

UNIVERSITÉ D'ALGER

5/74

102

ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DÉPARTEMENT MINES ET MÉTALLURGIE

PROJET DE FIN D'ÉTUDES

المعهد الوطني للعلوم الهندسية
ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
BIBLIOTHÈQUE

TRAITEMENT HYDROMÉTALLURGIQUE
DU MINÉRAI DE CUIVRE DE CAVALLO

المدرسة الوطنية للعلوم الهندسية
الوطنية
ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
BIBLIOTHÈQUE

PROPOSÉ PAR :

ONAREM

DIRIGÉ PAR :

A. ARAB

M. BOURAHLA

ÉTUDIÉ PAR :

A. KHELOUIA

TABLES DES MATIERES

1er Partie

Position géographique	3
Géologie de la région	4
Réserves de minerai	11
Traitements classiques	12
Etudes métallogéniques	29

2ème Partie

Traitement hydrométallurgique	39
Grillage	42
Condition du grillage oxydant	44
Lixiviation proprement dite.....	48
Lixiviation à froid	49
Lixiviation à chaud	51
Purification	53
Précipitation	55


3ème Partie

Etude économique	59
Statistique du marche mondial du cuivre	60
Le prix de marché	62
Aperçu économique	63
Rentabilité	67
Conclusion	69

Je tiens à remercier les professeurs du Département "Mines
Métallurgie" pour l'enseignement qu'ils m'ont prodigué en
particulier DESCHAMP, ARAB, LECONTE, TOIZON... et tous les
assistants.

Je tiens à remercier également Monsieur SOUIS pour la
documentation. Le personnel de la Somarem pour leurs
aide et conseils en particulier Monsieur BOURAHLA.

Mes remerciements vont aussi au Secrétaire du Dpt
BENTARZI et SOUAG "Technicien" au Dpt G-Chimique.



1er PARTIE

Position géographique :

Le gisement de Bou-soufa est situé à 2 kms de la méditerranée à vol d'oiseau, au centre du massif de Cavallo. Ce massif a une superficie de 30 km² environ.

Le gisement est relié à Cavallo par les pistes de 6 à 7 kms. Cette zone du gisement fait partie de la wilaya de Djidjel.

A l'Est, elle est séparée de cette ville d'une distance de 20km. à l'Ouest de Bédjaïa de 76 km.

La Géologie de la Région.

Introduction :

Tout d'abord, on peut dire que dans la région de Cavallo ont été fait différentes recherches géologiques pour la mise en oeuvre d'un cadre géologique adéquate afin de mettre à jour les caractéristique géologiques qui controlent la mineralisation.

Ces caractéristiques donnent lieu à de nouveaux programmes de recherche dans la région.

La très faible part donnée en matière de recherche au laboratoire pour l'étude minéralogique et traitement d'une part, et les plans de développement réduits en matière de creusement de travaux minières et de forage d'autre part, ne nous ont pas permis d'obtenir des constatations plus mûres sur la géologie de la région.

1 Aspect géologique généraux.

Le caractère minéralogique particulier du gisement de Cavallo et sa manière dont il a été étudié. en littérature nous démontre que ce gisement date depuis près d'un siècle en matière de reconnaissance et recherche systématique.

Ce gisement ne présente aucune analogie fondamentale par rapport au autres zones éruptives. Dans ce cas là nous serons obligés de dire qu'il présente des aspects propres à sa géologie.

La zone éruptive de Cavallo s'intègre dans le volcanisme cotier qui est situé dans des espaces assez réduits le long du littoral de la méditerranée de l'Afrique du Nord.

Ces zones éruptives sont dûes au magmatisme tertiaire et montrent en général une roche acide.

L'étendue de la zone de Cavallo très restreinte pour ainsi dire est de 30 km² de cap Cavallo jusqu'à la vallée d'Anicer.

Elle montre une ligne tectonique dont la fissuration occasionnée par cet écoulement est plus prononcée. Cette fissuration peut donner une justification de l'éruptif et ses nombreuses cheminées d'écoulement de laves. Les poches magmatiques ont dû profiter de ce dérangement local pour établir leur nouvel équilibre.

Ces cheminées ont projeté des quantités différentes de magma acide dont la plus part des cas assez visqueux.

Dans d'autres cas on peut dire que le magma est sortie à la surface déjà consolidé comme une véritable intrusion.

C'est par là que la différence n'est pas nette entre les laves et les intrusions, ce qui rend encore plus difficile l'étude pétrographique des roches sans mettre en évidence l'estompage de la caractéristique provoqué par les altérations endogène et même exogène qui influent presque sur toute la région.

Cette éruption à caractère acide est la première phase d'éruption de la région.

La deuxième phase d'éruption augure un caractère d'une faible acidité et parfois même dans certains lieux basiques. La basicité de cette deuxième éruption est relative à des magmas en profondeur qui ont subi un retard d'accumulation dans les poches supérieures et par voie de conséquent leur constitution chimique n'a pas été influencée par les modifications importantes.

La substance ignée poussée par ces deux éruptions vers la surface a soudé et a comblé les réseaux de fissures volcaniques. Ainsi, ce bloc nouvellement formé, consolidé et rigide a pu résister à d'autre éruption.

On peut dire que la plus grande quantité de magma s'est dirigée vers la périphérie de ce bloc en perçant les zones sédimentaires.

C'est la troisième phase d'éruption représentée seulement par des intrusions microgranodioriques et microdioriques.

2 - Formation Géologiques.

La carte géologique de la région de Cavallo, nous montre dans le pourtour, rarement au bord de la mer, des intrusions dites intrusions périphériques formées de microgranodiorites quartzifères, parfois microdiorite, parfois des roches très altérées à aspect semblable.

Au sud du village de Cavallo et le long de la vallée de l'Oued-El-Kebir nous avons la formation de Bou-Soufa.

En bordure de la mer, au sud-ouest, et au centre de la formation de Bou-Soufa, nous avons la formation de Port Maria, formée par des roches andésitiques basiques avec un caractère très proche des basaltes. des roches andésitiques avec les amphiboles la calcédoine et des roches andésitiques avec biotite et amphiboles.

2.1- Les intrusions :

Elles sont visibles à la périphérie de la région éruptive et percent la roche sédimentaire.

au point de vue pétrographique, ce sont des granodiorites porphyres qui ont été déterminés comme microgranodiorite et microdiorites.

2.1.1 - Les microgranodiorites.

Elles se trouvent dans la partie Nord de la région de Cavallo Djebel Bourebah avec des marnes recuites, parfois des cornéennes à tourmalines, andalousite, cordiérite et quartz, se sont des roches à couleur claires et grises avec des grands cristaux de plagioclase et amphiboles.

On y voit aussi l'apparition de la magnétite surtout au Nord dans le cap Cavallo.

Un échantillon de la carrière de Cavallo montre en plaque mince plagioclases à 35 - 40% d'anortite, parfois 50%, hornblende verte, moins de 10 % de quartz libre. On peut avoir de l'orthose, ce qui conduit à une microgranodiorite.

2.1.2- Les microdiorites.

Se trouvent dans le Nord Est de la région (Djebel Daratia, Bou-Azzoun) vers le Sud-Est (le massif de Tirech) et vers le Nord-Est (des Affis et de l'Oued Anicer).

Les microdiorites forment des pointements verticaux ou obliques des dômes, des sillons. Les pointements isolés sont nombreux au Nord-Est et donnent au paysage un aspect caractéristique.

Leurs dimensions varient de 100 à 800 mètres.

Mr J. Glaçon* en se référant aux intrusions de Cavallo considère qu'elle pourrait être des formes intermédiaires entre les intrusions et les effusions (les soit disantes "tholoïde" ou cumulo-dome).

2.2 La formation de Bou-Soufa

Ce sont des roches effusives ou volcaniques, on peut l'appeler "Complexe de Bou-Soufa". Il se trouve dans la partie Nord de la région et dans la partie centrale de la vallée de l'oued-el-kebir. Il constitue le fondement des roches effusives dues à la première activité volcanique de la région.

Il comprend des roches d'épanchement qu'en forment la majorité, des roches intrusives.

Les coulées ne sont pas toujours accompagnées de tufs, sont très rarement stratifiées. Les coulées sont puissantes et massives leurs délimitation est difficile à distinguer étant donné que le degré d'altération de minéraux n'est pas facile à établir, notamment quand elles ont une formation qui se rapproche des andésites.

Ces coulées massives contiennent des intercalations peu abondantes de brèches volcaniques et de tufs de nature variable argilo-feldspathiques fins, argileux, argilo-brechiques, greseux ou à aspect de conglomérats

Les laves andésitiques dans lesquelles sont compris les éléments sédimentaires est intensément altérée hydrothermalement et pyritisée.

L'altération qu'aboutit à une profonde transformation secondaire de la roche, joue un rôle important. Il ne s'agit pas seulement de l'altération superficielle, mais comme on vient de la dire hydrothermale qui consiste sérification et kaolinisation des feldspaths, formation de calcite, disparition fréquente des éléments ferromagnésions décomposés en oxyde de fer, et chlorite.

Dans les zones où l'andésite a été minéralisée (sulfures, barytine, quartz hydrothermal) la kaolinisation est très puissante et affecte même les phénocristaux de plagioclases.

Ces andésites minéralisées sont composées principalement par 40% de quartz, 35% de barytine et 25% de marcassite.

La chalcopryrite est disseminée dans la marcassite aussi bien que dans la barytine et le quartz.

Les formations volcaniques de Bou-Soufa reposent sur le Burdigalien. Les sondages 9 et 10 de Bou-Soufa ont montré des couches sédimentaires au-dessus de la série volcanique.

Ce burdigalien est formé de marnes contenant de petits lits de grés et localement des lentilles de calcaire jaune. Il repose sur les sédiments oligocènes : argile, flysch et grés de facées numidien. Au-dessus de la série de Bou-Soufa, nous avons la formation de port maria.

2.3. Formation de Port Maria

Cette formation se trouve dans la partie sud et de l'ouest de la région. La roche type est un basalte sans olivine.

Les prospections géologiques ont permis de délimiter trois types de laves disposés à partir de l'ouest vers l'est comme suit.

2.3.1. Roches andésitiques basiques avec un caractère très proches des Basalts.

Elle s'étendent sur une superficie de 6km². C'est elle qui constituent la première sortie de laves basiques. Ces roches sont percés par des dykes très redressés de longueur maximale 3 km.

2.3.2. Des roches andésitiques avec les amphiboles.

La calcédoine, l'opale qui occupent la grande partie de la surface. Ce sont des roches d'une couleur gris-verdâtre.

Les silicifications (quartz microdistallin, calcédoine) en association avec les phénocristaux de quartz magmatique.

Des andésites de Port Maria sont plus hétérogènes que les andésites de Bou-Soufa en contenant plusieurs tufs et brèches volcaniques.

2.3.3. Roches andésitiques avec biotite et amphiboles :

Elles constituent probablement le dernier écoulement de lave de Maria ayant un caractère plus acide par rapport aux 2 autres et on les rencontre notamment vers le Sud-Est de la surface (Djebel - Boudekak) .

La présence de forme de consolidations concentriques est caractéristique pour la formation de port Maria.

Réverses de minerai:

Les réserves actuelles sont en gros les mêmes que celles déjà établies par B.R.M.A. Les travaux de la mission roumaine se sont bornés à réhabiliter les vieilles ^{galeries} et à refaire d'une façon bien soignée l'échantillonnage des zones déjà connues.

Les chiffres officiels des réserves de minerai ainsi obtenus par la mission roumaine est 615.000 t m, teneur 2,00% de cuivre.

On doit souligner que la teneur limite économique était différente selon la mission Roumaine, B.R.M.A ou le groupe Penarroya elle est dans l'ordre : 0,50% ; 1,00% ; 1,20%.

La teneur moyen trouvé par B.R.M.A est de 2,43 % de cuivre on peut considérer que la teneur moyenne du gisement de Bou-Soufa est la moyenne arithmétique des deux, c'est à dire 2,20% environ. Le gisement de Bou-Soufa recelle environ 600 à 700.000 tonnes.

TRAITEMENTS CLASSIQUES DU MINERAI DE CUIVRE :

Le minerai de cuivre de Bou-Soufa a été soumis à plusieurs essais de laboratoire, et une campagne d'essais en laverie pilote a été proposée dans le passé par B.R.M.A. et par le groupe Penarroya et dont le rythme est d'une tonne / heure.

Cependant, il faut reconnaître que le minerai de Bou-Soufa est très difficile à traiter. C'est une de ces caractéristiques fondamentales, car il est très complexe au point de vue minéralogique.

La flottation qui était supposée comme une solution définitive pour le traitement a donné une autre caractéristique à ce minerai, qui est le mauvais rendement des opérations de nettoyages, les mixtes pauvres et la gangue mouchetée flottés à l'ébauchage restant dans les résidus de nettoyage dès qu'on essaie d'obtenir un concentré à bonne teneur.

Une flottation bien soignée donne lieu à un concentré à 20 % en cuivre et une récupération de 70 %.

Si on essaie d'augmenter la teneur en concentré on a une diminution de la récupération. Ceci est dû à trois caractéristiques de ce minerai.

1 - La finesse extrême du minerai dans l'ordre de 10 à 30 microns renferme de la pyrite et de la marcassite fortement altérées et activées du gisement.

La compénétration entre les minéraux de cuivre et de pyrite est d'une part, et entre les minéraux métalliques et ceux de gangue d'autre part, est très serrée.

1 - Une proportion importante du cuivre est présentée sous forme d'oxydes et de carbonates.

3 - Une légère proportion sous forme de sulfates.

A la fin de 1971, la mission roumaine a confirmé par les essais de laboratoire une autre constatation qui est la linonitisation. Celle-ci vient à l'origine des zones lessivées.

Recherches de traitement pour la valorisation du minerai
de Bou-Soufa, région de Cavallo - Algérie.

Echelle : Pilote

Exécutant ; Institut de Recherches Minières - Icemim (Géomim)

1. Généralités :

Au courant de l'année 1971 a été exécuté des recherches au laboratoire sur cinq échantillons de minerai distincts (catégorie I , II , III, mélange des trois, et IV sud Cavallo).

On constate que tenant compte de la distribution des réserves l'exploitation suivant la méthode "mélange" est une solution imposée .

Les recherches en pilote ont eus pour but le traitement du minerai à l'échelle industrielle et l'étude technico-économique.

2. Essais Effectués à l'Echelle Laboratoire : en 1971

Des recherches à l'échelle laboratoire on été exécuté et dans ce qui suit nous allons présenter les conditions de traitement pour échantillon et pour le mélange global et on présente les résultats de

Analyse rationnelle des échantillons.

de minerai. Tableau 1

Répartition du Cu %	C.I	C.II	C.III	Mélange
Cu Total	4,28	1,36	2,05	2,40
Cu sulfate	0,07	0,10	0,008	0,092
Cu carbonate	0,98	0,16	0,79	0,59
Cu sulfure	3,15	1,10	1,25	1,71

En conclusion, on peut dire que le minerai de cuivre de Pau est difficile à traiter étant donné le degré d'oxydation et la compénétration très étroite entre les minéraux de cuivre et la pyrite (inférieure à 30 microns).

La catégorie II est la plus difficile à traiter on a 11-12 % de concentré en Cu et les rendement 70% en cuivre.

3. Essais effectués en 1972.

L'échantillon de 20 tonnes a été constitué par les minerais de chaque catégorie I, II, III, emballés dans des barils. Par catégories on a :

Catégorie	I	-	5 tonnes	(25%)
"	II		3,2 "	(16%)
"	III		11,8 "	(59%)

3-4 Vérification à l'échelle laboratoire Recherche sur le minerai mélange (Catégories I+II+III).

Nous avons fait un prélèvement de 100 kg en respectant les proportions de chaque catégorie. La teneur est 1,7% en Cu et 5% S

L'analyse rationnelle de cette échantillon a donné la composition suivante du cuivre :

- Cu	----->	Sulfate	1,25 %
- Cu	----->	carbonates + Oxydes	35,5 %
- Cu	----->	Sulfures	63,25 %

on remarque que l'échantillon technologique destiné aux essais pilotes est un minerai altéré.

