

## Reprise et traitement d'une digue à stériles

### Préconcentration et flottation de la Calamine

Maurice STAS \*

#### RESUME

La Société des Mines de Zéllidja a traité de 1949 à 1969, dans sa laverie de Boubker (au Maroc), un minéral de zinc - plomb à la cadence de 4.500 t/jour. Les résidus de ce traitement ont été accumulés sous forme d'un tas de haldes ou « digue » contenant approximativement 15 millions de tonnes de produits à 0,28 % Pb et 1,35 % Zn.

Après description de ces haldes et des travaux d'échantillonnage par sondage, nous donnons une description succincte des essais de traitement gravimétrique et par flottation réalisés dans notre laboratoire en vue du traitement de ces produits pour la récupération éventuelle du zinc contenu.

Les minéraux utiles restant dans ces haldes sont la smithsonite, la blende, la galène et la cérusite. La récupération du zinc peut être obtenue par flottation au sel d'amine réalisée sur ces haldes « deslimed » et classés.

Une usine de traitement de conception déduite de ces essais est en voie de réalisation. Elle comprendra quatre sections : classement — préconcentration — flottation des grains — flottation des fins.

Une bonne marche de ce retraitement ne peut se concevoir que si la reprise donne une pulpe alimentant le classement, qui soit régulière tant au point de vue granulométrique qu'au point de vue de la dilution.

Cette opération de reprise est assurée à la cadence de 250 t/h par trois stations Marcona dont le principe de fonctionnement est également décrit.

#### SAMENVATTING

De Mijnvereniging van Zéllidja behandelde van 1949 tot 1969 in de ertswasserij van Boubker (Marokko), een zink-looderts tegen een tempo van 4.500 t/dag. De residu's van deze behandeling werden opgestapeld in de vorm van een halde of « dijk » die bij benadering 15 miljoen ton produkten bevat met 0,28 % Pb en 1,35 % Zn.

Na de beschrijving van deze halden en van de bemonstering door boringen, geven wij een bondige beschrijving van de proeven gravimetrische behandeling en flotatie uitgevoerd in ons laboratorium, met het oog op de eventuele terugwinning van de zink die ze bevatten.

De overblijvende nuttige mineralen in deze halden zijn smithsoniet, blende, loodglans en cerussiet. De zinkterugwinning kan worden verkregen door flotatie met aminezout uitgevoerd op deze « deslimed » en geklasseerde produkten.

Een behandelingsfabriek waarvan de opvatting afgeleid werd van deze proeven wordt opgericht. Zij zal vier afdelingen omvatten : klassering - voorconcentratie - korrelflotatie - fijnflotatie.

Deze herbehandeling kan slechts goed verlopen indien de hervatting pulp oplevert voor de voeding van de klassering, die zowel wat de korrelgrootteverdeling als wat de verdunning betreft, regelmatig is.

Deze hervatting gebeurt tegen een tempo van 250 t/h door drie stations Marcona waarvan het werkingsprincipe eveneens beschreven wordt.

\* Ingénieur des Mines, Ingénieur Géologue, Responsable des Laboratoires de la Société Zéllidja Engineering et Réalisation, BP n° 12, Zéllidja Boubker (par Oujda) — Maroc.

## ZUSAMMENFASSUNG

Die Bergwerksgesellschaft von Zéllidja hat im Zeitraum von 1949 bis 1969 ein Zink-Blei-Erz mit einer Tagesleistung von 4.500 Tonnen in ihrer Aufbereitungsanlage von Boubker (Marokko) behandelt. Die Rückstände aus dieser Behandlung wurden in der Gestalt von Halden zusammengetragen, deren Inhalt sich ungefähr auf 15 Millionen Tonnen Erzeugnisse mit 0,28 Pb bzw. 1,35 % Zn stellt.

Nach einer Schilderung dieser Halden sowie der Probeentnahmen vermitteln wir ein kurzes Bild der in unserem Laboratorium angestellten Versuche durch gewichtsanalytische Behandlung bzw. durch Schwimmaufbereitung im Hinblick auf die Behandlung dieser Erzeugnisse zur eventuellen Rückgewinnung des enthaltenen Zinks.

Die nutzbaren, in diesen Halden verbleibenden Mineralien sind Smithsonit, Zinkblende, Bleiglanz und Weißbleierz. Die Zinkrückgewinnung kann auf diesen Halden selbst durch Schwimmaufbereitung mit Amminsalz erzielt werden.

Eine Aufbereitungsanlage, die aus der Grundlage dieser Versuche entworfen wurde, wird zur Zeit gebaut. Sie wird vier Abteilungen umfassen :

- Kornklassierung
- Vorkonzentrierung
- Schwimmaufbereitung der Körner
- Schwimmaufbereitung der Feinkörner.

Das Gelingen dieser Wiederbehandlung ist nur dann sichergestellt, wenn sich aus der Wiederaufnahme eine Trübe zur Versorgung der Klassierung ergibt, die sowohl im Hinblick auf die Korngröße als auch in bezug auf die Verdünnung gleichmäßig ist. Diese Wiederaufnahme übernehmen drei Marcona-Stationen mit einer Stundenleistung von 250 Tonnen, deren Betriebsweise ebenfalls beschrieben wird.

## 1. GENERALITES

La Société des Mines de Zéllidja, fondée en 1925, a exploité au Maroc dans la région d'Oujda, un important gisement de plomb-zinc (fig. 1).

Dans cette région, le Lias dolomitique minéralisé couvre une grande étendue et son exploitation était réalisée en fait par trois entités minières distinctes :

— Vers le sud-ouest, la Compagnie Royale Asturienne des Mines, devenue Compagnie Minière de Touissit, poursuit son exploitation encore aujourd'hui.

— Vers le nord-est, la Sonarem, prenant la relève de diverses sociétés françaises associées à Zéllidja et

## SUMMARY

The Société des Mines de Zéllidja processed — between 1949 and 1969 — 4500 tonnes/day of a zinc-lead ore in its washery at Boubker (Morocco). The residues have accumulated in a tailing-pile which contains some 15 million tonnes of product assaying 0.28 % Pb and 1.35 % Zn.

After describing the tailing deposit and the sampling technique, the article briefly discusses the gravimetric and flotation tests carried out in the laboratory on these residual products to recover, if possible, the contained zinc.

The useful minerals still remaining in this tailing are : smithsonite, zinc blende, galena and cerusite. The zinc can be recovered by amine salt flotation applied to this material after it has been deslimed and sized.

A processing plant designed on the basis of these tests is now being built. It will include four sections :

- sizing
- flotation of the deslimed fines
- preconcentration on the coarse fraction
- flotation of preconcentrate.

Such a remilling can only be considered if the reclamation from the tailing pile gives a feed of constant granulometric composition and dilution to the sizing stage. This recovery operation will be carried out at the rate of 250 tonnes/hour by three Marcona units, which are also described.

nationalisées en 1966, continue à prospecter et exploiter, en Algérie, une partie du gisement encore inexploré.

— Entre ces deux groupes, la Société des Mines de Zéllidja a arrêté toute exploitation minière en 1969 considérant non rentable l'extraction du minerai restant éventuellement dans ses concessions.

De 1949 à 1969, le minerai de Zéllidja a été traité par flottation dans une usine dont la capacité atteignait, dès 1952, 4.500 tonnes par jour.

Cette laverie, du type en cascade, traitait séparément le minerai sulfuré et le minerai oxydé en trois sections parallèles de 50 t/h de capacité chacune. Le schéma utilisé était celui de la flottation différentielle intégrale avec production séparée de galène, blende, cérusite et smithsonite.

Situation :



Fig. 1.

L'ensemble des résidus obtenus a formé une « digue » qui, lors de l'arrêt de la laverie, retenait environ 15 millions de tonnes de produits « épuisés ».

Les tonnages traités et les analyses quotidiennes des résidus permettent de calculer l'analyse théorique de cette masse en métaux utiles :

Plomb : 0,28 %    Zinc : 1,35 %

ce qui, pour l'ensemble, correspondrait à 40.000 tonnes de plomb et 200.000 tonnes de zinc.

Je vous parlerai des études faites en vue d'un traitement de ces résidus pour récupérer ces métaux et vous donnerai une description de l'installation réalisée en ce moment pour ce traitement. Je terminerai par quelques mots sur la technique utilisée pour la reprise de ces anciens résidus de flottation.

## 2. L'ANCIENNE LAVERIE

Il est nécessaire avant tout de décrire sommairement la laverie dont nous venons de parler.

La figure 2 donne le schéma d'écoulement de l'ensemble de cette usine. Celle-ci était constituée par trois sections de broyage et flottation faisant suite à un concassage en trois étages réduisant le minerai à tout passant 8 mm.

### 21. Flottation du minerai sulfuré

Deux sections de 50 t/h chacune traitaient le minerai dit sulfuré dont l'analyse typique était la suivante : 1,7 % de plomb, 3 à 5 % de zinc, 0,3 à 0,4 % du plomb oxydé sous forme de cérusite principalement.

