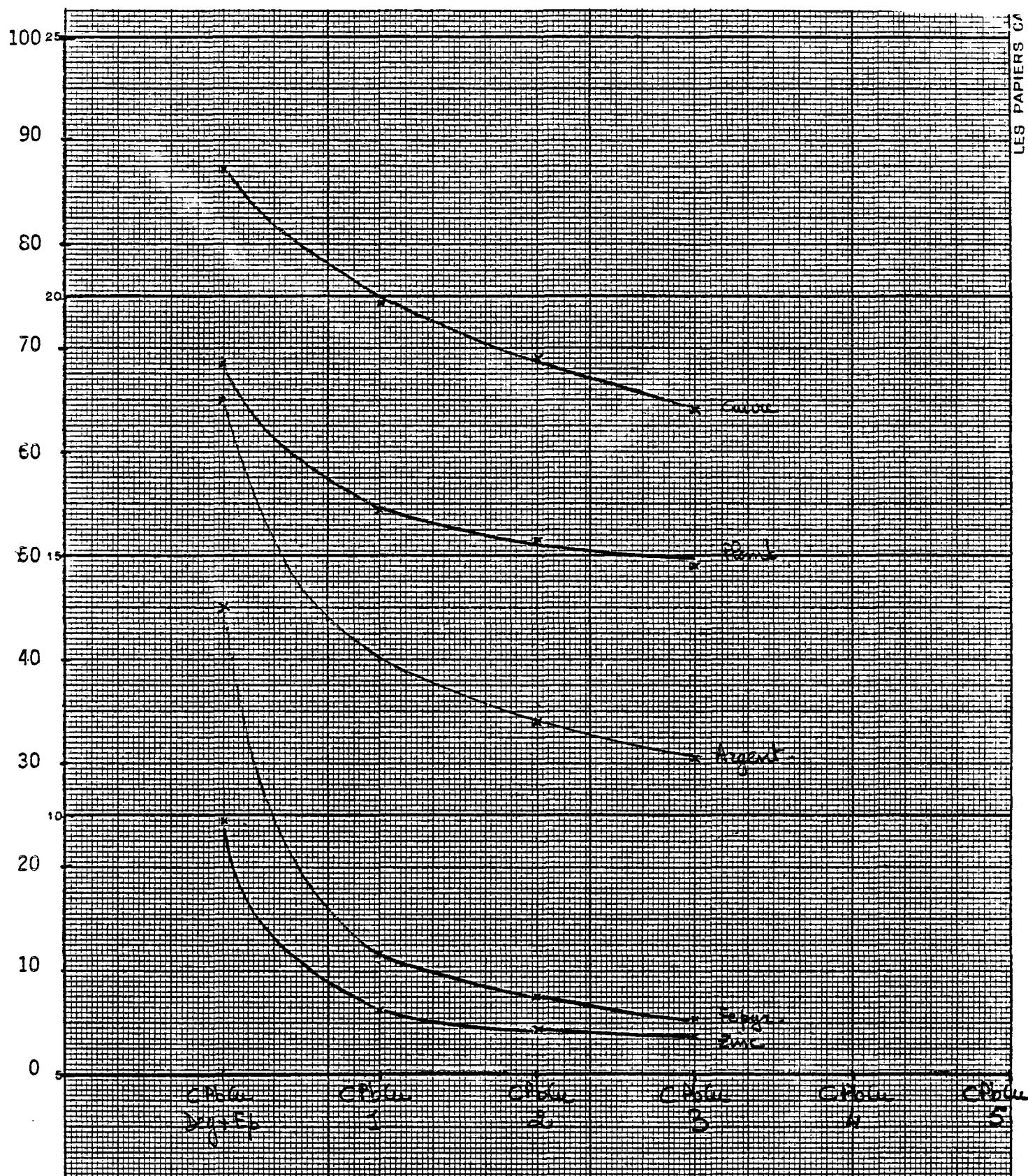


FIGURE 2

BROYAGE $d_{80} 26\mu$ (ESSAI 18)
EVOLUTION DU C Pb Cu AU COURS DES RELAVAGES

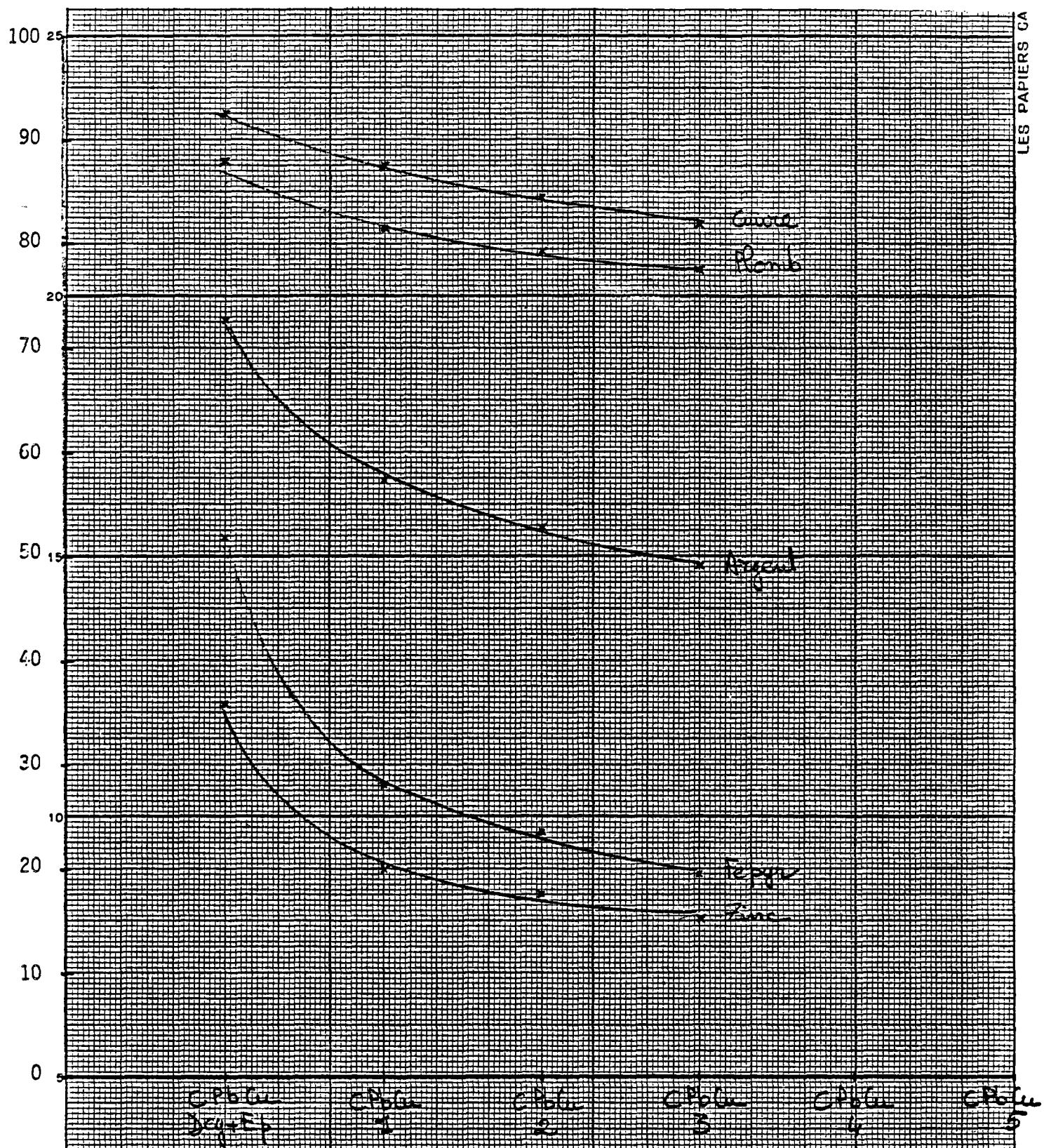


FIGURE 3

BROYAGE $d_{80} : 53\mu$ (ESSAI 19)
EVOLUTION DU C Pb Cu AU COURS DES RELAVAGES

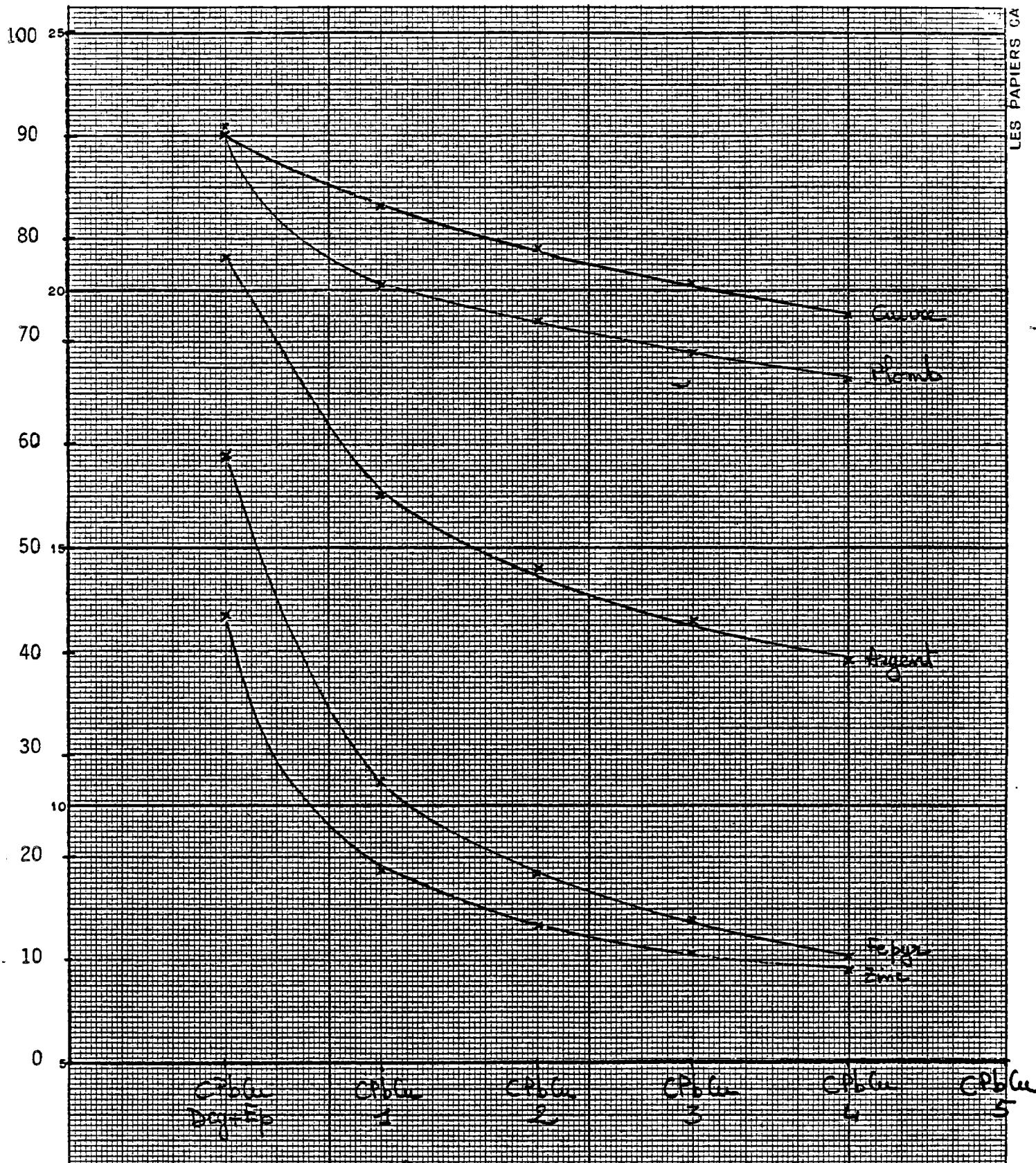
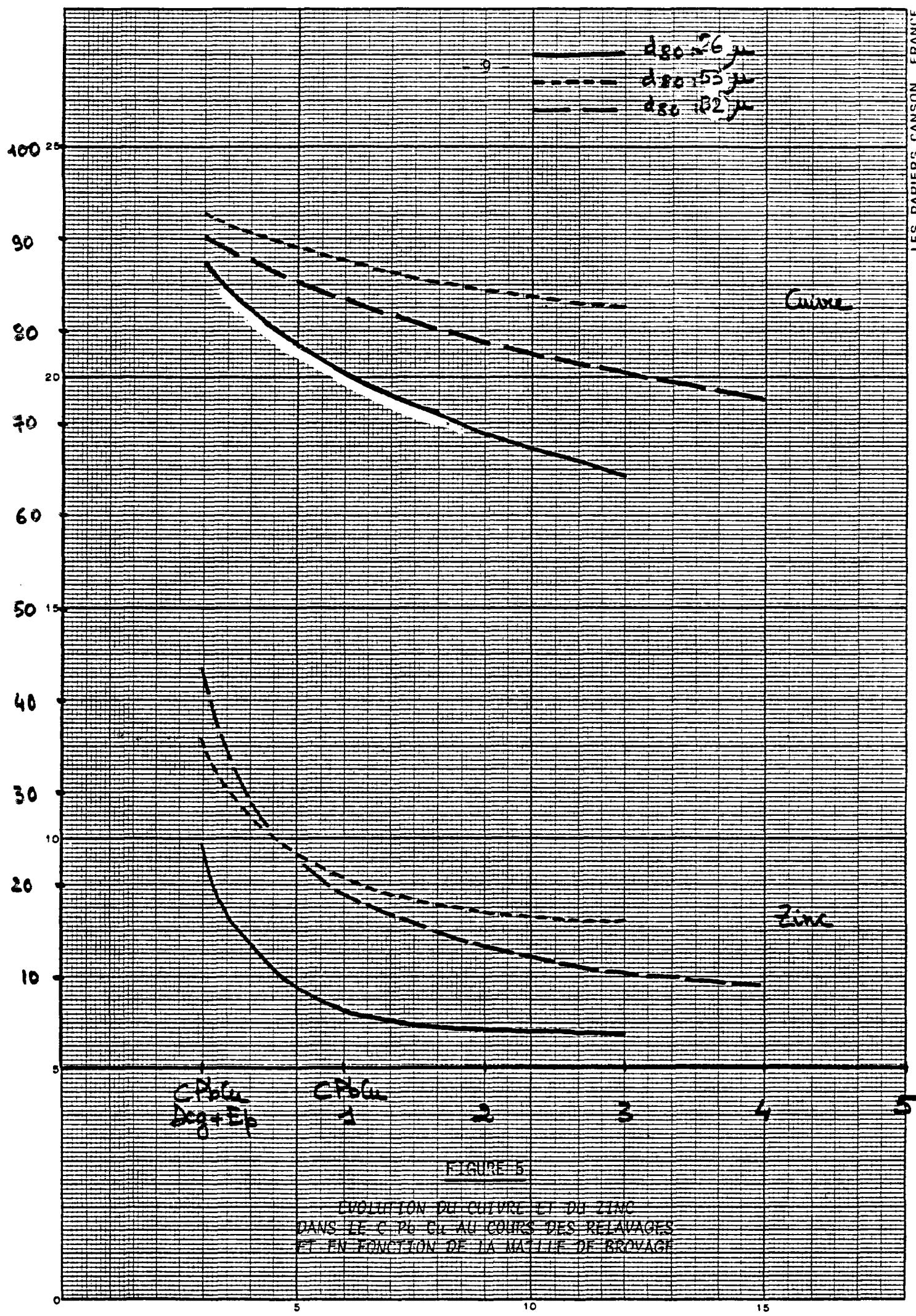
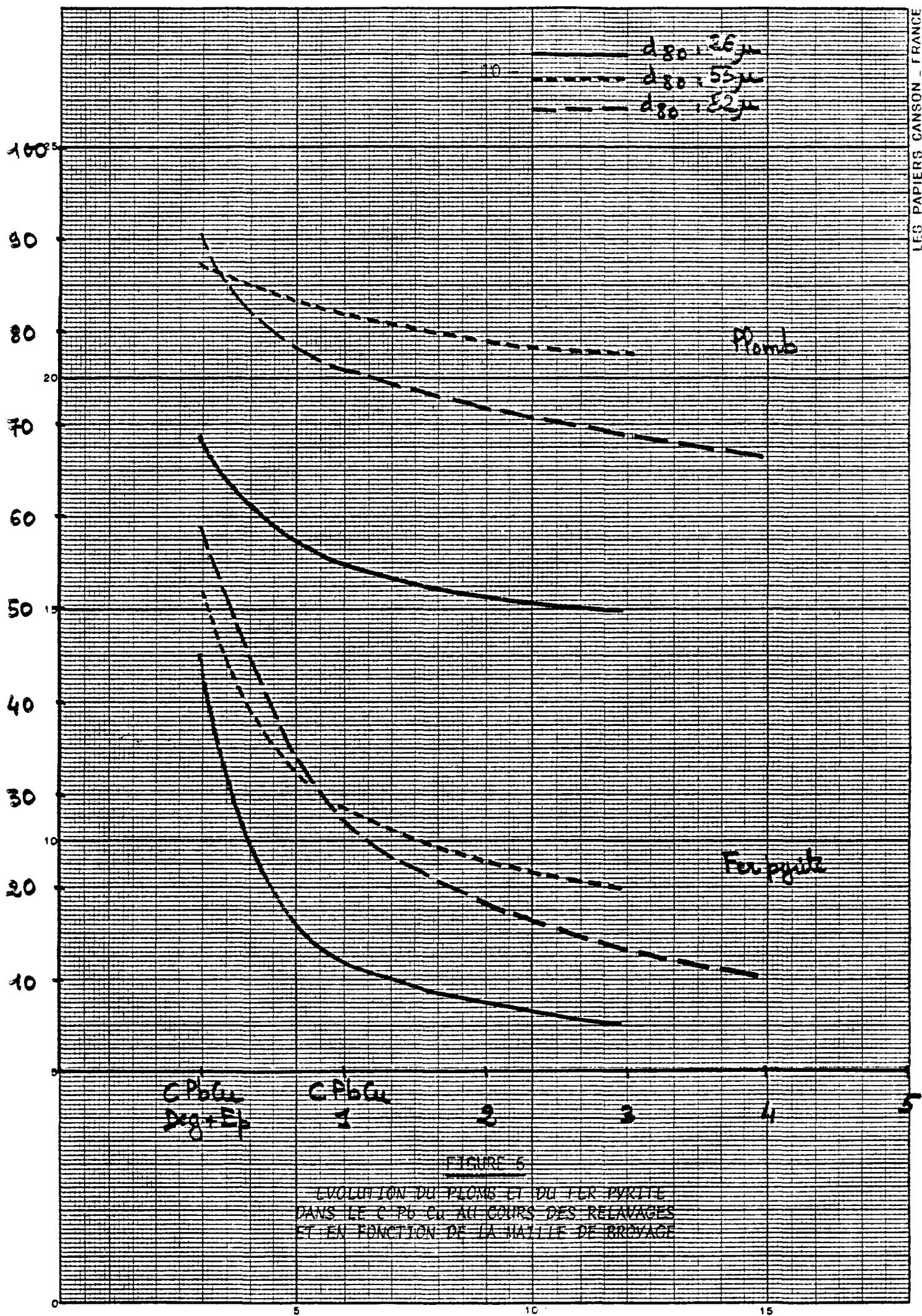
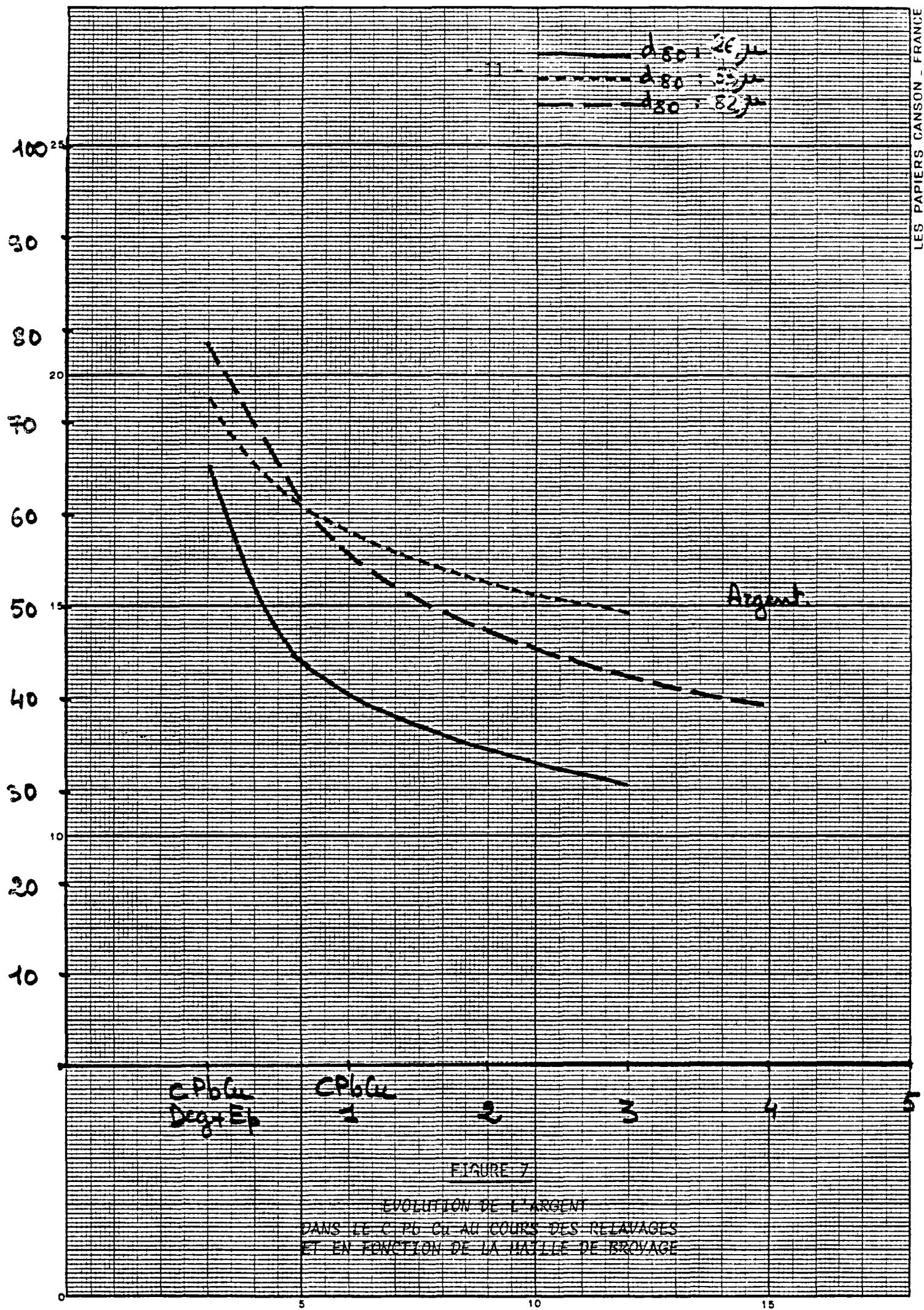


FIGURE 4

BROYAGE $d_{80} : 82\mu$ (ESSAI 21)
EVOLUTION DU C Pb Cu AU COURS DES RELAVAGES







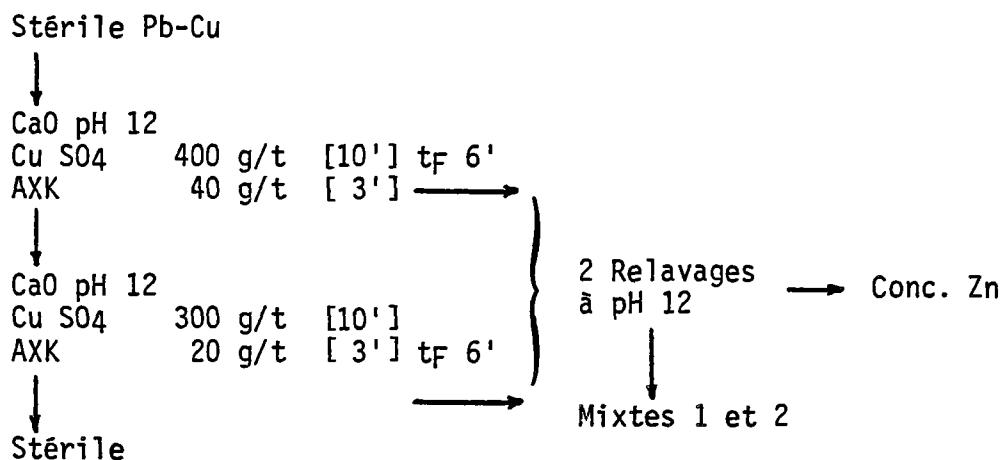
Les trois concentrés obtenus titrent en effet (concentrés de troisième relavage) :

	Cu	Pb	Zn	Fe tot	Ag
d80 26µ	8,3	15,5	5,3	28,7	413
d80 53µ	4,2	9,6	8,4	32,1	241
d80 82µ	4,9	12,3	8,3	31,0	300

Pour cette raison, un rebroyage du concentré Pb Cu a donc été envisagé (cf. paragraphe 3.1.3).

3.1.2 - Influence de la maille de broyage sur le concentré zinc

Les essais réalisés pour l'étude de l'influence de la maille de broyage sur le concentré Pb-Cu (ou des essais analogues) ont été poursuivis pour l'étude de la flottation zinc selon le schéma suivant :



Les résultats de ces essais sont présentés sur le tableau I.

