



**TOGETHER**  
*for a sustainable future*

## OCCASION

This publication has been made available to the public on the occasion of the 50<sup>th</sup> anniversary of the United Nations Industrial Development Organisation.



**TOGETHER**  
*for a sustainable future*

## DISCLAIMER

This document has been produced without formal United Nations editing. The designations employed and the presentation of the material in this document do not imply the expression of any opinion whatsoever on the part of the Secretariat of the United Nations Industrial Development Organization (UNIDO) concerning the legal status of any country, territory, city or area or of its authorities, or concerning the delimitation of its frontiers or boundaries, or its economic system or degree of development. Designations such as “developed”, “industrialized” and “developing” are intended for statistical convenience and do not necessarily express a judgment about the stage reached by a particular country or area in the development process. Mention of firm names or commercial products does not constitute an endorsement by UNIDO.

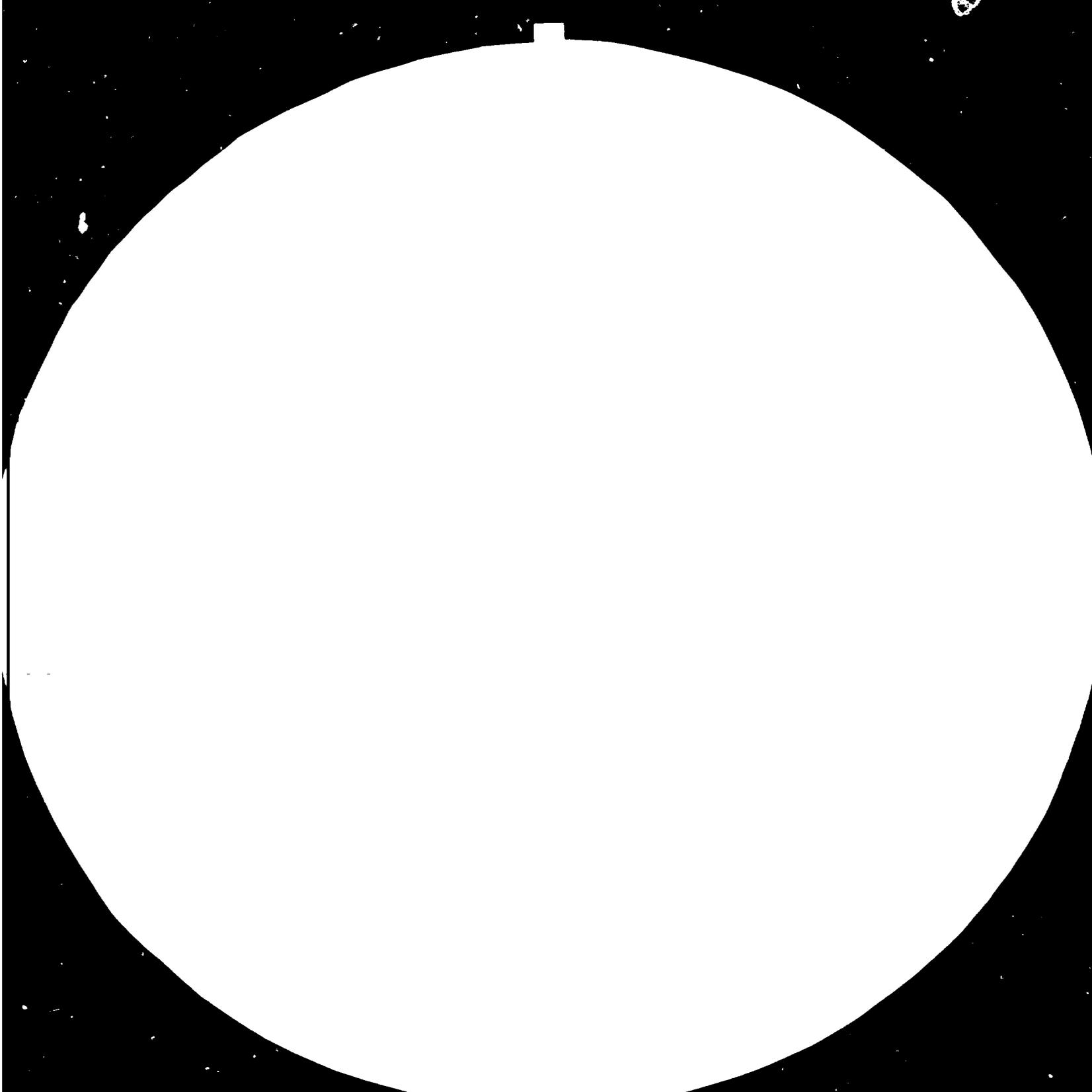
## FAIR USE POLICY

Any part of this publication may be quoted and referenced for educational and research purposes without additional permission from UNIDO. However, those who make use of quoting and referencing this publication are requested to follow the Fair Use Policy of giving due credit to UNIDO.

## CONTACT

Please contact [publications@unido.org](mailto:publications@unido.org) for further information concerning UNIDO publications.

For more information about UNIDO, please visit us at [www.unido.org](http://www.unido.org)



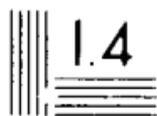
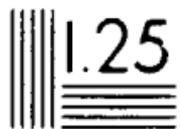


1.5 25

2.0 22



2.5 20



Resolution test charts are used to determine the resolution of a system. The resolution is the ability of a system to distinguish between two points that are close together. The resolution is measured in line pairs per inch (LPI). The resolution of a system is determined by the number of line pairs that can be resolved. The resolution of a system is determined by the number of line pairs that can be resolved. The resolution of a system is determined by the number of line pairs that can be resolved.

13480

Mauritanie.

ETUDE PRELIMINAIRE DE FACTIBILITE

SUR

L'EXTRACTION DE L'OR CONTENU

DANS LES STERILES TORCO A AKJOUJT/MAURITANIE.

Projet ONUDI No. SM/Mau/80/009

Rapport définitif.

préparé par

KHD HUMBOLDT WEDAG AG

Cologne, août 1983

TABLE DES MATIERES

CHAPITRE		Page
1	Aspects généraux	1
2	Aspect métallurgique du problème	2
3	Le problème	3
4	Etude minéralurgique	4
4.1	Résumé	4
4.2	But des travaux	5
4.3	Propriétés du tout-venant	5
4.3.1	Echantillon	5
4.3.2	Analyse chimique	6
4.3.3	Données physiques	8
4.3.4	Microscopie minéralogique	9
4.4	Essais minéralurgiques	16
4.4.1	Séparation magnétique et tablage	17
4.4.2	Flottation	19
4.4.3	Conclusions	25
4.5	Annexe 1 - 5 Minéralurgie	26
5	Essais hydrométallurgiques	32
5.1	Présentation des opérations	32
5.1.1	Cyanuration	32
5.1.2	Précipitation de l'or à la poudre de zinc	33
5.1.3	Adsorption de l'or au charbon actif	33
5.1.4	Procédé "Charbon en Pulpe" (CIP)	34
5.1.5	Grillage sulfatant	34
5.2	Essais	35
5.2.1	Echantillon	35
5.2.2	Organisation des essais hydrométallurgiques	35
5.3	Résultats des essais	37
5.3.1	Cyanuration agitée	37
5.3.1.1	Influence du temps de lixiviation	38
5.3.1.2	Influence de la concentration en solides	39
5.3.1.3	Influence du pH	40
5.3.1.4	Influence de l'air et de l'oxygène	41
5.3.1.5	Influence de la concentration initiale en NaCN	42

## HUMBOLDT WEDAG AG

5.3.1.6	Sédimentation et filtration	43
5.3.2	Grillage sulfatant	46
5.3.3	Adsorption d'or au charbon actif	48
6	Réalisation technique de la récupération de l'or contenu dans les stériles TORCO	50
6.1	Etude de l'installation	51
6.2	Description des procédés	52
6.3	Alimentation, production et consommations de l'installation de récupération d'or	54
7	Spécification des équipements	55
8	Personnel de l'usine de récupération d'or	58
9	Calcul de rentabilité	61
9.1	Bases	61
9.2	Calculs de base	63
9.2.1	Investissement et financement	63
9.2.1.1	Investissement	63
9.2.1.1.1	Investissements immatériels	64
9.2.1.1.2	Fonds de roulement	65
9.2.1.2	Financement	67
9.2.1.2.1	Fonds à long terme	67
9.2.1.2.2	Fonds à court terme	71
9.2.1.2.3	Problème spécial	71
9.2.2	Dépenses et recettes	71
9.2.2.1	Matériaux	71
9.2.2.2	Salaires	72
9.2.2.3	Amortissement et intérêts	74
9.2.2.4	Dépenses diverses	76
9.2.2.5	Recettes	76
9.3	Bilan	77
9.4	Compte de Pertes et Profits	78
9.5	Analyse des risques	79
9.6	Rémunération du capital	81
10	Conclusions générales	82
11	Annexe Hydrométallurgie	83

1

Aspects généraux

La République Islamique de Mauritanie s'étend sur 1,1 million de kilomètres carrés et sa population s'élève à plus de 1,5 million d'habitants. La plus grande partie du pays est du désert; seule une zone étroite au Nord du fleuve Sénégal permet, dans un cadre modeste, l'agriculture et l'élevage, source de nourriture pour 75 % de la population.

Le bilan du commerce extérieur de la République accuse un déficit annuel de l'ordre de 200 millions de dollars.

Le Gouvernement de la République Islamique de Mauritanie fait tous les efforts dans le but d'encourager les exportations en vue de procurer des devises et de créer de nouveaux emplois.

Dans le cadre de ces efforts, le secteur minier constitue la possibilité la plus prometteuse du redressement du bilan commercial. Au cours des dernières années, ce secteur faisait rentrer la plus grande partie (80 % env.) des devises, notamment par l'exportation du minerai de fer. En ce qui concerne l'emploi, les mines occupaient le deuxième rang.

L'Etat a donc intérêt à aider le secteur minier et à promouvoir son développement.

C'est dans cet esprit que de nouvelles participations privées ont été admises dans la Société Nationale Industrielle et Minière (SNIM), nationalisée en 1974/1975, entreprise qui exploite les mines de fer de KEDIA et GUELBS.

En 1975, la SNIM a absorbé la société privée SOMIMA et repris l'exploitation du gisement de cuivre de celle-ci, situé à AKJOUJT.

Etant donné qu'il s'agit d'un minerai de cuivre oxydé, dont la concentration était complexe et coûteuse, et qui est relativement riche en impuretés détériorant les concentrés, et vu les faibles prix internationaux du cuivre, la SNIM a cessé l'exploitation de cette mine en 1978.

2 Aspect métallurgique du problème

Durant de nombreuses années, le traitement du minerai oxydé de cuivre d'AKJOUJT a été effectué par le procédé TORCO (Treatment Of Refractory Copper Ores) qui prévoit la cuisson du minerai avec du chlorure de sodium en présence de charbon ou de coke. Une chaîne de réactions chimiques complexes produit d'abord la chloration du cuivre, et ensuite sa réduction à la surface du charbon.

Ces réactions se résument comme suit:

- Réaction du NaCl avec la silice, le silicate d'aluminium et l'eau contenus dans le minerai, menant à la formation d'acide chlorhydrique gazeux.
- La réaction de l'acide chlorhydrique gazeux avec les différents métaux de valeur produit des chlorures volatils.
- Réduction des chlorures de métaux à la surface du charbon solide par l'hydrogène; production simultanée d'acide chlorhydrique gazeux. L'hydrogène nécessaire à cette réaction provient de la décomposition de l'eau par le carbone à une température élevée.

En aval du traitement thermique, le minerai est soumis à la flottation afin de récupérer les grains de cuivre métallique.

Plusieurs imperfections au niveau de la préparation thermique et de la flottation ont abouti à un rendement cuivre total qui dépassait rarement les 70 %\*. Le rendement or dans le concentré ne satisfaisait pas non plus. Comme déjà dit, l'installation a dû être arrêtée à cause de ces difficultés économiques. Malgré leur teneur importante en or, les rejets de la flottation, les "stériles TORCO", ont été mis au terril sans traitement.

La présente étude a pour but d'explorer les possibilités de récupérer l'or contenu dans ledit terril.

\* Rey, M., Memoirs of milling and process metallurgy: 4 - segregation process. Trans. Instn. Min. Metall. (Sec. C, 89, 1980, p. C 101 - C 107).

3

### Le problème

La tâche de cette étude était d'étudier les possibilités de valoriser les stériles TORCO par la récupération des métaux de valeur. Ces stériles représentent env. 2,5 millions de tonnes; leur teneur en or est de l'ordre de 3 g/tonne.

L'étude a été réalisée en deux phases. Dans la première, plus de 200 échantillons prélevés à la sondeuse ont été analysés quant à leurs teneurs en or, argent et cuivre afin de déterminer les teneurs moyennes du terril en ces métaux. Un calcul approximatif de la rentabilité de récupération de l'or a été effectué.

En possession des résultats encourageants de la phase 1, on a, dans une deuxième phase, procédé aux opérations suivantes:

- Analyses et études minéralogiques, physiques et chimiques des échantillons,
- Essais de minéralurgie:
  - Concentration primaire par gravité,
  - Concentration par flottation,
- Essais hydrométallurgiques en vue de l'élaboration d'un procédé optimal pour la récupération des métaux de valeur,
- Etude de rentabilité du procédé proposé,
- Elaboration d'un schéma du procédé dans le cas où la rentabilité se confirme.

Comme convenu, les résultats de la deuxième phase de l'étude devaient être présentés en anglais sous forme d'un brouillon de Rapport Définitif. Dès acceptation écrite de celui-ci par l'ONUDI, un Rapport Définitif doit être remis en anglais et en français.

4 Etude minéralurgique

4.1 Résumé

Un échantillon global, composé des échantillons fournis par POLSERVICE, a été soumis à des analyses chimique, physique et minéralogique et à des essais de concentration par séparation magnétique, tablage et flottation.

L'échantillon se compose essentiellement d'oxydes de fer (magnétite avec des régimes transitoires de martite allant jusqu'à l'hématite). Le minéral accompagnateur le plus important est le quartz.

Les phases métalliques se présentent pour la plupart sous forme de petites billes, plus rarement de croûtes métalliques ("atolls") entourant des agrégats complexes qui renferment parfois des restes de charbon, ainsi que de grains en éclats d'un lustre métallique couleur crème.

On suppose que ce sont ces phases métalliques, alliages de cuivre et de zinc contenant probablement des agrégats extra-fins, colloformes, riches en hématite, qui renferment les métaux précieux. Aucune particule d'or libre n'a pu être décelée. Par ailleurs, nous n'avons pas constaté d'enrichissement notable des métaux précieux dans aucune des fractions granulométriques, non plus.

On en conclut que les métaux précieux sont finement dispersés sous forme d'alliages, inclus dans les réseaux des grains CuZn ou formant inclusions cryptocristallines dans les composants de l'échantillon.

Voici pourquoi les tentatives d'enrichissement par séparation magnétique à basse ou haute intensité, tablage et flottation n'ont pas donné de résultats satisfaisants. Tous les essais ont accusé des pertes inexplicables des métaux de valeur.

La dispersion fine des métaux de valeur a suggéré le traitement chimique direct par cyanuration, sans concentration physique préalable.

4.2 But des travaux

Conformément aux termes du contrat No. T 81/83 du 1er février 1982 passé

entre

l'Organisation des Nations Unies pour le Développement Industriel (ONUDI)

et

KHD Humboldt Wedag AG

Les travaux de deuxième phase ont dû comprendre entre autres des analyses minéralogique, physique et chimique de l'échantillon global composé à partir des échantillons individuels fournis par POLSERVICE et des essais de valorisation par préconcentration des métaux de valeur, par gravité et/ou flottation.

4.3 Propriétés du tout-venant

4.3.1 Echantillon

Les analyses, essais et études à détailler ci-après ont été effectués sur un mélange obtenu à partir des échantillons des stériles TORCO de AKJOUJT (que nous allons nommer le tout-venant en ce qui suit), fournis par POLSERVICE. Vu la faible quantité de matière disponible (poids total 346 kg), il n'a pas été possible de mélanger les échantillons par la méthode de la moyenne pondérée, car dans ce cas-là, étant donné la petite profondeur de maints sondages, le poids de l'échantillon global obtenu de cette façon aurait été insuffisant pour les essais prévus. C'est pourquoi il faut accepter de légères différences entre les teneurs en métaux de valeur calculées pour la masse entière des stériles TORCO et celles établies par l'analyse de l'échantillon global.

4.3.2 Analyse chimique

L'analyse chimique quantitative de l'échantillon global a donné le résultat ci-dessous.

Tableau 1: Analyse chimique quantitative de l'échantillon global des stériles TORCO

Elément	Teneur
SiO <sub>2</sub>	14,20 %
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,81 %
Fe	54,84 %
Mn	1,10 %
MgO	2,45 %
CaO	3,64 %
Na	0,35 %
CO <sub>2</sub>	0,37 %
SO <sub>4</sub>	0,21 %
Cd	<0,1 ppm
Ag	2,2 ppm
As	0,10 %
Au	2,8 ppm
Co	0,036 %
Cu	0,81 %
Ni	0,039 %
Pb	<0,5 ppm
S	0,12 %
Zn	0,013 %
Sb	0,5 ppm
Cl	0,042 %
C	0,19 %
F	-

Si l'on multiplie la teneur en fer ci-dessus par le facteur 1,4 (correspondant à peu près au facteur de conversion de Fe en  $Fe_2O_3$  ou  $Fe_3O_4$ ), on obtient un total supérieur à 100 (Tableau 2), ce qui signifie qu'une partie des métaux est présente sous forme métallique plutôt que combinée (oxyde ou sel).

Tableau 2: Pourcentages des principaux éléments contenus dans les stériles TORCO après conversion du fer en oxydes

SiO <sub>2</sub>	14,20 %
Na	0,35 %
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,81 %
Oxydes de fer	76,78 %
Mn	1,10 %
MgO + CaO	6,09 %
CO <sub>2</sub> + SO <sub>4</sub>	0,72 %
Cu	0,81 %
C	0,19 %
	101,05 %

A côté des composants précités, l'analyse spectrale sommaire a révélé la présence de Mo, Y, V et Ti à raison de 0,001 à 0,01 %.

En ce qui concerne la détermination de la teneur or et argent de l'échantillon global et des échantillons individuels, il convient d'attirer l'attention du lecteur sur ce qui suit.

Même les laboratoires spécialisés dans ce genre d'analyses rencontrent des difficultés à analyser les teneurs en métaux précieux des stériles TORCO, notamment si les échantillons disponibles pour les analyses ne sont pas assez volumineux. Comme il y avait une dispersion des résultats d'analyse, un échantillon séparé de l'échantillon global a été remis à un laboratoire de contrôle à l'étranger.

Celui-ci a constaté les teneurs suivantes, ramenées à la substance séchée à 100°C:

Au: 3,1 g/t;  
Ag: 9,0 g/t.

Toutes les études mentionnées ci-après sont basées sur cette analyse de contrôle.

4.3.3 Données physiques

La teneur en eau de l'échantillon global était de 1,4 %; sa densité en vrac, non tassée: 1,86 t/m<sup>3</sup>, sa densité en vrac, tassée: 2,19 t/m<sup>3</sup>.

Etant donné que les échantillons individuels recus se présentaient pour la plupart sous forme de mottes et agglomérations, il a fallu les désagglomérer d'abord (voir Interim Report de juin 1982). Le tamisage à la main en voie humide sur tamis selon DIN 4188 a donné les résultats suivants.

Tableau 3: Résultats du tamisage de l'échantillon global des stériles TORCO, après désagglomération

Fraction granulométrique mm	Poids %	Poids cumulé %
> 1,0	2,05	2,05
1,0 à 0,5	2,02	4,07
0,5 à 0,3	3,06	7,13
0,3 à 0,2	6,26	13,39
0,2 à 0,1	15,46	28,85
0,1 à 0,063	12,89	41,74
0,063 à 0,032	13,90	55,64
< 0,032	44,36	100

La courbe des refus cumulés, jointe en annexe 5, p. 31, a une allure plate comme l'ont souvent les produits décomposés par les intempéries.

Le tamisage d'un autre échantillon partiel, suivi de l'analyse chimique des fractions, a donné des teneurs Cu et Au peu différentes.

Tableau 4: Fractions granulométriques des stériles TORCO et leurs teneurs en or et cuivre

Fraction mm	Teneur en Cu %	Teneur en Au g/t
> 0,3	0,89	2,94
0,3 à 0,2	0,72	3,94
0,2 à 0,1	0,59	2,66
0,1 à 0,063	0,66	2,38
0,063 à 0,032	0,76	3,22
< 0,032	1,03	3,40

La teneur moyenne de ces fractions, pondérée par les poids présentés au Tableau 3, s'établit à 3,13 g/t.

On s'aperçoit que ce sont les fractions de flottation facile, celles entre 0,2 et 0,063 mm, qui sont le plus pauvres en cuivre et en or. Les différences entre les teneurs ne suffisent cependant point pour séparer un rejet pauvre, par exemple par déschlammage ou par élimination de la fraction la plus grossière.

#### 4.3.4 Microscopie minéralogique

Les fractions citées en fin du chapitre précédent ont été examinées au microscope en section polie. Cet examen a mis en évidence que l'échantillon se compose essentiellement de magnétite et d'hématite. Le minéral accompagnateur le plus important est le quartz. Outre cela, on a trouvé des composants charbonneux, des phases amorphes et métalliques.

La magnétite existe pour la plupart sous forme de fragments irréguliers distincts. Il n'adhère que rarement au quartz.

Le genre d'hématite dit martite d'échauffement se forme par l'oxydation de la magnétite sur ses faces extérieures, dans ses fissures ou clivages; de préférence le long des faces d'octaèdre.