Le schéma de traitement était classique :

- broyage à 48 % passant le tamis de 74 microns;
- flottation galène par l'éthyl xanthate à pH 8,5 - 9 avec dépression de la blende par sulfate de zinc et cyanure;

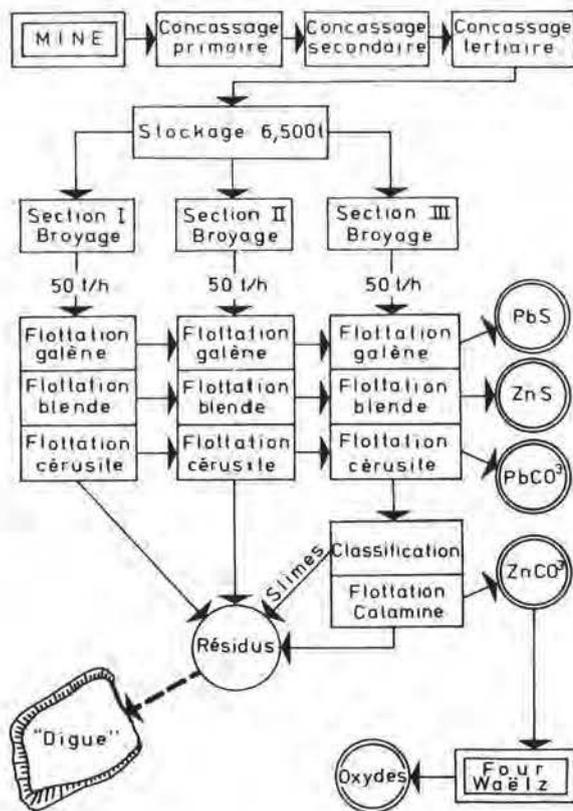


Fig. 2. — Schéma d'écoulement de l'ancienne laverie.

- flottation blende par l'isopropyle xanthate après activation par le sulfate de cuivre, mais sans épaulement;
- flottation cérusite par l'amyl xanthate après sulfuration par un mélange sulfure-sulfhydrate de sodium et dispersion-dépression de la gangue par le silicate de sodium.

Cette dernière flottation n'a duré que jusque 1961, date à laquelle la cérusite a été en partie récupérée dans le circuit galène grâce à une légère sulfuration en tête.

Dans ces sections les récupérations, tant du plomb que du zinc, étaient de l'ordre de 87 % et les concentrés plomb titraient 70 % Pb, alors que les concentrés zinc étaient à 58 - 59 % Zn.

### 22. Flottation du minerai oxydé

Une section de 50 t/h également traitait le minerai dit oxydé dont l'analyse type était :

Plomb : 2,1 à 2,5 % dont 0,5 à 0,6 % de sulfures  
Zinc : 7 à 9 % dont 1,3 % de sulfures

Le schéma de traitement plus complet que le précédent était le suivant :

- broyage, flottation galène, blende, cérusite, comme en 21;
- sur le résidu de flottation cérusite, classification par cyclonage réalisant une coupure à  $d_{50}$  de 20 à 25 microns et destinée à éliminer les produits fins néfastes à la flottation smithsonite subséquente;
- flottation smithsonite par une diamine après sulfuration par le sulfure de sodium et traitement au silicate de soude.

Remarquons ici que le réactif utilisé pour cette flottation était constitué par :

- 70 % de stéaryl triméthyl diamine,
- 5 % d'oxyde d'éthylène,
- 25 % d'isopropanol,

et était utilisé sous forme de contre-émulsion dans l'eau en mélange avec du fuel et du pétrole pour combattre son caractère moussant trop accentué. La stabilisation des mousses était ensuite assurée par l'huile de pin.

Dans cette section, la récupération du plomb était de 75-80 % sous forme de galène à 72 % Pb et cérusite à 51 % Pb, alors que la récupération zinc n'était que de 72-75 % sous forme de blende à 56 % Zn et de « calamine » à 36 % Zn. Bien entendu, le cyclonage avant flottation smithsonite donnait lieu à une perte importante en zinc qui peut être estimée à 16-18 % au minimum.

### 3. LA DIGUE

#### 31. Description

Les résidus de cette laverie, déversés toujours au même endroit, ont fini par former l'accumulation de haldes représentée à la figure 3.

Cet ensemble a été formé par déversement centripète de la pulpe qui était forcée dans une conduite périphérique et projetée vers le centre par des ajutages piqués sur celle-ci. C'est ce que les Anglo-Saxons appellent spigotting.

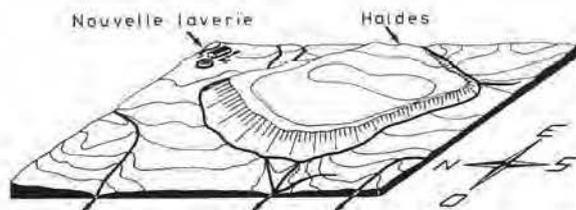


Fig. 3. — « Digue » — Vue d'ensemble.

Une classification sommaire est obtenue au cours de ce déversement par suite de la sédimentation rapide des grains les plus gros. L'eau et les fins se rassemblent vers le centre de la boucle où une décantation a lieu.

Une prise centrale permettait de récupérer une partie de cette eau qui était réutilisée en laverie.

Au fur et à mesure du déversement, la tuyauterie était peu à peu ensevelie et devait être rehaussée régulièrement.

La figure 4 donne la coupe théorique dans une accumulation ainsi formée.

Ce travail était fait en glissant des fûts vides sous la conduite périphérique et en poussant les sables, au bulldozer, contre ces fûts de façon à former une muraille.

L'ensemble est donc constitué par une digue périphérique résultant de la superposition de ces petites digues successives et au centre de laquelle sont accumulés les produits fins sédimentés au fur et à mesure.

La masse obtenue que nous appellerons « la digue » couvre une surface de plus de 25 hectares avec un diamètre moyen de plus de 600 m au sommet.

Par suite de la déclivité du terrain sur lequel ce dépôt est fait, l'épaisseur de l'ensemble varie de 36 m au sud-est à quelques mètres au nord-est.

#### 32. Les sondages

Pour confirmer les teneurs résultant des calculs sur les anciens bilans laverie et pour connaître l'état actuel du cœur de cette masse, une campagne de sondages fut réalisée en 1972. 28 sondages tubés furent exécutés suivant un réseau à mailles carrées de 100 m de côté. Un échantillonnage fut obtenu mètre par mètre au carottier fermé.

Sur tous ces sondages, le laboratoire réalisa des analyses chimiques et granulométriques par passes de 3 à 4 mètres.

Les observations faites par le sondeur, les résultats du laboratoire et la connaissance du mode de croissance de cette masse, permettent de tracer des coupes dans l'ensemble.

Sur la figure 6, la vue en plan de l'ensemble porte les emplacements des sondages et les traces des coupes 1-1', 2-2', 3-3', 4-4'.

Les figures 4 et 5 représentent des parties typiques des coupes 1-1' et 2-2'.

Les figures 7 et 8 montrent les coupes complètes et en même temps les profils granulométriques des sondages. La coupure à 30 microns a été choisie pour réaliser ces profils.

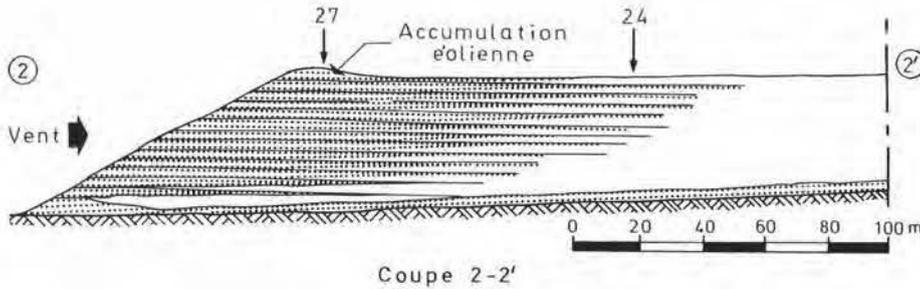
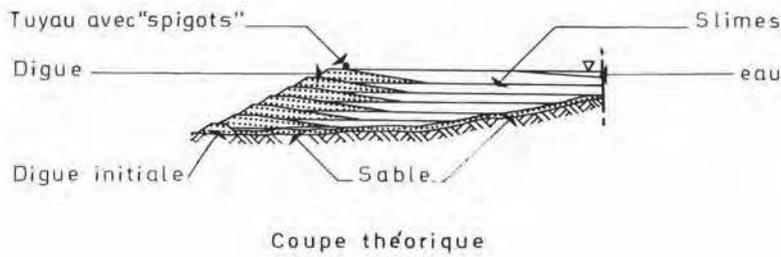


Fig. 4.

