

BUREAU DE RECHERCHES GÉOLOGIQUES ET MINIÈRES  
74, rue de la Fédération - 75-PARIS-15<sup>e</sup> - Tél. 783 94-00

DIRECTION DES RECHERCHES MINIÈRES ET DES TRAVAUX A L'ÉTRANGER

CONFIDENTIEL

# MINÉRAI de CUIVRE et d'ÉTAIN de LANMEUR (Finistère)

## Essais de traitement par flottation et gravimétrie

par

J-C. ROBERT



Département Valorisation des Minerais

45 - ORLÉANS - (02)

Tél. : 66-06-60

**70 RME 003 VDM**

Mars 1970

B.R.G.M.  
D.R.M.E.  
Département V.D.M.

ORLEANS, le 16 avril 1970

RECTIFICATIF

au rapport 70 RME 003 VDM de mars 1970

MINERAI de CUIVRE et d'ETAIN de LANMEUR (Finistère)

Essais de traitement par flottation et gravimétrie .

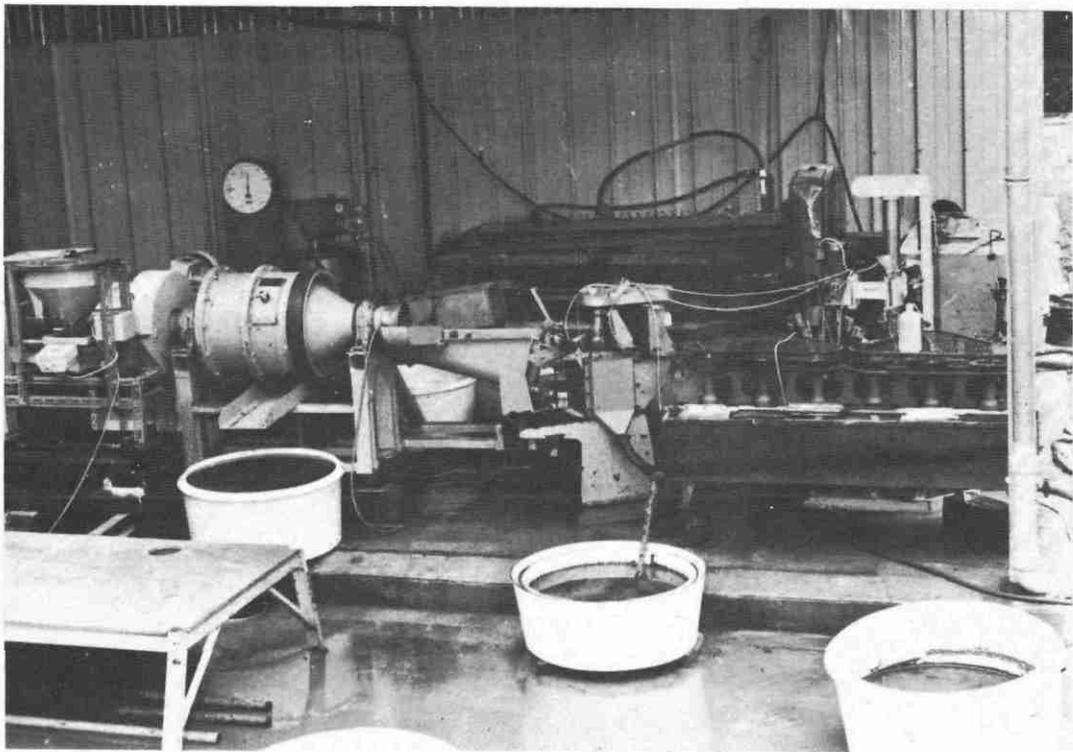
par J.C. ROBERT

Page 38 :

3.6.2.4. Concentrations gravimétriques sur table à secousses .

	<u>Teneur</u> <u>Sn %</u>
<u>Au lieu de :</u>	
0,125-0,250 mm Fraction calculée.....	0,035
0,063-0,125 mm Fraction calculée.....	0,040
- 0,063 mm deschlammé Fraction calculée.....	0,067
 <u>LIRE :</u>	
0,125-0,250 mm )	)..... 0,35
0,063-0,125 mm )	)..... 0,40
- 0,063 mm deschlammé )	)..... 0,67

LE RESTE SANS CHANGEMENT .



INSTALLATION PILOTE MISE EN PLACE POUR LE TRAITEMENT  
EN CONTINU DU MINERAI DE LANMEUR.

## S O M M A I R E

	<u>P a g e s</u>
. INTRODUCTION.....	1
. 1 .- ETUDE du MINERAI de KER PRIGENT (éch. VB 1529).....	3
1.1. Généralités.....	3
1.2. Constitution minéralogique du minerai.....	3
1.3. Dosage des métaux à valoriser dans le tout-venant.....	3
1.4. Etude du minerai aux liqueurs denses.....	4
1.5. Essais de traitement gravimétrique.....	4
Tableau des résultats.....	5
1.6. Essais de flottation des sulfures.....	6
1.7. Conclusions.....	7
. 2 .- ETUDE du MINERAI de GUERSALIOU - Zone d'altération (éch. VB 1646).....	8
2.1. Généralités.....	8
2.2. Constitution minéralogique du minerai.....	8
2.3. Dosage des métaux à valoriser dans le tout-venant.....	8
2.4. Etude du minerai aux liqueurs denses.....	9
Tableau des résultats.....	10
2.5. Essais de concentration gravimétrique.....	11
2.6. Essais de flottation globale des sulfures.....	11
2.7. Essais de flottation sélective des sulfures.....	12
2.7.1. Flottabilité en fonction du pH.....	13
Courbes de flottabilité.....	14
2.7.2. Oxydation sélective des sulfures.....	15
2.8. Essai de traitement en discontinu.....	15
Schéma du traitement.....	16
Bilan du traitement.....	17
2.9. Conclusions.....	19

## Sommaire (2)

	<u>Pages</u>
3 . - ETUDE du MINERAI de GUERSALIOU - Zone plus profonde (éch. VB 1937).....	20
3.1. Généralités.....	20
3.2. Constitution minéralogique du minerai.....	20
3.3. Dosage des métaux à valoriser dans le tout-venant.....	20
3.4. Etude du minerai aux liqueurs denses.....	21
3.5. Essai de flottation.....	21
3.6. Essai de traitement en continu.....	23
Schéma du traitement.....	24
3.6.1. Première phase de traitement.....	25
Schéma de la première phase.....	26
3.6.1.1. Fonctionnement du panneau tamiseur.....	27
Courbes de partage du panneau tamiseur.....	28
3.6.1.2. Fonctionnement du cyclone de déschlammage.....	27
Analyse granulométrique des schlamms.....	29
3.6.1.3. Fonctionnement de la flottation des sulfures.....	30
3.6.1.4. Bilan global de la première phase de traitement.....	31
3.6.2. Deuxième phase de traitement.....	32
Schéma de la deuxième phase.....	33
3.6.2.1. Fonctionnement du broyage.....	34
Courbes d'analyses granulométriques.....	35
3.6.2.2. Fonctionnement de la flottation.....	34
3.6.2.3. Fonctionnement du tamisage et du deschlammage secondaire.....	36
Analyse granulométrique de la surverse.....	37

Sommaire (3)

	<u>P a g e s</u>
3.6.2.4. Concentrations gravimétriques sur tables à secousses.....	38
3.6.3. Bilan global de l'ensemble des deux phases de traitement.....	39
3.6.4. Purification et analyse des concentrés d'étain.....	40
3.6.4.1. Flottation.....	40
3.6.4.2. Séparation magnétique.....	40
3.6.4.3. Séparation gravimétrique.....	40
3.6.4.4. Analyse des produits finis.....	41
3.6.4.5. Spécifications de vente des concentrés d'étain.....	41
3.6.4.6. Conclusions.....	44
3.6.5. Analyse du concentré sulfures. Essais d'enrichissement en cuivre.....	45
. 4 .- CONCLUSIONS GENERALES.....	46

## INTRODUCTION

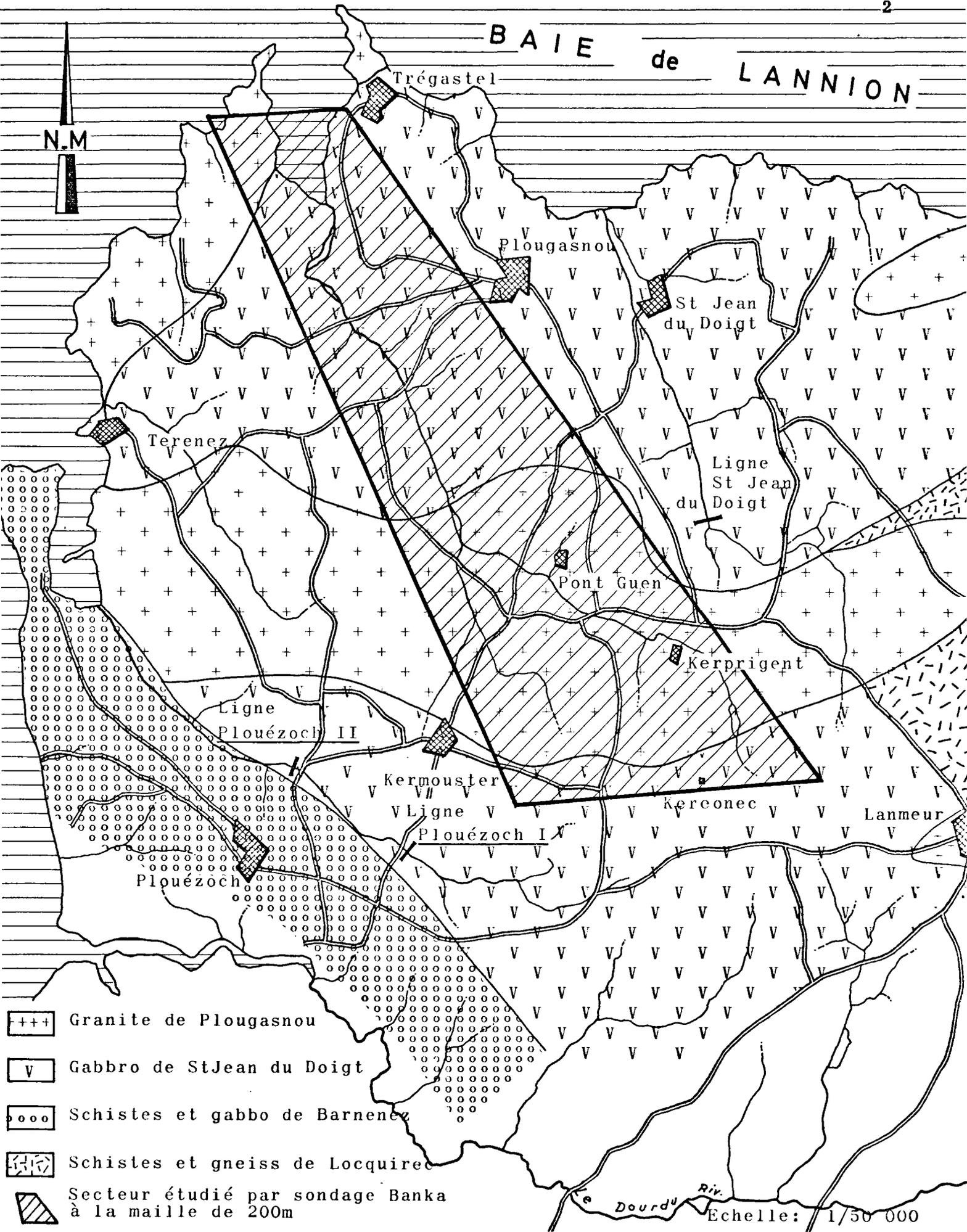
La division "Vendée Bretagne" du département "FRANCE-EUROPE" a demandé au département V.D.M. d'étudier successivement trois lots différents d'un minerai de cuivre et d'étain provenant de la région de LANMEUR (Finistère) - Voir carte ci-jointe page 2 .

Les deux premiers lots n'ont fait l'objet que d'une étude d'orientation, tandis que le troisième plus volumineux ( 4 tonnes ) a été traité en circuit semi-industriel en tenant compte des résultats obtenus auparavant .

Le présent rapport fait le point sur l'ensemble des trois études : il est présenté suivant l'ordre chronologique de celles-ci, c'est-à-dire :

- 1°) Etude du minerai de KER PRIGENT (Ech. VB 1529)
- 2°) Etude du minerai de GUERSALIOU - 12 m (Ech. VB 1646)
- 3°) Etude du minerai de GUERSALIOU - 36 m (Ech. VB 1937).

# B A I E de LANNION



## 1. - ETUDE du MINERAI de KERPRIGENT .

(Référéncié VB 1529).

---

### 1.1. GENERALITES .

Ce lot de 400 kg environ , échantillonné au niveau - 12 m 2<sup>ème</sup> recoupe Sud au puits de Kerprigent, est parvenu au département V. D. M. en janvier 1968 dans le but d'étudier les possibilités de récupération des minéraux utiles d'étain, de cuivre, de bismuth, d'argent et d'or .

### 1.2. CONSTITUTION MINERALOGIQUE .

Le minerai est constitué d'une gangue essentiellement quartzeuse dans laquelle se trouve souvent de la tourmaline très fine ainsi que des minéraux tels que chlorite et séricite.

La minéralisation contient, par ordre d'importance décroissante, les minéraux suivants : mispickel (très abondant), cassitérite, chalcopyrite, blende, pyrite, pyrrhotine, scheelite, coveline, bismuthinite .