On voit toute la gamme des transformations, partielle ou totale, en hématite. Cette transformation est moins prononcée dans les fractions grossières, tandis que dans les fines elle a tendance à être fort avancée. Une partie de l'hématite forme des agrégats au grain très fin, difficiles à polir, dont la structure est rythmique et partiellement colloforme. C'est probablement de la goethite grillée. La diffractométrie X n'a pas décelé de traces de goethite.

Le quartz existe essentiellement sous forme de grains individuels incolores ou bien de grains fins adhérant à la magnétite. Moins fréquents sont les fragments de jaspe de couleur rouge sang.

En ce qui concerne les phases métalliques, on peut distinguer les formes suivantes:

a)

Particules sphériques (billes) compactes, homogènes et libérées, au reflet métallique (microphoto No. 1).

Pour avoir une idée de la composition chimique de ces particules, on a analysé à la microsonde la bordure et le centre de deux d'entre elles, aux résultats suivants.

	Eléments principaux*)	Eléments accessoires**)
Grain 1		
Centre	Cu, Zn	Al, Si, Sn, Ca, Fe, Pb (?)
Bordure	Cu, Zn	Al, Si, Pb, Fe
Grain 2		
Centre	Cu, Zn	Si, Pb, Ag (?), Fe
Bordure	Cu, Zn	Si, Ag, Sn (?), Fe

\*) Ordre de grandeur: 10 %

\*\*\*) Ordre de grandeur: 1 %

Rapport Cu/Zn: 2/1 à 3/1. La comparaison avec un étalon a donné

Grain 2 - centre 1,17 % Fe

Grain 2 - bordure 0,22 % Ag

b)

Incrustations métalliques minces (3 à 15 microns) ("atolls"), sur grains complexes qui comprennent par endroits des fragments de charbon ou de coke (microphotos 2 à 4). Les propriétés optiques et la composition chimique correspondent sensiblement à celles décrites sous a).

c)

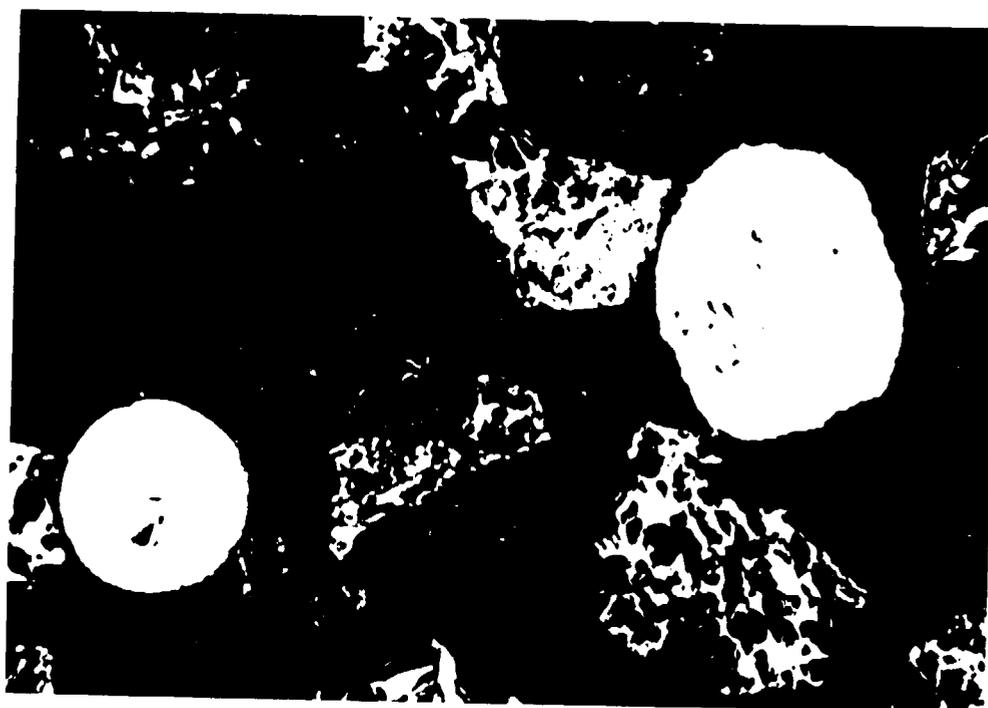
Eclats au lustre métallique blanc crème.

Au microscope, on n'a pas décelé de particules d'or. On est donc amené à supposer que les métaux précieux sont "cachés" sous forme d'alliages dans les phases métalliques. On a compté les grains métalliques dans chacune des sections polies, aux résultats suivants.

Tableau 5: Distribution de la phase métallique sur les fractions granulométriques des stériles TORCO

Section polie de la fraction	Grains métalliques			
	sphériques	atolloïdes	éclats	total
> 0,3 mm	1	8	-	9
0,3 - 0,2 mm	11	3	-	14
0,2 - 0,1 mm	4	8	1	13
0,1 - 0,063 mm	14	17	1	32
0,063 - 0,032 mm	28	16	5	49
< 0,032 mm	76	1	-	77

Les grains métalliques sphériques se concentrent dans la fraction extra-fine (< 0,032 mm) tandis que les grains atolloïdes ont leur abondance maxima dans les fractions de 0,1 à 0,032 mm. Dans l'ensemble, les composants métalliques sont les plus nombreux dans les extra-fines (< 0,032 mm).



Microphoto No. 1

————— 0,2 mm

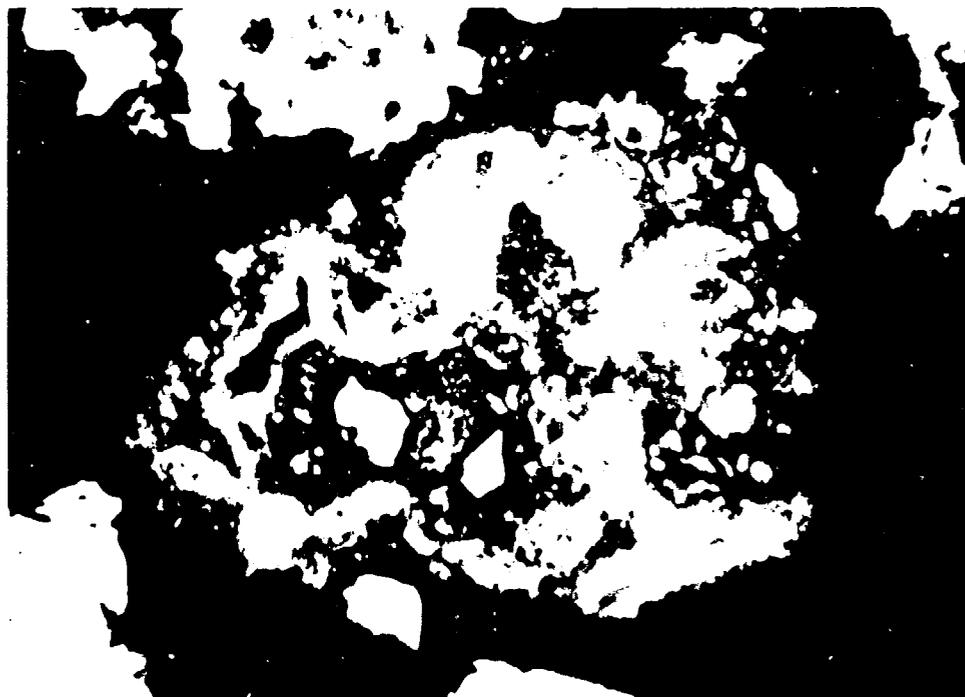
Grossissement: 120x, filtre bleu. Section polie. Cette photo montre deux des grains sphériques métalliques, décrits sous 4.3.4 a), à côté de grains de magnétite et hématite (blanc) et quartz (bleu-gris) dans une matrice de résine synthétique.



Microphoto No. 2

————— 0,1 mm

Grossissement: 240x. Section polie. Agrégats inhomogènes, en partie atolloïdes - voir 4.3.4 b) - de composition variable (métal, charbon/coke et quartz) à côté de grains de magnétite et hématite (blanc) et de quartz (gris) dans une matrice de résine synthétique.



Microphoto No. 3

————— 0,05 mm

Grossissement: 580x. Section polie. Agrégat analogue à celui de la microphoto No. 2, mais à l'agrandissement plus que doublé.



Microphoto No. 4

————— 0,1 mm

Grossissement: 220x, filtre bleu. Section polie. Agrégat atolloïde, la phase métallique formant une incrustation fine autour du grain.

Comparé aux particules sur les photos précédentes, le noyau est sensiblement plus compact.

A droite, une particule de magnétite et martite. Matrice de résine synthétique.

4.4 Essais minéralurgiques

En ce qui concerne la valorisation des stériles, les conclusions que l'on tire des résultats d'analyse du tout-venant sont les suivantes.

- a) Les procédés de concentration par gravité des fractions grossières et fines, par ex. lavage par liquide dense ou par pistonage, sont à exclure en vue de la granulométrie de la matière (50 % env. < 0,032 mm); à la rigueur, le tablage pourrait être envisagé.
- b) La préconcentration par classement granulométrique est impossible. Ni les schlamms, ni le produit grossier n'est assez pauvre en or à être rejeté.
- c) La teneur en minéraux magnétisables - magnétite et hématite - justifie un essai de concentration au séparateur magnétique à haute et basse intensité.
- d) La flottation entre aussi en ligne de compte.
- e) Une plus forte libération de la matière par broyage dans le but de dégager les particules de valeur emballées dans les stériles paraît être peu prometteuse car le tout-venant est déjà très fin, sa teneur en particules non libérées (plus fréquentes dans les minerais "naturels") est faible, et ni les textures colloformes et amorphes, ni les alliages ne se prêtent à la libération mécanique.

Bien que, dans ces conditions, la réussite d'un traitement physique soit peu probable, nous avons procédé quand même à toute une série d'essais, étant donné que les résultats des analyses ne permettent pas de se prononcer définitivement sur la possibilité ou l'impossibilité de la valorisation physique d'un minerai.

Ces essais se classent en deux groupes, à savoir:

- Combinaison séparation magnétique/tablage,
- Flottation.

#### 4.4.1 Séparation magnétique et tablage

Vu le pourcentage important de minéraux magnétisables contenus dans l'échantillon global, la question s'est posée si l'on peut éliminer ceux-ci par séparation magnétique et concentrer les produits de valeur dans le produit non-magnétique. On pourrait alors envisager la concentration par tablage de ce dernier.

Le schéma des opérations est illustré par le diagramme de l'annexe 1 (bien que les différentes opérations aient été effectuées l'une à la suite de l'autre). Nous n'allons pas décrire ici les premiers essais d'orientation qui servaient uniquement à définir chaque opération et à ajuster les appareils. Les appareils utilisés et leur réglage étaient les suivants.

- Séparation magnétique à basse intensité
  - Séparateur électromagnétique à tambour en voie humide, type TN 6350, avec tambour de 630 mm de diamètre et 500 mm de largeur utile.
  - Courant d'excitation: 4 A.
- Séparation magnétique à haute intensité
  - Séparateur électromagnétique à tambour en voie humide, type PWTN, tambours de 180 mm de diamètre et 400 mm de largeur utile.
  - Courant d'excitation: 0,5 A.
  - Entrefer (séparation tambour/pôle): 6 mm.
- Tablage
  - Table à secousses type HUMBOLDT.
  - Course: 30 mm.
  - Fréquence: 300 tr/mn

Le tableau de l'annexe 3 (p. 29) résume les produits de chaque série d'essais, leurs teneurs ainsi que les taux de récupération des produits de valeur

La séparation magnétique à basse intensité élimine presque la moitié (47,46 %) de l'alimentation comme produit magnétique composé de magnétite, de martite + magnétite et d'autres constituants renfermant de la magnétite. Ce produit contient 1 g/t d'or environ, soit un sixième de l'or contenu. Il ne doit donc être rejeté en tant que stériles.

Des rejets du séparateur magnétique à basse intensité, le séparateur à haute intensité a séparé env. 17 % de matière à faible susceptibilité (soit 9 % environ de l'échantillon original).

Ce produit contient toujours 2,4 g/t d'or et ne peut donc être qualifié de stériles non plus.

Il est à noter que la surverse (over-flow) de schlamm du séparateur à haute intensité contient à peu près la même teneur en or que l'alimentation.

Le produit non-magnétique fourni par le séparateur à haute intensité a été versé sur la table à secousses. On y constate une concentration nette d'or jusqu'à 24 g/t dans le produit "1a", donc dans la bande extrême de minéraux lourds sur la table. Mais la récupération des métaux, ramenée à l'alimentation de la table, ne s'élève qu'à 12 %. Aucun produit du tablage n'a une teneur en or inférieure à 1 g/t. On remarque ici aussi que les schlamms les plus fins qui sont évacués dans l'eau - produit "5" - ont une teneur en or comparable à celle de l'alimentation de la table. Il n'aurait pas été justifié d'espérer un résultat sensiblement différent même dans le cas du chargement direct du tout-venant sur la table (donc sans séparation magnétique en amont).

Il est inutile de s'engager dans les détails des teneurs en argent et cuivre. Tout comme l'or, ces métaux ne peuvent pas être concentrés non plus par séparation magnétique et tablage.

#### 4.4.2 Flottation

Le procédé adopté pour les essais de flottation est illustré par le schéma de l'annexe 2 (p. 28).

Des échantillons réduits, prélevés sur l'échantillon global, ont été broyés dans un broyeur à boulets de laboratoire afin de réduire les particules trop grossières pour la flottation et défaire les agrégats qui subsistent. Les particules ayant taille de plus de 0,2 mm ont été écrasées dans un mortier et tamisées ensuite.

Avant les essais Nos. 1 et 2, la matière a été déschlammée dans un classificateur à courant ascendant de laboratoire, à la coupure de 0,02 mm environ.

Les essais ont été effectués dans une cellule de flottation de laboratoire, type Agitair, à sous-aération, 3 l de volume, vitesse périphérique de l'agitateur 3,45 m/s.

Dans les essais de ce genre, on commence habituellement par quelques essais d'orientation, dont les résultats ne sont pas exploités, ou le sont seulement en partie, dans le but de définir le régime des réactifs. On procède ainsi surtout s'il s'agit d'une matière sur la flottation de laquelle on ne dispose pas encore de données empiriques. Suivent alors les essais définitifs avec analyse de tous les produits et exploitation des résultats afin d'arriver à un bilan métal complet.

Les résultats des essais définitifs sont résumés en annexe 4, p. 30. On trouve surtout que dans tous les essais il a fallu doser de très grandes quantités de réactifs à cause de la finesse et de la grande surface spécifique du tout-venant.

## Essai de flottation No. 1

L'essai de flottation No. 1 a été effectué sur un produit déschlammé, à la teneur en solides de 350 g/l.

Les réactifs et leurs dosages (exprimés en g/t de solides) ainsi que la durée de flottation (en minutes) sont résumés dans le tableau ci-dessous.

Mousse No.	1	2	Total
<u>Réactifs (g/t)</u>			
Aerofloat 238	95	0	95
CuSO <sub>4</sub>	1.430	1.430	2.860
Aeropromotor 404	1.150	1.440	2.590
Xanthate KIX	430	140	540
Huile de pin	285	0	285
<u>Durée (minutes)</u>	15	20	35

Le schlamm rejeté avait une teneur en or de 3,8 g/t soit 37 % environ de l'or contenu dans l'alimentation. Malgré le déschlammage préalable, la matière était lente à flotter (35 minutes) et consommait énormément de réactifs. Il y avait cependant enrichissement d'or dans le produit No. 1, à 42 g/t, mais à la récupération de 20 % à peine, 1,8 g/t, ce qui n'est pas acceptable. La teneur en or des stériles de flottation est trop élevée.

En ce qui concerne l'argent, il n'a pas été possible d'établir un bilan complet (les résultats reçus du laboratoire, inférieurs à 5 g/t - teneur-seuil de la méthode d'analyse choisie - ne le permettent pas. Les données montrent que, pour l'argent, la séparation n'a pas été satisfaisante.

Bien qu'il y ait eu une certaine concentration de cuivre dans la mousse, la teneur en cuivre dans les rejets et la récupération de ce métal ne sont pas acceptables non plus.

Essai de flottation No. 2

Dans l'essai de flottation No. 2, nous avons essayé d'obtenir une amélioration par rapport à l'essai No. 1 en ajoutant du silicate de sodium afin d'augmenter la dispersion et déprimer la gangue ainsi que de l'acide sulfurique afin de détacher les couches superficielles (couches oxydées, incrustations) dans le but de faciliter l'adhésion des agents collecteurs.

Mousse No.	1	2	Total
<u>Réactifs (g/t)</u>			
Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub>	2.860	0	2.860
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	2.860	1.430	4.290
CuSO <sub>4</sub>	2.860	1.430	4.290
Xanthate KIX	570	290	860
Huile de pin	285	190	475
<u>Durée (minutes)</u>	15	15	30

Les schlamms rejetés représentaient le même pourcentage pondéral de l'alimentation que dans l'essai No. 1. Nous avons donc supposé les mêmes teneurs en métal tant pour les schlamms que pour les produits en mousse dans leur ensemble. Cependant, les métaux sont légèrement plus concentrés dans le produit No. 1 (or à 55 g/t) du fait du dosage légèrement différent des réactifs. En ce qui concerne le rendement métal, l'amélioration est négligeable.



Essai de flottation No. 3

Etant donné les importantes pertes de métal dans les schlamms, nous avons renoncé au déschlammage lors de l'essai No. 3 (et des essais suivants). Le régime des réactifs et la durée de la flottation ressortent du tableau ci-dessous.

Mousse No.	1	2	Total
<u>Réactifs (g/t)</u>			
Aerofloat 238	125	0	125
CuSO <sub>4</sub>	1.875	1.875	3.750
Aeropromotor 404	1.500	1.875	3.375
Xanthate KIX	500	190	690
Huile de pin	250	0	250
<u>Durée (minutes)</u>	15	30	45

Dans l'essai No. 3, la concentration de solides dans la pulpe alimentée s'élevait à 400 g au litre.

Le rendement or était nettement meilleur (35 % env.) que lors des essais Nos. 1 et 2, mais il ne satisfaisait toujours pas. Les pertes d'or dans les rejets de flottation (de l'ordre de 57 % au moins) sont trop élevées. La concentration des produits de valeur dans la mousse No. 1 est diminuée par rapport aux essais Nos. 1 et 2, étant donné que les schlamms les plus fins ont tendance à passer de façon non-sélective dans la mousse avec laquelle ils sont évacués.

## Essai de flottation No. 4

En règle générale on peut dire que dans la flottation la concentration en solides de l'alimentation doit être d'autant plus faible que le minerai est fin. Compte tenu du poids spécifique des solides, on a adopté une faible concentration dès le début (pour les essais Nos. 1 à 3). Pour l'essai No. 4, on a choisi une valeur encore plus faible, 200 g/l. Simultanément, on a fait un effort redoublé à disperser les schlamms extra-fins à l'aide du silicate de sodium. Les données de cet essai sont les suivantes:

Mousse No.	1	2	Total
<u>Réactifs (g/t)</u>			
Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub>	6.000	0	6.000
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	6.000	0	6.000
CuSO <sub>4</sub>	4.000	2.500	6.500
Aerofloat 238	165	0	165
Aeropromotor 404	2.000	2.500	4.500
Xanthate KIX	750	250	1.000
Huile de pin	500	0	500
<u>Durée (minutes)</u>	15	20	35

Le régime de réactifs différent et la plus faible concentration de solides avaient pour unique effet d'accélérer la flottation. Les résultats minéralurgiques sont comparables à ceux de l'essai No. 3. Notamment, les teneurs en métal des rejets de flottation n'ont pas diminué par rapport aux essais précédents, et ce malgré le dosage encore plus fort de xanthate et de promoteur.

