



COMMISSION DES COMMUNAUTÉS EUROPÉENNES
Direction Générale de la Science, de la Recherche et du Développement
Rue de la Loi 200, B.P. 1049 - Bruxelles (Belgique)

non public

étude de la lixiviation directe
des minerais sulfurés complexes
en milieu sulfaté

rapport final

P. Conil
D. Morin

avril 1987
87 DAM 015 MIN

CONTRAT C.C.E.
CONVENTION PARTICULIÈRE
N° MSM 022 F (RS)

BUREAU DE RECHERCHES GÉOLOGIQUES ET MINIÈRES
DIRECTION DES ACTIVITÉS MINIÈRES
Département Minéralurgie
B.P. 6009 - 45060 ORLÉANS CEDEX 2 - Tél.: 38.64.34.34

R E S U M E

De 1983 à 1986, une étude de traitement des minerais sulfurés complexes par lixiviation au sulfate ferrique a été réalisée au département MINERALURGIE du B.R.G.M. avec le soutien de la Direction Générale de la Science, de la Recherche et du Développement de la COMMISSION des COMMUNAUTES EUROPEENNES, dans le cadre d'un contrat référence MSM-022-F (RS).

Parallèlement à cette étude et dans le même contexte de traitement spécifique des minerais sulfurés complexes, MINEMET RECHERCHE a mené des travaux en voie chlorure dans le cadre du contrat n° MSM-029 F (RS) avec la C.C.E.

Le présent rapport fournit l'ensemble des résultats d'extraction des trois métaux de base zinc, cuivre et plomb au cours de l'étude des traitements suivants :

- lixiviation au sulfate ferrique pour la mise en solution du zinc, du cuivre et la transformation de PbS en $PbSO_4$,
- lessivage par une solution concentrée de $NaCl$ du résidu de la précédente lixiviation pour récupération du plomb,
- flottation de ce même résidu pour récupération du cuivre résiduel et du plomb.

Les résultats obtenus remettent en partie en cause la possibilité de jouer sur la sélectivité de la mise en solution du zinc et du cuivre et permettent de cerner les conditions de récupération du plomb.

Si l'extraction par lixiviation de plus de 80 % du zinc et dans le même temps de quelques 25 % du cuivre semble acquise, l'exploitation complète d'un gisement de sulfurés complexes à Zn-Cu-Pb par cette technique appelle encore des travaux importants pour procéder à une extrapolation au niveau industriel.

On peut citer entre autres :

- la récupération du zinc en solution,
- la régénération du fer ferrique,
- l'extrapolation d'essais colonnes au traitement appliqué à des tas,
- la valorisation du cuivre résiduel (par flottation éventuellement).

TABLE DES MATIERES

pages

R E S U M E

1. INTRODUCTION - CONCLUSION	1
1.1. Introduction	1
1.2. Conclusion	2
2. BIBLIOGRAPHIE SUCCINCTE SUR LA LIXIVIATION DES MINERAIS SULFURES PAR LE SULFATE FERRIQUE	4
2.1. Equilibres en solution du fer ferrique en milieu sulfate ..	4
2.2. Considérations générales sur la lixiviation des minerais sulfurés	5
2.2.1. L'échelle du grain	5
2.2.2. Les réactions chimiques	5
2.2.3. Les transports de masse	7
2.2.4. Conclusion partielle	7
2.2.5. L'échelle de l'ensemble des grains statique	7
2.3. Lixiviation de la chalcopyrrite en milieu sulfate	8
2.4. Lixiviation de la sphalérite en milieu sulfate	11
2.5. Discussion	13
3. ESSAIS EN PETITE COLONNE ET EN REACTEUR AGITE DE MISE EN SOLUTION DU ZINC PAR LE SULFATE FERRIQUE	14
3.1. Conditions opératoires	14
3.1.1. Essais colonne	14
3.1.2. Essais réacteurs	15
3.2. Résultats expérimentaux	15
3.2.1. Granulométrie	15
3.2.2. Potentiel	16
3.2.3. pH	16
3.2.4. Température	17
3.2.5. Teneur en Fe ³⁺	18
3.2.6. Question de la nature de l'oxydant de régénération du ferrique	19
3.2.7. Influence du débit de solution au cours des essais colonne	20
3.2.8. Influence de la teneur en zinc de la solution	21
3.2.9. Essai colonne de longue durée	21
3.2.10 Autre minerai	22

4. RECUPERATION DU PLOMB	23
4.1. Essai en colonne	23
4.2. Essais en réacteurs	23
5. ESSAI DE LIXIVIATION AU SULFATE FERRIQUE EN "GRANDE COLONNE" ...	25
5.1. Mode opératoire	25
5.2. Résultats	25
6. RECUPERATION DU CUIVRE (ET DU PLOMB) PAR FLOTTATION APRES LIXI- VIATION	28
6.1. Mode opératoire	28
6.2. Résultats expérimentaux	29
6.2.1. Essai de flottation naturelle	29
6.2.2. Essais de flottation	30

LISTE DES TABLEAUX

LISTE DES FIGURES

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

ANNEXE

1 - INTRODUCTION - CONCLUSION

1.1. INTRODUCTION

L'étude présentée dans ce rapport a été menée de 1983 à 1986 au Département Minéralurgie du B.R.G.M. avec le soutien de la Direction Générale de la Science, de la Recherche et du Développement de la Commission des Communautés Européennes dans le cadre du contrat MSM-022-F (RS).

Elle a consisté à aborder le traitement global du minerais sulfurés complexes par lixiviation statique.

Ce type de traitement devant entraîner des coûts d'investissements et opératoires moindres que le traitement conventionnel par flottation différentielle, il pourrait autoriser la valorisation de gisements jugés jusqu'à maintenant non rentables.

Le schéma étudié ici est présenté en figure 1.

L'objectif initial du traitement est de permettre la récupération successive des 3 métaux de base, zinc, plomb et cuivre. Il se fonde sur la sélectivité relative de la transformation des principaux sulfures porteurs de ces métaux par l'ion ferrique en solution sulfate acide. La sphalérite (ZnS) a une réactivité importante et la transformation donne lieu à une mise en solution du zinc. La galène (PbS) est, elle aussi, susceptible de réagir rapidement mais donne naissance à du $PbSO_4$ insoluble dans le milieu réactif. La récupération ultérieure du plomb passerait par un lessivage du résidu de la première attaque par une solution de saumure (NaCl) où le plomb est sous forme de complexe chlorure ($PbCl_n^{2-n}$). La chalcopryrite est a priori le sulfure qui réagit le plus lentement à l'oxydation des ions ferriques, la récupération du cuivre interviendrait en faible proportion au cours de la première lixiviation visant à la récupération du zinc, et pourrait être poursuivie en prolongeant cette lixiviation ou en reprenant les tas pour procéder à une flottation spécifique à ce métal.

L'essentiel du travail expérimental de cette étude a été d'évaluer les conditions optimales de mise en solution du zinc et de sélectivité vis-à-vis de celle du cuivre, par des essais laboratoire en colonne et en réacteur, en mesurant l'influence des paramètres suivants sur la lixiviation par le fer ferrique en milieu sulfate :

- granulométrie du solide
- pH de solution
- potentiel électrochimique de solution
- température
- concentrations des ions ferriques, ferreux et zinc en solution
- débit de solution
- nature du minerai.

Sur les résidus de l'attaque on a ensuite procédé à l'étude du lessivage par une solution concentrée de NaCl pour récupération du plomb.

Une évaluation de la récupération du cuivre par flottation a été menée avec recherche de l'optimisation du schéma de cette partie de traitement.

La première partie de ce rapport final est une approche bibliographique du traitement des sulfurés métalliques par lixiviation à l'aide de l'ion ferrique en milieu sulfate.

1.2. CONCLUSION

L'ensemble des essais de lixiviation montre assez nettement que l'attaque de la sphalérite par le fer ferrique en milieu sulfate peut être menée à son terme par lixiviation statique dans de bonnes conditions. Un peu plus de 80 % de récupération du zinc est toujours accessible dans des délais qui dépendent essentiellement de la granulométrie du minerai et de la masse traitée.

La chalcopirite est, comme nous le savions déjà, plus réfractaire à la dissolution mais il n'existe apparemment pas de paramètre sur lequel on puisse raisonnablement jouer pour limiter sa transformation lorsque l'on souhaite récupérer le zinc puis l'accélérer pour récupérer le cuivre. Par ailleurs on a mis en évidence que plus la granulométrie est grossière dans le domaine étudié plus la chalcopirite est attaquée rapidement. Or nous avons travaillé dans un domaine de granulométrie probablement assez éloigné (plus fine) de ce qui est envisageable industriellement. Ainsi la granulométrie ayant une influence contradictoire sur la mise en solution du zinc et du cuivre le schéma de traitement sélectif imaginé initialement ne peut être appliqué en toute rigueur et il faut y prévoir une récupération importante du cuivre au cours de celle du zinc (par cémentation sur du zinc ou du fer par exemple). En outre on sait que l'extraction de la majorité du cuivre par lixiviation n'est cependant possible que pour une durée beaucoup plus longue que celle du zinc. La récupération rapide du solde de cuivre après le traitement pour le zinc n'est envisageable que par flottation.

Dans les conditions où nous avons travaillé la transformation du PbS en $PbSO_4$ est plus difficile que prévue. En fait on peut penser qu'elle est "auto-limitante" mais le pH ayant une forte influence (plus le milieu est acide meilleure est l'extraction), la précipitation de sels basiques du fer est vraisemblablement l'un des principaux facteurs à l'origine de la limitation observée. La récupération du plomb (sulfate) par lessivage à l'aide d'une solution concentrée de saumure est très efficace, rapide et totale.

Les essais de flottation menés sur les résidus de lixiviation montrent que la dissolution de la sphalérite ne favorise pas la récupération du cuivre résiduel et du plomb dans les conditions qui ont été optimisées pour le traitement du minerai avant lixiviation. Des variantes de ce schéma de traitement ont été étudiées mais il est clair qu'une optimisation de la flottation des produits lixiviés passe par une nouvelle approche.

Ainsi le caractère sélectif du schéma global de traitement est sérieusement remis en cause. En fait, surtout si une granulométrie plus grossière que celles étudiées ici accélère la mise en solution du cuivre, on doit envisager de récupérer par lixiviation à la fois le zinc et une partie non négligeable du cuivre au cours d'une même opération. La transformation de PbS en PbSO₄ devrait aussi être étudiée à des acidités plus élevées qu'au cours de ce travail.

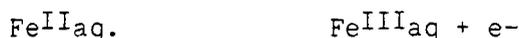
Par ailleurs il reste à aborder les étapes ultérieures du procédé qui concernent la récupération des métaux en solution, la régénération du fer ferrique et la gestion d'une solution de saumure. Enfin, nous n'avons pas suivi le comportement de métaux de valeurs tel que l'argent (qui devrait accompagner la récupération du plomb) et la variabilité de la réponse en fonction de la composition et de la minéralogie du minerai (2 minerais seulement ont été étudiés). On présume par exemple que l'abondance de pyrite peut jouer un rôle important sur la cinétique de mise en solution du cuivre en influant sur les effets de pile galvanique que nous pensons avoir mis en évidence.

2 - BIBLIOGRAPHIE SUCCINCTE SUR LA LIXIVIATION DES MINERAIS

SULFURES PAR LE SULFATE FERRIQUE

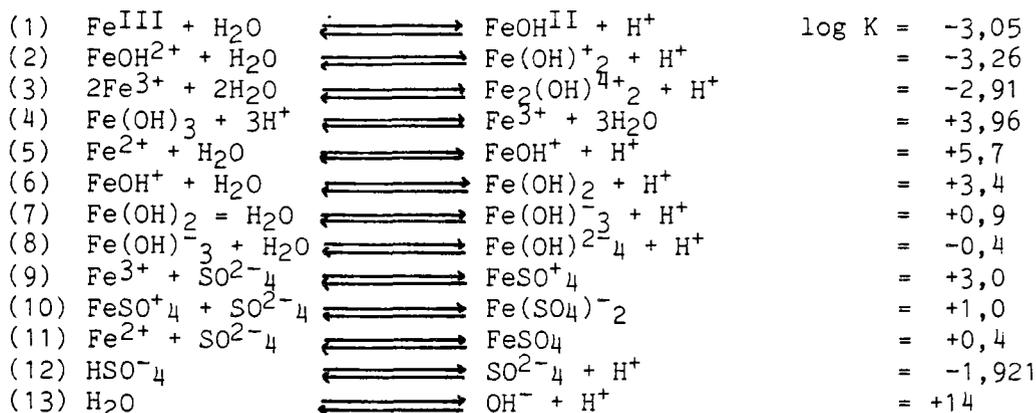
2.1. EQUILIBRES EN SOLUTION DU FER FERRIQUE EN MILIEU SULFATE

Comme le montre le schéma de traitement (cf figure 1) nous utilisons le fer ferrique comme agent oxydant lors de la lixiviation. En solution aqueuse cet ion forme avec le fer ferreux le couple redox,



avec
$$E_h = 0,0771 + 0,059 \log \frac{A_{\text{Fe}^{\text{III}}}}{A_{\text{Fe}^{\text{II}}}}$$

BHAPPU R.B. et Al. (1969) présentent les différents équilibres chimiques susceptibles d'intervenir dans une solution aqueuse contenant du fer ferrique et ferreux et des ions sulfate :



Par les diagrammes des figures 2, 3 et 4 ces auteurs montrent la répartition du fer ferreux et du fer ferrique entre les différents complexes hydroxydes ou sulfates en fonction du pH à diverses concentrations en sulfate. La figure 4 montre qu'à partir de pH = 3, dans un milieu contenant 0,5 mole/l SO_4^{2-} , la concentration en fer ferrique diminue très rapidement au fur et à mesure que le pH augmente, à cause de la précipitation du fer sous forme d'hydroxyde, selon la réaction (4). Il faut noter que cette valeur du pH à partir de laquelle le fer ferrique précipite dépend de la concentration en anions complexants, SO_4^{2-} en l'occurrence, et passe par exemple à pH = 3,5 en présence d'une mole par litre de sulfate.

Notation : dans la suite de ce rapport, par souci d'homogénéité avec les différentes publications, les notations de Fe^{III} et Fe^{II} recouvriront l'ensemble des différentes espèces en solution dans lesquelles le fer a un degré d'oxydation respectivement de +3 et de +2.

2.2. CONSIDERATIONS GENERALES SUR LA LIXIVIATION DES MINERAIS SULFURES

La lixiviation par des solutions aqueuses se faisant à des températures relativement basses les études portent essentiellement sur les cinétiques et non, comme c'est le cas en pyrométallurgie, sur les équilibres chimiques eux-mêmes. Il est possible de séparer les phénomènes et les paramètres intervenant sur les cinétiques en fonction de l'échelle considérée et, pour une lixiviation statique d'examiner ainsi deux échelles, celle du grain et celle de l'ensemble de grains.

2.2.1. L'échelle du grain

Selon BALBERYSKI (1970) le mécanisme de la lixiviation comporte cinq étapes :

- transport de réactif de la solution à l'interface solide-liquide
- adsorption
- réaction à la surface du solide
- désorption
- transport des produits de la réaction de la surface au sein de la solution.

Au cours de ces étapes les principaux phénomènes susceptibles de contrôler la cinétique sont d'après FORWARD et WARREN (1960) :

- la réaction chimique
- les transports à travers :
 - la couche limite de solution
 - un réseau de produits solides.

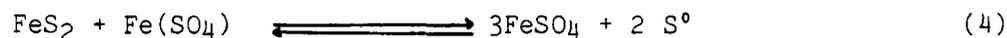
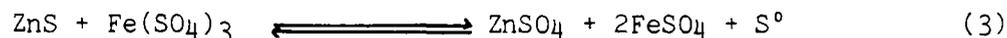
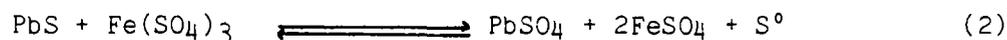
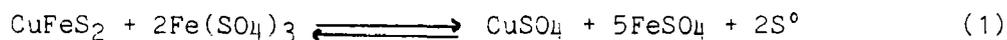
Ces deux groupes de phénomènes vont être examinés plus en détail ci-dessous dans le cadre de la lixiviation des minerais sulfurés complexes.

2.2.2. Les réactions chimiques

Les principales réactions chimiques qui interviennent sont les suivantes :

* Oxydation par le sulfate ferrique.

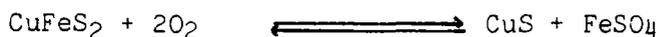
Les sulfures sont oxydés par le fer ferrique selon les réactions suivantes, déjà citées en introduction :



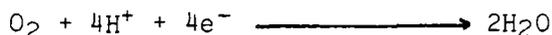
On constate donc que le cuivre et le zinc passent en solution alors que le sulfate de plomb, très insoluble en milieu sulfate (solubilité = $2,2 \cdot 10^{-3}$ g/l dans une solution H_2SO_4 pH = 0,4) précipite.

* Oxydation par l'oxygène.

Pour SHEFFER et EVANS (1968) la réaction d'oxydation de la chalcopryrite par l'oxygène en milieu sulfate acide comporte deux étapes :



alors que BRIMHALL et WADSWORTH (1973) la décrivant plutôt comme :



Remarque : Cette dernière notation fait apparaître clairement l'aspect électrochimique des réactions de la chalcopryrite. Les différents auteurs s'accordent pour reconnaître l'importance des phénomènes électrochimiques dans les réactions entre les sulfures et les oxydants ($\text{Fe}^{3\text{III}}$, O_2 , ...) mais aussi dans les interactions entre les sulfures lorsque ceux-ci sont en mélange intime (grains mixtes par exemple). Ces dernières interactions (appelées "effet galvanique" par MAJIMA et PETERS (1968)) conduisent à des phénomènes d'activation ou de passivation en fonction du potentiel relatif des différents sulfures, comme cela a été mis en évidence par de nombreux auteurs. MEHTA et MURR (1983) décrivent notamment de telles réactions entre la chalcopryrite et la pyrite (cf. figure 5) et entre la sphalérite et la pyrite.

* Réaction par l'acide sulfurique.

Les sulfures subissent la réaction suivante :



M étant l'ion métallique (Pb pour la galène, Zn pour la sphalérite, ...).

Les carbonates, qui représentent souvent une faible partie de la gangue, se dissolvent aussi en présence d'acide sulfurique.

* Réactions d'origine bactérienne.

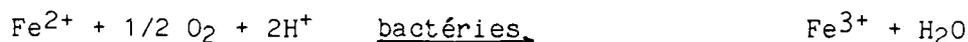
Certaines souches de bactéries chimiolithotrophes, les Thiobacillus Ferrooxydans, tirent l'énergie nécessaire à leur métabolisme de réactions d'oxydation biochimique de composés minéraux soufrés réduits ou de fer réduit. D'autres espèces bactériennes peuvent intervenir, (Sulfolobus Acidocaldarius, Thiobacillus Thiooxydans, ...) mais dans les conditions expérimentales des essais réalisés au B.R.G.M. (pH acide, température ambiante, milieu sulfate) l'espèce Thiobacillus Ferrooxydans prédomine nettement.

L'action bactérienne des Thiobacillus Ferrooxydans sur les minéraux peut être de deux sortes :

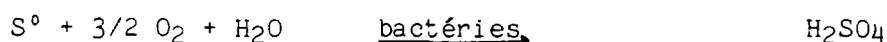
- directe, les bactéries oxydant les sulfures et consommant de l'oxygène (ce sont des bactéries aérobies) :



- indirecte, les bactéries oxydant le fer ferreux de la solution en fer ferrique, lequel agit à son tour sur les sulfures :



De plus les bactéries du type Thiobacillus Thiooxydans transforment le soufre résiduel en acide sulfurique :



2.2.3. Les transports de masse

Les contrôles des cinétiques par des phénomènes de transport de masse peuvent se situer au niveau :

* des transferts phase minérale-liquide

Ces transferts correspondent aux échanges de réactifs et de produits de réactions entre les phases minérales et le sein de la solution. Ils ont lieu à travers une couche limite de liquide à laquelle s'ajoutent éventuellement des couches de soufre (produit par les réactions d'oxydation des sulfures) et de précipités. Ces transferts peuvent concerner des ions (fer, cuivre, zinc,...) ou des électrons.

* des transferts du liquide à l'intérieur du grain

Ces transferts dépendent de la taille du grain ainsi que de sa porosité et de l'existence de fissures et microfissures.

2.2.4. Conclusion partielle

A cette échelle l'étude de la réactivité d'un minéral peut se réaliser en réacteur, les cinétiques observées étant les résultantes de tous les phénomènes que nous venons de citer. Il nous faut d'ailleurs remarquer que l'on peut séparer les paramètres susceptibles d'intervenir en deux catégories, selon qu'ils sont propres au minéral (tels que la mixité des grains, la porosité,...) et ne peuvent donc, pour un minéral donné, pas être modifiés, ou selon qu'ils sont indépendants du minéral et donc contrôlables (tels que la granulométrie, le pH de la solution, etc...).

2.2.5. L'échelle de l'ensemble des grains statique

Les phénomènes intervenant à cette échelle relèvent du domaine des transports de masse et peuvent être liés à :

* La percolation

C'est-à-dire au comportement hydrodynamique de la solution, le flux de liquide à travers le lit de minerai variant en fonction du débit et de la répartition de la solution ainsi qu'en fonction de la configuration géométrique de l'ensemble, la présence d'hétérogénéités engendrant des parcours préférentiels.

* La variation de paramètres au fur et à mesure du parcours avec appauvrissement de la solution en réactifs et enrichissement en produit de réaction.

Pour étudier les cinétiques à cette échelle les expériences se réalisent en colonne, d'une taille plus ou moins importante, la fiabilité des résultats étant évidemment d'autant meilleure que la taille de la colonne se rapproche de celle des unités de production envisagées.

Après avoir présenté l'aspect théorique de la lixiviation des sulfures en milieu sulfate les résultats expérimentaux déjà acquis en milieu dynamique et statique vont être examinés ci-après.

2.3. LIXIVIATION DE LA CHALCOPYRITE EN MILIEU SULFATE

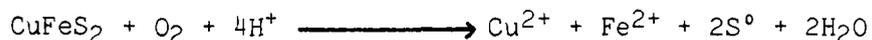
La lixiviation de la chalcoppyrite en milieu sulfate a fait l'objet de nombreux travaux. Parmi ceux-ci beaucoup portent sur l'étude des cinétiques de mise en solution du cuivre par l'acide sulfurique sous pression d'oxygène à des températures de l'ordre de 100° C et sortent donc du cadre de notre étude (YU, HANSEN et WADSWORTH ; WOODCOCK ; STANCZYK et RAMPACEK ; FOWARD et WARREN ;...).

Comparaison entre les différentes réactions d'oxydation

Les auteurs cités ci-dessus montrent que pour des températures inférieures à 100° C et des pH supérieurs à 0.5 la dissolution acide de la chalcoppyrite est faible en milieu sulfate. BAUR, GIBBS et WADSWORTH (1974) ont étudié les premiers stades de lixiviation de grains de chalcoppyrite naturelle pure et montré que l'oxydation est nettement plus rapide par le fer ferrique que par l'oxygène.

Oxydation par O₂

La réaction :

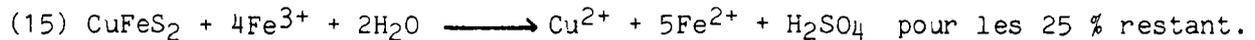
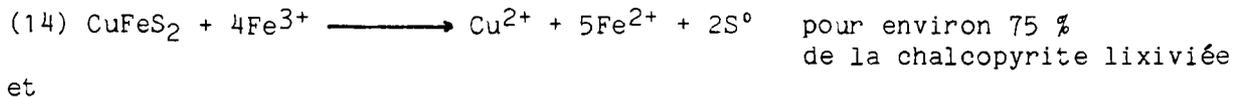


a, d'après LIDELL K.C. (1979) une constante d'équilibre à 298K de $8,62 \times 10^{54}$.

BAUR, GIBBS et WADSWORTH (1974) suggèrent, pour expliquer la cinétique de lixiviation de la chalcoppyrite dans une solution acide contenant de l'oxygène, entre 27 et 91° C, l'intervention simultanée de deux phénomènes, la diffusion de l'oxygène à travers le dépôt de soufre couvrant la surface des grains et une réaction de surface ne faisant pas intervenir un transfert de charge comme étape limitante. Le modèle de cinétique mixte que ces auteurs proposent, somme entre une cinétique linéaire et une parabolique, correspond à l'équation : $\Delta n^2/K_p + \Delta n/K_l = t$ où t est le temps, Δn la quantité de cuivre passé en solution au temps t et K_p et K_l les constantes respectivement parabolique et linéaire.

Oxydation par Fe^{III} en milieu sulfate

BROWN et SULLIVAN (1934) considèrent que deux réactions différentes interviennent :



D'après DUTRIZAC, Mc DONALD et INGRAHAM (1969) seule la réaction (14) a lieu.

JONES et PETERS (1976) montrent que la lixiviation de la chalcoppyrite produirait à la fois du soufre et du sulfate.

Actuellement les auteurs s'accordent pour considérer que la réaction (14) représente assez bien la stoechiométrie du phénomène et que la production de sulfate constatée provient de l'oxydation d'une petite partie du soufre.

Lors d'essais sur de la chalcoppyrite en poudre (< 37 µm) JONES et PETERS (1976) ont observé une cinétique initialement linéaire qui devient ensuite à peu près parabolique lorsqu'environ 40 % du cuivre est passé en solution. DUTRIZAC, Mc DONALD et INGRAHAM (1969) ont décrit une cinétique parabolique lors de la lixiviation de disques de chalcoppyrite synthétique et ont trouvé une énergie d'activation de 17 ± 3 kcal/mole. Cette valeur correspond bien avec celle de 20 kcal/mole obtenue par BECKSTEAD et MUNOZ (1976) pour les concentrés de chalcoppyrite. Lors de travaux ultérieurs DUTRIZAC (1976) a obtenu une énergie d'activation de 8,9 kcal/mole pour une phase initiale de lixiviation. D'après MUNOZ-CASTILLO (1977) l'énergie d'activation de la chalcoppyrite serait de 8 kcal/mole avant formation du réseau de soufre et de 20 kcal/mole après.

La vitesse de dissolution serait, d'après les travaux de DUTRIZAC et Al. (1969), proportionnelle au carré de la concentration en fer ferrique lorsque cette dernière est inférieure à 0,01 M/l. A plus forte concentration la teneur de la solution en fer ferrique n'aurait par contre aucun effet. Cela diffère des résultats de JONES et PETERS (1976) qui montrent une légère influence de cette dernière entre 0,03 M/l et 1 M/l. MUNOZ-CASTILLO (1977) n'observe de son côté aucun effet des ions ferriques sur la cinétique de lixiviation.

Un ajout de fer ferreux a pour effet, selon les travaux de JONES et PETERS (1976) de ralentir la mise en solution du cuivre. Cependant ni BAUR, GIBBS et WADSWORTH, ni MUNOZ-CASTILLO (1977) n'observent ce phénomène lors de leurs expériences.

Contrairement à tous les autres auteurs qui constatent que la vitesse de mise en solution du cuivre augmente lorsque la granulométrie diminue, JONES et PETERS n'observent aucune influence de celle-ci entre 150 et 300 μm . DUTRIZAC pense que ce résultat proviendrait d'un problème de tamisage, les fines n'ayant pas été complètement éliminées.

Les divergences entre les différents auteurs se manifestent de nouveau lors de l'interprétation des résultats afin de déterminer quels sont le ou les phénomènes contrôlant la cinétique. DUTRIZAC et Al. ont proposé une explication selon laquelle l'étape limitante serait la diffusion du fer ferrique à travers le réseau de soufre pour des concentrations en Fe^{III} inférieures à 0,01 M/l et celle du fer ferreux pour des concentrations en Fe^{III} supérieures à 0,01 M/l. D'après ROMAN et BENNER (1973) la valeur de 17 kcal/mole qu'avaient obtenue DUTRIZAC et Al. pour l'énergie d'activation correspondrait à un contrôle par la réaction chimique plutôt que par un phénomène de transport, car elle est assez élevée. MUNOZ-CASTILLO (1977) propose un contrôle au niveau d'une étape de transport d'électrons à travers le réseau de soufre résiduel.

L'étude de la lixiviation statique de la chalcopryrite, en colonne ou en tas, se heurte à deux principaux problèmes :

- la durée des opérations (quelques milliers d'heures pour les petites colonnes, quelques années pour les grosses et jusqu'à plusieurs dizaines d'années pour les tas importants),
- la difficulté d'échantillonnage et de suivi des paramètres dans un tas, ces derniers variant au cours du temps de façon incontrôlable.

Après avoir attiré l'attention sur l'importance capitale de la perméabilité d'un tas, que ce soit pour la bonne percolation de la solution comme pour la convection de l'air, MURR L.E. (1980) décrit la cinétique de lixiviation en tas de la chalcopryrite comme la conséquence d'un équilibre température-convection de l'air-activité bactérienne :

- la température de l'intérieur d'un tas s'élève à cause du dégagement de chaleur accompagnant les réactions de lixiviation,
- la convection de l'air, liée au gradient de température dans le tas, est facilitée par une bonne perméabilité de celui-ci. Elle assure l'essentiel du renouvellement de l'oxygène, principal oxydant dans un tas (l'oxygène permet l'oxydation directe des sulfures et la régénération du fer ferrique),

- le rôle principal des bactéries Thiobacillus Ferrooxydans est de régénérer le fer ferrique mais elles ont besoin d'oxygène et sont tuées par une température trop élevée.

Le rôle de l'air est si important dans la lixiviation en tas (pour laquelle on n'effectue pas de régénération parallèle de Fe^{III}) que le modèle de CATHLES et Al. considère qu'il n'y a lixiviation que lorsque l'oxygène est présent dans les vides entre les particules.

La percolation de la solution (formation de chenaux, de zones étanches,...) a été étudiée par plusieurs auteurs (BRUYNESTEYN et COOPER (1974), MURR (1980),...) ainsi que les variations des paramètres physico-chimiques au sein du tas ou de la colonne (BHAPPU et Al. (1969), BOORMAN et WATSON (1976), MURR (1980), CATHLES et Al.) mais ces résultats sont difficilement extrapolables car ils dépendent beaucoup de la géométrie du tas, du minerai, du débit et du mode d'arrosage.

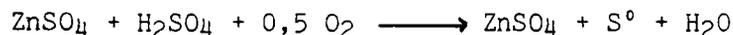
2.4. LIXIVIATION DE LA SPHALERITE EN MILIEU SULFATE

La lixiviation de la sphalérite en milieu sulfate a fait l'objet de nettement moins de travaux que celle de la chalcoppyrite. De plus parmi ceux-ci beaucoup sortent du cadre de cette étude car ils portent sur la lixiviation par le fer ferrique en autoclave, à température assez élevée (> 100° C) et sous pression d'oxygène, de concentrés de sphalérite (cette méthode correspond à un procédé industriel : le procédé Sherritt Gordon).

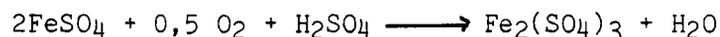
Comparaison entre les différentes réactions

VERBAAN et MULLINDER (1980) montrent que dans un milieu purgé d'oxygène la concentration en acide a peu d'influence sur la lixiviation de la sphalérite ce qui leur permet de déduire que la dissolution est essentiellement liée au fer ferrique.

D'après les travaux de DOYLE et Al. (1978) sur la lixiviation sous pression d'oxygène la réaction de dissolution de la blende serait :



Cependant dans le même article les auteurs remarquent que les sphalérites peu ferrifères se lixivient moins bien que les marmatites, excepté lorsque l'on rajoute du fer en solution. D'autres auteurs (BJORLING et KOLTA, JAN et Al.) confirment ces derniers résultats, ce qui permet à VERBAAN et Al. de penser que l'oxygène interviendrait surtout en oxydant les ions ferreux selon la réaction :



et que les ions ferriques à leur tour oxyderaient la sphalérite.

Oxydation par le fer ferrique

Les auteurs s'accordent pour reconnaître que la création :



représente assez bien la stœchiométrie de l'oxydation de la sphalérite par le fer ferrique.

La non-conductivité de cette dernière empêchant les études par mesure du potentiel électrochimique de la surface d'une électrode de sphalérite plongée dans une solution lixiviante, le mécanisme de dissolution de ce minéral est moins bien connu que celui de beaucoup d'autres sulfures. Cependant VERBAAN et MULINDER (1980) ayant observé une étroite corrélation entre la vitesse initiale de la mise en solution du zinc et le potentiel électrochimique de la solution, en concluent que le mécanisme de dissolution de la sphalérite serait de nature électrochimique.

Les travaux de SCOTT et NICOL montrent une grande variabilité du comportement des sphalérites en fonction de la présence d'impuretés ou d'autres sulfures.

VERBAAN et Al. (1980) lors d'essais effectués à 65° C en l'absence d'oxygène à partir d'un concentré de sphalérite, n'observent pas d'influence de l'agitation sur la lixiviation à cette température d'un échantillon ayant un d_{80} de 16 μm . Ils en déduisent qu'à cette température la cinétique n'est pas contrôlée par un phénomène de transfert de masse.

Ils notent aussi une accélération de la mise en solution du zinc lorsque la teneur en fer ferrique de la solution augmente, ainsi qu'un effet défavorable de la concentration en fer ferreux, et relie ces deux phénomènes à une nette influence du potentiel.

Ils établissent le modèle empirique :

$$\frac{d \text{Zn}^{2+}}{dt} = 49,29 \quad e^{\frac{-57,64 \cdot 10^6}{RT}} \quad \text{MoAo} (1 - X_{\text{Zn}^{2+}})^{2/3} \frac{[\text{Fe}^{3+}]^{0,4}}{[\text{Fe}^{2+}]^{0,25}}$$

où :

- R : constante universelle : 8 305,7 j/kg mol K
- T : température (K)
- Mo : masse initiale de sphalérite par volume de solution lixiviante (kg/m^3)
- Ao : surface spécifique initiale de la sphalérite (m^2/kg)
- $X_{\text{Zn}^{2+}}$: fraction du zinc ayant passé en solution.

Comparativement à celle de la chalcoppyrite, la lixiviation statique en milieu sulfate et à pression ambiante de la sphalérite a été relativement peu étudiée. Les travaux réalisés sur ce sujet par DUTRIZAC (1979) à partir d'essais en petites colonnes (≈ 5 kg de minerai) sont particulièrement intéressants. Après avoir mis en évidence, en fonction du débit de solution alimentant la colonne et de la masse de minerai, l'existence de deux domaines expérimentaux, un où la cinétique de mise en solution du zinc est limitée par l'apport de fer ferrique (débit faible par rapport à la masse de minerai) et un où elle est limitée par la vitesse des réactions chimiques (débit fort par rapport à la masse de minerai), l'auteur choisit de se placer dans les conditions correspondant au premier domaine. Il observe alors que la cinétique de lixiviation du zinc augmente lorsque la concentration en Fe^{III} ou le débit de solution augmentent, et qu'elle est quasi indépendante des concentrations en acide sulfurique, Fe^{II} et sulfate de cuivre.

2.5. DISCUSSION

Cette étude bibliographique permet d'appréhender la complexité des phénomènes intervenant lors de la lixiviation en milieu sulfate de minerais sulfurés complexes ainsi que les difficultés posées, lorsqu'on cherche à dégager l'éventuelle existence de conditions de lixiviation sélective entre différents sulfures, par le nombre des paramètres susceptibles de jouer un rôle et par leurs interactions.

L'étude bibliographique montre la place et l'originalité du travail effectuée par le B.R.G.M., travail qui :

1. complète les résultats obtenus par DUTRIZAC, ce dernier ayant étudié la lixiviation statique en milieu sulfate de la sphalérite (et, dans une moindre mesure, de la chalcoppyrite) d'un minerai sulfuré à Zn-Pb-Cu, en se plaçant dans le cas où la cinétique est limitée essentiellement par l'apport de réactifs. Les travaux du B.R.G.M. ont permis d'étudier les cinétiques de la chalcoppyrite et de la sphalérite (et, dans une moindre mesure de la galène) lorsque celles-ci sont limitées essentiellement par les vitesses réactionnelles ou des transports de masses à l'intérieur des grains ;
2. se penche sur les problèmes de sélectivité de la lixiviation entre la sphalérite et la chalcoppyrite ;
3. intègre cette étude de lixiviation à celle d'un procédé, en considérant donc des essais de récupération :
 - du cuivre,
 - du plomb (lessivage du résidu de lixiviation en milieu sulfate par une saumure destinée à dissoudre de $PbSO_4$).

3 - ESSAIS EN PETITE COLONNE ET EN REACTEUR AGITE DE MISE EN SOLUTION

DU ZINC PAR LE SULFATE FERRIQUE

Ces essais représentent la majeure partie du travail expérimental effectué dans le cadre de cette étude. Ils ont eu pour but de mesurer l'influence des principaux paramètres intervenant dans l'attaque des sulfures de zinc et de cuivre et sur lesquels nous pouvions jouer.

L'essentiel des essais a été réalisé sur du minerai du gisement français de BODENNEC dont les teneurs en éléments métalliques principaux sont dans les plages suivantes :

- 8-9 % en Zn (ZnS)
- 3 % en Cu (CuFeS₂)
- 6-7 % en Pb (PbS)
- 13-16 % en Fe
- 140-150 ppm en Ag.

Des essais complémentaires ont été effectués sur un minerai de la péninsule ibérique dont un échantillon nous a été fourni par Minemet Recherches.

3.1. CONDITIONS OPERATOIRES

3.1.1. Essais colonne

Les essais sont réalisés dans les colonnes de 8 cm de diamètre intérieur, 50 cm de hauteur utile. La charge en minerai varie de 2 à 2,5 kg. Le minerai est noyé et les solutions percolent, en circuit semi-fermé, à un débit de 0,36 l/h (6 ml/mm) sauf durant le week-end ou le débit est descendu à 0,12 l/h (2 ml/mm).

Les paramètres maintenus constants pendant les essais sont :

- . le pH de solution par addition de H₂SO₄ concentré,
- . le potentiel de solution dont la baisse est compensé par ajout de KMnO₄ (ou H₂O₂),
- . la concentration en fer total (à 10 % près). Cette régulation est rendue nécessaire à cause de la précipitation de fer ferrique sous forme de jarosite,
- . la température.

Une prélixiviation acide par percolation d'une solution de H_2SO_4 à pH 1,5 ou 1,9, est pratiquée afin de limiter lors de la lixiviation proprement dite, l'élévation du pH due à la consommation d'acide par la gangue.

Les cinétiques de mises en solutions du zinc et du cuivre sont suivies par dosage par spectrométrie d'absorption atomique des solutions. La transformation de la galène en anglesite insoluble en milieu sulfate ne peut être évaluée que par analyse des solides résiduels.

3.1.2. Essais réacteurs

Pour les essais réacteurs, nous avons réalisé le montage présenté en figure 6 de façon à contrôler les paramètres suivants :

- la température (maintenue à $27^\circ C$),
- le pH régulé à 1,5 par des ajouts d' H_2SO_4 concentré,
- le potentiel dont la basse est compensée par des ajouts de $KMnO_4$ solide,
- la concentration en fer total, des ajouts de sulfate ferrique solide contrebalançant la précipitation de fer sous forme de jarosite.

Nous utilisons deux réacteurs mais comme leurs volumes et leurs configurations sont différents, nous ne comparons que des résultats issus du même réacteur. Pour chacun d'eux la vitesse d'agitation et le taux de pulpe (de 50g solide pour 1,5 l) sont fixés pour l'ensemble des essais réalisés.

La pulpe prélevée est filtrée sous vide et la solution obtenue est analysée par absorption atomique (cuivre, zinc, fer total) et par volumétrie (fer ferreux).

3.2. RESULTATS EXPERIMENTAUX

3.2.1. Granulométrie

Pour une granulométrie variant de 80 à 800 μm nous observons à partir de la 150ème heure une influence sensible de ce paramètre sur la mise en solution du zinc en réacteur : pour une même durée de lixiviation, l'extraction zinc augmente quand la granulométrie diminue (cf. figure 7). Cela diffère légèrement d'avec les essais colonnes pour lesquels cette influence est faible, la tranche -200 +80 μm seule présentant une légère accélération de la cinétique par rapport aux autres tranches cf. figure 8).

Pour la cinétique de mise en solution du cuivre, en réacteurs, nous obtenons par contre l'effet inverse, la cinétique accélérant lorsque la granulométrie augmente, ce qui correspond aux résultats obtenus pour les colonnes (cf. figures 9 et 10). Nous pensons que ce phénomène est lié à une électrodissolution de la chalcopirite, par effet de pile entre celle-ci et les autres sulfures. En diminuant la granulométrie, on se rapproche de la maille de libération (de l'ordre de 10 à 20 μm pour le minéral de Bodennec) et en conséquence on diminue la quantité de grains mixtes et donc de piles, d'où une dissolution plus faible, cet effet étant prépondérant vis-à-vis de l'accélération de la cinétique que doit engendrer l'augmentation de surface exposée.

Nous remarquons en réacteurs une brève période initiale au cours de laquelle la mise en solution du cuivre est nettement plus rapide que pour la suite des expériences. Ce phénomène provient du mode opératoire et ne s'observe pas pour les essais colonnes. En effet, le minerai contient une faible quantité de sulfates de cuivre provenant de l'oxydation spontanée de la chalcoppyrite par l'oxygène de l'air. Or, comme nous n'effectuons pas de pré-attaque acide sur le minerai destiné aux essais en réacteur, ces sulfates se dissolvent très rapidement lors de la lixiviation par le sulfate ferrique, donnant cette "marche", alors que lors des lixiviation en colonne ils sont en grande partie dissous par la pré-attaque.

Le facteur de sélectivité, rapport rendement zinc sur rendement cuivre, présente la même évolution pour les essais colonnes que pour les essais réacteurs : il augmente lorsque la granulométrie diminue (cf. figure 11 et 12). Ce facteur est cependant, à rendements identiques, toujours nettement plus élevé pour les réacteurs que pour les colonnes. Le fait que l'agitation ait plus d'influence sur la cinétique de mise en solution du zinc que sur celle du cuivre est vraisemblablement lié à une limitation du transfert de masse d'ordre diffusionnel pour la blende tandis qu'elle est d'ordre réactionnel pour la chalcoppyrite. Ces deux types de contrôle des cinétiques ont d'ailleurs déjà été mis en évidence par MUNOZ et Al. (1979) qui montrent que le stade initial de la dissolution de la chalcoppyrite est contrôlé par une réaction électrochimique, et par KUZMINKH et YAKHONTOVA qui concluent à la limitation d'ordre diffusionnel de la cinétique de dissolution de la blende.

3.2.2. Potentiel

Deux essais en réacteurs, réalisés à des potentiels de +445 mV et +528 mV (par rapport à une électrode de référence au calomel), montrent une influence nette de ce paramètre sur la mise en solution du zinc, un potentiel élevé se traduisant par un meilleur rendement (cf. figure 13). Ces résultats convergent avec ceux des essais colonnes (cf. figure 14).

Nous n'observons pas par contre d'influence sur la dissolution de la chalcoppyrite pour les deux essais considérés. Ce résultat diffère légèrement de celui obtenu avec les colonnes, où il apparaît que le potentiel le plus bas (436 mV) s'accompagne d'un ralentissement de la mise en solution (cf. figures 15 et 16).

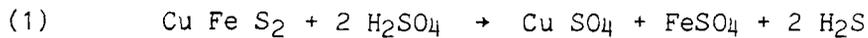
En conséquence des effets décrits ci-dessus le facteur de sélectivité augmente avec le potentiel de la solution (cf. figures 17 et 18). Il semble moins élevé en réacteur qu'en colonne mais cette différence ne provient que du saut initial de la courbe cuivre pour les essais réacteurs, décalage lié au mode opératoire et expliqué au paragraphe précédent.

3.2.3. pH

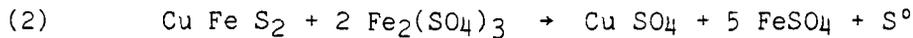
Nous devons opérer à un pH inférieur à 2,5 afin d'éviter la précipitation du Fe^{2+} sous forme d'hydroxydes. Le pH naturel des solutions à 40 g/l de Fe^{3+} avoisinant 1,5 cette valeur a été choisie pour l'ensemble des essais réalisés, à l'exception bien sûr des essais destinés à tester l'influence du pH. Pour chaque essai le pH est maintenu constant, par ajout d'acide sulfurique concentré, à des valeurs allant de 0,5 à 1,5.

Nous observons, cf. figures 19 et 20, un net ralentissement de la cinétique de la mise en solution du zinc lorsque le pH diminue de 1,5 à 0,5 alors que celle du cuivre reste identique. Parallèlement la précipitation de jarosite décroît elle aussi fortement et à pH = 0,5 la concentration en fer augmente avec le temps, traduisant une mise en solution quantitativement plus importante pour cet élément que la précipitation, alors qu'à pH = 1,5, dans les mêmes conditions (40 g/l Fe, $(\text{Fe}^{3+})/(\text{Fe}^{2+}) = 10$), c'est le phénomène inverse qui se produit, la concentration en fer diminuant et nécessitant une régulation.

En fait, pour des valeurs de pH supérieures ou égales à 0,5 la dissolution acide de la chalcopirite (1),

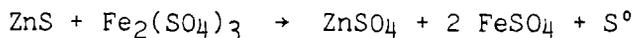


à la fois très faible et très lente, est négligeable par rapport à la dissolution par oxydation qui ne fait pas intervenir l'acidité du milieu :



Cependant pour la sphalérite nous avons des réactions semblables et l'on pouvait s'attendre à des résultats identiques à ceux de la chalcopirite.

