

M0031/93A

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

MINISTERE DE L'EDUCATION NATIONALE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT DE GENIE MINIER

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique

# MEMOIRE DE MAGISTER

PRESENTE PAR : SAADA Abdelhafid

INGENIEUR D'ETAT DIPLOME DE L'INSTITUT DES MINES DE LENINGRAD

**T**heme

**PRECONCENTRATION PHYSIQUE DU MINERAL  
COMPLEXE DE PLOMB - ZINC DE  
CHAABET-EL-HAMRA (ALGERIE)**

Soutenu le 03 Juillet 1993 devant le jury composé de :

R. BELABBES  
H. KERDJOUDJ  
S. GUERRAK  
M. OULD HAMOU  
M. ZIBOUCHE  
M. SENOUCI

Professeur (ENP)  
Professeur (USTHB)  
Docteur Es-Sciences (MM)  
Maître-Assistant (ENP)  
(ORGM)  
(ENOF)

Président  
Rapporteur  
Examinateur  
Examinateur  
Examinateur  
Invité

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

MINISTERE DE L'EDUCATION NATIONALE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT DE GENIE MINIER

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
المكتبة — BIBLIOTHEQUE  
Ecole Nationale Polytechnique

# MEMOIRE DE MAGISTER

PRESENTE PAR : SAADA Abdelhafid

INGENIEUR D'ETAT DIPLOME DE L'INSTITUT DES MINES DE LENINGRAD

**T**heme

**PRECONCENTRATION PHYSIQUE DU MINERAL  
COMPLEXE DE PLOMB - ZINC DE  
CHAABET-EL-HAMRA (ALGERIE)**

Soutenu le 03 Juillet 1993 devant le jury composé de :

R. BELABBES  
H. KERDJOUJ  
S. GUERRAK  
M. OULD HAMOU  
M. ZIBOUCHE  
M. SENOUCI

Professeur (ENP)  
Professeur (USTHB)  
Docteur Es-Sciences (MM)  
Maître-Assistant (ENP)  
(ORGM)  
(ENOF)

Président  
Rapporteur  
Examineur  
Examineur  
Examineur  
Invité

*A mes parents  
A ma soeur  
A mon épouse*

*A mes deux enfants*

*Affectueusement*

*A la mémoire des mineurs disparus lors de la catastrophe de Kherzet - Youcef*

## PREAMBULE

*Au terme de ce mémoire, mes remerciements s'adresseront à tous ceux qui, directement ou indirectement, ont contribué à faciliter ma tâche.*

*Monsieur Hacène KERDJOU DJ, Professeur à l'U.S.T.H.B., a bien voulu suivre et orienter ce travail. Ses encouragements et ses recommandations ont permis de finaliser ce projet. Qu'il trouve ici l'expression de ma reconnaissance, de mon amitié et de la profonde gratitude.*

*Le Professeur R. BELABBES a agréé ma demande de présider le jury d'examen. Qu'il en soit remercié.*

*Je ne saurai trop remercier Monsieur M. ZIBOUCHE, ainsi que toute l'équipe dynamique de la Section Valorisation qu'il dirige, pour leur apport, leur soutien, leurs recommandations qu'ils m'ont prodigués durant les essais de laboratoire.*

*Je voudrai remercier Monsieur B. TOUAHRI, P.D.G. de l'Entreprise O.R.G.M., pour m'avoir autorisé à réaliser la majeure partie expérimentale de mon travail.*

*Mes remerciements s'adressent également à Monsieur B. BELHOUADJEB, P.D.G. de l'Entreprise E.N.O.F., qui a émis un avis favorable et intéressé pour le thème de recherche choisi.*

*Je voudrai remercier particulièrement Monsieur S. GUERRAK, pour sa participation en tant que membre du jury. Je lui serai toujours reconnaissant d'être intervenu dans ma vie professionnelle, en me permettant d'accéder au métier d'enseignant à l'E.N.P.*

*Je remercie Monsieur M. OULD-HAMOU d'avoir accepté de faire partie du jury.*

*Monsieur M. SENOUCI, de l'Entreprise E.N.O.F., a été invité officiellement à participer à la soutenance.*

*Je remercie également les personnes suivantes pour leur aide et encouragement :*

*- Messieurs : C. ABDELOUAHAB,  
M. HOUFANI,  
M. BENDALI,*

*les responsables du Service Documentation et de Minéralogie-Pétrographie de l'O.R.G.M. ;*

*- Messieurs : M. BOURAHLA,  
R. LAISSAOUI,  
de l'Entreprise E.N.O.F. ;*

*tous mes collègues du Département Génie Minier, et particulièrement :*

*- Madame S. CHABOU  
- et Monsieur M. BOUZEGHRANE.*

*Je ne saurai trop remercier Monsieur M. SARI pour la mise au point du document.*

*Je remercie Monsieur M. BENHADID, P.D.G. de l'Entreprise ENG, de m'avoir autorisé à procéder au tirage définitif du document.*

## SOMMAIRE

	PAGE
<b>LEXIQUE</b>	1
<b>INTRODUCTION GENERALE</b>	6
<b><u>CHAPITRE I</u></b>	
<b>GENERALITES SUR L'ENRICHISSEMENT DES MINERAIS PAR GRAVITE</b>	
I.1 INTRODUCTION	10
I.2 LES MILIEUX DENSES	12
I.3 LA NAPPE PELLICULAIRE FLUANTE	20
I.4 LA CONCENTRATION DIFFERENTIELLE	29
I.5 APPLICATIONS ET CONCLUSIONS	42
<b><u>CHAPITRE II</u></b>	
<b>LE MINERAI POLYMETALLIQUE COMPLEXE DU GISEMENT DE CHAABET-EL-HAMRA</b>	
II.1 LE GISEMENT	46
II.2 LE MINERAI :	
II.2.1 Echantillonnage	47
II.2.2 Minéralogie, Pétrographie	49
II.2.3 Composition chimique :	52
* Semi-quantitative	
* Quantitative	
II.3 PREPARATION DES ECHANTILLONS (fragmentation - classification)	55
<b><u>CHAPITRE III</u></b>	
<b>ENRICHISSEMENT PAR LIQUEURS DENSES</b>	
III.1 MISE EN OEUVRE EXPERIMENTALE	
III.1.1 Préparation du minerai	67
III.1.2 Déroulement d'une expérience	67
III.2 RESULTATS EXPERIMENTAUX ET INTERPRETATION	
III.2.1 Représentation des résultats	72
III.2.2 Résultats expérimentaux	73
III.2.3 Interprétation	73
<b><u>CHAPITRE IV</u></b>	
<b>ENRICHISSEMENT PAR NAPPE PELLICULAIRE FLUANTE (Tablage hydraulique)</b>	
IV.1 MISE EN OEUVRE EXPERIMENTALE	76
IV.2 RESULTATS EXPERIMENTAUX ET INTERPRETATION	78
<b><u>CHAPITRE V</u></b>	
<b>ENRICHISSEMENT PAR CONCENTRATION DIFFERENTIELLE (jigage)</b>	
V.1 MISE EN OEUVRE EXPERIMENTALE	84
V.1.1 Préparation du minerai	84
V.1.2 Déroulement d'une expérience	88
V.2 RESULTATS EXPERIMENTAUX ET INTERPRETATION	

**CHAPITRE VI**

**CONCLUSION GENERALE**

94

**BIBLIOGRAPHIE**

96 - 99

**ANNEXES :**

I - MINERALOGIE PETROGRAPHIE

I.1.11

II - ANALYSES CHIMIQUES

II.1.2

III - SEPARATION PAR LIQUEURS DENSES

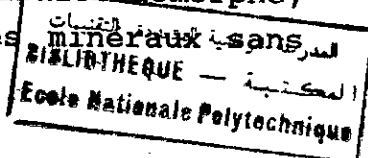
III.1.60

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
المكتبة — BIBLIOTHEQUE  
Ecole Nationale Polytechnique

# LEXIQUE

1

\*/ Allotriomorphie (structure) : Syn. Parallotriomorphe, texture, se caractérise par une disposition des propriétés et forme cristallines.



\*/ Amollissement (lit d'un jig) : Phénomène lié à l'alternance des courants ascendant et descendant dans un jig à piston. La couche de matériau, située sur la grille du jig, servant de lit, doit en quelque sorte "respirer" de manière à pouvoir faciliter le passage des particules lourdes vers la partie inférieure de l'appareil. Ce lit doit être assez mou, suffisamment dense, et jouer le rôle de filtre.

\*/ anisotropie (cristal) : Qualité d'un milieu dont les propriétés varient suivant la direction selon laquelle on les évalue. Les cristaux sont anisotropes pour l'ensemble, ou au moins pour une partie, de leurs propriétés.

\*/ Aptien : Etage du Crétacé inférieur (ère secondaire).

\*/ Automorphie : Configuration géométrique parfaite répondant à la symétrie du cristal.

\*/ Barrémien : Etage du Crétacé inférieur (ère secondaire).

\*/ Barytine :  $BaSO_4$ . Orthorhombique. Couleur grise, assez bon poli. Pouvoir réflecteur très faible. Anisotropie : pas visible. Les réflexions internes blanches ou jaunâtres sont très abondantes. Structure : le minéral montre des clivages nombreux.  $H = 3$  à  $3,5$ . Densité =  $4,5$ .

\*/ Blende (Sphalérite) :  $ZnS$  cubique. Couleur grise. Poli généralement bon ; faible dureté du minéral :  $H = 3,5$ . Pouvoir réflecteur faible. Anisotropie : isotrope. La plupart du temps, on voit apparaître des réflexions internes brunes ou rougeâtres ou blanchâtres suivant la composition et la richesse en Fer. Structure xénomorphe. Elle subit souvent une altération partielle, avec dissolution, le long des clivages.

\*/ Calcite :  $CaCO_3$ . Rhomboédrique. Couleur grise. Bon poli.  $H=3$ . Pouvoir réflecteur très faible. Anisotropie forte, mais en partie voilée par les réflexions internes très claires. Structure : le minéral présente toujours une belle lamellation maclée. Il est souvent xénomorphe, mais peut se présenter en cristaux automorphes.



\*/ Céruosite :  $PbCO_3$ . Minéral de Plomb, d'origine secondaire, se trouve dans les zones oxydées. Produit d'altération provenant de la Galène. Orthorhombique. Cristaux souvent maclés. Elle est massive, aciculaire.  $H = 3$  à  $3,5$ . Densité =  $6,55$ .

\*/ Clastique (cristal) : S'applique à une roche constituée surtout de fragments de roches, de minéraux ou de fossiles.

\*/ Crétacé : Dernière période de l'ère secondaire. On la divise généralement en Crétacé inférieur et Crétacé supérieur, la limite étant située entre l'Albien et le Cénomaniens.

\*/ Deck : Terme anglais signifiant le plateau d'une table de concentration.

\*/ Démixtion : Opération de classification par immersion de minerai dans un fluide, permettant de séparer deux produits (composants du minerai) présentant des densités distinctes (flottant, plongeant).

\*/ Deschlammage : Opération technologique consistant à extraire ou à séparer un ensemble de fines particules, apparaissant sous forme de boues.

\*/ Dolomie : Roche sédimentaire carbonatée contenant 50% ou plus, de carbonate, dont la moitié au moins sous forme de Dolomite  $(Ca, Mg)(CO_3)_2$ .

\*/ Dolomite  $(Ca, Mg)(CO_3)_2$  : Système orthorhombique, en prismes souvent nets, à clivages parfaits, à macles assez rares. Elle est fréquente dans diverses roches sédimentaires (Dolomies, calcaires dolomitiques, évaporites) dans les roches métamorphiques en dérivant, dans des filons hydrothermaux.

\*/ Endogène : S'applique aux roches formées, au moins en partie, à l'intérieur du globe.

\*/ Galène :  $PbS$ . Cubique. Couleur blanche. Poli assez délicat. Pouvoir réflecteur assez élevé. Anisotropie : isotrope. structure : clivages nets et occasionnent de beaux arrachements triangulaires au polissage.  $H = 2,5$  à  $3$ . Densité =  $7,5$  à  $7,6$ .

\*/ Gypse :  $Ca(SO_4)2H_2O$ . Roche sédimentaire saline, formée de sulfates de calcium hydraté déposée dans des lagunes, dans des bassins. L'ascension par capillarité d'eau séléniteuse dans les

sables sus-jacents provoque<sup>3</sup> la formation de rose de sable, englobant des grains de sable.  $H= 2$ . Densité = 2,317.

\*/ Hautérivien : Etage du Crétacé inférieur (ère secondaire).

\*/ Hématite :  $Fe_2O_3$  : Rhomboédrique. Couleur blanche à blanc gris. Difficile à polir à cause de sa dureté mais aussi de sa structure lamellaire. Pouvoir réflecteur moyen. Anisotropie : nette dans des teintes gris-verdâtre à brunâtre claire. Les réflexions internes rouges sont fréquentes. Structure : belle lamellation maclée.  $H = 5$  à 6. Densité = 5,26.

\*/ Hypogène (couche) : Endogène, primaire, formé par les phénomènes géologiques profonds. S'oppose à supergène, exogène, secondaire.

\*/ Isotrope : Se dit d'un milieu dont les propriétés ne dépendent pas de la direction suivant laquelle on les évalue.

\*/ Inclusion : Tout corps englobé dans un cristal hôte.

\*/ Limonite :  $FeO.OH.nH_2O$ . Ensemble d'oxydes de Fer. Roche sédimentaire formée par voie chimique, lorsque les matières dissoutes dans l'eau précipitent soit par évaporation de l'eau, soit par modification de la composition chimique des solutions. Produit d'altération des sulfures de Fer (Pyrite, Marcassite).  $H= 4$  à 5. Densité = 2,7 à 4,3.

\*/ Log. de sondage : 1- Colonne stratigraphique (tirée de l'étude d'une région, ou correspondant à un forage). 2- Diagraphie.

\*/ Marcassite :  $FeS_2$ . Orthorhombique. Couleur blanc-jaune. Poli assez bon.  $H=6-6.5$ ; Pouvoir réflecteur élevé. Anisotropie : très forte dans des tons verts lumineux. Structure : présence de macles lamellaires. Densité = 4,88.

\*/ Métagrenue (structure) : Méta : signifie la transformation ou métamorphique.

Grenu : S'applique à une structure magmatique composée d'un assemblage de cristaux transformés visibles à l'oeil nu.

\*/ Môle : terme imaginé désignant une région ayant un comportement relativement rigide par rapport à d'autres plus souple.

\*/ Miocène : Division stratigraphique de l'ère tertiaire, subdivisée généralement aujourd'hui en Miocène inférieur (Aquitaniens et Burdigaliens), moyen (Langhien et Serravallien), et supérieur (Tortonien et Messinien).

\*/ Néogène : Partie la plus récente de l'ère tertiaire regroupant le Miocène et le Pliocène.

\*/ Paragénèse : Association de minéraux dans une roche donnée, présentant une communauté d'origine, et résultant de processus géologiques et géochimiques donnés.

\*/ Pas (des riffles) : Ecartement fixe et constant entre deux riffles consécutives d'une table à secousses.

\*/ Pendage : Angle entre une surface et un plan horizontal.

\*/ Puissance (d'une couche ou d'une série) : Epaisseur d'une couche ou d'une série de couches mesurée perpendiculairement à la stratification. C'est donc l'épaisseur réelle par opposition à l'épaisseur apparente qui peut être relevée par exemple dans un sondage oblique à la stratification.

\*/ Pulpe : Mélange de minerai, de gangue et d'eau (ou autre fluide).

\*/ Pyrite : FeS<sub>2</sub>. Cubique. Couleur jaune très clair. Polissage difficile à cause de sa grande dureté. H=6-6.5. Absence de clivages. Pouvoir réflecteur élevé. Isotrope. Polarise faiblement. Structure : zonage net, xénomorphe. Densité = 4,9 à 5,1. Grande variété de formes : massive, granulaire ou cristallisée.

\*/ Quartz : SiO<sub>2</sub>. Rhomboédrique  
Couleur grise - Bon poli - H = 7  
Pouvoir Réflecteur très faible. Dans l'huile il est noir.  
Anisotropie: masquée par les réflexions internes claires, massives.  
Structure: forte tendance à se développer de façon automorphe.  
Absence totale de clivages. Densité = 2,65.

\*/ Quaternaire : Dernière période de l'histoire du globe que l'on fait débiter, selon les opinions, de 4 m.a. à 1,8 m.a., ce dernier âge étant adopté, et qui dure jusqu'à l'époque actuelle.

\*/ Riffle : Languette de bois ou autre matériau, de forme parallélépipédique, de section carrée ou rectangulaire, posée longitudinalement sur le plateau de la table.

\*/ Schlamms : Ensemble de fines particules se présentant sous forme de boues.

\*/ Smithsonite :  $ZnCO_3$ . Produit d'altération de la Blende. C'est un minéral Zincifère de la zone d'oxydation.  $H= 4$  à 4,5. Densité = 4,43. Rhomboédrique. Forme massive, terreuse, stalactitique ou mamelonnée. Excellent minéral de zinc.

\*/ Stratiforme : S'applique à des structures visibles dans des roches non sédimentaires et qui ressemblent à une stratification. Se dit aussi de gisements métallifères formant des lentilles allongées.

\*/ Stratoïde : Qui présente l'allure d'une couche.

\*/ Subautomorphie : Configuration géométrique presque parfaite.

\*/ Tectonique : 1 - Ensemble des déformations ayant affecté des terrains géologiques postérieurement à leur formation (cassures, plis, schistosité, etc...). On en exclut les déformations mineures des sédiments qui se font pendant leur dépôt.

2 - Mécanisme de l'acquisition de ces déformations.

\*/ Utilités : Concernent toutes formes d'énergie (électricité, gaz, mazout, essence, vapeur, chaleur) et de l'eau pour le fonctionnement de l'usine.

\*/ Valanginien : Etage du Crétacé inférieur (ère secondaire). Il comprenait naguère aussi l'actuel Berriasien.

\*/ Xénomorphie (Grains fins) : Syn. allotriomorphe; forme d'un minéral qui, bien que cristallisé, présente une configuration quelconque dont les faces ne sont pas développées. cela est dû généralement au fait que les cristaux voisins déjà formés ont empêché ce développement.

# INTRODUCTION GENERALE

L'industrie minérale du Zinc en Algérie intervient de manière significative dans l'économie nationale. Elle se traduit par l'exploitation, la valorisation de gisements polymétalliques et de l'élaboration. Deux gisements au Nord du pays ont été mis en exploitation. Il s'agit des gisements d'El-Abed (wilaya Tlemcen) et de Kherzet-Youcef (wilaya Sétif). Cette exploitation permet d'alimenter en partie l'usine hydrométallurgique de Ghazaouet (wilaya Tlemcen) ; le reste est importé sous forme de concentré. L'usine de Ghazaouet, dont la capacité de traitement est de 80000 tonnes par an de concentré de Zinc, produit du Zinc métal, du Cadmium métal et de l'acide sulfurique sous forme de produit fatal.

Le tableau 1 présente quelques données, relatives à la production nationale de concentrés de Zinc et de Plomb.

Usines de concentration de minerais polymétalliques (Zn, Pb, ...), provenant des gisements de :	KHERZET-YOUCEF	EL-ABED
Capacité d'alimentation de l'usine en minerai	100.000 T/an	600.000 T/an
Concentré standard obtenu: - Teneur en Zinc : - Teneur en Plomb :	52-54 % -	52-54 % 500 g/T
Production de concentré de Zinc :		
Année 1985	14500 T	11700 T
Année 1986	11500 T	14500 T
Année 1987	2350 T	14700 T
Année 1988	-	12100 T
Année 1989	1820 T	9850 T
Année 1990	usine à l'arrêt	7980 T
Année 1991	usine à l'arrêt	7900 T
Production de concentré de Plomb :		
Année 1985	1990 T	3950 T
Année 1986	1650 T	4200 T
Année 1987	230 T	3026 T
Année 1988	1035 T	2800 T
Année 1989	440 T	2300 T
Année 1990	usine à l'arrêt	1900 T
Année 1991	usine à l'arrêt	1880 T

Tableau 1: Production nationale de concentrés de Plomb et de Zinc (tonnes/an) (années : 1985 à 1991) ( entreprise E.N.O.F.)

Le gisement d'El-Abed, en particulier, les gites de Deglen ont fait l'objet de travaux au laboratoire de valorisation des minerais de l'U.S.T.H.B. [41; 42; 43].

Dans le présent travail, nous nous sommes intéressés à la valorisation du minerai de Chaabet-El-Hamra, situé à proximité de la mine de Kherzet-Youcef. Cette dernière a été exploitée depuis 1985. En juin 1990, une catastrophe survenue à la suite d'un "coup d'eau" a entraîné en plus des pertes humaines, l'inondation des galeries et la fermeture du complexe minier.

Dans un souci de sauvegarder l'usine de Kherzet-Youcef et les équipements en place, le gouvernement a décidé la mise en valeur du gisement de Chaabet-El-Hamra, et a lancé une étude de maturation en vue de son exploitation.

Dans ce cadre, nous nous sommes proposés d'entreprendre une étude du minerai à partir de carottes de sondage fournies par l'entreprise O.R.G.M., et de mettre en oeuvre des procédés d'enrichissement susceptibles de fournir des préconcentrés sur site, pouvant alimenter la laverie de Kherzet-Youcef, dont le flow-sheet est représenté sur la figure 1.

En effet, la combinaison de méthodes de préconcentration physique et de procédés de concentration, adaptée au caractère spécifique du gisement, peut être envisagée dans le traitement du minerai. Le choix sera fonction de plusieurs facteurs, dont :

- les données relatives au gisement : réserves, composition minéralogique, teneur ; [2]
- la préparation mécanique du minerai brut : granulométrie et répartition des éléments valorisables ;
- des résultats des essais réalisés au laboratoire [3].

Généralement, trois critères sont retenus pour évaluer l'aptitude d'un minerai à subir un traitement donné [8; 41] :

- le Rendement pondéral en poids : c'est un rapport, exprimé en pour cents, du poids de concentré recueilli au poids de minerai traité ;

- le Rendement métal ou Récupération : c'est un rapport, exprimé en pour cents, du poids de métal récupéré au poids de métal contenu dans le minerai traité ;

- le facteur de concentration : c'est un rapport, exprimé en part unitaire, de la teneur de métal (ou de la substance valorisable) du concentré sur la teneur de métal (ou de la substance valorisable) du minerai à traiter.

Ces coefficients ont une portée présentant un aspect économique.

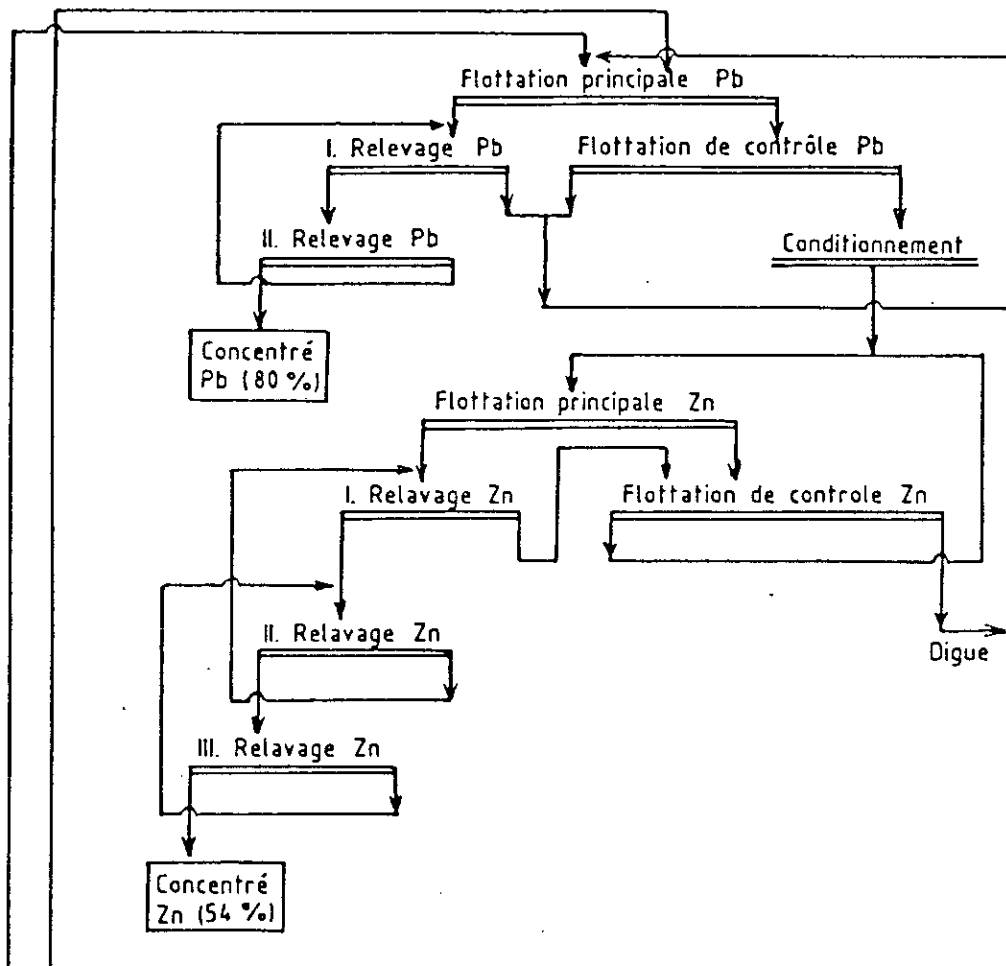
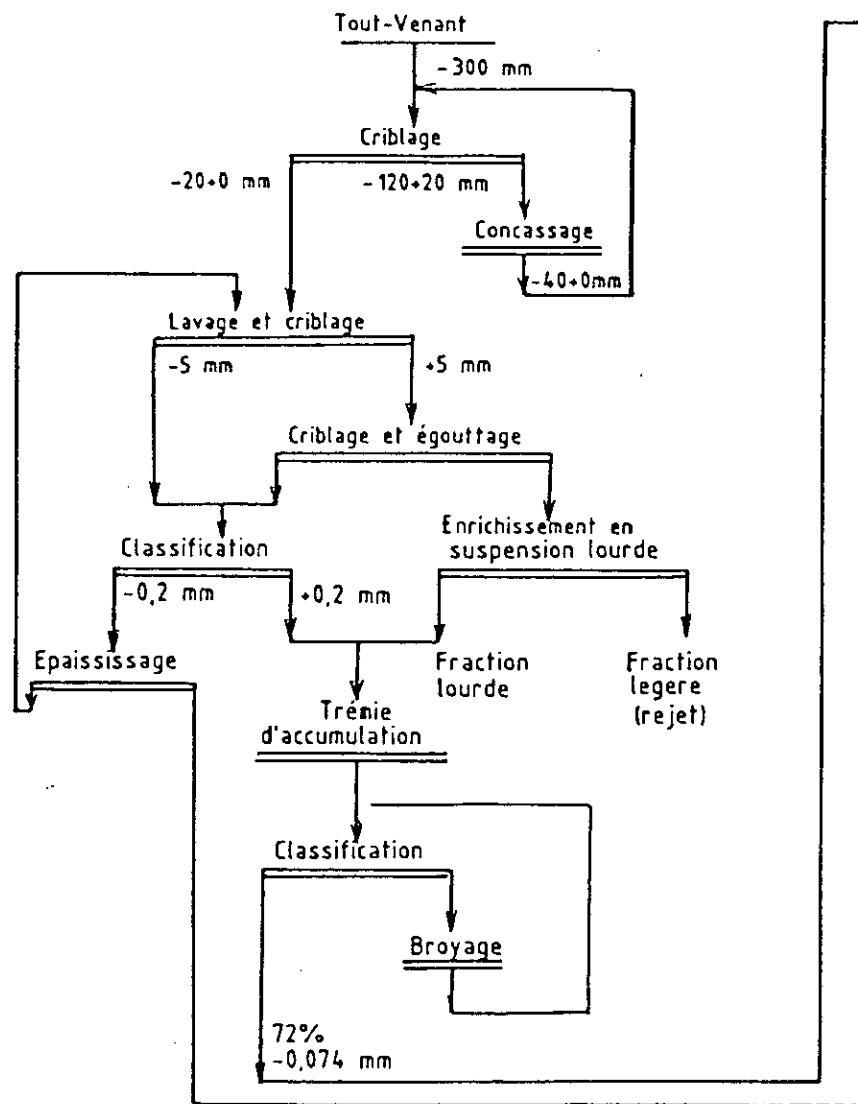
Le présent mémoire comporte cinq chapitres. Dans le premier chapitre, nous passerons en revue les méthodes d'enrichissement gravimétrique connaissant une large application industrielle.

Le deuxième chapitre sera consacré à l'étude du minerai, sa composition minéralogique et chimique, et à la confection des échantillons utilisés pour cette étude.

Nous donnerons dans les chapitres III, IV et V les résultats expérimentaux, leur représentation et leur interprétation pour chacune des méthodes mises en oeuvre.

Nous terminerons par une étude comparative, pouvant orienter le choix du procédé le mieux adapté.





PRECONCENTRATION PAR SUSPENSION LOURDE  
SUIVIE D'UNE CONCENTRATION PAR FLOTTATION

Figure 1: Schéma technologique de la laverie de Kherzet-Youcef [1]

# CHAPITRE I

## GENERALITES SUR L'ENRICHISSEMENT DES MINERAIS PAR GRAVITE

### I.1. Introduction [8; 9] :

Le choix d'un procédé de concentration est lié aux caractéristiques et aux propriétés physiques ou chimiques des éléments constituant la roche à traiter.

Le nombre de procédés d'enrichissement est assez restreint, mais leur champ d'application est très vaste. Ils sont de plusieurs types dont les plus utilisés sont :

- la gravimétrie utilisant les propriétés liées à la masse spécifique ;
- la flottation utilisant les propriétés de surface ;
- le magnétisme utilisant les propriétés magnétiques.

La concentration par gravité s'effectue par des procédés d'ordre purement physique, qui ne dénaturent pas la composition chimique des constituants. Elle est actuellement utilisée pour fournir des concentrés ou le plus souvent des préconcentrés, qui sont ensuite retraités. Elle est particulièrement adaptée à la séparation de minéraux présentant des différences de masse spécifique et qui réagissent différemment aux actions simultanées d'une ou de plusieurs forces.

L'enrichissement par gravité obéit aux lois du mouvement des solides dans les fluides en mouvement.

Si l'on considère un solide supposé sphérique, la résistance qui s'oppose aux forces de gravité dépend du régime d'écoulement du fluide :

- en régime laminaire (mouvement relatif lent) ou régime de Stokes :

$$R = C.S' \frac{\rho \cdot v^2}{2} , \text{ ou encore } \boxed{R = 3.\pi.\mu.D.v} \quad (\text{I-1})$$

R : résistance du fluide au passage d'un corps solide (grain) ;

C : coefficient de résistance ;

$\rho$  : masse spécifique du fluide ;

$v$  : vitesse relative du grain sphérique par rapport au fluide ;  
 $S'$  : surface du maître-couple du corps solide =  $d^2/4$  ;  
 $D$  : diamètre du grain sphérique ;  
 $\mu$  : viscosité du fluide.

- en régime turbulent ou de Newton : le mouvement relatif croît.

$$R = \pi/20 \cdot \rho \cdot D^2 \cdot v^2 \quad (I-2)$$

La sédimentation se définit comme tout procédé basé sur les lois précédentes. Elle est de deux types :

\* Sédimentation libre : elle se manifeste lorsque les particules en mouvement ne se gênent pas mutuellement. On définit alors pour deux grains sphériques, mais de masses spécifiques différentes et équitombants, la raison de la sédimentation libre (RSL) par :

$$RSL = \left[ \frac{\delta - \rho}{\delta' - \rho} \right]^m = \frac{D'}{D} \quad (I-3), \quad \text{dans laquelle :}$$

$\delta$ ,  $\delta'$  et  $\rho$  sont respectivement les masses spécifiques du minéral léger, du minéral lourd et du fluide. Pour l'exposant,  $m$ , sa valeur varie de 0.5 (zone de Stokes) à 1 (zone de Newton).

\* Sédimentation gênée ou entravée : elle se manifeste par des collisions entre les particules en mouvement, c'est-à-dire lorsque la proportion de solide augmente (suspension).

La raison de sédimentation gênée (RSG) est :

$$RSG = \left[ \frac{\delta - \rho_1}{\delta' - \rho_1} \right]^m = \frac{D'}{D} \quad (I-4), \quad \text{dans laquelle :}$$

$\rho_1$  est masse spécifique de la suspension, non pas celle du fluide. L'exposant,  $m$ , prendra les mêmes valeurs que précédemment.

Les opérations de concentration gravimétrique se font toujours en sédimentation gênée dans un régime d'écoulement turbulent : on définit le critère de concentration  $K$  comme étant la raison de la sédimentation gênée :

$$K = D'/D$$

(I-5)

où D, D' sont respectivement les diamètres du grain minéral léger et du minéral lourd.

## I.2. Concentration par milieu dense :

### I.2.1. Principe et objectifs de la méthode [19; 22; 38] :

La séparation par milieu dense est un procédé classique de préconcentration ou de concentration gravimétrique des minerais sulfurés ou oxydés.

Si on immerge deux solides de masse spécifique différente dans un liquide de masse spécifique intermédiaire entre celles des solides, le solide le plus léger flottera tandis que le plus lourd plongera. (Liquide ou pseudo-solution).

Cette méthode simple à mettre en oeuvre et efficace, se base essentiellement sur la poussée d'Archimède.

Parmi les objectifs impartis à cette méthode, on citera [5; 11; 19; 29; 41] :

- L'élimination de la roche stérile avant le broyage fin du minerai, afin :
  - . de diminuer les frais d'exploitation ;
  - . d'intensifier les travaux miniers ;
  - . d'entraîner dans l'exploitation les minerais pauvres ;
  - . de diminuer environ de 15 à 20% le coût global de traitement du minerai à la laverie ;
  - . d'obtenir un produit enrichi destiné à une concentration ultérieure par un autre procédé.
- La production d'un préconcentré, présentant une certaine teneur en métal ou en impuretés ;
- Le traitement de minerais, dont la maille de libération minimale est d'environ 3 mm ou ceux qui, à cette maille, présentent une gangue stérile ;
- L'augmentation de la teneur du Tout-Venant pauvre ;
- La production d'un concentré fini et de stériles définitifs, appauvris en minéraux valorisables.

### I.2.2. Les suspensions utilisées :

On peut utiliser comme milieux denses :

- des solutions aqueuses de sels non organiques, formant des solutions "vraies" ;
- des liquides lourds organiques ;
- des mélanges de solides (alourdissants) finement broyés et d'eau ;
- des suspensions d'air (aérosols) ;
- des solutions électriques.

Quelques exemples figurent dans le tableau 2 [13; 14; 18; 22; 30].

Tous ces produits peuvent être utilisés en laboratoire. Cependant, à l'échelle industrielle, leur coût élevé et leur toxicité font qu'ils sont en majeure partie rejetés. Aussi, fait-on appel à des suspensions d'agents de masse spécifique élevée, tels que la Magnétite ou le Ferrosilicium. On obtient alors des suspensions assimilables à des liquides denses (pseudo-solutions), tout en considérant leur viscosité et leur stabilité.

### I.2.3. Déroulement de l'opération [22; 38]:

#### 1. La préparation du minerai :

La présence de fines et de particules colloïdales dans le minerai a pour effet d'augmenter de manière conséquente la viscosité et la densité de la liqueur dense. Un lavage sous pression sur crible permet d'éliminer les fines. Cependant, la présence d'une faible quantité de fines peut permettre de stabiliser le médium, tout en l'éliminant par régénération de ce dernier.

Notons par ailleurs un paramètre important ayant une certaine influence sur la séparation : la porosité du minerai. La mesure de la micro et macroporosité permet de mieux cerner la répartition de celle-ci sur le plan granulométrique et volumique (méthode "Ignatovitch").

L'indice de porosité "i" reflète cet aspect (rapport du volume des pores sur le volume total pores et matière).

Désignation	Formule chimique	Densités Kg/m <sup>3</sup>	Couleur	Solubilité dans l'eau	
1/ <u>Liquides organiques lourds</u>	.Trichloréthane	C <sub>2</sub> H <sub>3</sub> Cl <sub>3</sub>	1460	Incolore	
	.Tétrachlorure de Carbone	CCl <sub>4</sub>	1680		
	.Dibromo-éthane	C <sub>2</sub> H <sub>4</sub> Br <sub>2</sub>	2170	Incolore	Soluble
	.Bromoforme	CHBr <sub>3</sub>	2890		
	.Dibromo-éthylène	C <sub>2</sub> H <sub>2</sub> Br <sub>2</sub>	2930	Incolore	Insoluble
	.Tétrabrométhane (T.E.B)	C <sub>2</sub> H <sub>2</sub> Br <sub>4</sub>	2960		
	.Liqueur de Toulet (Iodomercurate de Potassium)	HgI <sub>2</sub> +KI	3170	Jaune	Soluble
	.Iodure de Méthylène	CH <sub>2</sub> I <sub>2</sub>	3320	Incolore	Insoluble
	.Liqueur de Rhorbach (Mercurinitrate de Baryum)	BaI <sub>2</sub> +HgI <sub>2</sub>	3590	Jaune	Soluble
	.Liqueur de Clerici (ou Formiate et Malonate de Thallium)	CH <sub>2</sub> (COOTl) <sub>2</sub> HCOOTl	4250	Jaune	Soluble
2/ <u>Liquides lourds non organiques (Solutions vraies)</u>	.Solution de sel de chlorure de Calcium	CaCl <sub>2</sub>	2500	Incolore	Soluble
	.Solution de sel de chlorure de Zinc	ZnCl <sub>2</sub>	2500	Incolore	Soluble
3/ <u>Pseudo-Solutions</u> (alourdissant + eau) alourdissant = mélange de solides.	.Minéraux : * Pyrite * Pyrrotine * Baryte * Magnétite * Arsénopyrite * Galène .Alliage : Ferrogilicium .Métal : Plomb				

Tableau 2 : Caractéristiques des liqueurs denses

$$i = \frac{\rho'_1 - \rho_2}{\rho'_1 - 1} \quad (\text{I-6})$$

où  $\rho'_1$  et  $\rho_2$  - masses volumiques respectives du produit sec et humide.

Si l'écart entre ces deux valeurs est important, le minerai est donc poreux.

## 2. La préparation du médium et ses propriétés :

Les principales propriétés d'un médium sont [5; 18; 30]:

- La densité, déterminée par la nature du médium et de sa concentration ; l'utilisation de la Magnétite seule nous permet de traiter une marge densimétrique variant de :  $1.25 < d < 2.2$ . Le mélange de Magnétite et de Ferrosilicium implique des densités variant de :  $2.2 < d < 2.8$  ; quant à l'utilisation de Ferrosilicium, les densités peuvent varier jusqu'à 3.4.

La densité du milieu dense peut être déterminée par la relation :

$$d_m.d = c (d_{sol} - 1) + 1 \quad (\text{I-7})$$

où  $c$  - concentration du solide en volume, % ;

$d_m.d$  et  $d_{sol}$  - respectivement densités du milieu dense et de la phase solide.

- La dureté : il faut éviter de briser les grains de médium durant le traitement, car il y aurait un impact négatif sur la récupération et la viscosité.

- La stabilité, fonction de la granulométrie du matériau, évolue similairement.

- La viscosité doit être réduite au minimum. La proportion de médium dans l'eau ne doit pas dépasser 35% en volume.



### 3. La séparation flottants-plongeants :

Considérons le schéma de principe opératoire préconisé, représenté dans la figure 2.

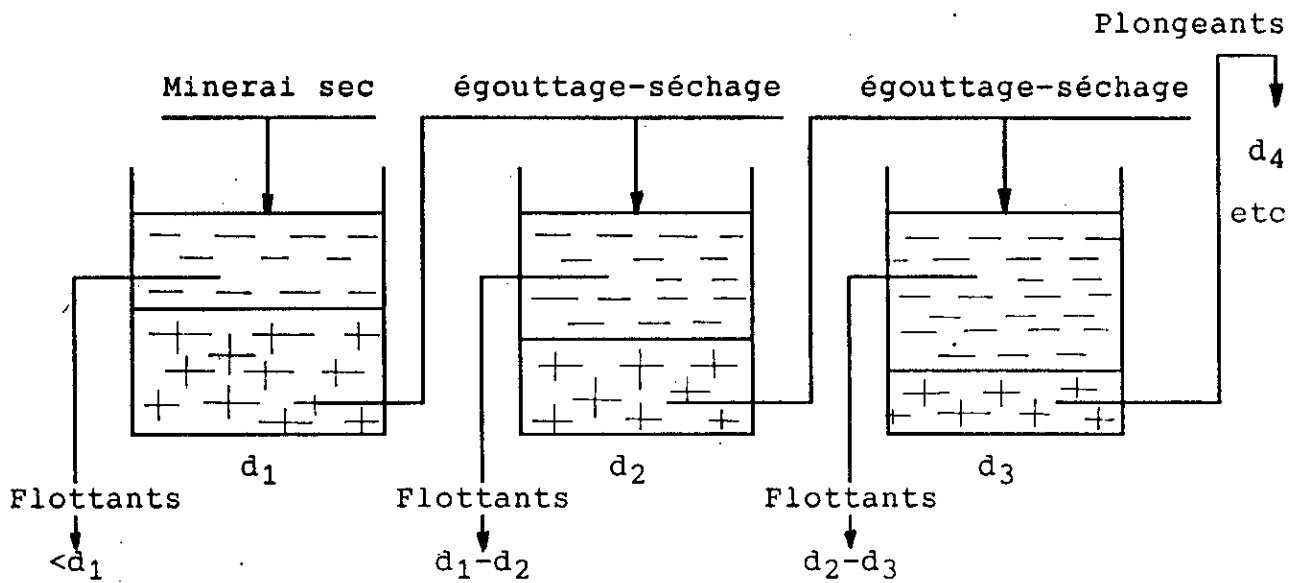


Figure 2 : Analyse densimétrique classique sur produit sec.  
Mode opératoire ( $d_1 < d_2 < d_3 < \dots$ ), [22]

L'échantillon de minerai est immergé dans une série de liqueurs de densité croissante ; la part flottante est éliminée chaque fois ; quant à la partie plongeante, elle est introduite dans la liqueur suivante et ainsi de suite. On obtient donc deux produits :

- le "plongeant", ou produit de densité supérieure à celle du milieu dense ;
- le "flottant", ou produit de densité inférieure à celle du milieu dense.

### 4. La récupération et la régénération du médium :

La récupération aisée du médium (agent de suspension) est importante, car elle favorise économiquement l'emploi de ce procédé. Après séparation, les flottants et les plongeants entraînent une partie de médium, que l'on doit obligatoirement récupérer. On peut donc épurer et concentrer le médium soit par flottation lorsqu'on a affaire à des sulfures, soit par séparation magnétique (cas de la Magnétite ou du Ferrosilicium) jusqu'à rétablissement de la densité du bain [18].

#### I.2.4. Exemple d'application industrielle :

Industriellement, deux cas de figure prédominent :

- si le minéral valorisable a une densité très faible par rapport à la densité de la roche stérile (exemple : Houille, Schiste, etc...), la fraction légère jouera le rôle de concentré après séparation ;

- dans le cas contraire (minerais de métaux ferreux, non ferreux, des terres rares, nobles), la fraction lourde sera le concentré.

Parmi les procédés d'enrichissement en milieu dense, on distingue :

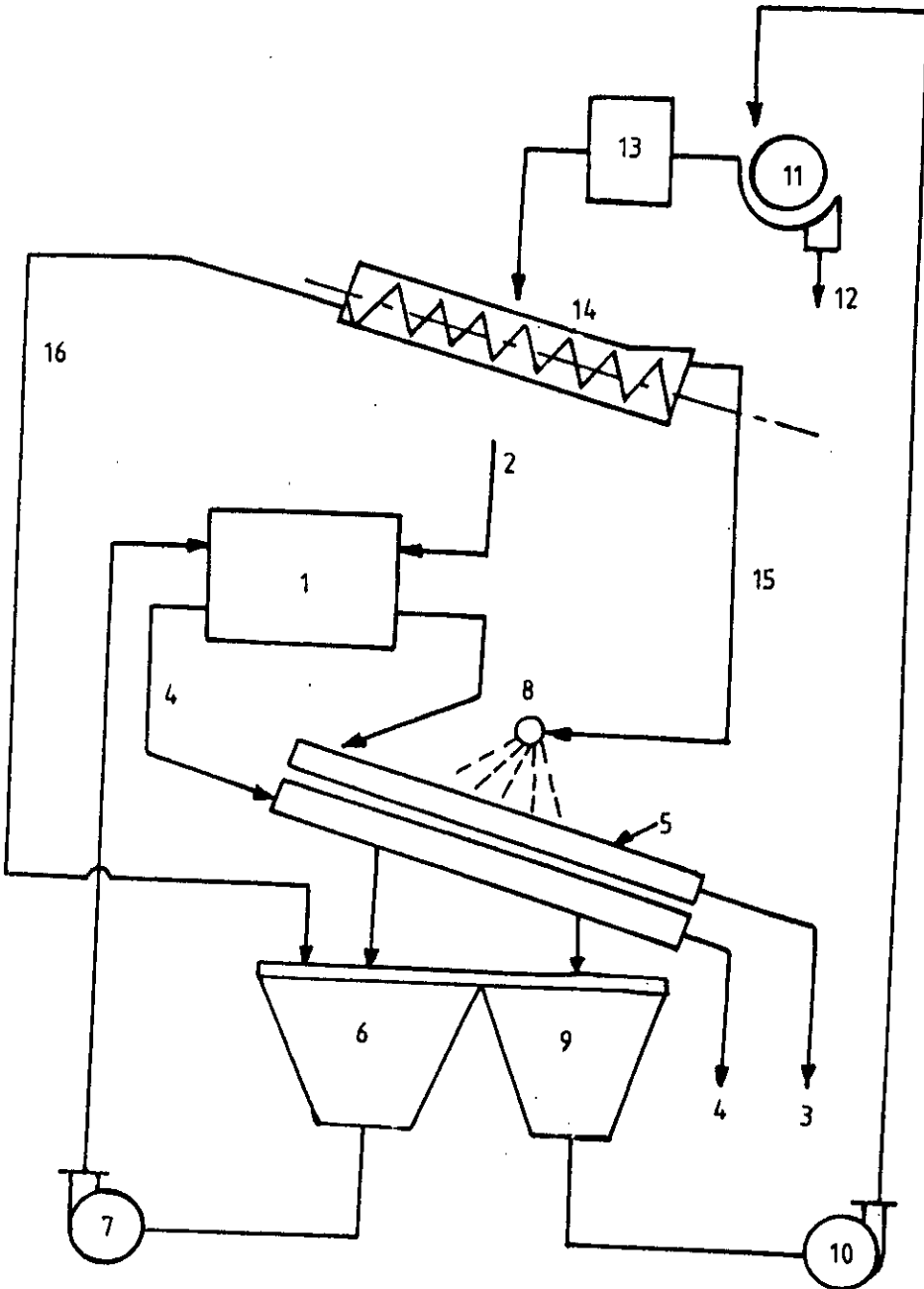
\* le traitement des grains supérieurs à 6 mm qui utilise essentiellement la gravité ;

\* le traitement des fines supérieures à 0.3 mm qui utilise deux effets combinés : la gravité et la force centrifuge [15; 37].

Le schéma de traitement (flow-sheet) des minéraux valorisables par liqueur dense, porté sur la figure 3, tient compte du cycle de récupération et de régénération de la suspension (Magnétite ou Ferrosilicium) [29] :

Ce schéma comporte principalement un séparateur à tambour (1) et des agrégats destinés à récupérer et à régénérer la suspension à base de Magnétite ou de Ferrosilicium (matériaux magnétiques). Le minerai brut (2) alimente l'une des extrémités du séparateur à tambour. Les minéraux lourds (fraction lourde) chutent au fond du tambour, d'où ils sont évacués par un dispositif spécial de lavage. Les minéraux légers surnagent à la surface du bain et sont évacués par la surverse du séparateur. Les fractions légères (3) et lourdes (4) sont orientées séparément sur un égoutteur vibrant (5), divisé longitudinalement en deux compartiments distincts. Durant la première partie du processus, les produits de séparation sont égouttés. La suspension dense est concentrée dans un bac (6), reprise par une pompe (7) et recyclée vers le processus ; les produits légers et lourds sont abondamment arrosés au moyen de pulvérisateurs (8), pour récupérer le maximum de Ferrosilicium ou de Magnétite. La suspension diluée (9) est ensuite reprise par une

Fig.3: Schéma de l'appareillage de traitement des minéraux utiles par liqeur dense



- 1- Séparateur à tambour
- 2- Minerai brut
- 3- Fractions légères
- 4- Fraction lourdes
- 5- Egoutteur vibrant
- 6- Bac
- 7- 10- Pompes
- 8- Pulvérisateur
- 9- Suspension diluée
- 11- Séparateur magnétique
- 12- Produit fin non magnétique
- 13- Démagnétiseur
- 14- Classificateur à vis
- 15- Eau excédentaire
- 16- Bac de récupération de la suspension

seconde pompe (10), et dirigée vers un séparateur magnétique (11), retenant le médium sous forme de pulpe épaissie, tout en séparant l'eau chargée du produit fin non magnétique (12). La pulpe épaissie traverse un démagnétiseur (13), puis un classificateur à vis (14), éliminant l'eau excédentaire (15), permettant ainsi d'arroser le matériau se trouvant à la surface de l'égoutteur vibrant. Finalement, le produit magnétique (alourdissant) aboutira dans le bac (16) de récupération de la suspension.

#### I.2.5. Conclusion :

L'enrichissement gravimétrique par milieu dense reflète la séparation de phases minéralogiques de densités différentes.

Le recyclage du médium dans le procédé justifie économiquement l'attention portée à ce type d'enrichissement.

Certaines suspensions lourdes, retenues habituellement, doivent actuellement faire l'objet de plus d'attention, du fait de l'évolution croissante de leur coût (Ferrosilicium, par exemple). Les avantages qui prédisposent pour une utilisation rationnelle de cette méthode gravimétrique sont :

- une meilleure séparation de minéraux difficiles à laver par rapport aux autres méthodes gravimétriques, par sa meilleure précision de coupure ;
- la réalisation de coupures à des densités élevées, indispensables pour l'enrichissement des minerais lourds ;
- le traitement possible d'importantes quantités de minerai (environ 10000 tonnes/jour) sur des surfaces d'implantation limitées ;
- si l'écart de densité est de 0.1, on peut envisager la séparation des grains ;
- l'application industrielle de ce procédé à des minerais grossièrement concassés ;
- le recyclage possible du médium dans le procédé ;
- la simplicité des appareils et leur réglage et entretien faciles ;
- l'automatisation possible du procédé.

Les inconvénients propres à ce procédé de préconcentration sont :

- les fines particules sont inadaptées à la séparation par pseudo-solutions ;

- la consommation d'eau est importante pour le liquide dense, soit 1 à 2 m<sup>3</sup> par tonne de minerai traité. En zone aride, cette consommation doit être bien maîtrisée ;

- un nombre plus important de constituants dans un minerai implique des différences de densités réduites entre ces composants, gênant en quelque sorte la nette séparation du constituant valorisable recherché [14; 15; 26; 27].

### I.3. Concentration par nappe pelliculaire fluante :

#### I.3.1. Principe :

La concentration par nappe pelliculaire fluante est basée sur le transport de particules ; par une nappe d'eau de faible épaisseur (quelques millimètres à quelques centimètres) sur une surface inclinée. Sous l'effet de l'écoulement de la nappe, les particules les plus lourdes sédimentent, tandis que les plus légères se déplacent. Ce qui se traduit par une récupération continue des particules légères et une récupération périodique des particules lourdes [1; 9; 13; 14; 28; 34].

#### I.3.2. Aspects théoriques et lois du mouvement

[7;8;9;13;16;29;34] :

Les particules minéralisées entraînées par un courant d'eau le long d'une surface inclinée décrivent des trajectoires complexes. Ces dernières dépendent de la vitesse de chute, de la résistance offerte par le grain au mouvement du fluide, du régime d'écoulement du liquide.

Le caractère du mouvement des grains dans le flux dépend de la vitesse et de la profondeur du courant, de l'état du fond ou de la surface porteuse, de la grosseur des particules, de la concentration des grains dans ce flux.

Le déplacement du grain, de masse "m" et de forme sphérique, par glissement et roulement au fond du flux, se produit sous l'action des forces suivantes (figure 4) :

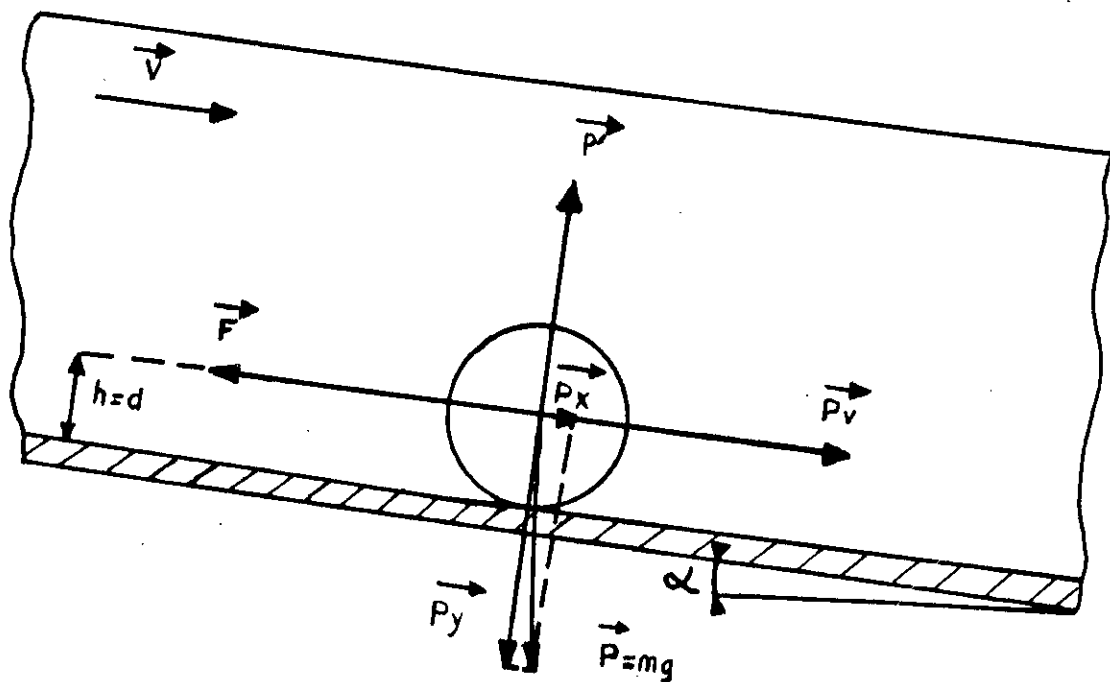


Figure 4 : Les différentes forces intervenant sur un grain de forme sphérique, immergé dans une nappe d'eau, s'écoulant le long d'une surface inclinée.

$$\begin{aligned} P_x &= mg \sin(\alpha) \\ P_y &= mg \cos(\alpha) \\ F &= mg \cos(\alpha) f \end{aligned}$$

a- en régime laminaire :

- la force de gravité  $P$  dans l'eau, orientée selon la verticale vers le bas :

$$P = m g (\rho_t - \Delta) / \rho_t \quad (\text{I-8})$$

- la force de pression dynamique exercée par la nappe d'eau sur le grain,  $P_v$ , orientée dans le sens du déplacement du grain. Elle est donnée par l'expression (I-9) :

$$\vec{P}_v = \Psi \cdot \Delta \cdot (\vec{v}_{\text{moy}} - \vec{v})^2 d^2 \quad (\text{I-9})$$

$\vec{v}_{\text{moy}}$  : vitesse moyenne de déplacement du fluide au niveau du centre du grain ( $h = d$ ) ;

$\vec{v}$  : vitesse de déplacement du grain ;

$\Psi$  : coefficient de résistance hydrodynamique dans la direction du déplacement longitudinal du grain (parallèlement au courant) ;

$d$  : dimension du grain ;

$\Delta$  : densité du fluide;

$\rho_t$  : densité du grain.

b- en régime turbulent :

Aux forces précédentes s'ajoutent :

\* la portance (ou effet de levée)  $\vec{P}'$ , apparaissant à la suite de la formation de tourbillons turbulents, donnée par :

$$\vec{P}' = \psi_1 \Delta v_{\text{verticale}}^2 d^2 \quad (\text{I-10})$$

où  $\psi_1$  - coefficient de résistance hydrodynamique du courant dans la direction du mouvement du grain perpendiculairement au courant;

$v_{\text{verticale}}$  - composante moyenne verticale de la vitesse du courant

\* la force de frottement,  $\vec{F}$ , orientée en sens inverse du mouvement du grain, donnée par :

$$\vec{F} = (m g \cdot \cos(\alpha) - P') f = (m g \cdot \cos(\alpha) - \psi_1 v_{\text{verticale}}^2 d^2 \Delta) f \quad (\text{I-11})$$

où

$f$  : coefficient de frottement du grain au fond du chenal.

