



Sectia Paleontologie

INSTITUTUL GEOLOGIC
STUDII TEHNICE ȘI ECONOMICE

SERIA B

Prepararea minereurilor

Nr. 47

ESSAIS DE LABORATOIRE
EN VUE DE LA DÉTERMINATION
DES POSSIBILITÉS DE VALORISATION
D'UN MINERAI DE FER PAUVRE

PAR

MARIELLA-IOANA GEORGESCU



BUCUREȘTI
1970



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României



INSTITUTUL GEOLOGIC
STUDII TEHNICE ȘI ECONOMICE

SERIA B

Prepararea minereurilor

Nr. 47

ÎNCERCĂRI DE LABORATOR
PRIVIND DETERMINAREA
POSIBILITĂȚILOR DE VALORIFICARE
A UNUI MINEREU SĂRAC DE FIER

DE

MARIELLA-IOANA GEORGESCU

BUCUREȘTI
1970



Institutul Geologic al României

INSTITUT GÉOLOGIQUE
ÉTUDES TECHNIQUES ET ÉCONOMIQUES

SÉRIE B

Préparation de minerais

Nº 47

ESSAIS DE LABORATOIRE
EN VUE DE LA DÉTERMINATION
DES POSSIBILITÉS DE VALORISATION
D'UN MINÉRAI DE FER PAUVRE

PAR

MARIELLA-IOANA GEORGESCU

BUCAREST
1970



Institutul Geologic al României

ABRÉVIATIONS EMPLOYÉES DANS CET OUVRAGE

S.M.H.I.	Séparation magnétique à haute intensité de champs
S.M.B.I.	Séparation magnétique à basse intensité de champs
Fe %	Teneur en fer
V %	Teneur en vanadium
v %	Rendement en poids
v _t %	Rendement en poids total
v _{op} %	Rendement en poids de l'opération
m %	Rendement en fer
m _t %	Rendement en fer total
m _{op} %	Rendement en fer de l'opération
m _v %	Rendement en vanadium
m _{vt} %	Rendement en vanadium total
m _{vop}	Rendement en vanadium de l'opération
rep.	Repère ...
PAF	Perte au feu



TABLE DES MATIÈRES

	Page
Abstract	7
Avant propos	8
I. Introduction	8
II. Fiche du gite Căpușul Mic	9
III. Étude du minerai de Căpuș-Nord	14
IV. Définition du minerai	23
V. Essais d'enrichissement déjà effectués et définition du problème	24
VI. Compte rendu des travaux	26
VII. Discussion des premiers résultats. Conclusions préliminaires	53
VIII. Essais de vérification des conclusions préliminaires	59
IX. Bilan métallurgique. Possibilités de travail à l'échelle industrielle	81
Notice descriptive concernant l'exploseur à circuits tampon	85
X. Le vanadium	90
XI. Conclusions générales	93
Bibliographie	106
Résumé	109





ESSAIS DE LABORATOIRE EN VUE DE LA DÉTERMINATION DES POSSIBILITÉS DE VALORISATION D'UN MINÉRAI DE FER PAUVRE ¹

PAR

MARIELLA-IOANA GEORGESCU

Abstract

Laboratory Research Work for Finding out the Means for Making Profitable a Poor Iron Ore. It is concerning an iron ore deposit from Căpușul Mic, a place situated on the border of the Transylvanian Basin at approximately 15 miles west of the town of Cluj. This area lies under the form of a maximum 30 feet thick layer, intercalated in the marine deposits of Lutetian age and composed of 1/8'' to 1/4'' limonite oolites, which are included in a complex cement consisting of calcite, quartz, glauconite, feldspar, siderite, etc. The deposit consists of a poor ore, very silicious, phosphorous, without sulphur or manganese and with an average content in a 220 pound weight sample, of 22, 9% Fe and 0,028% V, having a basic value of $\text{CaO\%/SiO}_2\%$ of 0,4—0,5. The preliminary research work and the study of the ore proved that the oolites have a higher iron content, whose average is comprised within 40 to 52% Fe, exceptionally being over 60%. There has also been found a variable rate of pseudo-oolites in which a quartz or carbonate nucleus is enclosed into a wrapper of limonite. The cement and the heterogeneous ore are impregnated with fine limonite. The cement is generally more friable than the oolites, but the oolites with high content of iron ore are very friable too. By checking up the preliminary conclusions we found several different ways of ore dressing, by which it is possible to extract with the aid of easy and inexpensive methods, concentrates containing over 40% Fe and with an output of more than 80%, as compared to the metal obtained from the initial sample. The most interesting laboratory method we found, prescribes the sorting out, under water, of the ore starting with 11/2'' and milling carefully in 5 stages of the fraction over 2 1/2⁹⁹, removing at the same time the fraction under 7/8''. The fractions of $-21/2'' + 7/8''$, corresponding to oolite dimensions, are cumulating in the concentrate. By treatment of the concentrate and the last refuse through a magnetic separator, we obtain a substantial enrichment. A second and more easy way, suitable for a pilot plant and for the industry too

¹ Thèse de doctorat présentée le 25 Juin 1963 à la Faculté des Sciences de Paris.



and consisting of magnetic preparation, is giving interesting results. An interesting enrichment is also obtainable by treating the concentrate on jigging tables. The content of V is bound to iron and especially to ferrous iron.

AVANT-PROPOS

Je désire commencer le présent ouvrage en remerciant M. le professeur P. Routhier d'avoir bien voulu m'accorder sa confiance, en m'autorisant à m'inscrire à la Faculté des Sciences de Paris, en vue de la soutenance de la présente thèse.

Je témoigne toute ma reconnaissance à M. le professeur J. Orcl, Membre de l'Institut, qui m'a encouragé à entreprendre ce travail.

Je témoigne toute ma gratitude à la Direction du Bureau de Recherches Géologiques et Minières et personnellement à M. le président Signard et à M. le professeur Guillemain, qui m'ont donné la possibilité d'exécuter les travaux de laboratoire. Je présente mes plus vifs remerciements au département Valorisation des Minerais et tout particulièrement à M. Grassaud, à son adjoint M. Cohen-Allore, ainsi qu'à M. Solety, qui pendant toute la durée des travaux ont bien voulu m'accorder leur aide et m'encourager.

Je remercie M. Javelle de l'IRSID, qui, par ses conseils avisés, m'a guidée dans mes recherches.

Je ne peux pas omettre de mentionner l'aide que j'ai reçue de la part de l'École Nationale Supérieure des Mines de Paris et notamment de Mr. Lafitte, ainsi que celle de la Société Minerais et Métaux et particulièrement de M. Testut.

Je témoigne ma gratitude au Comité d'État pour la Géologie de Bucarest, qui fut à l'origine du choix du sujet de cet ouvrage et j'adresse toute ma reconnaissance au Ministère des Mines de la République Socialiste de Roumanie, qui, pendant toute la durée de l'étude, m'a accordé une assistance constante.

Je remercie Mme. Sandrea-Deudon et M. Sandrea pour l'aide qu'ils m'ont apportée lors de la rédaction finale du présent ouvrage.

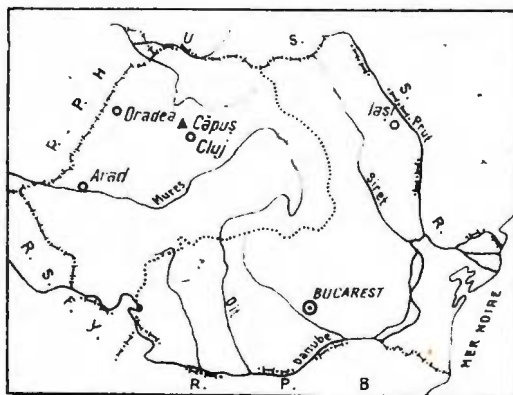
I. INTRODUCTION

Les travaux de prospection ont localisé sur le territoire de la République Socialiste de Roumanie un gîte de minerai de fer oolithique, dans



la zone périphérique du Bassin de la Transylvanie, dans la partie orientale des Carpates Occidentales (Monts Apuseni), plus précisément, sur le versant nord-est des Monts Gilău. Ce gîte a été appelé Căpușul Mic, d'après le nom de la rivière Căpuș qui divise ce gîte en deux secteurs : un secteur méridional, dans la région du pic Șatra, dénommé le gisement „Șatra”, actuellement en exploitation à ciel ouvert, et un secteur septen-

Fig. 1. — Emplacement du gisement Căpuș sur la carte de la République Socialiste de Roumanie.



trional, dénommé „Căpuș-Nord” entièrement prospecté, mais actuellement non-exploité. Ce gîte est situé à environ 25 km de la ville de Cluj (fig. 1^{re}). Pour présenter les caractères de ce gîte, nous avons suivi la typologie proposée par le professeur Routhier (1963), et avons essayé de remplir la fiche correspondante avec le maximum des données existantes.

II. FICHE DU GÎTE CĂPUȘUL MIC

CARACTÈRES DU GISEMENT

1. Minéralisation

Composition : hydroxydes de fer (limonite, goetite), sidérose, an-kérite, calcite, quartz, glauconie, chlorite, muscovite, argiles.

Texture : bancs compacts de minéral oolithique à grains ovoïdes de dimensions comprises entre 0,1 et 2 mm, cimentés par une gangue carbonatée, avec passages à des couches riches en glauconie.

Structure : les oolithes ont une structure à enveloppes concentriques, autour d'un noyau ferrique ou, quelquefois, autour d'un minéral exogène.



Présentation : dans les zones centrales, la couche ferrugineuse est la plus épaisse (jusqu'à 10 m) et le minerai est le plus riche en fer, tandis que latéralement l'épaisseur se réduit à 2—3 m, pour atteindre 0,5 m. Dans cette zone la teneur en fer baisse jusqu'à moins de 15% Fe, pour passer à des grès glauconieux. Le minerai est friable.

2. Altération superficielle

Dans les conditions de surface le minerai s'effrite, se lève, se mélange aux dépôts superficiels, ou passe dans les sols.

3. Composition chimique et teneur en minerai

L'analyse moyenne du minerai (A) sur sec dans le secteur sud (Şatra) (Martiniuc, 1961) et (B) l'analyse chimique dans la partie septentrionale (Căpuş-Nord) présente des teneurs variant entre les limites suivantes (sur sec) :

Composants chimiques	A %	B %
Fe total	31,7	22—25
SiO ₂	9,5	25—28
CaO	18,0	12—14
MgO	1,4	3—4
Mn	traces	traces
TiO ₂	0,17	0—0,14
Al ₂ O ₃	2,8	3—4
P	0,13	0,33—0,34
V	0,1	0,02—0,03
As	traces	—
Perte au feu	21,5 (900°C)	16,32—16,36 (900°C)

4. Côté économique

On estime que les réserves atteignent, pour l'ensemble du gîte, plusieurs dizaines de millions de tonnes (Martiniuc, 1961).