En effet des travaux du N.I.M. (1980, référence 1) ont montré que bien que la réaction de dissolution acide de la sphalérite s'accélère lorsque l'acidité augmente, elle reste, pour des pH supérieurs ou égaux à 0,5 très lente et négligeable, en milieu contenant du sulfate ferrique, devant la dissolution par oxydation dont la réaction s'écrit :



De plus comme il semble que cette réaction soit limitée par un phénomène de diffusion (cf. rapport intermédiaire n° 3), un pH bas, en évitant la précipitation de jarosite (laquelle enrobe sinon les grains de minerai) devrait favoriser la cinétique contrairement à ce que l'on observe.

Cela ne provient vraisemblablement pas de l'augmentation de la concentration en ion SO_4^{2-} liée à l'ajout de l'acide sulfurique nécessaire pour abaisser le pH car l'acidité entraîne une variation de concentration très faible devant la concentration liée aux sulfates de fer ferrique et ferreux.

3.2.4. Température

En colonne la température normale des expériences est de 22° C. Des essais à 50° C ont mis en évidence de gros problèmes de précipitation de jarosite, conduisant à un blocage de la percolation, ce qui nous a conduit à arrêter l'étude de l'influence de la température.

Les rendements obtenus à 50° C sont relativement élevés mais la sélectivité est mauvaise. Ainsi dans les conditions opératoires suivantes :

- solution : 40 g/l Fe^{3+} 1 g/l Fe^{2+}
 Eh : 562 mV par rapport à une électrode de référence au calomel
- tranche granulométrique -800 +630 μm ,

les rendements, après 280 h de lixiviation, sont de 19,4 % pour le cuivre et 77,2 % pour le zinc, soit une sélectivité de 4.0.

La précipitation de jarosite intervient aussi à température ambiante mais elle est alors moins abondante et se forme nettement moins rapidement.

Deux essais réacteurs ont été réalisés, à 27° C et 60° C. Ils mettent en évidence une très nette accélération des cinétiques de mise en solution du zinc et du cuivre lorsque la température augmente (figures 21 et 22), comme lors des essais colonnes. En outre, l'élévation de la température s'accompagne d'une recrudescence de la précipitation de jarosite.

Alors qu'en début de cinétique, la sélectivité reste voisine pour les courbes 27° C et 60° C on constate qu'à partir d'un rendement zinc de 25-30 %, la sélectivité diminue lorsque la température augmente (cf. figure 23). Ainsi la cinétique de mise en solution du cuivre est d'avantage favorisée que celle du zinc par une température élevée. L'énergie d'activation étant plus importante pour une réaction chimique que pour une diffusion, cette dernière sera comparativement moins accélérée par une augmentation de la température. On trouve donc dans l'influence de la température, une confirmation de ce qui a été avancé lors de l'étude de l'influence de la granulométrie, à savoir que la mise en solution du zinc serait plutôt contrôlée par un phénomène de diffusion alors que celle du cuivre le serait plutôt par réaction chimique.

3.2.5. Teneur en Fe³⁺

En réacteur son influence, à potentiel constant et pour des teneurs en Fe³⁺ allant de 5 g/l à 40 g/l, est très nette sur la mise en solution du zinc, cette dernière augmentant de concert avec la teneur en oxydant (cf. figure 24). Nous observons cependant un tassement des cinétiques à partir d'environ 20 g/l de Fe³⁺, une augmentation de teneur ne se traduisant plus que par une légère amélioration de la dissolution contrairement à ce que l'on observe aux faibles concentrations en Fe³⁺. Deux explications peuvent être proposées :

- la précipitation de jarosite étant plus abondante aux fortes teneurs, il y a un enrobage des grains plus important provoquant une diffusion plus lente et en conséquence une cinétique moins rapide que celle que l'on aurait obtenue sans précipité. Il semble cependant que si ce phénomène se produit, il est peu influent car en début de lixiviation, alors qu'il y a peu de précipité, on observe peu de différence entre les cinétiques des expériences à forte teneur en fer,
- à partir d'une certaine teneur en Fe³⁺, on peut penser que la cinétique est d'avantage limitée par des paramètres tels que la réaction chimique, la surface réactionnelle et l'accessibilité du noyau réactif que par l'apport d'oxydant à la surface des grains.

Contrairement à ce qui est constaté pour les colonnes (cf. figure 25), il ne se produit pas lors des essais réacteurs une rupture de pente accompagnée d'un palier pour les courbes de mise en solution du zinc à 30 g/l et 40 g/l de Fe³⁺. Cela implique que le phénomène est lié à un problème de transfert de masse propre aux colonnes, en rapport avec la précipitation de jarosite (parcours préférentiels, colmatages partiels, enrobage des grains plus important ou plus sensible qu'en réacteur). Une moindre influence de l'enrobage en milieu agité s'explique :

- d'une part par les chocs (entre particules ou contre la paroi et les pales) qui peuvent enlever plus ou moins partiellement l'enrobage (bien que le taux de pulpe soit faible ce qui limite l'attrition),
- d'autre part parce qu'une partie au moins des précipités, se formant au sein de la solution même, reste en suspension dans les réacteurs alors que, les colonnes jouant le rôle de filtre, ces précipités s'y piègent.

Pour la mise en solution du cuivre, en réacteur agité, nous n'observons d'influence sensible que pour des teneurs en Fe^{3+} inférieures ou égales à 20 g/l, pour lesquelles les rendements sont légèrement inférieures aux autres (cf. figure 26). Ces résultats diffèrent un peu de ceux obtenus en colonne, où nous n'observons pas d'influence sauf à partir de la 400ème heure où les courbes 40 et 30 g/l Fe^{3+} montrent une légère accélération des cinétiques (cf. figure 27).

Il résulte de ces effets sur les cinétiques zinc et cuivre que le facteur de sélectivité ne s'améliore que légèrement, pour les essais en réacteur, lorsque la teneur en oxydant augmente, ce qui correspond à ce que nous observons pour les colonnes lorsqu'il n'y a pas un blocage des cinétiques pour les précipité (cf. figures 28 et 29).

3.2.6. Question de la nature de l'oxydant de régénération du ferrique

Nous venons de voir ci-dessus l'importance du facteur précipité sur les cinétiques et leur interprétation. Des analyses ponctuelles au microscope électronique et par diffraction X nous ayant montré qu'il s'agit d'un précipité de jarosite de potassium, trois hypothèses se présentent :

- 1) le potassium de la solution (dû à la régénération du Fe^{2+} en Fe^{3+} au moyen de K Mn O_4) entraîne la formation du précipité,
- 2) il y a formation d'un précipité de jarosite lequel piège dans un deuxième temps le potassium,
- 3) il y a formation d'un précipité mais ce dernier est plus abondant en présence de potassium.

Pour essayer de trancher entre ces trois hypothèses et afin de savoir dans quelle mesure les résultats obtenus peuvent dépendre du mode opératoire, nous avons réalisé une série d'expériences en réacteur et en colonne avec divers modes de régénération du fer ferrique :

- par du KMnO_4 suivant notre mode opératoire habituel, avec apparition de jarosite de potassium,
- par du H_2O_2 qui ne présente pas ce risque (nous ne pouvons utiliser du O_2 gazeux ce dernier agissant trop lentement à pression atmosphérique sur le Fe^{2+})
- par utilisation, en colonne, d'une solution sans recyclage.

Nous avons effectué des essais en réacteurs, avec des solutions à 40 g/l Fe^{3+} , et en colonne, avec des solutions à 15 g/l Fe^{3+} , le rapport $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$ étant de 10 dans les deux cas.

Résultats :

- * Nous n'observons pas, pour la mise en solution du zinc, de différence selon l'oxydant de régénération que ce soit en réacteur (cf. figure 30) ou en colonne (cf. figure 31).
- * Pour le cuivre, nous n'observons pas non plus de différence en réacteur, les courbes étant seulement très légèrement décalées à l'origine, sans doute du fait d'une petite différence de degré d'oxydation à l'air, puis parallèles (cf. figure 32). De même en colonne, les cinétiques sont semblables sauf pour l'essai utilisant du peroxyde d'hydrogène pour lequel la différence constatée serait liée à un problème de manipulation en début de lixiviation (cf. figure 33).

En conclusion, nous n'observons pas, dans les conditions citées ci-dessus de différence significative entre les essais réalisés sans recyclage des solutions ou en réoxydant de Fe^{2+} par du KMnO_4 ou de H_2O_2 .

Par contre, il y a nettement plus de précipités lorsque l'on utilise le KMnO_4 . Donc, dans les conditions décrites ci-dessus, la réoxydation et la précipitation de jarosite n'ont aucune influence sur les cinétiques.

De plus la comparaison des essais avec ou sans recyclage de solution montre que la variation de concentration en Cu^{2+} et Zn^{2+} respectivement de 0 à 0,06 g/l et de 0 à 6 g/l (0,06 g/l Cu^{2+} et 6 g/l Zn^{2+} étant les valeurs obtenues en 420 h) n'a non plus aucune conséquence sur les cinétiques.

3.2.7. Influence du débit de solution au cours des essais colonne

Des essais ont été réalisés à des débits continus de 2 ml/mm (24 l/h/m²) et 1 ml/mm (12 l/h/m²) et ont été comparés à un essai effectué selon le mode opératoire habituel à 6 ml/mm.

Nous n'observons d'influence notable ni sur la cinétique de mise en solution du zinc (cf. figure n° 34) sauf un léger ralentissement, peu significatif, à 1 ml/mm ni sur celle du cuivre, les courbes étant parallèles avec seulement un décalage initial pour la courbe 6 ml/mm.

Cependant les essais à 2 ml/mm et 1 ml/mm ont dû être arrêtés au bout de 400 heures à cause de problèmes de percolation liés à des précipités plus abondants qu'à 6 ml/mm. Ce surcroît de précipitation s'explique par un temps de séjour plus long dans la colonne et donc :

- une teneur en ions nettement plus élevée,
- une variation de pH plus accentuée qu'à 6 ml/mm.

3.2.8. Influence de la teneur en zinc de la solution

La série correspondant aux essais réalisés a eu pour but de déterminer si la teneur en zinc de la solution de lixiviation intervient sur les cinétiques, afin, dans l'optique d'un procédé industriel, de savoir dans quelle mesure on peut concentrer les solutions sans pénaliser les réactions.

Les essais ont été effectués à des concentrations initiales de 20 g/l et 50 g/l de zinc, les solutions étant préparées à partir de sulfate de zinc et contenant 20 g/l Fe^{3+} et 2 g/l Fe^{2+} .

Nous n'avons pas pu suivre les cinétiques de dissolution de la sphalérite, l'augmentation de la teneur en zinc des solutions étant trop faible par rapport à la teneur initiale. L'analyse des solides après lixiviation nous a permis de calculer les rendements suivants :

Teneur initiale en Zn	Temps lixiviation (heures)	Rendement mise en solution zinc (%)
Témoin : 0 g/l	334 h	79,8 %
20 g/l	331 h	71,9 %
50 g/l	333 h	74,3 %

Ces résultats, moins fiables et précis que ceux obtenus à partir des cinétique, montrent quand même qu'il n'y a pas de différence nette entre les rendements résultants des lixiviations effectuées aux trois teneurs en zinc.

Il en est de même pour la mise en solution du cuivre, dont nous avons pu suivre les cinétiques (cf. figure 35) selon le mode opératoire habituel.

En conséquence, alors que pour le zinc nous avoisinons l'asymptote de dissolution maximale, la sélectivité reste très satisfaisante, le rapport $R_{\text{Zn}}/R_{\text{Cu}}$ étant égal à 10, ce qui signifie qu'au point de vue masse nous avons extrait 23 fois plus de zinc que de cuivre.

3.2.9. Essai colonne de longue durée

Les essais en colonne que nous avons présentés précédemment ont une durée de 1 000 heures au plus, cela afin de pouvoir étudier, dans des délais raisonnables, l'influence des différents paramètres opératoires. Il est apparu cependant nécessaire de poursuivre un essai sur une durée suffisante pour atteindre quasiment le seuil maximum de dissolution de la sphalérite afin notamment d'observer le facteur de sélectivité à ce moment là.

L'essai entrepris en ce sens, à une teneur de 5 g/l Fe^{3+} , un rapport $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+} = 100$ et sur une durée de 2 500 heures, montre que pour le zinc le palier se situe vers les 81 % de zinc dissous (cf. figure 36) pour une granulométrie du minerai comprise entre 400 et 200 μm .

Pour le cuivre, après une cinétique quasi-linéaire jusqu'à environ 1 200 heures, il se produit une rupture de pente marquant un net ralentissement de la dissolution, laquelle n'atteint que 8 % du cuivre au bout des 2 500 heures (cf. figure 37).

3.2.10. Autre minerai

Un essai colonne a été pratiqué dans les conditions déjà appliquées à un échantillon de Bodennec, sur du minerai provenant de la péninsule ibérique. La tranche -400 +200 μm de ce dernier titre 0,8 % Cu ; 2,8 % Zn ; 1,0 % Pb ; 40,5 % Fe alors que pour la même tranche l'échantillon de minerai de Bodennec contient 3,3 % Cu ; 8.0 % Zn ; 7.2 % Pb ; 13,2 % Fe.

Nous obtenons avec le minerai ibérique un rendement zinc nettement supérieur à celui de l'essai Bodennec (cf. figure 38).

Pour la mise en solution du cuivre (cf. figure 39) nous obtenons deux courbes quasi-parallèles, celle de l'essai "ibérique" présentant seulement un décalage initial. Ce dernier peut s'expliquer par la pré-attaque, qui a été identique pour les deux échantillons, mais dont la durée avait été établie avec le minerai de Bodennec pour les différents essais. Il semble probable que cette pré-attaque, qui ne dissout quasiment que des carbonates et du sulfate de cuivre, n'a pas mis en solution la même proportion du cuivre pour l'échantillon de minerai ibérique et que la dissolution de ces composés s'est poursuivie lors de la lixiviation.

Après correction de ce phénomène lié au mode opératoire, nous obtenons des courbes de sélectivité (cf. figure 40) voisines pour les deux minerais.

Un essai réacteur sur le même échantillon montre que la cinétique de mise en solution du zinc est plus rapide pour le minerai ibérique que pour celui de Bodennec (cf. figure 41) comme au cours de l'essai colonne. Cette différence de cinétique provient donc, en partie au moins, de propriétés du minerai même et non, comme cela avait été envisagé, de seules conditions hydrodynamiques et chimiques différentes lors de la lixiviation en colonne.

Pour le cuivre, la cinétique de mise en solution lors des essais en réacteur s'avère plus lente pour le minerai ibérique que pour celui de Bodennec (cf. figure 42). Comme lors des essais en colonne, nous observons un décalage initial entre les deux courbes, phénomène qui provient vraisemblablement de l'oxydation par l'oxygène de l'air, avant lixiviation d'un taux de chalcopryrite plus important pour le minerai ibérique que pour celui de Bodennec. Ces résultats diffèrent de ceux obtenus lors des essais en colonne.

En réacteur, le facteur de sélectivité, calculé après correction du décalage initial entre les deux cinétiques de lixiviation de la chalcopryrite, est plus élevé pour le minerai provenant de la péninsule ibérique que pour celui de Bodennec (cf. figure 43), alors que pour les essais en colonne nous avons, toujours après correction, un facteur de sélectivité identique pour les deux minerais.

4 - RECUPERATION DU PLOMB

Nous constatons, cf. tableau 1, que dans nos conditions opératoires, la transformation de la galène en $PbSO_4$ est assez faible et que :

- * la granulométrie (entre 80 et 1 250 μm), le potentiel de la solution (entre 436 et 596 mV), la teneur en fer ferrique (entre 5 et 40 g/l) et l'oxydant de régénération n'ont pas d'influence sensible sur le rendement d'oxydation de la galène ;
- * une augmentation de température de 27° C à 60° C, ne semble pas accélérer la cinétique de lixiviation de la galène autant qu'elle le fait pour la sphalérite et la chalcopirite ;
- * l'acidité paraît être un facteur favorisant la réaction d'oxydation, une baisse de pH de 1,5 à 0,5 entraînant une augmentation du rendement de 19 % à 50 %. C'est l'inverse de ce que nous avons observé pour la sphalérite.

Les essais de dissolution de $PbSO_4$ en milieu NaCl concentré ont confirmé les faibles taux de transformation de PbS en $PbSO_4$.

4.1. ESSAI EN COLONNE

Nous avons effectué un essai en colonne, après lixiviation en milieu sulfate du minerai (5 g/ Fe^{3+} , 0,5 g/l Fe^{2+} , Eh = 539 mV, durée 1 000 heures) selon notre mode opératoire habituel, puis égouttage et rinçage par 1 l d'eau déminéralisée, en faisant percoler en circuit fermé 10 litres de solution 4 M NaCl. Assez vite (240 heures) nous obtenons un arrêt de la mise en solution de plomb, ce plafonnement correspondant à environ 30 % du plomb contenu initialement dans la colonne.

4.2. ESSAIS REACTEURS

Les 3 essais dont les résultats apparaissent en figure 44 montrent que :

- le milieu NaCl donne une mise en solution optimale du Pb issu de $PbSO_4$ comparé à ce qui est obtenu à l'aide d'acétate d'ammonium qui est le réactif privilégié de dissolution $PbSO_4$,
- une porphyrisation du résidu n'apporte qu'un gain en cinétique de récupération du plomb et pas en rendement.

Par ailleurs on observe que les rendements de mise en solution augmentent lorsque le pH diminue (cf. figure 45) pour plafonner à 90 % d'extraction à pH 0,5, à partir de la 50ème heure.

A ce propos il semble en fait que ce soit la jarosite qui, en libérant du Fe^{3+} en milieu chlorure à pH bas, provoque un complément d'attaque de la galène, d'où une mise en solution du plomb d'autant plus forte que le milieu est acide.

Cette hypothèse est soutenue par la corrélation entre teneurs en fer dissous au cours des essais à divers pH et rendements de dissolution du plomb au cours de ces essais (voire figure 46).

5 - ESSAI DE LIXIVIATION AU SULFATE FERRIQUE EN "GRANDE COLONNE"

5.1. MODE OPERATOIRE

La colonne que nous utilisons, d'un diamètre de 0,28 m pour une hauteur de 1,55 m, a été remplie avec 107 kg de minerai provenant de Bodennec. Ce lot de minerai contient en moyenne 2,4 % Cu, 6,4 % Zn, 5,5 % Pb, 9,7 % Pb, 9,7 % Fe et 80 % en poids des particules sont de taille inférieure à 3,5 mm environ (d_{80} de 3,5 mm).

Le schéma de la figure 47 représente le montage réalisé. La solution, d'un volume initial de 110 litres, circule en circuit fermé à un débit de 70 l/h/m². Elle contient 15 g/l de Fe³⁺ avec un rapport $[Fe^{3+}]/[Fe^{2+}]$ de 100, un pH de 1,5 et un potentiel de 530 mV par rapport à une électrode de référence au calomel. Le potentiel et le pH sont régulés par des ajouts respectivement de peroxyde d'hydrogène en solution à 30 % et d'acide sulfurique en solution à 20 % dans le bac de récupération du jus de lixiviation. Régulièrement nous prélevons un échantillon dans le bac et nous mesurons les teneurs en cuivre, zinc, fer total et fer ferreux de la solution.

Contrairement à nos précédentes expériences en colonne, la percolation de la solution se fait par ruissellement, la colonne n'étant pas noyée.

Nous avons effectué une pré-attaque par une solution de pH = 1,5 ne contenant que de l'acide sulfurique, d'une durée de 237 heures, soit 10 jours. Les masses de cuivre, de zinc et de fer extraites par cette pré-attaque sont de 5,2 g, 65 g et 204 g respectivement, ce qui correspond à environ 0,2 % du cuivre contenu, 0,8 % du zinc et 1,5 % du fer. La consommation d'acide s'élève à 13,9 kg/t pour cette phase.

5.2. RESULTATS

Nous avons arrêté cette expérience au bout de 3 318 h de lixiviation (durée de pré-attaque non comprise), soit 138 jours, après avoir constaté un palier pour la mise en solution du zinc (cf. figure 48).

Le rendement de cette dernière est élevé (84 %), et comparable à celui obtenu en 2 500 heures avec une petite colonne (81 %), malgré la différence de granulométrie entre ces deux essais. On aurait pu craindre en effet que, la taille des grains étant nettement plus grossière que pour les expériences précédentes (d_{80} de 3,5 mm contre tranche +200 -400 μ m), une part importante de la sphalérite reste inaccessible à la solution, ce qui n'est donc pas le cas.

La cinétique de mise en solution du cuivre (cf. figure 48) est proportionnellement plus rapide qu'en petite colonne et nous donne un rendement de dissolution de la chalcoppyrite de 25 %, valeur que nous n'avions encore jamais obtenu en lixiviation statique. Nos travaux précédents, en colonne et en réacteur, ont déjà démontré qu'une granulométrie assez grossière est favorable à la dissolution de la chalcoppyrite. Nous observons là une remarquable confirmation de ce phénomène.

Nous avons constaté, par observation au microscope optique d'échantillons de solution, la présence de bactéries mobiles. Il s'agit vraisemblablement de bactéries appartenant au genre thiobacillus compte tenu du milieu (sulfure/sulfate), de son pH acide et de la température. Nous n'avons pas effectué de comptage car ces bactéries se fixant généralement sur les solides seule une partie de la population bactérienne, non représentative, se retrouve dans les solutions.

Le tableau 2 présente le bilan d'extraction et de transformation des métaux.

Les analyses d'échantillons en sommet et base de colonne montrent que :

- la teneur en fer demeure constante, ce qui prouve qu'il n'y a pas de précipitation locale importante de jarosite ;
- la chalcoppyrite a été moins attaquée en haut de colonne qu'en bas alors qu'il semble s'être produit le phénomène inverse pour la sphalérite. Les expériences précédentes, en petite colonne et en réacteur, ont montré que la dissolution de la blende est favorisée par un potentiel élevé alors que celle de la chalcoppyrite s'avère quasi indépendante de ce paramètre. Or le potentiel de la solution est plus élevé en haut de la colonne qu'en bas (car au cours de la percolation de Fe^{3+} oxyde les sulfures et donc le rapport $[Fe^{3+}]/[Fe^{2+}]$ diminue). Cela peut expliquer une attaque plus forte de la sphalérite au sommet de la colonne ;
- la proportion de galène transformée en sulfate de plomb ne varie pas dans la colonne ce qui confirme le peu d'influence que nous avons constaté des paramètres physicochimiques (autres que le pH et la température) sur la cinétique de cette réaction.

A la différence des courbes de mises en solution du zinc et du cuivre celles reproduisant la consommation d'acide sulfurique et de peroxyde d'hydrogène (cf. figure 49) ne présentent pas de palier : même après 3 300 h de lixiviation il existe toujours une consommation résiduelle.

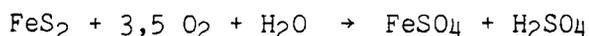
En faisant le bilan des réaction suivantes :



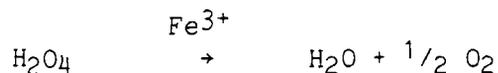
on obtient une consommation théorique de 1 mole H_2SO_4 + 1 mole H_2O_2 par mole de ZnS ou PbS oxydé ou par demi-mole de $CuFeS_2$ oxydé. En se basant sur les quantités de zinc et de cuivre passées en solution et sur celle de sulfate de plomb on déduit qu'au cours de cette expérience, sur une consommation totale d'acide de 152,6 kg H_2SO_4 / tonne de minerai, 142,1 kg H_2SO_4 devraient être liés à la régénération du fer ferrique nécessaire à l'oxydation des sulfures (cf. tableau 3). Cette correspondance entre la consommation d'acide théorique et réelle est très satisfaisante compte tenu des phénomènes annexes qui empêchent la réalisation d'un bilan précis :

- consommation résiduelle d'acide par la gangue, malgré la pré-attaque,

- production d'acide par oxydation de sulfures par l'oxygène de l'air :



Pour la consommation de peroxyde d'hydrogène nous obtenons un chiffre environ deux fois plus élevé que la quantité stoechiométriquement nécessaire. Cela provient de la décomposition d'une partie de H_2O_2 , réaction d'autant plus importante que le milieu contient du Fe^{3+} qui la catalyse :



Nous avons constaté une mise en solution de fer (12,5 % du fer total, provenant pour la moitié environ de la dissolution de la chalcopirite) mais comme nous avons effectué de temps en temps des purges de solution afin de maintenir le volume constant malgré les ajouts d'acide et de peroxyde, il n'en résulte qu'une faible variation de la teneur en fer de la solution.

6 - RECUPERATION DU CUIVRE (ET DU PLOMB) PAR FLOTTATION APRES LIXIVIATION

Suivant le schéma de traitement initialement envisagé (cf. figure 1), le cuivre contenu dans les résidus solides de lixiviation peut être traité soit par flottation soit par une lixiviation prolongée. A priori cette dernière présente l'avantage de ne nécessiter ni une reprise (transport et broyage du minerai), ni de nouvelles installations. Cependant tous les essais que nous avons effectués confirment les observations relevées dans la littérature (MURR L.E. (1980) et DUTRIZAC (1981) qui sont que la lixiviation statique de la chalcopirite nécessite une durée très longue, nettement plus importante que pour la sphalérite. Par ailleurs la lixiviation de galène est dans nos conditions très limitée. L'alternative représentée par une flottation intervenant directement après la première lixiviation est susceptible de palier ces problèmes en se présentant, du point de vue minéralurgique, comme le traitement d'un minerai sulfuré complexe quasi débarrassé de la sphalérite. Les essais de flottation dont les résultats sont présentés ci-après ont été effectués dans cette optique sur du résidu de lixiviation en milieu sulfate.

6.1. MODE OPERATOIRE

Pour les expériences présentées ci-dessous, le minerai provient de la lixiviation à pH = 1,5 par une solution à 15 g/l Fe^{3+} et 1,5 g/ Fe^{2+} , régulée par des ajouts de $KMnO_4$, de lots de minerai de Bodennec d'une granulométrie comprise entre 200 et 400 μm . Le minerai, quarté en lots de 0,5 kg, subit, afin d'obtenir un d_{80} de 20 μm , un broyage dans un broyeur à boulets Minemet selon les conditions suivantes :

- concentration solide de la pulpe : 66 %
- charge broyante 18,7 kg (16 boulets ϕ 45 mm, 28 boulets ϕ 32 mm, 43 boulets ϕ 25 mm)
- temps de broyage de 20 mm.

Nous présentons en annexe, un exemple type de répartition granulométrique des produits après broyage.

Les essais de flottation ont été entrepris en cellule Agitair de 1.5 l, à une concentration solide de pulpe de l'ordre de 30 %. Pour l'ensemble des essais la vitesse de rotation du rotor a été fixée à 700 t/mm et le débit d'air à 4,5 l/mm. Pour les relavages nous avons utilisé une cellule de flottation Minemet de 0,75 l/mm, les pulpes ayant alors une concentration solide de l'ordre de 10 %.

Notation : Dans les flowsheets présentés ci-dessous nous utilisons les abréviations suivantes :

N.F. pour désigner le non flotté
 t_F le temps de flottation, indiqué en minutes

pour les
collecteurs

Z200 l'éthyl isopropylthiocarbonate
 AXK l'amyloxanthate de potassium
 A238 l'Aerofloat 238 (Butyldithiophosphate di secondaire de sodium)

pour le
moussant

A65 l'Aerofloat 65

Les autres réactifs sont notés par leurs formules chimiques. Les consommations données dans les flowsheets et concernant le sulfate de zinc et le sulfure de sodium sont celles des produits hydratés (respectivement $ZnSO_4 \cdot 7H_2O$ et $Na_2S \cdot 9H_2O$).

6.2. RESULTATS EXPERIMENTAUX

6.2.1. Essai de flottation naturelle

Nous avons réalisé un essai de flottation naturelle en suivant le mode opératoire (cf. figure 50) d'un essai effectué sur du minerai "sain" par J.L. CECILE et J.L. POLGAIRE (1982) au cours de l'étude de concentration par flottation du minerai de Bodennec menée par le B.R.G.M., afin de vérifier la flottabilité des espèces minérales et de comparer les résultats obtenus. Ces derniers font l'objet des tableaux 4 et 5.

	Rp	Cu	%	Pb	%	Zn	%	Fe	%
Concentré Rel.	3,3	14,10	16,54	21,50	10,35	10,60	4,67	16,40	4,5
Mixtes Rel.	5,6	4,83	9,62	14,15	11,55	9,70	7,25	12,90	5,8
Concentré Ep.	15,5	9,30	51,26	16,65	37,54	13,40	27,73	14,05	17,9
Stérile Ep.	75,6	0,84	22,58	3,67	40,46	5,98	60,35	11,55	71,8
Reconstitué	100,0	2,81	100,00	6,85	100,00	7,49	100,00	12,17	100,00

Tableau 4 : Résultats de flottation naturelle du minerai sain
(d'après CECILE et POLGAIRE)

	Rp	Cu	%	Pb	%	Zn	%	Fe	%
Concentré Rel.	1,0	5,73	2,08	8,27	1,39	11,20	3,58	12,20	0,73
Mixtes Rel.	4,4	2,78	4,57	6,37	4,84	3,92	5,68	16,40	4,43
Concentré Ep.	11,2	8,65	35,95	9,90	19,00	8,60	31,47	20,30	13,85
Stérile Ep.	83,4	1,85	57,40	5,22	74,77	2,17	59,27	15,90	80,99
Reconstitué	100,0	2,69	100,00	5,82	100,00	3,05	100,00	16,38	100,00

Tableau 5 : Résultats de flottation naturelle du minerai lixivié

Par rapport à la flottation du minerai sain, nous constatons qu'après lixiviation la chalcopryrite et la galène flottent moins bien, alors que la répartition entre les différents produits de ce qui reste de sphalérite est sensiblement identique à ce que l'on observe dans le tableau 4. Le pourcentage de fer dans les fractions flottées est moins élevé pour le tableau 5. Cela provient vraisemblablement du précipité de jarosite qui, ne flottant pas, augmente la proportion de fer dans les stériles.

Il est curieux de constater que c'est le minéral le plus touché lors de la lixiviation, la sphalérite, qui perd le moins ses propriétés naturelles de flottation.

6.2.2. Essais de flottation

Les travaux de CECILE et POLGAIRE sur le minerai sain de Bodennec ne permettent pas de trancher nettement entre une flottation semi-globale, à un d_{80} de 32 μm puis rebroyage du concentré d'ébauchage PbCu à 20 μm , et une flottation différentielle à un d_{80} de 20 μm . En fait le flowsheet mis au point par ces auteurs pour la flottation différentielle, décrit en figure 51 et dont les résultats font l'objet du tableau 6, provient en grande partie, en ce qui concerne les premières flottations, des essais effectués en vue d'une flottation semi-globale. Nous sommes donc partis de ce flowsheet pour réaliser nos expériences d'orientation.

Remarque 1 : Il s'agit bien en effet d'essais de flottation de minerai sulfuré car d'une part seule une faible partie de la chalcopryrite (moins de 10 %) a été oxydée au cours de la lixiviation ainsi qu'environ 30 % de la galène, d'autre part le résidu (qui avant lixiviation, avait une granulométrie comprises entre 200 et 400 μm) a subi avant le flottation un broyage l'amenant à un d_{80} de 20 μm , ce qui a donc provoqué la création de nombreuses surfaces "fraîches".

Remarque 2 : Ce qui dans ce flowsheet constitue l'alimentation de la flottation zinc sera dans notre cas considéré comme le stérile puisque le zinc a été récupéré par lixiviation.

Tout en souhaitant nous placer dans des conditions aussi proches que possibles de celles décrites en figure 51 nous avons été amenés, pour nos essais de flottation, à faire les quelques modifications suivantes :

- le Z200 n'étant plus commercialisé nous avons utilisé un collecteur voisin l'Aerofloat 238 ;
- nous n'avons ni regroupé les produits flottés des deux premières flottations ni recyclé des mixtes du premier relavage, cela afin de mieux étudier les premières flottations ;
- nous n'effectuons qu'un seul relavage.

Le flowsheet de cet essai n° 1 et les résultats correspondant font l'objet de la figure 52 et des tableaux 7 et 8. Si nous en comparons le stérile (alimentation zinc) avec celui obtenu par CECILE et POLGAIRE, nous constatons qu'avec du produit lixivié nous récupérons, au cours des trois flottations principales, moins de cuivre (82 % au lieu de 92 %), à peu près autant de plomb (75 % au lieu de 76 %), un peu plus de zinc (52 % au lieu de 48 %), cela alors que l'on conserve plus de matériaux (le stérile représente 61 % de la masse au lieu de 71 %), et donc avec une sélectivité moins bonne vis à vis de la gangue.

En regroupant les concentrés 1 et 2 pour le minerai lixivié d'une part et le concentré cuivre plus les mixtes cuivre 2 et 3 pour le minerai sain d'autre part, nous obtenons, pour les récupérations des différents métaux ;

	minerai lixivié	minerai sain
cuivre	46,5 %	77,2 %
plomb	31,6 %	21,1 %
zinc	24,3 %	15,8 %

Après lixiviation du minerai la flottation donne donc pour cet essai de moins bons résultats en ce qui concerne le cuivre. Cependant, comme il est vraisemblable que les conditions optimales de flottation sont différentes pour le minerai lixivié, il est nécessaire d'essayer d'améliorer les résultats en faisant varier quelques paramètres opératoires. La première flottation, FL 1 donnant d'assez mauvais résultats (la teneur et le rendement en cuivre de cette flottation d'ébauchage sont inférieurs à ceux de FL 2, flottation d'épuisage), elle représente le premier objectif de nos essais d'orientation. Dans les flottations présentées l'hydrogénosulfate de sodium a pour but d'obtenir une sélectivité vis à vis de la blende et de la pyrite. Afin, par comparaison, d'étudier son effet sur les autres sulfures nous avons réalisé un essai (n° 2) pour lequel la flottation d'ébauchage cuivre ne comporte pas de NaHSO_3 (cf. figure 53 et tableaux 9 et 10).

Lors de cet essai nous obtenons pour la flottation FL 1 un gain de rendement pour le plomb et une nette amélioration de la récupération et de la teneur en cuivre. Par contre la flottation FL 2 donne un résultat sensiblement identique à celle de l'essai n° 1 et la flottation FL 3 (effectuée avec moins de collecteur et plus de cyanure de sodium que pour l'essai précédent) donne une récupération du cuivre nettement inférieure (conséquence du gain en ébauchage cuivre) et une baisse du rendement plomb, le produit ayant cependant une teneur Pb plus élevée.

Toujours dans le même but nous avons réalisé un essai n° 3 en utilisant du Na_2S pour les deux premières flottations, en l'absence d'hydrogène-sulfate de sodium (cf. figure 54 et tableaux 11 et 12). Comparé à l'essai n° 1 nous obtenons pour les flottations FL 1 et FL 2 une nette amélioration des récupérations de plomb et cuivre, accompagnant une assez forte augmentation du rendement poids des produits flottés correspondants. En contrecoup la flottation FL 3 donne d'assez mauvais résultats et à la fin de cette flottation il reste encore 16 % du plomb et 9 % du cuivre dans les stériles.

Ces différents résultats sont rassemblés pour comparaison dans le tableau 13.

Nous constatons que :

- des trois flottations FL 1, celle de l'essai n° 2 donne les meilleurs résultats (récupération et enrichissement) ;
- pour les flottations FL 1 et FL 2 regroupées, l'augmentation de la récupération du plomb lors des essais 2 et 3 ne s'accompagne pas d'une variation du coefficient d'enrichissement. Pour le cuivre l'essai n° 2 donne le meilleur enrichissement mais avec une récupération inférieure de dix points à celle de l'essai n° 3 ;
- par rapport au n° 1, il y a perte de l'efficacité du relavage des produits de FL 1 et FL 2 pour les essais n° 2 et n° 3 ;
- les stériles s'appauvrissent de plus en plus en cuivre, plomb et zinc lorsque l'on passe de l'essai n° 1 à l'essai n° 3 ce qui signifie que l'augmentation des récupérations n'est pas seulement liée à celle des rendements poids des produits flottés. On a cependant, malgré la présence de ZnSO_4 , une nette perte de sélectivité vis à vis du zinc, ce qui n'est pas excessivement gênant dans notre cas, la plus grande partie de la sphalérite ayant été lixiviée auparavant.

Nous avons ensuite tenté d'observer l'influence du pH sur la flottation par quelques essais en milieu plus basique (pH = 8,5 et 11 au lieu du pH naturel = 6-6,5). Les résultats correspondant sont présentés dans le tableau 14. Dans le cas du flowsheet de référence (essais 1 et 5 cf. figure 5), l'augmentation de pH de 6,5 à 11 se traduit par une augmentation de la récupération de cuivre mais aussi de plomb lors des flottations $\text{FL}_1 + \text{FL}_2$, sans que cela se traduise par une baisse sensible du taux d'enrichissement. Les relavages de l'essai 5 sont par contre médiocres et donnent un "concentré" $\text{C}_1 + \text{C}_2$ identique à celui de l'essai 1. Dans le cas d'un mode opératoire dérivant de celui de l'essai n° 2 (essais n° 2, n° 6 et n° 7) l'augmentation du pH a un effet négatif sur les teneurs et récupérations en cuivre lors de la flottation FL_1 mais cet effet apparaît moins lorsqu'on considère l'ensemble $\text{FL}_1 + \text{FL}_2$. Pour le plomb pH 8,5 semble le plus favorable.

Afin d'étudier l'influence des conditions de lixiviation nous avons effectué un essai n° 8 avec du minerai ayant été lixivié par une solution régénérée au moyen de peroxyde d'hydrogène (et non par du permanganate de potassium). L'absence d'ions K^+ dans la solution lixiviante a réduit la précipitation de jarosite et on a donc un résidu de lixiviation contenant 14 % de fer au lieu de 17 %.

Le flowsheet suivi est identique à celui de l'essai 1. La flottation FL₁ et l'ensemble FL₁ + FL₂ donnent de meilleures récupérations pour le cuivre et le plomb que pour l'essai n° 1 (cf. tableau 15).

Nous avons lors des essais présentés ci-dessus, utilisé du minerai sur lequel, pour des raisons pratiques, la lixiviation n'avait pas été poursuivie jusqu'à approcher l'extraction maximale, d'où une teneur en zinc de résidu plus élevée (2 % contre 1 %). Pour terminer nos essais d'orientation nous avons effectué un essai sur un lot de minerai ayant subi une lixiviation poussée (rendement extraction zinc : 81 %). Le mode opératoire de l'essai n° 2 nous semblant fournir les conditions les plus favorables parmi celles que nous avons testées, nous l'avons donc adopté pour cet essai n° 9.

Outre le devenir des quatre métaux principaux nous avons suivi la répartition du soufre natif et du plomb contenu sous forme de sulfate. Les résultats de cet essai sont présentés dans les tableaux 16 et 17. Les teneurs et récupérations du cuivre et du plomb sont comparables à ceux observés lors de l'essai n° 2. Nous constatons que le plomb sous forme sulfate ne se répartit pas de la même façon que le plomb total. Le tableau 18 donne pour chaque produit de flottation la proportion de plomb qui se trouve sous forme oxydée. Ce tableau met en évidence la moins bonne flottabilité du sulfate de plomb par rapport au sulfure. Ce résultat était prévisible compte tenu du changement de structure et de chimisme accompagnant l'oxydation de la galène. Au contraire, ce qui surprend c'est que 34 % du plomb contenu dans les deux premiers concentrés soit du sulfate.

Le soufre natif, contenu en quantité non négligeable dans nos résidus de lixiviation (3,9 % pour le lot utilisé ici), flotte bien et se retrouve essentiellement (77 %) dans les deux premiers "concentrés".

Si l'on calcule, pour ce lot de minerai, les récupérations des métaux sur l'ensemble des deux opérations, lixiviation et flottation, on obtient le bilan suivant :

	zinc	cuivre	plomb
Extraction lixiviation	81 %	8 %	0
Récupération flottations FL ₁ + FL ₂ + FL ₃	12 %	85 %	83 %
Stérile définitif	7 %	7 %	17 %

soit une récupération totale de :

- 81 % pour le zinc (les 12 % de zinc dans les mousses de flottation cuivre-plomb sont perdus voir pénalisants)
- 93 % pour le cuivre
- 83 % pour le plomb.

Ces résultats seraient très encourageants s'il n'y avait l'obstacle majeur que représente le manque de sélectivité de la flottation vis-à-vis de la gangue, notamment au niveau des relavages.

T A B L E A U X

LISTE DES TABLEAUX

- Tableau 1** : Rendements d'oxydation de la galène en fonction des différents paramètres opératoires.
- Tableau 2** : Bilan de lixiviation du minerai de Bodennec (colonne de 100 kg).
- Tableau 3** : Bilan de consommation de réactifs au cours de l'essai colonne 100 kg.
- Tableau 4** : Résultats de flottation naturelle du minerai sain (d'après CECILE et POLGAIRE).
- Tableau 5** : Résultats de flottation naturelle du minerai lixivié.
- Tableau 6** : Bilan du traitement par flottation différentielle du minerai de Bodennec (d'après CECILE et POLGAIRE).
- Tableau 7** : Flottation num. 1 : minerai de Bodennec lixivié ; $d_{80} = 20 \mu\text{m}$ (cf. flowsheet fig. 52).
- Tableau 8** : Tableau regroupement flot. 1 (analyses par chimie) (cf. flowsheet fig. 52).
- Tableau 9** : Flottation num. 2 : minerai de Bodennec lixivié ; $d_{80} = 20 \mu\text{m}$ (cf. flowsheet fig. 53).
- Tableau 10** : Tableau regroupement flot. 2 (analyses par chimie) (cf. flowsheet fig. 53).
- Tableau 11** : Flottation num. 3 : minerai de Bodennec lixivié ; $d_{80} = 20 \mu\text{m}$ (cf. flowsheet fig. 17).
- Tableau 12** : Tableau regroupement flot. 3 (analyses par chimie) (cf. flowsheet fig. 17).
- Tableau 13** : Comparaison des résultats des schémas de flottation 1, 2 et 3.
- Tableau 14** : Influence du pH sur la flottation de Cu et Pb.
- Tableau 15** : Résultats de flottation de résidus de lixiviation à teneurs en jarosite différentes.
- Tableau 16** : Flottation num. 9 : minerai de Bodennec lixivié ; $D_{80} = 20 \mu\text{m}$.
- Tableau 17** : Tableau regroupement flot. 9 (analyses par chimie).
- Tableau 18** : Distribution du plomb PbSO_4 dans les produits de la flottation n° 9.

**Tableau 1 - Rendements d'oxydation de la galène en fonction
des différents paramètres opératoires**

Paramètre étudié	Colonne C Réacteur R	Rendement d'oxydation %	Remarques
<u>Granulométrie</u>			
1250 - 1000 μm	R	22,6	
800 - 630 μm	R	29,5	
500 - 400 μm	R	21,1	
400 - 200 μm	R	-	
200 - 80 μm	R	29,0	
200 - 80 μm	C	36,7	
<u>Potentiel</u>			
436 mV	C	29,8	
470 mV	C	29,3	
528 mV	C	30,2	
596 mV	C	32,9	
<u>Teneur en Fe^{3+}</u>			
5 g/l	C	27,6	
15 g/l	C	31,8	
20 g/l	C	31,6	
30 g/l	C	29,3	
40 g/l	C	32,4	
<u>Minerai</u>			
Bodennec	C	35,2	
Ibérique	C	45,0	
Bodennec	R	-	
Ibérique	R	10,3	

(tableau 1 - suite)

Oxydant

KMnO ₄	C	34,4
H ₂ O ₂	C	39,3
KMnO ₄	R	18,7
H ₂ O ₂	R	21,6

pH

1,5	R	18,7	
1,0	R	32,0	
0,5	R	59,1-47,5	deux essais

Température

60°C	R	3,1	au bout de 68 h
45°C	R	8,4	au bout de 166 h
27°C	R	18,7	au bout de 355 h

	Poids sec	Cuivre	Zinc	Fer	Plomb	Plomb sulfaté	Rendement PbS → PbSO ₄
MINERALI LIXIVIE :							
Haut colonne		2,77 %	0,72 %	10,0 %	6,83 %	3,11 %	45,5 %
Bas colonne		1,77 %	1,07 %	10,0 %	6,88 %	3,11 %	45,2 %
Global	101,8 kg	2,27 % soit 2,31 kg	1,11 % soit 1,13 kg	10,6 % soit 10,75 kg	7,19 % soit 7,32 kg	3,07 % soit 3,13 kg	43 %
EXTRACTION PAR LA SOLUTION							
		0,68 kg	5,76 kg	1,53 kg	0	0	
MINERALI AVANT LIXIVIATION							
							Rendement extraction cuivre zinc
Analysé	107,0	2,4 %	6,4 %	9,7 %	5,5 %		27 % 84 %
Reconstitué	107,0	2,8 %	6,4 %	11,5 %	6,8 %		23 % 84 %

TABLEAU 2 : Bilan de lixiviation du minerai de Bodennec (colonne de 100 kg).

TABLEAU 3 : Bilan de consommation de réactifs
au cours de l'essai colonne 100 kg.