Il faut noter que la stannite rencontrée par les minéralogistes dans des échantillons de déblais du puits de Kerprigent n'a pas été retrouvée dans les différents échantillons étudiés du lot reçu .

### 1.3. DOSAGE des METAUX à VALORISER dans le TOUT-VENANT .

. Cuivre	:	0,30 %
. Etain	:	0,35 %
. Bismuth	:	360 p.p.m.
. Argent	:	13 p.p.m.
. Or	:	< 1 p.p.m.

#### 1.4. ETUDE du MINERAI aux LIQUEURS DENSES .

Le tableau des résultats figurant à la page 5, montre que l'étain pourrait être préconcentré par gravimétrie à une maille relativement élevée ( environ 16 mm ) avec un rendement métal de l'ordre de 85 % en éliminant 75 % en poids du tout-venant .

Un tel traitement serait beaucoup moins favorable pour la récupération du cuivre puisque dans ces conditions, le rendement en cuivre ne serait que de l'ordre de 50 % .

Le traitement gravimétrique des fines ( <1 mm ) semble possible à condition d'admettre des rejets à 400 g/t pour l'étain et à 1 000 g/t pour le cuivre .

Il faut noter l'enrichissement très net des fines granulométries donc la possibilité, avec un broyage ménagé, d'obtenir un broyage sélectif .

#### 1.5. ESSAIS de TRAITEMENT GRAVIMETRIQUE .

Le minerai tout-venant, concassé puis broyé à - 4 mm, a été classé en cinq fractions granulométriques : - 4 + 2 mm ; - 2 + 1 mm ; - 1 + 0,5 mm ; - 0,5 + 0,25 mm ; - 0,25 mm . Celles-ci ont été traitées sur jig pour les trois plus grosses et sur tables à secousses pour les deux autres .

Les résultats obtenus ne sont pas satisfaisants puisque les rendements étain et cuivre atteignent difficilement 60 % et 40 % respectivement. Les études minéralogiques des concentrés, mixtes et rejets obtenus ont confirmé l'absence de stannite. Il semble que la forte proportion de minéraux lourds dans le minerai tout-venant gêne l'opération .

La séparation préalable des sulfures apparaît comme nécessaire à une bonne récupération de l'étain .

Ouverture de maille mm Refus tamis	T.V. RECONSTITUE						DENSITE < 2,75				2,75 < DENSITE < 2,9				2,9 < DENSITE < 3,3				DENSITE > 3,3								
	Poids du refus %	Poids du refus % cumulé	Teneurs		Répartition %		Poids %	Teneurs		Répartition %		Poids %	Teneurs		Répartition %		Poids %	Teneurs		Répartition %		Poids %	Teneurs		Répartition %		
			Sn	Cu	Sn	Cu		Sn	Cu	Sn	Cu		Sn	Cu	Sn	Cu		Sn	Cu	Sn	Cu						
			%	%	%	%		%	%	%	%		%	%	%	%		%	%	%	%		%	%	%		
63	18,85	18,85	0,26	0,5430	14,3	34,8	90,61	0,22	0,53	75,5	88,4	6,03	0,76	0,82	17,4	9,1	3,36	0,56	0,40	7,1	2,5						
32	14,11	32,96	0,47	0,2264	19,4	11,1	56,35	0,13	0,196	15,5	48,8	28,49	0,74	0,179	44,6	22,6	15,16	1,24	0,43	39,9	28,8						
16	17,18	50,14	0,30	0,2223	15,0	12,9	75,79	0,0588	0,15	15,0	51,3	11,69	0,703	0,319	27,0	16,7	10,37	1,25	0,50	42,7	23,3	2,20	2,11	0,88	15,3	8,7	
8	15,03	65,17	0,34	0,1930	14,9	9,8	78,42	0,0696	0,13	16,2	52,8	7,66	0,634	0,304	14,4	12,1	10,48	1,55	0,46	48,0	25,0	3,44	2,10	0,57	21,4	10,1	
4	9,07	74,24	0,34	0,1629	9,0	5,0	79,83	0,0596	0,111	14,1	53,9	7,51	0,510	0,281	11,3	13,0	9,61	1,75	0,35	49,5	20,6	3,05	2,80	0,67	25,1	12,5	
2	6,81	81,05	0,33	0,16	6,6	3,7	80,89	0,0605	0,097	14,7	49,7	6,06	0,434	0,210	8,1	8,1	9,83	1,35	0,42	40,6	26,3	3,72	3,21	0,67	36,6	15,9	
1	6,97	88,02	0,32	0,17	6,5	4,0	80,40	0,0576	0,108	15,0	52,4	6,66	0,331	0,191	6,9	6,5	8,35	1,22	0,35	31,8	17,6	4,59	3,24	0,85	46,4	23,5	
0,5	2,21	90,23	0,39	0,2077	2,5	1,6	78,83	0,0500	0,096	10,0	36,5	6,34	0,476	0,311	7,7	9,5	8,28	1,23	0,47	29,5	18,7	6,55	3,38	1,12	56,4	35,3	
0,250	3,23	93,46	0,37	0,2815	3,5	3,1	80,46	0,0427	0,13	9,2	37,2	3,73	0,24	0,42	2,4	5,6	8,91	0,75	0,57	17,9	18,0	6,90	3,82	1,60	70,5	39,2	
0,125	1,99	95,45	0,48	0,4897	2,8	3,4	77,33	0,0470	0,16	7,6	25,3	1,89	0,23	0,50	0,9	1,9	11,35	0,41	0,40	9,7	9,3	9,43	4,15	3,30	81,8	63,5	
0,063	1,21	96,66	0,66	0,7020	2,3	2,9	66,92	0,0433	0,16	4,4	15,3	16,67	1,63	1,80	40,9	42,7	10,10	0,38	0,95	5,8	13,7	6,31	5,15	3,15	48,9	28,3	
0	3,34	100,00	0,33	0,67	3,2	7,7																					
T.V. CALCULE	100,00		0,34	0,29	100,0	100,0																					

### 1.6. ESSAI de FLOTTATION des SULFURES .

Un échantillon de 2,5 kg provenant des préconcentrés gravimétriques précédents et dosant 2,0 % en Sn et 0,50 % en Cu a été broyé au broyeur à barres en présence de carbonate de sodium pendant cinq minutes. Le minerai a été ensuite flotté au xanthate en cellule MINEMET de 30 l en présence de sulfate de cuivre. Le moussant utilisé a été l'huile de pin. Le concentré sulfuré obtenu a été relavé tandis que le rejet a été tablé de manière à récupérer l'étain contenu.

Le bilan de cet essai est donné ci-dessous :

PRODUITS	Poids %	CUIVRE		ETAIN	
		Teneur %	Répart. %	Teneur %	Répart. %
Concentré sulfure	39,4	1,15	83,4	0,25	4,9
Mixte sulfure	1,8	1,25	4,1	1,15	1,0
Concentré étain	5,2	0,25	2,6	28,45	73,0
Mixte étain	17,2	0,10	3,2	1,12	9,5
Rejet	36,4	0,10	6,7	0,65	11,6
Ech. calculé	100,00	0,54	100,0	2,03	100,0

Le concentré sulfure contient : 970 g/t de bismuth , 25 g/t d'argent et 0,4 g/t d'or.

D'autre part, le concentré à 28,5 % de Sn, sommairement purifié (séparation magnétique et liqueur dense) dose plus de 40 % en étain . Ce dernier concentré examiné à la loupe binoculaire, est constitué essentiellement de cassitérite. Les impuretés sont, en grande majorité, des sulfures (surtout mispickel) qu'il sera possible d'éliminer soit par flottation d'épuisage avant la gravimétrie, soit par flottation du concentré primaire après tablage .

## 1.7. CONCLUSIONS .

Les essais de traitement de ce lot de minerai permettent de formuler les remarques suivantes :

- 1°) la préconcentration gravimétrique du minerai (cyclonage en milieu dense) est à envisager ;
- 2°) la concentration gravimétrique de l'étain doit être précédée de l'élimination des sulfures ;
- 3°) la séparation du cuivre, à partir du concentré sulfure, devra être étudiée ;
- 4°) il est très probable qu'après purification, le concentré d'étain dose plus de 60 % en Sn .

o  
ooo

## 2.- ETUDE du MINERAI de GUERSALIOU

Zone d'altération

(Référéncié VB 1646) .

---

### 2.1. GENERALITES .

Ce lot, prélevé dans les déblais provenant du niveau - 12 m du traçage Sud à partir de la recoupe n° 2 du gisement de Guersaliou , est parvenu au département V.D.M. en deux fois, une première partie (500 kg) en mars 1968 et une seconde (400 kg) en mai 1968 .

Il s'agissait de vérifier sur ce lot, les résultats obtenus sur le minerai de Kerprigent en étudiant les problèmes de séparation du cuivre à partir du concentré sulfure et de purification du concentré d'étain .

### 2.2. CONSTITUTION MINERALOGIQUE du MINERAI .

La gangue semble uniquement quartzeuse. Quant à la minéralisation, elle est très proche de celle de Kerprigent : le mispickel très abondant, souvent massif est traversé par des veinules de chalcopryrite - celle-ci est parfois entièrement remplacée par la chalcocite. Ces deux minéraux sont plus abondants que dans le minerai de Kerprigent. Ce minerai se distingue par la diversité des minéraux de cuivre rencontrés depuis : cuivre natif, chalcopryrite, chalcocite, digenite, covelline, énargite, mansonite (stannite riche en cuivre).

La cassitérite forme, parfois, de belles plages (0,5 à 0,8 mm). D'autres minéraux comme pyrite, bismuthinite, cubanite, blende ont été observés en traces .

### 2.3. DOSAGE des METAUX à VALORISER dans le TOUT-VENANT .

. Cuivre	:	3,25 %
. Etain	:	0,25 %
. Bismuth	:	1020 g/t
. Argent	:	80 g/t
. Or	:	1 g/t .

Ce lot est beaucoup plus riche en sulfures que le précédent .

#### 2.4. ETUDE du MINERAI aux LIQUEURS DENSES .

Le bilan figure dans le tableau page 10 .

Il montre que le minerai de Guersaliou est aussi favorable à la préconcentration que le minerai de Kerprigent. En effet, après concassage à 16 mm et tamisage à 0,5 mm, il est probable qu'un cyclonage en milieu dense (  $d = 2,75$  ) effectué sur la granulométrie 16 - 0,5 mm permette d'éliminer 65 à 70 % de stériles dosant environ 500 g/t en étain et 0,6 % en cuivre ce qui correspond à des rendements de l'ordre de 80 % et 85 % respectivement pour ces deux métaux .

Ouverture de maille mm Refus tamis	T. V. RECONSTITUE						DENSITE < 2,75					2,75 < DENSITE < 2,9					2,9 < DENSITE < 3,3					DENSITE > 3,3				
	Poids du refus %	Poids du refus % cumulé	Teneurs		Répartition %		Poids %	Teneurs		Répartition %		Poids %	Teneurs		Répartition %		Poids %	Teneurs		Répartition %		Poids %	Teneurs		Répartition %	
			Sn %	Cu %	Sn %	Cu %		Sn %	Cu %	Sn %	Cu %		Sn %	Cu %	Sn %	Cu %		Sn %	Cu %	Sn %	Cu %					
63	10,10	10,10	0,21	2,73	9,4	8,6	4,7	0,32	1,62	7,2	2,8	14,4	0,50	1,32	34,6	6,9	80,9	0,15	3,05	58,2	90,3					
32	10,80	20,90	0,27	2,26	12,9	7,6	33,6	0,10	0,80	12,5	11,9	5,5	0,40	1,35	8,2	3,3	60,9	0,35	3,15	79,3	84,8					
16	12,80	33,70	0,18	2,33	11,9	9,3	60,5	0,10	0,82	33,6	21,3	1,9	0,22	2,45	2,3	2,0	19,3	0,22	3,92	23,5	32,4	18,3	0,40	5,65	40,6	44,3
8	13,20	46,90	0,21	2,66	13,4	11,0	62,3	0,08	0,70	23,4	16,4	1,9	0,82	4,25	7,3	3,0	13,6	0,40	4,55	25,5	23,2	22,2	0,42	6,88	43,8	57,4
4	8,30	55,20	0,15	2,03	5,5	5,3	70,6	0,04	0,40	18,7	13,9	4,4	0,55	2,60	16,0	5,7	8,2	0,65	4,87	35,3	19,7	16,8	0,27	7,32	30,0	60,7
2	13,10	68,30	0,11	2,37	6,4	9,7	75,4	0,04	0,88	27,7	28,1	3,3	0,42	3,80	12,7	5,3	4,0	0,67	5,05	24,6	8,5	17,3	0,22	7,95	35,0	58,1
1	8,60	76,90	0,13	2,41	4,9	6,5	73,8	0,03	0,60	16,9	18,3	4,5	0,40	3,20	13,8	6,0	5,3	0,72	6,00	29,2	13,2	16,4	0,32	9,20	40,1	62,5
0,5	6,60	83,50	0,23	3,65	8,7	7,5	62,6	0,03	0,70	8,4	12,0	4,4	0,45	3,50	8,9	4,2	5,5	0,60	5,92	14,8	8,9	27,5	0,55	9,95	67,9	74,9
0,250	3,50	87,00	0,29	4,53	4,5	5,0	53,6	0,03	0,98	5,5	11,6	3,3	0,10	3,28	1,1	2,4	7,2	0,48	5,80	11,7	9,2	35,9	0,67	9,68	81,7	76,8
0,125	2,30	89,30	0,30	5,06	3,5	3,6	50,9	0,03	1,02	5,1	10,3	2,5	0,12	4,52	1,1	2,2	7,0	0,45	6,67	10,1	9,2	39,6	0,65	10,00	83,7	78,3
0	10,70	100,00	0,40	7,75	18,9	25,9																				
T. V. CALCULE	100,00		0,21	3,20	100,0	100,0																				

## 2.5. ESSAIS de CONCENTRATION GRAVIMETRIQUE .

Dans le but d'effectuer des préconcentrés gravimétriques sur les granulométries inférieures à 1 mm, une partie du lot de minerai a été broyée à cette maille, puis séparée par tamisage en fractions granulométriques : - 1 + 0,5 mm ; - 0,5 + 0,25 mm ; - 0,25 + 0,125 mm ; - 0,125 + 0,040 mm. Chacune de ces fractions a été traitée sur table à secousses de laboratoire, sauf pour les - 1 + 0,5 mm qui ont été concentrés sur jig SCHABAUVER.

