

UNIVERSITE D'ALGER
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT MINES ET METALLURGIE

THESE DE FIN D'ETUDES



**ESSAIS D'ENRICHISSEMENT
DES MINERAIS DE FER
DE L'OUENZA**

Proposée par

A. IDDIR

Dirigée par

A. ARAB

Etudiée par

MAKAOUI HASSEN

Promotion 1970 - 1971

-o- **U**NIVERSITE D' **F**LGER -o-
-----ooOoo-----

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT

MINES ET **M**ETALLURGIE

Thèse de fin d'Etudes

! !
ESSAIS D'ENRICHISSEMENT DES
MINERAIS DE FER DE L'OUENZA
! !

Proposée par :

Mr. IDDIR A.

Dirigée par :

Mr. ARAB Ahmed

Etudiée par :

MAKAOUI Hassen

-- JUNIN 1971 --

J exprime ma profonde gratitude
à tous les professeurs qui ont
contribué à ma formation et
particulièrement à Mr ARAB qui
a dirigé mes travaux.

M A K A O U I Hassen



En sidérurgie, le minerai de fer doit fournir la fonte ou l'acier à un prix de revient minimum.

Son utilisation dépend :

- de sa richesse en fer.
- de sa pauvreté en éléments indésirables (S,P,...)
- de son indice de basicité ($\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3}$)

- des possibilités de son enrichissement physique.

Ces facteurs font que, suivant la conjoncture économique, des minerais seront exploités, d'autres au contraire seront délaissés. (La cessation d'exploitation entraîne de graves problèmes sociaux.)

Comparé aux autres minerais, le minerai brun de l'Ouenza est pauvre en fer, riche en silice et chaux, son indice de basicité dépasse 1,5 et sa teneur en SiO_2 le rend à certains endroits impropre à la vente.

Notre projet consiste à enrichir ce minerai de façon à atteindre des teneurs en Fe, SiO_2 , CaO et un indice de basicité capables d'abaisser la mise au mille (consommation de coke).

Nous commencerons notre thèse par l'étude du minerai ; son but est d'obtenir tous les renseignements d'ordre physico-chimique. Cette étude comprendra :

- l'analyse minéralogique
- l'analyse chimique
- l'analyse granulométrique

L'étude du minerai nous permettra d'axer nos essais d'enrichissement sur la méthode de concentration la plus appropriée.

Le schéma d'usine que nous tirerons des essais de laboratoire servira au calcul des installations nécessaires.

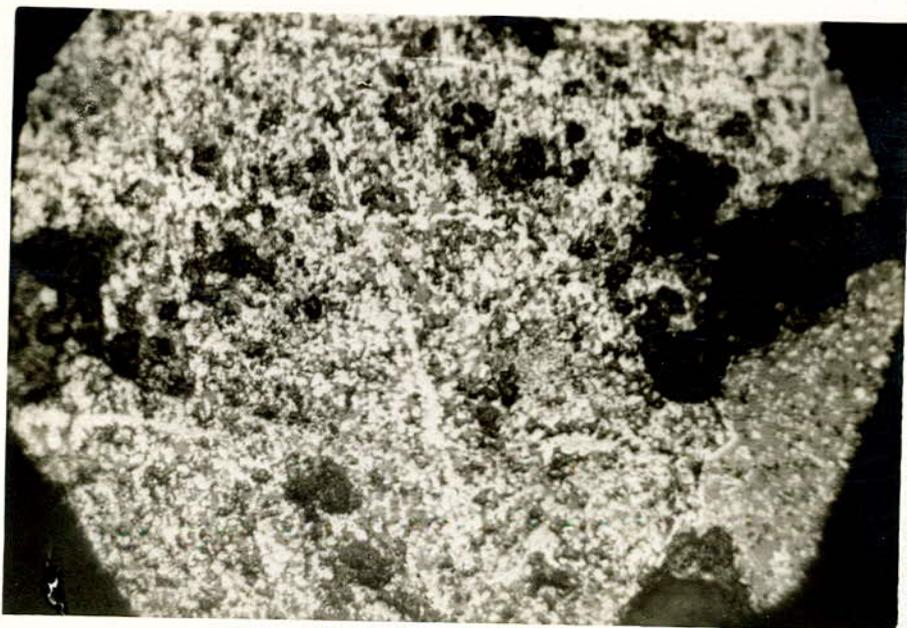
Une analyse économique **déterminera** la rentabilité du procédé.

Ces lignes générales nous ont amené à suivre le plan suivant :

PLAN DE LA THESE

- 1) Etude des mineraux de fer de l'Ouenza
 - 1.1 Etude mineralogique
 - 1.2 Etude chimique (qualités et teneurs des mineraux)
 - 1.3 Etude granulométrique
- 2) Généralités sur l'enrichissement des mineraux de fer
 - 2.1 Separation magnetique à basse intensité
 - 2.2 " " à haute intensité
 - 2.3 Flottation
 - 2.4 Separation en milieu dense
- 3) Possibilités d'enrichissement des mineraux de fer de l'Ouenza
 - 3.1 Possibilité d'enrichissement par separation magnétique à haute intensité
 - 3.2 Possibilité d'enrichissement par separation magnétique à basse intensité
 - 3.3 Possibilité d'enrichissement par flottation
 - 3.4 Possibilité d'enrichissement en milieu dense.
- 4) Etude de la séparation magnétique à haute intensité.
 - 4.1 Théorie de la séparation magnétique
 - 4.2 description du séparateur ENPA et ses paramètres de réglage
 - 4.3 Résultats des essais et proposition d'un schéma d'enrichissement
 - 4.4 Calcul du schéma d'enrichissement
 - 4.5 Rentabilité de l'enrichissement
Discussion de la méthode
- 5) Etude de la flottation
 - 5.1 Généralités sur la flottation des mineraux de fer
 - 5.2 Résultat des essais
Discussion.

1 - ETUDE DES MINERAIS DE FER
DE L'OUENZA



Il est nécessaire de considérer deux groupes de constituants minéralogiques des minerais de fer de l'Ouenza :

- Les minerais de fer
- les minéraux non-ferrifères qui entrent dans le minéral sous forme disséminée ou en amas.

1-1-1 Les minéraux de fer :

- La siderite : Fe CO_3

C'est le constituant du minéral originel ou primaire.

Elle est généralement blonde ou cristallisée en rhomboèdres.

Deux faciès s'individualisent : l'un est à grands cristaux à faces planes ou légèrement courbes atteignant 5 mm de côté, l'autre est un agrégat de petits cristaux ne dépassant pas 1 mm.

Ces deux types de cristaux ne se mélangent pas individuellement mais forment chacun des zones imbriquées les unes dans les autres. Ils montrent la même composition chimique.

L'observation microscopique révèle la présence de pyrite le plus souvent dans la zone limite entre plusieurs cristaux.

Du quartz sous forme de fins prismes bipyramidés envahit parfois les cristaux de siderite. Il apparaît comme étant de néoformation.

La présence constante de Mg et Mn dans les analyses de siderite et l'augmentation de leur teneurs parallèlement à celle du fer semblerait indiquer une liaison entre Mg, Mn et Fe. Cela se traduit par une formule du type : $(\text{Mg, Mn, Fe}) \text{CO}_3$

- L'hématite : $\text{Fe}_2 \text{O}_3$

Elle est le constituant majeur du minéral d'oxydation ou secondaire.

Elle se présente sous plusieurs formes :

- Grands rhomboèdres noirs et brillants, assez trapus, accolés les uns aux autres et rendant le minéral ainsi formé assez cassant.
- Agrégats de petits cristaux brillants de 1 à 2 mm qui donnent un minéral dur et homogène.
- masses ternes sans cristaux apparents.
- Hématite pulvérulente.

Les deux premières formes envisagées ne sont pas sans rappeler les deux types de sédirite rencontrés.

De symétrie rhomboédrique, l'hématite se présente fréquemment en cristaux de cette symétrie.

Si nous rejetons l'analogie morphologique des cristaux individuels comme critère de filiation, il n'en est pas de même pour l'élément de comparaison apporté par les essais de dilatométrie effectués sur l'hématite. Les courbes dilatométriques obtenus sont analogues d'une part à celles de la siderite et d'autre part à celles de l'ankérite (assez rare à l'Ouenza). Les sections polies et l'analyse en diffractométrie X permettent de voir que l'hématite est accompagnée de quartz et de calcite ainsi que de minéraux éparses tels que la galène, la tétraédrite et la pyrite. Une teneur constante en Mn, de l'ordre de 2 %, est remarquable dans les analyses d'hématite.

Le manque de données ne permet pas d'interpréter ce phénomène.

La densité maximum de l'hématite est de 5,30. Nous sommes loin des 4,9 à 5,3 du minéral type. Le manque de cohésion, la présence d'impuretés et d'hydroxydes sont responsables de cette faible densité.

L'hématite est relativement moins pure que le minéral originel (siderite) Un cortège d'hydroxydes accompagné l'hématite et constitue, localement, la

majeure partie du minerai exploité. Les zones à hydroxydes sont en général moins riches et nommées *minerai brun* à cause de la couleur plus claire caractéristique des formations limonitiques.

- La goethite : $FeOOH$

C'est l'hydroxyde le plus intéressant, lorsqu'il est relativement pur, il constitue un minerai riche atteignant 55 % Fe.

Ce minerai s'individualise très bien à l'affleurement.

Il accompagne fréquemment l'hématite et peut se présenter seul, en amas importants.

Il forme souvent des encroûtements à surface mammelonnée brillante et montre aussi des structures stalactiformes. Sa formation peut être de ce fait considérée comme récente voir sub-actuelle.

Mn est constamment présent dans les analyses de goethite.

- Les limonites ;

Elles sont fréquentes aux côtés de l'hématite. Individualisées en masses importantes, elles forment le minerai brun elles peuvent être massives, pulvérulentes et localement spongieuses (bulleuses). Elles forment parfois des formes criculaires irisées au milieu de l'hématite massive. Des ocres, produits mixtes fer-argile, sont fréquents dans les secteurs minéralisés de l'Ouenza.

En dehors de la sidérite, les carbonates de fer sont très peu répandus.

- L'ANKERITE

Carbonate triple de Fe, Mg, Ca, se rencontre en rares inclusions dans les zones de minerai limonitique. La présence de ce minerai n'a pas été mise en évidence au sein de l'hématite et de la sidérite. Il est difficile de dire s'il est responsable du Mn présent dans l'hématite.

- Dolomite :

Le minéral, comme la roche, est pratiquement inconnu dans la région de l'Ouenza. Une variété ferrifère de dolomite a été rencontrés dans les zones minéralisées. Ce n'est là malgré tout qu'une simple curiosité.

1-1-2 Les minéraux non ferrifères :

Ces minéraux entrent dans le minerai mais sont souvent l'objet de concentration locales à l'intérieur du minerai ou à proximité.

- Le quartz : SiO_2

Son développement peut être tel qu'il rende le minerai impropre à la vente. La teneur tolérée est de 4 %, et en maints endroits, la silice dépasse cette limite.

La quartz se présente en fines aiguilles prismatiques ainsi qu'en prismes bipyramidés qui peuvent atteindre 10 cm de long (Douamis).

Sa répartition semble anarchique dans l'état actuel des connaissances

Le développement du quartz est tardif, dans le minerai comme dans l'enveloppe.

- La Calcite : $CaCO_3$

En dehors des restes de bancs calcaires qui subsistent localement au milieu du minerai, la calcite envahit certains domaines minéralisés sous forme d'encroûtements et de stalactites. Un certain minerai dit "géodique" voit ses cavités entièrement tapissées de calcite de formation récente, même actuelle. Les eaux qui circulent dans les karsts du Dj. Ouenza sont très riches en calcium et sont à l'origine de ces dépôts encroûtants.

- Les minéraux du cuivre :

Le cuivre est l'élément associé le plus important. Sa teneur locale est souvent à la limite de l'exploitabilité, sinon exploitable. Ses minéraux furent extraits du secteur Hallatif-Douamis à l'époque de la colonisation romaine. Le cuivre est représenté par une minéralisation sulfurée et carbonatée la dernière dérivant de la première.

- Les sulfures :

Ils appartiennent à la série des cuivres gris. Un rôle de cette série est largement représenté.

La tétracrite : Cu_3SbS_3

- Les carbonates : ce sont la malachite,

$Cu_2CO_3(OH)_2$ et l'azurite,

$Cu_3(CO_3)_2(OH)_2$.

- La barytine : $BaSO_4$

Elle se trouve surtout dans le gîte Hallatif. Souvent en grands cristaux lamellaires, elle peut envahir le minerai de fer sous forme de fines aiguilles. La teneur est de 8 % en Bo dans le minerai marchand.

La fluorine : CaF_2

On la trouve en amas locaux associée à de la barytine lamellaire ainsi qu'en cristaux disséminés dans les cavités du minerai de fer. Du quartz l'accompagne parfois. Incolore à bleu violacé, elle se présente en cubes qui peuvent atteindre 5 cm d'arrêté.

La galène : PbS

Sa présence en rognons de reconcentration au sein de l'hématite est remarquable au file sainte Barbe. Elle peut être également disséminés en petits cristaux et en mouches dans le minerai et les calcaires encaissant (zones de fissures).

- La Blende : ZnS

Elle est peu répandue dans le gisement. On la rencontre localement dans les zones fissurées et de minerai cuivreux.

- La pyrite : FeS_2

Elle est plus fréquente et il est possible de la trouver dans des lieux très divers.

1-1-2 Paragenèses :

Définition de paragenèse :

C'est l'ensemble des minéraux d'un même échantillon dont l'association s'explique par la liaison génétique existant entre eux.

Deux paragenèses sont présentés dans le gisement de l'Ouenza.

Une paragenèse originelle à sidérite et une paragenèse secondaire d'altération oxydée ou hydroxydée, à hématite et limonite-goethite.

En outre il est possible de considérer deux paragenèses annexes l'une cuivreuse et l'autre à fluorine.

1-2 Etude Chimique
(Qualités et Teneurs)

1-2-1 Constituants chimiques du minerai de fer de l'Ouenza.

| | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|---|----|---|---|---|---|----|----|---|----|----|----|----|----|----|----|----|----|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 | 17 | 18 |
| H | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | C | | O | | |
| | Mg | | | | | | | | | | | | Si | | | | |
| | Ca | | | | | Mn | Fe | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | |

- On trouve dans l'ordre de fréquence des dosages les éléments suivants : Fe, Ca, Si, Mg, Mn, ainsi que C, O, et H ils constituent en général 99 % du minerai.

1-2-2 Teneurs et productions des minerais :

| Minerai | Teneur en Fe | Teneur en Si O ₂ | Teneur en CaO | Production Annuelle |
|------------------------------------|--------------|-----------------------------|---------------|---------------------|
| Minerai Ouenza | 53,50 | 3,47 | 5,03 | 1.487.820 |
| Minerai Bou Khadra | 59,51 | 3,37 | 2,29 | 568.465 |
| Minerai Marchand Ouenza Bou-Khadra | 55,16 | 3,44 | 4,27 | 2.056.285 |
| Minerai Normal | 52,83 | 3,75 | 5,79 | 173.280 |
| Minerai Brun | 48,68 | 5,21 | 7,93 | 214.148 |

Le minerai marchand obtenu en mélangeant les minerais de l'Ouenza et de Bou Khadra est exporté. Les minerais "Normal" et "Brun" sont expédiés à la S.N.S.

1-2-3 Méthodes d'analyse

- Dosage du fer :
 - Attaque acide
 - Filtration
 - Réduction du fer par Sn Cl_2
 - Precipitation de l'excès de Sn Cl_2 par Hg Cl_2
 - Formation de complexe de fer par $\text{H}_2 \text{SO}_4 + \text{H}_3 \text{PO}_4$
 - indicateur d'oxydo-réduction : diphenylamine sulfonate
 - titrage par $\text{K}_2 \text{Cr}_2 \text{O}_7$

- Dosage de la silice
 - attaque acide
 - Pesés après calcination à 800°C
 - attaque par $\text{HF} + \text{H}_2 \text{SO}_4$
 - pesée après calcination à 800°C
 - La différence de pesées donne le poids de Si O_2

- Dosage de la chaux :
 - attaque acide - dissolution
 - Filtration éliminant la silice et les silicates
 - precipitation des hydroxydes de Fe , Al , Mn par $\text{NH}_4 \text{OH}$ et leur élimination par filtration
 - precipitation de $\text{Ca C}_2 \text{O}_5$
 - Le résidu obtenu après filtration est dissout dans $\text{H}_2 \text{SO}_4 + \text{H}_2 \text{O}$ et titré par K Mn O_4

1-3-1 Analyse granulometrique à la sortie du concasseur de l'Ouenza

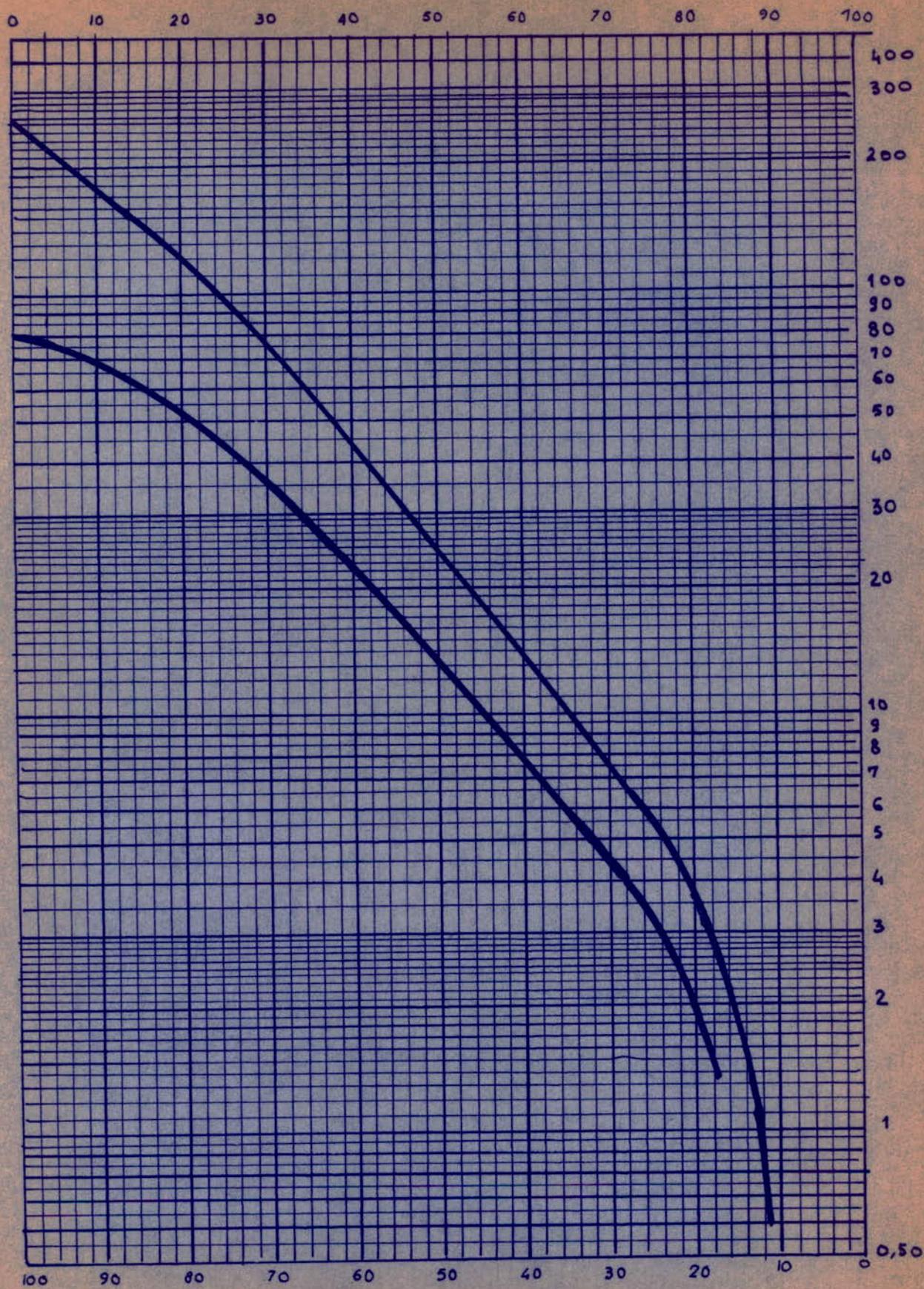
- Analyse au laboratoire ENPA :

| Classe | % de la Classe |
|------------|----------------|
| + 40 mm | 11 |
| - 40/ + 35 | 1,4 |
| - 35/ + 30 | 1,95 |
| - 30/ + 25 | 4,1 |
| - 25/ + 20 | 3,7 |
| - 20/ + 10 | 15,12 |
| - 10/ + 5 | 14,45 |
| - 5/ + 4 | 4,11 |
| - 4/ + 3 | 6,9 |
| - 3 mm | 37,07 |