CARACTÈRES DE L'ENVELOPPE

5. Lithologie des roches encaissantes

Le gisement se place dans un ensemble de sédiments marins déposés au voisinage du rivage, à faible profondeur (Martiniuc, 1961).



Après un conglomérat marno-gréseux de transgression sur un substratum métamorphique, suit une alternance de calcaires marno-gréseux, argiles rubannées et gypse, d'une épaisseur allant jusqu'à 200 m. Cet ensemble est surmonté par une couche de calcaire gréseux à grandes huîtres comportant, à sa partie supérieure, la couche de minerai de fer oolithique. Un banc de calcaire gréseux à *Nummulites* et, enfin, des calcaires marneux terminent la série (fig. 2).

6. Forme du gisement en liaison avec les structures des roches encaissantes

Les roches métamorphiques de la partie Sud, qui constituent le substratum, sont représentées par des roches épimétamorphiques (schistes sériciteux, argileux et graphiteux) et mésométamorphiques (amphibolites, micaschistes) accompagnées de pegmatites.

Dans la partie Nord elles ont été recouvertes par des dépôts sénoniens (grès alternant avec des conglomérats, argiles et calcaires) et éocènes (argiles rubannées, calcaires à *Nummulites perforatus*, marnes et calcaires à *Velates* et *Corbula*, marnes à huîtres, marnes grises et calcaires recouverts de marnes à *Nummulites fabianii*) de faciès marin-lagunaire, transgressif — de petite profondeur.

Les dépôts sénoniens et éocènes sont assez faiblement ondulés, plongeant en général vers la direction N-E de 5° à 8°. Rarement, à l'approche de la limite des schistes cristallins, le pendage peut atteindre 15° à 20°. La couche de minerai est parfaitement intercalée et n'a pas souffert d'accidents structuraux.

7. Roches plutoniques et volcaniques proches

Dans la région avoisinante, on trouve de petites cheminées d'andésites et rhyolites néogènes, qui ont transpercé l'Éocène et leurs tufs se sont intercalés tant dans l'Éocène que, et parfois même plus souvent, dans l'Oligocène. De même, à 25 km Ouest, sur la vallée de Drăgan et la vallée de Iad, se trouvent des massifs importants d'andésites et rhyolites, considérés comme appartenant à l'éruptif banatique.

8. Âge du gisement, critères de datation. Récapitulation

Le gisement qui s'intègre d'une façon concordante dans l'Éocène Moyen est, de l'avis de tous les géologues, d'âge Lutétien. Le massif



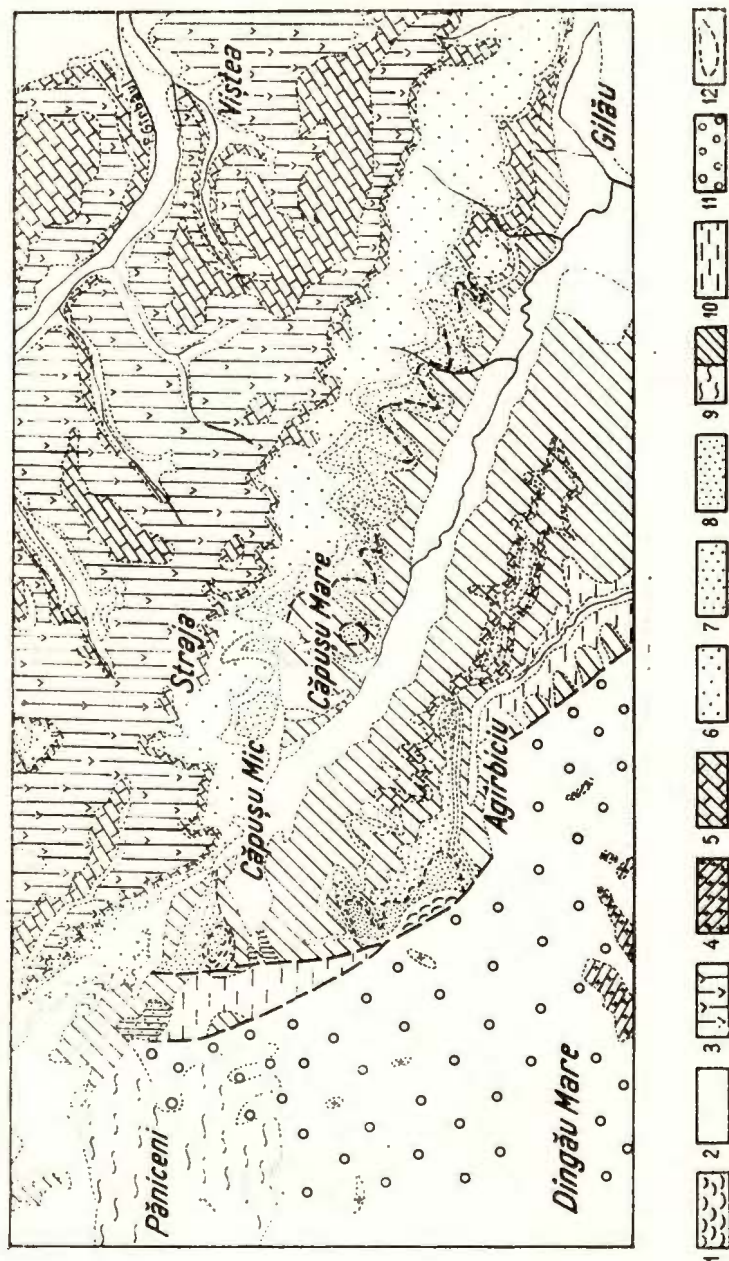


Fig. 2. — Géologie de la région Căpușu Mic (d'après G. h. Martinuc) (Revista Minelor XII/1961).

cristallin des Monts Apuseni (Carpates Occidentales) avec son noyau granitique a été exondé, probablement pendant le Crétacé moyen.

Les dépôts permians, triasiques, jurassiques et du Crétacé inférieur ont été, en grande partie, érodés.

Durant le Sénonien, sa partie périphérique a été recouverte par la mer et les mouvements laramiens ont affecté la région Ouest et Sud. Dans les parties Nord et Est on remarque des accidents cassants, quelquefois soulignés par du magmatisme banatitique. Suit la transgression éocène, après laquelle la mer se retire continuellement vers le Nord-Est et l'Est. Une érosion importante se manifeste dans la région avec formation de dépôts alluvionnaires, glissements, etc.

Durant l'Éocène-Oligocène et, probablement, aussi pendant le Néogène, ont eu lieu des éruptions, qui ont mis en place de petits massifs de rhyolites et d'andésites.

On rencontre des systèmes de failles dirigées NNW-SSE et E-W.

9. Dépôts comparables

Dans la zone Vlaha-Săvădisla, dans l'extension du gisement Căpușul Mic, on constate la présence des minéralisations ferrifères à env. 18% Fe, mais dont la majeure partie est comprise dans les glauconies altérées.

10. Hypothèses génétiques

Le gisement de fer oolithique de Căpușul Mic s'inscrit dans le cadre des dépôts chimiques et biochimiques, d'origine marine. On considère que le fer a été fourni par les dépôts latéritiques, formés aux dépens des schistes cristallins présents dans la région à la fin du Crétacé. En ce qui concerne le transport, une hypothèse plausible est la suivante :

Des quantités importantes d'humates et de bicarbonate de fer se sont formées par la désagrégation biogène des latérites. Elles ont été ensuite transportées dans la mer (dans des conditions réductrices). La précipitation du fer s'est produite par l'action bactérienne et de l'oxygène (en fonction de la distance du rivage). Dans des conditions éloignées du rivage et à des profondeurs assez grandes, le fer a précipité d'une façon successive sous forme d'oxydes et plus loin encore sous forme de glauconie. Ultérieurement, une partie des grains de glauconie est passée sous forme de limonité (Martiniuc, 1961).

Quoique tous les géologues soient d'accord en ce qui concerne l'origine sédimentaire de ce gisement et son caractère syngénétique, on



constate toutefois un certain nombre de points obscurs sur le processus de dissolution, de transport et de précipitation du fer, ainsi que sur les phénomènes diagénétiques.

De même que dans le cas des gisements limonitiques de Lorraine, la concentration du fer se situe ici au niveau des oolithes. Le ciment est beaucoup plus pauvre en fer et d'une constitution plus complexe et plus hétérogène.

En essayant de classer le gisement de Căpușul Mic d'après le „Tableau général des types de dépôts de fer” établi par le professeur Routhier (Les Gisements Métallifères, page 909), nous pouvons le situer dans le groupe des gisements : „Sédimentaires ou dans roches sédimentaires, sans relation avec des plutons”, à la rubrique 2 „Type oolithique (minette)”, au point b, sous-type „limonitique”. Dans l'extension latérale on remarque le passage vers le „Type sables glauconieux oxydés”.

III. ÉTUDE DU MINÉRAI DE CĂPUȘ-NORD

1. Étude minéralogique

Nous avons disposé de deux études microscopiques : une étude préliminaire reçue en même temps que l'échantillon pour essais, et portant sur l'ensemble du minerai ; une étude sur sections polies, effectuée au Service Minéralogie du B.R.G.M.

a) **Étude préliminaire** (communication personnelle du Min. des Mines). „Le minerai a l'aspect d'un grès à texture massive, de couleur gris-jaunâtre, constitué en proportion d'env. 40% par des oolithes englobés dans un ciment de faible résistance composé par des carbonates, des minéraux argileux, du quartz, du feldspath et de la glauconie. Le minerai contient de nombreux fragments de coquilles de Laméllibranches et de Gastéropodes. Sur cet échantillon on a, par ailleurs, observé, mais en faible quantité, des fragments de schistes argileux, du schiste micacé et du matériau sidéritique. Composition minéralogique sur l'ensemble du gisement :

	%
Hydroxydes de fer	36—42
Carbonates	25—30
Quartz	15—20
Feldspath	3—5
Glauconie	env. 1
Minéraux argileux	10—15
Séricite	moins 1



b) **Étude en sections polies** (effectuée au service minéralogique du B.R.G.M.). On peut distinguer essentiellement : de la limonite ou goethite isotrope (dite „stilpnosidélite”) qui forme les oolites, parfois on a deux types de gels dans la même oolithe, le centre de l'oolithe étant occupé par une variété plus réfléchissante et, semble-t-il, plus dense. Les deux types sont isotropes et doivent se distinguer l'un de l'autre par une teneur en H_2O plus ou moins importante. On ne rencontre pas de variété cristalline de goethite. Taille moyenne des oolites : 0,3 mm. À l'extérieur des oolites on rencontre : de la pyrite pouvant se présenter sous la forme dite „pyrite bactérienne” ; la taille est de l'ordre de 0,02 mm ; ou sous la forme de pyrite très fine cristalline : la taille des cristaux est de 0,01 mm en moyenne ; du carbonate, en plages généralement assez peu fréquentes, mais d'assez grande taille, reproduisant souvent la forme de micro-organismes ; du quartz souvent plus fréquent que le carbonate, en plages de plus petite taille et généralement assez équi-granulaires. Taille moyenne des quartz : 0,08 à 0,1 mm. Enfin quelques plages rares de rutile disséminées entre les oolites.”