Les résultats de ces essais sont légèrement supérieurs que pour le minerai de Kerprigent. Les rejets ( 50 % en poids ) obtenus à partir de chaque granulométrie titrent environ 0,10 % en étain et 1 % en cuivre (soit 20 % et 15 % respectivement de l'étain et du cuivre contenus). Ces résultats pourraient être améliorés en surveillant de très près les coupures granulométriques : en effet, des tamisages de contrôle effectués sur ces rejets ont montré que ce sont des fines ( ~ 40 microns ) qui élèvent les teneurs .

Sans celles-ci, les teneurs des rejets pourraient être abaissées à 0,05 % pour Sn et à 0,70 % pour le Cu, ce qui confirme les résultats de l'étude aux liqueurs denses .

## 2.6. ESSAIS de FLOTTATION GLOBALE des SULFURES .

Un essai de flottation en cellule de laboratoire de 3 l a été effectué dans le but de vérifier sur cet échantillon la méthode utilisée sur le minerai de Kerprigent. Pour cela, 500 g du lot VB 1646 ( - 1 mm ) ont été broyés ( 10 % de + 0,1 mm ) dans un broyeur à boulets avec 2 kg/t de carbonate de sodium puis conditionné pendant cinq minutes en présence de sulfate de cuivre ( 200 g/t ) et d'éthylxanthate de potassium ( 100 g/t ) . L'huile de pin a été utilisée comme moussant à raison de 100 g/t environ .

Après avoir flotté un premier concentré qui a été relavé aussitôt, le résidu a été conditionné de nouveau pendant trois minutes avec 100 g/t d'amylxanthate de potassium. Ainsi un deuxième concentré et un relavé ont été obtenus.

Le bilan de cet essai figure dans le tableau suivant :

PRODUITS	Poids %	CUIVRE		ETAIN	
		Teneur %	Répart. %	Teneur %	Répart. %
Concentré 1	13,3	13,0	54,1	0,10	4,7
Mixte 1	13,4	5,6	23,4	0,10	5,1
Concentré 2	4,4	5,0	6,9	0,17	2,5
Mixte 2	12,5	1,7	6,6	0,17	7,7
Rejets	56,4	0,5	9,0	0,39	80,0
T. V. calculé	100,0	3,2	100,0	0,27	100,0

**Remarques :**

-----

Avec épuisage, les rendements en Cu et Sn sont respectivement de 91,0 % et 80,0 %. Sans épuisage, ils seraient de 77,5 % pour le cuivre et de 89,1 % pour l'étain. Les pertes en étain dans le mixte 2 sont importantes. Il serait peut être plus intéressant de ne pas effectuer d'épuisage admettant ainsi dans les concentrés gravimétriques d'étain, une quantité non négligeable de sulfures qui seraient alors reflottés après tablage.

**2.7. ESSAIS de FLOTTATION SELECTIVE des SULFURES .**

Le concentré sulfure obtenu précédemment contient principalement du mispickel et divers sulfures de cuivre ( chalcopyrite, chalcocite, cubanite, covelline...). Dans le but de concentrer ces derniers, une série d'essais systématiques a été entreprise .

Les deux principales méthodes de séparation sélective sulfures de cuivre - mispickel par flottation sont basées l'une, sur leur différence de flottabilité en fonction du pH de la pulpe, l'autre, sur l'oxydation sélective de ces minéraux par des oxydants tels que NaOCl, MnO<sub>4</sub>K ou autres .

### 2.7.1. Flottabilité en fonction du pH .

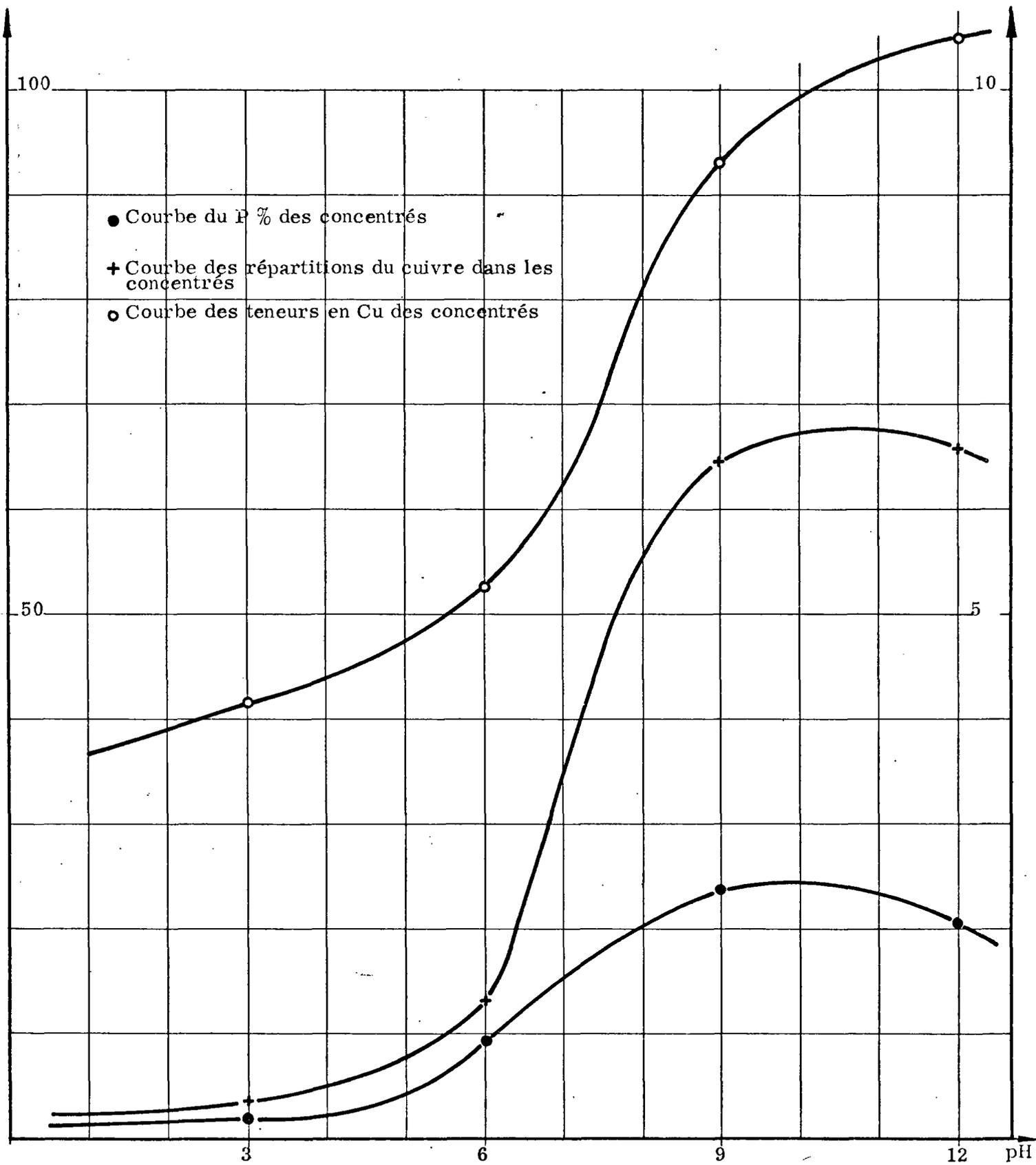
Quatre échantillons identiques, broyés de la même manière au broyeur à boulets en présence de chaux ( 2 kg/t ) ont été conditionnés séparément avec de l'éthylxanthate de potassium à des pH différents allant de 3 à 12 ( le pH était ajusté avec  $H_2SO_4$  ou  $NaOH$  ). La flottation a été effectuée en mini-cellule de laboratoire ( 300  $cm^3$  ). Les résultats sont portés dans le tableau ci-dessous et sur les courbes p. 14 .

pH	PRODUITS	Poids %	CUIVRE	
			Teneur %	Répart. %
3	Concentré	2,7	4,15	3,7
	Résidu	97,3	3,00	96,3
6	Concentré	9,1	5,25	13,0
	Résidu	90,9	3,15	87,0
9	Concentré	23,4	9,30	64,5
	Résidu	76,6	1,50	35,5
12	Concentré	20,5	10,50	65,6
	Résidu	72,5	1,40	34,4

#### Résultats des essais de flottabilité des minéraux de cuivre en fonction du pH .

Les résultats précédents montrent qu'à aucun pH la séparation mispickel - sulfures de cuivre n'est favorisée. En effet, lorsque la teneur et le rendement en cuivre augmentent (pH > 9), le rendement poids s'accroît fortement ( de 9 % à 23 % entre pH 6 et pH 9 ) ce qui signifie que le mispickel accompagne les sulfures de cuivre. Un examen des concentrés à la loupe bino-culaire a confirmé ce jugement .

Courbes de flottabilité des minéraux de cuivre en fonction du pH



### 2.7.2. Oxydation sélective des sulfures .

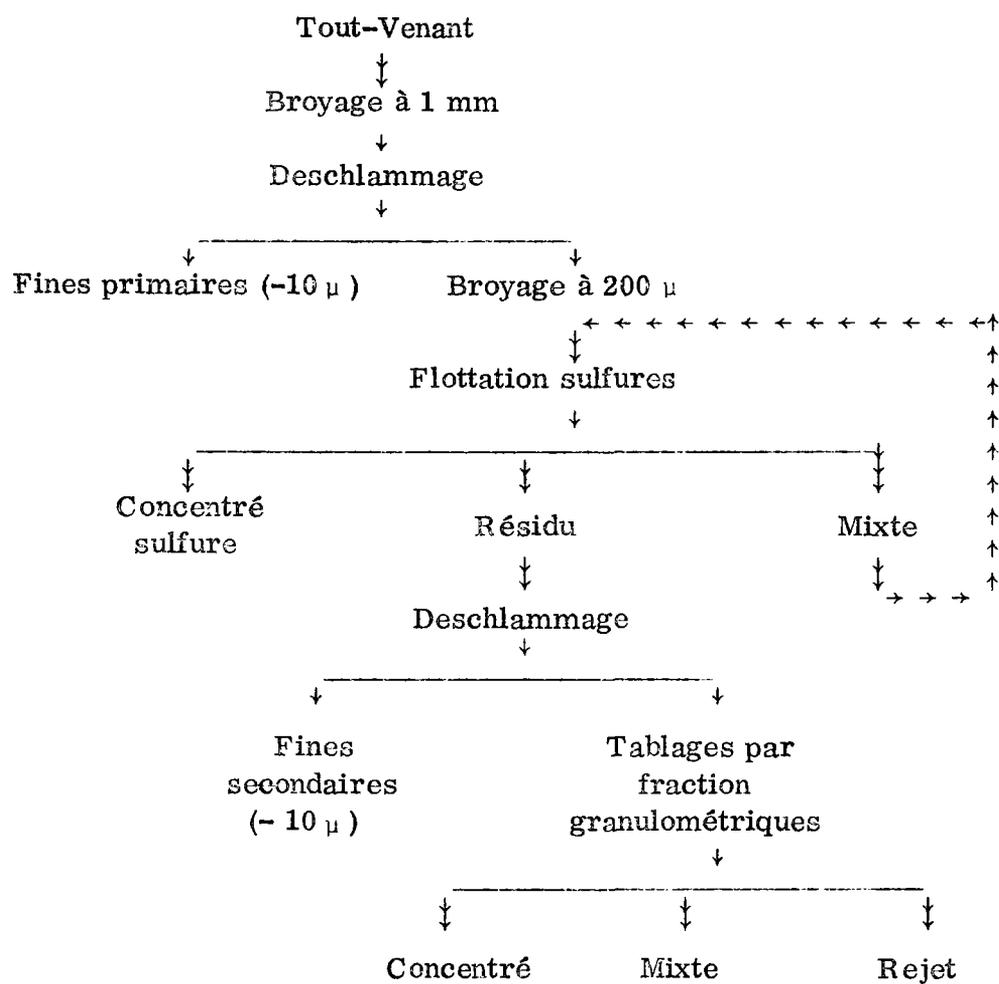
D'après de nombreuses publications, il serait possible de séparer le mispickel facilement oxydable en le déprimant par  $MnO_4K$ ,  $NaOCl$ ,  $FeCl_3$  à un pH inférieur à 6,5. Quelques essais ont été effectués dans ce sens. Les résultats n'ont pas été satisfaisants car s'il était possible de déprimer le mispickel, il fallait pour cela une quantité très importante d'oxydant, d'autre part le rendement de récupération du cuivre était très inférieur à 50 % et ceci parce que certains sulfures de cuivre étaient probablement déprimés par oxydation superficielle. De nombreux essais complémentaires seraient nécessaires pour conclure avec certitude.

Cependant, ce problème n'a pas été approfondi car, dans le cadre de la valorisation du minerai de LANMEUR, il semble possible de vendre directement les concentrés sulfures .