## Essai de flottation No. 5

La pyrite flotte le mieux dans un pH acide. D'après l'analyse chimique, la présence de résidus de pyrite n'était pas à exclure bien que l'étude minéralogique n'en ait pas révélé. Etant donné que la pyrite est souvent le porteur d'or finement dispersé, nous avons essayé la flottation dans une pulpe au dosage fort d'acide sulfurique. Nous avons espéré qu'un tel dosage dégagerait les surfaces des particules renfermant les produits de valeur. La tentative de rendre la pulpe acide par l'acide sulfurique a échoué. L'addition de 42,5 kg d'acide sulfurique par tonne de solides au cours de l'essai de flottation n'a pu réduire le pH indiqué au-dessous de 5. L'alimentation contient donc des composants qui tamponnent l'acide sulfurique. Les données de cet essai sont les suivantes:

Mousse No.	1	2	Total
<u>Réactifs</u> (g/t)			
Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub>	6.000	0	6.000
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	40.000	2.500	42.500
CuSO <sub>4</sub>	5.000	2.500	7.500
Aeropromotor 404	2.500	0	2.500
Xanthate KIX	1.000	250	1.250
Huile de pin	500	330	830
<u>Durée</u> (minutes)	15	15	30



4.4.3 Conclusions

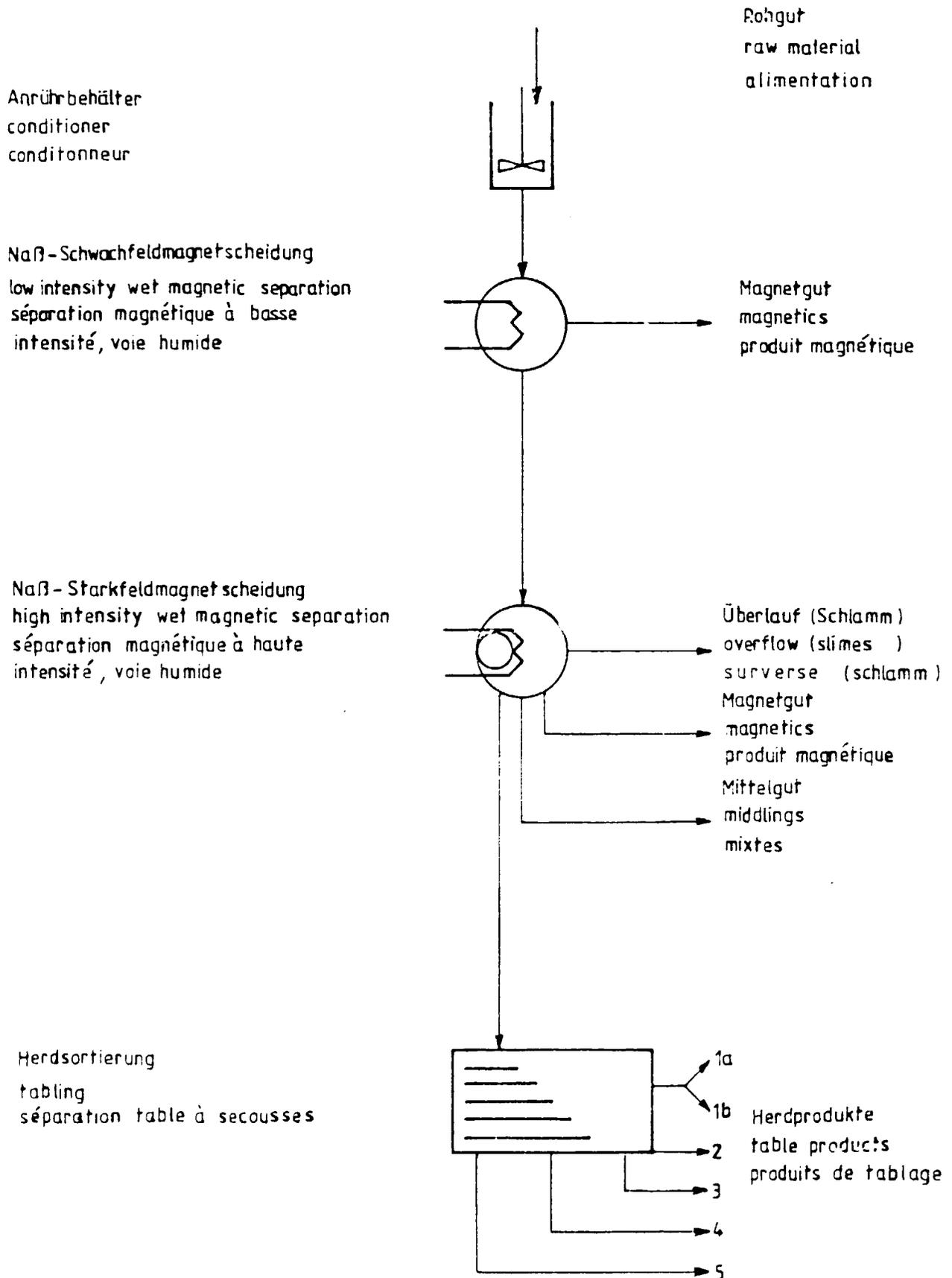
Malgré l'important dosage de collecteurs et malgré la longue durée de flottation, aucun des essais n'a produit des rejets suffisamment pauvres en or et en cuivre. Pour tous les essais, les pertes d'or dans les rejets de flottation étaient de l'ordre de 60 % par rapport à l'alimentation. Il n'est donc pas question de choisir la flottation comme unique procédé d'enrichissement ou de la préconcentration des stériles. La flottation pourrait convenir tout au mieux pour écrémer une partie de l'or (à condition qu'il y ait des particules d'or libres, relativement grossières qui demandent un temps trop long de cyanuration). Cependant, à part le fait que le tout-venant est déjà très fin, nous n'avons pas pu déceler de particules d'or libres non plus.

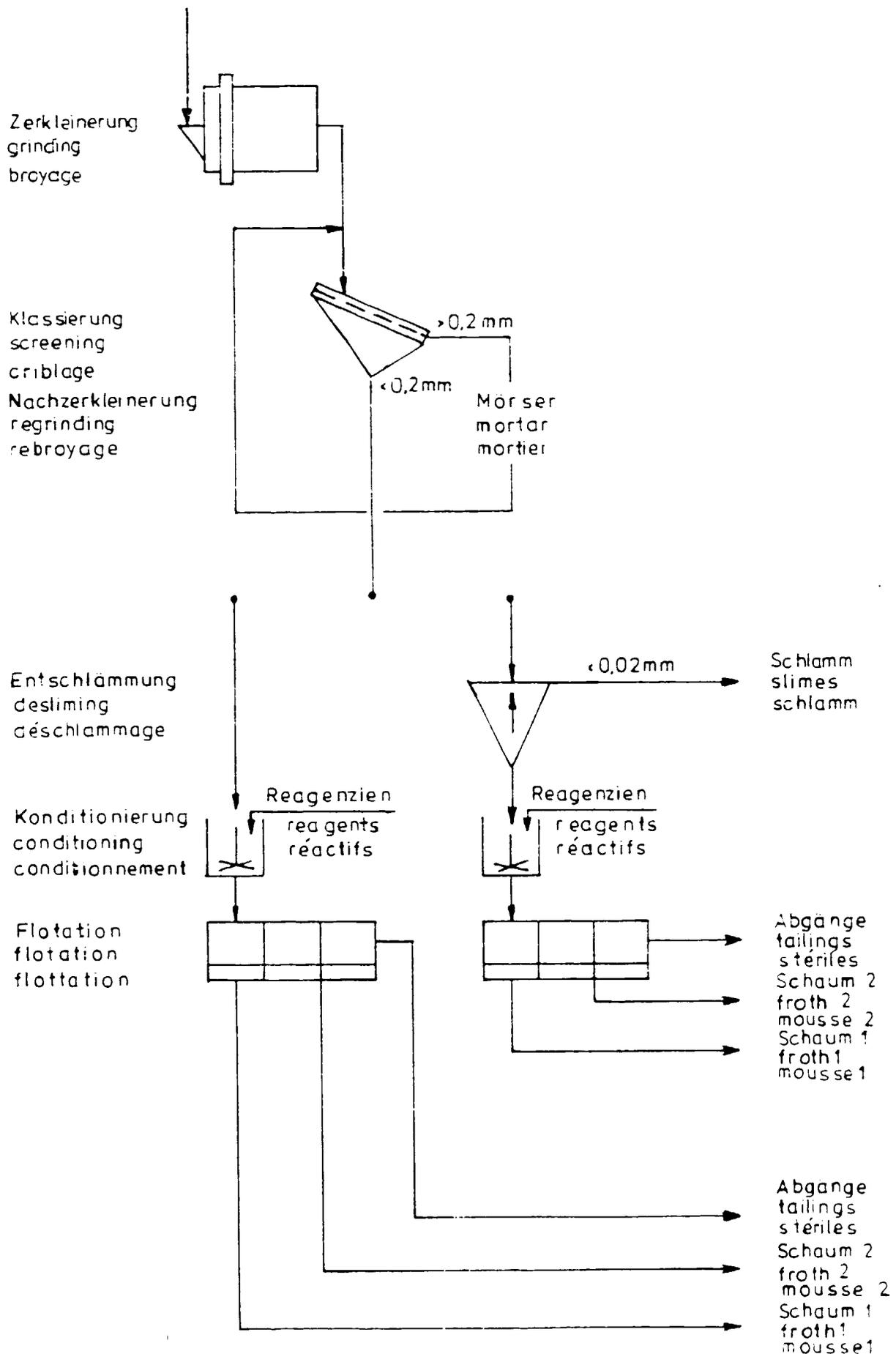


**KHD HUMBOLDT WEDAG AG**

- 26 -

4.5      Annexe 1 - 5 Minéralurgie





Résultats des essais  
 de séparation magnétique et de criblage

- 23 -

Annexe 3

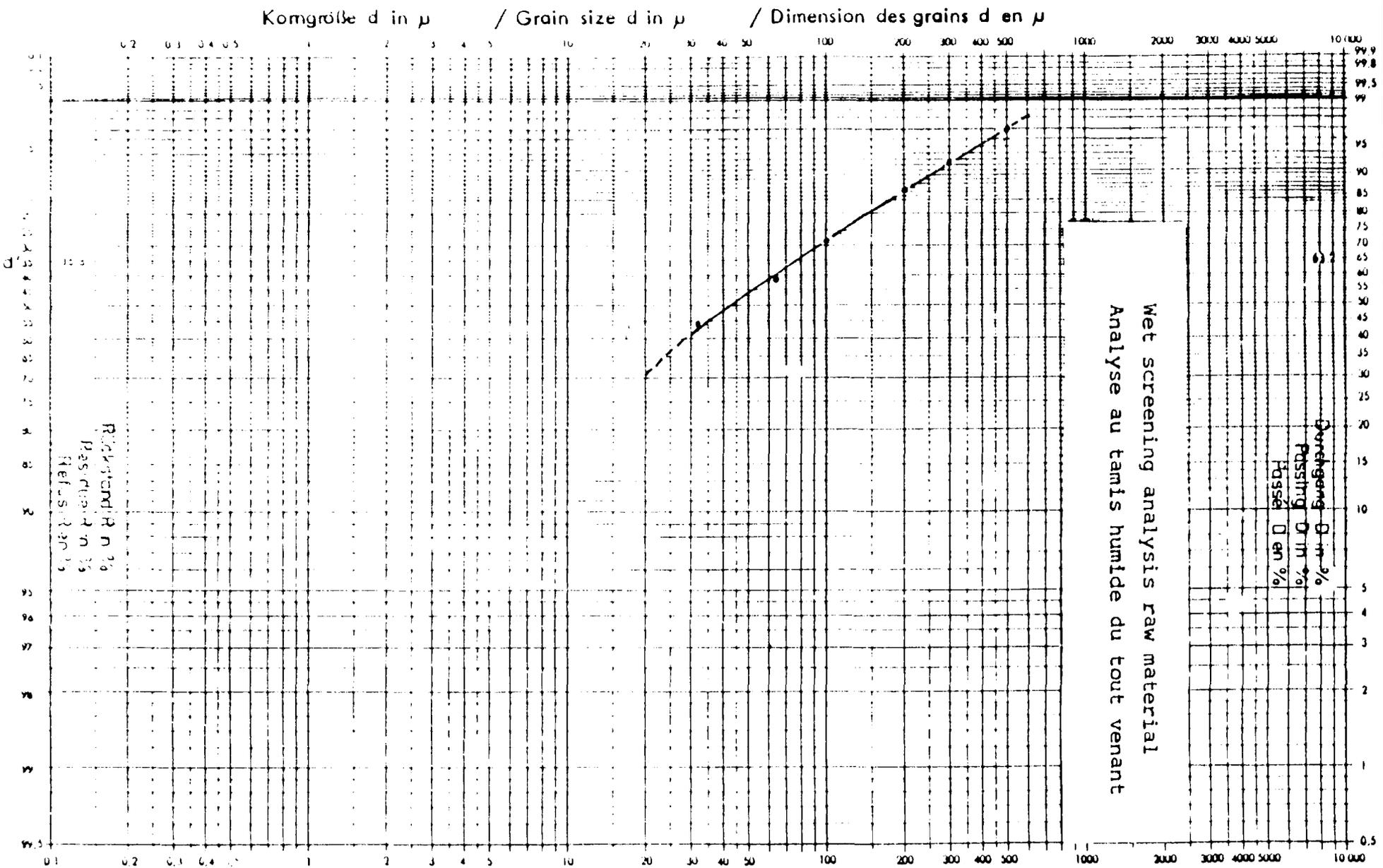
Opération	Produit	Fe		Al		Ag			Cu			
		Teneur (1)*	Teneur (2)**	Teneur g/t	% opération	Teneur g/t	% opération (1)*	% opération (2)**	Teneur %	% opération (1)*	% opération (2)**	
	Alimentation séparateur à basse intensité tout-venant	100.00	100.00	2.17	100.0	100.0	5.75	100.0	100.0	0.84	100.00	100.00
Séparation magnétique à basse intensité	Produit magnétisable	47.46	47.46	1.1	24.10	24.10	7.7	63.55	63.55	0.73	41.08	41.08
	Produit non magnétisable = Alimentation sépa- rateur à haute intensité	52.54	52.54	3.13**	75.90	75.90	3.99	36.45	36.45	0.95	58.92	58.92
	Alimentation séparateur à haute intensité	100.00	52.54	3.13	100.0	75.78	3.99	100.00	36.45	0.95	100.00	58.92
Séparation magnétique dans à haute intensité	Produit magnétisable	16.97	8.92	2.4	13.03	9.87	3.8	16.75	5.69	0.90	16.14	9.51
	Mixtes	47.78	25.10	2.1	42.40	35.92	3.8	45.47	16.57	0.97	49.0	28.87
	Produit non magnétisable = Alimentation table Surverse (schlamms)	27.75	14.26	3.75**	31.02	21.57	4.63	31.48	11.47	0.91	26.13	15.40
		8.10	4.26	3.3	8.55	6.48	3.4	6.90	2.52	1.02	8.73	5.14
Tablage	Sortie 1a	1.81	0.26	24.0	12.16	2.86	6.8	2.66	0.32	1.74	3.46	0.53
	1b	21.66	3.72	4.3	26.32	6.18	3.4	16.44	1.64	0.96	23.07	3.55
	2	26.67	4.09	2.4	19.27	4.53	6.3	38.99	4.47	0.73	23.00	3.54
	3	20.48	2.92	2.9	16.63	3.91	3.6	15.51	1.82	0.76	17.10	2.63
	4	5.78	0.82	2.5	4.05	0.95	4.5	5.61	0.64	0.96	6.10	0.94
	5	21.40	3.05	3.6	21.57	5.07	4.5	20.79	2.38	1.16	27.27	4.21
	Alimentation table	100.00	14.26	3.57	100.00	23.57	4.63	100.00	11.47	0.91	100.00	15.40

\*\* ramené à l'alimentation en tout-venant

\* ramené à alimentation de l'opération visée

Résultats des essais de flottation

Essai No.	Produit	Part Pondérale	Au Teneur g/t	Rendement %	Ag Teneur g/t	Cu Teneur g/t	Rendement %
	Contaminés ( 20 µm)	29,74	3,8	37,06	< 5	1,13	38,22
1	Produit ds. mousse 1	1,36	42,0	19,01	11	3,75	5,69
	Produit ds. mousse 2	1,53	8,3	4,17	5	2,18	3,60
	Rejets	67,35	1,8	39,76	< 5	0,66	52,09
	Alimentation	100,00	3,05	100,00		0,88	100,00
	Contaminés ( 20 µm)	29,08	3,8	55,99		1,13	33,74
2	Produit ds. mousse 1	1,15	55,0	20,74	13	5,01	6,55
	Produit ds. mousse 2	0,65	11,0	5,10	5	0,39	0,34
	Rejets	66,52	1,75	39,16		0,66	52,96
	Alimentation	100,00	3,05	100,00		0,88	100,00
3	Produit ds. mousse 1	3,03	23,0	34,30	8	0,43	10,50
	Produit ds. mousse 2	3,03	8,0	7,35	5	1,67	5,75
	Rejets	43,77	1,87	57,15		0,79	33,75
	Alimentation	100,00	3,05	100,00		0,88	100,00
4	Produit ds. mousse 1	3,04	28,0	33,43	6	2,36	11,92
	Produit ds. mousse 2	4,59	4,7	7,07	< 5	1,66	8,67
	Rejets	31,77	1,38	59,50		0,76	79,42
	Alimentation	100,00	3,05	100,00		0,88	100,00
5	Produit ds. mousse 1	3,02	33,0	27,19	8	3,76	12,25
	Produit ds. mousse 2	1,59	6,4	6,79	< 5	1,52	6,38
	Rejets	45,19	2,6	66,02	< 5	0,31	31,36
	Alimentation	100,00	3,07	100,00		0,93	100,00



Wet screening analysis raw material  
Analyse au tamis humide du tout venant

Rückstand 0 mm %  
Residual 0 mm %  
Rétus 0 mm %

## 5 Essais hydrométallurgiques

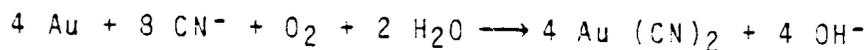
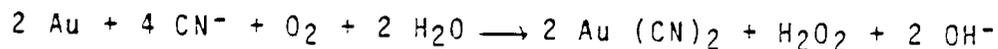
De nos jours, la récupération de l'or à partir des minerais pauvres se sert surtout des procédés suivants:

- Cyanuration agitée, décantation en contre-courant; précipitation de l'or;
- Cyanuration sur le tas, adsorption au charbon, électrolyse;
- Cyanuration agitée, procédé "Charbon en pulpe" (CIP), électrolyse.

### 5.1 Présentation des opérations

#### 5.1.1 Cyanuration

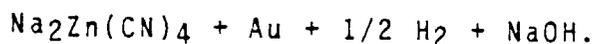
La lixiviation aux cyanures alcalins dissout l'or et l'argent par les réactions suivantes:



Le dioxyde de carbone et les minéraux acidifiants ont tendance à décomposer le cyanure. Cet effet est bloqué par l'addition de chaux ou de NaOH qui maintient le pH aux environs de 10 à 11. La cyanuration dépend sensiblement de la composition du minerai. Au cours de la lixiviation, le sulfure de fer est partiellement oxydé et forme de l'acide. Les minéraux du cuivre dissous pendant la lixiviation consomment du cyanure et de l'oxygène. Les minéraux arséniés tels que le réalgar et l'orpiment ainsi que l'arséno-pyrite consomment du cyanure et inhibent la dissolution de l'or. Les inconvénients liés aux ions de métaux tels que  $\text{Fe}^{2+}$ ,  $\text{Fe}^{3+}$ ,  $\text{Ni}^{2+}$ ,  $\text{Zn}^{2+}$  et  $\text{Mn}^{2+}$  sont bien connus. Dans certains cas, les matières organiques, y compris le charbon de bois, ont tendance à adsorber l'or dissous; d'autres, par ex. les réactifs de flottation, peuvent empêcher la dissolution de l'or en consommant l'oxygène en solution.

5.1.2 Précipitation de l'or à la poudre de zinc

La réaction de base est la suivante:



Le  $\text{Na}_2\text{Zn(CN)}_4$  qui se produit est soluble à l'eau. Mais pour que les sels de zinc soient entièrement dissous, la réaction doit se dérouler en présence d'un excès de NaCN. De plus, la solution ne doit pas contenir d'oxygène libre qui oxyderait le zinc, provoquant une surconsommation de zinc et de NaCN ainsi que la formation d'une pellicule de  $\text{Zn(OH)}_2$  sur le zinc. La précipitation peut être accélérée sensiblement par l'addition de sels de plomb solubles à l'eau - généralement  $\text{Pb(NO}_3)_2$  - provoquant la formation d'un dépôt de plomb à la surface du zinc (pile locale Pb/Zn). Pour que la précipitation réussisse, la solution doit être totalement sans solides. En pratique, on a recours à une unité Merrill-Crowe dans laquelle la filtration fine est opérée sur des filtres à lames et l'élimination de l'oxygène se fait dans un réservoir au vide de 30 Torr env. La précipitation de l'or à la poudre de zinc est très rapide: elle s'achève en quelques minutes.

5.1.3 Adsorption de l'or au charbon actif

Le charbon actif a la propriété d'adsorber l'or contenu dans des solutions cyanurées. Une tonne de charbon de bois peut p. ex. adsorber jusqu'à 56 kg d'or.

Bien que, depuis très longtemps déjà, le charbon actif soit utilisé pour l'adsorption de l'or, le mécanisme de la réaction n'est pas encore totalement connu. On a présumé que l'or est adsorbé en complexe cyanuré  $\text{AU(CN)}_2^-$ , mais l'idée préférée de nos jours est que l'adsorption se fait sous forme d'aurocyanure calcique ou d'aurocyanure hydrogéné (en fonction du pH de la solution et de la concentration des cations présents). Pour terminer, l'or est désorbé du charbon par NaCN et NaOH.

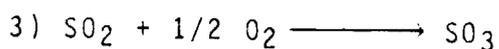
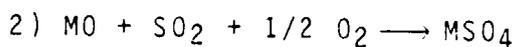
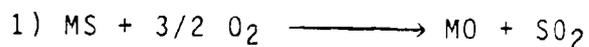
Comparé à la précipitation, l'adsorption de l'or a l'avantage de ne demander ni une filtration fine de la solution, ni sa mise sous vide.

**5.1.4 Procédé "Charbon en Pulpe" (CIP)**

Le procédé CIP comprend la cyanuration du minerai, suivie de la récupération de l'or par du charbon actif introduit dans la pulpe même. Ce procédé ne demande pas de séparation solide/liquide par décantation ou filtrage; les particules de charbon chargé sont séparées par tamisage. Des opérations distinctes de lixiviation et d'adsorption sont souvent préférées aux opérations simultanées, étant donné l'effritement du charbon.

**5.1.5 Grillage sulfatant**

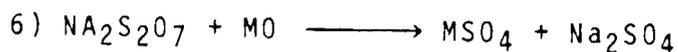
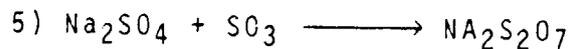
Pour la récupération des métaux de valeur contenus dans des matières premières riches en fer, on peut avoir recours au grillage sulfatant, opération qui, éventuellement avec addition de  $\text{Na}_2\text{SO}_4$ , transforme la plupart des sulfures et oxydes de métaux en sulfates solubles à l'eau. Le grillage se fait à une température de l'ordre de 650 à 700°C avec un excédent d'air de 30 à 50 %. Il s'agit le plus souvent d'un grillage par fluidisation. Les réactions en sont les suivantes:



M signifie le métal à récupérer.

C'est la présence des oxydes de métaux qui catalyse la réaction (3).