2. Les constituants minéralogiques

a) **Les hydroxydes de fer.** Les minéraux ferrifères sont les constituants principaux de l'oolithe. D'autre part, le ciment des oolites est imprégné par la limonite, qui se présente sous forme d'éléments très fins.

L'oolithe contient un mélange d'hydroxydes de fer mal défini, avec du carbonate (calcite) et de la silice. Étant donné que ces hydroxydes couvrent un certain domaine d'hydratation, peut-être conviendrait-il mieux d'employer, pour le moment, le terme général de limonite, terme utilisé par la majorité des géologues pour désigner toute la gamme des mélanges d'hydroxydes de fer, plus ou moins hydratés, avec d'autres minéraux, ces derniers étant eux-mêmes, parfois, mal définis (pl. 1^{re}, fig. 1^{re}).

Nous utiliserons, donc, le terme général de limonite pour désigner les hydroxydes de fer présents dans l'oolithe. Nous emploierons également ce même terme pour désigner la poudre microscopique d'oxydes de fer hydratés, qui imprègne le ciment des oolites.

D'après l'avis de certains minéralogistes, le vanadium apparaît comme un substituant isomorphe du fer ferrique, alors que le phosphore est lié aux oolites, comme résultat du phénomène de chimisorption des ions PO_4 — par le gel des hydroxydes de fer.



b) **Les carbonates.** Les carbonates du minerai sont représentés principalement par la calcite, l'aragonite et plus rarement la dolomie.

On rencontre la *calcite* comme un des constituants principaux du ciment des oolithes. D'autre part, la calcite participe à la composition de l'oolithe. En mélange avec l'aragonite et parfois, la silice, elle imprègne, par ailleurs, les fossiles de Lamellibranches, Gastéropodes et Echinodermes qui peuplent le minerai.

On a signalé d'assez rares concrétions de sidérose éparées dans le ciment. Exceptionnellement, la *sidérose* peut constituer le noyau de certaines oolithes de petite dimension.

c) **La silice et les silicates.** Le *quartz* est, aussi, un des principaux constituants du ciment des oolithes. Il se présente, en général, sous forme des grains pseudocristallins d'une taille inférieure à celle des oolithes. Parfois, les grains de quartz peuvent être enveloppés par une couche — assez mince — de limonite. On a également décélé quelques granules épars de quartz, assez roulés, d'une taille moyenne de 5 mm. La présence du quartz à l'intérieur des oolithes ne peut pas être observée au microscope. Par contre, dans les pseudo-oolithes (dépôts concentriques de limonite autour d'un minéral étranger, pl. I^{re}, fig. 2), le centre est assez souvent formé par un grain de quartz.

La *glauconie* se présente sous forme de concrétions d'à peu près la même taille que les oolithes. D'après les études que l'on a faites sur la minéralisation de la zone Vlaha-Săvădisla (voir chapitre II, point 9), qui est d'ailleurs un prolongement du gisement Căpuș, mais, où les grains de glauconie remplacent en majeure partie les oolithes, on a constaté que la glauconie a une tendance poussée à l'altération. Elle se décompose en hydroxydes de fer, ce processus aboutissant à la formation de limonite. On a pu rencontrer tous les stades intermédiaires de remplacement de la glauconie par des hydroxydes de fer.

On a pu, ainsi, déceler des grains de glauconie dont la lisière est formée par la limonite.

Certains grains ont la surface recouverte, soit par un réseau, soit par des agglomérations de limonite, tandis que dans d'autres grains la glauconie est complètement altérée, ayant l'aspect de concrétions opaques, qui en lumière réfléchie présentent une couleur de brun-jaunâtre jusqu'à brun-rougeâtre. A l'oeil nu, elles peuvent être facilement confondues avec les oolithes, mais au microscope on constate qu'elles ne présentent pas la structure concentrique spécifique.



Le *feldspath* a une forme analogue au quartz (dans le ciment), mais sa teneur dans l'échantillon est à peu près dix fois plus réduite.

Les *minéraux argileux* sont repartis d'une façon peu homogène dans le minerai. Ils sont d'une très petite taille, quoique leur pourcentage soit assez important. Ces minéraux ont tendance à rester adhérents à la surface des oolithes, même après la libération par broyage de ces dernières.

Les *chlorites* et la *séricite* n'ont pas pu être décélées dans l'échantillon reçu. Toutefois, d'après les analyses faites auparavant, leur présence a été constatée, mais en faible proportion dans le minerai. Il en est de même pour le mica.

d) **Les sulfures.** La *pyrite* a été identifiée sous forme de rares grains très fins, disséminés dans la masse du ciment des oolithes.

3. Les constituants chimiques

a) **Les éléments de dosage courant.** Le tableau suivant présente les analyses chimiques des échantillons destinés aux essais de laboratoire et aux essais en station pilote (I. Ion et al., 1961) en comparaison avec les teneurs moyennes calculées (déterminées par la pondération des résultats des analyses chimiques partielles) (tabl. 1^{er}).

TABLEAU 1^{er}

Analyses chimiques (sur sec) de différents échantillons

Composants chimiques	Échantillon essais laboratoire %	Échantillon essais pilote %	Teneur moyenne calculée %
Fe total	24,10	25,11	21,66
CaO	13,60	13,16	12,01
MgO	3,94	1,96	2,78
MnO	traces	—	0,36
TiO ₂	0,14	—	0,56
SiO ₂	26,81	26,96	30,40
P	0,33	0,34	0,67 (P ₂ O ₅)
S	0,10	0,12	0,22
Al ₂ O ₃	3,75	6,44	6,44

En comparant les teneurs des échantillons prélevés pour les essais de laboratoire et pilote et les teneurs moyennes calculées, on peut aboutir

à certaines conclusions. On observe en particulier qu'il n'y a pas de différences très importantes entre les deux échantillons pour essais. Il convient toutefois de noter que la teneur en fer varie de 24,10 à 25,11 % tandis que la teneur en magnésie passe de 3,94 à 1,96 %. Par contre, on observe un écart beaucoup plus important entre les échantillons pour essais et l'analyse moyenne calculée. La teneur en fer moyenne n'est en effet que de 21,66 %, alors que la quantité de silice atteint 30,40 %. Ceci peut s'expliquer par le fait que l'extrémité Nord du secteur n'a pu être étudiée qu'au moyen de forages, par suite de l'épaisseur assez importante des couches de couverture. Il en résulte qu'il a été pratiquement impossible de prélever, en quantités importantes des échantillons représentatifs. Il conviendrait d'accorder beaucoup plus d'importance aux teneurs moyennes calculées ; l'échantillon que nous avons reçu en France pour étude (prélevé quelques années plus tard) présentait une teneur de 22,9 % Fe.

b) Le vanadium (élément en faible teneur). *Introduction au problème du vanadium.* Jusqu'à ce jour, aucun minéralogiste n'a pu préciser la forme minérale sous laquelle cet élément se présente. D'après l'avis des spécialistes, le vanadium serait lié à un des constituants minéralogiques de l'oolithe. En France, P. E. Henry et J. Astier (1949) ont constaté une corrélation entre le pourcentage de V et le pourcentage de Fe.

Pour le minerai de Căpuș-Nord, on a obtenu les teneurs suivantes (tabl. 2).

TABLEAU 2

Élément	Teneur échantillon essais laboratoire	Teneur échantillon essais pilote	Teneur échantillon envoyé en France
Fe total	24,10 %	25,11 %	22,9 %
V	0,03 %	0,023 %	0,028 %
Coefficient <i>s</i>	1,24	0,91	1,22

Le coefficient *s*, que nous avons adopté, a été calculé d'après la formule : $s = 10^3 \cdot V\% / Fe\%$.

Nous avons déterminé ce coefficient sur 134 fractions particulières obtenues à partir de l'échantillon reçu en France (tabl. 3). Pour que ces



TABLEAU 3
Valeurs du coefficient s

No. échantillon	Teneur en Fe, %	Teneur en V, %	Valeur du coef. s	No. échantillon	Teneur en Fe, %	Teneur en V, %	Valeur du coef. s
0	1	2	3	0	1	2	3
1	39,80	0,0301	1,26	34	12,00	0,0185	1,54
2	9,40	0,0194	2,06	35	14,70	0,0210	1,43
3	16,10	0,0255	1,58	36	35,10	0,0565	1,60
4	14,60	0,0259	1,77	37	38,40	0,0647	1,68
5	15,20	0,0205	1,34	38	38,70	0,0700	1,81
6	23,70	0,0265	1,12	39	43,50	0,0558	1,28
7	15,50	0,0250	1,60	40	4,20	0,0105	2,50
8	31,10	0,0482	1,55	41	20,30	0,0200	0,98
9	38,70	0,0658	1,70	42	19,30	0,0241	1,25
10	33,90	0,0398	1,17	43	35,80	0,0505	1,41
11	22,10	0,0302	1,36	44	35,70	0,0498	1,39
12	41,90	0,0689	1,64	45	28,50	0,0305	1,07
13	42,10	0,0520	1,23	46	38,20	0,660	1,73
14	43,30	0,0749	1,73	47	25,80	0,027	1,05
15	32,80	0,0378	1,15	48	28,90	0,0373	1,29
16	18,80	0,0341	1,81	49	38,50	0,0502	1,30
17	23,50	0,0200	0,85	50	40,10	0,070	1,74
18	11,90	0,0187	1,57	51	25,90	0,0417	1,61
19	12,00	0,0135	1,13	52	20,40	0,034	1,66
20	18,90	0,0312	1,65	53	16,70	0,018	1,08
21	19,30	0,0275	1,42	54	36,80	0,0513	1,39
22	12,00	0,0191	1,59	55	14,00	0,0220	1,57
23	32,20	0,0344	1,07	56	37,60	0,0642	1,70
24	24,10	0,0388	1,61	57	25,30	0,0482	1,90
25	19,10	0,0318	1,66	58	12,80	0,0213	1,66
26	37,90	0,0641	1,69	59	38,50	0,0495	1,28
27	35,90	0,0620	1,72	60	39,10	0,0586	1,50
28	45,60	0,0750	1,64	61	39,10	0,0635	1,62
29	20,80	0,0267	1,28	62	14,60	0,0235	1,61
30	14,40	0,0238	1,65	63	28,00	0,0319	1,14
31	13,40	0,0195	1,45	64	32,10	0,0362	1,12
32	26,50	0,0465	1,75	65	7,50	0,0101	1,35
33	15,10	0,0230	1,52	66	19,60	0,0210	1,07