En régime établi, les forces s'équilibrent dans la direction du flux.

$$\begin{aligned} m g (\rho_t - \Delta) / \rho_t \sin(\alpha) + \psi \Delta d^2 (v_{\text{moy}} - v)^2 &= \\ &= f [m g (\rho_t - \Delta) / \rho_t \cos(\alpha) - \psi_1 \Delta v_{\text{verticale}}^2 d^2] \end{aligned} \quad (\text{I-12})$$

A partir de cette équation, on peut déterminer la vitesse de la particule :

$$v = v_{\text{moy}} - \sqrt{\frac{m g_0}{(\psi d^2 \Delta)} (f \cos(\alpha) - \sin(\alpha)) - \frac{\psi_1}{\psi} f v_{\text{verticale}}^2} \quad (\text{I-13})$$

La grandeur :

$$\frac{m g_0}{(\psi d^2 \Delta)} = \frac{\pi d^3 \rho_t (\rho_t - \Delta) g}{6 \psi d^2 \Delta \rho_t} = \frac{\pi g d (\rho_t - \Delta)}{6 \psi \Delta} = \vec{v}_0^2$$

représente le carré de la vitesse libre du grain. Ainsi :

$$\vec{v} = \vec{v}_{\text{moy}} - \sqrt{\vec{v}_0^2 (f \cos(\underline{\alpha}) - \sin(\underline{\alpha})) - v_{\text{verticale}}^2} f \frac{\psi_1}{\psi} \quad (\text{I-14})$$

Sous forme simplifiée, pour des appareils possédant des pentes faibles ( $\underline{\alpha} < 6^\circ$ ),  $\sin(\underline{\alpha})$  aura une valeur négligeable, tandis que  $\cos(\underline{\alpha})$  tendra vers l'unité, ce qui permet de supposer que

$$\psi = \psi_1 = \psi_0.$$

$\psi_0$  étant le coefficient de résistance dans le cas de la chute libre du grain dans le fluide, d'où :

$$\vec{v} = \vec{v}_{\text{moy}} - \sqrt{f (v_0^2 - v_{\text{verticale}}^2)} \quad (\text{I-15})$$

Partant de cette relation, il ressort donc qu'avec :

- \*  $\vec{v}_0 > v_{\text{verticale}}$ , le grain glissera sur la surface et se mélangera au courant d'eau ;
- \*  $\vec{v}_0 < v_{\text{verticale}}$ , le grain sera en équilibre dans le flux et ne se mélangera pas.

Pour la démixtion des grains dans le courant, il faut créer ces régimes de mouvement, afin d'éviter que les grains lourds demeurent à l'état d'équilibre au fond de la nappe, ce qui se traduirait par leur immobilité quel que soit le sens vertical ou horizontal. Leur démixtion par gravité ne se produirait donc pas. Dans la pratique, il est nécessaire d'organiser un enrichissement gravimétrique par stade de courants inclinés :

\* ou bien au moyen d'une séparation préliminaire du matériau par la grosseur des grains, et, un enrichissement en séparant les fractions grossière et fine avec des régimes accélérés optimaux pour chaque classe ;

\* ou bien en considérant un second stade d'enrichissement, en extrayant préalablement la fraction grossière des rejets démunis de composants valorisables, suivi d'une préconcentration de la fraction fine à des vitesses inférieures à celles des flux considérés. [13, 16]



### I.3.3. Application : Enrichissement par tablage hydraulique.

[6; 9; 16]

#### a/- Description du procédé :

La vitesse du liquide, appliquée au centre du grain, diffère à toutes les profondeurs de la nappe pelliculaire. Elle sera nulle au fond de la nappe et maximale à sa surface. Un classement gravimétrique des particules en découlera. Une surface inclinée (ou table), sur laquelle les particules sont soumises à l'action entraînant d'une nappe liquide, semble être le dispositif le plus simple adapté à ce principe. On peut accélérer ou favoriser cette séparation gravimétrique des grains, présentant des densités différentes, en :

- \* imprimant à la table inclinée des secousses asymétriques et longitudinales ;

- \* en posant des riffles parallèlement au mouvement des secousses tout en respectant un pas constant entre elles.

Les secousses, inculquées à la table, ont pour effet de provoquer un mouvement de va et vient du plateau de la table, et, de transmettre aux particules de matériau à classer des forces d'inertie, les obligeant ainsi à se mouvoir le long des riffles dans le sens de l'alimentation. Ces secousses permettent la stratification et l'évacuation des particules stratifiées entre les riffles. Le rifflage permet également une stratification des grains par l'action conjuguée :

- . de la secousse provoquant un amollissement de la couche de grains comprise entre les riffles, et la sédimentation des grains denses sur la surface du plateau de la table.

- . de l'eau de lavage, ayant pour effet d'entraîner les grains légers, formant la couche supérieure des grains déposés.

La granulométrie des particules joue un rôle important : les particules denses sédimentent rapidement entre les riffles. Il faut deschlamer à l'alimentation les fines particules en suspension. Elles ont pour effet d'augmenter la densité de la pulpe, avec pour effet l'augmentation des périodes de sédimentation des solides.

L'ordre de séquence des particules sédimentant durant ce procédé concernera :

- les petites particules lourdes, résistant le mieux au courant d'eau transversal ;
- les particules grossières lourdes, mélangées aux particules fines mais légères ;
- les particules grossières et légères.

Cet arrangement peut être modifié selon la forme des particules.

La table de concentration (figure 5) est constituée d'un plateau (deck) légèrement incliné par rapport à l'horizontale, pourvu de riffles. Un mécanisme engendre des secousses asymétriques et longitudinales. Une auge d'alimentation est prévue pour le minerai à traiter. Une flûte permet d'arroser en eau de lavage, de manière régulière, et sur toute sa longueur le plateau de la table. Cette alimentation en eau permet de créer une nappe pelliculaire liquide s'écoulant transversalement. On dispose sur la surface du plateau des riffles, retenant les particules denses, alors que les légères sont transportées transversalement par la surverse. Les lourdes se déplacent latéralement à la suite des secousses asymétriques émises.

Les riffles perturbent l'écoulement calme de la nappe fluante sur la surface inclinée et provoquent la formation de deux courants d'eau : supérieur, engendrant un mouvement laminaire du flux, et inférieur avec un mouvement turbulent.

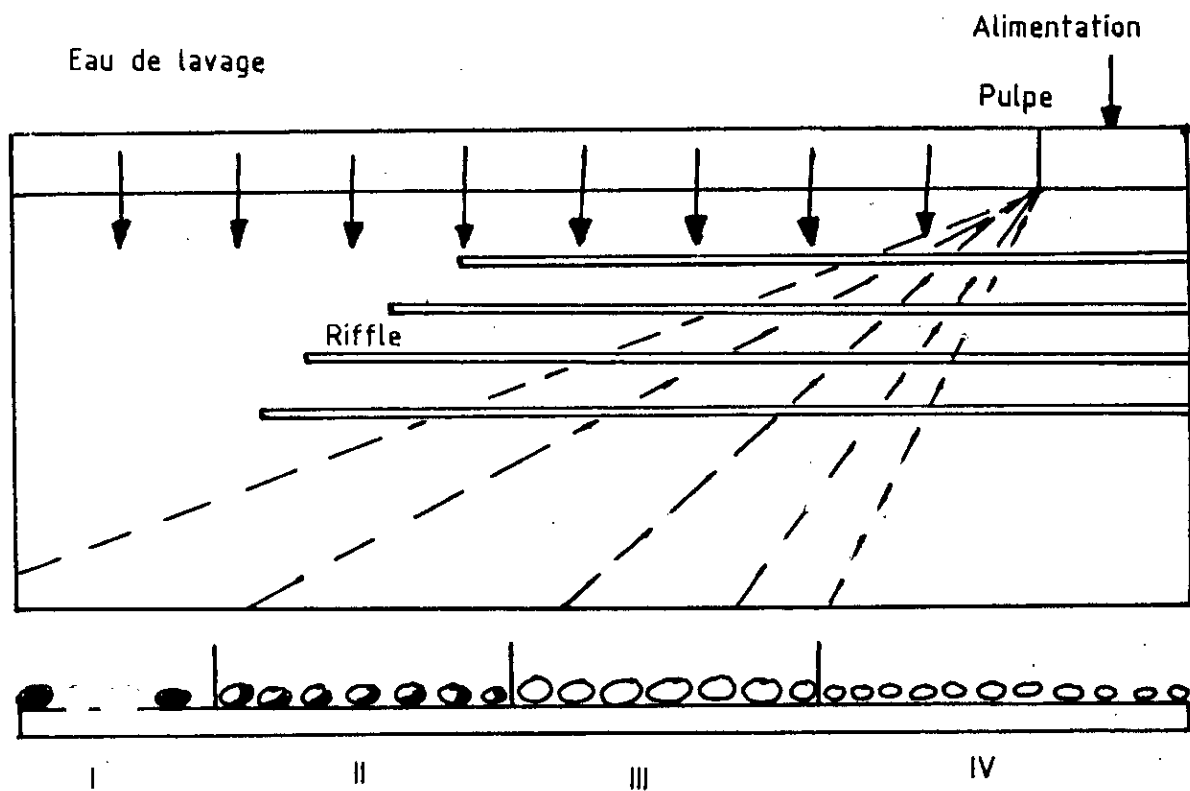
Le processus de stratification des grains dû à la nappe fluante et aux secousses se caractérise par trois phases :

1. mélange de grains légers et denses ;
2. stade initial de la stratification ;
3. stade final de la stratification.

On peut réguler la pente de la table (0 à 15°). Le mélange des grains, de différentes masses spécifiques, se stratifie et se répartit en éventail sur le plateau de la table (figure 5), selon des zones :

- . zone I : zone de formation de concentré (grains lourds) ;
- . zone II : zone de formation de grains mixtes ;

Figure 5: Disposition des grains suivant leur densité



- zone I: zone de formation de concentré (grains lourds);
- zone II: zone de formation de grains mixtes;
- zone III: zone de formation de grains légers;
- zone IV: zone de schlamms (grains très fins)

- des grains légers et grossiers ;
- des grains légers et fins.

\* la résistance au déplacement des grains minéralisés se trouvant sur le plan incliné. L'influence de ce facteur, combinée à l'action du courant d'eau, provoquera la séparation des grains sur le plan incliné selon l'ordre suivant :

- grains denses et fins ;
- grains denses et grossiers ;
- grains légers et fins ;
- grains légers et grossiers.

Les particules, par leur position stable, offrant une section transversale minimale au courant liquide, présentent une résistance maximale aux mouvements tendant à les retourner.

Les éléments, influant sur le procédé de séparation, concernent :

- / les propriétés du matériau à enrichir, incluant :
  - . la granulométrie des grains minéralisés et de la gangue ;
  - . la densité des minéraux concomittants ;
  - . la forme des grains de minerai.

/ la préparation préliminaire du matériau avant son enrichissement, incluant :

. soit la classification hydraulique, impliquant la présence du phénomène de ségrégation durant la concentration sur table et les avantages qui en découlent ;

. soit le criblage, impliquant le facteur de séparation, en considérant les vitesses de chute des grains dans le courant d'eau le long de la surface inclinée, avec les avantages qui en découlent.

/ les propriétés du milieu liquide (eau) ; la présence dans le matériau à enrichir de particules très fines peut changer les propriétés du milieu liquide, et particulièrement sa viscosité.

- / les particularités spécifiques de la table à secousses :
  - . la forme, les dimensions de la table ;

- . l'inclinaison du plateau ;
- . la hauteur, le caractère et le positionnement des riffles;
- . le régime des secousses ;
- . l'état et la nature de la surface du plateau et des riffles.

/ de la charge ;

/ de la consommation en utilités (eau, énergie, etc...) [9].

c/- Parmi les caractéristiques techniques d'une table à secousses, le principal paramètre est la capacité (débit). Sur le plan mécanique, la table peut être considérée comme moyen de transport. Sa charge peut augmenter, si on augmente la longueur du parcours, le nombre d'oscillations, l'épaisseur de la couche de matériau, la largeur de la table, etc...

Sur le plan hydraulique, cette capacité sera tributaire de la pente du plateau de la table, de la consommation en eau de lavage, de la largeur et du degré de rugosité du plateau.

S'il y a surcharge de matériau, les résultats qualitatifs s'en ressentiront. La capacité est donc limitée par la qualité des produits obtenus. La relation empirique de T.G. Fomenko, permet de le déterminer :

$$Q = 0.2 S d_{\max}, \text{ en T/heure} \quad (\text{I-16})$$

S : surface du plateau de la table ;

$d_{\max}$  : dimension du plus gros grain de matériau.

On peut encore appliquer une autre relation empirique pour le déterminer :

$$Q = 0.1 \delta (L^2/e d_{\text{moy}} (\delta_1 - 1)/(\delta_2 - 1))^{0.6}, \text{ en T/heure.} \quad (\text{I-17})$$

$\delta$  : densité du minerai ;  $\delta_1$  : densité du minéral valorisable ;

$\delta_2$  : densité de la gangue ; L : longueur du plateau ;

e : rapport optimal de la longueur sur la largeur du plateau.

[9; 22].

Parmi les avantages et inconvénients propres à cette méthode de concentration gravimétrique, nous obtenons de bons paramètres qualitatifs.

L'appareil, de construction simple et d'un maniement aisé, est commode et fidèle dans l'exploitation. Il est utilisé généralement pour des granulométries variant de 3 à 0.2 mm. Le rendement spécifique est relativement faible, développant une grande force d'inertie en déséquilibre, influant négativement sur les constructions d'appui. On notera une consommation d'énergie peu importante [7].

#### d/- Applications industrielles :

Les tables de concentration sont utilisées pour l'enrichissement des minerais d'Etain, de Tungstène et autres métaux finement disséminés, mais également durant la finition des concentrés des métaux rares et nobles.

Le rendement des tables dépend étroitement de la granulométrie des grains de matériau. Ainsi, pour une granulométrie de [-2 mm] ou encore [-1.5 mm], on peut traiter environ 100 tonnes de matériau par jour sur une table de concentration. Pour une granulométrie de [-0.5 mm], on ne traitera que 9 tonnes de ce même matériau.

La charge de matériau à traiter est importante, car elle est liée à la qualité des produits de concentration. Ainsi, si la charge est plus restreinte, on obtiendra alors des concentrés finis et des stériles définitifs, avec la récupération de mixtes pour une finition ultérieure. [21; 35]

### I.4. Enrichissement par concentration différentielle :

#### I.4.1. Principe :

La classification par équivalence de chute provient de la sédimentation de particules solides de matériau dans un fluide (eau). Ces particules ont des densités et des dimensions différentes [8].

La méthode de séparation densimétrique des particules minéralisées dans un courant fluidisé (eau) ascendant-descendant, ou encore dans un courant pneumatique (air), porte le nom de jigage (ou pistonage) [34].

Cette séparation est, par conséquent, tributaire de la différence des vitesses du mouvement des particules minéralisées dans un courant d'eau (fluide) turbulent vertical, oscillant de manière alternative, avec une amplitude et une fréquence données [16].

L'objectif, recherché par ce procédé, consiste à produire en premier lieu une stratification des grains en couches de poids spécifiques différents, puis en second lieu une séparation des couches ainsi stratifiées. Ces deux opérations, appliquées aux grains dans un jig, se produisent dans les conditions d'une sédimentation gênée sous l'action d'un courant d'eau vertical [29].

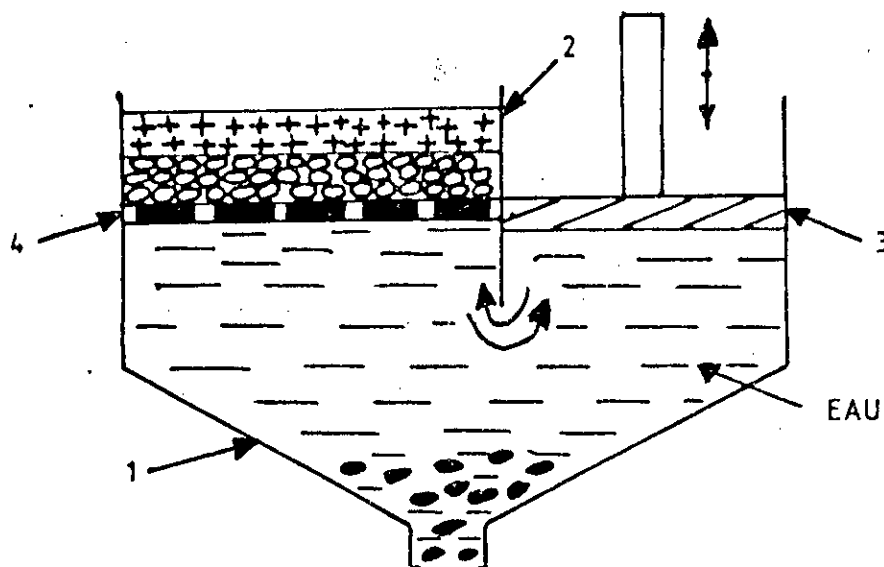
Cette méthode consiste donc à exposer brièvement et périodiquement les grains minéraux (de dimensions et de densités différentes) à des courants ascendants et descendants, assurés par des pulsations alternées transmises à un fluide (eau) par un piston, soit par un diaphragme ou encore par le mouvement alternatif d'un tamis (crible) dans le liquide. Il se forme alors des couches de grains minéraux de densités distinctes. Les minéraux légers se concentrent dans la couche supérieure de l'appareil, tandis que les lourds sédimentent dans la couche inférieure [8]. Le large éventail granulométrique des particules minérales explique en quelque sorte la formation de mixtes au niveau des couches intermédiaires entre les lourds et les légers. Pour répondre à cela, deux possibilités apparaissent, permettant de mieux délimiter la séparation de toutes ces couches sur le plan granulométrique et densitaire :

- avant le jigage, on divise souvent le minerai en classes par criblage, et chacune d'elles peut être enrichie sur différents jigs [17; 33].

- en théorie, un jig produit un concentré et un stérile. Le calibrage grossier des particules a pour effet d'obtenir un mixte.

En pratique, on prévoit d'installer sur le même jig plusieurs lits (compartiments, au nombre de quatre maximum), afin d'éviter des pertes résultant des mixtes se mélangeant aux stériles. Les mixtes sont ainsi recueillis au fur et à mesure, broyés, transformés en grains purs et en stériles, puis finalement repris par le jig pour y être classés et séparés [9].

La figure (6) représente le schéma de principe d'un jig à piston [29].



grains lourds minéraux  
 O grains lourds (lit)  
 + grains légers

1- compartiment du jig (lit)  
 2- cloison  
 3- piston  
 4- crible fixe.

Figure 6 : Principe de fonctionnement du jig.

Le jig à piston comprend un compartiment 1, divisé en deux sous-compartiments communicants, séparés par une cloison 2, rempli d'eau. Dans un des sous-compartiments, on dispose un piston



3, accomplissant un mouvement de va et vient. Un tamis (ou crible) est fixé dans le second sous-compartiment, supportant une couche de matériau (lit filtrant). La dimension des mailles du tamis dépend des conditions de fonctionnement de l'appareil et du minerai à traiter. L'alimentation en Tout-Venant est continue. Le déplacement du piston vers le bas a pour effet d'amollir le minerai sur le tamis, tout en faisant monter d'une certaine hauteur les particules minérales (par effet de pulsion). La démixtion résulte de la différence des vitesses de chute des particules lourdes et légères. Les lourdes sédimentent en premier formant la couche inférieure, tandis que les légères constituent la couche supérieure [29; 40].

Le mouvement du piston vers le haut a pour effet d'accélérer la démixtion (par effet de succion). La séparation effective se produit par l'écoulement des particules légères par la surverse. Les lourdes, quant à elles, sont récupérées par un orifice inférieur de décharge.

Lorsque le produit à traiter se présente avec une proportion importante de particules denses demi-fines ou fines, relativement bien libérées et si la fraction grenue est pauvre en espèces lourdes, on utilise alors un lit filtrant directement retenu sur la grille.

Le rôle imparté à ce lit consiste à laisser passer de manière sélective les particules de minéral lourd, et à retenir les grains de minéral léger. L'épaisseur du lit joue un rôle primordial dans cette séparation [17; 39].

La constitution de ce lit dépend de la nature des matériaux à traiter, de leur granulométrie, de leur masse spécifique. Pour des granulométries supérieures à 0.3 mm, le lit est constitué de matériaux relativement grenus et lourds (grenailles) ; quant aux granulométries couvrant la tranche [15; 0 mm], on peut appliquer sur la grille une feuille de polyuréthane expansé à alvéoles communicantes [24; 25]. Cette pratique ne peut être appliquée systématiquement à tous les types de minerai.

#### I.4.2. Théorie du jigage :

L'étude du déplacement des particules, de densités et de dimensions distinctes, dans un régime d'écoulement turbulent d'un

courant liquide, explique le fonctionnement complexe du jig. La différence, engendrée par les vitesses limites de chute des petites et grosses particules, est importante dans ce procédé.

Trois phases importantes permettent de relater le phénomène de la stratification par couches de poids spécifiques différents, provoqué par l'action combinée des courants ascendants et descendants du flux d'eau ; il s'agira de :

a- l'accélération différentielle (première phase) :

Si l'amplitude du mouvement de l'eau dans le jig est très petite, liée au déplacement rétreint du piston dans le compartiment, la vitesse limite des particules chutant ne pourra donc être atteinte et le temps de chute sera très bref. Ainsi, les grains acquièrent une accélération ne dépendant que de leur densité.

Si on considère que :

- .  $m_1$  et  $m_2$  : sont respectivement les masses du solide et du liquide déplacés ;
- .  $R$  : est la résistance exercée par le fluide ;
- .  $\delta_s$  et  $\delta_l$  : sont les densités respectives du solide et du fluide.

L'équation du mouvement d'une sphère, chutant dans l'eau, sera :

$$m \frac{dv}{dt} = (m_1 - m_2) g - R \quad (\text{I-18})$$

Initialement,  $R=0$  (car dès les premiers moments de la chute,  $R$  est négligeable).

Par conséquent, pour des chutes très brèves, l'équation du mouvement s'écrira :

$$\frac{dv}{dt} = \frac{(m_1 - m_2)}{m} g, \quad \text{ou en faisant intervenir les densités:}$$

$$\frac{dv}{dt} = \left(1 - \frac{\delta_l}{\delta_s}\right) g \quad (\text{I-19})$$

L'accélération d'un mélange de particules lourdes et légères dépend donc uniquement de la densité. Avec des chutes très fréquentes et répétitives, et une durée de chute brève, les distances parcourues par les différentes particules tiendront compte plutôt des accélérations initiales de chute que de leurs vitesses limites. La stratification se fera d'après le poids spécifique.

b- La sédimentation gênée (deuxième phase) :

Dans le jig, la pulpe est très épaisse. Cette consistance pourrait être gênante, en ne laissant pas suffisamment de jeu, pour permettre un réarrangement des particules aussi complet que possible selon leur densité. L'alternance des courants ascendants et descendants permet, de façon intermittente et régulière, de répondre favorablement à cette préoccupation. Le courant ascendant de liquide a pour effet de réaliser un rapport de sédimentation élevé et d'augmenter le critère de Taggart.

Ainsi, si  $\delta'$  et  $\delta$ , sont respectivement les densités des lourds et des légers et  $\delta_1$ , la densité du fluide, le critère de Taggart est donné par la fonction :

$$y = \frac{\delta' - \delta_1}{\delta - \delta_1} \quad (\text{I-20})$$

Si la densité du fluide,  $\delta_1$ , augmente,  $y$  augmentera, favorisant ainsi la possibilité de pouvoir traiter une gamme étendue de tranches granulométriques.

En fait, le phénomène se limite à maintenir une circulation aisée des grains ; quant au courant ascendant, son rôle consistera à écarter au mieux les particules les unes des autres, afin d'obtenir un nouveau réaménagement des différents grains.

c- Le tassement (troisième phase) :

Lorsque les particules sont sujettes à un courant descendant, un phénomène de succion se manifeste, resserrant en quelque sorte les grains solides. Les particules lourdes et grossières sont piégées à la base du lit. Quant aux particules fines, elles continuent à sédimenter, occupant les interstices entre les grosses particules.

Dans la partie médiane du lit, nous trouverons les grains grossiers peu denses mélangés à des grains denses et fins. Ces derniers, durant le phénomène de tassement, rejoignent à la base du lit les grains lourds et grossiers. La récupération de particules lourdes et fines nécessite l'amplification du phénomène de succion, tandis que pour la récupération des particules lourdes et grossières, on augmentera la pulsion.

En faisant varier l'importance relative des deux processus de succion et de pulsion, et en réglant la valeur de l'accélération différentielle, on obtient d'après les poids spécifiques une très bonne stratification. [8; 9].

#### I.4.3. Les principaux paramètres d'un jig :

[18; 24; 36]

\* La capacité (débit) du jig :

Il est fonction de la charge spécifique par mètre carré de surface, ou bien par mètre de largeur du tamis, ou encore par mètre carré de surface de la grille en fonction du produit lourd. Cette capacité augmente avec l'accroissement de la différence de densité des minéraux à séparer et de la granulométrie de l'alimentation.

On peut le déterminer par calcul [12; 17]:

$$Q = 3.6 B H v d \theta \quad (I-21)$$

Q : capacité (débit) de l'alimentation sèche, en tonnes/heure ;

B : largeur du tamis du jig, m ;

H : hauteur de la couche de matériau sur le tamis du jig, au dessus du seuil de trop-plein au moment de la pesée du lit, m.

v : vitesse moyenne longitudinale du mouvement du matériau, mm/sec;

d : densité des grains de matériau, g/cm<sup>3</sup> ;

θ : coefficient d'amollissement du matériau au moment de la pesée, égal à 0.5.

Nous noterons que la régularité des pulsations est importante pour le rendement. L'alimentation doit donc être régulière. Dans

le cas contraire, il y aura altération des paramètres qualitatifs de l'enrichissement. A titre indicatif, la charge spécifique de Tout-Venant (Tonnes/m<sup>2</sup>.Heure) de minerais polymétalliques de Plomb, de minerais monométalliques de Zinc et de Cuivre, donnant des concentrés finis, des rejets et des produits mixtes, s'élèvent entre 1 à 2 tonnes/m<sup>2</sup>.Heure.

\* Le lit artificiel ou naturel :

Le jigage de minerai fin ou de matériau non classé nécessite l'utilisation d'un lit artificiel. Le lit est composé de matériau (grenailles ou minerai). L'épaisseur de la couche (lit) est choisie en fonction de la granulométrie du matériau à enrichir. Pour les classes grossières de minerai (> 4 mm), l'épaisseur sera un multiple de 6 à 12 fois la grandeur du plus gros grain. Concernant les fines, cette épaisseur sera un multiple de 20 à 40 fois la grandeur du plus gros grain.

En pratique, on remarque que :

- si le lit est trop dense, et si le passage du minerai y est difficile : cela signifie qu'il reste dans la couche du lit des grains de minéral lourd, d'où nécessité de diminuer l'épaisseur du lit.

- Dans le cas contraire, si le minerai traverse facilement le lit : cela signifie qu'il y a amollissement excessif du lit, entraînant donc l'augmentation de la couche du lit.

- L'utilisation d'un lit peu épais concerne l'enrichissement de minerai riche.

- Un lit plus profond concernera l'enrichissement de minerai pauvre.

- Pour des minerais riches, on peut aussi utiliser un lit profond, dans la mesure où l'on veuille obtenir un concentré pur.

Il ressort donc que plus faible sera la différence dans la densité des minéraux, plus épais devra donc être le lit.

L'amollissement optimal du matériau sur le tamis est une des principales conditions du rendement élevé du jig et des bons paramètres qualitatifs de son fonctionnement.

\* L'amplitude des pulsations de l'eau (fluide) :

Les conditions les plus favorables pour le jigage sont créées à l'aide d'une fréquence peu élevée et d'une forte amplitude des pulsations d'eau, favorisant rapidement la démixtion des matériaux. Cependant, dans le cas de faibles amplitudes, le jigage devient instable et exige plus d'attention. L'amplitude minimale des pulsations peut être déterminée par la relation suivante :

$$n \geq 27.3 v_{\text{généée}}/h \quad (\text{I-22})$$

h : course du diaphragme ou du piston, en mm.

$v_{\text{généée}}$  : vitesse finale de chute génée des grains, m/s.

Cette amplitude peut varier de 50 à 300  $\text{min}^{-1}$ .

La longueur de la course ou distance parcourue par le piston (ou diaphragme) et l'amplitude des pulsations sont choisies en fonction des données pratiques des dimensions des grains dans le Tout-Venant. En augmentant la dimension des grains, on augmente la longueur de la course, tandis que l'amplitude diminuera et inversement. En choisissant ces valeurs, on atteint la vitesse nécessaire du flux ascendant pour l'amollissement du lit et la séparation du matériau.

\* Le débit d'eau :

Il est important de respecter scrupuleusement le régime aqueux du jigage. L'eau dans le jig est fournie avec le minerai, et de plus, une régulation plus fine s'effectue au niveau inférieur du tamis. Cette eau injectée sous la grille chute, afin de pouvoir augmenter la vitesse ascendante et diminuer la vitesse descendante des courants d'eau. Pour cela, on atteint un amollissement optimal du lit avec le courant ascendant ; on crée ensuite les conditions pour sa démixtion effective avec le courant descendant. Cette consommation d'eau sous grille dépend des propriétés du matériau d'alimentation, et, correspond en moyenne à un débit de 2.5  $\text{m}^3$  par tonne de minerai traité.

Signalons qu'une quantité d'eau excédentaire, ou encore une alimentation irrégulière altère le procédé, par transport partiel dans les rejets d'une partie de matériau valorisable.

\* Le dimensionnement du tamis (crible fixe) :

Ce dimensionnement traduit en quelque sorte la surface utile du tamis du jig.

\* Le nombre de lits du jig :

Le jig peut comporter de 1 à 4 lits. La présence ou la formation de mixtes est une des raisons pour laquelle ils peuvent passer à travers différents lits, afin d'obtenir un concentré le plus pur possible et des rejets définitifs. [6; 12; 34; 38].

#### I.4.4- Paramètres technologiques du procédé de concentration par accélération différentielle :

Les facteurs suivants influent sur ce procédé. Il s'agit :

- Des paramètres dépendant du matériau d'alimentation : sa granulométrie, sa composition granulométrique, sa composition fractionnée, ses propriétés physico-mécaniques (forme des grains, résistance, etc), son débit (charge spécifique).

- Des paramètres hydro-dynamiques : consommation d'eau, teneur en solide (rapport liquide-solide), pression de l'eau, propriétés rhéologiques (densité, viscosité, etc).

- Des paramètres aérodynamiques (cas d'utilisation de machines pneumatiques pulsatrices) : débit d'air, pression d'air, consommation d'air par tonne de matériau enrichi, propriétés rhéologiques.

- Des paramètres liés à la construction de la machine : dispositif de déchargement des produits lourds, processus de formation des pulsations dans le compartiment de pistonage, nombre de palliers dans la machine, air de la grille de pistonage.

Tous ces paramètres se subdivisent en facteurs de régulation opératoire ou non du procédé.

\* En diminuant la granulométrie de l'alimentation, la densité de séparation augmente, provoquant l'altération des propriétés rhéologiques du milieu séparateur. L'augmentation de la densité de séparation peut s'expliquer par l'alourdissement du milieu causé par la présence de fines. Il s'avère donc nécessaire d'effectuer un deschlammage du matériau avant jigage, en considérant la tranche granulométrique  $[-0.5 \text{ mm}]-[0.2 \text{ mm}]$ .

\* Concernant la composition fractionnée, influant activement sur le jigage, il apparaît donc que l'enrichissement sera d'autant plus difficile et intimement lié à l'état d'engorgement par les fractions des produits de concentration.

\* La faible résistance des grains de matériau à enrichir nous conduit à la formation de schlamms et à des pertes notables d'élément valorisable dans le produit léger.

\* La quantité croissante de grains, de forme aplatie, se fait ressentir négativement sur les propriétés des lits artificiel et naturel, diminuant ainsi leur faculté de passage.

\* Si nous augmentons la charge, la vitesse de progression du matériau d'alimentation croîtra en traversant le jig, cependant la durée de l'opération diminuera tout en altérant la précision de cette séparation. Une augmentation plus conséquente de cette charge aura pour effet de transformer cet agrégat en un dispositif de transport.

Si le débit du matériau d'alimentation est faible, le produit lourd sera donc pollué par des particules légères.

\* Si le nombre de pulsations est relativement faible, les plus grandes vitesses du courant ascendant seront assurées, provoquant une augmentation de l'amplitude des oscillations, favorisant un soulèvement maximal du lit, et ainsi, le degré d'amollissement de celui-ci croîtra. Cependant, nous obtiendrons un régime moins stable et plus sensible aux différentes fluctuations externes : du débit, des compositions granulométrique et fractionnée du Tout-Venant. En augmentant le nombre de pulsations, la stabilité du régime de l'appareil augmentera, bien que le degré d'amollissement du lit diminue.



\* Durant la régulation du procédé, l'eau injectée sous la grille joue un rôle primordial, car elle peut favoriser la stabilisation de l'amollissement optimal du lit. Son action dynamique a pour effet d'augmenter la vitesse du courant ascendant et de diminuer par conséquent le courant descendant.

\* Le dispositif d'évacuation des produits d'enrichissement a une influence certaine sur l'efficacité de la séparation. Le maintien d'une hauteur optimale de la couche à contrôler du lit a pour effet d'obtenir une bonne séparation des fractions lourdes et légères. Si la hauteur de cette couche lourde est faible, on augmentera les pertes en produit lourd dans les fractions légères, avec une diminution de la stabilité du régime d'évacuation [12;13]

#### I.4.5- Applications industrielles :

L'opération de jigage peut être utilisée dans la pratique industrielle comme :

\* Principale opération d'enrichissement, en obtenant des produits finis ;

\* Opération complémentaire, en combinaison avec d'autres méthodes de concentration (tablage, séparation magnétique, flottation, etc).

Dans la seconde variante, on extrait du premier stade de l'enrichissement les rejets de décharge, cependant que le produit mixte est purifié par une des méthodes précitées après broyage et classification préalables.

On peut distinguer des schémas de jigage :

- avec extraction du concentré et des rejets conditionnés ;  
- avec récupération de rejets de décharge et de concentré pauvre, subissant un enrichissement ultérieur par le biais d'autres méthodes ;

- avec extraction de concentré et de rejets non conditionnés, devant être soumis à un traitement ultérieur ;

- dans le complexe, avec d'autres méthodes d'enrichissement dans le circuit de broyage-classification. [13]

Le tableau (3) suivant retrace en quelque sorte les normes moyennes des charges spécifiques de Tout-Venant dans les jigs.

Matériau à enrichir	Produits obtenus	Charge spécifique en T.V. T/m <sup>2</sup> .h
* Minerais polymétalliques de Pb et de Zn. Minerais monométalliques de Zn et de Cu.	Concentrés finis, stériles et produits mixtes	1 à 2
* Charbon d'enrichissement moyen, classe grossière (>8 à 12 mm)	Concentré fini, roche et produit mixte	12 à 18
* Idem, classe fine (environ 10 à 0.5 mm)	idem	10 à 15
* Charbon non classé [125 à 0 mm]	Concentré, roche et produit mixte	15 à 25
* Produit mixte après procédé primaire d'enrichissement du charbon.	Concentré fini, roche et produit mixte	4 à 6
* Minerais de Mn et Fe, avec une granulométrie d'alimentation la plus élevée [15 à 20 mm]	Concentré fini, rejets et produit mixte	5 à 7
* Idem, mais avec une granulométrie maximale de [4 à 2 mm]	Idem	2 à 5
* Minerai de W et de Sn, avec une granulométrie d'alimentation maximale [8 à 16 mm]	Concentré grossier et rejets riches pour traitement ultérieur	7 à 12
* Idem, mais avec une granulométrie maximale de [3 à 1 mm]	Rejets d'épandage et concentré pauvre pour traitement ultérieur	4 à 6
* Minerais Sn et W. Le jig fonctionne dans un circuit de broyage et de classification	Concentré grossier	10 à 20
* Minerais alluvionnaires d'Or, jigage primaire.	Rejets d'épandage et concentré pauvre pour traitement ultérieur	10 à 20
* Minerai alluvionnaire des métaux rares, jigage primaire	Idem	5 à 10
* Minerais d'Or ; le jig fonctionne dans le circuit d'un broyage fin et d'une classification	Or grossier dans le concentré	20 à 50 et plus

Tableau 3 [38] : Exemples de charges spécifiques de Tout-Venant dans les jigs.

### I.5- Applications et conclusions :

Les procédés gravimétriques peuvent être couplés avec une ou plusieurs méthodes de concentration, pouvant s'appliquer à différents types de minerais (sulfurés, oxydés) ; le traitement de minerais, présentant une minéralisation métallifère finement ou grossièrement disséminée ou encore grenue, figure parmi les objectifs que nous nous sommes tracés dans le cadre de cette étude.

Différentes applications industrielles, présentant quelques affinités avec le thème étudié sont décrites. Nous citerons :

a- Le cas de l'enrichissement d'un minerai polymétallique, contenant de la Galène, de la Sphalérite et de la Fluorine grossièrement et finement disséminées dans la roche de Quartz et de Carbonates. Cet enrichissement fait appel à la pratique de la séparation par milieux denses, du jigage et de la flottation. Ce schéma, représenté par la figure 7, permet d'obtenir des concentrés finis de Pb, de Zn et de Fluorine, avec une récupération de 92 à 95% [16].

b- Le cas de la valorisation du minerai de Pb (teneur moyenne de Pb égale à 5.25%) de la mine de Gennari et de la laverie de Naracauli en Sardaigne. Cet enrichissement correspond à un couplage du jigage à une flottation (figure 8) [10].

La simplification de ce schéma de traitement et une teneur relativement faible en Pb (0.25%) au niveau des rejets sont dues à l'utilisation d'un "Hancock jig" à 5 compartiments, traitant un Tout Venant concassé à 12 mm, incluant ainsi toutes les fines. Ce jig sert en quelque sorte de dégrossisseur, en éliminant sous forme de résidu 60% en poids de son alimentation et 40% la part du minerai à broyer finement pour être traité par flottation. Il est important de signaler que la présence significative de fines à traiter dans ce jig fait que, cet appareil fonctionne à la manière d'une machine à liqueur dense, résultat tout à fait inattendu et primordial. Cette expérience a été appliquée au Maroc, à Mibladen, ainsi qu'au Haut-Guir, apportant les mêmes avantages.

c- Le cas du traitement des minerais arseniés de Cobalt du gisement de Bou Azzer (Maroc), subissant une préconcentration gravimétrique suivie d'une flottation [23; 31; 32] :

La minéralisation y est très complexe, car on y trouve des sulfures ( $\text{MoS}_2$  et Chalcopyrite), des métaux natifs (Au, Ag), des arseniures (Skutterudite, Safflorite, Loellingite, Rammelsbergite, érythrite, nickélite), des oxydes (asbolite) dans une gangue de talc, calcite et dolomie. Il titre environ 1% de Cobalt.

La préconcentration gravimétrique y traite les particules grenues (par "Hancock jig", spirales Humphreys et tables à secousses).

Les Mixtes de l'opération gravimétrique et les fines non traitées sont débarrassées du talc (contenant une part d'Or), puis deschlammées. Les arseniures sont flottés au Xanthate, sans relavage (8 à 10% en poids sont traités par flottation). Ces deux opérations fournissent un concentré titrant 10% de Cobalt. Le rendement de l'installation est environ de 80%.

Il y a eu cependant transformation par suppression de la flottation pour la tranche granulométrique [0.075 mm; 0.010 mm], (les particules inférieures à 10 microns sont éliminées par cyclonage). La récupération finale est pratiquement identique.

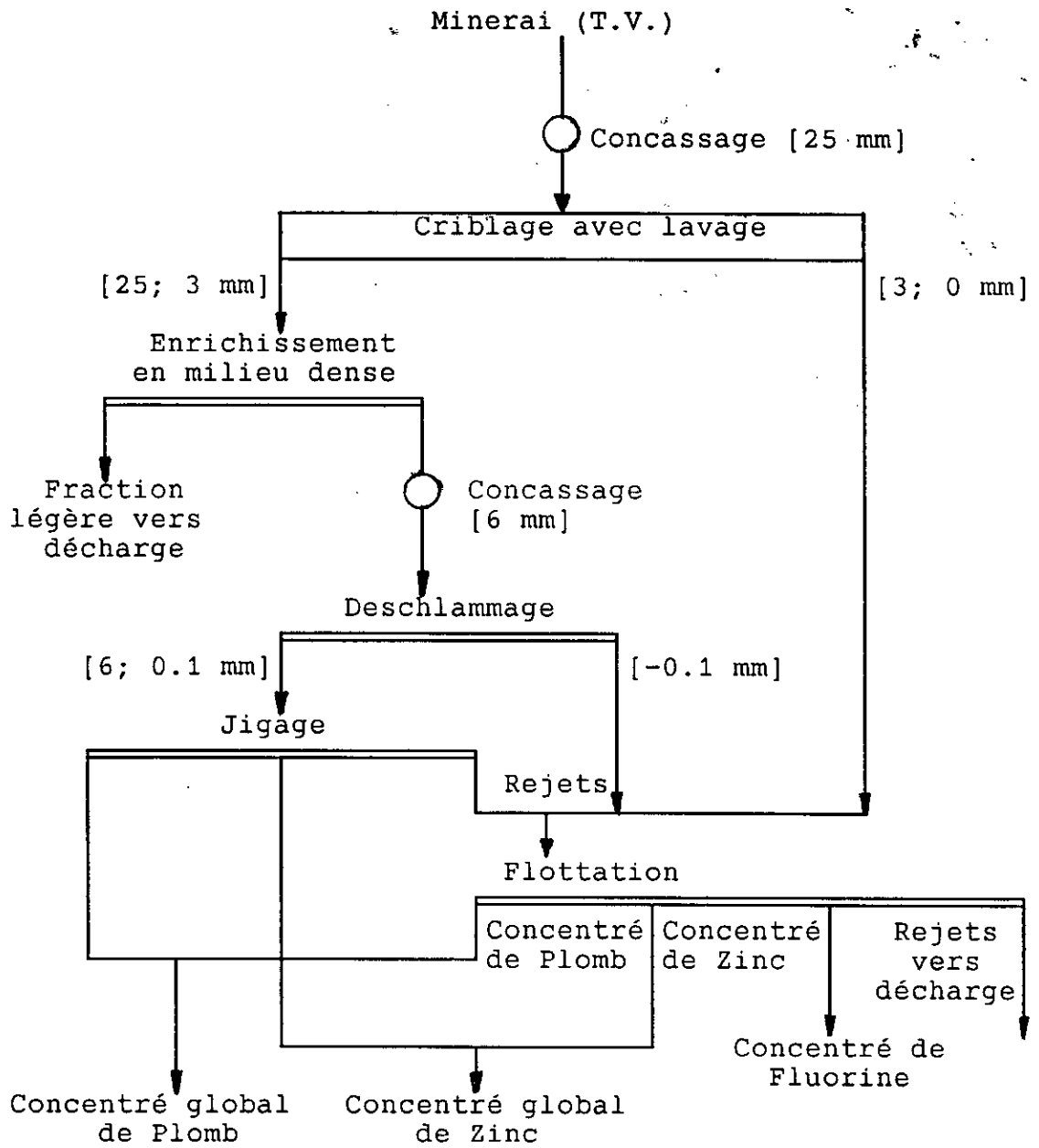


Figure 7- [16] : Schéma de traitement d'un minerai polymétallique (Plomb, Zinc, Fluorine).

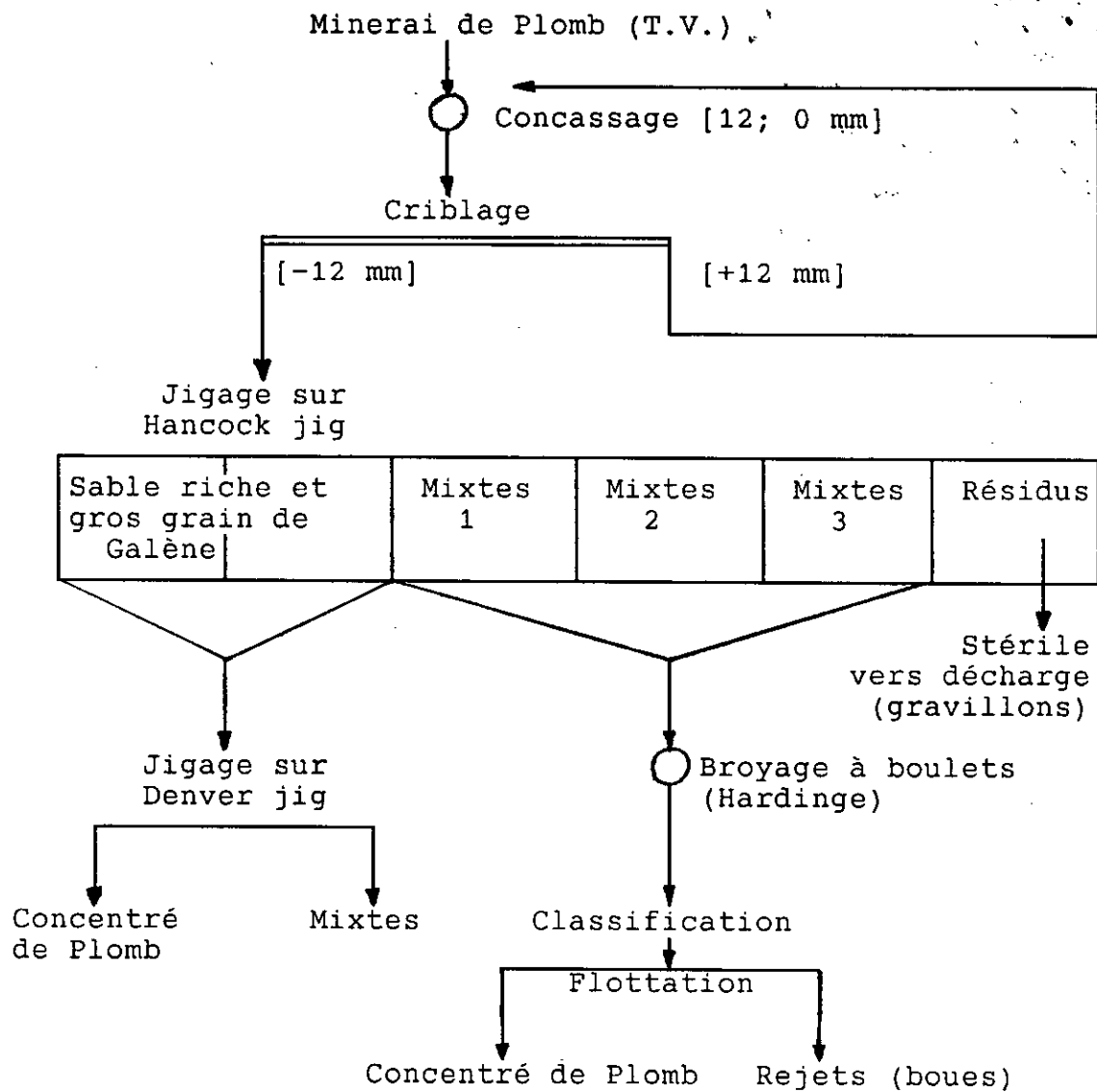


Figure 8- [10] : Laverie de Plomb de Naracauli (Sardaigne)

# CHAPITRE II

LE MINERAI POLYMETALLIQUE

COMPLEXE DU GISEMENT

DE

CHAABET - EL - HAMRA

## II.1- Le gisement de Chaabet-El-Hamra [1; 2] :

Le gisement de Chaabet-El-Hamra, dont la découverte remonte au début de ce siècle, se situe au sud ouest du mont Charef Bou Arkat à quatre kilomètres environ de la ville de Aïn-Azel (Wilaya de Sétif). Il appartient à la zone métallogénique du Hodna, au raccordement tectonique de trois structures distinctes :

- Le secteur Est de l'Atlas tellien ;
- Le secteur Sud de l'Atlas saharien ;
- Un massif médian ou môle d'Aïn M'lila.

La structure géologique du gisement réunit les dépôts du Valanginien, du Hautérvien, du Barrémien inférieur et moyen, de l'Aptien supérieur (essentiellement), du Miocène et du Quaternaire.

Sur le plan structural, le gisement est subdivisé en trois blocs :

- Le bloc Est, délimité sur trois côtés par des failles, le côté Sud étant en contact avec les calcaires du Néogène.
- Le bloc Central, plus complexe sur le plan structural.
- Le bloc Ouest, n'ayant pu être délimité avec précision.

Le gisement comporte cinq corps de minerais à allure stratoïde, dont deux renferment 95 % des réserves du minerai zincifère et 99 % de minerai pyriteux.

Les travaux géologiques de prospection et d'évaluation ont permis de définir le gisement comme étant de type stratiforme, présentant deux horizons minéralisés de faible pendage, et se localisant dans des Dolomies grises du Crétacé inférieur. La distribution des teneurs, très variable, permet d'ouvrir des zones de minéralisation exploitables, d'une puissance variant entre 2 à 6 mètres et d'une profondeur atteignant 200 m. Le tableau 4 fait état des réserves en Zinc et en Plomb du gisement.

Réserves	Unité de mesure	Minerais sulfurés de Zn (C1+C2)		Minerais oxydés de Zn (C1)
		tZn >= 3%	1% <= tZn < 3%	
Minerai	Milliers de tonnes	5105.10	616.90	322.40
Zn		284.57	12.34	7.87
Pb		10.38	0.66	0.50

Tableau 4 : Réserves du gisement de Chaabet-El-Hamra (1992) [2]



## II.2- Le minerai :

### II.2.1- Echantillonnage :

Dans le cadre d'essais préliminaires de traitement du minerai polymétallique du gisement de Chaabet-El-Hamra, un échantillonnage a été réalisé sur des carottes de sondage, entreposées sur site (base O.R.G.M. d'Ain Azel).

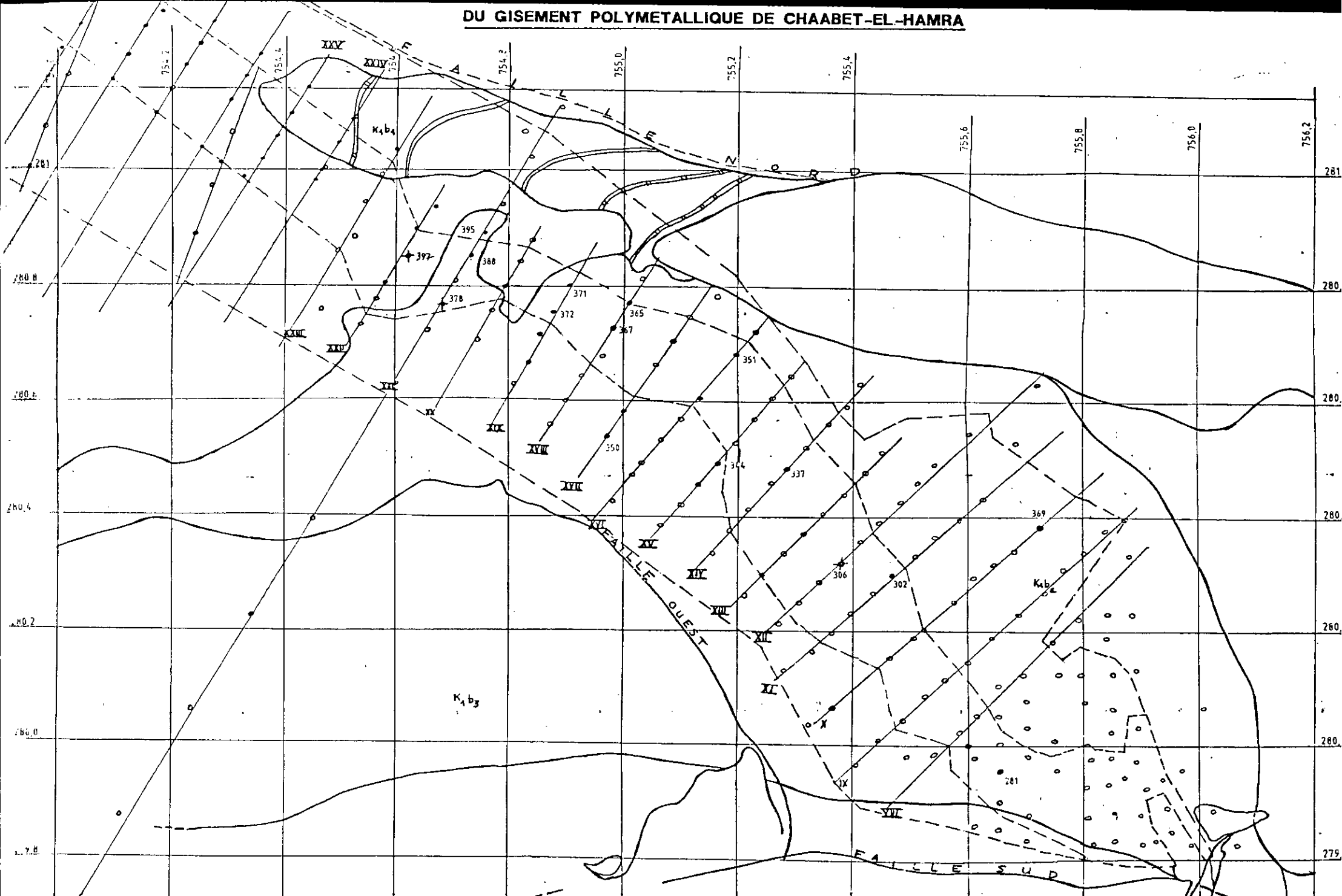
Tenant compte de recommandations des géologues de l'entreprise, les prélèvements d'échantillons ont porté sur trois zones distinctes du gisement (extrémités et centre), afin de pouvoir travailler sur une part de minerai relativement représentative. Les couches endogènes et hypogènes sont plus ou moins représentées dans cet échantillon. Les matériaux présentant un certain taux d'oxydation ont fait l'objet de quelques prélèvements. Les différentes prises d'échantillon choisies se caractérisent par des minéralisations préférentiellement zincifères et plombifères. (Réfère carte d'implantation des sondages).

Deux démarches ont prédominé lors de cet échantillonnage :

- La première a porté sur un échantillonnage normal d'une partie de carotte (avec un taux de récupération avoisinant les 100%), délimitée par deux niveaux (log. de sondage). Les minéralisations zincifère et plombifère y prédominent. Les sondages répertoriés et quantifiés figurent sur le tableau 8. Des essais de valorisation ont porté sur l'ensemble de ces carottes de sondage.