### 2.8. ESSAI de TRAITEMENT en DISCONTINU .

En tenant compte des résultats obtenus précédemment, un essai de traitement portant sur 135 kg de minerai ( VB 1646 ) a été effectué en discontinu sur des appareils à échelle réduite.

Les diverses opérations de concentration se sont déroulées suivant le schéma décrit page 16 .



Les résultats obtenus sont condensés dans le tableau ci-dessous :

PRODUITS	Poids %	TENEURS				REPARTITION			
		Cu %	Sn %	Ag g/t	Bi g/t	Cu	Sn	Ag	Bi
Fines primaires	5,4	5,9	0,124	170	2 500	8,8	2,4	11,3	12,8
Conc. sulfures	26,3	10,3	0,092	220	1 700	74,8	8,7	71,0	38,5
Fines secondaires	17,8	2,4	0,153	60	2 000	11,8	9,7	13,1	29,9
Conc. tablage	0,9	3,0	12,7	60	3 500	0,8	40,8	0,7	3,0
Mixtes tablage	17,2	0,35	0,520	9	600	1,6	32,0	1,9	9,0
Rejets tablage	32,4	0,25	0,055	5	250	2,2	6,4	2,0	6,8
T.V. calculé	100,0	3,62	0,279	81	1 150	100,0	100,0	100,0	100,0

Le précédent bilan permet de faire les remarques suivantes :

1°) l'importance des fines est considérable. Elles représentent 23,2 % en poids du tout-venant et contiennent :

20,8 % du cuivre ,  
24,4 % de l'argent ,  
12,1 % de l'étain .

Il sera donc nécessaire de contrôler sévèrement le broyage. Il est certain qu'en continu, un broyage ménagé permettra de diminuer fortement la quantité de fines produites .

2°) Le concentré de sulfures ( 26,3 % en poids du tout-venant ) dose 10,3 % en Cu, 220 g/t en Ag, environ 1 800 g/t en Bi et 1,2 g/t en Au, mais encore 920 g/t en Sn. Il est très probable qu'en étudiant le relavage de ce concentré, il sera possible d'abaisser cette teneur en étain .

Les rendements sont assez satisfaisantes, 74,8 % pour le Cu et 71,0% pour l'Ag. Rappelons que ces rendements globaux seront nettement améliorés si nous parvenons à réduire la quantité de fines .

3°) Le concentré d'étain titre seulement 12,7 % en Sn. Cette teneur relativement faible est due en grande partie aux difficultés de réglage des tables de laboratoire pour de trop faibles quantités de produits (le tablage a été effectué par fraction granulométrique). D'autre part, ce même concentré titre 3,0 % en Cu. Cette teneur devra être abaissée par reflottation du concentré d'Sn , le rendement est de 40,8 % pour l'étain contenu dans le concentré seul. Le mixte de tablage devra être retraité sur table et permettra d'augmenter ce rendement jusqu'à 60-65 %.

4°) La valorisation du bismuth n'a pas été approfondie. Cet élément semble être réparti avec tous les éléments sulfurés : 1 600 à 1 800 g/t dans le concentré sulfures, il en reste, cependant, 3 500 à 3 000 g/t dans le concentré d'étain .

En recherchant un réactif activant de la bismuthinite, on peut espérer mieux concentrer le bismuth dans le concentré sulfures .

5°) L'échantillon de minerai tout-venant traité titre 3,60 % en Cu, 0,28 % en Sn, 80 g/t en Ag, 1150 g/t en Bi et 0,5 g/t en Au .



### 3.- ETUDE du MINERAI de GUERSALIOU

Zone plus profonde

(Référéncié VB 1937)

---

#### 3.1. GENERALITES .

Ce lot de minerai référencié (VB 1937) et pesant environ 4,5 t est parvenu au département V. D. M. en mai 1969. Il a été prélevé périodiquement dans les terres de volées concernant 120 m de filon au niveau - 36 m.

L'objet de l'étude est de déterminer avec une bonne approximation, les rendements de récupération des différents métaux intéressants et la pureté des concentrés (en particulier, du concentré d'étain). Ceci en ayant une idée assez précise sur l'importance de l'installation de traitement à prévoir .

Pour cela, après avoir vérifié d'une part, ses possibilités de préconcentration en liqueur dense, d'autre part ses propriétés de flottation, le minerai a été traité en continu en atelier pilote selon le schéma préconisé lors de l'étude du lot précédent ( VB 1646 ) .

#### 3.2. CONSTITUTION MINERALOGIQUE du MINERAI .

Le minerai se présente de la même manière que les échantillons précédents. Le mispickel massif est toujours très abondant. Parmi les sulfures de cuivre la chalcopyrite semble la plus fréquente .

D'autre part, une quantité notable de blocs plastiques argileux issus de diaclases traversant le filon nécessitera le débouillage préalable du minerai .

#### 3.3. DOSAGE des METAUX à VALORISER dans le TOUT-VENANT .

. Cuivre	: 1,30 %
. Etain	: 0,33 %
. Bismuth	: 600 g/t
. Argent	: 45 g/t .

### 3.4. ETUDE du MINERAI aux LIQUEURS DENSES .

Cette étude a été effectuée sur du minerai concassé à - 16 mm. Le bilan figure dans le tableau page 22. Il montre que ce minerai est favorable à un cyclonage en milieu dense (  $d = 2,75$  ). En effet, il semble possible d'éliminer 60 % de stériles dosant 0,20 % en Cu et 350 g/t en Sn. Ceci correspondant à des rendements de l'ordre de 85 % pour le cuivre et de 90 % pour l'étain .

### 3.5. ESSAI de FLOTTATION .

Dans le but de vérifier sur le nouveau lot les propriétés de flottabilité observées précédemment, un échantillon de 500 g de minerai (-1mm) obtenu au broyeur à cylindres a été broyé ( 10 % de + 0,1 mm ) dans un broyeur à boulets pendant 20 minutes avec du carbonate de sodium. Puis il a été conditionné cinq minutes avec du sulfate de cuivre ( 150 g/t ), de l'éthylxanthate ( 200 g/t ) et ensuite flotté en cellule WEMCO de 3 l avec de l'huile de pin (  $\sim 100$  g/t ) . Le concentré obtenu a été relavé avec 2 kg/t d'hypochlorite de sodium ( dans le but de déprimer le mispickel ). Le résidu conditionné trois minutes avec 200 g/t d'amylxanthate a été épuisé par flottation. Le bilan métallurgique de l'essai figure dans le tableau ci-dessous.

PRODUITS	Poids %	CUIVRE		ETAIN	
		Teneur %	Répart. %	Teneur g/t	Répart. %
Concentré	17,2	6,67	89,6	1 150	5,2
Mixte relavage	6,3	1,15	5,6	4 000	6,6
Mixte épuisage	1,7	0,76	1,0	4 400	2,0
Résidu	74,8	0,065	3,8	4 400	86,2
T. V. calculé	100,0	1,28	100,0	3 800	100,0

#### Remarques :

- . Les rendements en cuivre et étain sont satisfaisants.
- . Le relavage à l'hypochlorite de sodium ne permet pas de déprimer le mispickel. Cependant, il permet d'abaisser la teneur en Sn du concentré sulfures et, par suite d'augmenter le rendement étain.
- . L'épuisage entraîne une partie non négligeable de l'étain. Ceci confirme qu'il sera plus intéressant d'éliminer les sulfures après tablage en faisant la flottation des concentrés obtenus.

Ouverture de maille mm Refus tamis	T. V. RECONSTITUE						LEGERS < 2,75						2,75 < d < 2,80				2,80 < d < 3,3				LOURDS > 3,3					
	Poids du refus %	Poids du refus % cumulé	Teneurs		Répartition %		Poids %	Teneurs		Répartition %		Poids %	Teneurs		Répartition %		Poids %	Teneurs		Répartition %		Poids %	Teneurs		Répartition %	
			Cu %	Sn (ppm)	Cu %	Sn %		Cu %	Sn (ppm)	Cu %	Sn (ppm)		Cu %	Sn (ppm)	Cu %	Sn (ppm)		Cu %	Sn (ppm)	Cu %	Sn (ppm)		Cu %	Sn (ppm)	Cu %	Sn (ppm)
8	13,8	13,8	0,48	2 443	5,5	10,8	61,2	0,18	515	23,0	12,9	11,3	0,25	1 325	5,9	6,1	18,1	0,21	10 600	7,8	7,9	9,4	3,23	19 000	63,3	73,1
4	30,8	44,6	0,47	2 410	12,1	24,8	59,6	0,12	315	15,4	7,8	14,7	0,22	1 320	7,0	8,0	14,7	0,80	3 700	25,2	22,6	11,0	2,22	13 500	52,4	61,6
2	18,6	63,2	0,71	3 206	11,0	20,2	66,1	0,145	350	13,4	7,2	5,7	0,30	1 200	2,4	2,1	12,3	0,75	6 700	12,9	25,7	15,9	3,20	13 100	71,3	65,0
1	10,8	74,0	1,13	2 957	10,2	10,7	64,8	0,22	310	12,6	6,8	5,7	0,42	1 340	2,2	2,6	9,7	1,11	6 800	9,5	22,3	19,8	4,33	10 200	75,7	68,3
0,5	7,2	81,2	1,58	3 111	9,5	7,5	56,2	0,28	400	9,9	7,2	5,5	0,53	1 500	1,8	2,5	9,6	1,63	5 300	9,9	16,4	28,7	4,33	8 000	78,4	73,9
0,250	5,6	86,8	2,31	4 009	10,8	7,5	49,2	0,22	345	4,7	4,2	4,3	0,62	1 070	1,2	1,1	8,6	1,78	4 400	7,0	9,4	37,9	5,30	9 000	87,1	85,3
0,125	4,4	91,2	3,03	4 543	11,2	6,7	46,3	0,30	330	4,6	3,4	4,6	0,84	1 000	1,3	1,0	8,7	2,20	3 500	6,2	6,7	40,4	6,60	10 000	87,9	88,9
0	8,8	100,0	4,45	4 000	29,7	11,8																				
T. V. CALCULE	100,0		1,20	2 991	100,0	100,0	55,0					8,6					11,9					15,7				

### 3.6. ESSAI de TRAITEMENT en CONTINU .

Le minerai reçu est constitué d'une quantité notable de blocs plastiques qui, séchés, ont l'apparence de fragments rocheux très friables. Les schlamms provenant de ceux-ci risquent de gêner la flottation des sulfures en adsorbant une partie des réactifs. Par conséquent, il semble nécessaire d'ajouter au schéma de traitement prévu un débourbage du minerai après son concassage primaire .

Le rhéogramme utilisé figure à la page 24 . Etant donné la complexité d'un traitement global en continu, il a été décidé de le fractionner en deux étapes :

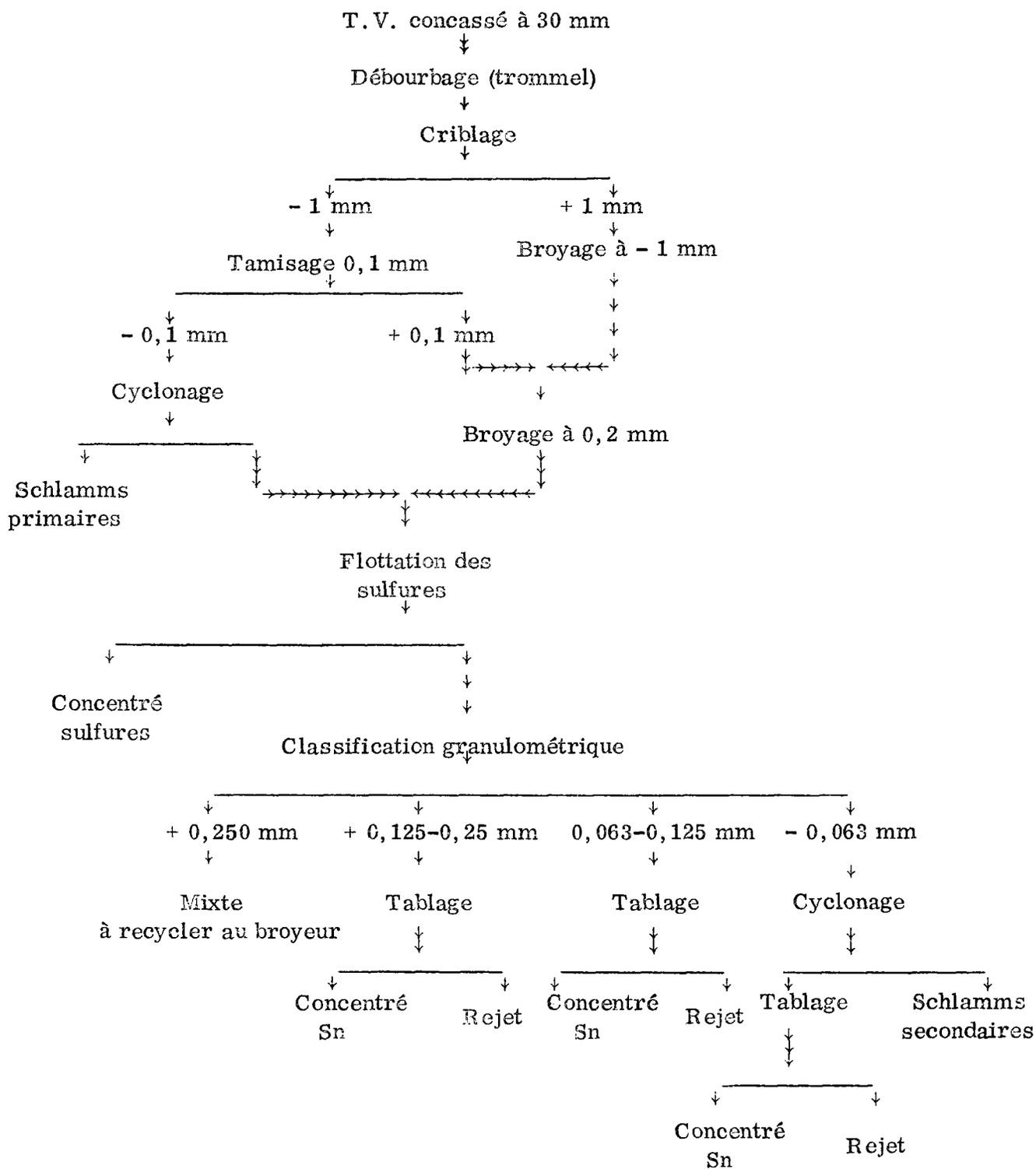
#### Première phase :

Débouillage du minerai concassé à 30 mm, classement granulométrique ( 1 ; 0,1 mm ), déschlammage, flottation des - 100 microns. Le résidu de cette flottation stocké sera recyclé en sortie de flottation lors de la deuxième phase .