Quelle que soit la maille de broyage, la flottation zinc est très facile et permet d'obtenir une très bonne récupération du zinc entrant, en flottation ; on observe une augmentation de la récupération du zinc entrant avec l'augmentation de la maille de broyage et une diminution de la teneur du concentré avec l'augmentation de la maille de broyage.

La maille optimale est donc de d80 = 53µ : la teneur du concentré dépasse 53 % avec une récupération très satisfaisante.

3.1.3 - Etude du rebroyage du concentré Pb-Cu

L'étude de l'influence de la maille de broyage sur le concentré Pb-Cu et le concentré zinc, nous amène à considérer comme maille optimale un d80 de 53 microns. Cependant, dans le cas du concentré Pb-Cu, un rebroyage semble nécessaire afin d'éliminer la pyrite et d'améliorer ainsi les teneurs Cuivre et Plomb du concentré semi-global.

Pour cela, deux essais ont été réalisés selon le flowsheet du paragraphe 3.1.1 : pour un de ces essais, le concentré de relavage 1 a été rebroyé à un d90 de 32 microns.

	Broyage $d_{80} : 26\mu$			Broyage $d_{80} : 53\mu$			Broyage $d_{80} : 82\mu$		
	Zn %	ρ/TV	$\rho/Alim.Zn$	Zn %	ρ/TV	$\rho/Alim.Zn$	Zn %	ρ/TV	$\rho/Alim.Zn$
Conc. Zn	59,50	54,0	67,4	53,35	59,1	83,9	47,30	49,9	88,2
Mixte 2 Zn	38,00	13,1	16,3	15,65	1,8	2,6	11,90	1,9	3,3
Mixte 1 Zn	9,95	9,9	12,4	6,00	2,9	4,1	3,10	2,3	4,1
Stérile	0,45	3,1	3,9	1,20	6,6	9,4	0,60	2,5	4,4
Reconstitué		80,1	100,0		70,4	100,0		56,6	100,0

TABLEAU I

COMPORTEMENT DU ZINC A LA FLOTTATION ZINC

EN FONCTION DE LA MAILLE DE BROYAGE

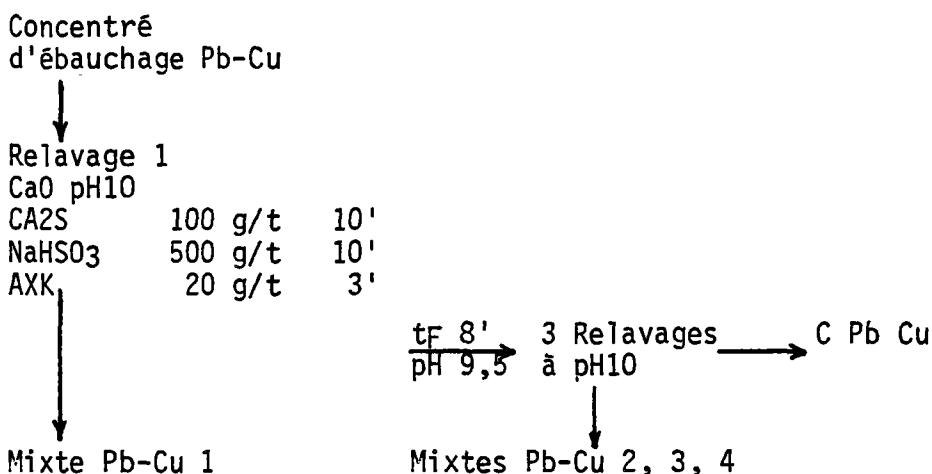
$d_{80} = 26\mu$ (*Essai 9*)

$d_{80} = 53\mu$ (*Essai 22*)

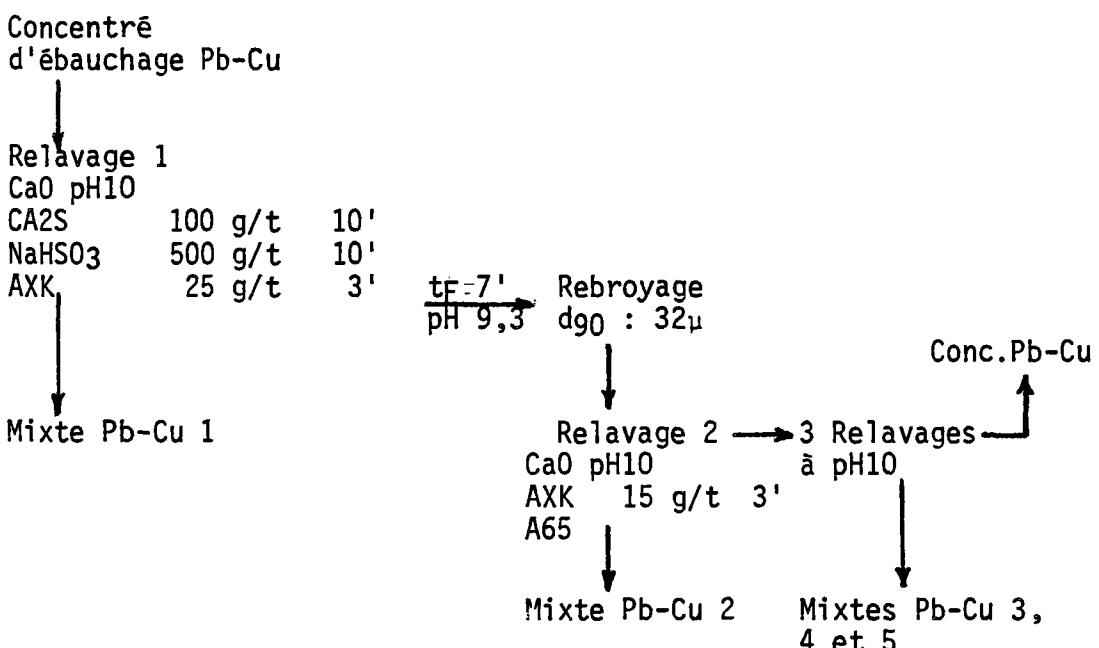
$d_{80} = 82\mu$ (*Essai 21*)

Les flowsheets de relavage sont les suivants :

Essai 22 : (broyage initial d₈₀ : 53μ)



Essai 23 : (broyage initial d₈₀ : 53μ)



A noter que pour l'essai avec rebroyage, la consommation de collecteur a été portée de 20 à 25 g/t au relavage 1 et que du collecteur a été ajouté au relavage 2 (15 g/t).

Les résultats de ces essais sont présentés sous forme de courbes donnant les variations des récupérations Cuivre, Plomb, Zinc, Fer pyrite et Ag dans le concentré Pb-Cu au cours des relavages (cf. fig. 8)⁽¹⁾.

On remarque très nettement sur la figure 8, le "décrochage" des courbes de récupérations, dû au rebroyage du concentré de relavage 1 Pb Cu. Malgré les augmentations de collecteur aux relavages de l'essai avec rebroyage, tous les métaux sont concernés par ce décrochage.

Si, pour chaque concentré de relavage Pb-Cu, on calcule le rapport de la récupération d'un métal dans l'essai avec rebroyage à la récupération de ce même métal dans l'essai sans rebroyage, on obtient le tableau de valeurs suivant :

	Rapports de récupération				
	Cu	Pb	Zn	Fe pyr	Ag
C Pb Cu 1	0,92	1,02	1,03	0,73	0,96
C Pb Cu 2	0,64	0,74	0,52	0,42	0,60
C Pb Cu 3	0,63	0,66	0,66	0,53	0,55
C Pb Cu 4	0,61	0,59	0,40	0,50	0,51

(1) On notera que pour l'essai sans rebroyage (essai 22) les résultats concernant le zinc et surtout le plomb à l'ébauchage sont différents de ceux obtenus pour l'essai 19 (cf. fig. 3) qui pourtant a été réalisé très exactement dans les mêmes conditions de broyage et de flottation. Aucune précaution particulière n'ayant été prise pour la conservation des échantillons, on peut penser que le vieillissement des échantillons est une des causes de cette mauvaise répétitivité de l'essai. Cependant, il faut avoir à l'esprit que pour les essais de laboratoire de nombreux phénomènes autres que le vieillissement peuvent intervenir pour expliquer la dispersion des résultats d'essais réalisés dans des conditions identiques :

- variations de l'entraînement dans les mousses du fait de la variation de la nature et de la structure des mousses,
- variation de la récupération due à l'opérateur,
- faible quantité de certains métaux : cette cause de dispersion est représentée, dans le cas du minerai de Porte-aux-Moines, par le Cuivre et le Plomb dans le tout-venant, le zinc et le fer dans les concentrés Pb-Cu (et dans ce cas le phénomène s'accentue au cours des relavages) : il est peu probable en laboratoire de pouvoir répéter parfaitement les récupérations d'un métal en faible quantité.

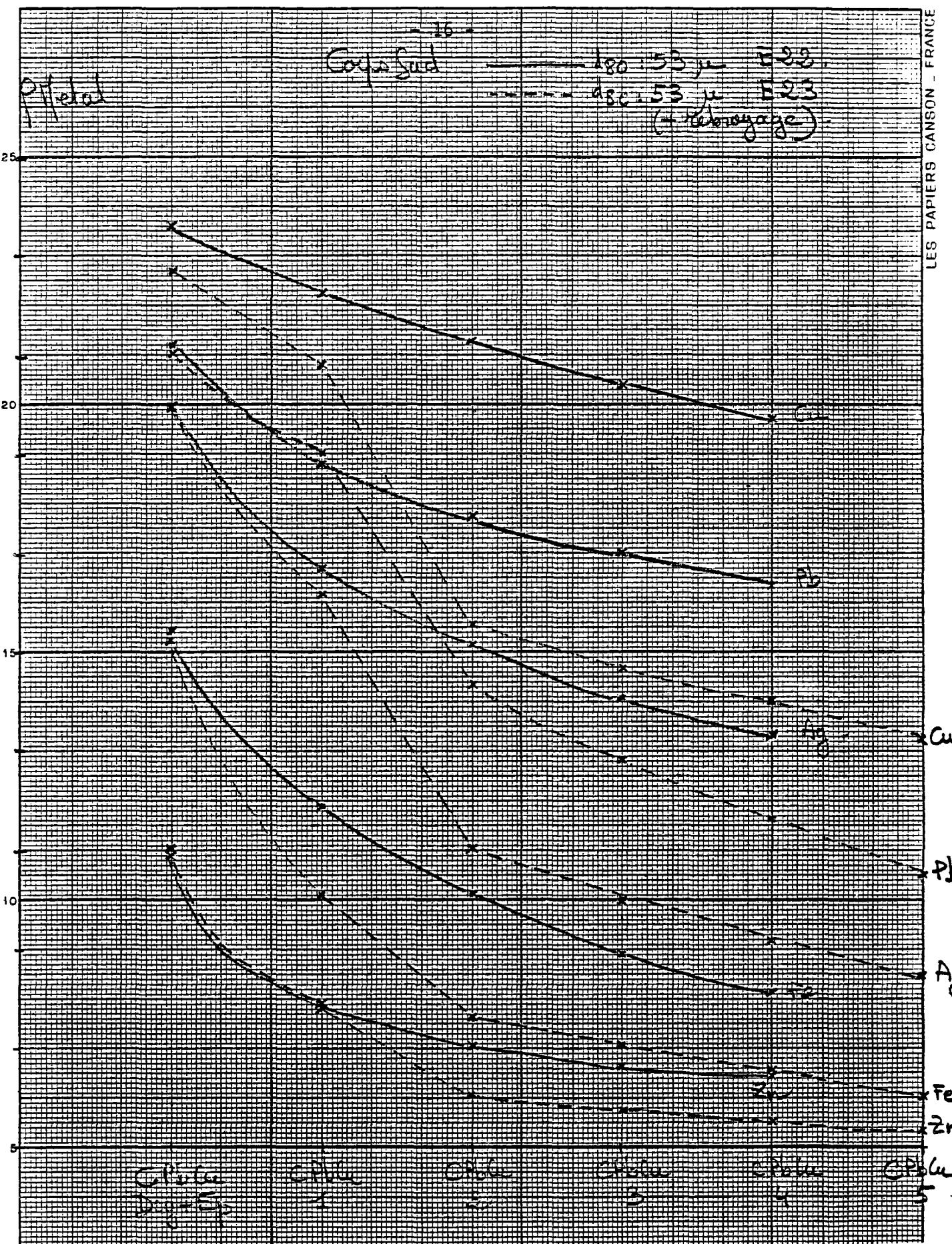


FIGURE 8

INFLUENCE DU REBROYAGE SUR LES VARIATIONS
DES RECUPERATIONS CUivre, Pb, Zn, Fe pur ET Ag
DANS LE CONCENTRE SEMI-GLOBAL AU COURS DES RELAVAGES

En corrigéant chacune des valeurs des rapports de récupération des concentrés Pb-Cu 2, 3, 4 par la valeur du rapport de récupération dans le concentré Pb-Cu 1 (dans le but de tenir compte des écarts de récupération avant rebroyage) on obtient le tableau de valeurs suivant :

	Rapports de récupération corrigés				
	Cu	Pb	Zn	Fe pyr.	Ag
C Pb Cu 1	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00
C Pb Cu 2	0,70	0,73	0,50	0,57	0,62
C Pb Cu 3	0,68	0,65	0,64	0,73	0,57
C Pb Cu 4	0,66	0,58	0,39	0,68	0,53

Ces rapports de récupération corrigés sont reportés sur la figure 9 sous forme de courbes donnant leur évolution au cours des relavages. Ces courbes montrent l'influence du rebroyage du concentré Pb-Cu de premier relavage sur les relavages suivants.

On note la similitude des courbes Cu, Pb et Ag d'un côté et des courbes Zn et Fe pyr de l'autre.

L'efficacité du premier relavage après rebroyage (Conc. Pb Cu 2) croît dans l'ordre Pb, Cu, Ag, Fe pyr, Zn. L'efficacité du second relavage après rebroyage (Conc. Pb-Cu 3) croît dans l'ordre Fe pyr, Cu, Pb, Zn, Ag et cet ordre est à peu près maintenu pour le troisième relavage après rebroyage (Conc. Pb Cu 4).

Le rebroyage apparaît donc utile au niveau du concentré Pb Cu 2 et sans intérêt et même nuisible au niveau des concentrés suivants.

Pour s'affranchir de cette ambiguïté sur le rôle du rebroyage, il est nécessaire de modifier les paramètres de relavage après rebroyage.

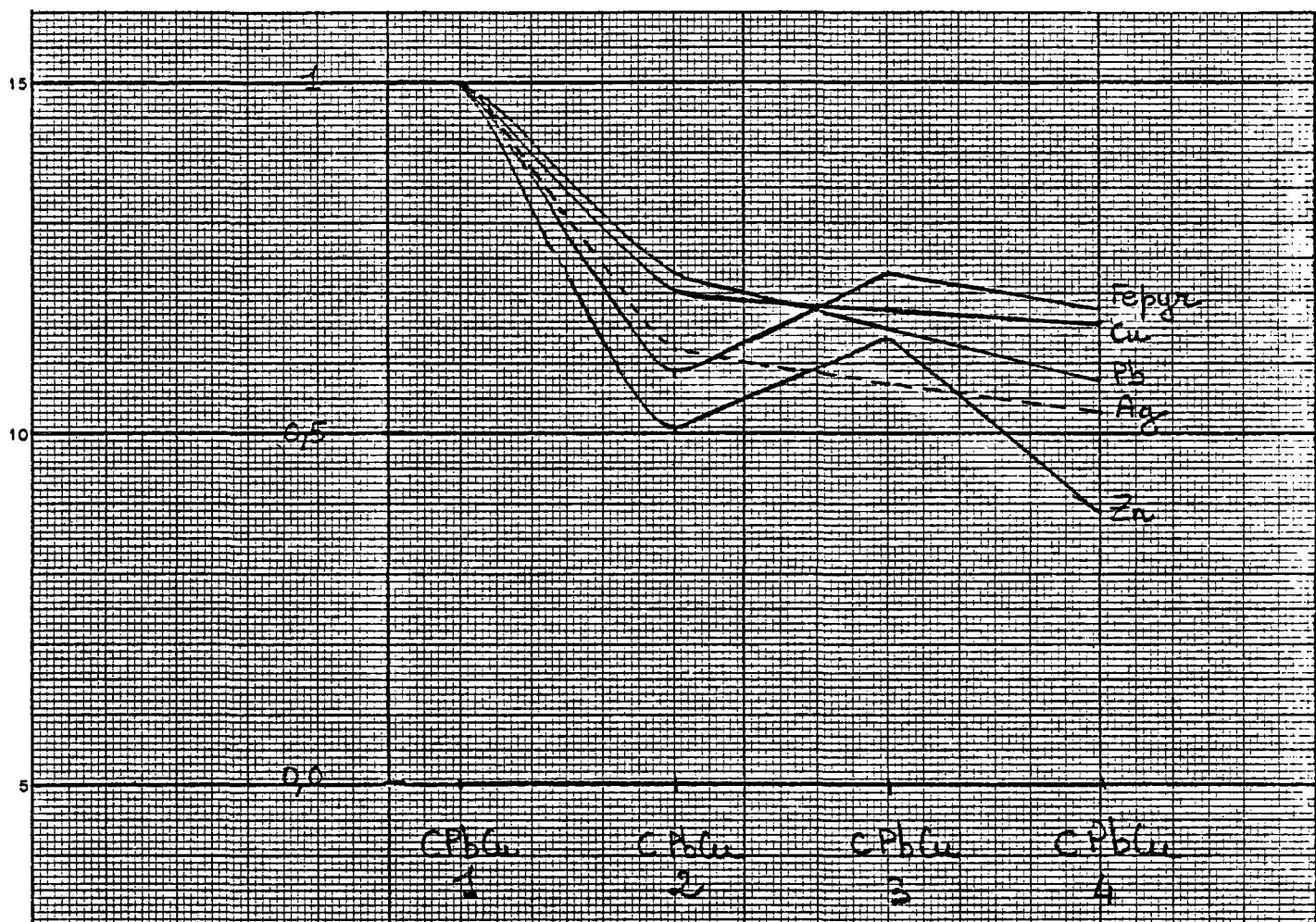


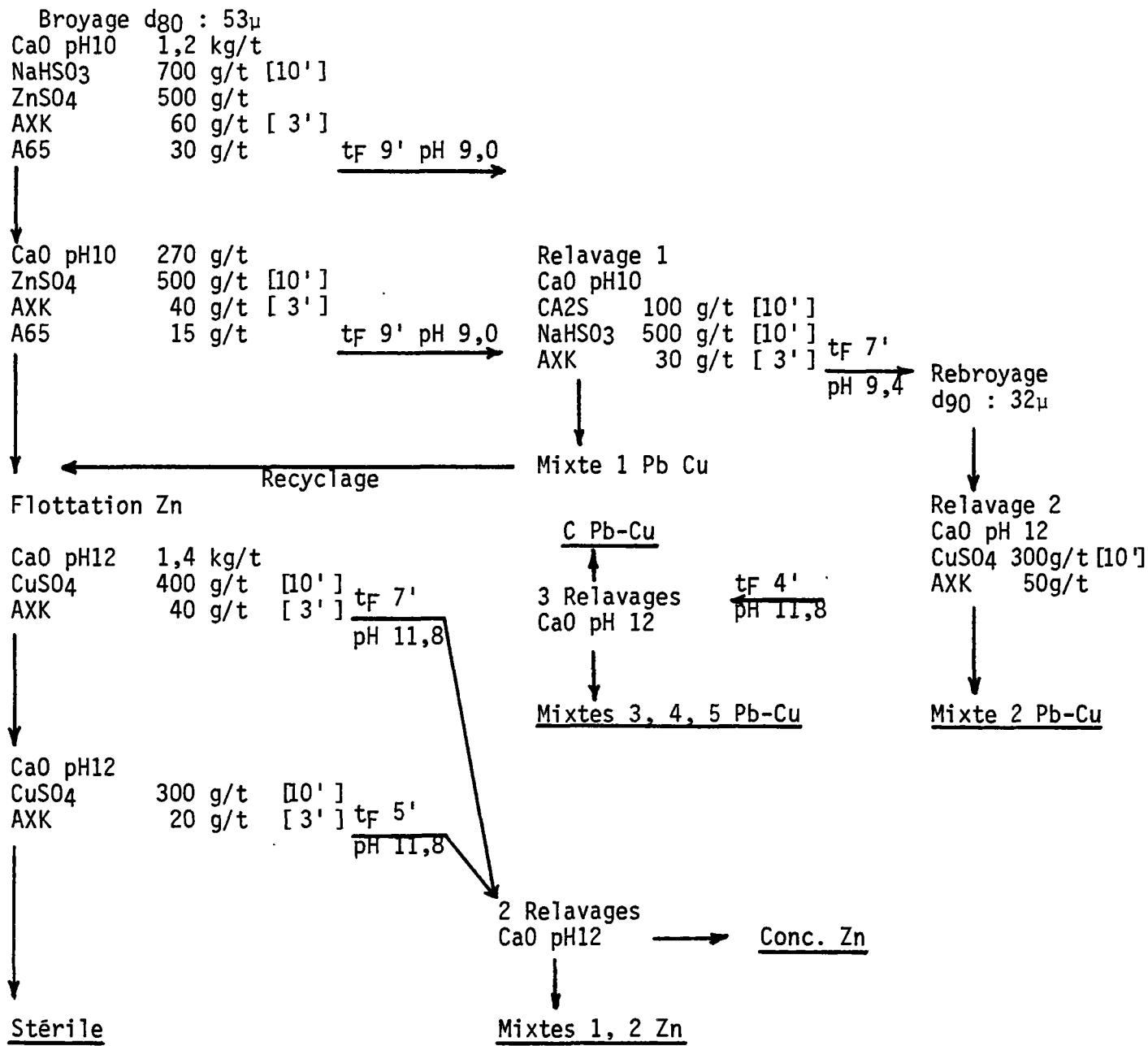
FIGURE 9

INFLUENCE DU REBROYAGE DU CONCENTRE Pb-Cu
DE RELAVAGE 1 SUR LES RELAVAGES SUIVANTS

3.1.4 - Etude du relavage du concentré Pb-Cu après rebroyage

3.1.4.1 - Relavage à pH12 en présence de Cu SO₄ (essai 25)

L'essai a été réalisé selon le schéma suivant :



On notera que le mixte Pb Cu 1 est recyclé directement à la flottation zinc (industriellement, un épuisage de ce mixte pourrait être nécessaire).

Le fait de travailler à pH12 après rebroyage est utilisé dans le but de déprimer fortement la pyrite à ce niveau (le Cu SO₄ permettant d'éviter une trop forte dépression du plomb avec cependant l'inconvénient d'activer la blende).

Les résultats de cet essai sont donnés au tableau II ; ils sont plutôt décevants dans la mesure où la teneur en Cuivre et Plomb du concentré Pb-Cu final est beaucoup trop faible.

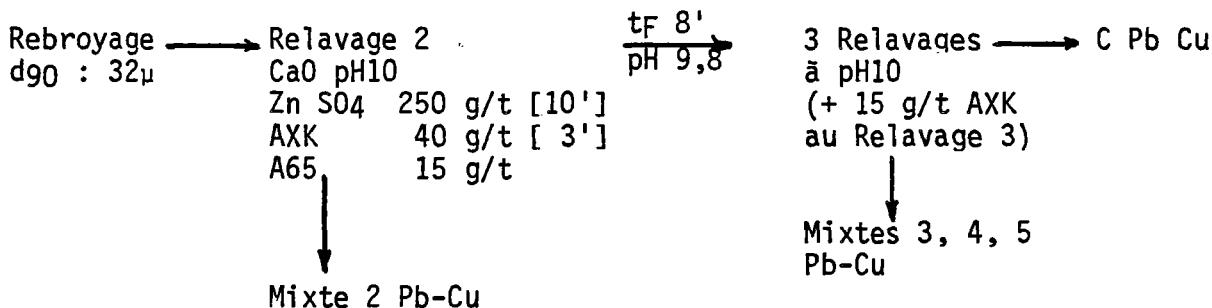
Si on compare l'évolution du concentré Plomb-Cuivre au cours des relavages après rebroyage de l'essai 23 (relavage à pH10 ; cf. paragraphe 3.1.3) et de l'essai 25 (relavage à pH12 en présence de CuSO₄) on remarque que (cf. fig. 10) :

- pour le Cuivre, les résultats sont pratiquement identiques,
- pour le Plomb, l'utilisation du CuSO₄ permet d'améliorer la récupération du métal dans les différents concentrés,
- pour le Zinc, le Cu SO₄ active logiquement la blende,
- pour le fer pyrite, les résultats sont pratiquement identiques contrairement à ce que l'on était en droit d'attendre.

Le concentré Zinc obtenu ne titre que 49,3 % mais avec une récupération de 71,3 % ; un relavage supplémentaire est nécessaire pour en améliorer la teneur.

3.1.4.2 - Relavage à pH10 en présence de Zn SO₄ (essai 28)

L'essai a été réalisé selon un schéma identique à celui décrit au paragraphe précédent (cf. 3.1.4.1) avec les modifications suivantes concernant le relavage du concentré Pb-Cu après rebroyage :



D'autre part, un relavage supplémentaire du concentré Zinc a été réalisé.