Les sulfates alcalins tels que  $\text{Na}_2\text{SO}_4$  favorisent la formation de sulfates par les réactions



## 5.2 Essais

A côté des analyses physiques, chimiques et minéralogiques, nous avons procédé à des essais de base en vue

de la cyanuration du tout-venant,

de la précipitation de l'or au zinc,

de l'adsorption de l'or au charbon actif,

et du grillage sulfatant du tout-venant.

Outre cela, des essais d'orientation pour le procédé "Charbon en Pulpe" ont été effectués.

### 5.2.1 Echantillon

L'échantillon global disponible pour les essais minéralurgiques et hydrométallurgiques a été composé de 235 carottes. Pour évaluer sa teneur en métaux de valeur, il a été broyé et analysé carotte par carotte. L'échantillon global a été considéré représentatif. Ses propriétés chimiques, physiques et minéralogiques ont été l'objet des chapitres 4.3.2 à 4.3.4.

### 5.2.2 Organisation des essais hydrométallurgiques

#### Cyanuration agitée

Le dispositif de laboratoire est présenté en fig. 1. Il se compose essentiellement d'une cuve et d'un agitateur dont la vitesse pouvait être réglée en continu.

Pour les expériences portant sur l'influence de la température, la cuve a été placée sur un réchaud électrique dont la température a été maintenue constante par un thermostat. La température et le pH ont pu être enregistrés en continu pendant chaque essai.

Pour les essais de cyanuration agitée, le solvant a été porté à la température requise, après quoi les solides exactement pesés ont été ajoutés. Les essais terminés, la suspension a été filtrée sur un filtre monoplaque (nutsche); le résidu a été lavé et les quantités de filtrat et de résidu ont été déterminées. Le filtrat et, dans quelques cas, le résidu ont été dosés en or, argent et cuivre et la récupération a été calculée.

#### Précipitation de l'or

La fig. 2 montre le dispositif prévu pour la précipitation de l'or à la poudre de zinc.

#### Dégazage

3 litres de solution aurifère introduits dans une bouteille ont été agités vigoureusement au moyen d'un agitateur magnétique. Après la mise sous vide de la bouteille, le gaz contenu dans la solution s'échappe, ce qui est révélé par le dégagement visible de bulles. Afin d'optimiser le dégazage, la solution est circulée par une pompe à piston et passée par un entonnoir à percolation à partir duquel la solution tombe en petites gouttes dans la bouteille. La grande surface des petites gouttes facilite le dégazage.

Etant donné que la pompe à piston ne réalise que 35-40 Torr env., le dégazage a été effectué d'abord durant 2 heures à 80 Torr, ensuite durant 1 heure à 20-25 Torr.

#### Transfert à la cellule de précipitation

L'appareillage de mise sous vide absorbe jusqu'à 150 Torr env. Par l'intermédiaire d'un robinet à trois voies, la pompe de circulation fait passer 500 ml de solution dans un cylindre gradué.

### Précipitation

La précipitation est effectuée dans un ballon d'un litre à 3 goulots. La poudre de zinc et les ajouts sont pesés et versés dans le ballon. Ensuite, addition de 500 ml de solution dégazée et mise sous vide jusqu'à 25 Torr environ. Brassage vigoureux par agitateur magnétique. Après arrêt de l'agitation, mise sous pression atmosphérique et séparation de la liqueur du précipitat sur un filtre.

### Grillage sulfatant

Le grillage sulfatant de l'échantillon global a été effectué dans un four à mouffle à chauffage électrique. La fig. 3 montre le dispositif expérimental schématisé.

Le four comprend un thermostat pour maintenir constante la température à  $\pm 5^{\circ}\text{C}$  près. L'échantillon - en règle générale 250 g - a été grillé à  $650 - 800^{\circ}\text{C}$  dans une cuvette de céramique avec addition de 10 %  $\text{Na}_2\text{SO}_4$  et de pyrite, le temps de grillage étant de 120 minutes. L'air nécessaire au grillage a été fourni par une pompe. A intervalles réguliers, l'échantillon a été brassé dans la cuvette. Après grillage, le produit grillé a été refroidi et sa perte de poids a été déterminée. Ensuite, le produit grillé a été lixivié dans des conditions bien définies.

## 5.3 Résultats des essais

Les essais ont porté sur la cyanuration du tout-venant, la précipitation de l'or à la poudre de zinc, l'adsorption de l'or au charbon actif, le grillage sulfatant du tout-venant et les essais d'orientation concernant le procédé CIP.

### 5.3.1 Cyanuration agitée

Pour les essais de cyanuration, la méthode standard prescrit la lixiviation agitée de l'alimentation empulpée durant 72 heures, la pulpe ayant une concentration de solides de l'ordre de 666 g/l, au pH d'environ 11 et à la concentration initiale en NaCN de 2,5 kg par tonne de solides.

Cet essai a dissous 77 % environ de l'or contenu. C'est sur cette base que les paramètres des essais ont été variés et optimisés.

5.3.1.1 Influence du temps de lixiviation

Le temps de lixiviation a été varié entre 4 et 72 heures. Par addition de lait de chaux, le pH a été maintenu constant à 11. Le tableau No. 6 montre les données des essais et leurs résultats.

Tableau 6: Influence du temps de lixiviation

Données: Concentration solides - 666 g/l  
 Concentration initiale en NaCN - 2,5 kg par tonne de solides  
 pH - 11  
 Vitesse de l'agitateur - 500 tr/mn  
 Température - 20°C

Essai No.	Temps de lixiv. (h)	Consomma- tion NaCN (kg/t)	Consomma- tion CaO (kg/t)	Récupération		
				Au %	Ag %	Cu %
1	4	0,85	2,27	63,7	3,6	12,1
2	8	0,95	3,12	65,3	3,6	11,5
3	16	0,85	2,57	70,2	2,8	12,4
4	24	0,93	3,31	82,3	3,6	12,0
5	72	0,95	5,58	84,7	15,0	11,0

La fig. 4 montre l'évolution de la lixiviation dans le temps. Elle montre la récupération de l'or, de l'argent et du cuivre en fonction de la durée de la lixiviation. La récupération d'or augmente avec la durée de lixiviation, mais la prolongation de 24 à 72 heures n'apporte qu'une amélioration de 2,4 % environ.

La récupération de l'argent par la cyanuration est relativement faible et ne peut pas être expliquée par les réactions chimiques du procédé. (Si le contenu réel en argent des stériles TORCO est inférieur à celui indiqué par l'analyse de contrôle, il s'ensuit que le taux de récupération de l'argent, calculé dans cette étude, est beaucoup trop bas.) L'extraction de cuivre est considérée comme "récupération" elle aussi, bien que le Cu, consommateur de NaCN, soit importun pour le procédé de cyanuration.

Le temps de lixiviation a été limité à 24 heures pour les essais suivants.

5.3.1.2 Influence de la concentration en solides

Les essais concernant la concentration en solides ont porté sur la gamme de concentrations entre 400 et 1000 g/l.

Les résultats sont résumés dans le tableau 7.

Tableau 7: Influence de la concentration en solides

Données: Concentration initiale en NaCN - 2,5 kg par tonne de solides

pH - 11

Temps de lixiviation - 24 h

Vitesse de l'agitateur - 500 tr/mn

Température - 20°C

Essai No.	Concentration solides g/l	Consommation NaCN (kg/t)	Consommation CaO (kg/t)	Récupération		
				Au %	Ag %	Cu %
1	400	0,70	5,20	78,0	8,3	13,2
2	666	0,93	3,31	82,3	3,6	12,0
3	1000	0,78	4,22	61,3	5,0	11,9

Ces résultats (fig. 5) montrent que le rendement or s'améliore jusqu'à 660 g de solides au litre, pour diminuer nettement ensuite, vers 1000 g/l.

### 5.3.1.3 Influence du pH

Le dosage de CaO en vue de stabiliser le pH est un élément de coût important de la récupération d'or. Cependant, le pH élevé est nécessaire pour bloquer la décomposition du cyanure. L'influence du pH a donc été examinée dans la gamme de 10 à 12.

Tableau 8: Influence du pH

Données: Concentration en solides - 666 g/l

Concentration initiale  
en NaCN - 2,5 kg par tonne  
de solides

Temps de lixiviation - 24 h

Vitesse de l'agitateur - 500 tr/mn

Température - 20°C

Essai No.	pH	Consomma- tion NaCN (kg/t)	Consomma- tion CaO (kg/t)	Récupération		
				Au %	Ag %	Cu %
1	10	0,90	1,99	60,5	1,4	11,0
2	11	0,93	3,31	82,3	3,6	12,0
3	12	0,90	8,14	72,6	1,9	9,6

Ces résultats (fig. 6) montrent que le pH n'a pas d'influence significative sur la consommation de NaCN. Cependant, la récupération d'or est la meilleure au pH de 11. La consommation de CaO augmente considérablement vers les pH plus élevés: il se triple presque entre pH = 11 et pH = 12.

5.3.1.4 Influence de l'air et de l'oxygène

Dans la cyanuration conventionnelle des minerais aurifères, l'apport d'air est une des préconditions importantes de la dissolution de l'or car les réactions qui entrent en jeu consomment de l'oxygène. En vue d'intensifier la lixiviation, nous avons insufflé de l'air et de l'oxygène. Les résultats sont présentés dans le tableau 9.

Tableau 9: Influence de l'air et de l'oxygène

Données: Concentration en solides - 666 g/l

Concentration initiale en NaCN	- 2,5 kg par tonne de solides
Temps de lixiviation	- 24 h
Vitesse de l'agitateur	- 500 tr/mn
Température	- 20°C

Essai No.	Insufflation de	Consommation NaCN (kg/t)	Consommation CaO (kg/t)	Récupération		
				Au %	Ag %	Cu %
1	Air	0,93	3,31	82,3	3,6	12,0
2	Oxygène	0,85	2,93	83,1	1,7	10,0

La récupération de l'or n'est pas améliorée sensiblement par l'insufflation d'oxygène.



5.3.1.5 Influence de la concentration initiale en NaCN

Au cours des essais précédents, le NaCN dosé (2,5 kg par tonne de solides) n'a été consommé que partiellement (35 % env.). Cette consommation correspond à environ 0,9 kg de NaCN par tonne de solides. Afin d'étudier l'influence de la concentration initiale en NaCN sur l'extraction de l'or, le dosage de NaCN a été varié entre 0,5 et 3,75 kg NaCN par tonne de solides.

Le tableau 10 indique les conditions et résultats des essais.

Tableau 10: Influence de la concentration initiale en NaCN

Données: Concentration en solides - 666 g/l  
Temps de lixiviation - 24 h  
pH - 11  
Température - 20°C  
Vitesse de l'agitateur - 500 tr/mn

Essai No.	Concentr. initiale en NaCN (kg/t)	Consomma- tion NaCN (kg/t)	Consomma- tion CaO (kg/t)	Récupération		
				Au %	Ag %	Cu %
1	0,5	0,33	3,31	34,7	1,1	1,3
2	2,5	0,93	3,31	82,3	3,6	12,0
3	3,75	0,90	2,36	96,8	2,5	17,0

Les résultats sont indiqués à la fig. 7. On note que la concentration initiale en NaCN a une influence nette sur la récupération de l'or, qui monte jusqu'à 97 %, bien que la consommation de NaCN reste presque constante. Ce résultat semble être dû au fait que le NaCN concentré attaque mieux les grains métalliques. La quantité de NaCN non consommée ne se perd pas, étant donné que la liqueur est recyclée après séparation de l'or par précipitation ou adsorption.

Il était intéressant d'examiner si, dans de telles conditions, le temps de lixiviation peut être raccourci. Les résultats sont indiqués dans le tableau 11.

Tableau 11: Influence du temps de lixiviation à une concentration initiale en NaCN plus élevée

Données: Concentration en solides - 666 g/l

Concentration initiale  
en NaCN - 3,75 kg par tonne  
de solides

pH - 11

Température - 20°C

Vitesse de l'agitateur - 500 tr/mn

Essai No.	Temps de lixiv. (h)	Consomma- tion NaCN (kg/t)	Consomma- tion CaO (kg/t)	Récupération		
				Au %	Ag %	Cu %
1	4	1,07	2,17	79,8	1,9	14,2
2	12	0,90	2,36	91,1	2,2	15,5
3	24	0,90	2,36	96,8	2,5	17,6

La fig. 8 montre comment la lixiviation se déroule dans le temps. Pour permettre la comparaison, le graphique montre aussi les résultats de la lixiviation à 2,5 kg NaCN par tonne de solides. On voit nettement que l'extraction de l'or s'améliore avec l'augmentation de la durée de la lixiviation. Sa prolongation de 12 à 24 heures n'apporte cependant qu'une amélioration de 5,7 % de la récupération d'or.

#### 5.3.1.6 Sédimentation et filtration

Des essais de sédimentation et de filtration ont été effectués sur la suspension sortant de la cyanuration.

##### Caractéristiques de sédimentation

Les essais correspondants ont été effectués à une concentration en solides de 666 g/l: ils ont permis d'étudier l'action de deux flocculants différents. Les résultats sont indiqués dans le tableau 12 et la fig. 9.

**Tableau 12: Résultats des essais de sédimentation**

Cylindre de 60 mm de diamètre

Essai No.	i	Type de flocculant	
		Stockhausen 2830/74 2*	Stockhausen 2935/74 3
Concentration en flocculants	g/m <sup>3</sup> -	100	150
Niveau de suspension	mm 346	354	342
pulpe épaissie			
après	2 min à	683 g/l	1355 g/l
après	5 min	694 g/l	1521 g/l
après	10 min	718 g/l	1637 g/l
après	30 min	800 g/l	1721 g/l
après	60 min	948 g/l	1746 g/l
			730 g/l
			813 g/l
			1111 g/l
			1372 g/l
			1479 g/l

\* La liqueur claire contenait encore des particules en suspension.

Pour les essais 2 et 3, on a additionné 100 et 150 g/m<sup>3</sup> de flocculant respectivement. La courbe de sédimentation (fig. 9) montre que pour l'essai 1 (sans flocculant) une zone de compression ne se constitue pas même après 60 minutes; pour l'essai 2 elle se constitue après 10 minutes et pour l'essai 3 après 15 minutes environ. Ces chiffres doivent être retenus pour le dimensionnement de l'épaississeur.

#### Caractéristiques de filtration

Des essais de filtration à l'aide d'un filtre monoplaque (nutsche) de 0,01 m<sup>2</sup> ont été effectués sur la suspension épaissie provenant des essais de sédimentation à flocculant. Les résultats sont indiqués dans le tableau 13.

Tableau 13: Résultats de filtration

Essai No.		1	2	3	4
Concentration en solides	g/l	1746	1746	1500	1660
Tissu filtrant	PAC 2013	PAC 2013	PAC 2013	PAC 2013	PAC 2013
Température	°C	20	20	20	20
Suspension	ml	150	100	200	150
Durée de la 1 <sup>ère</sup> mise sous vide	s	20	25	100	130
Durée de la 2 <sup>ème</sup> mise sous vide	s	40	50	200	130
Durée totale de filtration*	s	80	100	400	260
Epaisseur du gâteau	mm	6	3-6	9	8
Humidité du gâteau	%	16,3	16,4	16,0	15,8
Capacité du filtre	kg/m <sup>2</sup> , h	592	455	202	255

\*) La durée totale de filtration se compose des durées des mises sous vide 1 et 2, plus la durée du lavage, cette dernière étant égale à 25 % de la durée totale de filtration.

### 5.3.2 Grillage sulfatant

Pendant la cyanuration directe du tout-venant, 12 à 17 % environ de la teneur initiale en cuivre passe en solution, consommant une partie importante du dosage initial de NaCN. De l'autre côté, la séparation en aval, par précipitation et adsorption, de l'or et de l'argent contenus dans la liqueur présente des inconvénients car le comportement des trois métaux n'est pas assez différent. On est donc amené à envisager la séparation du cuivre avant la cyanuration. Un choix logique serait le grillage sulfatant, après lequel le cuivre peut être éliminé du produit grillé sous forme de sulfate soluble.

Une lixiviation directe du tout-venant en liqueur acidifiée à l'acide sulfurique a également été considérée.

Les essais de grillage sulfatant ont porté sur l'influence de la température, de l'addition de  $\text{Na}_2\text{SO}_4$  et de pyrite. La lixiviation du produit grillé a été opérée à différents pH.



Tableau 14: Résultats du grillage sulfatant et de la lixiviation de son produit

Données: Echantillon - 250 g  
Temps de grillage - 2 h  
Température de lixiviation - 50°C  
Concentration de la pulpe - 100 g/l  
Temps de lixiviation - 2 h

Essai No.	1	2	3	4	5
Température °C	580	650	700	800	700
Dosage de Na <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> ‰	10	10	10	10	10
Dosage de pyrite ‰	-	-	-	-	5
Perte de poids ‰	0,15	0,18	0,18	0,15	0,15
pH de départ	9,9	9,2	9,6	8,4	8,1
pH à la lixiviation	3,0	3,0	3,0	3,0	3,3
Consommation de H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> g par 100 g de produit grillé	1,8	2,0	2,1	2,1	0,54
Dissolution de cuivre ‰	3,5	5,6	3,0	2,8	5,7

Ces résultats montrent que malgré le dosage de  $\text{Na}_2\text{SO}_4$  et de pyrite la sulfatation du cuivre reste insuffisante. La mauvaise sulfatation est peut-être due au fait que le cuivre est présent sous forme de métal pur ou de laiton.

La lixiviation directe du tout-venant dans une liqueur acidifiée à l'acide sulfurique montre qu'il est possible de dissoudre 27,2 % environ de la teneur initiale en cuivre par une lixiviation de 2 heures à un pH de 3. La consommation d'acide sulfurique est cependant fort élevée (3,8 g par 100 g de tout-venant, soit 17,3 kg de  $\text{H}_2\text{SO}_4$  par kg de Cu).

### 5.3.3 Adsorption d'or au charbon actif

Des essais avec du charbon actif ont été effectués en vue d'étudier l'extraction de l'or de la liqueur de cyanuration. Le charbon actif utilisé (désignation commerciale SC II, 6 x 16 US mesh, fournisseur Chemviron), un produit de coques de noix de coco, est activé à la vapeur. Ses propriétés essentielles sont la grande activité volumique, grande dureté et faible pourcentage de fines. Ses caractéristiques physiques sont résumées dans le tableau 15.

Tableau 15: Caractéristiques physiques du charbon actif utilisé

Surface spécifique (méthode BET)	1200	$\text{m}^2/\text{g}$
Densité apparente	0,47	$\text{g}/\text{cm}^3$
Densité réelle	2,1	$\text{g}/\text{cm}^3$
Volume des pores	0,75	$\text{cm}^3/\text{g}$
Teneur en cendres	2,5	%
Humidité	1	%

La taille des grains était de 2 mm en moyenne, la fraction de moins de 1,2 mm représentant 5 % au maximum et celle de plus de 3,4 mm 10 % au maximum.

La solution aurifère utilisée pour les essais a été préparée par cyanuration du tout-venant suivie de séparation solide/liquide.

Le tableau 16 montre les résultats de l'adsorption en fonction du temps.

Tableau 16: Résultats de l'adsorption de l'or par le charbon actif

Solution de départ:	1,3	mg/l Au
	0,14	mg/l Ag
	780	mg/l Cu
	0,85	g/l CN libre
Température:	20	°C
Dosage de charbon:	20	g/l

Essai No.	Temps d'adsorption h	Récupération		
		Au %	Ag %	Cu %
1	1	96*	65*	16,4
2	2	96*	65*	17,4
3	3	96*	65*	18,2
4	5	96*	65*	21,5

\*) La teneur-seuil du dosage d'or et d'argent en solution est de 0,05 mg/l. Les teneurs en or et argent étant inférieures à cette limite, la récupération réelle d'or et d'argent peut être supérieure à 96 % (or) et 65 % (argent).

La fig. 10 montre l'évolution de l'adsorption d'or et de cuivre dans le temps. Il en ressort que après 1 heure de réaction, la récupération d'or est déjà supérieure à 96 %. Ce graphique ne permet pas de tirer des conclusions sur une amélioration éventuelle de la récupération par la prolongation de l'adsorption.



**KHD HUMBOLDT WEDAG AG**

- 50 -

6

Réalisation technique de la récupération de l'or  
contenu dans les stériles TORCO



6.1 Etude de l'installation

A l'appui des connaissances acquises dans le cadre des phases 1 et 2 de la présente étude, on a pu définir les critères pour le dimensionnement de l'installation de récupération d'or. Etant donné que jusqu'ici le flow-sheet proposé n'a pu être vérifié à l'échelle pilote et que les résultats de la lixiviation et adsorption de l'or ont été acquis à l'échelle de laboratoire, le dimensionnement doit être considéré comme provisoire, mais il est fort probable que nos résultats puissent être reproduits à l'échelle industrielle.

Au vu des connaissances actuelles, il devrait être possible de récupérer en service continu au moins 80 % de la teneur initiale en or pour un séjour de 2 heures en conditionnement et de 24 heures en lixiviation. Admettant une durée de vie de l'installation de 12 ans, on obtient dans ces conditions et sur la base d'autres données déjà connues, une production quotidienne de métal précieux comme suit:

Terril de stériles TORCO	(t)	2.463.000
Teneur en or	(g/t)	3,1
Or contenu dans le terril	(kg)	7.635
Tonnage de stériles à traiter par an sur une vie de 12 ans	(t)	205.250
Tonnage de stériles à traiter par jour sur 330 jours d'exploitation par an	(t) env.	625
Tonnage de stériles à traiter par heure en marche continue (24 heures par jour)	(t)	26
Production d'or par jour d'exploitation pour un rendement total égal à 80 %	(g/jour)	1.550
à 70 %	(g/jour)	1.350
à 60 %	(g/jour)	1.160

## 6.2 Description des procédés

Nous avons supposé que l'installation sera implantée à proximité immédiate du terril et que le transport des stériles TORCO entre le terril et l'installation d'extraction se fera par camions basculants. Ces derniers déchargent le tout-venant à partir d'une rampe, sur une aire bétonnée qui peut stocker à peu près 4.000 tonnes. Un tel stock régulateur peut assurer la continuité d'opération des unités d'hydrométallurgie pour six jours en cas de panne de camions.