Les essais ont montré que le minerai est difficilement traité.

Nous avons effectués les essais de flottation en circuit fermé. On a obtenu les résultats suivants concernant le mélange (I+II+III)

Résultats de flottation du minerai mélange catégorie I + III

Produits	Extraction : Poids %	Teneurs %		Rendement - métal	
		Cu	S	Cu	S
Concentré Cu	9,07	20,50	33,80	79,16	66,48
Stéril final	90,93	0,54	1,70	20,84	33,57
Tout-Venant	100,00	2,35	4,62	100,0	100,0

On a fait par la suite la lixiviation avec une solution de H_2SO_4 sur le stéril final, on a récupéré 47,5 à 53,8 % de cuivre contenu dans ces minerais.

On peut dire qu'on trouve de bons résultats pour ce mélange que ce soit en concentré ou en récupération.

La distinction entre le mélange (I + II + III) et (I + III) (I + II + III) quantité totale de cuivre du gisement 12.363 t.

Récupération 55 % en Cu 6.800 t de cuivre.

(I + III) quantité totale de cuivre du gisement 10.046 t

Récupération augmente jusqu'à 79 % : 8.600 t de cuivre par cette voie on obtient 1.600 t de cuivre en plus.

Il faut remarquer que les résultats obtenus à l'échelle pilote pour le mélange I + III ne concorde pas avec ceux obtenus en laboratoire qui donnent une récupération 72 %.

La raison est et réside dans les modalités de prélèvement de l'échantillon moyen de minerai que ce soit en laboratoire ou en Pilote à cause de la complexité minéralogique de l'échantillon.

3.2 Essai à l'échelle pilote.

A la suite de bons résultats trouvés en laboratoire, on a procédé aux essais à l'échelle pilote sur l'échantillon I + III.

3.2.1 : L'échantillon de minerai :

Le mélange des minerais, catégorie I et III est constitué comme suit catégorie I. 5 tonnes.

" " III 7,5 tonnes.

L'échantillon technologique moyen a pesé ainsi 12,5 tonnes.

La granulométrie est:

Granulométrie de l'échantillon mélange catégories I + III

<u>Classes (mm)</u>	<u>:</u>	<u>Répartition</u>
+ 150	:	10,52
1000 - 150	:	7,37
80 - 100	:	6,37
50 - 80	:	18,85
30 - 50	:	10,25
20 - 30	:	4,75
10 - 20	:	2,74
5 - 10	:	6,68
3 - 5	:	5,32
1 - 3	:	9,70
0,3 - 1	:	2,08
0,25- 0,50	:	3,27
- 0,25	:	12,12
Total	:	100.

L'échantillon possède 40% de -10 mm et environ 27% de -3mm.

tes : : .J

cu 1'3

:

:

:

:

3.2.2 ESSAI de FLOTTATION :

Les essais de flottation étaient les principaux essais effectués en pilote.

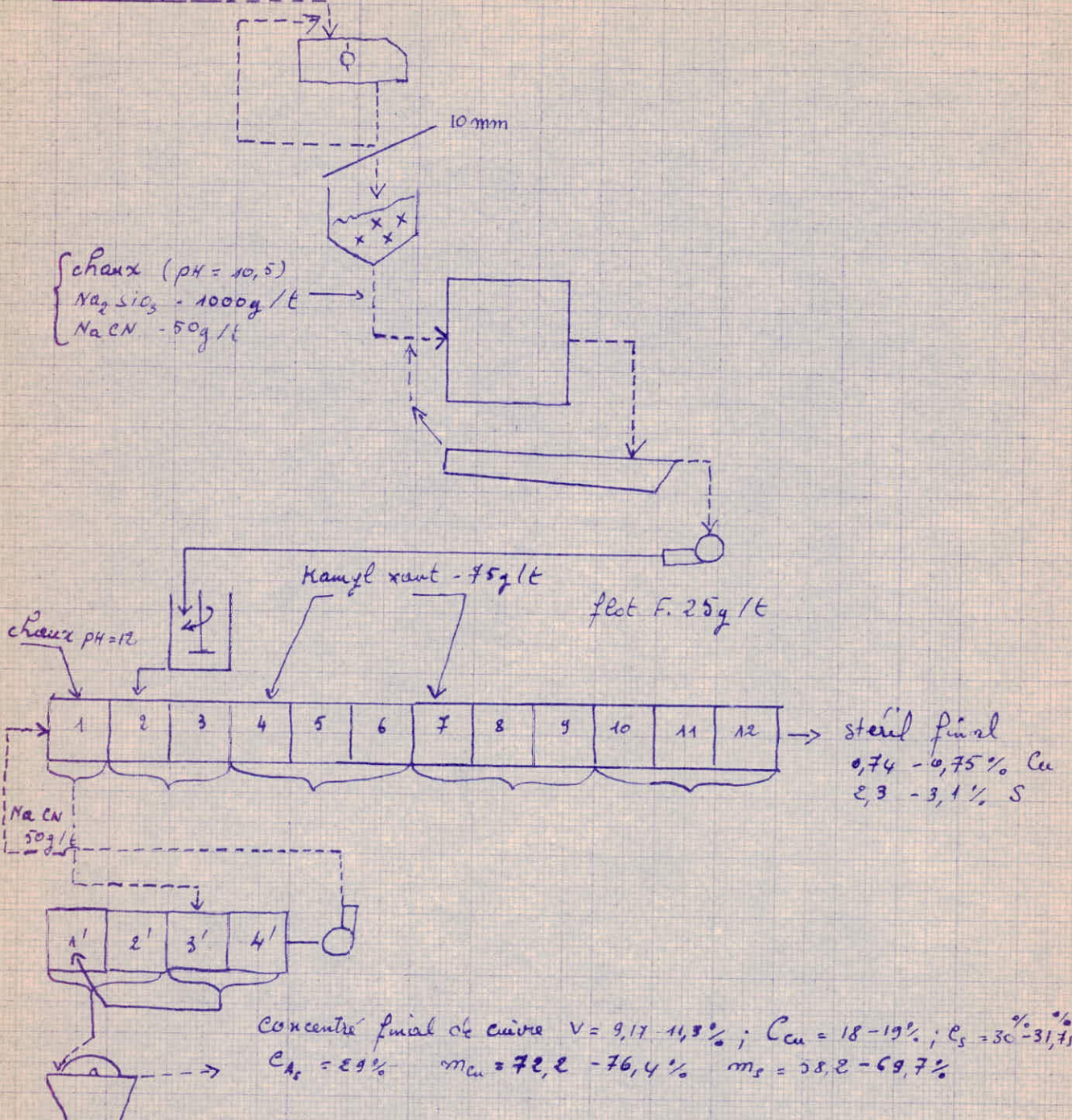
Les teneurs en cuivre et en soufre varient entre 2,3 à 2,8% et 6 à 8 %. Etant donné la grande diversité minéralogique du minerai, de la pyrite altérée et activée dans le gisement, de son acidité (PH=4) et sa compénétration étroite (-30 microns), on s'est trouvé dans l'impossibilité de traiter le minerai à rendement valable.

A la suite des essais de vérification de laboratoire, le schéma de traitement du minerai comprenait la flottation des minerais de cuivre, après une sulfuration et après avoir déprimé la pyrite avec la chaux et le cyanure de sodium.

Les paramètres qui ont été fait varier en phase pilote sont :

- finesse broyage : la finesse optimale est 80-83% inférieures à 74 microns.
- Consommation de la chaux et du cyanure de sodium.
- La chaux varie en 800 g/t et 10.000g/t, la consommation du cyanure est 50g/t au broyage et 50g/t au relavage.
- Consommation du collecteur qui est l'amylxantate de potassium.

minerai 2,41 - 2,785 % Cu ; 6,49 % S ; 0,28 % As



- Le schéma technologique pour la valorisation du minerai de cuivre Bou-soufa (Algérie).

- Consommation du sulfure de sodium.

- Temps de flottation. Le temps optimum de flottation est d'environ 91 minutes.

* Concassage et criblage du tout venant à la dimension de 10 mm.

* Broyage et classification du minerai à la finesse de 80-83% inférieures à 74 microns.

Résultats finaux de la flottation.

Produits	Extraction Poids %	Teneurs %		Récupération-métal	
		Cu	S	Cu	S
Concentré cuivre	9,17	18,93	31,75	72,20	69,70
Stérile finale	90,85	0,74	2,30	27,80	30,30
Alimentation	100,0	2,41	6,49	100,0	100,0
Analysée.					

La récupération - métal (rendement) est technologique (sans tenir compte des pertes mécaniques).

On voit que le concentré est de (19 % Cu et 32 % soufre) avec un rendement - métal technologique de 72% pour cuivre et 70% soufre.

Par microscopie les sulfures de cuivre apparaissent, en majorité, en grains libres.

La présence de la covéline en proportion plus forte dans l'échantillon technologique par rapport à l'échantillon étudiés au laboratoire en 1971, a été mise en évidence par la microscopie.

Dans une période dans laquelle la teneur moyenne du minerai était 2,78 % Cu, on a pu obtenir des rendements plus élevés, jusqu'à 76 % cela s'explique par la teneur plus élevée en Cuivre dans le tout venant.

4. CONCLUSIONS.

Les essais en pilote ont été vérifiés au laboratoire dans le but de trouver les caractéristiques minéralogique du minerai à la flottation.

1. Les essais en laboratoire ont été exécutés d'abord sur un mélange (I+II+III).

Ces essais ont mis en évidence les difficultés de traitement du minerai dont le rendement est de 55 %.

Sur le mélange (I+III) on a trouvé de bons résultats, concentré en cuivre 20%, récupération 79%.

2. Les recherches en pilote, on été exécutées sur un échantillon catégories I + III (40 % I et 60 % III) pesant 12,5 tonnes.

L'analyse granulométrique a indiqué que 40 % du minerai est inférieur à 10 mm. et 27 % inférieur à 3 mm.

Il est à souligner la complexité minéralogique des minéraux cuivreux. une autre question réside dans le fait que le minerai reçu pour les essais en pilote est très différent par rapport au minerais étudiés au laboratoire en 1971. Dans l'échantillon en pilote (I+III) la proportion entre les sulfo-sels de cuivre et chalcopirite + chalcosine est à peu près égale.

La compénétration entre les minéraux de cuivre et la pyrite d'une part, et entre les minéraux métalliques et ceux de gangue, d'autre part est très serré, en général inférieur à 30 microns.

Les essais ont démontré que les consommations réduites en chaux et cyanure et les consommation élevées en amyloxanthate de potassium (400g/t n'ont pas eu d'influence sur la qualité du rendement.

Pour un mélange (I + III) environ 10.850 t on peut récupérer 7.800 tonnes métal pour un rendement 72 % en cuivre.

Pour l'avenir, une partie du cuivre perdu dans l'es rejets peut être traité par lessivage à l'acide sulfurique suivi par une cémentation ou par électrolyse.

=====

Minerai oxydé de Bou-Soufa, étudié au laboratoire des minerais
et métaux - Panporaya.

1° Partie . Etude de la concentration par flottation.

Essais sommaires sur l'échantillon 3725 (1,75 % Cu)

Etant donné que le minerai est pauvre, l'échantillon est peu
représentatif on a fait peu d'essais.

1- Broyage :

Plusieurs broyages ont été faits. L'examen au microscope
montre que même un broyage très fin ne réussit pas à libérer les sulfures
(mouchetures 65 mailles, 95 , 115, 260 mailles).

2- Sels solubles.

Le minerai broyé dans un broyeur à jarre en porcelaine donne
le cuivre sous forme de sulfate.

Dans un broyeur en fonte, le sulfate de cuivre donne du
métal au dépens du fer.

3- Flottation ébauchage.

La flottation de cet échantillon se présente 3 difficultés.

- Flottation des sulfures.

La récupération est très insuffisante en utilisant seulement
du collecteur.

- Flottation des oxydés : la cuprite marque une nette tendance
à flotter à tous les niveaux de la flottation.

- Relavage : Il se produit un résidu de relavage de la cuprite
qui reflotte mal.

A l'ébouchage, nous avons étudié les facteurs suivants :

* silicate de soude qui donne des résultats médiocres.

Silicate de soude kg/t	1	2
Essai N°	5537	5549
Teneur en Cu du 1° concentré	4,17	6,40
Teneur en Cu du 2° concentré	7,29	8,33
Teneur en cuivre du concentré global	6,20	7,82
Teneur du stéril % Cu	0,30	0,50
Récupération	84,82	76,95
Alimentation	1,55	1,78

La flottation des oxydes est assez bonne, la teneur du stéril s'abaisse à 0,30 % Cu.

* Densité de pulpe. Une densité haute donne de mauvais résultats la pulpe doit être diluée.

* Sulfuration en tête : ralentit la flottation, tandis que la pyrite flotte énergiquement.

Le sulfure de sodium ne doit pas être utilisé en tête de flottation.

* Chaux : la chaux flotte bien les sulfures mais gêne un peu les oxydes.

kg/t chaux au broyeur	0 (1)	2		
Essai n°	5537	5546	5547	1133
PH			11,1	11,4
Teneur du 1° concentré	4,17	11,75	11,85	12,80
% Cu				
Teneur du 2° concentré	7,29	6,40	5,40	9,09
% Cu				
Teneur du concentré global % Cu	6,20	8,86	9,93	11,70

Récupération au 1° courant	19,87	45,2	58,6	54,5
Récupération total	84,82	74,1	69,9	70,9

Teneur du stéril finale Cu%	0,30	0,50	0,60	0,55
Alimentation Cu %	1,55	1,66	1,74	1,70

(1) 1kg / t silicate.

5. Influence du broyage à l'ébouchage

Sulfures: 4 kg/t ca 0 au broyeur

50 g/t Am X à la cellule flottation 10 mm

Oxydes : 3 kg/t Na₂S

100 g/t Am X flottation 9 mm

relavage des sulfurés : 2 kg/t ca 0.

Dimension de broyage (5% de refus)	:	115 mailles	:	260 mailles.
Essai n°	:	5547	:	5567
Alimentation Cu%	:	1,74	:	1,86
Teneur du concentré sulfuré d'ébauchage	:	11,85	:	13,65
Teneur du concentré oxydé d'ébauchage	:	5,40	:	5,80
Teneur du stéril Cu %	:	0,60	:	0,41
Récupération de concentré sulfuré	:	58,6	:	67,3
" totale	:	69,9	:	80,8
Teneur du concentré sulfuré relavé	:	22,60	:	21,44
Teneur du résidus relavé	:	6,92	:	8,45
Rendement au nettoyage	:	59,6	:	62,8

Ce tableau montre nettement l'avantage du broyage fin à l'ébauchage.