- La seconde démarche a consisté à effectuer un échantillonnage pris en vrac, en rassemblant des blocs de petites et moyennes dimensions (avec un taux très faible de récupération de la carotte). Les minéralisations zincifère et plombifère y prédominent. Les sondages répertoriés et quantifiés figurent sur le tableau 5.

# DU GISEMENT POLYMETALLIQUE DE CHAABET-EL-HAMRA



COMPO- SITE	MASSE DE T.V g	TENEUR en Zn %	Zn métal g	TENEUR en Pb %	Pb métal g	TENEUR en Cd %	Cd métal g	TENEUR en Mn %	Mn métal g	TENEUR en Fe %	Fe métal g
<b>B</b>											
S.281 V	1491.4	7.725	115.211	0.026	0.388	0.012	0.179	0.059	0.880	10.40	155.106
S.371 C	3357.2	0.760	25.515	0.086	2.887	<0.002	<0.067	0.080	2.685	>12.00	>402.864
S.369 V	908.4	0.040	0.363	0.056	0.509	<0.002	<0.018	0.090	0.817	>12.00	>109.008
S.367 V	959.5	0.060	0.576	0.052	0.499	<0.002	<0.019	0.053	0.508	>12.00	>115.140
S.350 V	950.3	0.060	0.570	0.028	0.266	<0.002	<0.019	0.100	0.950	>12.00	>114.036
S.372 C	4934.6	0.190	9.376	0.022	1.086	<0.002	<0.098	0.100	4.935	>12.00	>592.152
S.365 V	574.0	0.080	0.459	0.018	0.103	<0.002	<0.011	0.070	0.402	>12.00	> 68.880
S.302 V	1931.9	0.270	5.216	0.140	2.705	<0.002	<0.039	0.061	1.178	>12.00	>231.830
TOTAL COMPO- SITE B	15107.3	1.418	157.286	0.0539	8.442	<0.002	<0.451	0.082	12.357	>11.84	1789.010
<b>C</b>											
S.387 C	4541.7	3.500	158.960	0.050	2.271	0.004	0.182	0.100	4.542	7.90	358.794
S.306 C	9062.4	3.050	276.403	0.088	7.975	0.007	0.634	0.071	6.434	>12.00	>1087.488
S.397 C	2968.5	1.400	41.559	0.074	2.197	0.002	0.059	0.110	3.265	>12.00	356.220
TOTAL COMPO- SITE C	16572.6	3.990	476.922	0.093	12.442	0.005	0.275	0.086	14.241	>10.87	>1802.502
<b>D</b>											
S.344 V	1874.8	0.270	5.062	0.210	3.937	<0.002	<0.037	0.074	1.387	>12.00	>224.976
S.395 V	282.0	0.890	2.510	0.034	0.096	0.005	0.014	0.032	0.090	>12.00	> 33.840
S.337 C	7094.9	12.750	904.600	2.500	177.37	0.022	1.561	0.056	3.973	>12.00	>851.388
S.388 C	5904.3	2.225	131.371	0.180	10.628	0.010	0.590	0.056	3.306	>12.00	>708.516
S.351 V	977.9	1.000	9.779	0.030	0.293	<0.002	0.019	0.073	0.714	>12.00	>117.348
TOTAL COMPO- SITE D	16133.9	8.629	1053.32	1.379	192.33	0.014	2.222	0.059	9.471	>12.00	>1936.068

NB: V = échantillon pris en vrac ; C = carotte de sondage.

Tableau 5 : Formation des trois composites ; Analyses chimiques et répartitions métallifères

### II.2.2- Minéralogie, pétrographie :

L'échantillonnage pour étude minéralogique et pétrographique, se traduisant par la préparation de lames minces et sections polies, s'est réalisé en tenant cas des recommandations des géologues de l'O.R.G.M. et de l'E.N.O.F.

La préparation des échantillons a été réalisée sur la moitié des carottes de sondage ; ces échantillons ont été répertoriés de la manière suivante :

N/N de l'échantillon	N/N de sondage	Logarithme de sondage (m)	Préparation
I-II	S.337	149.622-149.505	Lame mince et section polie
II-III	S.337	147.300-147.085	lame mince et section polie
IV	S.397	238.350-240.690	lame mince et section polie
V	S.397	238.432-238.400	lame mince et section polie
VI	S.306	100.562-100.517	lame mince et section polie
VII	S.388	236.302-236.253	lame mince et section polie

Tableau 6 : Echantillons pour analyse minéralogique et pétrographique

L'analyse minéralogique et pétrographique de ces échantillons a été effectuée au Laboratoire Central de l'O.R.G.M. La description et les illustrations des résultats sont données en annexe I.

Les principaux minéraux, inclus dans les corps minéralisés, sont la Sphalérite, la Pyrite et la Marcassite. Les minéraux secondaires sont la Galène, l'Hématite. Les minéraux inclus dans la gangue sont la Calcite, la Barytine, la Dolomie, et en second plan le Quartz et le Gypse. Les minéraux d'oxydation sont essentiellement la Smithsonite, la Cérusite, la Limonite.

**\* La Sphalérite :**

Elle se présente généralement sous forme d'agrégats monocristallins de dimension 10 mm, ou en cristaux clastiques isolés, de dimension 0.08 à 0.3 mm. Elle est liée à la présence de Pyrite, de la Marcassite et de la Dolomie secondaire.

Deux générations de Sphalérite apparaissent. On notera l'irrégularité de la répartition de la Sphalérite dans les Dolomies encaissantes.

Les analyses chimiques ont donné des teneurs élevées en Zinc dans les corps supérieurs pyriteux. La Sphalérite est présente dans les trois principaux corps minéralisés.

**\* La Pyrite :**

Elle se présente sous trois formes, en grains fins xénomorphes disséminés dans la Dolomite I, en agrégats (0.3 à 0.5mm), en filonnets (10-15 cm) de longueur. Ces variétés de la Pyrite illustrent les étapes de la recristallisation. La Pyrite I, de première génération, se présente sous forme de cristaux disséminés dans la gangue de la Dolomite I, (dimension=0.05 mm). La Pyrite II se présente sous forme d'agrégats cristallins aplatis. Les cristaux sont subauto-morphes, (dimensions de 0.3 à 1.2 mm).

**\* La Marcassite :**

Elle se présente sous la forme d'agrégats cristallins aplatis.

**\* La Galène :**

Elle est rarement observée, parfois en association avec la Barytine, en cristaux subantomorphes, ainsi que sous forme d'inclusions dans la Dolomite blanche.

**\* L'Hématite :**

C'est un minéral très abondant, parfois associé à la Barytine.

**\* La Barytine :**

Elle se rencontre rarement. Elle se présente sous la forme de filonnets de composition monominérale, formant des nids dans les minerais pyriteux. De couleur blanche, elle forme des agrégats avec une structure tubulaire, en masses lamellaires et en rosettes.

\* La Dolomie :

C'est le minéral le plus abondant dans la constitution de la gangue de la minéralisation, et forme des roches encaissantes.

Deux générations de Dolomite apparaissent : la Dolomite I précoce et la Dolomite II tardive (cristaux plus grands).

Elle présente des formes en nids, en nodules et en filonnets, de couleur blanchâtre. Elle est postérieure à la formation de la Blende. Elle est présente dans les roches encaissantes.

II.2.3- Composition chimique du minerai :

(Réfère Annexe II)

1- Analyse semi-quantitative :

Elle a été réalisée par spectrographie d'émission, à l'aide d'un arc électrique. Les résultats de cette analyse concernent les seize sondages, sur lesquels se sont effectués les prélèvements, soit :

Désignation	Sondage	Prélèvement d'un quart de carotte	Prélèvement en vrac(carotte)
C1	S.337	*	
C2	S.397	*	
C3	S.306	*	
C4	S.388	*	
C5	S.387	*	
C6	S.371	*	
C7	S.372	*	
C8	S.395		*
C9	S.369		*
C10	S.365		*
C11	S.351		*
C12	S.350		*
C13	S.302		*
C14	S.367		*
C15	S.281		*
C16	S.344		*

Tableau 7 : Prélèvements de sondage provenant du gisement de Chaabet-El-Hamra

Les résultats de ce type d'analyse font ressortir les éléments majeurs et mineurs, propres à l'ensemble de ces seize sondages, apparaissant dans le tableau 8 suivant :

Dé- si- gna- tion	Eléments majeurs				Eléments mineurs					
	Zn %	Pb 10 <sup>-3</sup> %	Mn 10 <sup>-2</sup> %	Ni 10 <sup>-2</sup> %	Co 10 <sup>-3</sup> %	Cr 10 <sup>-3</sup> %	Cu 10 <sup>-3</sup> %	Cd 10 <sup>-3</sup> %	Sr 10 <sup>-2</sup> %	Ba 10 <sup>-2</sup> %
C1	>1	100	30	3	<4	20	<1	1	<1	<3
C2	1.5	60	20	20	5	15	<1	1	<1	5
C3	2	35	10	15	6	8	<1	3	<1	3
C4	2	40	10	15	5	10	<1	5	<1	3
C5	>1.5	6	20	15	4	6	<1	1	<1	35
C6	0.6	20	15	8	5	8	<1	<1	<1	5
C7	0.25	10	20	15	4	10	<1	<1	<1	6
C8	0.50	40	4	10	<4	3	<1	1	<1	3
C9	0.05	8	6	8	<4	4	<1	-	<1	<3
C10	0.03	1	10	10	<4	3	<1	-	15	>>1
C11	0.60	15	25	20	6	15	2	1	3	>=1
C12	0.04	4	8	10	<4	5	<1	-	3	>=1
C13	0.15	25	8	15	5	10	<1.5	1	3	60
C14	0.03	4	5	10	4	3	<1	-	20	>1
C15	>3	15	4	5	<4	1.5	<1	3	5	>1
C16	0.03	2	8	10	<4	5	<1	-	3	>1

Tableau 8 : Analyse semi-quantitative du minerai provenant des carottes de sondage



2- analyse quantitative :

L'analyse quantitative des éléments valorisables (Zn, Pb) a été réalisée par spectrométrie d'absorption atomique en milieu chlorhydrique, à l'aide d'un spectromètre PYE UNICAM, muni de lampes monoéléments.

L'analyse chimique des éléments majeurs, Zn-Pb, et des éléments mineurs, portant sur les prélèvements des seize sondages énumérés précédemment, donne les résultats suivants, reportés sur le tableau 9 :

Dési- gna- tion	Eléments majeurs			Eléments mineurs			
	Zn %	Pb %	Fe %	Cu %	Cd %	Ag %	Mn %
C1	12.750	2.500	12.00	<0.002	0.022	< 5	0.056
C2	1.400	0.074	>12.00	<0.002	0.002	< 5	0.110
C3	3.050	0.088	>12.00	<0.002	0.007	< 5	0.071
C4	2.225	0.180	>12.00	<0.002	0.010	< 5	0.056
C5	3.500	0.050	7.90	<0.002	0.004	< 5	0.100
C6	0.760	0.086	>12.00	<0.002	<0.002	< 5	0.080
C7	0.190	0.022	>12.00	<0.002	<0.002	< 5	0.100
C8	0.890	0.034	>12.00	<0.002	0.005	< 5	0.032
C9	0.040	0.056	>12.00	<0.002	<0.002	< 5	0.090
C10	0.080	0.018	>12.00	<0.002	<0.002	< 5	0.070
C11	1.000	0.030	>12.00	<0.002	<0.002	< 5	0.073
C12	0.060	0.028	>12.00	<0.002	<0.002	< 5	0.100
C13	0.270	0.140	>12.00	<0.002	<0.002	< 5	0.061
C14	0.060	0.052	>12.00	<0.002	<0.002	< 5	0.053
C15	7.725	0.026	10.40	<0.002	0.012	< 5	0.059
C16	0.270	0.210	>12.00	<0.002	<0.002	< 5	0.074

Tableau 9 : Analyse quantitative du minerai provenant des carottes de sondage

## II.3- Préparation des échantillons [48; 41] :

### II.3.1- Généralités :

Les opérations de fragmentation et de classement dimensionnel sont indispensables pour la préparation d'un minerai, devant subir une ou plusieurs opérations minéralurgiques. Le degré de libération des particules minérales est lié au choix du procédé de concentration, devant aboutir à la production d'un concentré ou d'un métal.

### II.3.2- Préparation de composites :

La formation de trois composites, regroupant ensemble les prélèvements effectués sur 16 sondages distincts déjà énumérés, a pris en considération les teneurs chimiques en Zinc et en Plomb. Les constituants de chaque composite, leur quantification globale, et la quantité en Zinc et en Plomb métallique, tenant cas de leur teneur respective, ont été répertoriés dans les tableaux (5, 10, 11, 12).

Dans le contexte des essais de fragmentation-classification des trois composites (B, C, D), chacun d'entre-eux a subi deux stades de fragmentation et de classification, si on se réfère au schéma de la figure 9.

L'échantillon de minerai, provenant du gisement, a dans un premier subi un concassage primaire sur concasseur à mâchoires. L'objectif recherché consiste à obtenir un minerai de granulométrie  $< 10$  mm. La tranche granulométrique, investiguée pour les opérations minéralurgiques ultérieures, couvre la classe  $[-10+0.315\text{mm}]$ , subdivisée en cinq fractions :

$[-10+5\text{mm}]$  ;  $[-5+3.15\text{mm}]$  ;  $[-3.15+2\text{mm}]$  ;  $[-2+1\text{mm}]$  ;  
 $[-1+0.315\text{mm}]$

La fraction restante est celle inférieure à  $[-0.315\text{mm}]$ . Un concassage secondaire, sur concasseur à cylindres, a pris en charge le passant ( $-10\text{mm}$ ), afin d'enrichir quantitativement les classes granulométriques les plus basses, en évitant de produire trop de fines.

Tranches granulométriques, mm	Echantillon technologique g	Echantillon pour analyse, g	Echantillon global g	Rendement pondéral %
-10+5	9867.10	383.80	10250.90	61.68
-5+3.15	2246.40	197.00	2443.40	14.70
-3.15+2	800.20	160.90	961.10	5.78
-2+1	796.20	174.00	970.20	5.84
-1+0.5	424.70	148.00	572.70	-
-0.5+0.315	163.40	86.90	250.30	-
-1+0.315	588.10	234.90	823.00	4.96
-0.315+0.063	447.20	288.60	735.80	-
-0.063	362.10	73.10	435.20	-
-0.315	809.30	361.70	1171.00	7.04
TOTAL	15107.30	1512.30	16619.60	100.00

Tableau 10 : Composite B

(S.281, 302, 350, 365, 367, 369, 371, 372)

 $(t_{Zn}=1.418\%$  ;  $t_{Pb}=0.0539\%$ )

Aspect quantitatif (massique) par tranche granulométrique choisie.

Tranches granulométriques, mm	Echantillon technologique g	Echantillon pour analyse, g	Echantillon global, g	Rendement pondéral, %
-10+5	10527.10	245.60	10772.70	61.76
-5+3.15	2678.80	142.00	2820.80	16.17
-3.15+2	1055.60	101.20	1156.80	6.63
-2+1	821.20	83.20	904.40	5.19
-1+0.5	376.80	73.50	450.30	-
-0.5+0.315	223.10	48.10	271.20	-
-1+0.315	599.90	121.60	721.50	4.14
-0.315+0.063	457.80	146.30	604.10	-
-0.063	432.20	29.40	461.60	-
-0.315	890.00	175.70	1065.70	6.11
TOTAL	16572.60	869.30	17441.90	100.00

Tableau 11 : Composite C

(S.306, 387, 397)

 $(t_{Zn}=3.99\%$  ;  $t_{Pb}=0.093\%$ )

Aspect quantitatif (massique) par tranche granulométrique choisie.

Tranches granulométriques, mm	Echantillon technologique g	Echantillon pour analyse, g	Echantillon global, g	Rendement pondéral, %
-10+5	10448.70	264.30	10713.00	62.58
-5+3.15	2253.90	118.40	2372.30	13.86
-3.15+2	1050.70	107.60	1158.30	6.77
-2+1	785.30	106.90	892.20	5.21
-1+0.5	492.40	100.90	593.30	-
-0.5+0.315	222.10	66.40	288.50	-
-1+0.315	714.50	167.30	881.80	5.15
-0.315+0.063	565.00	178.20	743.20	-
-0.063	309.70	47.40	357.10	-
-0.315	874.70	225.60	1100.30	6.43
TOTAL	16127.80	990.10	17117.90	100.00

Tableau 12 : Composite D

(S.337, 344, 351, 388, 395)  
( $t_{Zn}=8.629\%$  ;  $t_{Pb}=1.379\%$ )

Aspect quantitatif (massique) par tranche granulométrique choisie.

### II.3.3- Caractérisation des composites :

Une analyse chimique des trois composites sur les éléments majeurs et mineurs a été réalisée à l'O.R.G.M, en considérant les cinq fractions granulométriques choisies. Le tableau 13 ci-après répond à cette analyse.

Nous noterons, par ailleurs, qu'une autre analyse chimique a été effectuée pour les trois composites (B, C, D), afin de tracer la courbe granulométrique, en fonction de la teneur en Zinc et en Plomb.

Une prise d'essai de 10g a été reconstituée avec les constituants de chaque composite, en considérant toutes les tranches granulométriques (Norme AFNOR) et en respectant leur proportion massique. Les résultats d'analyse figurent dans le tableau 14 suivant.

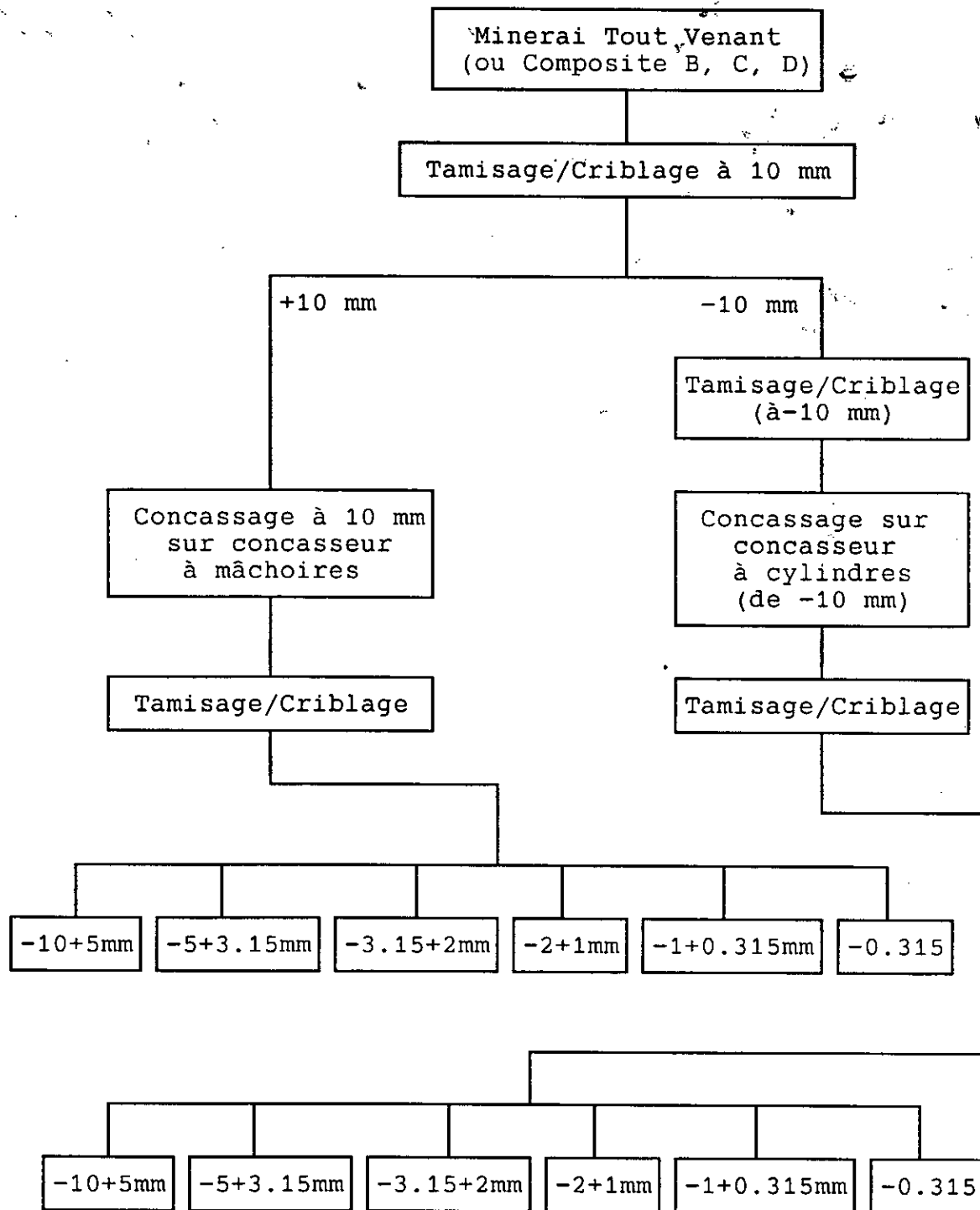


Figure 9 : Organigramme de la fragmentation-classification des composites (B, C, D)

Fraction granulométrique mm	COMPOSITE B					COMPOSITE C					COMPOSITE D				
	Eléments majeurs			Eléments mineurs		Eléments majeurs			Eléments mineurs		Eléments majeurs			Eléments mineurs	
	Zn, %	Pb, %	Fe, %	Cu, %	Cd, %	Zn, %	Pb, %	Fe, %	Cu, %	Cd, %	Zn, %	Pb, %	Fe, %	Cu, %	Cd, %
-1+0.315	1.85	0.07	18.50	0.15	<0.005	5.50	0.10	17.00	<0.01	<0.005	9.50	1.95	21.50	<0.01	<0.005
-2+1	1.95	0.06	15.00	0.02	<0.005	4.70	0.10	16.00	0.01	0.010	9.00	1.75	16.50	<0.01	0.020
-3.15+2	1.30	0.06	14.50	0.03	<0.005	4.20	0.12	17.50	0.01	<0.005	9.00	1.60	15.00	0.09	0.020
-5+3.15	1.50	0.08	13.50	0.01	<0.005	4.20	0.06	15.00	0.03	<0.005	8.50	1.35	15.00	0.02	0.020
-10+5	1.55	0.04	13.00	<0.01	<0.005	3.00	0.06	13.00	0.04	<0.005	4.05	0.75	12.50	0.04	0.015

Tableau 13 : Analyse chimique des fractions granulométriques des trois composites (B, C, D)

N° Echantillon	Composite	Tranche granulométrique mm	Eléments majeurs		Elément mineur
			Zn, %	Pb, %	Cu, %
BX1	B	-10+5	1.45	0.062	0.018
BX2	B	-5+3.15	1.25	0.037	0.023
BX3	B	-3.15+2	1.13	0.025	0.023
BX4	B	-2+1	1.95	0.048	0.033
BX5	B	-1+0.315	1.70	0.033	0.010
BX6	B	-0.315	1.10	0.062	0.005
CY1	C	-10+5	3.50	0.095	0.018
CY2	C	-5+3.15	4.75	0.065	0.040
CY3	C	-3.15+2	4.50	0.100	0.033
CY4	C	-2+1	5.00	0.108	0.008
CY5	C	-1+0.315	5.50	0.120	0.008
CY6	C	-0.315	4.50	0.105	0.008
DZ1	D	-10+5	8.75	1.250	0.008
DZ2	D	-5+3.15	9.00	1.850	0.005
DZ3	D	-3.15+2	8.50	1.400	<0.005
DZ4	D	-2+1	8.75	1.750	<0.005
DZ5	D	-1+0.315	9.50	1.630	<0.005
DZ6	D	-0.315	6.00	1.100	0.018

Tableau 14 : Analyse chimique des trois composites (B, C, D) pour le tracé de la courbe granulométrique

Teneur calculée du composite (Tout-Venant)	t Zn, %	t Pb, %
Composite B	1.418	0.0539
Composite C	3.990	0.0927
Composite D	8.629	1.379

Tableau 15 : Teneurs moyennes calculées du Zn et du Pb des trois composites.

On précisera que l'échantillon de minerai a été divisé en lots homogènes à l'aide d'un diviseur-échantillonneur de type Jones, permettant d'obtenir des lots représentatifs du minerai concassé. La classification des échantillons a été réalisée par le biais d'un vibrotamis sur toile normalisée AFNOR. Les différentes fractions recueillies sont ensuite pesées, et la teneur des éléments valorisables, qu'elles contiennent, déterminée.

Considérant les résultats des analyses chimiques des différentes fractions granulométriques et leur répartition massique, le tableau 15 indique les teneurs moyennes calculées du Zinc et du Plomb des trois composites.

**\* Représentation des résultats :**

La représentation graphique des résultats est réalisée sous forme d'histogrammes, donnant les rendements pondéraux ainsi que la répartition des métaux en fonction de la dimension.

**Résultats expérimentaux et conclusions :**

Le tableau (16) suivant donne les résultats de l'analyse granulométrique effectuée sur un échantillon réduit à 10mm, ainsi que la répartition des métaux.

**a/ Cas du composite B (histogrammes 1 a, b, c) :**

\* 76% du Zinc total se trouvent inclus dans les 76.38% du minerai initial, avec une teneur en Zinc de 1.41%, ce qui correspond à un facteur de concentration de 0.995.

\* 81.03% du Plomb total se trouve inclus dans les 76.38% du minerai initial, avec une teneur en Plomb de 0.059%, correspondant à un facteur de concentration de 1.09.



Compo- site	Tranche granulo- métrique, mm	% en poids	% refus cumulé	Teneur, %		Répartition, %	
				Zn	Pb	Zn	Pb
B	-10+5	61.68	61.68	1.45	0.062	63.06	70.94
B	-5+3.15	14.70	76.38	1.25	0.037	12.94	10.09
B	-3.15+2	5.78	82.16	1.13	0.025	4.60	2.68
B	-2+1	5.84	88.00	1.95	0.048	8.03	5.20
B	-1+0.315	4.96	92.96	1.70	0.033	5.94	3.03
B	-0.315	7.04	-	1.10	0.062	5.46	8.09
B	Alimentation	100.00	-	1.418	0.054	100.00	100.00
C	-10+5	61.76	61.76	3.50	0.095	54.17	63.29
C	-5+3.15	16.17	77.93	4.75	0.065	19.25	11.33
C	-3.15+2	6.63	84.56	4.50	0.100	7.48	7.15
C	-2+1	5.19	89.75	5.00	0.108	6.50	6.045
C	-1+0.315	4.14	93.89	5.50	0.120	5.71	5.35
C	-0.315	6.11	-	4.50	0.105	6.89	6.923
C	Alimentation	100.00	-	3.99	0.093	100.00	100.00
D	-10+5	62.58	62.58	8.75	1.25	63.45	56.72
D	-5+3.15	13.86	76.44	9.00	1.85	14.46	18.59
D	-3.15+2	6.77	83.21	8.50	1.40	6.67	6.87
D	-2+1	5.21	88.42	8.75	1.75	5.28	6.61
D	-1+0.315	5.15	93.57	9.50	1.63	5.67	6.08
D	-0.315	6.43	-	6.00	1.10	4.47	5.13
D	Alimentation	100.00	-	8.629	1.379	100.00	100.00

Tableau 16 : Analyse granulométrique des composites (B, C, D), réduits à -10 mm

b/ Cas du composite C (histogrammes 2 a, b, c) :

\* 73.42% de Zinc total se trouvent dans 77.93% de minerai initial, avec une teneur en Zinc de 3.76%, soit un facteur de concentration de 0.942.

\* 74.62% du Plomb total se trouvent dans 77.93% de minerai initial, avec une teneur en Plomb de 0.088%, soit un facteur de concentration de 0.949.

c/ Cas du composite D (histogrammes 3 a, b, c) :

\* 77.91% de Zinc total se trouvent inclus dans 76.44% de minerai initial, avec une teneur en Zinc de 8.795%, soit un facteur de concentration de 1.019.

\* 75.31% de Plomb total se trouvent inclus dans 76.44% de minerai initial, avec une teneur en Plomb de 1.358%, soit un facteur de concentration de 0.985.

Nous concluons en précisant que le minerai polymétallique de Chaabet-El-Hamra, représenté par les composites (B, C, D), ne se prête pas à un enrichissement par classement volumétrique.

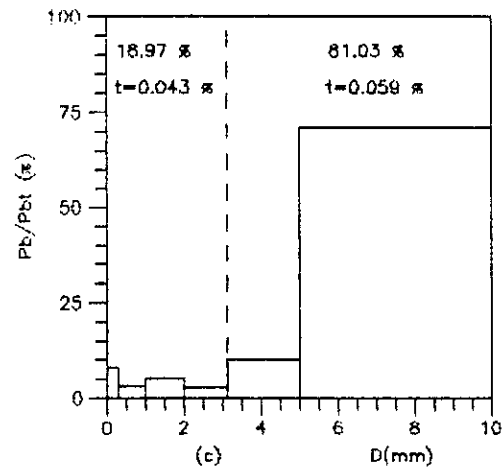
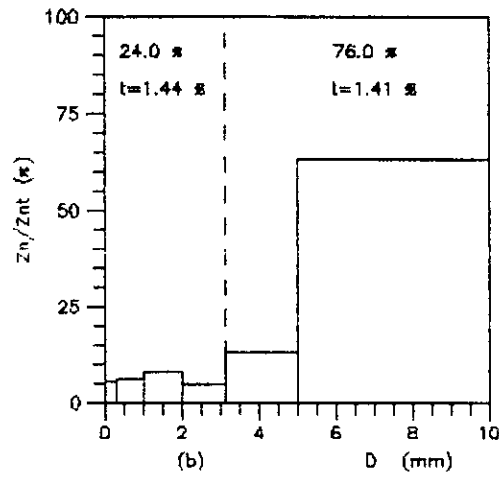
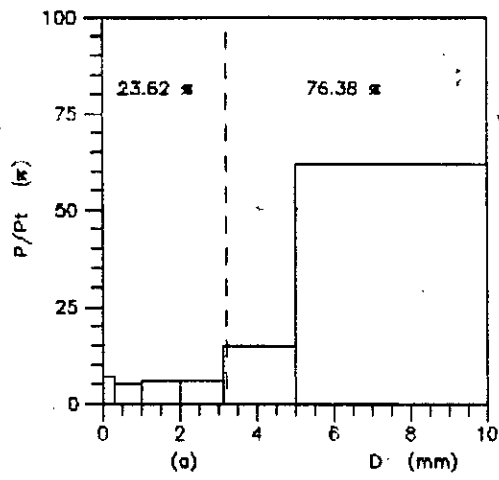


Fig.H1 : Analyse granulometrique  
du composite B.  
(a) Rendements ponderaux.  
(b) Repartition du zinc.  
(c) Repartition du plomb.

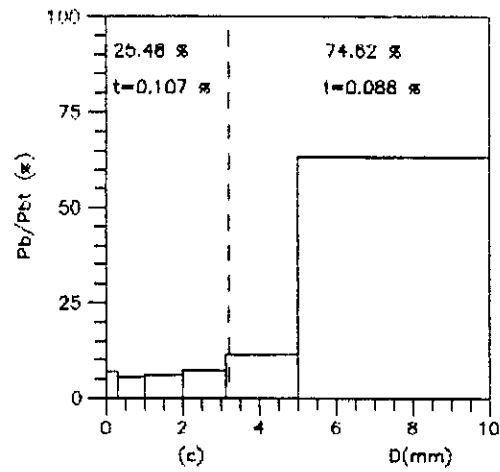
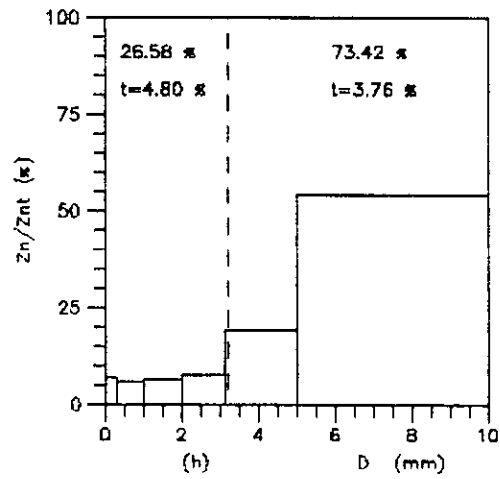
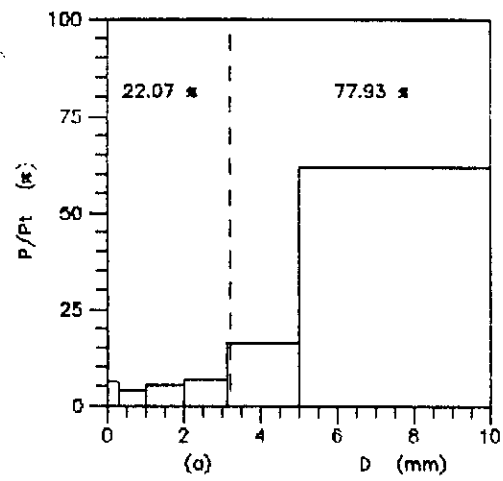


Fig.H2 : Analyse granulometrique  
du composite C.  
(a) Rendements ponderaux.  
(b) Repartition du zinc.  
(c) Repartition du plomb.

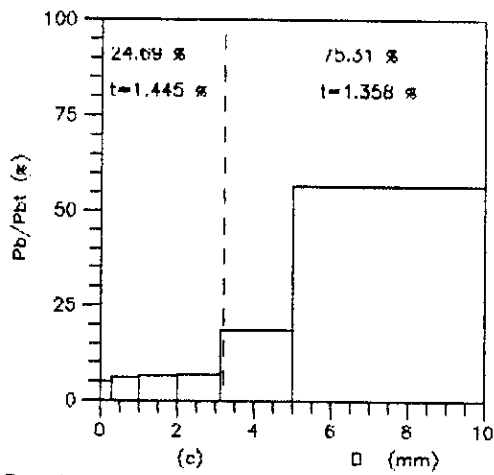
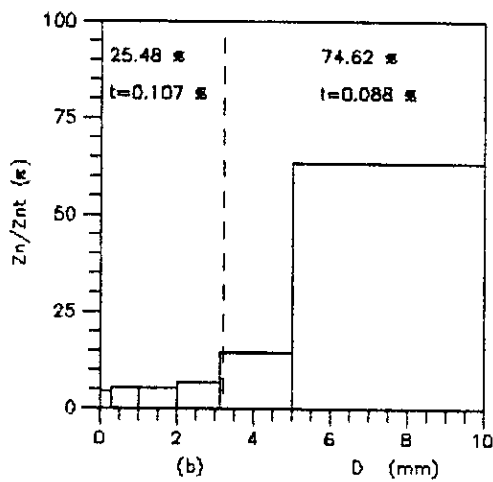
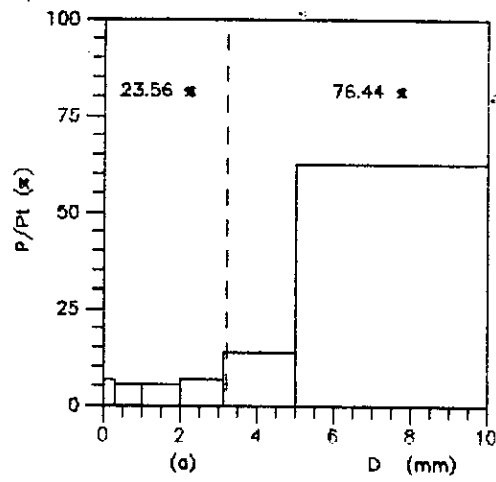


Fig.H3 : Analyse granulometrique composite D.  
 (a) Rendements ponderaux.  
 (b) repartition du zinc.  
 (c) repartition du plomb.

# CHAPITRE III

## ENRICHISSEMENT

### PAR LIQUEURS DENSES

### III.1- Mise en oeuvre expérimentale :

#### III.1.1- Préparation du minerai

Les échantillons soumis au traitement par liqueur dense proviennent des trois composites (B, C, D) étudiés précédemment. Ces composites, comme nous le remarquons dans le tableau 13, font apparaître l'aspect qualitatif du minerai polymétal-lique hétérogène. Une part de chaque composite a donc été prélevée, en vue de satisfaire aux besoins en échantillon pour la séparation par liqueur dense. Ce prélèvement a été réalisé par division sur un diviseur de type "Jones".

Les essais de séparation portent essentiellement sur une tranche granulométrique du minerai de : [10; 0.315 mm], subdivisée en cinq fractions granulométriques, entre autres :

-10+5 mm ; -5+3.15 mm ; -3.15+2 mm ; -2+1 mm ; -1+0.315mm.

Nous avons estimé qu'il serait intéressant d'étudier de manière globale le comportement de ce minerai.

Le problème de la densité moyenne de la gangue est complexe, car il est difficile d'établir une relation entre densité et teneur : deux grains de même teneur peuvent avoir des densités différentes suivant la nature de la gangue [27].

#### III.1.2- Déroulement d'une expérience :

La séparation d'un minéral utile en fractions densimétriques distinctes, ayant pour objet de déterminer sa courbe de lavabilité, porte le nom d'analyse densimétrique. L'étude densimétrique de type classique, réalisée en laboratoire, à l'aide de liqueurs organiques (mélange de Bromoforme et de Xylène) de différentes densités, a porté sur des échantillons de minerai polymétallique préalablement séché.

La liqueur dense utilisée durant les essais se compose d'un mélange de Bromoforme ( $d_1 = 2.9$ ) et de Xylène ( $d_2 = 0.863$ ).

En variant les proportions volumiques de Xylène, nous réglons donc la densité de cette liqueur. Les densités de traitement, retenues pour nos trois composites, figurent dans le tableau 17.

Désignation	Composite	Fractions densimétriques	Densité moyenne
d1	B	-2.648	2.648
d2	B	+2.648-2.700	2.674
d3	B	+2.700-2.751	2.725
d4	B	+2.751-2.802	2.776
d5	B	+2.802-2.820	2.811
d6	B	+2.820-2.852	2.836
d7	B	+2.852-2.889	2.870
d8	B	+2.889	2.889
d'1	C	-2.683	2.683
d'2	C	+2.683-2.722	2.703
d'3	C	+2.722-2.761	2.742
d'4	C	+2.761-2.798	2.780
d'5	C	+2.798-2.832	2.815
d'6	C	+2.832-2.870	2.851
d'7	C	+2.870-2.881	2.876
d'8	C	+2.881	2.881
d"1	D	-2.732	2.732
d"2	D	+2.732-2.771	2.752
d"3	D	+2.771-2.804	2.788
d"4	D	+2.804-2.816	2.810
d"5	D	+2.816-2.857	2.837
d"6	D	+2.857-2.883	2.870
d"7	D	+2.883-2.886	2.884
d"8	D	+2.886	2.886

Tableau 17

Densités de traitement retenues pour les liqueurs denses/(Densités moyennes)/Fractions densimétriques pour les cinq tranches granulométriques



La prise d'échantillon initiale, pour chaque essai, est de 400 grammes. La quantité volumique de liquide dense (Bromoforme + Xylène) est de 700 cc.

La séparation flottant/plongeant est réalisée comme l'indique la figure 10. Nous obtiendrons donc huit fractions en considérant les légers et les lourds. Les fractions obtenues doivent être lavées minutieusement d'abord à l'eau chaude puis à l'eau froide, séchées, pesées et orientées vers l'analyse chimique (Zn, Pb, Fe, Cd, ...). La pesée de chaque fraction nous permettra donc de déterminer son rendement poids en %.

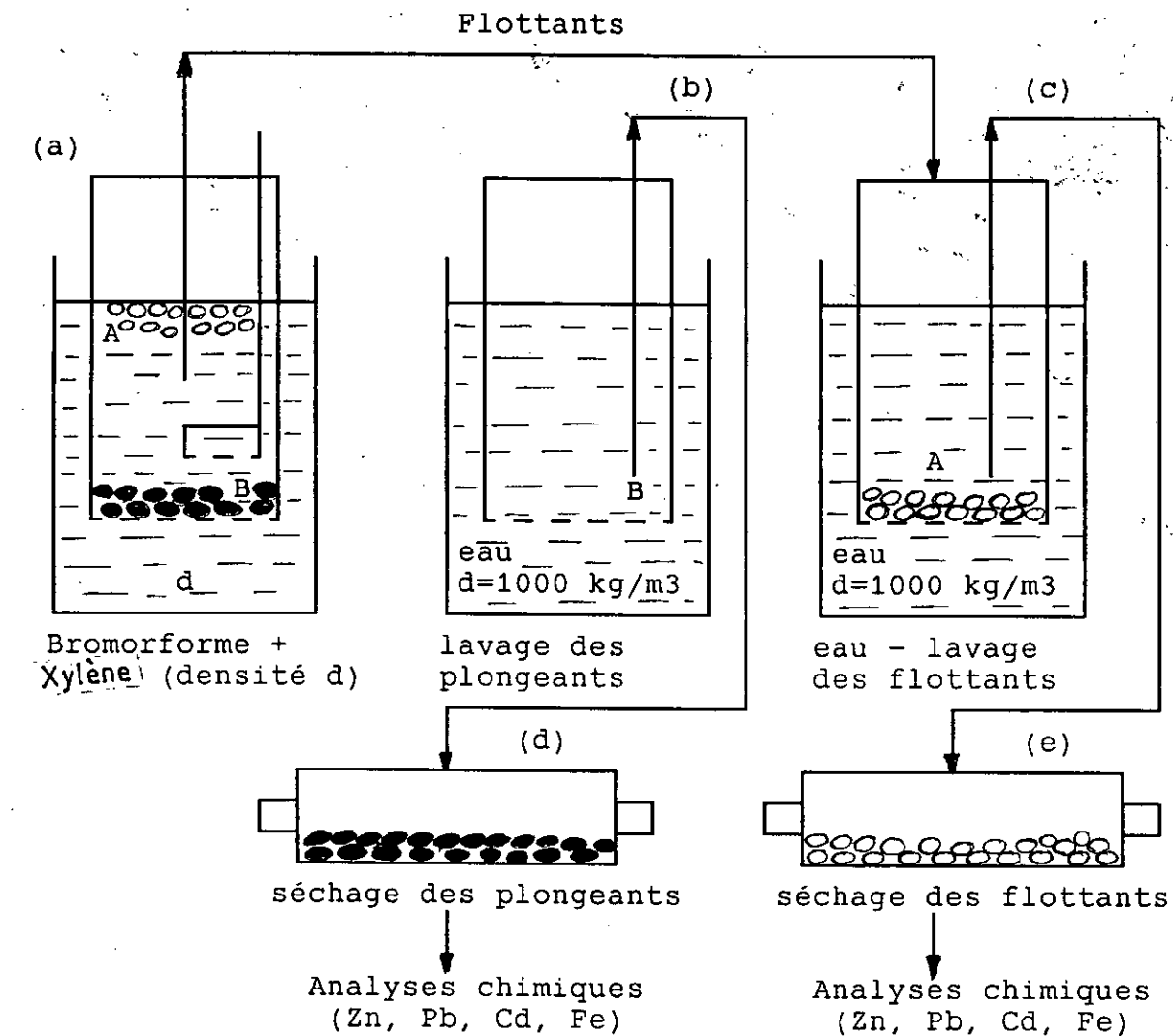


Figure 10 [13, 16] : Séparation des particules flottantes (légères) et plongeantes (lourdes).

(a)- Cuve avec liqueur dense (Bromoforme + Xylène), de densité variable ; A = flottants ; B = plongeants ;

(b)- Cuve de lavage à l'eau des plongeants (concentré de Zn, Pb, Fe, Cd) ;

(c)- Cuve de lavage à l'eau des flottants (rejets) ;

(d)- récipient pour la fraction plongeant à sécher ( $d' > d$ ) ;

(e)- récipient pour la fraction flottante à sécher ( $d' < d$ ).

Le schéma de la figure 11 donne le protocole opératoire pour réaliser une analyse densimétrique.

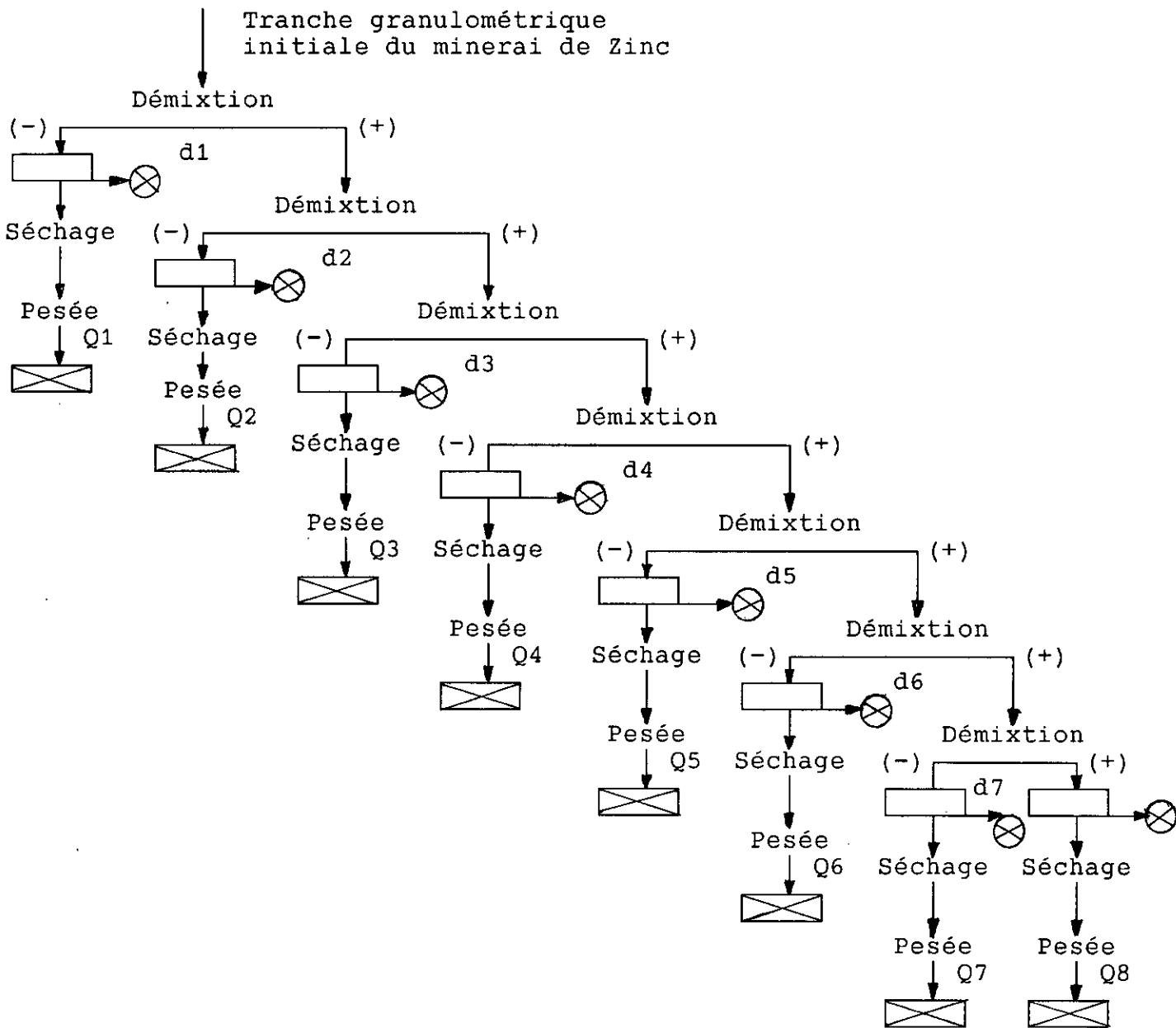


Figure 11 : Schéma d'analyse densimétrique des Composite B, C et D [28]

$d, d', d''$  - Densité des liqueurs : (composites : B, C, D)  
(réfer. tableau 17).

- Lavage des fractions obtenues après démixtion (d'abord à l'eau chaude, puis à l'eau froide)
- Préparation de l'échantillon pour l'analyse chimique du Zinc, Plomb, Cadmium, Fer, etc...
- X - Eau de lavage.

### III.2- Résultats expérimentaux et interprétation :

#### III.2.1- Représentation des résultats [11;14;19;20;22;41]:

Les résultats d'une séparation densimétrique par liqueurs denses peuvent être représentées par le tracé de trois séries de courbes :

- \* une courbe densimétrique, donnant les rendements en poids des plongeants ou des flottants, en fonction de la densité, ou courbe de lavabilité ;

- \* une courbe densité-teneur métal ;

- \* une courbe récupération-teneur métal.

La seconde courbe concerne la relation existant entre la teneur de l'éléments valorisable et la densité moyenne de la liqueur dense :  $[(d_1+d_2)/2]$ .

La troisième courbe traduit la proportion de métal récupérable dans une masse de matériau, présentant une certaine teneur métallifère.

L'aspect pratique des courbes de lavabilité s'exprime par la pente plus ou moins forte de la courbe densimétrique, en permettant de statuer sur la difficulté d'obtenir une séparation des produits de densités voisines.

La densité de la fraction, récupérable à 50 % dans le concentré et à 50 % dans les rejets, porte le nom de : densité de séparation, " $d_s$ ", ou densité de coupure, ou encore densité de partage.

Toutes les fractions densimétriques inférieures à la densité de partage " $d_s$ " peuvent s'extraire préférentiellement dans les rejets ; tandis que celles de densité supérieure se retrouveront dans le concentré.

La courbe de partage a généralement la forme d'un S et, traduit en fait un lavage réel et par conséquent un enrichissement idéal.

### III.2.2- Résultats expérimentaux :

Les résultats de la séparation par liqueur dense des différentes fractions granulométriques sont représentées par les tableaux, courbes et histogrammes mentionnés [11;19;20;38; 41].

De toutes ces courbes, la courbe de lavabilité du brut reconstitué a pu être déterminée. Les résultats obtenus apparaissent dans les tableaux (18/6 à 20/6) et figures (17-18, 24-25, 31-32). Les rendements pondéraux sur chaque tranche densimétrique, ainsi que la répartition des éléments valorisables sont reportés sur les histogrammes (4 à 6) (annexe III).

Tous les résultats des analyses densimétriques correspondant aux différentes fractions granulométriques et relatives aux trois échantillons composites sont portés en annexe III (tableaux 18 à 20/(1 à 5)), (figures 12 à 16, 19 à 23, 26 à 30).

Nous avons représenté sur une même figure la courbe densimétrique ainsi que les courbes teneur-densité pour les principaux éléments valorisables (le Zinc et le Plomb) pour chaque fraction granulométrique. L'évolution des courbes récupération-teneur en Zinc et en Plomb figure en annexe III (B1 à B12), (C1 à C12), (D1 à D12). [11; 20; 22; 41]

### III.2.3- Interprétation :

(Réf. tableaux 21 et 22, variantes I et II)

Pour une même récupération métal, plus on augmente la teneur métal au niveau de l'alimentation, plus la teneur métal dans les plongeants augmentera, et il en est de même pour le rendement pondéral.

Nous avons deux variantes :

- La variante I présentée ici concerne trois composites distincts sur le plan qualitatif (pauvres en Zn et en Pb), moyennement riche en Zn et pauvre en Pb, riche en Zn et pauvre en Pb).

Trois densités de partage ou de coupure apparaissent (2.82-2.87-2.883).

Dans le cas de l'exploitation et du traitement du minerai provenant de ce gisement, cette variante reflète une stratégie de classification du Tout-Venant (liée à sa qualité pauvre, moyenne et riche), nécessitant, au fur et à mesure de l'extraction, une préparation du médium, ainsi qu'une régulation variable dans le processus de fonctionnement de cette méthode de préconcentration.

- La seconde variante a pour fonction de ne travailler qu'avec une densité de partage stable (dans le cas présent : 2.883), permettant également de renforcer la stratégie dans la gestion des stocks de minerais pauvres, moyennement riches et riches (mélange de minerais), en vue d'homogénéiser le Tout-Venant alimentant la laverie.

L'allure en cloche de Gauss des courbes de lavabilité des différentes fractions granulométriques (au nombre de 5) et du brut reconstitué, ont une allure proche de celle d'une courbe de partage théorique parfaite, traduisant ainsi la faible présence de mixtes.

Les trois composites répondent favorablement à cette séparation densimétrique. La variante I reflète fidèlement les points de séparation ou de partage des trois composites.

La variante II tient cas partiellement de cet aspect, mais reflète une stratégie d'ensemble dans l'exploitation et le prétraitement de ce gisement.

Composite	Densité de partage ou de coupure	Teneur d'alimentation		Rendement pondéral à la densité de coupure %	Teneur des lourds		Récupération métal		Taux de concentration métal	
		Zn %	Pb %		Zn %	Pb %	Zn %	Pb %	Zn	Pb
B	-2.802 +2.820 2.820 *	1.373	0.068	63.61	2.20	0.11	99.08	92.93	1.60	1.62
C	-2.832 +2.870 2.870 *	3.527	0.101	72.72	4.81	0.11	98.52	79.78	1.36	1.09
D	-2.857 +2.883 2.883 *	7.339	0.956	74.18	9.85	1.28	99.45	99.14	1.34	1.32

Tableau 21 : Analyse densimétrique des trois composites - VARIANTE I

Composite	Densité de partage ou de coupure	Teneur d'alimentation		Rendement pondéral à la densité de coupure %	Teneur des lourds		Récupération métal		Taux de concentration métal	
		Zn %	Pb %		Zn %	Pb %	Zn %	Pb %	Zn	Pb
B	-2.852 +2.889 2.889 *	1.373	0.068	53.19	2.54	0.12	98.39	90.73	1.85	1.70
C	-2.870 +2.881 2.881 *	3.527	0.101	70.70	4.90	0.11	98.25	79.60	1.39	1.13
D	-2.857 +2.883 2.883 *	7.340	0.960	74.18	9.84	1.27	99.45	99.14	1.34	1.32

Tableau 22 : Analyse densimétrique des trois composites - VARIANTE II

# CHAPITRE IV

ENRICHISSEMENT

PAR

NAPPE PELLICULAIRE FLUANTE

( TABLAGE HYDRAULIQUE )



#### IV.1- Mise en oeuvre expérimentale :

Les échantillons étudiés proviennent des composites (B, C, D), comprenant les fractions granulométriques suivantes :

$\left. \begin{array}{l} -2 + 1 \text{ mm} \\ -1 + 0.315 \text{ mm} \end{array} \right\}$	formant la tranche granulométrique [2 ; 0.315 mm]
---	--

L'étude de ce procédé de séparation gravimétrique a été expérimentée à l'usine pilote de l'O.R.G.M. à Boumerdès sur une table vibrante semi-industrielle de laboratoire, de marque KHD, type MN936/3, de dimensions 2200x1000 mm. Elle est adaptée au triage des minerais contenus dans les pulpes et les schlamms, avec une granulométrie adaptée à la tranche [1 ; 0.06 mm]. Sa capacité est variable (150 à 400 kg/H). Le débit maximal d'eau est de 40 l/mn. Elle peut être inclinée et réglée dans le sens longitudinal ou latéral. Elle comporte un couloir collecteur de produits à cinq compartiments. La plate forme et les riffles de la table sont en bois de pinède. Elle est recouverte d'une bande caoutchoutée, sans joints, sans soufflures, sans bosses et sans dénivellations de la surface [44].

La procédure opératoire de cette table est conditionnée par :

- une alimentation constante et suffisante en eau de l'aire du plateau (à l'alimentation et au lavage) de manière à ce qu'elle puisse s'écouler régulièrement.

- le réglage de l'inclinaison du plateau.

- le réglage du mouvement oscillatoire de la surface du plateau. L'amplitude des oscillations est de 5 mm. La fréquence des vibrations est de 137.5 tours/mn. La période des vibrations est de 0.007 s.