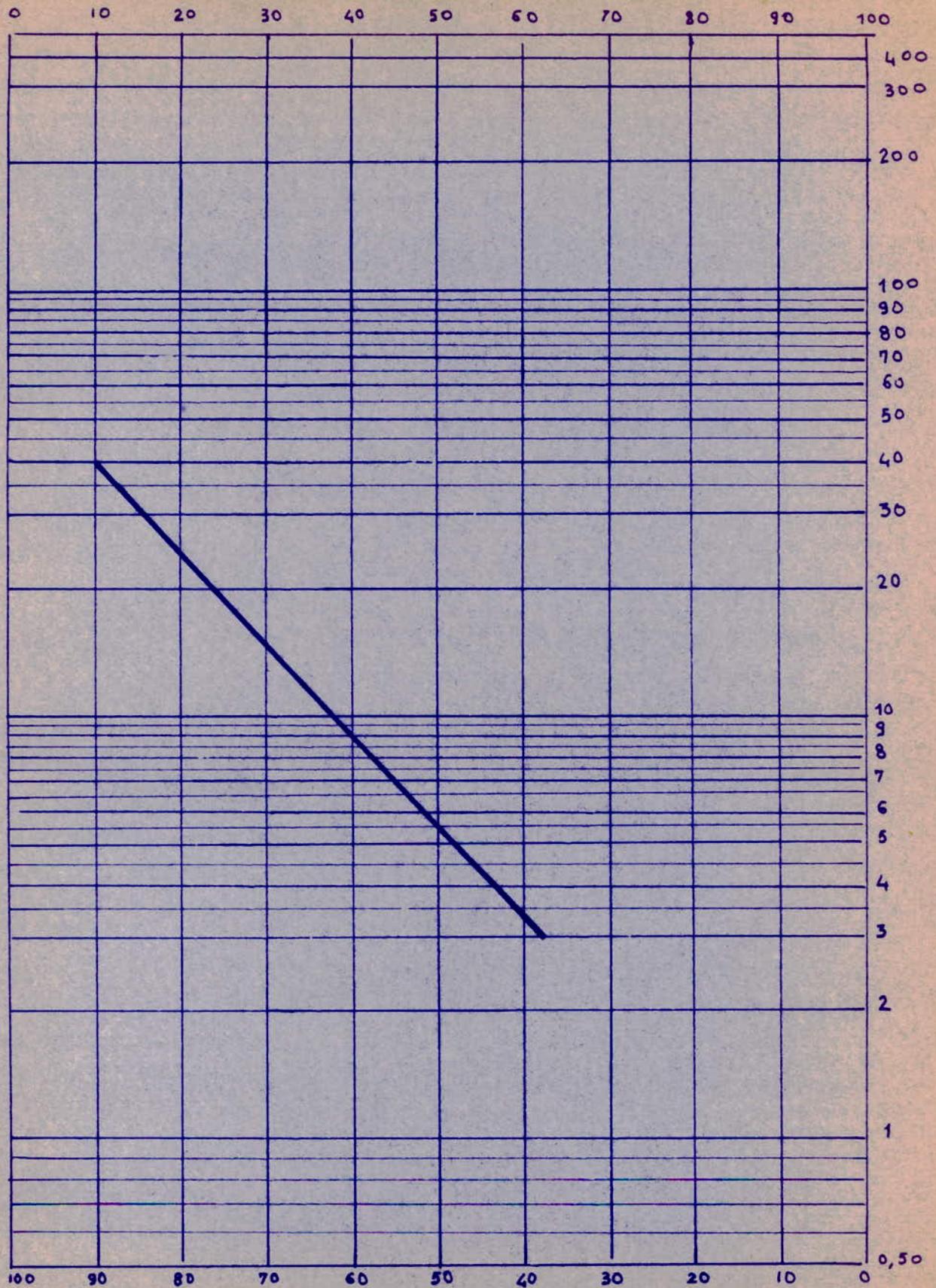
Voir courbes granulométriques

- Analyse granulométrique faite par l'IRSIO

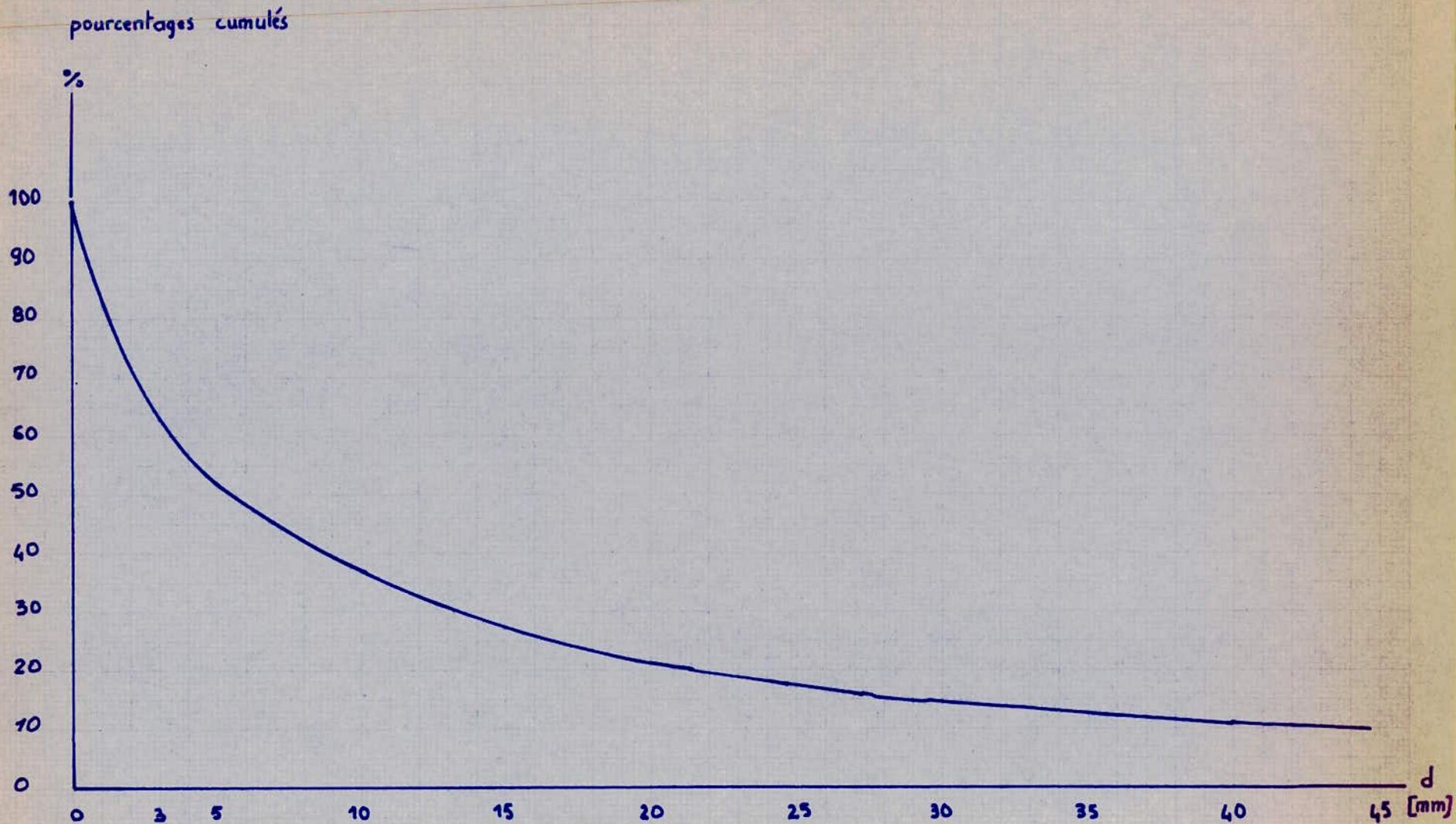
Voir courbe. granulométriques.



Analyse granulométrique du minerai concassé \bar{a} - 250 mm
 et prévisions pour le minerai concassé \bar{a} - 80 mm (IRSID)



Analyse granulometrique de l'échantillon reçu au labo
 (minerai concassé à -250 mm)



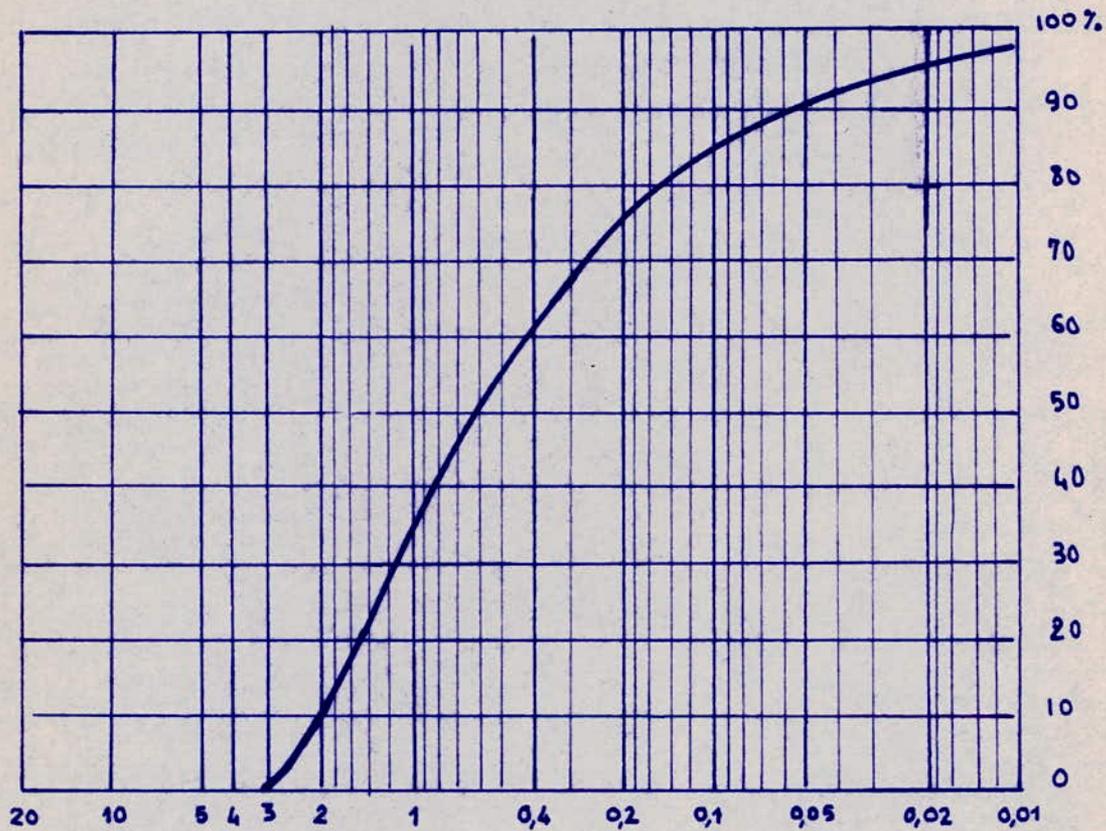
Analyse granulométrique du minerai préconcassé à -250 mm à l'Ouenza
(échantillon reçu au labo ENPA)

1-3-2 ANALYSE GRANULOMETRIQUE DU MINERAI CONCASSE

à - 3,15 mm destiné aux essais de séparation magnétique

| CLASSE | % DE LA CLASSE |
|-------------------|----------------|
| + 2,5 | 1,65 |
| - 2,5 / + 1,6 | 14,95 |
| - 1,6 / + 1,25 | 8,7 |
| - 1,25 / + 0,63 | 24 |
| - 0,63 / + 0,400 | 11,2 |
| - 0,4 / + 0,250 | 11,75 |
| - 0,250 / + 0,125 | 8,65 |
| - 0,125 / + 0,040 | 15,1 |
| - 0,040 | 3,85 |

VOIR COURBES GRANULOMETRIQUES .



Analyse granulométrique du minerai concassé à - 3 mm
 au labo ENPA

1-3-3 BROYABILITE DU MINERAL DESTINE AUX ESSAIS DE FLOTTATION :

| TEMPS DE BROYAGE | POURCENTAGE DE LA CLASSE - 200 MESH PRODUITE |
|------------------|-------------------------------------------------------|
| 3' | 49,4 |
| 5' | 63,0 |
| 10' | 71,0 |
| 15' | 74,6 |
| 20' | 77,0 |
| 25' | 79,0 |
| 30' | 80,0 |

VOIR COURBE

2- GENERALITES SUR L'ENRICHISSEMENT
DES MINERAIS DE FER

La séparation par champs faibles s'applique uniquement à la magnétite, soit que cette phase existe dans le minerai, à l'état natif, soit que des traitements thermiques réducteurs aient amené certains composés sous cet état : il en est ainsi pour $Fe_2 O_3$, $Fe OOH$, $Fe CO_3$,... auxquels on peut ajouter $Fe S_2$ ou C et effectuer un grillage magnétisant. Le but du grillage magnétisant est donc de former de la magnétite à partir d'oxyde de fer non ferromagnétiques, afin qu'on puisse utiliser la séparation magnétique. Cette séparation peut être effectuée:

- Par voie sèche pour les gros grains
- Par voie humide où l'eau véhiculant les grains fins sert à les disperser.

2-2 Séparation magnétique à haute intensité.

Elle permet de traiter les composés paramagnétiques mélangés à des substances diamagnétiques telles que les silicates, le quartz ou les carbonates alco-lino-terreux.

2-3-flottation.

le classement par flottation est basé sur des différences de propriétés superficielles entre le minerai et le stérile.

Dans la flottation directe, on utilise les savons et les acides carboxylés comme collecteurs et le silicate de sodium comme déprimant de la gangue.

Dans la flottation indirecte, on utilise les acétates d'amine comme collecteurs et l'amidon sodé pour déprimer les oxydes de fer.

Il n'existe pour le moment aucune installation industrielle de flottation d'hématite.

Des essais de laboratoire par Gaudin, Adams, Kobey, Ayers.... ont montré que cette flottation pouvait être réalisée.

2-4 Séparation en milieu dense.

Basé sur la différence de poids spécifiques entre les minéraux de fer et la gangue, ce mode d'enrichissement utilise une liqueur (tetrabromure d'acétylène par exemple) de densité intermédiaire entre les minéraux à séparer.

La fraction lourde tombe au fond, tandis que la fraction légère flotte. Les liqueurs denses étant très coûteuses, on utilise des suspensions de médiums.

La séparation s'effectue dans un tambour.

3- Possibilités d'enrichissement
du minerai de fer de l'Ouenza.

3-1 Possibilité d'enrichissement par séparation
magnétique à haute intensité :

| minéraux de fer | Susceptibilités |
|-----------------|-----------------|
| Siderite | 0.000084 |
| Hématite | 0.000110 |
| Limonite | 0.000700 |
| Goethite | |
| Ankerite | |

| Minéraux non-ferrifères | Susceptibilités |
|-------------------------|-----------------|
| Quartz | 0.000175 !!! |
| Calcite | 0.000000363 |
| Tétraédrite | |
| Malachite | |
| Azurite | |
| Barytine | |
| Fluorine | 0.000000285 |
| Galène | 0.000000350 |
| Blende | 0.000150 |
| Pyrite | 0.000150 |

Les tableaux précédents donnant les susceptibilités magnétiques des constituants ferrifères et non ferrifères, montrent que les premiers sont paramagnétiques tandis que les seconds sont en grande proportion diamagnétiques.

La séparation magnétique à haute intensité, étant applicable pour la séparation des corps para et diamagnétiques les uns des autres, elle semble adaptée au minerai de l'Ouenza de plus c'est la méthode la moins coûteuse, vu le manque d'eau et la disponibilité de l'énergie électrique à l'Ouenza.

3-2 Possibilité d'enrichissement par séparation
magnétique à basse intensité.-

Le minerai de fer de l'Ouenza étant principalement constitué d'hématite, une réduction partielle de Fe_2O_3 en Fe_3O_4 est nécessaire pour l'application de cette méthode.

Cette opération nécessitant des installations coûteuses (fours tournants et séparateurs magnétiques) et une consommation énorme d'énergie (surtout dans les fours pour élever la température aux environs de $900^{\circ}C$), les frais d'enrichissement deviennent trop élevés et le grillage magnétisant suivi d'une séparation magnétique à basse intensité ne peut pas être retenu.

Cette méthode est onéreuse bien que son application soit possible. Elle n'est applicable que pour les minerais pauvres car la teneur du concentré qu'elle fournit est de l'ordre de 48 %.

La sidérurgie exigeant des teneurs de 55 % de fer au moins dans l'hématite, condition ne se réalisant qu'en poussant très loin le broyage, la flottation ne pourra se justifier dans notre cas que pour une récupération éventuelle du fer dans les mixtes.

Le minerai de l'Ouenza étant tendre, la production excessive de schlamms gênerait énormément la flottation et une deschlammation préalable s'impose.

3-4 Possibilité d'enrichissement en milieu dense.-

Les solutions vraies sont coûteuses, toxiques, corrosives et ne sont utilisées que pour la récupération des produits de valeur et quand le débit est faible. Les pseudo-solutions sont les seules économiquement utilisables.

Elles présentent l'avantage de séparer les minéraux ayant une faible différence de densités.

Mais dans le cas du minerai de fer de l'Ouenza, les minéraux ferrifères et non ferrifères sont si intimement liés qu'il faudrait concasser au-delà de 3 mm pour les livrer.

De plus, le minerai est tendre.

Ces deux inconvénients (granulométrie et tendresse) affectent considérablement la possibilité d'enrichissement par liquers denses et nous ne retiendrons cette méthode que pour une séparation primaire des classes pauvres, dures et supérieures à 3 mm.

4- Etude de la séparation magnétique à haute intensité.

SEPARATION MAGNETIQUE
à HAUTE INTENSITE

4-1-1DEFINITIONS DE TERMES RELATIFS A L'AIMANTATION DES CORPS.Intensité d'aimantation :

Le moment magnétique d'un aimant dépend de la manière dont il est aimanté et de son volume.

Pour comparer les aimantations que peuvent prendre diverses substances, on est conduit à considérer les moments magnétiques d'aimants composés de ces substances et à ramener ces moments à l'unité de volume ou à l'unité de masse.

L'intensité d'aimantation \vec{I} exprime le moment magnétique de l'unité de volume de la substance, l'aimantation spécifique celui de l'unité de masse.

Susceptibilité magnétique de volume.

C'est un scalaire, quotient de l'intensité d'aimantation par le champ qui le produit.

$$\vec{I} = K\vec{H} \quad \text{ou} \quad K = \frac{\vec{I}}{\vec{H}}$$

Induction.

L'induction, \vec{B} , est représentée par la somme $\vec{B} = \vec{H} + 4\pi\vec{I}$

Dans le vide, l'induction se confond avec le champ.

Dans une substance ferromagnétique, on démontre que l'induction est identique au champ qui existerait dans une fissure extrêmement mince dont les parois seraient perpendiculaires à l'aimantation.

Perméabilité.

C'est le quotient de l'induction \vec{B} au champ \vec{H} qui la crée

$$\mu = \frac{\vec{B}}{\vec{H}}$$

La perméabilité, égale à 1 dans le vide, peut atteindre des valeurs très élevées dans les corps ferromagnétiques.

Son expression est rattachée à celle de la susceptibilité par la formule $\mu = 1 + 4\pi K$

La perméabilité est très voisine de 1 dans les corps diamagnétiques et paramagnétiques, pour lesquels K est de l'ordre de 10^{-6}

On voit donc que le passage dans l'entrefer d'un circuit magnétique de grains de produits diamagnétiques et paramagnétiques ne modifiera en rien les caractéristiques du champ résidant dans cet entrefer.

Dans l'aimantation de corps de longueur finie placés dans un champ magnétique, apparaissent au voisinage des extrémités de ces corps des masses magnétiques supposées alignées dans le champ extérieur et créant un deuxième champ orienté en sens inverse de ce champ extérieur.

Ce champ démagnétisant est lié au champ extérieur par l'expression $\vec{H}_d = N \vec{I}$ (N s'appelle coefficient de démagnétisation).

A l'intérieur d'un corps, se manifeste donc un champ interne, lié au champ extérieur et au champ démagnétisant par la relation $\vec{H}_i = \vec{H} - \vec{H}_d$

La susceptibilité magnétique K (symbolisée par $K_0 = \frac{X_1}{1 + NX_1}$) est liée à la susceptibilité de matière X_1 .

Le coefficient de démagnétisation N dépend pour une bonne part de la forme du corps.

Dans la pratique, le calcul montre que pour les minéraux paramagnétiques, qui nous intéressent, la susceptibilité de volume et la susceptibilité de matière sont très voisines l'une de l'autre, et qu'il n'y a pas lieu dans une étude expérimentale, de les différencier.

Susceptibilité de masse : (ou spécifique)

$\vec{K} = \frac{X_0}{\rho}$, P étant la masse spécifique du corps considéré.