Des chargeurs à pelle introduisent les stériles dans une trémie recouverte d'une grille de scalpage. Nous supposons que les agrégats grossiers seront réduits par les opérations de manutention ou qu'ils pourront être effrités à la main. Si cette hypothèse correspond à la réalité - KHD n'a pas encore eu l'occasion de la vérifier sur place - on pourra renoncer à la réduction mécanique du tout-venant. Un système pneumatique, actionné à intervalles réguliers, sert à fluidifier la matière dans la trémie et à éviter son adhésion à ses parois.

Le tout-venant est soutirée sur une bande en auge pesé par une bascule continue et introduit dans un tambour débourbeur par une deuxième bande en auge. La liqueur cyanurée recyclée dans le tambour débourbeur effectue un premier empulpage des solides. Le tambour débourbeur a une longueur de 3,50 m et un diamètre de 1,20 m. Le roulement naturel de la matière dans le tambour rotatif l'effrite, cet effet étant accentué par les palettes de retenue et de transport, montées à l'intérieur de l'appareil. Par cette individualisation des grains, le tout-venant est préparé de façon optimale pour la cyanuration.

La pulpe qui s'écoule en continu dans une cuve de conditionnement d'une capacité de 100 m<sup>3</sup> est portée à un pH de 11 par addition de lait de chaux, le contenu de la cuve étant brassé en permanence par sous-aération. La pulpe ainsi conditionnée traverse 10 cuves agitées par sous-aération en cascade, d'une capacité de 100 m<sup>3</sup> chacune, dans lesquelles la matière est lixiviée durant un temps total de 24 heures environ. Les pertes de cyanure se produisant au cours de l'opération (de l'ordre de 0,9 kg) sont compensées par le dosage d'une solution concentrée d'appoint de NaCN dans la première cuve d'agitation.

La surverse de la dernière cuve passe à un épaisseur au diamètre de 9 m. C'est dans ce dernier qu'on ajoute un flocculant afin de faciliter la sédimentation. La purge de l'épaississeur passe sur deux filtres rotatifs à vide (3 m de long, 2,5 m de diamètre); le gâteau du filtre est lavé ensuite à l'eau fraîche. Ces schlamms, auxquels on ajoute encore de l'eau fraîche, sont filtrés sur un troisième filtre rotatif à vide. Le filtrat ainsi que la surverse claire de l'épaississeur sont dirigés ensemble sur trois cuves à agitation mécanique montées en série, dans lesquelles se déroule l'adsorption de l'or au charbon actif. Par la suite, la liqueur de chaque cuve est aspirée par une pompe, passée par un tamis pour la séparation du charbon actif chargé d'or, pour parvenir ensuite dans la prochaine cuve d'adsorption; c'est-à-dire, le charbon avance en contre-courant. Ayant acquis une teneur en or de 1.000 g/t, le charbon actif est dirigé sur la cuve de désorption. La désorption est effectuée par l'électrolyte de queue de l'électrolyse d'or, chauffé à une température de 90°C. Après désorption, la solution qui contient le charbon actif délesté de l'or est passée par un tamis qui en élimine le charbon; la liqueur de cyanuration enrichie en or passe à l'électrolyse.

La réactivation du charbon se fait dans un petit four au chauffage indirect; le charbon y séjournant en absence d'air durant une demi-heure environ est chauffé à 615°C. Après ce traitement thermique, les fines sont séparées par tamisage et brûlées dans un four à creuset en vue de la récupération de l'or adhérent. Le besoin en charbon actif d'appoint s'élève à env. 20 g par tonne de tout-venant. Le charbon réactivé est mis en trémie pour être recyclé dans l'unité d'adsorption d'or.

L'électrolyse de l'or se fait sous un potentiel cathodique de - 3 V. Des électrodes en laine d'acier conviennent comme cathodes, tandis que des tôles d'acier fin servent d'anodes. En présence d'un tel potentiel, l'or et l'argent contenus dans l'électrolyte se déposent sous forme de poudre sur les cathodes. L'alliage d'or et d'argent ainsi produit est fondu dans un four à creuset et coulé en lingots.

6.3 Alimentation, production et consommations de l'installation de récupération d'or

Alimentation		par an	par t de stériles TORCO
Stériles TORCO, poids sec	t	205.250	1,0
<u>Consommations</u>			
Chaux	kg	472.000	2,3
Cyanure de sodium	kg	184.725	0,9
Charbon actif	kg	4.105	0,02
Floculant	kg	30.000	0,15
Energie électrique*	kWh	6.157.500	30,0
Carburant (diésel)	l	500.000	2,4
<u>Production</u>			
Lingots d'or, taux de récupération 80 %	g Au	509.020	2,48
Idem, taux de récupération 70 %	g Au	445.350	2,16
Idem, taux de récupération 60 %	g Au	381.740	1,86
Résidus de lixiviation	t	200.000 env.	1,0

\* L'électricité est produite par une unité diésel qui consomme 235 g de fuel par kWh.

7 Spécification des équipements

1000 Scalpage

1001	3	camions à benne basculante
1002	4	chargeurs à pelle
1003	1	trémie de chargement avec registre de fond à crémaillère
1004	1	bande en auge
1005	1	bascule continue

2000 Débouillage

2001	1	bande en auge
2002	1	tambour débouilleur
2003	1	puisard d'aspiration
2004	2	pompes centrifuges
2005		tuyauterie

2100 Conditionnement

2101	1	cuve à sous-aération
2102	1	vide-sacs
2103	1	trémie
2104	1	dispositif de mise en solution et de dosage

2200 Lixiviation agitée

2201	10	cuves à sous-aération
2202	1	culbuteur de fûts
2203	1	trémie
2204	1	filtre dépoussiéreur
2205	1	ventilateur
2206	1	dispositif de mise en solution et de dosage
2207	3	compresseurs à hélice
2208		tuyauterie
2209	1	puisard d'aspiration
2210	2	pompes centrifuges
2211		tuyauterie
2212	1	pont-roulant
2213	1	pompe immergée

2300 Aspiration des buées

2301		tuyauterie
2302	1	séparateur
2303	1	ventilateur

2400		<u>Epaississement</u>
2401	1	épaississeur
2402	1	vide-sacs
2403	1	trémie
2404	1	dispositif de mise en solution et de dosage
2405	2	pompes à diaphragme
2406		tuyauterie
2407		tuyauterie
2500		<u>Filtration sous vide</u>
2501	2	filtres rotatifs
2502	1	filtre rotatif
2503	1	trémie à boue
2504	2	trémies à boue
2505	3	bacs d'empulpage
2506	3	agitateurs
2507	1	pompe à diaphragme
2508	2	pompes à diaphragme
2509		tuyauterie
2600		<u>Adsorption d'or</u>
2601	3	cuves à agitateur
2602	3	agitateurs
2603	2	puisards d'aspiration
2604	8	pompes centrifuges
2605	2	pompes centrifuges
2700		<u>Séparation du carbone</u>
2701	3	tamis
2702	3	volets de changement de direction
2800		<u>Désorption de l'or</u>
2801	1	cuve à agitateur
2802	1	agitateur
2803	1	pompe centrifuge
2804	1	pompe centrifuge



3000 Electrolyse

3100 Réactivation thermique du carbone

3101	1	tamis
3102	1	trémie
3103	1	extracteur sous trémie
3104	1	four de séchage
3105	1	trémie
3106	1	tapis extracteur sous trémie
3107	1	tamis
3108	1	trémie
3109	1	dosomètre
3110	1	élévateur à godets
3111	1	trémie
3112	1	roue à alvéoles

3200 Atelier de coulée

3201	1	four de fusion
3202	1	bascule de précision

8 Personnel de l'usine de récupération d'or

La section gestion et administration comprend 25 employés locaux. A l'exception du service de garde, tout l'effectif de la section travaille en poste de jour. Les salaires du personnel expatrié sont compris dans les coûts de démarrage.

La plupart des autres positions doit être occupée 24 heures sur 24; c'est-à-dire, on a besoin de quatre ouvriers par position. Ceux-ci ont une semaine de 42 heures par poste de 8 heures.

Etant donné la capacité du parc de véhicules, les chauffeurs de camions ne travailleront qu'en poste de jour.

	par poste	Nbre de postes	Total
Gestion et administration (employés)			
Directeur			1
Directeur adjoint			1
Secrétaire			1
Service de garde	4	4	16
Chef du service statistique			1
Chef de l'usine			1
Chef du parc de véhicules			1
Chef du service d'entretien			1
Chef du laboratoire			1
Laborantin			<u>1</u>
			25

	par poste	Nbre de postes	Total
<b>Ouvriers</b>			
<u>Transport et stockage tout-venant et rejets</u>			
Chauffeur de camion pour tout-venant			3
Chauffeur de chargeur à pelle pour tout-venant	1	4	4
Personnel de stockage des rejets	1	4	<u>4</u>
			11
<u>Lixiviation et séparation solide/liquide</u>			
Chef de poste	1	4	4
Préparation des réactifs	2	4	8
Service pompes et réacteurs	4	4	16
Service épaisseur et filtres	3	4	<u>12</u>
			40
<u>Adsorption d'or</u>			
Chef de poste	1	4	4
Service pompes et réacteurs	2	4	<u>8</u>
			12
<u>Adsorption d'or et électrolyse</u>			
Chef de poste	1	4	4
Electrolyseur, fondeur	1	4	4
Préparateur de charbon actif	1	1	<u>1</u>
			9

<u>Services généraux</u>			
Personnel des locaux sociaux	2	4	8
<u>Service d'entretien</u>			
Chef de poste	1	4	4
Mécanicien	2	4	8
Electricien	2	4	8
Magasinier	1	4	<u>4</u>
			24
Ouvriers			104
Total ouvriers, y compris supplément pour maladie et vacances			125
Total employés			25
Effectif total à prévoir			150



9. Calcul de rentabilité

9.1 Bases

Les calculs exposés ci-après ont pour leur point de départ les chiffres introduits dans les chapitres précédents concernant la production, les réserves et la durée de vie:

- Stock de tout-venant: 2.462.806 t à 3,1 grammes d'or par tonne
- Temps travaillé: 330 jours par an
- Durée de vie de l'installation: 12 ans

Le coefficient de récupération d'or très modeste de 0,6 a été adopté.

Du fait de sa faible teneur dans les stériles TORCO ainsi que des imprécisions subsistant quant à sa récupération, l'argent n'a pas été pris en considération dans le calcul de rentabilité. Pour simplifier, l'on peut présumer que les recettes dues à l'argent couvriront les frais de raffinage de l'or contenu dans les lingots.

Partant de ces hypothèses, nous arrivons à une production annuelle d'or de

$$2.462.806 \times 3,1 : 12 \times 0,6 = 382 \text{ kg.}$$

Cette quantité annuelle a également servi de base de calcul pour le chiffre d'affaires. Nous avons retenu, pour le calcul de ce dernier, un prix au marché relativement modeste de 97.500,-- FF (= 32.500,- DM). En fait, le prix de vente de l'or sera probablement beaucoup plus élevé (cotation: 34.300,-- DM le 20.06.1983; tendance probable à la hausse).

La production moyenne annuelle susmentionnée a été retenue comme base pour chacune des années d'opération (12 ans). De même, nous avons maintenu pour toutes les années le prix de vente cité plus haut. Les mouvements éventuels spéculatifs ou inflationnistes du prix n'ont donc pas été pris en considération.

Nous avons présumé que la phase opérative est précédée d'une période préparatoire de deux ans (études, construction de bâtiments, achat et installation de l'équipement, etc.). Les dépenses de cette période n'ont pas été prises en compte dans le calcul des pertes et profits, mais ont été considérées éligibles pour la capitalisation.

Tous les postes budgétaires suivants ont d'abord été définis en DM, puis convertis en FF au taux de 1,-- DM = 3,-- FF.

- 9.2      Calculs de base
- 9.2.1    Investissement et financement
- 9.2.1.1  Investissement

Capital d'investissement matériel

Une liste détaillée des équipements censés nécessaires pour l'installation de récupération d'or a été donnée plus haut, en Section 7.

Bâtiments et travaux d'aménagement compris, on estime que les investissements suivants devront être effectués:

Tableau 17: Investissement total

	Investissement total millions de FF
Investissement matériel	
- Terrain	0,00
- Bâtiments	9,15
- Installations et Machines	45,33
- Parc véhicules	6,00
<b>Total</b>	<b>60,48</b>

Compte tenu des rythmes de construction et de livraison, ceci entraînerait probablement les dépenses annuelles suivantes - dépenses dans lesquelles le remplacement du parc des véhicules pour 6,00 millions de FF figure à intervalles de trois ans (dans la 5ème, la 8ème et la 11ème année).

Tableau 18: Investissements matériels par an

valeur. millions de ff

	1ère année	2ème année	3ème année	4ème année	5ème année	6ème année	7ème année	8ème année	9ème année	10ème année	11ème année	12ème année	13ème année	14ème année
Investissement matériel:														
- Travaux	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
- Travaux	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
- Installations & Machines	15,00	27,20	4,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
- Matériel de production	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
- Matériel	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
- Véhicules	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<b>Total</b>	<b>15,00</b>	<b>27,20</b>	<b>4,55</b>	<b>0,00</b>	<b>0,00</b>	<b>0,00</b>	<b>0,00</b>	<b>0,00</b>						
<b>avec dette courante</b>	<b>15,00</b>	<b>55,00</b>	<b>60,48</b>	<b>60,48</b>	<b>60,48</b>	<b>66,48</b>	<b>66,48</b>	<b>72,48</b>	<b>72,48</b>	<b>72,48</b>	<b>78,48</b>	<b>78,48</b>	<b>78,48</b>	<b>78,48</b>

9.2.1.1.1 Investissements immatériels

Coûts de démarrage (y compris frais d'études, intérêts à payer pendant la phase préparatoire, personnel de mise en route, paiements forfaitaires etc.) pour 6,6 millions de FF environ; les frais d'installation et de mise en service, de la direction du projet, de la formation, du logement pour cadres, etc. atteindront probablement un total de 26,7 millions de FF, répartis comme suit:

Tableau 19: Investissements immatériels annuels

valeur: millions de FF

valeurs immatérielles	Années													
	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.	11.	12.	13.	14.
<b>Coûts de pré-production</b>														
- Coûts de crédit	0,00	0,04	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
- Autres coûts	1,52	1,36	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<b>Installation, mise en service, direction du projet, formation etc.</b>														
	1,50	11,70	3,00	3,00	1,50	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<b>Revenus anticipés de logiciel</b>														
	3,70	15,50	3,00	3,00	1,50	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<b>avec valeur couruée</b>	<b>3,70</b>	<b>19,20</b>	<b>22,20</b>	<b>25,70</b>	<b>26,70</b>									

Nous avons supposé qu'on pourra se passer du personnel expatrié à partir de la 6ème année au plus tard. Si cette hypothèse s'avérait fautive, les dépenses mentionnées ci-haut devraient être augmentées en conséquence.

**9.2.1.1.2 Fonds de roulement**

Comme c'est normal pour ce genre d'exploitation, le fonds de roulement, contrairement au capital fixe, est relativement limité.

Compte tenu du fait que 4 mois en moyenne de stocks de matières consommables doivent être retenus, qu'une certaine réserve liquide en caisse est nécessaire et que le stock de lingots prêts à la vente et les créances éventuelles s'élèvent à 1 mois au maximum, le fonds de roulement se présente ainsi:

Tableau 20: Fonds de roulement

valeurs millions de FF

	Années													
	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.	11.	12.	13.	14.
Inventaire														
- Matières consommables	0.00	0.00	0.91	0.91	0.91	0.91	0.91	0.91	0.91	0.91	0.91	0.91	0.91	0.91
- Produits finis	0.00	0.00	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10
Argent liquide	0.00	0.00	0.59	0.59	0.59	0.59	0.59	0.59	0.59	0.59	0.59	0.59	0.59	0.59
Autres	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	10.32	6.33	0.34	4.35	4.51	4.15
Inventaire global	0.00	0.00	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60	14.92	10.93	6.34	8.35	9.11	8.75
Changement d'inventaire	0.00	0.00	4.60	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	10.32	4.33	4.34	0.01	0.15	-0.15

valeurs millions de FF

	Années													
	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.	11.	12.	13.	14.
Créances														
Total des recettes	0.00	0.00	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25
+/-. Changement d'inventaire (Produits finis)	0.00	0.00	3.10	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Facture annuelle	0.00	0.00	34.15	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25
Créances	0.00	0.00	2.85	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10
Changement de créances	0.00	0.00	2.85	0.25	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

valeurs millions de FF

	Années													
	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.	11.	12.	13.	14.
Total de l'inventaire	0.00	0.00	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60	14.92	10.93	6.34	8.35	9.11	8.75
Créances	0.00	0.00	2.85	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10
Autres	0.00	0.00	1.45	1.70	1.70	1.70	1.70	1.70	10.02	14.03	10.03	12.05	12.01	11.75

9.2.1.2 Financement

9.2.1.2.1 Fonds à long terme

- Fonds propres

Nous sommes partis du fait que la société devrait être dotée d'un fonds social à raison d'environ 40 % des capitaux fixes, alors que le reste devrait être couvert par des emprunts à moyen et à long terme.

- Capital externe

Le fonds social ayant été fixé à 30,0 millions de FF, les emprunts devraient se chiffrer à 45,0 millions de FF. Sur ces 45,0 millions de FF, environ 2/3 seront fournis à des conditions relativement avantageuses et 1/3 aux conditions bancaires moyennes.

La constitution et le remboursement de ces emprunts sont prévus comme suit.

Tableau 21: Financement à long terme -  
Total des emprunts

valeurs: millions de FF

	N.	Années									
		1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.
<b>1. Tranche d'emprunt</b>											
(en versement) . . . . .	5000	5000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
en versement . . . . .	5000	5000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<b>2. Tranche d'emprunt non</b>											
en versement additionnel	7000	4500	4500	4500	4500	4500	4500	4500	4500	4500	4500
<b>3. Tranche d'emprunt</b>											
en versement . . . . .	0,00	0,00	2,50	4,38	4,38	4,38	4,38	2,50	0,00	0,00	0,00
en versement . . . . .	0,00	0,00	2,50	4,38	4,38	4,38	4,38	2,50	0,00	0,00	0,00
<b>4. Versement par an</b>											
en versement additionnel	0,00	0,00	5,00	8,75	8,75	8,75	8,75	5,00	0,00	0,00	0,00
en versement additionnel	0,00	0,00	5,00	13,75	22,50	19,25	15,00	9,00	0,00	0,00	0,00
<b>5. Versement d'arrêts</b>											
en versement . . . . .	0,00	0,00	40,00	35,00	25,00	18,75	14,00	2,50	0,00	0,00	0,00
en versement . . . . .	0,00	40,00	40,00	31,25	22,50	17,00	9,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<b>6. Intérêt</b>											
en versement . . . . .	0,00	1,75	1,79	1,51	1,13	0,75	0,37	0,09	0,00	0,00	0,00
en versement . . . . .	0,00	1,25	1,70	1,32	0,94	0,56	0,17	0,00	0,00	0,00	0,00
<b>7. Versement de base</b>											
en versement . . . . .	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
en versement . . . . .	0,00	0,00	0,49	0,83	0,87	0,80	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<b>8. ANNULÉ</b>											
en versement . . . . .	0,00	0,00	0,49	11,00	10,00	10,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

Tableau 22: Financement à long terme - Emprunt No. 1

valeurs: millions de FF

	Années									
	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.
<b>I. Tranche d'emprunt</b>										
1.1.1. par semestre	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50
1.1.2. par semestre	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50
<b>Tranche d'emprunt au total</b>										
1.1.1. par semestre	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00
1.1.2. par semestre	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00
<b>II. Tranche de prêt</b>										
2.1.1. par semestre	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50
2.1.2. par semestre	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50
<b>III. Remboursement par an</b>										
3.1.1. par an	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
3.1.2. par an	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<b>IV. Valeur des emprunts</b>										
4.1.1. par semestre	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50
4.1.2. par semestre	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50
<b>V. Intérêts</b>										
5.1.1. par semestre	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03
5.1.2. par semestre	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03
<b>VI. Commission de mise à disposition</b>										
6.1.1. par an	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
6.1.2. par an	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<b>VII. Total</b>										
7.1.1. par an	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
7.1.2. par an	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

Caractéristiques de l'emprunt :

- valeur plafond en millions de FF : 50,0
- durée du crédit : 8
- période de grâce (ans) : 2
- taux d'intérêts en % : 7,00
- commission de mise à disposition en % : 0,00

La somme empruntée sera prélevée à raison des montants partiels suivants :

1<sup>ère</sup> année : 10,00 millions de FF  
 2<sup>ème</sup> année : 10,00 millions de FF

Tableau 23: Financement à long terme - Emprunt No. 2

valeurs: millions de ff

	Années									
	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.
1. Tranche d'emprunt										
1er semestre) . . . . .	0,00	7,50	0,00	0,00	00,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
2è. semestre) . . . . .	0,00	7,50	0,00	0,00	00,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Tranche d'emprunt / an	0,00	15,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
. . . . . dette additionnée	0,00	15,00	15,00	15,00	15,00	15,00	15,00	15,00	15,00	15,00
2. Remboursement de										
1er semestre) . . . . .	0,00	0,00	0,00	1,88	1,88	1,88	1,88	0,00	0,00	0,00
2è. semestre) . . . . .	0,00	0,00	0,00	1,88	1,88	1,88	1,88	0,00	0,00	0,00
Remboursement par an	0,00	0,00	0,00	3,75	3,75	3,75	3,75	0,00	0,00	0,00
. . . . . dette additionnée	0,00	0,00	0,00	3,75	7,00	11,25	15,00	15,00	15,00	15,00
3. Valeur des emprunts										
1er semestre) . . . . .	0,00	7,50	15,00	13,13	9,33	5,63	1,88	0,00	0,00	0,00
2è. semestre) . . . . .	0,00	15,00	15,00	11,25	7,50	3,70	0,00	0,00	0,00	0,00
4. Intérêts										
1er semestre) . . . . .	0,00	0,41	0,83	0,72	0,52	0,31	0,10	0,00	0,00	0,00
2è. semestre) . . . . .	0,00	0,83	0,83	0,62	0,41	0,21	0,00	0,00	0,00	0,00
5. Commission de mise à disposition										
1er semestre) . . . . .	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
2è. semestre) . . . . .	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
6. Ann. 10										
1er semestre) . . . . .	0,00	0,04	0,09	0,09	0,08	0,07	0,05	0,00	0,00	0,00
2è. semestre) . . . . .	0,00	0,04	0,09	0,09	0,08	0,07	0,05	0,00	0,00	0,00

- durée de base . . . . . = durée plénière en millions de ff . . . . . 15,0
- durée du crédit . . . . . = 0
- période de grace (ans) . . . . . = 2
- taux d'intérêts en % . . . . . = 11,0
- commission de mise à disposition en % . . . . . = 0,00

La somme remboursée sera prélevée à l'un des montants partiels suivants:

Cette année . . . . . 15,00 millions de ff

9.2.1.2.2 Fonds à court terme

Des fonds à court terme ne sont prévus que pour le financement du fonds de roulement. Il s'agit essentiellement d'obligations bancaires courantes à court terme.