Tableau 3 (suite)

No. échantillon	Teneur en Fe, %	Teneur en V, %	Valeur du coef. s	No. échantillon	Teneur en Fe, %	Teneur en V, %	Valeur du coef. s
0	1	2	3	0	1	2	3
67	28,80	0,0273	0,95	101	11,69	0,015	1,28
68	22,50	0,020	0,89	102	8,03	0,0113	1,41
69	18,30	0,015	0,82	103	44,85	0,079	1,76
70	11,10	0,017	1,58	104	5,85	0,014	2,40
71	8,80	0,0092	1,04	105	2,51	0,007	2,79
72	8,70	0,009	1,03	106	5,04	0,012	2,39
73	9,80	0,013	1,33	107	29,20	0,052	1,78
74	4,20	0,009	2,14	108	28,59	0,050	1,75
75	12,60	0,0127	1,01	109	6,32	0,014	2,22
76	13,50	0,0189	1,40	110	6,60	0,013	1,97
77	38,00	0,0495	1,30	111	27,06	0,051	1,89
78	37,00	0,0452	1,25	112	7,60	0,013	1,71
79	36,30	0,0425	1,17	113	25,11	0,042	1,68
80	30,30	0,038	1,25	114	22,70	0,040	1,76
81	7,20	0,0104	1,45	115	8,42	0,015	1,78
82	33,58	0,0455	1,35	116	8,20	0,018	2,20
83	48,90	0,672	1,37	117	17,01	0,030	1,76
84	35,30	0,060	1,70	118	7,75	0,015	1,94
85	47,43	0,079	1,66	119	15,09	0,024	1,59
86	36,27	0,064	1,76	120	7,68	0,014	1,83
87	51,72	0,0796	1,54	121	7,40	0,013	1,76
88	37,50	0,0482	1,28	122	5,07	0,011	2,17
89	51,95	0,0598	1,15	123	5,20	0,010	1,94
90	28,70	0,0396	1,38	124	2,40	0,006	2,50
91	47,81	0,079	1,65	125	3,60	0,007	1,94
92	40,23	0,059	1,47	126	2,40	0,0055	2,29
93	15,29	0,026	1,77	127	2,29	0,005	2,18
94	30,80	0,0506	1,64	128	2,80	0,005	1,78
95	14,10	0,0250	1,77	129	2,60	0,005	1,92
96	6,46	0,0101	1,56	130	11,60	0,019	1,64
97	9,21	0,009	0,98	131	31,40	0,040	1,27
98	9,27	0,014	1,15	132	15,00	0,021	1,40
99	9,58	0,011	1,15	133	29,73	0,040	1,34
100	9,01	0,0115	1,28	134	35,13	0,064	1,82



résultats soient encore plus apparents, nous les avons groupés sur une seule planche (fig. 3) par rapport à la valeur du coefficient s de l'échantillon total, valeur qui est de l'ordre $s = 1,22$, et la moyenne arithmétique des valeurs du coefficient s des différentes analyses.

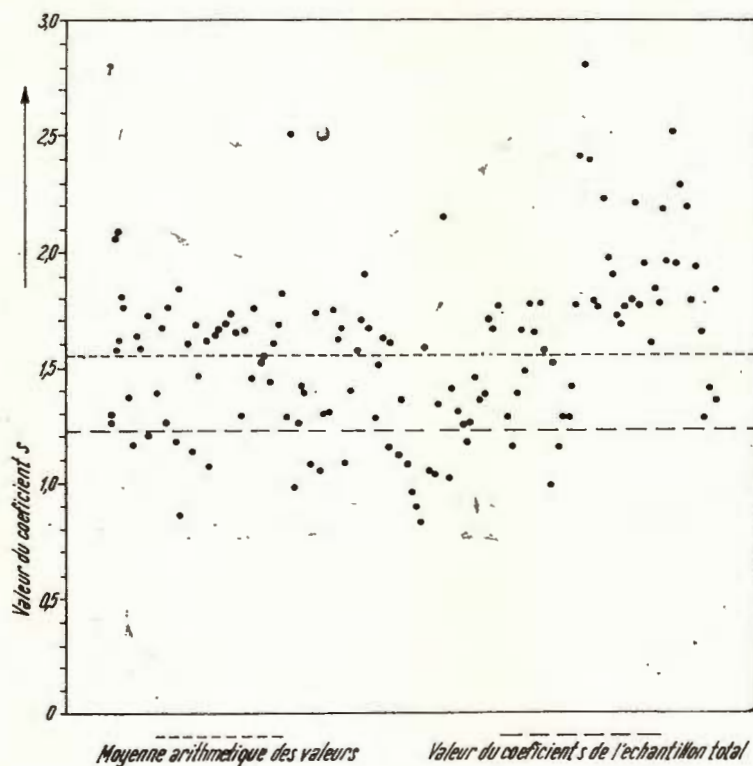


Fig. 3. — Valeurs du coefficient s .

En étudiant cette représentation, on constate que seulement 12 valeurs du coefficient s sont supérieures à 2 et que 6 valeurs sont inférieures à 1. Donc, 86,5% des résultats sont compris à l'intérieur de la zone délimitée par les valeurs 1 et 2, mettant en évidence une bonne corrélation entre les teneurs en V et en Fe.

Compte tenu de son importance, nous avons réservé un chapitre spécial de cette étude au problème du vanadium.

4. Étude de l'oolithe à la microsonde électronique

Voici le rapport (Réf. M. 1980 du B.R.G.M.) concernant cette analyse :

Échantillon : 1 cm Ø



Métallisation : Ni env. 250 Å.

Nous avons enregistré les variations de concentration du Fe-Si-V à travers deux grains marqués I et II sur la photographie (pl. I^{re}, fig. 3).

Nous avons dosé quantitativement le grain no. II en distinguant 3 zones concentriques : noyau central ; couronne médiane ; bordure externe.

TABLEAU 4

Élément	Noyau central	Couronne médiane	Bordure externe
Fe	41,2	31,6	43
Si	3,2	8	3,5
Mg	3	13	néant
V	0,08	0,08	0,2

Dans les pl. II, fig. 1^{re} à 4, nous avons reproduit les diagrammes des traversées en Fe, V, Ca et Si. Nous n'avons pas présenté le diagramme de la traversée en Mg, celui-ci ayant — à peu près — la même allure que celui du Si. On constate une interdépendance indiscutable entre le fer et le vanadium ; les allures des diagrammes sont comparables bien que le coefficient s ne soit pas parfaitement constant.

	Noyau central	Couronne médiane	Bordure externe
Coefficient s	1,94	2,53	1,86

Le diagramme du silicium est à peu près complémentaire du diagramme du fer, la teneur en Si s'accroissant au détriment de la teneur en fer, ceci est valable également pour le Mg.

Nous devons toutefois signaler que la teneur en fer de l'oolithe est assez variable. D'après les analyses exécutées sur des oolithes de différentes tailles (traitées en liqueurs denses) on constate qu'elle varie généralement entre 40% et 52%, pour atteindre parfois 60% et, exceptionnellement, 65% Fe.

Le diagramme du calcium de l'oolithe ne permet pas de mettre en évidence des variations significatives.



5. Conclusions

Le minerai de fer de Căpuș-Nord est représenté par un grès oolithique ferrugineux, assez compact, de couleur gris-jaunâtre. Il est essentiellement constitué par des oolithes englobées dans un ciment d'assez faible résistance.

Les *oolithes*, de couleur brun-rougeâtre, ont une taille entre 0,1 et 0,5 mm; env. 40% des oolithes sont comprises entre 0,10 et 0,25 mm, et 60% entre 0,25 et 0,50 mm. Elles ont une structure concentrique dont la teneur en fer est variable d'une couche à l'autre. La teneur moyenne en fer de ces oolithes est comprise entre 40% et 52% Fe, avec exceptionnellement une valeur pouvant atteindre 60% et, parfois 65% Fe. Le fer de l'oolithe est constitué par un mélange d'hydroxydes de fer assez mal définis, pouvant aller de la goethite jusqu'à l'hématite. L'oolithe contient encore les éléments suivants: Si, Ca, Mg, P et V.

Les *pseudo-oolithes* sont constituées par des couches concentriques d'hydroxydes de fer déposées autour d'un minéral étranger (siliceux ou carbonaté). Elles ont les mêmes dimensions que les oolithes et à la loupe binoculaire, peuvent leur être facilement confondues. Leur densité est, par contre, inférieure à celle des oolithes ($d: -3,33 + 2,9$).

Le *ciment* est représenté par une masse gris-jaunâtre gris-verdâtre, constituée par du quartz, des carbonates et des minéraux argileux, imprégnée de limonite fine et dans laquelle sont englobés des grains de glauconie. On remarque, disséminés dans le ciment, des grains de pyrite des paillettes de séricite, du feldspath, des chlorites, du mica et quelques grains de rutile. On rencontre assez souvent des fossiles de Laméllibranches, Gastéropodes et Echinodermes, carbonatés ou silicifiés.

IV. DÉFINITION DU MINÉRAI

On peut caractériser ce minerai d'après les méthodes classiques, en fonction de son analyse chimique. Sa faible teneur en fer (21 à 25%) permet de l'assimiler à un minerai pauvre, sinon très pauvre. L'indice de basicité simplifié $\text{CaO}\%/\text{SiO}_2\%$ compris entre 0,4 et 0,5, le classe dans la catégorie des minerais très acides. Le rapport $(\text{CaO} + \text{MgO})/(\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3)$ présente des valeurs qui varient entre 0,4 et 0,58. Son rapport $\text{P}\%/\text{Fe}\%$ varie entre 0,014 et 0,017, le classant dans la catégorie des minerais phosphoreux. C'est un minerai „non sulfureux” et „non manganeux” (S variant entre 0,10 et 0,22% et Mn souvent en traces).



V. ESSAIS D'ENRICHISSEMENT DÉJÀ EFFECTUÉS ET DÉFINITION DU PROBLÈME

Les essais qui ont été faits en Roumanie sur le minerai de Câpuș-Nord, il y a environ 7 ans, ont utilisé une gamme très large de procédés de préparation (I. Ion et al., 1961).

C'est ainsi qu'ont été exécutés : des analyses granulométriques magnétiques et densimétriques ; des essais de préconcentration gravimétrique dans l'eau, par débouillage, sur tables à secousses et sur spirales ; des essais de grillage magnétisant suivis de séparation magnétique dans l'eau ; des essais de séparation magnétique à haute intensité, etc.

Sur la base de ces recherches, on a déterminé les techniques à suivre, les techniques de travail apparaissant les mieux adaptées à l'obtention de concentrés aussi riches que possible pour des récupérations métal élevées.