4-1-2

CLASSIFICATION MAGNETIQUE DES CORPS :

Généralités sur les phénomènes magnétiques dans l'état solide :

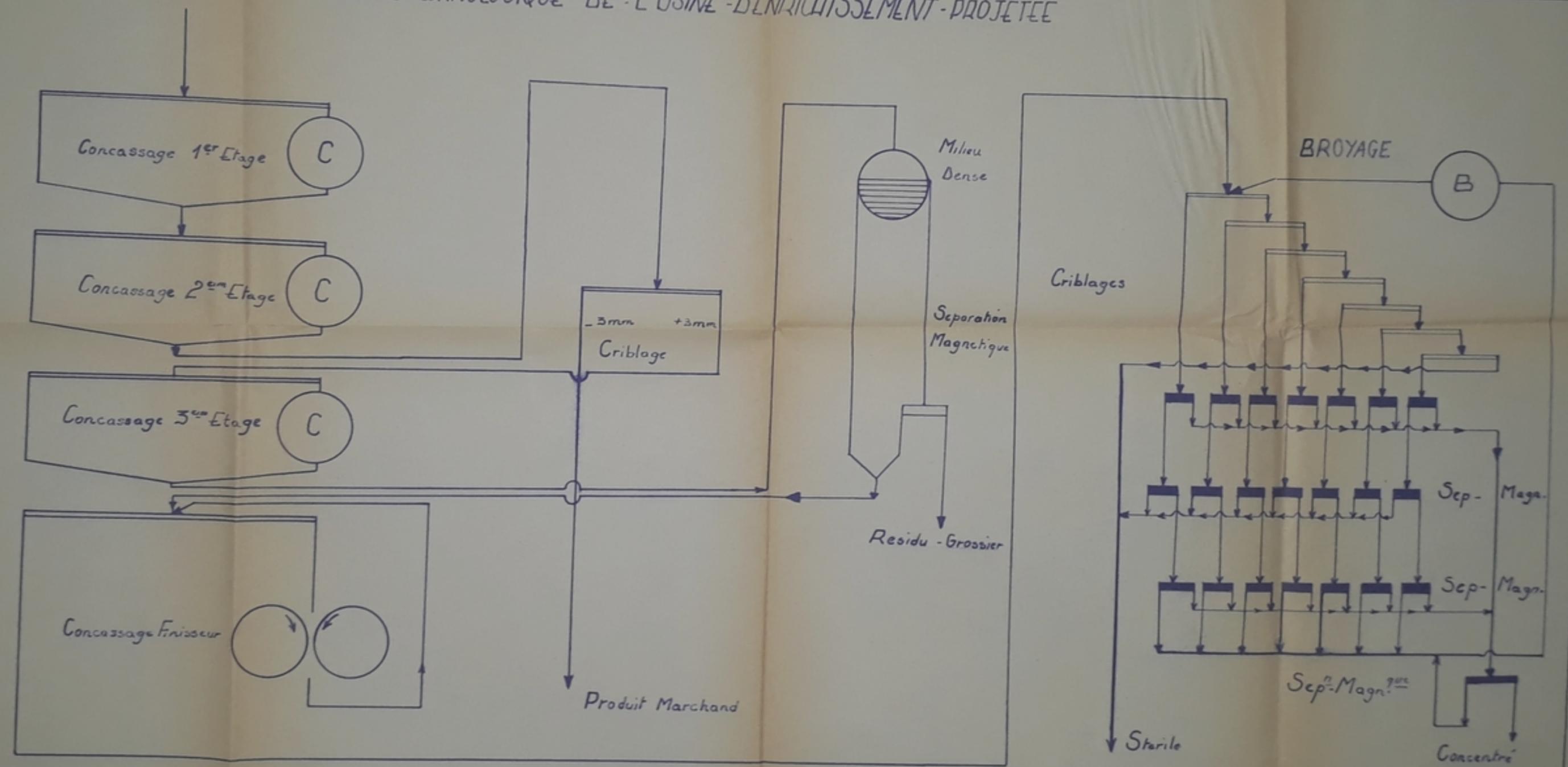
- 1) Les particules constitutives ont toutes un moment nul : le corps est diamagnétique.
- 2) Un certain nombre de particules constitutives possèdent un moment non nul. Il y aura deux possibilités :
 - Interactions nulles ou faibles, il n'y aura pas d'ordre magnétique entre les moments, ce qui conduira au paramagnétisme variable.
 - Interaction fortes : Il existera un ordre magnétique entre les moments, ordre qui conduira suivant les particularités de la structure au ferromagnétisme, à l'antiferromagnétisme, au ferrimagnétisme.
 - D'autre part, une classification sommaire est basée sur la valeur de la susceptibilité et ses variations en fonction des différents facteurs physiques en particulier de la température.

A - Les diamagnétiques :

Ces substances sont caractérisées par une susceptibilité X négative, petite, de l'ordre de 10^{-6} CGS indépendante du champ \vec{H} , indépendante de la température.

Placée dans un champ magnétique non uniforme, une substance diamagnétique est soumise à une force \vec{F} qui est négative, c'est à dire qui est dirigée en sens inverse du sens positif du gradient de champ (\vec{H}/Sn) ; elle s'éloigne des zones de champ fort pour gagner les zones de champ faible.

SCHEMA TECHNOLOGIQUE DE L'USINE D'ENRICHISSEMENT PROJETEE



ATELIER DE FRAGMENTATION

SECTION DE CONCENTRATION PRIMAIRE

SECTION DE CONCENTRATION SECONDAIRE

Ces substances sont caractérisées par une susceptibilité X' positive dont la grandeur est de l'ordre de 10^{-6} à 10^{-4} C.G.S et par le fait qu'elle est indépendante du champ \vec{H} .

Placée dans un champ magnétique non uniforme, une substance paramagnétique est soumise à une force \vec{F} positive, c'est-à-dire qu'elle est attirée vers les zones de champ fort.

Le comportement des paramagnétiques en fonction de la température conduit à les répartir en plusieurs groupes :

- 1° Les paramagnétiques variables comme FeCO_3 , pour lesquels X varie linéairement en fonction de $1/T$
- 2° Des paramagnétiques appelés "constants" pendant de nombreuses années, qui présentent une variation assez particulière en fonction de la température. Il en est ainsi pour FeO , MnO ,... Ces corps sont désignés maintenant sous le nom de "antiferromagnétique"
- 3° Des paramagnétiques qui ont une susceptibilité très faible de l'ordre de 10^{-6} , liée à l'existence d'un gaz électronique (métaux), qui varie peu en fonction de la température : c'est le paramagnétique de Pauli.
- 4° Des paramagnétiques à très faible susceptibilité, indépendante de la température (KMnO_4).

C - Les ferromagnétiques :

Ce sont des corps solides qui, comme le fer, le nickel, le cobalt, sont caractérisés par une susceptibilité magnétique positive très grande dépendant de la température, du champ \vec{H} et de l'histoire magnétique, thermique et mécanique de l'échantillon. Ces corps sont fortement attirés dans les zones de champs forts. Ils deviennent paramagnétiques au-delà d'une certaine température. Certaines substances solides que l'on pourrait prendre lors d'un premier examen, pour des ferromagnétiques (ferrites)... en diffèrent notablement ; elles ont rendu nécessaire la création d'une nouvelle classe de composés magnétiques, les "ferrimagnétiques".

1-3 ETUDE DU PHENOMENE DE SEPARATION MAGNETIQUE.-

Force magnétique agissant sur une particule placée dans un champ :

- Un champ magnétique, créé dans un entrefer, est dit homogène lorsque son intensité est constante en tous les points de l'entrefer. Il est dit hétérogène lorsque cette intensité varie d'un point à un autre de l'entrefer. Un champ hétérogène est caractérisé par sa valeur en un point défini, et par son gradient $\frac{\partial H}{\partial x}$ ($\text{grad}H$)
- Dans un champ hétérogène les particules ne sont soumises qu'à un moment de rotation qui les oriente dans la direction des lignes de force.
- Dans un champ hétérogène les particules douées d'une susceptibilité positive subissent, de plus, l'effet d'une force d'attraction qui les déplace en direction des champs croissants. Les diamagnétiques sont l'objet d'un déplacement vers les champs décroissants.

- On emploie dans les séparateurs de Sⁿ M^{que} H^{te} I^{té} des champs très élevés, dont l'hétérogénéité est caractérisée par la forme des pôles entre lesquels se manifeste le champ.

- On peut dire que la force magnétique qui agit sur la particule est déterminée par l'énergie potentielle acquise par la particule par suite de son aimantation.

Cette énergie est déterminée par la formule.-

$$W = - \chi_0 \int \frac{H^2}{2} dv$$

W = potentiel de la particule aimantée

χ_0 = Susceptibilité de volume de la particule

dv = élément de volume de la particule

H = intensité du champ interne de la particule

(s'il agit d'une particule paramagnétique comme c'est le cas de notre minerai, le champ interne est très peu différent du champ externe).

La force agissant sur la particule prend la forme :

$$f = \text{grad } W = \text{grad} \int \chi_0 \frac{H^2}{2} dv$$

$$F = \chi_0 \int H \text{ grad } H$$

Si l'on suppose la particule suffisamment petite pour que dans les limites de sa dimension dans le sens du champ, grad H soit considéré comme faible, on peut écrire $F = \chi_0 V H \text{ grad } H$

La valeur de la force magnétique rapportée à l'unité de masse de la particule s'écrit :

$$F = \frac{f}{m} = \chi_0 \cdot \frac{V H \text{ grad } H}{V \cdot P} = \chi H \text{ grad } H$$

Mecanisme de la séparation magnétique :

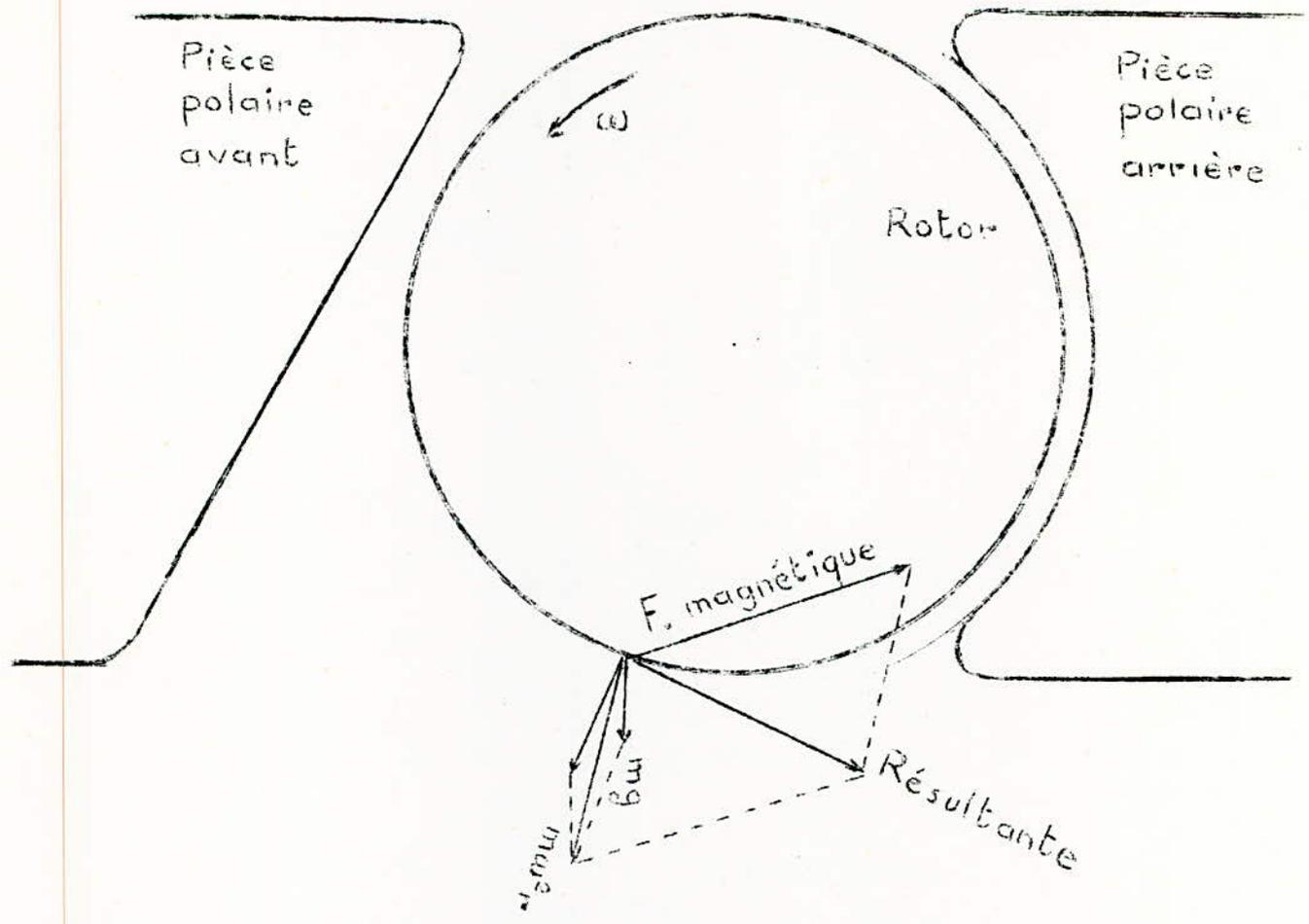
Trois forces principales agissent sur les particules entre les points A et A' :

- La force centrifuge : $m \omega^2 R$
- La force de pesanteur : Mg
- La force magnétique : $F \cdot \text{Magn}$

La direction de la résultante R de ces forces détermine le point de décollement de la particule du rotor, celle-ci quittant le rotor lorsque R est tangente au rotor.

On conçoit que le point de décollement sera d'autant plus bas ou mieux AA' sera d'autant plus long que

F magn sera plus importante.



et PARAMETRES de REGLAGE4-2-1 Description du Séparateur- Caracteristiques Techniques

| | | |
|-----------------------------------------------------------|-----------------------|-----------------------------|
| Encombrement | Longueur | 845 mm |
| | Largeur | 450 mm |
| | Hauteur sans étui | 537 mm |
| | Hauteur avec étui | 587 mm |
| Poids sans installation de redressement | | 162 kg |
| Dimensions maximales des grains de minerai | | 2 mm |
| Rendement | | 3 à 5 kg / h |
| Intensité du champ magnétique à 3,5 A | | 9500 à 10 000 oersteds |
| " " " " à 5,5 A | | 10 500 à 11 000 oersteds |
| " " " " à 7,5 A | | 11500 à 12 000 oersteds |
| Susceptibilité spécifique minimale des minerais à separer | | $30 \cdot 10^{-6}$ |
| Tension nominale de la bobine | | 20,33,45 V |
| Courant admissible dans la bobine | | |
| - au fonctionnement continu | | 3 A |
| - 2 h de travail pour 2 h de pause | | 5,5 A |
| - 1 h de travail pour 2 h de pause | | 7,5 A |
| Puissance nominale consommée par la bobine | | 450 W |
| Vitesse de rotation du galet | | 55 t/min |
| Moteur Electrique | Type | A 0 21-4 |
| | Puissance en W | 270 |
| | Nombre de tours / min | 1400 |
| | Tension en V | 220 / 380 |

- Destination :

--- 3I ---

Le séparateur de laboratoire à un galet est conçu pour la séparation à sec des mélanges de minerais à faibles susceptibilités magnétiques dont les dimensions n'excèdent pas 2 mm. La récupération des minerais à faible susceptibilité magnétique a lieu dans l'entrefer actif du séparateur entre le pôle inférieur de l'électroaimant et le galet tournant.

Le minerai à séparer est envoyé dans cet entrefer par la goulotte de l'alimentateur. Le galet attire les grains de minerais possédant une susceptibilité magnétique plus forte et les déverse dans la goulotte receptrice. Les parties fines adhérentes au galet sont chassées simultanément dans le même compartiment à l'aide d'une brosse.

Le restant du minerai possédant une susceptibilité inférieure est versé dans un autre compartiment de la goulotte receptrice.

La position du volet de coupure est réglable.

- Construction :

Le séparateur comprend les ensembles qui suivent :

XXX Un circuit magnétique constitué d'un noyau en acier sur lequel sont enroulées les bobines et d'un galet denté tournant entre les pôles de l'électroaimant.

XXX Un alimentateur à goulotte monté sur des ressorts à lame inclinés. Il est mis en mouvement de va et vient par un mécanisme de bielle - excentrique.

XXX Un entonnoir de chargement disposé au-dessus de la goulotte. L'écoulement du minerai est assuré par une fente réglable.

4-2-2 Paramètres de réglage.

- influence de l'intensité du champ :

Entre 3,5 et 7,5 A le champ varie de 9000 à 12000 oersteds sur notre séparateur, son influence n'est pas importante

- influence du débit :

Le débit optimum se situe entre 3 et 6 Kg/h. Plus le débit est grand, plus le champ devient insuffisant et le rendement baisse.

- influence de la granulométrie :

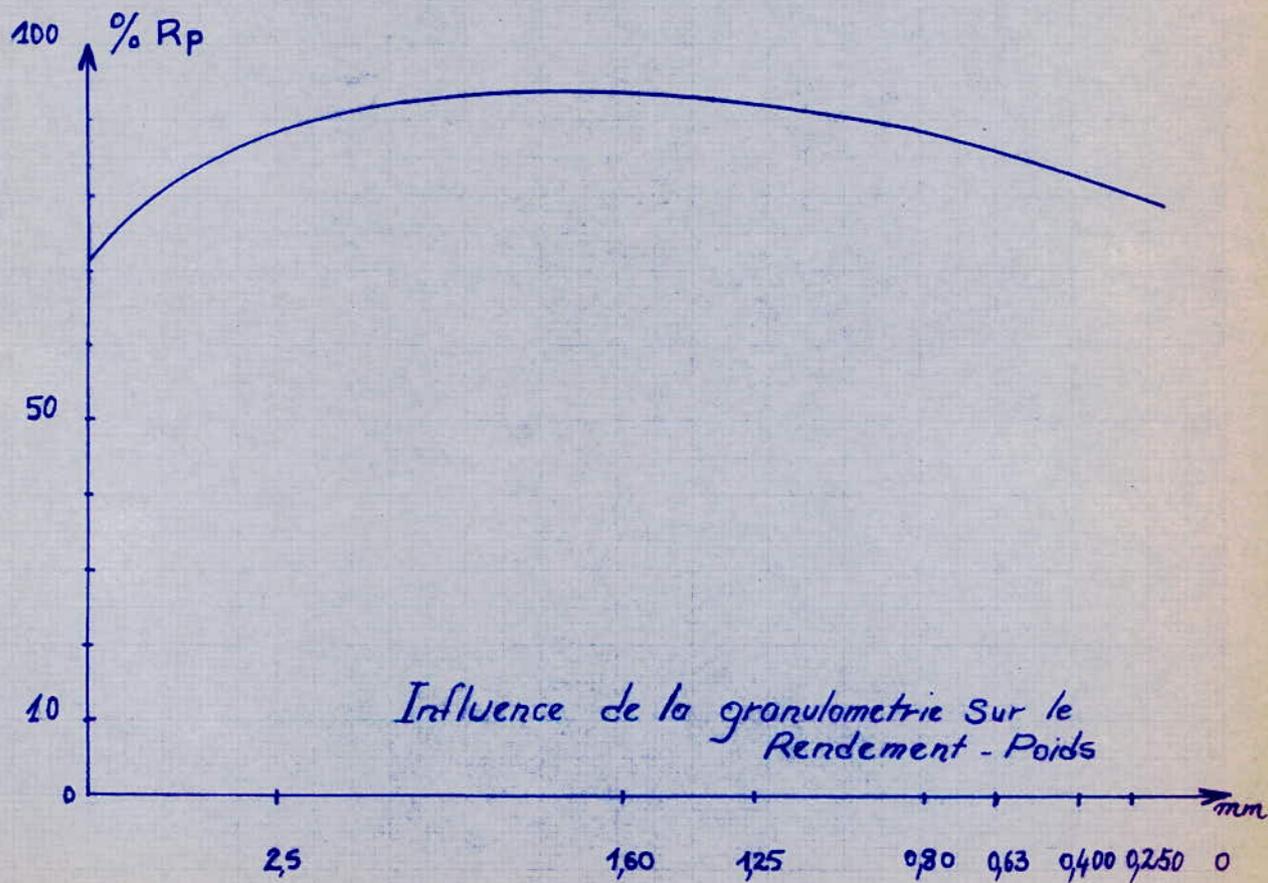
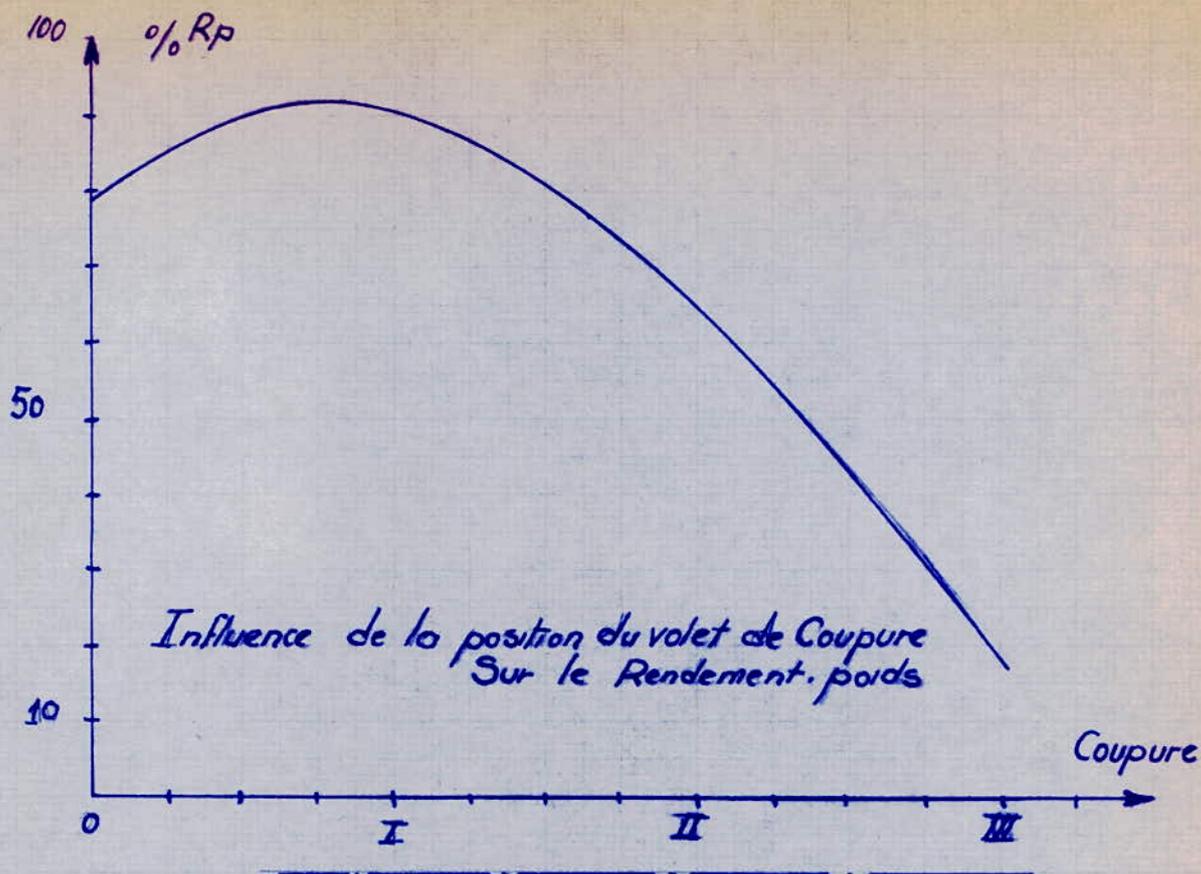
Dans le cas de la séparation magnétique à haute intensité à sec, en plus des forces magnétiques et mécaniques, s'exercent également des forces d'attraction intergranulaires, de sorte qu'en pratique, on ne peut pas traiter un matériau plus fin que 0,125 mm.