9.2.1.2.3 Problème spécial

Contrairement au projet d'entreprise habituel, dont la durée de vie n'est pas limitée, nous devons dans le cas présent envisager que la vie productive du projet sera terminée au bout de 12 années. Il en résulte que les moyens financiers doivent être liquidés parallèlement à l'amortissement de l'ensemble de l'installation. Cela implique que les réserves constituées et le fonds social doivent être restitués aux actionnaires dans ce délai.

9.2.2 Dépenses et recettes

9.2.2.1 Matériaux

On retient une dépense annuelle moyenne de 2,7 millions de FF (= DM 0,913 million) pour les matières consommables.

Ce coût s'explique comme suit.

Tableau 24: Consommation de réactifs et dépenses y afférentes

	kg/an	Prix FF/kg	Dépense FF/an
<u>Chaux</u>			
2,3 kg/t x 205250 t/a	472000	0,45	212.400
<u>Cyanure de sodium</u>			
0,9 kg/t x 205250 t/a	184725	9,00	1.662.525
<u>Charbon actif</u>			
0,02 kg/t x 205250 t/a	4105	23,55	96.673
Floculant	30000	25,50	765.000
			2.736.598

9.2.2.2 Salaires

La composition envisagée du personnel a été exposée au chapitre 8.

Sur la base des critères à appliquer probablement aujourd'hui selon la qualification des ouvriers, les coûts de personnel suivants ont été calculés pour la phase opérative. On n'a tenu compte ni du personnel de démarrage, ni des conseillers expatriés dont les coûts ont été pris en considération dans la rubrique investissements immatériels.

**Tableau 25: Effectif**

	Années													
	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.	11.	12.	13.	14.
Directeur . . . . .	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Chef de département . . . . .	0	0	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Contre-maîtres/chefs d'équipe . . . . .	0	0	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Clers . . . . .	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Secrétaire . . . . .	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Ouvriers qualifiés . . . . .	0	0	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38
Ouvriers spécialisés . . . . .	0	0	36	36	36	36	36	36	36	36	36	36	36	36
Main d'œuvre . . . . .	0	0	69	69	69	69	69	69	69	69	69	69	69	69
<b>Total . . . . .</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>150</b>											

**Tableau 26: Total des coûts de personnel par an**

Valeurs en millions de FF

	Années													
	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.	11.	12.	13.	14.
125 Ouvriers . . . . .	0.000	0.000	2.912	2.912	2.912	2.912	2.912	2.912	2.912	2.912	2.912	2.912	2.912	2.912
25 employés . . . . .	0.000	0.000	0.750	0.750	0.750	0.750	0.750	0.750	0.750	0.750	0.750	0.750	0.750	0.750
<b>Total . . . . .</b>	<b>0.000</b>	<b>0.000</b>	<b>3.662</b>											



9.2.2.3 Amortissement et intérêts

Les frais de capitaux sont exposés ci-après.

Il faut noter à propos de l'amortissement que tous les biens investis doivent être amortis sur 12 années d'opération. Cela explique le taux d'amortissement insolite pour les bâtiments: 8,3 %.

En ce qui concerne les intérêts, il a été présumé qu'un emprunt à long terme au taux d'intérêt concessionnaire de 7 % pourra être obtenu, tandis qu'un deuxième emprunt portera un taux d'intérêt de 11 %, et les fonds à court terme auront un taux moyen de 13,5 %.

Partant de cette hypothèse, nous obtenons le tableau suivant.

Tableau 27: Coûts des intérêts

Il est présumé que les taux suivants seront appliqués pour le calcul

des coûts d'intérêts:

- Crédit à long terme: 7,0 % / 11,0 %
- Crédit à court terme: 13,5 %

Et les coûts d'intérêts suivants pour les années projetées:

Valeur: millions de ffr

	Années													
	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.	11.	12.	13.	14.
Intérêts														
- Intérêts à long terme	0,00	0,00	3,49	2,83	2,07	1,30	0,54	0,09	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
- Intérêts à court terme	0,00	0,00	1,54	1,95	1,67	0,93	0,99	1,06	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Total des intérêts	0,00	0,00	5,03	4,79	3,74	2,23	1,53	1,15	1,15	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

**Tableau 28: Amortissements**

valeur: millions de FF

	Années													
	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.	11.	12.	13.	14.
- bâtiments . . . . .	0.00	0.00	9.15	9.15	9.15	9.15	9.15	9.15	9.15	9.15	9.15	9.15	9.15	9.15
- Installations et machines . . . . .	0.00	0.00	45.33	45.33	45.33	45.33	45.33	45.33	45.33	45.33	45.33	45.33	45.33	45.33
- Parc automobile . . . . .	0.00	0.00	6.00	6.00	12.00	12.00	12.00	18.00	18.00	18.00	24.00	24.00	24.00	24.00
- Installation, mise en service, direction du projet, etc. . . . .	1.50	12.00	15.60	18.60	20.10	20.10	20.10	20.10	20.10	20.10	20.10	20.10	20.10	20.10
- Coûts de pré- production . . . . .	2.00	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60
<b>Valeur d'amortissement par an</b>														
0.00 1 - bâtiments . . . . .	0.00	0.00	0.76	0.76	0.76	0.76	0.76	0.76	0.76	0.76	0.76	0.76	0.76	0.76
0.00 4 - Installations et machines . . . . .	0.00	0.00	3.76	3.76	3.76	3.76	3.76	3.76	3.76	3.76	3.76	3.76	3.76	3.76
0.00 6 - Parc automobile . . . . .	0.00	0.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00
11.00 1 - Installation, mise en service, direction du projet, etc. . . . .	0.00	0.00	1.86	1.86	2.01	2.01	2.01	2.01	2.01	2.01	2.01	2.01	2.01	0.45
10.00 2 - Coûts de pré- production . . . . .	0.00	0.00	0.66	0.66	0.66	0.66	0.66	0.66	0.66	0.66	0.66	0.66	0.66	0.20
<b>Amortissement par an . . . . .</b>	<b>0.00</b>	<b>0.00</b>	<b>8.74</b>	<b>9.04</b>	<b>9.19</b>	<b>6.07</b>								

9.2.2.4 Dépenses diverses

Les autres dépenses, tels les coûts d'énergie, d'entretien, etc. se chiffreront probablement comme suit:

Tableau 29: Frais généraux et faux - frais divers

Valeurs: millions de FF

	Années													
	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.	11.	12.	13.	
Dépenses administratives . . . . .	0.00	0.00	2.30	2.30	2.30	2.30	2.30	2.30	2.30	2.30	2.30	2.30	2.30	2.30
Energie . . . . .	0.00	0.00	3.07	3.07	3.07	3.07	3.07	3.07	3.07	3.07	3.07	3.07	3.07	3.07
Réparation & Entretien	0.00	0.00	2.57	2.57	2.57	2.57	2.57	2.57	2.57	2.57	2.57	2.57	2.57	2.57
Autres coûts (Loyer, bail ..) . . . . .	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
<b>Total . . . . .</b>	<b>0.00</b>	<b>0.00</b>	<b>12.94</b>											

9.2.2.5 Recettes

Sur la base des hypothèses énoncées au point 9.1., les recettes se présentent comme suit.

Tableau 30: Chiffre d'affaires

Valeurs: millions de FF

Prix/ FF unité	Années													
	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.	11.	12.	13.	14.
Barres (bullion)	0	0	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25	37.25
<b>Total des ventes - Barres (bullion)</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>37.25</b>											



**9.3 Bilan**

Valeurs: MILL. de FF

P E R I O D E	Années													
	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.	11.	12.	13.	
<b>A C T I F</b>														
<b>1. Immobilisations</b>														
<b>1.1 Valeurs matérielles</b>														
1.1.1 Terrain & Bâtiments . . . . .	0.00	0.00	8.39	7.63	6.87	6.11	5.35	4.59	3.83	3.07	2.31	1.55	0.79	0.00
1.1.2 Installations & Machines . . . . .	0.00	0.00	41.57	37.81	34.05	30.29	26.53	22.77	19.01	15.25	11.49	7.73	3.97	0.00
1.1.3 Parc autom. . . . .	0.00	0.00	4.00	2.00	0.00	4.00	0.00	6.00	4.00	2.00	0.00	4.00	0.00	0.00
1.1.4 Installation en construction & acomptes . . . . .	18.63	55.03	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
1.2 Valeurs immatérielles														
Service des intérêts . . . . .	1.50	12.60	14.04	15.18	14.67	12.66	10.65	8.64	6.63	4.62	2.61	0.60	0.00	0.00
1.3 Coûts de pré-production . . . . .	2.20	6.60	5.94	5.28	4.62	3.96	3.30	2.64	1.98	1.32	0.66	0.00	0.00	0.00
<b>Total des immobilisations (A) . . . . .</b>	<b>22.33</b>	<b>74.73</b>	<b>73.94</b>	<b>67.90</b>	<b>66.21</b>	<b>57.02</b>	<b>47.83</b>	<b>44.64</b>	<b>35.65</b>	<b>24.34</b>	<b>23.07</b>	<b>18.89</b>	<b>6.76</b>	<b>0.00</b>
<b>2. Fonds de roulement à court terme</b>														
2.1 Stocks . . . . .	0.00	0.00	4.01	4.01	4.01	4.01	4.01	4.01	4.01	4.01	4.01	4.01	4.01	4.01
2.2 Créances . . . . .	0.00	0.00	2.85	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10
2.3 Avoirs en espèces . . . . .	0.67	0.77	0.59	0.59	0.59	0.59	0.59	0.59	0.59	0.59	0.59	0.59	0.59	0.59
2.4 Autres . . . . .	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	10.32	4.00	0.74	4.15	4.51	0.00
<b>Total du fonds de roulement à court terme (B) . . . . .</b>	<b>0.67</b>	<b>0.77</b>	<b>7.45</b>	<b>7.70</b>	<b>7.70</b>	<b>7.70</b>	<b>7.70</b>	<b>7.70</b>	<b>18.00</b>	<b>16.18</b>	<b>12.14</b>	<b>12.25</b>	<b>16.21</b>	<b>12.20</b>
<b>Pertes . . . . .</b>	<b>0.00</b>													
<b>Total des avoirs (A + B + C) . . . . .</b>	<b>23.00</b>	<b>75.50</b>	<b>81.39</b>	<b>75.60</b>	<b>73.91</b>	<b>64.72</b>	<b>55.53</b>	<b>52.34</b>	<b>53.67</b>	<b>40.34</b>	<b>35.11</b>	<b>29.14</b>	<b>22.97</b>	<b>12.20</b>

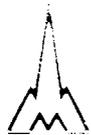
**KHD HUMBOLDT WEDAG AG**

- 77 a -

## P A S S I F

## 4. FONDS PROPRES

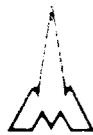
4.1 Capital propre . . . . .	10.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	24.00	18.00	12.00	6.00	0.00
4.2 Réserves . . . . .	0.00	0.00	4.24	9.02	14.10	13.19	14.48	14.65	5.47	4.79	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
<b>Total des fonds propres (0) . . . . .</b>	<b>10.00</b>	<b>30.00</b>	<b>34.24</b>	<b>39.02</b>	<b>44.10</b>	<b>43.19</b>	<b>44.48</b>	<b>44.65</b>	<b>35.47</b>	<b>35.00</b>	<b>24.00</b>	<b>18.00</b>	<b>12.00</b>	<b>6.00</b>	<b>0.00</b>
5. Capital emprunté															
5.1 Emprunts à long terme . . . . .	15.00	45.00	40.00	31.25	22.50	13.75	5.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5.2 emprunts à court terme . . . . .	0.00	0.00	7.15	5.33	7.37	0.28	0.05	0.19	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5.3 Provisions															
5.3.1 Paiement de dividendes . . . . .	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	7.50	6.00	7.50	13.00	10.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5.3.2 Impôts . . . . .	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5.4 Autres passifs . . . . .	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
<b>Total du capital emprunté (1) . . . . .</b>	<b>15.00</b>	<b>45.00</b>	<b>47.15</b>	<b>36.58</b>	<b>29.87</b>	<b>21.53</b>	<b>11.05</b>	<b>7.69</b>	<b>18.00</b>	<b>10.00</b>	<b>0.00</b>	<b>0.00</b>	<b>0.00</b>	<b>0.00</b>	<b>0.00</b>
<b>Total du passif (0+f) . . . . .</b>	<b>25.00</b>	<b>75.00</b>	<b>81.39</b>	<b>75.60</b>	<b>73.97</b>	<b>64.72</b>	<b>55.53</b>	<b>52.34</b>	<b>53.47</b>	<b>45.00</b>	<b>24.00</b>	<b>18.00</b>	<b>12.00</b>	<b>6.00</b>	<b>0.00</b>



**9.4 Compte de Pertes et Profits**

Valeurs mill. de FF

P E R I O D E	Années													
	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.	11.	12.	13.	14.
<b>1. Coûts de personnel</b>														
1.1 Salaires des ouvriers . . . . .	0.00	0.00	2.81	2.81	2.81	2.81	2.81	2.81	2.81	2.81	2.81	2.81	2.81	2.81
1.2 Salaires des employés . . . . .	0.00	0.00	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75
<b>Total des coûts de personnel (A) . . . . .</b>	<b>0.00</b>	<b>0.00</b>	<b>3.56</b>											
<b>2. Coûts de matériaux</b>														
2.1 Matières consommables . . . . .	0.00	0.00	2.74	2.74	2.74	2.74	2.74	2.74	2.74	2.74	2.74	2.74	2.74	2.74
<b>Total des coûts de matériaux (B) . . . . .</b>	<b>0.00</b>	<b>0.00</b>	<b>2.74</b>											
<b>3. Frais généraux</b>														
3.1 Amortissement . . . . .	0.00	0.00	8.74	9.04	9.19	9.19	9.19	9.19	9.19	9.19	9.19	9.19	9.19	9.19
3.2 Autres coûts . . . . .	0.00	0.00	12.94	12.94	12.94	12.94	12.94	12.94	12.94	12.94	12.94	12.94	12.94	12.94
3.3 Intérêts . . . . .	0.00	0.00	5.03	4.19	2.74	2.23	1.53	1.15	1.00	1.00	0.00	1.00	0.00	0.00
<b>Total des frais généraux (C) . . . . .</b>	<b>0.00</b>	<b>0.00</b>	<b>26.71</b>	<b>26.17</b>	<b>25.87</b>	<b>24.36</b>	<b>23.66</b>	<b>23.28</b>	<b>22.13</b>	<b>22.13</b>	<b>22.13</b>	<b>22.13</b>	<b>19.91</b>	<b>19.19</b>
<b>4. Total des coûts (A + B + C) . . . . .</b>	<b>0.00</b>	<b>0.00</b>	<b>33.01</b>	<b>32.47</b>	<b>32.17</b>	<b>30.66</b>	<b>29.86</b>	<b>29.69</b>	<b>28.44</b>	<b>28.44</b>	<b>28.44</b>	<b>28.44</b>	<b>26.11</b>	<b>25.11</b>
<b>5. Recettes estimées . . . . .</b>	<b>0.00</b>	<b>0.00</b>	<b>37.25</b>											
<b>Profit Brut/Perte . . . . .</b>	<b>0.00</b>	<b>0.00</b>	<b>4.25</b>	<b>4.78</b>	<b>5.08</b>	<b>6.59</b>	<b>7.39</b>	<b>7.57</b>	<b>8.81</b>	<b>8.81</b>	<b>8.81</b>	<b>8.81</b>	<b>11.14</b>	<b>12.14</b>



9.5

Analyse des risques

Ce calcul a pour objet de déterminer le seuil de bénéfice, c'est-à-dire le taux d'utilisation auquel les dépenses et les recettes sont à peu près identiques. Cet équilibre (break-even) est réalisé lorsque la somme des recettes moins dépenses variables devient égale aux dépenses fixes pour la période envisagée.

Après estimation des parts de coûts fixes et variables, le seuil de bénéfice est déterminé comme suit pour les années sélectionnées:

Tableau 31: Seuil de bénéfice au fil des ans

Détermination du seuil de bénéfice / 3ème année

Valeur: millions FF

	Total Dép.	% Dép. fixes	Dép. fixes
Salaires des ouvriers	2.81	60.00	1.69
Salaires des employés	0.75	80.00	0.60
Amortissement	8.74	95.00	8.30
Energie, etc.	8.07	75.00	6.05
Entretien	2.57	65.00	1.67
Dépenses administratives	2.30	75.00	1.73
Intérêts	5.03	75.00	3.77
Dépenses fixes			23.81
Dépenses variables			9.20
Total des dépenses			33.01
Total des recettes			37.25

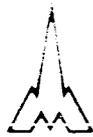
Le seuil de bénéfice se situe pour la 3ème année à 84,3 %

Détermination du seuil de bénéfice / 4ème année

Valeur: millions FF

	Total Dép.	% Dép. fixes	Dép. fixes
Salaires des ouvriers	2.81	60.00	1.69
Salaires des employés	0.75	80.00	0.60
Amortissement	8.74	95.00	8.30
Energie, etc.	8.07	75.00	6.05
Entretien	2.57	65.00	1.67
Dépenses administratives	2.30	75.00	1.73
Intérêts	4.10	75.00	3.08
Dépenses fixes			23.47
Dépenses variables			9.20
Total des dépenses			32.67
Total des recettes			37.25

Le seuil de bénéfice se situe pour la 4ème année à 85,1 %



# KHD HUMBOLDT WEDAG AG

- 79 a -

## Détermination du seuil de bénéfice / 5ème année

Valeurs: millions FF

	Total Dép.	% Dép. fixes	Dép. fixes
Salaires des ouvriers	2.81	60.00	1.69
Salaires des employés	0.75	80.00	0.60
Amortissement	9.19	95.00	8.73
Energie, etc.	8.07	75.00	6.05
Entretien	2.57	65.00	1.67
Dépenses administratives	2.30	75.00	1.73
Intérêts	3.74	75.00	2.80
=====			
Dépenses fixes			23.27
Dépenses variables			4.41
-----			
Total des dépenses		27.68	
Total des recettes		37.25	
=====			

Le seuil de bénéfice se situe pour la 5ème  
année à 82,1 %

## Détermination du seuil de bénéfice / 6ème année

Valeurs: millions FF

	Total Dép.	% Dép. fixes	Dép. fixes
Salaires des ouvriers	2.81	60.00	1.69
Salaires des employés	0.75	80.00	0.60
Amortissement	9.19	95.00	8.73
Energie, etc.	8.07	75.00	6.05
Entretien	2.57	65.00	1.67
Dépenses administratives	2.30	75.00	1.73
Intérêts	3.74	75.00	2.80
=====			
Dépenses fixes			22.14
Dépenses variables			3.57
-----			
Total des dépenses		30.66	
Total des recettes		37.25	
=====			

Le seuil de bénéfice se situe pour la 6ème  
année à 77,1 %



**KHD HUMBOLDT WEDAG AG**

- 80 -

Dans ce contexte, il convient de remarquer une fois de plus que le coefficient de récupération de 0,6 et le prix d'or constant et relativement bas envisagés ci-haut sont des hypothèses extrêmement prudentes. Comme le montrent les tableaux précédents, le projet pourrait encore absorber une chute de prix d'environ 20 %. Or, l'on doit plutôt supposer que le coefficient de récupération sera plus élevé (par ex. 0,7 ou 0,8) et que le prix de l'or sera, lui aussi, plus rémunérateur. Ceci entraînerait des bénéfices annuels beaucoup plus importants et améliorerait donc encore la rentabilité du projet.

Nous pensons que cette indication de tendance suffit à mettre en évidence la rentabilité du projet. Nous nous abstenons donc de procéder à d'autres calculs fondés sur des prémisses plus optimistes.