Ces techniques sont les suivantes : 1) broyage sélectif à 1 mm et séparation magnétique à haute intensité à sec ; 2) grillage magnétisant, broyage à 1 mm et séparation magnétique dans l'eau ; 3) préconcentration par débouillage ; 4) préconcentration par débouillage, séchage et séparation magnétique à haute intensité, à sec.

Ces essais ont été exécutés sur les échantillons dont les analyses chimiques ont été présentées au chapitre III.

Dans les tableaux 5 et 6 sont représentés les résultats simplifiés des essais exécutés d'après les quatre techniques précisées.

TABLEAU 5

Phase laboratoire

No.	Technique	Mine- rai brut Fe %	Extr. poids v %	Concentrés		Extr. métal m %
				Fe %	SiO ₂ %	
1	Broyage sélectif et S.M.H.I. à sec	25,1	77,5 (68,0)	30,1 (33,4)	19,6 (22,2)	93,2
2	Grillage magnétisant et S.M.B.I. (humide)	24,1	40,0	50—51	17,6	86
3	Préconcentration par débouillage, séchage et S.M.H.I.	25,1	53 (46,5)	43,1 (48,7)	18,0 (20,5)	87
4	Préconcentration par débouillage	25,1	73 (62,5)	32,5 (38,5)	19,5 (22,5)	90,6



Les chiffres entre parenthèses représentent les valeurs estimées après élimination de la perte au feu lors de l'agglomération thermique.

TABLEAU 6

Phase pilote

No.	Technique	Miné- rai brut Fe %	Extr. poids v %	Concentrés		Extr. métal m %
				Fe %	SiO ₂ %	
1	Broyage sélectif et S.M.H.I. à sec	25,1	56 (49)	37,7 (43)	19,5 (22,2)	84
2	Grillage magnétisant et S.M.B.I. (humide)	25,1	40,85	51—52	17,4	84
3	Préconcentration par débouillage, sé- chage et S.M.H.I.	25,1	52 (45,7)	43,0 (48,6)	18,4 (20,9)	86
4	Préconcentration par débouillage	25,1	74 (63,5)	32,5 (38,5)	20,6 (23,6)	90,8

Ainsi que nous l'avons précisé dans les deux premiers chapitres du présent ouvrage, la zone Căpuș-Nord fait partie d'un dépôt de minerai ferrique (Căpușul Mic) dont la zone Sud (Șatra) est exploitée. La zone Căpuș-Nord n'a pas été mise en exploitation celle-ci ayant été jugée non rentable à l'époque des essais.

Voyons, d'abord, les raisons qui ont conduit à cette conclusion :

Les minerais des deux zones sont qualitativement comparables. Il s'agit toujours d'oolithes englobés dans un ciment hétérogène. Au chapitre II, nous avons vu les analyses chimiques des deux minerais. Le pourcentage des oolithes dans la masse du minerai est un peu plus important dans la zone Șatra par rapport à la zone Căpuș-Nord et la teneur en fer des oolithes est aussi un peu supérieure, ce qui conduit à une teneur totale en fer dans le minerai de Șatra de 31,7 % à 32 %, alors qu'elle n'atteint que 22 % à 25 % dans le minerai de Căpuș-Nord pour une teneur en silice plus importante (jusqu'à 30 %).



Les techniques de concentration essayées sur les deux minerais ont été les mêmes, mais les concentrés obtenus ont été plus pauvres et le rapport de basicité plus défavorable dans le second cas.

Tout ceci a conduit à conclure que la préparation du minerai de Căpuș-Nord et son traitement au haut-fourneau, reviendraient plus cher en comparaison avec celui de Șatra.

D'autre part, du point de vue exploitation minière, le minerai de Șatra était extrait à ciel ouvert, alors que le minerai de Căpuș-Nord, par suite du pendage de la couche, ne pouvait être exploité que par travaux souterrains, conduisant à un prix de revient plus élevé.

Les frais d'extraction étant fixes, le problème consistait donc à explorer les différents procédés de concentration par voie physique en vue d'obtenir un produit final économiquement valable, et acceptable en haut-fourneau.

Tel est le sujet qui nous a été proposé.

VI. COMPTE RENDU DES TRAVAUX

A) PRÉPARATION À LA MINE

L'échantillon d'env. 100 kg, recueilli sur le terrain a été concassé sur place à 40 mm, avant son envoi en France.

B) PRÉPARATION PRÉLIMINAIRE

A partir de l'échantillon reçu, après mélange, plusieurs sous-échantillons ont été préparés par quartage en vue d'analyses granulométriques : dans l'eau, à sec et au taux d'humidité naturelle (6% d'humidité). Les deux dernières analyses étant comparables, nous ne présenterons que celle réalisée en présence de l'humidité naturelle.

C) ESSAIS D'ORIENTATION EN LABORATOIRE

Nous avons jugé utile de présenter, dès le début, le schéma des essais (fig. 4) que nous avons effectués à ce sujet.



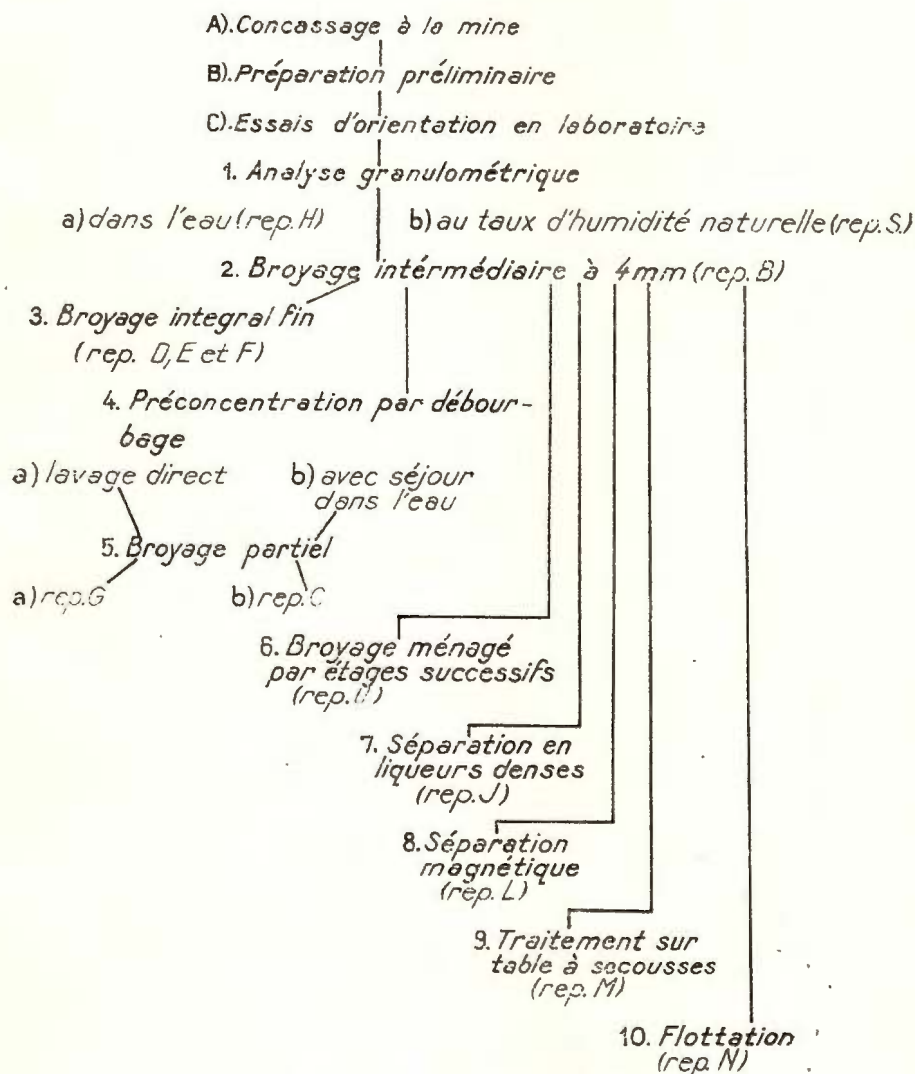


Fig. 4. — Schéma des essais.

1. Analyses granulométriques sur le matériau brut

TABLEAU 7

Analyse granulométrique dans l'eau (repère II)

No.	Classe mm	Rendement en poids v %	Teneur en Fe %	Rendement en métal m %
1	+2	49,48	19,06	41,20
2	-2 +1,60	0,79	15,32	0,53
3	-1,60 +1,25	0,98	16,85	0,72
4	-1,25 +1,00	0,65	15,55	0,44
5	-1,00 +0,80	0,99	15,95	0,69
6	-0,80 +0,63	1,09	23,10	1,10
7	-0,63 +0,5	1,30	35,25	2,00
8	-0,5 +0,4	2,94	40,10	5,15
9	-0,4 +0,315	9,02	43,90	17,30
10	-0,315 +0,25	5,44	43,70	10,38
11	-0,25 +0,2	3,51	44,80	6,88
12	-0,2 +0,16	2,81	41,40	5,09
13	-0,16 +0,125	1,87	32,50	2,65
14	-0,125 +0,1	1,34	24,80	1,45
15	-0,1 +0,063	4,27	9,85	1,84
16	-0,063	13,52	4,36	2,58
17	Total	100,00	22,9	100,00



a) Dans l'eau. La courbe granulométrique est présentée dans la pl. III fig. 1^{er} ; la pl. III, fig. 2. Elle illustre la répartition du fer et la pl. III, fig. 5 les teneurs en fer des différentes classes granulométriques.

TABLEAU 8

Analyse granulométrique à 6% d'humidité (repère S)

No.	Classe mm	v %	Fe %	m %
1	+2	72,90	21,80	69,50
2	-2 +1,6	1,09	18,35	0,87
3	-1,6 +1,25	1,42	18,24	1,13
4	-1,25 +0,8	2,37	18,53	1,91
5	-0,8 +0,5	2,52	23,40	2,58
6	-0,5 +0,4	1,92	31,30	2,63
7	-0,4 +0,25	7,33	36,80	11,77
8	-0,25 +0,2	1,27	34,80	1,94
9	-0,2 +0,16	2,39	31,80	3,34
10	-0,16 +0,125	1,27	22,80	1,26
11	-0,125 +0,1	0,97	18,70	0,79
12	-0,1 +0,08	1,09	11,60	0,55
13	-0,08 +0,063	1,88	11,60	0,94
14	-0,063	1,58	11,50	0,79
15	Total	100,00	22,9	100,00

b) Au taux d'humidité naturelle. La courbe granulométrique est présentée dans la pl. III, fig. 2. La pl. III, fig. 4 illustre la répartition



du fer dans l'échantillon et la pl. III, fig. 6 présente la teneur en fer de chaque classe granulométrique.

2. Broyage intermédiaire

En vue d'obtenir un produit plus fin, après l'étude des différentes mailles de broyage intermédiaire, une partie de l'échantillon a été broyée, à la station d'essais de la Société Minerais et Métaux., à 4 mm (maille optimale).