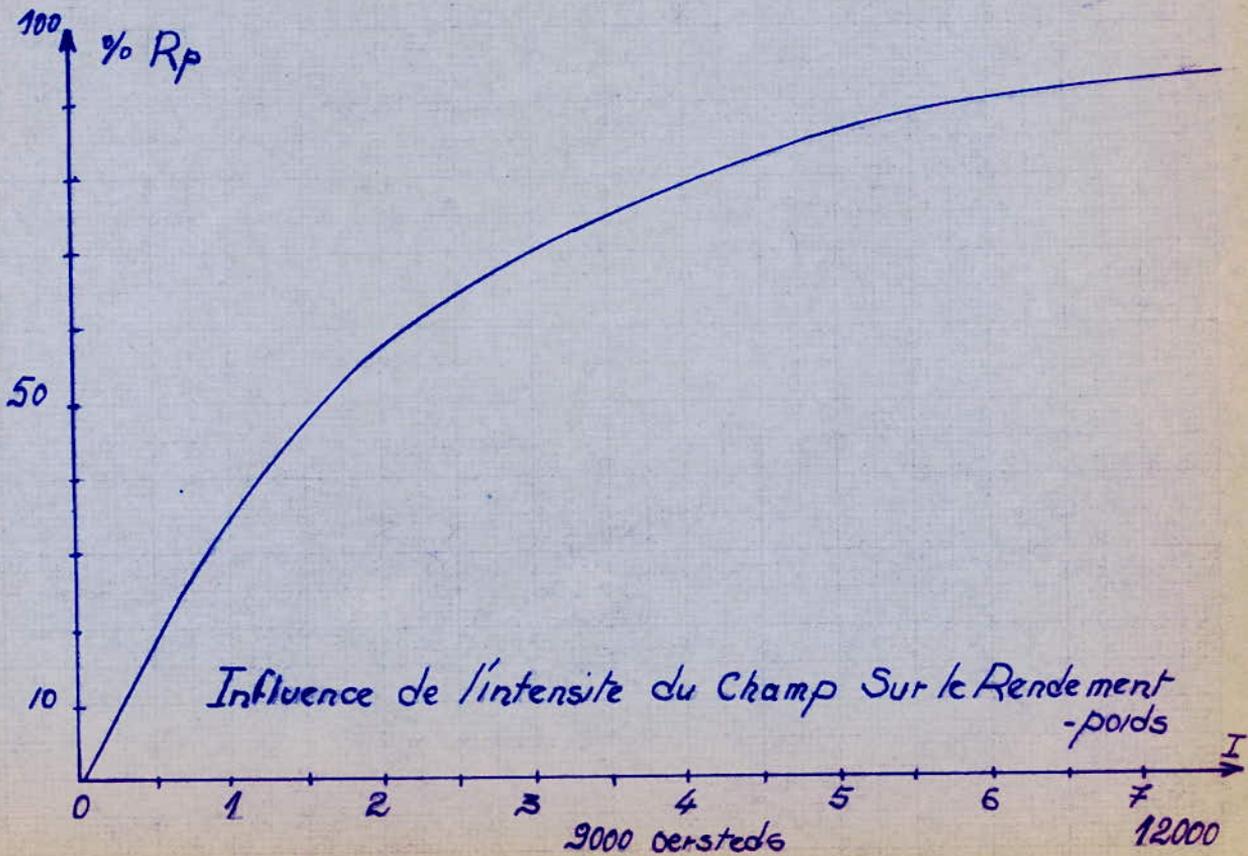
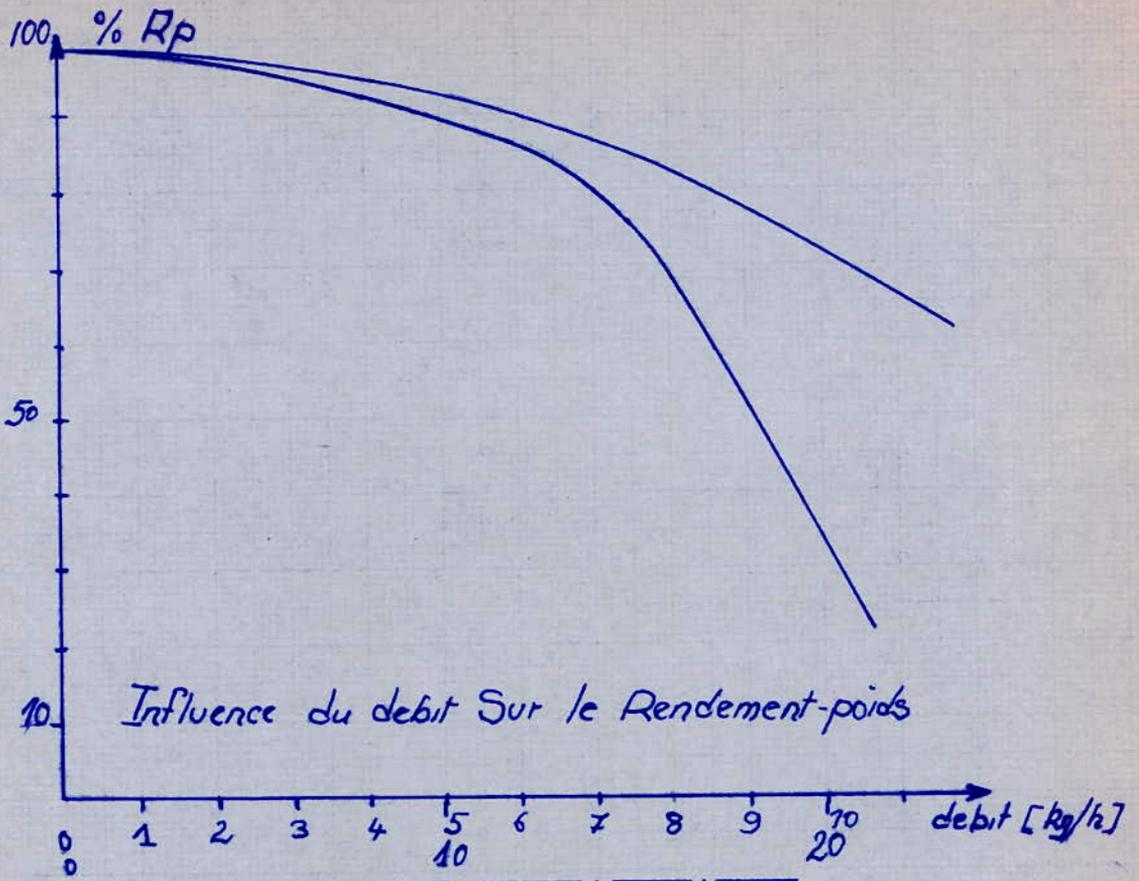
La limite granulométrique supérieure est 3,15 mm et elle est liée à la possibilité de créer un champ magnétique d'une intensité suffisamment élevée et également au degré de libération des minerais. Les classes intermédiaires se séparent aisément.

- influence de la position du volet de coupure : elle est capitale dans notre cas.

Une coupure très basse laisse passer les grains très faiblement magnétiques dans le concentré, et une coupure très élevée laisse passer le minerai dans le stérile. Ce réglage doit être mené avec le plus grand soin.

- La forme du corps induit influe beaucoup sur le champ dans l'entrefer. On ne dispose ici que d'une seule forme de pièce polaire la vitesse de rotation du galet modifie la force centrifuge. Elle est constante sur notre séparateur.





4-3-1 Separation primaire :

- L'objet principal est de réduire et le capital investi en diminuant la capacité des installations de concassage et de traitement, tout en réduisant substantiellement les dépenses de traitement.

L'une des plus grandes difficultés pratiques provient de ce qu'on ne peut obtenir des résultats d'essais valables sans opérer sur des quantités importantes de minerais bruts.

En nous basant sur l'étude mineralogique, sur l'analyse chimique des différentes classes et sur des essais effectués ailleurs, nous essayerons de proposer un schéma de concentration primaire

- L'analyse granulométrique du minerai préconcassé fournit les résultats suivants :

| Classe en mm. | Pourcentage de la classe | teneur de la classe |
|---------------|--------------------------|---------------------|
| + 40 | II | 45 |
| - 40, + 35 | 1,4 | 45 |
| - 35, + 30 | 1,95 | 46 |
| - 30, + 25 | 4,1 | 46 |
| - 25, + 20 | 3,7 | 48,2 |
| - 20, + 10 | 15,12 | 51 |
| - 10, + 5 | 14,45 | 51,5 |
| - 5, + 4 | 4,11 | 52 |
| - 4, + 3 | 6,9 | 53 |
| - 3 | 37,07 | 54 |

teneur moyenne : 50,5 % Fe

Nous constatons que la classe - 3 mm est assez riche pour être éliminée à la sortie du concasseur.

Cette élimination du 1/3 du tonnage total, apporte une économie de 10 à 20 % des dépenses totales par tonne de minerai brut.

Après le concassage primaire, nous proposons donc une opération de criblage et tamisage.

- Cette opération peut être précédée d'un triage à la main. Cette technique est évidemment la plus anciennement connue et la plus simple, mais ce n'est pas toujours la plus économique, encore qu'en certains cas on n'ait pas pu jusqu'à présent la remplacer par un triage automatique.

On peut améliorer le rendement de cette opération, qui a l'avantage d'être simple, et remédier aux défaillances possibles, de l'oeil humain en lavant les gros blocs (les fines les recouvrant sont riches) ou en utilisant un éclairage spécial (si possible).

- La séparation en milieu dense est utilisée pour la concentration primaire des minerais pauvres à Salzgitter (R.F.A) et à Parchoca près de Bilbao (G.B.)

Dans le cas du minerai de fer de l'Ouenza nous avons jugé inutile d'avoir recours à une solution onéreuse (manque d'eau essentiellement), d'autant plus que le minerai restant après criblage et tamisage titre 48,5 % de fer, et qu'un tel essai de concentration primaire nous aurait demandé des quantités importantes de minerai.

- La séparation magnétique est utilisée dans la concentration primaire des minerais de fer.

Dans les mines de fer de Malmbertg près de Gallivare (Suède), la séparation magnétique appliquée aux quatre classes granulométriques suivantes :

plus de 50, 50 à 30, 30 à 15 et moins de 15 MM, elle fournit des concentrés ayant une teneur en fer de 60 à 65 % et élimine les matériaux stériles dans la classe des éléments supérieurs à 50 mm.

- L'analyse minéralogique montre que les minéraux ferrifères sont constitués d'un agrégat de petits cristaux atteignant rarement 5 mm de côté.

Un concassage assez poussé est nécessaire pour qu'une concentration quelconque soit entreprise.

- A la suite de concassages répétés, nous avons constaté que les grains les plus difficilement concassables sont les plus pauvres, une séparation des classes s'avère alors nécessaire pour améliorer le rendement de la séparation.

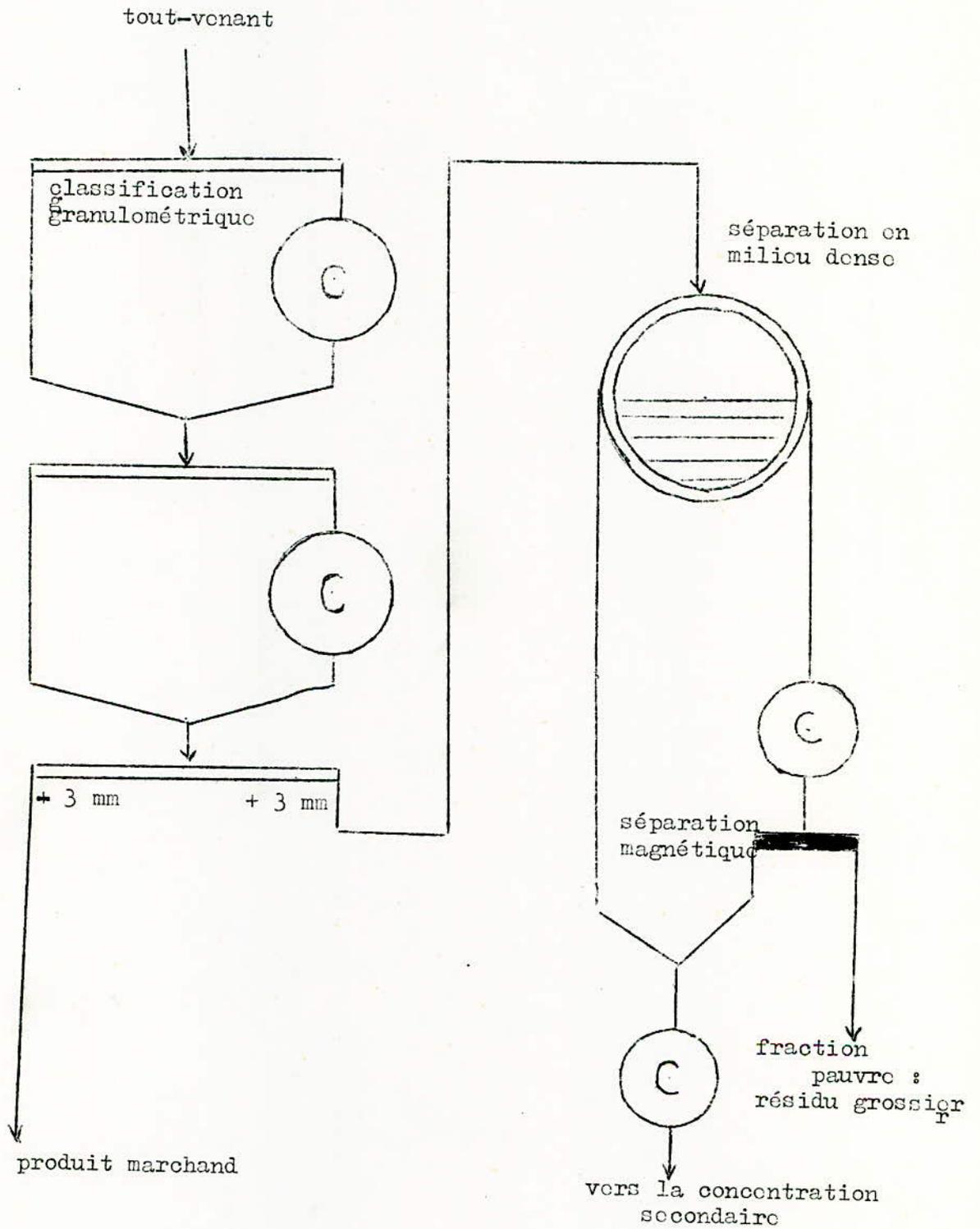
Dans les minerais de fer associés au quartz du centre de la Suède, le fer est souvent présent sous forme de magnétite et d'hématite. On obtient ordinairement une séparation efficace en utilisant des séparateurs magnétiques pour récupérer la magnétite et en appliquant les techniques gravimétriques au moyen de jigs et de tables à secousses pour récupérer l'hématite.

de Plus, la densité maximum de l'hématite de l'Ouenza est de 3,50. Nous sommes loin des 4,9 à 5,3 du minéral type à cause des inclusions stériles.

La grande différence de densités entre le minéral et la gangue justifie une séparation gravimétrique ou par liqueurs denses.

- Toutes ces données nous permettent d'avancer le schéma de concentration primaire suivant :

SCHEMA DE CONCENTRATION PRIMAIRE



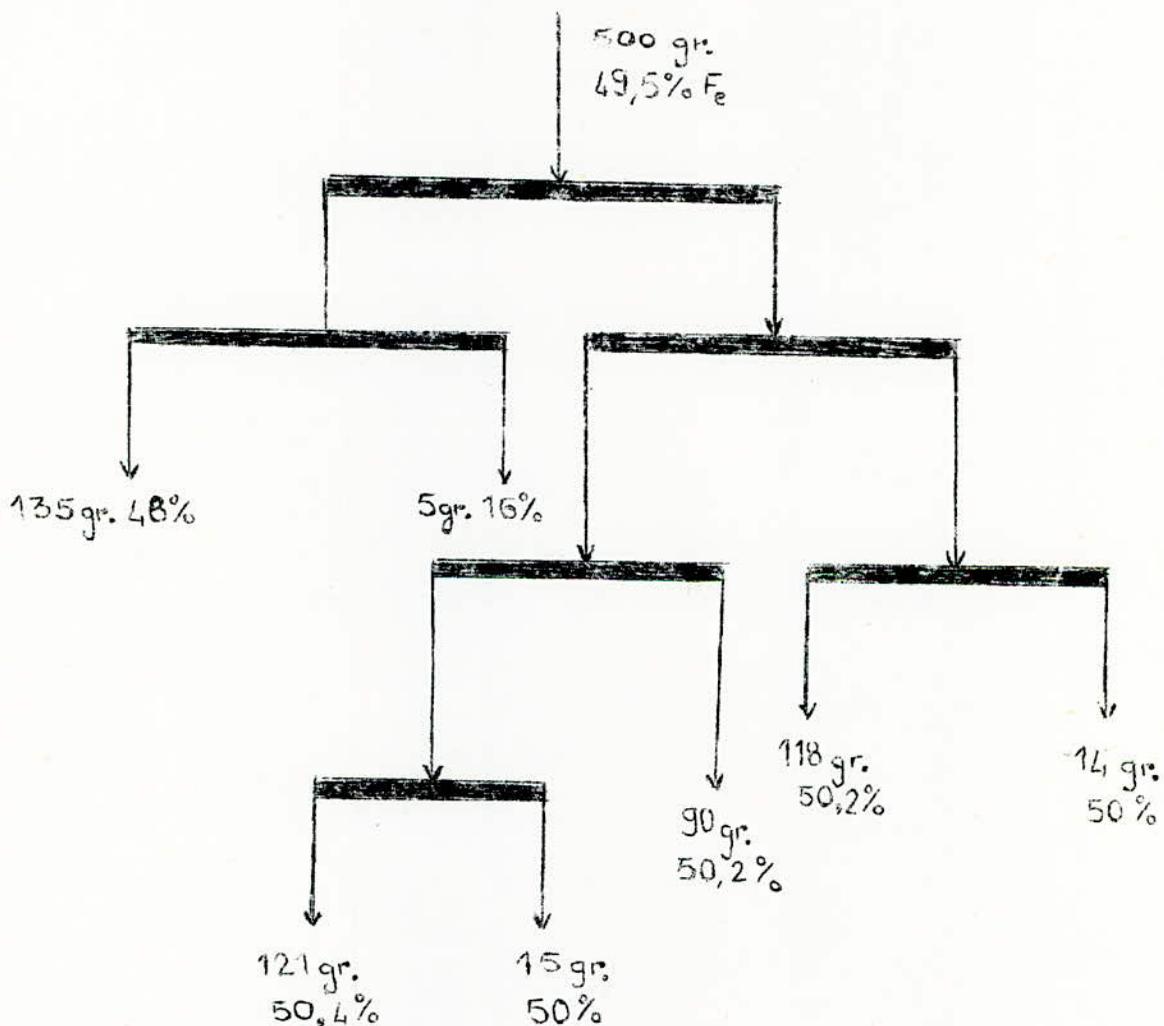
4-3-2 Séparation Secondaire:

Cette séparation concerne la classe - 3 m/m titrant 48,5 % Fe
Le minerai est riche et sa concentration est difficile .
En effet, le fer se trouve sous forme :

- d'hématite rouge de composition théorique 70 % Fe
- d'hématite brune " " " 60 % Fe
- de sidérose " " " 48 % Fe

Nous ne sommes pas loin du minéral pur, et cette marge étroite de concentration rend l'enrichissement difficile.