9.6 Rémunération du capital

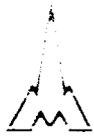
Selon les schémas internationalement en vigueur, la rémunération du capital se calcule comme le taux d'intérêt de la rentabilité d'investissement interne au projet en confrontant les dépenses ayant la forme d'investissements, de modifications d'inventaire, etc., au cash flow d'exploitation. C'est ce qui a été fait dans le tableau suivant.

Nous signalons qu'en raison de la durée limitée du projet, il a été tenu compte à partir de la 9<sup>ème</sup> année d'une liquidation partielle successive.

Tableau 32: Rémunération du capital

Année	Invest. Brut	Fonds de roule- ment	A/R- A/P	Liqui- dation d'avoirs accum.	cash flow opéra- tion.	Excédent /déficit de cash flow
1	- 22,33	0,00	0,00	0,00	0,00	- 22,33
2	- 51,90	0,00	0,00	0,00	0,00	- 51,90
3	- 8,45	- 4,60	- 2,85	0,00	18,01	2,11
4	- 3,00	0,00	- 0,25	0,00	18,01	14,76
5	- 7,50	0,00	0,00	0,00	18,01	10,51
6	0,00	0,00	0,00	0,00	18,01	18,01
7	0,00	0,00	0,00	0,00	18,01	18,01
8	- 6,00	0,00	0,00	0,00	18,01	12,01
9	0,00	0,00	0,00	0,00	18,01	18,01
10	0,00	0,00	0,00	6,00	18,01	24,01
11	- 6,00	0,00	0,00	6,00	18,01	18,01
12	0,00	0,00	0,00	6,00	18,01	24,01
13	0,00	0,00	0,00	6,00	18,01	24,01
14	0,00	4,60	3,10	6,00	18,01	31,71

Rémunération du capital: 15,79 %



Conclusions générales

A la suite de nombreux essais minéralurgiques et hydrométallurgiques effectués à l'échelle de laboratoire, nous avons étudié un flow-sheet pour la récupération d'or des stériles TORCO à AKJOUJT en Mauritanie, matière première dont il existe 2.500.000 tonnes environ sur un terril. Comme cette matière première est disponible en quantité bien limitée, l'installation a été dimensionnée pour une capacité journalière de 625 tonnes, soit pour une durée de vie de l'installation de 12 ans.

Le procédé prévu inclut la cyanuration agitée, l'adsorption de l'or au charbon actif, suivie de désorption, ainsi que l'électrolyse réductrice de l'or.

L'investissement nécessaire s'élève à FF 87.000.000. Un calcul de rentabilité qui repose sur des hypothèses circonspectes a révélé qu'une telle unité peut être rentable même lorsque la récupération de l'or ne s'élève qu'à 60 %. (Des essais de lixiviation ayant donné plus de 90 %.)

Les résultats intéressants de la présente étude, tant métallurgiques qu'économiques, devraient encourager la réalisation du projet en question.

Par conséquent, le prochain pas devrait être une étude technico-économique sur la base d'essais continus à l'échelle pilote. Une telle étude fournirait les données précises sur le dimensionnement des appareils et la construction de l'installation.



11

Annexe Hydrométallurgie

- Fig. 1 Dispositif d'essai pour la lixiviation agitée
- Fig. 2 Dispositif pour la précipitation de l'or
- Fig. 3 Dispositif d'essai pour le grillage sulfatant
- Fig. 4 Rapport entre temps de lixiviation et rendements métal
- Fig. 5 Rapport entre teneur en solides de la pulpe et rendement métal
- Fig. 6 Rapport entre pH de lixiviation et rendement métal
- Fig. 7 Rapport entre concentration initiale de NaCN et rendement métal
- Fig. 8 Rapport entre durée de lixiviation et rendement métal pour concentrations différentes de NaCN
- Fig. 9 Vitesse de sédimentation de la pulpe
- Fig. 10 Adsorption d'or par charbon actif
- Fig. 11 Schéma du traitement des stériles TORCO pour la récupération de l'or en Mauritanie
- Fig. 12 Proposition concernant le traitement des stériles du procédé TORCO pour la récupération de l'or en Mauritanie

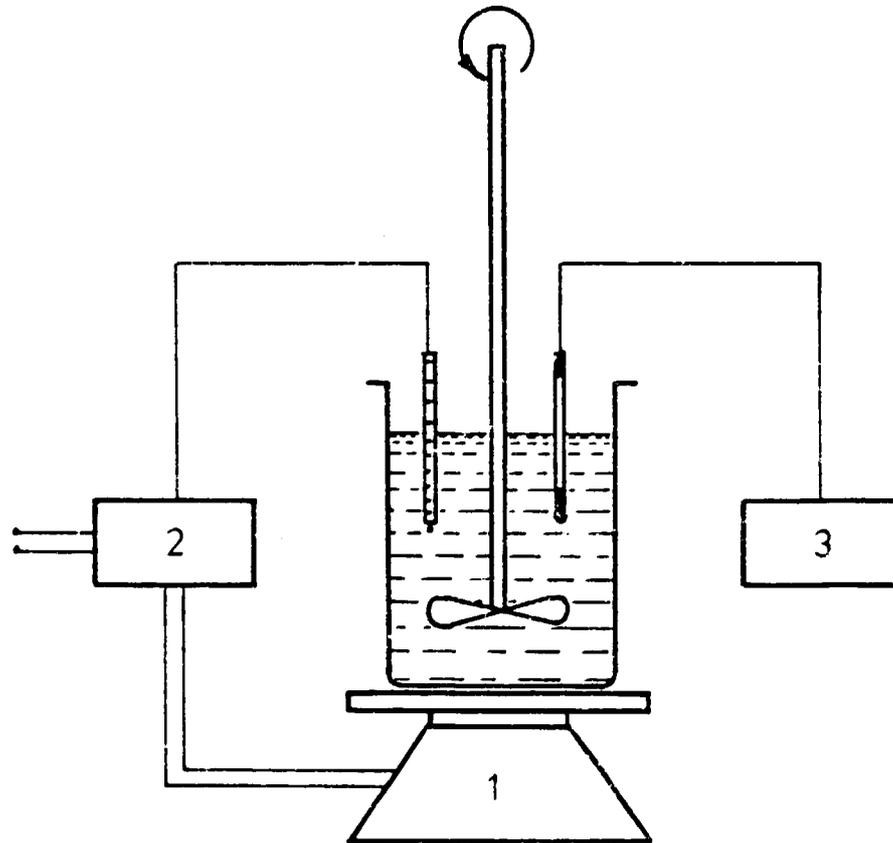


**KHD HUMBOLDT WEDAG AG**

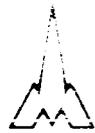
Fig. 1

Dispositif d'essai pour la lixiviation agitée

Test set-up for agitating leaching



- 1 chauffage / heating system
- 2 réglage de température
- 3 mesurage de pH

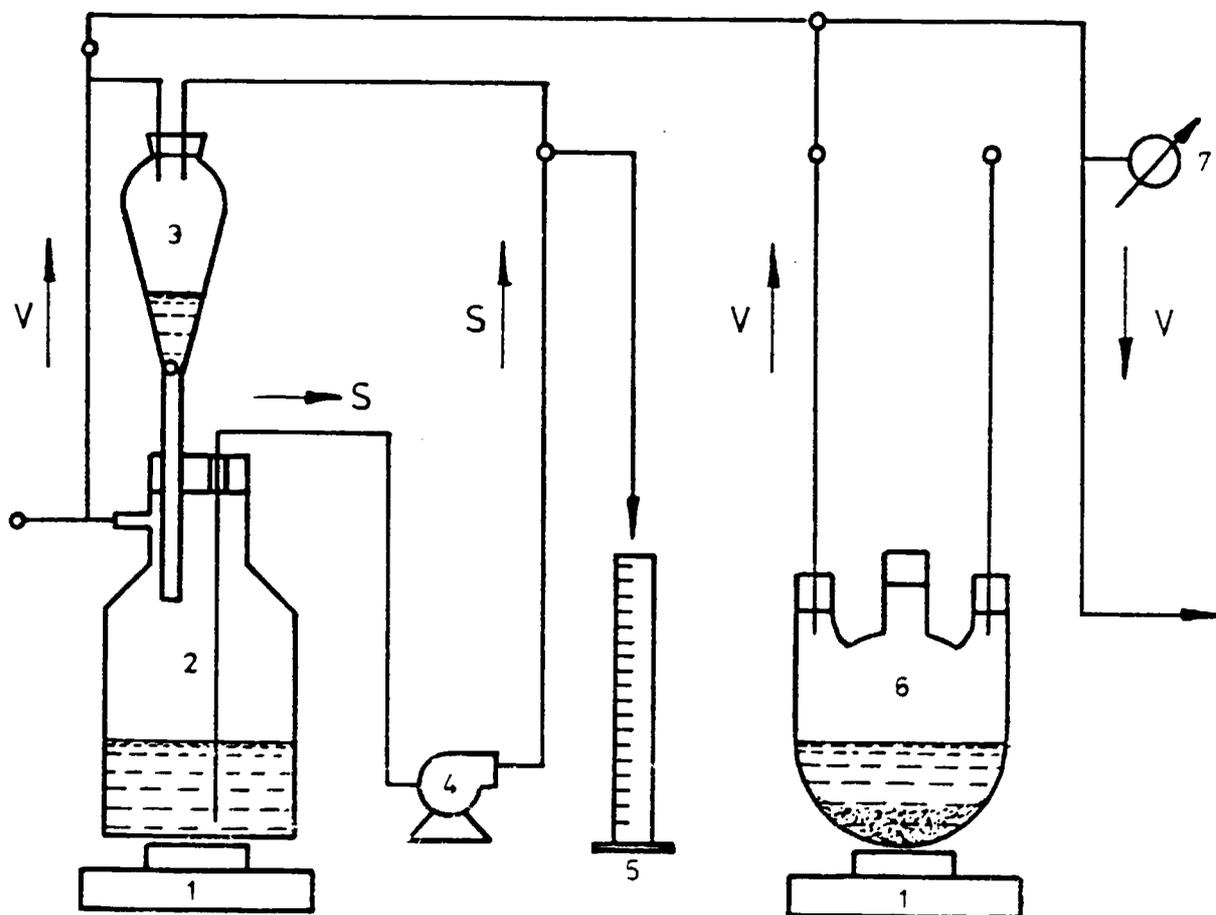


KHD HUMBOLDT WEDAG AG

Fig. 2

Dispositif pour la précipitation de l'or

Test set - up for gold cementation



V vide / vacuum

S solution

- 1 agitateur à entraînement magnétique / magnetic stirrer
- 2 réservoir à vide / vacuum vessel
- 3 entonnoir à percolation / percolation funnel
- 4 pompe / pump
- 5 cylindre / cylinder
- 6 cellule de précipitation / cementation vessel
- 7 manomètre / pressure gauge

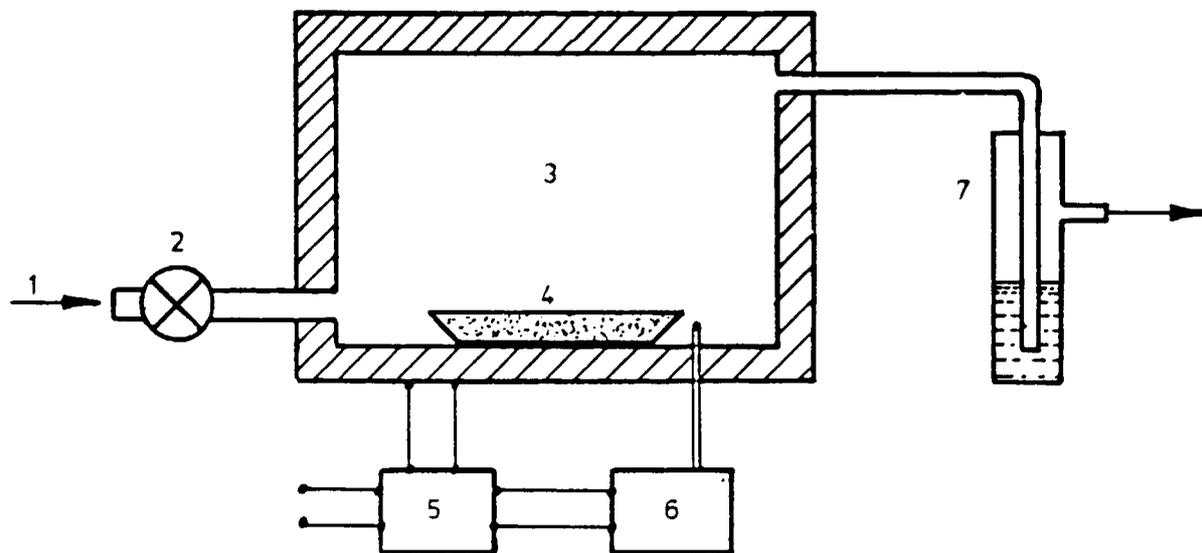


**KHD HUMBOLDT WEDAG AG**

Fig. 3

Dispositif d'essai pour le grillage sulfatissant

Test set - up for sulphatizing roasting



- 1 air
- 2 pompe / pump
- 3 four à moufle / muffle furnace
- 4 matière grillée / test material
- 5 unité de contrôle / control unit
- 6 enregistreur de température / temperature recorder
- 7 épuration de gaz / gas scrubbing