TABEAU 9

*Analyse granulométrique (dans l'eau) après broyage à 4 mm
(essais repère B)*

No.	Classe mm	v %	Fe %	m %
1	+ 2	13,22	11,7	6,76
2	- 2 + 1,6	4,33	11,75	2,77
3	- 1,6 + 1,25	2,86	14,36	1,77
4	- 1,25 + 1,00	3,03	14,08	1,87
5	- 1,00 + 0,8	3,34	13,10	1,91
6	- 0,8 + 0,63	4,02	20,30	3,56
7	- 0,63 + 0,4	7,01	34,30	10,49
8	- 0,4 + 0,315	10,04	37,90	16,60
9	- 0,315 + 0,25	8,12	12,60	15,00
10	- 0,25 + 0,16	14,92	37,50	21,54
11	- 0,16 + 0,1	1,96	25,90	5,60
12	- 0,1	24,15	8,60	9,06
13	Total	100,00	22,9	100,00



Nous avons présenté dans la fig. 5a la courbe granulométrique respective. La fig. 5b illustre la répartition du fer dans l'échantillon et la fig. 5c la teneur en fer de chaque classe.

3. Essais de broyage intégral fin

Nous présenterons, de nos essais, seulement ceux qui ont été les plus représentatifs.

a) **Essai repère D.** L'échantillon a été broyé dans un petit broyeur à jarre en porcelaine. Les paramètres de cet essai ont été les suivants : vitesse de rotation : 85 tours/mn ; durée du broyage : $t = 30$ mn ; rapport eau/minéral : 2/1 (en volume) ; rapport billes en porcelaine/minéral : 2/3 (en poids).

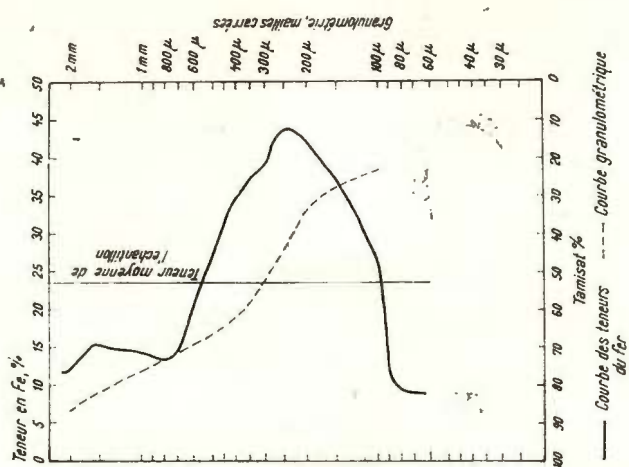
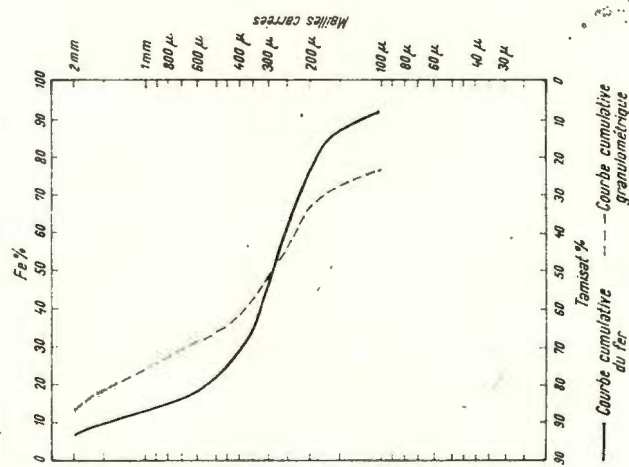
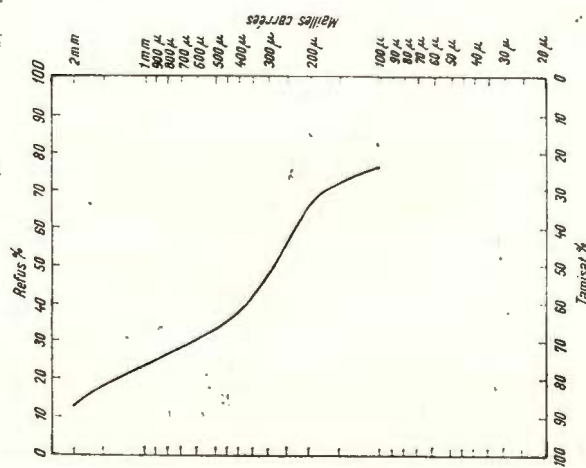
TABLEAU 10

Analyse de l'échantillon repère D (après broyage)

No.	Classe mm	v %	Fe %	m %
1	+1,25	4,64	4,30	0,88
2	-1,25 +0,40	4,39	20,90	4,02
3	-0,40 +0,315	7,50	36,80	12,06
4	-0,315 +0,25	10,03	39,40	17,40
5	-0,25 +0,16	20,50	36,90	33,19
6	-0,16 +0,10	8,88	29,40	11,44
7	-0,10 +0,08	3,56	19,90	3,11
8	-0,08	40,50	10,10	17,90
9	Total	100,00	22,9	100,00

La pl. IV, fig. 1^{re}, présente la courbe granulométrique, la pl. IV, fig. 2, la répartition du fer et la pl. IV, fig. 3 les teneurs en fer des différentes classes granulométriques obtenues.





A

B

C

Fig. 5a. — Analyse granulométrique de l'échantillon après broyage à 4 mm (humide).

Fig. 5b. — Tamisage dans l'eau de l'échantillon après broyage à 4 mm — répartition du fer.

Fig. 5c. — Tamisage dans l'eau de l'échantillon après broyage à 4 mm — variation de la teneur en fer des classes granulométriques.

b) **Essai repère E.** Les paramètres de cet essai ont été les suivants : vitesse de rotation : 85 tours/mn ; durée de broyage : $t = 30$ mn ; rapport eau/minéral : 2/1 (en volume) ; rapport billes/minéral : 1/2 (en poids).

TABLEAU 11
Analyse de l'échantillon repère E (après broyage)

No.	Classe mm	v %	Fe %	m %
1	+0,40	11,42	13,60	6,75
2	-0,40 +0,315	8,45	36,70	13,50
3	-0,315 +0,25	10,76	37,50	17,63
4	-0,25 +0,16	21,97	35,90	34,50
5	-0,16 +0,10	7,87	24,90	8,48
6	-0,10 +0,08	6,61	12,50	3,59
7	-0,08	32,92	10,80	15,55
8	Total	100,00	22,9	100,00

La pl. IV, fig. 4 à 6 illustre ces résultats.

c) **Essai repère F.** Les paramètres de cet essai ont été les suivants : vitesse de rotation : 85 tours/mn ; durée du broyage : $t = 30$ mn ; rapport eau/minéral : 2/1 ; rapport billes/minéral : 1/1.

TABLEAU 12
Analyse de l'échantillon repère F (après broyage)

No.	Classe mm	v %	Fe %	m %
1	+0,40	6,44	7,40	2,09
2	-0,40 +0,315	4,13	31,80	5,74
3	-0,315 +0,25	8,15	38,80	13,77
4	-0,25 +0,16	21,38	38,80	36,15
5	-0,25 +0,10	13,20	27,80	16,02

No.	Clase mm	v %	Fe %	m %
6	-0,10 +0,08	6,60	14,50	1,16
7	-0,08	10,10	12,50	22,07
8	Total	100,00	22,9	100,00

La pl. IV, fig. 7 à 9, illustre ces résultats.

4. Préconcentration par débouillage

Les essais de préconcentration par débouillage ont été exécutés selon deux variantes : une première variante où le minerai est mouillé directement dans le cône de lavage ; une seconde variante où le minerai séjourne un certain temps dans l'eau , avant lavage.

Le minerai a été lavé dans un courant ascensionnel d'eau d'une vitesse de 0,98 cm/s. On a choisi cette vitesse afin d'avoir un courant laminaire.

a) Lavage direct

TABLEAU 13

Lavage direct

No.	Produit	v %	Fe %	m %
1	Préconcentré	80,80	26,20	92,32
2	Rejet	19,20	9,10	7,68
3	Total	100,00	22,9	100,00

b) Avec séjour de 24 heures dans l'eau

TABLEAU 14

Débouillage après séjour dans l'eau

No.	Produit	v %	Fe %	m %
1	Préconcentré	78,83	26,50	91,64
2	Rejet	21,17	9,05	8,36
3	Total	100,00	22,9	100,00



5. Essais de broyage sur des préconcentrés de débourbage

Les préconcentrés ont été d'abord classés sur tamis, à une maille intermédiaire à la taille de l'oolithe, et, c'est seulement après, que les refus ont été broyés.

a) **Broyage d'un préconcentré de débourbage obtenu par lavage direct (repère G). Classement à 0,315 mm.**

TABLEAU 15
Classement à 0,315 mm (repère G)

No.	Classe mm	v %	Fe %	m _{op} %	m _t %
1	+0,315	45,15	23,40	49,70	45,88
2	-0,315	35,65	29,80	50,30	46,44
3	Total	80,80	26,20	100,00	92,32

Broyage. La classe +0,315 a été broyée dans les conditions suivantes : vitesse : 85 tours/mn ; temps : 60 mn ; rapport eau/minéral : 1/1 ; rapport billes/minéral : 1/1.

TABLEAU 16
Essai de broyage repère G

No.	Classe mm	v %	Fe %	m _{op} %	m _t %
1	+0,40	6,72	7,15	4,8	2,21
2	-0,40 +0,315	4,35	38,0	15,7	7,22
3	-0,315 +0,25	3,74	39,40	13,9	6,37
4	-0,25 +0,16	7,29	37,60	25,9	11,87
5	-0,16 +0,10	4,61	31,40	13,7	6,28
6	-0,10 +0,08	2,59	20,30	6,0	2,29
7	-0,08	15,85	14,00	21,0	9,64
8	Total	45,15	23,40	100,00	45,88



Nous avons présenté dans la pl. V, fig. 1, la courbe granulométrique résultante. La pl. V, fig. 2, illustre la répartition du fer et la pl. V, fig. 3 la teneur en fer des différentes classes granulométrique obtenues après ce broyage.

b) Broyage d'un préconcentré de débouillage avec séjour de 24 heures dans l'eau (rep. C). Classement préliminaire à 0,2 mm.

TABLEAU 17
Classement préliminaire (repère C)

No.	Classe mm	v %	Fe %	m _{op} %	m _t %
1	+0,2	67,60	26,10	84,4	77,36
2	-0,2	11,23	29,30	15,6	14,28
3	Total	78,83	26,50	100,0	91,64

Broyage. La classe +0,2 mm a été broyée dans les conditions suivantes : vitesse = 85 tours/mn ; temps = 30 mn ; rapport eau/minéral = 4/1 ; rapport billes/minéral = 2/3.