#### Deuxième phase :

Broyage primaire des + 1 mm , broyage secondaire de l'ensemble à 200 microns, flottation des sulfures, classement granulométrique des rejets de flottation et concentration gravimétrique .

RHEOGRAMME GENERAL .



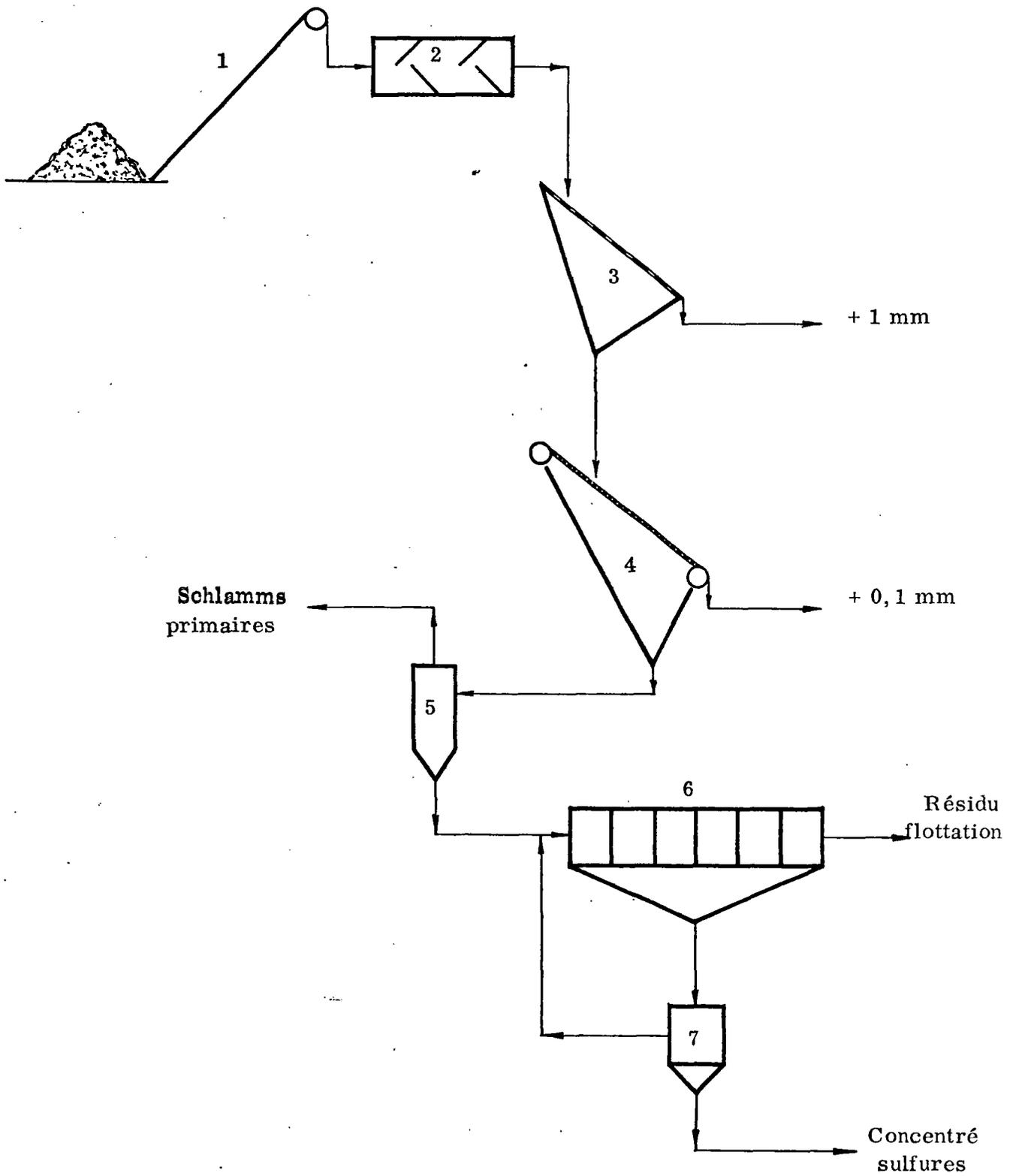
### 3.6.1. Première phase du traitement .

Le circuit de traitement a été réalisé selon le schéma donné page 26 et en utilisant les appareils semi-industriels suivants :

- (1) sauterelle de transport du minerai
- (2) trommel débourbeur à chaînes
- (3) crible vibrant
- (4) panneau tamiseur (BRGM)
- (5) cyclone porcelaine DORR OLIVER  
T 106 B pour deschlammage
- (6) banc de 6 cellules de flottation  
MINEMET 30 l
- (7) cellule de flottation MINEMET 30 l  
pour relavage .

Le traitement s'est déroulé en continu à la cadence de 500 kg/h pendant 7 heures. Lorsque les circuits ont été équilibrés, des prélèvements de contrôle ont été effectués sur tous les produits sortants pendant une durée de fonctionnement d'une heure. Les bilans métallurgiques ont été calculés à partir des poids et teneurs de ceux-ci .

CIRCUIT de TRAITEMENT



### 3.6.1.1. Fonctionnement du panneau tamiseur B.R.G.M.

La courbe de partage obtenue sur cet appareil de classement équipé d'une toile filtrante de 151 microns figure page 28. Cet appareil fonctionnant a un débit de 3,5 m<sup>3</sup>/h de pulpe à 60 g/l de solide préalablement criblé à 1 mm a permis d'obtenir 40,2 % de passé , 59,8 % de refus avec un d<sub>50</sub> à 84 microns et une imperfection de 0,20 .

### 3.6.1.2. Fonctionnement du cyclone de deschlammage .

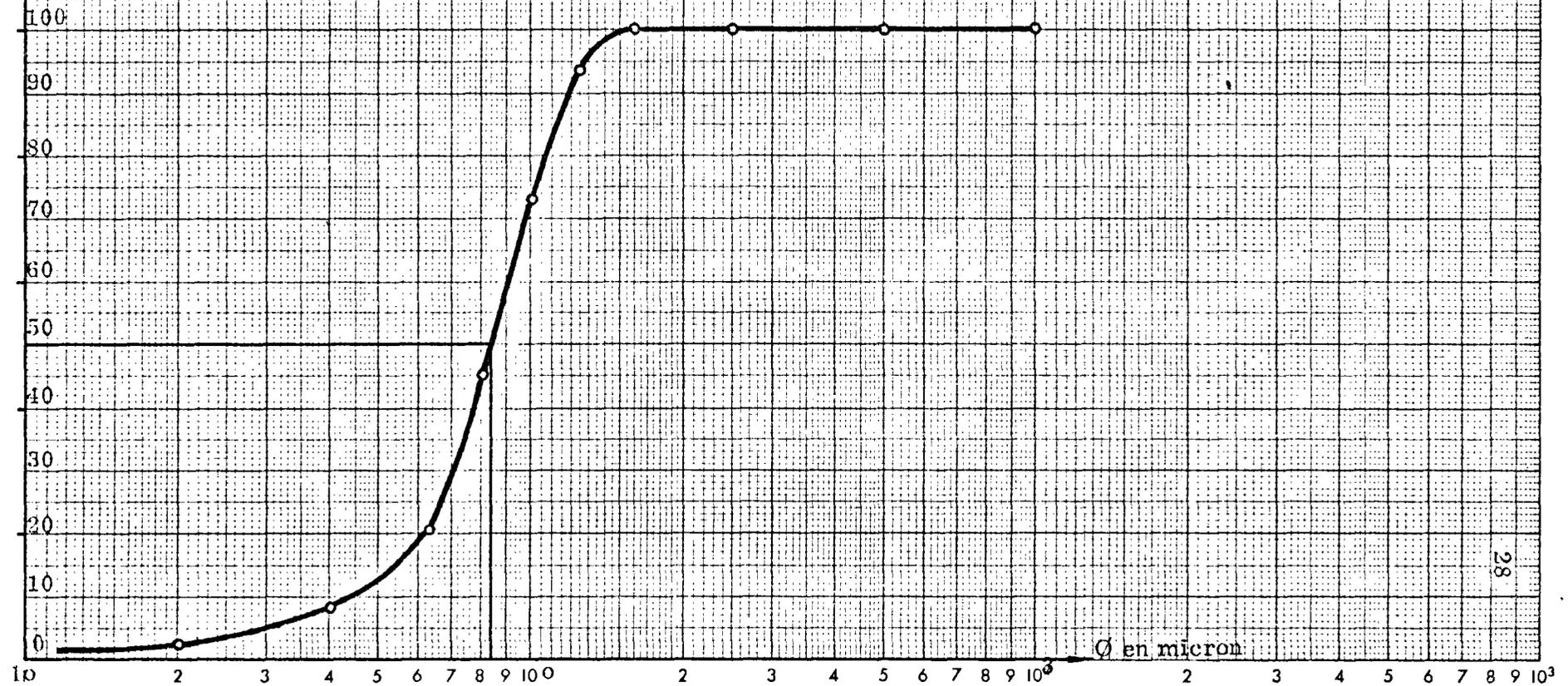
Le passé du panneau tamiseur alimentait un cyclone porcelaine T 106 B (DORR OLIVER) dans les conditions suivantes :

- . débit : 3,35 m<sup>3</sup>/h
- . pression : 3 kg/cm<sup>2</sup>
- . dilution : 25 g/l .

Seule, la surverse a été étudiée. Sa dilution était de 7 g/l environ. Son analyse granulométrique a été effectuée au compteur COULTER. Les résultats sont portés en coordonnées Rosin-Ramler sur le graphique page 29 .