Métal	Masse oxydée	Mole métal	Moles consommées : H ₂ SO ₄ ou H ₂ O ₂
Cu	684 g	10,77	10,77
Zn	5 759 g	88,06	88,06
Pb	3 128 g	15,10	15,10
Fe	1 530 g	27,39	<u>41,09(*)</u>
		TOTAL :	155,0 M

Consommation réelle :

H₂SO₄ = 166,4 M soit 152,6 kg H₂SO₄/t minerai
H₂O₂ = 341,7 M soit 108,6 kg H₂O₂/t minerai

Consommation réelle - consommation théorique sulfures :

H₂SO₄ = 166,4 - 155,0 = 11,4 M soit 10,5 kg H₂SO₄/t minerai
H₂O₂ = 341,7 - 155,0 = 186,7 M soit 59,3 kg H₂O₂/t minerai

(*) Calculé en faisant l'hypothèse simplificatrice "tout le fer de la solution est sous forme ferrique après régulation du potentiel" d'où une consommation de 1,5 mole H₂O₄ et H₂O₂ par mole de fer oxydé.

TABLEAU 6

Bilan du traitement par flottation différentielle
du minerai de Bodennec

(d'après MM. CECILE ET POLGAIRE)

	Rp	Cu	ρ	Pb	ρ	Zn	ρ	Fe tot	Fe pyr.	ρ pyr.
CCu	8,6	21,80	70,5	9,70	13,6	9,30	10,61	22,40	3,22	2,70
MCu 3	1,3	8,05	3,9	16,30	3,5	13,50	2,33	14,00	6,92	0,88
MCu 2	2,1	3,50	2,8	11,50	4,0	10,30	2,87	12,20	9,69	1,98
C Pb	4,8	4,10	7,4	46,10	36,2	15,10	9,62	7,95	4,34	2,03
MPb 3	1,1	4,25	1,8	26,80	4,8	20,30	2,96	10,30	5,90	0,63
CPb + MPb 3	5,9	4,13	9,2	42,50	41,0	16,07	12,58	8,39	4,63	2,66
MPb 2	2,5	3,00	2,8	16,70	6,8	19,80	6,57	10,80	8,16	1,99
MPb 1	8,9	0,85	2,8	5,10	7,4	10,60	12,52	10,90	10,34	8,97
AFZn	70,7	0,30	8,0	2,05	23,7	5,60	52,53	11,90	11,73	80,82
Reconstitué	100,0	2,66	100,0	6,11	100,0	7,54	100,0	12,51	10,26	100,0

TABLEAU 7

FLOTTATION NUM. 1 : MINERAI DE BODEHNEC LIXIVIE ; DBO= 20 MICRONS

(cf. flowsheet fig, 52)

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 Concentre 1	6.53	6.26	14.89	14.90	16.11	3.35	11.83	15.30	6.03
2 Concentre 2	7.00	12.40	31.62	13.40	15.53	3.29	12.45	21.45	9.06
3 Concentre 3	2.50	6.23	5.67	27.00	11.17	1.88	2.54	15.40	2.32
4 Mixtes 1	6.20	2.64	5.96	7.81	8.02	2.00	6.70	16.00	5.98
5 Mixtes 2	8.24	1.95	5.85	6.01	8.20	1.77	7.88	16.35	8.13
6 Mixtes 3	8.39	6.02	18.40	11.80	16.39	2.28	10.34	18.00	9.11
7 Alim. Zn	61.14	0.79	17.59	2.43	24.59	1.46	48.25	16.10	59.37
BRUT RECONSTITUE	100.00	2.75	100.00	6.04	100.00	1.85	100.00	16.58	100.00

PRODUITS	POIDS %	Teneur en / Teneur en	
		Cu	Pb
1 Concentre 1	6.53	0.4201	
2 Concentre 2	7.00	0.9254	
3 Concentre 3	2.50	0.2307	
4 Mixtes 1	6.20	0.3380	
5 Mixtes 2	8.24	0.3245	
6 Mixtes 3	8.39	0.5102	
7 Alim. Zn	61.14	0.3251	
BRUT RECONSTITUE	100.00	0.4544	

TABLEAU 8

TABLEAU REGROUPEMENT FLOT. 1 (Analyses par chimie)

(cf. flowsheet fig. 52)

PRODUITS	POIDS Z	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR Z	DISTR Z						
1 FL 1 1 4 0 0 0 0	12.73	4.50	20.86	11.45	24.12	2.69	18.53	15.64	12.01
2 FL 2 2 5 0 0 0 0	15.24	6.75	37.48	9.40	23.73	2.47	20.34	18.69	17.18
3 FL 3 3 6 0 0 0 0	10.89	6.07	24.07	15.29	27.56	2.19	12.88	17.40	11.43
4 Alim. Zn 7 0 0 0 0 0	61.14	0.79	17.59	2.43	24.59	1.46	48.25	16.10	59.37

TABLEAU 9

FLOTTATION NUM. 2 : MINERAI DE BODENNEC LIXIVIE ; D80= 20 MICRONS
(cf. flowsheet fig. 53)

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 Concentre 1	14.02	8.85	40.36	14.00	29.72	5.02	33.94	20.40	17.60
2 Concentre 2	10.75	8.24	28.81	10.80	17.58	3.59	18.61	26.80	17.72
3 Concentre 3	2.68	5.62	4.90	37.20	15.10	3.47	4.49	14.20	2.34
4 Mixtes 1	3.78	3.43	4.22	9.98	5.71	2.23	4.07	17.50	4.07
5 Mixtes 2	6.68	2.50	5.43	6.86	6.94	1.65	5.32	16.40	6.74
6 Mixtes 3	5.09	2.10	3.48	6.82	5.26	2.59	6.36	16.70	5.23
7 Alim. Zn	57.00	0.69	12.80	2.28	19.68	0.99	27.22	13.20	46.30
BRUT RECONSTITUE	100.00	3.07	100.00	6.60	100.00	2.07	100.00	16.25	100.00

PRODUITS	POIDS %	Teneur en / Teneur en	
		Cu	Pb
1 Concentre 1	14.02	0.6321	
2 Concentre 2	10.75	0.7630	
3 Concentre 3	2.68	0.1511	
4 Mixtes 1	3.78	0.3437	
5 Mixtes 2	6.68	0.3644	
6 Mixtes 3	5.09	0.3079	
7 Alim. Zn	57.00	0.3026	
BRUT RECONSTITUE	100.00	0.4655	

TABLEAU 10

TABLEAU REGROUPEMENT FLOT. 2 (Analyses par chimie)

(cf. flowsheet fig. 53)

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 FL 1 1 4 0 0 0 0	17,80	7,70	44,58	13,15	35,44	4,43	38,01	19,78	21,67
2 FL 2 2 5 0 0 0 0	17,43	6,04	34,25	9,29	24,52	2,85	23,93	22,81	24,46
3 FL 3 3 6 0 0 0 0	7,77	3,31	8,38	17,30	20,36	2,89	10,84	15,84	7,57
4 Alim. Zn 7 0 0 0 0 0	57,00	0,69	12,80	2,28	19,68	0,99	27,22	13,20	46,30

TABLEAU 11
 FLOTTATION NUM. 3 : MINERAI DE BODENNEC LIXIVIE ; D80= 20 MICRONS
 (cf. flowsheet fig. 17)

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 Concentre 1	7.42	7.35	19.91	13.60	16.84	5.52	22.49	18.50	8.14
2 Concentre 2	13.86	7.69	38.91	12.40	28.68	4.84	36.83	26.80	22.03
3 Concentre 3	1.70	4.22	2.62	16.30	4.62	1.37	1.28	17.00	1.71
4 Mixtes 1	14.00	3.96	20.24	8.90	20.80	2.69	20.67	19.35	16.06
5 Mixtes 2	10.62	2.32	8.99	6.37	11.29	1.38	8.05	17.80	11.21
6 Mixtes 3	5.66	1.46	3.02	4.60	4.35	0.88	2.73	16.00	5.37
7 Alim. Zn	46.74	0.37	6.31	1.72	13.42	0.31	7.95	12.80	35.48
BRUT RECONSTITUE	100.00	2.74	100.00	5.99	100.00	1.82	100.00	16.86	100.00

PRODUITS	POIDS %	Teneur en / Teneur en	
		Cu	Pb
1 Concentre 1	7.42	0.5404	
2 Concentre 2	13.86	0.6202	
3 Concentre 3	1.70	0.2589	
4 Mixtes 1	14.00	0.4449	
5 Mixtes 2	10.62	0.3642	
6 Mixtes 3	5.66	0.3174	
7 Alim. Zn	46.74	0.2151	
BRUT RECONSTITUE	100.00	0.4572	

TABLEAU 12

TABLEAU REGROUPEMENT FLOT, 3 (Analyses par chimie)

(cf. flowsheet fig. 17)

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 FL 1 1 4 0 0 0 0	21.42	5.13	40.15	10.53	37.64	3.67	43.16	19.06	24.20
2 FL 2 2 5 0 0 0 0	24.48	5.36	47.90	9.78	39.97	3.34	44.87	22.90	33.24
3 FL 3 3 6 0 0 0 0	7.36	2.10	5.64	7.30	8.97	0.99	4.01	16.23	7.08
4 Allim. Zn 7 0 0 0 0 0	46.74	0.37	6.31	1.72	13.42	0.31	7.95	12.80	35.48

Tableau 13 : Comparaison des résultats des schémas de flottation 1, 2 et 3.

Produits	Métal	ESSAI N°1			ESSAI N°2			ESSAI N°3		
		Teneur %	Distribu- tion %	Enrichisse- ment *	Teneur %	Distribu- tion %	Enrichisse- ment *	Teneur %	Distribu- tion %	Enrichisse- ment *
concentré 1 + concentré 2	Cu	9,4	46,5	3,4	8,6	69,2	2,8	7,6	58,8	2,8
	Pb	14,1	31,6	2,3	12,6	41,7	1,9	12,8	45,5	2,1
FL 1	Cu	4,5	20,9	1,6	7,7	44,6	2,5	5,1	40,2	1,9
	Pb	11,5	24,1	1,9	13,2	35,4	2,0	10,5	37,6	1,8
FL 1 + FL 2	Cu	5,7	58,3	2,1	6,9	78,8	2,2	5,3	88,1	1,9
	Pb	10,3	47,9	1,7	11,2	60,0	1,7	10,1	77,6	1,7
Pertes Stérile	Cu	0,8	17,6	0,3	0,7	12,8	0,2	0,4	6,3	0,1
	Pb	2,4	24,6	0,4	2,3	19,7	0,3	1,7	13,4	0,3
	Zn	1,5	48,3	0,8	1,0	27,2	0,5	0,3	8,0	0,2
		(Rendement poids Stérile = 61,1 %)			(Rendement poids Stérile = 57,0 %)			(Rendement poids Stérile = 46,7 %)		

* Le facteur d'enrichissement présenté dans ce tableau est le rapport entre la teneur en métal du produit considéré et celle du minerai reconstitué.

	Modification flowsheet	Métal	C ₁ + C ₂			Fl ₁			Fl ₁ + Fl ₂			Perte dans stérile		
			T %	D %	E	T %	D %	E	T %	D %	E	T %	D %	E
Essai n° 1	(pH naturel : 6,5)	Cu	9,4	46,5	3,4	4,5	20,9	1,6	5,7	58,3	2,1	0,8	17,6	0,3
		Pb	14,1	31,6	2,3	11,5	24,1	1,5	10,3	47,9	1,7	2,4	24,6	0,4
Essai n° 5	Idem essai 1 mais Fl ₁ et Fl ₂ pH : 11	Cu	10,2	42,2	3,3	4,9	34,4	1,6	6,0	71,9	1,9	0,7	12,0	0,2
		Pb	14,3	27,7	2,2	12,0	39,9	1,8	11,3	64,2	1,7	1,9	16,1	0,3
Essai n° 2	Fl ₁ : pas de NaHSO ₃ pH naturel	Cu	8,6	69,2	2,8	7,7	44,6	2,5	6,9	78,8	2,2	0,7	12,8	0,2
		Pb	12,6	41,7	1,9	13,2	35,4	2,0	11,2	60,0	1,7	2,3	19,7	0,3
Essai n° 6	Idem essai 2 mais pH : 8,5	Cu	8,2	67,6	2,9	4,5	21,9	1,6	5,8	78,6	2,1	0,6	9,9	0,2
		Pb	14,6	55,1	2,4	14,8	33,4	2,4	11,2	69,9	1,8	2,0	15,4	0,3
Essai n° 7	Idem essai 2 mais pH : 11	Cu	9,2	62,8	3,1	4,4	26,5	1,5	5,1	76,4	1,7	0,8	12,5	0,3
		Pb	13,1	44,3	2,2	8,9	26,2	1,5	8,9	65,8	1,5	2,1	15,8	0,3

TABLEAU 14 : Influence du pH sur la flottation de Cu et Pb.

	métal	C ₁ + C ₂			F ₁₁			F ₁₁ + F ₁₂		
		T	D	E	T	D	E	T	D	E
Essai 1	Cu	9,4	46,5	3,4	4,5	20,9	1,6	5,7	58,3	2,1
	Pb	14,1	31,6	2,3	11,5	24,1	1,9	10,3	47,9	1,7
Essai 8	Cu	7,9	54,7	2,4	5,5	32,7	1,7	6,0	66,1	1,8
	Pb	17,5	52,1	2,3	17,8	54,5	2,3	14,1	66,8	1,8

Tableau 15 : Résultats de flottation de résidus de lixiviation à teneurs en jarosite différentes.

TABLEAU 16

FLOTTATION NUM. 9 : MINERAI DE BODENNEC LIXIVIE ; D₅₀ = 20 MICRONS

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Pb (PbSO ₄)		Zn	
		TENEUR %	DISTR %	TENEUR %	DISTR %	TENEUR %	DISTR %	TENEUR %	DISTR %
1 Concentre 1	11.89	9.15	38.45	15.15	28.49	5.20	25.22	2.38	26.28
2 Concentre 2	9.92	8.75	30.68	11.55	18.12	3.94	15.94	1.52	14.00
3 Concentre 3	3.46	5.12	6.26	25.00	13.68	3.26	4.60	1.48	4.76
4 Mixtes 1	6.51	3.70	8.51	9.70	9.99	4.48	11.90	1.16	7.01
5 Mixtes 2	6.93	1.96	4.80	6.62	7.25	2.83	8.00	0.95	6.11
6 Mixtes 3	6.66	1.60	3.77	5.10	5.37	2.47	6.71	1.02	6.31
7 Sterile	54.63	0.39	7.53	1.98	17.11	1.24	27.63	0.70	35.52
BRUT RECONSTITUE	100.00	2.83	100.00	6.32	100.00	2.45	100.00	1.08	100.00

PRODUITS	POIDS %	S nat.		Fe	
		TENEUR %	DISTR %	TENEUR %	DISTR %
1 Concentre 1	11.89	16.45	50.49	18.45	15.84
2 Concentre 2	9.92	6.57	16.82	23.50	16.84
3 Concentre 3	3.46	2.90	2.59	15.00	3.75
4 Mixtes 1	6.51	7.22	12.13	16.25	7.64
5 Mixtes 2	6.93	3.32	5.94	14.25	7.13
6 Mixtes 3	6.66	2.07	3.56	13.70	6.59
7 Sterile	54.63	0.60	8.46	10.70	42.21
BRUT RECONSTITUE	100.00	3.87	100.00	13.85	100.00

TABLEAU 17 - TABLEAU REGROUPEMENT FLOT. 9 (Analyses par chimie)

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Pb (PbSO4)		Zn	
		TENEUR %	DISTR %	TENEUR %	DISTR %	TENEUR %	DISTR %	TENEUR %	DISTR %
1 FL 1 1 4 0 0 0 0	18.40	7.22	46.96	13.22	38.47	4.95	37.12	1.95	33.30
2 FL 2 2 5 0 0 0 0	16.85	5.96	35.48	9.52	25.37	3.48	23.94	1.29	20.12
3 FL 3 3 6 0 0 0 0	10.12	2.80	10.03	11.90	19.05	2.74	11.31	1.18	11.07
4 Sterile 7 0 0 0 0 0	54.63	0.39	7.53	1.98	17.11	1.24	27.63	0.70	35.52

PRODUITS	POIDS %	S nat.		Fe	
		TENEUR %	DISTR %	TENEUR %	DISTR %
1 FL 1 1 4 0 0 0 0	18.40	13.18	62.63	17.67	23.48
2 FL 2 2 5 0 0 0 0	16.85	5.23	22.76	19.70	23.97
3 FL 3 3 6 0 0 0 0	10.12	2.35	6.15	14.14	10.34
4 Sterile 7 0 0 0 0 0	54.63	0.60	8.46	10.70	42.21

PRODUITS	POIDS %	Teneur en PbSO ₄	Teneur en Pb
1 Concentre 1	11.89		0.3432
2 Concentre 2	9.92		0.3411
3 Concentre 3	3.46		0.1304
4 Mixtes 1	6.51		0.4619
5 Mixtes 2	6.93		0.4275
6 Mixtes 3	6.66		0.4843
7 Allm. Zn	54.63		0.6263
BRUT RECONSTITUE	100.00		0.3877

Tableau 18 : Distribution du plomb PbSO₄ dans les produits de la flottation n° 9.

FIGURES

LISTE DES FIGURES

- Figure 1** : Schéma de traitement étudié.
- Figure 2** : Répartition des complexes ferriques en fonction du pH, à une concentration de 0,5 mole d'ion sulfate, d'après BHAPPU et Al.
- Figure 3** : Répartition des complexes ferriques en fonction du pH et de la concentration en ion sulfate, d'après BHAPPU et Al.
- Figure 4** : Répartition des complexes ferriques en fonction du pH, à une concentration de 0,5 mole d'ion sulfate, d'après BHAPPU et Al.
- Figure 5** : Représentation schématique d'une réaction gavanique entre chalcopryrite (activée) et pyrite (passivée), d'après BERRY V.K. et MURR L.E. dans MURR L.E. (1980).
- Figure 6** : Représentation schématique du montage réacteur.
- Figure 7** : Influence de la granulométrie sur la dissolution du zinc. Essais en réacteur agité.
- Figure 8** : Influence de la granulométrie sur la dissolution du zinc. Essais en colonne.
- Figure 9** : Influence de la granulométrie sur la dissolution du cuivre. Essais en réacteur agité.
- Figure 10** : Influence de la granulométrie sur la dissolution du cuivre. Essais en colonne.
- Figure 11** : Influence de la granulométrie sur le facteur de sélectivité. Essais en réacteur.
- Figure 12** : Influence de la granulométrie sur le facteur de sélectivité. Essais en colonne.
- Figure 13** : Influence du potentiel sur la dissolution du zinc. Essais en réacteur agité.
- Figure 14** : Influence du potentiel sur la dissolution du zinc. Essais en colonne.
- Figure 15** : Influence du potentiel sur la dissolution du cuivre. Essais en réacteur agité.

- Figure 16** : Influence du potentiel sur la dissolution du cuivre. Essais en colonne.
- Figure 17** : Influence du potentiel sur la sélectivité. Essais en réacteur.
- Figure 18** : Sélectivité en fonction du potentiel. Essais en colonne.
- Figure 19** : Influence du pH sur la mise en solution du zinc. Essais en réacteur.
- Figure 20** : Influence du pH sur la mise en solution du cuivre. Essais en réacteur.
- Figure 21** : Influence de la température sur la mise en solution du zinc. Essais en réacteur.
- Figure 22** : Influence de la température sur la mise en solution du cuivre. Essais en réacteur.
- Figure 23** : Influence de la température sur le facteur de sélectivité. Essais en réacteur.
- Figure 24** : Influence de la teneur en Fe^{3+} sur la dissolution du zinc. Essais en réacteur agité.
- Figure 25** : Influence de la concentration en Fe^{3+} sur la dissolution du zinc. Essais en colonne.
- Figure 26** : Influence de la teneur en Fe^{3+} sur la dissolution du cuivre. Essais en réacteur agité.
- Figure 27** : Influence de la teneur en Fe^{3+} sur la dissolution du cuivre. Essais en colonne.
- Figure 28** : Influence de la teneur en Fe^{3+} sur le facteur de sélectivité. Essais en réacteur.
- Figure 29** : Influence de la teneur en Fe^{3+} sur le facteur de sélectivité. Essais en colonne.
- Figure 30** : Influence de l'oxydant sur la dissolution du zinc. Essais en réacteur.
- Figure 31** : Influence de l'oxydant sur la dissolution du zinc. Essais en colonne.
- Figure 32** : Influence de l'oxydant sur la dissolution du cuivre. Essais en réacteur.
- Figure 33** : Influence de l'oxydant sur la dissolution du cuivre. Essais en colonne.

- Figure 34 : Influence du débit de la solution.
- Figure 35 : Influence de la teneur initiale de la solution en zinc sur la mise en solution du cuivre. Essais en réacteur.
- Figure 36 : Mise en solution du zinc. Essai petite colonne longue durée.
- Figure 37 : Mise en solution du cuivre et sélectivité. Essai petite colonne longue durée.
- Figure 38 : Influence du minerai sur la mise en solution du zinc. Essais en colonne.
- Figure 39 : Influence du minerai sur la mise en solution du cuivre. Essais en colonne.
- Figure 40 : Influence du minerai sur le facteur de sélectivité. Essais en colonne.
- Figure 41 : Influence du minerai sur la mise en solution du zinc. Essais en réacteur.
- Figure 42 : Influence du minerai sur la mise en solution du cuivre. Essais en réacteur.
- Figure 43 : Influence du minerai sur le facteur de sélectivité. Essai en réacteur.
- Figure 44 : Dissolution du plomb. Essais en réacteur agité.
- Figure 45 : Influence du pH sur la dissolution du plomb. Essais en réacteur agité.
- Figure 46 : Rendement dissolution du plomb en fonction de la dissolution du fer. Essais en réacteur à différents pH.
- Figure 47 : Schéma du montage réalisé pour l'essai de lixiviation en colonne de 100 kg.
- Figure 48 : Rendements d'extraction du zinc et du cuivre en fonction du temps.
- Figure 49 : Consommations en H_2O_2 et H_2SO_4 en fonction du temps.
- Figure 50 : Schéma de flottation naturelle (d'après CECILE et POLGAIRE).
- Figure 51 : Schéma de traitement par flottation différentielle du minerai de Bodennec (d'après CECILE et POLGAIRE).
- Figure 52 : Flowsheet de la flottation n° 1.
- Figure 53 : Flowsheet de la flottation n° 2.
- Figure 54 : Flowsheet de la flottation n° 3.

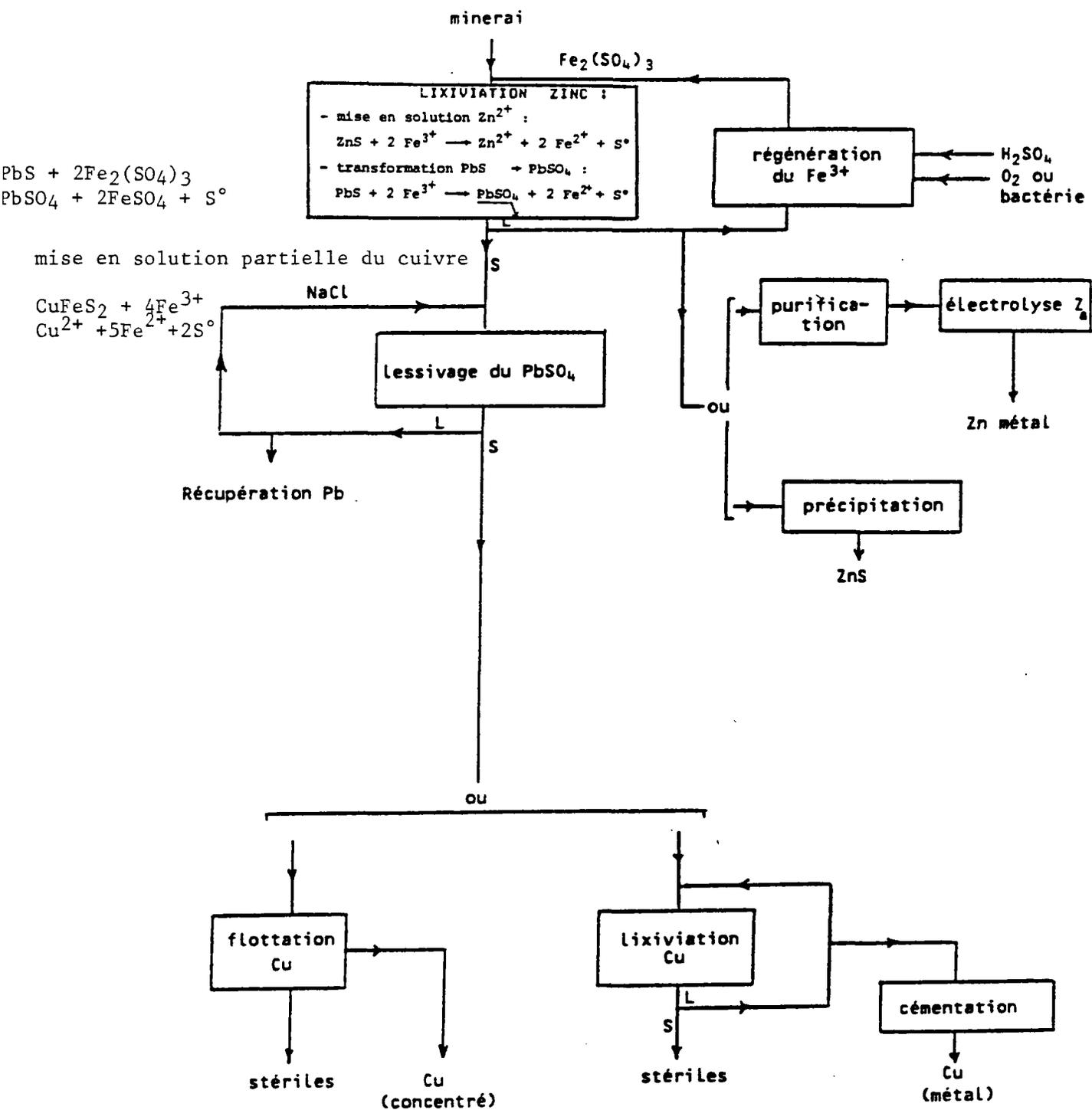


Figure n° 1 : Shéma de traitement étudié

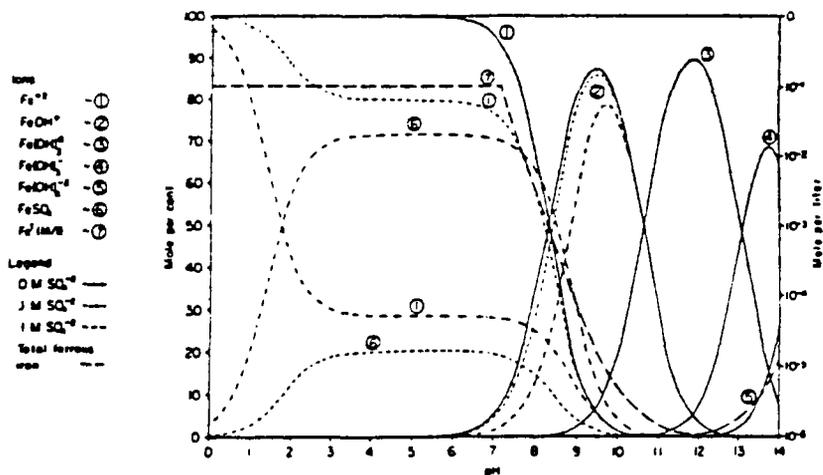


FIGURE 2 : Repartition des complexes ferriques en fonction du pH, a une concentration de 0,5 mole d'ion sulfate. D'apres BHAPPU et al.

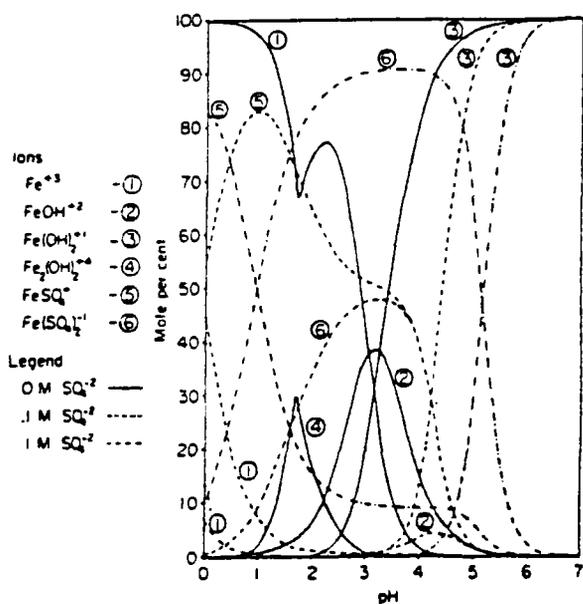


FIGURE 3 : Repartition des complexes ferriques en fonction du pH et de la concentration en ion sulfate. D'apres BHAPPU et al.

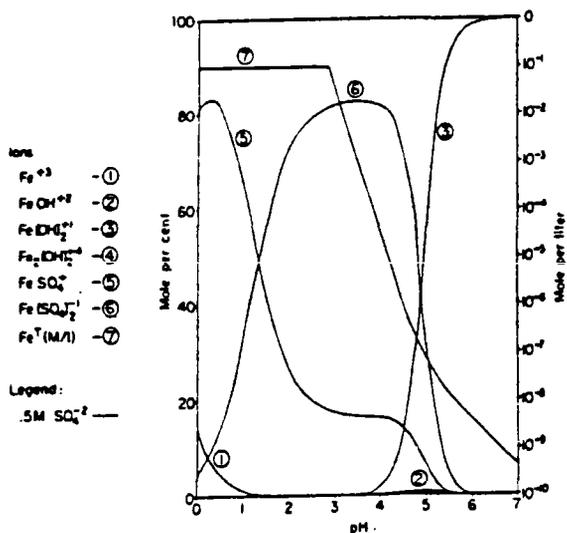


FIGURE 4 : Repartition des complexes ferriques en fonction du pH, a une concentration de 0,5 mole d'ion sulfate. D'apres BHAPPU et al.

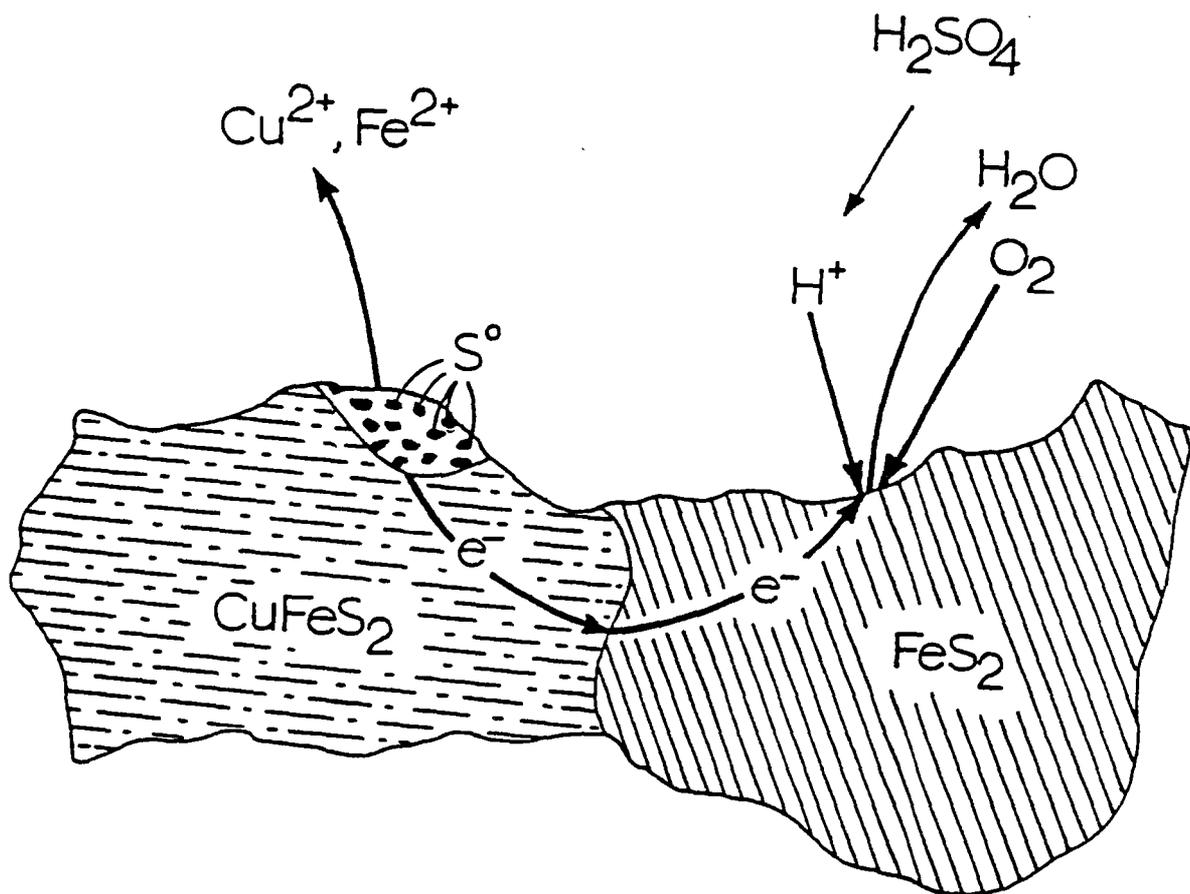
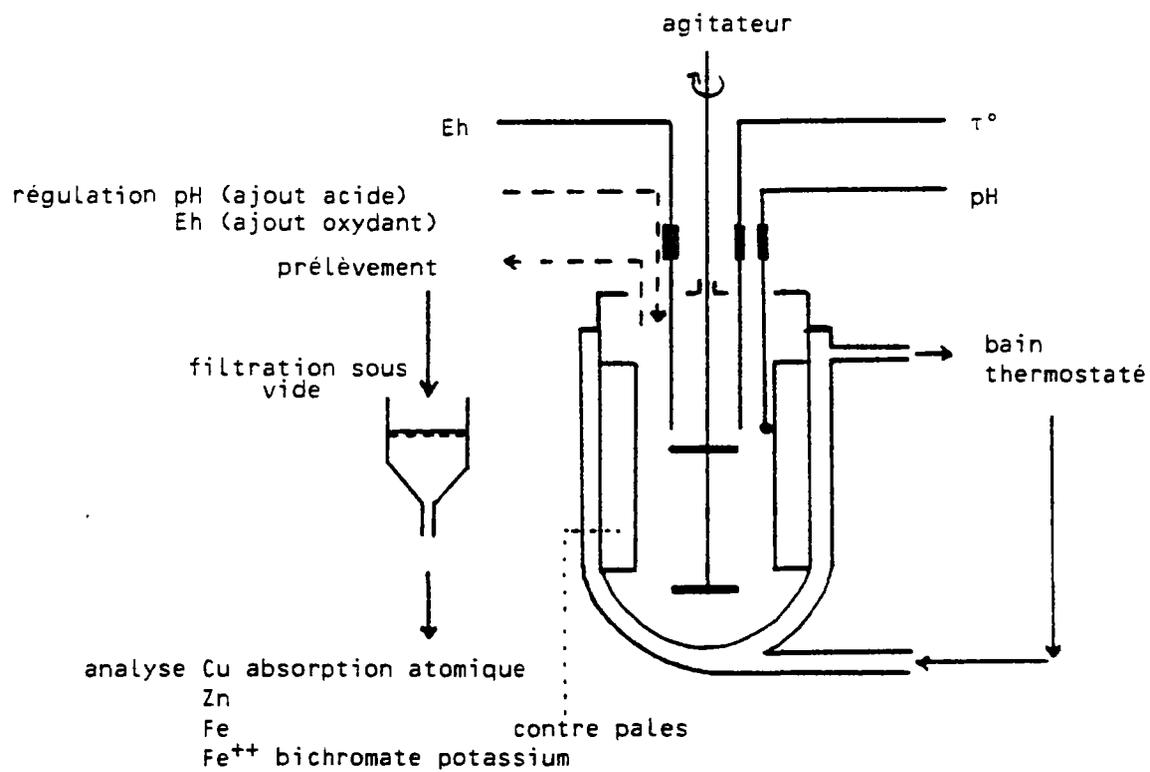


FIGURE 5 : Representation schématique d'une réaction galvanique entre chalcopirite (activee) et pyrite (passivee).
 D'après BERRY V.K. ET MURR L.E. dans MURR L.E. (1980)

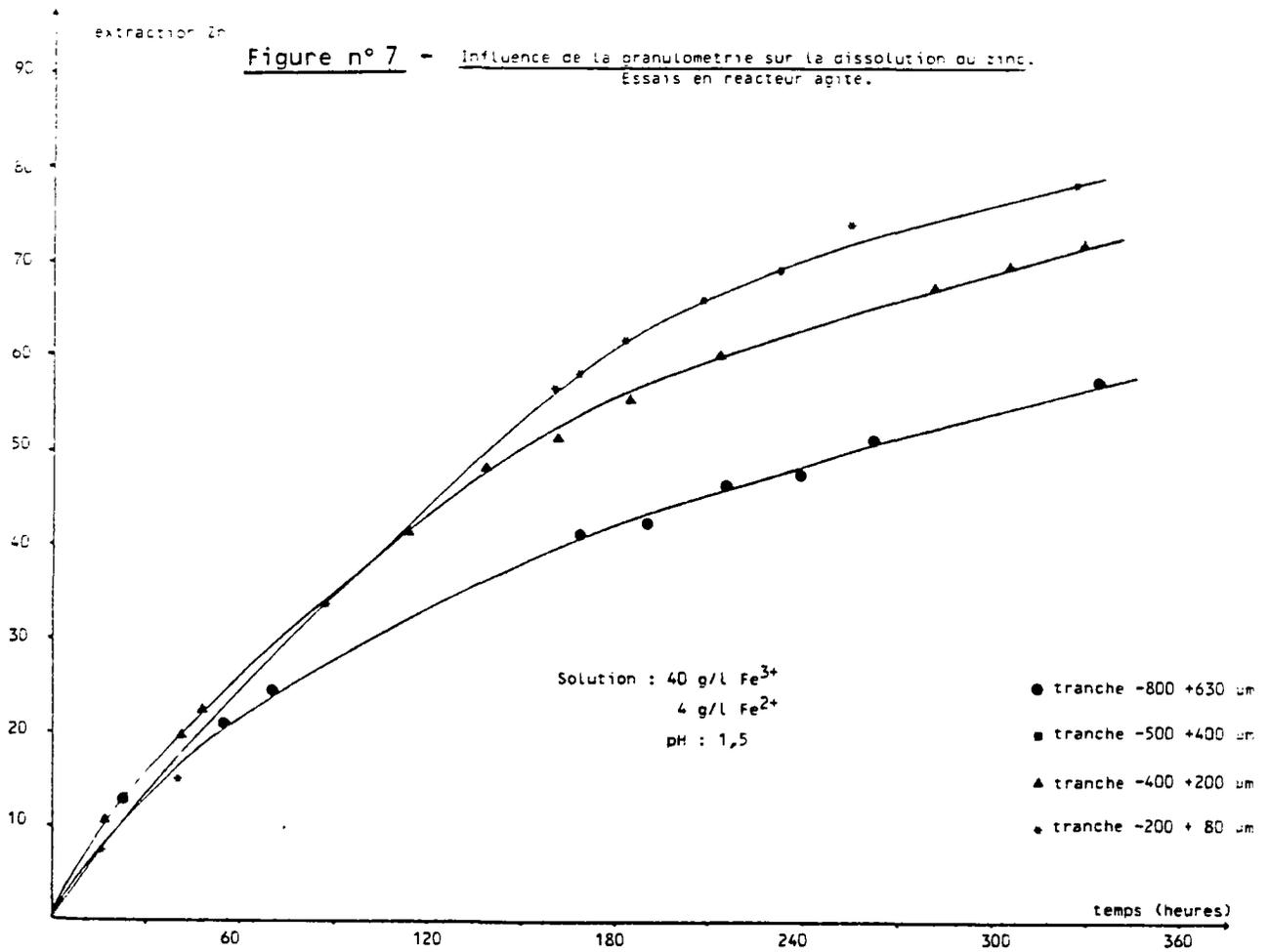


1,5 l de solution ou 2,5 l de solution
 50 g de minéral 83,33 g de minéral
 10 prélèvements (environ) de 10 ml

Figure n° 6 - Représentation schématique du montage réacteur.

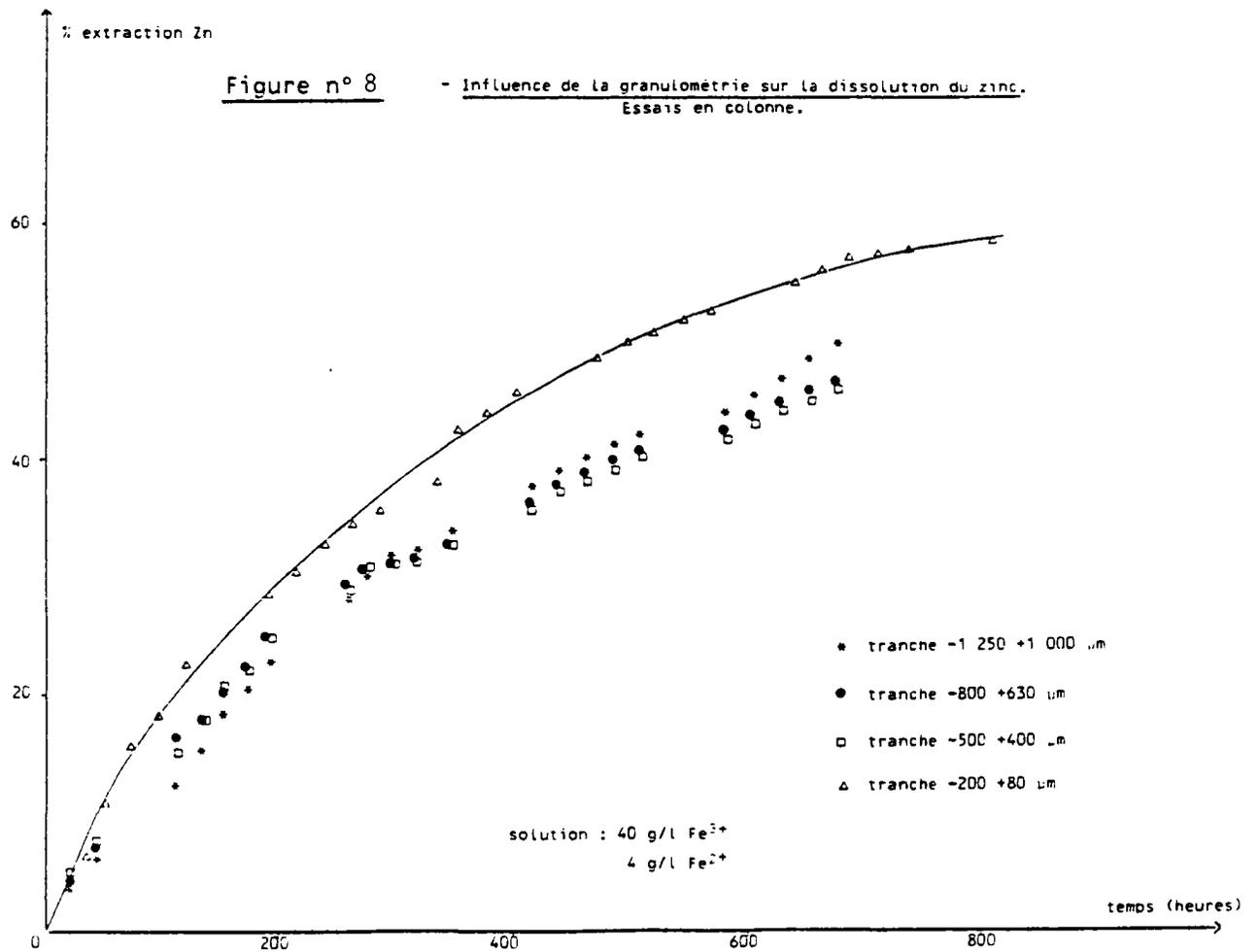
extraction Zn

Figure n° 7 - Influence de la granulométrie sur la dissolution du zinc.
Essais en réacteur agité.



% extraction Zn

Figure n° 8 - Influence de la granulométrie sur la dissolution du zinc.
Essais en colonne.