TABLEAU 18
Essai de broyage repère C

No.	Classe mm	v _t %	Fe %	m _{op} %	m _t %
1	+0,40	11,40	16,90	12,28	9,52
2	-0,40 +0,315	10,03	20,70	13,24	10,22
3	-0,315 -0,25	7,62	40,50	19,73	15,26
4	-0,25 +0,16	14,70	39,00	36,73	28,40
5	-0,16 +0,1	4,16	26,20	7,00	5,42
6	-0,1	19,69	18,90	11,02	8,54
7	Total	67,60	26,10	100,00	77,36

La pl. V, fig. 4 à 6, illustre ces résultats.



6. Essais de broyage ménagé par étages successifs (U)

L'échantillon a été d'abord classé à 0,63 mm. On a choisi cette maille très proche de la dimension maximale de l'oolithe (0,5 mm), afin d'être sûrs de ne pas introduire, dans le circuit de broyage, les oolithes déjà libérés.

TABLEAU 19

Classement à 0,63 mm (repère U)

No.	Classe mm	v %	Fe %	m %
1	+0,63	31,8	14,0	19,50
2	-0,63	68,2	27,0	80,50
3	Total	100,00	22,9	100,00

La classe +0,63 a été ensuite broyée. Périodiquement, le broyage était interrompu pour procéder à un classement. Seulement la classe supérieure à 0,63 mm était à nouveau introduite dans le broyeur pour être broyée pendant un temps déterminé, et, ainsi de suite.

Paramètres de broyage : vitesse : 85 tours/mn (ce paramètre a été maintenu constant pendant toute la durée des essais); poids des billes en porcelaine ajoutées : 1/4 du poids de la classe + 0,63 mm (cette quantité a été aussi maintenue constante, ce qui a conduit à avoir des rapports billes/minérai de plus en plus grands) (fig. 6a, b ; 7a, b).

TABLEAU 20

Premier broyage (durée 5 mn)

No.	Classe mm	v _t %	Fe %	m _{op} %	m _t %
1	0,63	18,48	12,62	52,3	10,2
2	- 0,63 - - 0,08	6,02	29,60	39,5	7,7
3	- - 0,08	7,30	5,07	8,2	1,6
4	Total	31,80	14,0	100,00	19,5



Fig. 6a. — Essai de broyage successif ménagé. Courbes cumulatives des teneurs en fer.

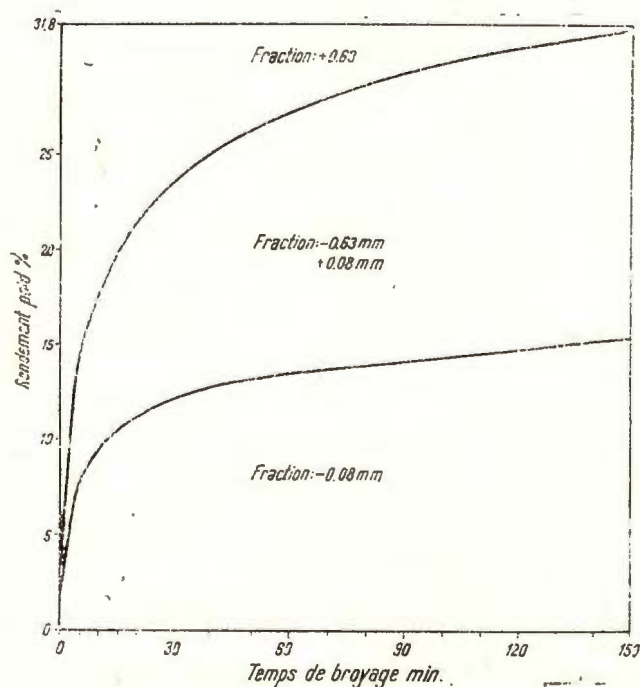
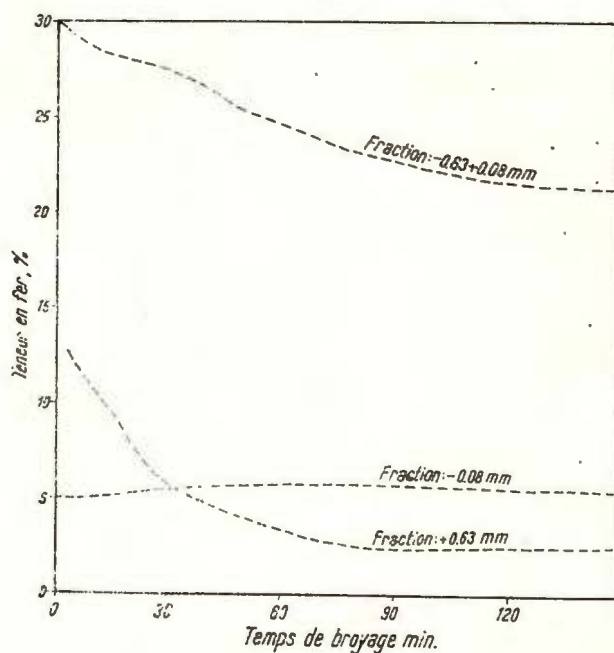


Fig. 6b. — Essai de broyage successif ménagé (repère U). Courbes cumulatives des rendements poids des classes.

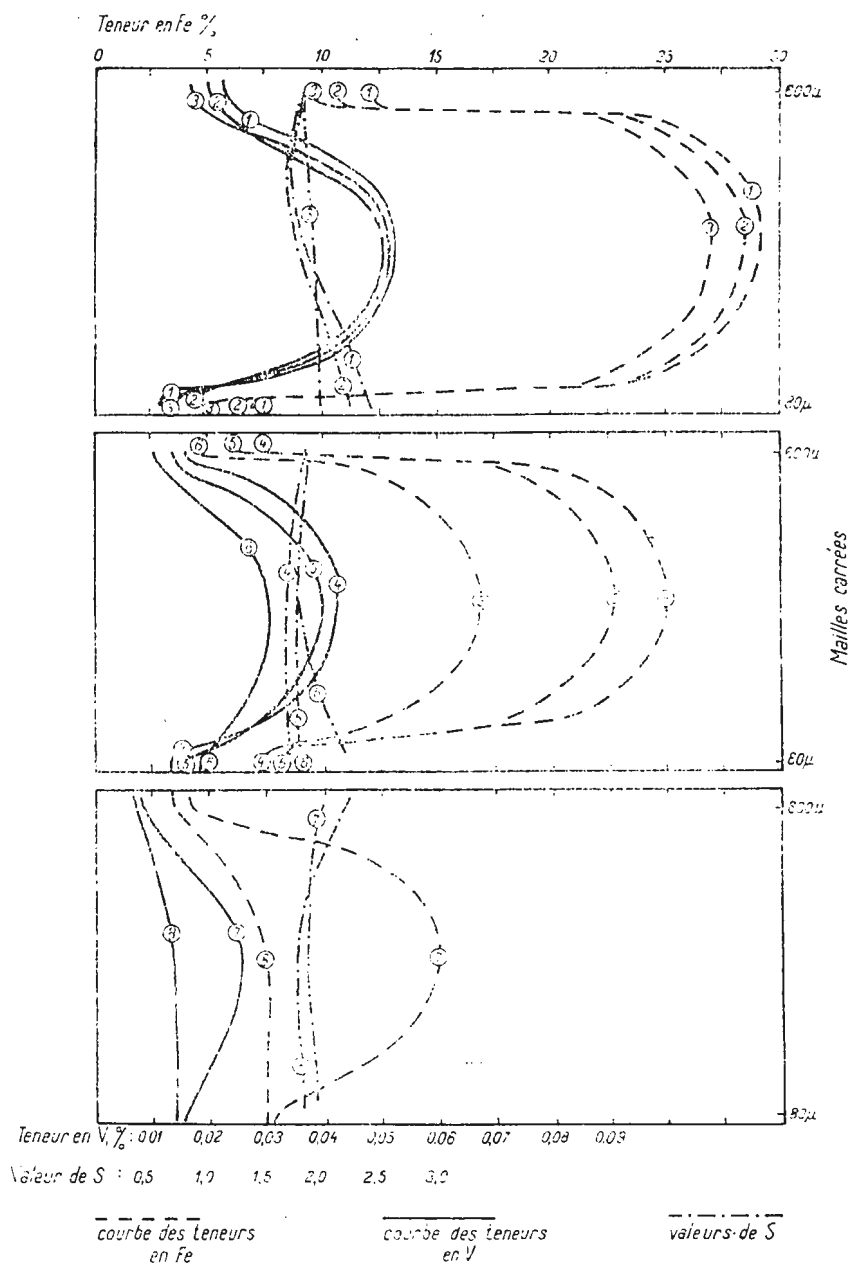


Fig. 7a. — Essais de broyage successif (repère U).

TABLEAU 22

Troisième broyage (durée : 5 mn)

No.	Classe mm	v _t %	Fe %	m _{op} %	m _t %
1	+0,63	12,31	10,09	77,1	5,53
2	-0,63 +0,08	1,11	27,80	18,4	1,32
3	-0,08	1,10	6,65	4,5	0,32
4	Total	14,52	11,30	100,0	7,17

TABLEAU 23

Quatrième broyage (durée : 7 mn)

No.	Classe mm	v _t %	Fe %	m _{op} %	m _t %
1	+0,63	10,12	8,57	68,8	3,80
2	-0,63 +0,08	1,28	25,30	25,7	1,42
3	-0,08	0,91	7,65	5,5	0,31
4	Total	12,31	10,09	100,0	5,53

TABLEAU 24

Cinquième broyage (durée : 7 mn)

No.	Classe mm	v _t %	Fe %	m _{op} %	m _t %
1	+0,63	8,47	6,93	67,4	2,56
2	-0,63 +0,08	0,99	22,90	21,2	0,99
3	-0,08	0,66	8,47	6,4	0,25
4	Total	10,12	8,57	100,0	3,80



TABLEAU 25

Sixième broyage (durée : 10 mn)

No.	Classe mm	v _t %	Fe %	m _{op} %	m _t %
1	+0,63	7,22	5,70	70,4	1,81
2	-0,63 +0,08	0,79	17,13	23,2	0,69
3	-0,08	0,46	8,25	6,4	0,16
4	Total	8,47	6,93	100,0	2,56

TABLEAU 26

Septième broyage (durée : 10 mn)

No.	Classe mm	v _t %	Fe %	m _{op} %	m _t %
1	+0,63	5,87	4,19	59,5	1,08
2	-0,63 +0,08	0,82	15,20	30,2	0,55
3	-0,08	0,53	7,80	10,3	0,18
4	Total	7,22	5,70	100,00	1,81

TABLEAU 27

Huitième broyage (durée : 15 mn)