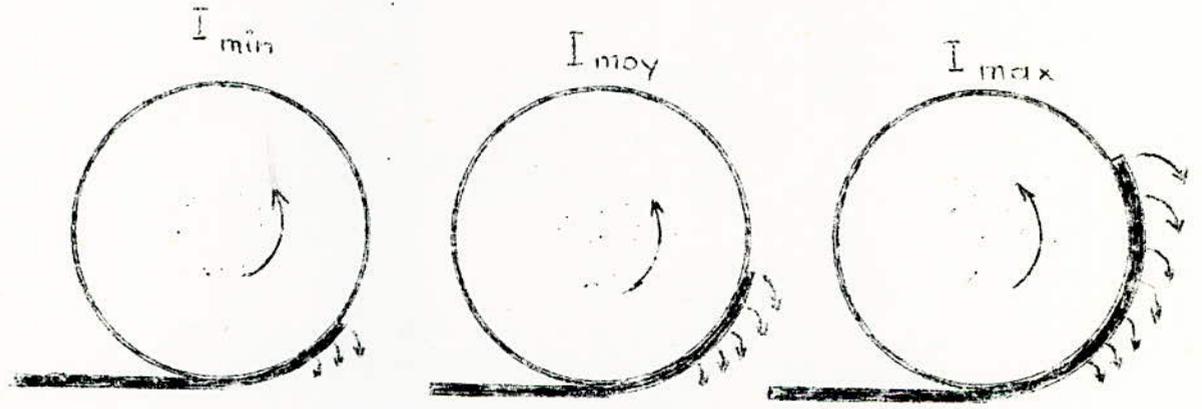
- Essai n° 1



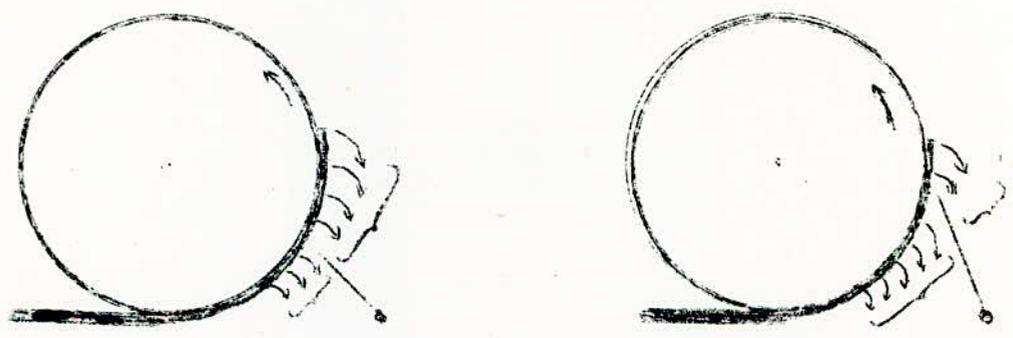
Bien que les résultats de cet essai préliminaire n'aient pas été positifs, ils nous ont permis de tirer certaines conclusions que nous avons vérifiées sur d'autres échantillons.

- Puisque la séparation s'est avérée difficile, ceci nous a conduit à demander au séparateur le maximum de ses possibilités, à savoir :

- Intensité maximale et coupure minimale dans les premières opérations de concentrations ultérieures.



En effet, une intensité élevée, permettrait d'élever le minerai le plus possible le long du tambour et les chances d'avoir une meilleure séparation augmenteraient.



Une coupure la plus basse possible donnerait un stérile le plus pauvre possible.

- Intensité maximale et coupure moyenne ^{dans} la 2^e opération de concentration : Ce relèvement de la coupure, permettrait de contrôler le concentré d'une part, et d'autre part d'obtenir des mixtes qui après broyage fourniraient un stérile et un concentré.

- Séparation des classes granulométriques

Elle est d'une importance capitale et sans séparation préalable des différentes classes, aucune concentration effective ne sera possible.

Tous les essais effectués sans séparation des classes granulométriques n'ont donné aucun résultat effectif, bien que toutes les combinaisons possibles de coupure, intensité, granulométrie et débit aient été essayées. A ce phénomène nous avons pu donner l'explication suivante :

Les fines, généralement très riches, enrobent les particules stériles et les entraînent dans le concentré. Par ailleurs, les particules minérales, soumises à la résultante des forces centrifuge, de gravité et magnétique, il sera plus aisé de séparer les grains d'une même classe, étant donné que $F = Mw^2r$ et $P = mg$ seraient constants (toutes les particules d'une même classe granulométrique ayant la même masse ou presque).

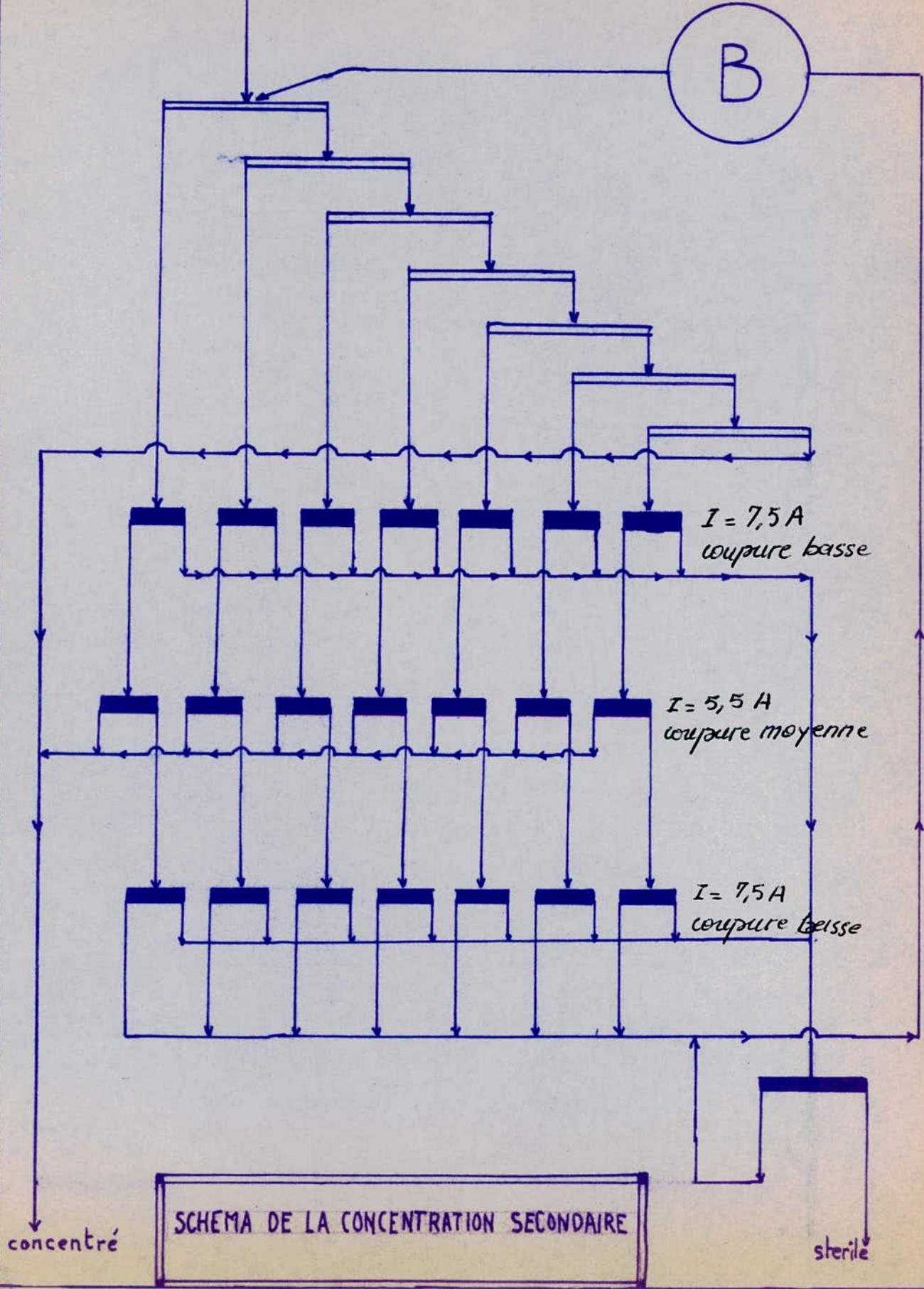
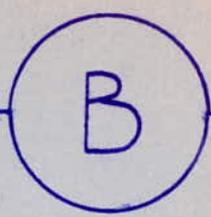
E s s a i N° 2 :

Cet essai récapitule toutes les phases de concentration ayant donné un résultat positif.

Au lieu de s'étendre sur la description de ces différentes phases, nous préférons donner un schéma récapitulatif et les résultats obtenus sous forme de tableaux.

criblage séparation magnétique (B) Broyage

minerai concassé
à - 3 mm



SCHEMA DE LA CONCENTRATION SECONDAIRE

— 42 —

TABLEAU RECAPITULATIF DES PRODUITS ENTRANTS

TOUT VENANT

| Classes | Poids | Teneurs | Poids. Teneurs |
|--------------------|-------|---------|----------------|
| + 1,25 | 700 | 46,0 | |
| - 1,25 + 0,80 | 350 | 48,0 | |
| - 0,80 + 0,63 | 250 | 48,5 | |
| - 0,63 + 0,500 | 280 | 49,0 | |
| - 0,500 + 0,315 | 175 | 49,5 | |
| - 0,315 + 0,250 | 119 | 49,5 | |
| - 0,250 + 0,125 | 220 | 50,5 | |
| - 0,125 | 477 | 52,0 | |

Poids total = 2500

Poids Teneurs = 121 095

Teneur moyenne = $48,43 = \frac{121095}{2500}$

TABLEAU RECAPITULATIF DES PRODUITS INTERMEDIAIRES

| Désignations | Mixtes 1 | Mixtes 2 |
|---------------|----------|----------|
| Poids | 482 | 426 |
| Teneurs | 31,5 | 33 |
| Poids Teneurs | 15 183 | 14 133 |

TABLEAU RECAPITULATIF DES PRODUITS SORTANTS

STERILES

| Classes | Poids | Teneurs | Poids. Teneurs |
|---------|-------|---------|----------------|
| + 1,25 | 32 | 9 | 288 |
| - 1,25 | | | |
| + 0,80 | 20,2 | 10,65 | 217 |
| - 0,80 | | | |
| + 0,63 | 16,9 | 6 | 101,4 |
| - 0,63 | | | |
| + 0,500 | 20,5 | 5,35 | 110 |
| - 0,500 | | | |
| + 0,315 | 23,6 | 5,35 | 126 |
| - 0,315 | | | |
| + 0,250 | 20 | 4,65 | 93 |
| - 0,250 | | | |
| + 0,125 | 27 | 5 | 135 |
| - 0,125 | | | |
| <hr/> | | | |
| + 1,25 | 32 | 14 | 448 |
| - 1,25 | | | |
| + 0,80 | 24,6 | 10 | 246 |
| - 0,80 | | | |
| + 0,63 | 12 | 7,35 | 88 |
| - 0,63 | | | |
| + 0,500 | 13,5 | 7,4 | 100 |
| - 0,500 | | | |
| + 0,315 | 15,2 | 6,65 | 101 |
| - 0,315 | | | |
| + 0,250 | 6,8 | 5,35 | 47 |
| - 0,250 | | | |
| + 0,125 | 3,9 | 5 | 19,5 |
| - 0,125 | | | |
| <hr/> | | | |
| + 1,25 | 18,5 | 10 | 185 |
| - 1,25 | | | |
| + 0,80 | 8,5 | 10,5 | 89,4 |
| - 0,80 | | | |
| + 0,63 | 10 | 8,7 | 87 |
| - 0,63 | | | |
| + 0,500 | 15,2 | 8 | 121,6 |
| - 0,500 | | | |
| + 0,315 | 22 | 10 | 220 |
| - 0,315 | | | |
| + 0,250 | 13,5 | 10 | 135 |
| - 0,250 | | | |
| + 0,125 | 15,2 | 10,5 | 159,8 |
| - 0,125 | | | |

steriles 1 provenant de la
1ere separation

steriles 2 provenant du
3e étage

steriles 3 provenant
du recyclage des mixtes

Poids = 371
Poids. Teneurs = 3116
Teneur Moyenne =

$$\frac{3116}{371} = 8,4 \%$$

- Calcul de la concentration secondaire :

Poids du concentré tout - venant = 25 00 gr
 Poids des steriles = 371
 Poids du concentré = 2500 - 371 = 2129
 Poids teneurs du tout-venant = 121 095
 " " des steriles = 3116
 " " du concentré = 121095 - 3116 = 117979
 teneur moyenne du concentré = $\frac{117979}{2129} = 55,4 \%$

On enrichit donc le minerai de 48,4 % à 55,4 %

- Calcul de la concentration totale :

Les fractions qui étaient de : 37 % - 3 mm titrant 54 % Fe
 et : 63 % + 3 mm " 48,4 % Fe
 de teneur moyenne 50,5 % Fe
 deviennent : 41 % à 54 % Fe
 et 59 % à 55,4 % Fe
 de teneur moyenne 54,8 % Fe.

Compte non tenu de la séparation de la classe 0,125 mm, la concentration secondaire nous permet à elle seule d'enrichir le minerai de 50,5 % à 54,8 %

Nous pouvons affirmer que la concentration primaire et la séparation des fines nous permettraient d'améliorer les résultats déjà obtenus et nous pouvons facilement atteindre 55,5 %

Poids du sterile : 9,5 %

Rendement poids : $R_p = \frac{90,5}{100} = 90,5 \%$

Rendement métal : $P = \frac{90,5 \cdot 55,5}{100 \cdot 50,5} = 99,46 \%$

Séparation magnétique des fines :

Wedag a établi un nouveau séparateur pour le minerais magnétiques à grains fins qui utilise un champ magnétique tournant en sens inverse de la surface du tambour.

Ceci produit un champ alternatif sur le tambour, si bien que le concentré est constamment en mouvement et que l'on obtient une bonne séparation, même si le matériau est inférieur à 0,1 mm. La " Studiengesellschaft für Doggercrz " utilise, pour traiter ses minerais fins peu magnétiques, une machine comportant un très puissant électroaimant dont le champ magnétique se ferme dans deux entrefers de forme cylindrique dans lesquels tournent des rotors lamellés formés de disques de fer, séparés par des disques en matériau non magnétique.

Différentes usines ont essayé d'améliorer la separation magnétique des minerais de fer fins du moyen d'un grilage magnétisant.

4-4-1 Capacité de l'usine.-

Tous les essais effectués au laboratoire concernaient un échantillon représentatif de presque tous les minerais de l'Ouenza.

Nous pensons, d'après les résultats obtenus, qu'un enrichissement éventuel ne porterait que sur le minerai brun.

En effet, c'est le seul minerai auquel le problème de commercialisation se pose. Sa richesse en silice et chaux par rapport aux autres minerais, nous laisse penser que son enrichissement serait meilleur.

Quant aux autres minerais, il sont assez riches et une bonification de 5 % Fe ne justifie pas l'installation d'une usine.

| Minerais | Reserves | Productions actuelles |
|----------|--------------|-----------------------|
| Normal | 71 000 000 t | 2130 000 t/an |
| Brun | 34 000 000 t | 215 000 t/an |

En consultant le tableau donnant les réserves et les productions, nous constatons que bien que les réserves de minerai brun soient énormes, sa production actuelle demeure réduite. Le plan de développement de la mine de l'Ouenza prévoyant une production de cinq millions de tonnes par an, après son enrichissement, la production de minerai brun y entrera pour le tiers et atteindra ainsi

$$5\,000\,000 \cdot \frac{34\,000\,000}{34\,000\,000 + 71\,000\,000} = 1\,620\,000 \text{ t/an}$$

soit 5400 t/j ou 386 t/h pour 14 h de marche par jour.

4-4-2 Calcul du schéma de concassage :

- rapports de réduction :

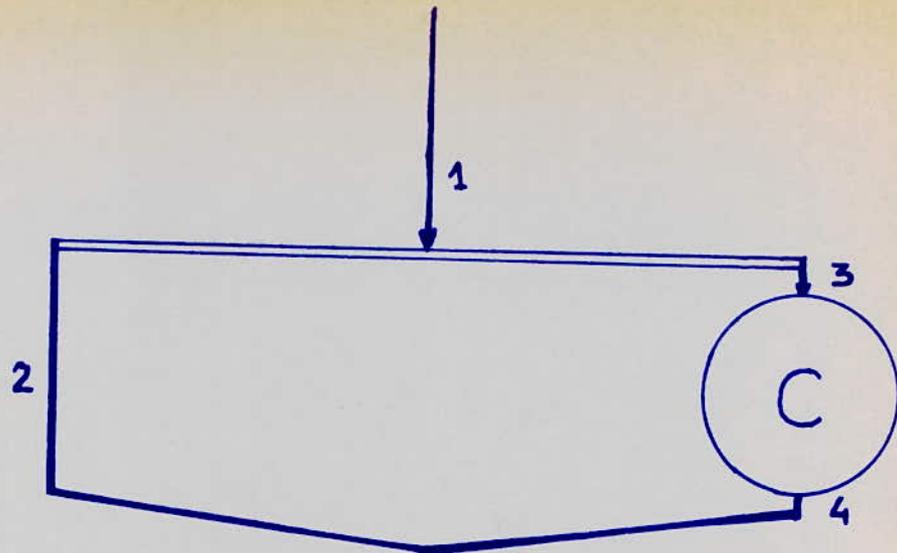
| Capacité de l'usine en t/j | 500 | 2500 | 10 000 | 40 000 |
|----------------------------------------------------------|---------|--------|--------|--------|
| Grosseur définitive de l'alimentation des broyeurs en mm | 10 ÷ 15 | 6 ÷ 12 | 5 ÷ 10 | 4 ÷ 6 |

Compte tenu de la tendresse du minerai et en se basant sur le tableau précédent on prendra une grosseur d'alimentation des broyeurs de 10 mm.