Le bilan de cet essai est donné sur le tableau III.

L'évolution du concentré Pb-Cu de cet essai, au cours des relavages après rebroyage est comparée (cf. fig. 11) à celle du concentré Pb-Cu de l'essai 23 (relavage pH10 ; cf. paragraphe 3.1.3).

L'augmentation de collecteur au relavage 2 (de 15 g/t à 40 g/t) et l'utilisation de collecteur au relavage 3, permettent d'améliorer les récupérations Pb et Cu au cours des relavages mais l'utilisation de sulfate de zinc n'apporte aucune sélectivité supplémentaire vis-à-vis de la pyrite (les deux courbes d'évolution de la récupération Fe pyr sont pratiquement confondues).

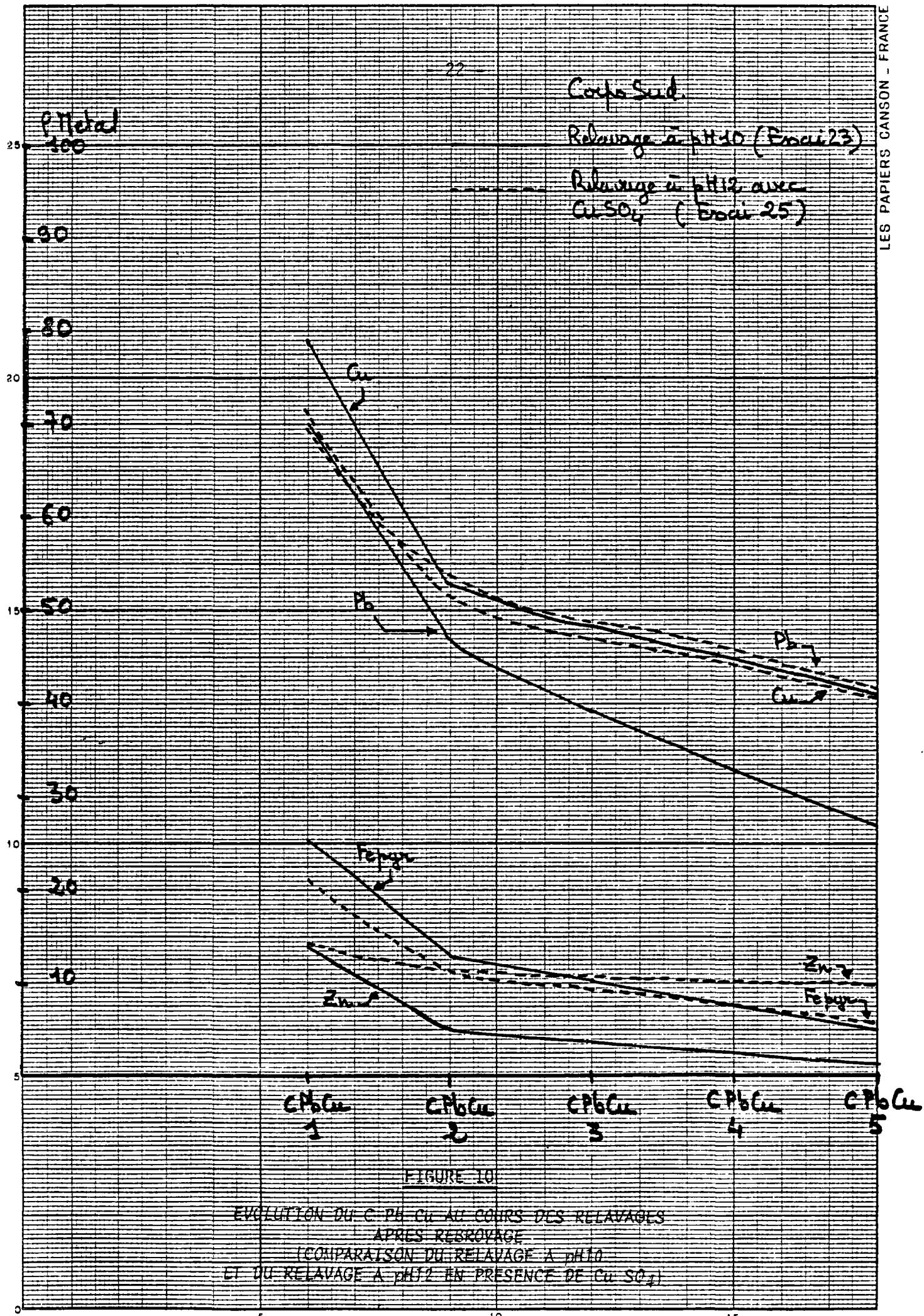
	Rp %	Cu	ρ	Pb	ρ	Zn	ρ	Fe pyr.	Fe pyr.	ρ	Ag	ρ
C Pb Cu	6,39	6,45	40,8	13,20	42,1	12,8	9,7	27,00	21,32	5,9	293	22,7
Mixte 5 Pb-Cu	1,33	2,70	3,5	6,0	4,0	5,0	0,8	37,00	34,62	2,0	203	3,3
Mixte 4 Pb-Cu	0,98	2,80	2,7	5,9	2,9	4,5	0,5	37,50	35,04	1,5	218	2,6
Mixte 3 Pb-Cu	1,52	2,90	4,4	6,2	4,7	4,6	0,8	35,10	32,55	2,2	240	4,4
Mixte 2 Pb-Cu	6,60	3,10	20,2	4,85	16,0	3,3	2,6	36,50	33,77	9,7	218	17,4
Conc. Zn	12,14	0,68	8,2	1,40	8,5	49,30	71,3	10,50	9,90	5,3	90	13,3
Mixte 2 Zn	3,05	0,65	2,0	1,55	2,2	17,10	6,2	25,10	24,53	3,3	122	4,6
Mixte 1 Zn	7,39	0,45	3,2	1,05	3,9	4,30	3,8	25,90	25,50	8,2	75	6,7
Stérile	60,59	0,25	15,0	0,52	15,7	0,59	4,3	23,60	23,38	61,9	34	25,0
	100,00	1,01	100,0	2,01	100,0	8,40	100,0	23,78	22,89	100,0	82,4	100,0

- 21 -

TABLEAU II

BILAN ESSAI 25

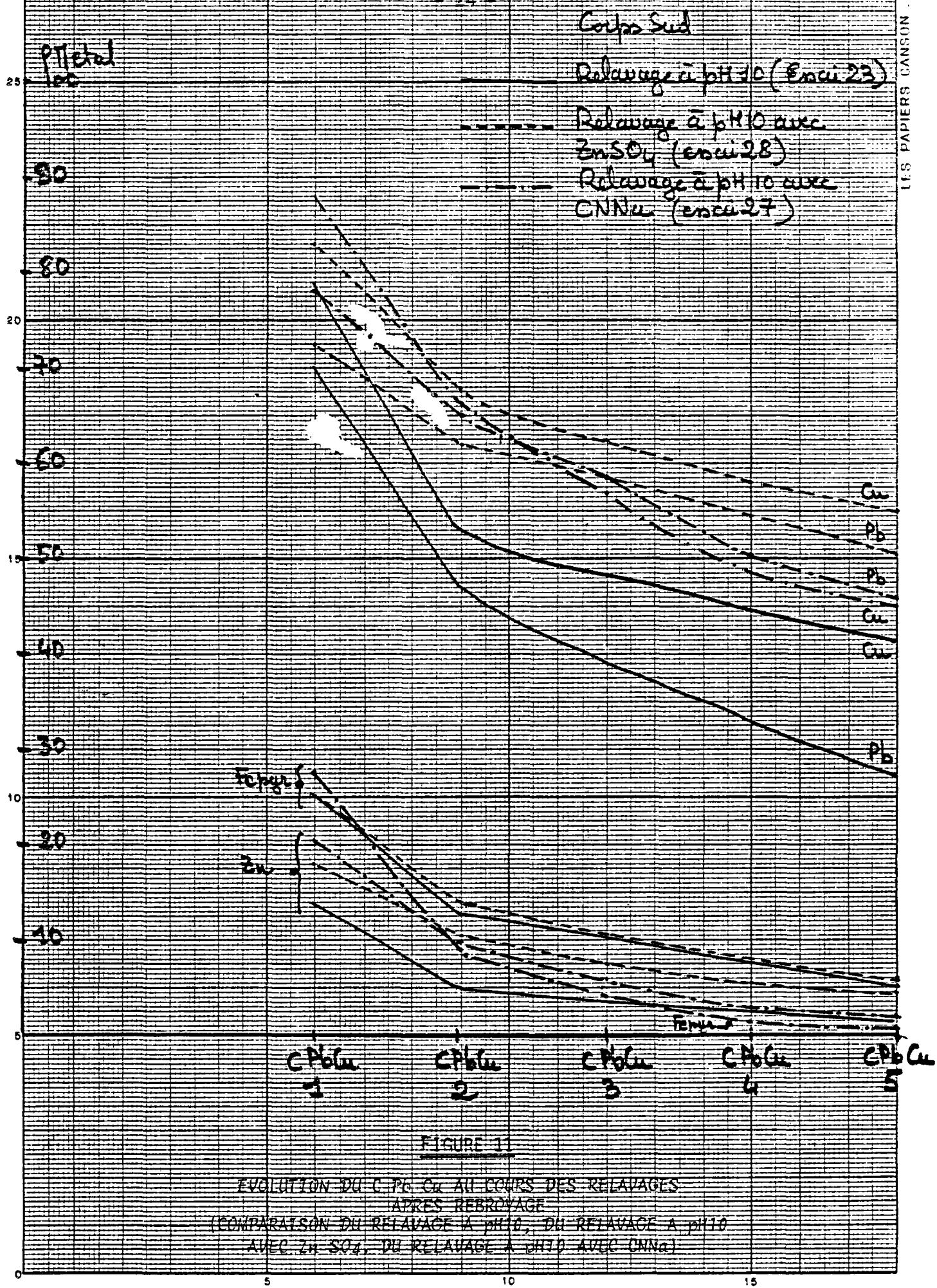
RELAVAGE C Pb Cu AVEC Cu SO₄ A pH 12



	Rp %	Cu	ρ	Pb	ρ	Zn	ρ	Fe tot.	Fe pyr.	ρ	Ag	ρ
C Pb Cu	5,67	7,20	54,8	16,60	51,3	6,50	4,4	30,20	23,86	5,9	323	20,6
Mixte Pb-Cu 5	1,20	1,95	3,1	4,70	3,1	8,20	1,2	35,40	33,68	1,8	189	2,6
Mixte Pb-Cu 4	1,93	1,85	4,8	3,80	4,0	9,10	2,1	36,60	34,97	3,0	178	3,9
Mixte Pb-Cu 3	2,22	1,70	5,1	2,90	3,5	9,90	2,7	33,00	31,50	3,1	188	4,7
Mixte Pb-Cu 2	7,87	1,45	15,3	2,45	10,5	8,20	7,8	34,10	32,82	11,3	171	15,2
Conc. Zn	11,29	0,35	5,3	0,80	4,9	51,30	69,7	9,00	8,69	4,3	169	21,5
Mixte Zn 3	1,50	0,45	0,9	1,50	1,2	21,50	3,9	27,50	27,10	1,8	120	2,0
Mixte Zn 2	2,33	0,45	1,4	1,40	1,8	10,80	3,0	28,50	28,10	2,9	120	3,1
Mixte Zn 1	6,08	0,25	2,0	1,00	3,3	3,70	2,7	25,00	24,78	6,6	80	5,5
Stérile	59,91	0,09	7,3	0,50	16,4	0,35	2,5	22,70	22,62	59,3	31	20,9
	100,00	0,75	100,0	1,83	100,0	8,31	100,0	23,47	22,81	100,0	88,8	100,0

TABLEAU III
BILAN ESSAI 28
 RELAVAGE C Pb Cu AVEC ZnSO₄ A pH10

- 24 -



De ce fait, les teneurs en Cuivre et Plomb du concentré semi-global restent insuffisantes.

En ce qui concerne le concentré zinc, le relavage supplémentaire a permis d'en améliorer la teneur par rapport à l'essai précédent (cf. essai 25 paragraphe 3.1.4.1) sans en changer la récupération. Cependant la teneur en zinc reste inférieure à la barre des 53 %.

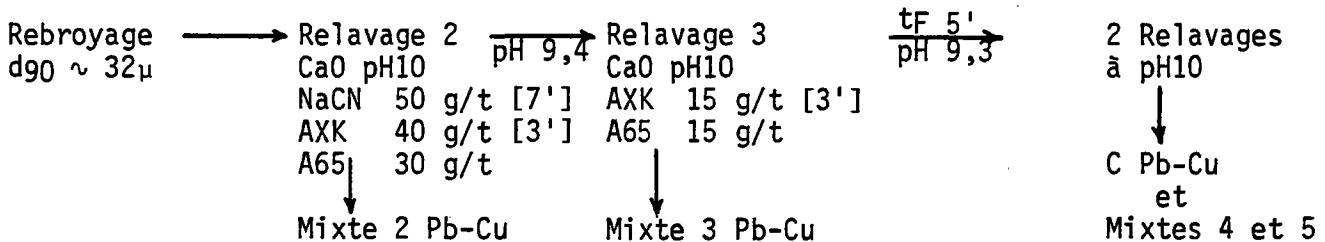
Un rebroyage du concentré zinc n'apparaît, toutefois pas nécessaire*.

3.1.4.3 - Relavage à pH10 en présence de CNNa (essai 27)

L'utilisation de cyanure a été testée au cours des essais préliminaires d'optimisation du flowsheet (cf. paragraphe 5.1, essai 7bis ; tableau VIII).

Elle permet une très bonne dépression de la pyrite mais affecte aussi la récupération du cuivre.

L'essai a été réalisé selon le schéma identique à celui du paragraphe 3.1.4.1 avec les modifications suivantes concernant le relavage du concentré Pb Cu :



La flottation du zinc n'a pas été réalisée ; le bilan de cet essai est donné sur le tableau IV.

L'évolution du Concentré Pb-Cu au cours des relavages après rebroyage est reportée sur la figure 11.

On constate que l'utilisation du cyanure permet, par la forte dépression de la pyrite, d'obtenir des teneurs Cuivre et Plomb satisfaisantes dans le concentré final Pb-Cu (12 et 32 % respectivement).

L'addition de xanthate au relavage 3 permet de maintenir - malgré la présence de cyanure - un niveau de récupération du cuivre suffisant.

*Il faut avoir à l'esprit que, industriellement, la courbe granulométrique de l'alimentation de la flottation zinc sera plus "redressée" que la courbe obtenue en laboratoire et que les quelques mixtes zinc/pyrite qui empêchent, en laboratoire, d'atteindre la barre des 53 % seront alors éliminés.

	Rp %	Cu	ρ	Pb	ρ	Zn	ρ	Fe tot.	Fe pyr.	ρ	Ag	ρ
C Pb Cu	2,64	12,30	45,1	32,00	46,2	6,70	2,1	17,60	6,78	0,8	475	15,5
Mixte Pb-Cu 5	0,65	3,70	3,3	12,40	4,4	12,70	1,0	27,00	23,74	0,6	277	2,2
Mixte Pb-Cu 4	2,09	3,00	8,7	7,20	8,2	11,00	2,8	31,20	28,56	2,6	240	6,2
Mixte Pb-Cu 3	3,58	1,90	9,4	3,40	6,7	8,80	3,8	34,70	33,03	5,1	191	8,5
Mixte Pb-Cu 2	12,26	1,25	21,3	1,85	12,4	7,40	10,9	36,40	35,20	18,5	184	28,0
Mixte Pb-Cu 1	21,38	0,25	7,4	0,55	6,4	6,65	17,1	28,60	28,38	25,9	66	17,5
Stérile Pb-Cu	57,40	0,06	4,8	0,50	15,7	9,00	62,3	19,00	18,95	46,5	31	22,1
	100,00	0,72	100,0	1,83	100,0	8,30	100,0	24,01	23,38	100,0	80,7	100,0

TABLEAU IV
 BILAN ESSAI 27
 RELAVAGE C Pb Cu AVEC CNNa A pH10

Toutefois, la comparaison des courbes de la figure 11 (comparaison des relavages avec $ZnSO_4$ et des relavages avec $CNNa$) montre que malgré les différences de récupération initiale de chacun des métaux - l'utilisation du cyanure affecte les récupérations du Cuivre et du Plomb.

C'est cependant le cyanure qui permet d'obtenir la plus forte dépression de la pyrite parmi les trois procédés de relavage représentés sur la figure 11.

3.1.5 - Schéma de traitement optimal

Le schéma de traitement optimal peut donc être obtenu à partir du schéma de l'essai précédent (cf. paragraphe 3.1.4.3 ; relavage du Conc. Pb-Cu après rebroyage, à pH10 en présence de cyanure) et à partir du schéma de l'essai 28 (cf. paragraphe 3.1.4.2) pour la flottation zinc.

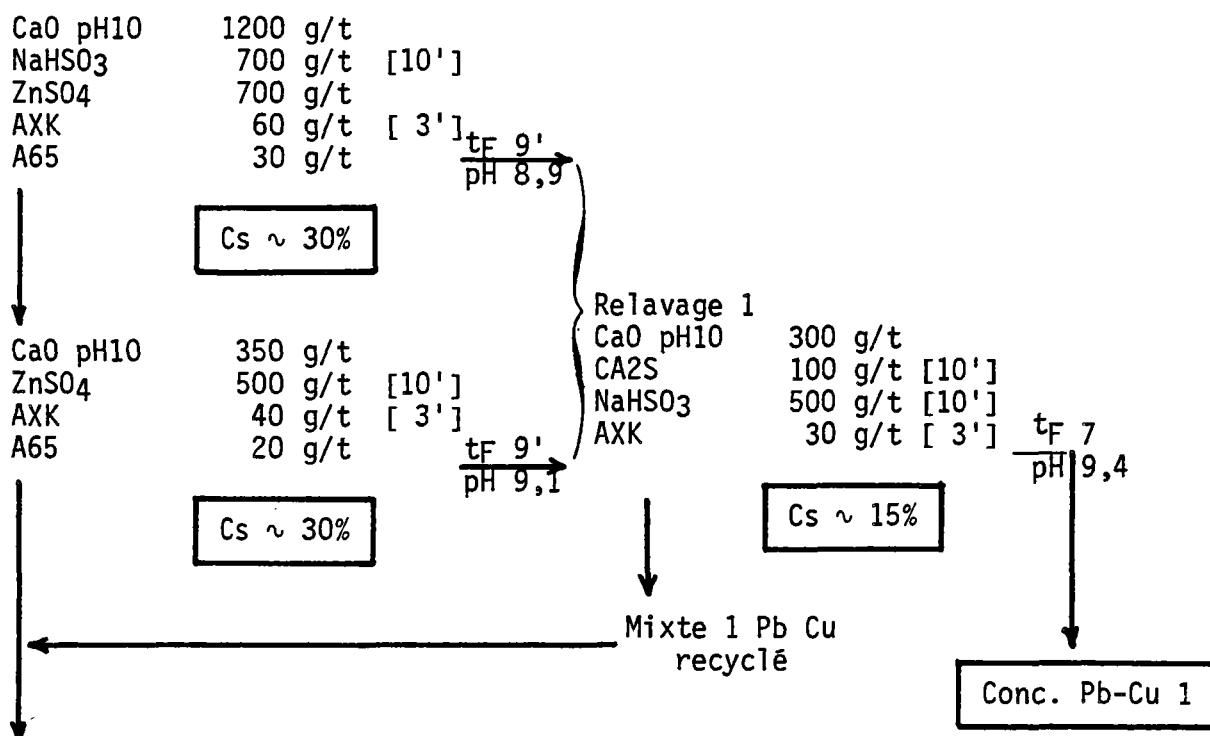
Nous donnons la représentation complète de ce schéma en y incluant les valeurs de pH et de temps de flottation mesurées ainsi que les concentrations solides de la pulpe (Cs %).

On notera qu'un épuisage du mixte 1 Pb-Cu avant recyclage et qu'un épuisage du mixte 2 Pb-Cu pourraient être envisagés.

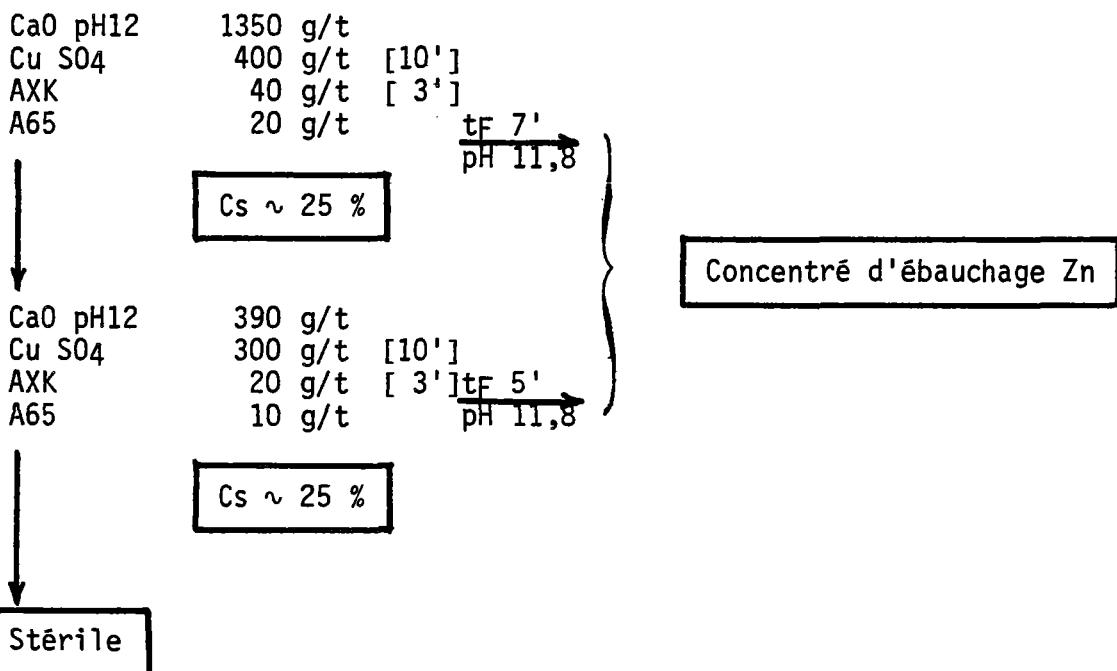
Ce type d'essai permet donc d'obtenir en laboratoire un concentré Pb-Cu de cinquième relavage titrant 12 % Cu et 32 % Pb avec 45 % de récupération de chacun des métaux et un concentré zinc titrant 51 % Zn avec 70 % de récupération.