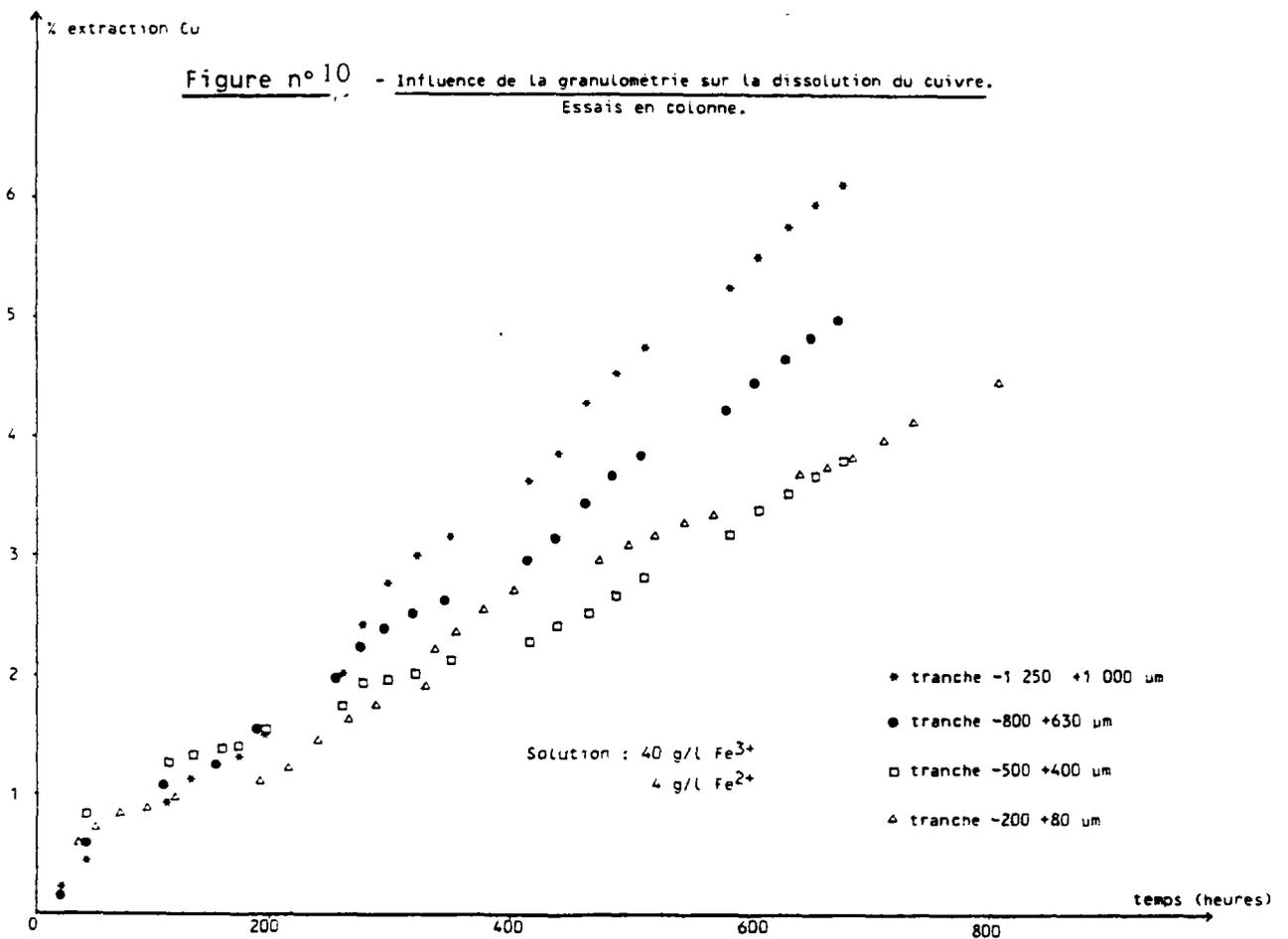
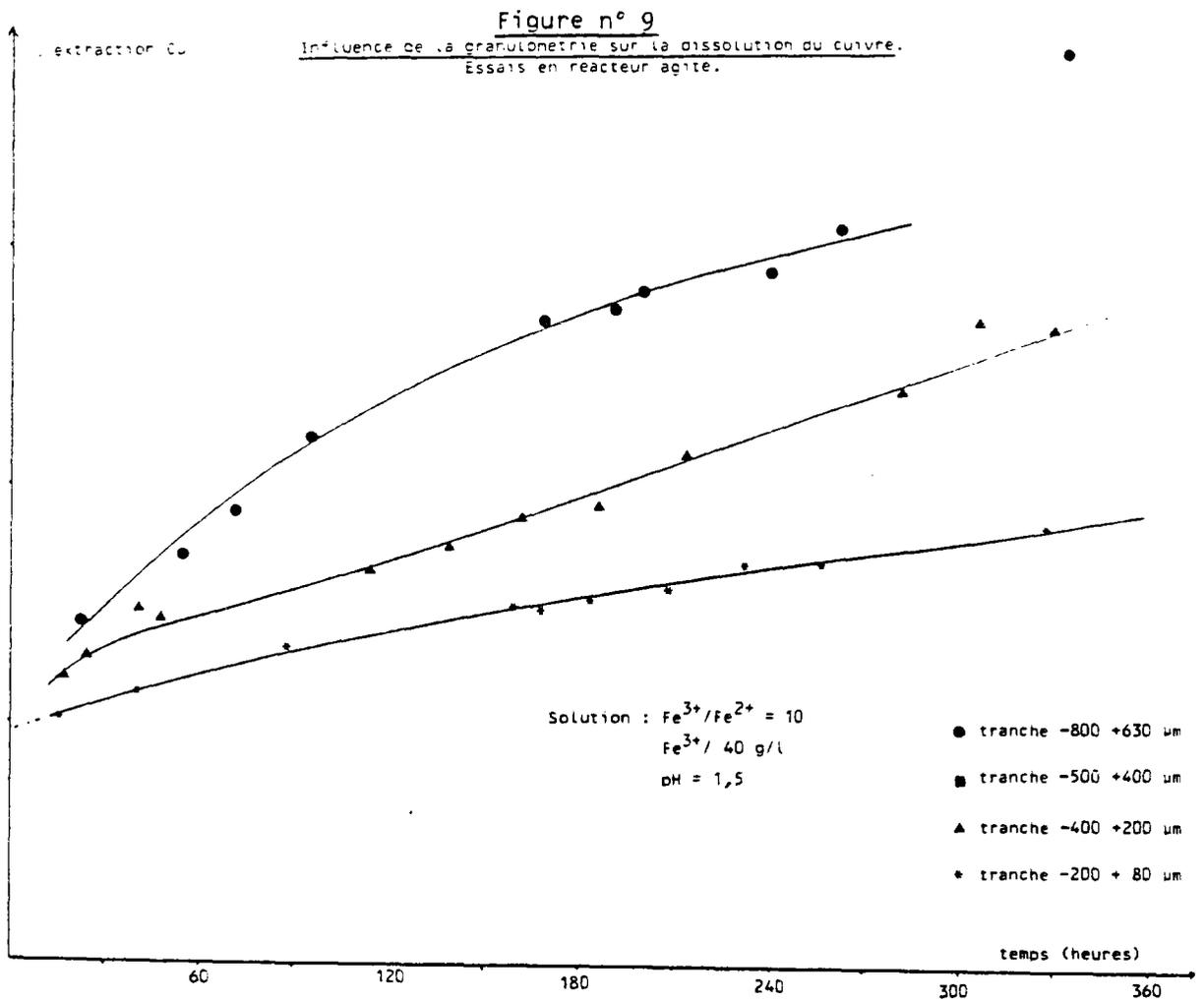


Figure n° 11

- Influence de la granulométrie sur le facteur de sélectivité
Essais en réacteur.

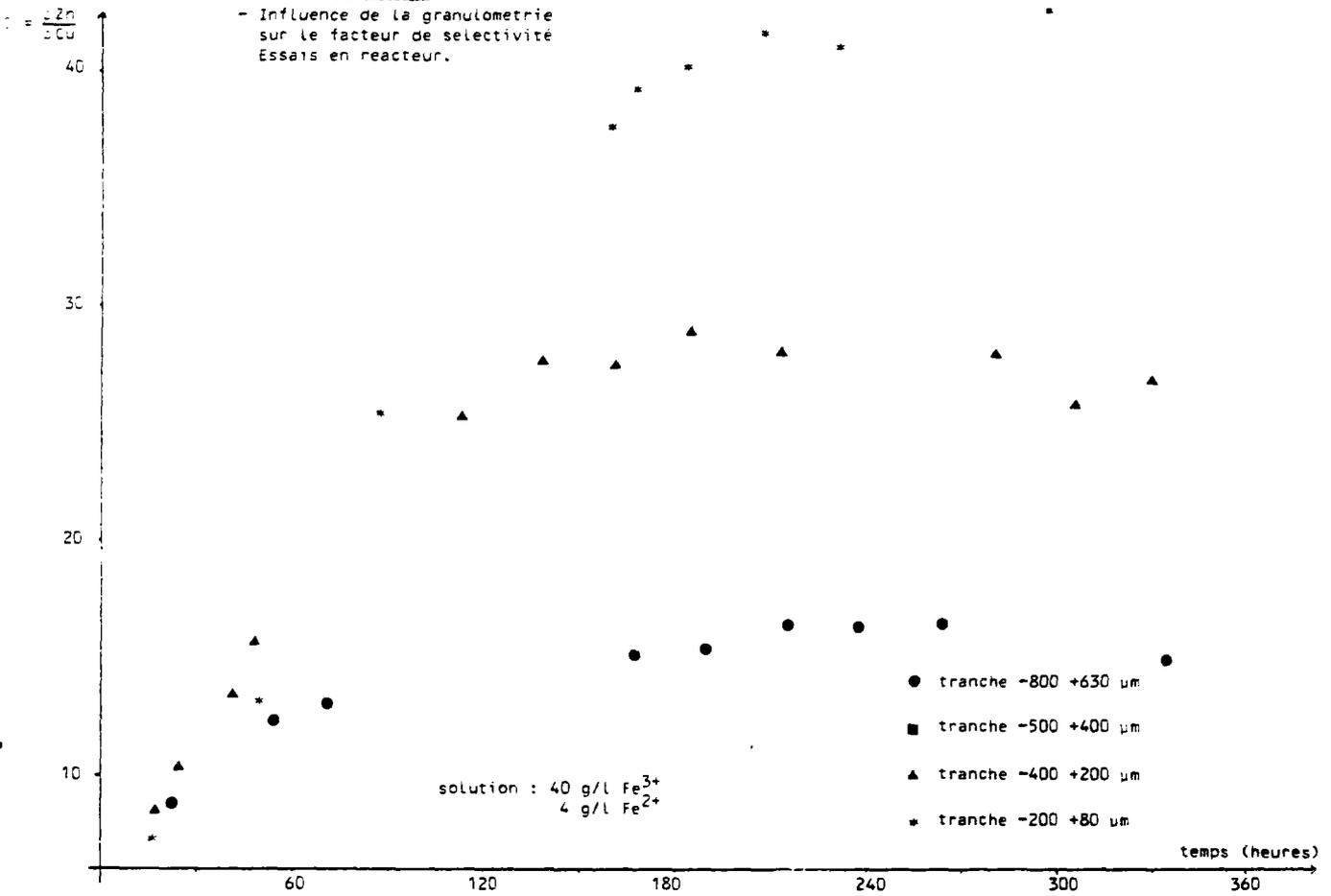
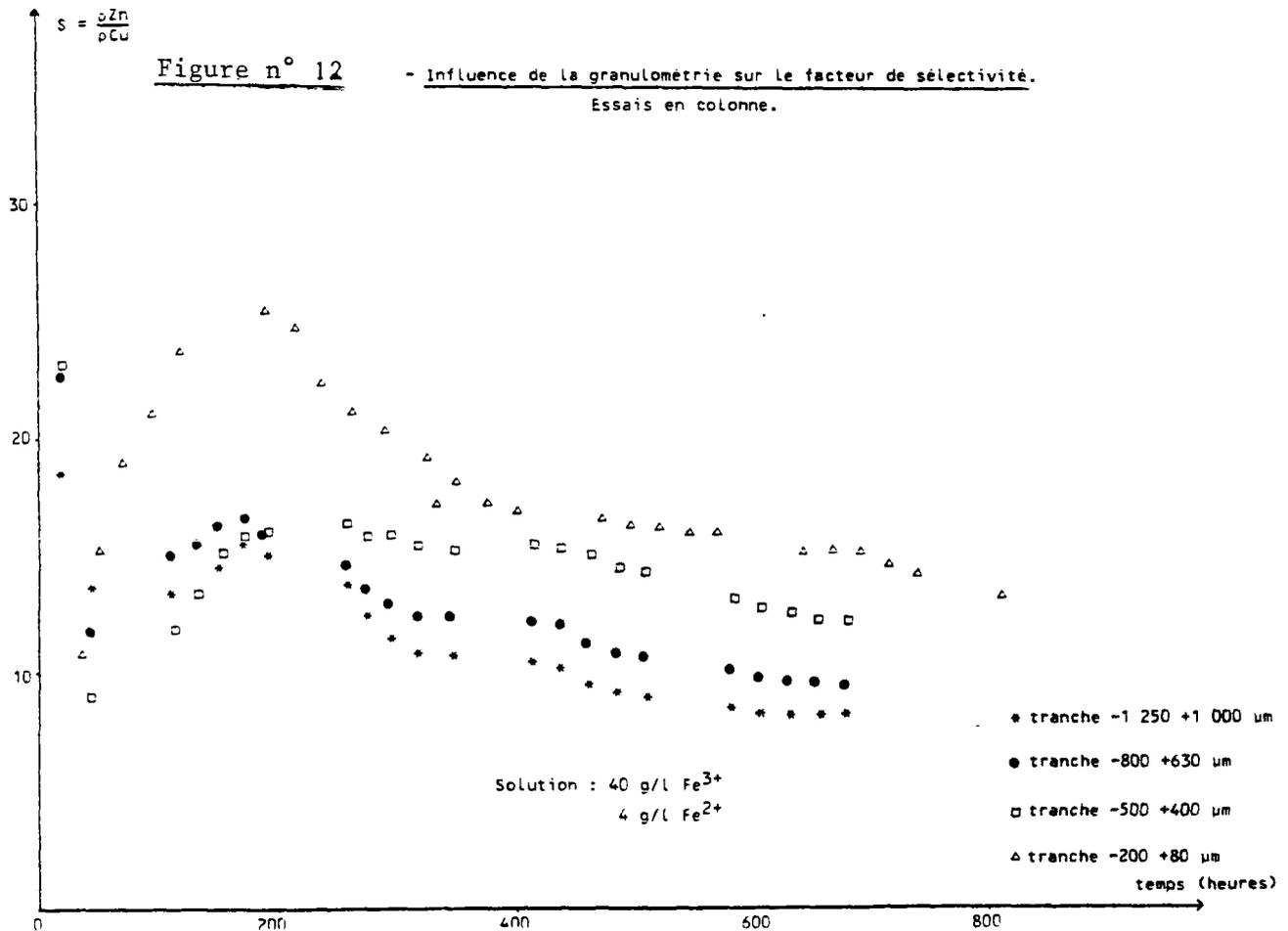


Figure n° 12

- Influence de la granulométrie sur le facteur de sélectivité.
Essais en colonne.



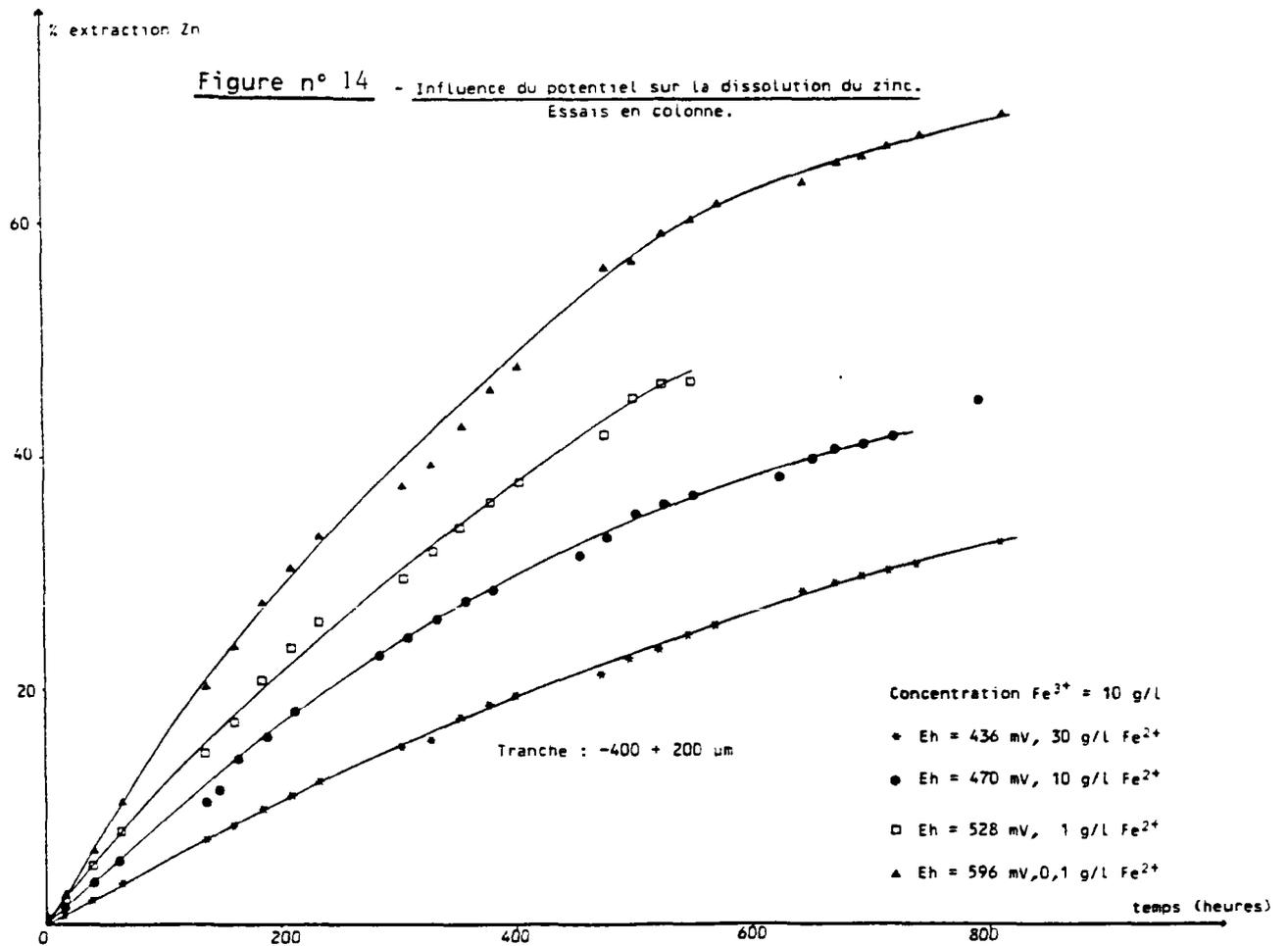
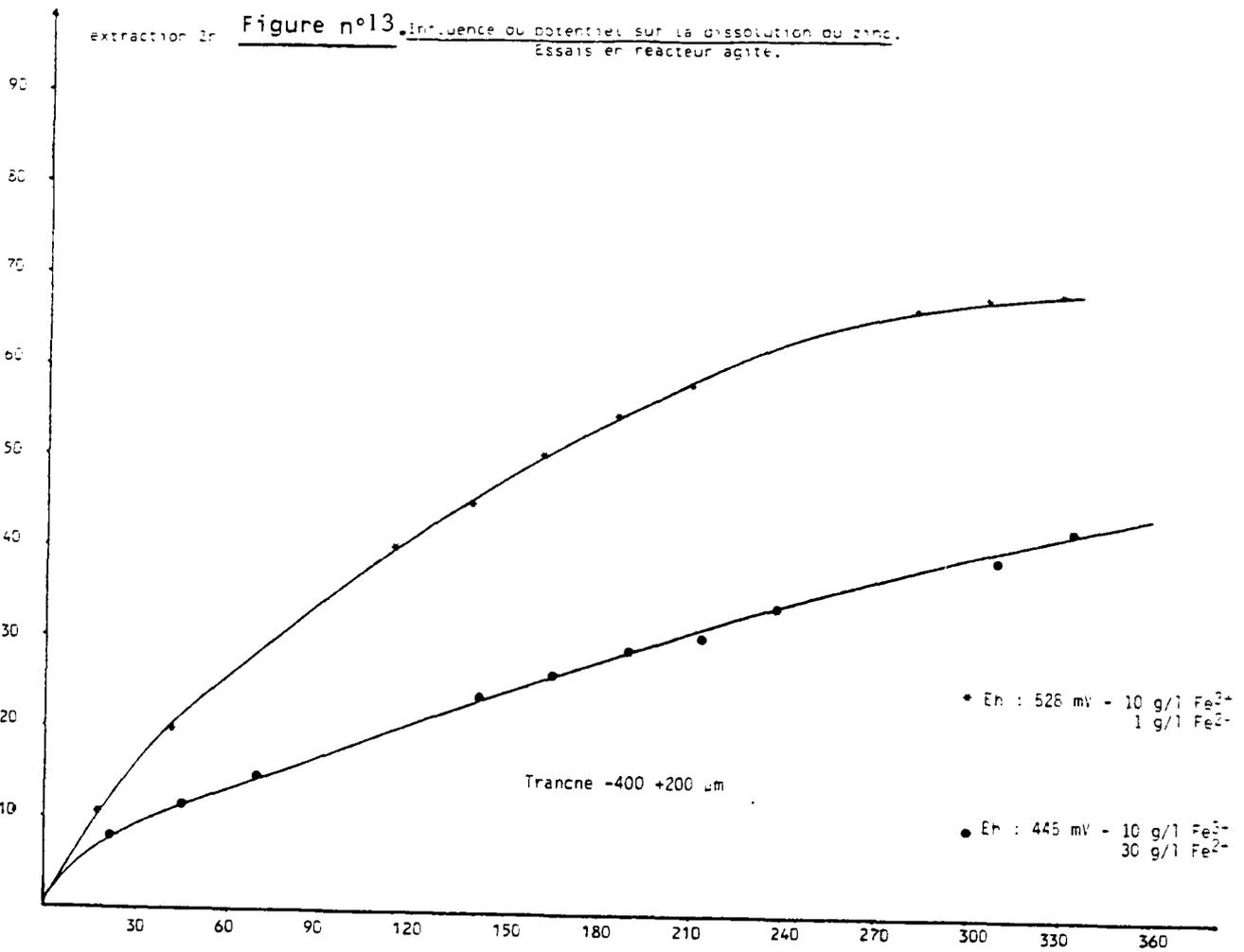


Figure n° 15

Influence du potentiel sur la dissolution du cuivre.
Essais en réacteur agité.

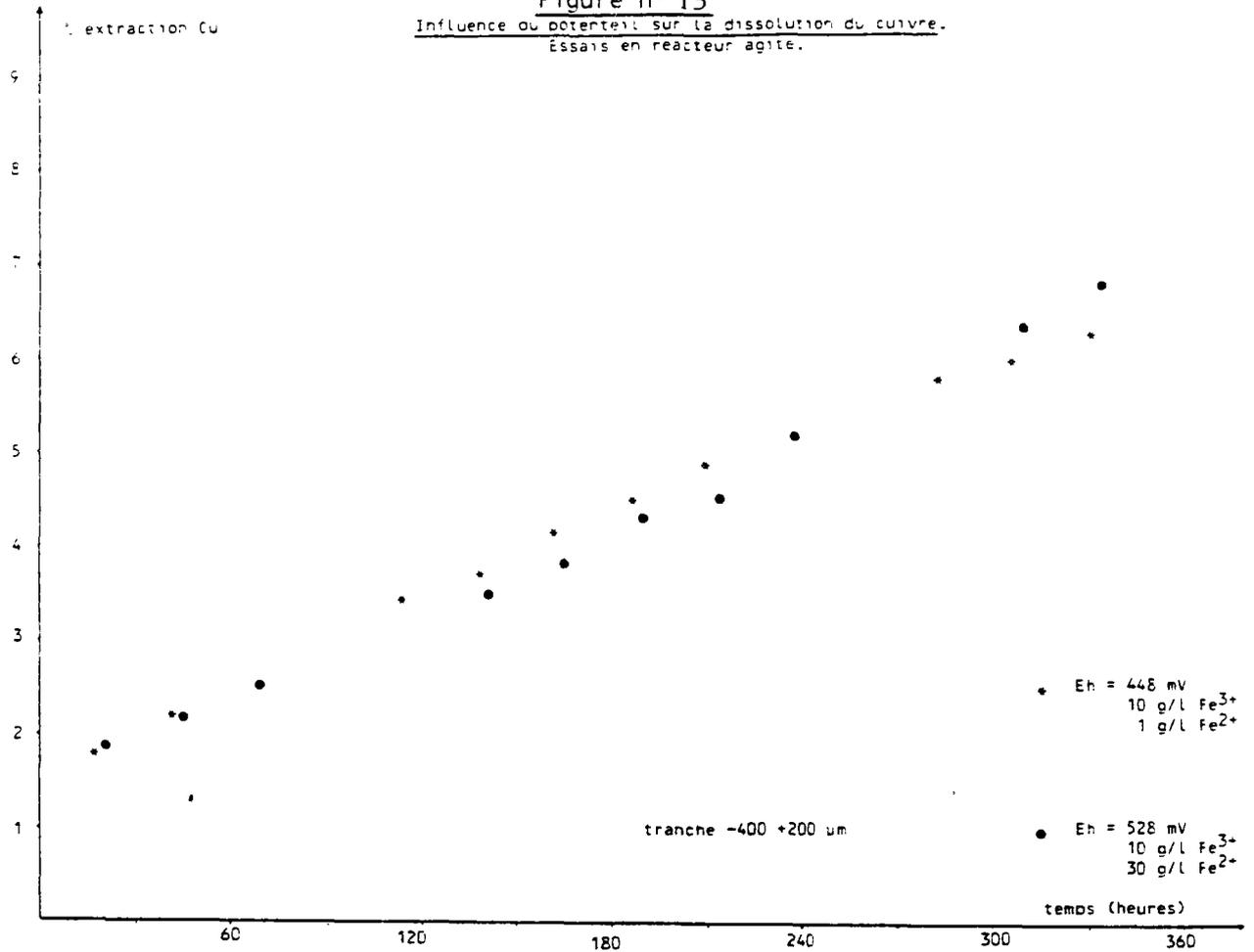


Figure n° 16 - Influence du potentiel sur la dissolution du cuivre.
Essais en colonne

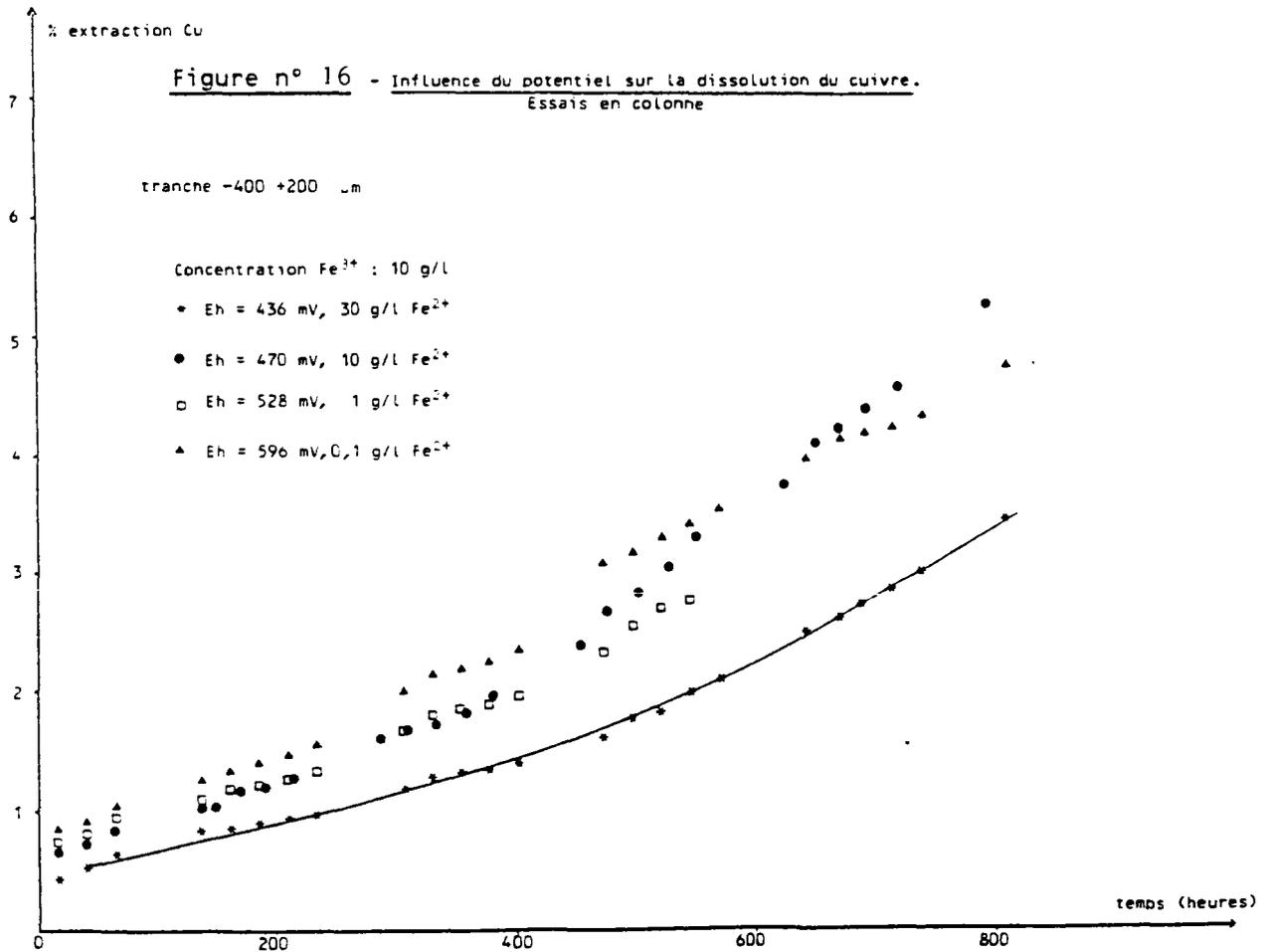


Figure n° 17

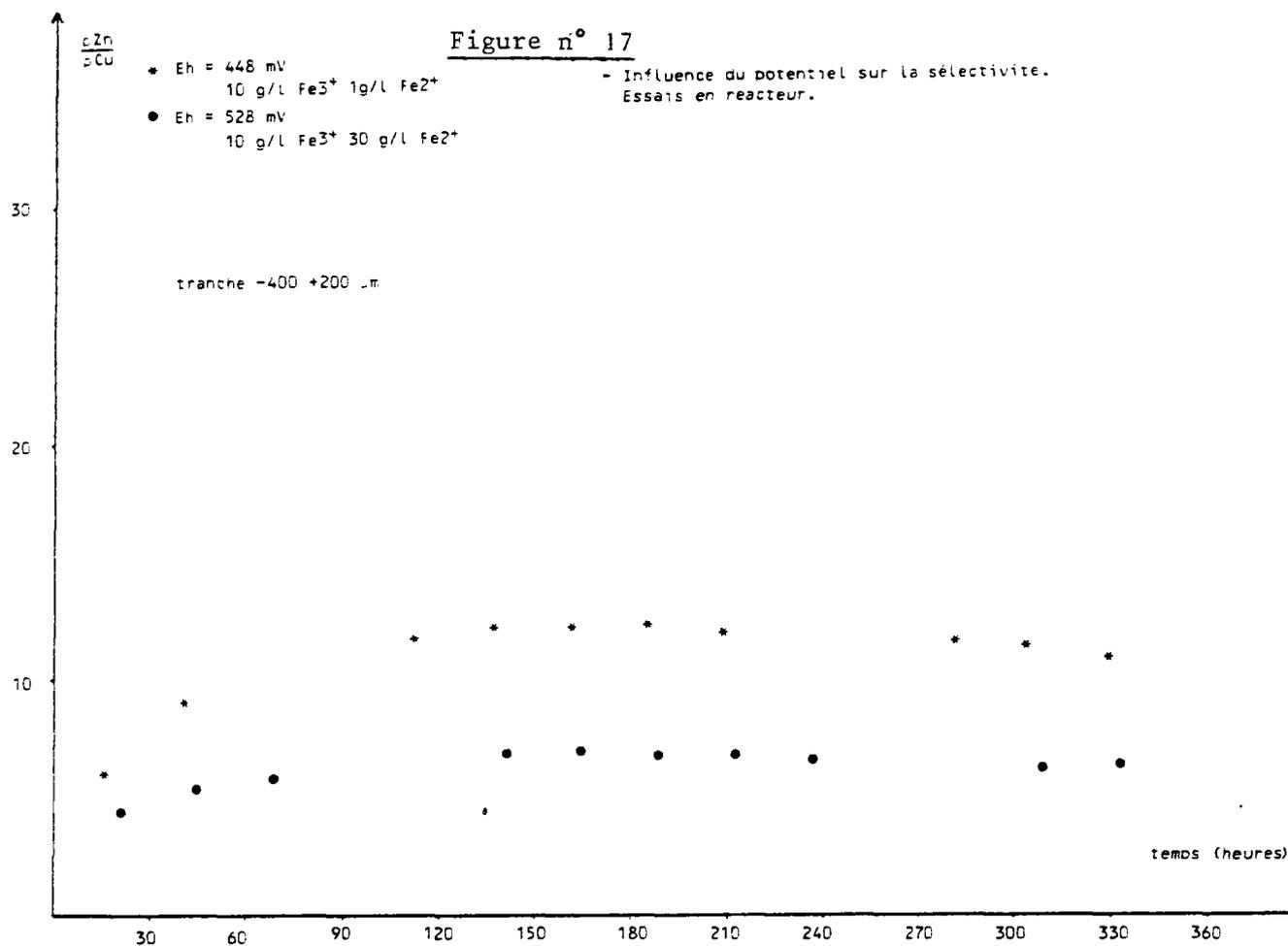
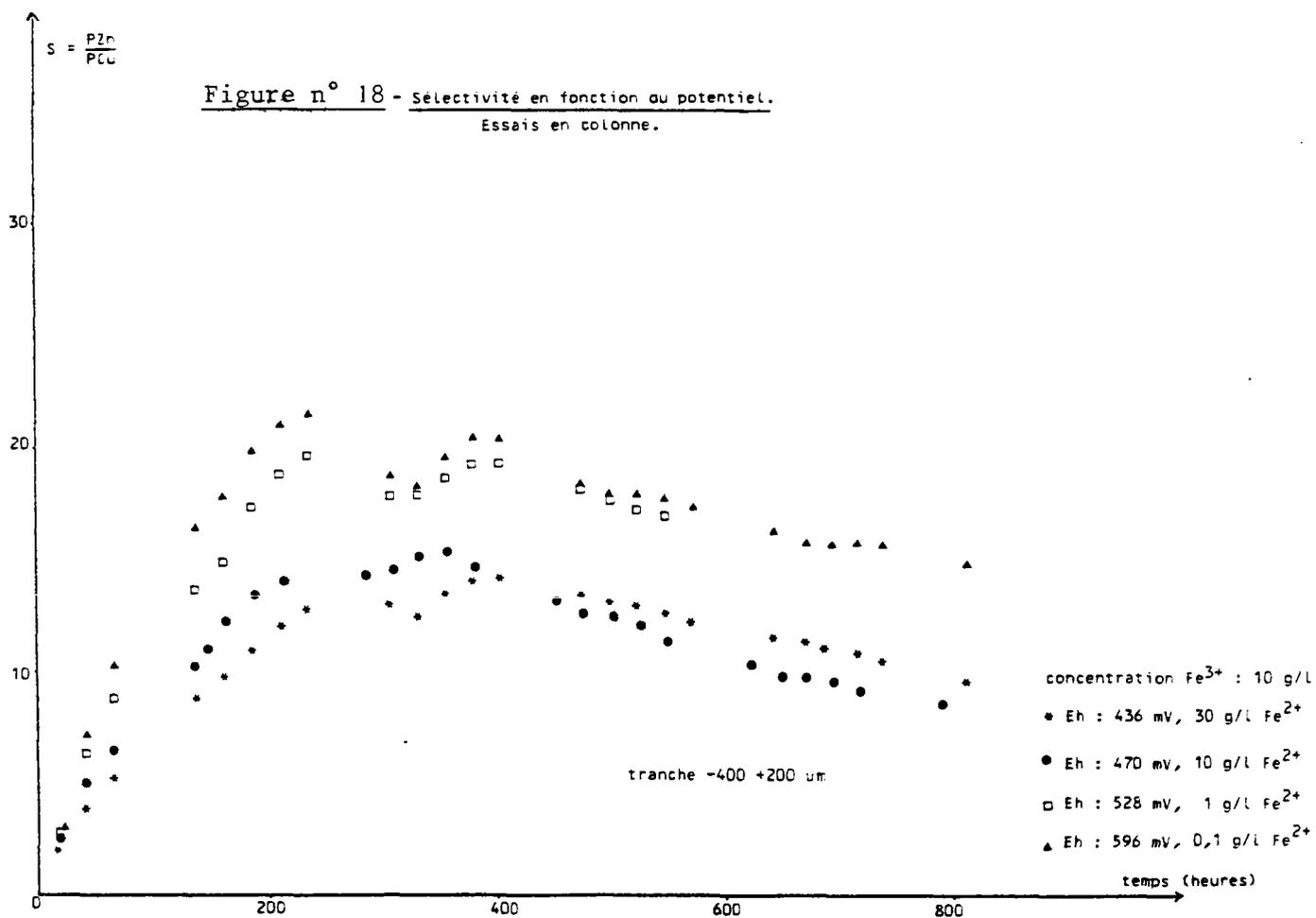
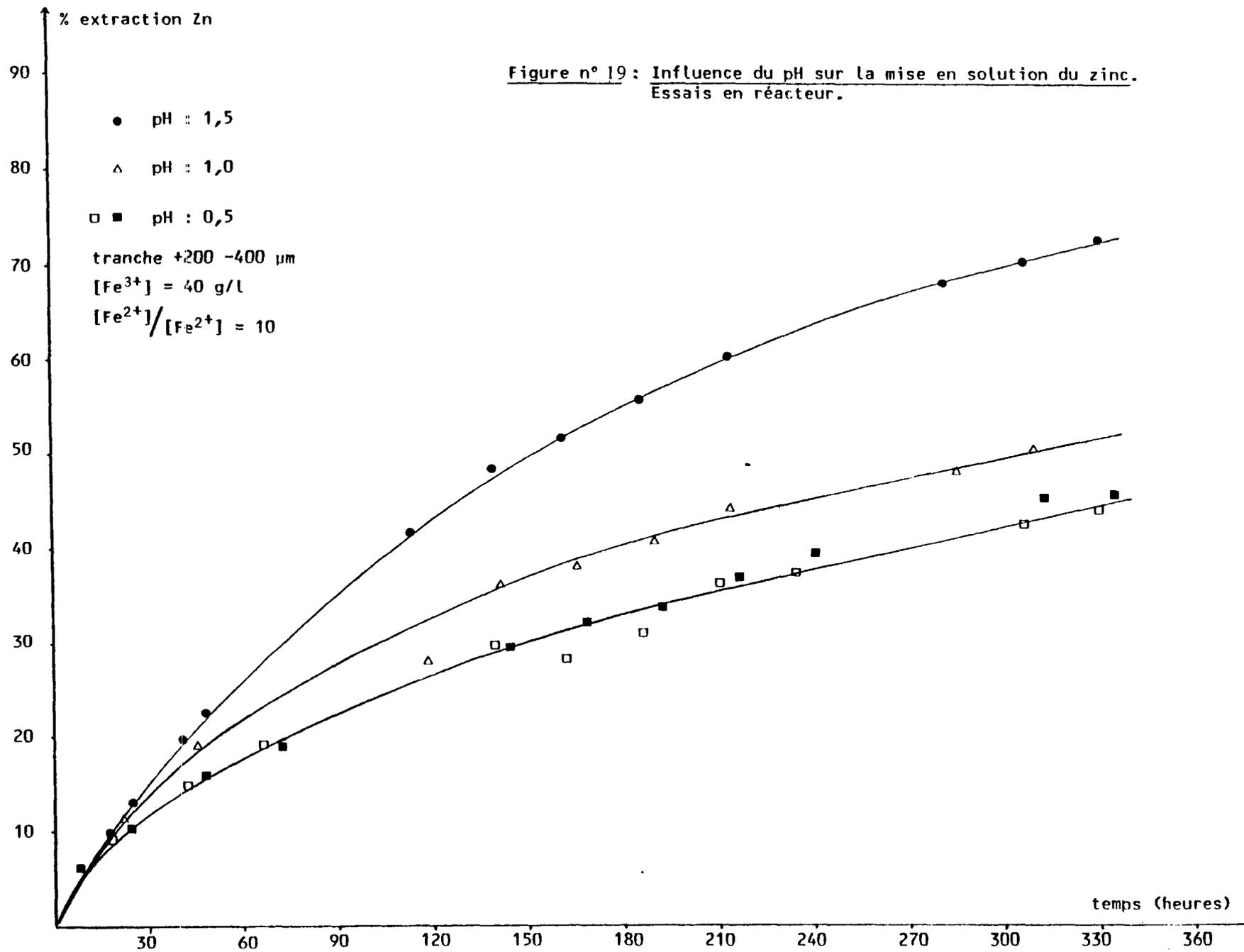
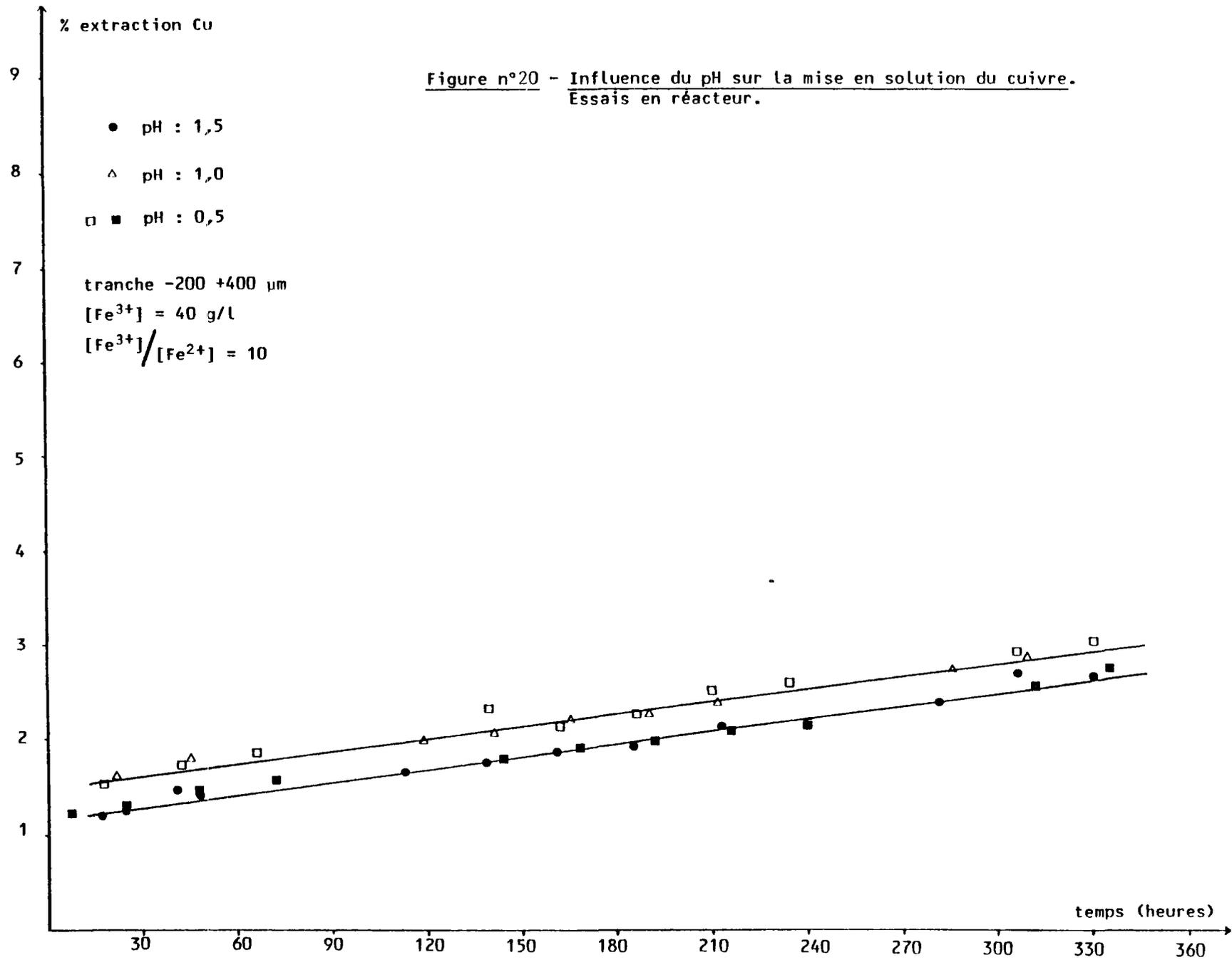


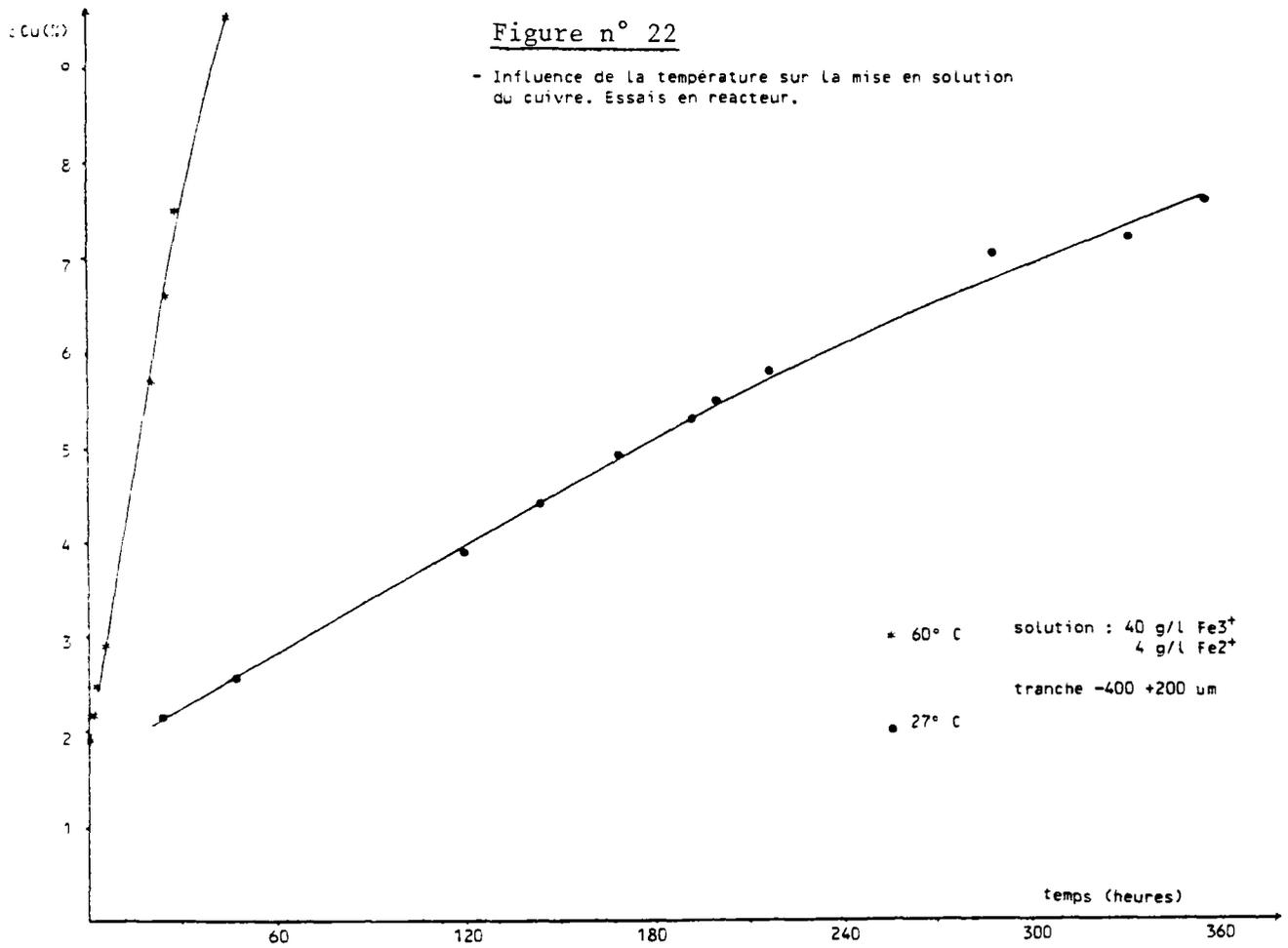
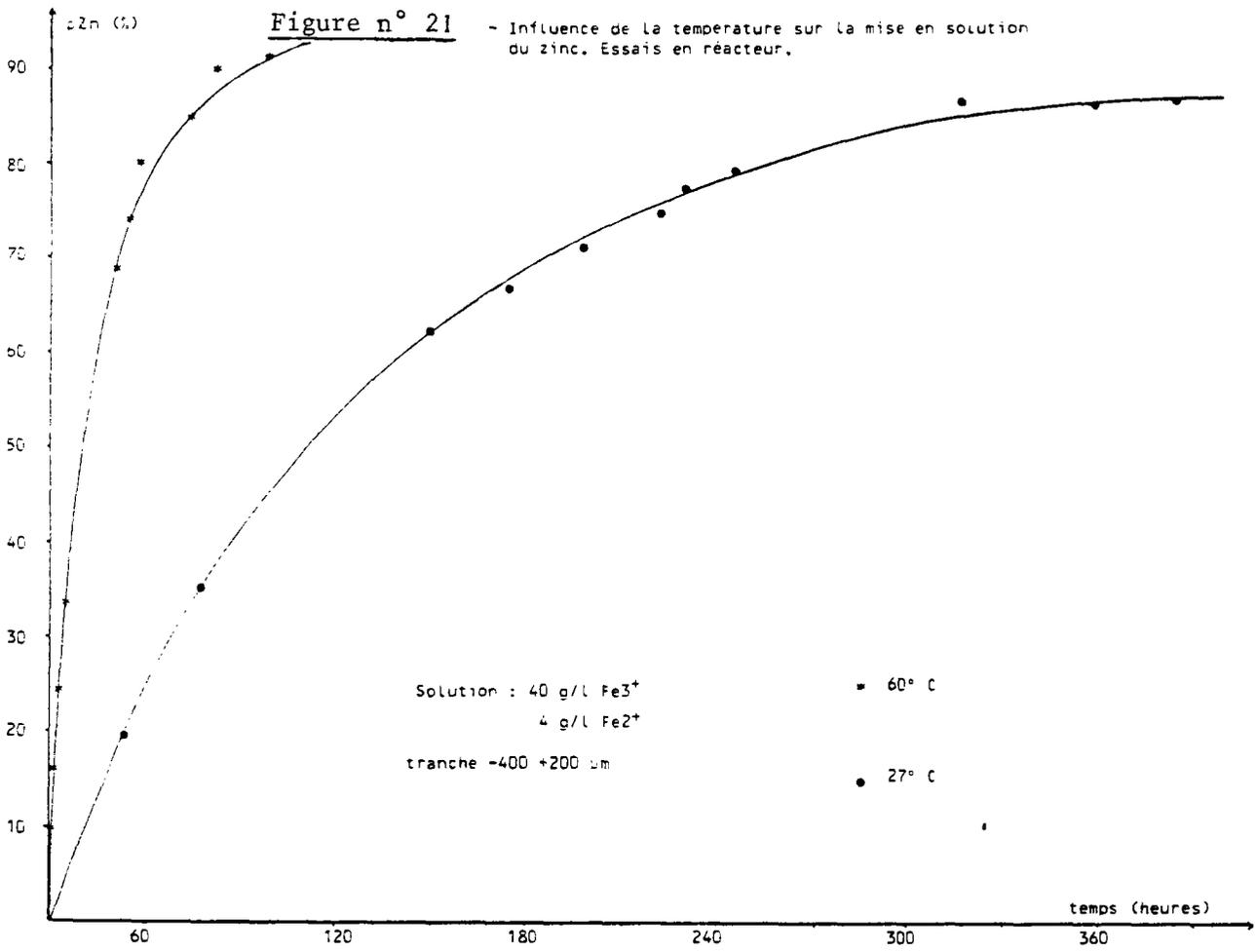
Figure n° 18 - sélectivité en fonction du potentiel.