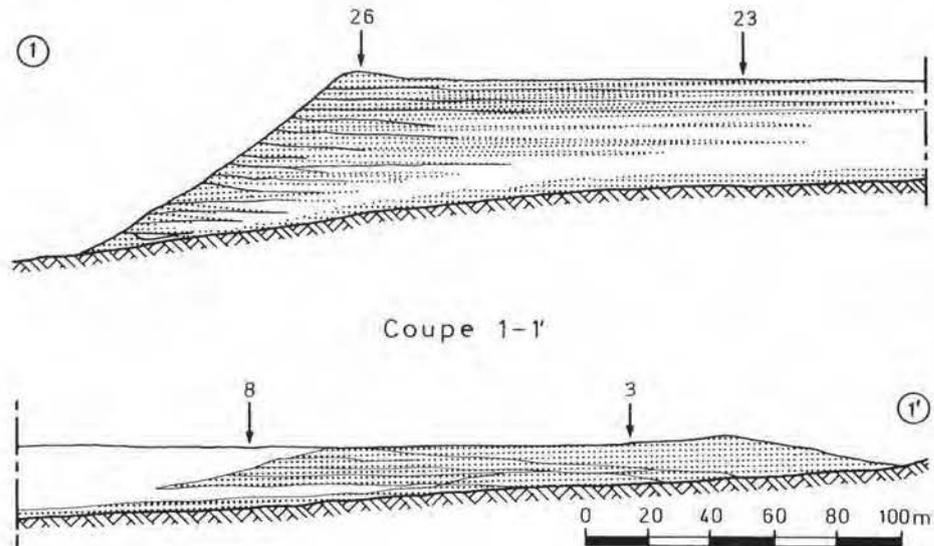


Fig. 5.

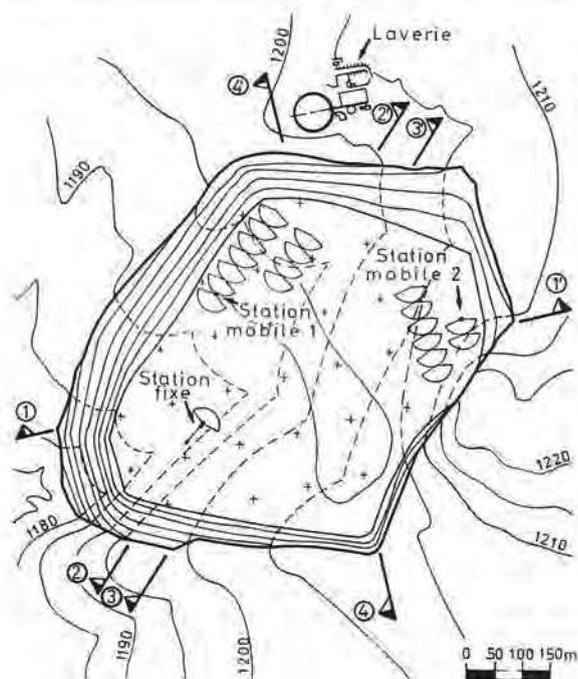
La croissance de cette « digue » par spigotting centripète et rassemblement des gros grains sous la conduite, donne à l'ensemble une forte hétérogénéité granulométrique et, comme il est bien connu pour ce type d'accumulation, une très mauvaise stabilité.

Remarquons que, de surcroît, la paroi sud-est réalisée en remontant repose, en fait, sur la masse des produits fins et argileux qui ont constitué le cœur du bassin initial.

Le sondage 27 a traversé à 32 m de profondeur un produit argileux, vert foncé, contenant des morceaux de roseau carbonisés, mais parfaitement reconnaissables. Cette pulpe emprisonnée à la base de la « digue » constitue donc un milieu réducteur et conserve suffisamment d'humidité pour être encore parfaitement plastique après plus de 20 ans.

Toute la face amont (nord-est) de l'ensemble a été réalisée de même par empilement de produits grossiers, l'arête de la digue ayant plutôt tendance à s'écarter du centre. De plus, par suite de la direction E-NE des vents dominants, l'érosion éolienne agissant sur toute la surface du dépôt, finit par constituer de véritables dunes sur les bords nord et nord-est de l'ensemble. Cette accumulation éolienne est très importante et est parfaitement visible sur les coupes et les plans. Un calcul approximatif permet d'estimer le poids de sables ainsi déplacés à plus de 1 million de tonnes.

Le cœur de cette masse est constitué en certains endroits par des produits dont 95 % du poids sont représentés par la tranche granulométrique des plus fins que 10 microns.



L'ensemble est tixiotrope et, lorsque la couche de sable éolien qui le recouvre est trop peu importante, il ne présente aucune résistance à l'enfoncement. Le déplacement de véhicules sur pneumatiques est pratiquement impossible sur cette surface.

### 33. Granulométrie et répartition des métaux

Le tableau I indique la granulométrie de l'ensemble et la répartition des métaux obtenues en donnant à chacun des 28 sondages la même zone d'influence et en pondérant les analyses chimiques en fonction de l'épaisseur des passes considérées. Ce travail porte sur 658 m de sondage.

Fig. 6. — Vue en plan.

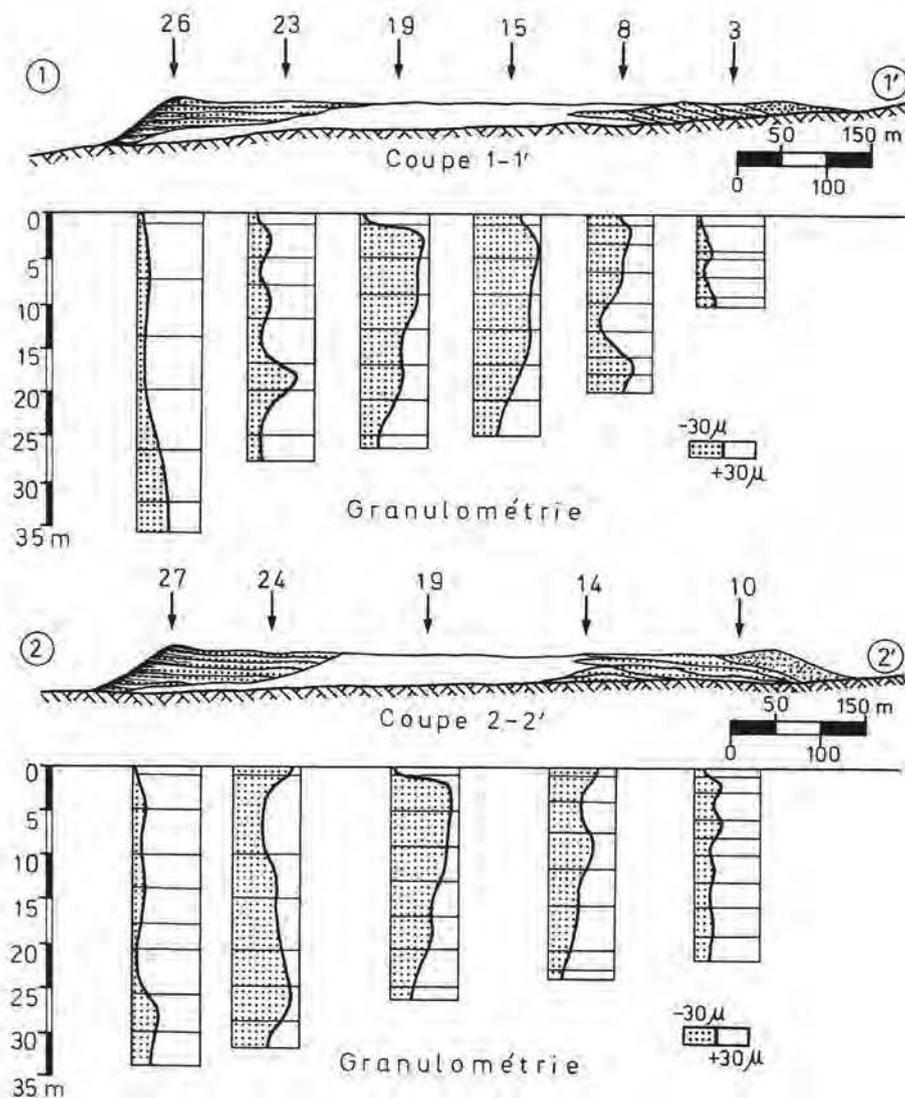


Fig. 7.