Broyage d₈₀ : 53 microns

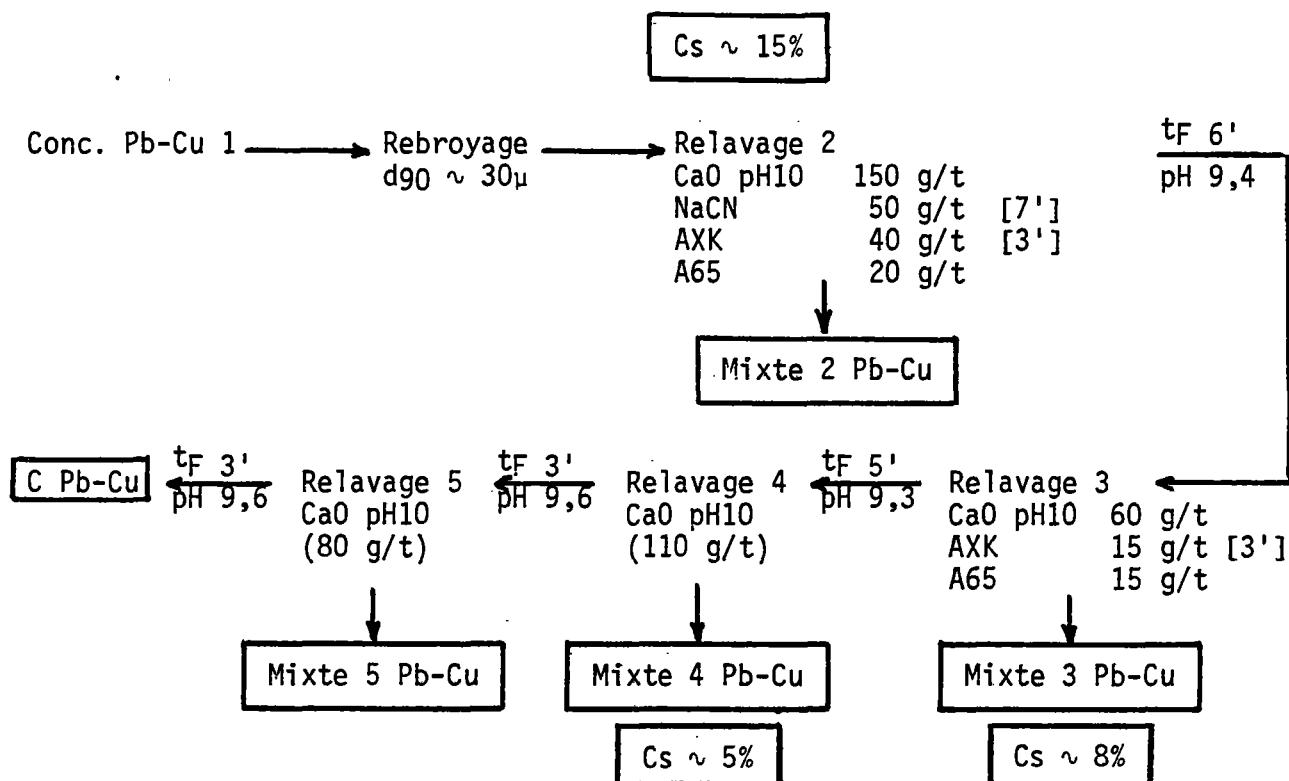
Ebauchage Pb-Cu



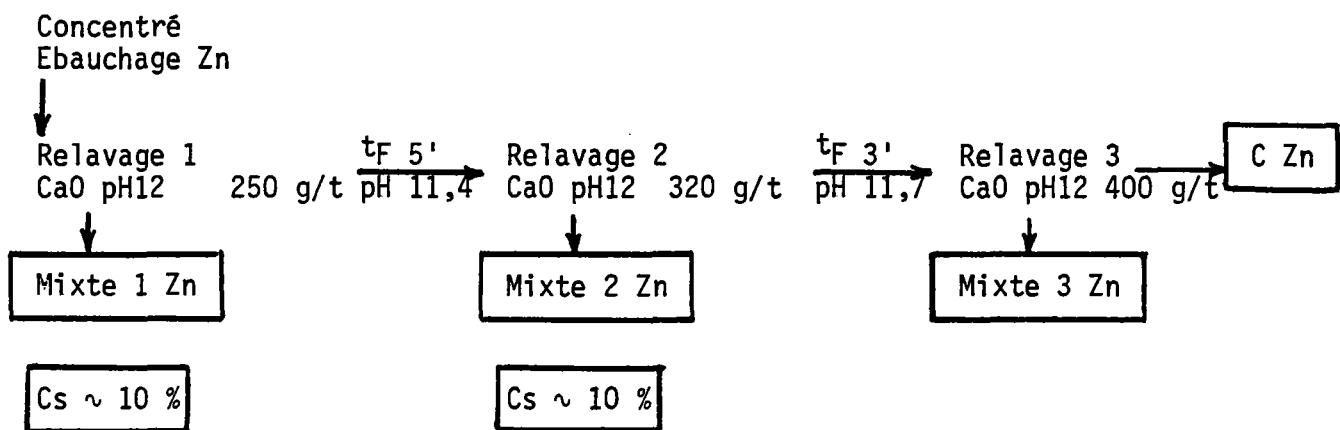
Ebauchage Zinc



Rebroillage et relavage du Concentré Pb-Cu 1



Relavage concentré d'ébauchage Zn (Relavages avec eau neuve)



3.2 - Mesure de viscosité de la pulpe. Caractéristiques physiques et chimiques des concentrés et rejets

3.2.1 - Mesure de la viscosité de la pulpe après broyage à d₈₀ = 26 microns

La pulpe a été prélevée directement à la sortie du broyeur et les caractéristiques rhéologiques déterminées à l'aide d'un viscosimètre à cylindres coaxiaux Rhéomat 15. Un intervalle de 30 secondes a été maintenu entre chaque changement de vitesse à la montée comme à la descente.

Les mesures ont été réalisées sur la pulpe de concentration en solide égale à 66 % contrôlée par mesure de l'extrait sec après séchage à 105°C.

Le rhéogramme exprimant la tension de cisaillement en fonction du gradient de vitesse est reporté à la figure 12.

Le tableau suivant présente la mesure de viscosité apparente en fonction du gradient de vitesse.

Gradient vitesse en sec ⁻¹	44,06
Viscosité apparente en cp	15,78

3.2.2 - Mesures de sédimentation

La sédimentation n'a été étudiée que pour le rejet final de flottation : il s'agit du rejet final de l'essai 25 (cf. paragraphe 3.1.4.1).

L'essai a été réalisé dans une éprouvette de 1 litre (\varnothing 60 mm ; hauteur 340 mm) sur un échantillon de rejet de 156 grammes (poids sec).

La figure 13 présente la courbe de sédimentation (en trait plein) et la courbe permettant de déterminer le point d'entrée en compression (trait tireté).

La hauteur de pulpe à 24 heures est de 0,075 m (H_{∞}).

Les caractéristiques du point de compression sont les suivantes :

- temps de compression $t_c = 30$ minutes
- hauteur de compression $H_c = 0,085$ m.

UNIVERSAL.

TEMPERATURE.

Date:

Système de mesure: MSC

Rhéogramme No.:

Signature:

- 31 -

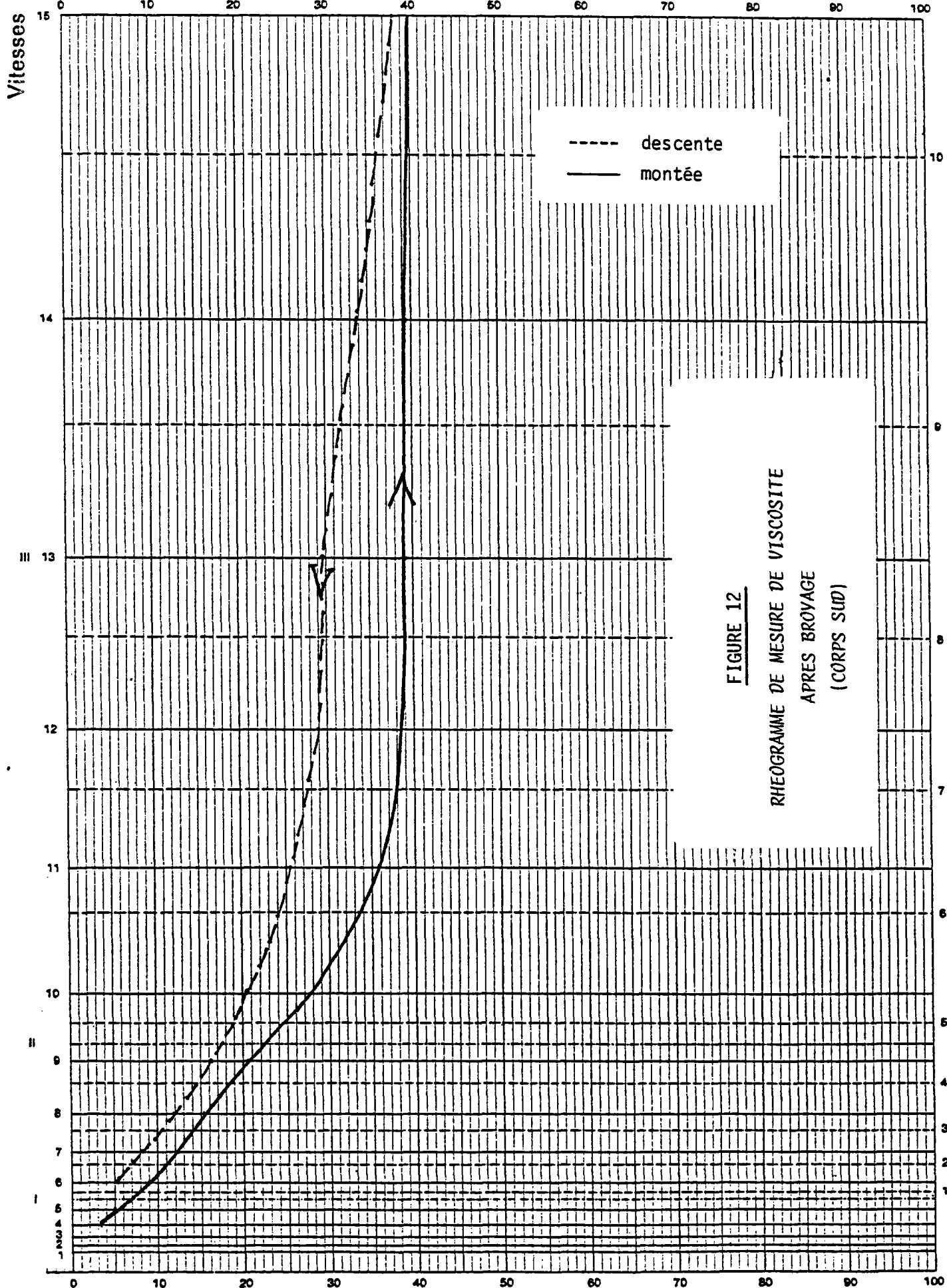
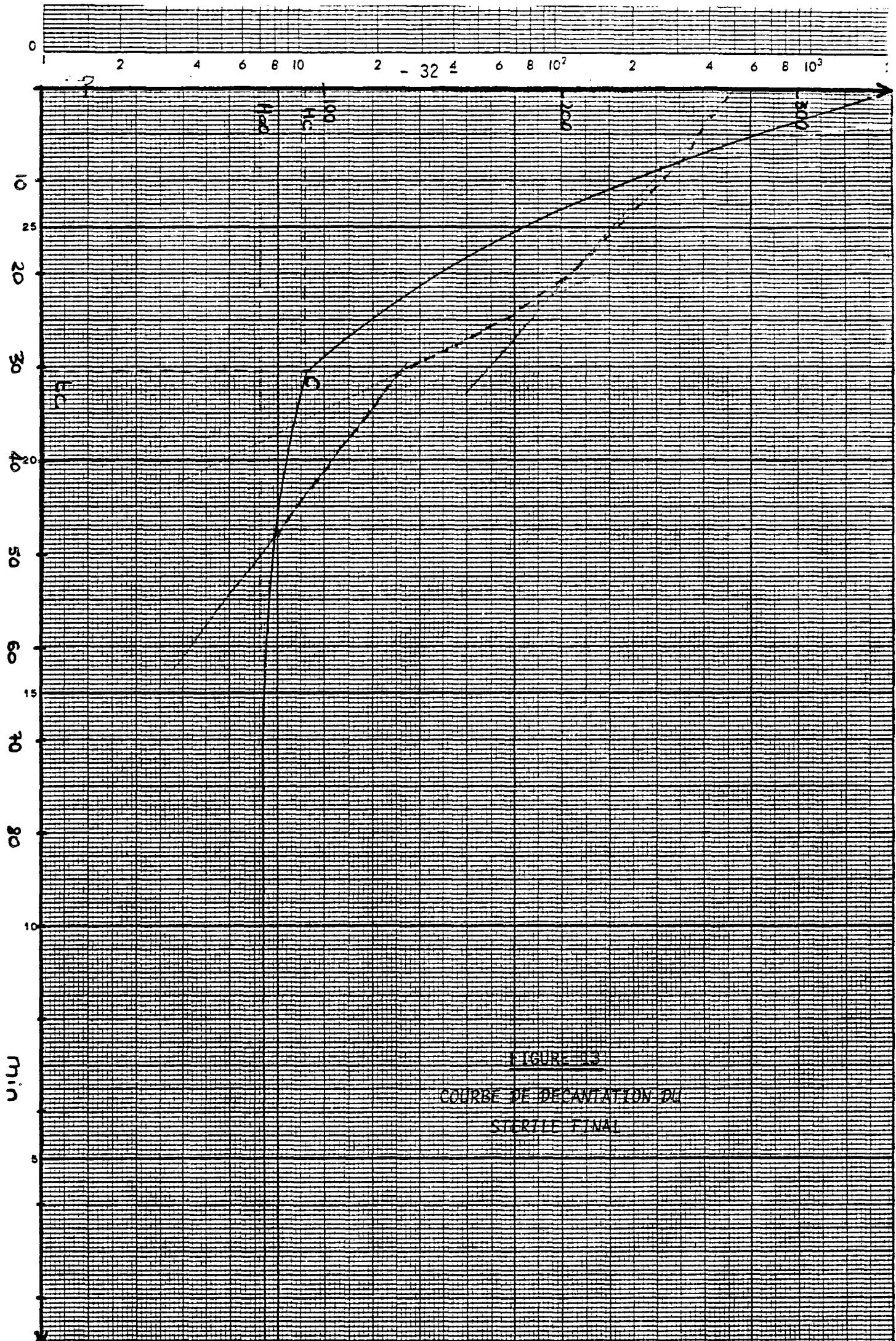


FIGURE 12
RHEOGRAMME DE MESURE DE VISCOSITE
APRES BROYAGE
(CORPS SUD)

Caractéristique 4601-657 f



3.2.3 - Analyse des eaux du rejet

Les eaux du rejet final de l'essai 25 (cf. paragraphe 3.1.4.1) ont été analysées :

Ca	(mg/l)	293	Cu	(mg/l)	≤ 0,01
Mg	"	≤ 0,1	Pb	"	0,23
Na	"	29	Zn	"	0,05
K	"	2,1	Cd	"	≤ 0,01
CO ₃ ⁼	"	36	Mn	"	≤ 0,01
HCO ⁼	"	néant	Cr	"	≤ 0,10
Cl ⁻	"	69	Fe	"	≤ 0,10
SO ₄ ⁼	"	490	Ni	"	≤ 0,10
NO ₃ ⁻	"	6	Al	"	3,2
PO ₄ ⁼	"	≤ 0,1	Cr ⁶⁺	"	≤ 0,01
B	"	0,7	Hg	(mg/m ³)	≤ 1
F	"	≤ 0,1			

DCO sur eau décantée : 160 mg/l O₂

Phosphates totaux : 0,31 mg/l

Cyanures : ≤ 0,01 mg/l

Détergents anioniques L.L.S. : 0,13 mg/l

Indice-phénol : ≤ 0,025 mg/l

Le volume des eaux du rejet est de 2000 cm³ pour 575 grammes de rejet (concentration solide de 22 %).

Il faut noter que dans le flowsheet optimal retenu (cf. paragraphe 3.1.5) l'utilisation de cyanure au relavage Pb-Cu et l'éventuel recyclage du Mixte Pb-Cu 2 (après épuisage) à l'alimentation zinc modifieront vraisemblablement les résultats de l'analyse en cyanures des eaux du rejet final.

3.2.4 - Analyse chimique des concentrés et rejet

Le concentré Pb-Cu de l'essai 27 (cf. paragraphe 3.1.4.3), le concentré zinc et le rejet de l'essai 28 (cf. paragraphe 3.1.4.2) ont été analysés.

	C Pb Cu	C Zn	Rejet
Cu %	12,30	0,35	0,09
Pb %	32,00	0,80	0,50
Zn %	6,70	51,30	0,35
Fe %	17,60	9,00	22,70
S %	28,70	34,70	24,30
SiO ₂ %	0,28	0,55	31,30
Ag ppm	475	169	31
Au ppm	0,30	0,08	0,32
As ppm	2550	300	940
Bi ppm	160	≤ 20	40
Cl ⁻ %	0,018	0,022	0,014
Hg [±]			
Sb ppm	480	35	25
Se [±]			
Sn [±]			
Cd ppm	200	1320	15
Ni ppm	22	18	40
CaO ppm	170	290	940
MgO	265 ppm	415 ppm	1,06 %
BaO	Non Décelé	≤ 0,05 %	0,52 %
Ge [±]			

[±]Dosage en attente.

On note la teneur élevée en arsenic du concentré semi-global Pb-Cu.

4 - FLOTTATION SEMI-GLOBALE CORPS NORD + CORPS CENTRAL

Ces essais de flottation semi-globale ont été réalisés pour vérifier si le composite Corps Nord + Corps Central avait un comportement analogue en flottation au composite Corps Sud.

4.1 - Essai de flottation avec broyage initial à $d_{80} = 26\mu$

Un premier essai (essai 20) de flottation Pb-Cu a été réalisé dans des conditions identiques à celles de l'essai 18 réalisé sur le Corps Sud (cf. flowsheet paragraphe 3.1.1) suivi d'une flottation Zn réalisée de façon identique à celle utilisée pour le Corps Sud (cf. flowsheet paragraphe 3.1.2).

A noter que le broyage réalisé dans les mêmes conditions de charge, concentration solide et durée sur chacun des composites délivre des produits ayant la même distribution granulométrique.

Le bilan de l'essai est donné sur le tableau V.

Les résultats des deux essais sont extrêmement voisins, sauf pour le plomb qui se relave moins bien, dans le cas du composite Corps Nord - Corps Central.

4.2 - Essai de flottation avec broyage initial à $d_{80} = 53\mu$.

Rebroyage du concentré Pb-Cu de 1er relavage à $d_{90} \sim 32\mu$ et
relavage à pH12 en présence de CuSO₄

Cet essai (essai 26) mené de façon rigoureusement identique à l'essai 25, conduit sur le Corps Sud, (cf. flowsheet paragraphe 3.1.4.1) a permis d'obtenir le bilan présenté sur le tableau VI.

La comparaison de ces résultats avec ceux de l'essai mené sur le Corps Sud (cf. tableau II - paragraphe 3.1.4.1) montre que le comportement des deux composites est pratiquement identique en flottation.

Congc. Pb-Cu	Mixte Pb-Cu 4	Mixte Pb-Cu 3	Mixte Pb-Cu 2	Mixte Pb-Cu 1	Congc. Zn	Mixte Zn 2	Mixte Zn 1	Sterile	TABLEAU V		
Poids %	Cu	P	Pb	P	Zn	P	Fe tot.	Fe pyr.	P	Ag	P
2,64	13,69	51,8	9,09	15,4	3,69	1,5	30,74	18,69	2,22	750	19,9
0,74	3,12	3,3	3,81	1,8	3,89	0,5	32,45	29,70	0,99	348	2,6
1,10	1,48	2,3	2,31	1,6	4,00	0,7	31,30	29,99	1,49	238	2,6
3,53	0,92	4,7	8,80	19,9	6,47	3,5	26,92	26,11	4,17	157	5,6
30,32	0,42	18,0	1,45	27,3	5,62	23,7	25,95	25,58	35,16	110	33,7
7,51	0,39	4,2	1,50	7,2	50,50	58,6	9,40	9,05	3,08	100	7,6
2,04	0,55	1,6	1,98	2,6	12,63	4,0	21,00	20,52	1,91	113	2,3
12,12	0,18	3,2	1,13	8,8	2,52	4,7	21,67	11,80	11,80	76	9,2
40,00	0,19	10,9	0,56	14,4	0,46	2,8	21,76	21,59	39,16	41	16,5
100,00	0,70	100,0	1,56	100,0	6,47	100,0	22,66	22,04	100,00	99,4	100,0

ESSAI DE FLOTATION COMPOSITE CORPS NORD + CORPS CENTRAL

BROYAGE INITIAL d80 = 261 (ESSAI 20)

	Rp %	Cu	ρ	Pb	ρ	Zn	ρ	Fe	Fe pyr.	ρ	Ag	ρ
C Pb-Cu	4,73	6,0	48,5	13,25	42,4	17,30	12,3	24,2	18,92	4,4	593	29,6
Mixte Pb-Cu 5	0,91	2,2	3,4	5,35	3,3	6,50	0,9	36,8	38,86	1,5	295	2,8
Mixte Pb-Cu 4	0,90	1,8	2,8	5,00	3,0	5,80	0,8	35,0	33,42	1,5	301	2,9
Mixte Pb-Cu 3	1,85	1,55	4,9	3,90	4,9	4,0	1,1	33,45	32,09	2,9	252	4,9
Mixte Pb-Cu 2	9,08	1,1	17,0	2,60	16,0	2,8	3,8	32,7	31,73	14,1	191	18,3
Conc. Zn	10,94	0,35	6,5	1,05	7,8	44,9	73,6	13,65	13,34	7,1	99	11,4
Mixte Zn 2	2,22	0,34	1,3	1,1	1,6	7,0	2,3	22,1	21,80	2,4	85	2,0
Mixte Zn 1	11,01	0,30	5,6	0,8	6,0	2,2	3,6	21,5	21,24	11,4	62	7,2
Stérile	58,35	0,10	10,0	0,38	15,0	0,18	1,6	19,30	19,21	54,7	34	20,9
	100,00	0,59	100,0	1,48	100,0	6,67	100,0	21,00	20,48	100,0	94,8	100,0

L37

TABLEAU VI

ESSAI DE FLOTTATION COMPOSITE CORPS NORD + CORPS CENTRAL
 BROYAGE INITIAL $d_{80} = 53\mu$ (ESSAI 26)

5 - CORPS SUD - ESSAIS PRELIMINAIRES D'OPTIMISATION DE LA FLOTTATION SEMI-GLOBALE (BROYAGE d₈₀ = 26 MICRONS). VARIANTES DE TRAITEMENT :
FLOTTATION DIFFÉRENTIELLE ET FLOTTATION GLOBALE

5.1 - Flottation semi-globale Cu/Pb/Zn

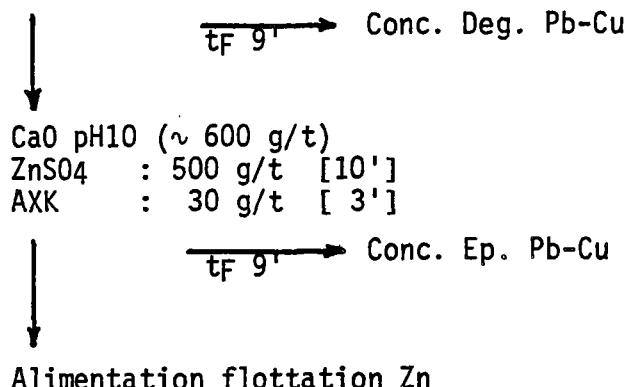
Plusieurs essais ont été réalisés avec un broyage d₈₀ = 26μ pour optimiser le schéma de traitement semi-global.

Le flowsheet initial est dérivé de celui mis au point lors de l'étude des échantillons de faciès 80 SGN 347 MIN.

Essai 1

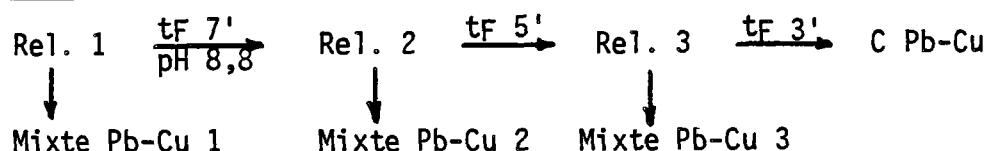
Broyage d₈₀ : 26μ

CaO pH10 (~ 750 g/t)
NaHSO₃ : 700 g/t [10']
ZnSO₄ : 700 g/t [3']
AXK : 50 g/t [3']
MIBC ~ 30 g/t

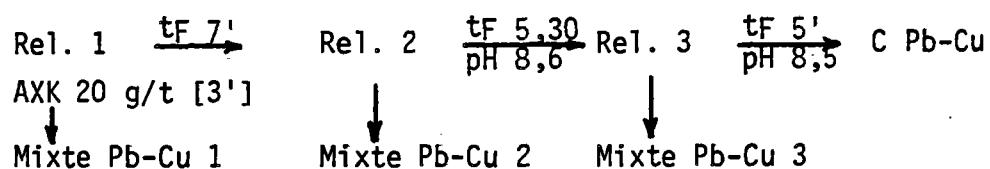


Les concentrés de dégrossissage et d'épuisage Pb-Cu sont réunis pour être relavés 3 fois. Plusieurs types de relavage ont été testés :

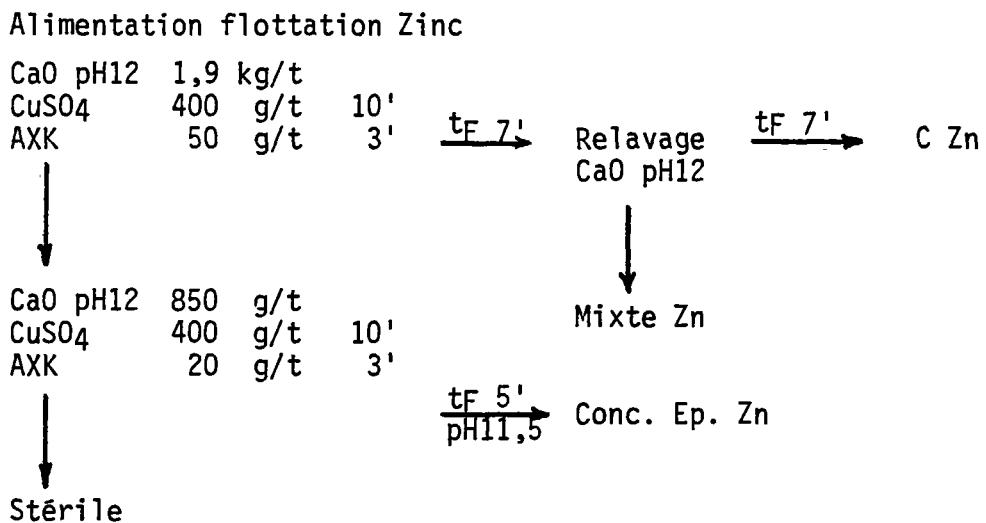
Essai 2



Essai 3



Pour l'essai 2, la flottation zinc a été réalisée de la façon suivante :



Les bilans de ces deux essais sont donnés sur le tableau VII.

Ces essais montrent que :

- la consommation de collecteur est insuffisante aux étapes de dégrossissage et épuisage Pb-Cu,

- la présence de collecteur est nécessaire à la première étape de relavage Pb-Cu,

- très généralement la sélectivité de la flottation Pb-Cu par rapport au Zn est très bonne ; par contre la sélectivité de cette même flottation vis-à-vis de la pyrite est moins satisfaisante. La flottation zinc est facile et le concentré de dégrossissage atteint après un seul relavage une teneur satisfaisante (56,3 %).