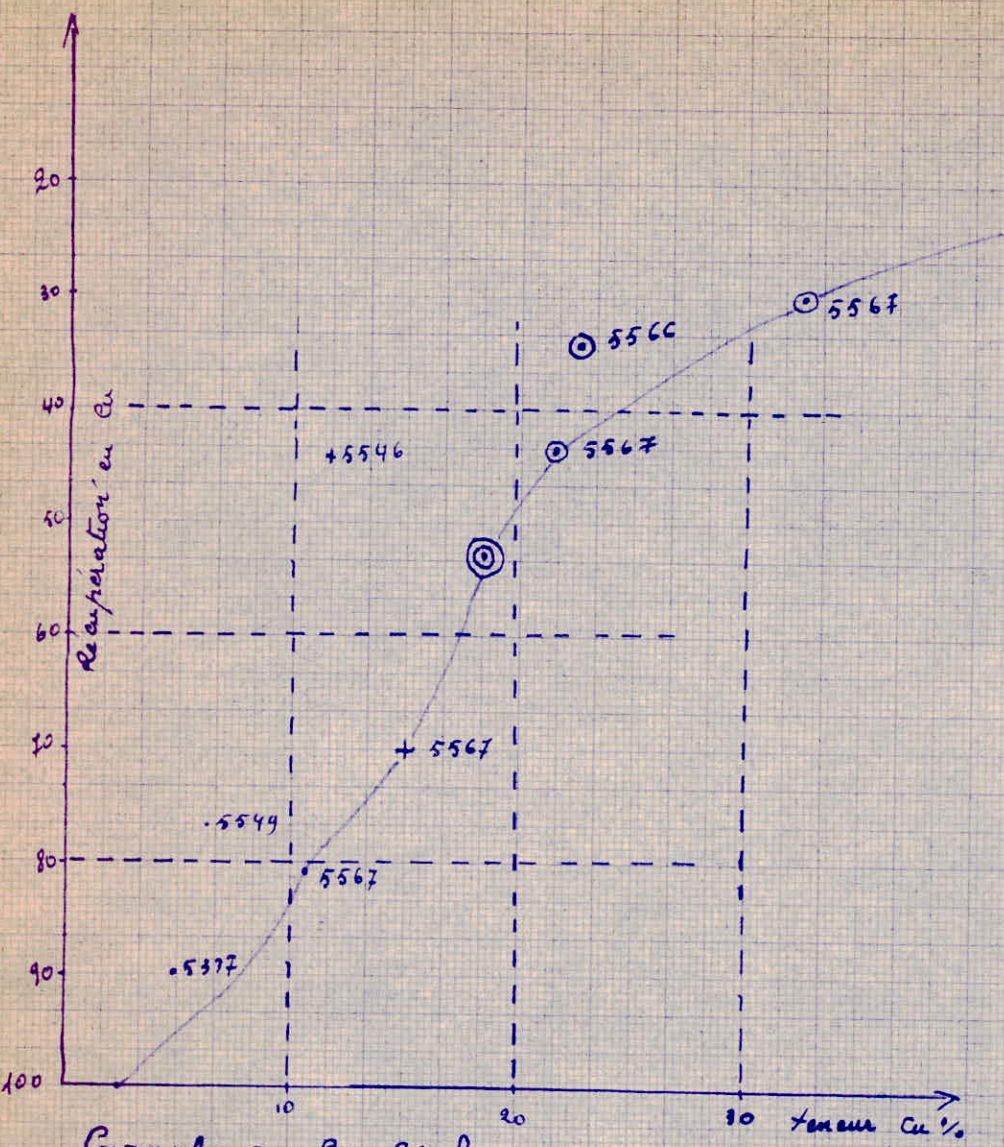
La récupération des sulfurés est notamment amélioré.

6. Résultats à escompter sur cet échantillon

Il est possible d'obtenir à l'ébauchage une récupération maximum de 80% dans un concentré de 11 % Cu.

Le graphique 1 porte les points représentatifs de tous les essais les plus importants.

Essais sommaires sur l'échantillon 3778 (minerai riche).



Graphie I - Bou soufa
 3725 (1,75% Cu)
 Courbe Teneur - récupération
 + Ebauchage sulfure
 . ebauchage concentré global
 ⊙ nettoyages sulfures
 ⊕ nettoyages concentré global.

1 - Broyages : le minerai est broyés à 120 mailles.

2 - Sels solubles : au broyeur à jarre de porcelaine, nous avons moins de sels solubles.

3. Flottation : Nous avons étudié l'influence de la chaux.

Influence de chaux.

Réactifs : sulfures : 50 g/t amx

Oxydes 2 kg/t sulfure de soude

50 g/t d'amx.

Essai	5674	5601	5599	5500
Teneur du centré sulfuré cu %		21,18		24,77
Teneur du concentré cu %		16,61		8,68
Teneur globale du concen- tré cu %	17,0	17,77	19,8	20,65
Teneur du stérile cu %	0,67	0,75	1,05	1,60
Récupération au stade sulfurés		27,1		68,0
Récupération globale.	91,2	88,5	85,0	76,2

Nous constatons que la chaux est nettement favorable dans la flottation des sulfures, lorsqu'on utilise le xantate seul

Par contre elle est nuisible pour la flottation des oxydés.

5. Résultats à escompter sur l'échantillon 3770

Le graphique 2 réunit les résultats des essais principaux.

on a tracé une courbe par les meilleurs points. Elle indique la possibilité d'obtenir 85 % de récupération dans un concentré à 20 % au 74 % à 25%.

Essais de flottation de composite 3827 à 2,75% Cu

1 - Sels solubles.

Comme nous l'avions déjà vu, dans un broyeur à jarre en porcelaine on obtient du sulfate de cuivre et dans un broyeur à fonte du sulfate de fer, ces sels activent probablement la gangue.

2 - Broyage:

Le meilleur résultat est obtenu pour un broyage à 135 microns. Les différences des essais est faibles aussi que le montre le graphe suivant.

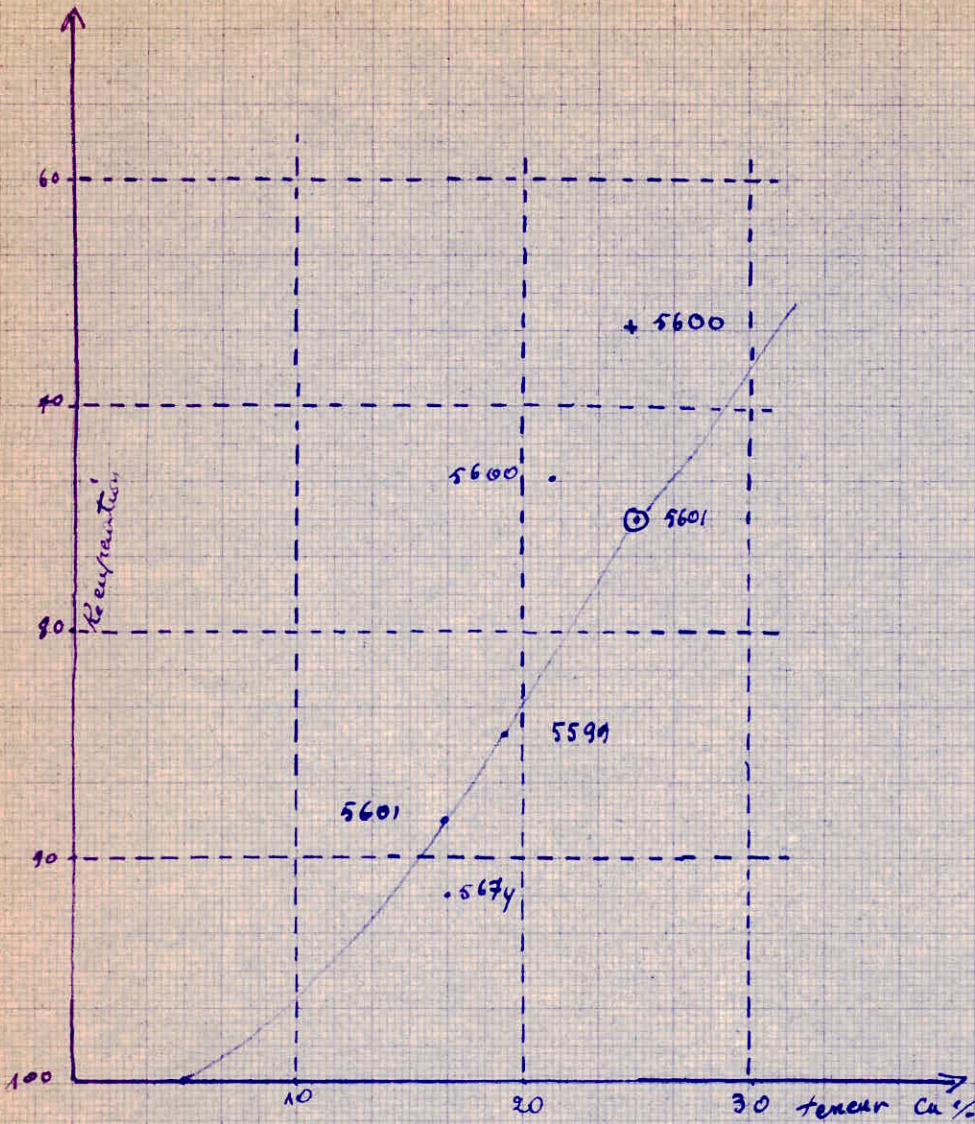
* L'influence de la chaux est bien marqué surtout pour les sulfures on aura des récupérations supérieurs à celles de teneur sans chaux.

Le collecteur doit être bien choisi, il n'est pas nécessaire d'ajouter un peu de chaux car les récupérations seront faibles le sodium aérofloat à tendance à donner un concentré plus riche que les xanthates.

* Les additions étagées de collecteur sont utiles pour permettre de suivre avec plus de précision l'allure de la flottation.

L'action du cyanure de potassium est négatives on croyait améliorer la sélectivité du concentré global, mais on a obtenu des résultats indessinables.

Les mixtes apparaissent dans le concentré, après nettoyage on obtient un résidu global à 8,43 % Cu que l'on doit récupérer le broyage des mixtes influe sur récupération, elle diminue lors le broyage est très fin sous l'effet des schlams.



Graphique n°2 Bou-Soufa 3778

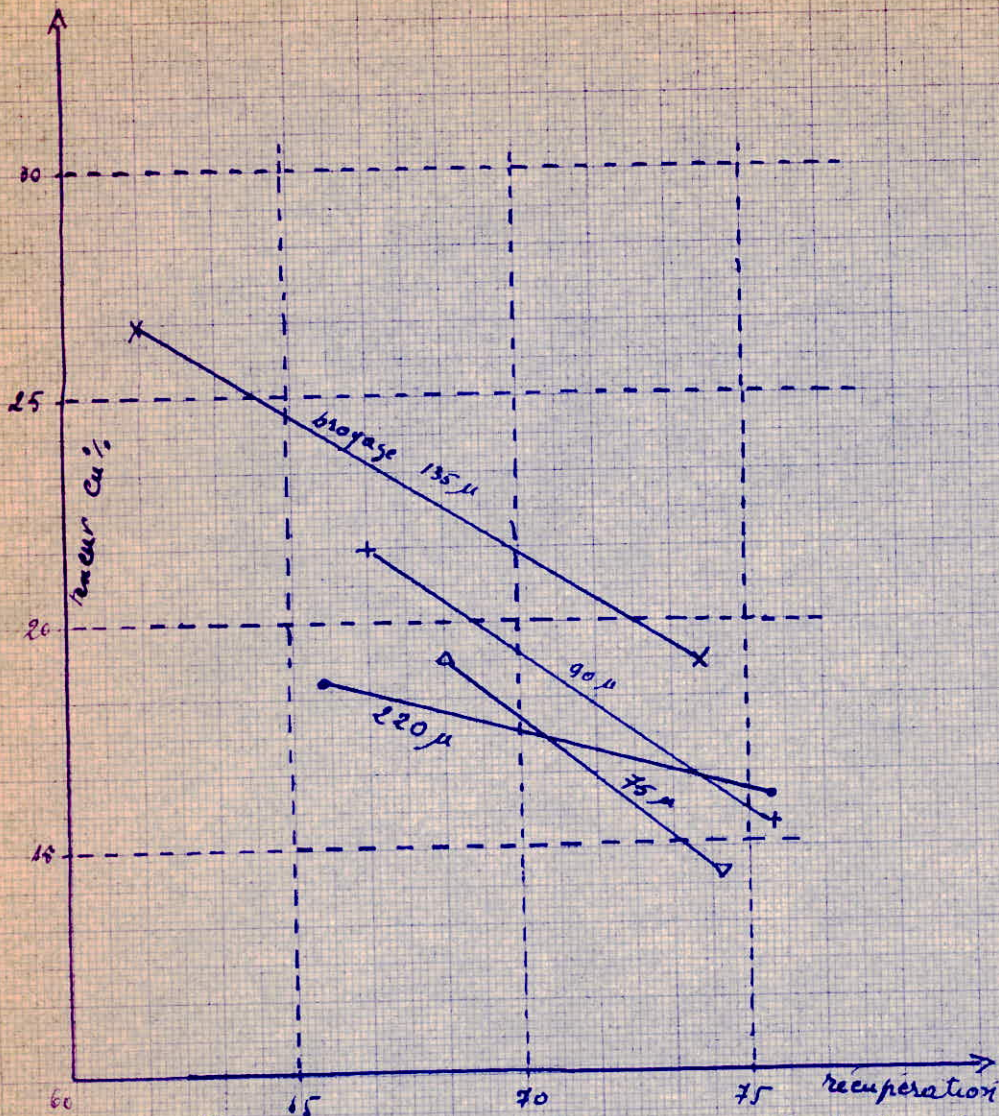
(4,90 % Cu)

Curve · teneur - récupération

+ Ebouche - sulfure

· Ebouche - concentré - global.

⊙ nettoyage.



Echantillon Composite : Influence de la granulométrie sur la courbe teneur récupération.

Résumé et conclusion :

Le laboratoire de minerais de métaux - Penarroya a reçu deux échantillon de minerai Oxydé de Bou-Soufa ; le premier (n° 3725) à 1,75% de cuivre, le second (N° 3778) à 5,40% de cuivre.

La minéralisation est très complexe, la caractéristique du minerai est la grande dissemination des sulfures et des oxydes dans la gangue.

Le minerai libère des sels solubles et notamment des sulfures de cuivre.

1° partie - concentration par flottation :

On constate ici le mauvais rendement des opération de nettoyage.

Le rebroyage des concentrés ou des mixtes n'a qu'un effet très faible.

1 - Emploi de chaux à l'ébauchage.

La chaux est indispensable à une flottation énergique des sulfures.

2 - Emploi de sulfure sodique pour la flottation des oxydes.

Ce réactif ne doit être utilisé qu'en fin de flottation cou il fait flotter la pyrite et abaisse la teneur des concentré.

3 - Broyage relativement fin

Les résultats ne sont pas toutefois cohérents. Cette question est à réétudier en laverie.

2°- Partie - combinaison de flottation et de lixiviation:

Trois schémas ont été essayés.

- Flottation des sulfures qui lixiviation du résidu

- Flottation du mixte oxydé pauvre après la flottation des sulfures et c'est celui-ci qui est traité à l'acide.

- Dans le premier schéma, un résidu à 0,74 % de Cu peut être amené par lixiviation à 0,30%

L'élévation de température abaisse la teneur du stérile à 0,21 % Cu

- Le deuxième schéma est peu intéressant parce qu'il est impossible d'utiliser des flottation avant la flottation et que la surface de décautation nécessaire serait exagérée.

- Le troisième schéma est de beaucoup le plus séduisant, car le tonnage à traiter à l'acide serait réduit à 10 %. Les essais doivent être poursuivie sur des mixtes plus riches à 5 - 6 % de cuivre.

=====

Etude métallogénique sur les gites de Cavallo.

Introduction :

L'étude a été faite anciennement par J. Ranaux, nous cherchons à en examiner les caractéristiques générales.

L'auteur a eu l'occasion d'étudier à la B.R.M.A un certain de section polies de minerais provenant des gites de Cavallo.

Les premières recherches sur les minerais de Cavallo ont été menés par H. Vincienome dont le rapport a constitué une base solide pour nos études.

Les séries de Bou-Soufa ont été le siège de phénomène hydrothermaux. Entre les deux gisements la différence topographique est grande. A OUED - EL - KEBIR les affleurements sont à 100 m d'altitude, ceux de Bou-Soufa montent jusqu'à 400 m.

Etude minéralogique de Bou-Soufa.

La paragenèse comprend les minéraux suivants dans l'ordre :

Barytine

Pyrite, marcassite.

Bornite, Blende.

Chalcopyrite, Cubanite.

Enargite, ^ramatinité.

Chalcopyrite.

Chalcosine.

Plombs antimoniés, bournonite, Zinkérite.

Néodigénite, bornite.

Sidérose.

Pyrite, quartz, Or.

Néodigenite.

Chalcosine

Covelline.

Cuivre natif.

Cuprite.

Tenorite.

Oralachite, azurite, limonite, goethite.

La baritine premier minéral formé semble être la gangue principale. Souvent un peu de quartz l'accompagne. Elle a formé des rosettes et des lamelles mâclées.

La pyrite s'est déposée ensuite. Ici aussi elle présente des cristaux idiomorphe. La marcassite semble liée à la pyrite le plus souvent. la marcassite bien cristallisée en aiguille corrode de l'énargite.