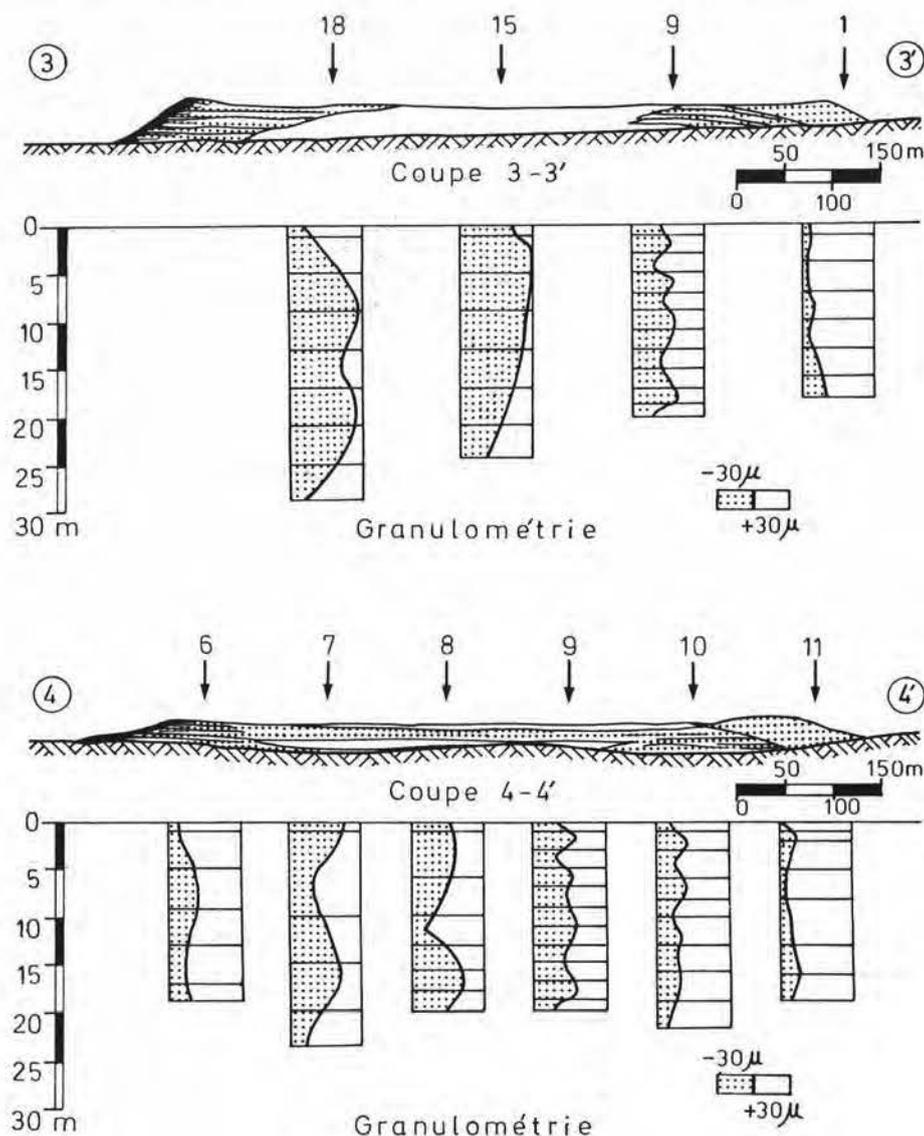


Fig. 8.

Les teneurs moyennes obtenues : 0,37 % Pb; 1,62 % Zn sont à comparer aux teneurs calculées : 0,28 % Pb; 1,35 % Zn.

Remarquons aussi que la granulométrie moyenne est plus fine que prévu. En effet, les broyages ont toujours été réalisés de façon à obtenir 48-50 % de passant au tamis de 74 microns et, pour l'ensemble, nous trouvons 55,5 % de passant à ce tamis.

Cette différence s'explique par le non-échantillonnage de la partie nord-est, la plus grossière et la plus pauvre, ainsi que par la disposition des sondages :

Réseau à mailles carrées sur un ensemble à symétrie de révolution.

### 34. Constitution minéralogique

Les constituants minéralogiques de ces produits sont bien connus par les études faites sur les minerais traités dans cette ancienne laverie.

Les minéraux de gangues sont essentiellement :

- la dolomite, la calcite et le quartz.

Les minéraux utiles étant :

- la smithsonite, la blende, la cérusite et la galène.

Avec le temps tous ces minéraux ont été plus ou moins altérés, la pyrite n'existe plus et la galène restante est altérée en surface.

La smithsonite se retrouve dans toutes les catégories granulométriques. La blende et la galène « mate » sont surtout présentes dans les fractions grossières. La cérusite se trouve de préférence dans les grains fins.

La présence de mixtes constitutifs est certaine et leur influence sur les résultats a été étudiée dans les procédés de traitement finalement retenus.

Le critère de concentration D-1/d-1 le plus défavorable est celui calculé pour la smithsonite en présence de dolomite. Il est de 1,7.

Tableau I

LIMITES DE FRACTION MICRONS(*)	28 SONDAGES				
	Longueur totale 658,4 m				
	Poids	Teneurs		Répartitions	
	%	Pb	Zn	Pb	Zn
+ 300	4,3	0,08	0,64	0,9	1,7
300-74	40,2	0,13	1,38	14,2	34,6
74-34	17,3	0,15	1,14	7,1	12,3
+ 34	61,8	0,13	1,26	22,2	48,6
34-10	20,0	0,31	1,72	16,9	21,4
— 10	18,2	1,23	2,64	60,9	30,0
Ensemble	100,0	0,37	1,60	100,0	100,0

(\*) Tamis à 300 microns Cyclone à 74, 34 et 10 microns

Sans atteindre le domaine des séparations impossibles, cette valeur faible indique que, industriellement, les séparations de ces minéraux par voie gravimétrique simple seront *difficiles* à réaliser.

Le choix d'un taux de concentration faible permet de contourner cette difficulté.

### 35. L'échantillon d'étude

L'ensemble des produits sortis des 28 sondages constitue l'échantillon le plus représentatif de cette masse de résidus dont on puisse disposer.

Les diverses tranches pour les essais en laboratoire ont été prélevées dans cet échantillon de 1,5 tonne. Le découpage granulométrique en quatre fractions a été réalisé au fur et à mesure du traitement de chacun des sondages.

La fraction des produits inférieurs à 34 microns est conservée sous eau.

## 4. LES ESSAIS DE TRAITEMENT

### 41. Gravimétrie

Le comportement de ces produits sur les tables de contrôle en laverie et dans les batées conduit immédiatement à essayer d'utiliser ces procédés pour une concentration ou une préconcentration éventuelle.

Les premiers tests ont été faits par simple densimétrie au liquide dense. Ils ont été suivis par des essais à la table à secousses et à la spirale Humphrey's.

### 411. Densimétrie

La fraction granulométrique 44-300 microns a été traitée au tetrabrométhane ( $d = 2,95$ ) et la séparation obtenue est donnée au tableau II.

Cette séparation montre la possibilité d'obtenir, pour cette tranche granulométrique, un résidu léger à 0,22 % Zn tout en ayant un concentré à 30 % Zn.

Cette teneur de 30,4 % Zn met en relief la présence de mixtes constitutifs smithsonite-gangue. Leur absence aurait permis de porter la teneur des « lourds » à plus de 40 %.

### 412. Tablage

Parmi les nombreux essais réalisés, nous présentons les résultats obtenus au cours d'un test typique sur la même fraction 44-300 microns (tableau III).

Cette opération met bien en évidence la difficulté de l'opération. Pour cette table fonctionnant en circuit ouvert, le résidu titre encore 0,53 % Zn tout en ayant un « concentré » à 8,5 % Zn.

Il est à remarquer que, pour tous nos essais à la table, il ne nous a pas été possible d'obtenir un résidu à moins de 0,52 %. Par contre, dans tous les cas, le concentré à 3 % Zn s'obtient aisément.

Le fonctionnement en tranche granulométrique plus serrée n'apporte aucune amélioration. La tranche sous 44 microns ne peut être traitée.

Tableau II — Densimétrie

Fraction	Poids %	Teneurs		Répartitions	
		Plomb	Zinc	Plomb	Zinc
Lourds	3,3	2,02	30,4	53,1	82,4
Légers	96,7	0,06	0,22	46,9	17,6
Total	100,0	0,12	0,52	100,0	100,0

Tableau III — Tablage

Fractions	Poids %	Teneurs		Répartitions	
		Plomb	Zinc	Plomb	Zinc
Concentré	7,0	0,57	8,52	36,2	54,7
Résidu	93,0	0,08	0,53	63,8	45,3
Alimentation	100,0	0,11	1,09	100,0	100,0

Tableau IV — Spirale

Produits	Poids %	Teneurs		Répartitions	
		Plomb	Zinc	Plomb	Zinc
Concentré	24,8	0,26	3,59	59,0	66,3
Résidu	75,2	0,06	0,60	41,0	33,7
Alimentation	100,0	0,11	1,34	100,0	100,0

413. *Traitement à la spirale*

Les mêmes produits ont été traités à la spirale Humphrey's dans des conditions de débit et de disposition de plaquettes variées.

Pour le traitement de la catégorie 74-300 microns au débit de 850 kg/h, les résultats obtenus sont donnés au tableau IV.