Les résultats concernant l'argent sont médiocres ; la répartition de ce métal dans les différents produits des flottations montre qu'une partie - au moins - de l'argent doit être liée à la pyrite (soit sous forme de mixtes minéralogiques cuivres gris - pyrite, soit dans le réseau de la pyrite).

Cette remarque faite, nous nous contenterons de fournir dans ce paragraphe 5 les résultats Argent des flottations et ne développerons ce problème que dans le paragraphe 6.

Les essais de flottation semi-différentielle suivants ont permis d'étudier l'optimisation de la flottation et des relavages Plomb-Cuivre.

BILAN ESSAI 1

C Degr. Pb-Cu	Rp	Cu	P	Pb	P	Zn	P	Fe tot.	Fe pyr.	P	Ag	P
100,0	0,81	1,82	100,0	1,82	100,0	8,29	100,0	23,11	22,40	100,0	84	100,0
100,0	0,13	12,0	0,80	33,2	9,45	86,1	20,90	27,33	18,6	196	210	23,2
9,3	2,69	31,0	1,78	9,1	3,66	4,1	29,80	27,43	11,4	210	35,5	75,5
C Ep. Pb-Cu	15,2	57,0	6,92	57,7	5,35	9,8	30,00	20,78	18,0	46	196	41,3
Sterile	100,0	0,03	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	23,02	22,37	100,0	82,6	100,0

BILAN ESSAI 2

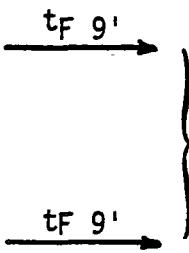
C Pb-Cu	0,9	3,19	3,9	7,34	3,7	3,40	0,3	33,10	30,29	1,2	257	2,8		
Mixte Pb-Cu 3	4,3	7,30	42,7	8,28	19,9	2,30	1,1	32,60	26,18	5,9	229	17,0		
Mixte Pb-Cu 2	2,2	2,56	7,6	5,50	6,8	4,20	1,1	31,70	29,45	2,9	229	6,1		
Mixte Pb-Cu 1	15,2	1,39	28,7	4,43	37,6	5,95	10,4	28,70	27,48	18,7	163	30,0		
Conc. Zn	4,3	0,35	2,0	0,92	37,6	5,95	10,4	28,70	27,48	0,9	163	30,0		
Mixte Zn	4,5	0,37	2,3	1,38	3,4	2,2	56,30	12,1	15,70	15,37	3,1	72	3,7	
Conc. Zn	7,7	0,27	2,8	2,60	1,38	3,4	23,30	11,1	11,12	9,50	3,2	93	4,5	
Mixte Zn	4,5	0,37	2,3	0,92	0,92	0,92	0,92	0,92	0,92	0,92	0,92	0,92	0,92	
Conc. Zn	60,9	0,12	10,0	0,45	15,3	11,1	44,00	39,1	7,9	24,00	23,89	65,0	37	27,3
Sterile	100,0	0,74	1,79	100,0	100,0	8,67	100,0	23,02	22,37	100,0	82,6	100,0	100,0	

TABLEAU VII

Deux flottations de dégrossissement et d'épuisage Pb-Cu ont été réalisées selon le schéma suivant :

Broyage d₈₀ : 26µ

CaO pH10
NaHSO₃ 700 g/t
ZnSO₄ 700 g/t
AXK 60 g/t
MIBC ~ 30 g/t



CaO pH10
ZnSO₄ 500 g/t
AXK 40 g/t
MIBC (si nécessaire)

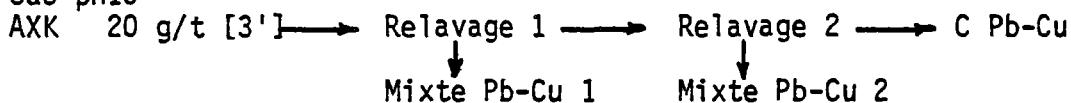
$t_F 9'$

Stérile Pb-Cu
(Alimentation flottation Zinc)

On y notera l'augmentation de la consommation de collecteur par rapport aux essais précédents ; chaque concentré d'ébauchage a été divisé en deux fractions sur lesquelles ont été réalisés les essais de relavage suivants :

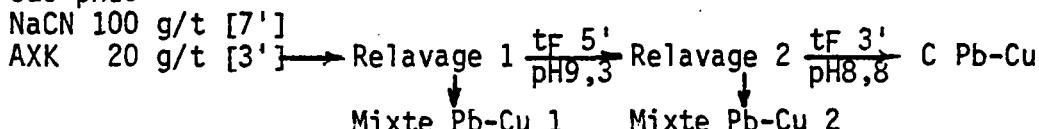
Essai 7

Concentré
d'ébauchage Pb-Cu
CaO pH10
AXK 20 g/t [3']



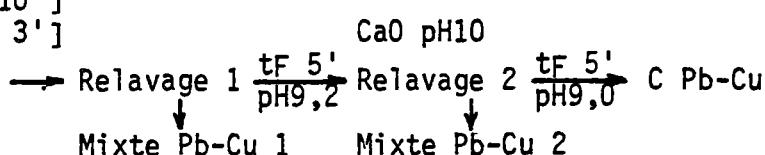
Essai 7bis

Concentré
d'ébauchage Pb-Cu
CaO pH10
NaCN 100 g/t [7']
AXK 20 g/t [3']



Essai 12

Concentré d'ébauchage
Pb-Cu
CaO pH10
NaHSO₃ 500 g/t [10']
AXK 20 g/t [3']



Essai 12bis

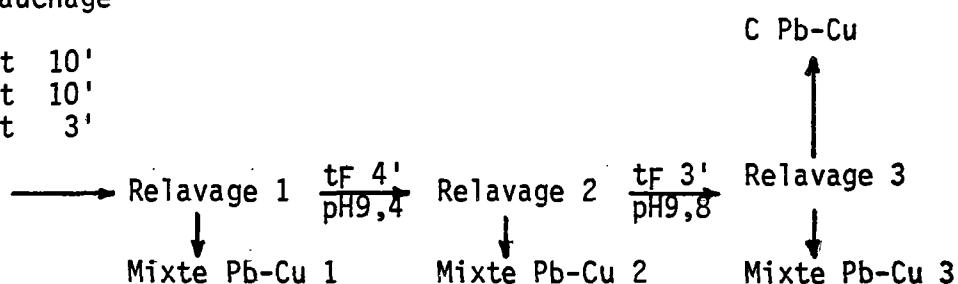
Concentré d'ébauchage

Pb-Cu

CA2S 100 g/t 10'

NaHSO₃ 500 g/t 10'

AXK 20 g/t 3'



De plus, un essai de flottation dont les étapes de dégrossissage et de relavage ont été réalisées à pH 12 selon un schéma identique au schéma précédent a permis d'obtenir un concentré d'ébauchage qui a été divisé en deux fractions sur lesquelles ont été réalisés les essais de relavage suivants :

Essai 8 (dérive du pH)

Concentré

d'ébauchage Pb-Cu

AXK 20 g/t 3' → Relavage 1 pH 9,1 tF 6' → Relavage 2 pH 8,1 tF 4' C Pb-Cu

Mixte Pb-Cu 1 Mixte Pb-Cu 2

Essai 8bis (maintien du pH à 12,0)

Concentré

d'ébauchage Pb-Cu

CaO pH 12
AXK 20 g/t 3' → Relavage 1 pH 11,5 tF 6' → Relavage 2 pH 11,9 tF 3' C Pb-Cu

Mixte Pb-Cu 1 Mixte Pb-Cu 2

Les résultats de ces différents essais de relavage sont présentés sur les tableaux VIII (essais 7 et 7bis), IX (essai 12 et 12bis), X (essais 8 et 8bis) ; sur les tableaux sont aussi reportées les récupérations métal du concentré d'ébauchage calculées par rapport au tout-venant, les relavages du concentré d'ébauchage étant considérées comme des opérations unitaires.

Remarque :

Pour calculer les récupérations métaux dans les produits de relavage par rapport au tout-venant, il suffit de multiplier la récupération métal donnée sur le tableau par la récupération du même métal dans le concentré d'ébauchage calculée par rapport au tout-venant.

La comparaison des essais 7, 7bis, 12 et 12bis montre que :

- pour l'essai 12, l'enraînement de pyrite dans le concentré d'ébauchage Pb-Cu est plus élevé que pour l'essai 7, bien que les essais aient été réalisés dans les mêmes conditions,

Essai 7	Rp	Cu	ρ	Pb	ρ	Zn	ρ	Fe tot.	Fe pyr.	ρ	Ag	ρ
C Pb-Cu	49,3	3,41	76,5	6,95	65,0	3,07	30,3	38,20	35,20	55,0	233	61,8
M. Pb-Cu 2	10,4	1,61	7,6	4,35	8,6	4,83	10,0	35,90	34,49	11,4	175	9,8
M. Pb-Cu 1	40,3	0,87	15,9	3,45	26,4	7,42	59,7	27,00	26,24	33,6	131	28,4
Reconstitué	100,0	2,20	100,0	5,27	100,0	5,01	100,0	33,46	31,52	100,0	186	100,0
Essai 7bis												
C Pb-Cu	20,3	6,04	58,4	17,80	72,9	5,51	21,9	27,10	21,78	14,0	410	44,1
M Pb-Cu 2	10,5	1,92	9,6	4,00	8,5	4,66	9,6	34,50	32,81	10,9	193	10,7
M Pb-Cu 1	69,2	0,97	32,0	1,33	18,6	5,05	68,5	35,00	34,15	75,1	123	45,2
Reconstitué	100,0	2,10	100,0	4,95	100,0	5,10	100,0	33,34	31,50	100,0	189	100,0
Conc. ébauchage /Tout-venant	26,7		84,8		72,1		16,1			35,8		61,4

TABLEAU VIII
 ESSAIS 7 ET 7bis

ESSAIS 12 ET 12bis

TABLEAU IX

Essai 12	Rp	Cu	P	Pb	P	Zn	P	Fe tot.	Fe pyr.	P	Ag	P
Essai 12bis												
C Pb-Cu	26,7	6,30	81,2	15,00	79,6	6,40	27,6	27,30	21,76	20,8	375	57,5
M Pb-Cu 2	14,3	1,08	7,4	2,38	6,8	6,25	14,4	31,00	30,05	15,4	148	12,1
M Pb-Cu 1	59,0	0,40	11,4	1,16	13,6	6,10	58,0	30,70	30,35	63,8	90	30,4
Reconstitue	100,0	2,08	100,0	5,04	100,0	6,20	100,0	29,84	28,01	100,0	175	100,0
C Pb-Cu	14,3	7,80	58,2	27,20	78,6	17,6	21,20	14,34	7,4	490	41,5	2,0
M Pb-Cu 3	1,2	3,74	2,3	5,96	1,5	7,25	1,4	30,90	27,61	1,2	283	43,5
M Pb-Cu 2	6,3	3,00	9,8	3,26	4,1	7,48	19,0	21,95	15,37	8,6	474	8,5
M Pb-Cu 1	78,2	0,73	29,7	1,00	15,8	5,80	74,1	31,10	30,46	85,4	104	48,0
Reconstitue	100,0	1,92	100,0	4,96	100,0	6,12	100,0	29,56	27,87	100,0	170	100,0
Cong. ébauchage /Tout-Venant	32,2									57,3		67,8

Essai 8	Rp	Cu	ρ	Pb	ρ	Zn	ρ	Fe tot.	Fe pyr.	ρ	Ag	ρ
C Pb-Cu	46,2	7,68	89,9	11,30	77,8	4,22	36,3	32,70	25,94	44,3	355	68,5
M Pb-Cu 2	14,0	1,30	4,6	3,80	7,9	5,73	15,0	33,20	32,06	16,6	192	11,2
M Pb-Cu 1	39,8	0,54	5,5	2,40	14,3	6,56	48,7	27,00	26,53	39,1	122	20,3
Reconstitué	100,0	3,95	100,0	6,71	100,0	5,36	100,0	30,51	27,03	100,0	240	100,0
Essai 8bis												
C Pb-Cu	27,0	11,90	83,1	4,10	16,1	4,52	23,0	33,60	23,13	23,0	383	44,4
M Pb-Cu 2	22,5	1,64	9,5	10,20	33,5	4,88	20,6	32,10	30,66	25,5	239	23,1
M Pb-Cu 1	50,5	0,57	7,4	6,85	50,4	5,94	56,4	28,10	27,60	51,5	150	32,5
Reconstitué	100,0	3,87	100,0	6,86	100,0	5,32	100,0	30,49	27,08	100,0	233	100,0
Conc. Ebauchage /Tout-venant	18,2		87,9		66,5		11,7			21,0		53,9

TABLEAU X

ESSAIS 8 ET 8bis

- l'introduction de Cyanure au relavage (essai 7bis) provoque une dépression du cuivre, du zinc et de la pyrite alors que le plomb semble être activé (comparaison essai 7bis et essai 7),

- l'introduction de sulfite au relavage (essai 12) provoque une activation du cuivre et surtout du plomb alors que la pyrite est déprimée (comparaison essai 12 et essai 7).

Ce résultat - en contradiction avec la majeure partie de la littérature - a déjà été observé (mineraï de Bodennec/mineraï de Rouez).

- l'introduction de charbon actif et de sulfite au relavage (essai 12bis) provoque une dépression du cuivre, de la blende et surtout de la pyrite (comparaison essai 12bis et essai 12) de sorte que cet essai permet d'atteindre les meilleures teneurs en cuivre et plomb du concentré semi-global soit respectivement 7,8 % et 27,7 %.

Il faut noter cependant que pour les essais 12 et 12bis il y a beaucoup plus de pyrite dans le concentré d'ébauchage (57,3 % de la pyrite tout-venant) que pour les essais 7 et 7bis (35,8 % de la pyrite tout-venant) ; il est possible que cet entraînement plus important ait favorisé une meilleure sélectivité Pb-Cu/pyrite tel que cela est observé pour d'autres minéraux.

La comparaison des essais 8 et 8bis à l'essai 7 montre que :

- l'ébauchage Pb-Cu à pH12 est plus sélectif qu'à pH10 vis-à-vis du zinc et de la pyrite ; le plomb par contre est légèrement déprimé,

- le relavage du concentré d'ébauchage Pb-Cu sans addition de chaux (dérive du pH ; essai 8) permet d'obtenir un concentré Pb-Cu meilleur que celui obtenu à l'essai 7 mais lorsque le relavage du concentré d'ébauchage est réalisé à pH12 (essai 8bis) le plomb est fortement déprimé ainsi que la pyrite et dans une moindre mesure le zinc.

Si l'on calcule la récupération de pyrite, cuivre et plomb par rapport au tout-venant, dans les concentrés Pb-Cu des essais qui ont été réalisés, on constate que le meilleur essai de relavage Pb-Cu (tant sur le plan des récupérations que des teneurs) est l'essai 12bis (relavage en présence de charbon actif et de sulfite).

Concentrés Pb-Cu	ρ pyrite/TV	ρ Cu/TV	ρ Pb/TV
Essai 7	19,7	64,9	46,8
" 7bis	5,0	49,5	52,6
" 12	11,9	72,8	63,1
" 12bis	4,9	54,3	63,5
(Conc.Pb Cu + Mixte 3 Pb-Cu)			
Essai 8	9,3	79,0	51,7
" 8bis	4,8	73,0	10,7

L'essai 12bis a été repris deux fois (essai 14 et essai 18 - cf. pour l'essai 18 le paragraphe 3.1.1).

Si l'on compare les concentrés Pb-Cu obtenus après deux relavages, on obtient le tableau de valeurs suivant :

Concentré Pb-Cu	Cu	ρ	Pb	ρ	Zn	ρ	Fe pyr.	ρ	Ag	ρ
Essai 12bis	7,49	54,3	25,56	63,5	7,48	4,1	15,37	4,9	474	29,5
Essai 14	6,29	66,3	18,00	66,0	6,37	5,3	19,66	6,3	398	39,2
Essai 18	7,12	69,0	12,89	51,5	5,27	4,7	23,47	7,5	369	34,3
Moyenne arithmétique	6,97	63,2	18,82	60,3	6,37	4,7	19,50	6,2	414	34,3

On note la dispersion importante des résultats de ces trois essais qui ont été réalisés chronologiquement dans leur ordre de présentation : l'évolution possible du minerai au cours du temps pourrait être responsable de cette dispersion surtout sensible pour les teneurs plomb et fer pyrite.

Cependant, des causes autres que le vieillissement peuvent intervenir dans la dispersion des résultats (cf. à ce sujet note infrapaginale du paragraphe 3.1.3). Malgré ce problème de dispersion, c'est ce type de relavage (en présence de charbon actif et de sulfite) qui a été utilisé pour les essais d'optimisation de la maille de broyage (cf. paragraphe 3.1).

5.2 - Flottation différentielle Cu/Pb/Zn

Quelques essais de flottation différentielle ont été réalisés sur le corps Sud avec un broyage $d_{80} = 26\mu$ pour vérifier l'aptitude du minerai à ce type de traitement.

Le premier de ces essais (essai 5 - cf. flowsheet fig. 14 et résultats tableau XI) a été réalisé très exactement selon le flowsheet développé sur le minerai de Bodennec.

Les résultats obtenus sont très encourageants tout particulièrement en ce qui concerne le concentré plomb qui titre 48,0 % soit 38,7 % du plomb tout-venant. La flottation plomb est très nettement sélective vis-à-vis de la pyrite (influence du cyanure ?). La flottation zinc est comparable à celles obtenues en flottation semi-globale ; les médiocres résultats de la flottation cuivre (la majorité du cuivre se retrouve dans le Mixte 3 de relavage cuivre) sont certainement liés à une insuffisance de la consommation en collecteur au dégrossissage et à l'épuisage Cuivre.

Un autre essai (essai 11, sans flottation zinc) a donc été réalisé selon le schéma précédent avec cependant les modifications suivantes :

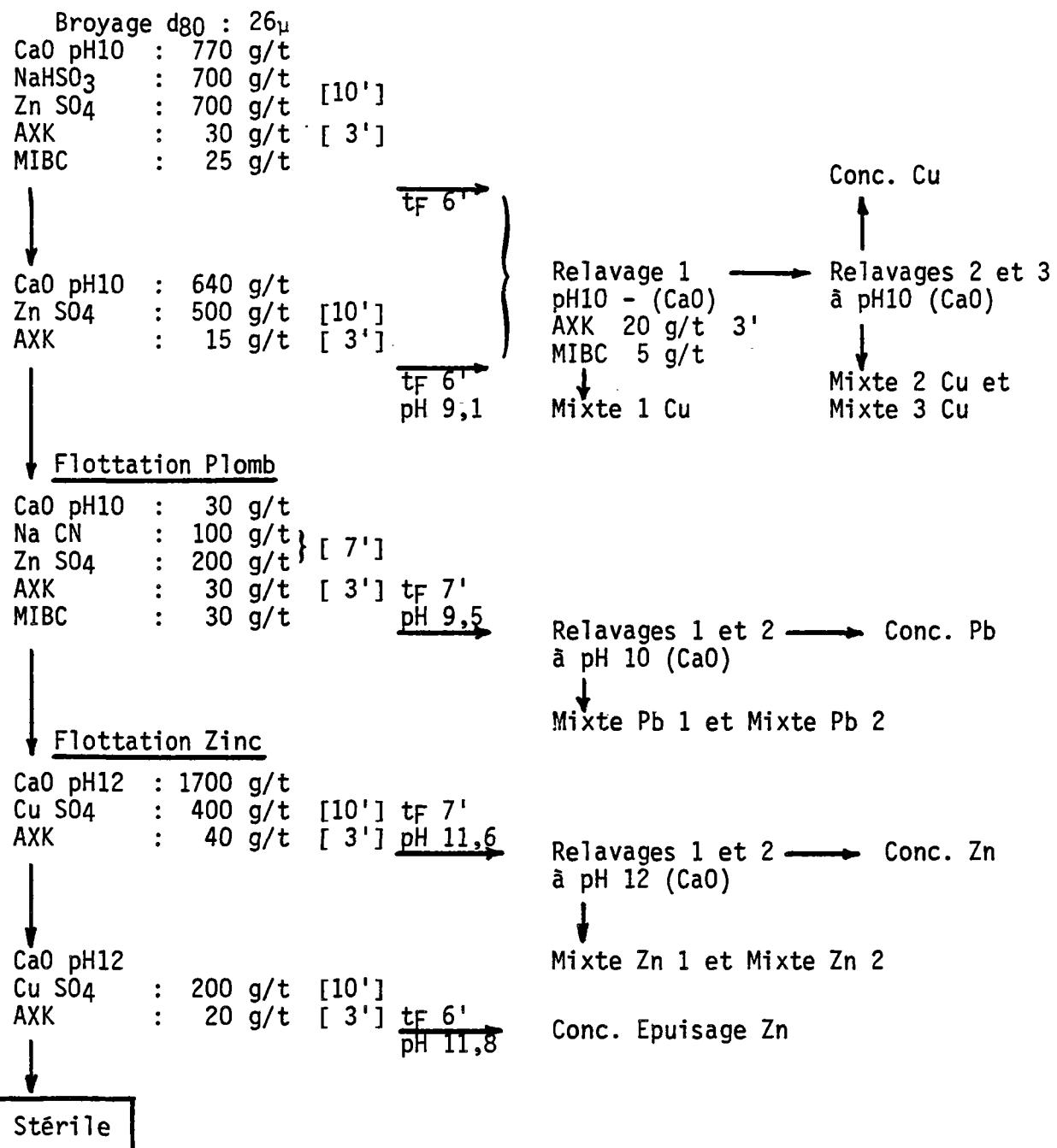
- remplacement, au dégrossissage, à l'épuisage et au relavage 1 Cuivre de l'AXK par du Z 200 ; augmentation de la consommation de collecteur au dégrossissage (40 g/t) et à l'épuisage (20 g/t) cuivre,

- augmentation, à la flottation plomb, de la consommation d'amyl-xanthate de potassium à 35 g/t ; un seul relavage plomb à pH10 en présence de CNNa (50 g/t) et AXK (15 g/t).

Les résultats de cet essai sont donnés sur le tableau XII.

FIGURE 14

FLOWSHEET ESSAI 5



	Rp %	Cu	ρ	Pb	ρ	Zn	ρ	Fe tot.	Fe pyr.	ρ	Ag	ρ
Conc. Cu	1,2	4,52	6,92	3,91	2,36	3,27	0,45	35,60	31,62	1,64	249	3,70
Mixte 3 Cu	3,1	12,80	50,61	3,74	5,84	2,61	0,92	35,30	24,04	3,23	372	14,27
Mixte 2 Cu	1,5	2,24	4,29	2,57	1,94	4,65	0,79	30,90	28,92	1,88	183	3,40
Mixte 1 Cu	14,5	0,80	14,80	1,74	12,71	6,88	11,34	24,10	23,40	14,69	103	18,49
Conc. Pb	1,6	0,51	1,04	48,00	38,70	10,00	1,82	13,50	13,05	0,90	430	8,52
Mixte 2 Pb	1,3	0,64	1,06	21,00	13,76	12,00	1,77	23,70	23,13	1,30	269	4,33
Mixte 1 Pb	3,1	0,52	2,06	4,08	6,37	9,60	3,38	23,10	22,64	3,04	112	4,30
Conc. Zn	4,5	0,52	2,98	0,57	1,29	57,80	29,56	5,90	5,44	1,06	64	3,56
Mixte 2 Zn	1,5	0,63	1,21	0,91	0,69	44,80	7,64	10,44	9,84	0,64	96	1,78
Mixte 1 Zn	5,6	0,46	3,29	1,09	3,08	25,20	16,04	18,90	18,50	4,49	88	6,10
Conc. Ep Zn	5,5	0,44	3,09	0,87	2,41	32,00	20,00	16,80	16,41	3,91	93	6,33
Stérile	56,6	0,12	8,66	0,38	10,84	0,98	6,30	25,90	25,80	63,22	36	25,22
	100,0	0,78	100,00	1,98	100,00	8,80	100,00	23,78	23,10	100,00	80,8	100,00

TABLEAU XI

BILAN ESSAI 5

BILAN DE L'ESSAI 11

TABLEAU XII

	Rp %	Cu	P	Pb	P	Zn	P	Fe tot.	Fe pyr.	P	Ag	P
Conc. Cu	1,74	17,60	41,23	2,96	2,77	3,20	0,65	29,7	14,21	1,07	411	10,01
Mixte 3 Cu	0,92	7,85	9,72	4,69	2,32	4,11	0,44	27,3	20,39	0,81	329	4,24
Mixte 2 Cu	2,78	4,09	15,31	4,95	7,41	5,48	1,77	25,0	21,40	2,58	247	9,61
Mixte 1 Cu	10,46	0,69	9,72	2,81	15,82	7,62	9,25	21,6	20,99	9,52	98	14,35
Conc. Pb	3,11	0,76	3,18	29,00	48,54	12,30	4,44	19,0	18,33	2,47	324	14,10
Mixte Pb	5,25	0,64	4,52	2,42	6,84	9,18	5,59	24,7	24,14	5,50	101	7,42
Stérile	75,74	0,16	16,32	0,40	16,30	8,86	77,87	23,9	23,76	78,04	38	40,28
	100,00	0,74	100,00	1,86	100,00	8,62	100,00	23,71	23,06	100,00	71,46	100,00

Malgré les modifications apportées au flowsheet, le bilan de cet essai reste voisin de celui de l'essai précédent :

- la flottation cuivre est encore insuffisante (nécessité d'augmenter la consommation en collecteur à l'ébauchage et au relavage cuivre),

- la flottation plomb est un peu moins sélective (comparer C Pb + Mixte 2 Pb essai 5, tableau XI et C Pb essai 11, tableau XII).