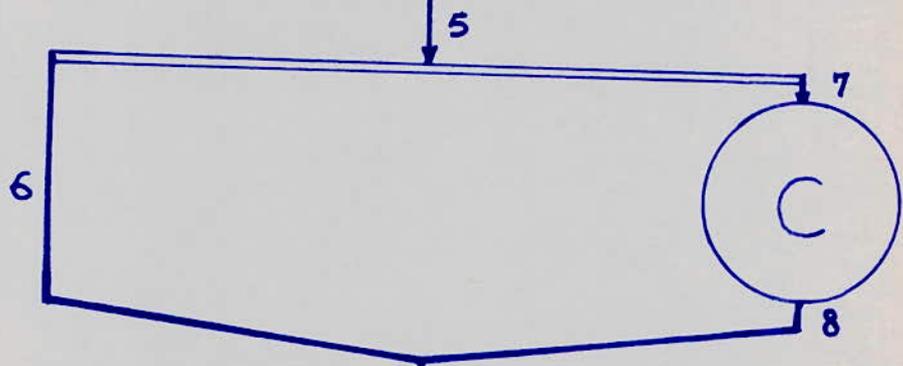
L'alimentation des concasseurs est assurée par le ciel ouvert fournissant des blocs $d_{\max} = 1200 \text{ mm}$.

$$S = \frac{1200}{10} = 120$$

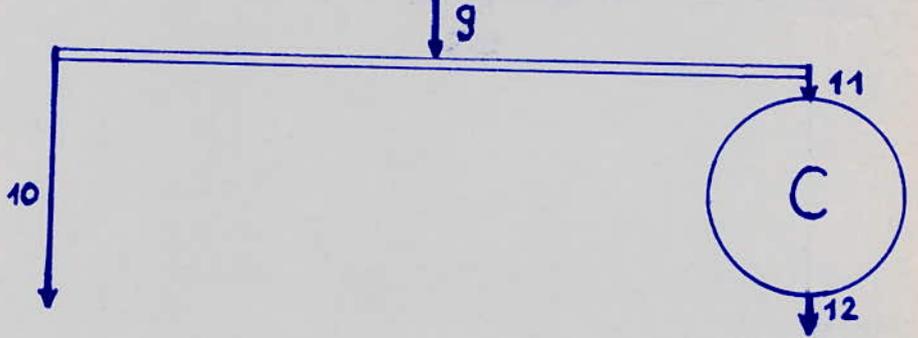
E_I



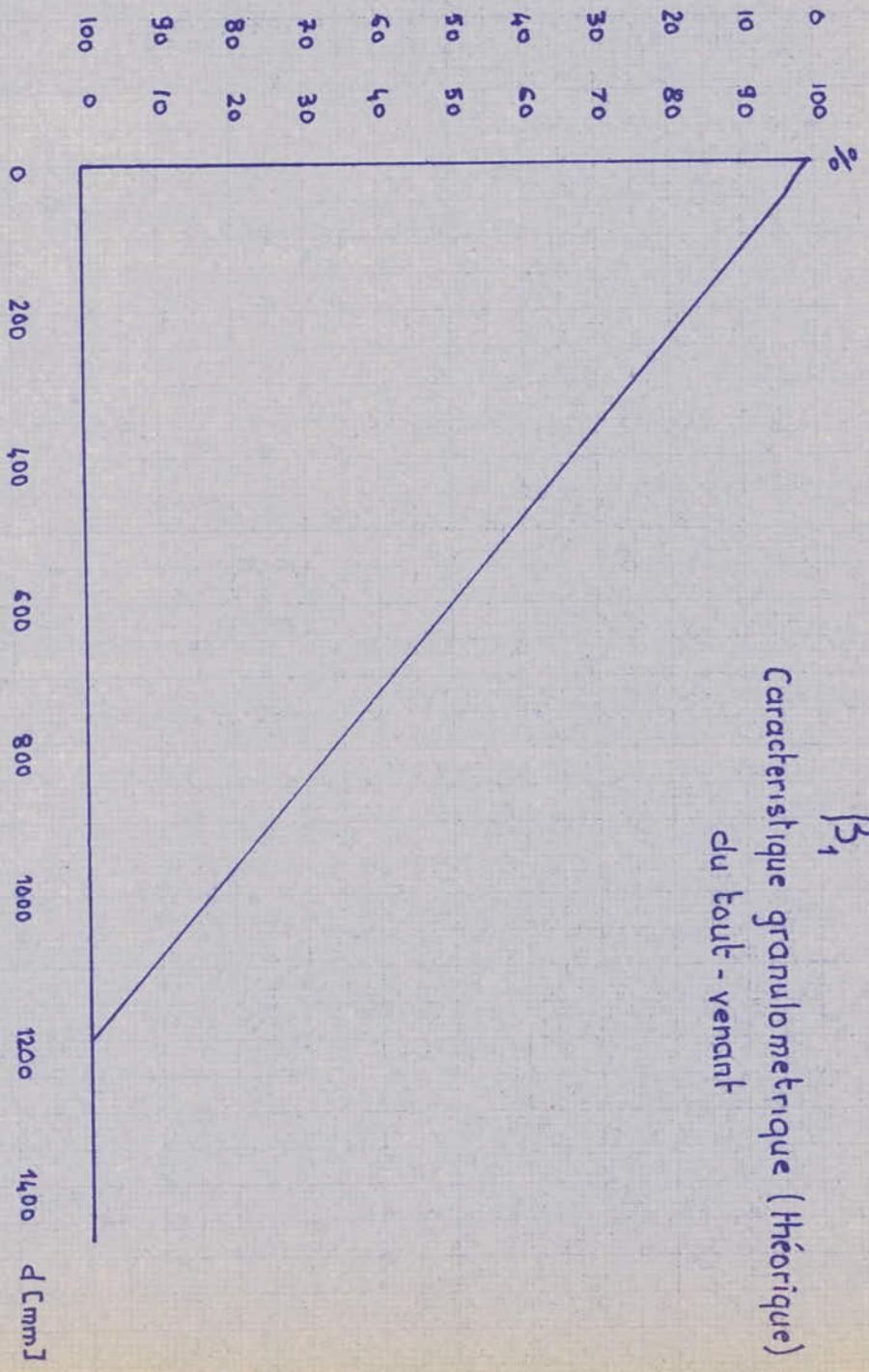
E_{II}

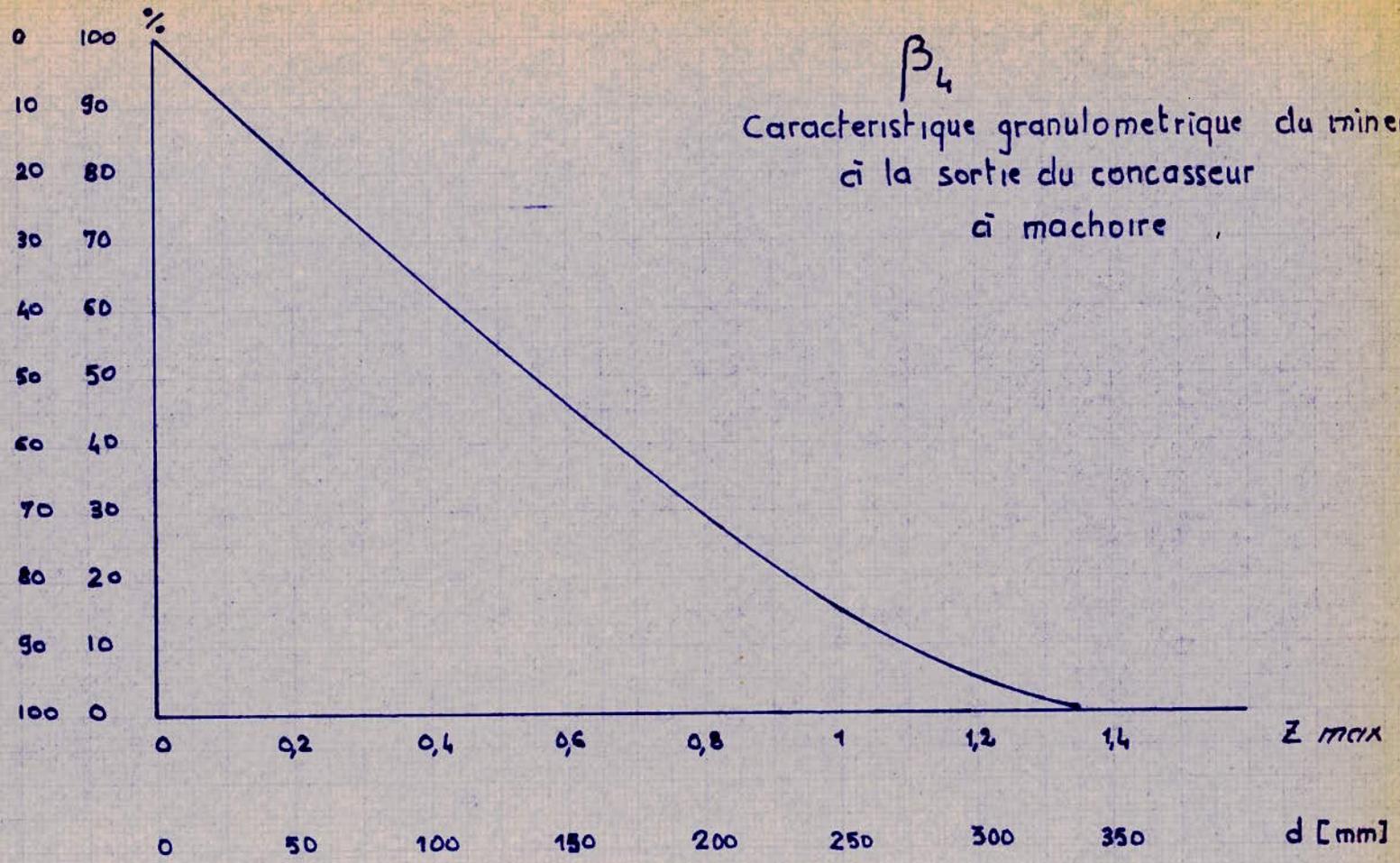


E_{III}

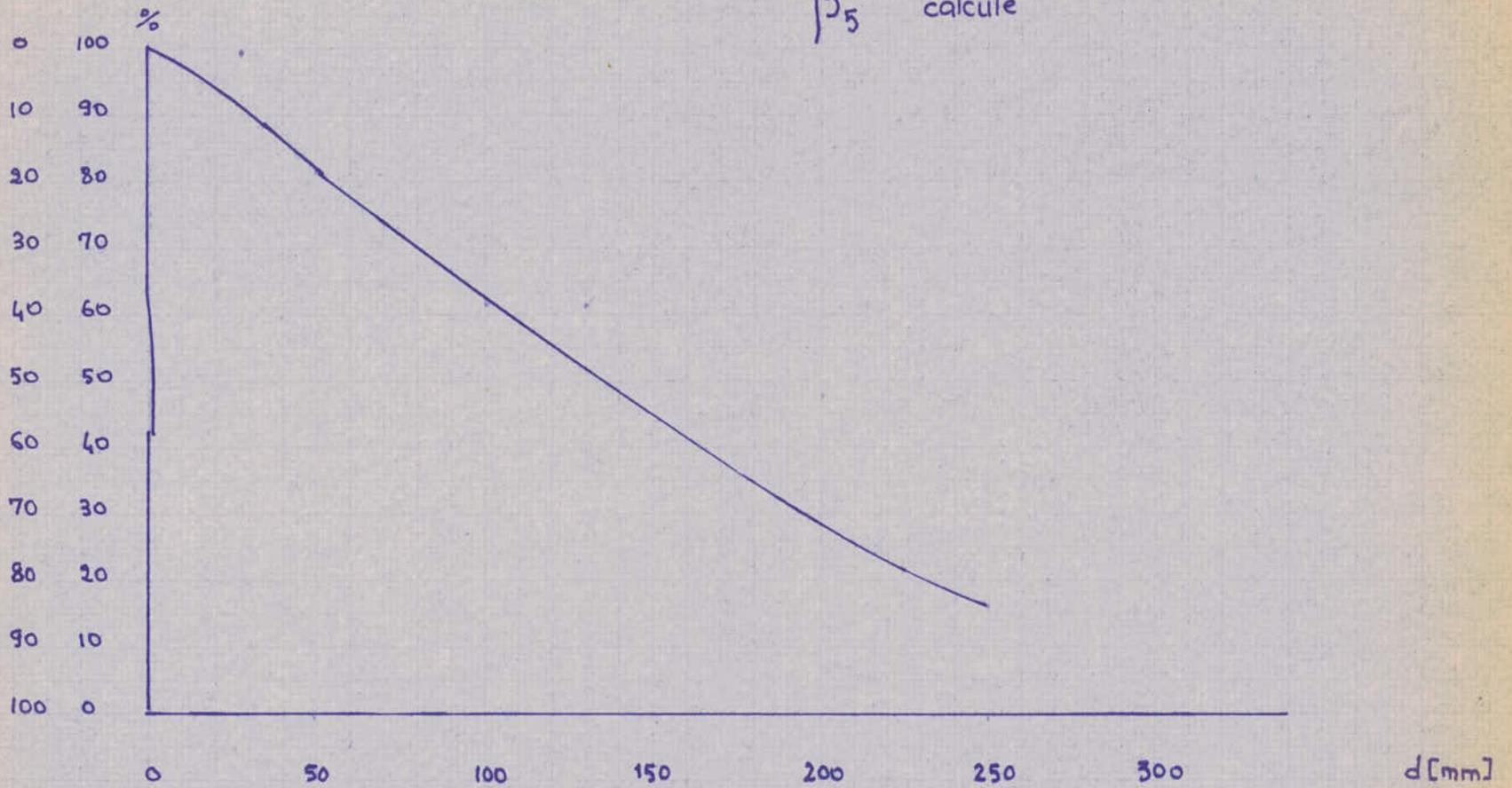


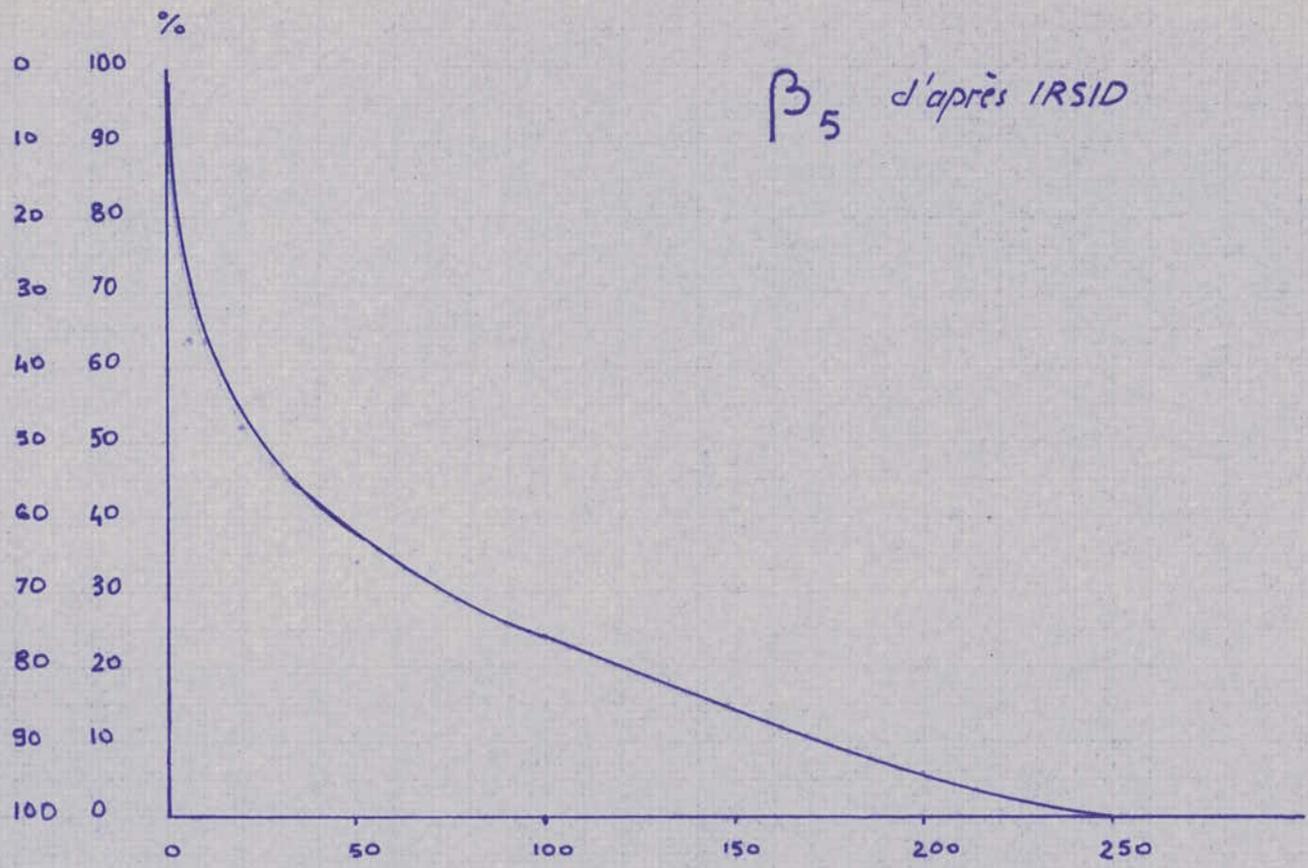
β_1
 Caractéristique granulométrique (théorique)
 du bout - venant