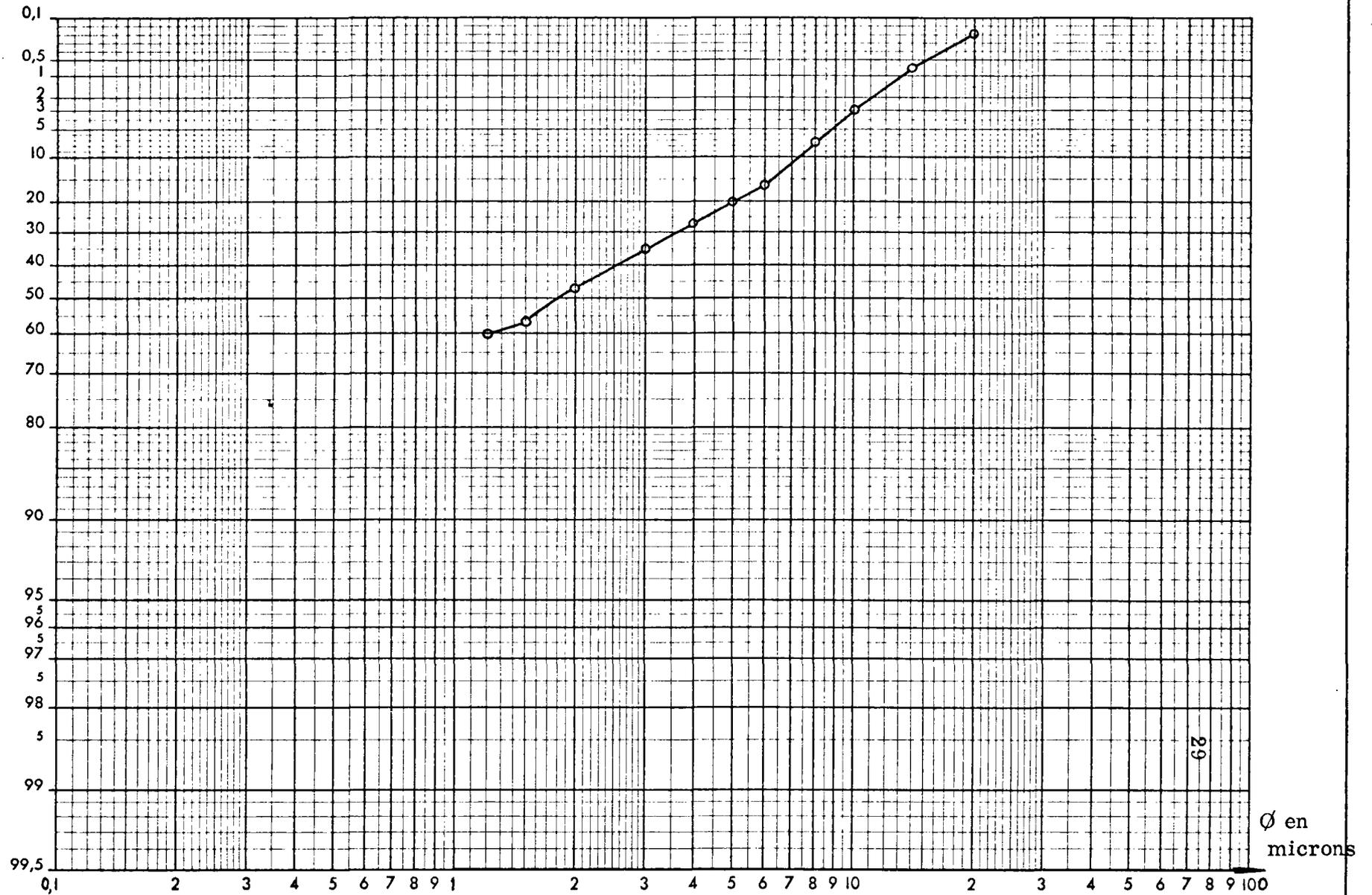
COURBE de PARTAGE du PANNEAU TAMISEUR

Récupération %  
en refus de la surverse



# ANALYSE GRANULOMETRIQUE

des SCHLAMMS PRIMAIRES



29

Ø en microns

### 3.6.1.3. Fonctionnement de la flottation des sulfures .

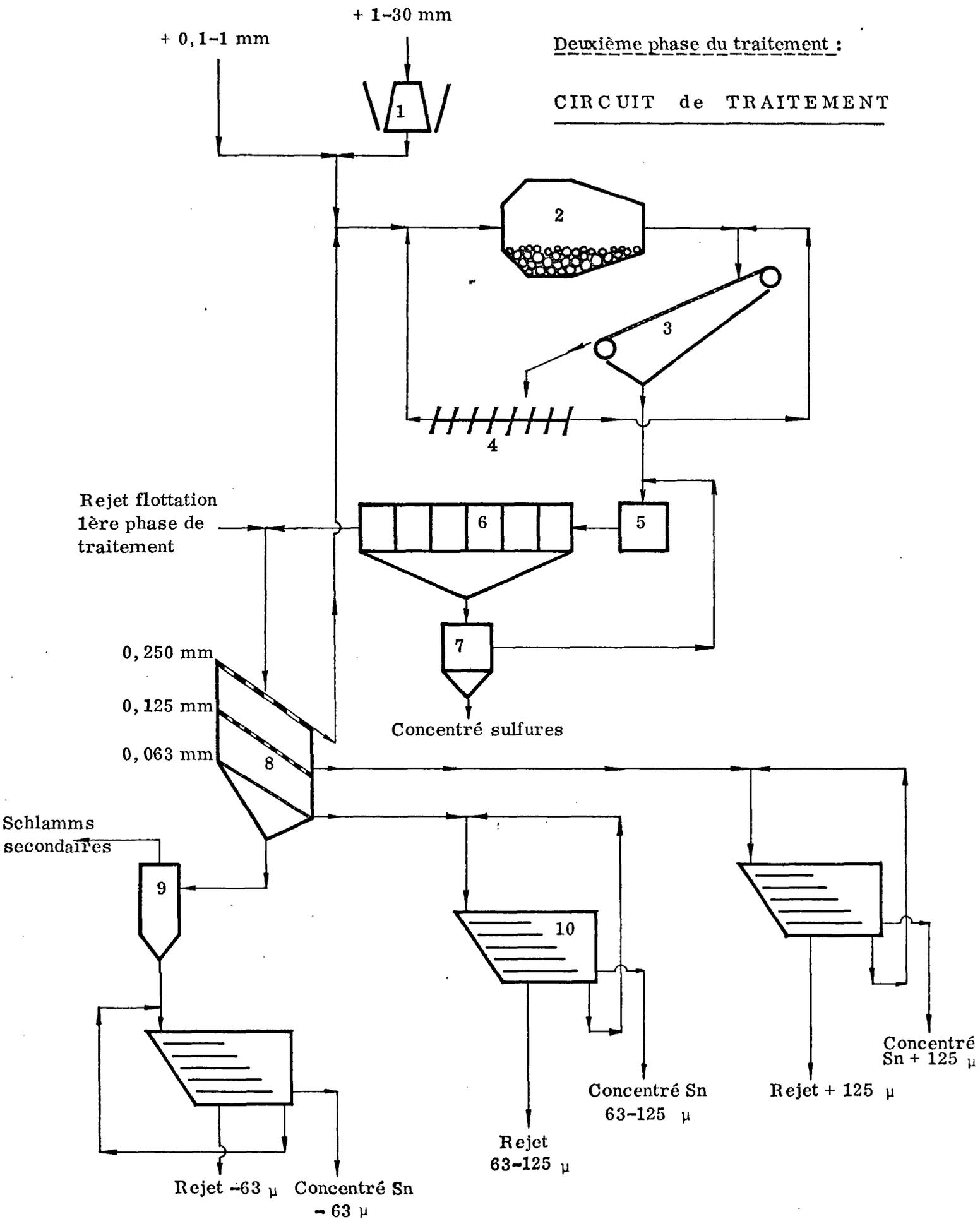
La sousverse du cyclone diluée à 250 g/l était collectée dans une bêche dans laquelle était ajouté le carbonate de sodium à raison de 2 kg par tonne de minerai à flotter. Le sulfate de cuivre (150 g/t) et l'éthylxanthate de potassium (150 g/t) arrivaient dans la boîte d'alimentation du banc de cellules. L'huile de pin émulsionnée (80 g/t) était ajoutée dans le premier bac qui servait de conditionneur tandis qu'un supplément d'amylxanthate (100 g/t) était apporté dans le 4ème bac.

Les mousses n'ont pu être relavées qu'en discontinu en cellule de 30 l. En simulant le recyclage des mixtes en tête du banc de 6 cellules, le bilan de fonctionnement de la flottation serait le suivant :

PRODUITS	Poids %	CUIVRE		ETAIN	
		Teneur	Répart.	Teneur	Répart.
		%	%	g/t	%
Concentré sulfures	32,0	7,50	89,8	500	3,8
Résidu flottation	68,0	0,40	10,2	6 200	96,2
Alimentation calculée	100,0	2,70	100,0	4 370	100,0

Deuxième phase du traitement :

CIRCUIT de TRAITEMENT



### 3.6.2.1. Fonctionnement du broyage .

Afin d'éviter tout à fait le recyclage des fines, une double classification a été réalisée en groupant comme l'indique le schéma, le panneau tamiseur équipé d'une toile de 250 microns avec un classificateur à vis. La charge circulante a été de 500 %. Les courbes granulométriques Rosin-Ramler du produit sortant du broyeur à boulets et du passé au panneau tamiseur sont données en page 35 .

Les dilutions étaient de 700 g/l à la sortie du broyeur et de 200 g/l dans la sousverse du panneau tamiseur .

La consommation en boulets a été approximativement de 1,100 kg/tonne de minerai broyé.

### 3.6.2.2. Fonctionnement de la flottation .

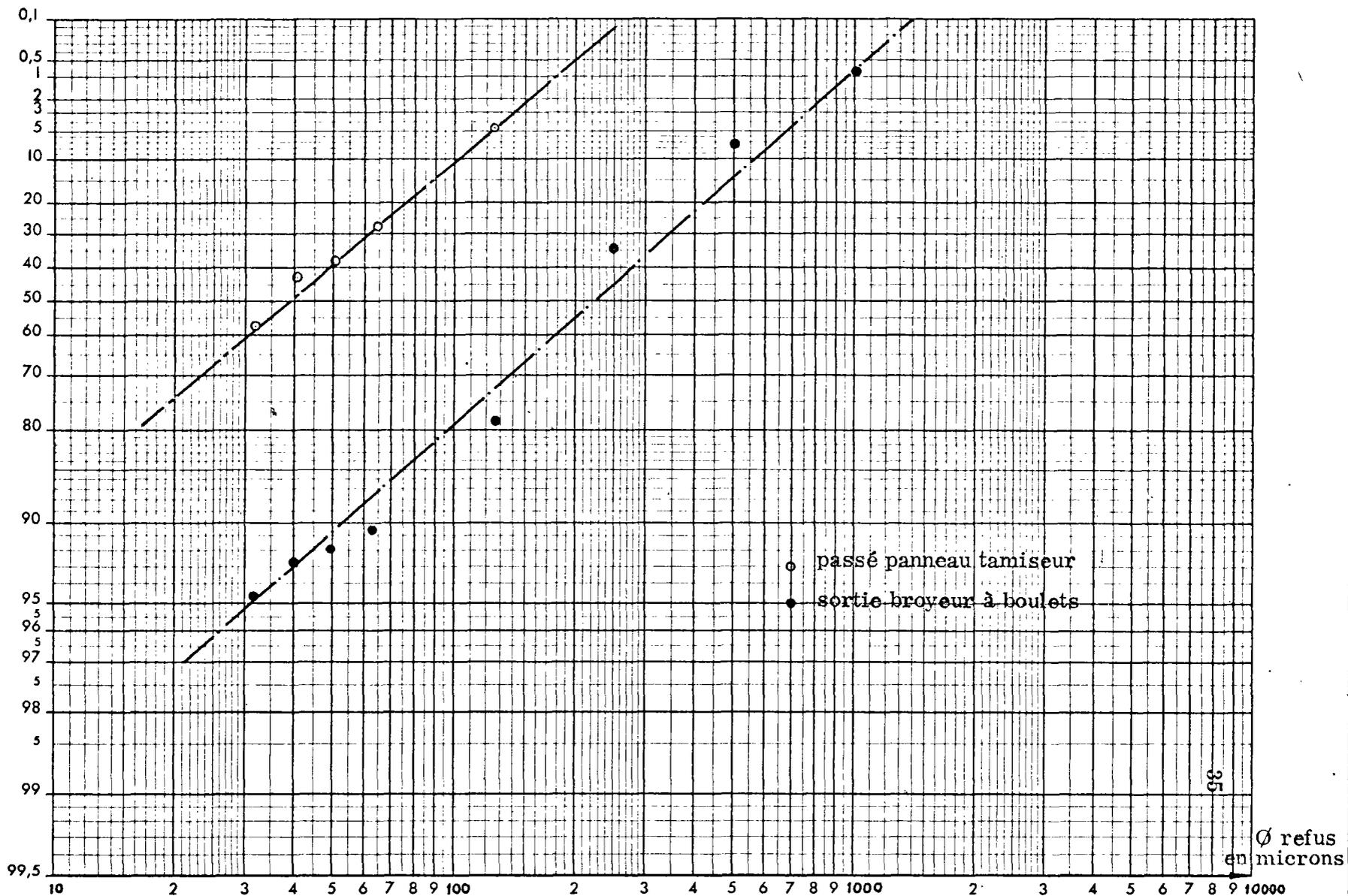
Le passé du panneau tamiseur (dilution 200 g/l) était conditionné dans une cellule avec 150 g/t de sulfate de cuivre et 150 g/t d'étylxanthate de potassium. Le carbonate de sodium était alimenté à 2 kg/t dans le circuit de broyage. L'huile de pin était ajoutée émulsionnée à raison de 80 g/t dans la boîte d'alimentation du banc de 6 cellules. Un apport supplémentaire de 100 g/t d'amylxanthate a été effectué dans le 4ème bac.

Le relavage des mousses a été réalisé seulement pendant l'heure de prélèvement à l'aide d'une cellule MINEMET de 30 l (il aurait fallu disposer au moins d'un ensemble de trois cellules pour effectuer correctement le relavage).

Le bilan de la flottation est le suivant :

PR ODUITS	Poids %	CUIVRE		ETAIN		ARGENT		BISMUTH	
		Teneur Répart. %	Teneur Répart. %	Teneur Répart. g/t	Teneur Répart. %	Teneur Répart. g/t	Teneur Répart. %	Teneur Répart. g/t	Teneur Répart. %
Concentré sulfures	24,6	4,60	94,2	500	3,5	118	90,6	1 455	80,4
Résidu flottation	75,4	0,10	5,8	4 260	96,5	4	9,4	115	19,6
Alimentation calculée	100,0	1,20	100,0	3 340	100,0	32	100,0	445	100,0