Essais en colonne.









$$S = \rho_{Zn} / \rho_{Cu}$$

Figure n° 23 - Influence de la température sur le facteur de sélectivité.
Essais en réacteur.

* 60° C
● 27° C

tranche -400 +200 μm
solution : 40 g/l Fe^{3+}
4 g/l Fe^{2+}

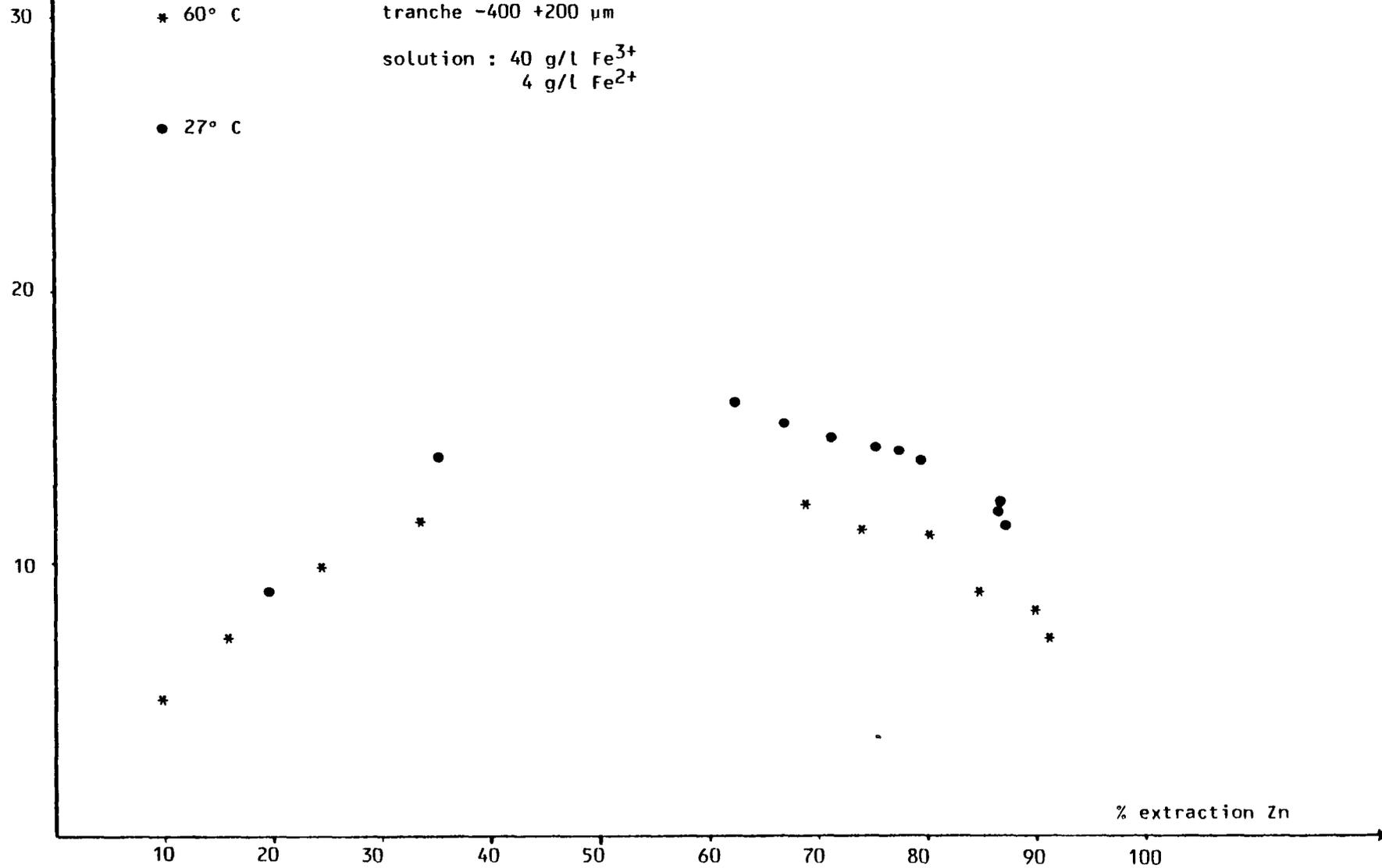


Figure n° 24

% extraction Zn

Influence de la teneur en Fe^{3+} sur la dissolution du zinc.
Essais en reacteur agite.

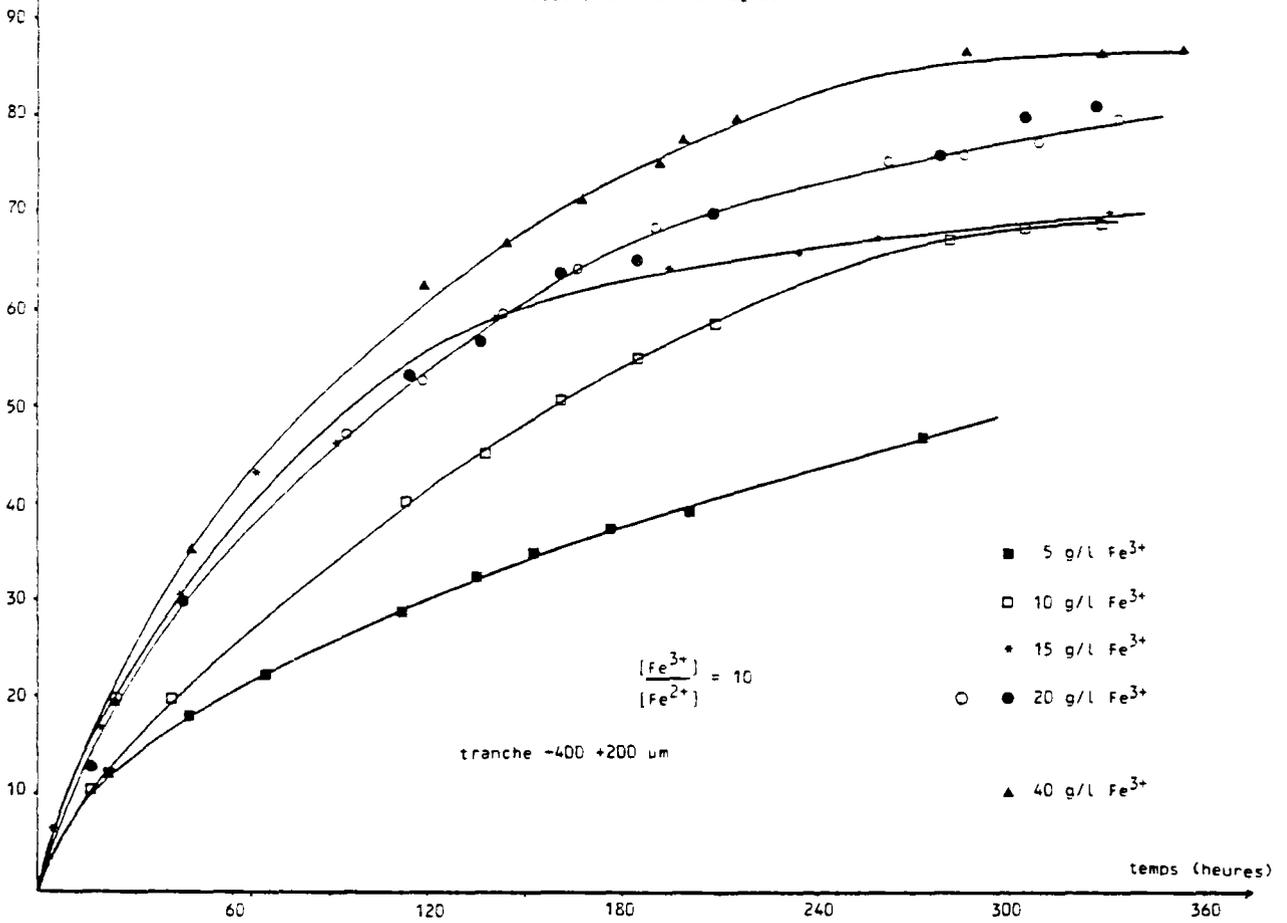
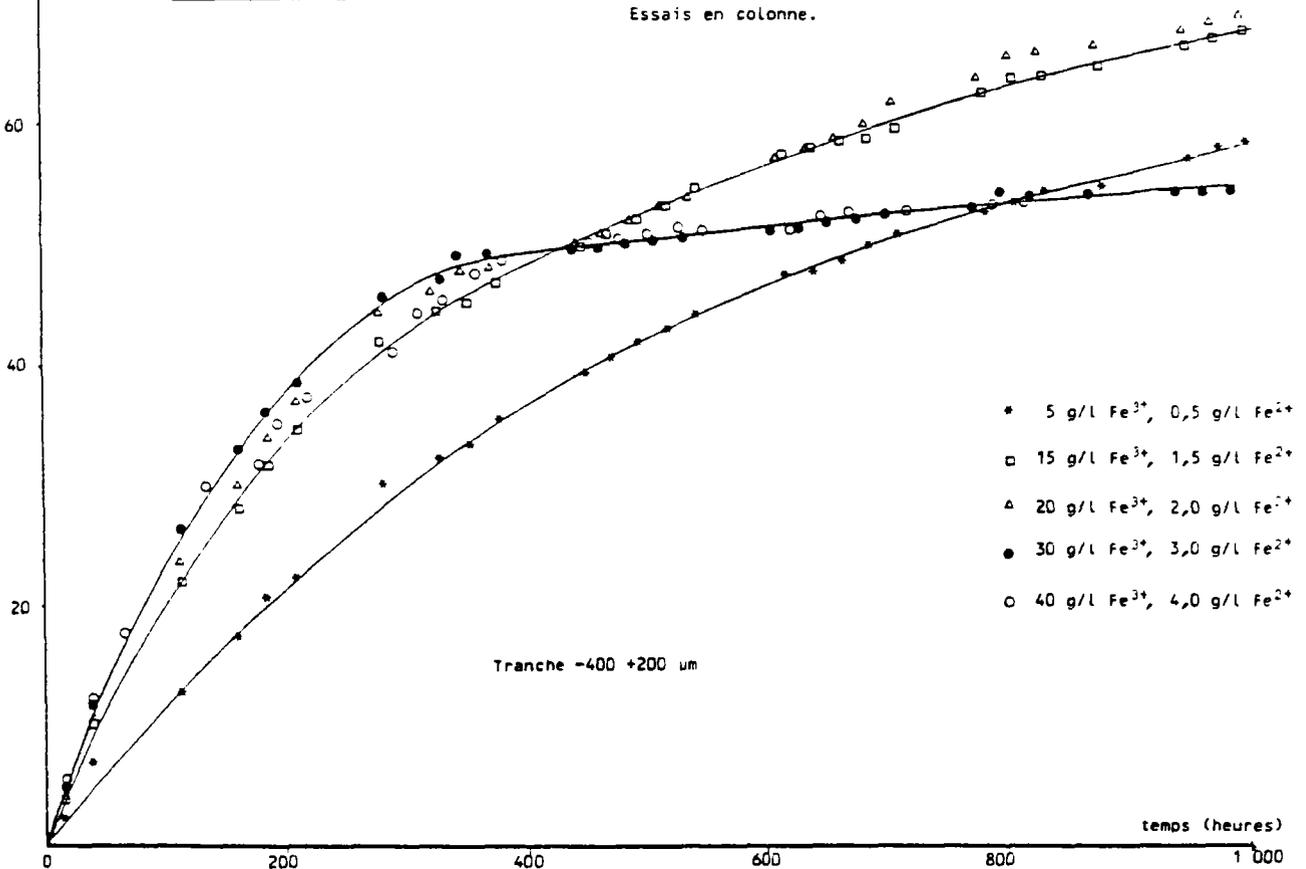
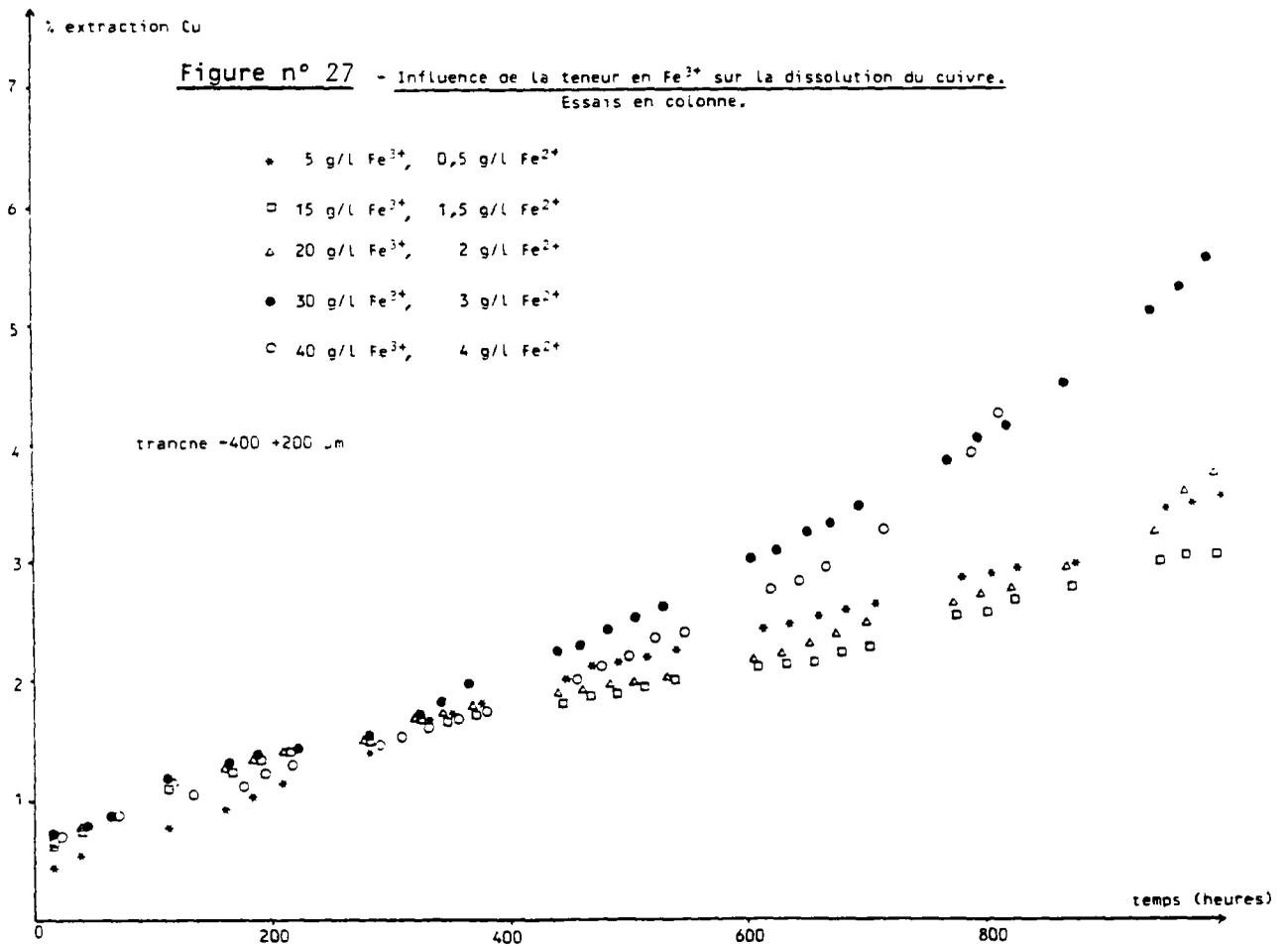
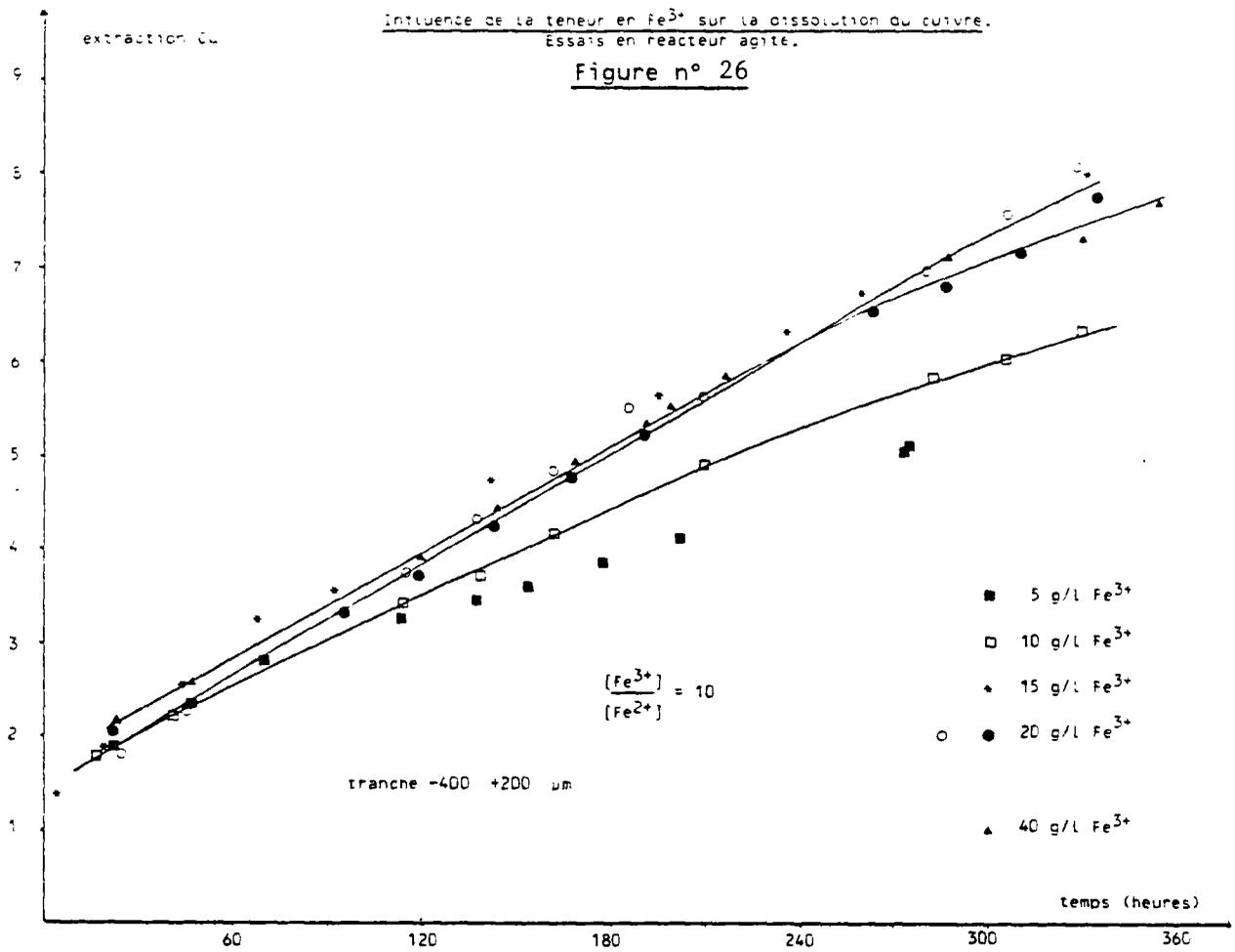


Figure n° 25

% extraction Zn

- Influence de la concentration en Fe^{3+} sur la dissolution du zinc.
Essais en colonne.





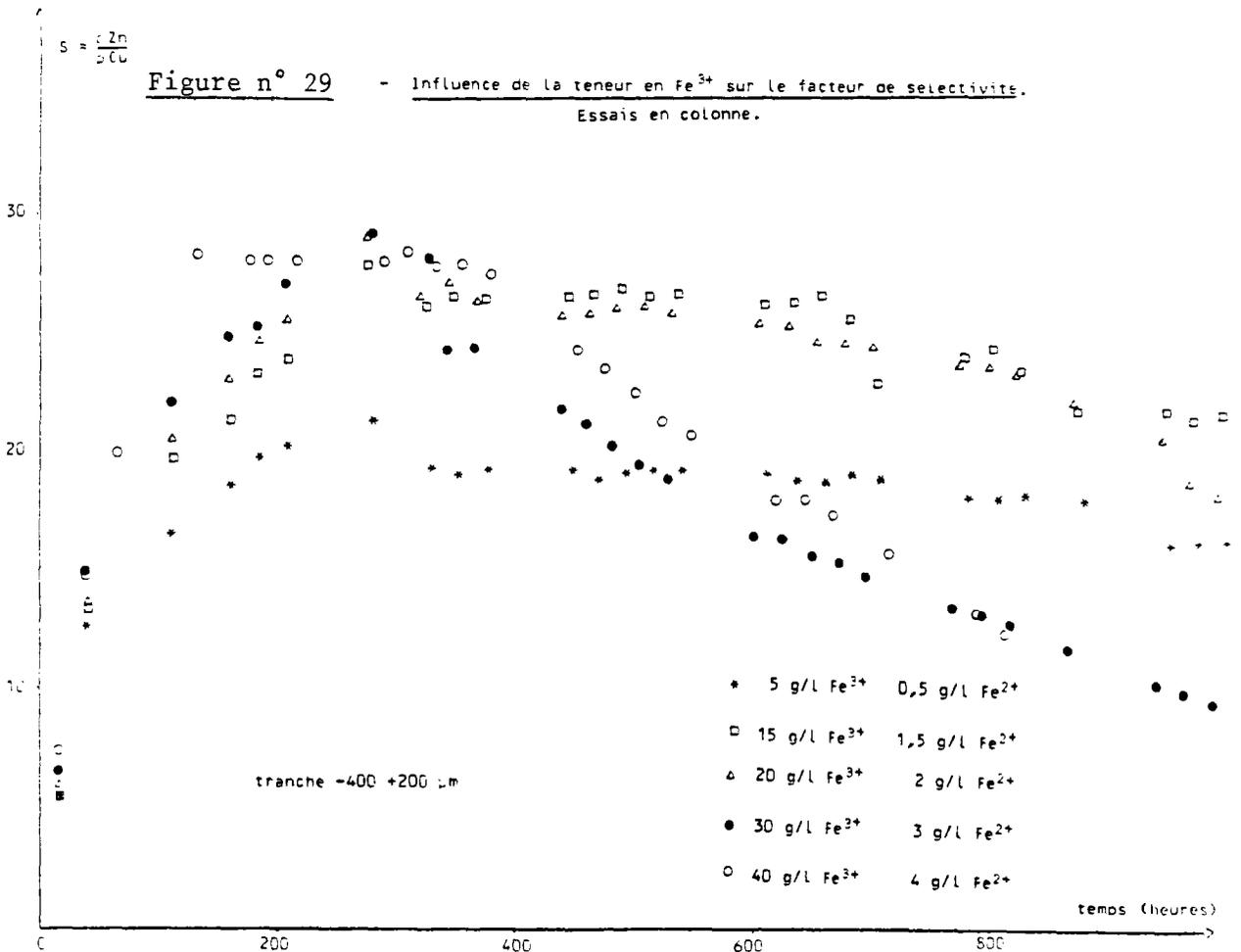
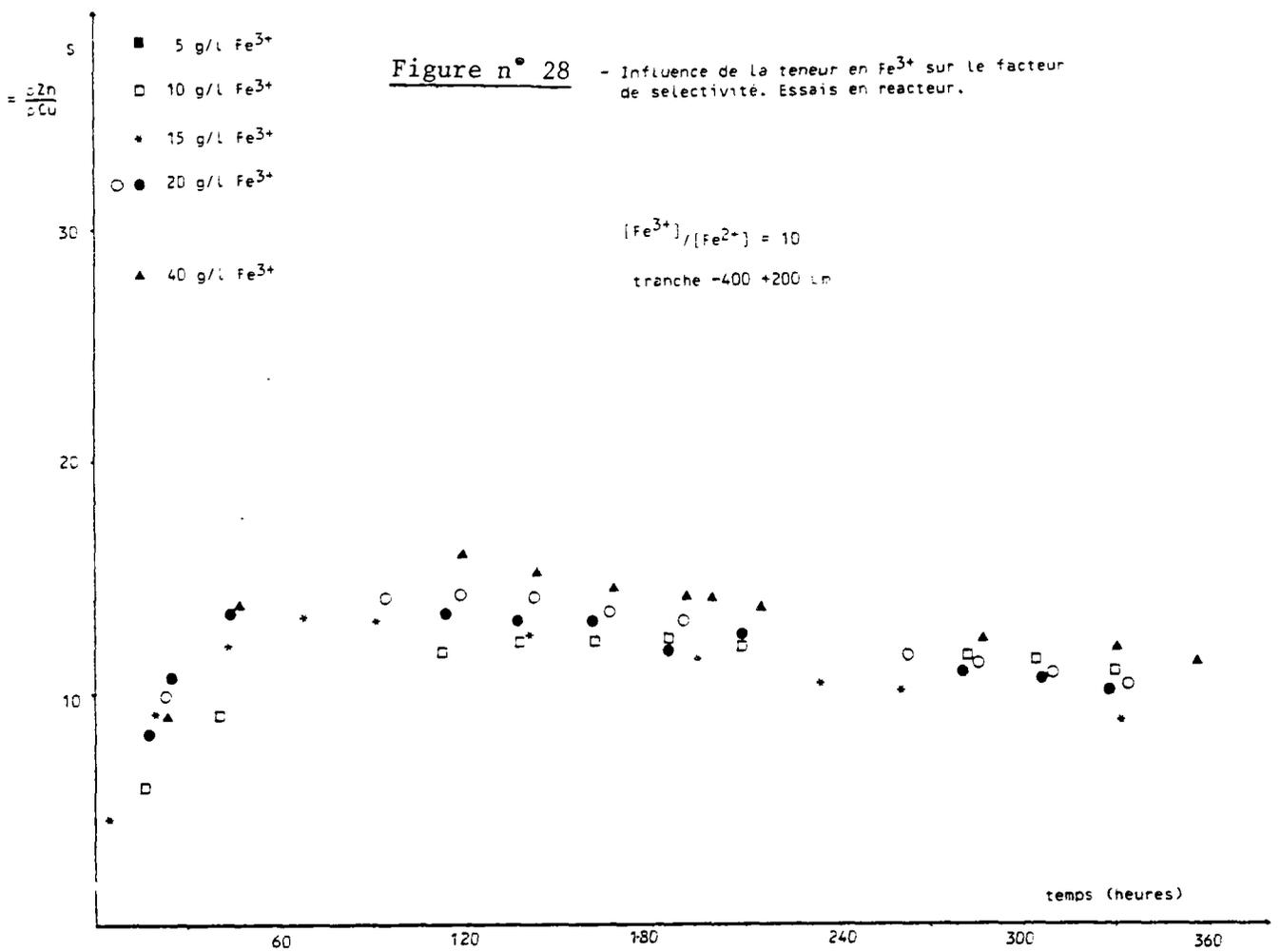


Figure n° 30
 - Influence de l'oxydant sur la dissolution du zinc.
 Essais en colonne.

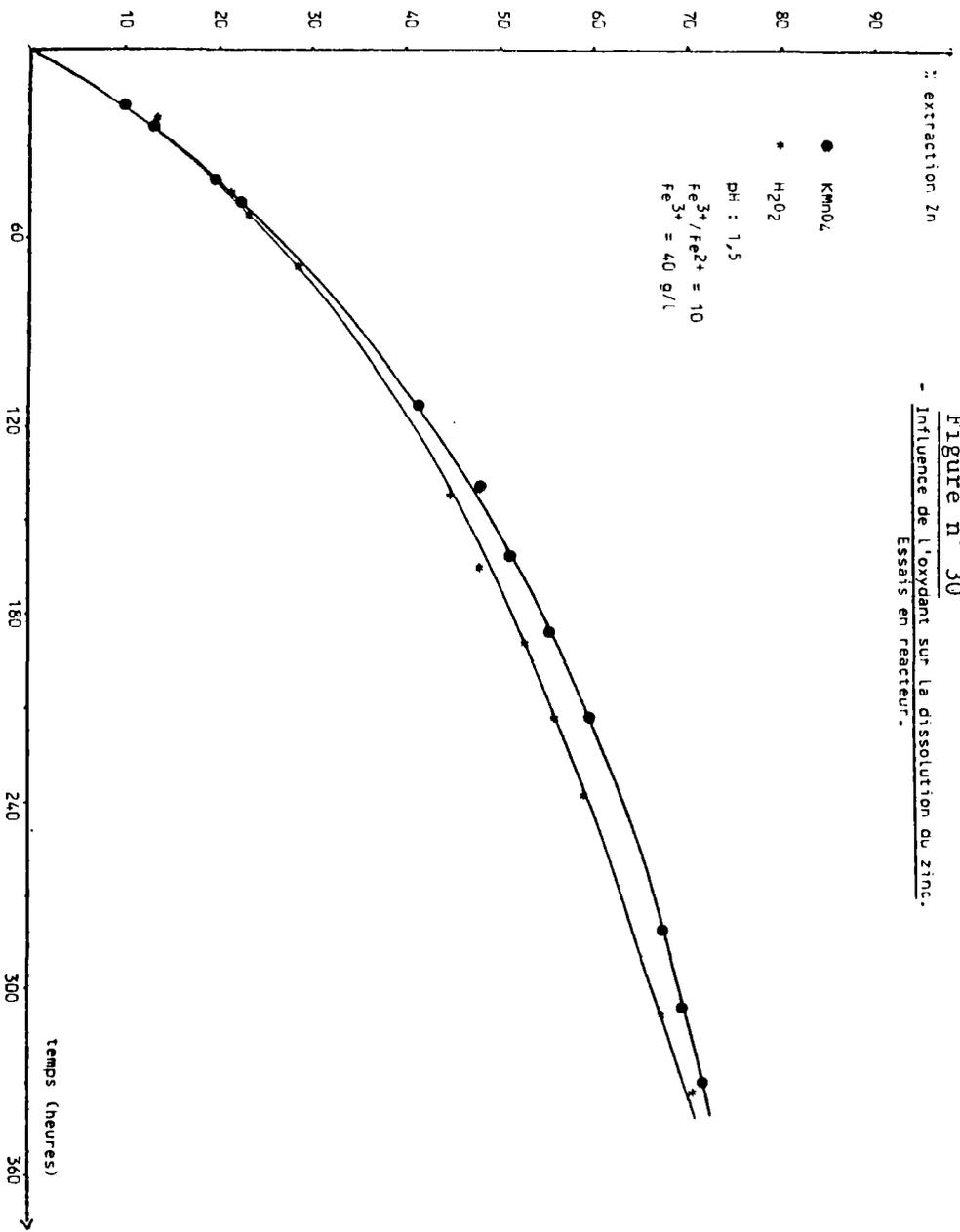
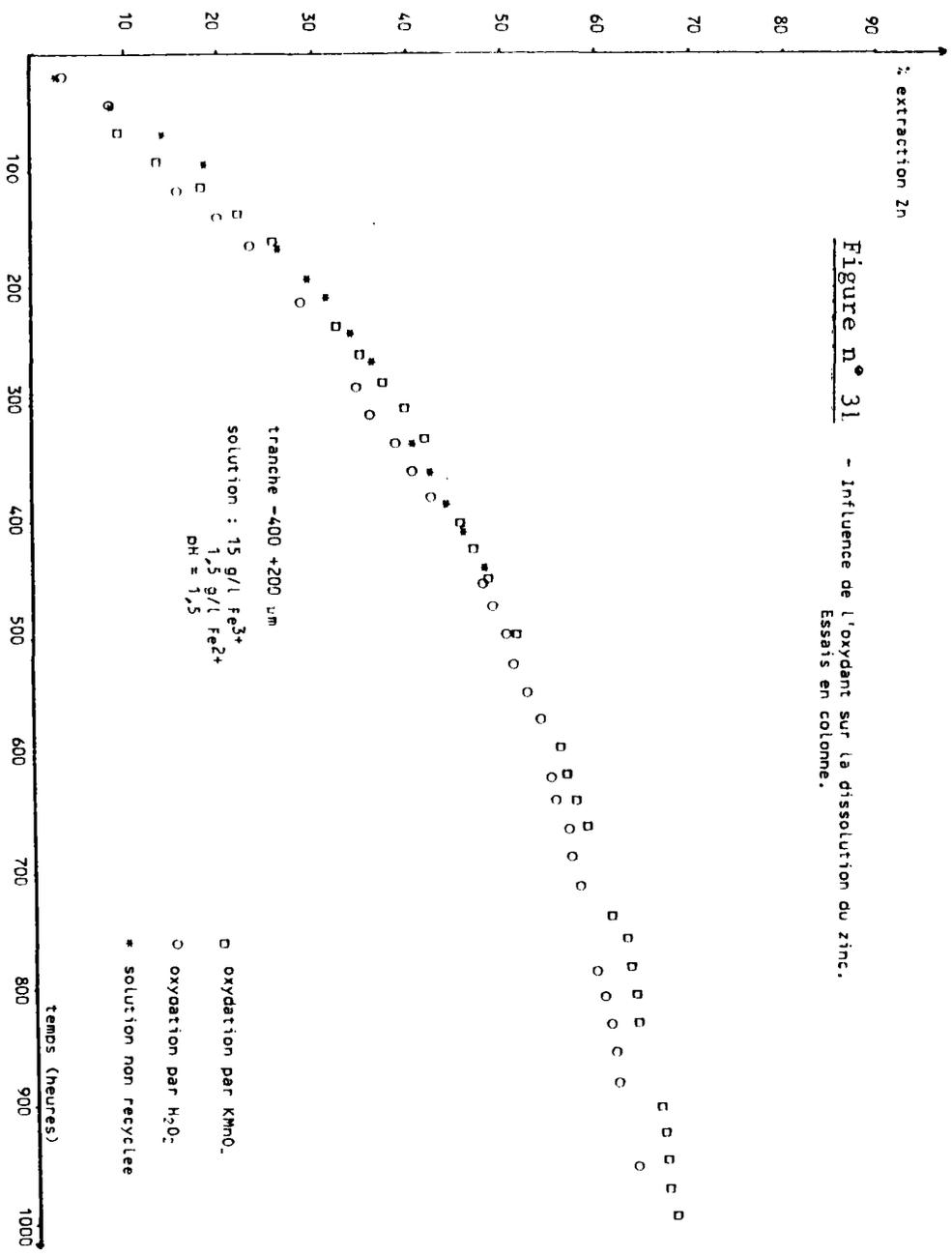


Figure n° 31
 - Influence de l'oxydant sur la dissolution du zinc.
 Essais en colonne.