Malgré l'utilisation de CNNa au relavage plomb, l'augmentation de la consommation de collecteur au dégrossissement Plomb et l'utilisation de ce même collecteur au relavage n'améliorent pas la récupération et la teneur Plomb du concentré plomb, du fait de l'entraînement un peu plus important de zinc et de pyrite.

Du fait de l'augmentation de collecteur à l'ébauchage cuivre, un peu plus de plomb y a été entraîné (28,3 % à l'essai 11 contre 22,9 % à l'essai 5) de sorte que malgré l'augmentation de collecteur à la flottation Plomb de l'essai 11, moins de plomb est récupéré au dégrossissement (55,4 % à l'essai 11 contre 58,8 % à l'essai 5)⁽¹⁾.

On retrouve à ce niveau, la difficulté majeure de la flottation différentielle des minéraux sulfurés complexes : à savoir que la sélectivité Cu/Pb avec une bonne récupération cuivre à la flottation cuivre, et la sélectivité Pb/Zn avec une bonne récupération plomb à la flottation plomb, sont incompatibles ; l'opérateur est alors amené à privilégier un concentré. Dans le cas du minerai de Porte-aux-Moines, la répartition de l'argent entre les deux concentrés (Cuivre et Plomb) n'est pas un critère de choix (cf. résultats argent des tableaux XI et XII).

Pour cette raison, il apparaît que la production de trois concentrés différenciés par flottation différentielle n'est pas une bonne solution de traitement dans le cas du minerai de Porte-aux-Moines.

Par contre, la production de trois concentrés différenciés, par flottation semi-globale Pb-Cu et séparation Pb/Cu pourrait être envisagée.

Rappelons que le concentré mixte Pb-Cu obtenu à l'essai 27 (cf. paragraphe 3.1.4.3) titre 12 % Cuivre et 32 % Plomb.

Si on admet que la séparation Pb-Cu de ce concentré permet de récupérer 100 % du cuivre entrant, dans le concentré cuivre et 100 % du plomb entrant, dans le concentré plomb, le calcul montre que pour une teneur cuivre du concentré cuivre de 25 %, le concentré plomb titrera 61 %.

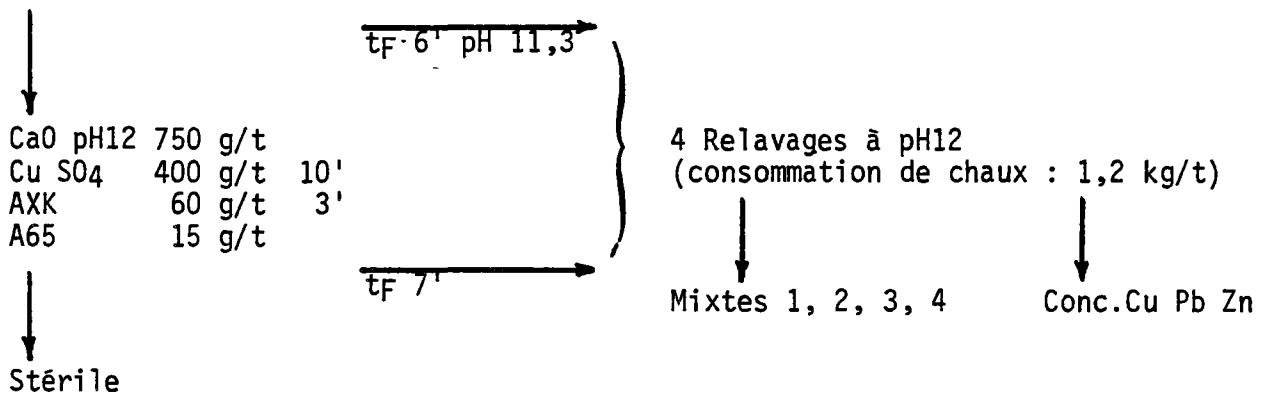
(1) Ce raisonnement admet implicitement que la plus grande partie du plomb perdu dans le stérile de dégrossissement plomb (18,3 % essai 11 et 16,3 % essai 5) ne peut pas être récupéré à la flottation plomb, quelque soit la consommation de collecteur (trop grande finesse de la galène, présence de minéraux mixtes plomb-zinc et plumb-pyrite).

5.3 - Flottation globale Cu/Pb/Zn

Un seul essai de flottation globale a été réalisé sur un échantillon du Corps Sud après broyage à $d_{80} = 53\mu$ selon le schéma suivant (essai 24) :

Broyage $d_{80} = 53\mu$

CaO pH12 3 kg/t
Cu SO₄ 400 g/t 10'
AXK 60 g/t 3'
A65 25 g/t



Les résultats de cet essai sont donnés sur le tableau XIII.

L'examen de ces résultats montre que :

- les pertes Cu, Pb et Zn dans le mixte 1 sont trop élevées ; l'addition de collecteur est nécessaire au relavage 1 du concentré d'ébauchage,
- l'entraînement de pyrite dans le concentré pourrait être réduite par un rebroyage du concentré de relavage 1 (soit 22,2 % poids du tout-venant) à un d_{90} de 30 microns⁽¹⁾ environ,
- malgré ces imperfections, la flottation globale semble relativement aisée mais les spécifications du concentré, dans l'optique d'une métallurgie classique, ne sont pas enthousiasmantes : 2,5 % Cu, 5,7 % Pb, 41,2 % Zn, 13,2 % Fe et 168 g/t Ag.

(1) Le broyage initial ($d_{80} = 53$ microns) pourrait être alors moins poussé.

	Poids %	Cu	ρ	Pb	ρ	Zn	ρ	Fe tot.	Fe pyr.	ρ	Ag	ρ
Conc. Cu Pb Zn	12,2	2,60	44,5	5,75	34,4	44,75	63,8	10,90	8,61	4,4	160	25,6
Mixte 4	2,6	2,10	7,5	5,40	6,8	24,50	7,3	23,95	22,10	2,4	204	6,8
<u>Conc. + Mixte 4</u>	<u>14,8</u>	<u>2,51</u>	<u>52,0</u>	<u>5,69</u>	<u>41,2</u>	<u>41,20</u>	<u>71,1</u>	<u>13,19</u>	<u>10,98</u>	<u>6,8</u>	<u>168</u>	<u>32,4</u>
Mixte 3	3,6	1,50	7,7	3,80	6,8	11,00	4,7	33,80	32,48	5,0	154	7,4
Mixte 2	4,2	0,85	5,0	3,10	6,4	10,20	5,0	34,95	34,20	6,1	128	7,0
Mixte 1	19,4	0,55	15,0	2,70	25,7	6,40	14,5	34,60	34,12	28,0	101	25,8
Stérile	58,0	0,25	20,3	0,70	19,9	0,70	4,7	22,30	22,08	54,1	36	27,4
	100,0	0,71	100,0	2,04	100,0	8,56	100,0	24,28	23,66	100,0	76,2	100,0

TABLEAU XIII

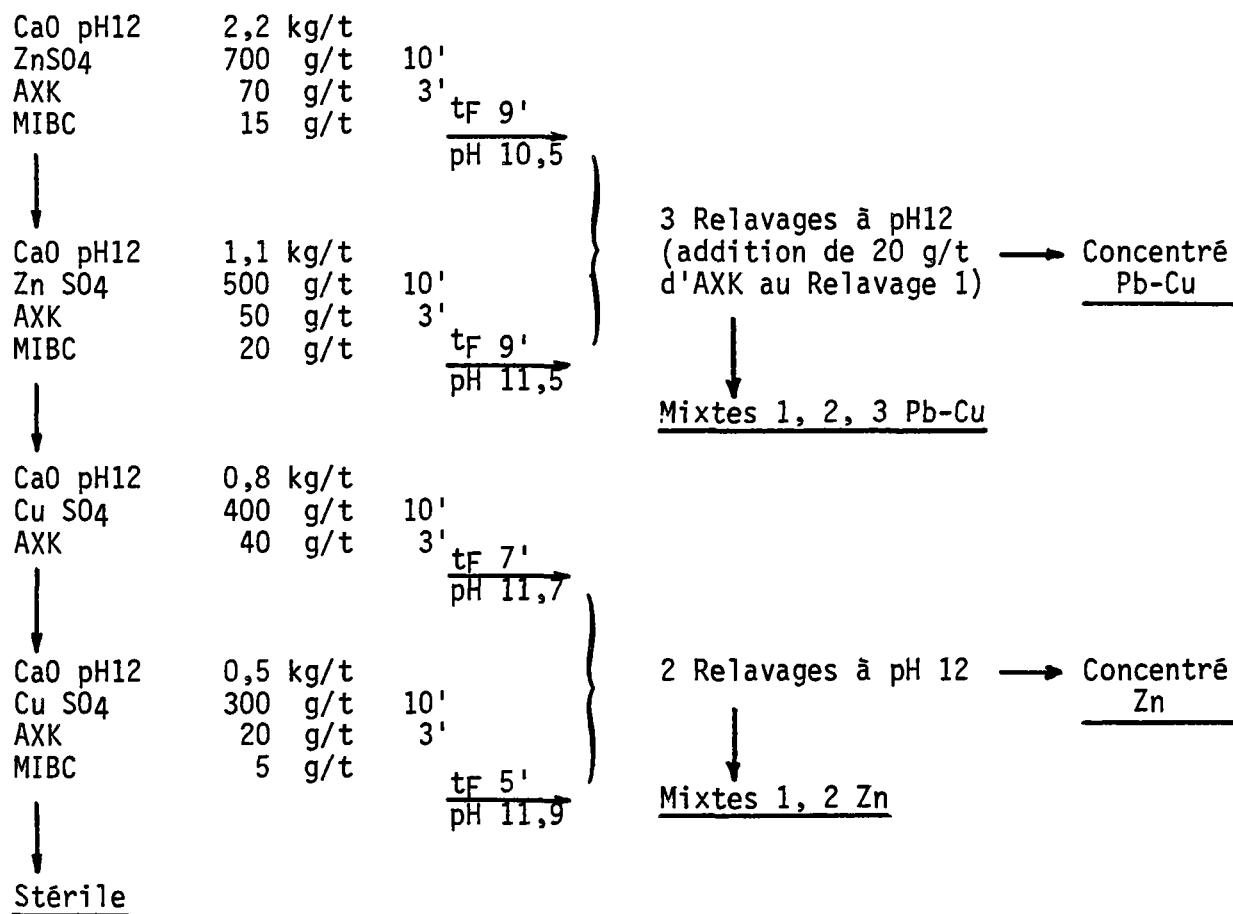
BILAN ESSAI DE FLOTTATION GLOBALE (ESSAI 24)

6 - ANALYSE MINERALOGIQUE DU TOUT-VENANT ET DES PRODUITS DE FLOTTATION
(Corps Sud). ETUDE DES MINERAUX PORTEURS D'ARGENT ; COMPORTEMENT EN
FLOTTATION

L'analyse minéralogique a porté sur :

- un échantillon de tout-venant : fraction 20-32 microns,
- certains des produits d'une flottation réalisée dans le cadre de cette étude selon le schéma suivant :

Broyage d80 : 26 microns



Le bilan de cette flottation est présenté sur le tableau XIV.

Ech. n°		Poids %	Cu	ρ	Pb	ρ	Zn	ρ	Fe tot.	Fe pyr.	ρ	Ag	ρ
174	Conc. Cu-Pb	2,53	17,40	55,06	3,17	4,34	6,70	2,06	30,50	15,19	1,62	538	16,95
175	Mixte Pb-Cu 3	2,83	4,10	14,51	6,37	9,77	5,70	1,96	35,00	31,39	3,76	306	10,78
176	Mixte Pb-Cu 2	7,72	1,34	12,94	7,60	31,78	4,89	4,58	36,50	35,32	11,53	207	19,90
177	Mixte Pb-Cu 1	12,03	0,42	6,32	5,46	35,58	7,75	11,32	28,30	27,93	14,20	130	19,47
178	Conc. Zn	7,47	0,19	1,78	0,72	2,91	59,50	53,97	4,98	4,81	1,52	65	6,05
179	Mixte Zn 2	2,84	0,28	0,99	1,00	1,54	38,00	13,10	14,20	13,95	1,67	87	3,08
180	Mixte Zn 1	8,22	0,20	2,06	0,83	3,70	9,95	9,93	22,50	22,32	7,76	61	6,24
181	Stérile	53,36	0,09	6,34	0,34	10,38	0,45	3,08	24,40	24,32	57,94	25	17,54
	Reconstitué	100,00	0,80	100,00	1,85	100,00	8,24	100,00	24,35	23,66	100,00	80,3	100,00

TABLEAU XIV

Bien que le bilan de cette flottation ne soit pas satisfaisant (en ce qui concerne le concentré Pb-Cu où la récupération Pb est trop faible en raison du pH élevé de flottation), nous avons cependant choisi de réaliser les études minéralogiques sur certains des produits de cette flottation (Mixtes Pb-Cu 1 et 2, concentré Zn, Stérile) car le comportement du plomb, de la pyrite, et de l'argent dans cette flottation, nous a semblé parfaitement représentatif des problèmes que nous rencontrons à ce niveau, dans le traitement du minerai de Porte-aux-Moines.

En effet, on observe une perte importante de Plomb, pyrite et argent dans les mixtes de relavage Pb-Cu ; *a priori*, on peut penser que l'argent est lié à des cuivres gris libres qui ne reflootent pas et/ou à des mixtes cuivre gris/galène, cuivre gris-pyrite, et/ou à la galène et/ou à la pyrite.

D'où le choix d'étudier en outre une fraction de tout-venant ces produits de flottation en priorité.

L'étude a été réalisée par le département SGN/MGA du B.R.G.M. et est présentée dans les pages suivantes.

ETUDES MINERALOGIQUES sur des PRODUITS
de TRAITEMENT du MINERAIS de
PORTE aux MOINES

Problème de l'argent
Degré de libération

J.P. JACQUIN, C. GATEAU, R. GIRAUD, C. LAFORET

M 7051

JUIN 1981

Six produits provenant du traitement d'un minéral composite de Porte aux Moines nous ont été soumis dans le but de réaliser :

- Des déterminations minéralogiques.
- Des dosages d'argent dans la galène et les cuivre-gris.
- Des études de libération.

Une attention particulière devait être portée aux problèmes de la localisation de l'argent vis-à-vis de sa récupération.

1 - COMPOSITION MINERALOGIQUE

Le tableau I donne la nature, l'origine et les teneurs des produits sélectionnés pour l'étude minéralogique.

Le tableau II donne la liste des sulfures rencontrés dans les différents produits étudiés.

Le tableau III donne une idée de l'abondance relative des différentes associations minéralogiques encore présentes dans les divers produits examinés.

Par rapport aux études antérieures PICOT (1976, 1977), LAFORET (1979) on n'a pas retrouvé les minéraux suivants : pyrrhotite, argentite ($\text{Ag}_2 \text{S}$), luzonite (très rare), bornite. Par contre, on a trouvé dans ces produits quelques grains de pearceite ($\text{Ag}_{16} \text{As}_2 \text{S}_{11}$) et on a remarqué également la relative pauvreté en mispickel. Dans les produits étudiés, le cuivre gris apparaît comme le seul porteur d'antimoine.

2 - MINERAUX PORTEURS d'ARGENT - RAPPELS

Des recherches antérieures (PICOT, AYE) avaient attiré l'attention sur l'importance du cuivre gris en tant que porteur d'argent. Dans quelques sections polies, des teneurs atteignant 23 % d'Ag, quelques unes aux environ de 17 % avaient été trouvées tandis que les autres se situaient aux alentours de 5 % et plus souvent près de 1 % (F. AYE, communication orale). Quelques cuivres gris dosés, à la MSE (rapport P. BAJON, 1979) avaient donné des teneurs comprises entre 0 et 1,6 %.

En 1976, PICOT et JOHAN attiraient l'attention sur la nécessité de contrôler une possibilité d'association des teneurs en Ag à la galène ou au cuivre gris inclus dans la galène.

En 1979, quelques dosages d'Ag sur chalcopyrite, blende, galène et pyrite avaient été effectués, donnant "des teneurs nulles ou trop faibles pour être quantitativement significatives" (P. BAJON - 79 SGN 202 MIN).

D'après les essais de flottation effectués (P. BAJON, 1979), on pouvait penser que "30 % de l'argent contenu dans le mineraï de Porte aux Moines est lié à la pyrite" puisqu'un "concentré de pyrite à peu près pur : 44,5 % de Fe a été élaboré, ce concentré contient 65 g/t et le mineraï contient 50 % de pyrite et 110 g/t d'argent".

Pour tenter d'améliorer la compréhension des problèmes liés à la récupération de l'argent dans ce mineraï nous nous sommes limités à l'étude de deux phases :

- a) La galène, en mettant à profit la méthode de dosage des traces d'argent récemment mise au point.
- b) Le cuivre gris que l'on peut espérer quantifier assez bien par le biais de la teneur en antimoine dans les différents produits.

TABLEAU I - NATURE, ORIGINE et TENEURS des PRODUITS ETUDES

PRODUIT	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag
114 - Tranche 20 - 32 µm du tout venant	0,60	1,82	8,90	27,10	77
177 - Mixte Pb, Cu 1	0,42	5,46	7,75	28,30	130
176 - Mixte Pb, Cu 2	1,34	2,60	4,89	36,50	207
178 - Concentré de Zn	0,19	0,72	59,50	4,98	65
181 - Stérile de flottation	0,09	0,34	0,45	24,40	25
189 - Stérile de flottation	0,08	0,27	0,31	21,40	21

Les produits 176, 177, 178 et 189 sont issus du même essai de flottation.

3 - DOSAGE de l'ARGENT dans la GALENE

La dimension et la quantité de fragments de galène dans les différents produits ne nous permettent d'interpréter les résultats qu'en terme d'approche de la teneur en argent de la galène du tout-venant et ceci parce que nous n'avons étudié qu'une tranche du tout venant et également parce que nous n'avons pu doser qu'un nombre limité de grains de galène (*tableau IV*) et seulement dans trois produits.

TABLEAU II - SULFURES PRESENTS dans les PRODUITS ETUDES

	<i>Tranche 20 - 32 µm du tout venant</i>	<i>Mixte Pb , Cu 1</i>	<i>Mixte Pb , Cu 2</i>	<i>Concentré de Zn 178</i>	<i>Stérile 181</i>	<i>Stérile 189</i>
Pyrite	X	X	X	X	X	X
Blende	X	X	X	X	X	X
Chalcopyrite	X	X	X	X	X	X
Galène	X	X	X	X	X	X
Cuivre gris	X	X	X	Très rare	X	X
Covellite	Traces	Très peu	Très peu			
Mispickel	X		Très peu			X
Pearceite ^{xx}					Très rare	

^{xx} PEARCEITE (Ag_{16} , As_2 , S_{11}) - Sulfo arseniure d'argent non récupérés, très rare dans le produit étudié.

Ce minéral renferme en général du cuivre (0 - 18 %), très peu d'antimoine (moins de 0,5 %) et de 55 à 77 % d'argent (DANA).

TABLEAU III - NATURE et ESTIMATION "A L'OEIL" des MIXTES PRESENTS dans les PRODUITS ETUDES

ASSOCIATIONS	Tranche 20 - 32 µm du tout venant	Mixte Pb, Cu 1	Mixte Pb, Cu 2	Concentré Zn	Stérile Flottation 181	Stérile Flottation 189
Pyrite/Blende	XXXXXXXXXXXXXX	XXXXXXXXXXXXXX	XXXXXXXXXXXXXX	XXXXXXXXXXXXXX	XXXXXXXXXXXXXX	++++++
Pyrite/Galène	XXXXXXXXXXXXXX	XXXXXXXXXXXXXX	XXXXXXXXXXXXXX			
Pyrite/Chalcopyrite	XXXXXXXXXXXXXX	XXXXXXXXXXXXXX	XXXXXXXXXXXXXX		XXXXXXXXXXXXXX	XXXXXXXXXXXXXX
Pyrite/Cuivre gris						
Blende/Chalcopyrite	XXXXXXXXXXXXXX			XXXXXXXXXXXXXX		
Blende/Galène	XXXXXXXXXXXXXX	++++++	XXXXXXXXXXXXXX	XXXXXXXXXXXXXX		
Blende/Cuivre gris	XXXXXXXXXXXXXX					
Galène/cuivre gris						
Chalcopyrite/Cuivre gris						
Pyrite/Blende/Chalcopyrite			XXXXXXXXXXXXXX			
Pyrite/Blende/Galène	XXXXXXXXXXXXXX	XXXXXXXXXXXXXX				XXXXXXXXXXXXXX
Pyrite/Chalcopyrite/Galène						
Pyrite/Chalcopyrite/Cu gris				XXXXXXXXXXXXXX		
Pyrite/Galène/Cuivre gris				XXXXXXXXXXXXXX		
Blende/Cu gris/Galène				XXXXXXXXXXXXXX		
Blende/Galène/Chalcopyrite			XXXXXXXXXXXXXX	XXXXXXXXXXXXXX		
Pyrite/Chalco./Blende/Galène		XXXXXXXXXXXXXX				

Apparemment absent

/ / / / / Rare

XXXXXX Fréquent

+ + + + + Très fréquent

TABLEAU IV - TENEUR en Ag dans les GALENES

PRODUIT	Nombre de grains analysés	Teneur en Ag ppm
114 - Tout venant	45	530 ± 200 ppm
176 - Mixte Pb, Cu 2	119	440 ± 150 ppm
178 - Concentré Zn	10	570 ± 250 ppm

Ces trois résultats ne peuvent être considérés comme significativement différents.

D'après la totalité des analyses effectuées, la teneur en argent des galènes de l'échantillon de minerai de Porte-aux-Mâines qui nous a été soumis est de l'ordre de :

$$\text{Ag} = 450 \pm 150 \text{ ppm}$$

4 - DOSAGE de l'ARGENT dans le CUIVRE GRIS

Comme pour la galène, le nombre de grain, leur taille ne nous permettent pas de donner des résultats par produit. Comme pour la galène, on peut approcher une teneur moyenne en Ag des cuivre gris du minerai qui a été étudié.

TABLEAU V - ANALYSES dans les CUIVRES GRIS

PRODUIT	Nombre de grains analysés	Nombre d'analyses ponctuelles
114 - Tout venant	64	68
176 - Mixte Pb, Cu 1	2	2
177 - Mixte Pb, Cu 2	26	29
181 - Stérile	2	2
189 - Stérile	3	3
TOTAUX	97	104

Les moyennes des teneurs de 104 analyses ponctuelles sont exprimées dans le tableau VI.

Sur les 104 grains analysés ainsi que sur les mixtes galène/cuivre gris, nous n'avons retrouvé aucune des teneurs élevées citées auparavant. Compte-tenu du fait que les analyses donnant des teneurs élevées ont été faites sur des minérais dans lesquels on a trouvé des cuivres gris riches grâce à leur aspect optique et que certains ont donné un cœur pauvre avec une périphérie riche ; il y a tout lieu de penser que les cuivres gris riches relèvent de cas particuliers et localisés. Ces grains ayant été trouvés associés à de la gangue, peut-être serait-il intéressant de réaborder le problème d'une autre manière si la connaissance du minéral et de la mine le justifient.

Au passage, il faut souligner que 89 % des grains de cuivre gris trouvés dosables à la MSE étaient libérés ; il y a donc une amélioration de la récupération Ag à chercher de ce côté.