- la prise d'échantillon composite initial (3000 g), trempée à l'eau, alimentant le compartiment de chargement du plateau. Ce compartiment comporte des ouvertures au niveau de la surface du plateau. La charge de matériau doit être régulière et uniforme. La capacité d'alimentation de la table est de 50 kg/H en matériau.

- la formation d'un éventail ou d'un faisceau normal du matériau sur le plateau (faisant ressortir nettement la séparation du Plomb et du Zinc de la gangue), conditionnant le fonctionnement de la table. La formation de ce faisceau dépend du positionnement de la table et du débit d'eau.

La récupération du concentré, des mixtes et du stérile s'effectue au niveau des collecteurs à l'extrémité de la table. Cinq fractions y sont extraites.

- En fin de chargement de matériau, la table doit fonctionner tant que sa surface n'est pas libérée de toute particule.

- A l'arrêt de la table, nous mesurons l'angle d'inclinaison du plateau ( $= 12^\circ$ ) ; l'arrivée d'eau est interrompue après avoir préalablement mesuré son débit (36 l/H).

- Les fractions obtenues sont déchargées dans des cuves de la table, séchées et pesées.

Les trois composites (B, C, D), après fragmentation et classification à [2 ; 0.315 mm], ont donné des sous-produits de concentration, apparaissant dans le schéma décrit dans la figure (33). Un premier passage du composite sur la table donnera trois produits de séparation gravimétrique : un concentré (C), des mixtes (M) et des stériles. Une seconde concentration sur la même table, traitant le concentré (C), permettra d'obtenir deux sous-produits de concentration (C1 et C2). Une troisième concentration avec la même table sera appliquée aux mixtes (M), donnant deux sous-produits ou mixtes (M1 et M2).

Finalement, nous obtiendrons cinq sous-produits de concentration.

#### IV.2- Résultats expérimentaux et interprétation :

L'analyse gravimétrique de chaque composite, par tranche granulométrique [2; 0.315 mm], en utilisant la table de concentration, a donné les résultats portés sur les tableaux 23 à 25.

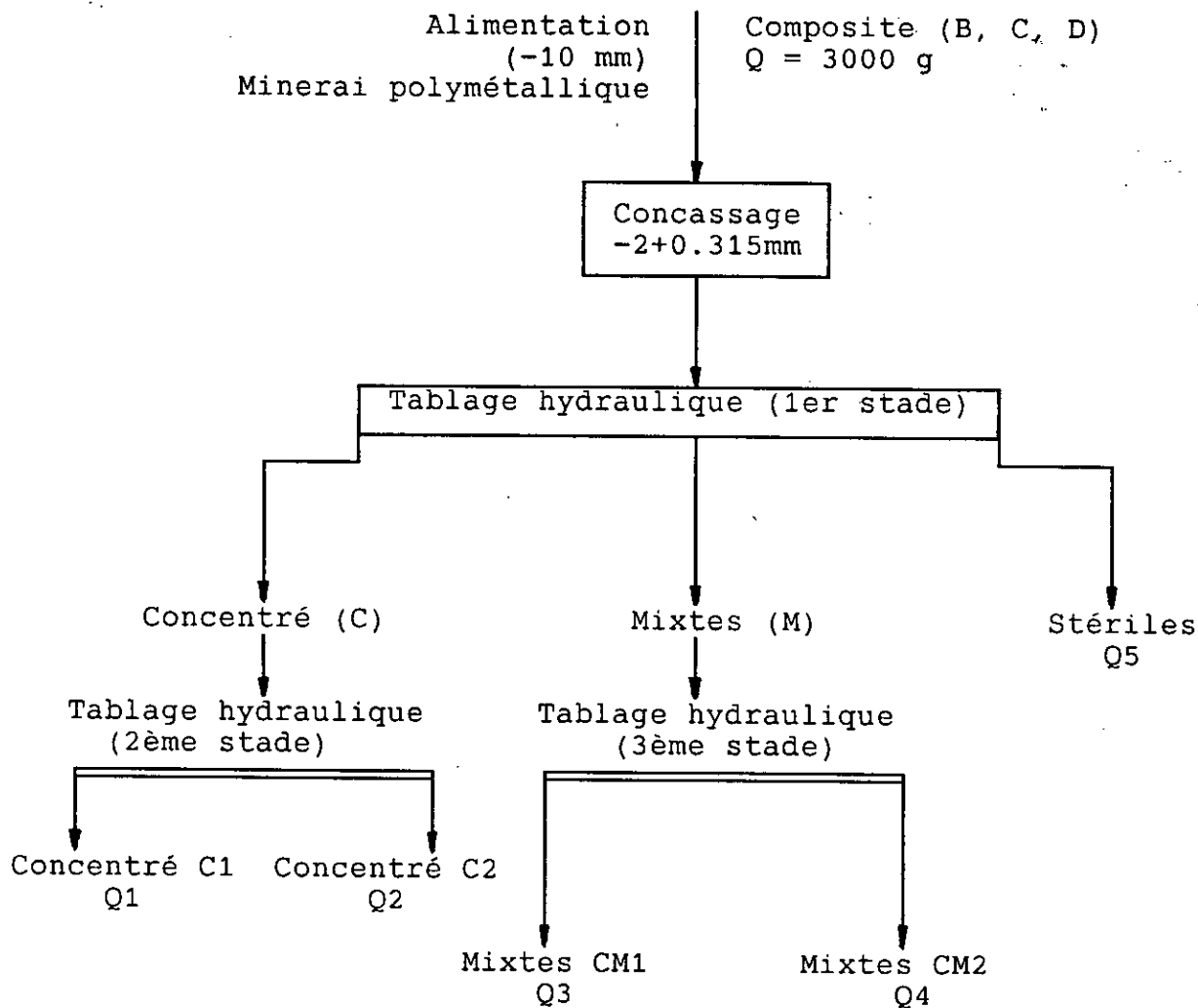


Figure 33 : Schéma technologique de traitement du minerai zincifère de Chaabet-El-Hamra par tablage hydraulique (en usine-pilote)

Nature du produit de tablage et de l'alimentation	Poids		Teneur		Récupération	
	de la classe %	sur le T.V. %	Zn, %	Pb, %	Zn, %	Pb, %
Concentré 1 (C1)	8.03	0.87	2.60	0.15	20.67	18.31
Concentré 2 (C2)	8.72	0.94	1.96	0.15	16.92	19.88
Mixtes 1 (M1)	13.01	1.41	1.88	0.11	24.22	21.75
Mixtes 2 (M2)	16.04	1.73	0.88	0.063	14.04	15.35
Stériles (S)	54.20	5.85	0.45	0.03	24.15	24.71
Alimentation	100.00	10.80	1.01	0.065	100.00	100.00
Analysé	-	-	1.418	0.053	-	-

Tableau 23 : Analyse gravimétrique du composite B par tablage hydraulique sur la tranche granulométrique [2; 0.315mm]

Nature du produit de tablage et de l'alimentation	Poids		Teneur		Récupération	
	de la classe %	sur le T.V. %	Zn, %	Pb, %	Zn, %	Pb, %
Concentré 1 (C1)	14.44	1.35	6.75	0.30	32.92	39.73
Concentré 2 (C2)	19.90	1.86	4.40	0.15	29.58	27.38
Mixtes 1 (M1)	7.26	0.68	3.00	0.10	7.35	6.66
Mixtes 2 (M2)	15.02	1.40	2.19	0.075	11.10	10.33
Stériles (S)	43.38	4.04	1.30	0.04	19.05	15.90
Alimentation	100.00	9.33	2.96	0.109	100.00	100.00
Analysé	-	-	3.99	0.093	-	-

Tableau 24 : Analyse gravimétrique du composite C par tablage hydraulique sur la tranche granulométrique [2; 0.315mm]

Nature du produit de tablage et de l'alimentation	Poids		Teneur		Récupération	
	de la classe %	sur le T.V. %	Zn, %	Pb, %	Zn, %	Pb, %
Concentré 1 (C1)	8.47	0.88	12.25	5.28	14.51	47.13
Concentré 2 (C2)	17.17	1.78	12.25	1.80	29.42	32.53
Mixtes 1 (M1)	20.14	2.09	10.18	0.50	28.67	10.60
Mixtes 2 (M2)	4.11	0.42	5.00	0.30	2.87	1.30
Stériles (S)	50.11	5.19	3.50	0.16	24.53	8.44
Alimentation	100.00	10.36	7.15	0.95	100.00	100.00
Analysé	-	-	8.629	1.379	-	-

Tableau 25 : Analyse gravimétrique du composite D par tablage hydraulique sur la tranche granulométrique [2; 0.315mm]

En se référant d'une part au schéma technologique de traitement par tablage hydraulique, d'autre part aux analyses chimiques du Tout-Venant et des sous-produits de tablage, la formation du préconcentré final et du stérile devra tenir compte des remarques suivantes :

\* formation du préconcentré fini :

Ce préconcentré devra inclure tous les sous-produits de concentration par tablage riches en métal (Zn, Pb), tout en tenant cas de leur répartition massique. Dans le cas présent, pour nos trois composites, la combinaison des sous-produits [C1+C2+C3] semble être la plus appropriée sur le plan qualitatif et quantitatif.

\* formation du stérile :

Ce stérile, quant à lui, inclura tous les sous-produits de concentration pauvres en métal (Zn, Pb), et éventuellement moyennement riches si leur proportion massique n'est pas trop importante. Dans le cas contraire, il y aurait alors enrichissement du stérile au détriment du concentré. La

composition de ce stérile sera donc la combinaison des sous-produits suivants : [M2+stériles].

Deux principales variantes apparaissent, liées d'une part, à un mode d'exploitation et de valorisation sélectif du minerai, se traduisant par une étude distincte de nos trois composites ; d'autre part, à un mode d'exploitation et de valorisation global, incluant simultanément toutes les qualités de minerai, et se reflétant par une étude comparative exhaustive du comportement de ces composites à ce type de traitement.

a) Dans le premier cas, en se reportant au tableau comparatif de l'analyse gravimétrique des trois composites (tableau 26), il ressort donc pour le :

- composite B : (minerai pauvre en Zinc et en Plomb).

La proportion de stériles rejetée est importante (de l'ordre de 70.24 %), et si nous comparons la teneur (en Zinc et en Plomb) du composite avec celle des stériles, nous remarquons qu'elle demeure élevée. La récupération métal (Zn, Pb) est relativement peu importante, bien que le facteur de concentration du Zinc et du Plomb soit comparativement élevé. Dans le cas présent, qui est celui d'un minerai pauvre en Zinc et en Plomb, nous ne recommanderons pas d'appliquer cette méthode de préconcentration.

- composite C : (minerai moyennement riche en Zinc et pauvre en Plomb).

La proportion de stériles à rejeter est encore importante (de l'ordre de 58.40 %). La teneur en Zinc dans les stériles est appréciable, influant négativement sur le facteur de concentration. Cependant, la récupération du Zinc et du Plomb présente des résultats acceptables. Ce procédé peut être envisagé dans ce contexte.

- composite D : (minerai riche en Zinc et pauvre en Plomb).

La proportion de stériles à rejeter est toujours importante (de l'ordre de 54.22 %). La teneur en Zinc et en Plomb dans les stériles est conséquente, influant négativement sur le facteur de concentration. Cependant, la récupération métal semble la plus favorable pour le Zinc, et plus accentuée pour le Plomb. Ce procédé, pour ce type de minerai, est envisageable.

b) Dans le second cas, qui est celui d'une exploitation et d'une valorisation non sélective de ce gisement, en prenant pour référence qualitative et quantitative nos trois composites (B, C, D), quelques points spécifiques propres à ce type de procédé peuvent être soulignés :

Le traitement de minerais de plus en plus riches en Zinc nous permet d'obtenir un préconcentré et un stérile plus riches en Zinc métal, avec une récupération métal (Zn) croissante, mais influant de plus en plus négativement sur le facteur de concentration et sur la proportion massique de stériles à éliminer.

Le facteur de concentration est intimement lié à la qualité des sous-produits issus de cette préconcentration.

Nous pouvons donc envisager de traiter l'ensemble des composites par ce procédé, tout en recommandant le domaine granulométrique suivant : [2; 0.315 mm].

L'étude comparative, réalisée pour chaque composite, a considéré toutes les combinaisons possibles des cinq produits d'enrichissement par tablage (C1, C2, M1, M2, Stériles), pour n'en dégager qu'une seule, apparaissant dans le tableau final (26). Le choix de cette combinaison a pour objectif de :

- rejeter une quantité maximale de stériles, tout en contrôlant et en exigeant que leurs teneurs en Zn et en Pb soient minimales ;

- récupérer au maximum le Zn et le Pb dans le concentré fini.

Compo- site	Produits de concen- tration	Teneur Alimentation		Rendement massique, Concentré %	Teneur concentré		Teneur Stériles		Récupéra- tion métal		Facteur de concentration	
		Zn, %	Pb, %		Zn, %	Pb, %	Zn, %	Pb, %	Zn, %	Pb, %	Zn	Pb
B	C1+C2+M1	1.01	0.065	29.76	2.098	0.133	0.549	0.038	61.81	59.94	2.077	2.021
C	C1+C2+M1	2.75	0.110	41.60	4.971	0.193	1.529	0.049	69.85	73.77	1.808	1.755
D	C1+C2+M1	7.75	1.200	45.78	11.339	1.873	3.614	0.171	72.60	90.26	1.463	1.561

Tableau comparatif (26) de séparation gravimétrique par tablage hydraulique des trois composites; tranche granulométrique [2; 0.315 mm]



# CHAPITRE V

ENRICHISSEMENT PAR

CONCENTRATION DIFFERENTIELLE

(JIGAGE)

## V.1- Mise en oeuvre expérimentale :

### V.1.1- Préparation du minerai :

Pour le traitement du minerai par concentration différentielle (ou jig), nous avons formé de nouveaux échantillons composites (B2, C2, D2), provenant :

- des échantillons inutilisés lors des essais de séparation par liqueur dense et par tablage hydraulique, prélevés au niveau des carottes de sondage ; il s'agira :

\* pour le composite B, échantillons provenant des sondages: S.371 et S.372 (carottants) ;

\* pour le composite C, échantillons provenant des sondages: S.387, S.306 et S.397 (carottants) ;

\* pour le composite D, échantillons provenant des sondages: S.337 et S.388 (carottants).

- du quart restant des échantillons carottants (B1, C1, D1).

La formation de ces nouveaux composites est décrite dans les tableaux (27 à 29), en tenant cas des mêmes fractions granulométriques.

### V.1.2- Déroulement d'une expérience :

Les essais de préconcentration par jigage des trois échantillons composites (B2, C2, D2) ont été réalisés à l'usine pilote de l'O.R.G.M. à Boumerdès. L'appareil utilisé, pour mener à bien cette étude, est un bac à excentrique de laboratoire (jig) de marque K.H.D, type MN922/1. Ses dimensions permettant de déterminer sa surface de tamisage de lavage sont: 150x270 mm. Il est adapté au traitement de grains fins de charbon, de minerais et minéraux par pistonnage continu [45].

Nous avons procédé à un seul essai par composite dans les conditions semi-industrielles. La charge de matériau à enrichir, portant sur la tranche granulométrique [10; 0.315mm] est de l'ordre de la dizaine de kilogrammes par essai de pistonnage, en

Fractions granulométriques mm	Répartition massique B1 %	Répartition massique B2 %
-10+5	64.64	40.01
-5+3.15	15.00	36.80
-3.15+2	5.51	8.04
-2+1	5.49	8.06
-1+0.315	3.92	3.73
-0.315	5.44	3.36
Alimentation	100.00	100.00

Tableau 27 : Composite B2 Analyse granulométrique après concassage du minerai - 10 mm

granulométriques mm	massique C1 %	massique C2 %
-10+5	65.30	58.49
-5+3.15	14.28	17.66
-3.15+2	5.21	7.10
-2+1	5.96	7.79
-1+0.315	3.72	4.01
-0.315	5.53	4.95
Alimentation	100.00	100.00

Tableau 29 : Composite C2 Analyse granulométrique après concassage du minerai - 10 mm

Fractions granulométriques mm	Répartition massique D1 %	Répartition massique D2 %
-10+5	66.76	47.34
-5+3.15	14.05	27.93
-3.15+2	4.09	8.88
-2+1	5.62	6.79
-1+0.315	4.19	5.31
-0.315	5.29	3.75
Alimentation	100.00	100.00

Tableau 28 : Composite D2 Analyse granulométrique après concassage du minerai - 10 mm

utilisant les trois compartiments du jig. L'alimentation régulière de cet agrégat est de 50 kg de Tout Venant par heure, formant une couche constante de minerai au niveau des lits du jig avec une épaisseur  $H=12$  mm.

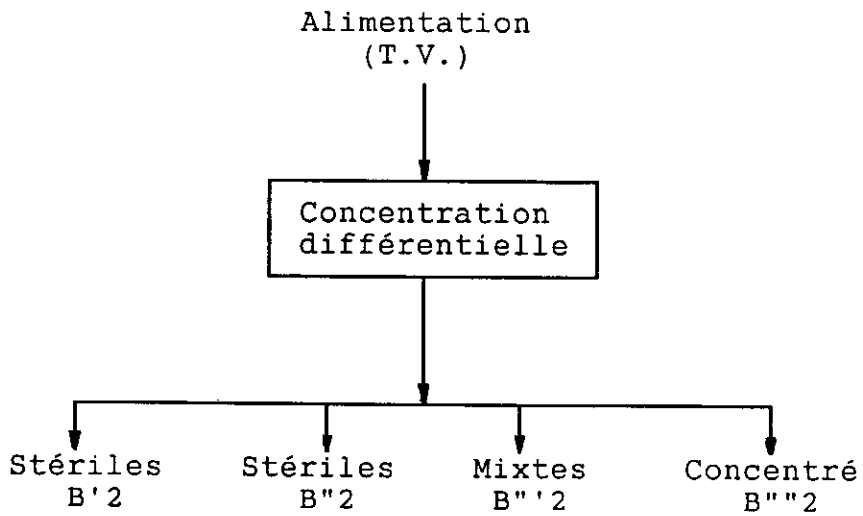
L'amplitude et le nombre de pulsations, provoqués par le piston, sont constants et identiques pour les trois essais. L'amplitude est de 10 mm. La fréquence des pulsations est de 116.6 tours/mn. Le débit d'eau est de 20 l/H. La durée de pistonage est de :

.  $t_{B2} = 7'45''$  (2 lits)

.  $t_{C2} = 14'21''$  (3 lits)

.  $t_{D2} = 11'43''$  (3 lits)

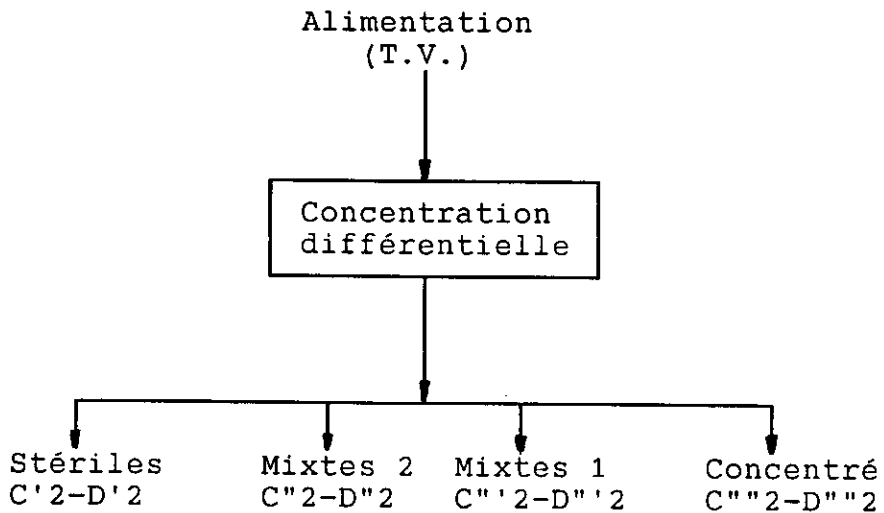
Les sous-produits de cette séparation gravimétrique apparaissent dans le schéma de la figure 34 (a;b) suivante :



---

Figure 34/a - : produits de concentration par jigage du composite B2.

---



---

Figure 34/b - : Produits de concentration par jigage des composites C2 et D2.

---

## V.2- Résultats expérimentaux et interprétation :

Les différents produits de concentration se répartissent au niveau des compartiments du jig, en tenant compte des densités et des granulométries des constituants du composite. Il s'agit donc, dans le cadre de cette séparation gravimétrique, d'une répartition densimétrique et granulométrique des éléments constituants les corps valorisables (Zn, Pb, etc) et ceux de la gangue.

L'analyse gravimétrique ou densimétrique tient compte de la tranche granulométrique [10; 0.315 mm], de la nature et de la proportion massique du produit de concentration par comparaison aux cinq fractions granulométriques précitées et au Tout Venant.

Les résultats obtenus sont représentés sur les tableaux (30 à 32).

Deux variantes peuvent être retenues :

- Dans le premier cas, l'étude portera sur le traitement sélectif des trois composites (B2, C2, D2), en se basant sur la récupération du Zinc et du Plomb.

\* pour le composite B2 (minerai pauvre en Zn et en Pb) :

La proportion de stériles rejetées est conséquente pour la variante I, dans laquelle le préconcentré est formé du concentré primaire (B''2), évalué à 47.77%.

La variante II rejette une quantité insuffisante de stériles, si on se réfère à l'aspect technico-économique. La teneur métal (Zn, Pb) du stérile est acceptable.

La récupération de Zn et de Pb semble être normale, bien que les facteurs de concentration du Zn et du Pb soient relativement élevés. Dans le cas présent, on peut appliquer à ce composite la méthode de concentration différentielle.

\*\* pour le composite C2 (minerai moyennement riche en Zn et pauvre en Pb) :

Les proportions massiques de stériles à rejeter sont insuffisantes si on considère les variantes II et III. Quant à la

Désignation	Nature du produit	Poids		sur le T.V %	Teneur		Récupération	
		de la classe g	%		Zn %	Pb %	Zn %	Pb %
B'2	Stériles 1	1344.20	23.96	23.15	0.29	0.040	5.71	8.24
B"2	Stériles 2	806.15	14.37	13.89	0.20	0.025	2.36	3.09
B"'2	Mixtes	529.89	9.44	9.12	0.50	0.140	3.88	11.37
B""2	Concentré	2930.89	52.23	50.48	2.05	0.17	88.05	77.30
Alimentation	TOTAL	5611.13	100.00	96.64	1.216	0.116	100.00	100.00

Tableau 30 : Analyse gravimétrique par concentration différentielle du composite B2 de la tranche granulométrique [10; 0.315 mm]

Désignation	Nature du produit	Poids		sur le T.V %	Teneur		Récupération	
		de la classe g	%		Zn %	Pb %	Zn %	Pb %
C'2	Stériles	2340.40	18.37	17.46	0.95	0.25	6.14	41.70
C"2	Mixtes 2	4642.71	36.44	34.64	2.30	0.55	29.51	18.20
C"'2	Mixtes 1	1013.22	7.95	7.55	1.20	0.04	3.36	2.90
C""2	Concentré	4745.29	37.24	35.40	4.65	0.11	60.99	37.20
Alimentation	TOTAL	12741.62	100.00	95.05	2.839	0.110	100.00	100.00

Tableau 31 : Analyse gravimétrique par concentration différentielle du composite C2 de la tranche granulométrique [10; 0.315 mm]

Désignation	Nature du produit	Poids			Teneur		Récupération	
		de la classe g	%	sur le T.V %	Zn %	Pb %	Zn %	Pb %
D'2	Stériles (bac3)	428.58	4.62	4.45	1.30	0.16	0.96	0.74
D"2	Mixtes 2 (bac2)	3624.00	39.10	37.63	3.50	0.20	21.83	7.92
D'''2	Mixtes 1 (bac1)	1078.06	11.63	11.19	1.30	0.08	2.41	2.90
D''''2	Concentré (bac1)	4138.51	44.65	42.98	10.50	2.00	74.80	90.39
Alimentation	TOTAL	9269.15	100.00	96.25	6.268	0.988	100.00	100.00

Tableau 32 : Analyse gravimétrique par concentration différentielle du composite D2, de la tranche granulométrique [10; 0.315 mm]



première variante (I), cette quantité semble acceptable, évaluée à 62.76% de rejets. La teneur de Zn dans les stériles est assez appréciable, influant négativement sur le facteur de concentration. La récupération du Zn est la plus défavorable par comparaison aux autres composites ; quant au Pb, cette récupération est pratiquement insuffisante. Ce procédé d'enrichissement est à la limite de l'acceptable pour le traitement de ce composite.

\* pour le composite D2 (minerai riche en Zn et pauvre en Pb) :

Les proportions massiques de stériles à évacuer sont insuffisantes pour les variantes II et III. La variante I permet d'extraire et de rejeter une bonne quantité de stériles, évaluée à 55.35%. La teneur de Zn et de Pb dans les stériles est acceptable, compte tenu de la qualité de notre composite, influant normalement sur le facteur de concentration du Zn, et négativement sur celui du Pb. La récupération du Zn est moyenne et acceptable ; quant à la récupération du Pb, elle semble plus intéressante. Ce procédé d'enrichissement convient au traitement de ce composite.

-/ Dans le second cas, il s'agira de considérer une exploitation et une valorisation d'ensemble du gisement. Cela se traduira par une étude globale :

Au vu des données provenant du tableau comparatif (33), quelques imperfections apparaissent, liées au fait que :

\* la répartition des produits de concentration du composite B2 ne puisse se faire que dans deux compartiments du bac à excentrique ; alors que pour les composites C2 et D2, elle concerne trois compartiments. Cela s'explique par la quantité insuffisante de composite B2.

\* Les essais de traitement ont porté sur un éventail granulométrique assez large [10; 0.315 mm].

La limitation quantitative de minerai à traiter étant manifeste dans certains cas nous a conduit à ne pas analyser chimiquement le Tout Venant.

La répartition métallifère, au sein des blocs de différentes dimensions, est hétérogène, et implique donc la formation de

Mixtes en quantité appréciable. La teneur en Zn et en Pb de ces Mixtes est assez riche.

En considérant les composites C2 et D2, tout en voulant éviter d'une part la formation de stériles tendant à être des Mixtes riches en métal, et, d'autre part en cherchant à augmenter ainsi la teneur du concentré, il faudra donc prendre plus de Mixtes avec le concentré primaire. C'est ce qui explique l'état de progression inhabituel des résultats affichés dans le tableau comparatif (33), entre autres ceux du rendement massique, de la récupération métal et du facteur de concentration.

\* La présence de grains mixtes, contenant du Pb et du Zn, fournit des récupérations métal faibles.

Le traitement par concentration différentielle des composites (B2, C2, D2) a pour effet d'obtenir des concentrés et des stériles de plus en plus riches en Zn et en Pb.

L'ensemble des trois composites, inclus dans la tranche granulométrique [10; 0.315 mm], peut être traité par cette méthode. Une amélioration conséquente des résultats de concentration pourrait se manifester, en libérant les particules minéralisées de la riche par une fragmentation plus poussée des gros blocs compris dans cette tranche granulométrique.

Vari- antes	Com- po- site	Produits de con- cen- tration	Teneur Alimentation		Rendement massique, Concentré %	Teneur concentré		Teneur Stériles		Récupéra- tion métal		Facteur de concentration	
			Zn, %	Pb, %		Zn, %	Pb, %	Zn, %	Pb, %	Zn, %	Pb, %	Zn	Pb
I	B2	B''2	1.216	0.116	52.23	2.050	0.172	0.145	0.026	88.05	77.30	1.686	1.483
II	B2	B''2+B''2	1.216	0.116	61.67	1.118	0.103	0.098	0.013	91.93	88.67	0.919	0.888
I	C2	C''2	2.839	0.110	37.24	4.650	0.110	1.108	0.069	60.99	37.20	1.638	1.000
II	C2	C''2+C''2	2.839	0.110	73.68	2.570	0.061	0.270	0.049	90.50	55.40	0.905	0.554
III	C2	C''2+C''2+C''2	2.839	0.110	81.63	2.665	0.064	0.950	0.250	93.86	58.30	0.938	0.582
I	D2	D''2	6.268	0.988	44.65	10.500	2.000	1.580	0.095	74.80	90.39	1.675	2.024
II	D2	D''2+D''2	6.268	0.988	83.75	6.056	0.971	0.211	0.016	96.63	98.31	0.966	0.983
III	D2	D''2+D''2+ + D''2	6.268	0.988	95.38	6.208	0.980	1.300	0.160	99.04	99.26	0.990	0.992

Tableau comparatif (33) de séparation gravimétrique par concentration différentielle des trois composites. Tranche granulométrique [10; 0.315 mm].

# CHAPITRE VI

## CONCLUSION GENERALE

La présente étude entre dans le cadre de la valorisation des matières premières minérales nationales. Elle concerne la mise en exploitation des réserves contenues dans le gisement de Chaabet-el-Hamra situé à proximité du complexe minier de Kherzet Youcef.

La première partie de ce travail a été consacrée à l'étude du minerai. Les principaux constituants minéraux ont été identifiés. La minéralisation principale est constituée essentiellement de Sphalérite. Cette dernière se présente sous forme d'agrégats monocristallins et xénomorphes, de dimension environ 10 mm ou en cristaux clastiques isolés de plus faible dimension (0.2 à 0.8 mm).

La Galène, peu importante, apparaît sous forme de cristaux subautomorphes et d'inclusions dans l'agrégat de Sphalérite et dans la Dolomie qui constitue la roche encaissante.

Trois échantillons composites ont été réalisés afin d'obtenir trois types de minerai (pauvre, moyennement riche et riche).

La seconde partie du travail a consisté en une mise en oeuvre de trois procédés de préconcentration physique.

- La concentration par milieu dense ;
- la concentration par tablage hydraulique ;
- la concentration par jig.

Les résultats optimaux obtenus sont résumés dans le tableau 34.

Ces résultats montrent que le minerai de Chaabet-el-Hamra s'adapte bien à la concentration physique. Ils montrent aussi la possibilité de réaliser des compromis entre une bonne récupération des substances valorisables et un rejet maximum de stériles.

Ce travail constitue un ensemble de données très utile en vue d'une prise de décision concernant la mise en valeur du gisement.

Les préconcentrés obtenus seront alors susceptibles d'alimenter le complexe minier de Kharzet-Youcef.

COM PO SI TE	Procédé de con- centra- tion	Tranche granulo- métrique, mm densités de partage	Teneur alimentation		Rendement massique concentré %	Teneur concentré		Teneurs stériles		Récupéra- tion métal		Facteur de concentration	
			Zn %	Pb %		Zn %	Pb %	Zn %	Pb %	Zn %	Pb %	Zn	Pb
B	liqueur dense	[10;0.315 mm]											
		VarianteI:ds=2.820	1.373	0.068	63.61	2.140	0.100	0.320	0.060	99.06	93.33	1.56	1.47
	VarianteII:ds=2.889	1.373	0.068	53.19	2.540	0.120	-	-	98.39	90.73	1.85	1.70	
	Tablage hydrau- lique	[2;0.315 mm]	1.010	0.065	29.76	2.098	0.133	0.549	0.038	61.81	59.94	2.077	2.021
	Jigage	[10;0.315 mm]	1.216	0.116	52.23	2.050	0.172	0.145	0.026	88.05	77.30	1.686	1.483
C	Liqueur dense	[10; 0.315 mm]											
		VarianteI:ds=2.870	3.527	0.101	72.72	4.780	0.110	0.800	0.010	98.52	79.78	1.360	1.090
	VarianteII:ds=2.881	3.527	0.101	70.70	4.900	0.110	-	-	98.25	79.60	1.390	1.130	
	Tablage hydrau- lique	[2;0.315 mm]	2.750	0.110	41.60	4.971	0.193	1.529	0.049	69.85	73.77	1.808	1.755
	Jigage	[10; 0.315 mm]	2.839	0.110	37.24	4.650	0.110	1.108	0.069	60.99	37.20	1.638	1.000
D	Liqueur dense	[10; 0.315 mm] VarianteI:ds=2.883 VarianteII:ds=2.883	7.340	0.960	74.18	9.840	1.270	0.690	0.200	99.45	99.14	1.340	1.320
D	Tablage hydrau- lique	[2; 0.315 mm]	7.750	1.200	45.78	11.34	1.873	3.614	0.171	72.60	90.26	1.463	1.561
D2	Jigage	[10; 0.315 mm]	6.268	0.988	44.65	10.50	2.000	1.580	0.095	74.80	90.39	1.675	2.024

Tableau 34 : Tableau comparatif final des trois procédés gravimétriques - Composites [B, C, D ou D2].

# BIBLIOGRAPHIE

- [1] - Bulletin interne sur le complexe minier de Kherzet-Youcef de l'entreprise E.N.O.F.
- [2] - Rapport géologique des travaux de prospection du gisement polymétallique de Chaabet-El-Hamra, O.R.G.M, 1992.
- [3] - Rapport interne de l'entreprise O.R.G.M : Essais de préconcentration par liqueurs denses du minerai de Chaabet-El-Hamra. A. Ainouche, M. Benbarkat.
- [4] - Andreev S.E, Zverevitch V.V, Pérov V.A.  
Concassage, broyage et criblage des minerais.  
Ed. Sc. et Tech. en Mines, Moscou 1961.
- [5] - Arkhanguelski I.N, Bogdanov O.S et Derkatch I.G.  
Aide-mémoire en valorisation des minerais. Tome II (1),  
pp. 120-140.
- [6] - Bassov A.I.  
Equipement mécanique des laveries et usines des métaux non-ferreux lourds.  
Ed. Métallurgie, Moscou, 1974, pp. 256-263.
- [7] - Blagov I.S.  
Enrichissement des charbons sur tables de concentration.  
Ed. Nedra, Moscou, 1967.
- [8] - Blazy P.  
La valorisation des minerais.  
Ed. Press. Univ. France, Paris, 1970.
- [9] - Brougere J.  
Cours de minéralurgie (2 tomes) - Polycope Ecole Nationale des techniques Industrielles et des Mines d'Alès, France.
- [10]- Brute de Remur M.  
Industrie minérale - Mines et Carrières.  
Déc. 1985, pp. 681-685.
- [11]- Carta M.  
Contributo all'arricchimento dei minerali calaminari,  
Faculta ingeneira, Cagliari, juin 1964.
- [12]- Cheglov N.K, Choubov L.I, Klebanov O.V.  
Aide-mémoire du technologue minéralurgiste (métaux non-ferreux).  
Ed. Nedra, Moscou, 1974.
- [13]- Chokhine V.N, Lopatine A.G.  
Méthodes gravimétriques d'enrichissement.  
Ed. Nedra, Moscou, 1980.
- [14]- Daniel J.  
Le lavage gravimétrique. Représentation des résultats d'une séparation.  
Notes techniques du CERCHAR, France.



- [15]- Delorme E, L'Huillier R, Trouve J.  
Enrichissement des minéraux par gravité.  
Rev. de l'ind. minérales. Oct. 1979, pp. 169-177.
- [16]- Egorov V.L.  
Enrichissement des minerais.  
Ed. Nedra, Moscou, 1986, pp. 111-125.
- [17]- Fichman M.A.  
Bases de l'enrichissement des minerais des métaux non-ferreux.  
Ed. Nedra, Moscou, 1968.
- [18]- Fomenko T.G, Boutovetski V.S, Pogartsev E.M.  
Technologie de l'enrichissement du charbon (aide-mémoire)  
Ed. Nedra, Moscou, 1985.
- [19]- Fournol H.  
Courbes de lavabilité et contrôle du lavage.  
Ind. Minérale, 2, 1965, pp. 11-42.
- [20]- Gorlovski S.I, Chadrine A.V.  
Essais sur l'enrichissement des métaux ferreux et du Tout-Venant de l'industrie chimique.  
Méthodes gravimétriques.  
Ed. Institut des Mines de Leningrad, 1985, pp. 64-71.
- [21]- Grever N.S, Klouchine D.N, Striguine A.  
Bases de la métallurgie, 1ère partie.  
Ed. Sc. Litt. Sidérurgie et métallurgie N.F.  
Moscou, 1961.
- [22]- Hamdadou E.  
Thèse de Dr.Ing. INPL, France, 25/02/87.  
Caractérisation rénovée du minerai de fer lorrain.  
Application à une étude comparative des méthodes de valorisation.
- [23]- Houot R.  
Traitement des minerais arseniés de Cobalt.  
Annales des Mines. Avril 1969, pp. 13.
- [24]- Houot R.  
Utilisation des jigs dans les faibles granulométries.  
Rev. ind. minérales. Août 1970, pp. 524-531.
- [25]- Houot R.  
Perfectionnements apportés aux milieux filtrants employés par les procédés utilisant la gravité dans les techniques de concentration des matières premières.  
Brevet N° 1444852 (25/05/65 et 31/05/66).
- [26]- Ignjatovic R.  
Rev. Ind. Minérale. Mines et carrières.  
Nov. 1986, pp. 433-436.
- [27]- Katanga W.A, Wiket J.M.  
Rev. Ind. Minérale, Mines et carrières.  
Fév. 1987, pp. 23-28.

- [28]- Kell M.N.  
Procédés gravimétriques d'enrichissement des minerais.  
Aide-mémoire pour travaux pratiques.  
Ed. Institut des Mines de Leningrad, 1970.
- [29]- Khoutachvili A., Lapchine A., Zakhvatkine V.  
Cours de minéralurgie.  
Ed. Université d'Annaba, 1985.
- [30]- Khvorov V.V, Kourbatov V.P, Tsipérovitch M.V.  
Enrichissement des charbons dans des suspensions lourdes.  
Ed. Nedra, Moscou, 1974.
- [31]- Lauvernier J., De Trey M., Bellon L.B., et Fluhr P.  
Les installations de concentration des minerais de Cobalt  
de la société minière de Bou Azzer et du Graara,  
Mines et Géologie, Numéros 21, 22, pp. 73-88, Rabat, 1963
- [32]- Lauvernier J., Formanek V.  
Sixième congrès international de la préparation des  
minerais.  
Rev. Ind. Minérale, 1964, pp. 412-438.
- [33]- Masleninski I.N, Tchougaiev L.V.  
Métallurgie des métaux nobles.  
Ed. Métallurgie, Moscou, 1972.
- [34]- Matveev I.N, Strijko V.S.  
Technologie de la production métallurgique (métaux N-F)  
Ed. Métallurgie, Moscou, 1986.
- [35]- Mouratch N.N, Sevriokov N.N, Polkine S.I.  
Métallurgie de l'Étain.  
Ed. Métallurgie, Moscou, 1964.
- [36]- Potchinok V.V, Samiline N.A, Zolotko A.A.  
Le pistonnage.  
Ed. Nedra, Moscou, 1976.
- [37]- Pozetto L.  
Rev. Ind. Minérale, V. 36, I, 1955, N° 617, pp. 166-184.
- [38]- Razoumov K.A.  
Projection des laveries.  
Ed. Nedra, Moscou, 1970.
- [39]- Rogado J.Q.  
Remarques sur la stratification densimétrique dans des  
bacs à piston.  
Fév. 1980.
- [40]- Turpin M.J.  
Résultats récents de fonctionnement de bacs à fines.  
Rev. Ind. Minérale, Vol. 36, I, N° 617, 1955.
- [41]- Zibouche M.  
Thèse de Magister, Nov. 1985 (U.S.T.H.B)  
Contribution à la valorisation du minerai oxydé de Pb-Zn  
de Deglen (Algérie). Récupération du Zinc par grillage  
chlorurant et lixiviation acide.

- [42]- Zibouche M., Kerdjoudj H.  
Les techniques Ind. Minérale. Mines et carrières,  
Mars 1987, pp. 113-116.
- [43]- Zibouche M., Kerdjoudj H.  
Rev. Ind. Minérale, Mines et carrières, Mars 1987,  
pp. 117-121.
- [44]- Entreprise K.H.D.  
Caractéristiques techniques d'une table vibrante.
- [45]- Entreprise K.H.D.  
Caractéristiques techniques d'un bac à excentrique (jig).
- 
- [46]- Foucault A., Raoult J.F.  
Dictionnaire de géologie (2ème édition).  
Ed. Masson, 1984.
- [47]- Perov V.A., Zverevitch V.V.  
Termes techniques en minéralurgie.  
Bull. interne, Institut des Mines de Leningrad, 1973.
- [48]- Picot P., Johan Z.  
Atlas des minéraux métalliques.  
Mémoires du B.R.G.M. N° 90, 1982, 2ème édition.
- [49]- Sandomirski D.M.  
Dictionnaire français-russe de chimie industrielle.  
Ed. encyclopédie soviétique, Moscou, 1969.
- [50]- Vassiliev L., Garovnikov G., Tremassov N.  
Dictionnaire polytechnique russe-français.  
Ed. "Russkij Jazik", Moscou, 1974.
- [51]- Kuznetsow B.V.  
Russian-English Polytechnic Dictionary.  
Ed. Russian Language, Moscow, 1982.
- [52]- Schubnel H.J.  
Larousse des minéraux.  
Librairie Larousse, 1981.

# ANNEXE 1

MINERALOGIE - PETROGRAPHIE

\* lame mince N° S.337 (I) 2-13-III et  
section polie N° S.337 (I) 2-13-III :

- . Identification de la roche : minéral polymétallique ;
- . Etude macroscopique, texture : cimentée ;
- . Etude microscopique, structure : métagrenue, allotriomorphe à subautomorphe ;
- . Même ordre de formation des minéraux que pour S.337-I.

Composition minéralogique	Morphologie des grains	Teneur des minéraux	Taille des grains	Constante optique
Minéraux principaux : (cardinaux) Dolomite I+II Marcassite et Pyrite	en agrégats cristallins Amas granulaire xénomorphe et aplati.	10%  12%	Taille de la Marcassite supérieure à celle de la Pyrite.	
Minéraux essentiels : Galène	en cristaux subautomorphes, inclus dans la Blende.	06%	Taille <= à 5 mm	
Blende	Agrégat granulaire aplati.	72%		

\* Lame mince N° S.337 (I) et section polie N° S.337 (I) :

- . Identification de la roche : roche dolomitique minéralisée en Galène, Pyrite, Marcassite, Blende ;
- . Etude macroscopique, texture : cimentée ;
- . Etude microscopique, structure : métagrenue, allotrimorphe à subautomorphe ;
- . Succession paragénétique, ordre de formation des minéraux :

—>Galène —>Blende—>Pyrite —>Marcassite —>Dolomite II

Composition minéralogique	Morphologie des grains	Teneur des minéraux	Taille des grains	Constante optique
Minéraux principaux : (cardinaux) Dolomite I  Dolomite II  Blende	en agrégats cristallins en agrégats cristallins Amas granulaire aplati	30%  05%  33%	La taille des agrégats occupe les dimensions de la section polie	
Minéraux essentiels : Marcassite  Pyrite  Galène	Amas granulaires xénomorphes, corrodés et aplatis, en association à la Marcassite.  en cristaux subautomorphes, inclus dans l'agrégat de la Blende.	25%  07%	Taille de la Marcassite > à celle de la Pyrite. La taille des agrégats occupe les dimensions de la section polie Taille <= à 04 mm	

\* Lame mince N° S.306-VI et section polie N° S.306-VI :

- . Identification de la roche : roche dolomitique minéralisée en Blende, Pyrite et Marcassite ;
- . Etude macroscopique, texture : cimentée ;
- . Etude microscopique, structure : métagrenue, allotriomorphe.
- . Phénomènes particuliers observés :
  - Abondance de Marcassite,
  - Présence de deux générations de Dolomite :
    - + Dolomite I de la roche encaissante ;
    - + Dolomite II hydrothermale, tardivement recristallisée et associée au sulfure de fer.
- . Succession paragénétique, ordre de formation des minéraux:  
 —>Blende—>Pyrite—>Marcassite—>Dolomite II (macroscopiquement blanche).

Composition minéralogique	Morphologie des grains	Teneur des minéraux	Taille des grains	Constante optique
Minéraux principaux : (cardinaux) Dolomite I de la roche encaissante. Dolomite II, blanche hydrothermale.	en agrégats cristallins	40%	Taille de l'individu allant jusqu'à 0.15 mm associée aux sulfures de Fer	
Minéraux essentiels : Marcassite	en amas granulaires xénomorphes, corrodés et aplatis.	35%		optiquement anisotrope.
Pyrite	+grains xénomorphes associés à la Marcassite.	12%		optiquement isotrope
Blende	+assez rarement finement disséminés dans la Dolomite I Amas granulaires aplatis	03%	<=08 mm	Réflexions internes brunes claires

\* Lames minces N° S.388-VII et section polie N° S.388-VII:

- . Identification de la roche : roche dolomitique minéralisée en Galène, Pyrite et Marcassite ;
- . Etude macroscopique, texture : cimentée ;
- . Etude microscopique, structure : métagrenue, allotriomorphe à subautomorphe ;
- . L'ordre de formation des minéraux est identique à celui de la lame mince et section polie N° S.306-VI.

Composition minéralogique	Morphologie des grains	Teneur des minéraux	Taille des grains	Constante optique
Minéraux principaux : (cardinaux) Dolomite I+II  Marcassite et Pyrite	en agrégats cristallins +en agrégats essentiellement cristallins  +en dissémination fine dans la pâte dolomitique +en cristaux subautomorphes isolés	54%  45%	taille de la Marcassite supérieure à celle de la Pyrite	
Minéraux essentiels : Galène	en cristaux subautomorphes		taille <= à 0.12mm	



\* Lame mince N° S.397-I et section polie N° S.397-IV :

- . Identification de la roche : roche dolomitique minéralisée en Pyrite, Marcassite ;
- . Etude macroscopique, texture : cimentée ;
- . Etude microscopique, structure : métagrenue, subautomorphe à allotriomorphe.

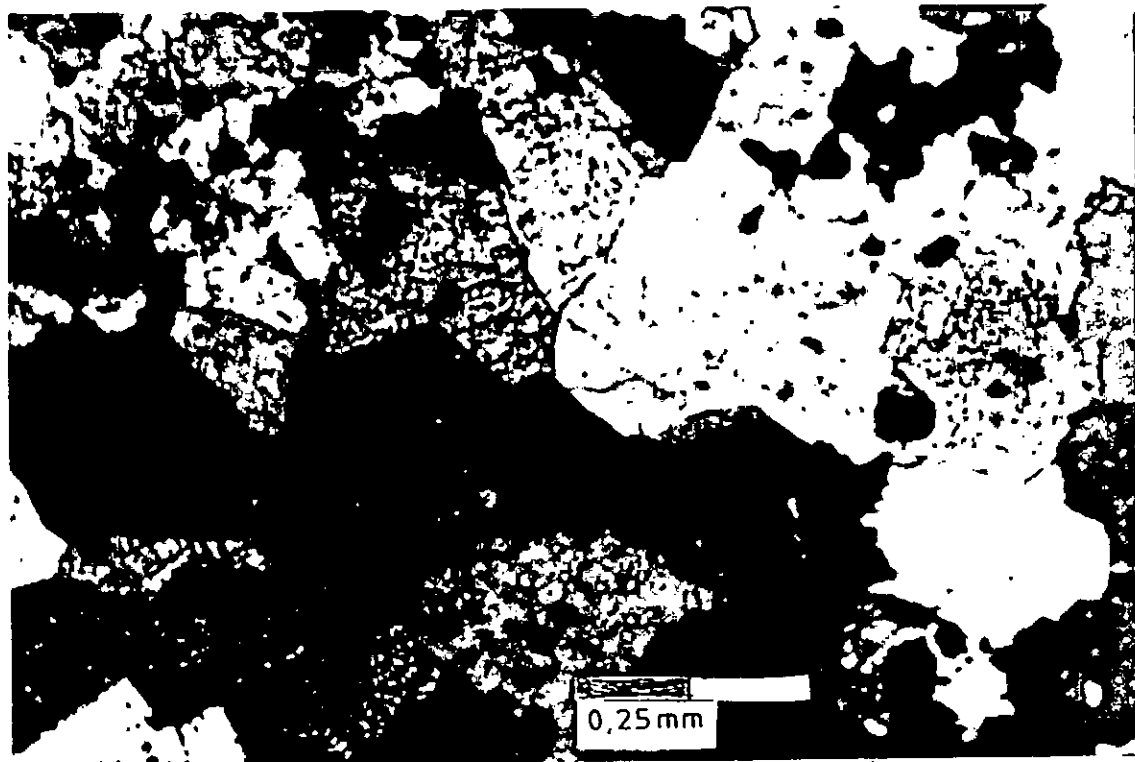
Composition minéralogique	Morphologie des grains	Teneur des minéraux	Taille des grains	Constante optique
Minéraux principaux : (Cardinaux) Dolomite I+II	en agrégat cristallin	50%	taille de la Dolomite I > à celle de la Dolomite II. Comme dans les autres échantillons de la commande	
Marcassite	en agrégat cristallin rarement granulaire xénomorphe	40%		
Minéraux essentiels : Pyrite	en agrégat granulaire cristallin associée à la Marcassite	10%		

\* Lame mince N° S.397-V et section polie N° S.397-V :

- . Identification de la roche : roche dolomitique minéralisée en Blende, Pyrite et Marcassite ;
- . Etude macroscopique, texture : cimentée ;
- . Etude microscopique, structure : métagrenue, allotriomorphe à subautomorphe clastique ;
- . Ordre de formation des minéraux : similaire à celui du N° S.306-VI.

Composition minéralogique	Morphologie des grains	Teneur des minéraux	Taille des grains	Constante optique
Minéraux principaux : (cardinaux) Dolomite I+II  Blende	en agrégat cristallin en grain xénomorphe et cristallin	55%  20%	taille ≤ 08 mm	
Minéraux essentiels : Marcassite et Pyrite	en agrégat granulaire		taille de la Marcassite > à celle de la Pyrite	

\* Planche I : S306.VI

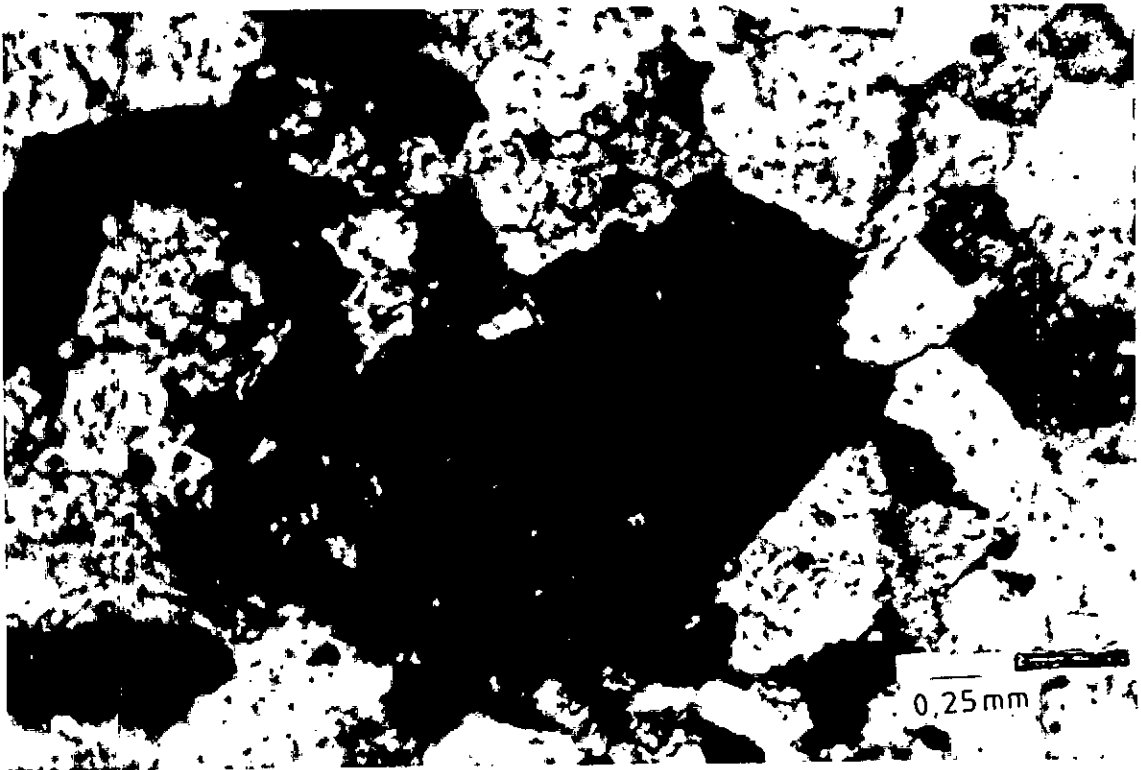


-/ Cliché 1 [lame mince] : Minerai polymétallique dans une gangue dolomitique.

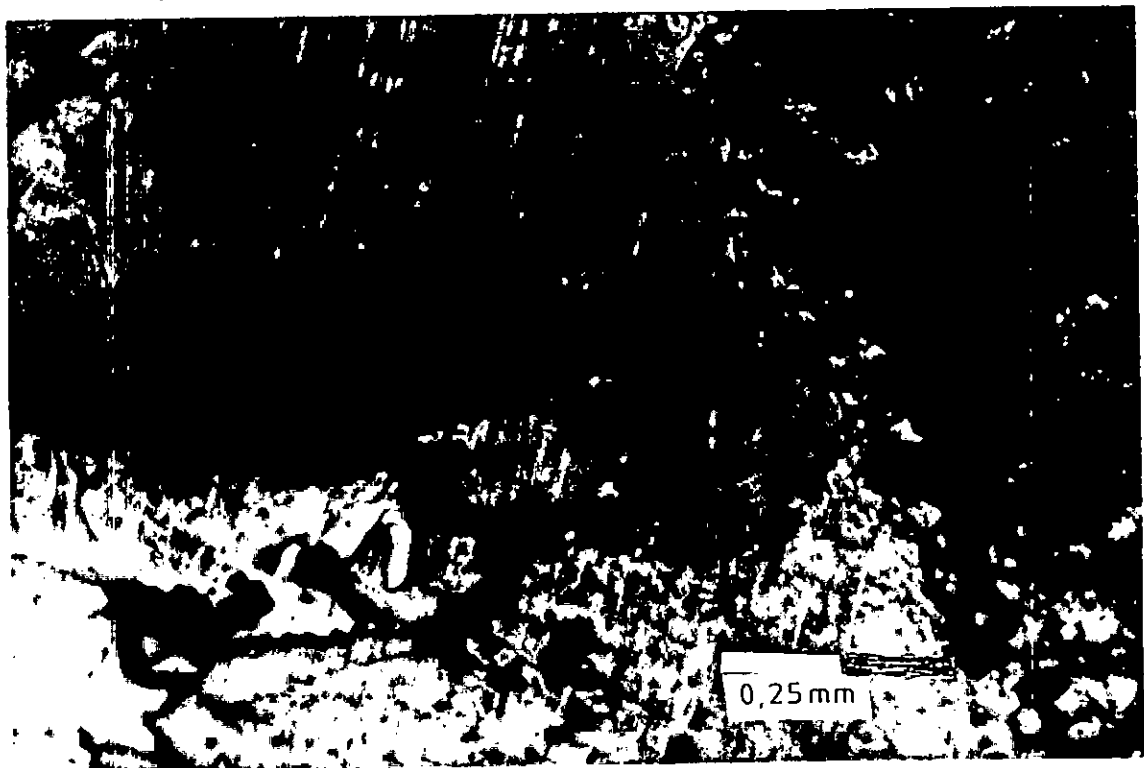


-/ Cliché 2 [section polie] : Marcassite prédominante (optiquement anisotrope), associée à la Pyrite et Dolomite.