Par retraitement de ce concentré, toujours à la spirale, nous avons montré la possibilité d'obtenir un concentré final à 6,32 % Zn tout en ayant un résidu final se maintenant aux environs de 0,60 % Zn et sans sous-produits.

Tous les essais confirment qu'il est possible, même avec une alimentation couvrant un éventail granulométrique plus large, de maintenir la teneur du résidu à ce niveau de 0.6 % zinc. De même, il n'y a aucune

difficulté pour conserver la teneur du concentré à 3 % minimum.

Il est bien connu que, dans une spirale, les produits lourds sont récupérés par taille décroissante. Les pertes au résidu sont donc surtout dues à la fine smithsonite.

Aux figures 9 et 10 sur lesquelles est portée l'évolution de la récupération du zinc par tranche granulométrique, le domaine de fonctionnement optimal de ces appareils est bien marqué : 74-150 microns. Le tracé de la récupération cumulée pour des produits de plus en plus fins met en évidence l'effet du mauvais traitement de ces produits fins sur les résultats d'ensemble.

Tous ces essais ont été repris sur une spirale d'origine australienne. Cette spirale Mindep est entièrement caoutchoutée et sa géométrie est légèrement

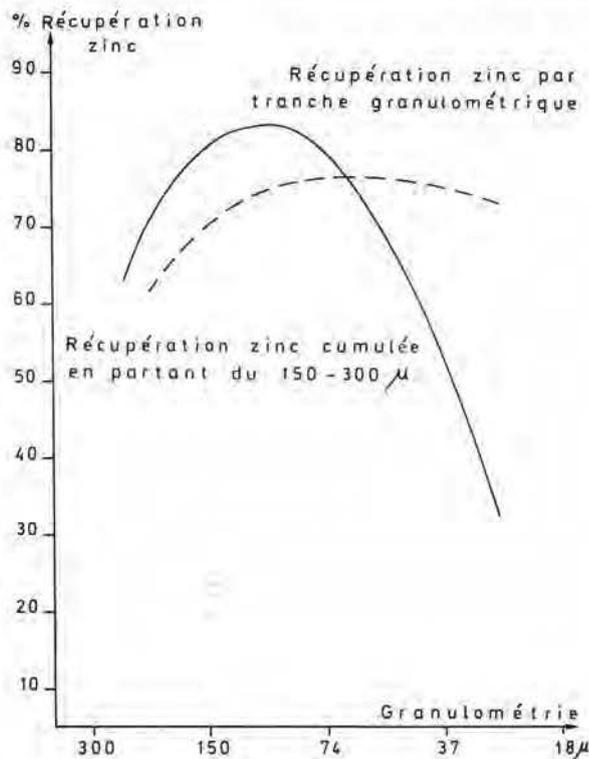


Fig. 9. — Essai à la Spirale le 19 mai 1973.  
Echantillon : + 34 microns.  
Teneur alimentation : 1,50 % Zn.

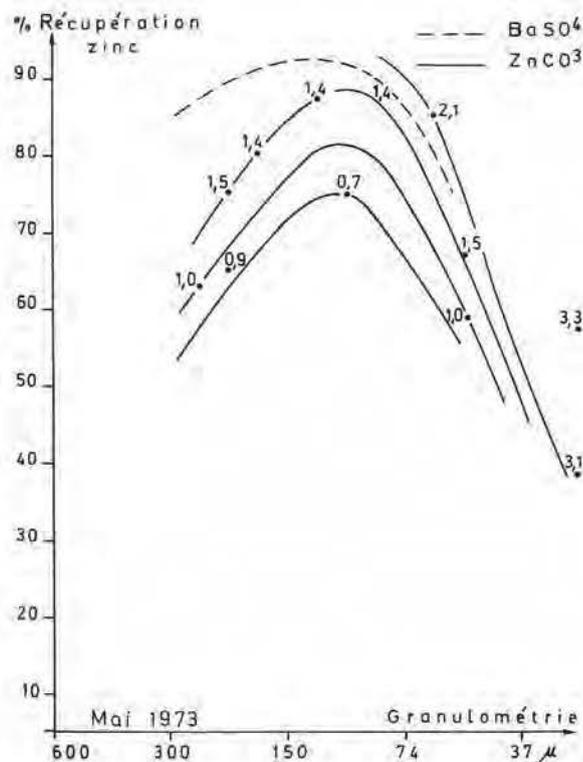


Fig. 10. — Récupération zinc en fonction de la granulométrie et pour diverses teneurs de TV en Zn.  
Alimentation : Digue / Soléranché.

différente de celle de la spirale Humphrey's : le pas est plus grand, la coupe n'est pas exactement la même, la position des orifices sur cette coupe est également modifiée.

Il a été possible de reproduire, sur cette spirale à recouvrement lisse, les fonctionnements précédents.

Avec des débits de 1.000 et 1.200 kg/h, les résidus obtenus ont encore été analysés à 0,6 % zinc.

#### 414. Conclusions de la gravimétrie

La gravimétrie la mieux adaptée à la granulométrie de ces résidus, la table à secousses, permet d'obtenir des résidus acceptables à 0,53 % zinc, le concentré étant à 4 % zinc minimum.

Sur la spirale, appareil bien moins compliqué et peu onéreux, tant au point de vue prix de revient du fonctionnement qu'au point de vue encombrement, les résultats montrent que le résidu de 0,6 % est facilement réalisable. Le concentré obtenu en une seule opération dépassera rarement 3 %.

Ces préconcentrés et la fraction 0-34 microns restent à traiter en vue d'obtenir des produits marchands ou tout au moins utilisables en vue d'un autre traitement ultérieur.

Seule, la flottation pouvait être envisagée pour cette nouvelle étape.

## 42. Flottation

### 421. Généralités

Comme dit plus haut, la flottation calamine était réalisée dans l'ancienne laverie par une diamine.

Les difficultés de mise en œuvre de ce réactif, son manque d'uniformité et sa grande sensibilité à la présence de produits fins, nous ont fait rechercher un nouvel ensemble de produits pour cette flottation de la smithsonite restant dans les résidus.

La littérature indique la possibilité, dans certains cas, de flotter ce minéral jusqu'à des dimensions de 5 microns. Tous les auteurs sont cependant unanimes à signaler l'effet des slimes sur cette flottation, soit qu'ils conduisent à une consommation prohibitive de collecteur et sulfurant, soit qu'ils empêchent toute flottation ou toute sélectivité.

Aucun résultat n'est obtenu sans desliming et celui-ci est toujours assuré au cyclone de 25 mm qui élimine de façon assez précise les produits plus fins que 10 microns (d90).

Notre pratique et de nombreux essais au cours des années nous ont poussés à rechercher une flottation par tranche granulométrique. Nos traitements ont porté sur les tranches 34-300 et — 34 microns « deslimed ».

Après essais aux amines, diamines et sels d'amine, nous avons finalement adopté comme collecteur l'acétate d'amine de suif. C'est avec lui que nous avons obtenu en laboratoire les flottations les plus rapides et les concentrés les plus propres.

Le protocole mis au point pour la flottation des grains ne s'applique pas à celle des fins.

422. Flottation des grains

Le traitement des produits 34-300 microns en laboratoire se fait d'après le protocole suivant :

- Conditionnement en pulpe épaisse (1000 g/litre) pendant 5 min en présence de :
  - Sulfure de sodium 1.500-2.000 g/t
  - Silicate de sodium 250 g/t
  - Polymère d'acide acrylique 25 g/t
  - Acétate de stéaryl amine 25-50 g/t
- Légère dilution et flottation en pulpe à 700 g/litre, durée 1 min :
  - Moussant dowfroth 250 5-10 g/t

— Additions successives et toutes identiques jusqu'à obtention d'un bon résidu, comprenant dans l'ordre :

Sulfure de sodium	250-500 g/t
Silicate de sodium	75-150 g/t
Acétate d'amine	20-25 g/t

Chacune de ces additions est suivie d'une flottation relativement courte, les mousses étant stabilisées au besoin par le dowfroth 250.

Un tel protocole conduit à une consommation d'ensemble pour la flottation des grains :

Sulfure de sodium	3.500 g/t
Silicate de sodium	750 g/t
Polymère d'acide acrylique	25 g/t
Acétate de stéarylamine	100-125 g/t
Moussant	20 g/t

En fait, il faut compter sur une consommation de 2,5 g d'acétate de stéarylamine par kilo de zinc flotté.

Le tableau V donne un bilan d'essais sans relavage et sans produits intermédiaires (essai 1425).

Tableau V

Produit	Poids %	Teneurs		Répartition Zinc
		Plomb	Zinc	
Concentré	14,6	2,52	33,8	94,1
Résidu	85,4	0,05	0,36	5,9
Alimentation	100,0	0,41	5,24	100,0

Pour un traitement complet sur 50 kg de produits, les résultats sont ceux donnés au tableau VI.