La bornite, en faible quantité, corrode la pyrite. Elle semble être venue en relation très étroite avec la chalcoppyrite.

Ramdolir² interprète comme suit à une solution solide de FeS dans de la chalcoppyrite $CuFeS_2$ et eubanite $Cu Fe_2 S_3$, au voisinage de 250°. La eubanite la mellaire est donc un thermomètre géologique et indique que le gisement est passé par une température supérieure à 250°.

La chalcoppyrite se rencontre en croûte autour de la pyrite. L'énargite et la famatinite sont des minéraux types des gîtes de cuivre des cordillères circumpacifiques. Ils constituent des cristaux orthorhombique, la famatinite est maclé polysynthétiquement. En général. L'énargite est plus abondante que la famatinite. Ces minéraux étaient découverts par H Vincienne¹ au niveau 380 et surtout au niveau 270. La chalcoppyrite recouvre ces minéraux au niveau 270. et les altère.

Le gisement de Bou-Soufa renferme une bonne part la chalcosine. Une partie de cette chalcosine est primaire.

Elle se trouve surtout avec de la boulangerite et de la pyrite octaédrique. La néodigénite est importante. Elle se montre assez cubique, corrodée par du quartz. Une siderose est venue ensuite, elle épigénite des dolomies sédimentaires.

Les phases métallogéniques hypogènes se terminent sur une venue silicieuse et pyriteuse.

De l'or libre a été observé dans des échantillons provenant des zones élevées, à l'aide d'un fort grossissement.

A Bou-Soufa la cémentation et l'oxydation ont joué un grand rôle.

Au niveau 295 la chalcosine prend toute son importance, mais lorsque la chalcosine est seulement primaire, la covelline est minéral de cémentation par excellence.

Le caractère dominant du gisement est la présence du cuivre natif et surtout de la cuprite. Celle-ci est sous forme combinée cubique et octaédrique. Elle est accompagnée de ténorite, la malachite est abondante.

A Bou-Soufa, on a un type de minerai concrétionné : noyau de chalcopryrite et bornite avec une auréole de néodigénite, le tout corrodé par du quartz.

Ici nous avons une granulométrie plus régulière qu'à Oued-El-Kebir mais d'une finesse parfois plus grande. Dans le minerai primaire le cuivre peut se trouver à 10 microns. L'énargite présente ses plages au environ de 100 à 150 microns, la chalcosine peut atteindre 300 microns. La chalcopryrite peut atteindre 500 microns. La cuprite entre 50 et 500 microns cependant la ténorite dépasse rarement 50 microns.

On peut mettre évidence des mouvement tectoniques au cours de la minéralisation, entre la baritine initiale et la venue de chalcosine, pas de mouvements importants, la chalcosine épousant les formes de la barytine.

La température de formation du gîte est précisée par la présence de cubanite. Il y avait une phase à t°C supérieure à 250°C.

L'association myrmekitique chalcosine. bornite, marque une seconde température. La chalcosine hexagonale cristallise au dessus de 103°C

On peut donc séparer l'intervalle baritine-quartz en deux zones de température : Une phase chaude et une phase tempérée. Ceci montre que la minéralisation est en rapport étroits avec l'activité volcanique du massif de Bou-Soufa.

Le gisement de Bou Soufa est un amas pyriteux à fort pendage. Le PH des solutions hydrothermales paraît avoir été neutre ou légèrement acide

Conclusions :

Comme la fait E. Raguin ³, on peut affirmer que les deux gîtes Bou-Soufa et Oued El Kebir sont d'une même activité hydrothermale en relation directe avec l'activité volcanique de la région .

Les paragenèses sont très proche seul la forme des gîtes diffère. La ressemblance de ces deux gites avec ceux du type kuroko⁴ est très frappante.

Une étude récente métallogénique sur le minerai de cuivre, Bou-Soufa Nord, faite par la Sonarem à donné.

Catégorie des échantillons I et II.

Lame mince 1/2. section polie 1/2.

1. Minéralisation essentiellement en pyrite, à filonnet disseminé

La pyrite forme des grains allotriomorphes, fortement corrodés ou bien des agrégats des grains. La taille des grains isolés pncocristales. est 0,1 à 0,4 mm; celle des agregats jusqu'à 0,7 mm.

On observe des dépôts isolés allotriomorphes de la bornite d'une taille jusqu'à 0,4 mm contenant de fines inclusion de la pyrite. La teneur en bornite dans la roche est moins de 1%.

Comme impuretés, la roche contient la covelline représentée par des dépôts irréguliers (la taille 0,002) substituant la bornite. La roche à albite épidote métasomatique est la roche encaissante pour la minéralisation en pyrite.

L'épidote se développe plus tard que l'albite formant des filonets fins, coupant, et ainsi des agglomérations irréguliers des grains autour du filonnet.

La texture de la partie à albite pratiquement monominerale de la roche est granoblastique.

2. Minerai à bornite - chalcopryrite.

Lame mince 1/1 section polie 1/1

La chalcopryrite domine fort dans la composition de minéral à dissemination filonnet. Elle forme des agrégats des grains allotrimorphes et aussi ceux irréguliers activiformes et radiés. La longueur des épines isolées .

(rayon) atteint 7 mm. La chalcopryrite crée des pseudomorphoses suivant la pyrite. Avec cela ne reste que les reliquats de la bordure externe (des facettes) des grains, c'est à dire des contours des grains et des agrégats se conservent.

Pour la chalcopryrite des inclusions de la bornite sont pratiquement aussi développées.

Autre les inclusions dans la chalcopryrite la bornite forme la minéralisation disséminée, représentée par des dépôts allotriomorphes d'une taille 0,2 - 0,7 mm.

La bornite se substitue intensément par la chalcopryrite. La succession de la formation des minéraux métallifères est suivante.

Pyrite

Bornite

Chalcopryrite

Le minéral métallique principal la chalcopryrite forme des concrétions étroites avec la bornite et la pyrite.

La texture du minéral est radiale et le squelette de substitution.

LIXIVIATION NATURELLE

Perte en Cuivre dans les eaux.

Une constatation non moins importante au point de vue économique est la récupération du cuivre perdu dans les eaux courantes des fissures, des failles et des galeries. Cette eau sort et se perd dans la nature.

Cette perte en cuivre est dû en grosse partie à la lixiviation naturelle en tas du minerai au contact de la pyrite qui est importante dans le gisement.

Au contact de l'oxygène de l'air, il y a réaction chimique entre le minerai de cuivre, surtout chalcoppyrite et eau.

ces réactions se font surtout dans les roches superficielles et dans les galeries.

Processus de la lixiviation naturelle.

a) Formation du sulfate ferrique et de l'acide sulfurique

Dans le gisement, le minerai, contient surtout de la pyrite blanche FeS_2 contient en inclusion de la chalcosine Cu_2S et de la chalcoppyrite, quelques pourcent de cuivre, il est relativement poreux; l'air et l'humidité y transforment lentement la pyrite.



Le liquide qui suinte des grains mouillés et oxydés est donc une solution acide de sulfate de fer trivalent. Cette liqueur, très oxydante peut réagir sur le fer qui la neutralise et passe à l'état d'ions ferriques Fe^{3+} . Elle réagit aussi sur la pyrite et surtout sur la chalcosine, qui sont transformées en acide sulfurique et sulfates métalliques solubles, en même temps que les sels sont réduits à l'état bivalent.

Ainsi, en cas de la chalcosine, on a, avec des intermédiaires :



Cette réaction est activée par la présence de l'air, qui réoxyde le sulfate bivalent. Sa vitesse augmentent avec la concentration de l'ion ferrique Fe^{3+} .

Remarquons que cette oxydation, relativement facile avec la chalcosine ne, l'est moins avec les sulfures complexes.

A Cavallo, on peut exploiter les eaux souterraines, les décantées concentrer par un simple chauffage puis les purifier en vue d'une extraction du métal par électrolyse, ou on le précipite en faisant circuler la solution de cuivre sur les morceaux de fer ou de fonte qui déplacent l'élément cuivre, après avoir fait réduire les ions ferriques à l'état ferreux.

On aura à proximité du gisement un milieu fortement acide, et l'acidité s'abaisse en s'éloignant du gisement.

A la sortie des galeries, les eaux courantes se convergent, l'acidité diminue.

Prélèvement des eaux des galeries.

prés
Nous avons des échantillons d'eau sur place le 5 Mars, dans chaque source du niveau 270. Bou Saufa Nord, seule galerie non affectée par les éboulements, et à la sortie des niveaux 220 et 310.

Nous avons pris sur place le Ph et le débit de ces eaux et nous en avons fait l'analyse pour calculer la teneur en cuivre, en Zinc et en fer.

a) Premier Prélèvement 2 échantillons niveau 270

Tableau

N°	Fe g/l	Pb g/l	Zn g/l	Cu g/l	ion Cl^- g/l	ions g/l
1	0,155	-	0,003	0,168	149,99	55,2
2	0,0485	-	0,0015	0,057	133,33	149,99

b) Deuxième prélèvement :

Nous avons 6 échantillons : 4 au niveau 270
 1 niveau 220
 1 niveau 310

N°	1	2	3	4	5	6
Source	Niveau 270 recoupe N	Niveau 310 sortie	Niveau recoupe N l'autre côte de filon 2-2bis	Niveau 220 Sortie	Niveau 270bis recoupe 115	270 recoupe 111
Ph	2	2,5	3	4,5	5,5	6
débit	1,028 m ³ /h	18 m ³ /h	0,163m ³ /h	0,400 m ³ /h	0,562m ³ /h	10,800 m ³ /h

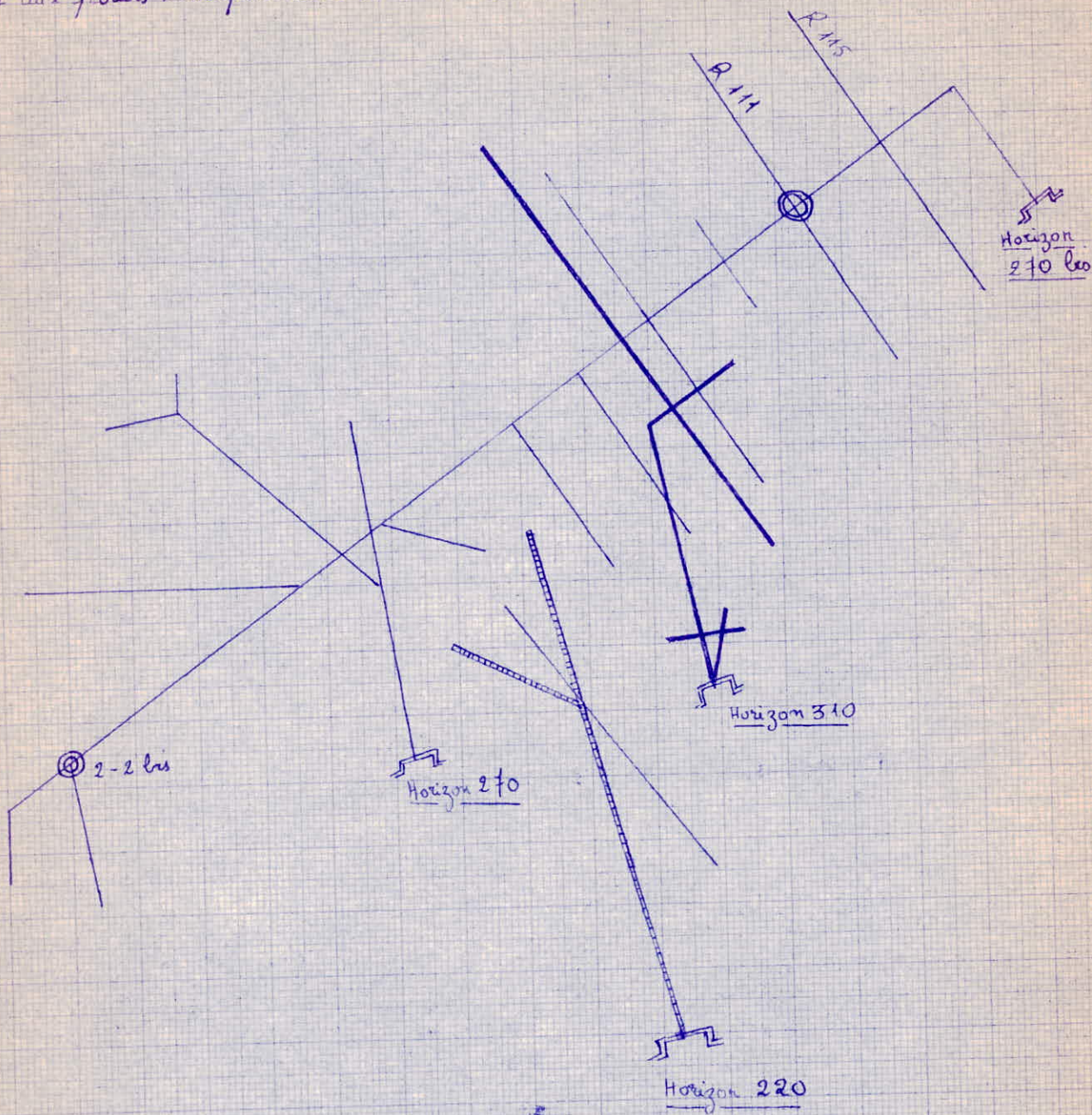
Nous avons calculé sur place le ph et le débit en litre par secondes puis convertis en m³/h.

De ces résultats nous avons calculé la quantité de cuivre par an perdu dans les eaux, en prenant 350j arbitrairement et un débit constant.

Les résultats et les chiffres sont donnés en page suivante.

Plan topographique des niveaux: 220, 270, 310

Les nivellements étaient pris à la sortie de chaque niveau et aux points marqués en rond du niveau 270.



- Niveau 270
- ⋯ Niveau 220
- Niveau 310

Mélangé des eaux de Cavallo:

Nous avons 6 flacons ayant une certaine concentration en cuivre différente et une acidité. On fait un prélèvement de 100 ml de chaque flacon et les mélangés, soit au total 600 ml, on concentre cette solution en chauffant jusqu'à obtenir un volume de 100 ml, puis on fait l'analyse du cuivre et du fer

Résultat :

Cu _____ 0,43 g/l

Fe _____ 0,42 g/l

Quantité de Cuivre perdu par an.

Tableau:

N°	1	2	3	4	5	6	Total Cu Kg/an
g/l Cu	0,270	0,050	0,130	0,0006	0,005	-	
g/l Fe	0,240	0,070	0,070	0,003	0,03	0,006	
g/l Zn	0,003	0,0018	0,006	0,004	0,006	0,0008	
kg/an Cu	2334,50	7560	172	1,344	2,360	-	10.070,20 kg = 10 tonnes
g/l cl	0,057	0,050	0,071	0,062	0,082	0,080	
g/l SO ₄	0,67	0,81	1,64	0,57	0,17	0,07	

Les N° 1,2 ... Correspondent aux numéros des sources du tableau précédent.

2ème PARTIE

Traitement Hydrométallurgique

I - 1 Préparation du minerai

L'échantillon représentatif que nous utilisons est de 600 kg

répartis comme suit :
200 kg carbonates
200 kg Oxydes
200 kg sulfures.

Cette représentativité n'est que relative.

Le mélange a été concassé jusqu'à une granulométrie de 1 mm.
Le concassage a été fait par un petit concasseur à machoire conçu pour 10 kg seulement. Après le quartage, on a pris 4 kg de minerai, la teneur est de 3,70%

Répartition Granulométrique.

Cavallo (I+II+III)

CLASSES	POIDS g	Rp %
+ 0,5	148,1	29,62
-0,5+ 0,4	40,3	8,06
-0,4+ 0,25	72,2	14,4
0,25+ 0,125	69,4	13,84
-0,125 + 0,080	50,1	10,02
-0,080 + 0,063	29,4	5,82
-0,063 + 0,040	6,3	1,26
-0,040	84,5	16,9
TOTAL	500	100

mélange (I + II + III) : prise de 500 g

teneur du Fe et Cu suivant les intervalles de classes.