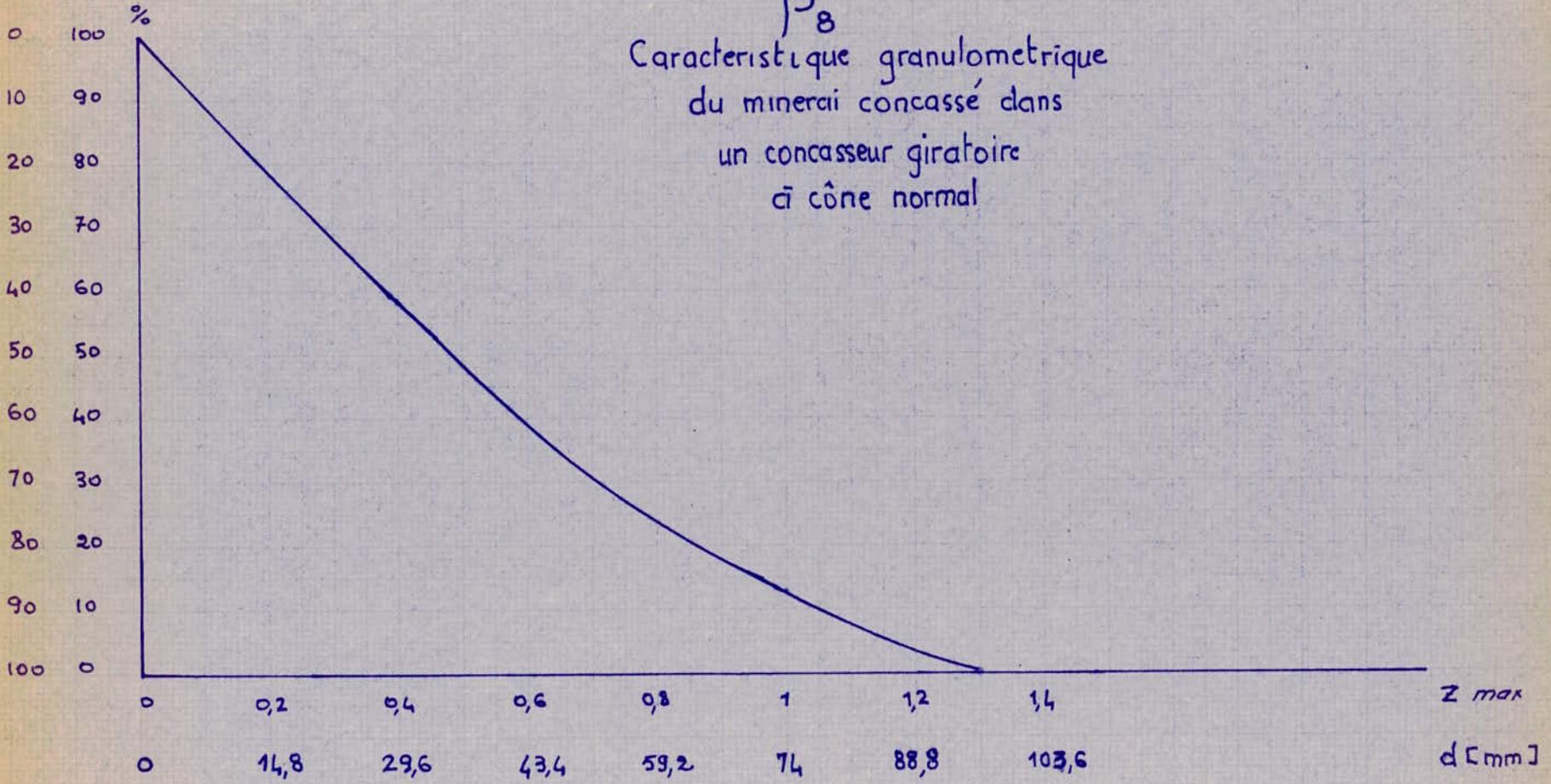
β_5 calculé

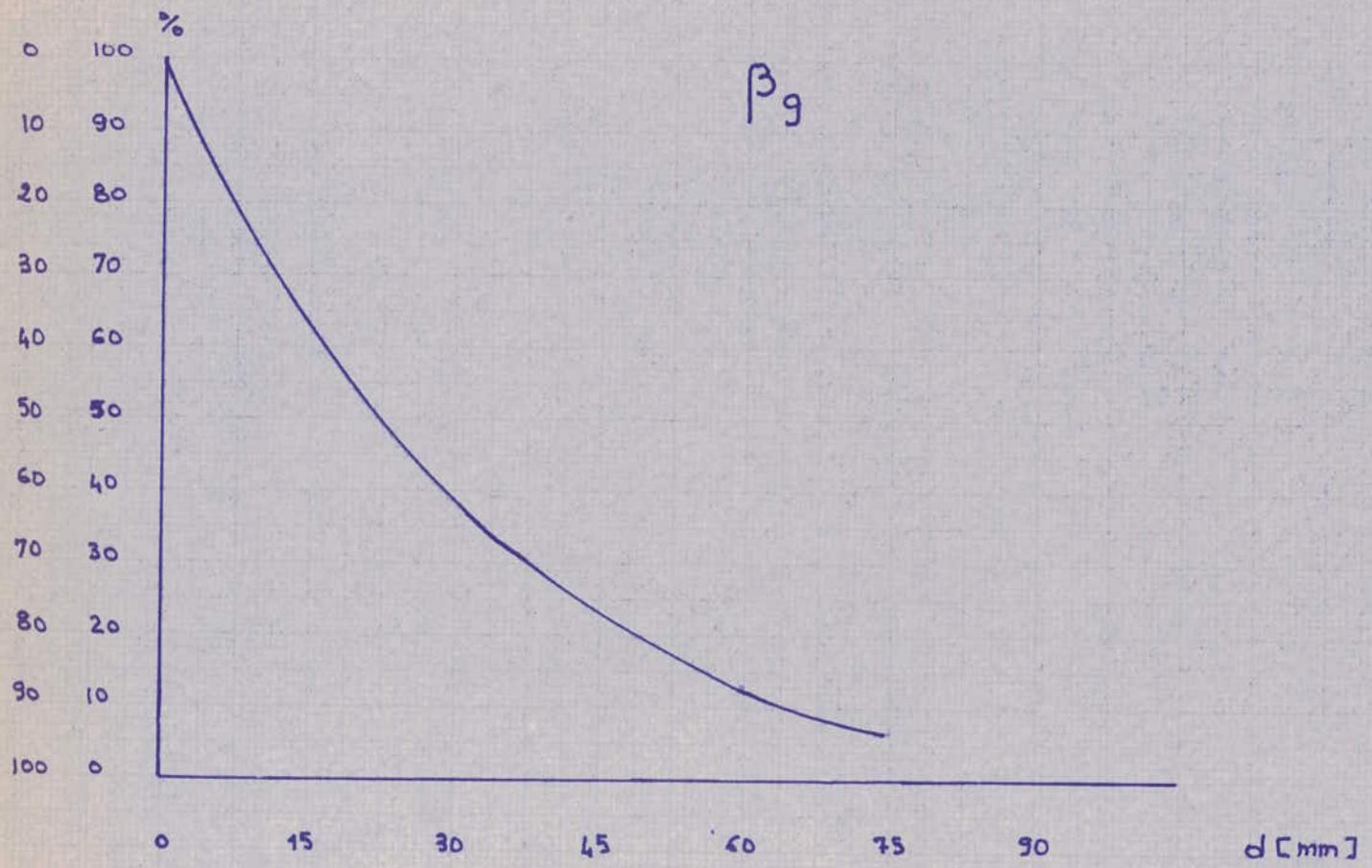


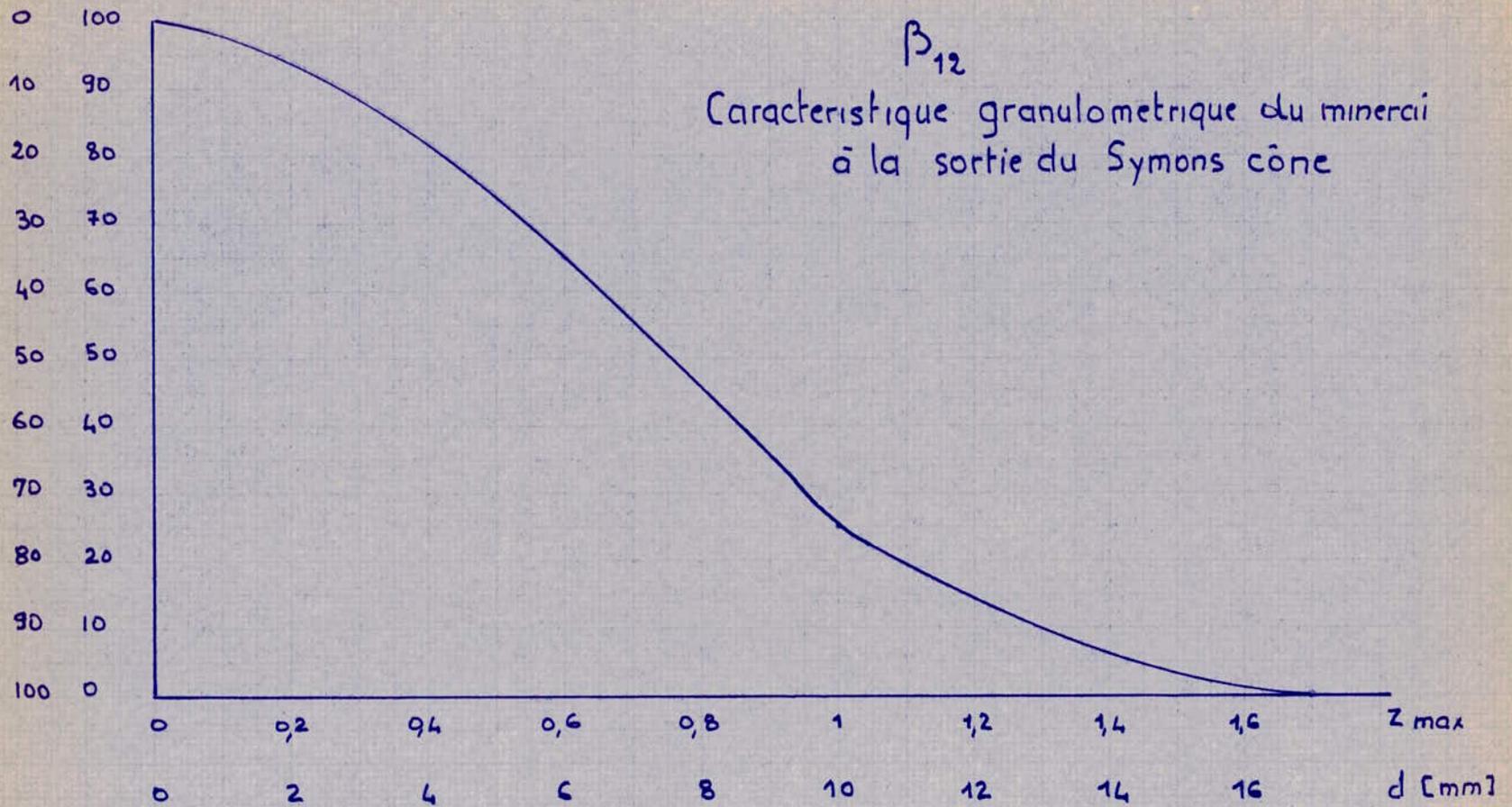


β_8

Caractéristique granulométrique
du minerai concassé dans
un concasseur giratoire
à cône normal







1er étage : $S_1 = 4,8$; $D_{\max} = 1200$ mm ; $D_{1 \max} = 250$ mm — 55 —

2e étage : $S_2 = 3,38$; $d_{2\max} = 74$ mm

3e étage : $S_3 = 7,4$; $d_{3\max} = 10$ mm

- Calcul des débits :

$$Q_1 = 386 \text{ t/h}$$

$$Q_2 = Q_1 \cdot \beta_1^{250-0} \cdot E_I$$

avec : β_1^{250-0} = pourcentage de la classe 250-0 dans le tout venant.
= 21 %

Et : E_I = Efficacité du premier crible.
= 60 %

$$Q_2 = 386 \cdot \frac{21}{100} \cdot \frac{60}{100} = 48,5 \text{ t/h}$$

$$Q_3 = Q_1 - Q_2 = 386 - 48,5 = \boxed{337,5 \text{ t/h} !}$$

$$Q_4 = Q_3 = 337,5 \text{ t/h}$$

$$Q_5 = Q_4 + Q_2 = 386 \text{ t/h}$$

$$Q_6 = Q_5 \cdot E_{II} \cdot \beta^{75-0}$$

avec : E_{II} = efficacité du 2e crible = $\frac{80}{100}$ =

$$\text{et : } B_5 = \beta_1 \cdot E_I + \frac{Q_4}{Q_5} \cdot B_4$$

$$\beta_5^{250-0} = 83,8 \%$$

$$\beta_5^{100-0} = 38,6 \%$$

$$\beta_5^{50-0} = 18,5 \%$$

on tire de la courbe ainsi tracée : $\beta_5^{74-0} = 28 \%$

on prendra $\beta_5^{74-0} = 71 \%$ donné par la courbe IRSID

et on se basera sur cette courbe pour le reste des calculs.

$$Q_6 = 386 \cdot \frac{80}{100} \cdot \frac{71}{100} = 220 \text{ t/h}$$

$$Q_7 = Q_5 - Q_6 = 386 - 220 = \boxed{166 \text{ t/h} !}$$

$$Q_8 = Q_7 = 166 \text{ t/h}$$

$$Q_9 = Q_7 + Q_8 = 386 \text{ t/h}$$

$$Q_{10} = Q_9 \cdot \beta_9^{10-0} \cdot E_{III}$$

avec : $\beta_9 = \beta_5 \cdot E_{II} + \frac{Q_8}{Q_9} \cdot \beta_8$ et $E_{III} = 85 \%$

$$\beta_9^{74-0} = 93,5 \%$$

$$\beta_9^{60-0} = 86,8 \%$$

$$B_9^{30-0} = 60,9 \%$$

de la courbe ainsi tracée on tire $B_9^{10-0} = 28 \%$

$$Q_{10} = 386 \cdot \frac{28}{100} \cdot \frac{85}{100} = 92 \text{ t/h}$$

$$Q_{11} = Q_9 - Q_{10} = 386 - 92 = \boxed{294 \text{ t/h}}$$

$$Q_{12} = Q_{11} = 294 \text{ t/h}$$

4-5-3 Choix des concasseurs :

* 1er étage :

Caracteristiques du concasseur à mâchoire choisi :

| Duverture en pouces | sortie en pouces | débit en t/h | Puissance en C.V | vitesse de rotation en tr/min | poids en livres |
|---------------------|------------------|--------------|------------------|-------------------------------|-----------------|
| 48 X 60 | 10 | 450 | 180 | 120 | 250 000 |

$$Q = Q_{\text{catalogue}} \cdot K_T \cdot K_n \cdot K_e \quad (T/H)$$

$$Q = 450 \cdot 1,03 \cdot 1,04 \cdot 1 = 480 \text{ t/h ?}$$

1 concasseur

* 2e étage :

Caracteristiques du concasseur giratoire Bulldog Traylor - 14 - type 16 choisi

| Duverture en pouces | Sortie en pouces | débit en t/h | Puissance en C.V | Vitesse de rotation en tr/min | Poids en livres |
|---------------------|------------------|--------------|------------------|-------------------------------|-----------------|
| 14 X 55 | 3 1/2 | 95 | 75 | 365 | 395 00 |
| | 2/3/4 | 60 | | | |

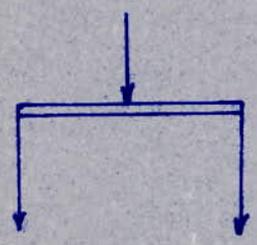
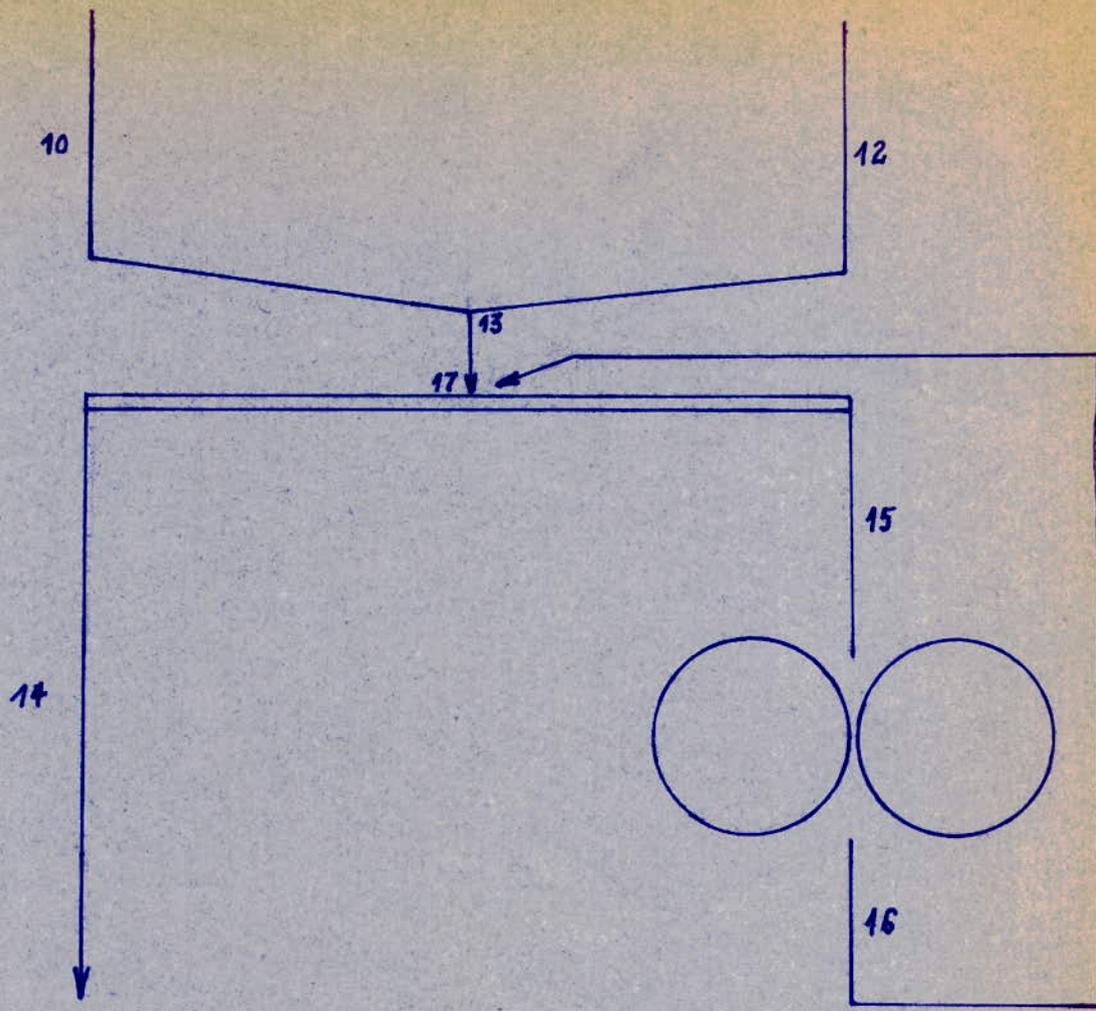
$$Q = 85 \cdot 1,03 \cdot 1,04 \cdot 1 = 91 \text{ t/h}$$

$$\text{nombre de concasseurs} = \frac{166}{91} = \underline{\underline{2 \text{ concasseurs}}}$$

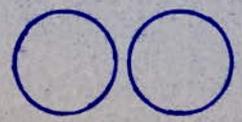
* 3 eme étage :

Caracteristique du Symmons Cône choisi :

| Production en t/h | Ecartement de sortie en mm | Puissance en C.V | Vitesse de rotation en tr/min | Poids en Kg |
|-------------------|----------------------------|------------------|-------------------------------|-------------|
| 98 | 10 | 90 | 485 | 16 250 |



criblage



concasseur à cylindres

$$Q_{10} = 92 \text{ t/h}$$

$$Q_{12} = 294 \text{ t/h}$$

$$Q_{13} = 386 \text{ t/h}$$

$$Q_{14} = 386 \text{ t/h}$$

$$Q_{15} = 370,5 \text{ t/h}$$

$$Q_{16} = 310,5 \text{ t/h}$$

$$Q_{17} = 696,5 \text{ t/h}$$

concassage finisseur

$$Q = 98. 1,03. 1,04. 1 = 105 \text{ t/h}$$

$$\text{Nombre de concasseurs} = \frac{294}{105} = \underline{\underline{3 \text{ concasseurs}}}$$

4-5-2 Calcul du schéma de broyage

La production de fines étant très nuisible à la séparation magnétique à sec, nous avons préféré utiliser des concasseurs à cylindres au lieu des broyeurs.

angle de prise $n = 11 \%$

Calcul du diamètre des cylindres

$$\cos \frac{n}{2} = \frac{D+S}{D+D}$$

avec : $S =$ écartement des cylindres
 $D =$ grosseur des grains à l'alimentation

$$\cos \frac{11^\circ}{2} = \frac{D+3}{D+D} = D = 1400 \text{ mm}$$

Calcul du débit d'1 concasseur :

$$Q = \text{I.I.D. N. 60. L.S}$$

avec :

$D =$ diamètre des cylindres = 1400 mm

$N =$ Vitesse de rotation des cylindres = 40 tours/min

$L =$ longueur des cylindres = 1200 mm

$S =$ écartement des cylindres = 3 mm

$$Q = 3,14. 1,400. 40. 60. 1,200. 0,003 = 37,2 \text{ t/h}$$

Calcul du débit alimentant les concasseurs :

Nous n'allons pas faire le calcul par la méthode classique (trop approximative à cause de la non utilisation des échelles semi-logarithmiques)

Nous allons nous baser principalement sur l'analyse granulométrique IRSID de la production actuelle du concasseur de l'Ouenza.

En, effet, cette analyse montre que la classe - 3 mm produite par le concasseur à mâchoire représente 19 % du débit total.

Nous pouvons estimer également que les concasseurs giratoires du 2e étage et symons cône du 3e étage produiraient 11 % seulement du tonnage total, étant donné que les débits les traversant sont plus faibles que celui traversant le concasseur à mâchoire et les blocs les alimentant sont de plus en plus durs (nous avons déjà signalé cette particularité du minerai de l'Ouenza et la courbe de broyabilité en témoigne).

D'où le débit alimentant le concasseur à cylindres ("charge circulante" non-comprise):

$$Q = 386. (70 \%) = 270 \text{ t/h.}$$

La littérature indique: que les cylindres du concasseur cèdent à environ 15 % des grains de dimensions supérieures aux dimensions requises.