Tableau VI

Produits	Poids %	Teneurs		Répartition Zinc
		Plomb	Zinc	
Conc. relavé	6,2	2,83	34,2	67,2
Rés. relavage	4,1	1,69	19,6	25,4
Conc. dégrossi	10,3	2,38	28,36	92,6
Résidu	89,7	0,07	0,26	7,4
Alimentation	100,0	0,31	3,16	100,0

Alors que l'essai 1425 donne un concentré à 33 % Zn sans produits intermédiaires, le second essai fait apparaître le besoin d'un relavage pour atteindre 34 % Zn. Le résidu de relavage *rebroyé* donne sans difficulté un concentré de flottation à 35 %.

Tenant compte de cette observation, il faudra éventuellement envisager le rebroyage des résidus de relavage, qui représentent 4 à 5 % de l'alimentation de cette flottation, si l'on désire obtenir de façon certaine un concentré à 33 % zinc minimum.

Pour cette catégorie granulométrique, on peut assurer que le résidu pourra être obtenu à 0,35 % zinc.

#### 423. Flottation des fins

Alors que pour le traitement ci-dessus il est nécessaire de travailler en pulpe épaisse, pour combattre le caractère serré des mousses obtenues et avoir une meilleure sélectivité, il faut flotter les fins en milieu plus dilué.

Ceci se fait au prix d'une consommation plus élevée de sulfure et silicate.

Le traitement en laboratoire comprend les étapes suivantes :

— Conditionnement en pulpe épaisse (1000 g/litre) pendant 5 min en présence de :

Sulfure de sodium	1.500-2.500 g/t
Silicate de sodium	500 g/t
Polymère d'acide acrylique	50 g/t
Acétate d'amine	40 g/t

— Dilution et flottation en pulpe à 200 g/litre, durée 2 min :

Moussant dowfroth 250	10 g/t
-----------------------	--------

— Additions successives en doses décroissantes :

Sulfure de sodium	1.000-500-250 g/t
Silicate de sodium	300-200-100 g/t
Polymère	0- 5- 0 g/t
Acétate d'amine	30-25-20 g/t

Chacune des additions est suivie de flottation avec stabilisation des mousses par le dowfroth 250 si besoin.

Ce genre de protocole donne une consommation globale de réactifs qui est la suivante :

Sulfure de sodium	3.000-4.000 g/t
Silicate de sodium	1.100 g/t
Polymère d'acide acrylique	55 g/t
Acétate d'amine	115 g/t
Stabilisant	20 g/t

Les mousses de dégrossissage sont pauvres et un relavage avec dilution est indispensable pour obtenir une teneur suffisante.

Le polymère d'acide acrylique et le silicate au relavage doivent être dosés avec soin pour éviter une dépression totale.

Un essai complet donne le bilan représenté au tableau VII (n° 1.428).

Des essais en circuit fermé (locked test) avec ré-injection du résidu de relavage, nous ont montré la possibilité de maintenir la qualité du résidu sans abaisser la teneur du concentré.

La faible teneur du concentré de dégrossissage est due aux entraînements de fines dans les mousses trop stables de cette opération.

Nous pourrions compter pour cette étape sur un résidu à une teneur de 0,3 % en zinc.

#### 43. Conclusion de l'ensemble des essais de laboratoire

— En acceptant un taux d'enrichissement faible, la gravimétrie pourrait traiter une tranche granulométrique allant de 34 à 300 microns. Éliminant 75 % des produits sous forme de résidus à 0,6 % zinc, elle fournirait des préconcentrés à 3 % zinc minimum.

L'utilisation des spirales peut être envisagée.

— En traitant séparément par flottation aux sels d'amine les tranches + 34 microns et — 34 microns « deslimed », on pourra obtenir des concentrés à 33 % de zinc au moins, tout en rejetant des résidus à 0,35-0,45 % Zn.

Tableau VII

Produit	Poids %	Teneurs		Répartition Zinc
		Plomb	Zinc	
Conc. relavé	2,8	6,09	33,8	
Rés. relavage	8,3	1,58	9,0	
Conc. dégrossi	11,1	2,63	15,31	88,5
Résidu	88,8	0,08	0,25	11,5
Alimentation	100,0	0,36	1,92	100,0

— Un rebroyage des résidus de relavage des grains peut être nécessaire pour obtenir le résidu désiré tout en ayant un concentré à 33 % Zn.

## 5. EXPLOITATION DES RESULTATS OBTENUS LES SCHEMAS DE TRAITEMENT

### 51. Utilisation prévue pour les produits

Avant de préciser dans quel sens il fut décidé de poursuivre, il convient de savoir que la Société dispose à Boubeker d'une installation de four rotatif Waelz.

Cette installation permet de traiter des minerais ou des concentrés de zinc suivant deux principes :

- Volatilisation
- Calcination

Dans le traitement par *volatilisation*, suivant le procédé Waelz, quelle que soit la teneur du produit d'alimentation du four, le produit final est constitué par un mélange d'oxydes à forte teneur :

— ainsi, en travaillant sur des concentrés de calamine à 36 % Zn et 2 % Pb, le produit commercialisé titre régulièrement 60 % de zinc pour 3 à 5 % de plomb;

— et, en travaillant sur des scories de four Water Jacket de la fonderie plomb voisine, les oxydes marchands obtenus en 1975 titraient encore 60 % zinc pour 12 à 14 % plomb, alors que l'alimentation était à 12 % Zn et 3 % Pb.

Dans le traitement par *calcination*, qui se justifie pour les carbonates déjà concentrés par flottation, par exemple, le four opère une décarbonatation de la smithsonite et de la gangue carbonatée éventuellement présente. Pour une alimentation à 39-40 % zinc, les calcines marchandes obtenues titraient régulièrement 52 % Zn.

Il va de soi que les produits obtenus lors du retraitement de la digue alimenteront ce four.

La connaissance pratique de ses modes de fonctionnement et des frais a permis d'assigner une limite inférieure à la qualité de cette alimentation : sa teneur en zinc sera supérieure à 25 %.

Si cette teneur est supérieure à 38 %, le four pourra travailler en calcination et produire des calcines marchandes.

Si cette teneur est comprise entre 25 et 38 %, le four travaillera en volatilisation et produira des oxydes marchands.

Les concentrés de flottation que l'on peut espérer obtenir lors du retraitement des résidus seront à 33 % suivant ce que les essais laboratoire ont montré. Ils constitueront donc une alimentation idéale pour la volatilisation.

### 52. Les schémas de traitement envisagés

En considérant le tableau I donnant les teneurs et répartitions des métaux suivant la granulométrie, nous pouvons appliquer les observations faites ci-dessus aux produits contenus dans la « digue » :

Deux possibilités se présentent :

- Flottation intégrale
- Préconcentration et flottation.

#### 521. La flottation intégrale

Dans cette hypothèse, le schéma de traitement serait le suivant :

- Classement de la pulpe par cyclonage en trois catégories :  
slimes, — 34 microns, + 34 microns
- Flottation indépendante sur le + 34 et le — 34 microns.

Avec un tel schéma, pour une flottation portant sur 77,5 % du poids total, la récupération zinc serait de 53,8 %.

Le rendement de la récupération zinc en flottation seule : 78,8 %.

Le concentré final pesant 2,62 % du total traité aurait pour analyse :

33,0 % zinc et 2,87 % plomb

Le + 300 microns qui traverse les appareils sans aucun traitement est considéré comme rejeté en bloc.

Le bilan zinc complet de cette opération, tenant compte des observations faites en laboratoire, est donné au tableau VIII.

#### 522. Préconcentration — Flottation

Dans ce schéma, le traitement serait le suivant :

- Le préclassement de la pulpe serait le même en :  
slimes, — 34 microns, + 34 microns
- Préconcentration du + 34 microns à la spirale.
- Flottation indépendante sur le — 34 microns « deslimed » et sur le + 34 microns préconcentré par spirale.

Dans ce cas-ci, le bilan métal s'établit comme donné au tableau IX.

Pour une flottation portant sur 37 % du poids total, la récupération du zinc serait de 46,1 %.

La récupération du zinc dans le circuit de flottation seul serait de : 86,5 %.

Le concentré final pesant 2,24 % du total traité aurait pour analyse :

33,0 % zinc et 3,34 % plomb.