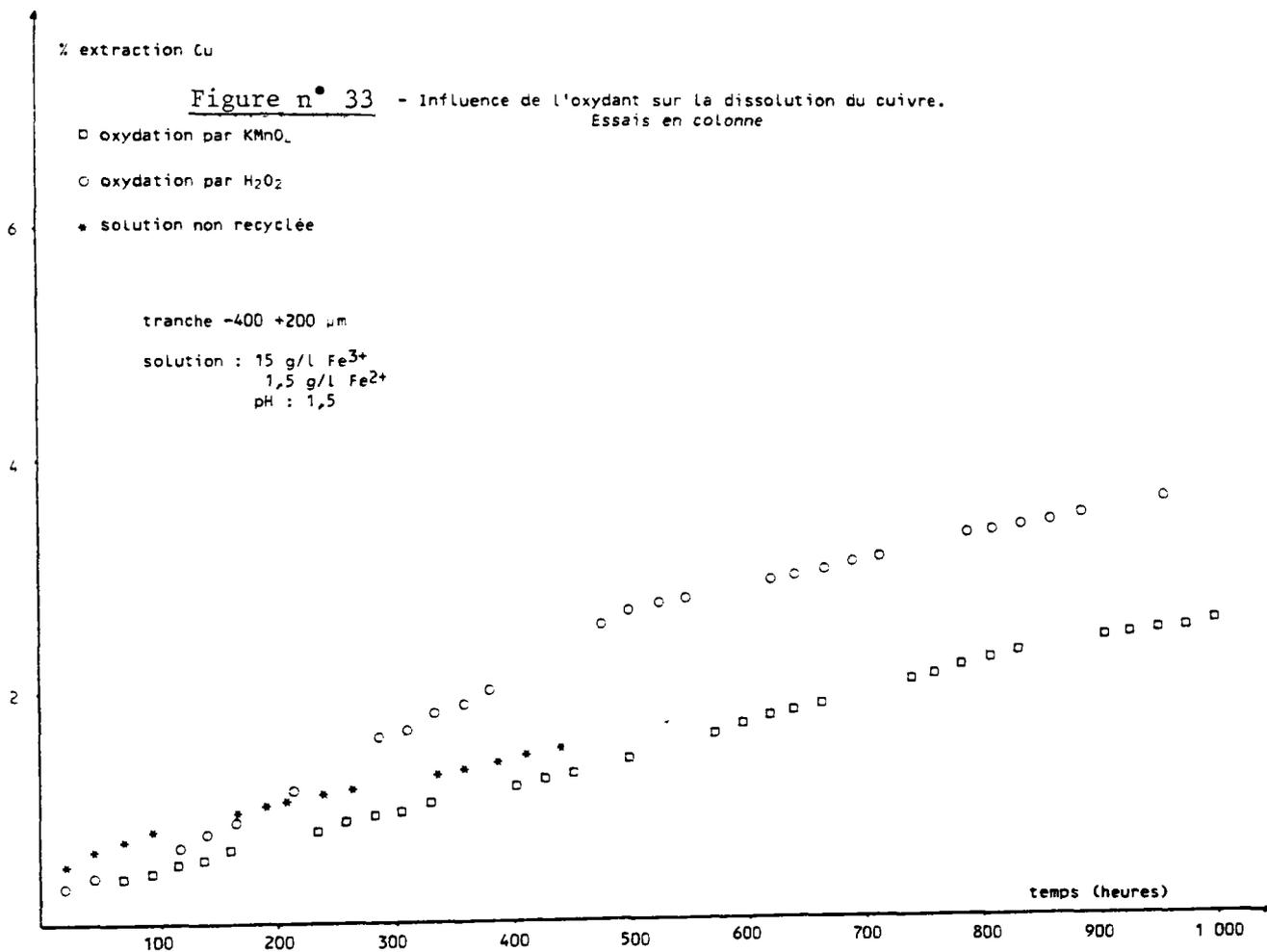
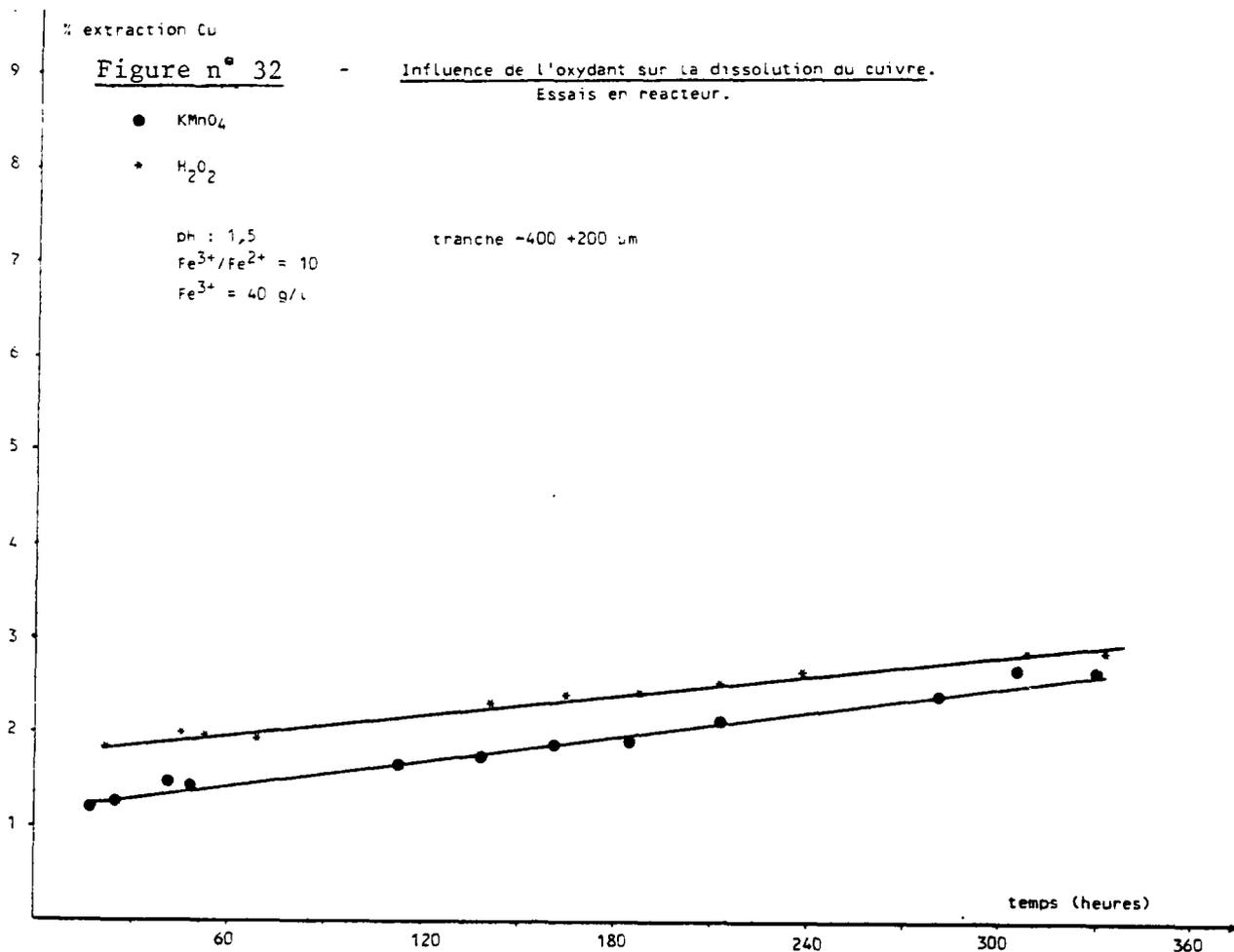
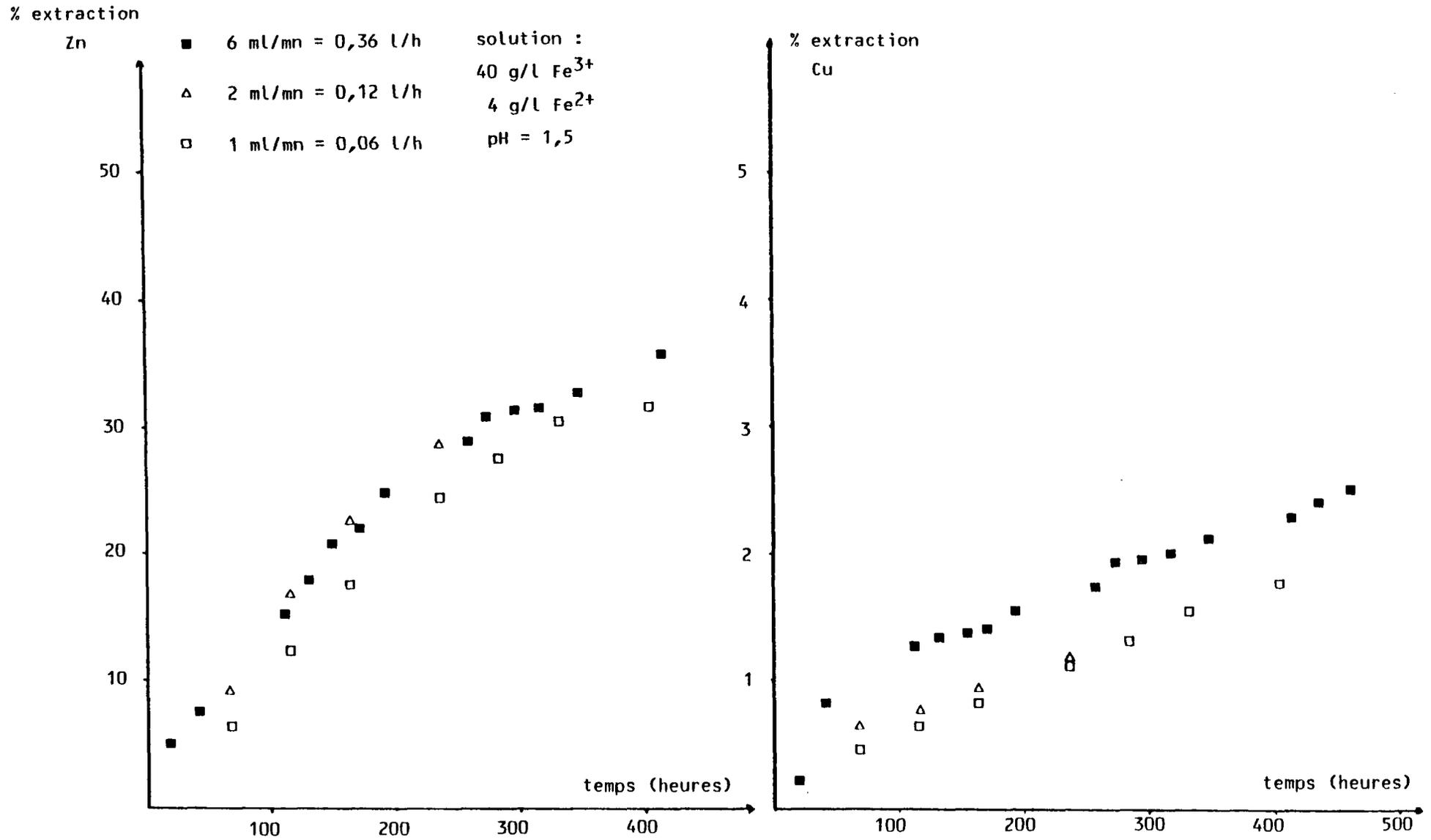
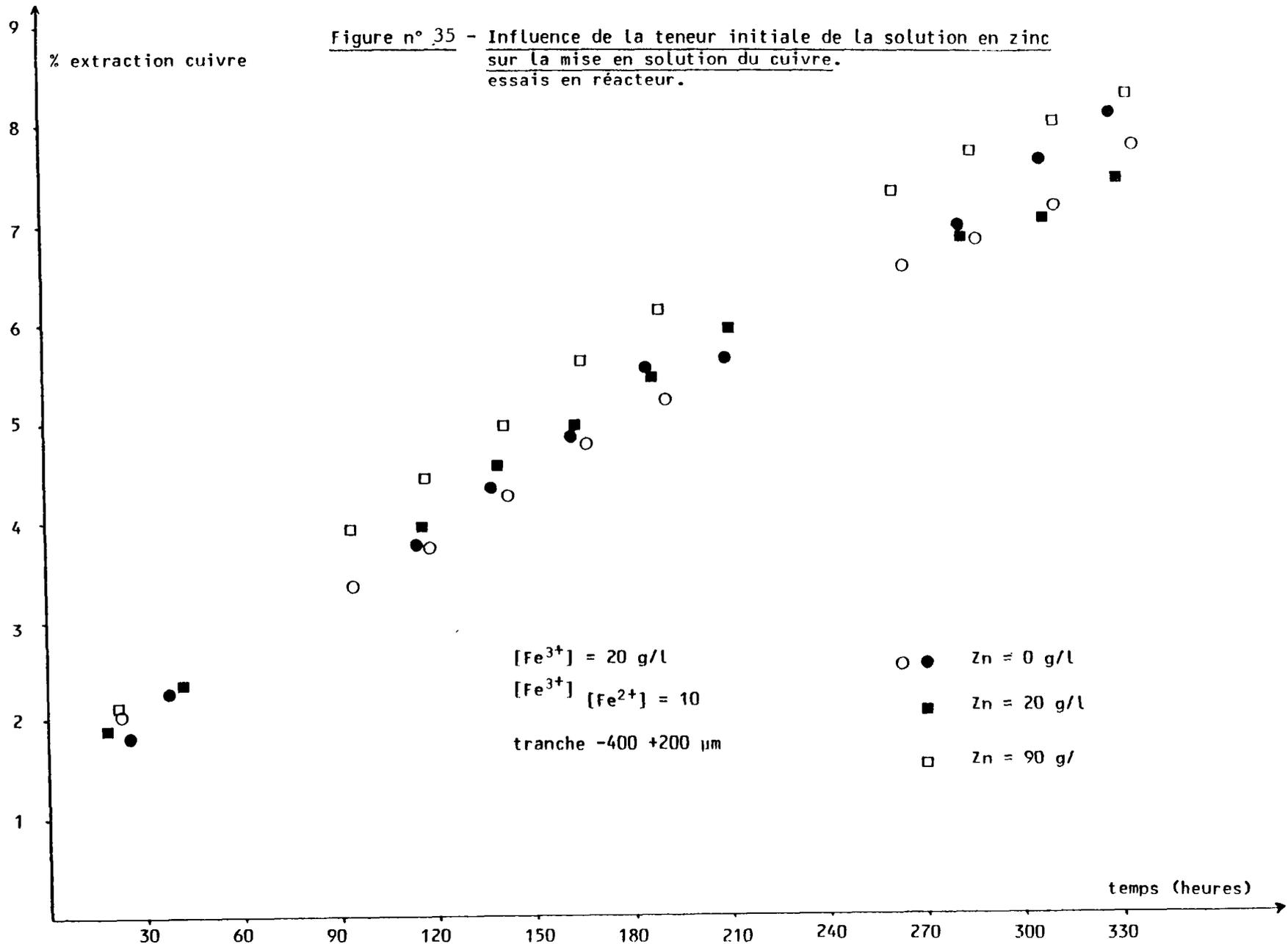
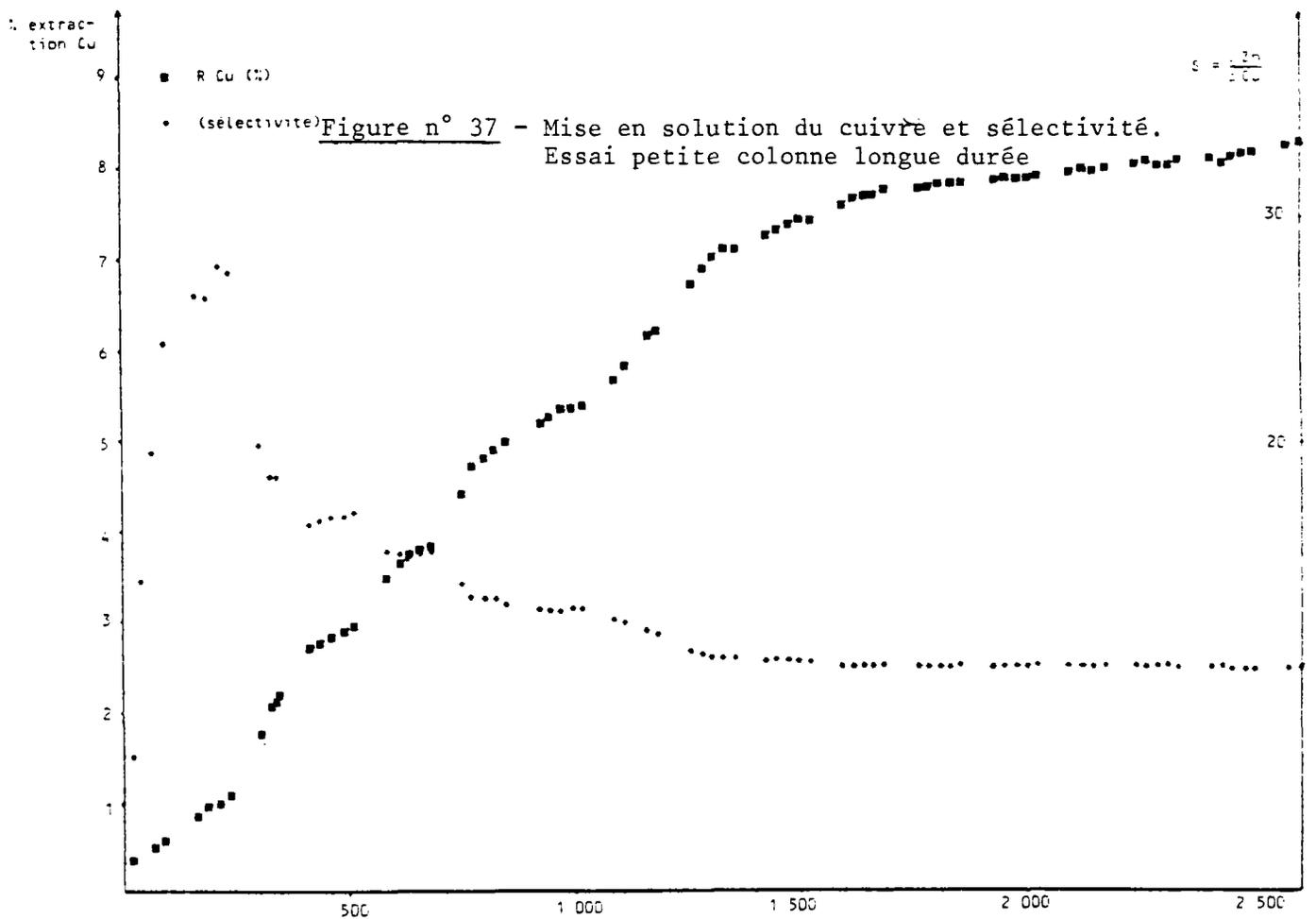
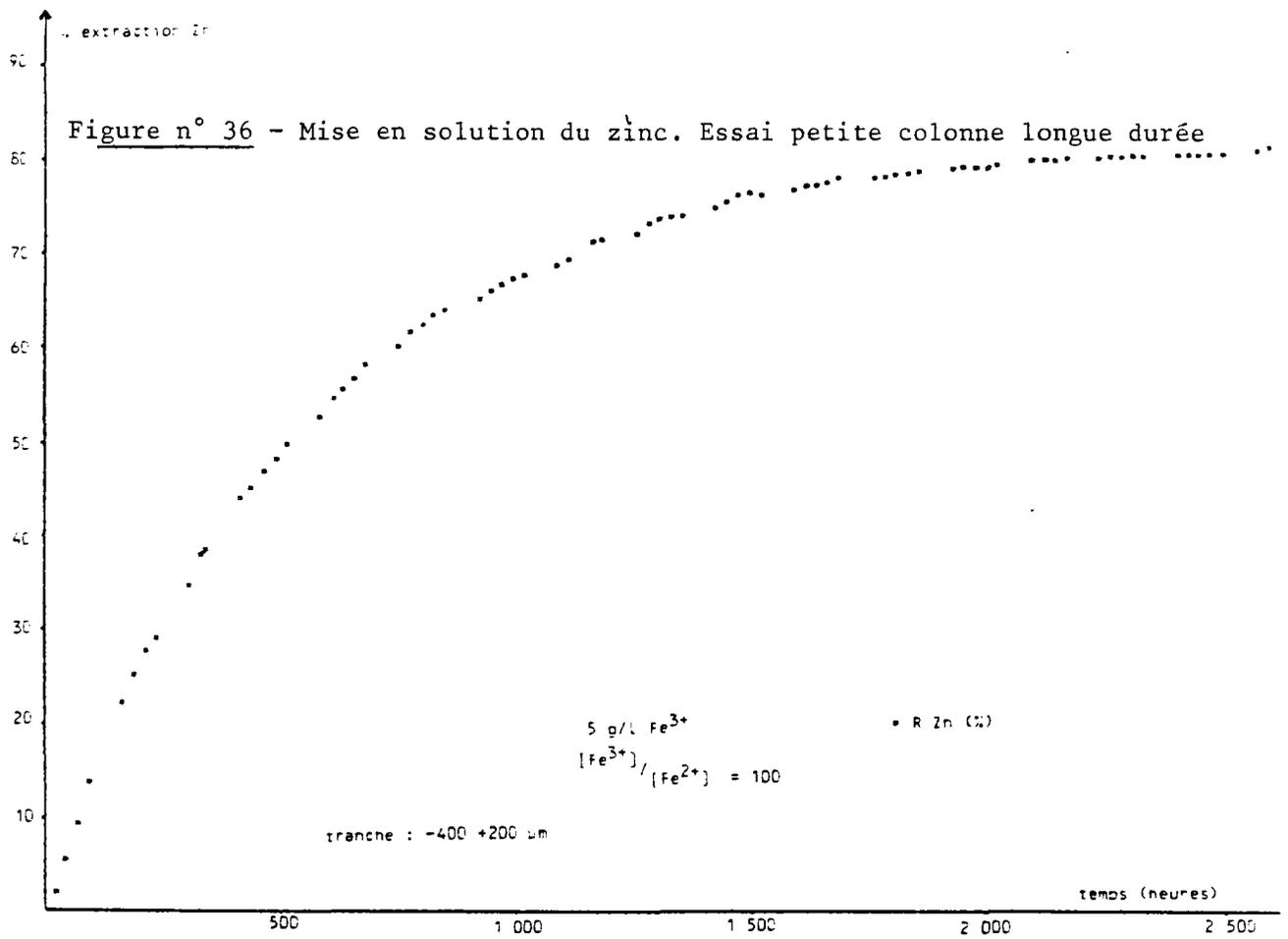
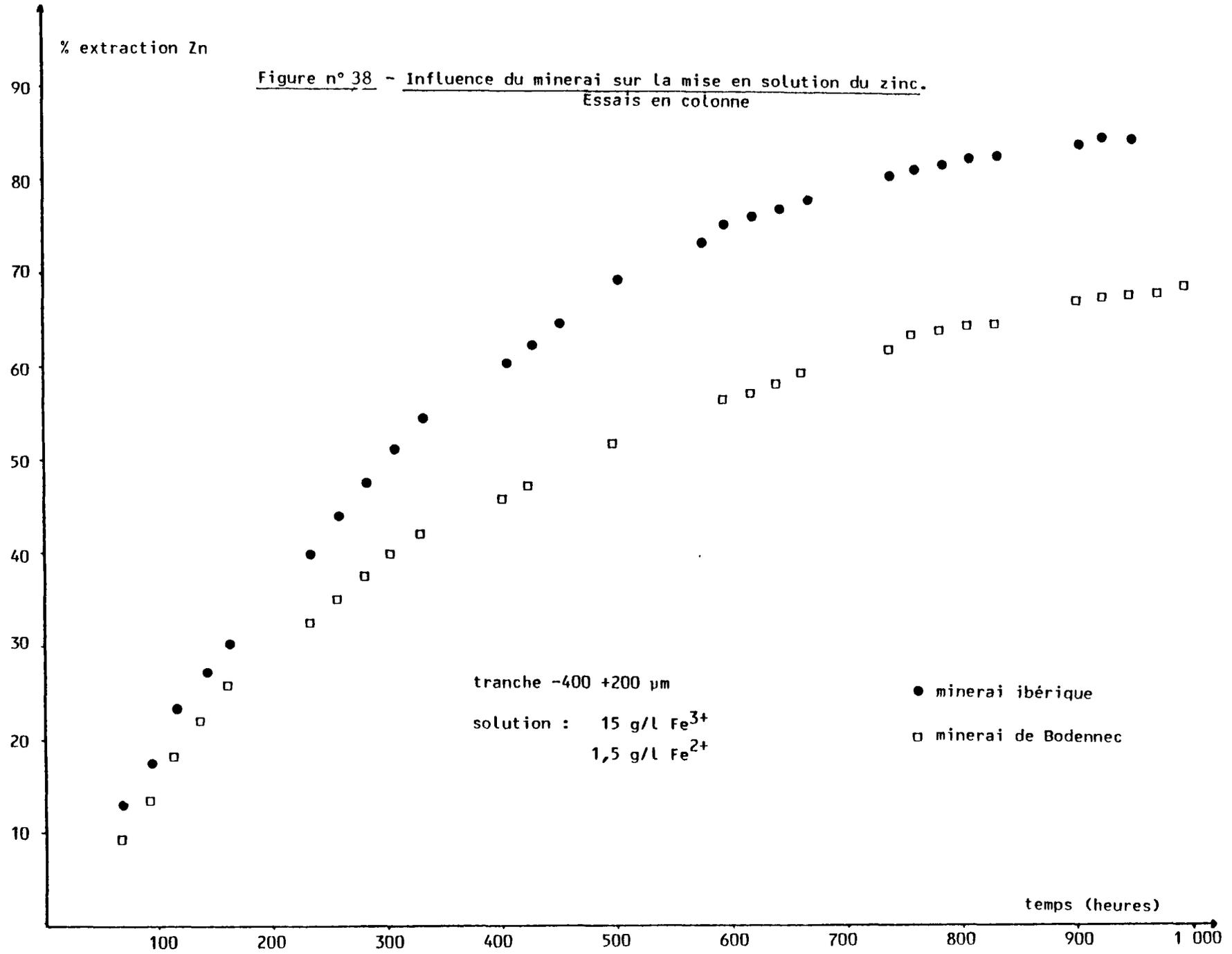


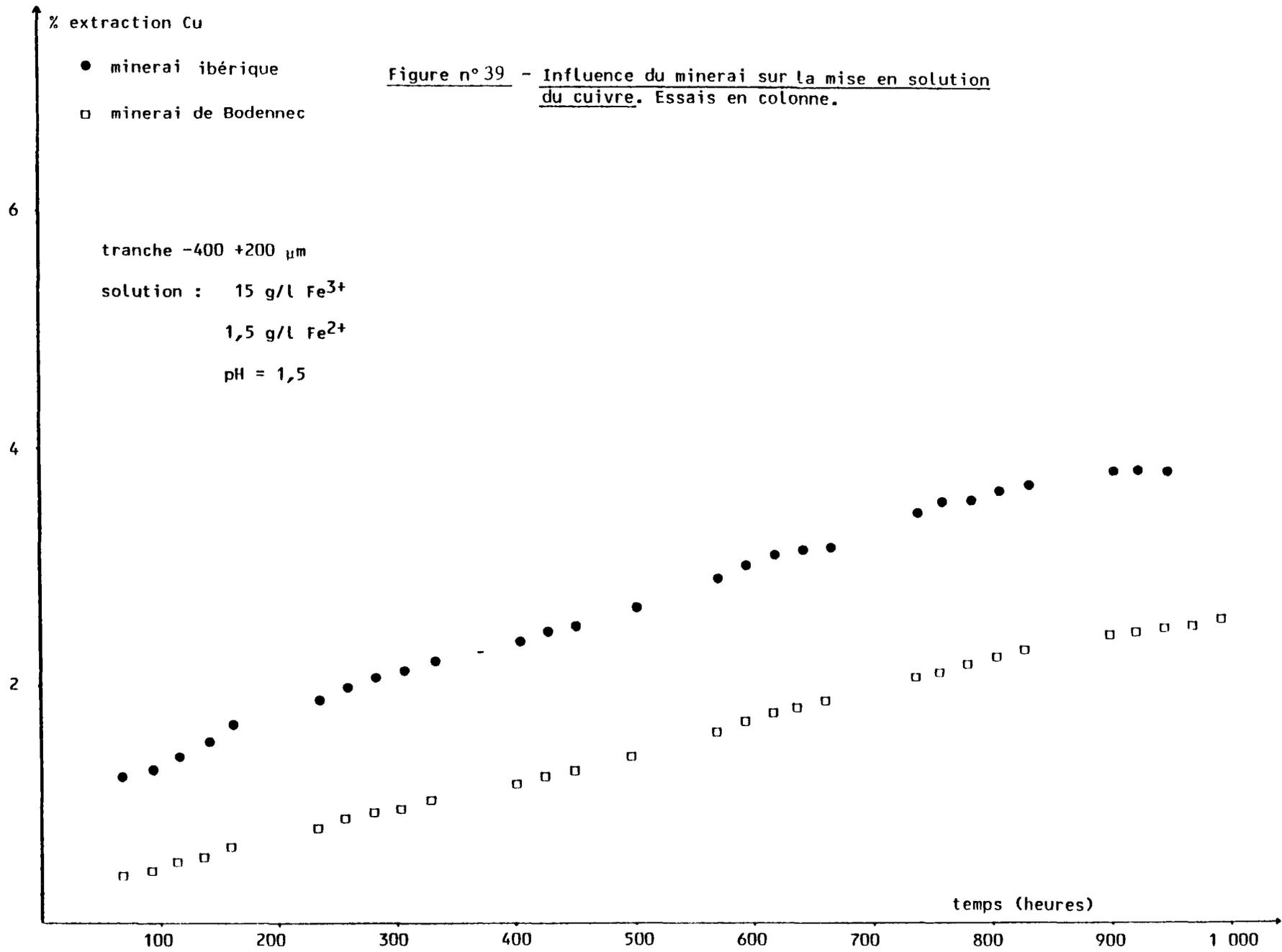
Figure n° 34 - Influence du débit de la solution.











$$S = \rho_{Zn} / \rho_{Cu}$$

Figure n° 40 - Influence du minerai sur le facteur de sélectivité. Essais en colonne.

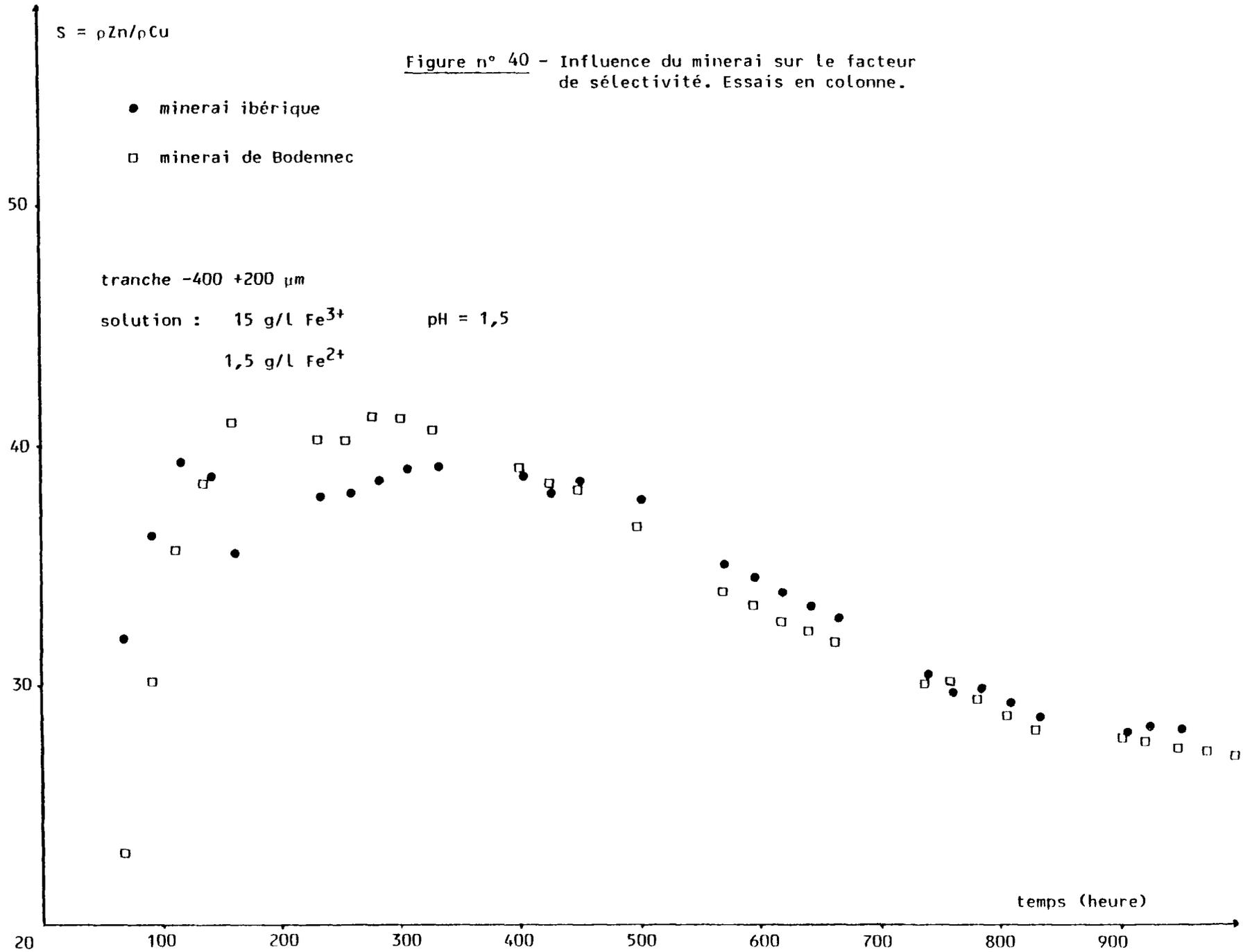
- minerai ibérique
- minerai de Bodennec

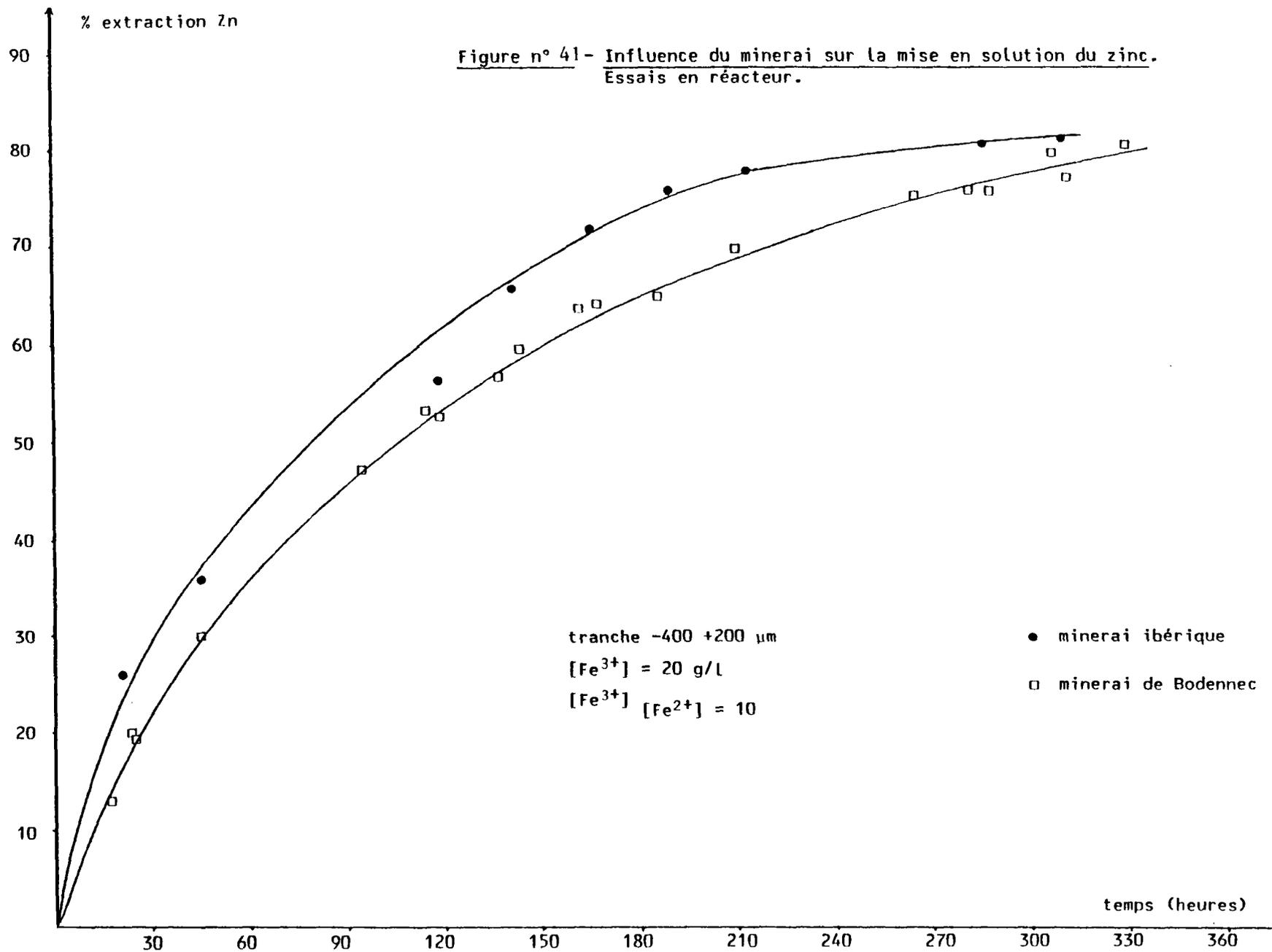
tranche -400 +200 μm

solution : 15 g/l Fe^{3+}

pH = 1,5

1,5 g/l Fe^{2+}





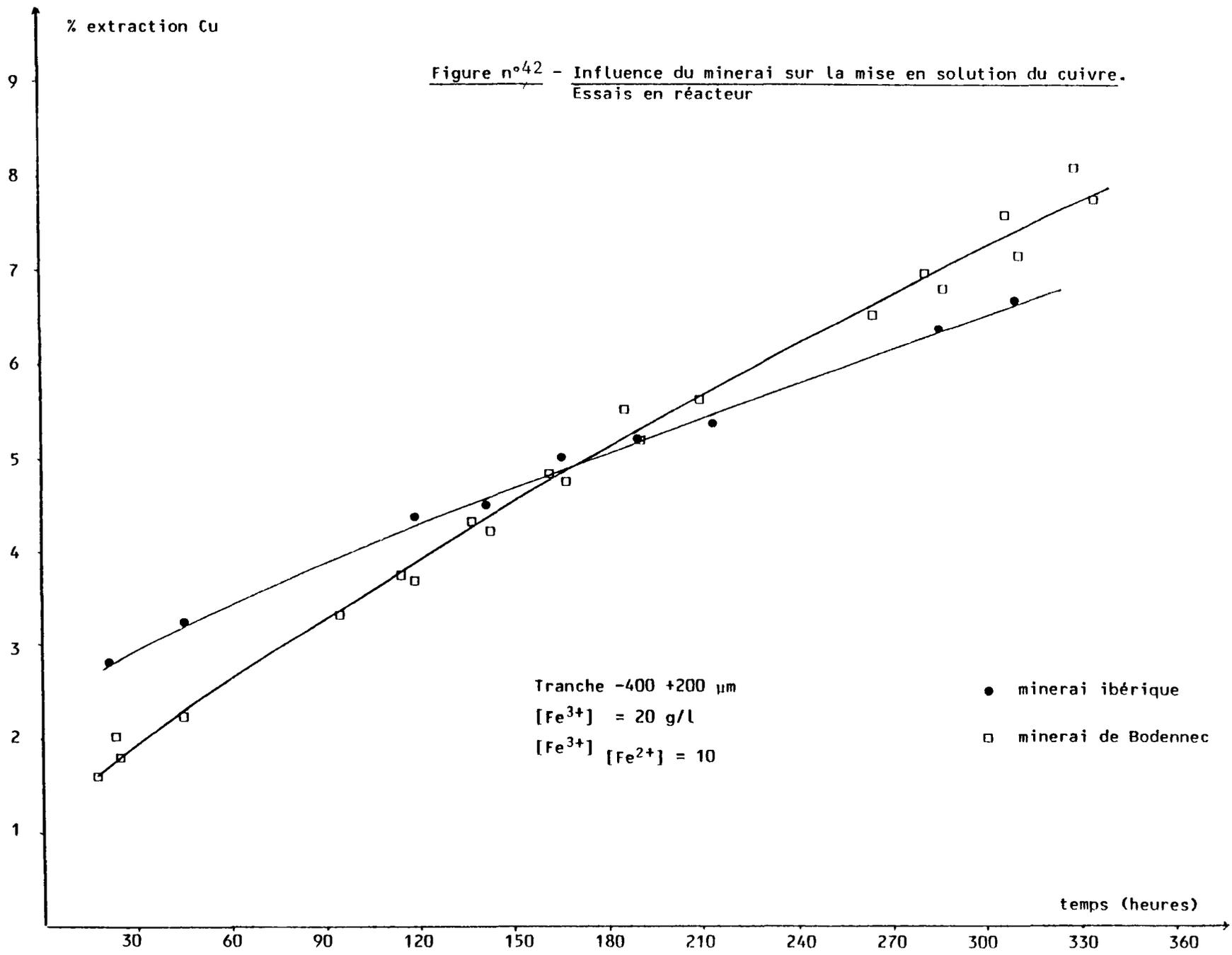
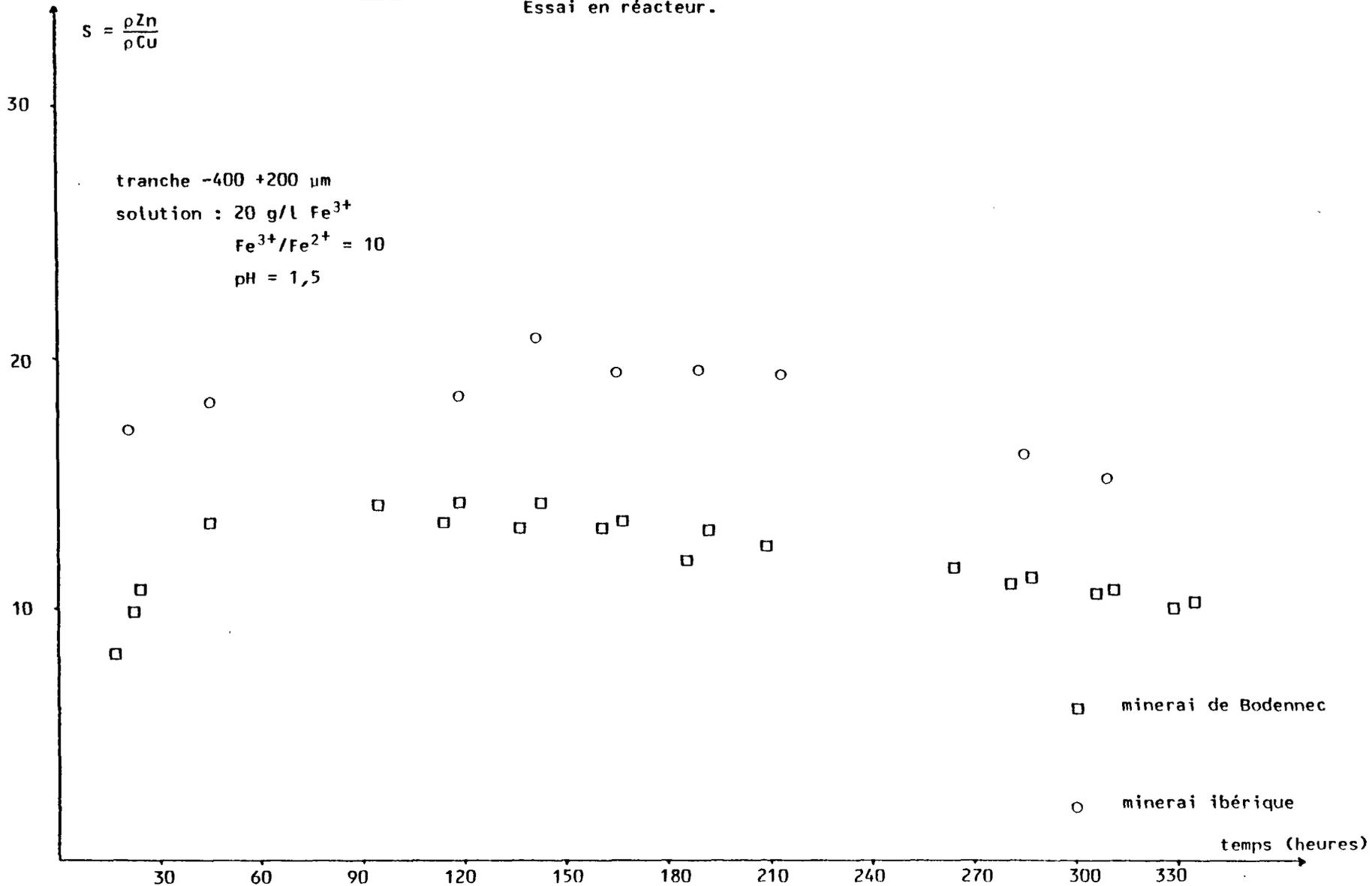
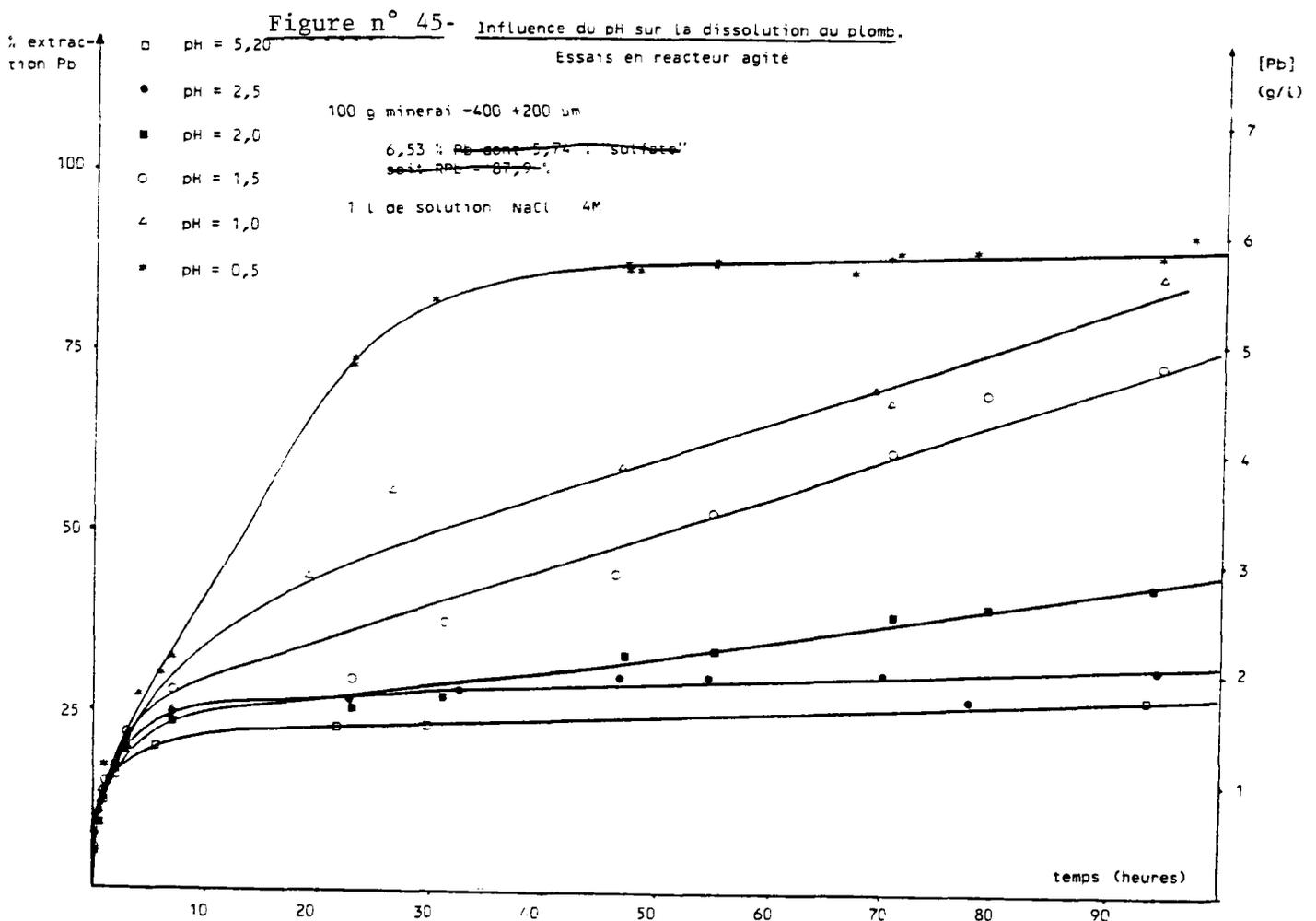
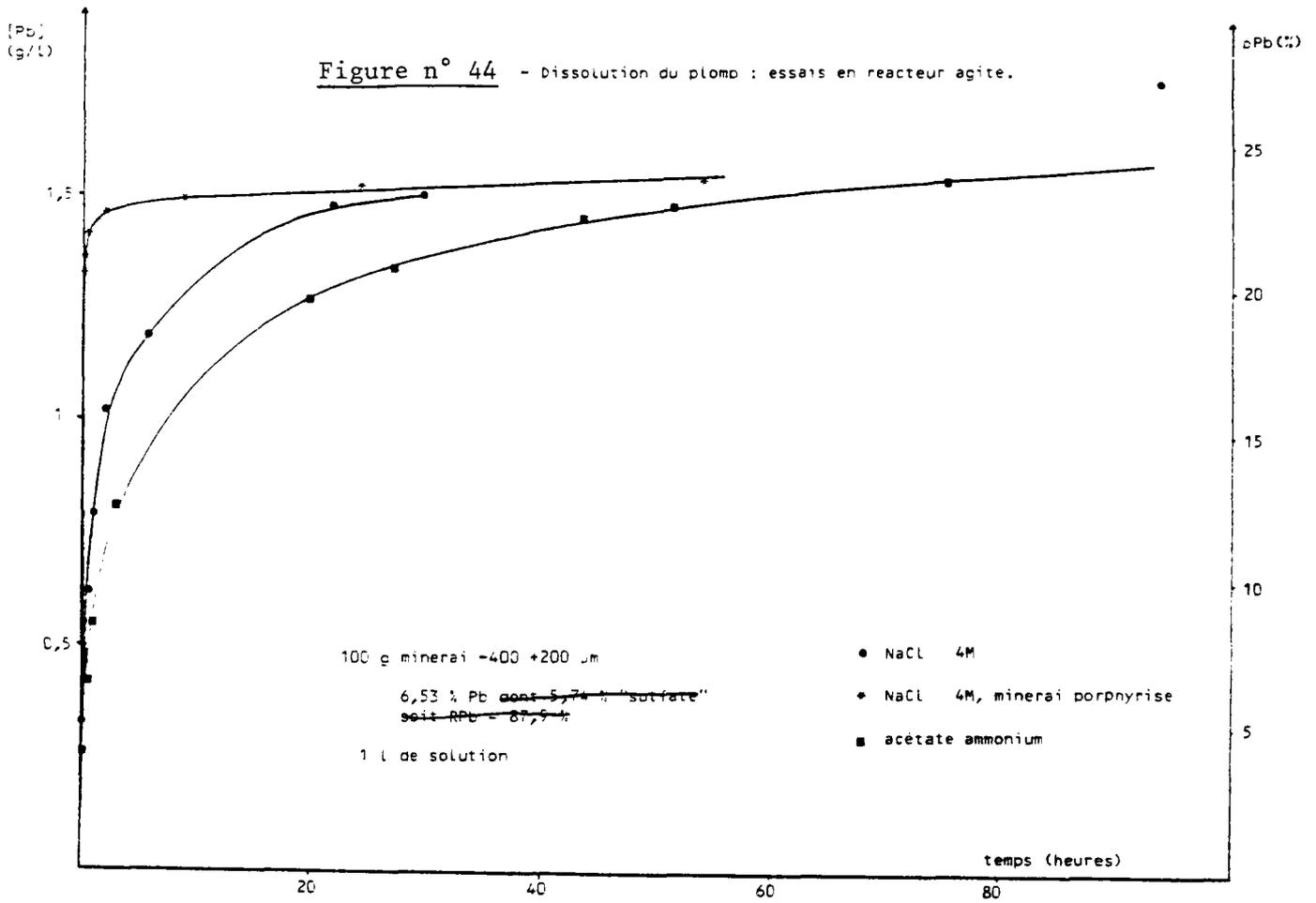


Figure n° 43 - Influence du minerai sur le facteur de sélectivité.
Essai en réacteur.