Fe	Cu	Classes	mm
9,8	3,20	+ 0,5	
8,40	2,90	- 0,5 () 0,40	
8,80	3,60	- 0,40() 0,25	
8,40	4,40	0,25() 0,125	
10,00	4,50	0,125 () 0,080	

Généralités sur l'hydrometallurgie du cuivre

Processus généraux de traitement.

Le choix du traitement dépend d'abord de la nature du minerai de sa teneur en cuivre, et ensuite d'autres conditions ~~locales~~ concernant l'approvisionnement en combustibles ou en énergie électrique, le coût des transports, les possibilités d'approvisionnement en certains foudant en eau industrielle, etc.

Presque toujours la teneur en minerai est inférieure à 4-5%, le traitement ne peut alors être économique, surtout si l'on opère par voie fusion que si l'on procède d'abord à une concentration s'obtient soit par une méthode de lavage hydrogravimétrique (jigs, tables) soit plutôt par le procédé de flottation (C.f. vol Généralités II séparation gravimétrique en A 900 - 13 et flottation en A 915-1).

Ce derniers s'applique dans la majeure partie des cas (minerais sulfures avec une récupération allant de 92 à 96 % des sulfures de cuivre, l'est bien moins efficace, souvent même inapplicable, pour des minerais oxydés qui sont à concentrer par hydrogravimétrie. La flottation a été, des début des applications (1910-1915),

D'une manière générale, si le minerai est complexe, surtout sulfures le traitement dépend alors de la nature et du degré de dissémination ou de finesse des minéraux divers qu'on y trouve : Lorsqu'il s'agit du cobalt ou du nickel souvent associés étroitement au cuivre par leurs sulfures, la voie ignée permet d'habitude d'obtenir ces métaux séparément. Lorsqu'il s'agit du plomb et du Zinc, c'est généralement par la flottation qu'on arrive à séparer leurs concentrés. Si comme dans notre cas, les sulfures sont trop disséminés ou trop étroitement associés ou procède par voie hydrométallurgique : dissolution puis précipitation par électrolyse, mais sous réserve qu'on puisse au préalable mettre en oeuvre un grillage approprié efficacement contrôlé, oxydant ou sulfatant.

Les minerais de cuivre natif sont pour la plupart traités, comme les oxydés pauvres, par concentration suivie de fusion.

Traitement des Minerais par Voie Humide.

Emploi de l'eau et de l'air

Ce procédé est très simple, il est surtout utilisé en Espagne à Rio Tinto. Le processus de transformation ressemble à la lixiviation naturelle que nous avons étudié dans les pages précédentes.

Lessivage par les acides.

Ce procédé est fort ancien, consiste à faire agiter le minerai broyé dans une solution acide contenant les ions ferriques, dont on vient de voir l'action dans la lixiviation naturelle.

L'acide amène en solution l'oxyde de cuivre et ces sels plus ou moins basiques, tandis que grâce aux ions ferriques le cuivre natif et les sulfures simples se dissolvent.

et reste toujours d'une importance primordiale pour la métallurgie extractive du cuivre, que ce soit pour les minerais sulfurés ou complexes (Cu-Fe) les plus courant, ou pour les minerais sulfurés non complexe (Cu - Pb - Zn - Fe) .
puisque'elle permet généralement les sulfures de ces métaux et en tous cas la pyrite qu'on ne désire pas la voire flotter avec le concentré de cuivre, la presque totalité de la gangue du minerai aux stérils ou aux rejetés.

Pour arriver au métal, on utilise en premier lieu le processus de la fusion ignée le plus couramment appliqué, mais souvent la voie de l'hydro-métallurgie (dissolution suivi de précipitation).

Nous avons présenté en résumé, les modes généraux de traitement auxquels sont soumis les minerais de cuivre.

Modes généraux de traitement des minerais de cuivre:

Minerais sulfurés:

Teneur supérieur à 6% ——— fusion directe.

Teneur entre 4 et 6% ——— Flottation puis fusion.

Teneur inférieur à 4% ——— flottation ensuite fusion.

Grillage oxydant, ou sulfatisant ——— Cémentation ou électrolyse.

Minerais Oxydés :

Teneur supérieur à 10% ——— fusion directe

Teneur entre 5 et 10% ——— concentration préalable à 15-20% rend la voie sèche moins onéreuse, on obtient soit cuivre noir, soit blister.

On peut aussi faire un entrichissement préalable par hydrogravimétrie ensuite fusion des concentrés.

Teneur inférieur à 5%, traitement hydrométallurgique par dissolution : si la gangue le permet. On obtient ensuite soit un cément 50 à 78% Cu métal puis le fondre soit métal plus pur par électrolyse.

Le procédé est particulièrement avantageux dans le traitement des dépôts superficiels contenant les sulfures et les composés oxydés.

Exemple les installations de la New Cordelia copper Co, à Ajo (U.S.A) Le minerai est un carbonate basique à 1,53%.

Traitement des sulfures complexes :

L'expérience industrielle a montré que pour minerai de cuivre à gangue inattaquable par les acides, l'action d'un acide étendu permet d'amener le cuivre en solution pourvu que les sulfures ne soit pas complexe. Dans le cas contraire la solubilisation directe et complète est impossible par les acides.

La vitesse de réaction du sulfate de fer trivalent sur les sulfures de cuivre est accélérée par la finesse du minerai, de la proportion des ions Fe^{3+} , mais quand la concentration du sulfate bivalent augmente, elle diminue.

Cette méthode facile et simple avec les sulfures simples exigé pour des sulfures complexes une pulvérisation très poussée pour être pratique.

Par une préparation préalable, on a donc cherché à détruire les sulfures complexes. On doit jouer sur l'instabilité de ces sulfures; on a essayé l'effet d'un simple chauffage.

Grillage.

Le minerai étant complexe, il s'agit de jouer sur l'instabilité de ces sulfures en diminuant la granulométrie et en chauffant le minerai pour les décomposer complètement.

Généralité sur le grillage :

On a le grillage chlorurant, sulfatisant, oxydant et réducteur.

Grillage chlorurant :

Principe.- Lorsqu'on grille par l'air en excès, un mixte intime de sulfure métallique et de chlorures alcalins ou alcalino-terreux on constate dans l'atmosphère oxydante du four, des gaz sulfureux et chlorhydrique et du chlore (P.Pascal)2'.

Dans ces conditions, les composés métalliques du mélange vont se transformer en sulfates, chlorure ou oxydes, dont la formation et la décomposition sont possibles en cette atmosphère. On tend vers un système qui sera le plus stable à la température de l'opération.

L'expérience indique qu'en ne dépassant pas le rouge cerise, ce composé est pour le fer le peroxyde ; pour le cuivre et l'argent le chlorure pour le plomb le chlorure et le sulfate.

De plus, en présence d'un excès d'additions chlorurés dans le mélange en grillage, pratiquement tout le cuivre et l'argent peuvent être transformés en chlorure (sulfate).

Grillage sulfatisant.

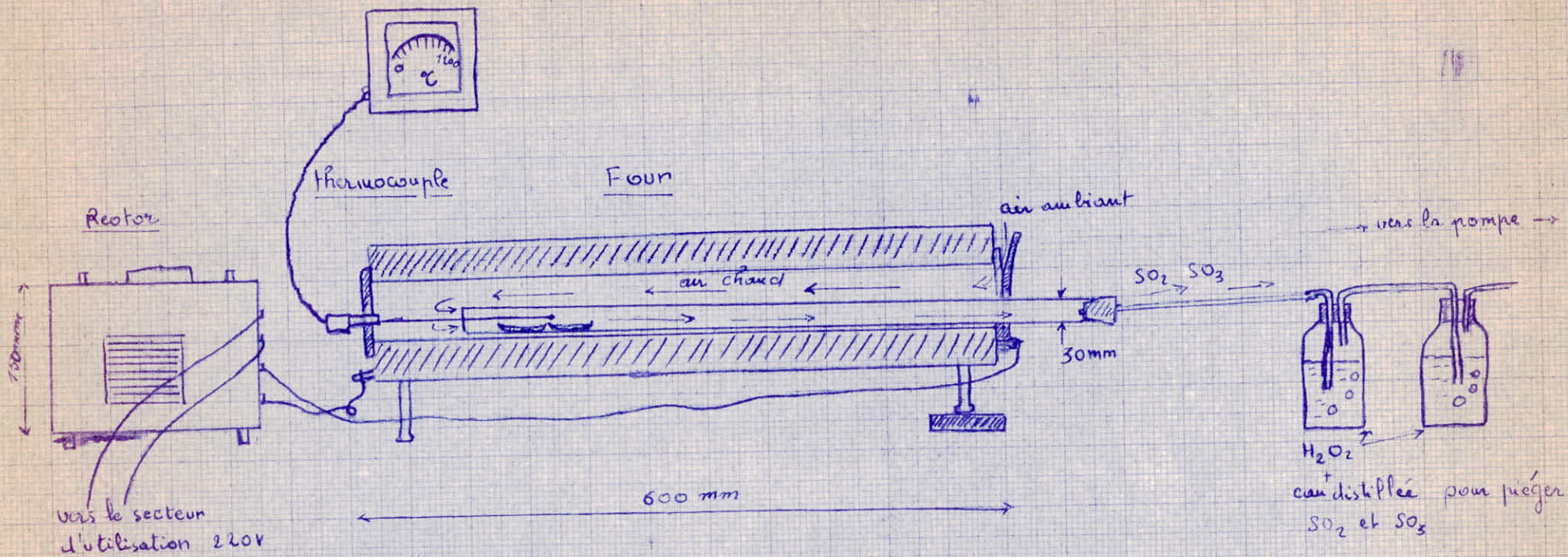
C'est un grillage réalisé à basse température 400°-500° avec les additions telles que ferrique, carbonates de chaux. Ces basses températures commandent l'usure de l'appareil est faible et, grâce à la proportion élevée de sulfate, la consommation d'acide sulfurique est réduite pendant le lessivage.

Ainsi la solution dissolvante garde longtemps son titre et son acidité.

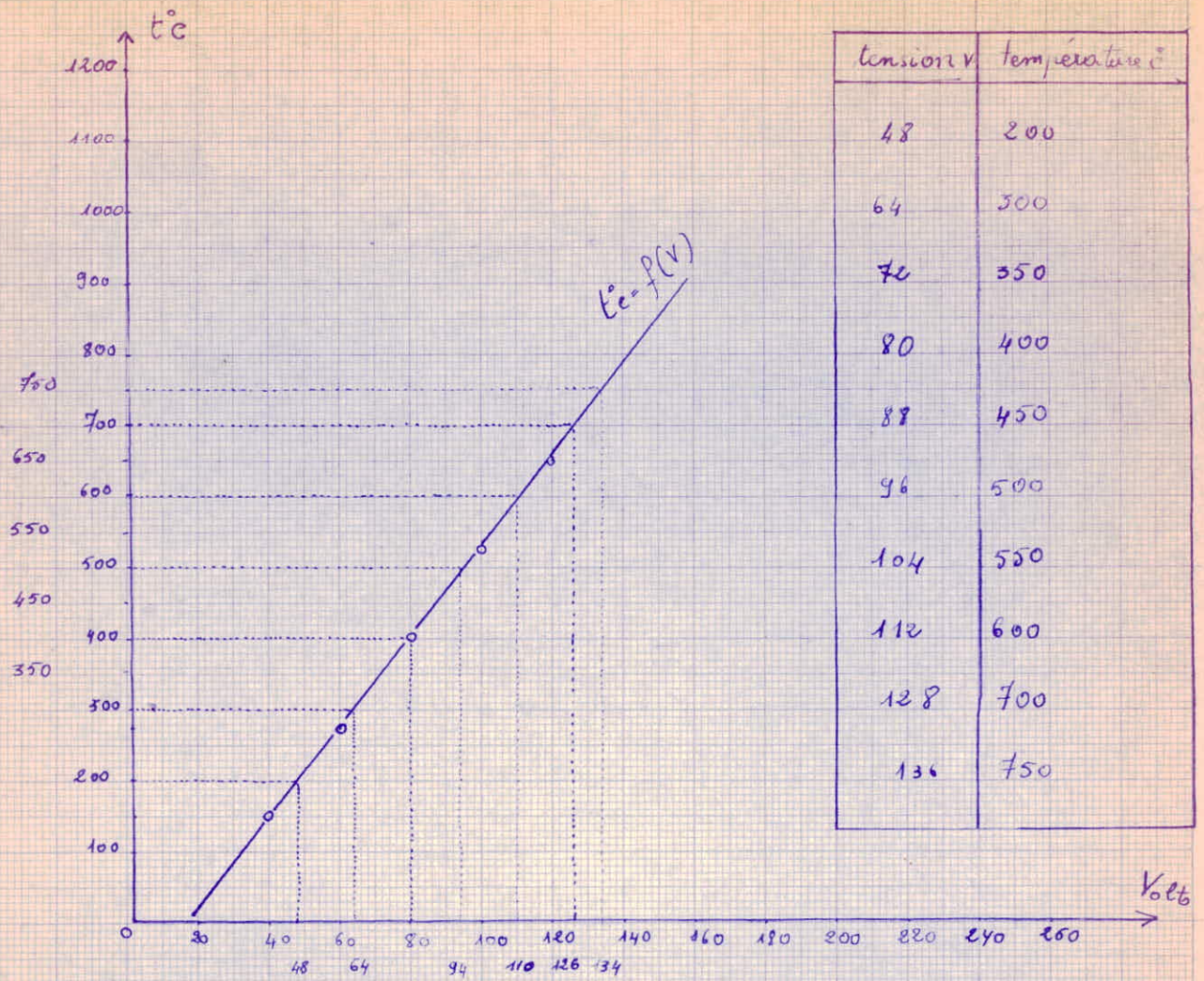
Ce grillage est avantageux pour un minerai sulfureux, les températures 450° - 500° comme l'a montré F. Thomas (1) un courant d'air léchant le minerai complexe peut provoquer une oxydation complète.

Grillage oxydant.

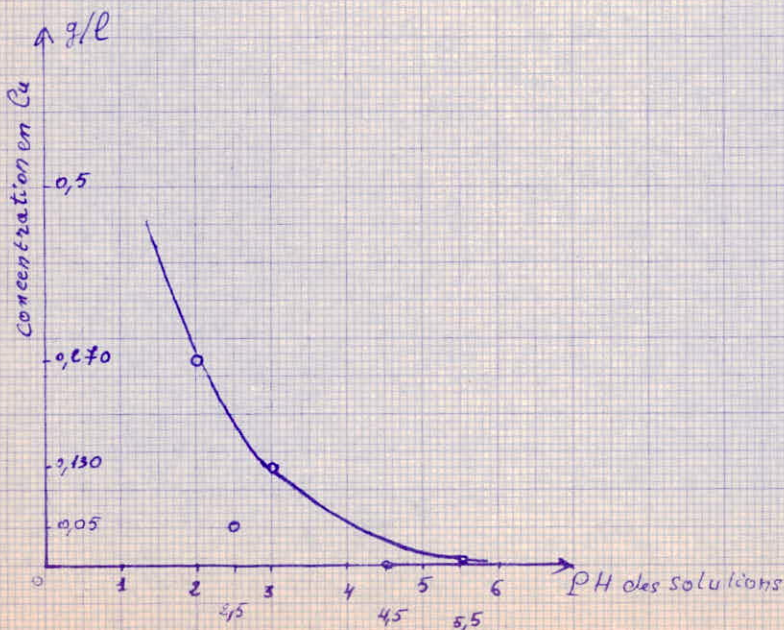
C'est le plus classique des grillages, il est commode et simple se fait à l'air ou l'air enrichi d'oxygène jusqu'à 20 à 30 % du volume total. Avec le cuivre, on obtient généralement CuO et Cu_2O en proportion variable avec la pression et la température (P. Pascal) (2). L'oxydation commence vers 80°C l'oxygène agit plus lentement que l'air (Schlöder Zamman) (3).



Dispositif de grillage.