# ANALYSE GRANULOMETRIQUE



### 3.6.2.3. Fonctionnement du tamisage et du deschlammage secondaire .

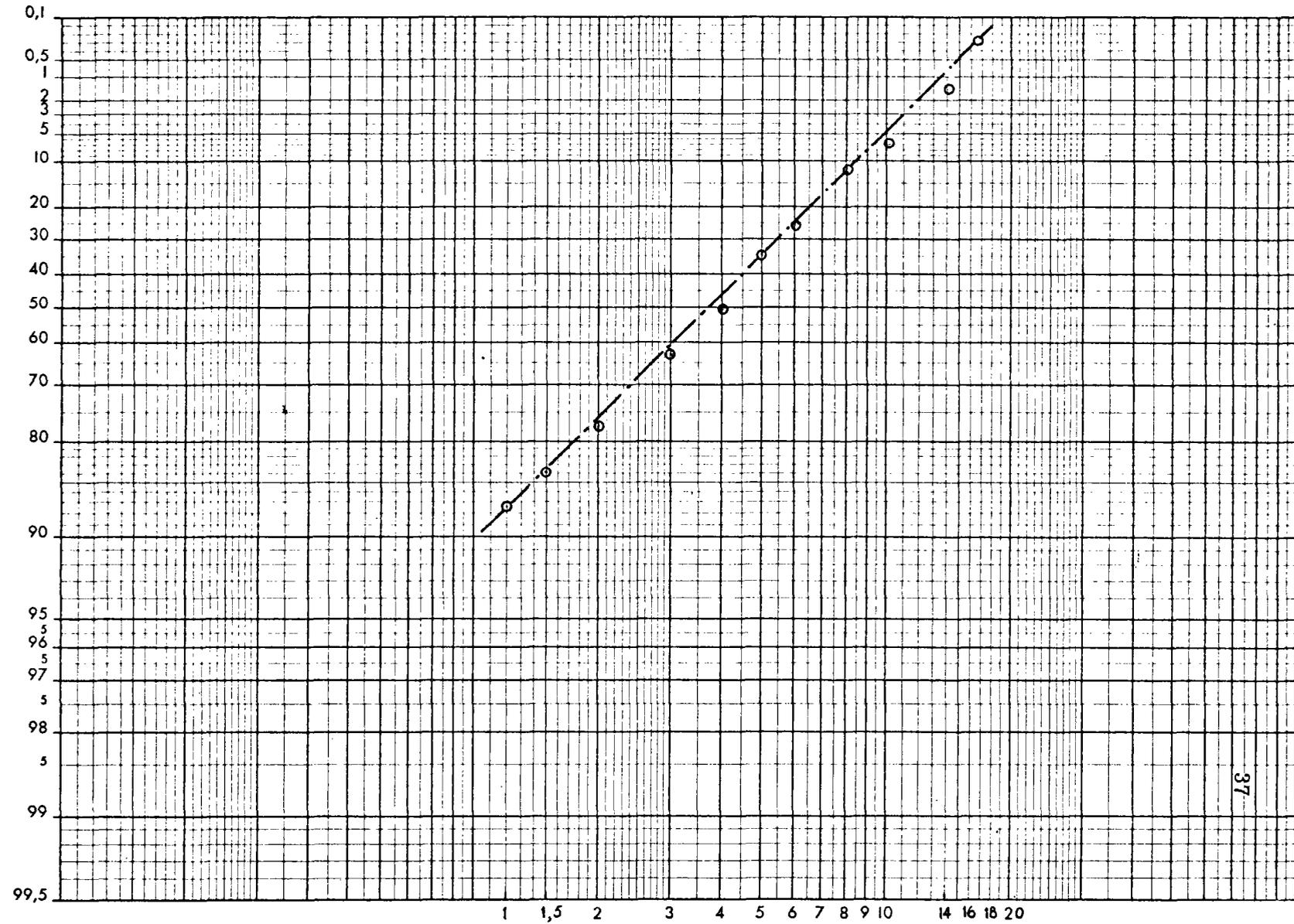
Le résidu de flottation (augmenté de la partie correspondante provenant de la première phase de traitement) a été tamisé sur une tamiseuse circulaire vibrante à 0,250 ; 0,125 et 0,063 mm. Les fractions + 0,125 et + 0,063 ont été tablées directement tandis que la fraction - 0,063 mm était cyclonée à 2 kg/cm<sup>3</sup> de pression et 50 g/l de dilution dans un cyclone T 54 B (DORR OLIVER). L'analyse granulométrique de la surverse du cyclone est donnée en coordonnées ROSIN-RAMLER p. 37 .

La répartition granulométrique des fractions obtenues au tamisage est la suivante :

Fractions obtenues (mm)	Poids %
+ 0,250	4,5
+ 0,125 - 0,250	25,4
+ 0,063 - 0,125	17,5
- 0,063 deschlammé	37,6
Schlamms secondaires	15,0

Il s'agit là d'un tamisage industriel très différent du tamisage de laboratoire effectué pour l'analyse du passé du panneau tamiseur.

# ANALYSE GRANULOMETRIQUE



### 3.6.2.4. Concentrations gravimétriques sur table à secousses .

Chacune de ces concentrations ont été réalisées en deux passages sur table avec recyclage des mixtes après le deuxième passage. Les bilans pour l'étain sont donnés ci-dessous :

Granulométrie	Produits	Poids %	Teneur Sn %	Répart. % Sn
0,125-0,250 mm	Concentré	1,2	25,5	85,5
	Rejet	98,8	0,051	14,5
	Fraction calculée		0,035	100,0
0,063-0,125 mm	Concentré	1,1	30,5	82,9
	Rejet	98,9	0,052	17,1
	Fraction calculée		0,040	100,0
-0,063 mm deschlammé	Concentré	1,9	29,5	83,8
	Rejet	98,1	0,110	16,2
	Fraction calculée	100,0	0,067	100,0

S  
C  
S  
C  
C  
R  
R

### 3.6.3. Bilan global de l'ensemble des deux phases de traitement .

Le bilan global établi à partir des prélèvements effectués au cours de chacune des deux phases de traitement est le suivant :

PR O D U I T S	Poids %	CUIVRE		ARGENT		BISMUTH		ETAIN	
		Teneur %	Répart. %	Teneur g/t	Répart. %	Teneur g/t	Répart. %	Teneur g/t	Répart. %
Schlamms primaires	4,50	1,90	5,80	90	8,8	850	6,4	1650	2,1
Concentré sulfures	24,50	5,10	86,00	151	79,8	1 845	75,9	500	3,7
Schlamms secondaires	11,10	0,55	4,20	24	5,7	670	12,4	900	3,1
Concentré d'étain + 0,063 mm	0,35	0,27	0,05	14	0,1	500	0,3	277000	28,8
Concentré d'étain - 0,063 mm	0,55	0,16	0,05	9	0,1	605	0,5	295000	48,5
Rejet + 0,063 mm	31,80	0,05	1,10	3	2,1	25	1,3	515	4,9
Rejet - 0,063 mm	27,20	0,15	2,80	6	3,4	70	3,2	1100	8,9
<b>T. V. CALCULE</b>	<b>100,00</b>	<b>1,45</b>	<b>100,00</b>	<b>46</b>	<b>100,0</b>	<b>596</b>	<b>100,0</b>	<b>3350</b>	<b>100,0</b>

Les rendements de récupération sont intéressants. En effet, les concentrés d'étain primaires renferment plus de 77 % de l'étain contenu dans le tout-venant. Quant au concentré sulfures, il contient environ 86 % du cuivre, 80 % de l'argent et 76 % du bismuth. Les teneurs de ce concentré pourraient être augmentées très sensiblement en améliorant le relavage .

### 3.6.4. Purification et analyse des concentrés d'étain .

Les concentrés d'étain - 125 + 63 microns et - 250 + 125 microns ont été groupés. Deux concentrés ont donc fait l'objet de cette étude : les + 63 microns et les - 63 microns .

#### 3.6.4.1. Flottation .

De manière à éliminer de ces concentrés les sulfures (principalement le mispickel)restants, chacun d'eux ont été conditionnés trois minutes avec 100 g/t d'amyloxanthate de potassium . La flottation a été effectuée avec 50 g/t d'huile de pin. Les mousses destinées à être recyclées dans le circuit dosent entre 2,5 et 3 % en étain. Les résidus constituent les concentrés d'étain .

#### 3.6.4.2. Séparation magnétique .

Ces concentrés ont été traités deux fois sur une séparatrice à disque extracteur (SIME), le premier passage a été effectué à basse intensité, le deuxième à haute intensité. La partie magnétique représente 15 % en poids pour le concentré + 63 microns et 4 % pour le concentré - 63 microns. Les concentrés d'étain observés à la loupe binoculaire contiennent encore beaucoup de quartz qui aurait du être éliminé au cours des tablages .

#### 3.6.4.3. Séparation gravimétrique .

Les concentrés ont donc été ensuite purifiés en liqueur dense (iodure de méthylène  $d = 3,3$ ). Les produits lourds, c'est-à-dire les concentrés d'étain dosent 68,8 % en Sn pour les + 63 microns et 50,0% pour les - 63 microns .

#### 3.6.4.4. Analyse des concentrés finis .

Les résultats de l'analyse des concentrés d'étain obtenus figurent dans le tableau ci-dessous :

	Concentré + 63 microns	Concentré - 63 microns
Sn	68,8 %	60,0 %
Fe	1,3 %	2,4 %
S	0,90 %	1,3 %
As	0,9 %	1,9 %
Cu	0,057 %	0,070 %
Bi	0,028 %	0,061 %
Pb	0,05 %	0,083 %
Zn	0,009 %	0,016 %

#### 3.6.4.5. Spécifications de vente des concentrés d'étain .

Sn	: minimum 40 %	} Spécifications de vente en ESPAGNE et au MEXIQUE.
As + Sb	: 0,8 % maximum	
S	: 4 %	
Pb	: 0,5 à 1 %	
Fe	: 8 à 13 %	
Cu	: 0,02 - 0,12 %	
Bi	: 0,5 % maximum	
Zn	: traces	
W03	: traces .	

Soufre	{	- 0,15 %	pas de pénalisation
		+ 0,15 %	5 dollars australien
			par tonne
Arsenic	{	- 0,1 %	pas de pénalisation
		+ 0,1 %	0,5 dollar australien
			par 0,1 % supplémen-
			taire.

Actuellement, les concentrés renfermant plus de 0,1 % d'arsenic sont refusés .

Somme Cu + Pb + Bi + Sb + Zn	{	1,25 dollar australien par 0,1 % ou	
		partie de 0,1 % avec un minimum de	
		7,5 dollars par tonne	
W <sub>03</sub>	{	- 0,5 %	pas de pénalisation
		+ 0,5 %	1,25 dollar australien
			par 1 % supplémentaire
Fer	{	pas de pénalisation jusqu'à 6 %. Au-	
		dessus de 6 %, 1/20 du prix de l'étain	
		est déduit.	

*PENALISATIONS pour IMPURETES en AUSTRALIE .*

---

1 picul = 60 kg 1 dollar malais = 1,6 F.		
<b>SOUFRE</b>	- 0,5 % 0,5 à 0,99 % + 1 %	pas de pénalisation 25 cents par picul 50 cents par picul
<b>ARSENIC</b>	- 0,1 % 0,1 - 0,19 % 0,2 - 0,29 % 0,3 - 0,39 % 0,4 - 0,49 % 0,5 - 0,59 % 0,6 - 0,69 % 0,7 - 0,79 %	pas de pénalisation 55 cents par picul 60 cents par picul 65 cents par picul 70 cents par picul 80 cents par picul 90 cents par picul 100 cents par picul
<b>METAUX</b> (cuivre, plomb, bismuth, et anti- moine)	- 0,1 % 0,1 - 0,19 % 0,2 - 0,29 % 0,3 - 0,39 % 0,4 - 0,49 % 0,5 - 0,59 % 0,6 - 0,69 % 0,7 - 0,79 % 0,8 - 0,89 % 0,9 - 0,99 % 1,0 - 1,09 % 1,1 - 1,19 % 1,2 - 1,29 % 1,3 - 1,39 % 1,4 - 1,49 % 1,5 - 1,59 % 1,6 - 1,69 % 1,7 - 1,79 % 1,8 - 1,89 % 1,9 - 1,99 %	pas de pénalisation 40 cents par picul 60 cents par picul 80 cents par picul 100 cents par picul 110 cents par picul 120 cents par picul 130 cents par picul 140 cents par picul 150 cents par picul 1,6 dollar par picul 1,7 dollar par picul 1,8 dollar par picul 1,9 dollar par picul 2 dollars par picul 2,1 dollars par picul 2,2 dollars par picul 2,3 dollars par picul 2,4 dollars par picul 2,5 dollars par picul

0,1 dollar malais  
par picul par  
fraction supplé-  
mentaire de  
0,1 % .

Les fondeurs peu-  
vent refuser les  
lots de cassitérite  
dont la teneur en  
impuretés métalli-  
ques excède 2 % .

ANTIMOINE	En addition dans le tableau ci-dessus:		
	0,1 à 0,19 %	30 cents par picul et 10 cents supplément. par picul pour chaque fraction de 0,1 % .	
F E R	- 2,5 %	pas de pénalisation	
	2,5 à 5 %	0,2 unité de Sn en moins	
	5 à 10 %	0,3 -d°-	
	10 à 15 %	0,4 -d°-	
	15 à 20 %	0,5 -d°-	
	20 à 25 %	0,6 -d°-	
	- 5 %	pas de pénalisation	
	5 à 10 %	0,1 unité de Sn en moins	
	10 à 15 %	0,2 -d°-	
	15 à 20 %	0,3 -d°-	
20 à 25 %	0,4 -d°-		

*PENALISATIONS pour IMPURETES en MALAISIE (suite).*

---

#### 3.6.4.6. Conclusion .

L'impureté majeure contenue dans ces concentrés est l'arsenic. Il sera donc nécessaire d'améliorer encore l'épuration des concentrés par flottation. Il semble qu'il sera bien difficile de descendre à 0,1 %, mais une teneur acceptable pourra probablement être obtenue .

### 3.6.5. Analyse du concentré sulfures. Essai d'enrichissement en cuivre .

Les résultats de l'analyse du concentré sulfures sont les suivants :

SiO <sub>2</sub>	:	5,05 %
Fe	:	31,80 %
S	:	21,65 %
As	:	21,85 %
Cu	:	5,10 %
Sn	:	500 g/t
Ag	:	150 g/t
Bi	:	1850 g/t
Pb	:	1270 g/t .

Essai de concentration en cuivre par tablage :

Le concentré sulfures a été traité sur table dans le but de séparer par gravimétrie le mispickel (  $d = 6,1$  ) de la chalcopyrite (  $d = 4,2$  ). Il est nécessaire de conditionner préalablement le concentré avec un mouillant puissant (Super Montaline 130 - Montanoir) , de manière à éviter la flottation sur table des fines de sulfures .

Le tablage effectué sur la granulométrie - 125 + 63 microns a permis de concentrer 31,6 % en poids à une teneur de 15 % en cuivre avec un rendement de 58,6 % .