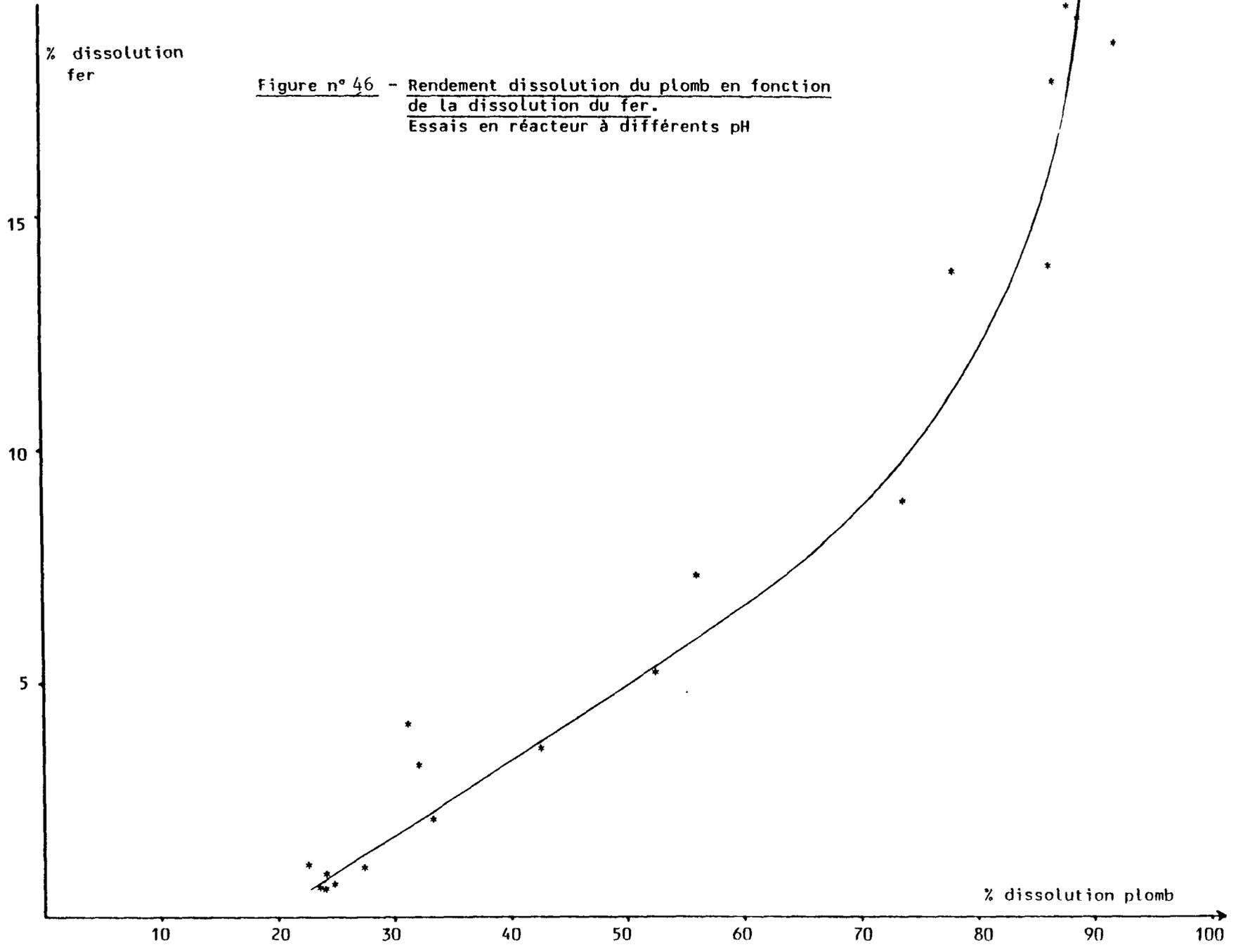


Figure n° 46 - Rendement dissolution du plomb en fonction de la dissolution du fer.
Essais en réacteur à différents pH

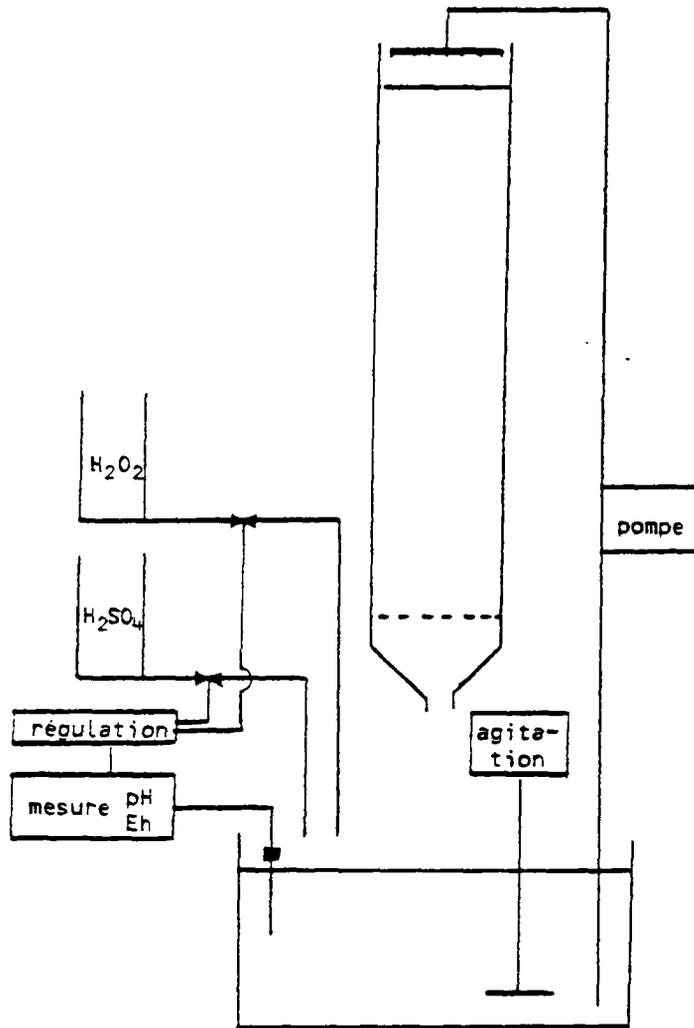
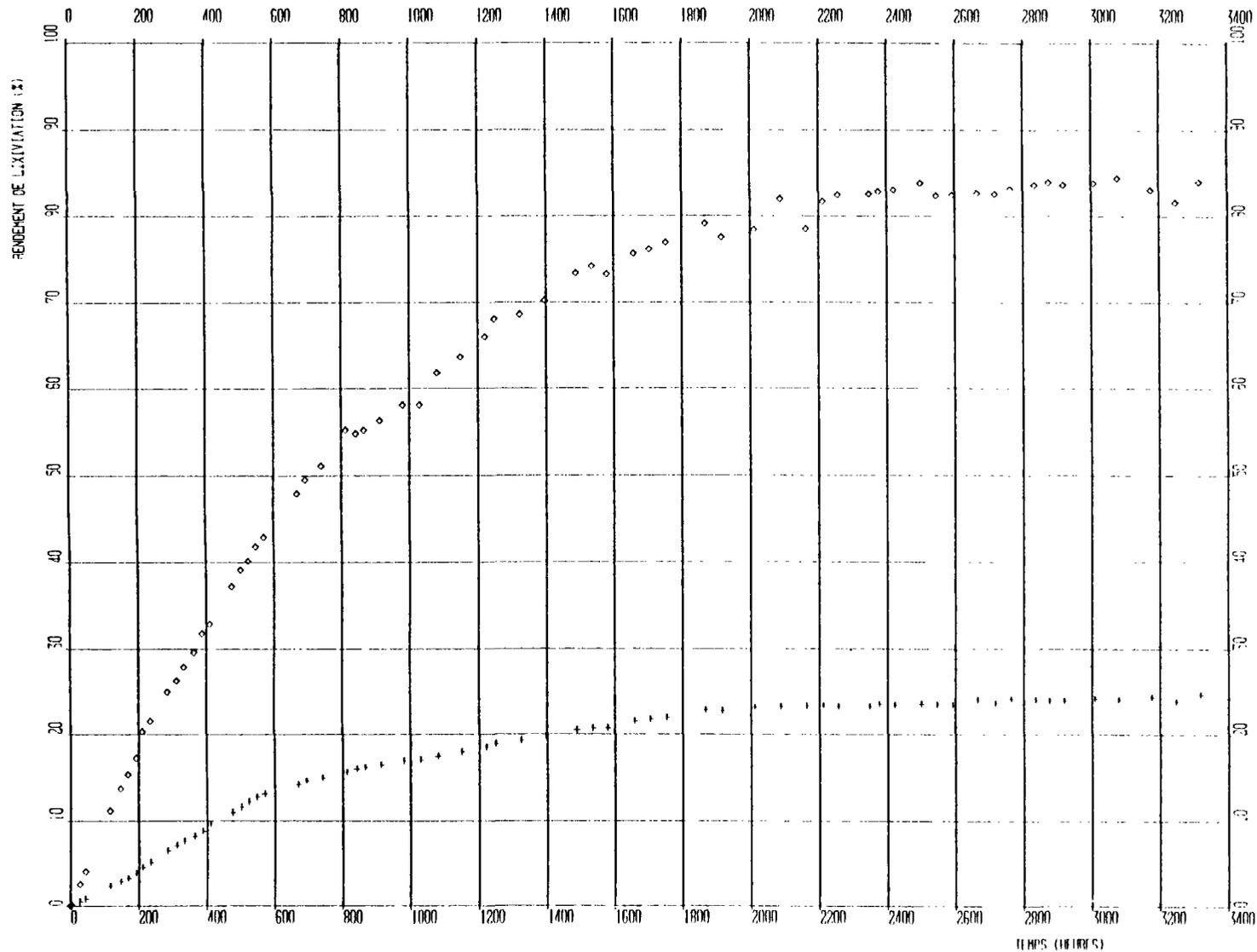


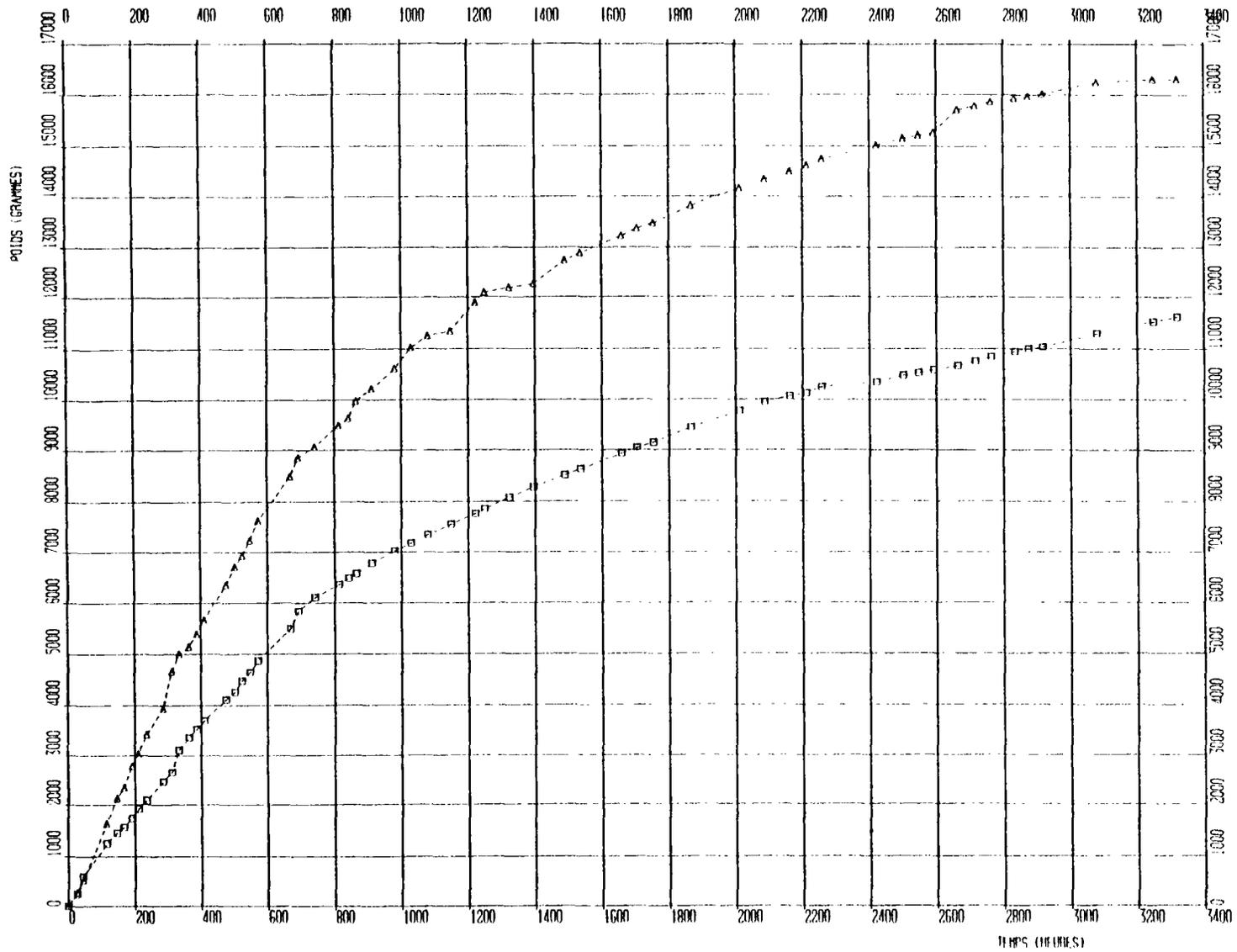
Figure n° 47 - Schéma du montage réalisé pour l'essai de lixiviation en colonne de 100 kg.



ESSAI DE LIXIVIATION DU MINERAL DE BODENNEC (COLONNE DE 100 KG)

+ EXTRACTION CUIVRE
 ◊ EXTRACTION ZINC

Figure n° 48 - Rendements d'extraction du zinc et du cuivre en fonction du temps.



ESSAI DE LIXIVIATION DU MINERAL DE BODENNEC (COLONNE DE 100 KG)

□ MASSE DE PEROXIDE
 ▲ MASSE D'ACIDE SULFURIQUE

Figure n° 49 - Consommations en H₂O₂ et H₂SO₄ en fonction du temps.

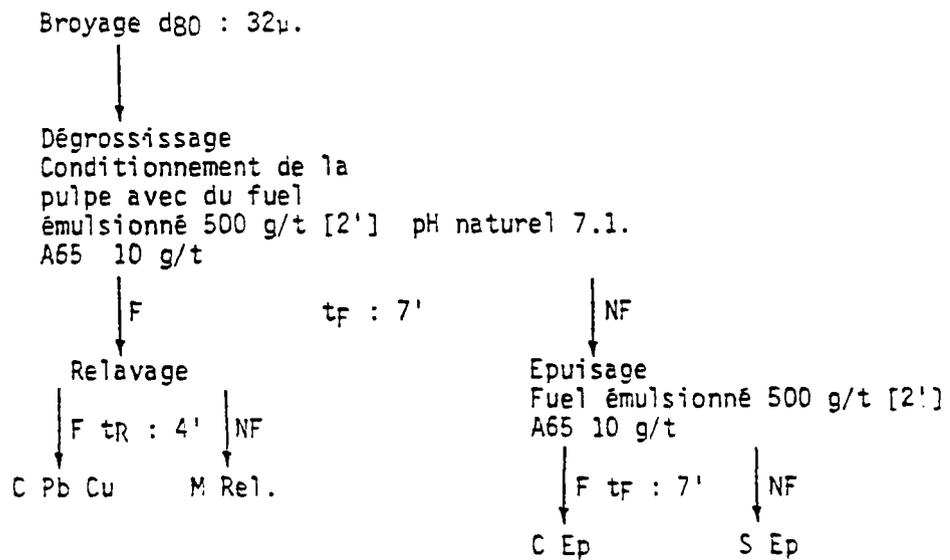


Figure n° 50 - Schéma de flottation naturelle (d'après CECILE et POLGAIRE)

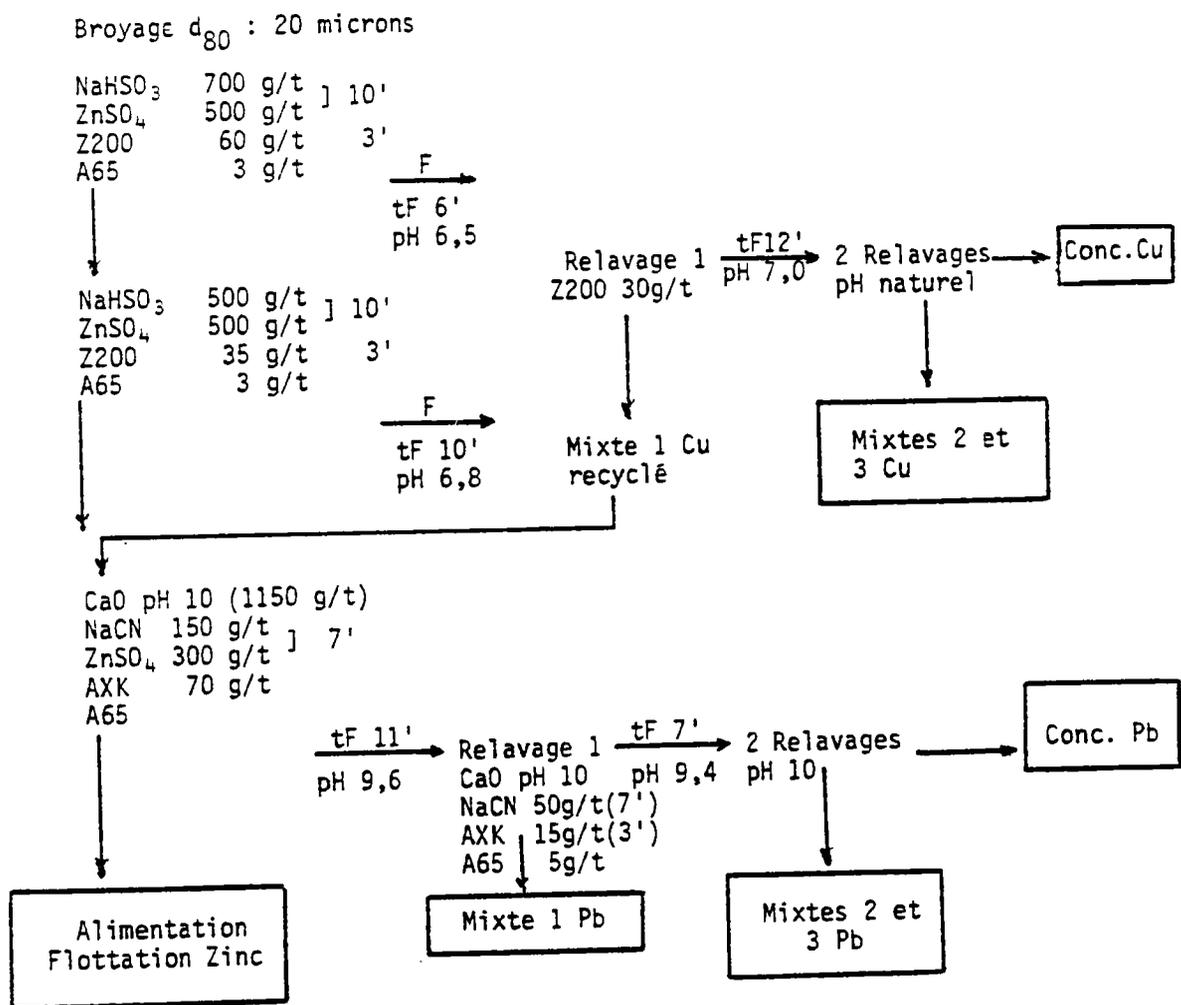
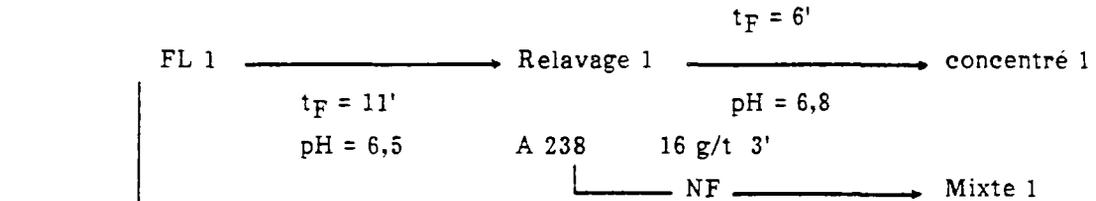


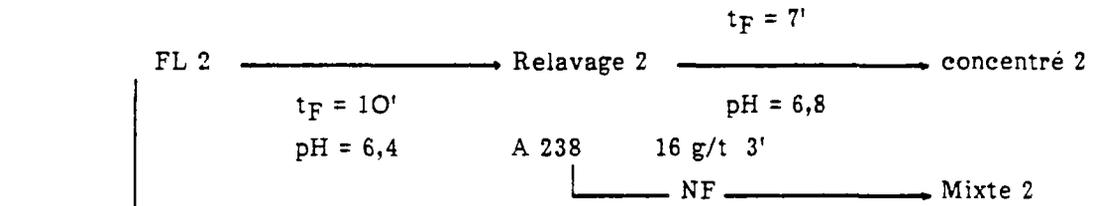
Figure n° 51 - Schéma de traitement par flottation différentielle (d'après CECILE et POLGAIRE)

Minerai : d 80 = 20 microns

Na H SO ₃	700 g/t	10'
Zn SO ₄	500 g/t	
A 238	60 g/t	3'
A 65	9 g/t	



Na H SO ₃	500 g/t	10'
Zn SO ₄	500 g/t	
A 238	30 g/t	3'
A 65	3 g/t	



CaO pH = 10 (1,82 kg/t)

NaCN	150 g/t	10'
ZnSO ₄	300 g/t	
AXK	70 g/t	3'
A 65	3 g/t	

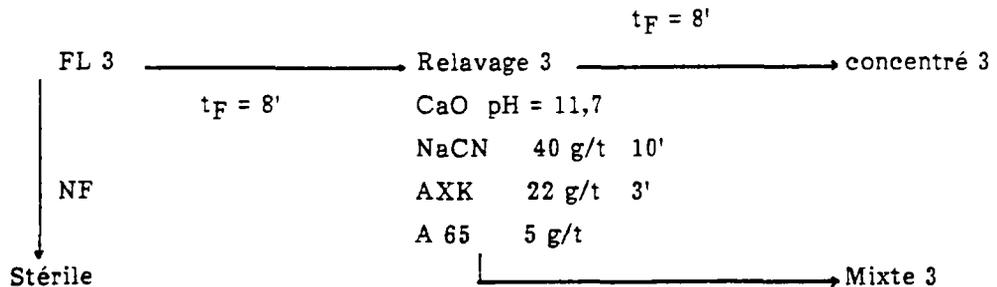


Figure n° 52 . - Flowsheet de la flottation N°1

Minerai : d 80 = 20 microns

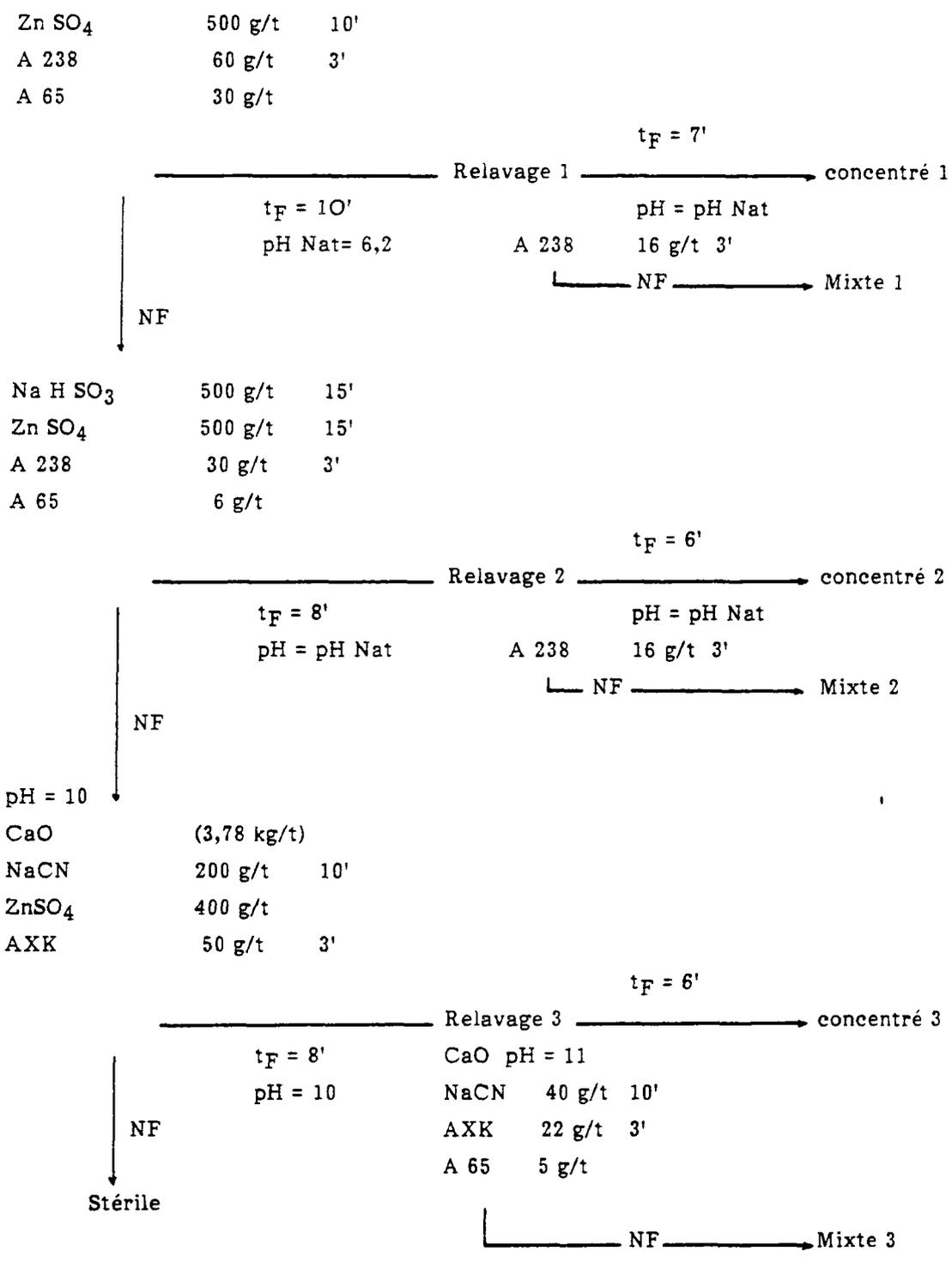
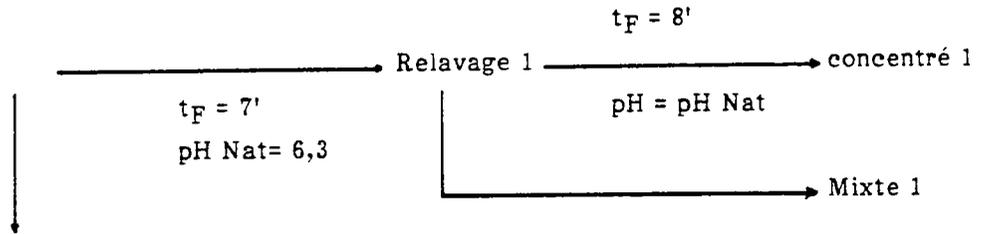


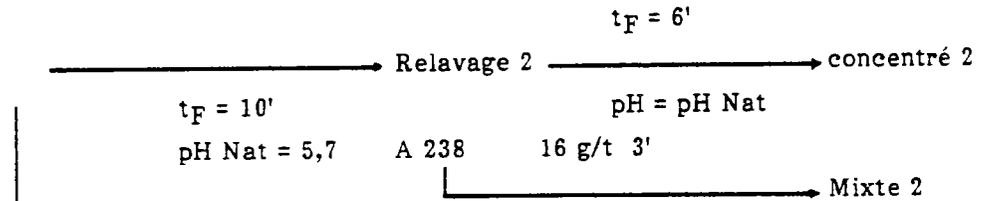
Figure n° 53 - Flowsheet de la flottation N°2

Minerai : d 80 = 20 microns

Zn SO ₄	500 g/t	10'
Na ₂ S	200 g/t	3'
A 238	60 g/t	3'
A 65	30 g/t	



Zn SO ₄	500 g/t	10'
Na ₂ S	200 g/t	3'
A 238	30 g/t	3'
A 65	10 g/t	



CaO	pH = 10 (2,08 kg/t)	
NaCN	300 g/t	10'
ZnSO ₄	500 g/t	
AXK	50 g/t	3'

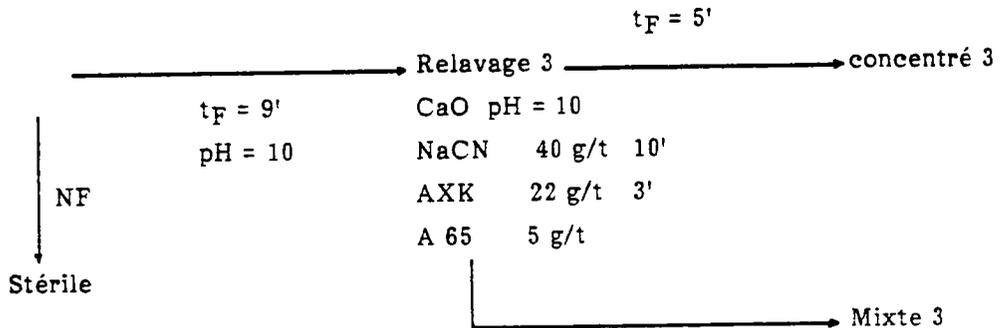


Figure n° 54 - Flowsheet de la flottation N°3

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

References bibliographiques :

- BALBERYSZSKI
Mineral Industries Bulletin, Vol.13, N 1, p 1-18, 1970
- BAUR, GIBBS, WADSWORTH
Initial stage sulphuric acid leaching kinetic of chalcopryrite using radiochemical techniques.
N.Y. Metallurgical Society of AIME, Pamphlet 72-R-96, 1972
- BECKSTEAD, MUNOZ, SEPULVEDA, HERBST, MILLER, OLSON, WADSWORTH
Acid ferric sulfate leaching of attritor ground chalcopryrite concentrates
Extractive Metallurgy of copper,
AIME N.Y., Vol.2, p 611-632, 1976
- BHAPPU, JOHNSON, BRIERLEY, REYNOLDS
Theoretical and practical studies on dump leaching.
SME, AIME Transactions, Vol.224, p 307-320, 1962
- BJORLING, KOLTA
Oxidizing leach of sulphide concentrates and other materials catalized by nitric acid,
7th Int. Min. Proc. Congress, p 127-138, 1965
- BOORMAN, WATSON
Chemical processes in abandoned sulphide tailing dumps and environmental implication for northeastern New Brunswick.
CIM, Bull.69 (772), p 86-96, 1976
- BRIMHALL, WADSWORTH
Oxygen consumption in dump leaching.
Trans. Soc. Mining Eng. AIME 254, p 68-75, 1973
- BROWN, SULLIVAN
US Bureau of Mines, RI 322B, 1934
- CATHLES, APPS
A model of the dump leaching process that incorporates oxygen balance, heat balance and air convection.
Metall. Trans. B, Vol. 6B, p 617-624, 1975
- CATHLES, REESE, MURR
Dump leaching theory, experiment and practice.
Energy and mineral resource recovery ; Am. Nucl. Soc. Top. meeting
CONF_770440, p 584-595, 1977
- CECILE, POLGAIRE
Traitement optimal des mineraies sulfures complexes. Application aux sites bretons de Rodennec et Porte-aux-Moines.
Rapport BRGM 82 SGN 322 MIN
- DOYLE
Acid Pressure leaching of zinc concentrates with elemental sulfur as a by-product.
11th Commonwealth Min. and Met. Congress, p 645-653, 1979
- DUTRIZAC, MAC DONALD, INGRAHAM
Trans. TMS AIME, Vol. 245, p 955-59, 1969
- DUTRIZAC
Minerals Sci. Engrs., Vol. 6, N 2, April 1974

DUTRIZAC

Ferric sulfate percolation leaching of a pyritic Zn-Pb-Cu ore.
CIM Bulletin, p 109-118, 1979

DUTRIZAC

The dissolution of chalcopryrite in ferric sulphate and ferric chloride media.
Metallurgical Transactions, Vol. 12B, June 1981

FORWARD, WARREN

Metallurgical reviews, Vol. 5, p 137-164, 1960

JAN

A kinetic study of the pressure leaching of sphalerite.
Metall. Trans. Vol. 7 B, p 353-361, 1976

JONES, PETERS

Extractive Metallurgy of copper, AIME N.Y., Vol. 2, p 633-653, 1976

KUZMINKH, YAKHONTOVA

d'apres DUTRIZAC (1974)

MEHTA, MURR

The role of iron in metal sulfide leaching by galvanic interaction.
Biotechnology and Bioengineering, Vol. 25, p 1175-1180, 1983

MUNOZ-CASTILLO

Reaction mechanisms in the acid ferric sulfate leaching of chalcopryrite.
PhD Thesis, University of Utah, 1977

MUNOZ, MILLER, WADSWORTH

Reaction mechanism for the acid ferric sulfate leaching of chalcopryrite.
Metall. Trans. Vol. 10 B, p 149-158, 1979

MURR

Theory and practice of copper sulphide leaching in dumps and In-Situ.
Minerals Sci. Engng, Vol. 12, NC3, p 121-189, 1980

ROMAN, BENNER

The dissolution of copper concentrates.
Min. Sci. Eng. 5 (1), p 3-24, 1973

SCOTT, NICOL

The kinetics of the leaching of zinc sulphide concentrates in acidic solutions containing ferric sulfate.
NIM Report NC 1949, 1978

SHEFFER, EVANS

Copper leaching practices in the Western United States.
U.S. Bureau of Mines, I.C. 8341, 1968

STANCZYCK, RAMPACEK

U.S. Bureau of Mines, Report of 6193, 1963

VERBAAN, MULLINDER

The leaching of sphalerite in acidic ferric sulfate media in the absence of elemental oxygen.
NIM Report NC 2038, 1980

WOODCOCK

Aust. Inst. Min. Met. Pro. NC 198, p 47-84, 1961

YU, HANSEN, WADSWORTH

A kinetic study of the leaching of chalcopryrite at elevated temperatures.
Met. Trans. 4(9), p 2137-2144, 1973

A N N E X E S

ANNEXE I : LIXIVIATIONS EN COLONNES DE 2,5 KG

ANNEXE II : LIXIVIATION EN COLONNE DE 100 KG

ANNEXE III : FLOTTATIONS

A N N E X E I

LIXIVIATIONS EN COLONNES DE 2,5 KG

COLONNE A

CONDITIONS OPERATOIRES :

MINERAI : Bodennec

TRANCHE : -1250 μ +1000 μ MASSE INITIALE : 2,39 KG
 TENEURS : Cu = 2,90 % , Zn = 8,33 % , Pb = 7,00 % , Fe = 12,6 %

SOLUTION : Fe+++ : 40 G/L Fe++ : 4,0 G/L
 pH = 1,5 Eh = 490 mV

TEMPS heures	MASSES EXTRAITES (cumulees) (G)		RENDEMENTS (%)	
	Cu	Zn	Cu	Zn
20H30	0,14	7,38	0,20	3,71
42H00	0,31	11,95	0,44	6,01
110H30	0,64	24,50	0,92	12,32
131H00	0,80	30,72	1,15	15,45
150H00	0,88	36,45	1,26	18,33
171H35	0,91	40,72	1,32	20,48
192H00	1,06	45,45	1,52	22,86
258H00	1,41	56,06	2,04	28,19
274H00	1,69	60,16	2,44	30,26
294H35	1,91	63,14	2,76	31,75
318H10	2,06	64,27	2,98	32,32
347H30	2,20	67,83	3,17	34,11
413H40	2,50	75,22	3,62	37,83
437H25	2,66	77,89	3,84	39,17
461H25	2,96	80,44	4,27	40,46
485H40	3,13	82,73	4,52	41,61
509H25	3,28	84,29	4,74	42,39
581H00	3,62	88,06	5,23	44,29
605H10	3,81	91,00	5,50	45,77
629H10	3,98	93,99	5,75	47,27
653H05	4,11	96,99	5,94	48,78
677H40	4,23	99,75	6,10	50,17

COLONNE B

CONDITIONS OPERATOIRES :

MINERAI : Bodenec

TRANCHE : -800 μ +630 μ MASSE INITIALE : 2,39 KG
 TENEURS : Cu = 2,80 % , Zn = 8,15 % , Pb = 6,45 % , Fe = 12,4 %

SOLUTION : Fe+++ : 40 G/L Fe++ : 4,0 G/L
 pH = 1,5 Eh = 490 mV

TEMPS heures	MASSES EXTRAITES (cumulees) (G)		RENDEMENTS (%)	
	Cu	Zn	Cu	Zn
20H30	0,12	8,02	0,18	4,11
42H00	0,41	14,07	0,61	7,22
110H30	0,74	32,25	1,10	16,54
131H00	0,78	35,08	1,16	17,99
150H00	0,84	39,99	1,25	20,51
170H10	0,90	43,57	1,34	22,35
188H40	1,06	48,87	1,58	25,07
255H40	1,33	56,79	1,98	29,13
271H30	1,51	59,81	2,26	30,68
292H10	1,61	60,98	2,40	31,28
315H45	1,68	61,21	2,50	31,40
345H07	1,77	64,17	2,64	32,92
411H15	2,00	71,11	2,98	36,48
435H00	2,10	73,79	3,14	37,85
459H00	2,30	75,96	3,44	38,96
483H15	2,45	78,03	3,66	40,03
507H00	2,56	79,78	3,83	40,92
578H30	2,81	83,05	4,20	42,60
602H45	2,97	85,75	4,44	43,99
626H45	3,10	87,71	4,63	44,99
650H40	3,22	89,77	4,80	46,05
675H15	3,33	91,41	4,97	46,89

COLONNE C

CONDITIONS OPERATOIRES :

MINERAI : Bodennec

TRANCHE : -500 μ +400 μ MASSE INITIALE : 2,38 KG
 TENEURS : Cu = 3,00 % , Zn = 8,50 % , Pb = 6,60 % , Fe = 13,2 %

SOLUTION : Fe+++ : 40 G/L Fe++ : 4,0 G/L
 pH = 1,5 Eh = 490 mV

TEMPS heures	MASSES EXTRAITES (cumulees) (G)		RENDEMENTS (%)	
	Cu	Zn	Cu	Zn
20H30	0,15	10,35	0,22	5,11
42H00	0,60	15,25	0,83	7,53
112H30	0,91	30,94	1,28	15,28
131H25	0,96	36,36	1,34	17,96
154H00	0,99	42,28	1,38	20,88
171H35	1,00	44,88	1,40	22,17
191H25	1,11	50,40	1,55	24,89
258H25	1,25	58,30	1,75	28,79
274H15	1,40	62,65	1,95	30,94
294H55	1,41	63,61	1,97	31,42
318H30	1,45	63,61	2,02	31,42
347H50	1,53	66,41	2,14	32,80
414H00	1,65	72,60	2,31	35,86
437H45	1,74	75,71	2,43	37,39
461H45	1,81	77,31	2,53	38,18
486H00	1,94	79,59	2,71	39,31
509H45	2,01	81,38	2,82	40,19
581H15	2,27	84,90	3,18	41,93
605H30	2,42	87,47	3,38	43,20
629H30	2,52	89,82	3,52	44,36
653H25	2,61	91,67	3,66	45,28
678H00	2,70	93,44	3,78	46,15

COLONNE F

CONDITIONS OPERATOIRES :

MINERAI : Bodennec

TRANCHE : -400 μ +200 μ MASSE INITIALE : 2,50 KG
 TENEURS : Cu = 3,05 % , Zn = 8,50 % , Pb = 6,50 % , Fe = 13,2 %

SOLUTION : Fe+++ : 10 G/L Fe++ : 30 G/L
 pH = 1,5 Eh = 436 mV

TEMPS heures	MASSES EXTRAITES (cumulees) (G)		RENDEMENTS (%)	
	Cu	Zn	Cu	Zn
16H15	0,32	1,72	0,42	0,81
40H45	0,40	4,40	0,53	2,07
64H25	0,49	7,09	0,64	3,34
136H30	0,62	15,28	0,82	7,19
160H30	0,65	17,71	0,86	8,33
184H20	0,68	20,75	0,90	9,76
208H40	0,71	23,50	0,93	11,06
232H30	0,73	26,01	0,96	12,24
304H30	0,90	32,25	1,18	15,18
328H30	0,98	33,64	1,28	15,83
352H30	1,00	37,29	1,31	17,55
376H30	1,02	39,91	1,34	18,78
400H30	1,06	41,65	1,39	19,60
471H30	1,23	45,59	1,61	21,45
496H30	1,33	48,50	1,75	22,82
520H30	1,39	49,97	1,82	23,52
544H30	1,51	52,55	1,98	24,73
568H30	1,60	54,32	2,10	25,56
640H30	1,90	60,32	2,49	28,39
669H30	1,99	62,14	2,61	29,24
689H30	2,08	63,45	2,73	29,86
713H30	2,17	64,59	2,84	30,40
737H45	2,29	65,98	3,00	31,05
809H00	2,61	69,51	3,43	32,71

COLONNE H

CONDITIONS OPERATOIRES :

MINERAI : Bodennec

TRANCHE : -400 μ +200 μ MASSE INITIALE : 2,50 KG
 TENEURS : Cu = 3,05 % , Zn = 8,50 % , Pb = 6,50 % , Fe = 13,2 %

SOLUTION : Fe+++ : 10 G/L Fe++ : 1.0 G/L
 pH = 1,5 Eh = 528 mV

TEMPS heures	MASSES EXTRAITES (cumulees) (G)		RENDEMENTS (%)	
	Cu	Zn	Cu	Zn
16H15	0,54	4,16	0,71	1,96
40H45	0,60	10,51	0,79	4,95
64H25	0,70	17,20	0,92	8,09
136H30	0,83	31,51	1,09	14,83
160H30	0,89	36,97	1,17	17,40
184H20	0,93	44,55	1,21	20,96
208H40	0,96	50,16	1,26	23,60
232H30	1,00	54,99	1,32	25,88
304H30	1,28	63,10	1,67	29,69
328H30	1,36	67,92	1,79	31,96
352H30	1,40	72,38	1,84	34,06
376H30	1,44	77,09	1,89	36,28
400H30	1,51	80,77	1,98	38,01
471H30	1,77	89,10	2,32	41,93
496H30	1,96	96,08	2,57	45,21
520H30	2,05	98,17	2,69	46,20
544H30	2,10	99,00	2,76	46,59

COLONNE J

CONDITIONS OPERATOIRES :

MINERAI : Bodennec

TRANCHE : -800 μ +630 μ MASSE INITIALE : 2,50 KG
TENEURS : Cu = 2,80 % , Zn = 8,15 % , Pb = 6,45 % , Fe = 12,4 %

SOLUTION : Fe⁺⁺⁺ : 40 G/L Fe⁺⁺ : 1,0 G/L
 pH = 1,5 Eh = 562 mV

TEMPERATURE : 50 °C

TEMPS heures	MASSES EXTRAITES (cumulees) (G)		RENDEMENTS (%)	
	Cu	Zn	Cu	Zn
16H00	1,86	45,94	2,65	22,54
87H00	7,93	125,04	11,33	61,34
112H00	8,32	135,04	11,89	66,25
136H10	10,00	147,28	14,28	72,26
160H00	10,65	150,00	15,20	73,59
184H00	10,88	150,83	15,54	74,00
280H30	13,58	157,31	19,40	77,18