- Courbe d'étalonnage de la température du four. - Courbe 1



Concentration du Cu en f^m du pH dans les eaux courantes (Cavallo)

Courbe 2

Nous avons opté pour le grillage oxydant, mais à températures basses, le four concernant ^{ce} type de grillage était le seule libre et à notre disposition. Par ailleurs, il est moins cher : grillage à l'air : plus pratique et commode pour l'évacuation de SO_2 .

Condition du Grillage Oxydant.

Installation de l'appareillage.

La longueur du four est de 630 mm, son diamètre est de 60 mm, le tube utilisé est en allumine, même longueur que le four, il est relié par les points en caoutchou synthétique à des flacons contenant l'eau distillée mélangée à l'eau oxygène pour piéger SO_2 et SO_3

On doit éviter l'échappement de SO_2 dans la nature, c'est un produit corrossif et toxique surtout pour la végétation. Le thermocoupe utilisé est en Al-Cr.

Le schema du dispositif du grillage est en page suivante.

Grillage du minerai :

Le grillage est fait en lit mince dans des nacelles en silice contenant chacunes 6 g de minerai, on emploie deux nacelles par grillage.

- Mécanisme de la circulation d'air dans le four.

L'oxygène de l'air n'entre pas par une extrémité et ressort de l'autre sous forme de SO_2 et SO_3 . Pratiquement, il y a un temps de passage l'extrémité par où est mis le thermocoupe est fermée, de l'autre on laisse une petite ouverture vers l'intérieur du four. Celui - ci étant incliné de 10° à peu près pour maintenir une bonne circulation d'air.

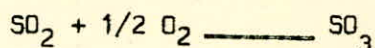
L'air y pénètre sous l'action du vide partiel réalisé par la pompe traverse pratiquement tout le four jusqu'à l'autre extrémité qu'est fermée; pénètre ensuite dans le tube où sont posées nacelles et thermocouple, réagit avec le minerai et sort de l'extrémité du tube, vers les flacons sous forme de SO_2 et SO_2 et SO_3 .

Ce mécanisme est avantageux, car il réduit le gradient de température du centre à l'extrémité du four, et l'air sera exempt de poussière avant d'arriver au minerai. Dans le schéma du dispositif on a mis les flèches indiquant le passage suivi par l'air.

Facteurs influençants:

- Température :

La température de grillage doit rester pratiquement constante pendant au moins 3 heures, La température influe sur la réaction suivante et sa vitesse, réaction se produisant entre l'oxygène et l'anhydride sulfureux.



Elle est activée au dessus de 450°C selon (PR Haskett)⁵ et ralentie au delà de 550°C ; à 600°C par exemple on a formation de ferrique de cuivre $Cu Fe_2 O_4$ qui est un produit insoluble dans l'acide sulfurique.

- Granulométrie :

Nous savons que l'efficacité d'un grillage est fonction de la granulométrie ; si elle est fine , une température de grillage ^{faible} suffit, si elle est grande, elle exige une température au dessus de 600°C (Fridrich)⁶ a trouvé 450°C pour le sulfure cuivreux en grains de diamètre 1mm et 680°C pour un diamètre supérieure à 2 mm.

- Épaisseur du lit du minerai .

L'épaisseur du lit du minerai doit être faible, la surface du minerai pratiquement plate pour que l'effet de l'oxydation soit homogène et en profondeur.

Il est à signaler que le temps de grillage que nous n'avons pas modifié est de 4 heures.

Considération métallurgique :

selon Marcel Fourment⁶, la température de grillage de la pyrite est de 325°C

pour une granulométrie de - 1 mm

$Sb_2 S_3$: 290°C

CuS : 430°C

$Ag_2 S$: 605

$Zn S$: 647

PbS : 554

Température de décomposition des principaux sulfates.

$SO_4 Fe$: 550°C

$SO_4 Cu$: 700

$SO_4 Zn$: 750

$SO_4 Pb$: 950

Donc le principal pour nous est de ne pas dépasser 650°C. La décomposition n'est jamais totale, car la décomposition des sulfates sous l'action de la chaleur donne lieu à des équilibres.

Puissance du Four

Le four que nous avons utilisé pour le grillage du minerai de cuivre est à résistance et sa puissance dépend de la tension aux bornes du système électriques.

L'xiviation Proprement dite :

La quantité d'acide sulfurique utilisée est de 40 kg par tonne de minerai.

Préparation de l'acide sulfurique :

a) Volume à 2 %, échantillon de 3 g

$$\frac{3 \text{ g} \times 40,000}{10^6} = 0,12 \text{ g d'H}_2\text{SO}_4 \text{ pour 3g de minerai}$$

La densité d'H₂SO₄ au départ est de 1,83g/cm³

La solution d'acide sulfurique à 2 % contiendra

98 cm³ d'eau _____ 98g

2 cm³ H₂SO₄ _____ 1,83 x 2 = 3,66 g

100 cm³ de solution contiendrons 98 + 3,66 = 101,66 g

volume de l'acide sulfurique.

$$\frac{100 \times 0,12}{3,66} = 3,28 \text{ cm}^3$$

b) volume à 5 %

$$\frac{3 \text{ g} \times 40,000}{10^6} = 0,12 \text{ g H}_2\text{SO}_4$$

Dans une solution à 5% on aura :

95 cm³ _____ H₂O _____ 95 g

5 cm³ H₂SO₄ _____ 1,83x5 = 9,15g

volume d'acide nécessaire

$$\frac{100 \times 0,12}{9,15} = 1,31 \text{ cm}^3$$

Nous avons 3 classes de minerai

- 1 mm

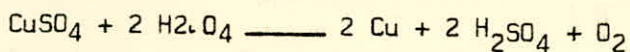
- 0,5 mm

- 0,08 mm

Le sulfure oxydé lors du grillage réagit avec l'acide sulfurique



Le sulfate formé pendant le grillage régène l'acide sulfurique



Lixiviation à froid :

La lixiviation à froid se fait pendant 4 heures avec un agitateur magnétique, l'agitation est efficace, elle est régulière, la diffusion de l'acide dans le minerai, pratiquement l'attaque de l'acide sulfurique se fait d'une manière convenable.

Granulométrie - 1mm : teneur en cuivre 3,70 %

Les températures de grillage sont :

200°, 300°, 400°, 500°, 600°, 700° et 750°C. Nous avons vérifié la variation de la récupération en fonction de la température. Les résultats concernant cette variation sont données en page suivante avec les tableaux et les courbes.

On voit que la courbe est croissante de 200° à 500°C et de croissante de 500°C à 750°C.

L'expérience nous montre que le maximum de récupération est donné pour une température de grillage de 500°C.

500°C 2% 78 %

La récupération est fonction de la concentration de l'acide sulfurique au dessus de 500°C la faible teneur en fer dans les solutions est dûe probablement à la formation de colcothar $\text{Fe}_2 \text{O}_3$ et de ferrite de cuivre $\text{Cu Fe}_2 \text{O}_4$ dans le minerai grillé. Ces deux produits sont insolubles dans l'acide sulfurique.

Granulométrie - 0,5 mm , % Cu 4,1 :

Les températures de grillage sont les mêmes 200°, 300°, 400°, 500°, 600°, 700°.

L'allure des courbes est la même parabolique.

température	H ₂ SO ₄	Récupération
500°C	2%	81%
500°C	5%	81%

Ici la variation de la concentration en acide sulfurique n'a aucun effet sur la récupération, ceci n'est pas relatif car nous n'avons pas fait beaucoup d'essais pour cette granulométrie

Granulométrie - 0,08 mm, %Cu 4,6

Les températures de grillage sont changées, on trouvé ici l'influence de la granulométrie sur le rendement de la lixiviation, nous avons voulu diminuer l'écart des températures de grillage. Nous faisons varier la température de 50° en 50° pour la gamme des températures comprises entre 450° 600°C.

Température : 500°C

H ₂ SO ₄	Récupération
2%	82 %
5%	85%

Température , 450°C

H ₂ SO ₄	Récupération
2%	90%
5%	79%

Température : 550°C

H ₂ SO ₄	Récupération
2%	82,5%
5%	81 %

La quantité de cuivre dans les résidus est due à la formation de la ferrite de cuivre $\text{Cu Fe}_2 \text{O}_4$ insoluble comme nous l'avons déjà dit.

A 450°C nous avons une bonne récupération à froid de 90% pour une concentration en acide sulfurique de 2%. Nous avons une valeur moyenne pour 5%, il s'est produit un accident lors de la lixiviation.

Lixiviation à chaud 80°C .

Granulométrie - 1mm, % Cu 3,70.

Température	$\text{H}_2 \text{SO}_4$	Récupération
500°C	2%	76%
500°C	5%	73%

Les valeurs sont faibles, on s'attendait à des récupérations un peu hautes, ceci est dû à l'évaporation de la solution acide pendant la lixiviation car à 80°C c'est déjà une température forte qui nous oblige à diminuer le temps de la lixiviation.

Granulométrie - 0,5 mm, % Cu 4,1 :

Température	$\text{H}_2 \text{SO}_4$	Récupération
500°C	2%	76%
600°C	2%	76%
500°C .	5%	76%
600°C	5%	76%

L'effet de la concentration est nul à cause de l'évaporation. L'humidité diminue et avec elle diminue la diffusion de l'acide dans le résidu.

Température	H ₂ SO ₄	Récupération.
500°	2%	83%
450°	2%	84%
500°	5%	87%
450°	5%	86%

La lixiviation à chaud pour cette granulométrie a été faite à 60°C pour diminuer l'effet de l'évaporation de la solution acide la récupération a été calculée en considérant la teneur en cuivre dans les résidus, car nous l'avons trouvé importante, pour un grillage à 450°C, récupération 90%, elle varie entre 0,80 et 0,40%.

La teneur en cuivre dans les solutions a été calculée ainsi suit:

$$\underline{\% \text{ Cu du tout venant} - \% \text{ Cu du résidus} = \% \text{ Cu des solutions}}$$

Nous l'avons appelé % Cu réel en solution par rapport à % Cu trouvé directement dans les solutions.

Discussion concernant la lixiviation :

La dissolution du cuivre semble être inversement proportionnelle à la granulométrie du minerai.

On doit toute fois faire une analyse rigoureuse de la teneur du tout-venant, ensuite une analyse des résidus.

Celle-ci nous paraît importante, vue la variation du % Cu en cuivre de 0,40 à 0,80% pour une bonne récupération. Elle peut tomber jusqu'à 0,30 % Cu si l'opération de grillage et lixiviation a été menée à bien, ces teneurs en cuivre correspondent aux grillages à 450° - 500°.

Granulométrie - 1mm 3,70% Cu Lixiviation 20°C.

Température de grillage t.°c	H ₂ SO ₄ %	%Fe ds le résidu	%Cu ds le résidu	%Cu trouvé dans la solution	% réel du Cu en solution	Récupération
200	2	9,20	2,35	1,12	1,35	36%
300	2	9,39	2,30	1,41	1,40	38%
400	2	8,69	1,80	1,84	1,90	51%
500	2	9,00	0,80	3,20	2,90	78%
600	2	10,40	1,30	2,21	2,40	65%
700	2	10,50	2,25	1,81	1,45	39%
750	2	9,50	2,70	1,61	1,00	27%
200 °c	5	9,10	2,40	1,12	1,30	35%
300	5	9,39	2,30	1,52	1,40	38%
400	5	8,89	1,75	1,86	1,95	53%
500	5	9,90	0,70	3,50	3,00	81%
600	5	9,70	1,25	2,54	2,45	66%
700	5	10,50	2,00	2,24	1,70	46%
750	5	10,70	2,15	2,07	1,75	42%

Granulométrie - 1mm 3,70% Cu . Lixiviation 80°C.

200 °c	2	9,20	2,2	1,42	1,50	41%
300	2	9,30	2,4	1,39	1,30	35%
400	2	9,60	2,1	1,91	1,50	41%
500	2	9,60	0,90	3,06	2,80	76%
600	2	11,3	1,00	3,12	2,70	73%
700	2	11,60	1,70	2,88	2,00	54%
750	2	11,00	2,80	1,67	0,90	24%
200	5	-	-	-	-	-
300	5	9,0	2,3	1,35	1,40	38%
400	5	9,4	2,1	1,96	1,60	43%
500	5	9,3	1,00	3,15	2,70	73%
600	5	11,2	1,10	3,22	2,60	70%
700	5	11,0	1,20	2,91	2,50	68%
750	5	10,90	2,80	1,79	0,90	24%

Granulométrie - 0,5mm 4,1% Lixiviation 20°C

200 °c	2	9,9	2,70	1,41	1,40	34%
300	2	9,7	2,30	1,87	1,80	44%
400	2	9,2	1,70	2,60	2,40	61%
500	2	10,1	0,80	3,32	3,30	81%
600	2	10,5	1,00	3,28	3,10	78%
700	2	10,7	2,8	-	1,30	39%

Granulométrie - 0,5 mm 4,1% Cu Lixiviation 20°C

Température de grillage t_c	% H_2SO_4	% Fe dans le résidu	% Cu dans le résidu	% Cu trouvé dans la solution	% réel du Cu en solution	Récupération
200	5	9,9	2,70	1,41	1,40	34%
300	5	9,7	2,30	1,87	1,80	44%
400	5	9,2	1,60	2,60	2,50	61%
500	5	10,8	0,80	3,47	3,30	81%
600	5	10,9	0,90	3,41	3,20	78%
700	5	11,0	2,50	1,86	1,60	39%

Granulométrie - 0,5 mm Lixiviation 80°C

500	2	11,0	1,00	3,66	3,10	76%
600	2	11,50	1,00	3,61	3,10	76%
700	2	11,60	2,90	2,25	1,20	29%
500	5	10,60	1,00	3,66	3,10	76%
600	5	11,50	1,00	3,61	3,10	76%
700	5	11,10	2,50	1,59	1,60	39%