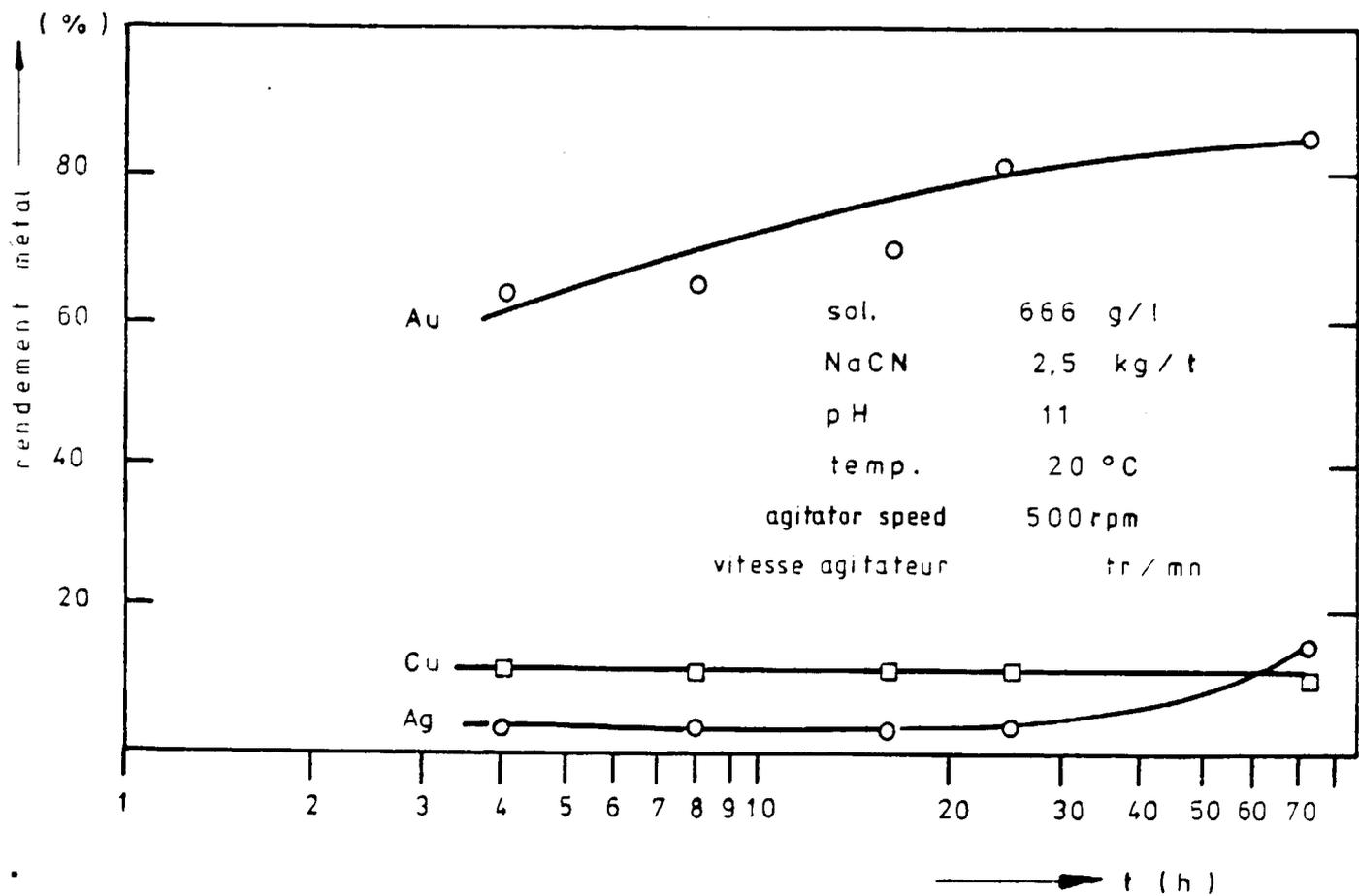


KHD HUMBOLDT WEDAG AG

Fig. 4

Rapport entre durée de lixiviation et rendement métal

Metal recovery vs. leaching time



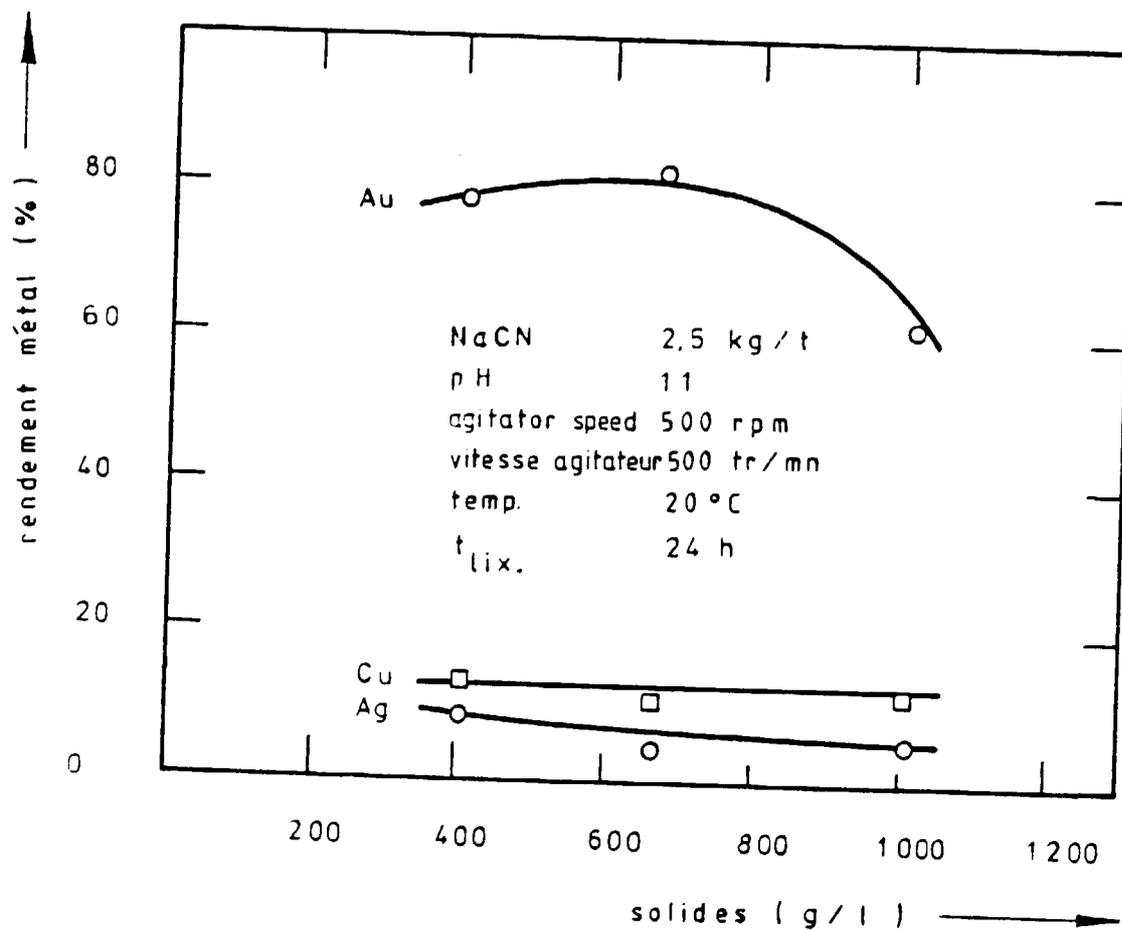


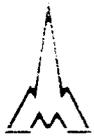
KHD HUMBOLDT WEDAG AG

Fig. 5

Rapport entre teneur en solides de la pulpe et rendement métal

Metal recovery vs. pulp solids concentration



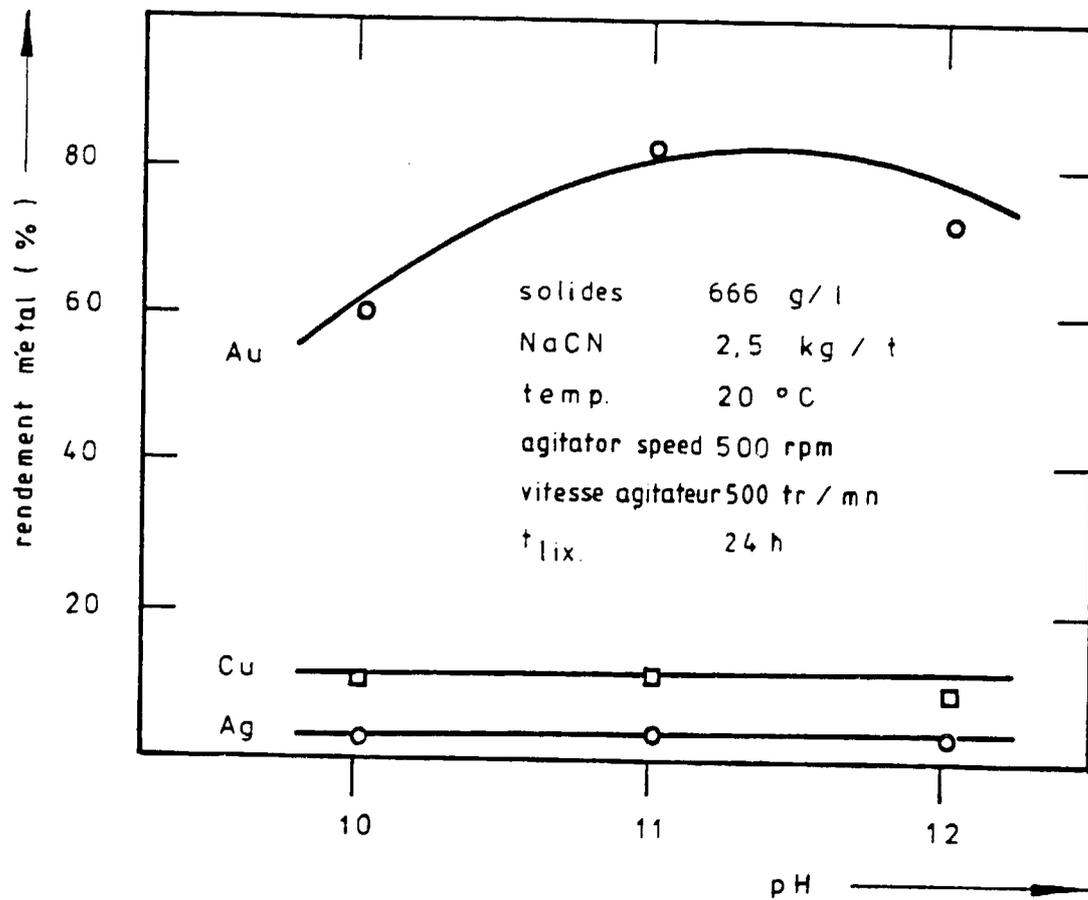


KHD HUMBOLDT WEDAG AG

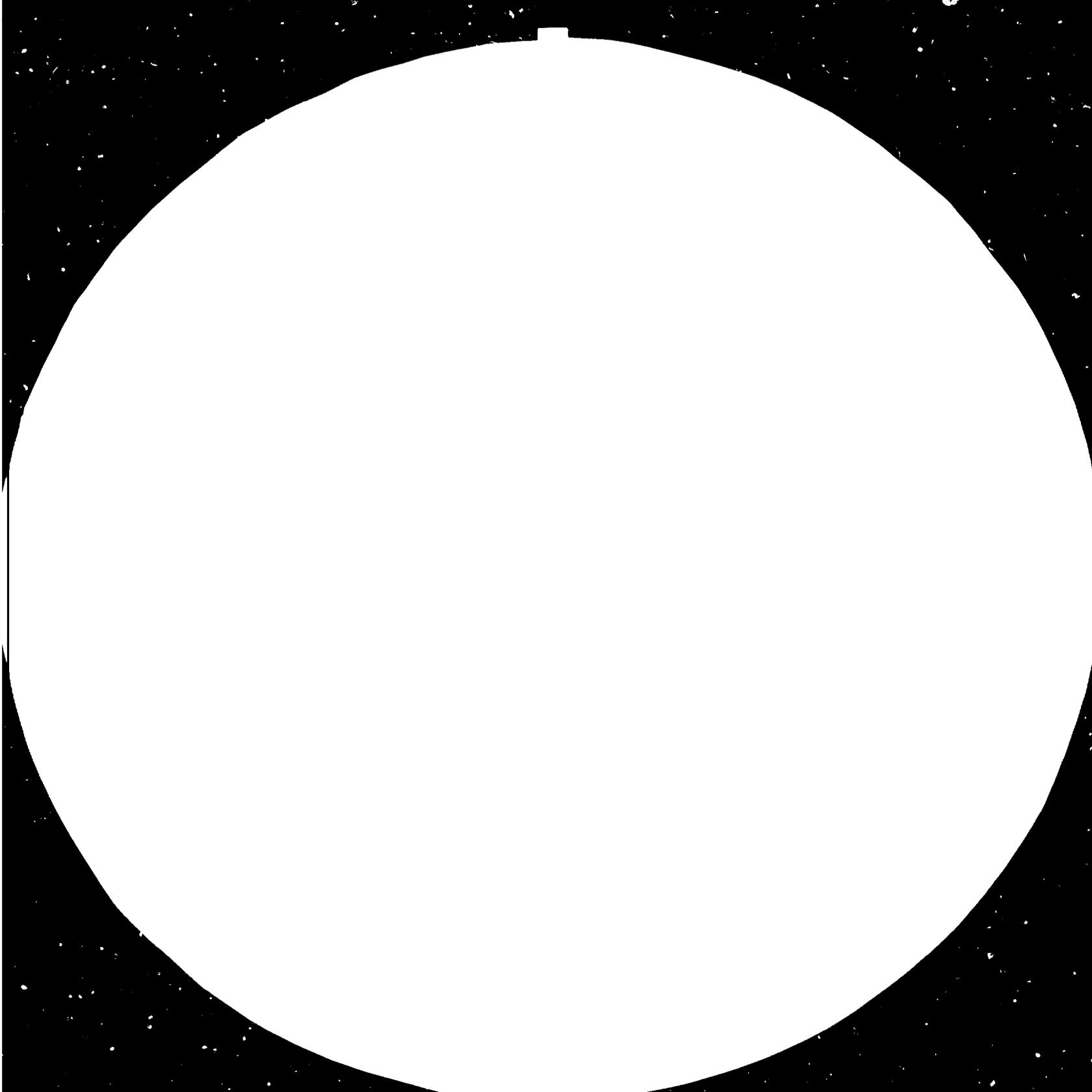
Fig. 6

Rapport entre pH de lixiviation et rendement  
métal

Metal recovery vs. pH



84.05.21  
AD.85.0





1.0

1.0



1.1

1.1



1.25

1.4

1.25

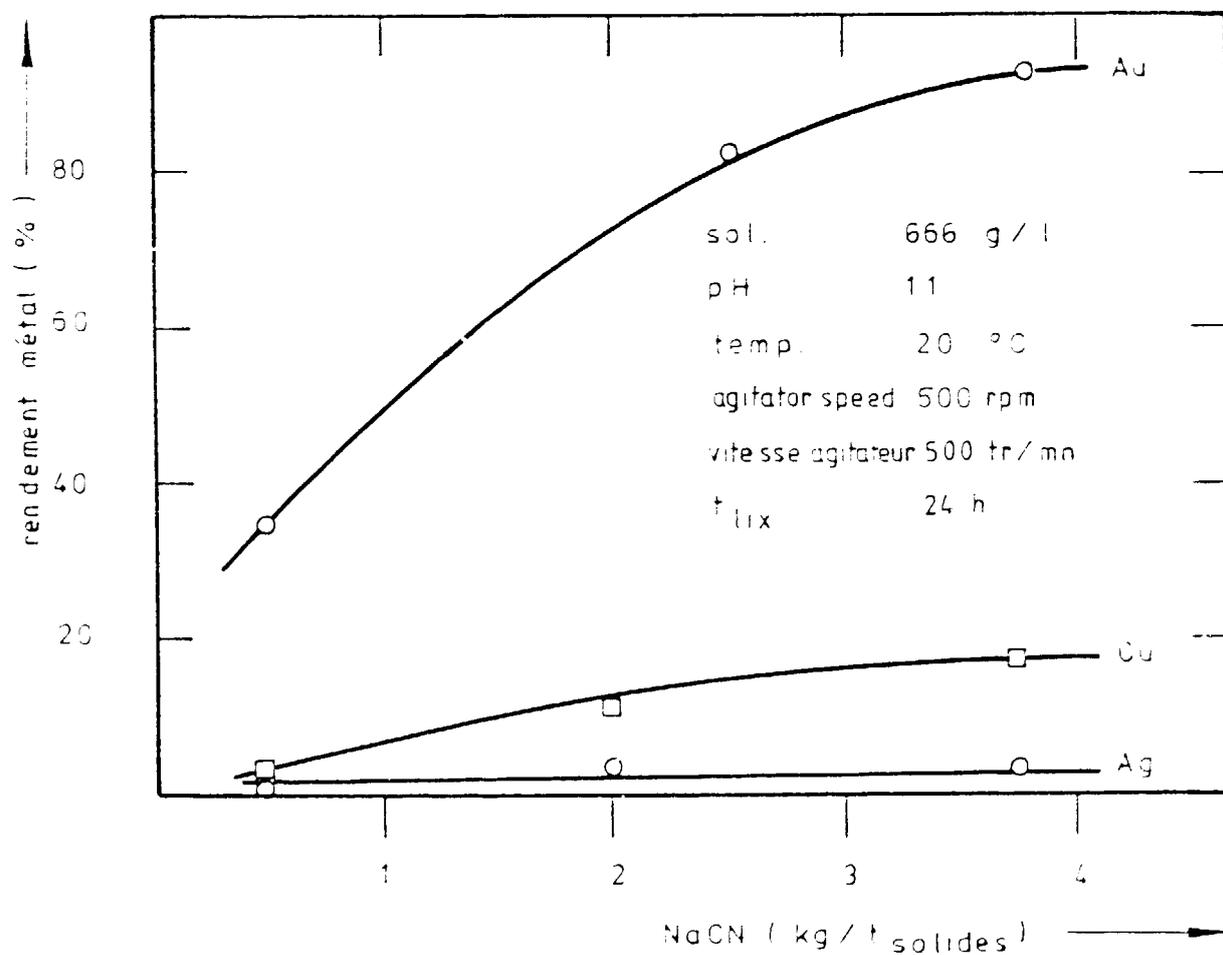
1.4

HUMBOLDT WEDAG AG

Fig. 7

Rapport entre concentration initiale de NaCN  
et rendement métal

Metal recovery vs. initial NaCN concentration

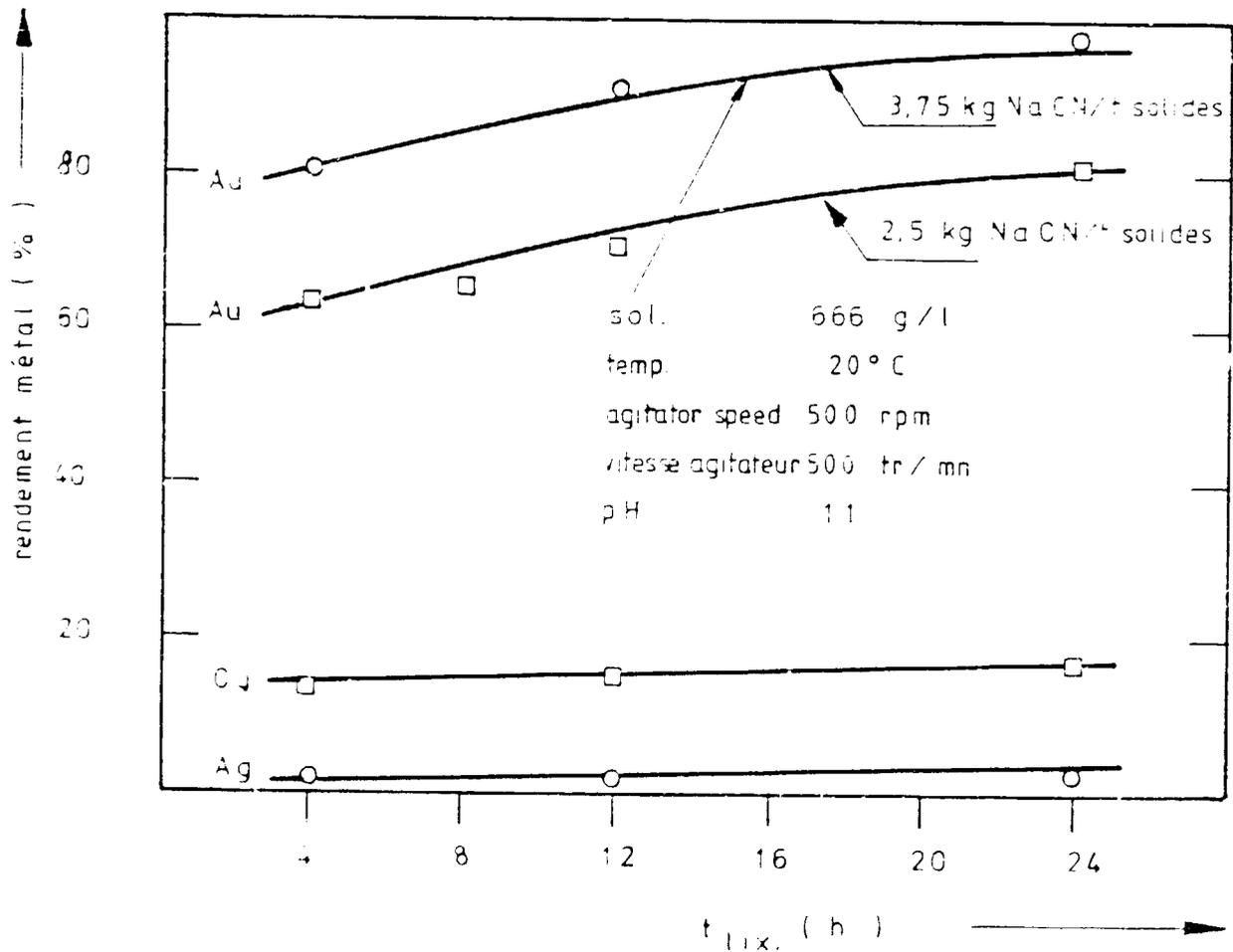


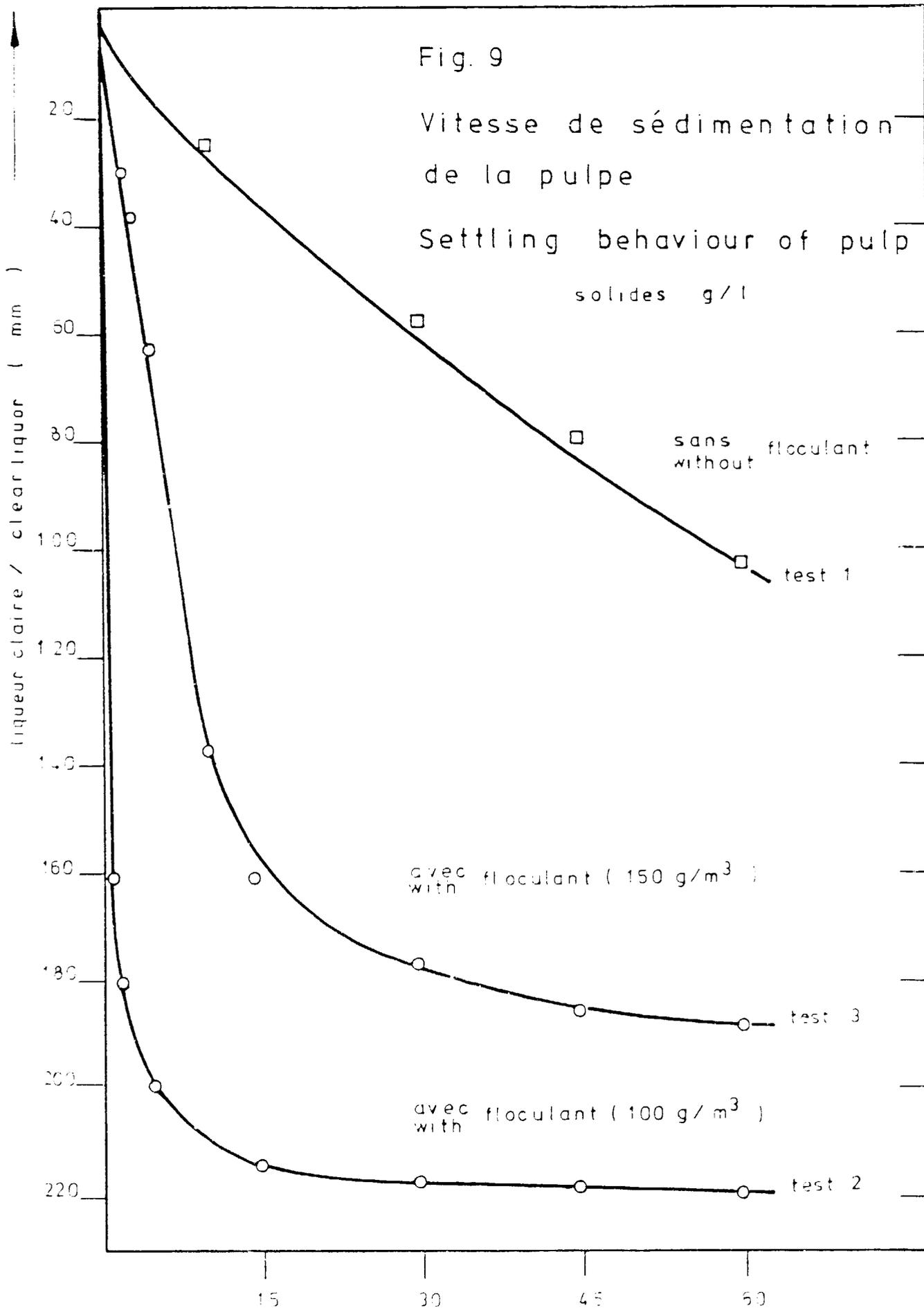
# HUMBOLDT WEDAG AG

Fig. 8

Rapport entre durée de lixiviation et rendement métal pour concentrations différentes de NaCN

Metal recovery vs. leaching time as various NaCN concentrations



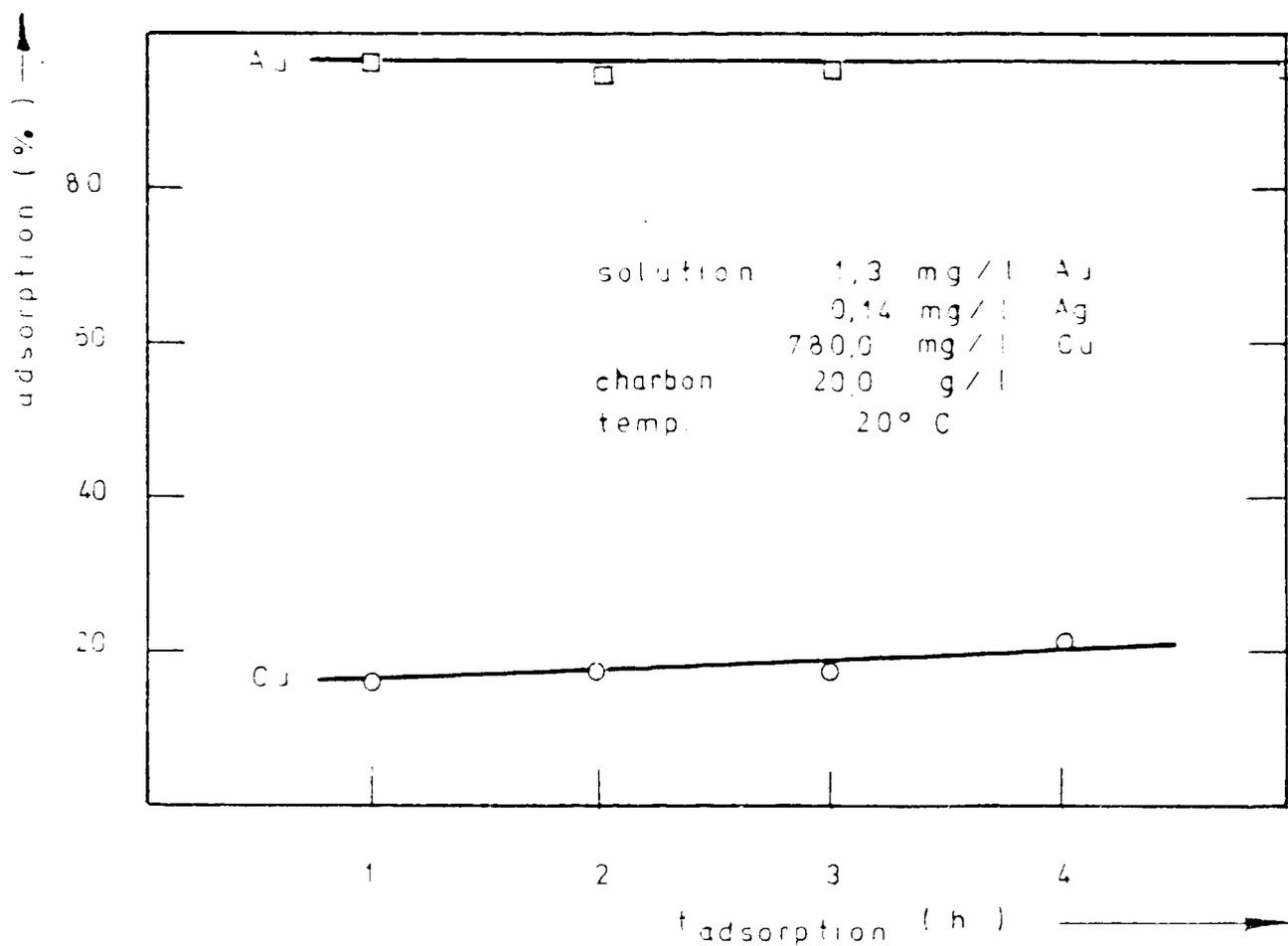


HUMBOLDT WEDAG AG

Fig. 10

Adsorption d'or par charbon actif

Gold adsorption by activated carbon



SOME FIGURES  
OF THIS DOCUMENT  
ARE TOO LARGE  
FOR MICROFICHING  
AND WILL NOT  
BE PHOTOGRAPHED.