COLONNE M

CONDITIONS OPERATOIRES :

MINERAI : Bodennec

TRANCHE : -400 μ +200 μ MASSE INITIALE : 2,50 KG
 TENEURS : Cu = 3,36 % , Zn = 8,06 % , Pb = 7,15 % , Fe = 13,1 %

SOLUTION : Fe+++ : 20 G/L Fe++ : 2,0 G/L
 pH = 1,5 Eh = 539 mV

TEMPS heures	MASSES EXTRAITES (cumulees) (G)		RENDEMENTS (%)	
	Cu	Zn	Cu	Zn
16H30	0,49	8,20	0,64	4,07
39H30	0,60	22,45	0,78	11,16
111H30	0,88	50,20	1,15	24,94
159H30	0,99	63,92	1,30	31,76
183H30	1,05	72,31	1,37	35,93
207H30	1,10	78,62	1,44	39,07
276H00	1,16	94,35	1,52	46,88
319H00	1,32	97,85	1,73	48,62
343H10	1,34	101,67	1,75	50,52
367H00	1,39	102,32	1,82	50,84
439H00	1,47	105,65	1,92	52,50
460H20	1,49	108,35	1,96	53,84
483H15	1,52	110,73	1,99	55,02
507H00	1,54	112,95	2,02	56,12
531H00	1,58	114,27	2,07	56,78
603H00	1,69	121,02	2,22	60,13
627H00	1,73	122,87	2,27	61,05
651H00	1,79	124,56	2,35	61,89
675H00	1,85	127,25	2,42	63,23
699H00	1,92	131,67	2,52	65,43
771H00	2,04	135,41	2,68	67,28
795H00	2,10	139,30	2,75	69,22
819H00	2,14	139,78	2,81	69,46
867H00	2,27	141,14	2,98	70,13
939H00	2,50	143,56	3,27	71,33
963H15	2,76	145,66	3,62	72,38
987H00	2,87	146,62	3,77	72,85

COLONNE 0

CONDITIONS OPERATOIRES :

MINERAL : Bodennec

TRANCHE : -400 μ +200 μ MASSE INITIALE : 2,50 KG
 TENEURS : Cu = 3,33 % , Zn = 8,50 % , Pb = 7,16 % , Fe = 13,1 %

SOLUTION : Fe⁺⁺⁺ : 40 G/L Fe⁺⁺ : 4,0 G/L
 pH = 1,5 Eh = 539 mV

TEMPS heures	MASSES EXTRAITES (cumulees) (G)		RENDEMENTS (%)	
	Cu	Zn	Cu	Zn
16H30	0,54	11,36	0,71	5,35
40H20	0,61	25,44	0,80	11,97
64H40	0,68	37,69	0,89	17,74
133H00	0,81	63,68	1,06	29,97
176H00	0,86	67,50	1,13	31,76
191H40	0,95	74,70	1,25	35,15
215H30	1,02	79,43	1,33	37,38
287H30	1,12	87,69	1,47	41,27
307H30	1,19	94,54	1,56	44,49
330H25	1,25	96,55	1,63	45,44
354H10	1,30	101,64	1,71	47,83
378H10	1,35	103,83	1,77	48,86
450H10	1,56	106,27	2,05	50,01
474H10	1,63	107,45	2,14	50,56
498H10	1,71	108,21	2,25	50,92
522H10	1,83	109,44	2,40	51,50
546H10	1,87	108,07	2,45	50,86
618H10	2,14	108,17	2,81	50,90
642H10	2,20	111,29	2,89	52,37
666H10	2,29	111,75	3,00	52,59
714H10	2,53	112,04	3,31	52,72
786H10	3,03	113,04	3,97	53,20
810H25	3,26	113,55	4,27	53,44

COLONNE P

CONDITIONS OPERATOIRES :

MINERAI : Bodennec

TRANCHE : -400 μ +200 μ MASSE INITIALE : 2,50 KG
 TENEURS : Cu = 3,33 % , Zn = 8,00 % , Pb = 6,50 % , Fe = 13,1 %

SOLUTION : Fe⁺⁺⁺ : 5,0 G/L Fe⁺⁺ : 0,05 G/L
 pH = 1,5 Eh = 554 mV

TEMPS heures	MASSES EXTRAITES (cumulees) (G)		RENDEMENTS (%)	
	Cu	Zn	Cu	Zn
19H30	0,29	4,22	0,35	2,11
42H40	0,34	11,29	0,41	5,65
65H40	0,41	19,13	0,49	9,57
90H00	0,48	27,72	0,57	13,86
161H40	0,70	44,39	0,84	22,20
186H40	0,80	50,41	0,96	25,21
210H40	0,84	55,39	1,00	27,70
234H40	0,89	58,51	1,07	29,26
306H10	1,47	69,53	1,76	34,77
327H40	1,71	75,88	2,06	37,94
339H00	1,74	76,81	2,09	38,41
345H30	1,82	80,80	2,19	40,40
414H30	2,24	87,91	2,70	43,96
435H30	2,28	90,29	2,74	45,15
463H00	2,35	93,44	2,82	46,72
488H00	2,40	96,26	2,89	48,13
510H30	2,46	99,43	2,96	49,72
581H45	2,90	105,24	3,48	52,62
607H30	3,03	108,83	3,64	54,42
630H30	3,10	110,80	3,73	55,40
654H30	3,15	113,24	3,79	56,62
678H30	3,19	115,84	3,83	57,92
750H45	3,65	120,31	4,39	60,16
774H00	3,92	123,02	4,70	61,51
798H45	3,98	124,60	4,78	62,30
822H10	4,05	126,57	4,87	63,29
846H15	4,14	127,47	4,97	63,74
918H30	4,30	129,84	5,17	64,92
942H10	4,38	131,69	5,26	65,85
966H30	4,43	133,29	5,32	66,65
990H15	4,45	134,35	5,34	67,18
1014H15	4,48	135,18	5,38	67,59
1086H45	4,71	137,27	5,65	68,64
1110H45	4,80	138,70	5,77	69,35
1158H30	5,11	142,35	6,14	71,18
1181H45	5,16	142,42	6,20	71,21
1253H45	5,57	144,27	6,70	72,14
1277H45	5,74	146,00	6,89	73,00
1302H15	5,85	146,97	7,03	73,49
1326H25	5,92	147,36	7,11	73,68
1350H15	5,89	147,36	7,08	73,68
1421H30	6,04	149,64	7,25	74,82
1446H30	6,10	150,71	7,32	75,36
1470H00	6,13	151,82	7,37	75,91
1494H50	6,18	152,36	7,42	76,18
1518H15	6,18	151,99	7,42	76,00
1590H30	6,32	152,90	7,60	76,45
1614H45	6,39	154,04	7,68	77,02
1640H45	6,41	154,12	7,70	77,06
1662H45	6,41	154,75	7,70	77,38
1686H45	6,46	155,63	7,76	77,82
1758H00	6,47	155,57	7,77	77,79
1781H50	6,50	155,64	7,81	77,82
1806H55	6,52	155,88	7,84	77,94
1830H30	6,54	156,58	7,86	78,29

COLONNE S

CONDITIONS OPERATOIRES :

MINERAI : Iberique

TRANCHE : -400 μ +200 μ MASSE INITIALE : 2,50 KG
 TENEURS : Cu = 0,79 % , Zn = 2,83 % , Pb = 1,02 % , Fe = 40,5 %

SOLUTION : Fe+++ : 15 G/L Fe++ : 1,5 G/L
 pH = 1,5 Eh = 528 mV

TEMPS heures	MASSES EXTRAITES (cumulees) (G)		RENDEMENTS (%)	
	Cu	Zn	Cu	Zn
68H45	0,24	9,26	1,22	13,90
92H15	0,26	12,33	1,29	17,43
116H15	0,28	16,42	1,40	23,21
141H00	0,30	19,16	1,51	27,08
162H30	0,33	21,34	1,66	30,16
234H30	0,37	28,15	1,86	39,79
258H30	0,39	30,94	1,96	43,73
282H45	0,40	33,46	2,04	47,29
306H25	0,42	36,15	2,12	51,10
331H00	0,43	38,47	2,20	54,37
402H40	0,47	42,35	2,36	59,86
426H30	0,48	43,97	2,45	62,15
450H55	0,49	45,69	2,49	64,58
499H15	0,52	48,87	2,64	69,07
570H30	0,57	51,58	2,89	72,90
594H30	0,59	53,02	2,99	74,94
618H30	0,61	53,66	3,08	75,84
642H20	0,62	54,17	3,11	76,57
665H20	0,63	54,94	3,17	77,65
738H50	0,68	56,79	3,44	80,27
760H05	0,70	57,26	3,54	80,93
783H50	0,70	57,64	3,54	81,47
808H20	0,71	58,17	3,62	82,22
832H20	0,73	58,39	3,69	82,53
904H15	0,75	59,22	3,81	83,70
925H00	0,75	59,87	3,81	84,62
949H40	0,75	59,70	3,81	84,38

COLONNE T

CONDITIONS OPERATOIRES :

MINERAI : Bodennec

TRANCHE : -500 μ +400 μ MASSE INITIALE : 2,40 KG
 TENEURS : Cu = 3,00 % , Zn = 8,50 % , Pb = 6,60 % , Fe = 13,2 %

SOLUTION : Fe⁺⁺⁺ : 40 G/L Fe⁺⁺ : 4,0 G/L
 pH = 1,5 Eh = 500 mV

DEBIT DE SOLUTION : 0,120 L/H

TEMPS heures	MASSES EXTRAITES (cumulees) (G)		RENDEMENTS (%)	
	Cu	Zn	Cu	Zn
68H45	0,46	20,24	0,64	9,92
116H30	0,56	34,51	0,78	16,92
164H30	0,70	46,71	0,97	22,90
236H30	0,87	58,43	1,21	28,64

COLONNE U

CONDITIONS OPERATOIRES :

MINERAI : Bodennec

TRANCHE : -500 μ +400 μ MASSE INITIALE : 2,40 KG
 TENEURS : Cu = 3,00 % , Zn = 8,50 % , Pb = 6,60 % , Fe = 13,2 %

SOLUTION : Fe⁺⁺⁺ : 40 G/L Fe⁺⁺ : 4,0 G/L
 pH = 1,5 Eh = 500 mV

DEBIT DE SOLUTION : 0,060 L/H

TEMPS heures	MASSES EXTRAITES (cumulees) (G)		RENDEMENTS (%)	
	Cu	Zn	Cu	Zn
68H45	0,33	12,35	0,46	6,05
116H30	0,45	25,41	0,63	12,46
164H30	0,60	35,95	0,83	17,62
236H30	0,82	50,03	1,14	24,52
284H45	0,96	56,29	1,33	27,59
333H00	1,13	61,97	1,57	30,38
404H40	1,28	64,32	1,78	31,53

COLONNE W

CONDITIONS OPERATOIRES :

MINERALI : Bodenec

TRANCHE : -400 μ +200 μ

MASSE INITIALE : 2,50 KG

TENEURS : Cu = 3,33 % , Zn = 8,00 % , Pb = 6,65 % , Fe = 13,9 %

SOLUTION : Fe+++ : 15 G/L
pH = 1,5

Fe++ : 1,5 G/L
Eh = 528 mV

REGENERATION DU Fe+++ PAR DU PEROXYDE D'HYDROGENE

TEMPS heures	MASSES EXTRAITES (cumulees) (G)		RENDEMENTS (%)	
	Cu	Zn	Cu	Zn
20H35	0,26	7,32	0,31	3,66
45H10	0,33	17,09	0,40	8,55
116H50	0,55	31,37	0,66	15,69
139H40	0,65	39,53	0,78	19,77
164H00	0,72	46,54	0,87	23,27
212H25	0,96	57,38	1,15	28,69
283H40	1,34	69,13	1,60	34,57
307H40	1,39	72,40	1,66	36,20
331H40	1,49	77,66	1,79	38,83
355H30	1,57	81,29	1,89	40,65
378H30	1,67	85,13	2,01	42,57
452H00	2,07	95,85	2,49	47,93
473H15	2,13	98,15	2,56	49,08
497H00	2,21	100,97	2,66	50,49
521H30	2,24	102,55	2,69	51,28
545H30	2,29	105,37	2,75	52,69
617H25	2,43	110,50	2,92	55,25
638H10	2,46	111,47	2,96	55,74
662H50	2,52	114,21	3,02	57,11
686H55	2,56	114,67	3,07	57,34
710H55	2,60	114,66	3,12	58,33
783H40	2,76	120,14	3,31	60,07
806H45	2,78	121,63	3,34	60,82
830H50	2,81	123,05	3,38	61,53
854H25	2,84	124,22	3,42	62,11
879H25	2,89	124,75	3,47	62,38
951H40	3,02	128,98	3,62	64,49

COLONNE X

CONDITIONS OPERATOIRES :

MINERAI : Bodennec

TRANCHE : -400 μ +200 μ MASSE INITIALE : 2,50 KG
 TENEURS : Cu = 3,33 % , Zn = 8,00 % , Pb = 6,65 % , Fe = 13,9 %

SOLUTION : Fe+++ : 15 G/L Fe++ : 1,5 G/L
 pH = 1,5 Eh = 528 mV

SOLUTION NON RECYCLEE

TEMPS heures	MASSES EXTRAITES (cumulees) (G)		RENDEMENTS (%)	
	Cu	Zn	Cu	Zn
21H55	0,43	6,24	0,51	3,12
45H30	0,53	17,59	0,63	8,80
70H00	0,60	28,46	0,73	14,23
94H05	0,67	37,58	0,81	18,79
166H30	0,80	53,16	0,96	26,58
191H20	0,85	59,35	1,02	29,68
208H50	0,88	63,19	1,06	31,60
238H20	0,92	68,00	1,11	34,00
261H50	0,96	72,45	1,16	36,23
334H20	1,06	81,00	1,28	40,50
358H20	1,11	85,10	1,33	42,55
383H20	1,15	88,26	1,38	44,13
408H50	1,19	91,86	1,43	45,93
437H50	1,25	95,87	1,50	47,94

A N N E X E I I

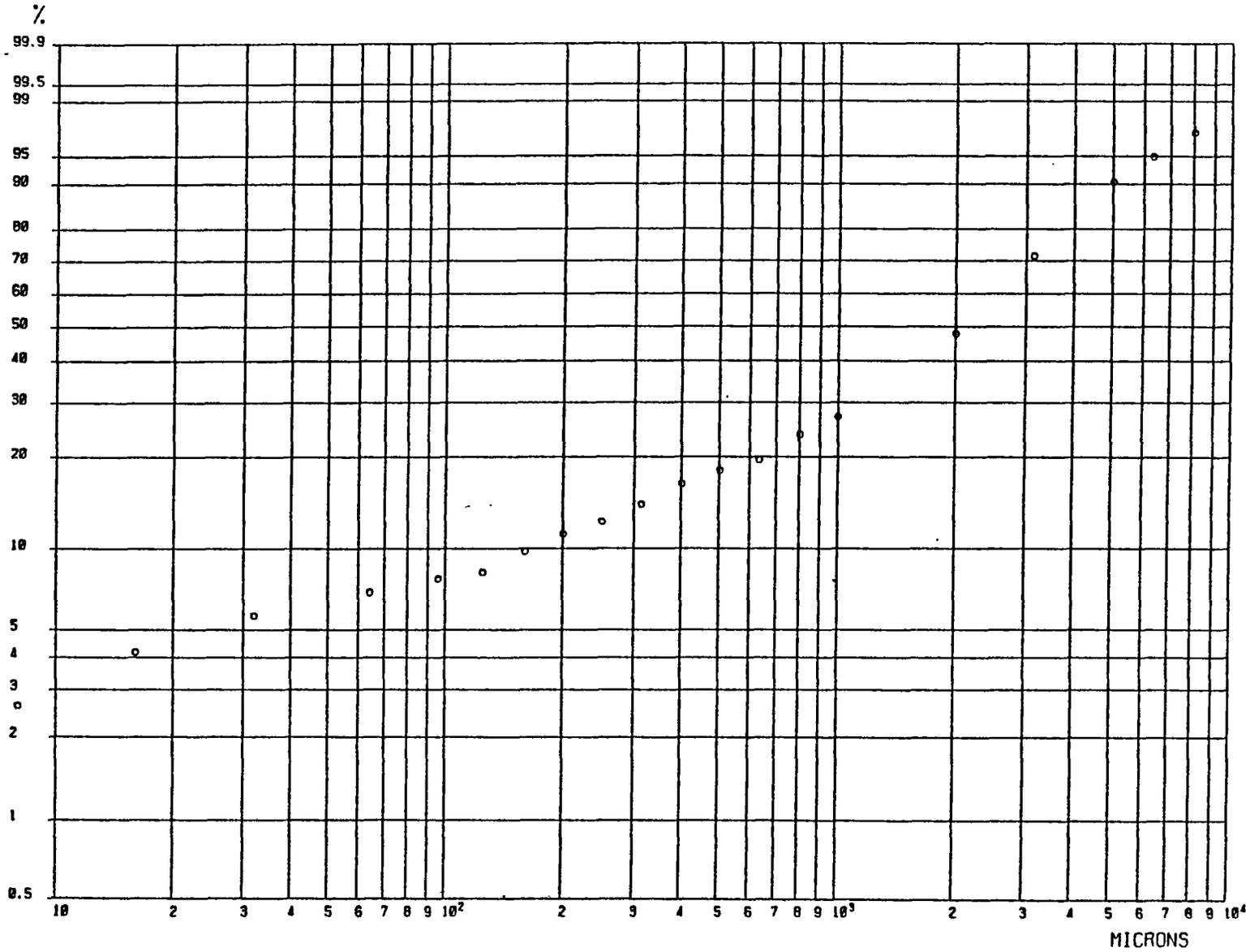
LIXIVIATION EN COLONNE DE 100 KG

REPARTITION GRANULOMETRIQUE DU MINERAI DE BODENNEC
(COLONNE DE 100 KG)

FRACTIONS GRANULOM. MICRONS	POIDS %	MASSE CUMULEE %
>	8000.	2.93
8000.	6300.	2.67
6300.	5000.	4.15
5000.	3150.	19.20
3150.	2000.	23.70
2000.	1000.	20.43
1000.	800.	3.25
800.	630.	3.98
630.	500.	1.54
500.	400.	1.79
400.	315.	2.42
315.	250.	1.83
250.	200.	1.21
200.	160.	1.43
160.	125.	1.72
125.	96.	0.20
96.	64.	0.80
64.	48.	0.30
48.	32.	0.87
32.	24.	0.72
24.	16.	0.74
16.	12.	0.74
12.	8.	0.77
8.	6.	0.68
6.	4.	0.72
4.	3.	0.41
3.	2.	0.35
2.	2.	0.21
2.	1.	0.06
1.	0.	0.18

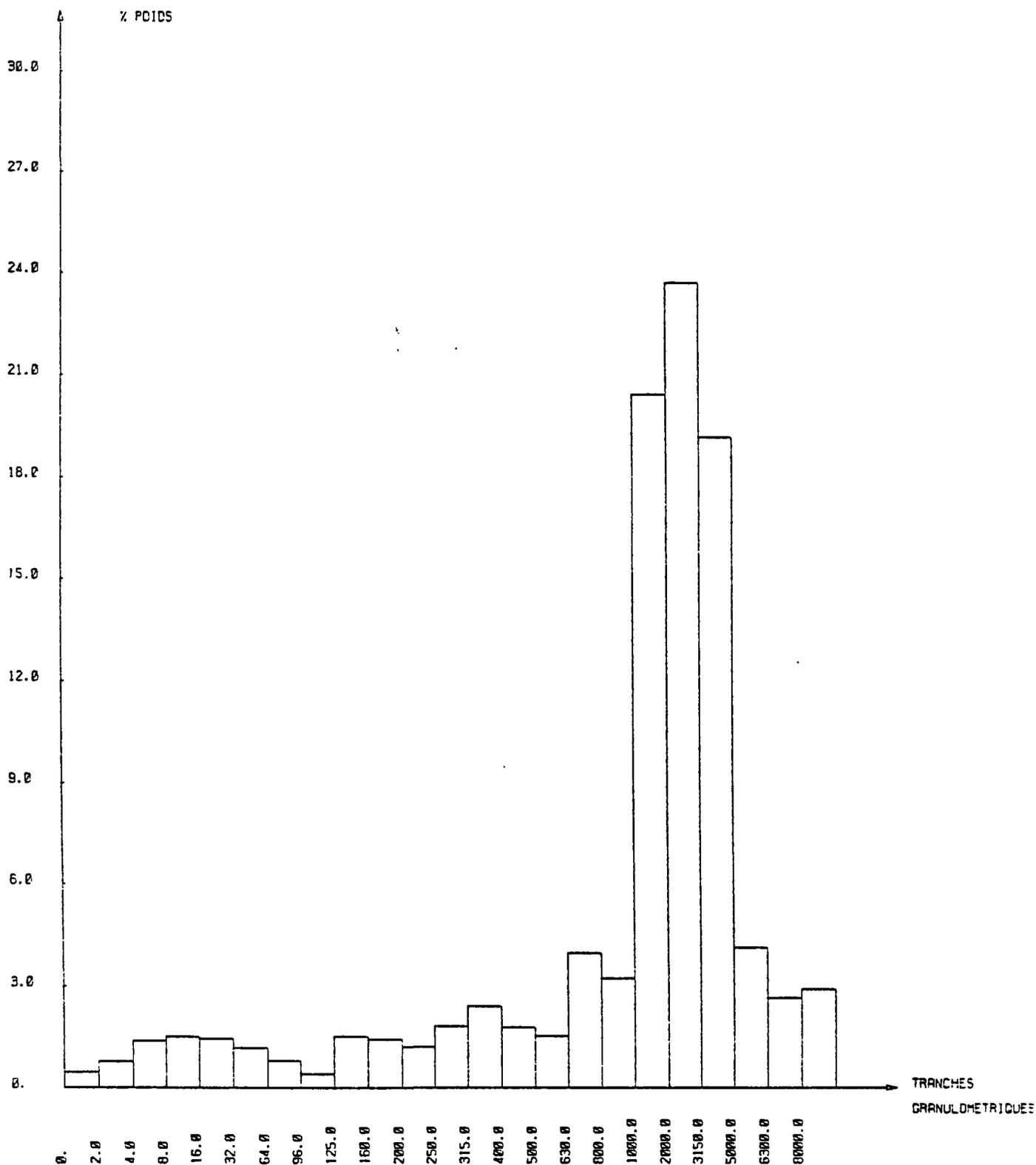
COURBE GRANULOMETRIQUE (FRACTION PASSANTE)

LIXIVIATION DE MINERAL DE BODENNEC



REPARTITION GRANULOMETRIQUE DU MINERAI DE BODENNEC
(COLONNE DE 100 KG)

L UNITE EST UNE TRANCHE GRANULOMETRIQUE



REPARTITION GRANULOMETRIQUE DU MINERAI APRES BROYAGE :
(MINERAI LIXIVIE)

Analyse au granulometre a laser

TRANCHE (microns)	PASSANT CUMULE (%)
0 - 1	6.0
1 - 2	12.8
2 - 3	19.3
3 - 4	26.1
4 - 6	37.7
6 - 8	48.1
8 - 12	60.2
12 - 16	70.1
16 - 24	81.4
24 - 32	88.9
32 - 48	96.6
48 - 64	97.2
64 - 96	100.0
96 - 128	100.0

A N N E X E I I I

F L O T T A T I O N S

FLOTTATION NUM. 0 : MINERAL DE ROUENNEC NON LIXIVIE : DRO= 30 MICRONS

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 Concentre 1	10.44	15.90	52.99	16.00	26.55	8.70	11.62	19.50	14.83
2 Concentre 2	8.39	11.00	29.46	16.80	22.40	11.75	12.61	17.80	10.88
3 Concentre 3	5.66	2.40	4.33	20.00	17.98	15.22	11.02	11.60	4.78
4 Mixtes 1	3.65	2.20	2.57	12.05	7.00	10.05	4.70	15.20	4.04
5 Mixtes 2	5.18	1.20	1.98	6.25	5.14	10.65	7.05	14.80	5.58
6 Mixtes 3	4.58	1.86	2.72	7.85	5.72	14.25	8.36	12.80	4.27
7 Sterile	62.10	0.30	5.95	1.54	15.20	5.62	44.64	12.30	55.62
BRUT RECONSTITUE	100.00	3.13	100.00	6.29	100.00	7.92	100.00	13.73	100.00

PRODUITS	POIDS %	Teneur en Cu	Teneur en Pb
1 Concentre 1	10.44	0.9937	
2 Concentre 2	8.39	0.6548	
3 Concentre 3	5.66	0.1200	
4 Mixtes 1	3.65	0.1326	
5 Mixtes 2	5.18	0.1920	
6 Mixtes 3	4.58	0.2367	
7 Sterile	62.10	0.1948	
BRUT RECONSTITUE	100.00	0.4979	

TABLEAU REGOUPPEMENT FIUT. 0 (Analyses par chimie)

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 FL 1 1 4 0 0 0 0	14.10	12.35	55.56	14.98	33.55	9.05	16.32	18.39	18.87
2 FL 2 2 5 0 0 0 0	13.57	7.26	31.44	12.77	27.55	11.33	19.67	16.66	16.46
3 FL 3 3 6 0 0 0 0	10.24	2.16	7.06	14.56	23.70	14.79	19.37	12.14	9.05
4 Sterile 7 0 0 0 0 0	62.10	0.30	5.95	1.54	15.20	5.62	44.64	12.30	55.62

FLOTTATION NUM. 1 : MINERAL DE BODENNEC LIXIVIE ; DBO= 20 MICRONS

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 Concentre 1	6.53	6.26	14.89	14.90	16.11	3.35	11.83	15.30	6.03
2 Concentre 2	7.00	12.40	31.62	13.40	15.53	3.29	12.45	21.45	9.06
3 Concentre 3	2.50	6.23	5.67	27.00	11.17	1.88	2.54	15.40	2.32
4 Mixtes 1	6.20	2.64	5.96	7.81	8.02	2.00	6.70	16.00	5.98
5 Mixtes 2	8.24	1.95	5.85	6.01	8.20	1.77	7.88	16.35	8.13
6 Mixtes 3	8.39	6.02	18.40	11.80	16.39	2.28	10.34	18.00	9.11
7 Sterile	61.14	0.79	17.59	2.43	24.59	1.46	48.25	16.10	59.37
BRUT RECONSTITUE	100.00	2.75	100.00	6.04	100.00	1.85	100.00	16.58	100.00

PRODUITS	POIDS %	Teneur en / Teneur en	
		Cu	Pb
1 Concentre 1	6.53	0.4201	
2 Concentre 2	7.00	0.9254	
3 Concentre 3	2.50	0.2307	
4 Mixtes 1	6.20	0.3380	
5 Mixtes 2	8.24	0.3245	
6 Mixtes 3	8.39	0.5102	
7 Sterile	61.14	0.3251	
BRUT RECONSTITUE	100.00	0.4544	

TABLEAU REGORUPHEMENT FLOT. 1 (Analyses par chimie)

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 FL 1 1 4 0 0 0 0	12.73	4.50	20.86	11.45	24.12	2.69	18.53	15.64	12.01
2 FL 2 2 5 0 0 0 0	15.24	6.75	37.48	9.40	23.73	2.47	20.34	18.69	17.18
3 FL 3 3 6 0 0 0 0	10.89	6.07	24.07	15.29	27.56	2.19	12.88	17.40	11.43
4 Sterile 7 0 0 0 0 0	61.14	0.79	17.59	2.43	24.59	1.46	48.25	16.10	59.37

FLOTTATION NUM. 2 : MINERAL DE BODENNEC LIXIVIE ; D80= 20 MICRONS

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 Concentre 1	14.02	8.85	40.36	14.00	29.72	5.02	33.94	20.40	17.60
2 Concentre 2	10.75	8.24	28.81	10.80	17.58	3.59	18.61	26.80	17.72
3 Concentre 3	2.68	5.62	4.90	37.20	15.10	3.47	4.49	14.20	2.34
4 Mixtes 1	3.78	3.43	4.22	9.98	5.71	2.23	4.07	17.50	4.07
5 Mixtes 2	6.68	2.50	5.43	6.86	6.94	1.65	5.32	16.40	6.74
6 Mixtes 3	5.09	2.10	3.48	6.82	5.26	2.59	6.36	16.70	5.23
7 Sterile	57.00	0.69	12.80	2.28	19.68	0.99	27.22	13.20	46.30
BRUT RECONSTITUE	100.00	3.07	100.00	6.60	100.00	2.07	100.00	16.25	100.00

PRODUITS	POIDS %	Teneur en Cu	Teneur en Pb
1 Concentre 1	14.02	0.6321	
2 Concentre 2	10.75	0.7630	
3 Concentre 3	2.68	0.1511	
4 Mixtes 1	3.78	0.3437	
5 Mixtes 2	6.68	0.3644	
6 Mixtes 3	5.09	0.3079	
7 Sterile	57.00	0.3026	
BRUT RECONSTITUE	100.00	0.4655	

TABLEAU REGROUPEMENT FLOT. 2 (Analyses par chimie)

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 FL 1 1 4 0 0 0 0	17.80	7.70	44.58	13.15	35.44	4.43	38.01	19.70	21.67
2 FL 2 2 5 0 0 0 0	17.43	6.04	34.25	9.29	24.52	2.85	23.93	22.01	24.46
3 FL 3 3 6 0 0 0 0	7.77	3.31	8.38	17.30	20.36	2.89	10.84	15.84	7.57
4 Sterile 7 0 0 0 0 0	57.00	0.69	12.80	2.28	19.68	0.99	27.22	13.20	46.30

FLUTATION NUM. 3 : MINERAL DE BODENNEC LIXIVIE ; D80= 20 MICRONS

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 Concentre 1	7.42	7.35	19.91	13.60	16.84	5.52	22.49	18.50	8.14
2 Concentre 2	13.86	7.69	38.91	12.40	28.68	4.84	36.83	26.80	22.03
3 Concentre 3	1.70	4.22	2.62	16.30	4.62	1.37	1.28	17.00	1.71
4 Mixtes 1	14.00	3.96	20.24	8.90	20.80	2.69	20.67	19.35	16.06
5 Mixtes 2	10.62	2.32	8.99	6.37	11.29	1.38	8.05	17.80	11.21
6 Mixtes 3	5.66	1.46	3.02	4.60	4.35	0.88	2.73	16.00	5.37
7 Sterile	46.74	0.37	6.31	1.72	13.42	0.31	7.95	12.80	35.48
BRUT RECONSTITUE	100.00	2.74	100.00	5.99	100.00	1.82	100.00	16.86	100.00

PRODUITS	POIDS %	Teneur en / Teneur en	
		Cu	Pb
1 Concentre 1	7.42	0.5404	
2 Concentre 2	13.86	0.6202	
3 Concentre 3	1.70	0.2589	
4 Mixtes 1	14.00	0.4449	
5 Mixtes 2	10.62	0.3642	
6 Mixtes 3	5.66	0.3174	
7 Sterile	46.74	0.2151	
BRUT RECONSTITUE	100.00	0.4572	

TABLEAU REGROUPEMENT FLOT. 3 (Analyses par chimie)

PRODUITS	POIDS z	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR z	DISTR z						
1 FL 1 1 4 0 0 0 0	21.42	5.13	40.15	10.53	37.64	3.67	43.16	19.06	24.20
2 FL 2 2 5 0 0 0 0	24.48	5.36	47.90	9.78	39.97	3.34	44.87	22.90	33.24
3 FL 3 3 6 0 0 0 0	7.36	2.10	5.64	7.30	8.97	0.99	4.01	16.23	7.08
4 Sterile 7 0 0 0 0 0	46.74	0.37	6.31	1.72	13.42	0.31	7.95	12.80	35.48

FLOTTATION NUM. 4: MINERAL DE BOUENNEC LIXIVIE ; D80= 20 MICRONS

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 Concentre 1	11.05	5.20	23.96	11.00	19.91	3.25	17.86	19.50	12.91
2 Concentre 2	6.03	9.10	22.86	10.42	10.28	3.14	9.41	24.20	8.73
3 Concentre 3	6.98	6.35	18.47	24.00	27.42	3.25	11.28	17.00	7.10
4 Mixtes 1	9.40	2.57	10.07	6.85	10.54	1.91	8.93	16.30	9.17
5 Mixtes 2	6.33	1.74	4.59	5.75	5.96	1.64	5.17	15.30	5.80
6 Mixtes 3	9.67	1.84	7.41	4.70	7.44	2.22	10.67	16.20	9.38
7 Sterile	50.54	0.60	12.64	2.23	18.45	1.46	36.69	15.50	46.91
BRUT RECONSTITUE	100.00	2.40	100.00	6.11	100.00	2.01	100.00	16.70	100.00

PRODUITS	POIDS %	Teneur en Cu / Teneur en Pb
1 Concentre 1	11.05	0.4727
2 Concentre 2	6.03	0.8733
3 Concentre 3	6.98	0.2646
4 Mixtes 1	9.40	0.3752
5 Mixtes 2	6.33	0.3026
6 Mixtes 3	9.67	0.3915
7 Sterile	50.54	0.2691
BRUT RECONSTITUE	100.00	0.3928

TABLEAU REGROUPEMENT FLOT, 4 (Analyses par chimie)

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 FL 1 1 4 0 0 0 0	20.45	3.99	34.03	9.09	30.45	2.63	26.79	18.03	22.08
2 FL 2 2 5 0 0 0 0	12.36	5.33	27.45	8.03	16.24	2.37	14.57	19.64	14.53
3 FL 3 3 6 0 0 0 0	16.64	3.73	25.88	12.79	34.86	2.65	21.95	16.54	16.48
4 Sterile 7 0 0 0 0 0	50.54	0.60	12.64	2.23	18.45	1.46	36.69	15.50	46.91

FLOTTATION NUM.5 : MINERAI DE BODENNEC LIXIVIE ; D80= 20 MICRONS

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 Concentre 1	6.11	6.80	13.55	15.10	14.12	3.42	10.13	15.10	5.64
2 Concentre 2	6.58	13.35	28.66	13.50	13.59	4.06	12.95	20.70	8.33
3 Concentre 3	2.47	8.10	6.53	28.50	10.77	3.68	4.40	18.10	2.73
4 Mixtes 1	15.57	4.10	20.83	10.80	25.73	2.95	22.26	18.80	17.90
5 Mixtes 2	8.78	3.09	8.85	8.00	10.75	2.27	9.66	17.00	9.13
6 Mixtes 3	5.66	5.20	9.60	10.30	8.92	3.18	8.72	19.20	6.65
7 Sterile	54.83	0.67	11.98	1.92	16.11	1.20	31.88	14.80	49.62
BRUT RECONSTITUE	100.00	3.07	100.00	6.53	100.00	2.06	100.00	16.35	100.00

PRODUITS	POIDS %	Teneur en / Teneur en	
		Cu	Pb
1 Concentre 1	6.11	0.4503	
2 Concentre 2	6.58	0.9889	
3 Concentre 3	2.47	0.2842	
4 Mixtes 1	15.57	0.3796	
5 Mixtes 2	8.78	0.3862	
6 Mixtes 3	5.66	0.5049	
7 Sterile	54.83	0.3490	
BRUT RECONSTITUE	100.00	0.4691	

TABLEAU REGROUPEMENT FLOT. 5 (Analyses par chimie)

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 FL 1 1 4 0 0 0 0	21.68	4.86	34.38	12.01	39.85	3.08	32.38	17.76	23.54
2 FL 2 2 5 0 0 0 0	15.36	7.49	37.51	10.36	24.34	3.04	22.60	18.59	17.46
3 FL 3 3 6 0 0 0 0	8.13	6.08	16.13	15.83	19.69	3.33	13.13	18.87	9.38
4 Sterile 7 0 0 0 0 0	54.83	0.67	11.98	1.92	16.11	1.20	31.88	14.80	49.62

FLOTTATION NUM. 6 : MINERAI DE BODENNEC LIXIVIE ; DB0= 20 MICRONS

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 Concentre 1	9.81	5.36	18.76	17.90	28.72	4.48	23.35	17.00	9.95
2 Concentre 2	13.32	10.27	48.81	12.10	26.36	3.41	24.14	21.20	16.86
3 Concentre 3	3.92	4.04	5.65	12.60	8.08	2.43	5.06	18.60	4.35
4 Mixtes 1	3.98	2.20	3.12	7.17	4.67	1.85	3.91	17.00	4.04
5 Mixtes 2	11.04	2.01	7.92	5.61	10.13	1.72	10.09	16.60	10.94
6 Mixtes 3	10.29	1.60	5.87	3.94	6.63	1.58	8.64	16.85	10.35
7 Sterile	47.64	0.58	9.86	1.98	15.43	0.98	24.81	15.30	43.51
BRUT RECONSTITUE	100.00	2.80	100.00	6.12	100.00	1.88	100.00	16.75	100.00

PRODUITS	POIDS %	Teneur en / Teneur en	
		Cu	Pb
1 Concentre 1	9.81	0.2994	
2 Concentre 2	13.32	0.8488	
3 Concentre 3	3.92	0.3206	
4 Mixtes 1	3.98	0.3068	
5 Mixtes 2	11.04	0.3583	
6 Mixtes 3	10.29	0.4061	
7 Sterile	47.64	0.2929	
BRUT RECONSTITUE	100.00	0.4583	

TABLEAU REGROUPEMENT FLOT. 6 (Analyses par chimie)

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 FL 1 1 4 0 0 0 0	13.79	4.45	21.89	14.80	33.38	3.72	27.27	17.00	13.99
2 FL 2 2 5 0 0 0 0	24.36	6.53	56.73	9.16	36.48	2.64	34.23	19.12	27.80
3 FL 3 3 6 0 0 0 0	14.21	2.27	11.53	6.33	14.71	1.81	13.70	17.33	14.70
4 Alim. Zn 7 0 0 0 0 0	47.64	0.58	9.86	1.98	15.43	0.98	24.81	15.30	43.51

FLOTTATION NUM. 7 : MINERAL DE BODENNEC LIXIVIE ; D00= 20 MICRONS

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 Concentre 1	7.17	8.30	19.84	14.35	16.93	3.07	11.16	17.00	7.22
2 Concentre 2	13.28	9.70	42.97	12.50	27.33	3.50	23.58	18.90	14.88
3 Concentre 3	3.20	6.45	6.89	24.35	12.84	3.47	5.64	17.90	3.40
4 Mixtes 1	10.78	1.85	6.65	5.25	9.31	1.48	8.09	17.50	11.18
5 Mixtes 2	13.48	1.55	6.97	5.50	12.20	1.68	11.49	16.70	13.35
6 Mixtes 3	5.39	2.35	4.22	6.35	5.63	2.43	6.64	18.60	5.94
7 Alim. Zn	46.70	0.80	12.46	2.05	15.76	1.41	33.40	15.90	44.02
BRUT RECONSTITUE	100.00	3.00	100.00	6.08	100.00	1.97	100.00	16.87	100.00

PRODUITS	POIDS %	Teneur en Cu / Teneur en Pb
1 Concentre 1	7.17	0.5784
2 Concentre 2	13.28	0.7760
3 Concentre 3	3.20	0.2649
4 Mixtes 1	10.78	0.3524
5 Mixtes 2	13.48	0.2818
6 Mixtes 3	5.39	0.3701
7 Alim. Zn	46.70	0.3902
BRUT RECONSTITUE	100.00	0.4935

TABLEAU REGROUPEMENT FLOT. 7 (Analyses par chimie)

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 FL 1 1 4 0 0 0 0	17.95	4.43	26.49	8.88	26.24	2.12	19.25	17.30	18.41
2 FL 2 2 5 0 0 0 0	26.76	5.60	49.94	8.97	39.53	2.58	35.07	17.79	28.23
3 FL 3 3 6 0 0 0 0	8.59	3.88	11.11	13.06	18.47	2.82	12.28	18.34	9.34
4 Alim. Zn 7 0 0 0 0 0	46.70	0.80	12.46	2.05	15.76	1.41	33.40	15.90	44.02

FLOTTATION NUM. B : MINERAL DE BODENNEC LIXIVIE : D80= 20 MICRONS

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 Concentre 1	12.40	7.08	26.74	22.80	37.05	4.48	22.09	17.60	15.56
2 Concentre 2	10.32	8.90	27.96	11.10	15.00	4.01	16.45	24.60	18.09
3 Concentre 3	3.63	7.10	7.86	21.20	10.09	3.25	4.69	15.20	3.94
4 Mixtes 1	7.06	2.77	5.96	9.12	8.44	2.47	6.94	12.20	6.14
5 Mixtes 2	6.45	2.78	5.46	7.49	6.33	2.42	6.21	12.90	5.93
6 Mixtes 3	5.33	1.84	2.99	3.87	2.70	2.07	4.38	12.20	4.63
7 Alim. Zn	54.81	1.38	23.04	2.84	20.39	1.80	39.23	11.70	45.71
BRUT RECONSTITUE	100.00	3.28	100.00	7.63	100.00	2.51	100.00	14.03	100.00

PRODUITS	POIDS %	Teneur en Cu	Teneur en Pb
1 Concentre 1	12.40	0.3105	
2 Concentre 2	10.32	0.8018	
3 Concentre 3	3.63	0.3349	
4 Mixtes 1	7.06	0.3037	
5 Mixtes 2	6.45	0.3712	
6 Mixtes 3	5.33	0.4755	
7 Alim. Zn	54.81	0.4859	
BRUT RECONSTITUE	100.00	0.4302	

TABLEAU REGROUPEMENT FLOT. D (Analyses par chimie)

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Zn		Fe	
		TENEUR %	DISTR %						
1 FL 1 1 4 0 0 0 0	19.46	5.52	32.70	17.84	45.48	3.75	29.03	15.64	21.70
2 FL 2 2 5 0 0 0 0	16.76	6.55	33.42	9.71	21.33	3.40	22.66	20.10	24.02
3 FL 3 3 6 0 0 0 0	8.96	3.97	10.84	10.90	12.79	2.55	9.08	13.42	8.57
4 Alim. Zn 7 0 0 0 0 0	54.81	1.38	23.04	2.84	20.39	1.80	39.23	11.70	45.71

FLOTTATION NUM. 9 : MINERAUX DE BOBENNEC LIXIVIE : DROG= 20 MICRONS

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Pb (PbSO4)		Zn	
		TENEUR %	DISTR %	TENEUR %	DISTR %	TENEUR %	DISTR %	TENEUR %	DISTR %
1 Concentre 1	11.89	9.15	38.45	15.15	20.49	5.20	25.22	2.38	26.28
2 Concentre 2	9.92	8.75	30.68	11.55	18.12	3.94	15.94	1.52	14.00
3 Concentre 3	3.46	5.12	6.26	25.00	13.68	3.26	4.60	1.48	4.76
4 Mixtes 1	6.51	3.70	8.51	9.70	9.99	4.48	11.90	1.16	7.01
5 Mixtes 2	6.93	1.96	4.80	6.62	7.25	2.83	8.00	0.95	6.11
6 Mixtes 3	6.66	1.60	3.77	5.10	5.37	2.47	6.71	1.02	6.31
7 Sterile	54.63	0.39	7.53	1.98	17.11	1.24	27.63	0.70	35.52
BRUT RECONSTITUE	100.00	2.83	100.00	6.32	100.00	2.45	100.00	1.08	100.00

PRODUITS	POIDS %	S nat.		Fe	
		TENEUR %	DISTR %	TENEUR %	DISTR %
1 Concentre 1	11.89	16.45	50.49	18.45	15.84
2 Concentre 2	9.92	6.57	16.82	23.50	16.84
3 Concentre 3	3.46	2.90	2.59	15.00	3.75
4 Mixtes 1	6.51	7.22	12.13	16.25	7.64
5 Mixtes 2	6.93	3.32	5.94	14.25	7.13
6 Mixtes 3	6.66	2.07	3.56	13.70	6.59
7 Sterile	54.63	0.60	8.46	10.70	42.21
BRUT RECONSTITUE	100.00	3.87	100.00	13.85	100.00

TABLEAU REGROUPEMENT FLOT. 9 (Analyses par chimie)

PRODUITS	POIDS %	Cu		Pb		Pb (PbSO4)		Zn	
		TENEUR %	DISTR %	TENEUR %	DISTR %	TENEUR %	DISTR %	TENEUR %	DISTR %
1 FL 1 1 4 0 0 0 0	18.40	7.22	46.96	13.22	38.47	4.75	37.12	1.75	33.30
2 FL 2 2 5 0 0 0 0	16.85	5.96	35.48	9.52	25.37	3.48	23.94	1.29	20.12
3 FL 3 3 6 0 0 0 0	10.12	2.80	10.03	11.90	19.05	2.74	11.31	1.18	11.07
4 Sterile 7 0 0 0 0 0	54.63	0.39	7.53	1.98	17.11	1.24	27.63	0.70	35.52

PRODUITS	POIDS %	S nat.		Fe	
		TENEUR %	DISTR %	TENEUR %	DISTR %
1 FL 1 1 4 0 0 0 0	18.40	13.18	62.63	17.67	23.48
2 FL 2 2 5 0 0 0 0	16.85	5.23	22.76	19.70	23.97
3 FL 3 3 6 0 0 0 0	10.12	2.35	6.15	14.14	10.34
4 Sterile 7 0 0 0 0 0	54.63	0.60	8.46	10.70	42.21