\* Planche II : S337.I

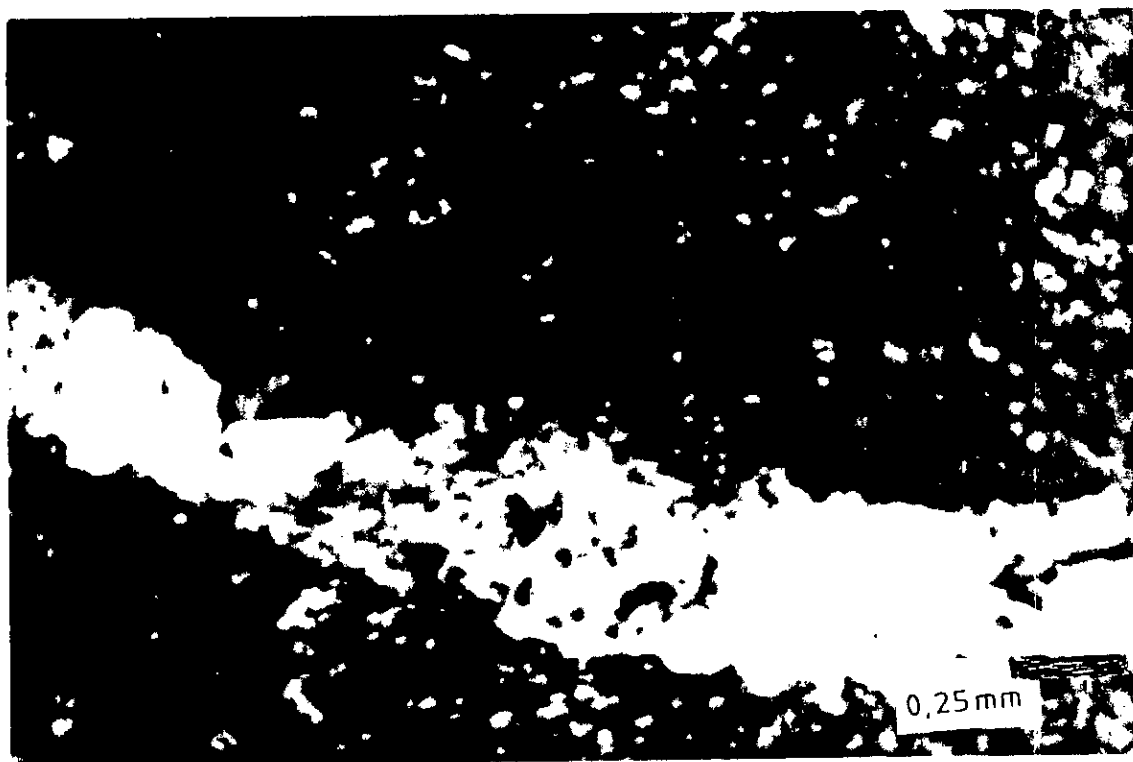


-/ Cliché 1 [lame mince] : Agrégats de Pyrite et Marcassite disséminés dans la gangue dolomitique.



-/ Cliché 2 [section polie] : Minerai avec Blende prédominante

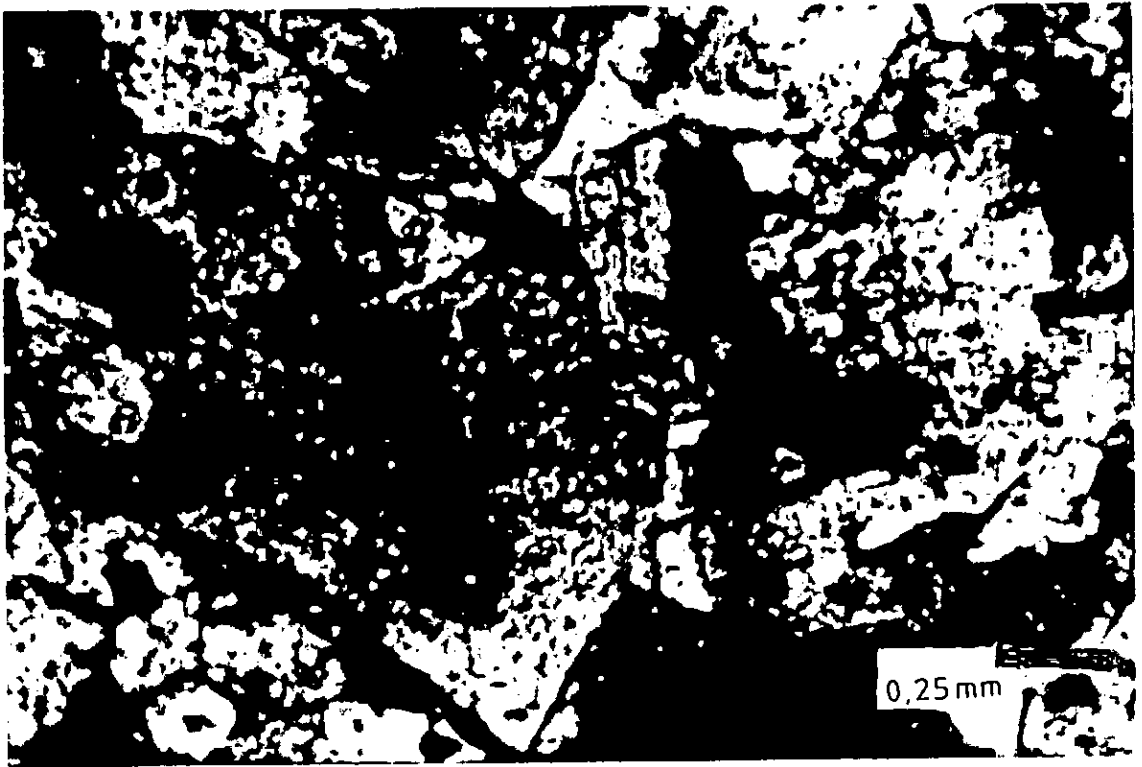
\* Planche III : S337.III



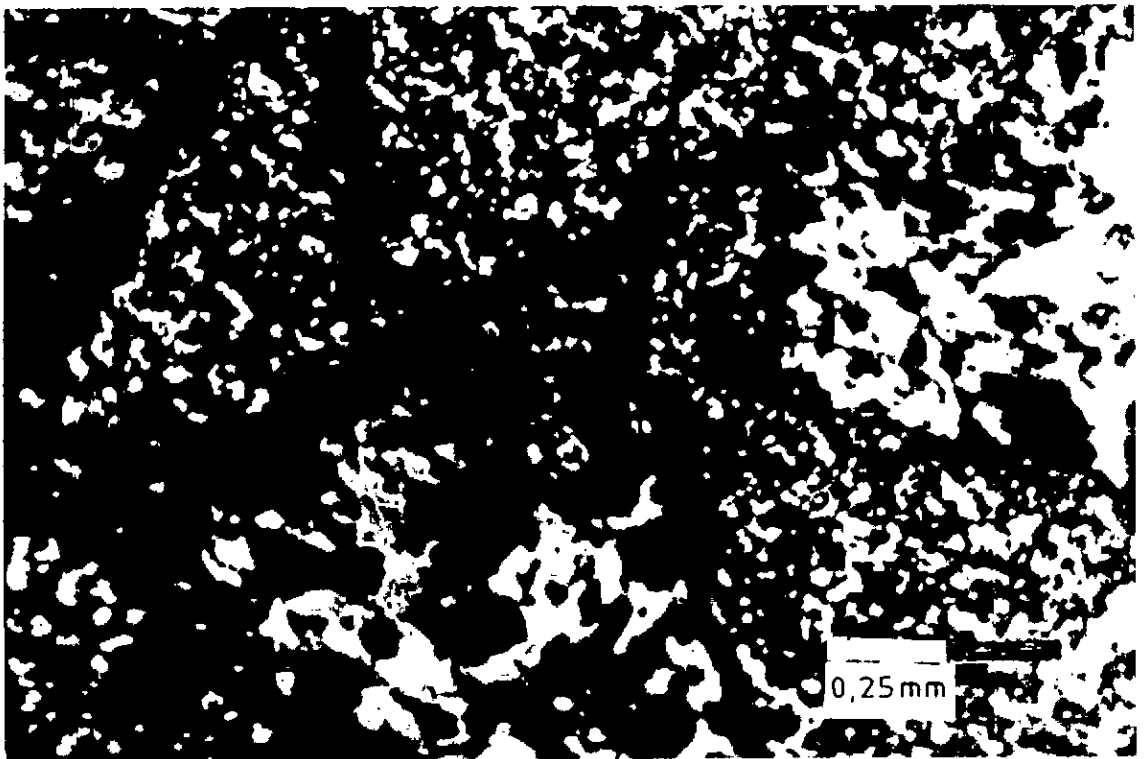
-/ Cliché 3 [section polie] :

Dolomite (blanche) hydrothermale. Amas granulaire de Blende, de Pyrite et de Marcassite.

\* Planche IV : S388.VII

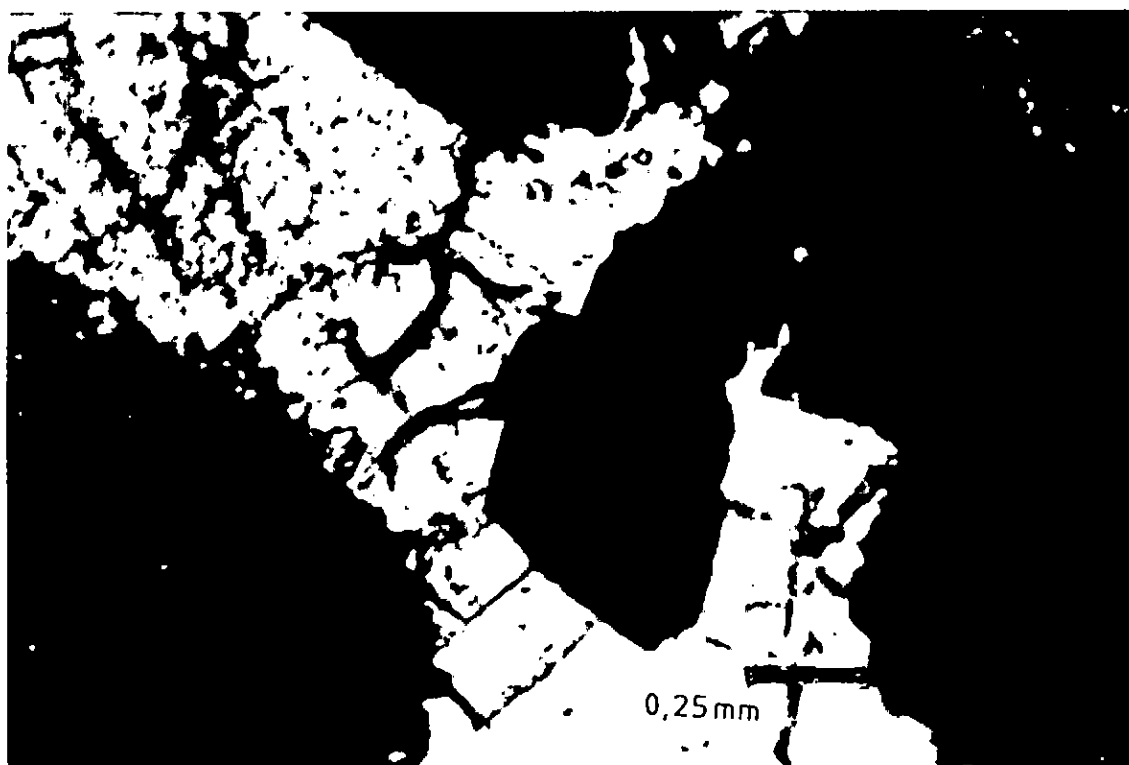


-/ Cliché 1 [lame mince] : Gangue à prédominance dolomitique tardive II.

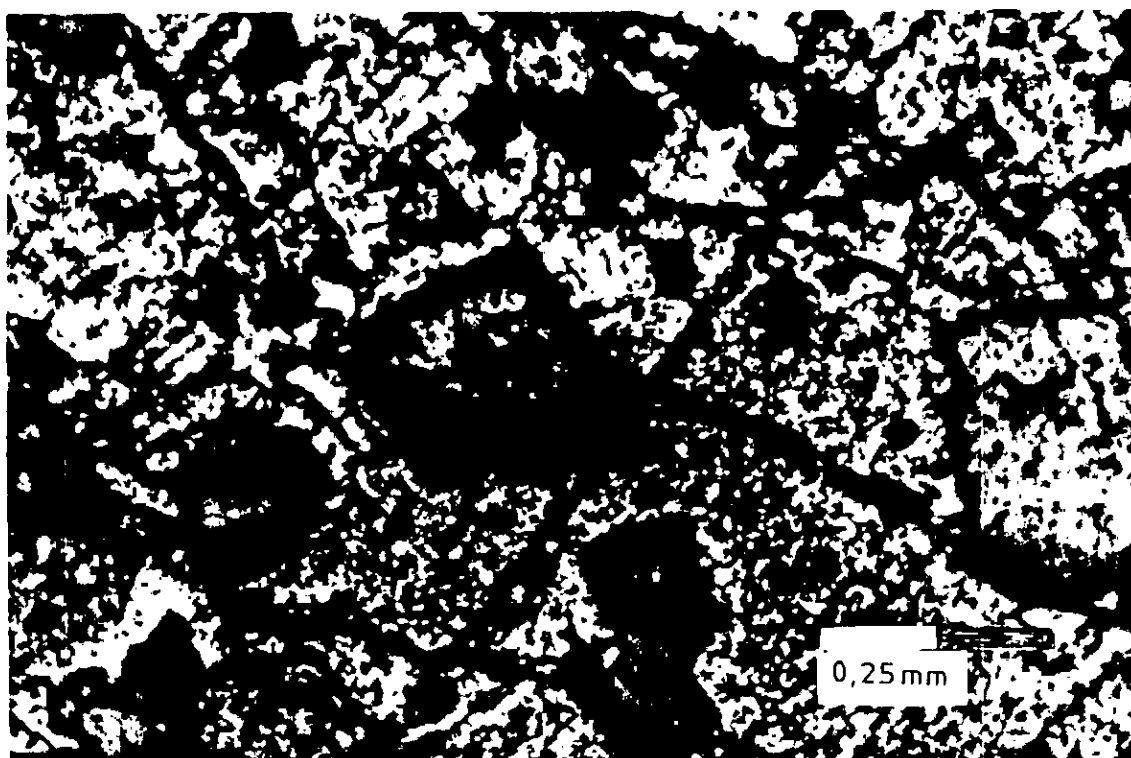


-/ Cliché 2 [section polie] : Cristaux subautomorphes de Galène dans la gangue dolomitique.

\* Planche V : S397(IV et V)



-/ Cliché 1 [lame mince] (V) : Blende en cristaux subautomorphes dans de la Dolomite I et II.



-/ Cliché 2 [section polie] (IV) : Cristaux de Pyrite automorphe dans la Dolomite.

# ANNEXE II

## ANALYSES CHIMIQUES



## 1. ANALYSES SEMI-QUANTITATIVES DU PLOMB ET DU ZINC :

La méthode consiste à caractériser et à doser les constituants d'un échantillon par la mesure de la position et de l'intensité des raies de son spectre d'émission. L'appareil utilisé est un spectrographe à arc, de type soviétique DFS-8.

L'échantillon sous forme solide, parfaitement séché et pulvérisé est mélangé à son poids (environ 0.1 g) de poudre de graphite spectroscopiquement pure (marque Carbone Lorraine). Ce mélange est ensuite placé dans la partie supérieure creuse d'une électrode de graphite. Une contre électrode, également en graphite, la surplombe de son extrémité taillée en pointe, à une distance de quelques millimètres. L'échantillon est ainsi excité à l'arc électrique.

Le rayonnement émis est analysé par un système optique dispersif, puis détecté et recueilli sur une plaque photographique. Le développement de la plaque nous conduit à l'obtention d'un spectrogramme, dont l'étude des raies permet de faire l'analyse qualitative et semi-quantitative d'environ 24 éléments dans le domaine de 2300 à 3500 Angstroems.

## 2. ANALYSES QUANTITATIVES :

Elles ont été réalisées pour les éléments de valeur (Cu, Pb, Zn) par spectrophotométrie d'absorption atomique à l'aide d'un spectromètre PYE UNICAM, muni de lampes monoéléments.

### a- Mise en solution :

L'échantillon est en général solubilisé par attaque acide. La présence du Silicium, souvent gênante pour la détermination de certains éléments, celui-ci étant éliminé par volatilisation de l'anion fluorosilicique.

Un gramme d'échantillon, attaqué par un mélange d'acides purs (HF + HCl) puis par l'eau régale, est finalement dissout dans 10 cm<sup>3</sup> d'acide chlorhydrique concentré. La solution obtenue, placée dans une fiole de 250 ml, est complétée jusqu'au trait de jauge par de l'eau distillée.

b- Etalonnage :

La préparation de solutions standards s'effectue ainsi : Lorsque la solution de l'échantillon ne contient que le sel de l'élément à analyser, la préparation des étalons est très simple et se réduit à établir une solution avec un sel identique. A partir de cette solution mère, on prépare un certain nombre d'étalons secondaires plus dilués. Lorsque les échantillons contiennent des substances autres que l'élément à analyser, on prépare des solutions étalons contenant les mêmes substances pour réduire au maximum leurs effets d'exhalation ou d'inhibition. Cette série de solutions permet de tracer une courbe d'étalonnage ou d'absorption, en fonction de la concentration en milligrammes par litre. Il suffit ensuite de se reporter à la courbe pour en déduire la concentration de la solution inconnue.

c- Mesures :

Les conditions de mesure sont portées sur le tableau suivant :

ELEMENT	LONGUEUR D'ONDE (nm)	FLAMME	LIMITE DE DETECTION (mg/l)	BANDE PASSANTE (nm)
Pb	217,0	Air-acétylène	0,1	0,4 - 0,5
Zn	213,9	Air-acétylène	0,01	0,4 - 0,5
Cu	324,8	Air-acétylène	0,03	0,4 - 0,5
Ag	328,1	Air-acétylène	0,03	0,4 - 0,5
Cd	228,8	Air-acétylène	0,01	0,4 - 0,5

ANNEXE III

SEPARATION

PAR

LIQUEURS DENSES

## Composite B

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la classe (%)	sur T.V. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	
									Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)		Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)
-2.648	2.648	1.94	1.20	0.03	0.010	0.04	0.26	1.94	0.03	0.01	0.04	0.26	-	-	-	-	-
+2.648-2.700	2.674	0.86	0.53	0.03	0.010	0.02	0.11	2.80	0.03	0.01	0.06	0.37	98.06	1.34	0.08	99.61	99.60
+2.700-2.751	2.725	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
+2.751-2.802	2.776	24.80	15.30	0.02	0.010	0.38	3.31	27.60	0.02	0.01	0.44	3.68	97.20	1.35	0.08	99.59	99.49
+2.802-2.820	2.811	4.61	2.84	0.02	0.010	0.07	0.61	32.21	0.02	0.01	0.51	4.29	72.40	1.81	0.10	99.21	96.18
+2.820-2.852	2.836	0.39	0.24	0.01	0.010	0.00	0.05	32.60	0.02	0.01	0.51	4.34	67.79	1.93	0.10	99.14	95.57
+2.852-2.889	2.870	13.32	8.21	0.08	0.010	0.81	1.78	45.92	0.04	0.01	1.32	6.12	67.40	1.94	0.11	99.14	95.52
+2.889	2.889	54.08	33.36	2.40	0.130	98.33	93.74	-	-	-	-	-	54.08	2.40	0.13	98.33	93.74
Reconstitué %	-	100.0	61.68	1.32	0.075	100.0	100.0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	1.45	0.062	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

## III.1

Tab.18/1- Analyse densimétrique de la classe granulométrique  
-10+5 mm

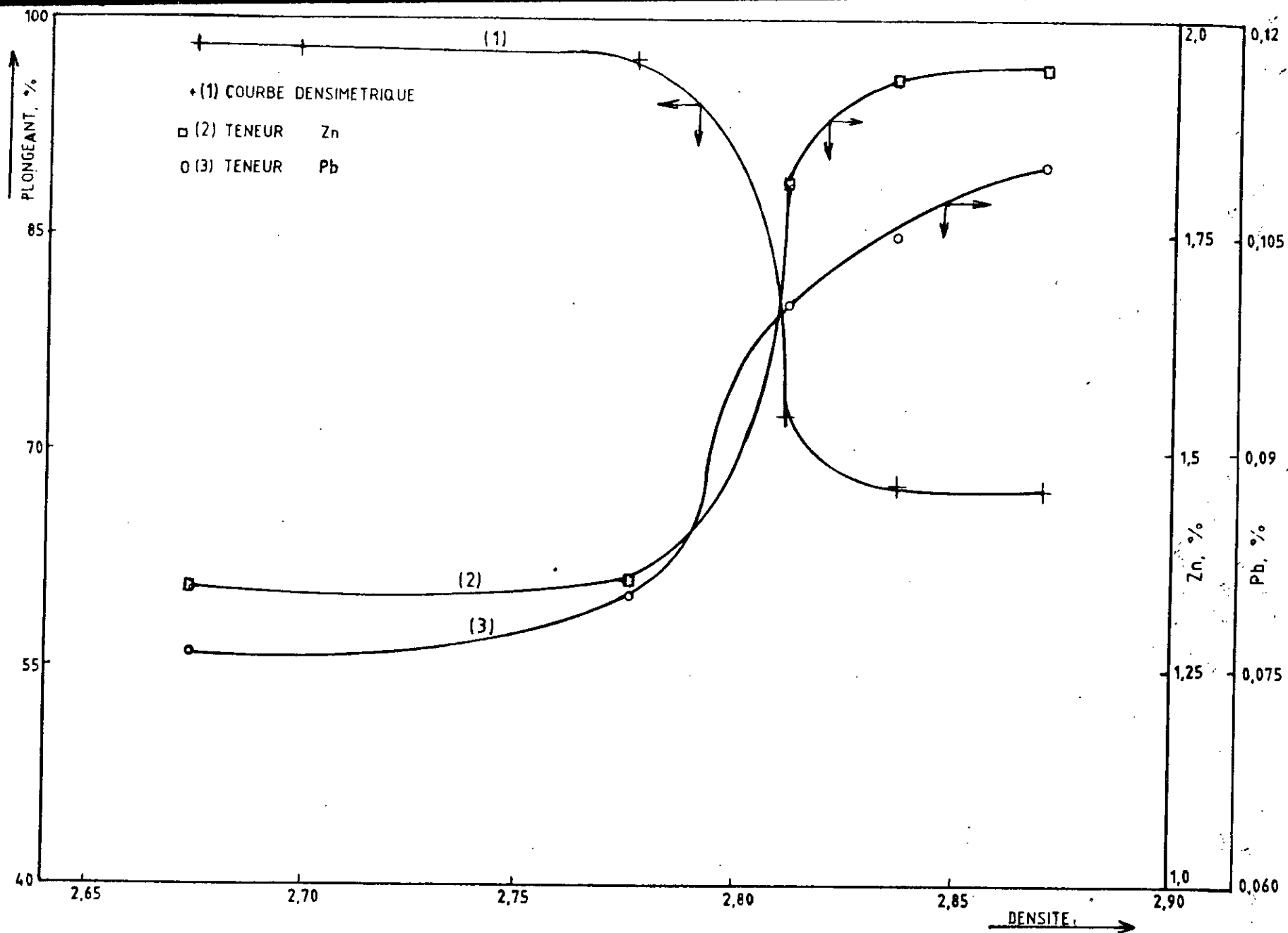


Fig. 12 - COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE DE LA  
 CLASSE GRANULOMETRIQUE [-10 + 5mm] DU COMPOSITE B  
 III-2

## Composite B

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la classe (%)	sur T.V. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	
									Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)		Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)
-2.648	2.648	2.55	0.37	0.03	0.01	0.07	0.44	2.55	0.03	0.01	0.07	0.44	-	-	-	-	-
+2.648-2.700	2.674	1.66	0.25	0.06	0.01	0.08	0.29	4.21	0.05	0.01	0.15	0.73	97.45	1.32	0.05	99.93	99.63
+2.700-2.751	2.725	0.30	0.04	0.03	0.03	0.01	0.15	4.51	0.05	0.01	0.16	0.88	95.79	1.34	0.06	99.85	99.34
+2.751-2.802	2.776	21.88	3.22	0.04	0.01	0.68	3.77	26.39	0.04	0.01	0.84	4.65	95.49	1.35	0.06	99.84	99.19
+2.802-2.820	2.811	13.89	2.04	0.07	0.02	0.80	4.79	40.28	0.05	0.01	1.64	9.44	73.61	1.74	0.07	99.16	95.42
+2.820-2.852	2.836	4.01	0.59	0.05	0.08	0.16	5.81	44.29	0.05	0.02	1.80	15.25	59.72	2.12	0.08	98.36	90.63
+2.852-2.889	2.870	7.24	1.06	0.09	0.01	0.51	1.25	51.53	0.06	0.02	2.31	16.5	55.71	2.27	0.08	98.20	84.82
+2.889	2.889	48.47	7.13	2.60	0.09	97.69	83.57	-	-	-	-	-	48.47	2.60	0.09	97.69	83.57
Reconstitué %	-	100.0	14.70	1.29	0.058	100.0	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	1.25	0.037	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

## III.3

Tab. 18/2- Analyse densimétrique de la classe granulométrique

-5+3.15mm

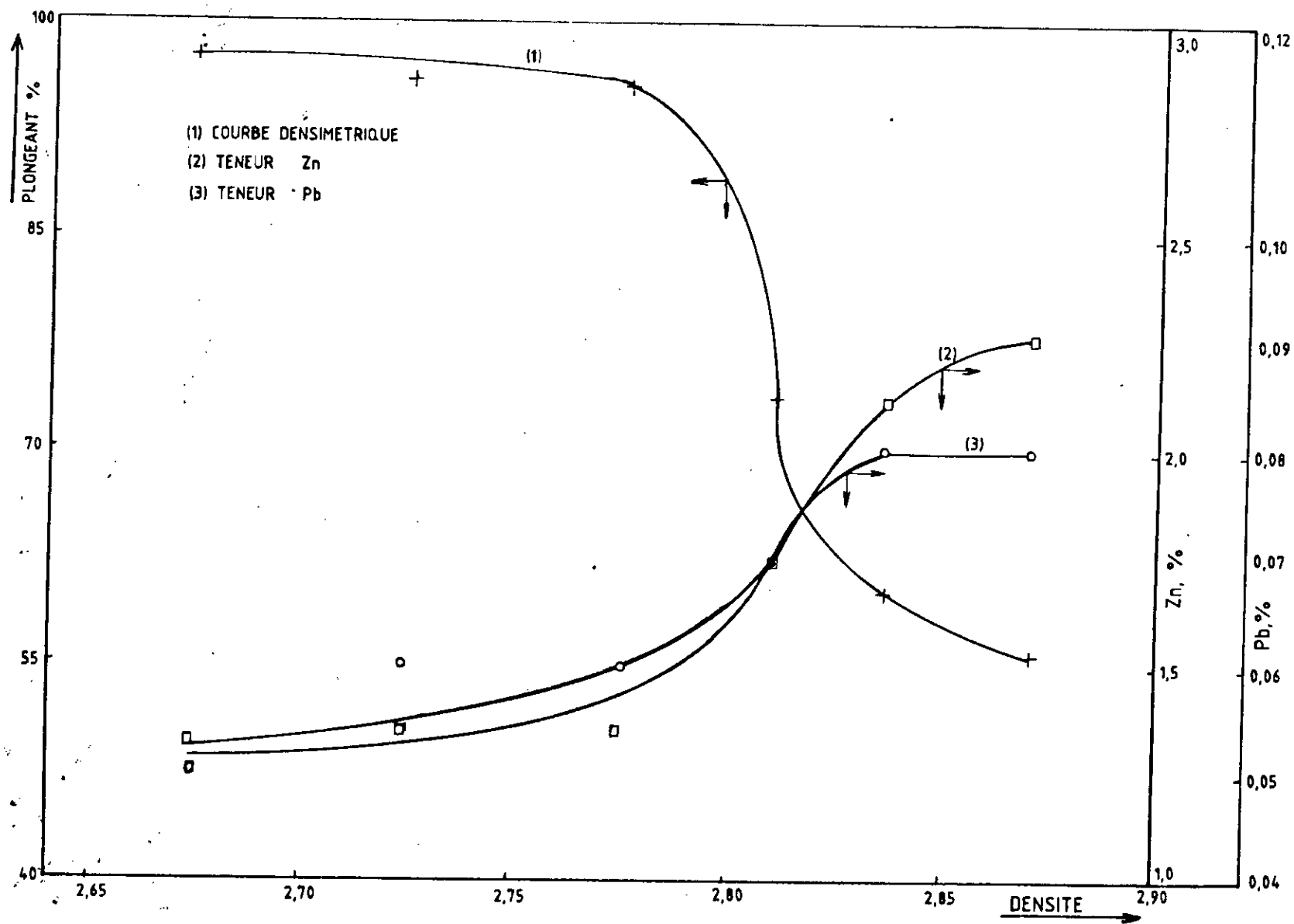


Fig. 13 - COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE DE LA CLASSE GRANULOMETRIQUE [-5 +3,15mm] DU COMPOSITE B

## Composite B

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la classe (%)	sur T.V. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	
									Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)		Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)
-2.648	2.648	3.25	0.19	0.06	0.01	0.16	0.71	3.25	0.06	0.01	0.16	0.71	-	-	-	-	-
+2.648-2.700	2.674	3.30	0.19	0.06	0.01	0.16	0.72	6.55	0.06	0.01	0.32	1.43	96.75	1.26	0.05	99.88	99.30
+2.700-2.751	2.725	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
+2.751-2.802	2.776	20.22	1.17	0.03	0.01	0.49	4.44	26.77	0.03	0.01	0.81	5.87	93.45	1.30	0.05	99.72	98.58
+2.802-2.820	2.811	12.87	0.74	0.05	0.01	0.52	2.82	39.64	0.04	0.01	1.33	8.69	73.23	1.65	0.06	99.23	94.14
+2.820-2.852	2.836	2.23	0.13	0.06	0.01	0.10	0.49	41.87	0.04	0.01	1.43	9.18	60.36	1.99	0.07	98.71	91.32
+2.852-2.889	2.870	7.39	0.43	0.05	0.01	0.30	1.62	49.26	0.04	0.01	1.73	10.8	58.13	2.06	0.07	98.61	90.83
+2.889	2.889	50.74	2.93	2.36	0.08	98.31	89.21	-	-	-	-	-	50.74	2.36	0.08	98.31	89.21
Reconstitué %	-	100.0	5.78	1.218	0.046	100.0	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	1.13	0.025	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

## III.5

Tab. 18/3- Analyse densimétrique de la classe granulométrique

-3.15+2 mm



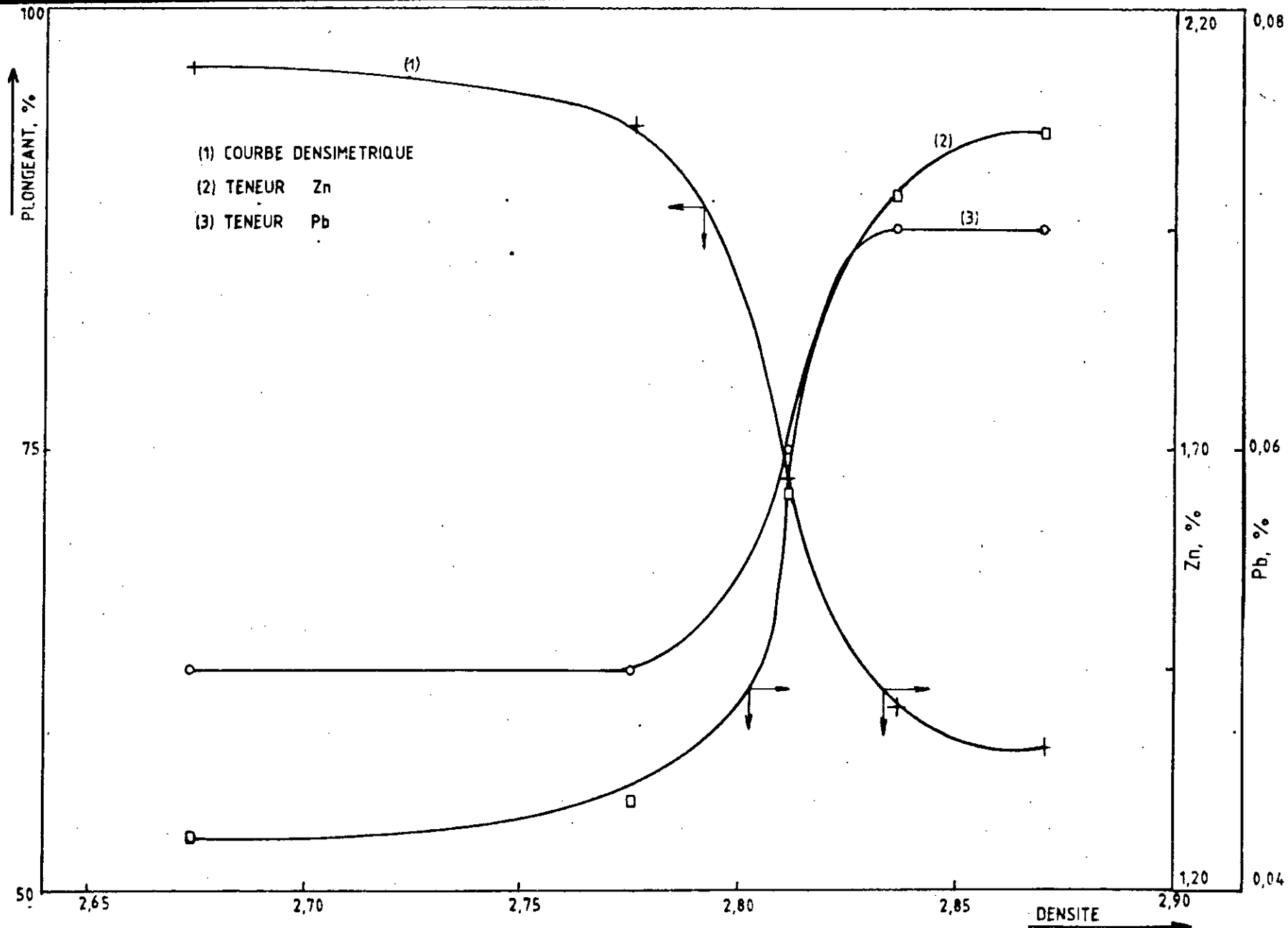


Fig. 14 - COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE DE LA  
 CLASSE GRANULOMETRIQUE [-3,15+2mm] DU COMPOSITE B

III-6

## Composite B

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la classe (%)	sur T.V. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	
									Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)		Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)
-2.648	2.648	3.34	0.19	0.11	0.02	0.18	1.38	3.34	0.11	0.02	0.18	1.38	-	-	-	-	-
+2.648-2.700	2.674	2.94	0.17	0.09	0.01	0.12	0.60	6.28	0.10	0.01	0.30	1.98	96.66	2.02	0.05	99.82	98.62
+2.700-2.751	2.725	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
+2.751-2.802	2.776	15.32	0.90	0.05	0.01	0.35	3.16	21.60	0.06	0.01	0.65	5.14	93.72	2.08	0.05	99.70	98.02
+2.802-2.820	2.811	19.15	1.12	0.12	0.01	1.17	3.95	40.75	0.09	0.01	1.82	9.09	78.40	2.48	0.06	99.35	94.86
+2.820-2.852	2.836	1.64	0.10	0.19	0.02	0.15	0.67	42.39	0.09	0.01	1.97	9.76	59.25	3.24	0.07	98.18	90.91
+2.852-2.889	2.870	5.54	0.32	0.14	0.01	0.39	1.13	47.93	0.10	0.01	2.36	10.89	57.61	3.33	0.08	98.03	90.24
+2.889	2.889	52.07	3.04	3.67	0.08	97.64	89.11	-	-	-	-	-	52.07	3.67	0.08	97.64	89.11
Reconstitué %	-	100.0	5.84	1.957	0.049	100.0	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	1.95	0.048	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

## III.7

Tab. 18/4- Analyse densimétrique de la classe granulométrique

-2+1 mm

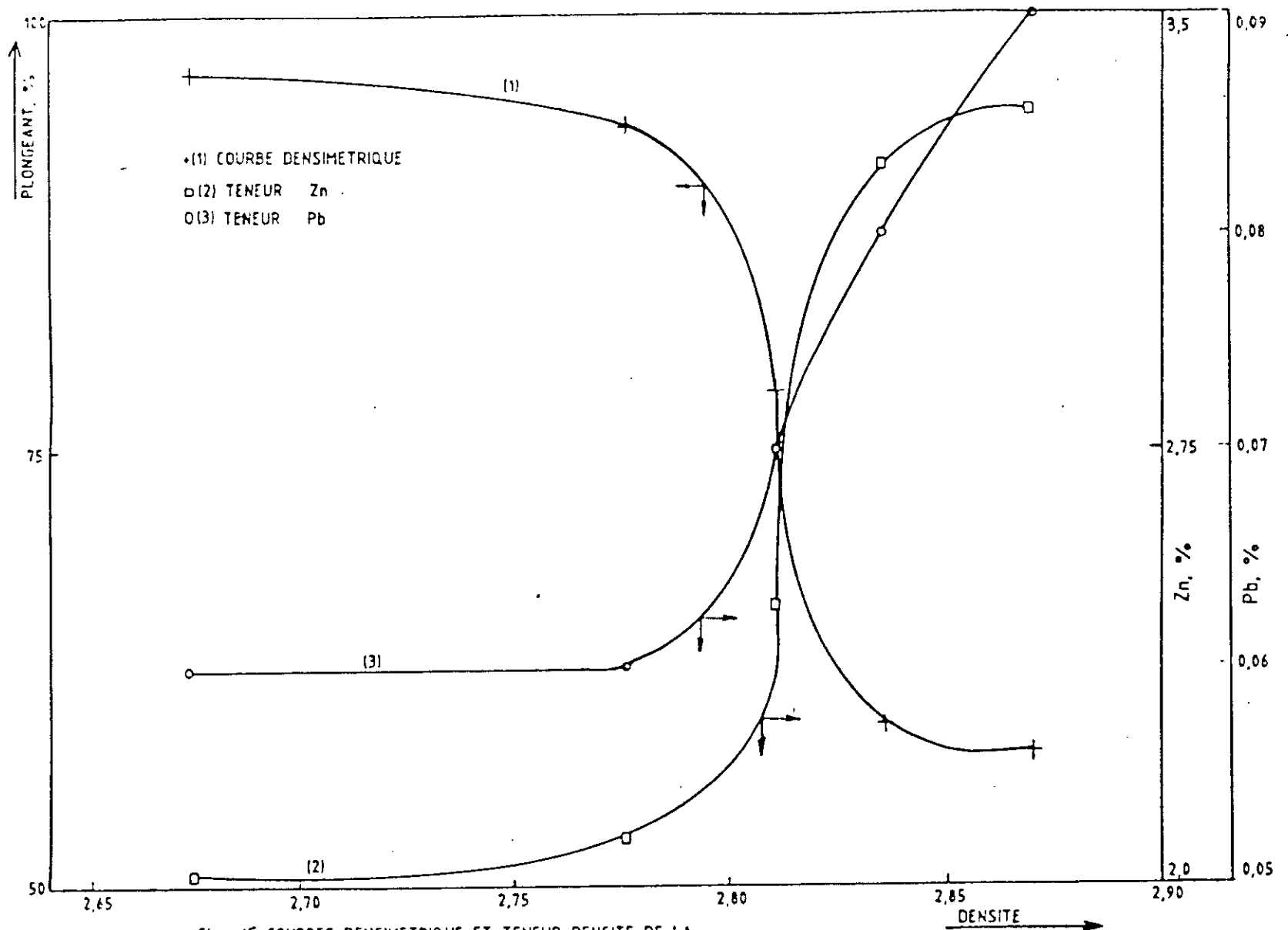


Fig. 15-COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE DE LA CLASSE GRANULOMETRIQUE [-2+1mm] DU COMPOSITE B

Composite B

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la classe (%)	sur T.V. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	
									Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)		Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)
-2.648	2.648	3.12	0.16	0.13	0.01	0.21	0.52	3.12	0.13	0.01	0.21	0.52	-	-	-	-	-
+2.648-2.700	2.674	3.03	0.15	0.18	0.01	0.29	0.50	6.15	0.15	0.01	0.50	1.02	96.88	1.92	0.06	99.87	100.0
+2.700-2.751	2.725	0.50	0.02	0.08	0.02	0.02	0.16	6.65	0.15	0.01	0.52	1.18	93.85	1.98	0.06	99.58	99.80
+2.751-2.802	2.776	13.09	0.65	0.07	0.01	0.45	2.18	19.74	0.09	0.01	0.97	3.36	93.35	1.99	0.06	99.56	99.64
+2.802-2.820	2.811	9.21	0.46	0.22	0.02	1.08	3.07	28.95	0.13	0.01	2.05	6.43	80.26	2.31	0.07	99.11	97.46
+2.820-2.852	2.836	3.39	0.17	0.24	0.02	0.43	1.13	32.34	0.14	0.01	2.48	7.56	71.05	2.58	0.08	98.03	94.39
+2.852-2.889	2.870	7.05	0.35	0.10	0.02	0.37	2.35	39.39	0.14	0.02	2.85	9.91	67.66	2.70	0.08	97.60	93.26
+2.889	2.889	60.61	3.00	3.00	0.09	97.23	90.91	-	-	-	-	-	60.61	3.00	0.09	97.23	90.91
Reconstitué %	-	100.0	4.96	1.87	0.06	100.0	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	1.70	0.033	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

III.9  
Tab. 18/5- Analyse densimétrique de la classe granulométrique  
-1+0.315 mm

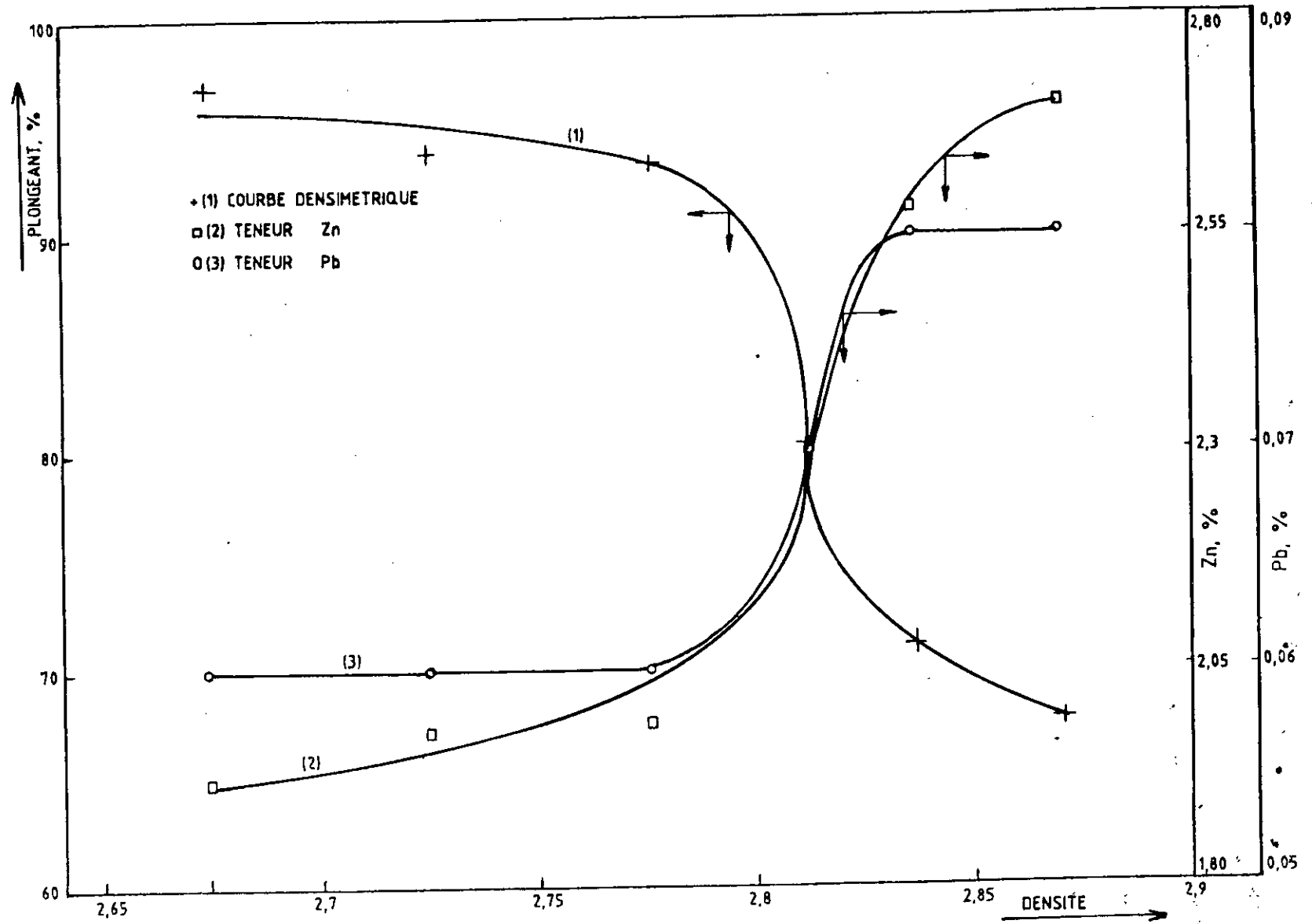


Fig. 16 - COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE DE LA CLASSE GRANULOMETRIQUE [-1+0,315 mm] DU COMPOSITE B

Composite B

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la classe (%)	sur T.V. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	
									Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)		Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)
-2.648	2.648	2.83	2.63	0.04	0.01	0.08	0.42	2.83	0.04	0.01	0.08	0.42	-	-	-	-	-
+2.648-2.700	2.674	2.34	2.18	0.06	0.06	0.10	2.06	5.17	0.24	0.03	0.18	2.48	97.17	1.69	0.10	99.94	99.58
+2.700-2.751	2.725	0.14	0.13	0.02	0.01	0.00	0.02	5.31	0.24	0.03	0.18	2.50	94.83	1.72	0.10	99.84	97.52
+2.751-2.802	2.776	19.05	17.71	0.03	0.01	0.41	2.80	24.36	0.20	0.04	0.59	5.30	94.69	1.72	0.10	99.84	97.50
+2.802-2.820	2.811	12.03	11.18	0.04	0.01	0.35	1.77	36.39	0.30	0.05	0.94	7.07	75.64	1.93	0.10	99.43	94.70
+2.820-2.852	2.836	2.32	2.16	0.03	0.03	0.05	1.01	38.71	0.32	0.06	0.99	8.08	63.61	2.20	0.11	99.08	92.93
+2.852-2.889	2.870	8.10	7.53	0.11	0.01	0.64	1.19	46.81	0.34	0.06	1.63	9.27	61.29	2.26	0.11	99.03	91.92
+2.889	2.889	53.19	49.44	2.54	0.12	98.39	90.73	-	-	-	-	-	53.19	2.54	0.12	98.39	90.73
Reconstitué %	-	100.0	92.96	1.373	0.068	100.0	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	1.418	0.054	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

III.11

Tab. 18/6- Analyse densimétrique de la classe granulométrique -10+0.315 mm du minerai brut reconstitué

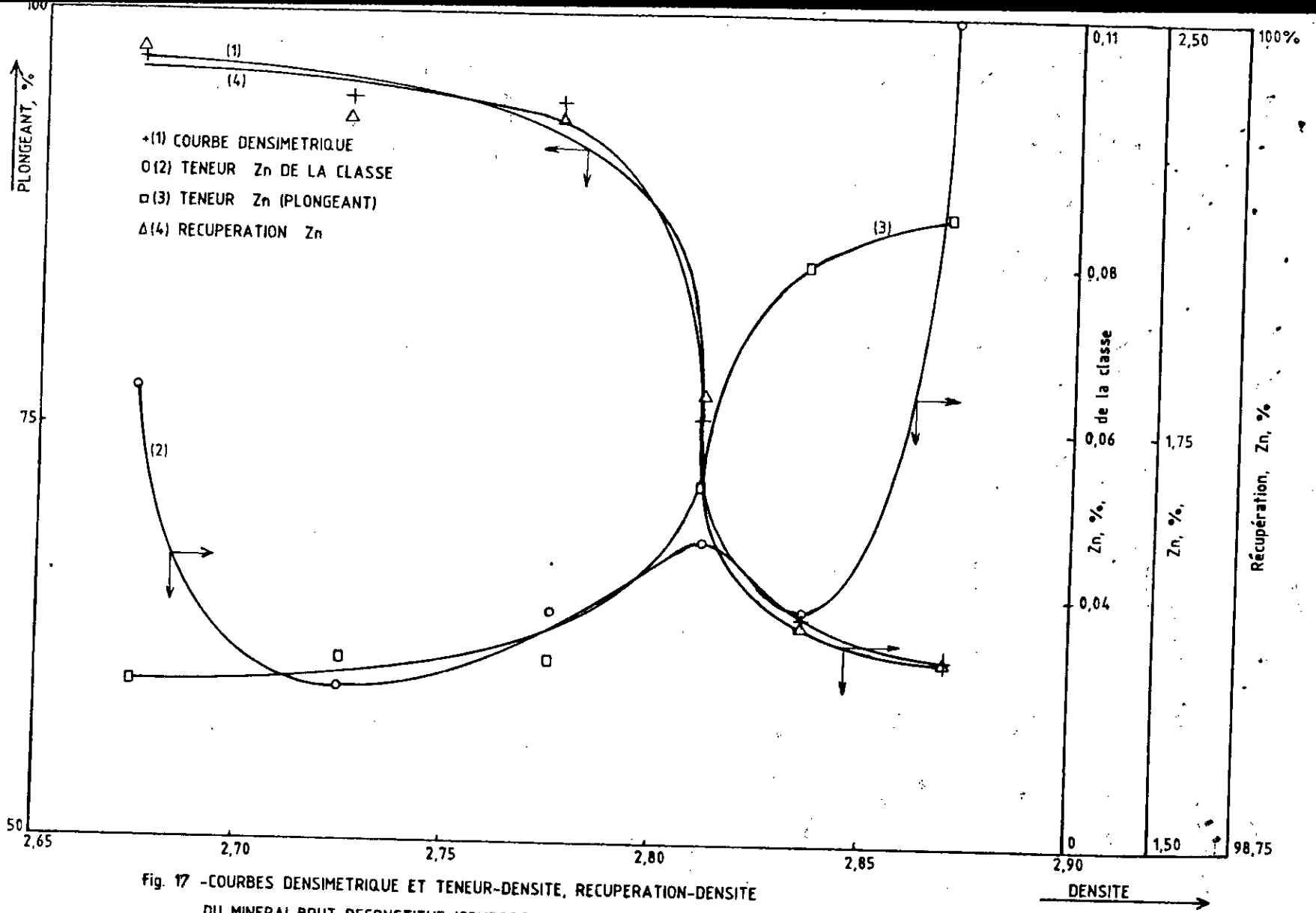


Fig. 17 - COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE, RECUPERATION-DENSITE DU MINERAL BRUT RECONSTITUE (COMPOSITE B) [Zn]

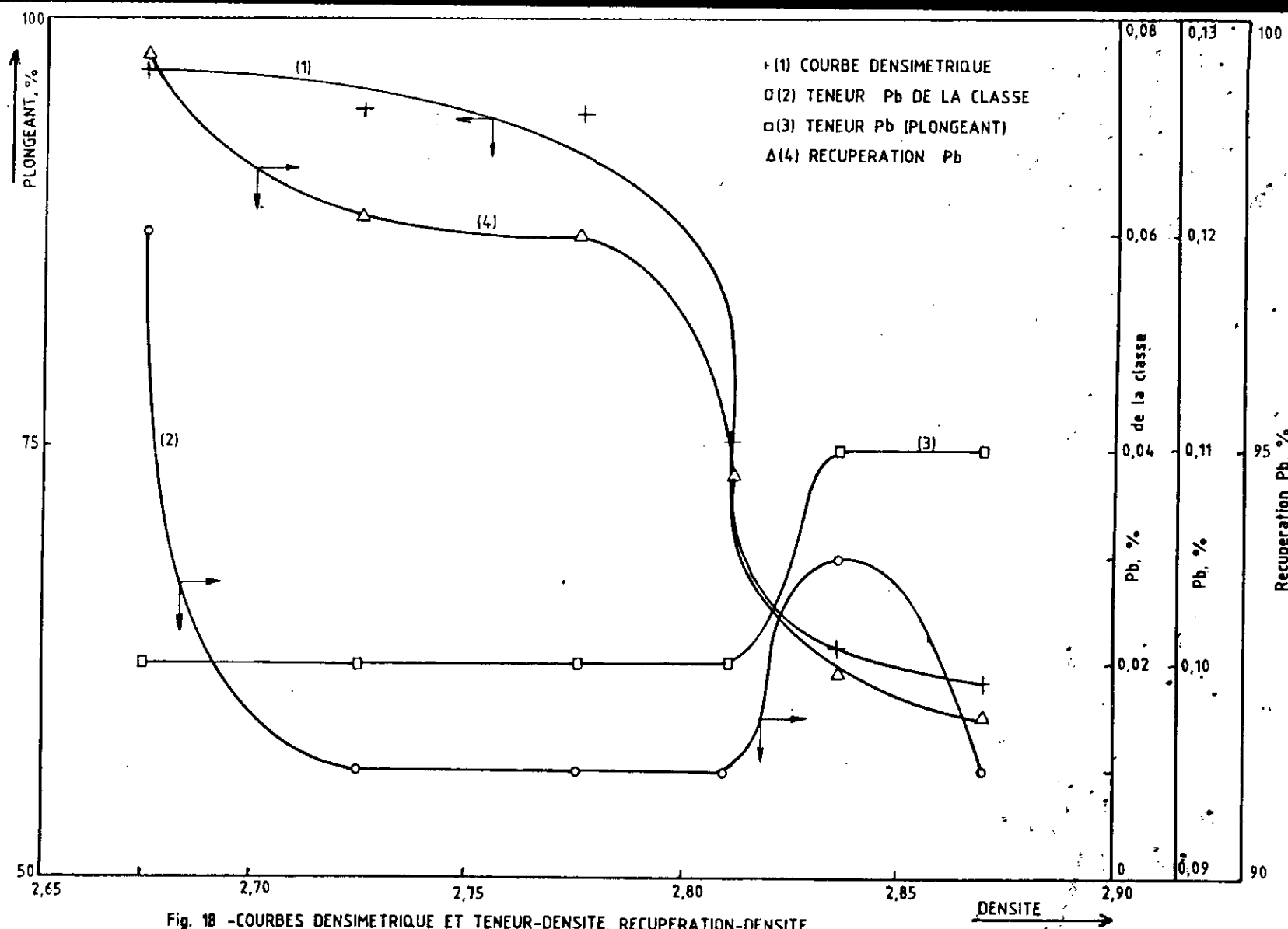
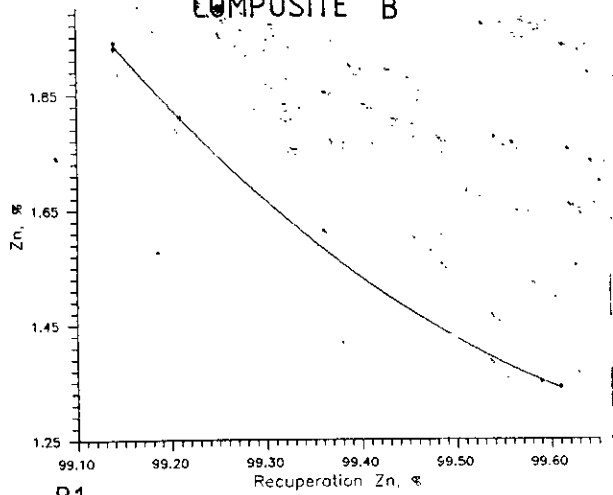