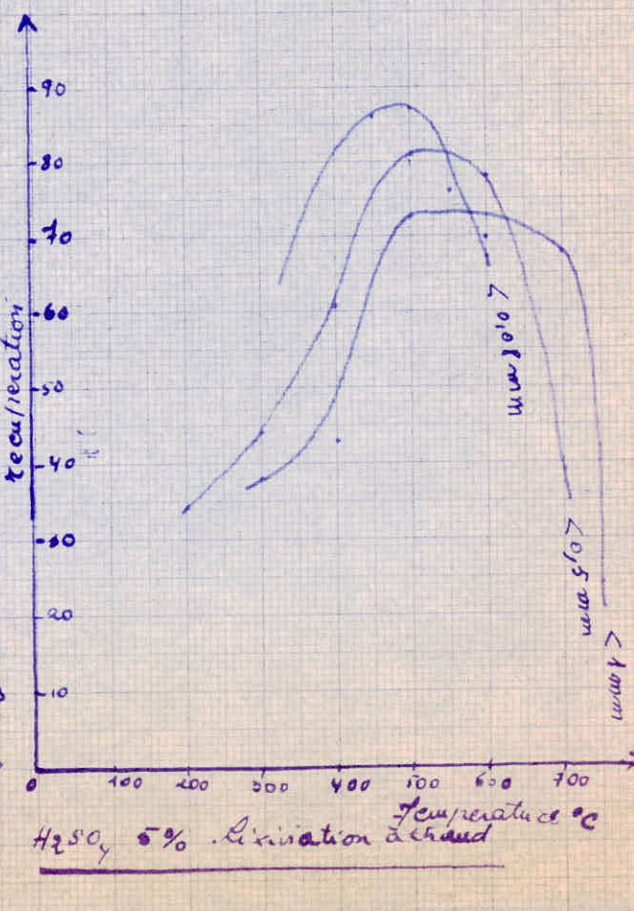
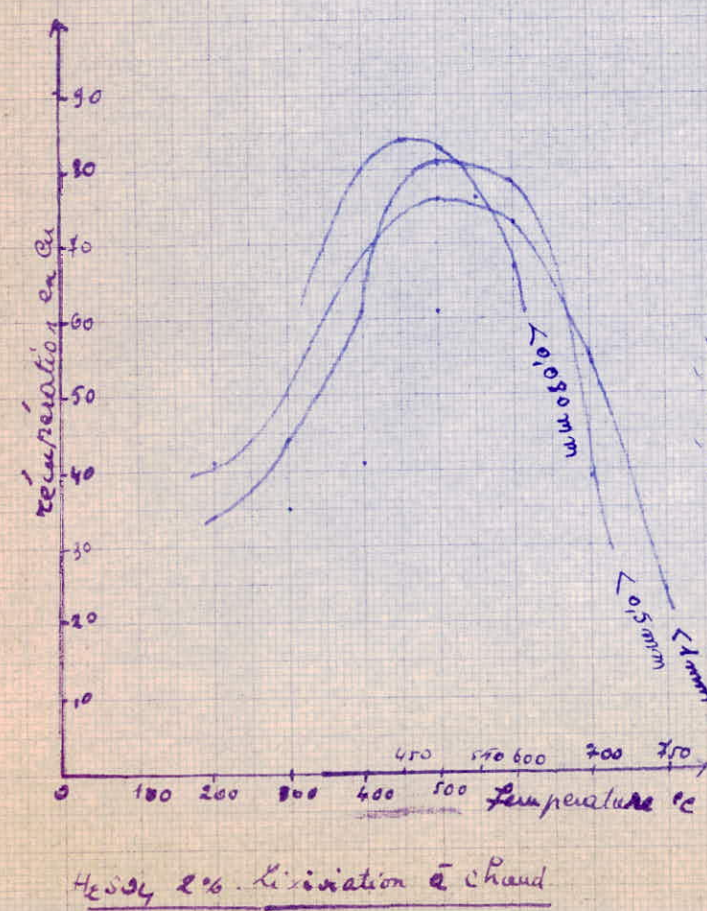
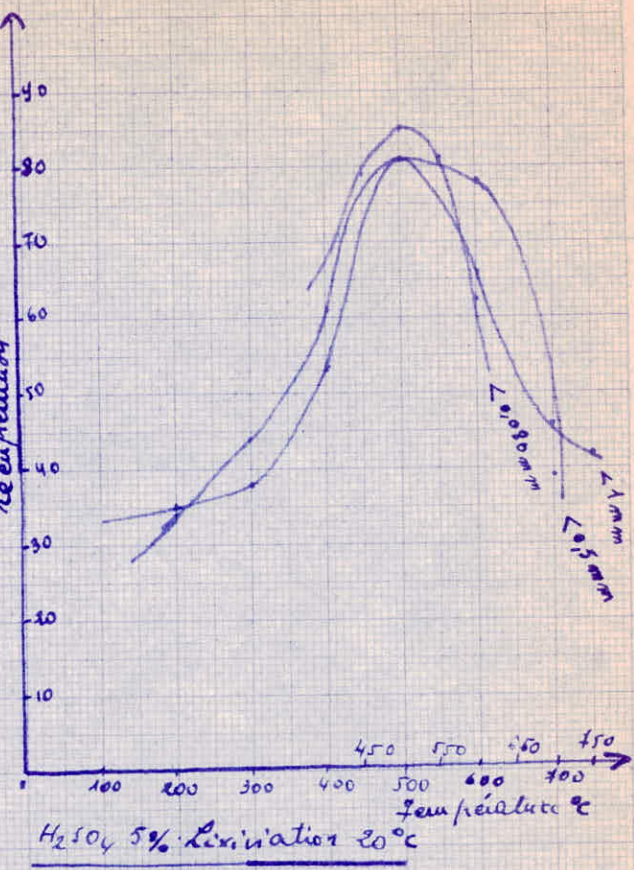
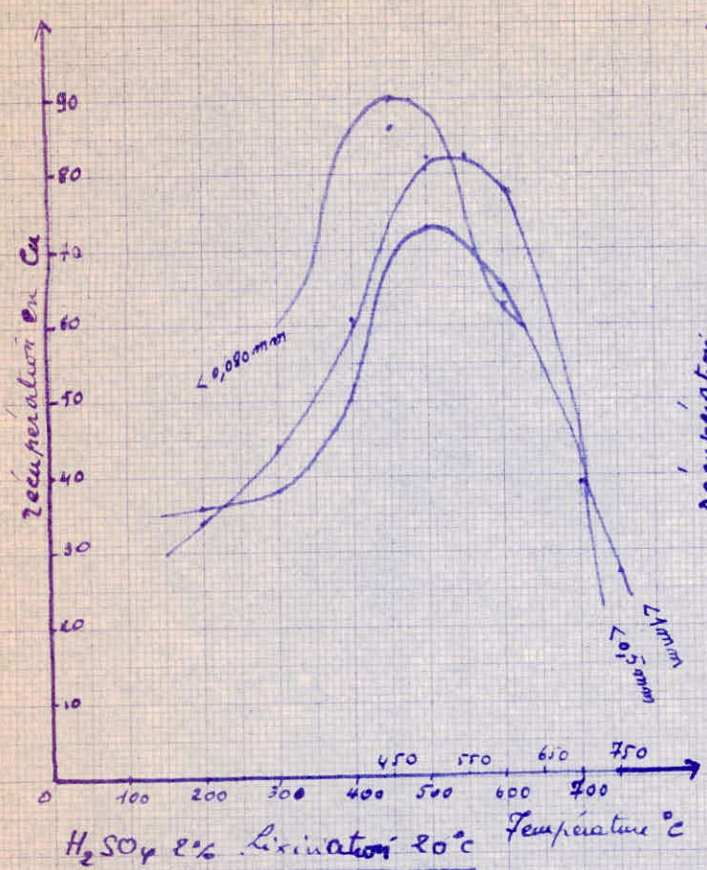
Granulométrie - 0,08 mm 20°C teneur 4,6% Cu

Température de grillage	% H_2SO_4	Fe dans le résidu	% Cu dans le résidu	% Cu trouvé dans la solution	% réel dans la solution % Cu	Récupération
450	2	10,75	0,45	4,30	4,15	90%
500	2	11,2	0,78	4,55	3,82	82%
550	2	11,50	0,80	4,45	3,80	82,5%
600	2	12,25	1,75	3,50	2,85	62,5%
450	5	11,75	0,95	-	3,65	79%
500	5	11,80	0,70	4,45	3,90	85%
550	5	12	0,88	4,34	3,72	81%
600	5	12,25	1,70	4,60	2,90	63,5%

Granulométrie - 0,08 mm Lixiviation 60°C

450	2	10,50	0,45	3,95	3,85	84%
500	2	11,2	0,79	4,23	3,81	83%
550	2	11,4	1,12	4,23	3,48	76%
600	2	12,0	1,50	3,46	3,10	67%
450	5	10,25	0,65	4,07	3,95	86%
500	5	10,90	0,60	4,23	4,00	81%
550	5	11,50	1,05	4,25	3,65	76%
600	5	12,00	1,55	3,70	3,05	64%

Récupération du cuivre en solution : Courbes } température
 } % récupération



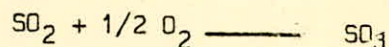
LES PAPIERS CANSON FRANCE

peuvent dans une certaine mesure être reexploiter avec une preconcentration allant de 2 à 4 % Cu.

Pendant ces dissolutions, nous avons constaté une augmentation de fer dans les résidus, elle est fonction croissante de la température de grillage.

A 600°, on a peu de cuivre dans les solutions, mais on a aussi peu de fer du à la formation de colcothar $Fe_2 O_3$ insoluble comme la ferrite de cuivre de cuivre $Fe_2 O_4 Cu$ dans l'acide sulfurique.

L'important pour nous est de diminuer le plus possible de cuivre dans les résidus, donc d'éviter la formation de $Cu Fe_2 O_4$, en essayant de diminuer la température de grillage et de bien la régler entre 450° - 500° pour une bonne récupération. On aura probablement beaucoup de sulfate de cuivre car c'est à ces températures que la vitesse de formation de l'anhydride sulfurique est maximale.



La formation de SO_3 et sa concentration dans le four joue un grand rôle dans la formation de sulfate de cuivre, qui régénère l'acide sulfurique pendant la lixiviation, donc maintient la concentration en H_2SO_4 convenablement et libère l'oxygène et le cuivre à l'état ioniques.

Avant de faire l'analyse des solutions nous les avons filtrées, puis concentrées par chauffage à 100°, et refiltrées une deuxième fois lorsque les volumes des solutions sont jugés inférieures à 150 ml puis réajusté ces mêmes solutions et nous les avons mises dans des béchers de 150 ml.

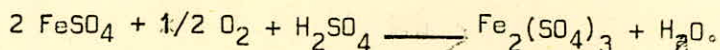
Le filtre utilisé est le filtre dit bleu de diamètre 11cm. Pendant nous avons utilisé pour chaque échantillon 200ml d'eau distillée chauffée à 50 - 60°.

Nous avons gardé à sec les résidus pour leur analyse ultérieure.

La filtration de la pulpe nous donne en général des solutions bleues de sulfate de cuivre. Ces solutions contiennent des impuretés qui gênent beaucoup l'opération finale qui est l'électrolyse. Ce qui gêne le plus souvent est le sulfate ferrique et le sulfate ferreux. Cette impureté abaisse rapidement le rendement du courant en provoquant une corrosion du dépôt cathodique. à la cathode on a la réaction.



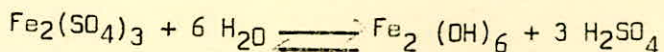
Tandis qu'à l'anode, le fer ferreux se réoxyde.



Les sels ferreux et ferrique diffusent d'une électrode à l'autre et le cycle de réactions recommence indéfiniment.

L'élimination du fer avant l'électrolyse se fait en neutralisant ce qui provoque l'hydrolyse des sels ferriques et la précipitation d'hydroxyde.

La réaction est :



cette réaction donne lieu à un équilibre qui est caractérisée, comme toute réaction analogue, par un certain pH.

A mesure qu'on neutralise la réaction se poursuit de gauche à droite.

Suivant que le sulfate est ferrique ou ferreux la précipitation se fait à pH différents.

Le sulfate ferrique s'hydrolyse en milieu plus acide avec un pH = 2.

Le sulfate ferreux s'hydrolyse en milieu moins acide avec un pH = 5,5.

Théoriquement nous avons K_s constante de solubilité.

Pour un métal trivalent.

$$(\text{Me}^{+++}) (\text{OH}^-)^3 = K_s$$

$$(\text{OH}^-)(\text{H}^+) = 10^{-14} \quad \text{---} \quad (\text{OH}^-) = 10^{-14} (\text{H}^+)^{-1}$$

$$(\text{Me}^{+++}) = K_s (\text{OH}^-)^{-3}$$

$$(\text{Me}^{+++}) = K_s \cdot 10^{+42} (\text{H}^+)^3$$

Pour un métal bivalent:

$$(\text{Me}^{++}) (\text{OH}^-)^2 = K_s$$

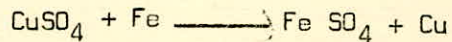
$$(\text{Me}^{++}) = K_s 10^{+28} (\text{H}^+)^2$$

Si on connaît K_s Théoriquement, On peut établir un tableau de concentration du cation restant dans la solution en fonction du PH et construire le graphe correspondant pour bien agir sur la précipitation des hydroxydes.

Précipitation du cuivre des solutions.

a) Par le fer

Le procédé le plus ancien et le plus est celui de cémentation qui consiste à déplacer le cuivre par le fer métallique, selon la réaction chimique suivante.



Le chlorure de cuivre monovalent réagit de même, mais exige pour une quantité égale de cuivre, deux fois moins de fer.

Cette précipitation n'est autre chose que le phénomène d'électrolyse qui se produit sur les particules métalliques de fer recouvertes par les premières portions de cuivre. La précipitation sera d'autant plus complète que le phénomène de fonctionnement de piles locales sera bon, que la température sera plus élevée mais pas trop que le liquide sera plus agité au contact des métaux et plus riche en ion cuivre plutôt qu'en ions fer. L'efficacité devra être augmentée avec l'appauvrissement du liquide.

Dans les solutions en général acides, le phénomène d'électrolyse peut donner une décharge d'ions d'hydrogène, si les ions Cu^{++} seront réduits au contact du métal. On aura un dégagement d'hydrogène et consommation inutile du fer. Quand la concentration en Cu^{++} s'affaiblit, les impuretés, et en particulier l'arsenic et l'antimoine viennent gêner le dépôt.

Le cuivre de cémentation sera alors d'autant plus pur, et plus compact.

Une des installations les plus remarquables de cémentation est celle de Rio Tinto, en Espagne, dont la production est de l'ordre de 10.000 tonnes par an.

La précipitation se fait sur de grosses barres de fer noyées dans le liquide contenant 4g d'ions Cu^{++} , 20 d'ions de fer et 10 g d'acide par litre. Le ciment obtenu peut contenir 70 % de cuivre.

Par électrolyse :

La cémentation n'est autre qu'une précipitation électrolytique irrégulière, il semble plus avantageux d'effectuer cette opération directement en utilisant l'énergie électrique à la place de l'énergie chimique qui est un peu coûteuse.

Pour ne pas produire une addition métallique au bain, on s'en sert d'anode inattaquables : plomb compact, durci par l'antimoine ; graphite magnetite ; silicure de fer ou de cuivre. L'anode s'enrichit en acide, et l'oxygène tend à se dégager.

Dans la pratique, les choses ne sont pas aussi rigoureuses, les anodes en plomb se recouvrent de peroxydes ; de plus l'électrolyte contient presque toujours les sels de fer bivalents.

La présence de Fe^{3+} à la cathode est nuisible, car le cuivre précipité se dissout en réagissant :



Il en résulte une perte d'énergie sans précipitation.

L'expérience montre que 5 g d'ions Fe^{3+} par litre sont nuisibles et que 10 g rendent l'opération impossible.

Raffinage électrolytique.

Dans un bac contenant une solution de sulfate de cuivre, on suspend une plaque de cuivre noire qui servira d'anode et une autre plaque plus pure qui servira de cathode.

Sous l'action d'un courant électrique traversant la solution

cuivre se dissout à l'anode et se dépose à la cathode. Théoriquement les deux quantités sont égales. La solution qui contient les ions Cu^{2+} de sulfate de cuivre lui faut 2×96500 coulombs pour déposer 63,5g de l'anode à la cathode, en dépensant une énergie égale à $2 \times 96500 \times E$ joules, E étant la force électromotrice (en volts) entre les électrodes.

Théorie du procédé :

On admet que, qu'une plaque métallique est plongée dans une solution contenant des ions du métal, à une concentration C, il se forme à l'équilibre une différence entre les potentiels solide et liquide (V_L et V_S)

$$(1) \quad V_L - V_S = \frac{2}{10^4 n} T \log \frac{C}{c}$$

T = Température absolue ; n = valence des ions ; C = constante caractéristique du métal ; c concentration des ions du métal.

Envisageons une cuve de raffinage du cuivre; l'expérience indique qu'un courant moyen s'établit avec une force électromotrice très petite (quelques dixième de volts). Comme le cuivre de l'anode se dissout, on a :

$$V - V_{\text{anode}} = V_{\text{cu}}$$

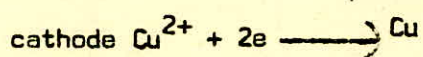
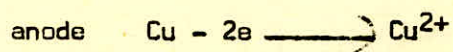
et comme le cuivre se précipite à la cathode on a :

$$V - V_{\text{cathode}} = V_{\text{cu}}$$

$V_{\text{anode}} - V_{\text{cathode}}$ très faible, à peu près voisin de V_{cu} , qu'on calcule par l'équation (1) suivant les conditions de concentrations adoptées.

Dans ces conditions tous les métaux des électrodes qui ont un V_m supérieur à celui du cuivre se dissoudront sans précipiter ; au contraire précipiteront avec le cuivre à la cathode on ne se dissoudra pas s'ils sont à l'anode, les métaux ayant un V_m inférieur.