D'où la charge circulante".

$$Q_c = 270 (17 \%) = 4,05 \text{ t/h}$$

on tire alors le débit total

$$Q_t = 270 + 4,05 = 310,5 \text{ t/h}$$

$$\text{Nombre de concasseurs} = \frac{310,5}{37,2} = \underline{\underline{9 \text{ concasseurs}}}$$

4-4-3 Calcul des séparateurs magnétiques :

- débit total des séparateurs du 1er étage :

$$Q_1 = (\text{débit de l'usine}) - (\text{débit de la classe } - 3 \text{ mm éliminé lors de la concentration primaire}) + (\text{débit des mixtes de retour}) - (\text{débit de la classe } - 0,125 \text{ mm})$$

$$Q_1 = [386] - [30\% \cdot 386] + \left[\left(\frac{426,25}{2500} \right) \cdot 386 \right] - \left[\left(\frac{477}{2500} \right) \cdot 386 \right]$$

$$\underline{Q_1 = 275,5 \text{ t/h}}$$

- débit total des séparateurs du 2e étage :

$$Q_2 = (\text{débit du 1er étage}) - (\text{débit des sterites éliminés})$$

$$Q_2 = [275,5] - \left[\left(\frac{160}{2500} \right) \cdot 386 \right]$$

$$\underline{Q_2 = 251 \text{ t/h}}$$

- débit total des séparateurs du 3e étage

$$Q_3 = (\text{débit des mixtes})$$

$$Q_3 = 386 \cdot \left(\frac{482}{2500} \right)$$

$$\underline{Q_3 = 74,5 \text{ t/h}}$$

- débit total des séparateurs du 4e étage :

$$Q_4 = \text{débit des sterites produits aux étages précédents}$$

$$Q_4 = 386 \cdot \left(\frac{371}{2500} \right)$$

$$\underline{Q_4 = 57 \text{ t/h}}$$

Séparateurs du 1er étage

| Classes | Calcul des débits par classe | Nombre de séparateurs | débits des séparateurs |
|-------------------|---------------------------------------------------|-----------------------|------------------------|
| + 1,25 | $275,5 \cdot \frac{700}{2500} = 92 \text{ t/h}$ | 4 | 25 |
| - 1,25 ; + 0,80 | $275,5 \cdot \frac{350}{2500} = 46 \text{ t/h}$ | 2 | 25 |
| - 0,80 ; + 0,63 | $275,5 \cdot \frac{250}{2500} = 33 \text{ t/h}$ | 2 | 20 |
| - 0,63 ; + 0,500 | $275,5 \cdot \frac{280}{2500} = 37 \text{ t/h}$ | 2 | 20 |
| - 0,500 ; + 0,315 | $275,5 \cdot \frac{175}{2500} = 23 \text{ t/h}$ | 1 | 25 |
| - 0,315 ; + 0,250 | $275,5 \cdot \frac{119}{2500} = 15,5 \text{ t/h}$ | 1 | 20 |
| - 0,250 ; + 0,125 | $275,5 \cdot \frac{220}{2500} = 29 \text{ t/h}$ | 2 | 15 |

Séparateurs du 2e étage

| Classes | Calcul des débits par classe | Nombre de séparateurs | débits des séparateurs |
|-----------------|-------------------------------------------------|--------------------------|---------------------------|
| + 1,25 | $\frac{251}{275,5} \cdot 92 = 83,5 \text{ t/h}$ | 4 | 25 |
| - 1,25; + 0,63 | $\frac{251}{275,5} \cdot 46 = 42 \text{ t/h}$ | 2 | 25 |
| -0,800; + 0,63 | $\frac{251}{275,5} \cdot 33 = 30 \text{ t/h}$ | 2 | 15 |
| 0,63; + 0,500 | $\frac{251}{275,5} \cdot 37 = 34 \text{ T/h}$ | 2 | 20 |
| -0,500; + 0,315 | $\frac{251}{275,5} \cdot 23 = 21 \text{ t/h}$ | 1 | 25 |
| -0,315; +0,250 | $\frac{251}{275,5} \cdot 15,5 = 14 \text{ t/h}$ | 1 | 15 |
| -0,250; +0,125 | $\frac{251}{275,5} \cdot 29 = 26,5 \text{ t/h}$ | 2 | 15 |

Séparateurs du 3e étage

| Classes | Calcul des débits par classe | Nombre de séparateurs | débits des séparateurs |
|-----------------|------------------------------------------------|-----------------------|------------------------|
| + 1,25 | $\frac{74,5}{251} \cdot 83,5 = 25 \text{ t/h}$ | 1 | 25 |
| -1,25; + 0,800 | $\frac{74,5}{251} \cdot 42 = 12,5 \text{ t/h}$ | 1 | 15 |
| -0,800; + 0,63 | $\frac{74,5}{251} \cdot 30 = 9 \text{ t/h}$ | 1 | 15 |
| - 0,63; + 0,500 | $\frac{74,5}{251} \cdot 34 = 10 \text{ t/h}$ | 1 | 15 |
| -0,500; +0,315 | $\frac{74,5}{251} \cdot 21 = 6 \text{ t/h}$ | 1 | 15 |
| -0,315; +0,250 | $\frac{74,5}{251} \cdot 14 = 4 \text{ t/h}$ | 1 | 15 |
| -0,250; + 0,125 | $\frac{74,5}{251} \cdot 26,5 = 8 \text{ t/h}$ | 1 | 15 |

- Pour le 4e étage 2 séparateurs à 15 t/h sont suffisants.
- Nombre total des séparateurs = 37
- choix des séparateurs :

Le même séparateur sera utilisé. Ses caractéristiques techniques sont les suivantes :

grosseur de l'alimentation : 6 - 0 mm

débit : 15 à 25 t/h

poids : 6450 Kgs

largeur de la couche d'alimentation : 1 m

Vitesse de rotation : 0,5 à 1 m/s

Puissance servant à la production du champ : 5Kw

Puissance motrice : 3,4 Kw

- Le débit du séparateur est donné par la formule :

$$Q = 0,6 \cdot \pi \cdot \beta \cdot B \cdot V \cdot \frac{d_2 - d_1}{\ln \frac{d_2}{d_1}}$$

ou :

Q [t/h] = débit

β [t/m³] = poids spécifique

B [m] = largeur de la couche d'alimentation

V [m/s] = vitesse de rotation du galet

d_1 = diamètre maximum à l'alimentation

d_2 = diamètre maximum à l'alimentation

n = nombre de couches de grains

= 3 pour la classe 3 - 0

= 3,5 pour la classe 2 - 0

= 6 pour la classe 1 - 0

Nous avons donc la possibilité de jouer sur B, V, n pour fixer le débit à la valeur voulue.

4-5- RENTABILITE DE L'ENRICHISSEMENT

4-5-1 Analyse chimique du concentré, du stérile et du t.v.

| Désignations | % Fe | % CaO | % SiO ₂ |
|---------------|------|-------|--------------------|
| Tout - venant | 50,5 | 7,2 | 4,6 |
| Concentré | 55,5 | 4,5 | 3,1 |
| Stérile | 10 | 30,5 | 18 |

NB : Nous ne garantissons pas la méthode de dosage de CaO.

4-5-2 Importance de l'indice de basicité dans l'élaboration de la fonte :

Le haut fourneau est un appareil d'élaboration continue de la fonte ; le réducteur CO et l'énergie thermique sont fournis par la combustion du coke dans l'air préchauffé.

Or le coke et un combustible qui coûte cher : son prix pèse fortement et c'est pourquoi nous voulons diminuer la mise au mille au minimum.

Cette mise au mille est proportionnelle à l'indice de basicité.

Dans un haut fourneau on ajuste donc le rapport $i = \frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}$ en ajoutant un matériau pour amener le laitier à la constitution

Le diagramme donnant pour le ternaire SiO_2 , CaO , Al_2O_3 la température de fusion du laitier, montre qu'il y a deux minima qui se situent aux environs de : $i = 1,285$.

4-5-3 Calcul du lit de fusion :

Calculer le lit de fusion, d'est déterminer la quantité de fondant de telle façon que l'indice de basicité i soit égal à 1,02 (indice utilisé à El Hadjar) .

Ces calculs se font à l'aide de la formule :

$$i = \frac{\sqrt{x \cdot (\text{CaO})_x} + \sqrt{M \cdot (\text{CaO})_c} - \sqrt{P \cdot (\text{CaO})_p}}{\sqrt{x \cdot (\text{SiO}_2)_x} + \sqrt{M \cdot (\text{SiO}_2)_c} - \sqrt{P \cdot (\text{SiO}_2)_p} + \sqrt{Q \cdot (\text{SiO}_2)_q} - 100 \cdot \text{Si}}$$

avec :

- x : poids du minerai nécessaire à l'élaboration d'une tonne de fonte.
- $(\text{CaO})_x$: teneur en chaux du minerai
- $(\text{SiO}_2)_x$: teneur en silice du minerai
- M : mise au mille du coke
- $(\text{CaO})_c$: teneur en chaux du coke
- $(\text{SiO}_2)_c$: teneur en silice du coke
- P : poids de poussières dégagées par tonne de fonte
- $(\text{CaO})_p$: teneur en chaux des poussières
- $(\text{SiO}_2)_p$: teneur en silice des poussières
- Si : teneur en Si de la fonte
- Q : poids de quartzites ajoutées
- $(\text{SiO}_2)_q$: teneur en silice des quartzites

--- Calcul du lit de fusion du tout-venant:

- x : 1830
- $(\text{CaO})_x$: 7,2
- $(\text{SiO}_2)_x$: 4,6
- M : 480
- $(\text{CaO})_c$: 1
- $(\text{SiO}_2)_c$: 4
- P : 80
- $(\text{CaO})_p$: 11
- $(\text{SiO}_2)_p$: 11
- Si : 1,5
- $(\text{SiO}_2)_q$: 95

$$I,02 = \frac{1830 \cdot 7,2 + 480 \cdot 1 - 80 \cdot 11}{1830 \cdot 4,6 + 480 \cdot 4 - 80 \cdot 11 - 100 \cdot 1,5 + Q \cdot 95}$$

D'où Q = 42 Kg

--- Calcul du lit de fusion du minerais enrichi:

$$\begin{aligned}
 x &= 1660 \\
 (\text{CaO})_x &= 4,5 \\
 (\text{SiO}_2)_x &= 3,1 \\
 M &= 435 \\
 (\text{CaO})_c &= 1 \\
 (\text{SiO}_2)_c &= 4 \\
 P &= 80 \\
 (\text{CaO})_p &= 11 \\
 (\text{SiO}_2)_p &= 11 \\
 \text{Si} &= 1,5 \\
 (\text{SiO}_2)_q &= 95
 \end{aligned}$$

$$I_{,02} = \frac{1660 \cdot 4,5 + 435 \cdot 1 - 80 \cdot 11}{1660 \cdot 3,1 + 435 \cdot 4 - 80 \cdot 10 - 100 \cdot 1,5 + R \cdot 95}$$

D'où : R = 10,2 Kg

4-5-4 Economies de coke réalisées par l'enrichissement:

La mise au mille actuelle pratiquée à l'usine sidérurgique d'El Hadjar est de 480 kgs de coke par tonne de fonte produite .

Les masses à fondre sont actuellement de 1870 kgs/t de fonte dont 1330 kgs de minerais et 40 kgs de quartzites (théoriquement) .

Après enrichissement , les masses à fondre ne seraient que de 1670 kgs dont 1660 kgs de minerais et 10 kgs de quartzites .

La mise au mille s'abaisserait approximativement à :

$$480 ; \frac{1670}{1870} = 428 \text{ kgs / t de fonte .}$$

On réaliserait ainsi une économie de 52 kgs de coke par tonne de fonte produite ou 27,8 par tonne de minerais brut.

$$\text{Soit : } 27,8 \cdot 0,35 \text{ DA} = \underline{\underline{9,73 \text{ DA / t. de minerais brut/}}}$$

4-5-5 Coût de l'enrichissement:

ooOoo Coût de la fragmentation:

= Energie:

| Désignations | Nombre | Puissance [KW/ | Consommation KWH/ jour |
|----------------------------|--------|-------------------|---------------------------|
| Concasseur 1er étage | 1 | 133 | 1850 |
| Concasseurs 2ème étage | 2 | 110 | 1540 |
| Concasseurs 3ème étage | 3 | 200 | 2800 |
| Concasseurs à cylindres | 9 | 180 | 2520 |

consommation journalière totale : 9110 KWH/J

soit : $9110/5400 = 1,68$ KWH/T ou $1,68 \cdot 0,15$ DA = 0,25 DA/T

= Main d'oeuvre :

Son coût est le même que la force motrice (d'après H. Havre p 209) soit : 0,25 DA / T

= Fournitures, lubrifiants, entretien :

Nous prendrons le double de la force motrice: 0,50 DA / T

// Coût de la fragmentation : 1 DA / T //

ooOoo Coût de la classification granulométrique:

Vu l'importance des opérations de classification granulométrique dans notre cas , nous choisirons un matériel à efficacité élevée La fréquence de ces opérations pèserait lourdement sur le prix de revient, et son coût s'élèverait à :

// 0,800 DA par tonne //

4-5-6 ² Calcul des bénéfices:

00000

Calcul du bénéfice non-actualisé:

- Bénéfice annuel réalisé:

$$300 \text{ j} \cdot 5400 \text{ t/j} \cdot (9,73 - 4,39) = \underline{865080000 \text{ DA/an}}$$

- Bénéfice total réalisé:

$$34\ 000\ 000 \cdot (9,73 - 4,39) = \underline{1815600000 \text{ DA}}$$

Calcul du bénéfice actualisé:

La technique d'actualisation permet de calculer le bénéfice annuel moyen de plusieurs bénéfices annuels que le bon sens ne suffit pas à classer les uns par rapport aux autres en raison du rythme différent des échéances .

$$I = \text{Investissements} = 34\ 000\ 000 \text{ t} \cdot 1,5 \text{ DA/t} = 51000000,00 \text{ DA}$$

$$B' = \text{bénéfice annuel (amortissements exclus)} \\ = 8650000,00 + 300 \text{ j} \cdot 5400 \text{ t/j} \cdot 1,5 \text{ DA/t} = 1\ 108\ 000\ 000,00 \text{ DA/an}$$

$$B_{ta} = \text{bénéfice total actualisé} \\ = - I + \frac{B'}{r} = - 51000000,00 + \frac{1\ 108\ 000\ 000,00}{0,10} = \underline{5\ 980\ 000\ 000,00 \text{ DA}}$$

$$B_{aa} = \text{bénéfice annuel actualisé} \\ = \frac{B_{ta}}{n} = \frac{5\ 980\ 000\ 000,00}{21} = \underline{286\ 000\ 000,00 \text{ DA}}$$

A N N E X E

5- ETUDE DE LA FLOTTATION.-

5-1-1 CARACTERISTIQUES CRISTALLO-CHIMIQUES ET STRUCTURALES DE L'HEMATITE ET DE LA SIDEROSE.
LEUR ROLE DANS L'INTERACTION DE CES MINERAUX AVEC L'EAU ET LES REACTIFS AU COURS DE LA FLOTTATION :

La mise en exploitation de très grands gisements à fine cristallisation contenant les quantités considérables de minéraux ferrifères non-magnétiques ou faiblement magnétiques, centre de plus en plus l'intérêt sur le traitement des minerais de fer par flottation.

D'une grande importance sur l'évaluation de la flottabilité des minéraux d'après leur capacité d'adsorption vis-à-vis de l'eau et des réactifs de flottation, sont les propriétés cristallo-chimiques du minéral, la distribution des charges sur sa surface (y compris les signes et les valeurs de ces charges), et enfin l'arrangement des différentes couches d'atomes ou d'ions dans la maille élémentaire.

L'Hématite : Fe_2O_3

Les éléments structuraux sont des anions O et des cations Fe elle ne présente pas de clivage net elle se caractérise par une symétrie rhomboédrique

La Sidérose : $FeCO_3$

Elle possède un clivage parfait rhomboédrique

Dans la sidérose les anions sont placés sur la couche externe l'accès aux cations fer, est dans une certaine mesure, plus difficile que l'accès aux anions.

Les charges électrostatiques sur la surface sont distribuées très régulièrement. La valeur des charges incompensées (à la surface) est faible (égale pour tous les cations et anions) et s'établit à $+1/3$ et $-1/3$.

----- Dans l'hématite la distribution des charges sur la surface est plus uniforme. D'une importance capitale pour l'adsorption par le minerai d'ions variés venant de la solution (en premier lieu ions collecteurs) sont :

l'accessibilité d'une surface aussi grande que possible aux ions adsorbants et le nombre d'ions capables de s'adsorber par unité de surface minérale : Exemple : décompte du nombre possible de cations de fer par 1000 Å² accessibles aux collecteurs anioniques carboxylés : données moyennes :

pour la magnétite : 96
pour l'hématite : 144

Ces données sont intéressantes, puisqu'elles montrent que les chances qu'ont des anions (y compris les anions collecteurs) de s'adsorber sont une fois et demi plus fortes sur l'hématite que sur la magnétite.

Charge moyenne incompensée d'un cation de fer dans l'hématite : + 0,67 bien que dans la plupart des cas, les cations fer de l'hématite soient masqués, dans une certaine mesure, par les anions oxygène, et soient situés un peu au-dessous de la couche externe occupée par ces derniers, les espaces entre ions oxygène sont assez grands pour permettre l'accès des collecteurs carboxylés aux cations fer.

Une des propriétés essentielles des oxydes et hydroxydes est leur cristallisation en réseaux présentant des liaisons ioniques entre éléments structuraux.

Ces minéraux contiennent des cations qui forment des bases faibles ainsi que des O⁻ et OH⁻.

La nature ionique des forces liant les cations et les anions dans le réseau, ainsi que la présence de forces saturées de ce type sur leur surface externe, implique la possibilité pour les minéraux de réagir mutuellement avec les dipôles de l'eau et de former des couches d'hydrate stable, cela explique en outre la nature nettement hydrophile des oxydes et des hydroxydes de fer.

Pour la plupart des oxydes et des hydroxydes, les ions H⁺ et OH⁻ ont un rôle déterminant sur l'état électrique ceci a probablement une incidence importante sur l'influence des variations de pH vis-à-vis de la flottation des minéraux ferrifères.

5-1-2 LES REACTIFS CARBOXYLES ET LA FLOTTATION DES MINERAUX FERRIFERES AGENTS COLLECTEURS DANS LA FLOTTATION DIRECTE.

Les seuls collecteurs valables pour les minéraux ferrifères que l'on puisse actuellement citer sont les savons et les acides carboxylés. Cela rend nécessaire lorsque l'on flotte des minerais de fer, d'employer des modificateurs particuliers pour déprimer les minéraux de la gangue.

On a pu démontrer que en règle générale avec les collecteurs carboxylés les oxydes de fer sont plus faciles à flotter que les hydroxydes la sidérose occupant une place intermédiaire.

Propriétés des réactifs carboxylés

- Dissous dans l'eau les savons carboxylés (en particulier l'oléate de sodium) forment un système complexe (anions, cations, molécules et micelles)

consommation d'oléate : 0,5 Kg/t

- les acides valérique et caproïque sont de faibles collecteurs

- L'acide caprylique (1,3-1,7 Kg/t) donne une récupération complète

- les collecteurs de type oxhydryle sont également intéressants

- l'effet hydrophobisant des collecteurs sulphohydriliques est supérieur à celui des acides carboxylés et leurs savons (cela est dû essentiellement à la présence dans les carboxylés du groupe C=O fortement hydratant)

- Les acides carboxylés insaturés et leurs savons sont plus actifs que les composés saturés correspondants (diminution d'hydrolyse, de micelles...)

- Le TALL OIL c'est un mélange d'acides gras (palmitique oléique linoléique stéarique sulfo-oléique)

et d'acides résiniques : abiétique ricinoléique

les émulsions de tall oil dans le fuel oil sont efficaces

(80 % tall oil + 20 % huile de poisson) consommation (230-280 g/t)

- Laurylsaroside $C_{11}H_{23}-CO-N-CH_2-COOH$

= acide laurique + sarcosine $CH_3-NH-CH_2-COOH$

recommandé pour les limonites

- les acides en C₁₃ à C₁₈ sont des collecteurs actifs: ce sont des

iso-acides

Huile de Vétluga

Sous-produit de l'industrie du bois, est plus efficace que le Tall oil.

Aryl-alkyl-sulfonate :

Sous-produit du pétrole, mélangé à du fuel en milieu acide, il est très utilisé aux U.S.A

Déprimants de la gangue dans la flottation directe :

- silicate de sodium à faible concentration
- mélange de silicate de sodium et de sulfate d'aluminium 250 g/t.

Valeur Optimale du pH pour la flottation directe des minerais de fer.-

Il a été démontré par de nombreux chercheurs que l'hématite abaisse considérablement le pH.

Cette propriété ne facilite pas l'adsorption des anions collecteurs Ils sont en compétition avec les OH^- et doivent se battre pour obtenir une place sur la surface du minéral.

Par conséquent un circuit acide est plus favorable qu'un circuit basique, l'action déprimante des cations et du silicate de sodium sur les minerais ferrifères est plus faibles en circuit acide et plus marquée en circuit alcalin.

En outre l'activation du Qz et des silicates par les ions de fer et calcium est minimum en circuit acide.

5-1-3 FLOTTATION INVERSE

Flottation anionique inverse :

Elle utilise les mêmes collecteurs que la flottation directe, des déprimants des oxydes de fer (CaO - Amidon sodé) et on travaille en milieu alcalin.

Flottation cationique inverse :

Elle utilise des collecteurs cationiques :

- acétate de 9- octadécérylamine
 - "- de stéarylamine
 - mélange de chlorures d'amine en C_{12} à C_{15}
- (réactif IM II).

5-2 Résultats des essais

5-2-1 Flottation directe:

Nous ne disposons au laboratoire d'aucun collecteur nous permettant d'essayer cette méthode mais nous pouvons avancer l'hypothèse suivante: Le minerai de fer de l'Ouenza est très tendre, la production excessive de schlamms gênerait énormément la flottation et leur élimination éventuelle par cyclonage entraînerait beaucoup de pertes.

5-2-2 Flottation anionique inverse:

Puisqu'elle utilise les mêmes collecteurs que la flottation directe nous n'avons pas pu l'essayer

5-2-3 Flottation cationique inverse:

En utilisant l'acétate d'amine comme collecteur, de l'amidon sodé comme déprimant des minéraux ferrifères, nous avons pu flotter la gangue en milieu fortement alcalin en ajoutant de la soude concentrée. Le rendement très bas (30%) et les consommations de réactifs exagérément élevées nous ont obligé à abandonner les essais.

5-2-4 Conclusion:

Pour le moment une flottation éventuelle ne serait intéressante que pour récupérer le fer contenu dans les stériles.

BIBLIOGRAPHIE

Revue de l'Industrie Minerale :

6e congrès international :

articles de : JOY, WATSON, GLEMBOTSKY, DURAND,
GAUTHIER, GUYOT, KLASSEN, KROKHIN, DAHLEM,
SOLLENBERGER, BOUCRAUT, KOSKAS ET MICHARD sur la
flottation et le grillage magnétisant.

Numéros 5/69, 4/69, 4/56

articles de BULLET, HENCL, IVANIER ET PLAKSINE
sur la séparation magnétique.

Handbook of mineral dressing (TAGGART)

Extraction et traitement des minerais pauvres en Europe

Préparation mécanique et concentration des minerais (HAVRE)

Cours de traitement des minerais

dispensés à l'ENPA par MM. ARAB, MAHMALDJI et ANANE.