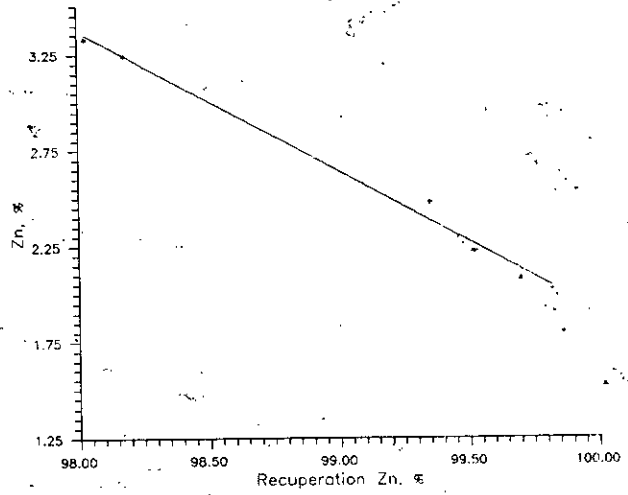
Fig. 18 - COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE, RECUPERATION-DENSITE DU MINERAL BRUT RECONSTITUE (COMPOSITE B) (Pb)



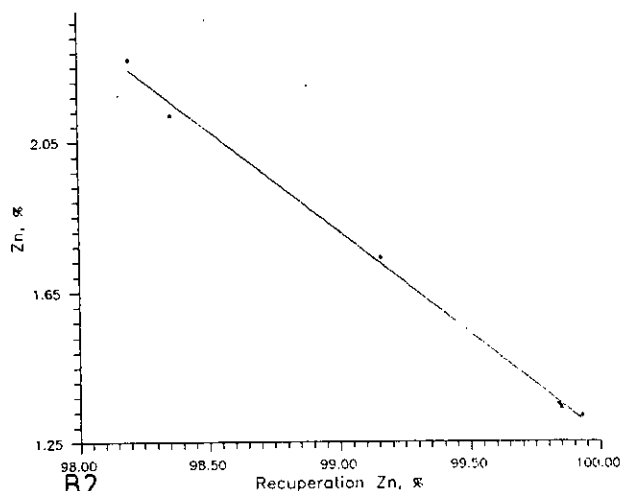
COMPOSITE B



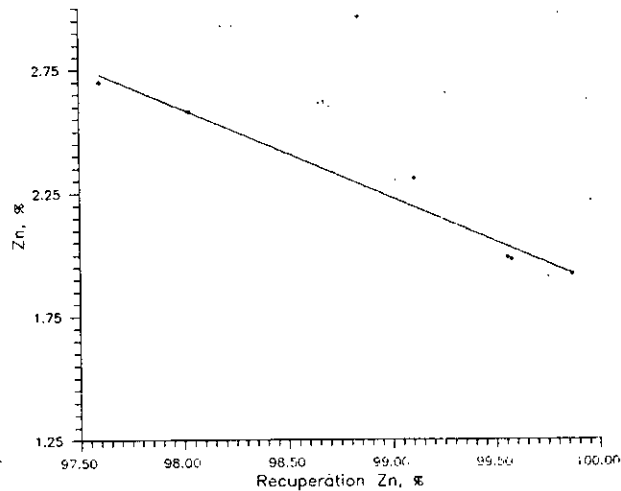
B1 Courbe recupération-teneur en Zinc de la fraction [-10+5 mm]



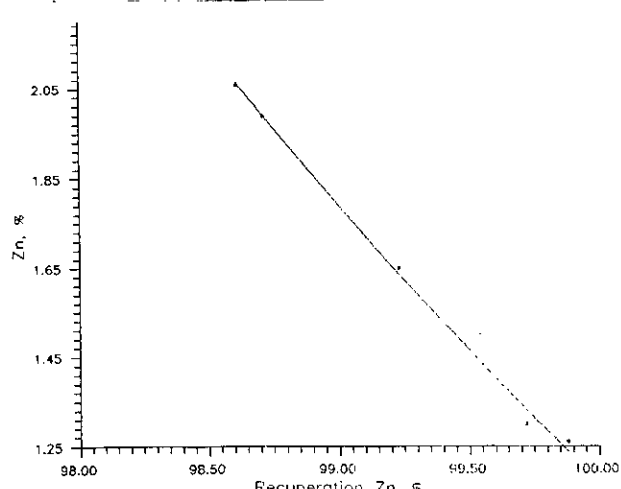
B4 Courbe recupération-teneur en Zinc de la fraction -2+1 mm



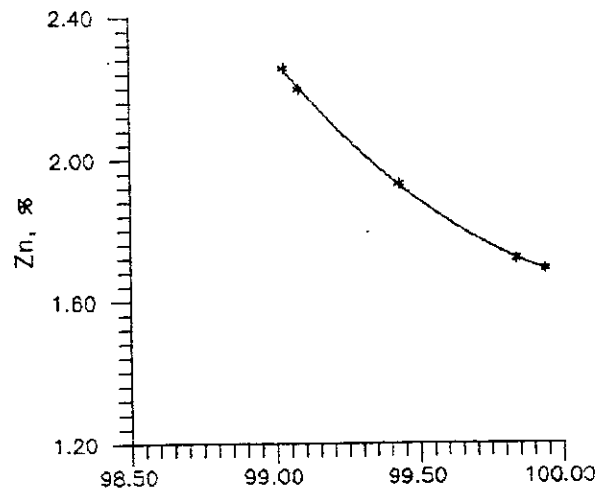
B2 Courbe recupération-teneur en Zinc de la fraction -5+3.15 mm



B5 Courbe recupération-teneur en Zinc de la fraction -1+0.315 mm

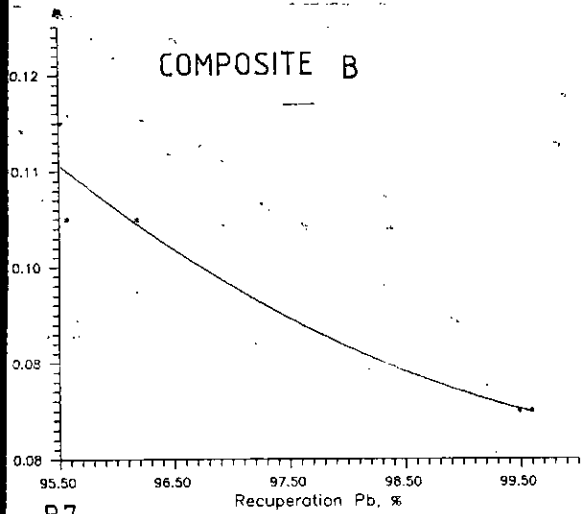


B3 Courbe recupération-teneur en Zinc de la fraction -3.15+2

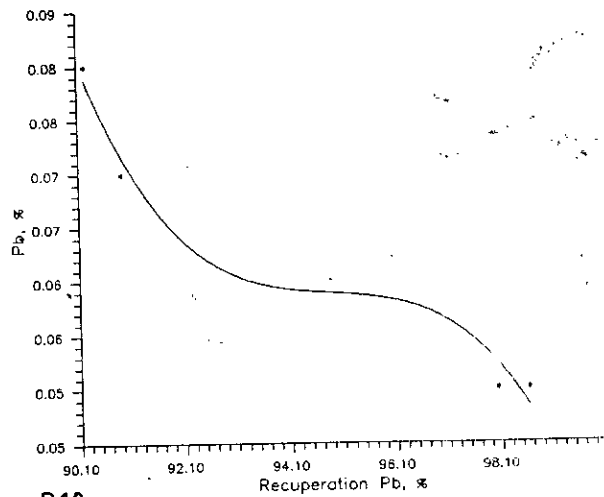


B6 Courbe teneur - recupération en Zn du minerai brut reconstitue -10 +0.315 mm

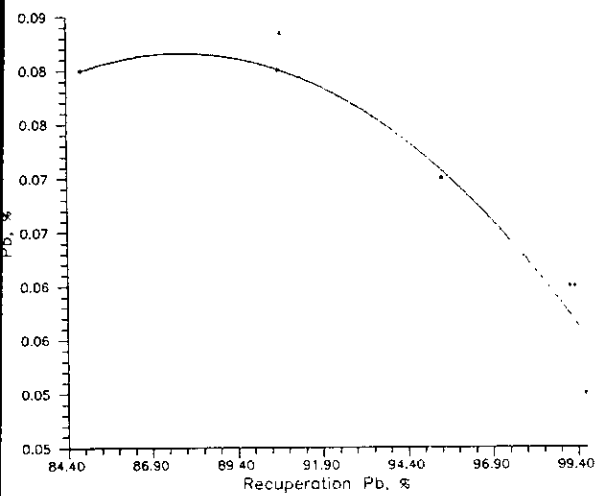
COMPOSITE B



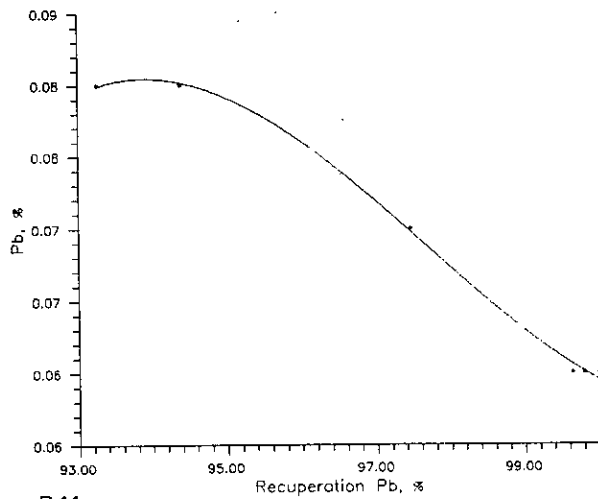
**B7** Courbe recuperation-teneur en Plomb de la fraction -10+5 mm



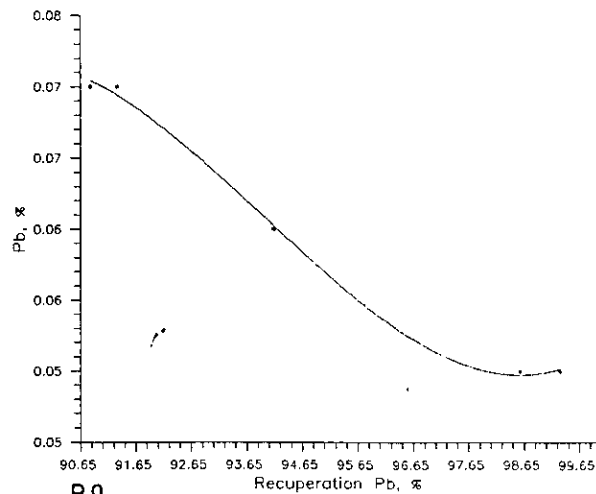
**B10** Courbe recuperation-teneur en Plomb de la fraction -2+1 mm



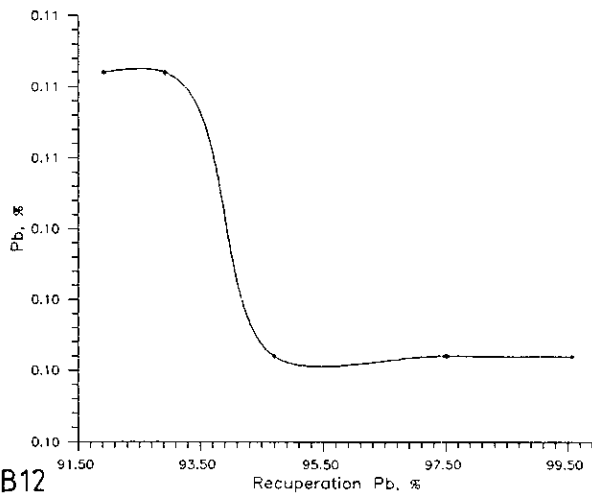
**B8** Courbe recuperation-teneur en Plomb de la fraction -5+3.15 mm



**B11** Courbe recuperation-teneur en Plomb de la fraction -1+0.315 mm



**B9** Courbe recuperation-teneur en Plomb de la fraction -3.15+2 mm



**B12** Courbe recuperation-teneur en Plomb du minerai brut reconstitue -10+0.315 mm

## Composite C

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la classe (%)	sur T.V. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	
									Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)		Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)
-2.683	2.683	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
+2.683-2.722	2.703	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
+2.722-2.761	2.742	0.40	0.25	0.06	0.06	0.01	0.25	0.40	0.06	0.06	0.01	0.25	-	-	-	-	-
+2.761-2.798	2.780	0.52	0.32	0.03	0.01	0.00	0.05	0.92	0.04	0.03	0.01	0.57	99.60	3.22	0.11	99.98	99.81
+2.798-2.832	2.815	5.98	3.69	0.05	0.01	0.09	0.63	6.90	0.05	0.01	0.11	4.26	99.08	3.23	0.11	99.97	99.76
+2.832-2.870	2.851	16.04	9.91	0.33	0.08	16.52	13.18	22.94	2.32	0.06	16.63	14.17	93.10	3.44	0.11	99.88	99.13
+2.870-2.881	2.876	3.20	1.98	0.38	0.01	0.38	0.34	26.14	2.08	0.05	17.01	16.15	77.06	3.47	0.12	83.36	85.95
+2.881	2.881	73.86	45.61	3.60	0.11	82.99	85.61	-	-	-	-	-	73.86	3.60	0.13	82.99	85.61
Reconstitué %	-	100.0	61.76	3.204	0.095	100.0	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	3.50	0.095	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

III.16

Tab. 19/1- Analyse densimétrique de la classe granulométrique

-10+5mm

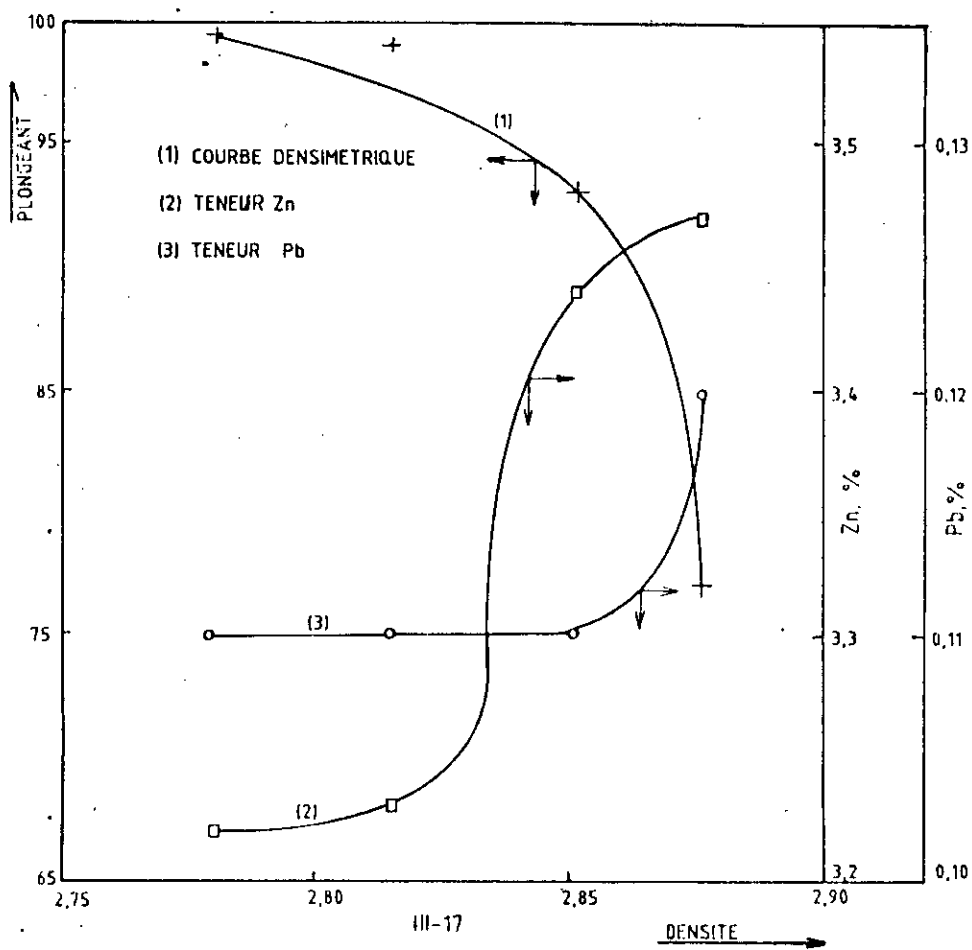


Fig. 19 - COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE DE LA  
 CLASSE GRANULOMETRIQUE [-10 +5 mm) DU COMPOSITE C

Composite C

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la classe (%)	sur T.V. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	
									Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)		Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)
-2.683	2.683	0.16	0.02	0.75	0.06	0.03	0.13	0.16	0.75	0.06	0.03	0.13	-	-	-	-	-
+2.683-2.722	2.703	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
+2.722-2.761	2.742	0.42	0.07	1.60	0.01	0.14	0.05	0.58	1.36	0.02	0.17	0.18	99.84	4.75	0.07	99.97	99.87
+2.761-2.798	2.780	0.59	0.09	1.10	0.02	0.14	0.16	1.17	1.23	0.02	0.31	0.34	99.42	4.77	0.07	99.83	99.82
+2.798-2.832	2.815	11.42	1.85	0.07	0.01	0.16	1.57	12.59	0.17	0.01	0.47	1.91	98.83	4.79	0.07	99.69	99.66
+2.832-2.870	2.851	16.08	2.60	0.15	0.01	0.51	2.20	28.67	0.16	0.01	0.98	4.11	87.41	5.41	0.08	99.53	98.09
+2.870-2.881	2.876	1.22	0.20	0.28	0.01	0.07	0.16	29.89	0.16	0.01	1.05	4.27	71.33	6.59	0.10	99.02	95.89
+2.881	2.881	70.11	11.34	6.70	0.10	98.95	95.73	-	-	-	-	-	70.11	6.70	0.10	98.95	95.73
Reconstitué %	-	100.0	16.17	3.56	0.073	100.0	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	4.75	0.065	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

III.18

Tab. 19/2- Analyse densimétrique de la classe granulométrique  
-5+3.15 mm

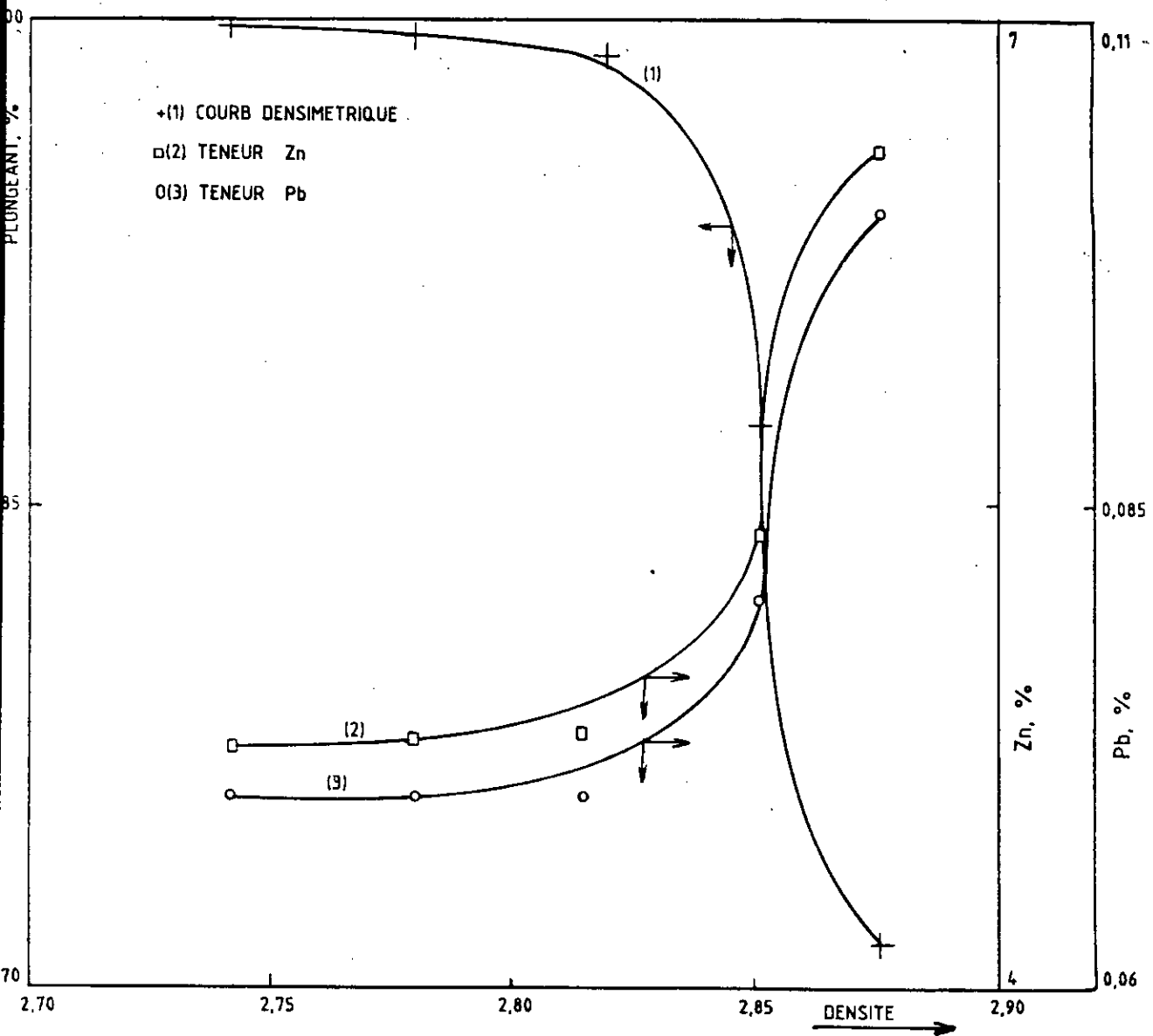


Fig. 20 - COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE DE LA CLASSE GRANULOMETRIQUE [-5+3,15 mm] DU COMPOSITE C

Composite C

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la classe (%)	sur T.V. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	
									Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)		Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)
-2.683	2.683	0.11	0.01	0.13	0.03	0.00	0.03	0.11	0.13	0.02	0.00	0.03	-	-	-	-	-
+2.683-2.722	2.703	0.05	0.00	0.48	0.05	0.00	0.02	0.16	0.24	0.03	0.01	0.05	99.89	5.43	0.09	100.0	100.0
+2.722-2.761	2.742	0.53	0.04	0.16	0.02	0.01	0.11	0.69	0.18	0.02	0.02	0.16	99.84	5.43	0.09	100.0	100.0
+2.761-2.798	2.780	0.35	0.02	0.15	0.01	0.01	0.03	1.04	0.17	0.02	0.03	0.19	99.31	5.46	0.09	100.0	99.95
+2.798-2.832	2.815	7.33	0.49	0.14	0.02	0.18	1.62	8.37	0.14	0.02	0.21	1.81	98.96	5.48	0.09	100.0	99.92
+2.832-2.870	2.851	18.49	1.23	0.09	0.01	0.28	2.05	26.86	0.10	0.01	0.49	3.86	91.63	5.90	0.10	99.82	98.30
+2.870-2.881	2.876	1.03	0.07	0.19	0.01	0.03	0.11	27.89	0.11	0.00	0.52	3.97	73.14	7.38	0.12	99.54	96.25
+2.881	2.881	72.11	4.78	7.48	0.12	99.51	96.14	-	-	-	-	-	72.11	7.48	0.12	99.51	96.14
Reconstitué %	-	100.0	6.63	5.42	0.09	100.0	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	4.50	0.10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

III.20

Tab. 19/3- Analyse densimétrique de la classe granulométrique

-3.15+2 mm

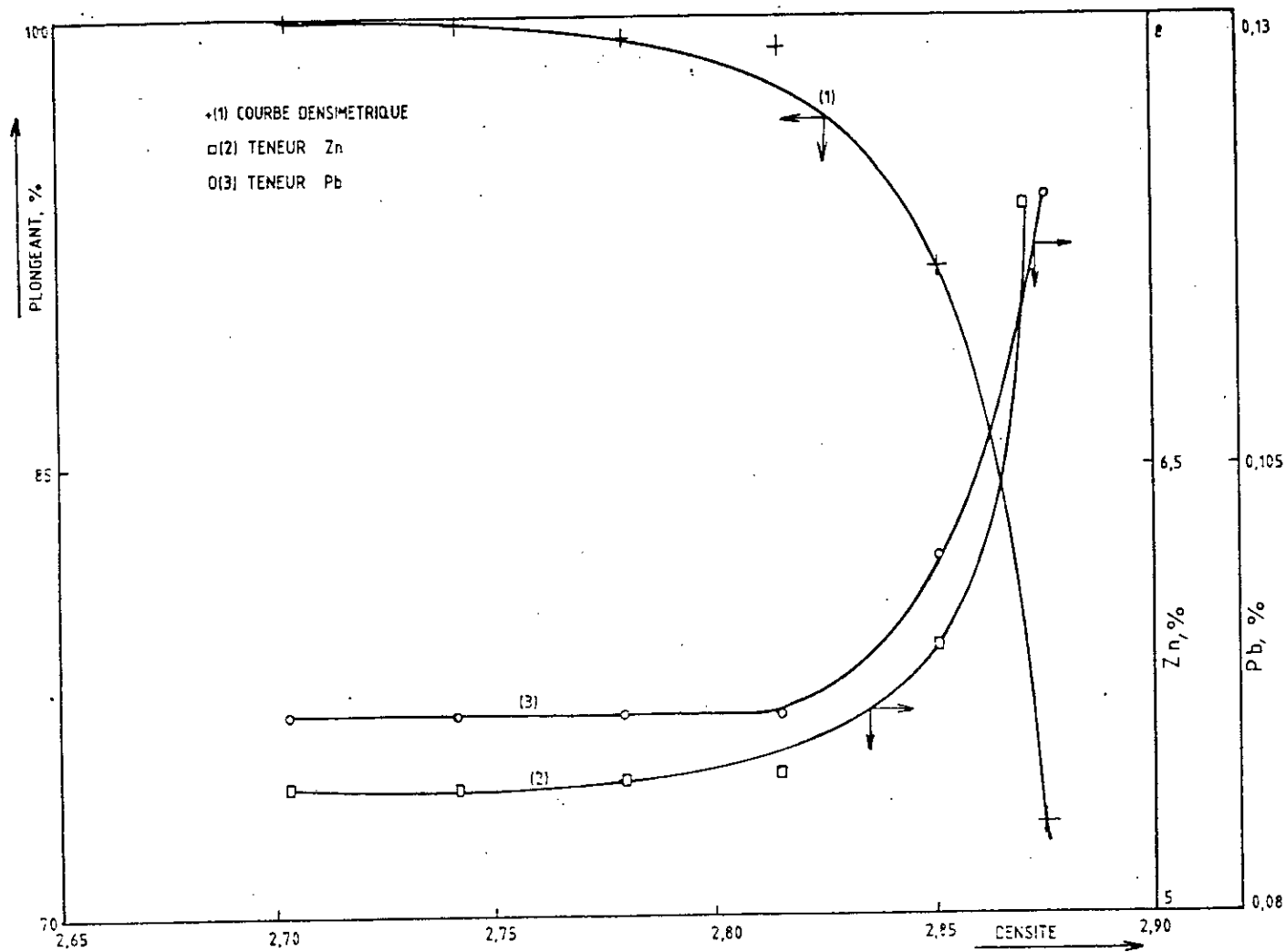


Fig. 21-COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE DE LA CLASSE GRANULOMETRIQUE (-3 +7.5) DU COMPOSITE C



Composite C

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la classe (%)	sur T.V. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	
									Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)		Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)
-2.683	2.683	0.22	0.01	0.40	0.03	0.02	0.07	0.22	0.40	0.03	0.02	0.07	-	-	-	-	-
+2.683-2.722	2.703	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
+2.722-2.761	2.742	0.40	0.02	0.70	0.01	0.05	0.04	0.62	0.59	0.02	0.07	0.11	99.78	5.23	0.09	99.98	99.96
+2.761-2.798	2.780	0.66	0.03	0.40	0.06	0.05	0.42	1.28	0.49	0.04	0.12	0.53	99.38	5.24	0.09	99.93	99.92
+2.798-2.832	2.815	6.12	0.32	0.19	0.01	0.22	0.66	7.40	0.24	0.02	0.34	1.19	98.72	5.28	0.09	99.88	99.52
+2.832-2.870	2.851	22.53	1.17	0.15	0.01	0.65	2.43	29.93	0.11	0.01	0.99	3.62	92.60	5.61	0.10	99.66	98.86
+2.870-2.881	2.876	1.28	0.07	0.47	0.01	0.12	0.13	31.21	0.08	0.01	1.11	3.75	70.07	7.37	0.13	99.01	96.43
+2.881	2.881	68.79	3.57	7.50	0.13	98.89	96.30	-	-	-	-	-	68.79	7.50	0.13	98.89	96.30
Reconstitué %	-	100.0	5.19	5.217	0.093	100.0	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	5.19	0.108	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

III.22

Tab. 19/4- Analyse densimétrique de la classe granulométrique

-2+1 mm

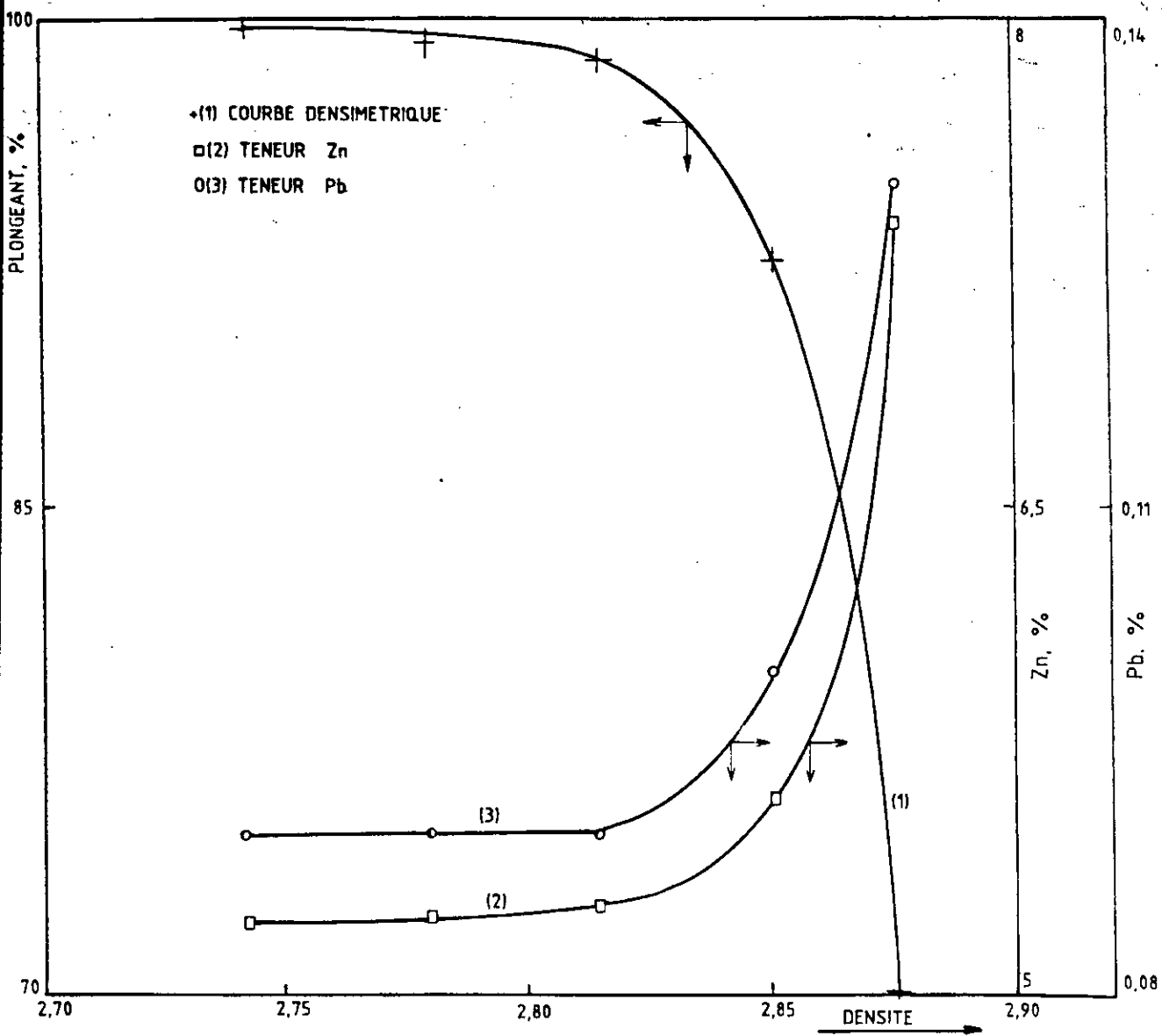


Fig. 22 - COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE DE LA CLASSE GRANULOMETRIQUE [-2+1mm] DU COMPOSITE C

## Composite C

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la classe (%)	sur T.V. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		
									Zn, (%)	Pb, (%)			Zn, (%)	Pb, (%)			
-2.683	2.683	0.80	0.03	0.50	0.04	0.07	0.30	0.80	0.50	0.04	0.07	0.30	-	-	-	-	-
+2.683-2.722	2.703	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
+2.722-2.761	2.742	0.64	0.03	0.65	0.03	0.07	0.18	1.44	0.57	0.03	0.14	0.48	99.20	5.59	0.11	99.93	99.73
+2.761-2.798	2.780	0.58	0.02	0.15	0.02	0.01	0.11	2.02	0.45	0.03	0.15	0.59	98.56	5.62	0.11	99.86	99.55
+2.798-2.832	2.815	9.51	0.40	0.13	0.01	0.22	0.89	11.53	0.18	0.01	0.37	1.48	97.98	5.66	0.11	99.85	99.41
+2.832-2.870	2.851	16.45	0.68	0.20	0.01	0.59	1.54	27.98	0.19	0.01	0.96	3.02	88.47	6.25	0.12	99.63	98.52
+2.870-2.881	2.876	3.39	0.14	0.21	0.01	0.12	0.32	31.37	0.20	0.01	1.08	3.34	72.02	7.63	0.14	99.04	96.98
+2.881	2.881	68.63	2.84	8.00	0.15	98.92	96.66	-	-	-	-	-	68.63	8.00	0.15	98.92	96.66
Reconstitué %	-	100.0	4.14	5.55	0.107	100.0	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	5.50	0.12	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

III.24

Tab. 19/5- Analyse densimétrique de la classe granulométrique

-1+0.315 mm

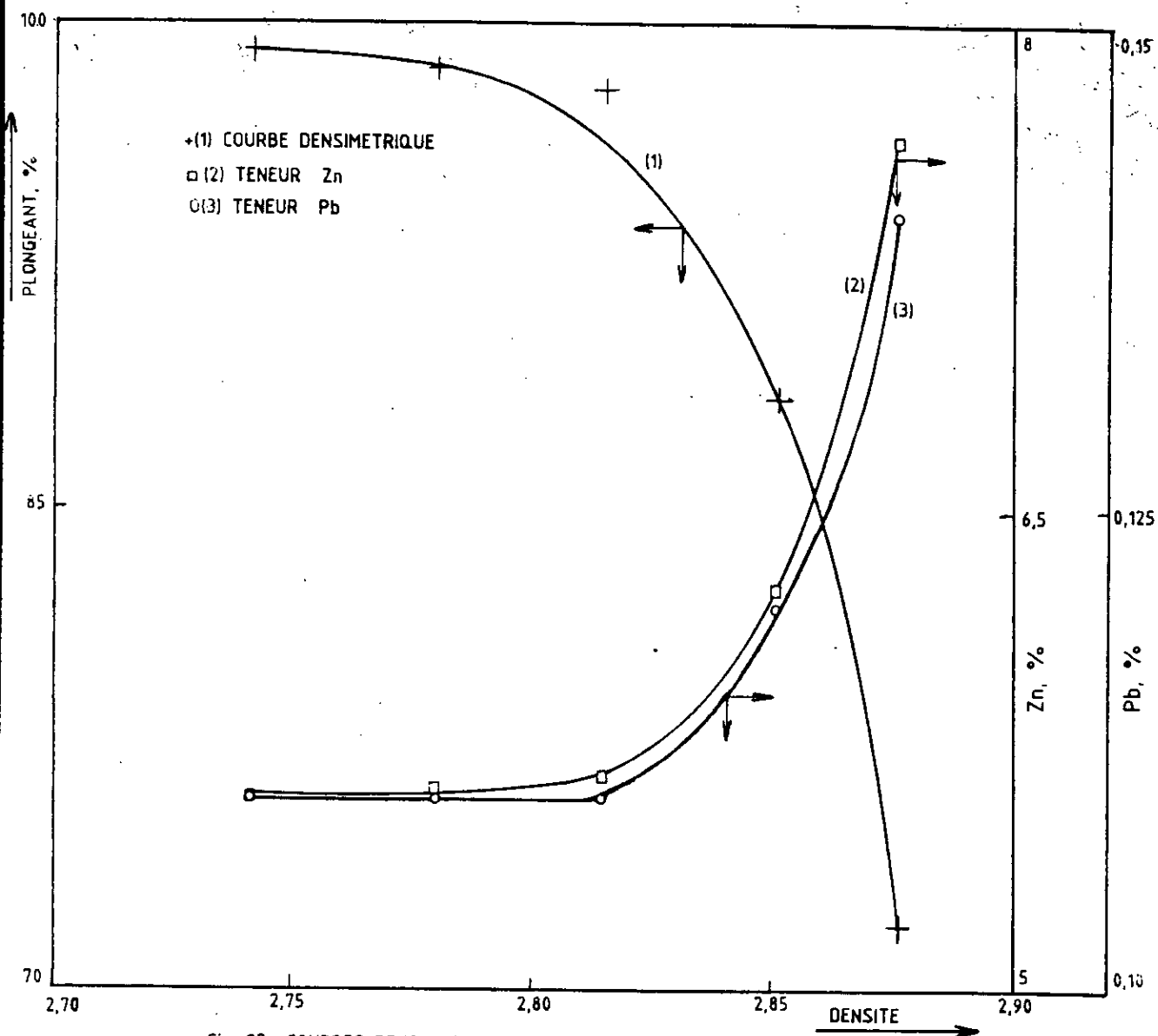


Fig. 23 - COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE DE LA CLASSE GRANULOMETRIQUE [-1+0,315 mm] DU COMPOSITE C

Composite C

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la classe (%)	sur T.V. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	
									Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)		Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)
-2.683	2.683	0.26	0.24	0.15	0.01	0.02	0.02	0.26	0.15	0.01	0.02	0.02	-	-	-	-	-
+2.683-2.722	2.703	0.01	0.01	1.44	0.02	0.01	0.00	0.27	0.23	0.02	0.03	0.02	99.74	3.70	0.13	99.98	99.98
+2.722-2.761	2.742	0.48	0.45	0.37	0.04	0.05	0.17	0.75	2.05	0.12	0.08	0.19	99.73	3.70	0.13	99.97	99.98
+2.761-2.798	2.780	0.54	0.51	0.25	0.01	0.04	0.04	1.29	2.25	0.13	0.12	0.23	99.25	3.71	0.13	99.92	99.81
+2.798-2.832	2.815	8.07	7.58	0.06	0.14	0.14	11.15	9.36	0.79	0.07	0.26	11.38	98.71	3.72	0.13	99.88	99.77
+2.832-2.870	2.851	17.92	16.82	0.24	0.05	1.22	8.84	27.28	0.75	0.01	1.48	20.22	90.64	4.00	0.13	99.74	88.62
+2.870-2.881	2.876	2.02	1.90	0.47	0.01	0.27	0.18	29.30	0.80	0.01	1.75	20.40	72.72	4.81	0.11	98.52	79.78
+2.881	2.881	70.70	66.38	4.90	0.11	98.25	79.60	-	-	-	-	-	70.70	4.90	0.11	98.25	79.60
Reconstitué %	-	100.0	93.89	3.527	0.101	100.0	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	3.99	0.093	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

III.26

Tab. 19/6- Analyse densimétrique de la classe granulométrique -10+0.315 mm du minerai brut reconstitué

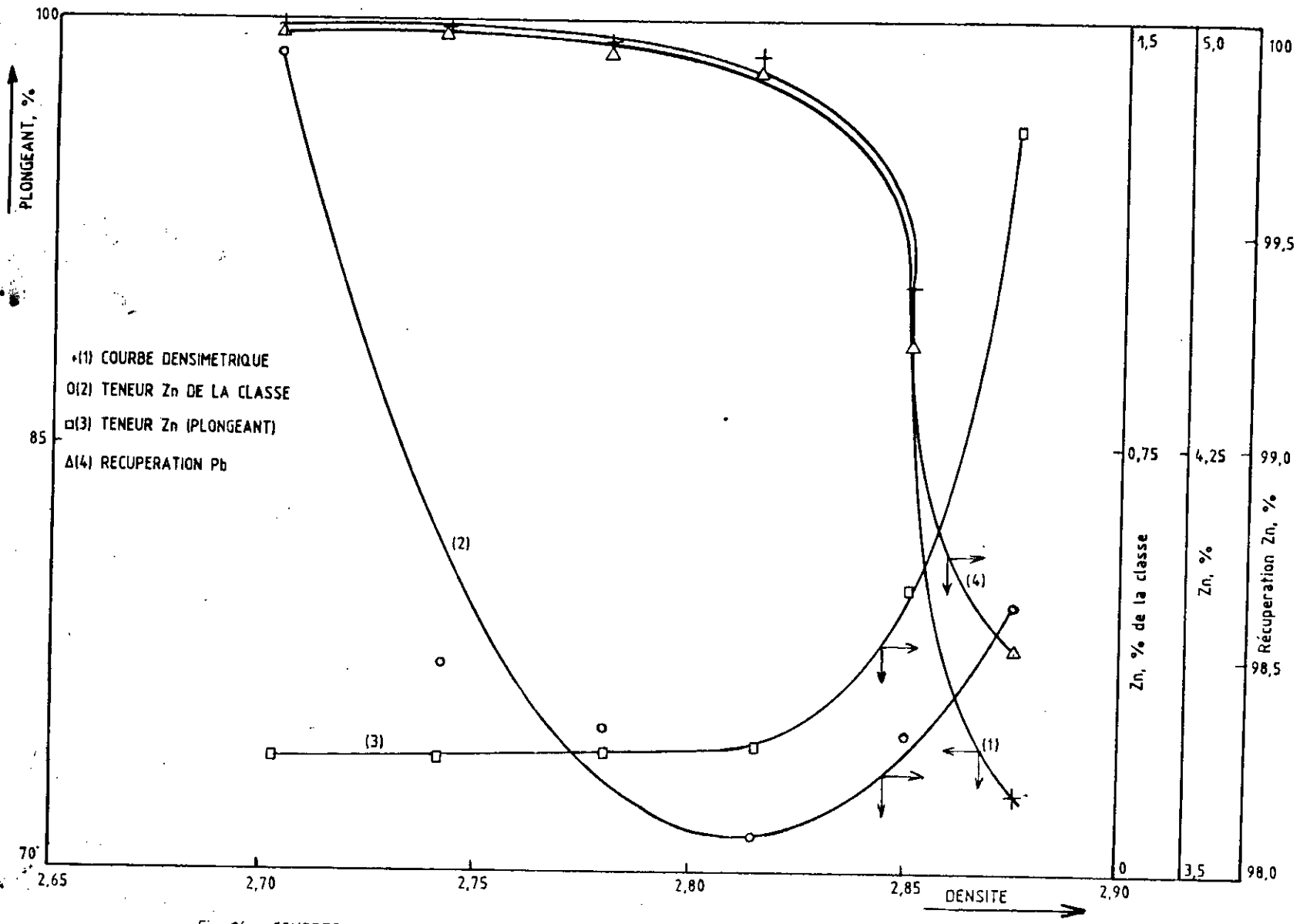


Fig. 24 - COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE, RECUPERATION-DENSITE DU MINERAL BRUT RECONSTITUE (COMPOSITE C) (Zn)

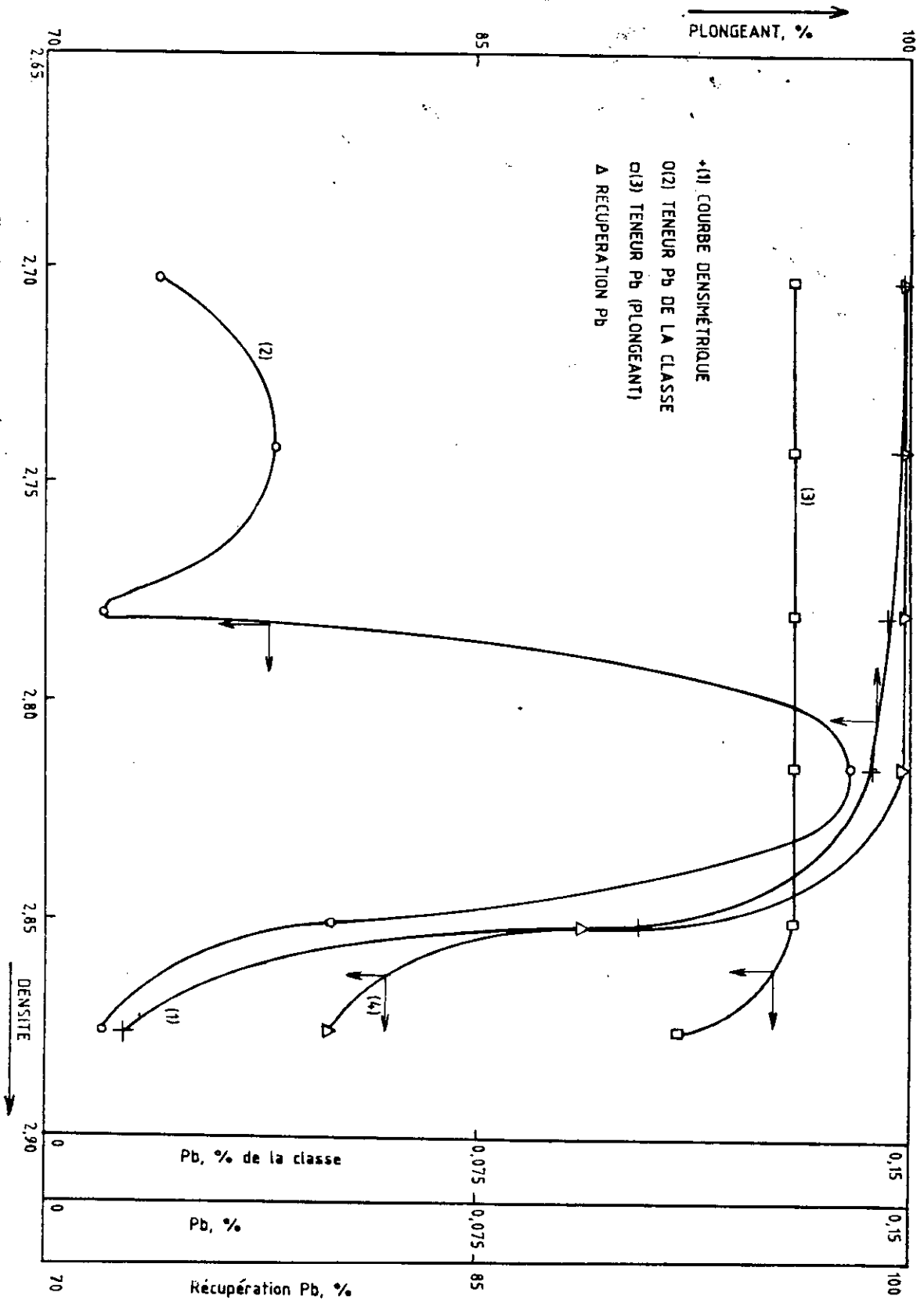
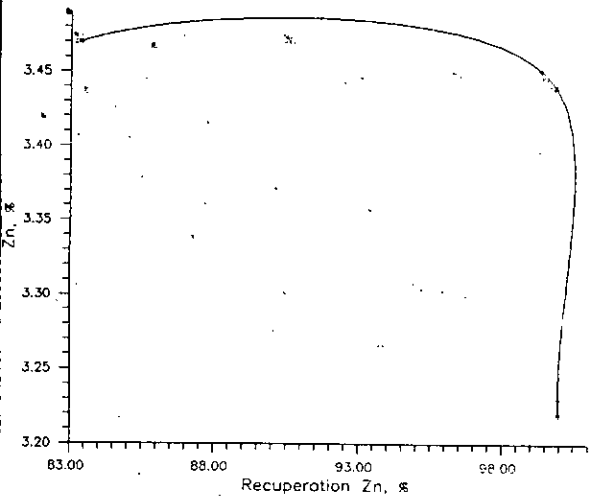
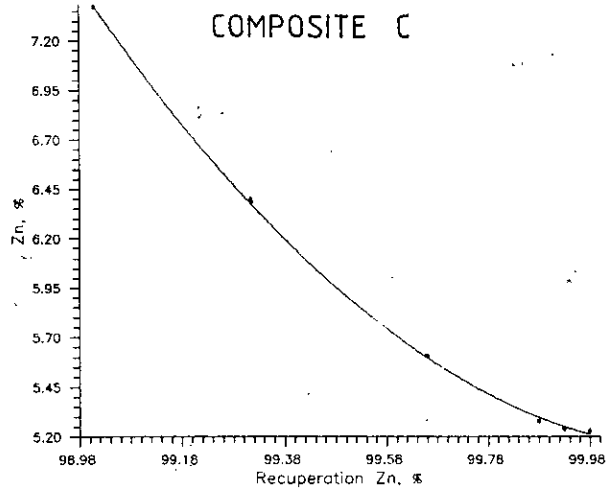


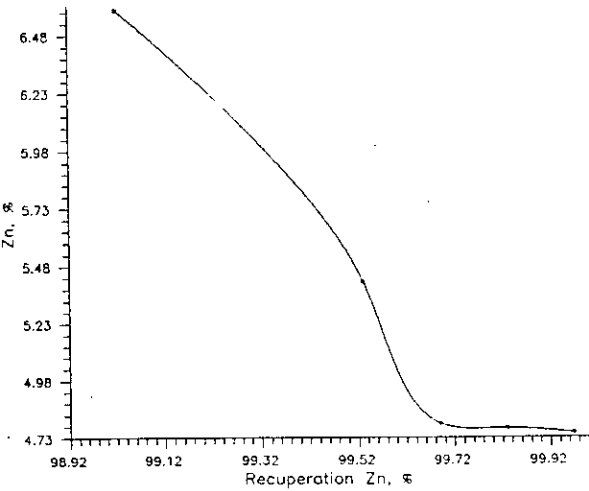
Fig. 25 - COURBES DENSIMÉTRIQUE ET TENEUR-DENSITE, RECUPERATION-DENSITE DU MINERAL BRUT RECONSTITUE (COMPOSITE C) (Pb)



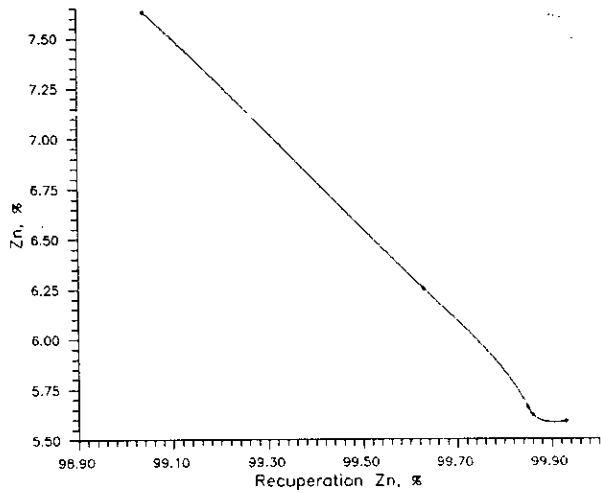
Courbe recuperation-teneur en Zinc de la fraction -10+5 mm C1



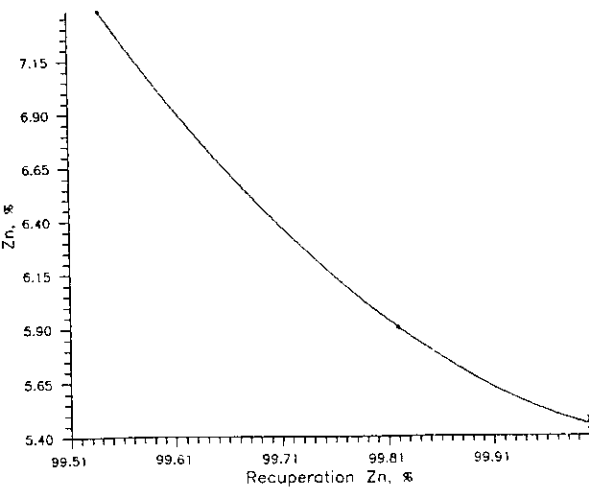
Courbe recuperation-teneur en Zinc de la fraction -2+1 mm C4



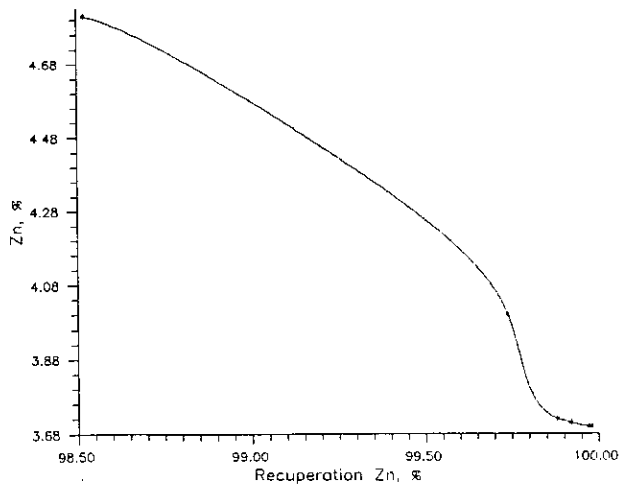
Courbe recuperation-teneur en Zinc de la fraction -5+3.15 mm C2



Courbe recuperation-teneur en Zinc de la fraction -1+0.315 mm C5



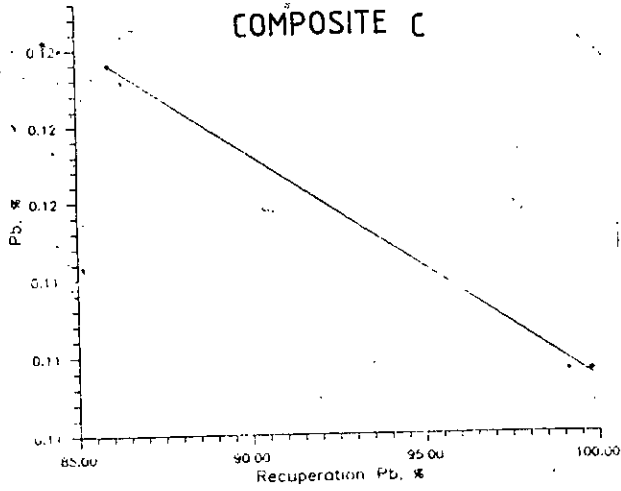
Courbe recuperation-teneur en Zinc de la fraction -3.15+2 mm C3