TABLEAU VI - MOYENNES des TENEURS TROUVEES dans les CUIVRES
GRIS des DIFFERENTS PRODUITS

Cuivre gris	Teneur %	Erreur absolue
S	27,78	± 0,29
Cu	40,50	± 0,28
As	18,63	± 0,41
Ag	0,43	± 0,12
Hg	0,12	± 0,02
Zn	3,65	± 0,13
Sb	2,45	± 0,59
Bi	0,04	± 0,01
Fe	5,36	± 0,13
TOTAL	98,99	-

Les teneurs en argent et en antimoine dans les cuivres gris du minerai étudié sont probablement voisines des teneurs suivantes :

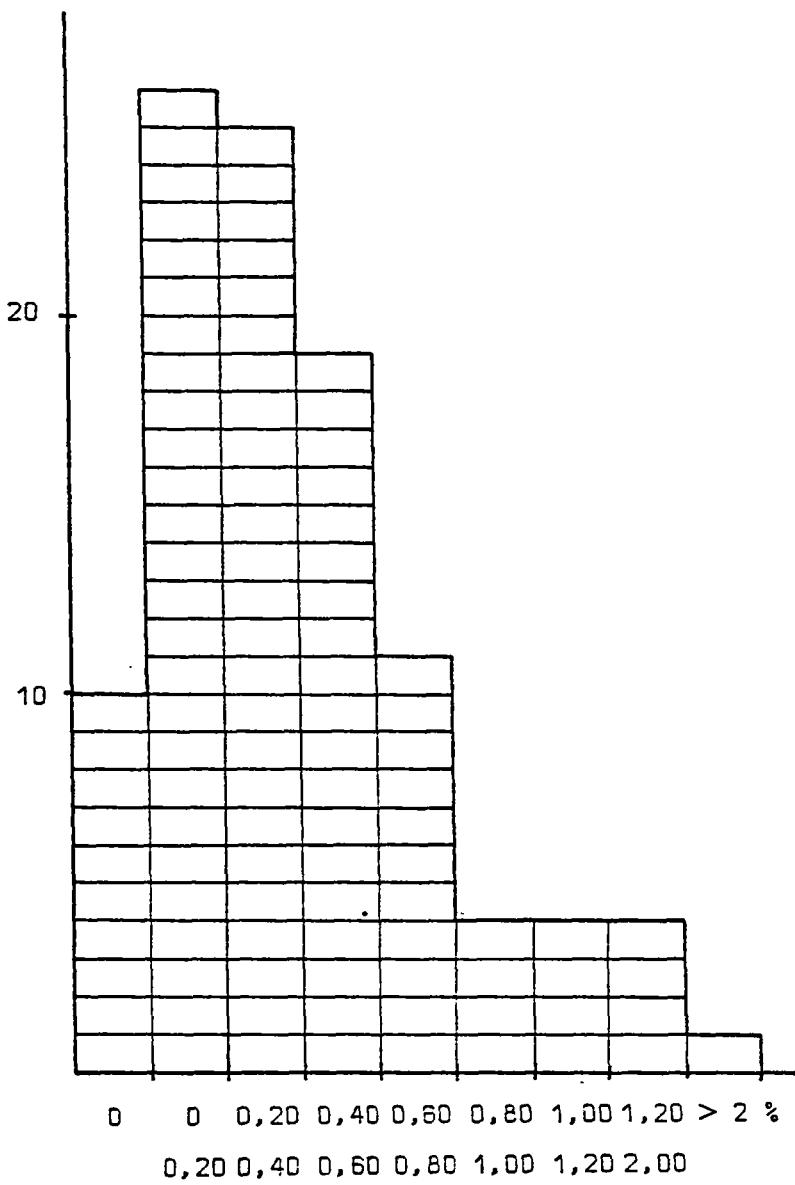
$$\boxed{\begin{array}{l} \text{Ag} = 0,43 \% \pm 0,12 \% \\ \text{Sb} = 2,45 \% \pm 0,59 \% \end{array}}$$

Pour le Sb, l'erreur importante provient des rares teneurs comprises entre 6 et 12 % (7) et plus élevées (une à 17,71 et une à 19,01 %). Ces teneurs plus élevées en Sb ne s'accompagnent d'ailleurs daucune augmentation des teneurs en argent.

Les teneurs en argent s'étalent entre 0 et 5 - 6 % avec la répartition indiquée par l'histogramme ci-joint (figure 1).

A noter la pauvreté en Bi et un contenu Hg assez

FIGURE 1 - DISTRIBUTION des TENEURS en Ag dans les CUIVRES GRIS



5 - TENEUR en ARGENT dans des MIXTES GALENE/CUIVRE GRIS

Au total 12 grains mixtes ont permis d'analyser à la fois la teneur en argent dans la galène et dans le cuivre gris associé.

Les valeurs trouvées figurent dans le tableau VII. La figure 2 montre qu'on ne peut rien tirer d'un aussi petit nombre d'analyse vis-à-vis de la question posée : y a-t-il une relation entre richesse en argent du cuivre gris et de la galène.

TABLEAU VII - ANALYSE de l'ARGENT dans des GRAINS MIXTES
à GALENE et CUIVRE GRIS

PRODUIT	Ag % dans la galène	Ag % dans le cuivre gris associé
Mixte	0,0691	0,51
	0,0145	0,44
	0,0268	0,46
	0,0298	1,78
	0,1145	0,15
	0,0343	0,45
	0,0533	0,46
	0,0243	0,25
	0,0225	0,23
	0,0379	0,79
Pb, Cu 2	0,1913	0,13
	0,0190	0,16

6 - TENEUR en ANTIMOINE dans le TOUT VENANT (114) et les MIXTES (176 et 177) - QUANTIFICATION des CUIVRES GRIS

Les valeurs trouvées figurent dans le tableau VIII avec le rappel des teneurs Ag des trois produits analysés ainsi que le rapport Sb/Ag.

TABLEAU VIII - TENEURS Sb, Ag du TOUT VENANT et des MIXTES

Produit	Teneur Sb	Teneur Ag	Sb/Ag
114	40 ppm	77 ppm	0,52
176	130 ppm	207 ppm	0,63
177	70 ppm	130 ppm	0,54

Si tout le Sb contenu dans les différents produits appartient au cuivre gris, le pourcentage de cuivre gris contenu dans chaque produit est de l'ordre de :

$$114 - \text{Tout venant } \frac{100 \times 0,004}{2,45} = 0,16 \% \text{ de Cu gris, en poids}$$

$$176 - \text{Mixte Pb, Cu 1 } \frac{100 \times 0,0130}{2,45} = 0,53 \% \text{ de Cu gris, en poids}$$

$$177 - \text{Mixte Pb, Cu 2 } \frac{100 \times 0,007}{2,45} = 0,28 \% \text{ de Cu gris, en poids.}$$

7 - PARTS de l'ARGENT ATTRIBUABLES aux DIFFERENTES PHASES

En admettant les teneurs suivantes :

Pb S à 0,045 % d'Ag.

Cu gris à 0,43 % d'Ag.

La part de l'argent attribuable à la galène dans les produits ressort à :

$$114 - \frac{1,82 \times 100}{86} \times \frac{0,045}{100} = 0,00095 \% \text{ soit } 9 \text{ ppm}$$

$$176 - \frac{7,60 \times 100}{86} \times \frac{0,045}{100} = 0,00397 \% \text{ soit } 10 \text{ ppm}$$

$$177 - \frac{5,46 \times 100}{86} \times \frac{0,045}{100} = 0,00285 \% \text{ soit } 28 \text{ ppm.}$$

La part de l'argent attribuable au cuivre gris ressort à :

$$114 - 0,16 \times \frac{0,43}{100} = 0,0007 \% \text{ soit } 7 \text{ ppm}$$

$$176 - 0,53 \times \frac{0,43}{100} = 0,0023 \% \text{ soit } 23 \text{ ppm}$$

$$177 - 0,28 \times \frac{0,43}{100} = 0,0012 \% \text{ soit } 12 \text{ ppm}$$

Ces chiffres sont réunis et comparés aux teneurs connues des différents produits dans le *tableau IX*.

Si l'on tient compte des résultats antérieurs (*Ph. BAJON, 79 SGN 202*) permettant d'attribuer près de 30 % de l'argent à la pyrite on aurait finalement une répartition de l'argent dans les différentes phases qui pourrait être celle indiquée dans le *tableau X* pour les trois produits les mieux connus :

	Ag total	Ag lié à la galène	Ag lié au Cu gris	Ag lié à la pyrite	Ag lié aux autres phases chalcopyrite blende, minéraux d'Ag
114	77 ppm	9 ppm	7 ppm	26 ppm	35 ppm
177	130 ppm	28 ppm	12 ppm	43 ppm	47 ppm
176	207 ppm	40 ppm	23 ppm	69 ppm	75 ppm

Il serait intéressant de réintroduire ces valeurs dans les différents résultats d'essais de flottation afin d'en contrôler la validité.

TABLEAU IX - PART de l'Ag ATTRIBUABLE aux DIFFERENTES PHASES

PRODUITS	Teneurs					Part de l'Ag dans les différentes phases possibles			
	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag ppm	Pb S	Autres phases par ≠	Cu gris ppm	Reste à attribuer* à d'autres porteurs
114 - Tout venant fraction 20 - 32 µm	Pb / Cu = 2,28 0,80	8,90	27,10	77	9 =11%	68	7 =9%	61 soit 79 %***	
177 - Mixte Pb, Cu 1	Pb / Cu = 13 0,42	7,75	28,30	130	28 =21%	102	12 =9%	90 soit 69 %	
176 - Mixte Cu, Pb 2	Pb / Cu = 5,67 1,34	4,89	36,50	207	40 =19%	167	23 =11%	144 soit 69 %	
178 - Concentré de Zn	Pb / Cu = 3,79 0,19	59,50	4,98	65					
181 - Stérile de flottation	Pb / Cu = 3,78 0,09	0,45	24,40	25					
189 - Stérile de flottation	Pb / Cu = 3,38 0,08	0,31	21,40	21					

* Les autres porteurs sont soit connus en très faible quantité (argentite, pearcite) soit des porteurs possibles de traces (blende ? chalcopyrite ? pyrite ? etc...).

*** Pourcent du contenu en argent du produit.

Ag % dans le cuivre gris

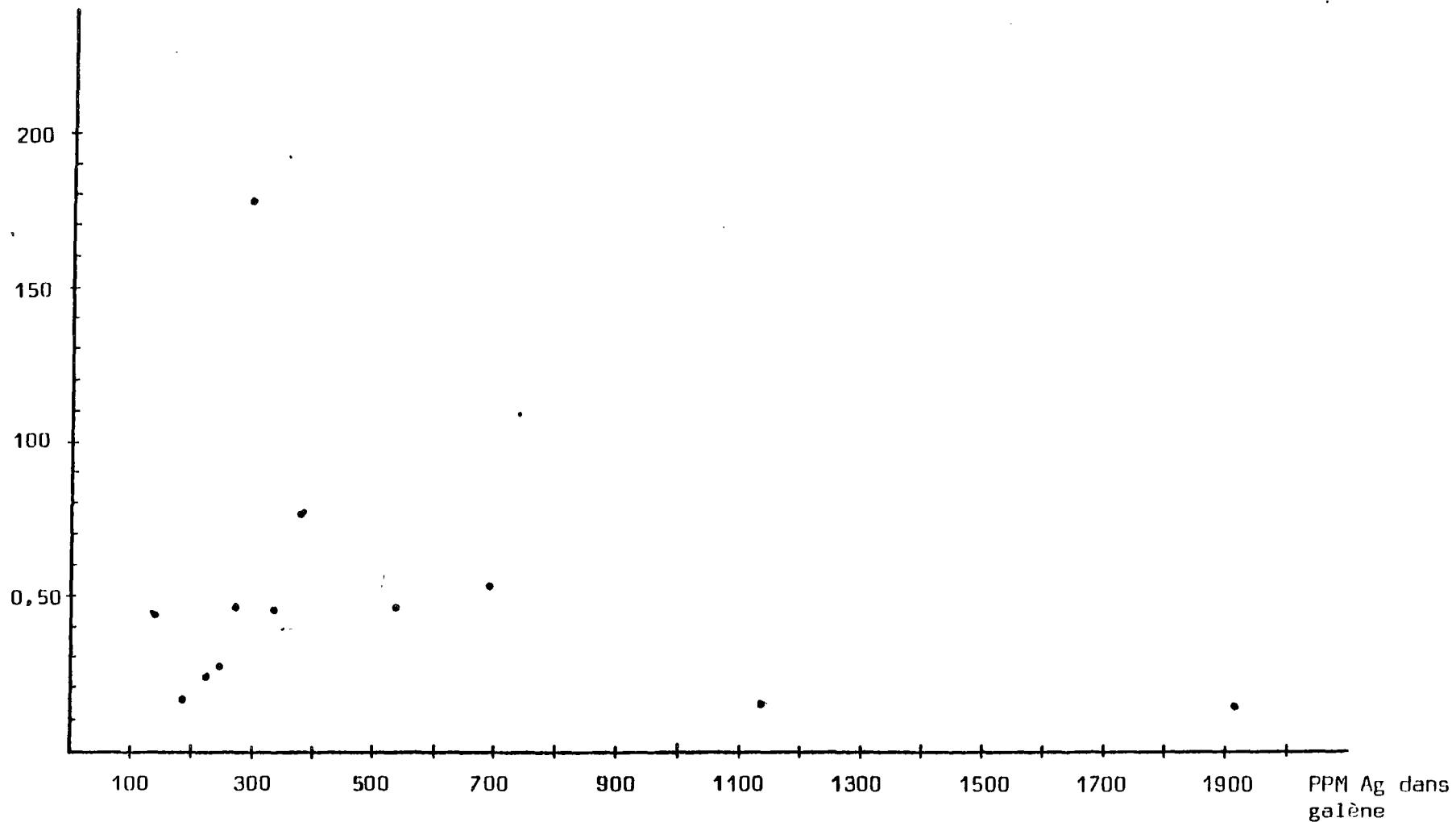


FIGURE 2 - TENEURS en Ag dans le CUIVRE GRIS en FONCTION de la TENEUR en AG dans la GALENE et dans le CAS des GRAINS MIXTES

Si l'on fait appel aux résultats du paragraphe suivant, concernant les proportions des sulfures entre eux dans la fraction du tout-venant étudié, on aurait la répartition suivante :

PHASES	Argent dans les phases	
Pyrite (72 %)	26 ppm	30 %
Blende (22 %) Chalcopyrite (4 %) } 26 %	35 ppm	50 %
Galène (2 %)	9 ppm	11 %
Cuivre gris (0,16 %) en poids d'après les analyses	7 ppm	9 %
	77 ppm	100 %

8 - DESCRIPTIONS MINERALOGIQUES QUANTITATIVES

Cette quantification a été réalisée par analyse d'images sur les échantillons 114, 177 et 176.

Deux types de classifications ont été effectués :

1) Evaluation du degré de libération, voir annexes I à XI, des minéraux à partir du rapport :

$$\frac{\text{Aire occupée par le minéral d'intérêt}}{\text{Aire du grain}}$$

Il s'agit d'un indice apparent puisque déterminé dans le plan de coupe d'une section polie ; le pourcentage de libération (exprimé en % aire) est donc surestimé par rapport au pourcentage réel en volume.

Des indications sont par ailleurs fournies sur les types d'associations observées.

2) Distribution granulométrique en surface ; les classes de dimensions correspondent à des diamètres de cercle équivalent.

N.B. - Sur l'échantillon 177, la chalcopyrite, trop rare n'a pu être analysée.

- Sur le tout-venant (échantillon 114), les proportions relatives des principaux sulfures sont les suivantes : pyrite 72 % (volume) ; blende 22 % ; chalcopyrite 4 % ; galène 2 % (pourcentage ramenés à 100 % de sulfures).

Degré de libération observés :

	114	177	176
Pyrite	91	89	92
Blende	69	61	58
Chalcopyrite	71	-	38
Galène	54	69	71

ANNEXE

ECH. 114 / PYRITE

LIBERATION % PYRITE	CUMUL % PYRITE	0	20	40	60	80	100
90	92.1	#	#	#	#	#	#
80	95.8	#	#	#	#	#	#
70	97.3	#	#	#	#	#	#
60	98.3	#	#	#	#	#	#
50	99.1	#	#	#	#	#	#
40	99.7	#	#	#	#	#	#
30	99.7	#	#	#	#	#	#
20	99.8	#	#	#	#	#	#
10	99.9	#	#	#	#	#	#
0	100.0	#	#	#	#	#	#

PYRITE LIBEREE 91 %
ASSOCIEE A CHARCO 0 %
ASSOCIEE A BLENDE 8 %
ASSOCIEE A GALENE 1 %

GRANULOMETRIE

MICRONS	%
3-	0.1
6-	0.2
9-	4.5
12-	9.0
15-	14.1
18-	27.0
21-	17.4
24-	13.2
27-	8.5
30-	4.6
33-	1.3
36-	0.0
39-	0.0
42-	0.0
45-	0.0
48-	0.0
51-	0.0
54-	0.0
57-	0.0
60-	0.0
63-	0.0
66-	0.0
69-	0.0
72-	0.0
75-	0.0

ECH. 114 / CHALCOPYRITE

LIBERATION % CHALCO	CUMUL % CHALCO	0	20	40	60	80	100
90	74.2	#####	#####	#####	#####	#####	#####
80	79.1	#####	#####	#####	#####	#####	#####
70	84.7	#####	#####	#####	#####	#####	#####
60	87.2	#####	#####	#####	#####	#####	#####
50	90.8	#####	#####	#####	#####	#####	#####
40	94.0	#####	#####	#####	#####	#####	#####
30	96.2	#####	#####	#####	#####	#####	#####
20	98.8	#####	#####	#####	#####	#####	#####
10	99.7	#####	#####	#####	#####	#####	#####
0	100.0	#####	#####	#####	#####	#####	#####

CHALCO LIBEREE	71 %
ASSOCIEE A PYRITE	20 %
ASSOCIEE A BLENDE	8 %
ASSOCIEE A GALENE	1 %

GRANULOMETRIE

MICRONS	%
3- 6	0.3
6- 9	1.9 *
9- 12	6.1 ***
12- 15	12.9 *****
15- 18	17.4 *****
18- 21	16.0 *****
21- 24	20.6 *****
24- 27	13.1 *****
27- 30	6.4 ***
30- 33	1.5 *
33- 36	1.6 *
36- 39	2.0 *
39- 42	0.0
42- 45	0.0
45- 48	0.0
48- 51	0.0
51- 54	0.0
54- 57	0.0
57- 60	0.0
60- 63	0.0
63- 66	0.0
66- 69	0.0
69- 72	0.0
72- 75	0.0
75- 78	0.0

- 77 -

LIBERATION % BLENDE	CUMUL % BLENDE	0	20	40	60	80	100
90	81.2	#	##	##	##	##	##
80	87.8	##	##	##	##	##	##
70	91.7	##	##	##	##	##	##
60	93.6	##	##	##	##	##	##
50	94.5	##	##	##	##	##	##
40	96.8	##	##	##	##	##	##
30	98.7	##	##	##	##	##	##
20	99.9	##	##	##	##	##	##
10	100.0	##	##	##	##	##	##
0	100.0	##	##	##	##	##	##

BLENDE LIBEREE 69 %
ASSOCIEE A PYRITE 15 %
ASSOCIEE A CHALCO 3 %
ASSOCIEE A GALENE 13 %

GRANULOMETRIE

MICRONS	%
3-	6
6-	9
9-	12
12-	15
15-	18
18-	21
21-	24
24-	27
27-	30
30-	33
33-	36
36-	39
39-	42
42-	45
45-	48
48-	51
51-	54
54-	57
57-	60
60-	63
63-	66
66-	69
69-	72
72-	75
75-	78

ECH. 114 / GALENE

LIBERATION % GALENE	CUMUL % GALENE	0	20	40	60	80	100
90	54.5	!	!	!	!	!	!
80	60.0	####	####	####	####	####	####
70	66.7	####	####	####	####	####	####
60	72.2	####	####	####	####	####	####
50	74.5	####	####	####	####	####	####
40	79.9	####	####	####	####	####	####
30	84.8	####	####	####	####	####	####
20	92.0	####	####	####	####	####	####
10	98.0	####	####	####	####	####	####
0	100.0	####	####	####	####	####	####

GALENE LIBEREE 54 %
ASSOCIEE A PYRITE 8 %
ASSOCIEE A CHALCO 3 %
ASSOCIEE A BLEINDE 35 %

GRANULOMETRIE

MICRONS	%
3-	6
6-	9
9-	12
12-	15
15-	18
18-	21
21-	24
24-	27
27-	30
30-	33
33-	36
36-	39
39-	42
42-	45
45-	48
48-	51
51-	54
54-	57
57-	60
60-	63
63-	66
66-	69
69-	72
72-	75
75-	78

LIBERATION % GALENE	CUMUL % GALENE	0	20	40	60	80	100
90	71.7	#	#	#	#	#	#
80	75.3	##	##	##	##	##	##
70	81.2	##	##	##	##	##	##
60	86.0	##	##	##	##	##	##
50	88.2	##	##	##	##	##	##
40	92.4	##	##	##	##	##	##
30	96.1	##	##	##	##	##	##
20	97.7	##	##	##	##	##	##
10	99.8	##	##	##	##	##	##
0	100.0	##	##	##	##	##	##

GALENE LIBEREE	71 %
ASSOCIEE A PYRITE	9 %
ASSOCIEE A CHALCO	0 %
ASSOCIEE A BLEINDE	20 %

GRANULOMETRIE

MICRONS	%
3-	0.4
6-	7.6
9-	21.3
12-	19.6
15-	16.1
18-	7.0
21-	5.6
24-	7.4
27-	7.2
30-	2.2
33-	*
36-	0.6
39-	***
42-	0.0
45-	0.0
48-	0.0
51-	0.0
54-	0.0
57-	0.0
60-	0.0
63-	0.0
66-	0.0
69-	0.0
72-	0.0
75-	0.0

ECH. 176 / PYRITE

LIBERATION % PYRITE	CUMUL % PYRITE	0	20	40	60	80	100
90	94.4	!	!	!	!	!	!
80	96.0	####	####	####	####	####	####
70	98.0	####	####	####	####	####	####
60	98.9	####	####	####	####	####	####
50	99.5	####	####	####	####	####	####
40	99.8	####	####	####	####	####	####
30	99.8	####	####	####	####	####	####
20	100.0	####	####	####	####	####	####
10	100.0	####	####	####	####	####	####
0	100.0	####	####	####	####	####	####

PYRITE LIBEREE	92 %
ASSOCIEE A-CHARCO	2 %
ASSOCIEE A-BLENDE	1 %
ASSOCIEE A-GALENE	6 %

GRANULOMETRIE

MICRONS	%
3-	6
6-	9
9-	12
12-	15
15-	18
18-	21
21-	24
24-	27
27-	30
30-	33
33-	36
36-	39
39-	42
42-	45
45-	48
48-	51
51-	54
54-	57
57-	60
60-	63
63-	66
66-	69
69-	72
72-	75
75-	78

LIBERATION % CHALCO	CUMUL % CHALCO	0	20	40	60	80	100
90	42.2	###	###	###	!	!	!
80	45.8	###	###	###
70	51.1	###	###	###
60	56.5	###	###	###
50	59.3	###	###	###
40	66.0	###	###	###
30	77.9	###	###	###
20	89.4	###	###	###
10	97.6	###	###	###
0	100.0	###	###	###

CHALCO LIBEREE	38 %
ASSOCIEE A PYRITE	45 %
ASSOCIEE A BLENDE	15 %
ASSOCIEE A GALENE	2 %

GRANULOMETRIE

MICRONS	%
3-	6
6-	9
9-	12
12-	15
15-	18
18-	21
21-	24
24-	27
27-	30
30-	33
33-	36
36-	39
39-	42
42-	45
45-	48
48-	51
51-	54
54-	57
57-	60
60-	63
63-	66
66-	69
69-	72
72-	75
75-	78

LIBERATION % BLEINIE	CUMUL % BLEINIE	0	20	40	60	80	100
90	73.8	!	!	!	!	!	!
80	82.7	#	#	#	#	#	#
70	86.2	#	#	#	#	#	#
60	91.2	#	#	#	#	#	#
50	93.4	#	#	#	#	#	#
40	95.2	#	#	#	#	#	#
30	97.4	#	#	#	#	#	#
20	99.4	#	#	#	#	#	#
10	100.0	#	#	#	#	#	#
0	100.0	#	#	#	#	#	#

BLEINIE LIBEREE	58 %
ASSOCIEE A PYRITE	11 %
ASSOCIEE A CHALCO	6 %
ASSOCIEE A GALENE	25 %

GRANULOMETRIE

MICRONS	%
3-	6
6-	9
9-	12
12-	15
15-	18
18-	21
21-	24
24-	27
27-	30
30-	33
33-	36
36-	39
39-	42
42-	45
45-	48
48-	51
51-	54
54-	57
57-	60
60-	63
63-	66
66-	69
69-	72
72-	75
75-	78

ECH. 177 / PYRITE

- 83 -

LIBERATION % PYRITE	CUMUL % PYRITE	0	20	40	60	80	100
90	98.1	#	#	#	#	#	#
80	93.7	##	##	##	##	##	##
70	95.9	##	##	##	##	##	##
60	98.8	##	##	##	##	##	##
50	99.4	##	##	##	##	##	##
40	99.7	##	##	##	##	##	##
30	99.8	##	##	##	##	##	##
20	100.0	##	##	##	##	##	##
10	100.0	##	##	##	##	##	##
0	100.0	##	##	##	##	##	##

PYRITE LIBEREE 89 %
ASSOCIEE A CHALCO 4 %
ASSOCIEE A BLEINDE 3 %
ASSOCIEE A GALENE 4 %

GRANULOMETRIE

MICRONS	%
3-	6
6-	9
9-	12
12-	15
15-	18
18-	21
21-	24
24-	27
27-	30
30-	33
33-	36
36-	39
39-	42
42-	45
45-	48
48-	51
51-	54
54-	57
57-	60
60-	63
63-	66
66-	69
69-	72
72-	75
75-	78

LIBERATION % BLENDE	CUMUL % BLENDE	0	20	40	60	80	100
90	80.5	!	!	!	!	!	!
80	86.3	#	#	#	#	#	#
70	94.7	#	#	#	#	#	#
60	96.4	#	#	#	#	#	#
50	98.2	#	#	#	#	#	#
40	98.4	#	#	#	#	#	#
30	99.0	#	#	#	#	#	#
20	100.0	#	#	#	#	#	#
10	100.0	#	#	#	#	#	#
0	100.0	#	#	#	#	#	#

BLENDE LIBEREE	61 %
ASSOCIEE A PYRITE	12 %
ASSOCIEE A CHALCO	1 %
ASSOCIEE A GALENE	26 %

GRANULOMETRIE

MICRONS %

3-	6	0.3	
6-	9	11.0	*****
9-	12	24.2	*****
12-	15	20.1	*****
15-	18	12.9	*****
18-	21	12.1	*****
21-	24	5.2	***
24-	27	1.5	*
27-	30	4.0	**
30-	33	2.4	*
33-	36	2.9	*
36-	39	3.4	**
39-	42	0.0	
42-	45	0.0	
45-	48	0.0	
48-	51	0.0	
51-	54	0.0	
54-	57	0.0	
57-	60	0.0	
60-	63	0.0	
63-	66	0.0	
66-	69	0.0	
69-	72	0.0	
72-	75	0.0	
75-	78	0.0	

ECH. 177 / GALENE

LIBERATION % GALENE	CUMUL % GALENE	0	20	40	60	80	100
90	69.3	###	##	##	##	##	##
80	69.3	###	##	##	##	##	##
70	72.0	###	##	##	##	##	##
60	77.0	###	##	##	##	##	##
50	80.2	###	##	##	##	##	##
40	86.3	###	##	##	##	##	##
30	91.1	###	##	##	##	##	##
20	94.5	###	##	##	##	##	##
10	99.2	###	##	##	##	##	##
0	100.0	###	##	##	##	##	##

GALENE LIBEREE	69 %
ASSOCIEE A PYRITE	3 %
ASSOCIEE A CHALCO	0 %
ASSOCIEE A BLEINDE	26 %

GRANULOMETRIE

MICRONS	%
3- 6	2.7 *
6- 9	15.0 *****
9- 12	17.8 *****
12- 15	20.5 *****
15- 18	12.0 *****
18- 21	10.4 *****
21- 24	7.2 ***
24- 27	0.0
27- 30	5.6 ***
30- 33	0.0
33- 36	0.0
36- 39	0.0
39- 42	0.0
42- 45	0.0
45- 48	0.0
48- 51	0.8 ****
51- 54	0.0
54- 57	0.0
57- 60	0.0
60- 63	0.0
63- 66	0.0
66- 69	0.0
69- 72	0.0
72- 75	0.0
75- 78	0.0

COMMENTAIRES

Les résultats obtenus à la suite de l'étude minéralogique et leur corrélation avec les résultats des essais permettent d'avancer les idées suivantes :

(1) Les cuivres gris sont pauvres en argent ; ils sont d'autre part relativement bien libérés après le broyage $d_{80} = 26$ microns réalisé pour cet essai.