Tableau VIII — Flottation intégrale

Produits	Poids %	Teneurs		Répartitions	
		Zinc	Plomb	Zinc	Plomb
Alimentation	100	1,60	0,37	100,0	100,0
Slimes (rejet)	18,2	2,64	1,23	300,0	
— 34 microns	20,0	1,72	0,31	21,4	
concentré	0,84	33,0	5,33	17,3	12,0
rejet	19,16	0,35	0,09	4,1	
+ 34 microns	57,5	1,31	0,13	46,9	
concentré	1,78	33,0	1,70	36,5	8,19
rejet	55,72	0,30	0,08	10,4	
+ 300 microns (rejet)	4,3	0,64	0,08	1,7	
Conc. global	2,62	33,0	2,87	53,8	20,19

Tableau IX — Préconcentration — Flottation

Produits	Poids %	Teneurs		Répartitions	
		Zinc	Plomb	Zinc	Plomb
Alimentation	100,0	1,60	0,37	100,0	100,0
Slimes (rejet)	18,2	2,64	1,23	30,0	
— 34 microns	20,0	1,72	0,31	21,4	
concentré	0,84	33,0	5,33	17,3	12,0
rejet	19,16	0,35	0,09	4,1	
+ 34 mic. spirale	57,5	1,31	0,13	46,9	
préconcentré	17,0	3,00	0,25	31,9	
rejet spirale	40,5	0,60	0,08	15,0	
Flott. du préconc.	17,0	3,00	0,25	31,9	
concentré	1,40	33,00	2,14	28,8	8,11
rejet	15,60	0,30	0,08	3,1	
+ 300 microns non traités	4,3	0,64	0,08	1,7	
Conc. global	2,24	33,00	3,34	46,1	20,11

Ici aussi, le + 300 microns traverse les appareils sans traitement et est considéré comme rejeté en bloc.

### 53. Comparaison et choix

Les deux schémas conduisent à des concentrés très voisins et parfaitement traitables par volatilisation au four Waelz.

Le second, avec préconcentration, réduit de moitié le tonnage à traiter par flottation au prix de 7,6 points de récupération de zinc.

Calculons la différence de prix de revient du traitement suivant les deux schémas (tableau X) :

Prenons comme base :

Prix de revient du traitement à la spirale :

0,10 DH/t

Prix de revient de la flottation aux amines :

3,50 DH/t

La récupération de 1,23 tonne de zinc en plus grâce à la flottation intégrale se ferait au prix de 1.360 DH.

Le cours du zinc étant à 250 DH/t, le manque d'intérêt de cette opération est évident.

Tableau X

	Flottation intégrale	Préconcentration Flottation
<i>Tonnage à traiter :</i>		
Alimentation	1.000 t	1.000 t
Flottation sur le — 34 microns	200 t	200 t
Tonnage à la spirale	—	575 t
Flottation du + 34 microns	575 t	170 t
<i>Prix de revient :</i>		
Flottation du — 34 microns	700 DH	700 DH
Spirale sur le + 34 microns	—	57,5 DH
Flottation sur le préconc. ou sur le 34 microns	2.013 DH	595 DH
Total prix de revient	2.713 DH	1.352,5 DH
<i>Répartition du zinc métal :</i>		
Dans l'alimentation	16 tonnes	16 tonnes
Dans le concentré global	8,61 tonnes	7,38 tonnes

L'installation prévue pour ce traitement est donc basée sur l'utilisation de la préconcentration.

6. LA NOUVELLE USINE DE TRAITEMENT

Tenant compte de ce qui précède et des difficultés à envisager pour la reprise de ces produits et surtout pour résoudre le problème du maintien de la régularité de l'alimentation, le schéma de traitement adopté est repris en figure 11.

L'ensemble est prévu pour le traitement de 250 t/h de résidus prélevés sur la « digue » et fournis à l'entrée de la laverie sous forme d'une pulpe à 35-40 % de solides.

Il comprend quatre sections :

- Le classement avec rejet des slimes (sur 250 t/h)
- La préconcentration (sur 150 t/h)
- La flottation des grains (sur 40 t/h)
- La flottation des fins (sur 50 t/h)

Le débit est choisi de telle sorte que le concentré final soit obtenu au débit de 150 t/jour et puisse justifier la marche du four Waelz existant.

6.1. Le classement

Cette opération se fait par cyclonage en trois éta- ges.

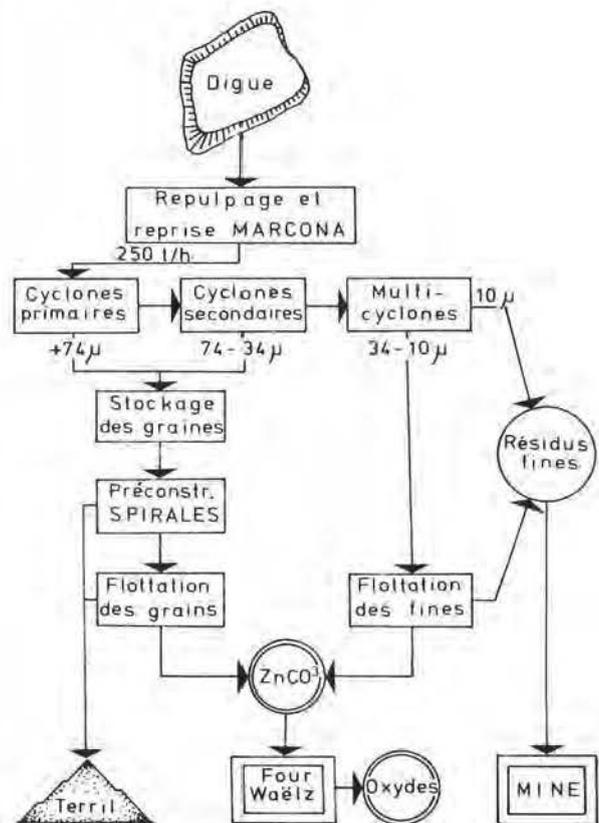


Fig. 11. — Schéma d'écoulement de la laverie « Digue ».

Le premier étage fera une coupure grossière à  $d_{50} = 74$  microns sur la totalité de la pulpe reçue.

Le deuxième étage, traitant la surverse du précédent, fera une coupure approximative à  $d_{50} = 30-40$  microns.

Les sousverses de ces deux cyclonages, soit environ 150 t/h, sont stockés dans un silo spécialement équipé d'un système breveté de reprise et repulpage. Ce silo a une capacité telle qu'il peut contenir les grains reçus pendant quatre heures de marche : 600 t environ.

Il alimente la préconcentration et sert de tampon pour amortir les variations dans la qualité granulométrique de la pulpe reçue.

Le troisième étage de cyclones, équipé en multicyclones de 25 mm de diamètre, éliminera les slimes en donnant un  $d_{50}$  aussi petit que possible et calculé pour être inférieur à 10 microns.

Les slimes éliminés (45-50 t/h) seront envoyés dans les anciens travaux souterrains, après récupération de l'eau dans un épaisseur de 50 m de diamètre.

La sousverse de ces microcyclones (50 t/h environ) sert d'alimentation à la flottation des fins.

## 62. La préconcentration

Les 150 t/h de + 34 microns venant du préclassement, sont réparties sur 108 spirales doubles, Mindep, prévues pour traiter 1,5 à 2,5 t/h chacune.

Ces spirales fourniront 40 t/h de préconcentré à 3 % de zinc au moins. Elles seront réglées de façon à fournir à tout prix un résidu à 0,6 % de zinc *au maximum*.

Le préconcentré alimente le circuit de flottation des grains.

## 63. La flottation des grains

Après conditionnement en milieu aussi épais que possible, la pulpe de préconcentré de spirale sera flottée *sans* dilution dans une série de 12 cellules « Agitair » 48'' dont les rotors tourneront à la vitesse minimale. Les réactifs et les doses prévues ont été donnés sur base des essais de laboratoire :

Sulfure de sodium :	3.000 g/t
Silicate de sodium :	550 g/t
Polymère :	25 g/t
Noramac S :	110 g/t
Dowfroth 250 :	10-20 g/t

Pétrole et célanol prévus.

Un seul relavage est prévu mais pourra ne pas être nécessaire. La mousse des épaisseur est réinjectée en tête immédiatement après le conditionneur et en même temps que le résidu de relavage.

Tant que la recirculation des eaux ne sera pas en régime, les consommations de sulfure et de silicate pourront être multipliées par 1,5 et même davantage.

Il faut noter au passage que l'eau « neuve » dont nous disposerons est à 175° de dureté hydrotimétrique et rend l'équilibre de réactif extrêmement difficile à régler. Seule la marche en circuit fermé pour les eaux permettra d'assurer les résultats annoncés.

## 64. La flottation des fins

Après conditionnement de la pulpe de sousverse des microcyclones sans dilution (60 % de solide), la flottation se fera en milieu très dilué. Une pulpe à 200 g/litre devra donner les meilleurs résultats. Cette flottation est faite dans 32 cellules « Agitair » 48'', à agitation normale.

Un seul relavage est prévu également pour commencer. La formule de réactifs retenue est la suivante :

Sulfure de sodium :	3.000-4.000 g/t
Silicate :	1.000 g/t
Polymère :	60 g/t
Noramac S :	120 g/t

Dowfroth 250, M I C, pétrole, suivant les besoins.