Courbe recuperation-teneur en Zinc du minerai brut reconstitue -10+0.315 mm C6

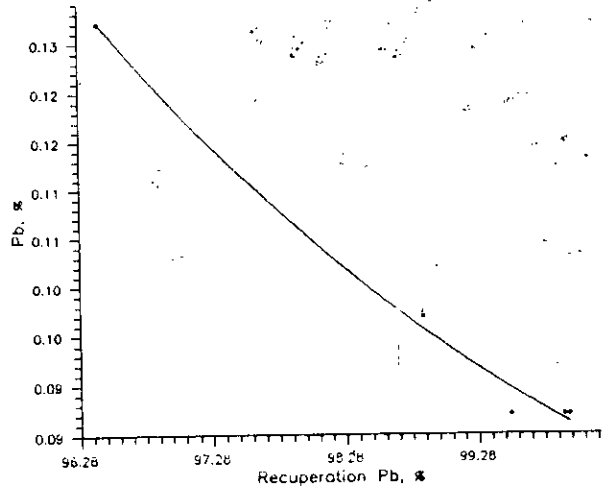


COMPOSITE C



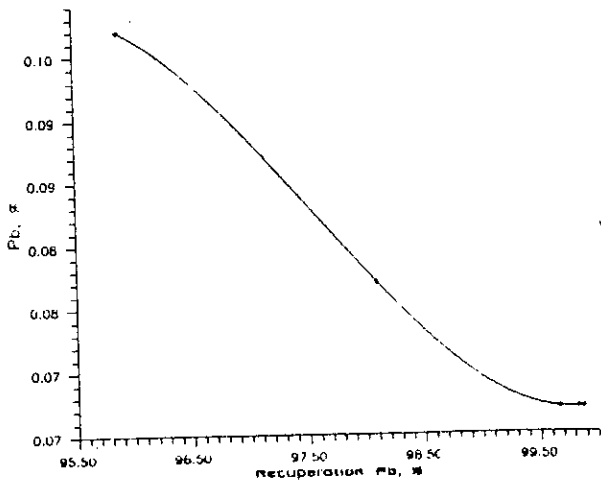
Courbe recuperation-teneur en Plomb de la fraction -10+5 mm

C7



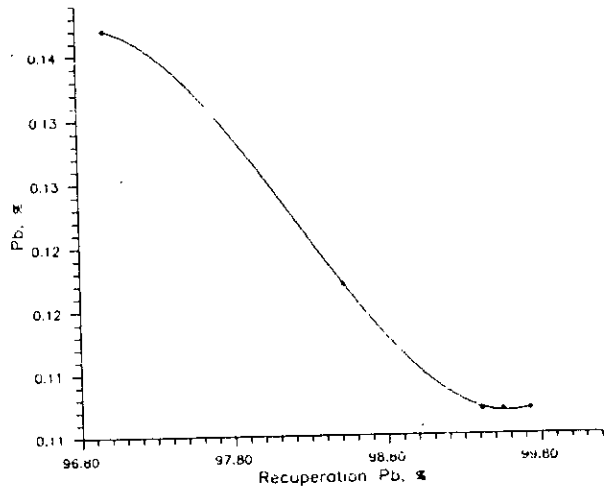
Courbe recuperation-teneur en Plomb de la fraction -2+1 mm

C10



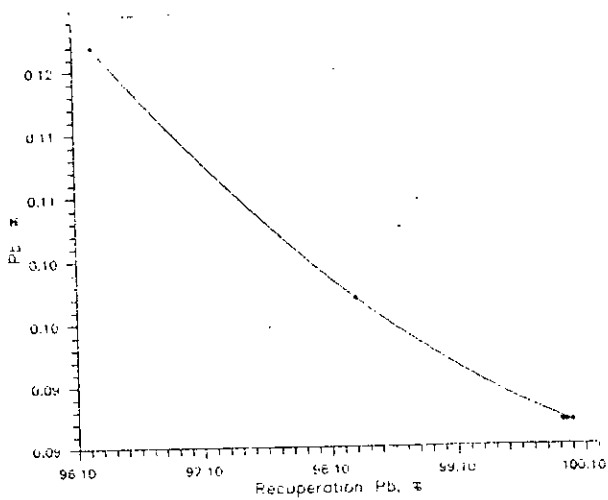
Courbe recuperation-teneur en Plomb de la fraction -5+3.15 mm

C8



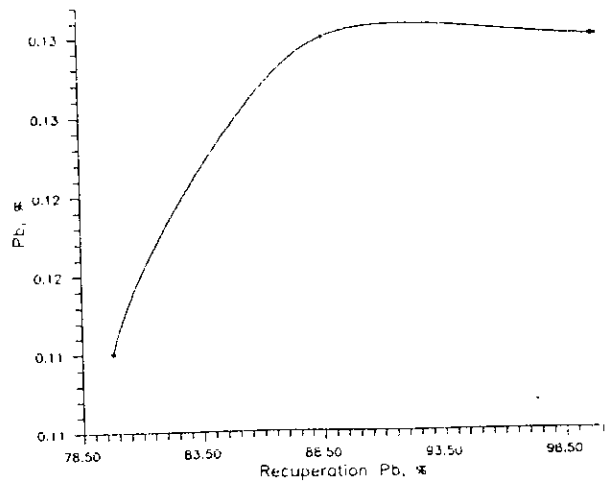
Courbe recuperation-teneur en Plomb de la fraction -1+0.315 mm

C11



Courbe recuperation-teneur en Plomb de la fraction -3.15+2 mm

C9



Courbe recuperation-teneur en Plomb du minerai brut reconstitue -10+0.315 mm

C12

## Composite D

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la clas- (%)	sur T.V. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	
									Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)		Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)
-2.732	2.732	0.70	0.44	0.12	0.04	0.01	0.02	0.70	0.12	0.04	0.01	0.02	-	-	-	-	-
+2.732-2.771	2.752	0.27	0.17	0.44	0.04	0.02	0.01	0.97	0.21	0.04	0.03	0.03	99.30	7.85	1.11	99.99	99.99
+2.771-2.804	2.788	1.66	1.04	0.45	0.03	0.09	0.04	2.63	0.36	0.03	0.12	0.06	99.03	7.87	1.11	99.97	99.98
+2.804-2.816	2.810	2.00	1.25	0.65	0.02	0.17	0.03	4.63	0.49	0.03	0.29	0.09	97.37	8.00	1.13	99.88	99.94
+2.816-2.857	2.837	9.45	5.91	0.28	0.05	0.34	0.42	14.08	0.35	0.04	0.63	0.51	95.37	8.15	1.15	99.71	99.91
+2.857-2.883	2.870	12.03	7.53	0.90	0.03	1.39	0.32	26.11	0.60	0.04	2.02	0.83	85.92	9.02	1.27	99.37	99.49
+2.883-2.886	2.884	1.24	0.78	1.15	0.10	0.18	0.11	27.35	0.63	0.04	2.20	0.94	73.89	10.34	1.48	97.98	99.17
+2.886	2.886	72.65	45.46	10.5	1.50	97.80	99.06	-	-	-	-	-	72.65	10.5	1.50	97.80	99.06
Reconstitué %	-	100.0	62.58	7.80	1.10	100.0	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	8.75	1.25	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

III.31

Tab. 20/1- Analyse densimétrique de la classe granulométrique

-10+5 mm

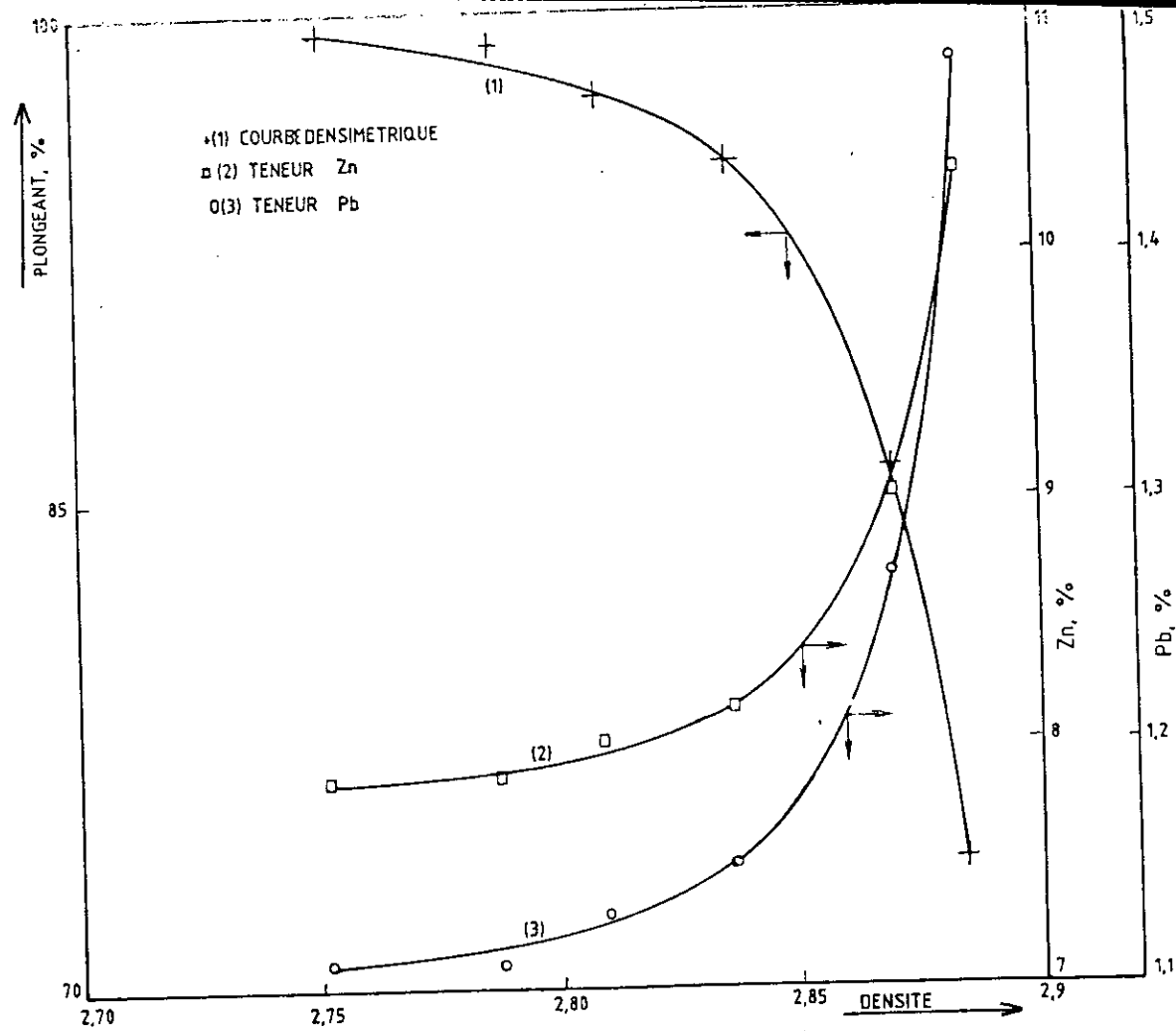


Fig. 26 - COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE DE LA CLASSE GRANULOMETRIQUE [-10 +5 mm) DU COMPOSITE D

## Composite D

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la clas- (%)	sur T.Y. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	
									Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)		Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)
-2.732	2.732	0.35	0.05	0.18	0.03	0.01	0.01	0.35	0.18	0.03	0.01	0.01	-	-	-	-	-
+2.732-2.771	2.752	0.80	0.11	0.11	0.04	0.01	0.02	1.15	0.13	0.77	0.02	0.02	99.65	8.38	1.54	99.99	100.0
+2.771-2.804	2.788	1.16	0.16	0.15	0.03	0.02	0.02	2.31	0.14	0.40	0.04	0.04	98.85	8.45	1.55	99.98	99.98
+2.804-2.816	2.810	1.72	0.24	0.06	0.02	0.01	0.02	4.03	0.11	0.24	0.05	0.06	97.69	8.55	1.57	99.96	99.96
+2.816-2.857	2.837	12.61	1.75	0.11	0.02	0.17	0.16	16.64	0.11	0.07	0.22	0.22	95.97	8.70	1.59	99.95	99.94
+2.857-2.883	2.870	13.40	1.86	0.17	0.02	0.27	0.17	30.04	0.14	0.05	0.49	0.39	83.36	10.0	1.83	99.78	99.78
+2.883-2.886	2.884	0.69	0.09	0.08	0.03	0.01	0.01	30.73	0.13	0.05	0.50	0.40	69.96	11.88	2.18	99.51	99.61
+2.886	2.886	69.27	9.60	12.0	2.20	99.50	99.60	-	-	-	-	-	69.27	12.0	2.20	99.50	99.60
Reconstitué %	-	100.0	13.86	8.35	1.53	100.0	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	9.00	1.85	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

III.33

Tab. 20/2- Analyse densimétrique de la classe granulométrique  
-5+3.15 mm

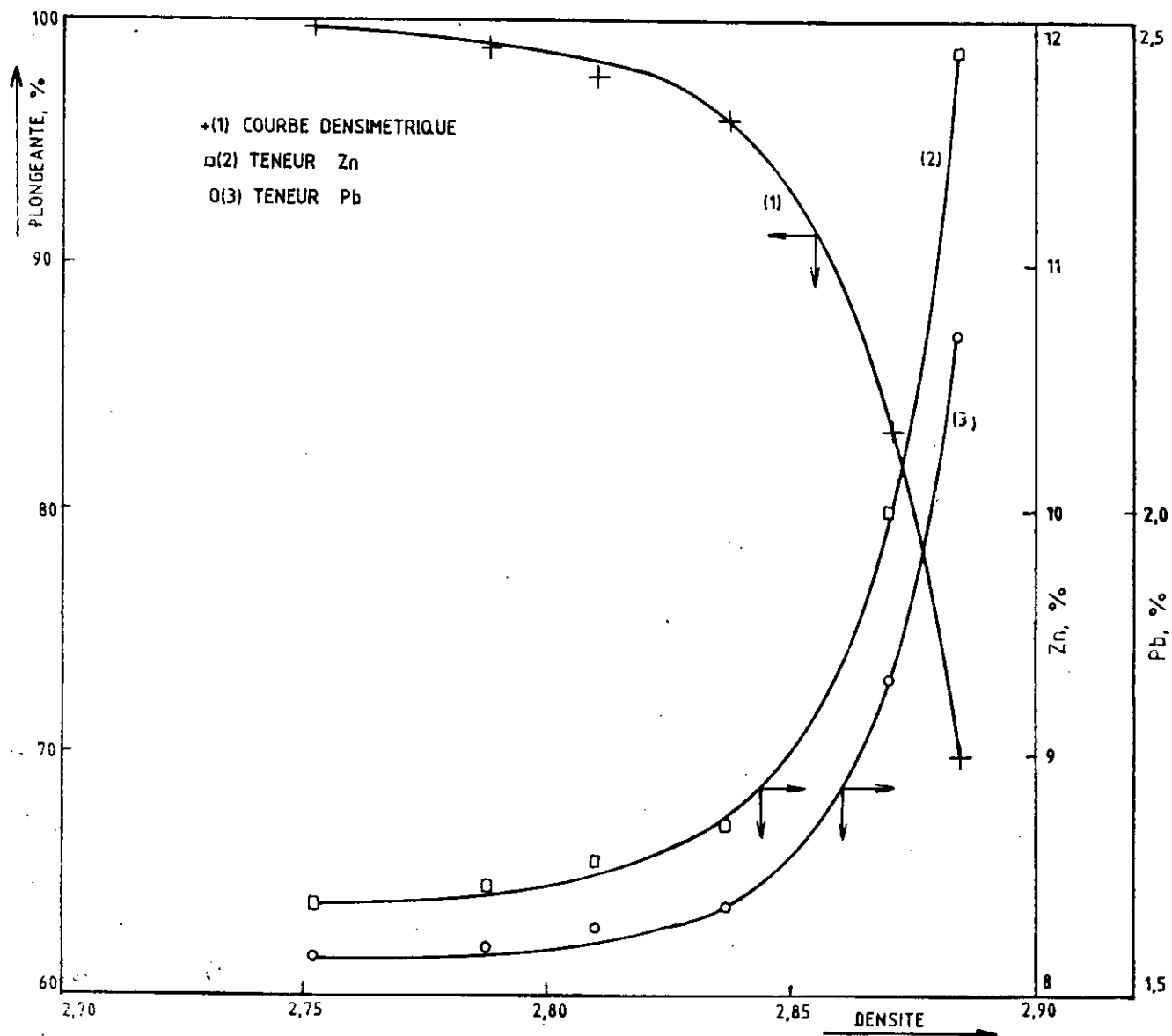


Fig. 27 - COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE DE LA CLASSE GRANULOMETRIQUE [-5+3,15mm] DU COMPOSITE D

## Composite D

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la classe (%)	sur T.V. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	
									Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)		Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)
-2.732	2.732	0.94	0.06	0.41	0.05	0.04	0.03	0.94	0.41	0.05	0.04	0.03	-	-	-	-	-
+2.732-2.771	2.752	0.97	0.07	0.19	0.04	0.02	0.03	1.91	0.30	0.04	0.06	0.06	99.06	9.01	1.44	99.96	99.97
+2.771-2.804	2.788	0.56	0.04	0.16	0.03	0.01	0.01	2.47	0.27	0.04	0.07	0.07	98.09	9.10	1.46	99.94	99.94
+2.804-2.816	2.810	2.57	0.17	0.08	0.03	0.02	0.06	5.04	0.17	0.04	0.09	0.13	97.53	9.15	1.47	99.93	99.93
+2.816-2.857	2.837	12.64	0.86	0.09	0.03	0.13	0.27	17.68	0.12	0.03	0.22	0.40	94.96	9.40	1.51	99.91	99.87
+2.857-2.883	2.870	10.11	0.68	0.11	0.02	0.12	0.14	27.79	0.11	0.03	0.34	0.54	82.32	10.83	1.73	99.78	99.60
+2.883-2.886	2.884	1.02	0.07	0.21	0.03	0.02	0.02	28.81	0.12	0.03	0.36	0.56	72.21	12.33	1.97	99.66	99.46
+2.886	2.886	71.19	4.82	12.5	2.00	99.64	99.44	-	-	-	-	-	71.19	12.5	2.00	99.64	99.44
Reconstitué, %	-	100.0	6.77	8.93	1.43	100.0	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	8.50	1.40	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

## III.35

Tab. 20/3- Analyse densimétrique de la classe granulométrique

-3.15+2 mm

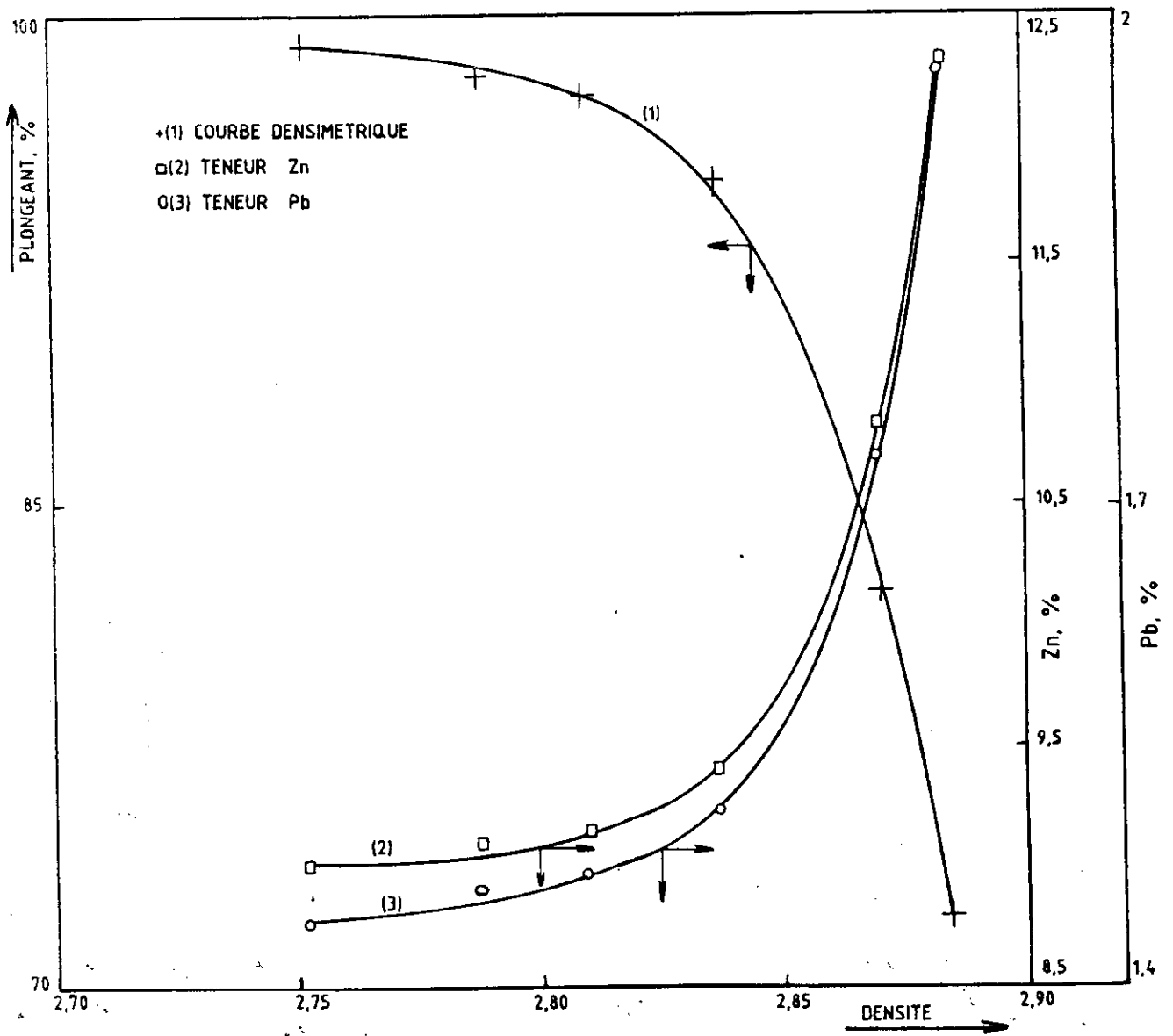


Fig. 2.8 - COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE DE LA  
 [LASSE GRANULOMETRIQUE (-3,15 + 2 mm)] DU COMPOSITE D

## Composite D

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la classe (%)	sur T.V. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	
									Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)		Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)
-2.732	2.732	1.36	0.07	0.30	0.04	0.04	0.03	1.36	0.30	0.04	0.04	0.03	-	-	-	-	-
+2.732-2.771	2.752	1.23	0.07	0.36	0.03	0.05	0.02	2.59	0.17	0.04	0.09	0.05	98.64	9.03	1.64	99.96	99.97
+2.771-2.804	2.788	0.62	0.03	0.34	0.03	0.02	0.01	3.21	0.20	0.03	0.11	0.06	97.41	9.14	1.66	99.91	99.95
+2.804-2.816	2.810	1.60	0.08	0.10	0.03	0.02	0.02	4.81	0.17	0.03	0.13	0.08	96.79	9.20	1.67	99.89	99.94
+2.816-2.857	2.837	9.54	0.50	0.10	0.02	0.10	0.12	14.35	0.12	0.02	0.23	0.20	95.19	9.35	1.70	99.87	99.92
+2.857-2.883	2.870	9.46	0.49	0.17	0.03	0.18	0.17	23.81	0.14	0.03	0.41	0.37	85.65	10.38	1.89	99.77	99.80
+2.883-2.886	2.884	2.27	0.12	0.16	0.03	0.04	0.04	26.08	0.14	0.03	0.45	0.41	76.19	11.65	2.12	99.59	99.63
+2.886	2.886	73.92	3.85	12.0	2.18	99.55	99.59	-	-	-	-	-	73.92	12.0	2.18	99.55	99.59
Reconstitué %	-	100.0	5.21	8.91	1.62	100.0	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	8.75	1.75	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

III.37

Tab. 20/4- Analyse densimétrique de la classe granulométrique

-2+1 mm



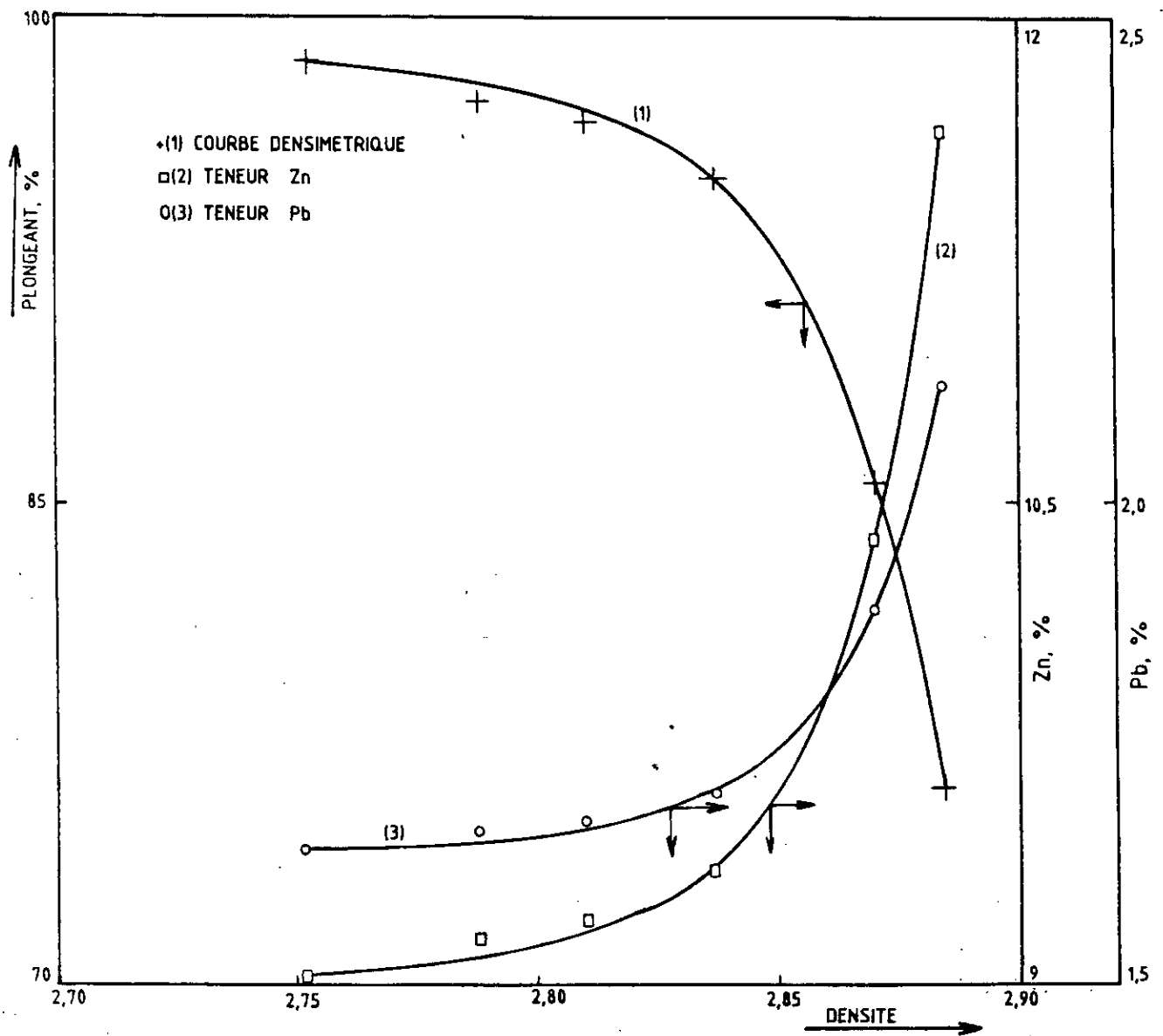


Fig. 29 -COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE DE LA CLASSE GRANULOMETRIQUE [-2+1mm] DU COMPOSITE D

## Composite D

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la classe (%)	sur T.V. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	
									Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)		Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)
-2.732	2.732	1.52	0.08	0.32	0.05	0.05	0.04	1.52	0.32	0.05	0.05	0.04	-	-	-	-	-
+2.732-2.771	2.752	1.63	0.08	0.28	0.04	0.04	0.03	3.15	0.30	0.04	0.09	0.07	98.48	10.14	1.70	99.95	99.96
+2.771-2.804	2.788	0.48	0.03	0.31	0.05	0.01	0.01	3.63	0.30	0.05	0.10	0.08	96.85	10.31	1.73	99.91	99.93
+2.804-2.816	2.810	2.41	0.12	0.16	0.03	0.04	0.04	6.04	0.24	0.04	0.14	0.12	96.37	10.36	1.74	99.90	99.92
+2.816-2.857	2.837	8.95	0.46	0.13	0.02	0.11	0.10	14.99	0.18	0.03	0.25	0.22	93.96	10.62	1.78	99.86	99.88
+2.857-2.883	2.870	6.37	0.33	0.15	0.02	0.09	0.08	21.36	0.17	0.03	0.34	0.30	85.01	11.72	1.97	99.75	99.78
+2.883-2.886	2.884	2.07	0.11	0.13	0.03	0.02	0.04	23.43	0.17	0.03	0.36	0.34	78.64	12.66	2.12	99.66	99.70
+2.886	2.886	76.57	3.94	13.0	2.18	99.64	99.66	-	-	-	-	-	76.57	13.0	2.18	99.64	99.66
Reconstitué %	-	100.0	5.15	9.99	1.675	100.0	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	9.50	1.630	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

TII.39

Tab. 20/5- Analyse densimétrique de la classe granulométrique  
-1+0.315 mm

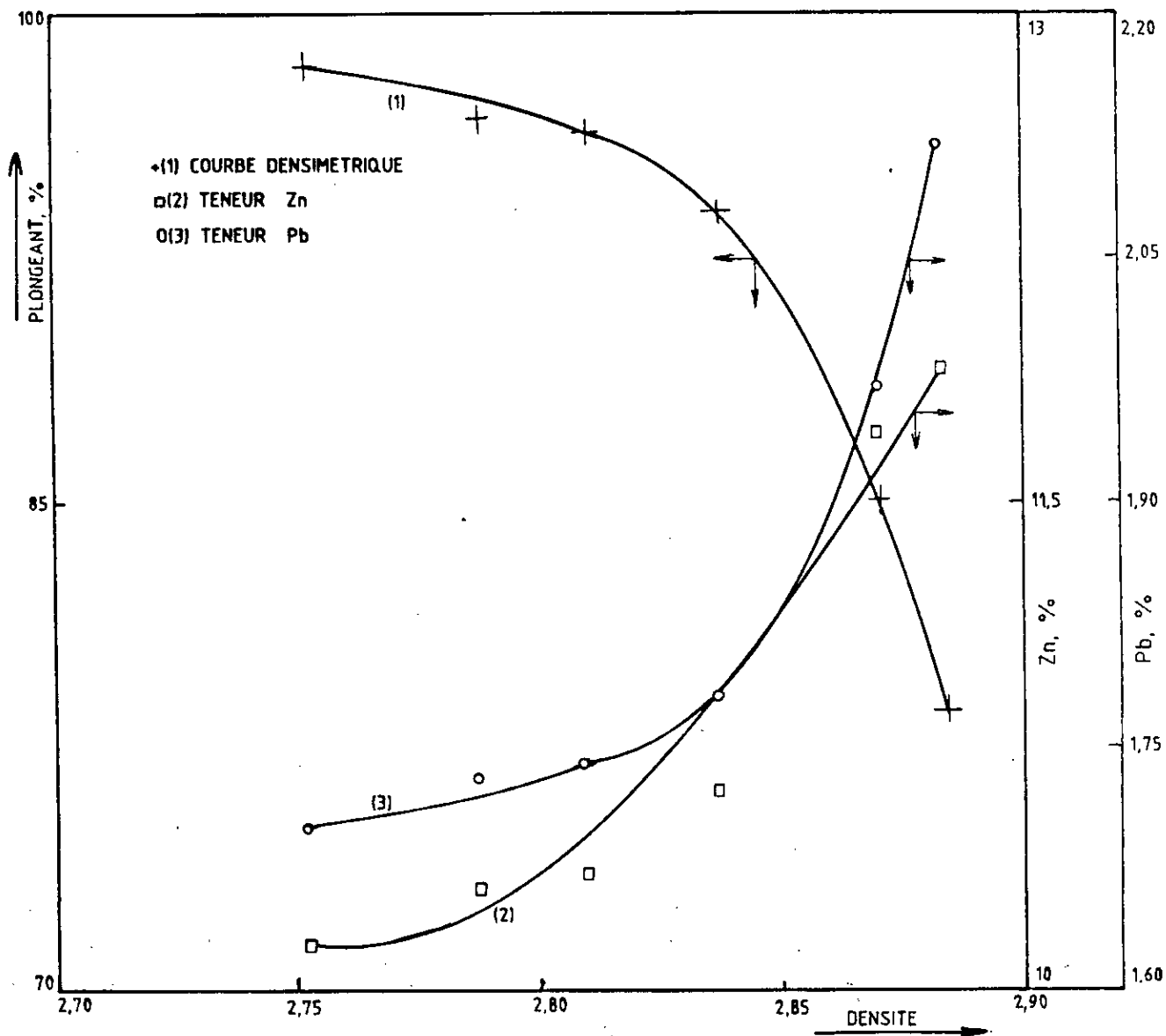


Fig. 30 - COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE DE LA  
 (CLASSE GRANULOMETRIQUE  $-1 \pm 0,315$  mm) DU COMPOSITE D

## Composite D

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur		Récupération		Produit Flottant				Produit Plongeant					
		de la classe (%)	sur T.V. (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)	Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.		Poids cumulé (%)	Teneur		Récupér.	
									Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)		Zn, (%)	Pb, (%)	Zn, (%)	Pb, (%)
-2.732	2.732	0.97	0.91	0.14	0.03	0.02	0.03	0.97	0.03	0.02	0.02	0.03	-	-	-	-	-
+2.732-2.771	2.752	0.98	0.92	0.16	0.02	0.03	0.02	1.95	0.73	0.09	0.05	0.05	99.03	7.56	0.99	99.98	99.97
+2.771-2.804	2.788	0.89	0.83	0.12	0.05	0.02	0.04	2.84	0.75	0.11	0.07	0.09	98.05	7.62	1.00	99.95	99.95
+2.804-2.816	2.810	2.06	1.93	0.06	0.02	0.02	0.03	4.90	0.64	0.12	0.09	0.12	97.16	7.68	1.01	99.93	99.91
+2.816-2.857	2.837	10.64	9.95	0.20	0.04	0.29	0.43	15.54	0.67	0.13	0.38	0.55	95.10	7.84	1.03	99.91	99.88
+2.857-2.883	2.870	10.28	9.62	0.12	0.03	0.17	0.31	25.82	0.63	0.19	0.55	0.86	84.46	8.74	1.14	99.62	99.45
+2.883-2.886	2.884	1.46	1.37	0.69	0.01	0.15	0.01	27.28	0.69	0.20	0.70	0.87	74.18	9.85	1.28	99.45	99.14
+2.886	2.886	72.72	68.04	10.02	1.30	99.30	99.13	-	-	-	-	-	72.72	10.02	1.30	99.30	99.13
Reconstitué %	-	100.0	93.57	7.33	9.956	100.0	100.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Analysé, %	-	-	-	8.62	9.1379	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

## III.41

Tab. 20/6- Analyse densimétrique de la classe granulométrique  
-10+0.315 mm du minerai brut reconstitué

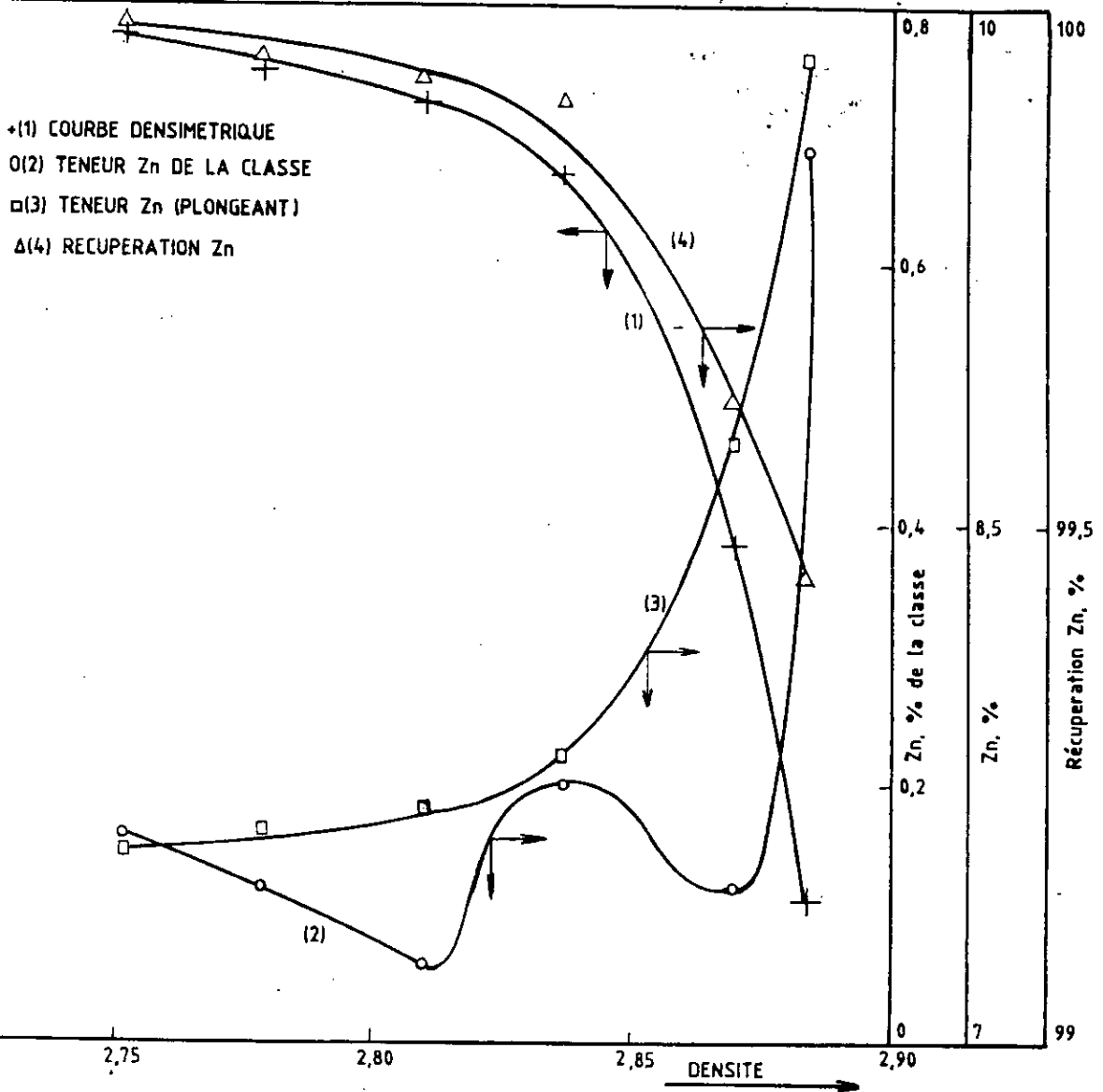


Fig.31 - COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE, RECUPERATION-DENSITE DU MINERAL BRUT RECONSTITUE (COMPOSITE D) [Zn]

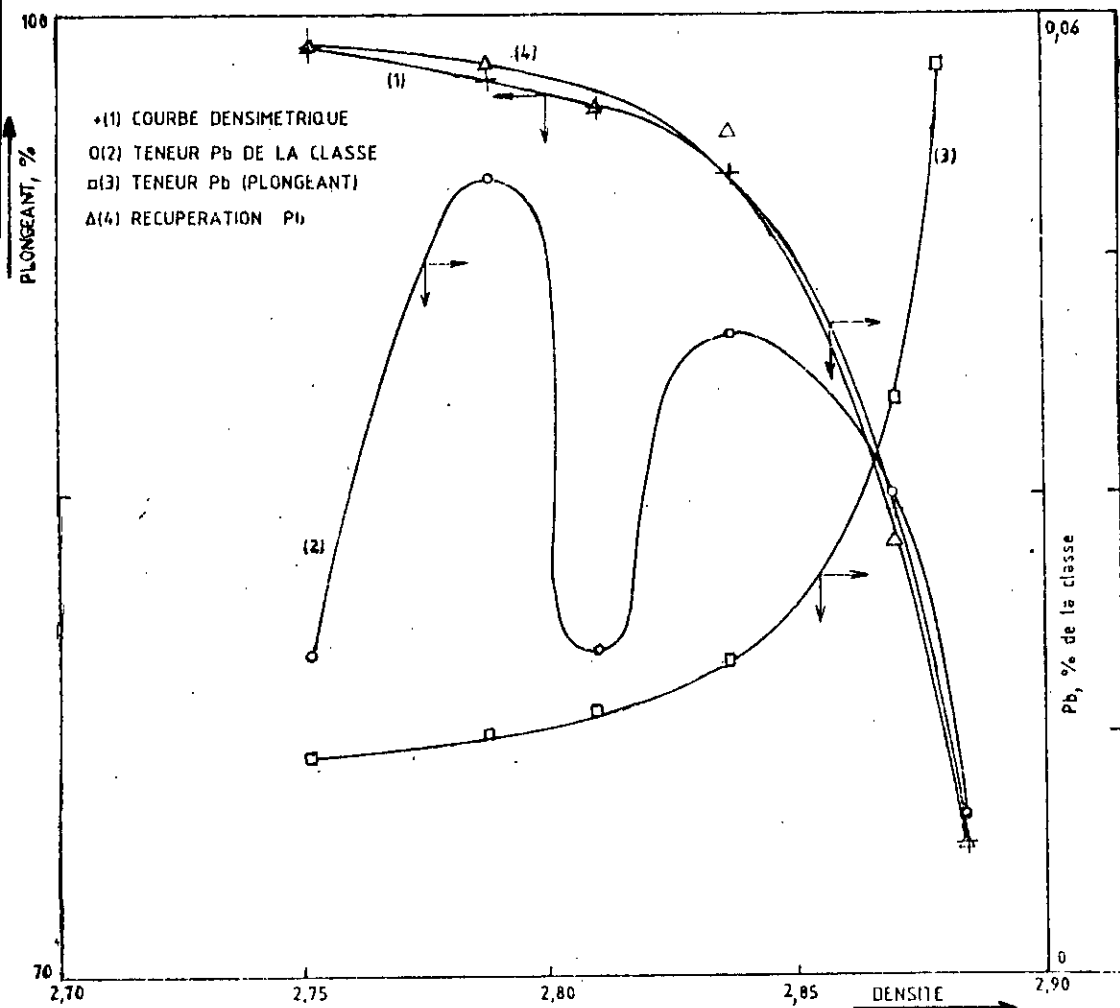
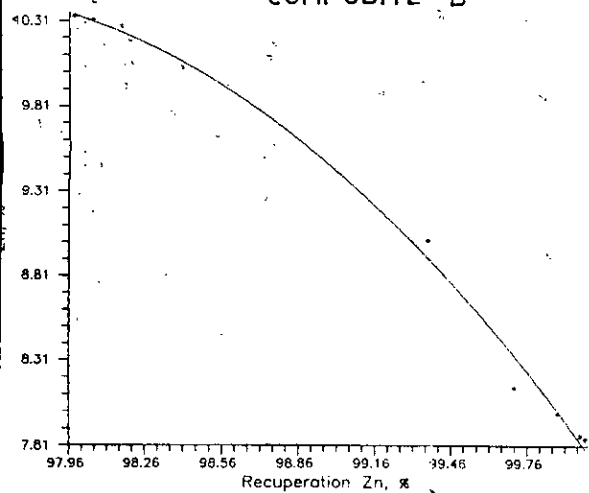
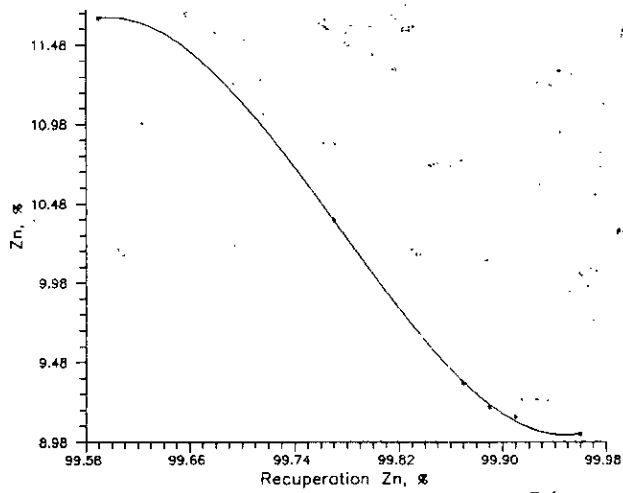


Fig. 32 - COURBES DENSIMETRIQUE ET TENEUR-DENSITE, RECUPERATION-DENSITE  
 DU MINERAL BRUT RECONSTITUE (COMPOSITE D) (Pb)

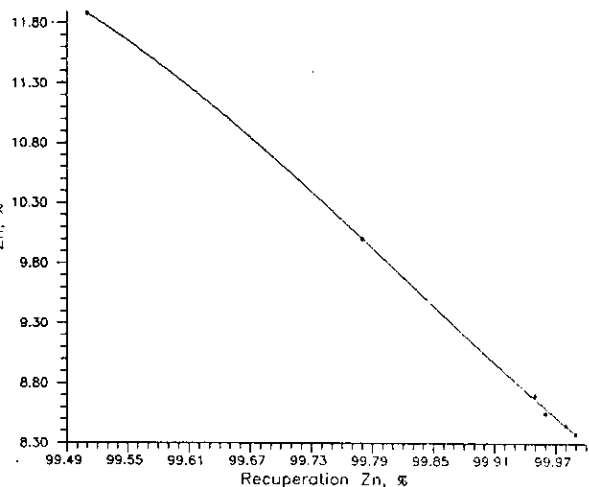
COMPOSITE D



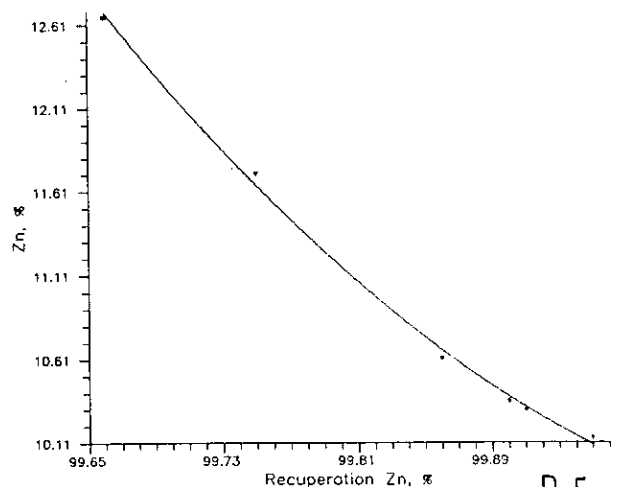
Courbe recupération-teneur en Zinc de la fraction -10+5 mm **D1**



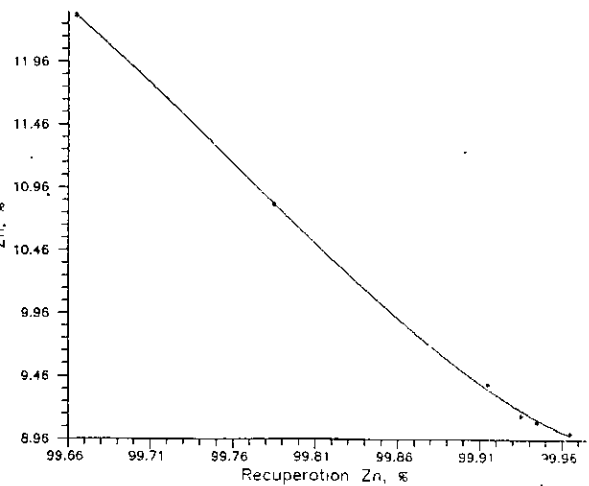
Courbe recupération-teneur en Zinc de la fraction -2+1 mm **D4**



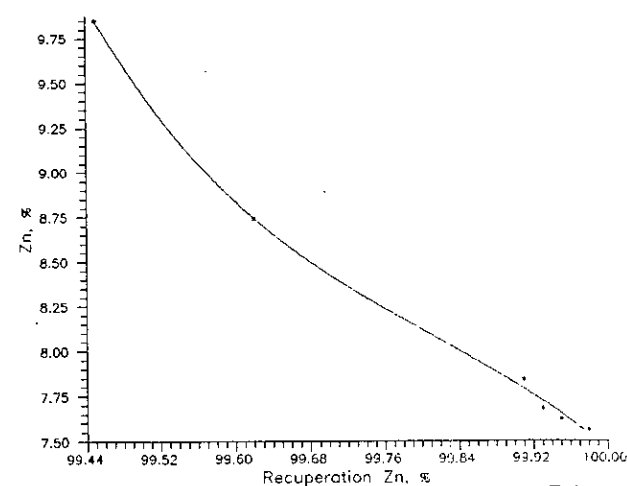
Courbe recupération-teneur en Zinc de la fraction -5+3.15 mm **D2**



Courbe recupération-teneur en Zinc de la fraction -1+0.315 mm **D5**

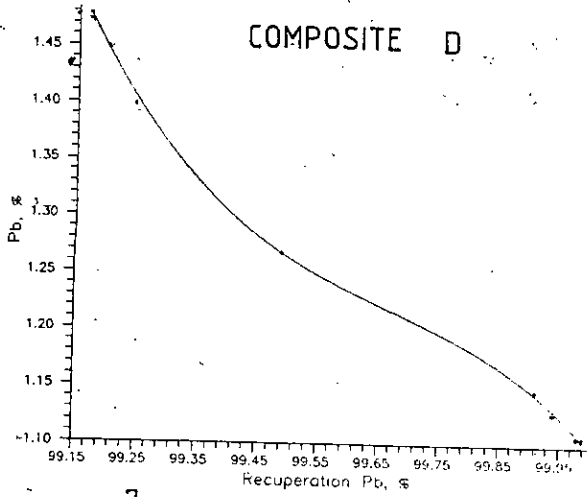


Courbe recupération-teneur en Zinc de la fraction -3.15+2 mm **D3**

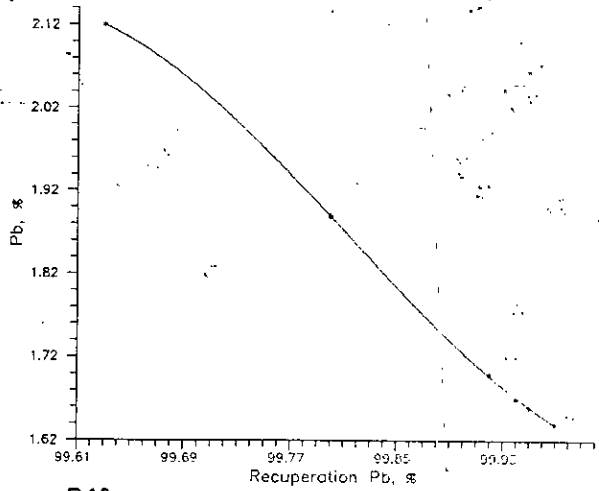


Courbe recupération-teneur en Zinc du mineral brut reconstitue -10+0.315 mm **D6**

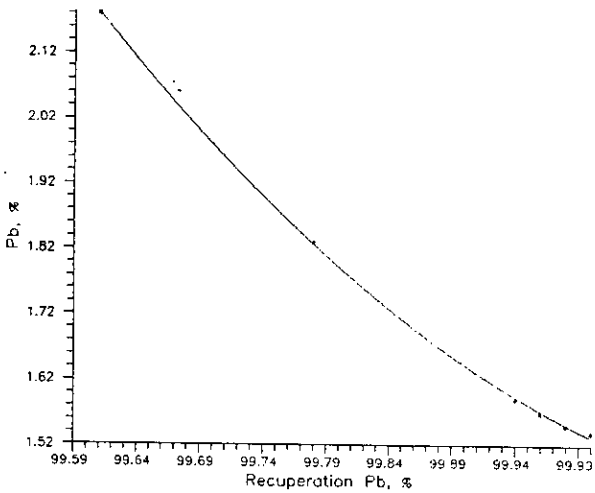
COMPOSITE D



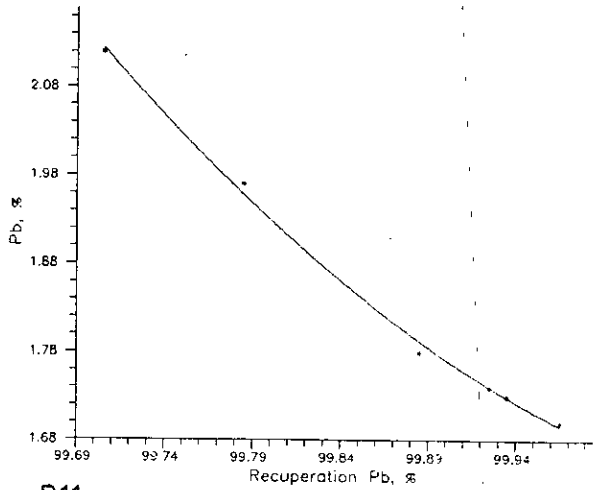
D7 Courbe recuperation-teneur en Plomb de la fraction -10+5 mm



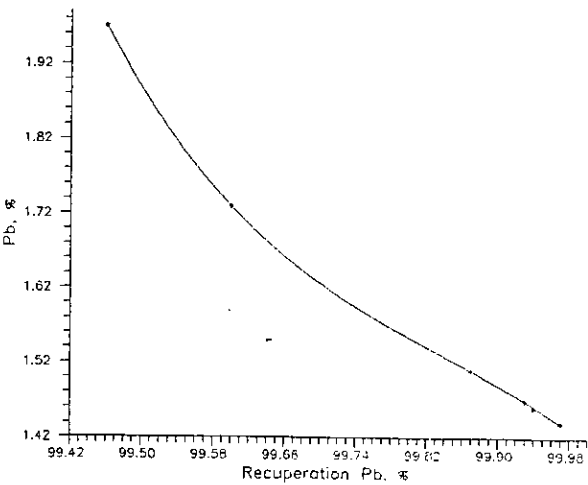
D10 Courbe recuperation-teneur en Plomb de la fraction -2+1 mm



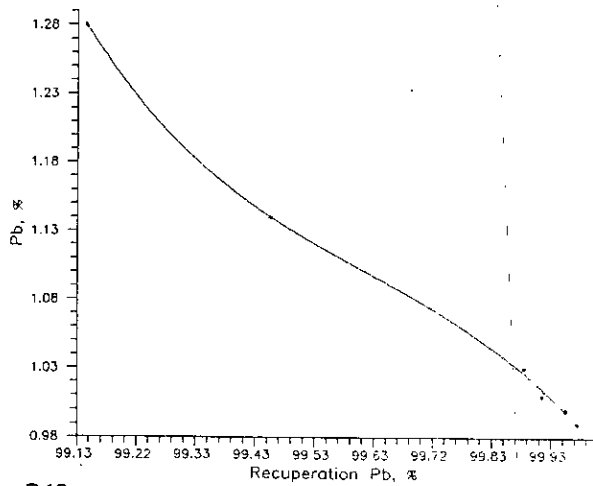
D8 Courbe recuperation-teneur en Plomb de la fraction -5+3.15 mm



D11 Courbe recuperation-teneur en Plomb de la fraction -1+0.315 mm



D9 Courbe recuperation-teneur en Plomb de la fraction -3.15+2 mm



D12 Courbe recuperation-teneur en Plomb du minerai brut reconstitue -10+0.315 mm



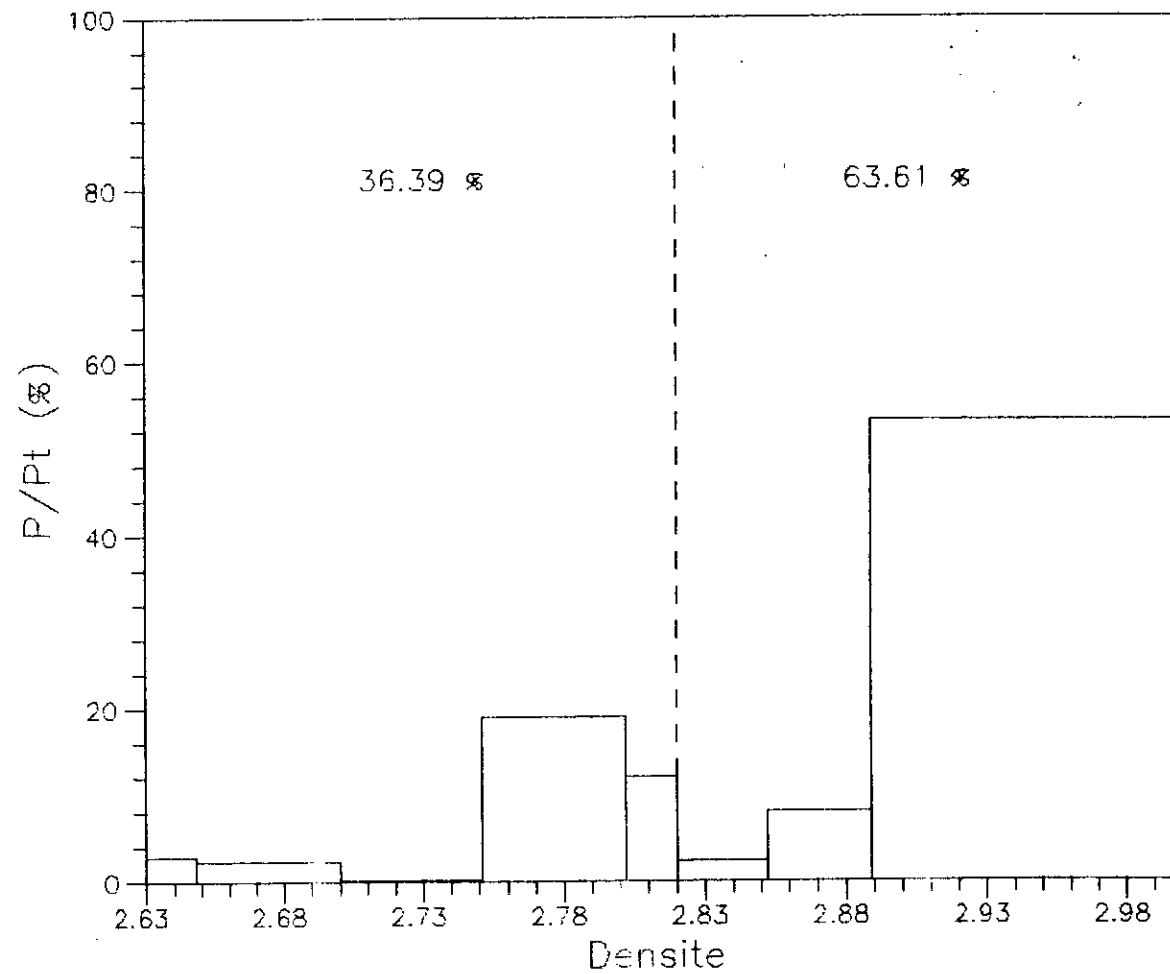


Fig.H4a: Analyse densimetrique du minerai brut reconstitue (composite B): rendements ponderaux. Variante 1.