(2) En fixant les valeurs des teneurs en Argent des galènes et des cuivres gris (450 ± 150 ppm et 4300 ± 1200 ppm), et en considérant que l'antimoine n'est lié qu'aux cuivres gris et que l'argent n'est porté que par les sulfures, on peut calculer par itérations successives la part d'argent à attribuer à chacun des sulfures :

Minéral	Répartition Ag %	Teneur Ag du minéral ppm
Chalcopyrite	25 %	850
Galène	15 %	560
Blende	10-13 %	~ 70
Pyrite	35-40 %	45-50
Cuivre gris	10-15 %	4900
Σ	100 %	

L'application de la formule de répartition de l'Argent à différents produits issus des essais réalisés permet de trouver par le calcul une répartition de l'argent par produit conforme à celle trouvée par le dosage.

On notera que les teneurs argent de la galène et des cuivres gris recalculées à partir des répartitions Ag (fournies par les itérations successives) ne s'éloignent pas trop des teneurs fixées, données par l'étude minéralogique.

REMARQUES

- La teneur en Argent du minéral fournie sur le tableau précédent représente pour la chalcopyrite, la blende et la pyrite la teneur en Argent lié au réseau de chacun de ces minéraux et/ou la teneur en Argent lié à des cuivres gris formant de fines exsolutions (non libérées au broyage) dans chacun de ces minéraux.

- La part d'argent attribuée aux cuivres nous semble légèrement sous estimée ; en effet l'analyse minéralogique ne prend pas en compte les fines : or, l'existence de cuivres gris à coeur pauvre en argent et à bordure riche en Argent a déjà été démontrée ; le broyage de ces cuivres gris doit libérer des fragments très fins de minéral riche en argent dont l'analyse ne tient pas compte.

Plus généralement les valeurs fournies sur le tableau doivent être considérées comme une indication de la répartition de l'argent dans les différents minéraux et ne sont valables que pour ce composite Corps Sud.

Bien que les cuivres gris ne représentent pas une part importante d'argent, il est possible maintenant d'avoir une idée plus précise de leur comportement.

En effet, si on considère la teneur en Argent du concentré de zinc, on observe que, lorsqu'il n'y a pas de recyclage du Mixte Pb-Cu 1 à la flottation zinc, le concentré zinc titre environ 60-70 ppm Ag et que la récupération en argent est environ égale à 0,12 x récupération zinc (ces valeurs correspondent parfaitement aux valeurs de teneur et répartitions trouvées par le calcul) (cf. tableaux VII et XI paragraphe 5).

Lorsque le Mixte Pb-Cu 1 est recyclé à la flottation zinc, le concentré zinc titre environ de 90 à 160 ppm Ag avec une récupération de 13 à 21 % (cf. tableaux II et III, paragraphe 3).

Il faut donc admettre que une fraction non négligeable des cuivres gris se retrouve dans le mixte de relavage Pb-Cu 1 et que les cuivres gris sont réactivés par le sulfate de cuivre à la flottation zinc.

L'étude de minéralogique précitée montre en outre qu'une grande partie des cuivres gris se retrouve aussi dans le mixte de relavage Pb-Cu 2.

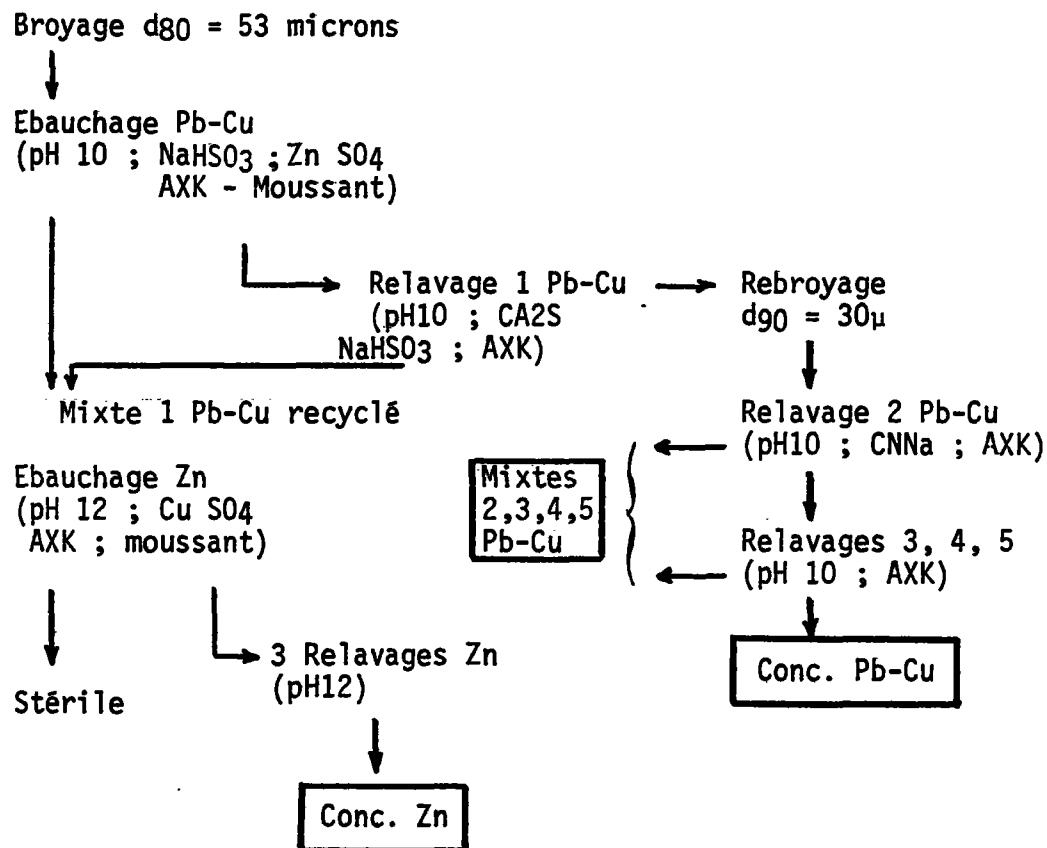
Par conséquent, on peut admettre que la quasi totalité des cuivres gris est récupérée au niveau de la flottation d'ébauchage Pb-Cu puis est perdue au fur-et-à-mesure des relavages Pb-Cu dans les mixtes de relavage.

Le problème reste de savoir si l'épuisage de ces mixtes ou leur recyclage en tête de la flottation d'ébauchage permettrait de récupérer les cuivres gris dans le concentré Pb-Cu final ou non ; dans ce dernier cas, les cuivres gris, réactivés par le sulfate de cuivre, se retrouveront vraisemblablement dans le Concentré zinc.

De toutes façons, la part de l'argent attribuée au cuivre gris pour cet échantillon composite est faible et leur comportement n'influence pas excessivement le bilan Argent de la flottation ; par contre, si l'importance des cuivres gris varie dans le gisement, leur comportement en flottation peut poser de sérieux problèmes de récupération Argent au niveau du concentré Pb-Cu.

7 - CONCLUSIONS

Les différents essais de traitement réalisés sur le minerai de Porte-aux-Moines ont permis de mettre au point un schéma de traitement qui peut être représenté par le diagramme suivant : (1)



et

Mixtes 1, 2, 3 Zn

(1) Ce schéma est détaillé au paragraphe 3.1.5 (consommations de réactifs et temps de conditionnement, temps de flottation et pH, concentrations solides).

Ce schéma a permis d'obtenir les résultats suivants (essais batchs sur le Corps Sud) :

	Cu	ρ	Pb	ρ	Zn	ρ	Fe pyr.	ρ	Ag	ρ
Conc. Pb-Cu	12,3	45,1	32,0	46,2	6,7	2,1	6,8	0,8	475	15,5
Conc. Zn	0,3	5,3	0,8	4,9	51,3	69,7	8,7	4,3	169	21,5
Stérile	0,1	7,3	0,5	16,4	0,4	2,5	22,6	59,3	31	20,9
Reconstitué	0,8		1,8		8,3		22,8		84	

Le schéma de traitement proposé à la suite de ces essais est représenté sur les figures 15 et 16.

Le bilan escompté de ce traitement est le suivant :

	Poids %	Cu	ρ	Pb	ρ	Zn	ρ	Ag	ρ
Conc. Cu-Pb	4,7	12	70	30	78x	6	3	560	33xx
Conc. Zn	14,1	1,1	20	0,5	4	53	90	100	17
Stérile	81,2	0,1	10	0,4	18	1	7	50	50
Reconstitué	100,0	0,8	100	1,8	100	8,3	100	85	

x La récupération Pb du concentré Pb-Cu est (dans ce bilan) un maximum ; la récupération se situera vraisemblablement à 70 %.

xx En fonction du comportement en flottation des cuivres gris, la récupération Argent du concentré plomb peut atteindre 40 %.

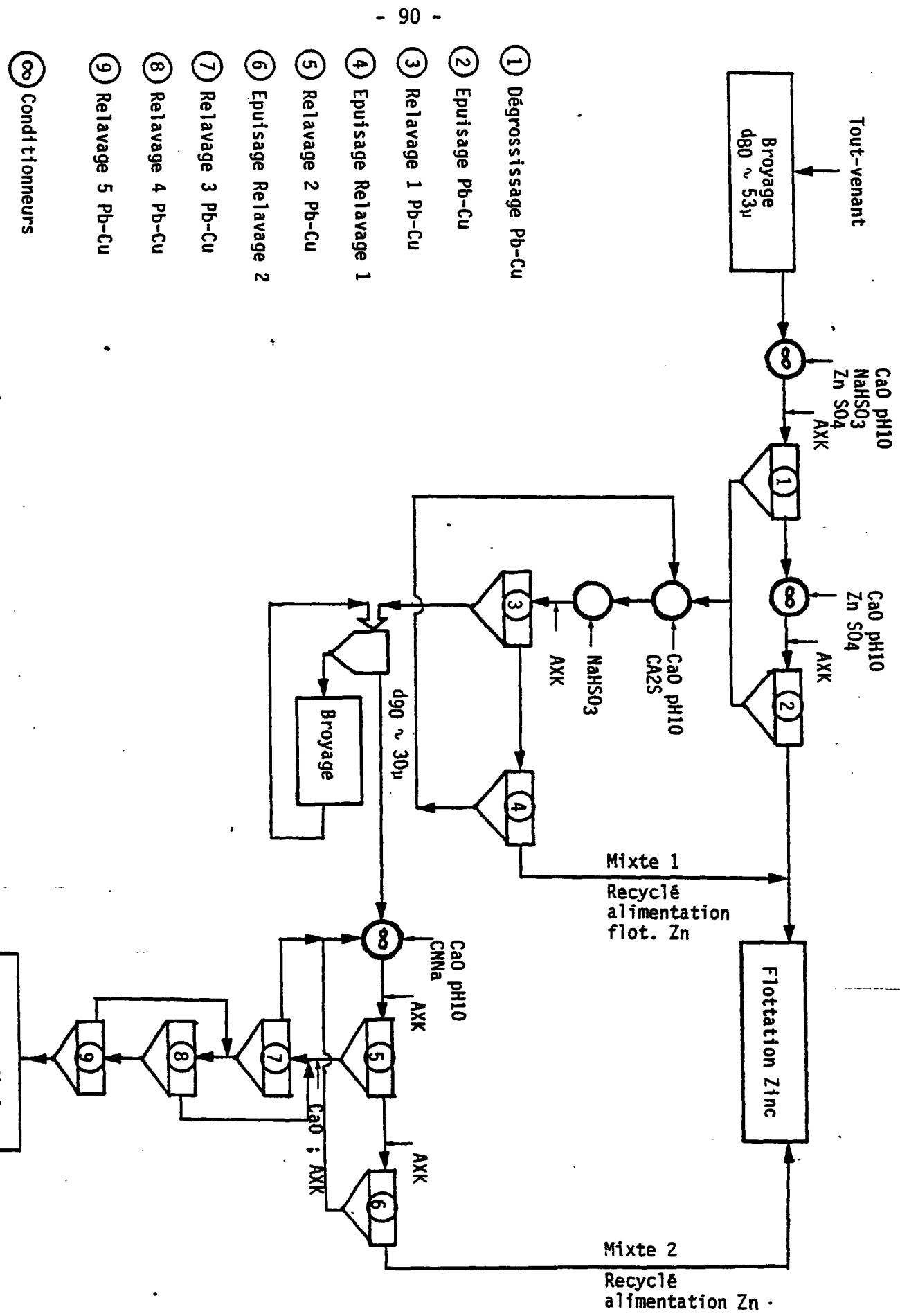
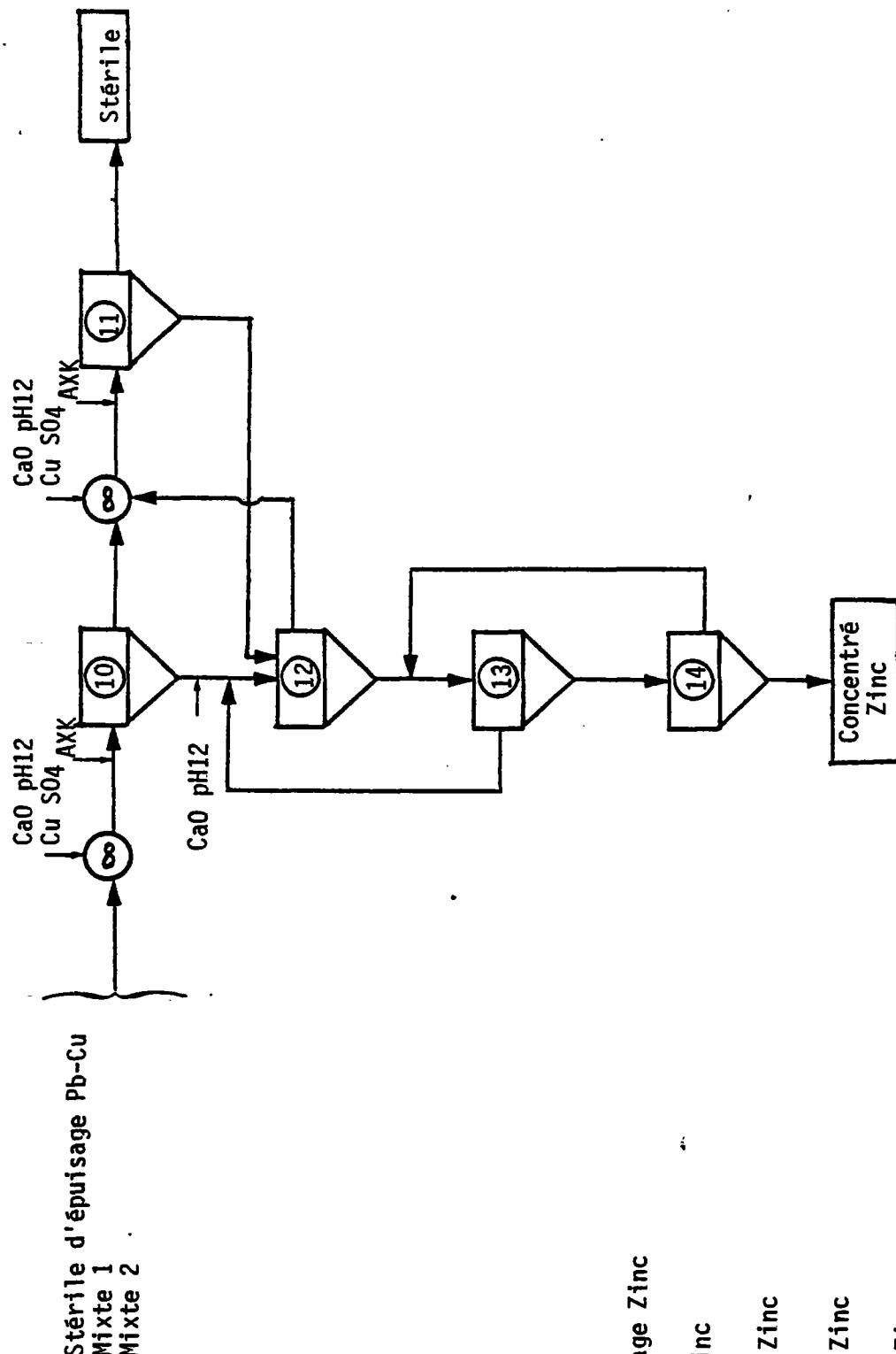


FIGURE 15 : FLOTATION Pb-Cu



- (10) Dégrossissage Zinc
- (11) Epuisage Zinc
- (12) Relavage 1 Zinc
- (13) Relavage 2 Zinc
- (14) Relavage 3 Zinc

FIGURE 16 : FLOTATION ZINC

COMMENTAIRES

- Il a été noté au cours de ces essais la similitude du comportement en flottation des Corps Nord et Corps Sud.

D'autre part les caractéristiques du mineraï de Porte-aux-Moines déjà relevées au cours des études précédentes ont été de nouveau confirmées, à savoir :

- . la facilité de la séparation Pb-Cu par rapport au Zn,
- . la facilité de la flottation Zn,
- . les difficultés provenant de l'entraînement de pyrite (même en faibles quantités) dans le concentré semi-global Pb-Cu,
- . la médiocrité des résultats concernant l'argent.

- Il a été démontré qu'un broyage initial du tout-venant relativement grossier (à savoir un d_{80} de 53 microns) suffisait pour les flottations d'ébauchage Pb-Cu et l'ensemble des flottations Zn.

La valeur de cette maille de broyage fixée en laboratoire pourrait très vraisemblablement être relevée en essai pilote ou industriellement. En effet, le broyage en broyeur fermé de laboratoire présente l'inconvénient d'"étaler" la courbe granulométrique du produit broyé, de sorte qu'une quantité excessive de mixtes minéralogiques - qui n'existeraient pas en circuit ouvert - peut fausser légèrement les résultats de la flottation. On pourrait donc envisager - industriellement - une maille de broyage de l'ordre de $d_{80} = 65$ à 70 microns.

Par contre, en ce qui concerne le rebroyage du concentré Pb-Cu de 1er relavage, la maille de $d_{90} = 32$ microns semble nécessaire.

- Au cours de ces essais, l'étude de variantes de schéma de traitement (flottation différentielle et flottation globale) a été abordée rapidement (cf. paragraphes 5.2 et 5.3).

La mise en oeuvre de la flottation différentielle est assez délicate du fait de la faible teneur en cuivre du tout-venant mais elle peut conduire à des résultats satisfaisants pour le plomb ; d'autre part, la production de trois concentrés différenciés par flottation semi-globale Pb-Cu et séparation Cu/Pb pourrait être envisagée.

- L'étude minéralogique réalisée sur certains produits du flottation et la comparaison des différents bilans des essais réalisés au cours de cette étude ont permis d'obtenir les résultats suivants concernant les porteurs d'argent :

	Teneur en Argent (ppm)	Répartition Ag %
Chalcopyrite	850	25
Galène	560	15
Blende	~ 70	10-13
Pyrite	45-50	35-40
Cuivre gris	~ 5000	10-15

On constate que la part d'argent attribuée aux cuivres gris ne représente que 10 à 15 % de l'argent tout-venant et que les plus gros porteurs sont la pyrite et la chalcopyrite.

On a pu remarquer que la quasi-totalité des cuivres gris est récupérée au niveau de la flottation d'ébauchage Pb-Cu puis est perdue au fur-et-à mesure des relavages Pb-Cu dans les mixtes de relavage.

Le problème reste de savoir si l'épuisage de ces mixtes ou leur recyclage en tête de la flottation d'ébauchage permettront de récupérer les cuivres gris dans le concentré final Pb-Cu ou non ; dans ce dernier cas les cuivres gris, réactivés par le sulfate de cuivre se retrouveront dans le concentré zinc.

ANNEXE 1

1 - FABRICATION DES COMPOSITES

Corps Sud

	Métrage	Proportion
Recoupe R2	31.00 à 47.50	3/10
Sondage SF12	15.00 à 36.00	4/10
Recoupe R3 Pt Est	7.90 à 27.40	3/10

Corps Nord/Corps Central : constitué de 5 composites intermédiaires

	Métrage	Proportion
① Recoupe R3 Pt Est	34.50 à 41.20	7
Sondage SF15	30.70 à 35.70	5
② Sondage SF16	16.00 à 18.80	3
Recoupe R5	{ 19.40 à 23.20	4
③ Recoupe R5	{ 19.40 à 23.20	4
Sondage SF16	24.80 à 27.80	3
④ Sondage SF15	37.70 à 40.70	1
Recoupe R3 Pt Est	47.00 à 50.50	1
Sondage SF12	55.00 à 58.00	1
⑤ Sondage SF12	60.00 à 63.00	1
Recoupe R2	81.00 à 84.50	1

Le corps Nord/corps Central est constitué des composites intermédiaires de la façon suivante :

Composite intermédiaire	Proportion
①	2
②	1
③	1
④	2
⑤	1

On dispose alors pour les essais de 87 kg du corps Sud et de 30 kg du corps Nord/corps Central.

2 - DENSITES DES CAROTTES SF12, SF15, SF16 ET SF17

Métrage	Cu + Pb + Zn %	Fe %	Densité
Sondage SF12			
15-18	15,42	28,65	4,2
18-21	14,62	32,80	5,1
21-24	12,43	36,10	4,6
24-27	10,05	37,47	4,4
27-30	N.D.*	N.D.	4,3
30-33	-	-	4,2
33-34	3,52	19,75	3,1
34-36	0,91	28,40	3,8
36-39	N.D.	N.D.	3,4
55-56	19,19	18,45	3,7
56-58	1,25	18,25	3,3
58-60	N.D.	4,35	2,7
60-62	-	N.D.	3,7
62-64	-	-	3,2
64-65	-	-	3,0
Sondage SF15			
30,70-32,70	12,38	28,80	4,0
32,70-34,70	15,35	35,20	4,6
34,70-37,70	0,52	4,60	3,7
37,70-38,70	6,66	27,60	3,8
38,70-39,70	6,66	27,60	4,1
39,70-40,70	2,01	20,40	3,3
40,70-42,70	0,83	26,80	3,8
42,70-43,70	N.D.	N.D.	3,1
43,70-44,70	-	-	2,9
Sondage SF16			
16,00-17,80	30,50	21,45	4,4
17,80-19,80	N.D.	6,25	2,9
19,80-21,30	-	N.D.	2,8
21,30-22,80	-	-	3,3
22,80-24,80	-	-	3,3
24,80-26,80	-	-	4,3
26,80-27,80	-	-	3,0
27,80-29,80	2,56	23,50	3,6
29,80-30,80	N.D.	N.D.	3,4
Sondage SF17			
9,00- 9,50	-	-	1,8
9,50-11,00	-	-	2,9
11,00-13,00	-	-	2,4
13,00-14,00	-	-	3,8

*N.D. : non dosé.