Ici, la recirculation des eaux sera encore plus indispensable et cette flottation ne sera possible que sur une pulpe bien « deslimed ». Le réglage des microcyclones sera déterminant.

## 65. Résidus et récupération des eaux

Les résidus spirale et ceux de la flottation des grains seront essorés et entreposés dans la plaine à l'ouest de la laverie.

L'eau récupérée va, soit à l'épaisseur de 50 m, soit au bassin de réserve.

Les slimes du dernier étage de cyclonage et les résidus de la flottation des fins sont envoyés dans l'épaisseur.

L'eau claire récupérée est recyclée en laverie et les boues sont envoyées dans les anciens travaux miniers.

L'eau restituée par ces boues, mélangée aux eaux de la nappe, sera reprise par les pompes d'exhaure qui fournissent l'eau neuve de l'installation.

## 66. Les concentrés

Les concentrés des fins et des grains épaissis dans un appareil de 9 m sont filtrés et envoyés directement au four Waelz par camion.

La sédimentation des fins sera aidée par addition de chaux et d'un floculant anionique et l'eau récupérée sera recyclée.

### 7. LA REPRISE

Cet exposé ne serait pas complet si nous ne parlions pas du procédé de reprise choisi pour cette opération.

La constitution du cœur de la masse mise en évidence par les sondages est une raison suffisante pour éliminer tous les procédés de reprise avec manipulation mécanique :

- Scraper
- Dragline et camion
- Pelles mécaniques et camion
- Rotopelles, etc.

Les méthodes semblant le mieux convenir sont, soit la drague, soit l'abattage hydraulique.

La mise en œuvre d'une drague sous-entend la création d'une lagune, mais le peu de stabilité probable de l'ensemble fait craindre les effets de la pression hydrostatique qui agirait alors sur la digue périphérique. Cette solution fut également abandonnée.

L'abattage hydraulique classique, au monitor par exemple, peut être envisagé en attaquant l'ensemble d'amont en aval. Cependant, une reprise en plus d'un point aurait été difficilement imaginable et il n'y aurait eu aucune possibilité de contrôle sur la qualité de la pulpe obtenue, tant au point de vue granulométrique que dilution.

Utilisant le principe de l'abattage hydraulique, permettant une reprise par le haut, et non par la tranche, le procédé Marcona donne également la possibilité de travailler en plusieurs points simultanément. Ce procédé fut adopté.

Le système Marcona est déjà bien connu et utilisé pour le chargement et le déchargement de pulpes de minerai ou concentré dans les bateaux minéraliers spécialement équipés. Il est également employé pour la reprise de haldes et pour l'exploitation de minerai meuble.

#### 7.1. Principe de fonctionnement

Un puissant jet horizontal, oscillant, attaque le dépôt, le désagrège et le malaxe. La pulpe obtenue est reprise par une pompe à pulpe dont la crépine est immédiatement sous le jet.

En pratique, la lance mobile et la pompe à boue sont installées dans une « capsule » (fig. 12). Celle-ci est équipée à sa partie inférieure d'une série de jets « fousseurs » qui, en repulpant les produits,

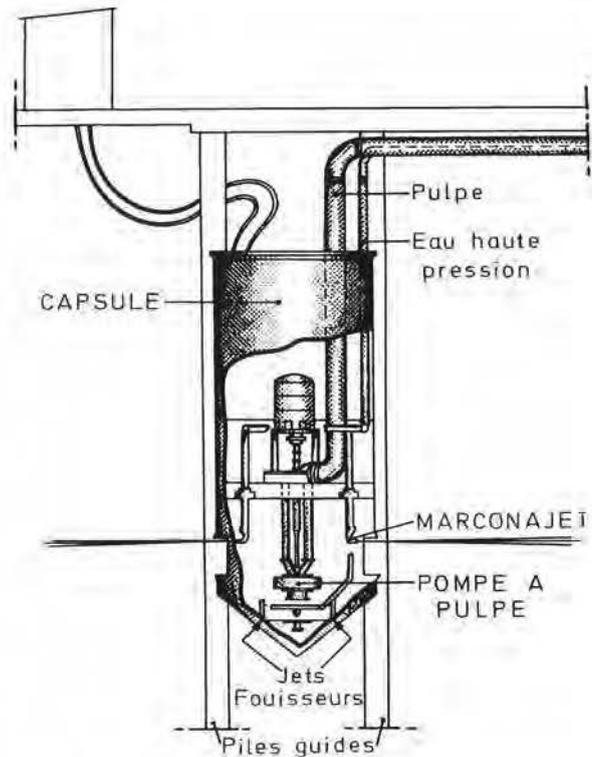


Fig. 12. — Capsule Marcona — Station fixe (principe).

permettent à l'ensemble de descendre dans la masse du dépôt (pour autant que celui-ci soit meuble, évidemment).

Dès que l'ensemble est suffisamment enfoui (1 à 3 m ou plus, à volonté), la lance oscillante entre en action et attaque la matière qui l'entoure. Sous l'effet de la pression élevée du jet (30 kg/cm<sup>2</sup>), le repulpage est extrêmement énergétique.

La pulpe obtenue traverse une crépine à orifices de un pouce destinée à retenir les corps étrangers, et est reprise par la pompe à boue.

Autour de cette capsule se forme peu à peu un cratère dont le rayon est fonction de la portée du jet et la pente est dictée par les caractéristiques d'écoulement de la pulpe formée.

Lorsque l'ensemble atteint un profil d'équilibre, l'abattage ne se fait plus. Il suffit alors d'enfoncer une nouvelle fois la capsule.

Il est facile de concevoir le réglage de la dilution :

- En agissant sur l'enfouissement de la capsule, la quantité de matière abattue varie et la pulpe est d'autant plus épaisse que le front d'attaque est proche du jet.

Selon le constructeur, il serait possible de maintenir la densité de la pulpe obtenue au refoulement de la pompe à boue à + ou — un dixième près de la valeur désirée.

## 72. Les stations

Pour réaliser le mouvement de haut en bas, la capsule est suspendue, soit à un bras de grue, soit à un portique. Une plate-forme qui lui est reliée par câbles et tubes souples porte le poste de commande et la pompe à haute pression.

Cet ensemble constitue une station.

Sur notre « digue », de façon à assurer au mieux l'uniformité de la pulpe arrivant en laverie, il fut décidé de réaliser la reprise simultanément en deux points au minimum, trois si possible.

Dans ce but, on installe actuellement deux stations mobiles et une station fixe.

### 721. La station fixe

Installée à l'aplomb de la partie fluide de l'ensemble, cette station est destinée à abattre la zone la plus fine de l'amas : vu cette fluidité probable, on pense que cette station assurera la reprise de tout le cœur de l'ensemble.

Quatre piles ont été enfoncées jusque dans le sol ferme. Deux d'entre elles supportent le portique auquel est suspendue la capsule et lui servent de guides.

Une large plate-forme en caisson supporte l'équipement de commande et la pompe HP. Elle est reliée aux piles par un pont léger. De cette plate-forme part la conduite de pulpe allant à la station réceptrice de la laverie.

### 722. Les stations mobiles

Ces deux stations sont constituées par un caisson sur lequel sont montés les équipements de commande et la pompe HP, mais aussi sur lequel s'articule un mât auquel est suspendue la capsule.

Ces stations sont destinées à la reprise de la partie la plus grossière de l'ensemble. Lorsque la capsule ne pourra plus être enfoncée et que l'abattage deviendra insuffisant, la capsule sera remontée et la plate-forme ripée vers une autre position d'attaque.

## 73. Caractéristiques

Les trois stations sont équipées de capsules identiques dont les caractéristiques sont les suivantes :

Eau haute pression :	120 m <sup>3</sup> /h à 30 bars
Pompe haute pression :	250 HP
Pulpe à 35-40 % de solides :	170 m <sup>3</sup> /h
Produits secs :	90 t/h
Pompe à boues :	70 HP

Les stations ont été calculées pour fournir des pulpes à 35-40 % de solide à la cuve de réception de la laverie.

Les trois stations en service simultanément donneront largement les 250 tonnes sèches par heure demandées.

Dans le cas de fonctionnement à deux stations seulement, la pulpe pourra être délivrée à 50 % de solide et le même tonnage sera assuré, ceci, bien entendu, pendant les courtes périodes d'arrêt d'une station, soit pour entretien, soit pour déplacement.

Le fonctionnement idéal sera de régler le débit des trois stations selon les besoins en vue d'obtenir une pulpe globale ayant les caractéristiques moyennes de la « digue », c'est-à-dire :

50-55 % de — 74 microns

Le stockage des grains prévu en laverie dans le circuit de cyclonage et de préconcentration servira à compenser les fluctuations de ces caractéristiques.

## REMERCIEMENTS

Je tiens à remercier ici la Société Z.E.R. pour l'autorisation qui m'a été donnée de présenter cette note aux Deuxièmes Journées de l'Industrie Minière.