#### 4.- CONCLUSIONS GENERALES .

L'ensemble de l'étude permet de tirer les conclusions suivantes :

. A partir d'un échantillon assez volumineux, le traitement effectué a permis d'obtenir des concentrés d'étain satisfaisants avec un rendement métal supérieur à 75 % . Ces concentrés seraient probablement pénalisés pour l'arsenic mais une teneur acceptable pourra, sans doute, être obtenue après l'étude approfondie de l'épuration par flottation.

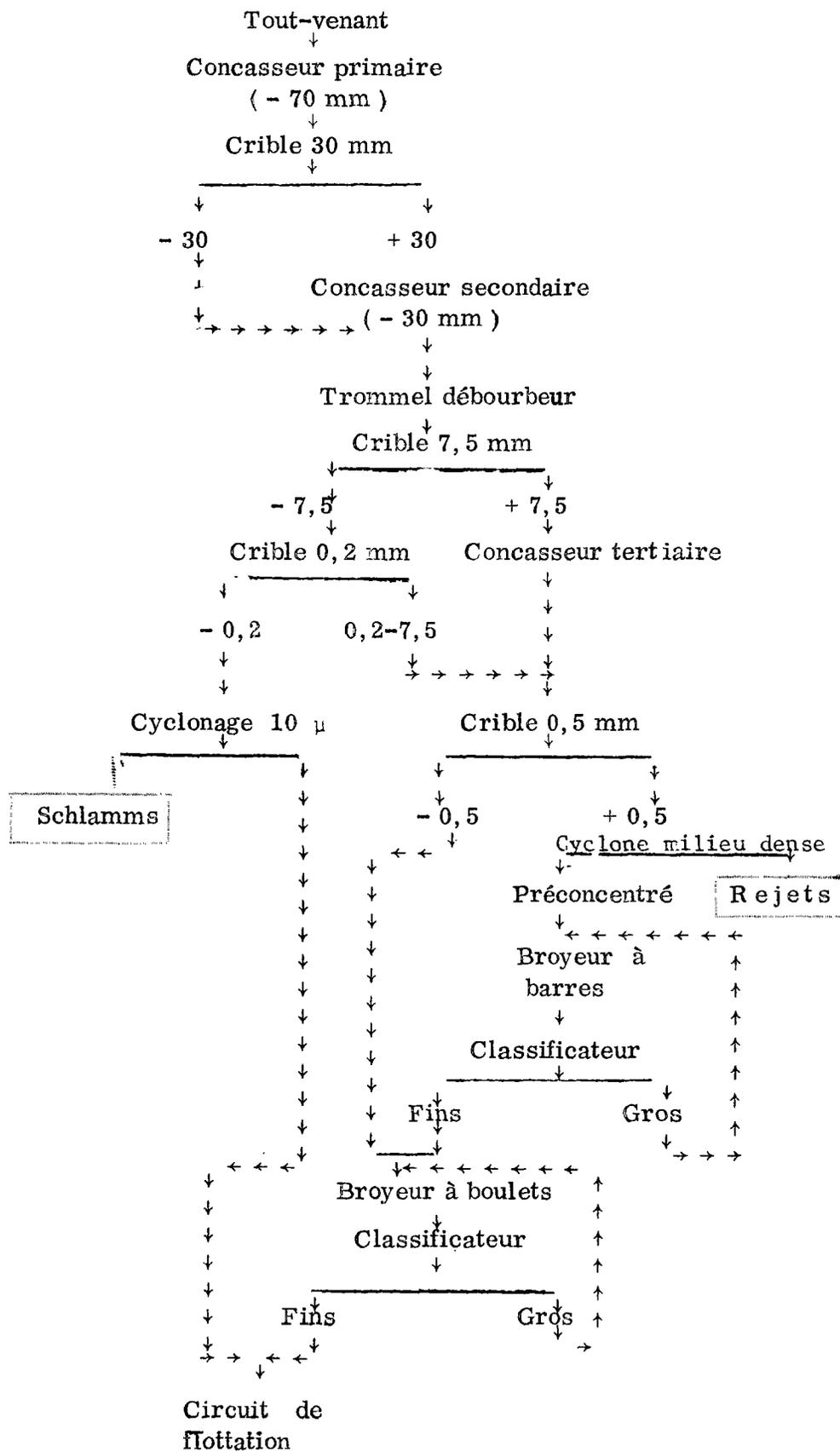
. Le concentré sulfures obtenu avec de bons rendements ( 86 % pour le cuivre, 80 % pour l'argent et 76 % pour le bismuth ) est composé en grande partie de mispickel et ainsi sa teneur en cuivre est assez faible ( 5,10 % ). La séparation mispickel - minéraux de cuivre qui a fait l'objet de quelques essais en flottation et en gravimétrie, mériterait d'être approfondie si le concentré ne peut être vendu tel quel.

. Les études en liqueurs denses ont montré que ce minerai semblait favorable à une préconcentration en milieu dense. En effet, il serait possible, après broyage à 10-15 mm, d'éliminer environ 60 % du tout-venant avec un rendement de l'ordre de 85 % pour le cuivre et 90 % pour l'étain. De plus, cette opération permettrait certainement, en enrichissant l'alimentation des divers circuits de traitement, d'élever les teneurs et les rendements obtenus précédemment. Un nouvel essai comprenant cette étape de préconcentration serait nécessaire pour le confirmer .

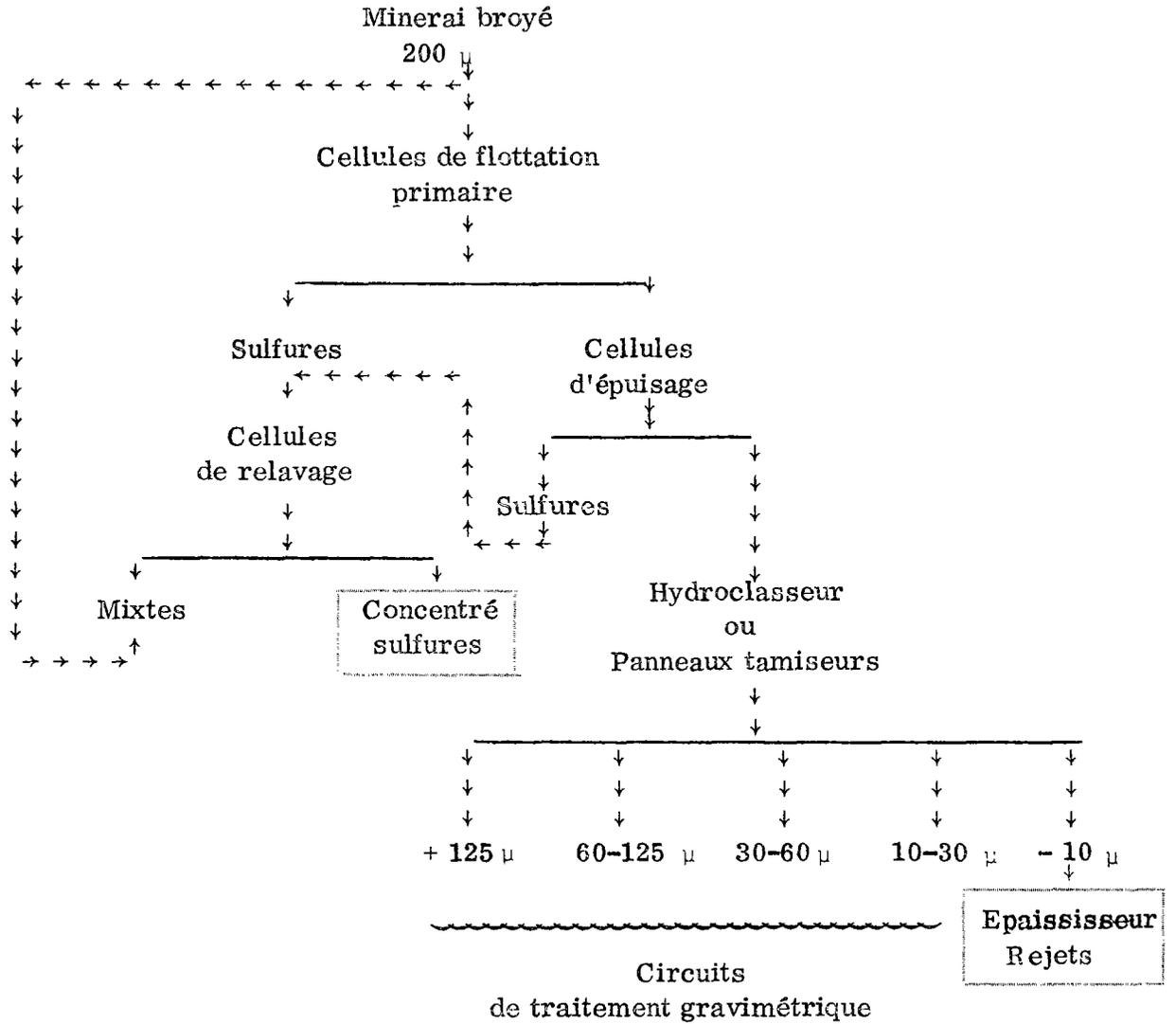
. Après cette étude, il est possible de voir que le rhéogramme de traitement de ce minerai sera assez complexe.

Les schémas proposés pour les différents circuits figurent ci-après .

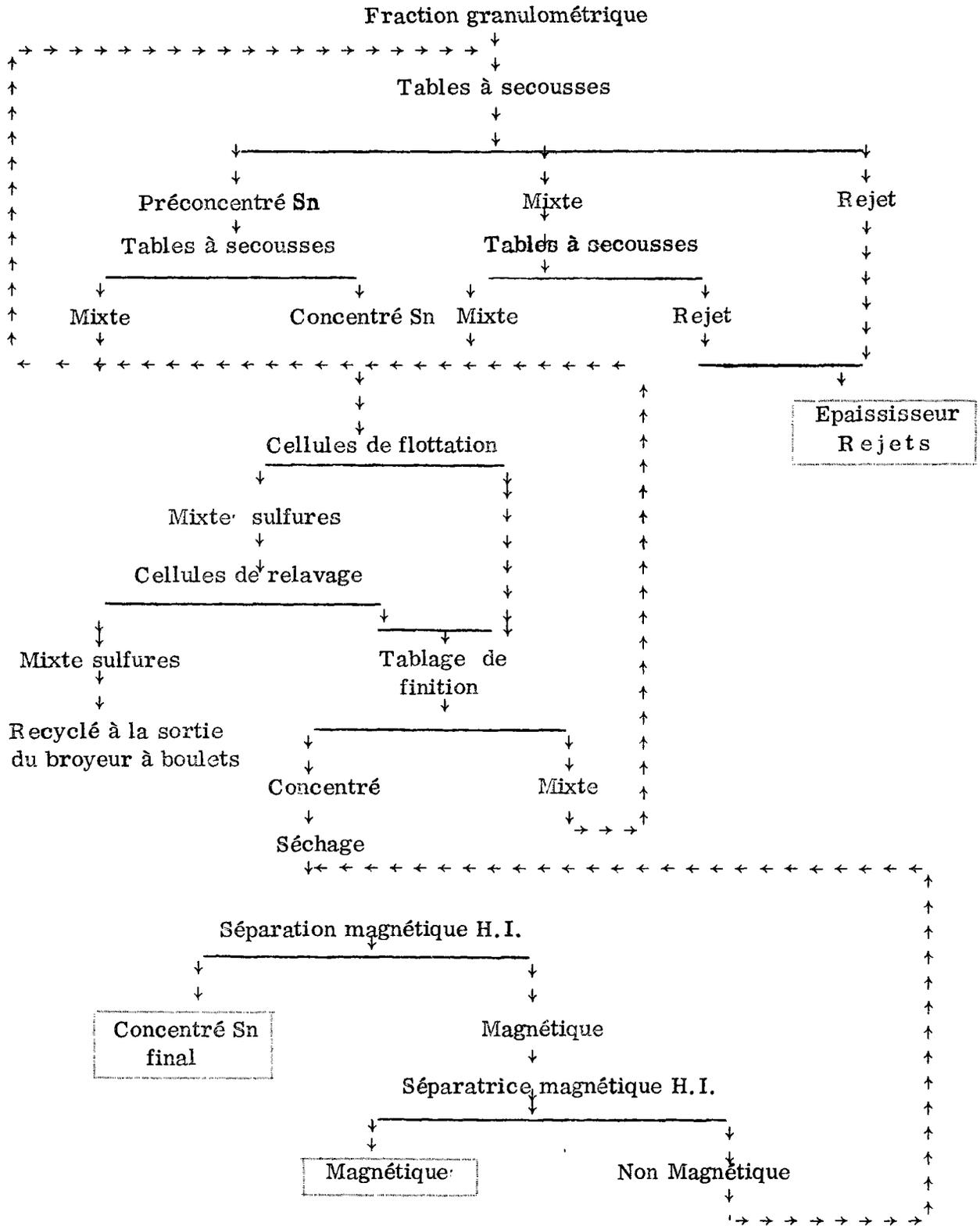
4.1. SCHEMA du CIRCUIT de PRECONCENTRATION et de BROYAGE .



4.2. SCHEMA du CIRCUIT de FLOTTATION .



4.3. SCHEMA des CIRCUITS de TRAITEMENT GRAVIMETRIQUE et de FINITION des FRACTIONS GRANULOMETRIQUES + 125 μ et 60-125 μ .



4.4. SCHEMA des CIRCUITS de TRAITEMENT GRAVIMETRIQUE et de FINITION des FRACTIONS GRANULOMETRIQUES + 30-60  $\mu$  et 10-30  $\mu$ .