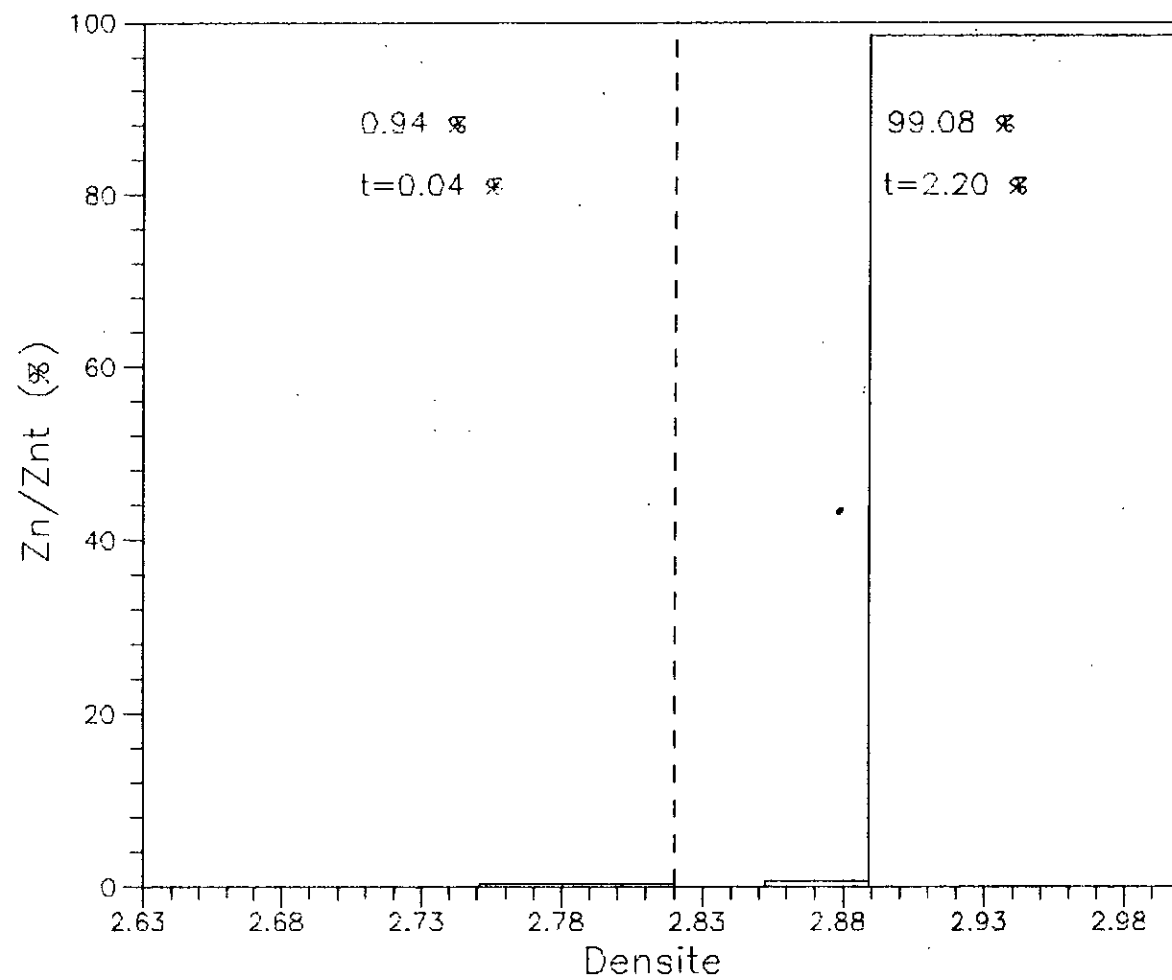


Fig.H4b: Analyse densimetrique (composite B):  
repartition du Zinc. Variante 1.

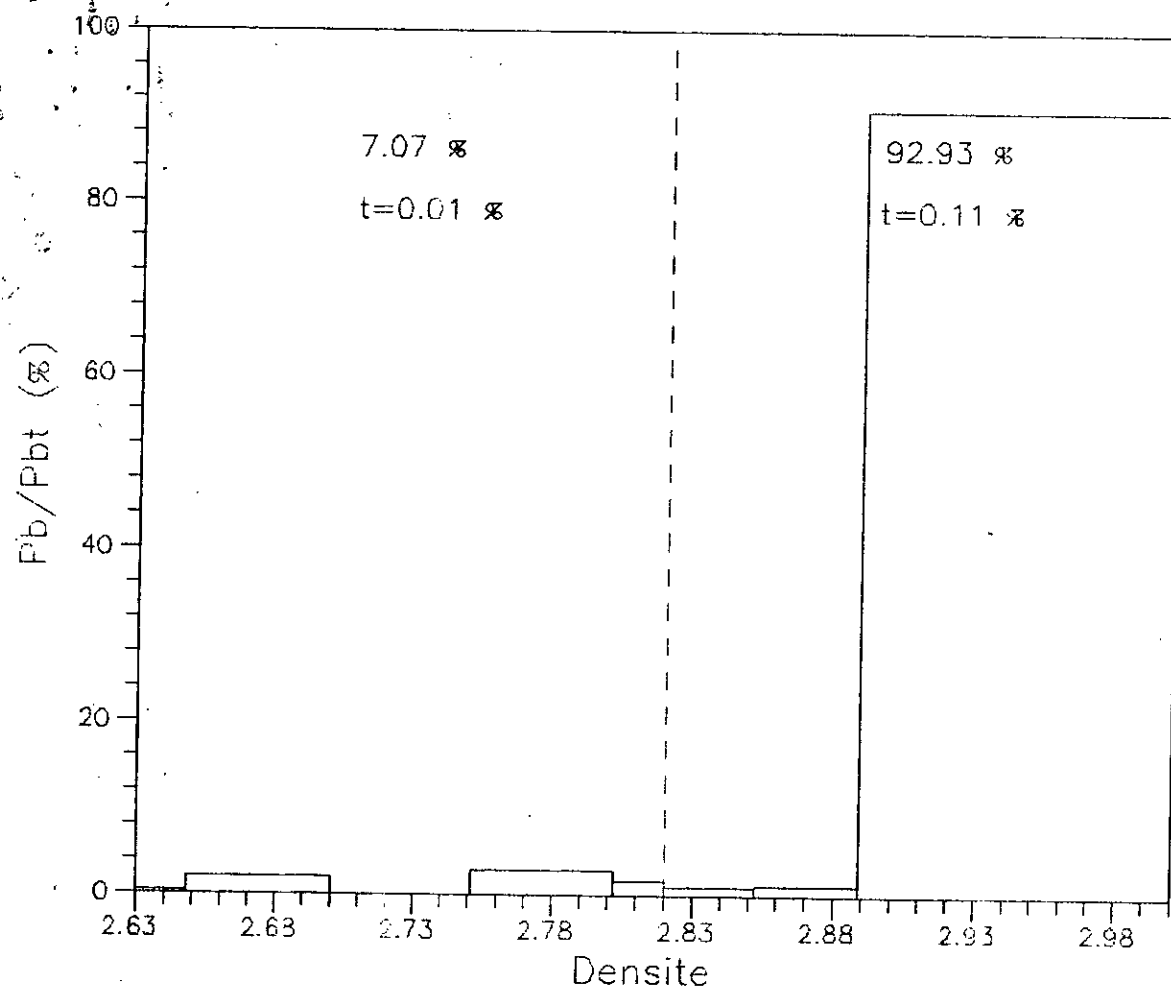


Fig.H4c: Analyse densimetrique (composite B):  
répartition du Plomb. Variante 1.

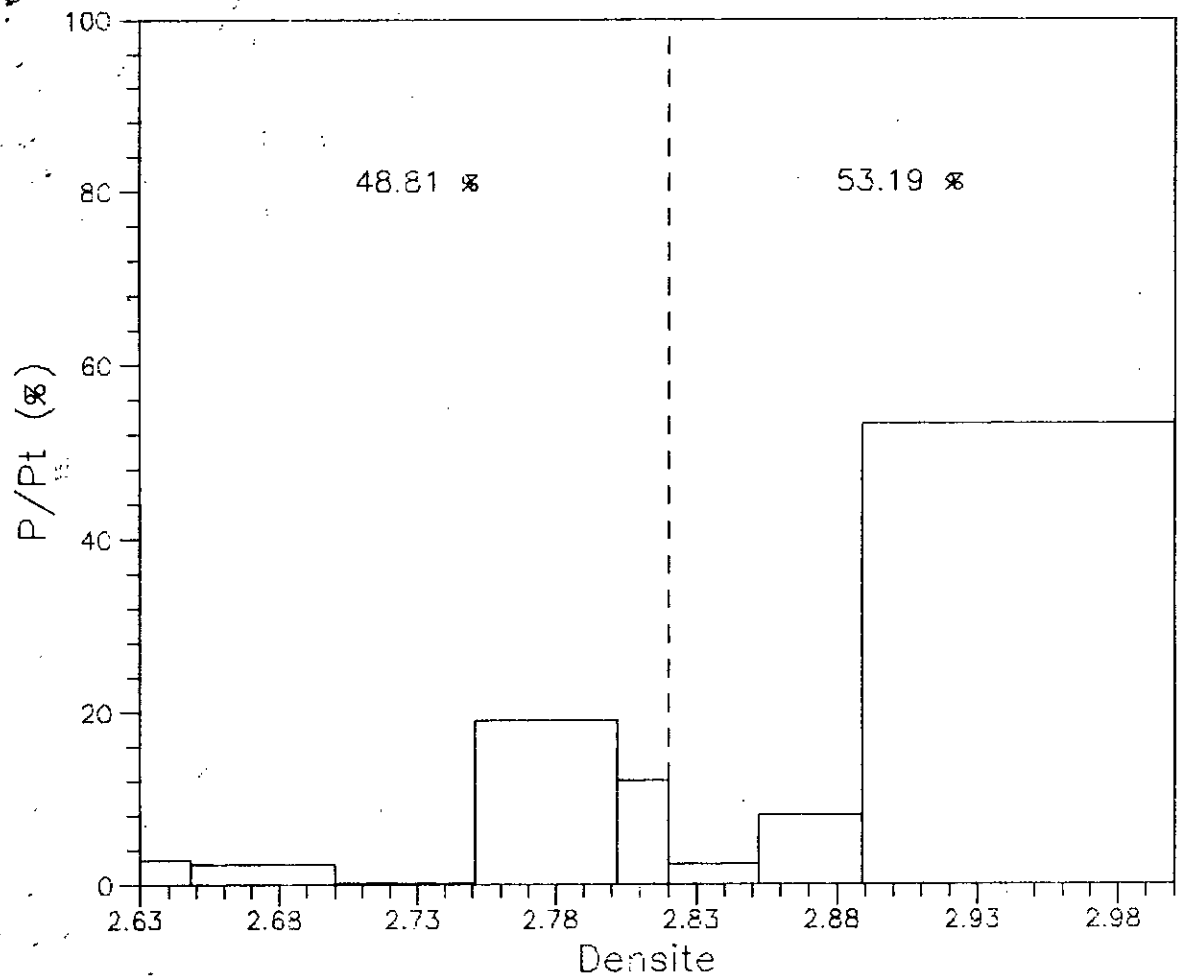


Fig.H4d: Analyse densimetrique du mineral brut reconstitue (composite B): rendements ponderaux. Variante 2.

67-111

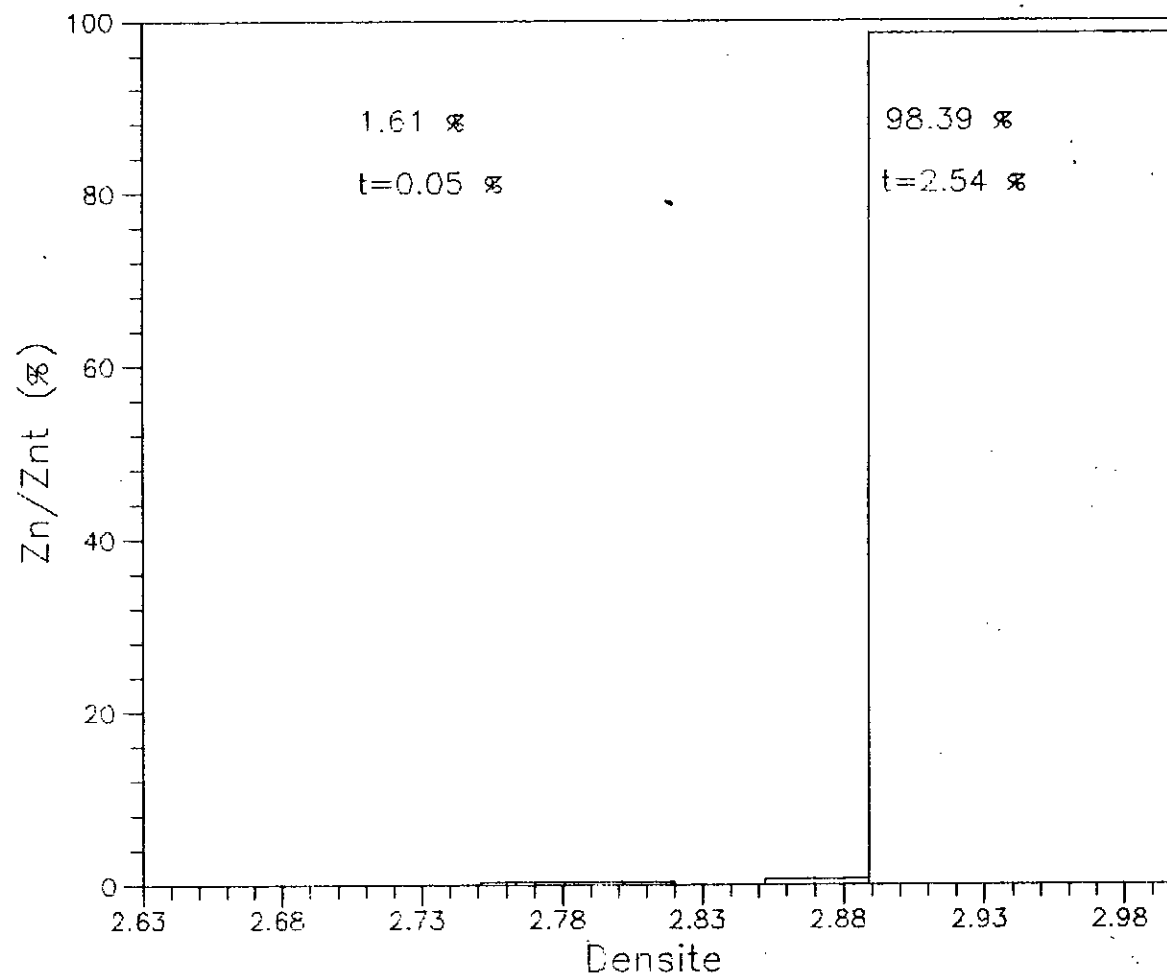


Fig.H4e: Analyse densimetrique (composite B):  
repartition du Zinc. Variante 2.

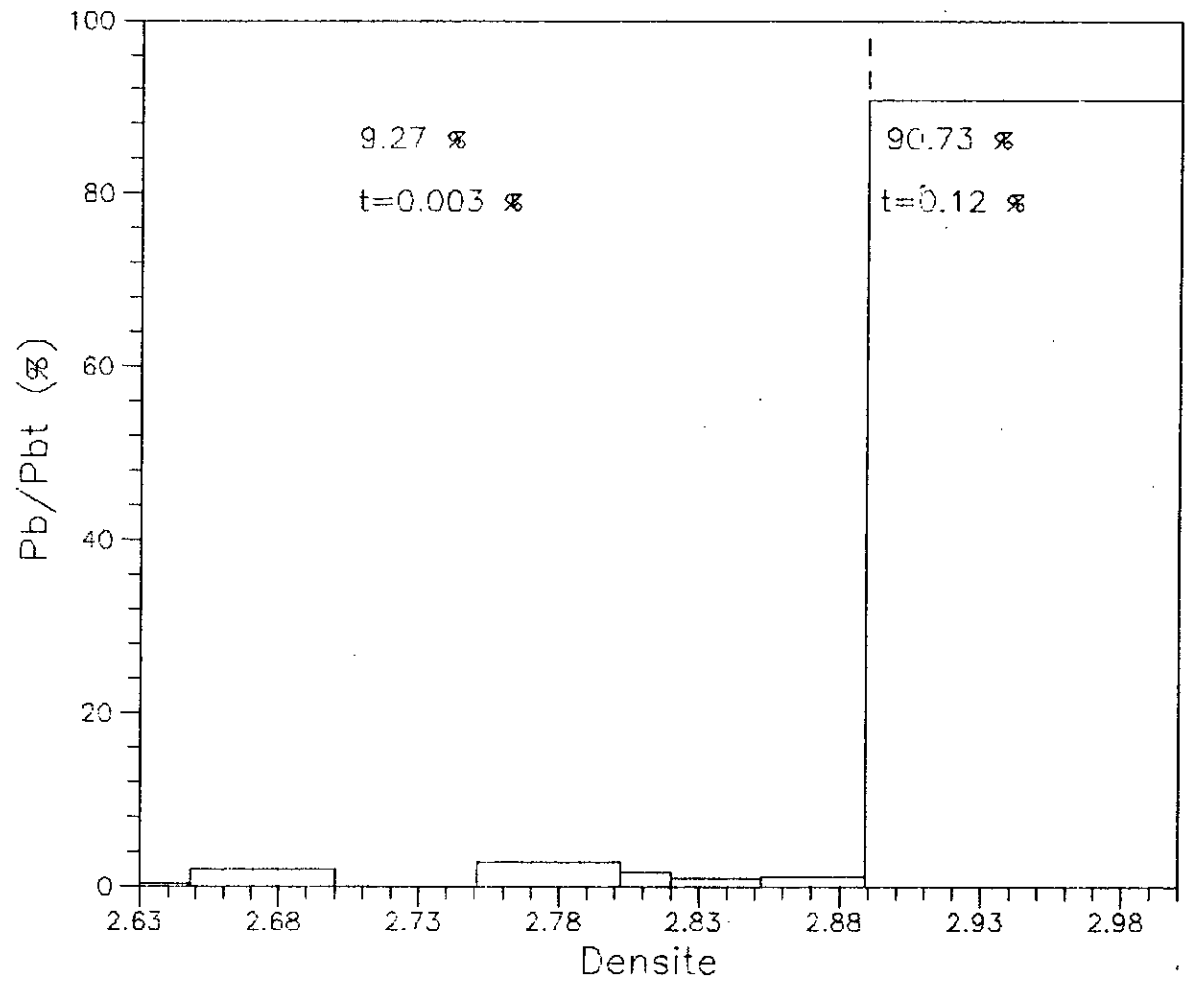


Fig.H4f: Analyse densimetrique (composite B):  
repartition du Plomb. Variante 2.

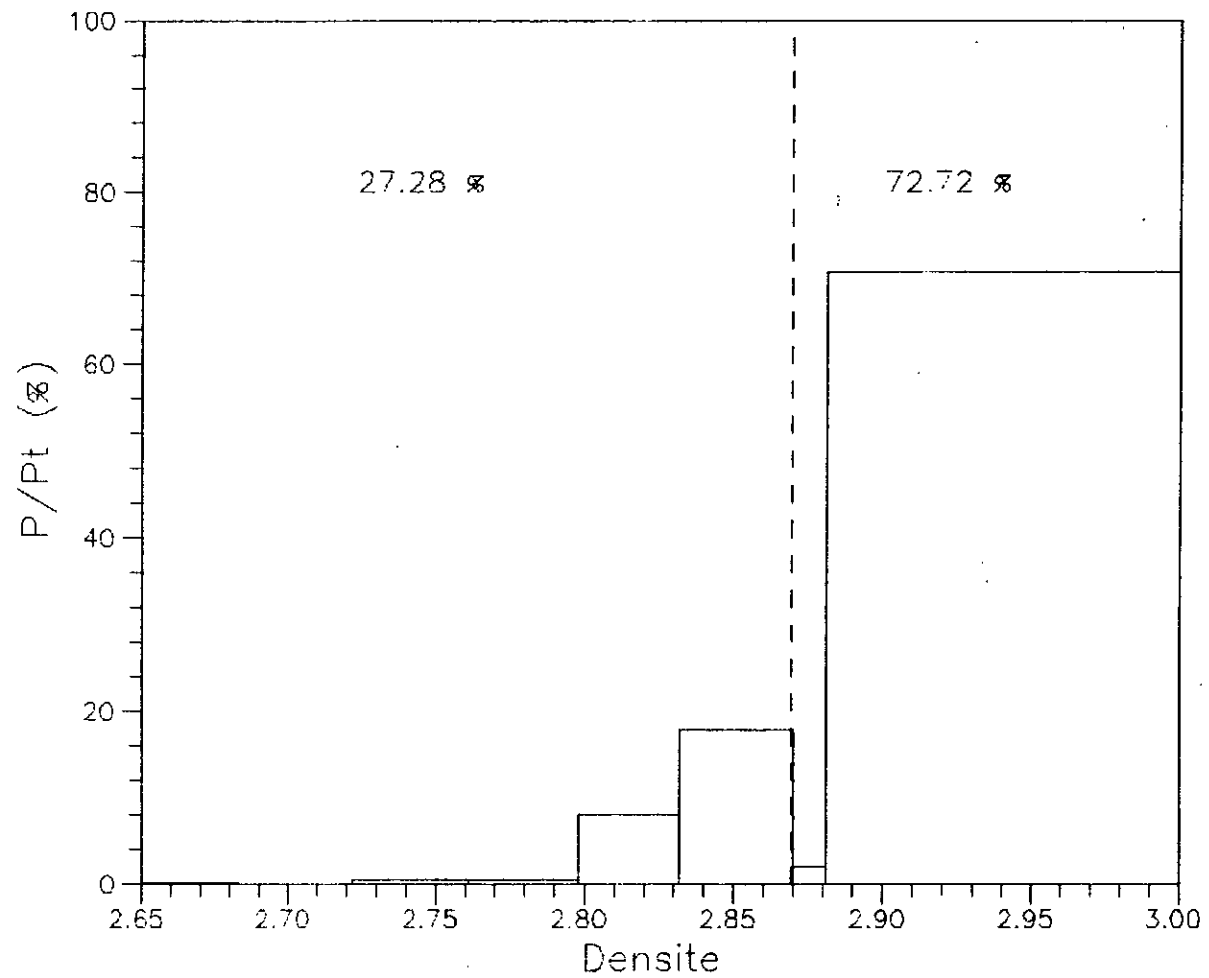


Fig.H5a: Analyse densimetrique du minerai brut reconstitue (composite C): rendements ponderaux. Variante 1.

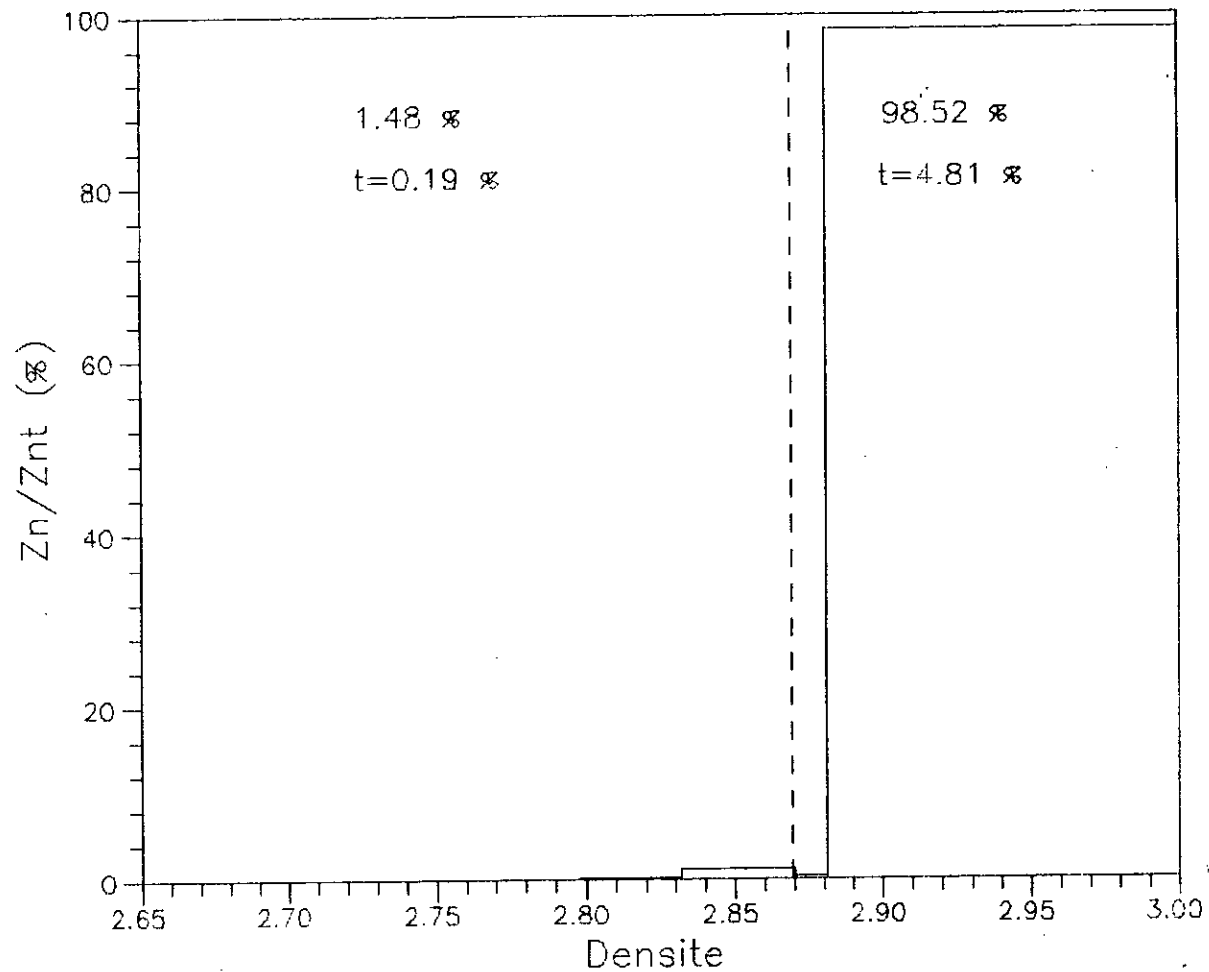


Fig.H5b: Analyse densimetrique (composite C):  
répartition du Zinc .  
Variante 1.



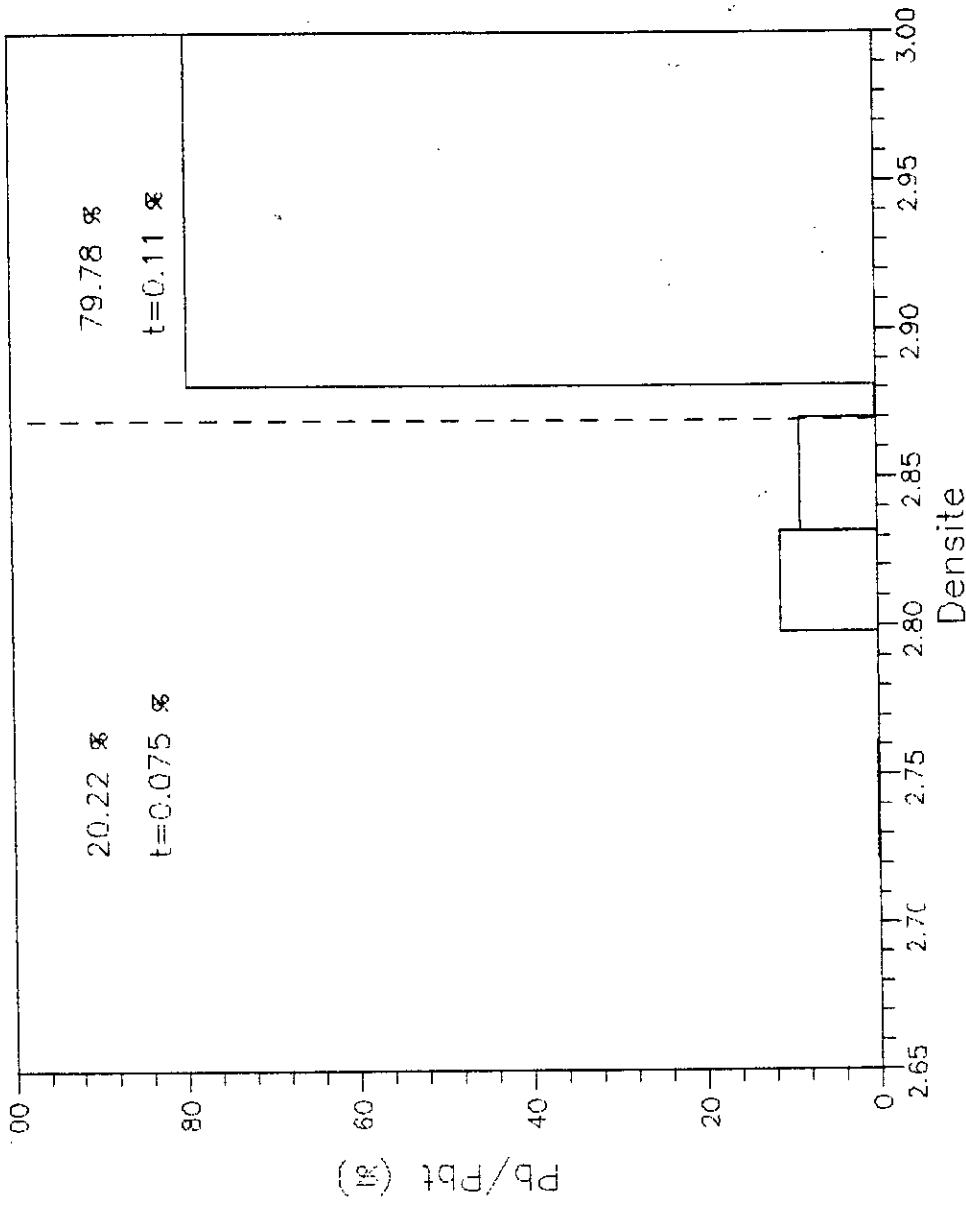


Fig.H5c: Analyse densimétrique (composite C):  
répartition du Plomb.  
Variante 1.

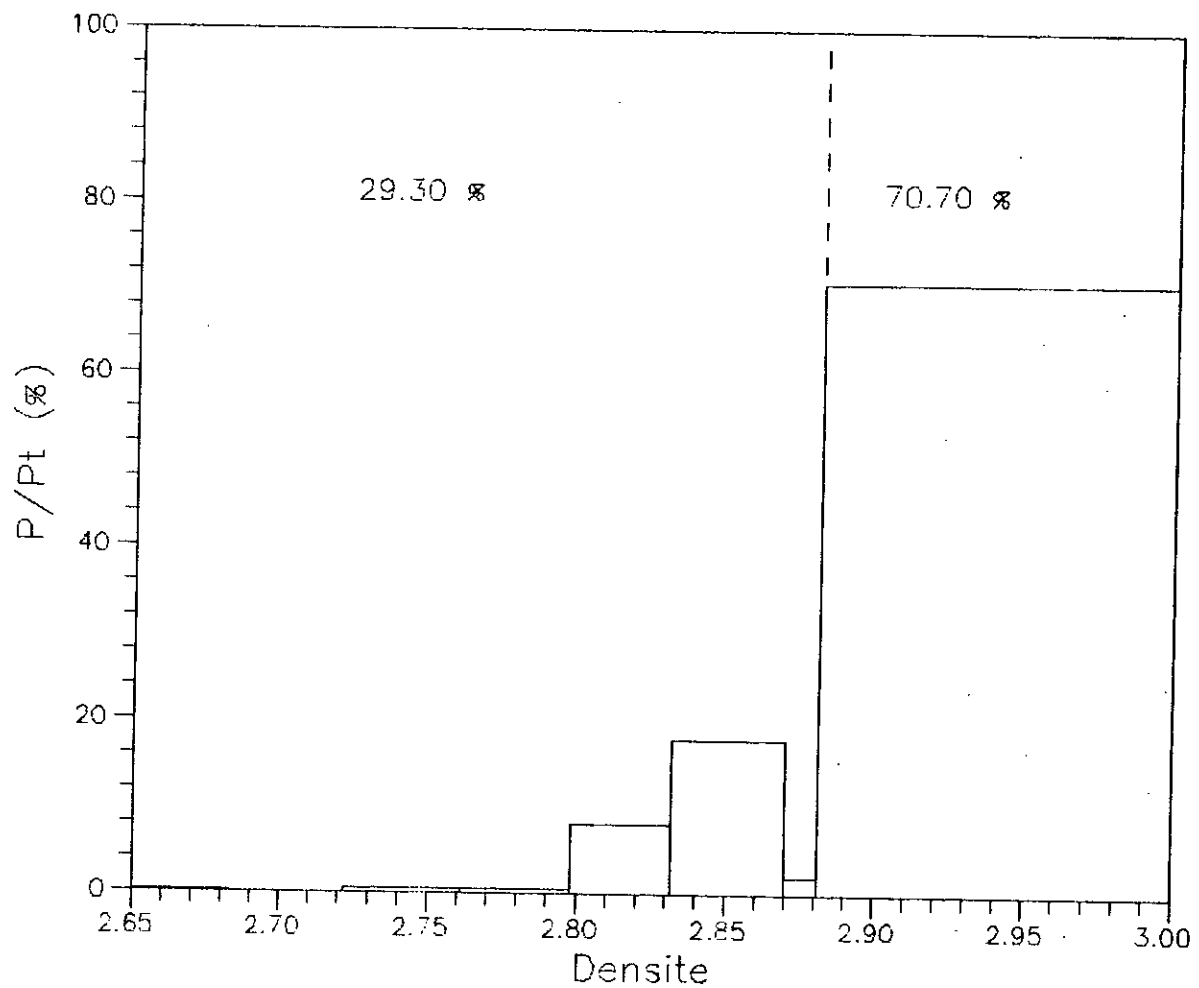


Fig.H5d: Analyse densimetrique du minerai brut reconstitue (composite C): rendements ponderaux. Variante 2.

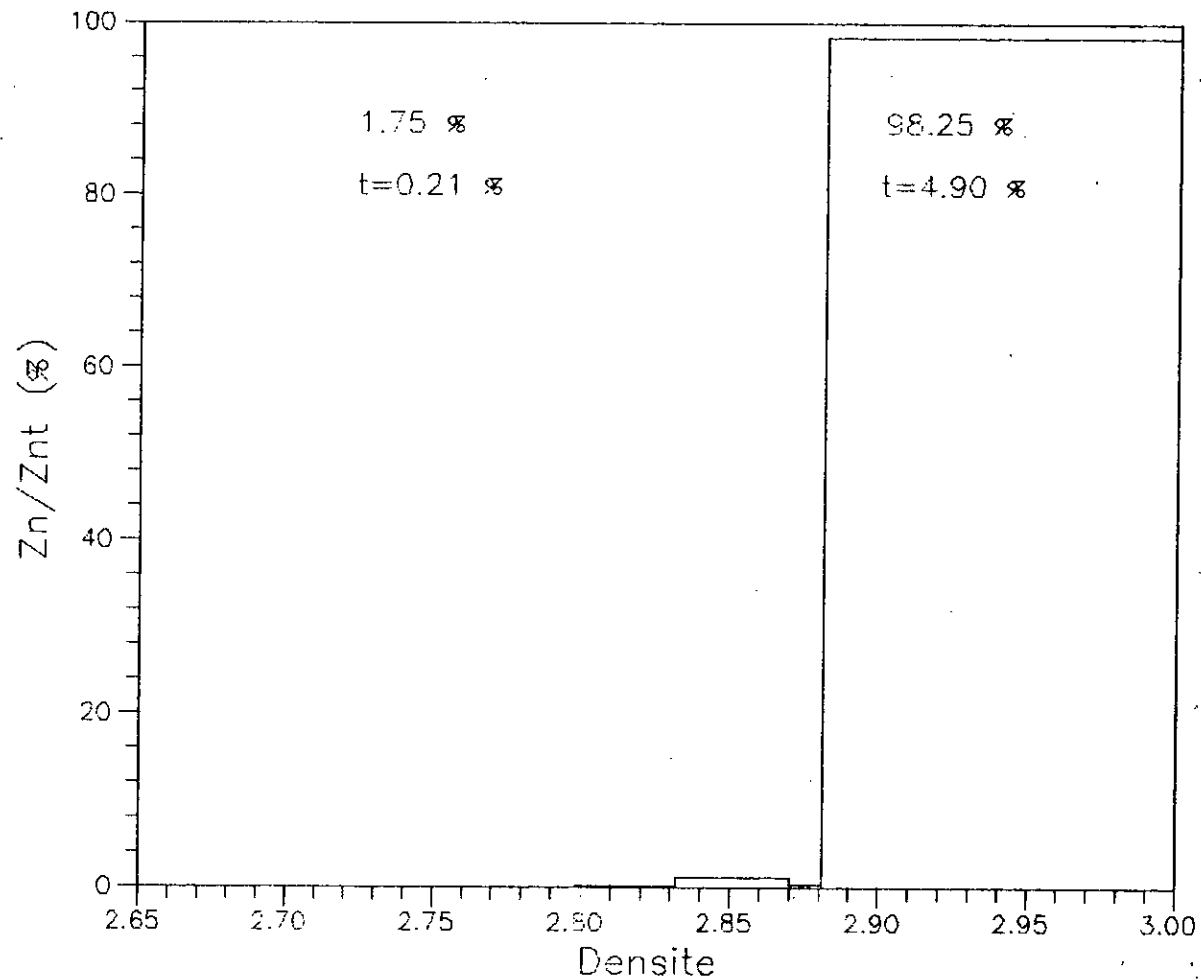


Fig.H5e: Analyse densimetrique (composite C):  
 repartition du Zinc .  
 Variante 2.

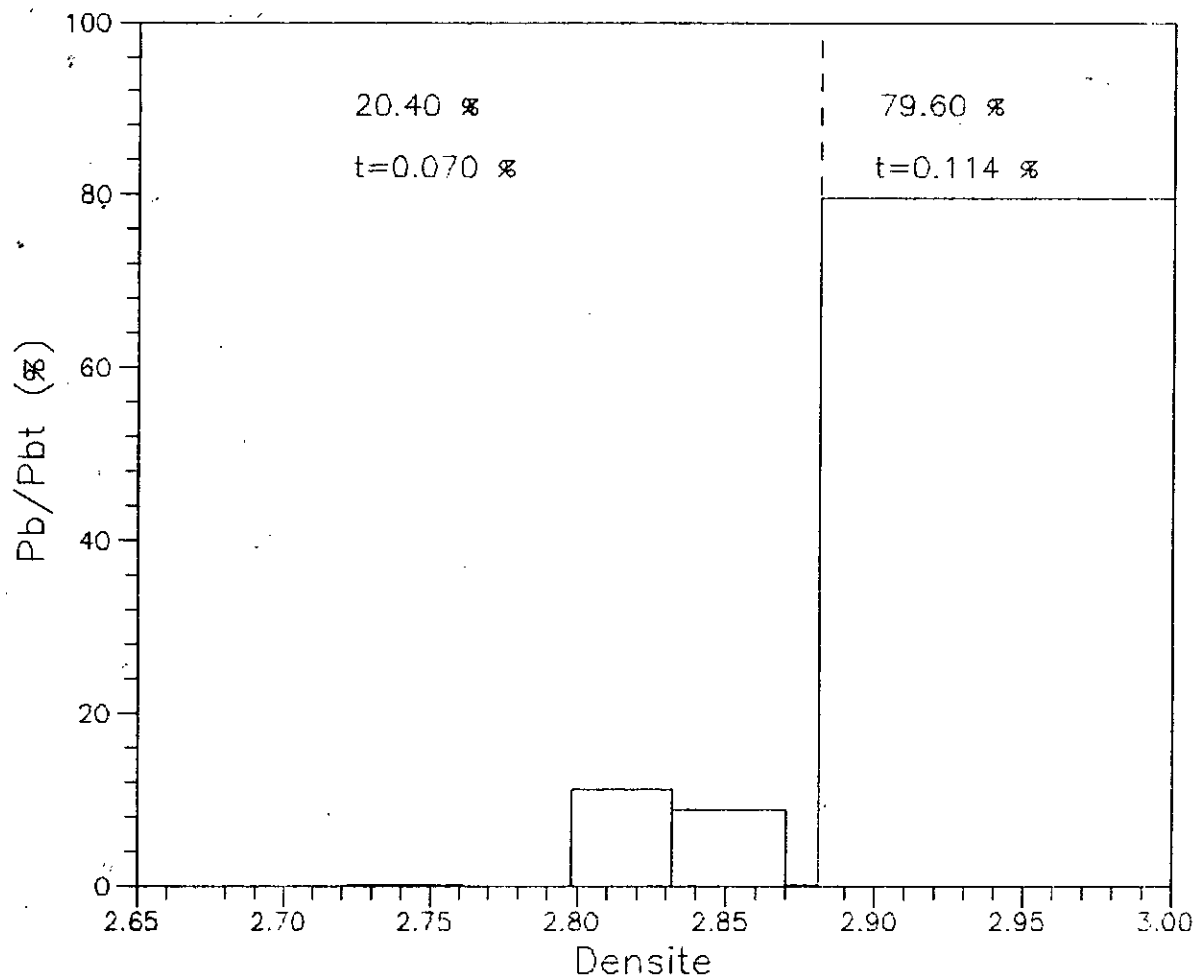


Fig.H5f: Analyse densimetrique (composite C):  
 repartition du Plomb.  
 Variante 2.

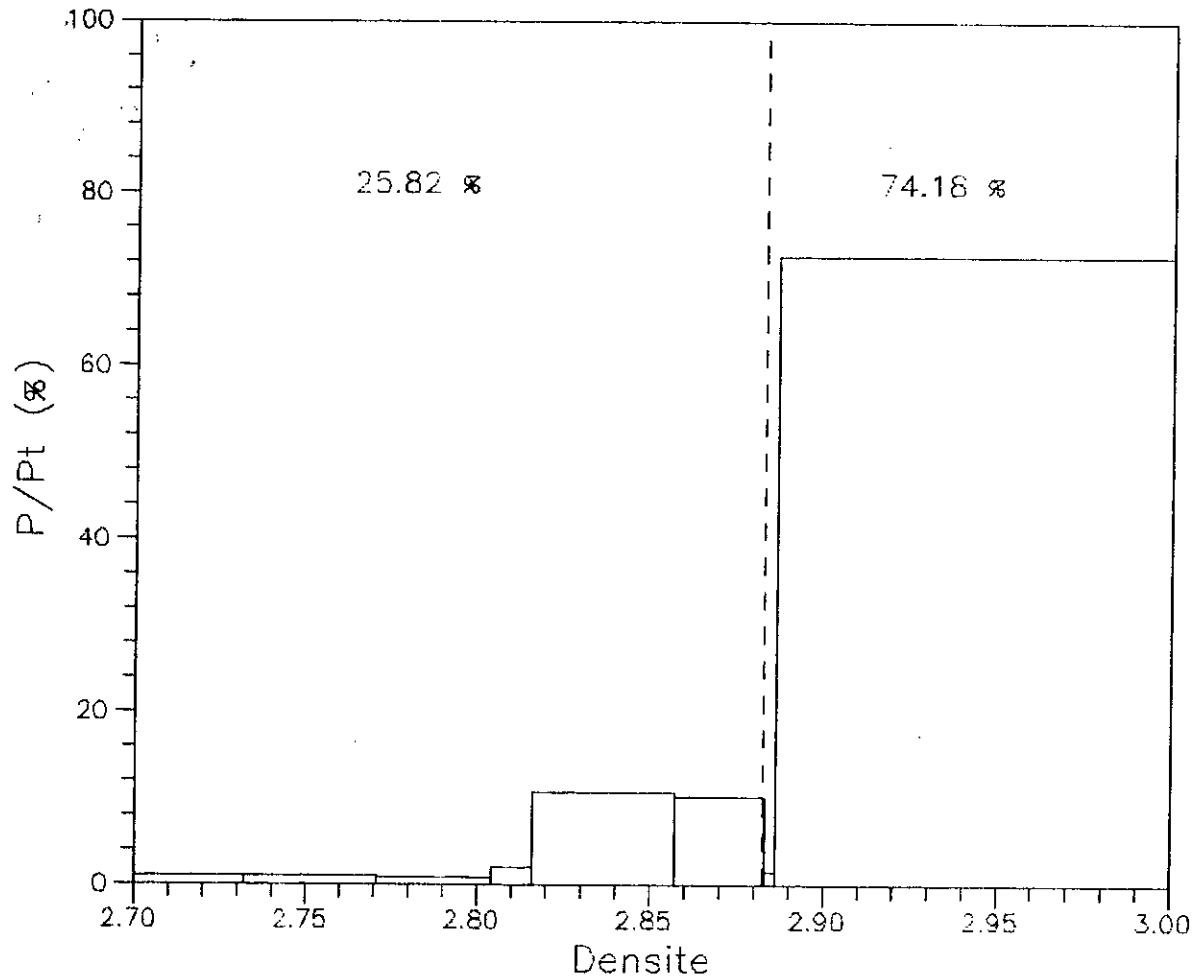


Fig.H6a: Analyse densimetrique du minerai brut reconstitue (composite D): rendements ponderaux. Variantes 1 et 2.

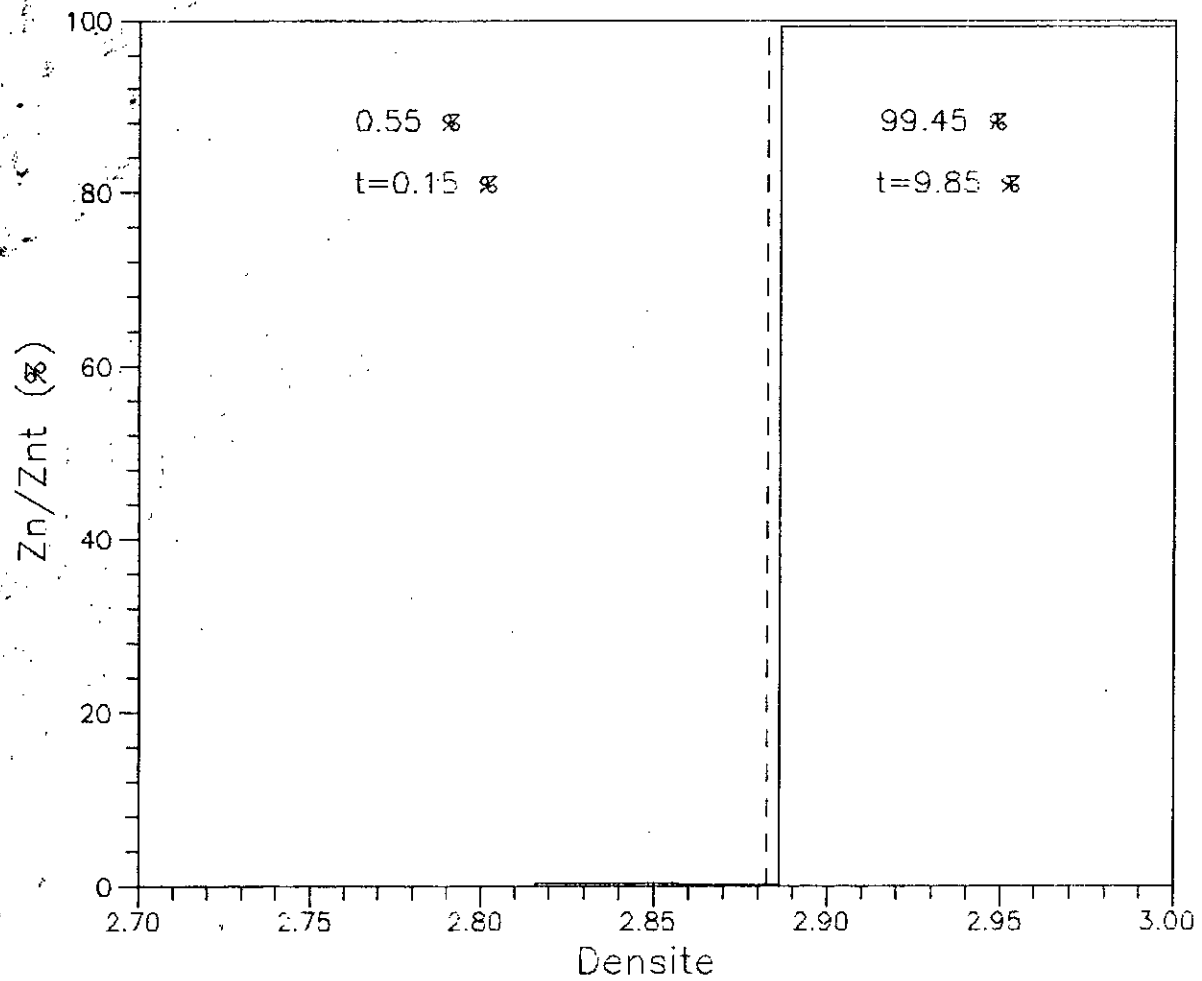


Fig.H6b: Analyse densimetrique (composite D):  
 repartition du Zinc. Variantes 1 et 2

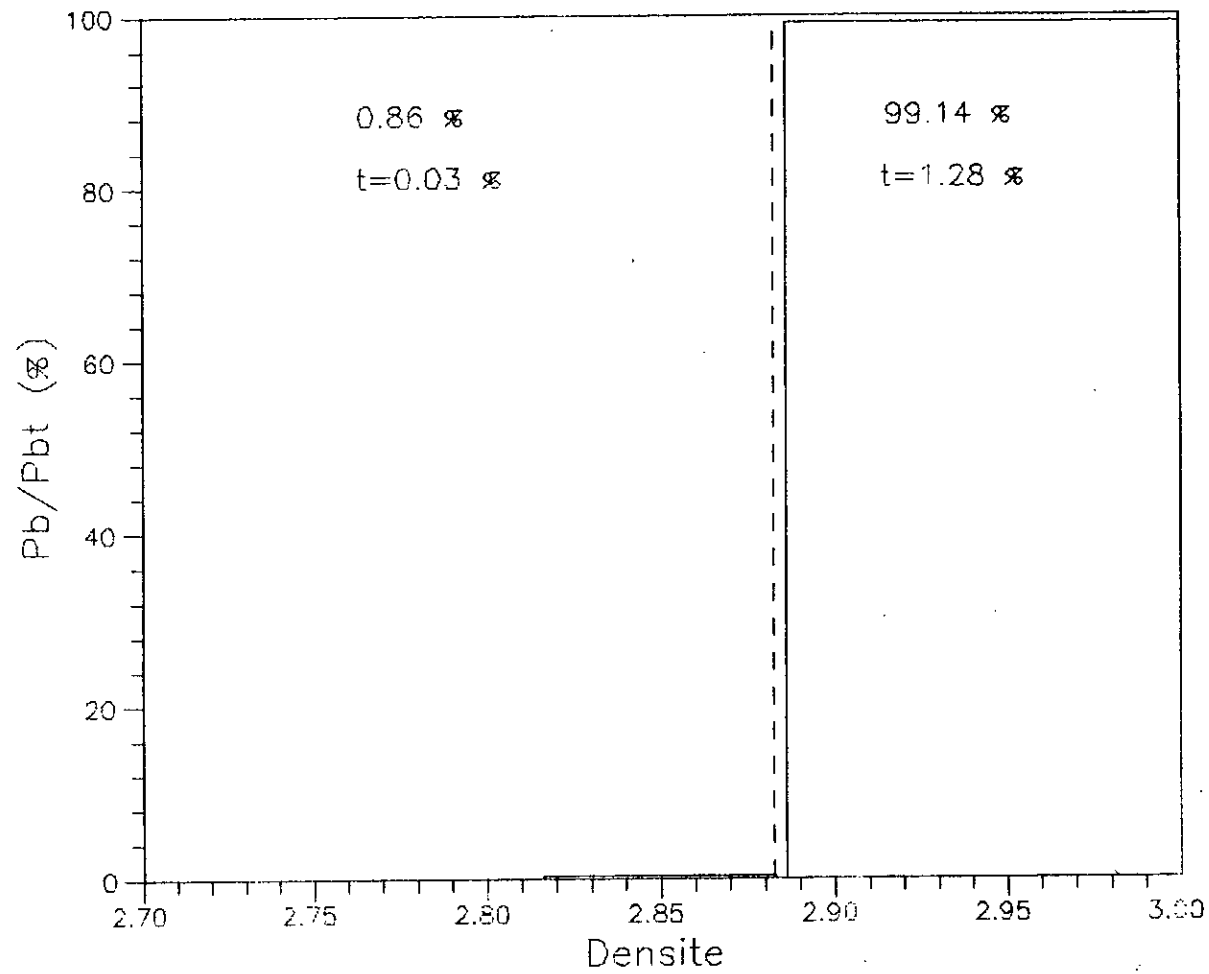


Fig.H3c: Analyse densimetrique (composite D):  
répartition du Plomb. Variantes 1 et 2