Les réactions chimiques concernant la dissolution du cuivre et son dépôt sont:



3^{ème} P A R T I E

Etude Economique :

Introduction :

Le cuivre est utilisé presque partout, dans la vie de nos jours, de la simple industrie mécanique légère (Tuyauterie, robinetterie) à l'industrie électrique (cables et bobines) et l'industrie électrique de précision. Il est utilisé à cause de sa malléabilité et sa facilité d'alliage dans l'industrie nucléaire et spatiale.

on peut dire que le cuivre est partout. Mais bien qu'il ait de bonnes qualités physiques l'humanité n'a pas extrait plus d'un million de tonnes de cuivre de la planète jusqu'en 1800 d'après Jack Bourderie⁸:

. A peine la consommation mondiale d'un mois et demi en 1973.

Les réserves connues, économiquement exploitables aux conditions actuelles, dont un changement des prix en hausse entrainerait une évaluation beaucoup plus large. Une étude allemande de 1972. les chiffre à près de 350 millions de tonnes de cuivre contenu, soit environ cinquante années au rythme actuel.

Statistique du marché mondial du cuivre

La production mondiale du cuivre s'est élevée en 1972* à 6,9 millions tonnes de métal contenu, dont 5,5 millions pour le monde Ouest qui se répartit entre:

Etat Unis	1.498	KT
CANADA	706	KT
CHILI	695	KT
PEROU	190	KT
ZAIRE	436	KT
ZAMBIE	715	KT

La mine de Bougainville (nouvelle Guinée australienne) à produit en 1972 172 KT, ses réserves sont estimées à 7,5 Millions de tonnes de cuivre 1,1 % dans un gîte à 0,7% cuivre, un peu de molybdène et d'or.

La production du cuivre raffiné du monde Ouest est estimée à 7847 KT répartie entre :

ETATS UNIS	1989	KT
JAPON	809	KT
CHILI	418	KT
ZAMBIE	619	KT
ZAIRE	219	KT
PEROU	38	KT

La production de l'Europe est estimée à 1285 KT La consommation du monde Ouest est estimée à 7.731 KT

Etats Unis	1997	KT
Japon	943	KT
Europe occidentale	2472	KT

En 1971, l'U.R.S.S s'est placée deuxième avec 15 % de la production mondiale. Pour l'importation du cuivre raffiné le Japon se plaçait le premier en 1971 avec 21 % de l'importation mondiale.

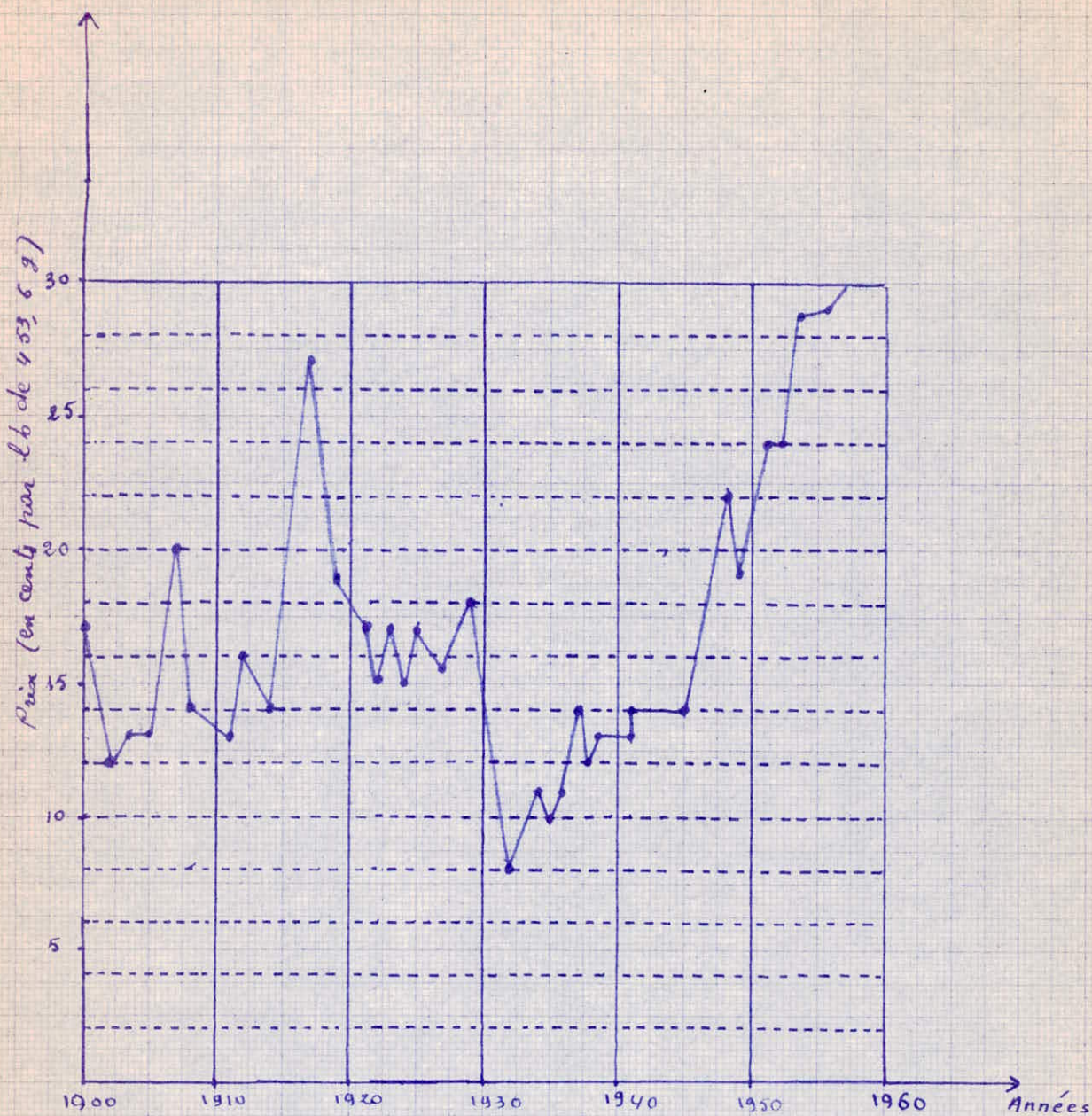
Un prix de marché :

Le prix du cuivre, contrairement à d'autres matières premières s'établit au jour le jour, au comptant et à terme, au London Métal Exchange. C'est un prix de marché, et on peut dire^{que} ce prix reflète la loi d'offre et de la demande.

C'est ainsi qu'en 1973, où la consommation a excédé la production d'environ 6 %, où les stocks ont été considérablement entamés, le prix du cuivre s'est redressé de façon spectaculaire.

Les différences entre le cours du London Métal Exchange et les prix domestiques américains donnent lieu à de fructueuses opérations.

En novembre 1973, le prix du cuivre à Londres était supérieur de 70% à celui pratiqué au Etats Unis.



- Prix du marché mondial du cuivre raffiné -
1910 - 1955.

Aperçu économique :

L'étude économique* a été faite bien avant, pour la mise en exploitation des deux gisement BOU-SOUFA et Oued - El-Kebir.

Cependant l'effort financier à été calculé d'une manière globale, sans rendre compte des répercussions et des estimations sur l'installation sur l'installation de laverie et la méthode de traitement la plus économique. D'ailleurs le coût des investissements par tonne était à peu près de 2 millions d'anciens francs. La production journalière du minerai de cuivre était établie à 800 tonnes / Jour répartie comme suit 550 tonnes à Oued El-Kebir
250 tonnes à Bou-Soufa.

La dépense totale était évaluée à 1500 millions d'anciens francs, ce qui donne au coût des investissement un peu moins de 2 millions

$$\frac{1500 \text{ M}}{800 \text{ t/j}} = 1,87 \text{ M}$$

Ce chiffre est relativement élevé, cela tient au coût de la préparations et, surtout, à la complexité des installations pour un traitement exceptionnellement délicat.

D'autres spécialistes se sont penchés sur l'étude économique mais d'une manière sommaire, c'est à dire comme un aperçu général puisque rien n'est définitif jusqu'à présent dans la mise en valeur du gisement de Cavallo en général et de Bou Soufa en particulier. Puisque, comme l'a dit J. Lavallé,⁷ ni le choix de la méthode de traitement, ni le choix définitif de la méthode d'exploitation ni l'organisation général du projet n'ont encore été définis, on ne peut faire à l'heure actuelle qu'un calcul approximatif de la valeur économique du gîte de Bou-Soufa. On prend le même schéma opérationnel en dollars et on convertit au fur et à mesure en dinars algériens. On doit considéré aussi dans nos comptes la récupération des métaux précieux l'or et l'argent.

1) Valeur du minerai

Hypothèse du problème :

Tonnage (Bou-Soufa) 750.000 Tonnes.

Teneur : 2,50 % de cuivre par tonne métrique.

1 g d'or " " "

5 g d'argent " " "

récupération : 90 % pour le cuivre.

Prix du 45 cts la livre de cuivre

marché 40,00 par once d'or

1,50 " " d'argent.

a) cuivre :

2,50 % x 90 % récupération

Le nombre de livre par tonnes anglaise sera :

$$\frac{2,50 \times 90 \times 10^6 \text{g}}{100 \cdot 100 \cdot 500\text{g}} = \underline{\underline{45 \text{ livres récupérées}}}$$

on sait

que 1 livre = 500 g

De la valeur de 45 cents la livre pour le cuivre, on doit déduire certains frais : tels que concentration et purification des solutions, les frais de raffinage électrolytique et la mise sur le marché .

L'ensemble de tous ces frais se monte à environ 8 cents la livre.

Donc la valeur du cuivre contenu dans les solutions sous forme de sulfate, sur le carreau de la laverie est de 45 moins 8 c'est à dire de 37 cents le livre.

Donc une tonne de minerai vaut en cuivre récupéré :

$$45 \times 37 = 16,65 \$$$

b) Or . si on suppose qu'il y'a une teneur de 1 g d'or par tonne métrique du minerai, on peut espérer à une récupération finale de 50% à cause des pertes pendant la filtration des solutions de cuivre.

Pour un prix de 40 \$ l'once Troy ceci nous amène à une valeur récupérée par tonne de minerai.

1 once Troy vaut le dixième d'une livre qui elle - même vaut

$$500\text{g donc } 1 \text{ once} = \frac{500}{12} \text{ g}$$

La récupération finale en poids de l'or . est de :

$$\frac{1\text{g} \times 50}{100} = 0,50 \text{ g}$$

La valeur récupérée en Or est :

$$\frac{40 \$ \times 12 \times 0,50 \text{ g}}{500} = 0,48 \$$$

c) Argent :

Si on suppose une teneur de 5 grammes par tonne métrique et un prix de 1,50 \$ l'once Troy, une récupération finale de 60 pour cent, ceci nous à une valeur récupérée de :

$$\frac{1,50 \$ \times 12 \times 5 \text{ g} \times 60}{500 \times 100} = 0,108 \$$$

Valeur d'une tonne de minerai (tonne courte anglaise).

pour le cuivre	:	16,65 \$
" 1'Or	:	0,48 \$
" 1'Argent	:	0,108 \$
Total :		17,238 \$.

Valeur équivalente d'une tonne métrique de minerai:

$$17,238 \times \frac{2205}{2000} = 19 \$$$

soit en dinars algériens, avec un taux d'échange de

$$4,5 \text{ } \underline{\underline{\hspace{1cm}}} \quad 19 \times 4,5 = 86 \text{ dinars}$$

2) Coût de l'exploitation par tonne métrique

Pour une petite exploitation de 250 tonnes par jour on peut supposer à titre d'essai les coûts suivants:

Minage et services généraux :	5,00 \$ la tonne
Développement :	1,50 \$ " "
Traitement :	2,50 \$ " "
Administration :	1,25 \$ " "
	<hr/>
	10,25 \$ la tonne.

ou 46,10 Dinars.

3) Profit d'exploitation :

- Valeur récupérable d'une tonne de cuivre	19 \$
- Coût d'exploitation " " "	10,25
- Profit d'exploitation par tonne	<hr/> 8,75 \$

Profit d'exploitation pour l'ensemble.

$$750.000 \text{ tonnes} \times 8,75 \$ = 6.550000 \$$$

ou 29.500.000 Dinars.

4) Dépenses de capital :

a) Dépenses en travaux minière additionnels.

Préliminaires à la production : 300.000 \$.

b) Immobilisations.

Equipement et outillage	425.000 \$
Batisses (Bureau, atelier mécanique, vestiaires, magasin, laboratoire)	250.000 \$

C) Atelier de 250 tonnes par jour.

2500 \$ par tonne de capacité : 625.000 \$

Total1.600.000 \$

ou 7.200.000 DA

5) Rentabilité :

D'après ces calculs approximatifs on aura un bilan positif théorique, si on ne compte pas l'intérêt sur les dépenses d'exploitations déjà effectuées sur ce gîte minier on doit tenir compte de ces dépenses en terme de bonne comptabilité, mais en pratique on peut les mettre à part dans le compte "profits et pertes". Il est préférable de ne pas abandonner tout espoir de production, car ce serait une perte, à l'intérieur du budget général des Recherches, toutes les dépenses déjà effectuées sur le gîte de Bou-Soufa.

Le traitement hydrométallurgique serait un jour une solution pour le problème de Cavallo.

Nous nous sommes limités à une récupération dans ces calculs économiques de 90 % dans les solutions. L'augmentation de la récupération est fort possible si on sait que nous n'avons pas travaillé dans des conditions favorables et le temps très court ne nous a pas permis d'étudier d'autres variantes dans le grillage et la lixiviation.

Elle peut être aussi possible si on sait que l'erreur systématique est grande pendant les analyses due au matériel non perfectionné et à la rapidité de l'exécution .

On aurait pu faire les additions pendant le grillage telles que (ferrite, mélange de sulfate de soude et silice, carbonate de chaux au silice) par améliorer le rendement de la dixiviation.

Selon (P.R Haskelt)⁵ la ferrite $Fe_2 O_3$ permet de solubiliser à $450^{\circ}C$ 98% de cuivre contenu dans la du minerai (durée du grillage 4 heures) au lieu de 90% dans le cas d'un grillage sans addition.

Dans ce cas là on aura une récupération en cuivre dans une tonne de mineraide 17,10 dollars au lieu de 16,65 dollars.

-.CONCLUSION .-

=====

D'après ces considérations économiques sur le gisement de Bou-Sou on pourrait exploiter ce gisement avec un bilan un peu positif au qui serait équilibre si on ne tien pas compte de l'interet sur le capital à investir ni de l'interêt sur le capital d'administration pour les 5 premiers mois d'exploitation.

Il serait plus avantageux d'inserer l'exploítation à l'interieur d'un projet modeste qui en supporterait les frais.

Pour ce qui est du traitement, nous avons remarqué un maximum de dissolution vers 450°C à 500°C pour toutes les classes de minerai.

Nous avons constaté que la dissolution est fonction croissante de l'acidité du solvant et qu'elle est inversement proportionnelle à la granulométrie.

Les résultats obtenus peuvent nous permettre d'aboutier à la mise en exploitation du gisement;.

Il est probable que le taux de récupération du cuivre du mine pourra être amélioré grâce à de nouvelles conditions de grillage et de lixiviation.

-o-BIBLIOGRAPHIE -o-

- 1°) Thomas : Métallurgie 1- 1 - 8 - 39 - 59 - 1904.
- 2°) P. Pascal : Nouveau traité de chimie minérale -Page 216.
- 3°) Schroder et Zamman : Z.Anorg. Chem. 128- 179 - 1923.
- 4°) J. Bernard : Métallurgie Générale, page 482 - 1969.
- 5°) P.R Haskett. Technical Progress Report N° 67
- 6°) Friedrich : Métallurgie 4 - 12 -1907.
- (2') P.Pascal : Page.
- 7°) Jack Bourderie : "l'économiste du tiers monde". Spécial cuivre.
- 8°) Jean Lavallée : Observations faites sur les travaux réalisés sur le gisement de Bou-Soufa.
- 9°) H. Vincienne - Etude au microscope d'échantillons du massifs de Cavallo, Rapport B.R.M.A 12 Août 1949.
- 10°) P. Ramdhor - Die Erzminéralien und ihre Verwachsungen, Berlin 1950.
- 11°) E. Ragin - Rapport de visite du massif de Cavallo Rapport au B.R.M 1953.

XXXXXXXXXXXXXXXXXX