No.	Classe mm	v _t %	Fe %	m _{op} %	m _t %
1	+0,63	4,58	3,24	60,1	0,65
2	-0,63 +0,08	0,79	7,45	24,2	0,26
3	-0,08	0,50	7,73	15,7	0,17
4	Total	5,87	4,19	100,0	1,08



TABLEAU 28

Neuvième broyage (durée : 15 mn)

No.	Classe mm	v_t %	Fe %	m_{op} %	m_t %
1	+0,63	3,49	2,64	62,3	0,41
2	-0,63 +0,08	0,73	5,10	25,2	0,16
3	-0,80	0,36	5,24	12,5	0,08
4	Total	4,58	3,24	100,0	0,65

TABLEAU 29

Dixième broyage (durée : 20 mn)

No.	Classe mm	v_t %	Fe %	m_{op} %	m_t %
1	+0,63	2,34	2,52	63,9	0,26
2	-0,63 +0,08	0,69	2,42	17,9	0,07
3	-0,08	0,46	3,63	18,2	0,07
4	Total	3,49	2,64	100,0	0,41

TABLEAU 30

Onzième broyage (durée : 20 mn)

No.	Classe mm	v_t %	Fe %	m_{op} %	m_t %
1	+0,63	1,29	2,66	58,4	0,15
2	-0,63 +0,08	0,55	2,42	22,7	0,06
3	-0,08	0,50	2,31	18,9	0,05
4	Total	2,34	2,52	100,0	0,26



TABLEAU 31

Douzième broyage (durée : 30 mn)

No.	Classe mm	v_t %	Fe %	m_{op} %	m_t %
1	+0,63	0,38	2,53	27,9	0,04
2	-0,63 +0,08	0,33	2,82	27,3	0,04
3	-0,08	0,58	2,62	44,8	0,07
4	Total	1,29	2,66	100,0	0,15

Nous avons jugé utile de représenter toutes les courbes granulométriques sur la même figure (fig. 8). Pour faciliter la comparaison, nous avons réduit les courbes à leur plus simple expression. Les représentations graphiques de la répartition du fer (fig. 9) et les courbes des teneurs en fer (fig. 10) ont été faites sur les mêmes planches.

7. Séparation en liqueurs denses (essais repère J)

L'échantillon a été divisé en neuf classes granulométriques, dont seulement six — celles qui étaient supérieures à 0,10 mm — ont été traitées en liqueurs denses. Nous avons employé le bromoforme et l'iodure de méthylène.

Dans la fig. 11, nous avons représenté les courbes granulométriques des trois fractions par rapport à l'échantillon de départ ; dans la fig. 12 on peut voir les variations de la teneur en fer des différentes classes granulométriques obtenues.

En totalisant les différents types de fractions, on constate que la fraction légère ($d : -2,9$) a une teneur moyenne de 12,3% Fe, contient 22,30% du fer du tout venant et représente un rendement en poids de 41,69% ; la fraction intermédiaire ($d : +2,9 - 3,33$) a une teneur moyenne de 33,0% Fe, contient 12,85% du fer total du tout venant et représente 8,97% du tout venant ; la fraction lourde ($d : 3,33$) a une teneur moyenne de 48,50% Fe, contient 56,62% du fer total et représente 26,74% du tout venant.

Ces trois fractions contiennent 91,77% du fer total et représentent 77,40% du poids du tout venant.



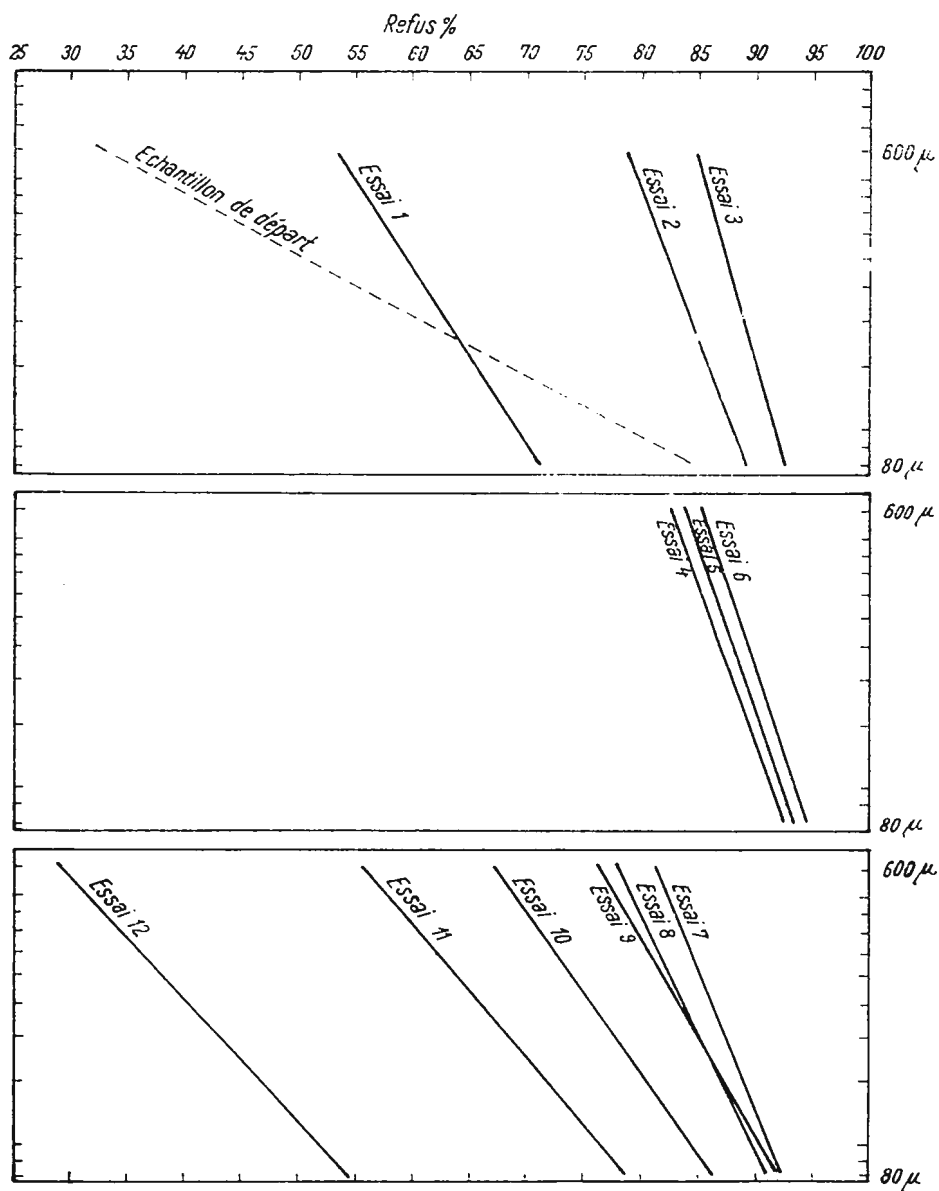


Fig. 8. — Essais de broyage successif (repère U). Analyses granulométriques humides.

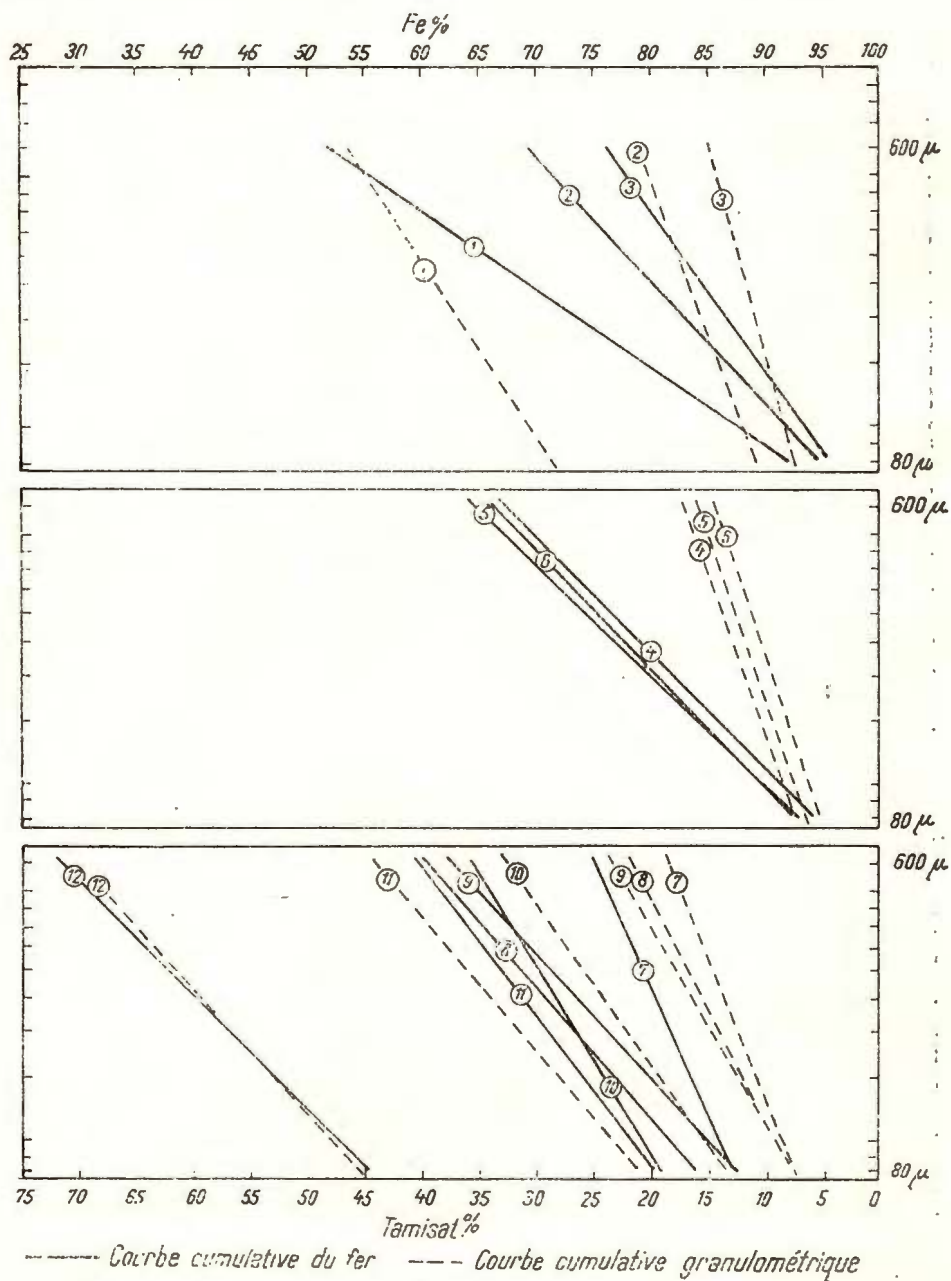


Fig. 9. — Essais de broyage successif (repère U). Répartition du fer.

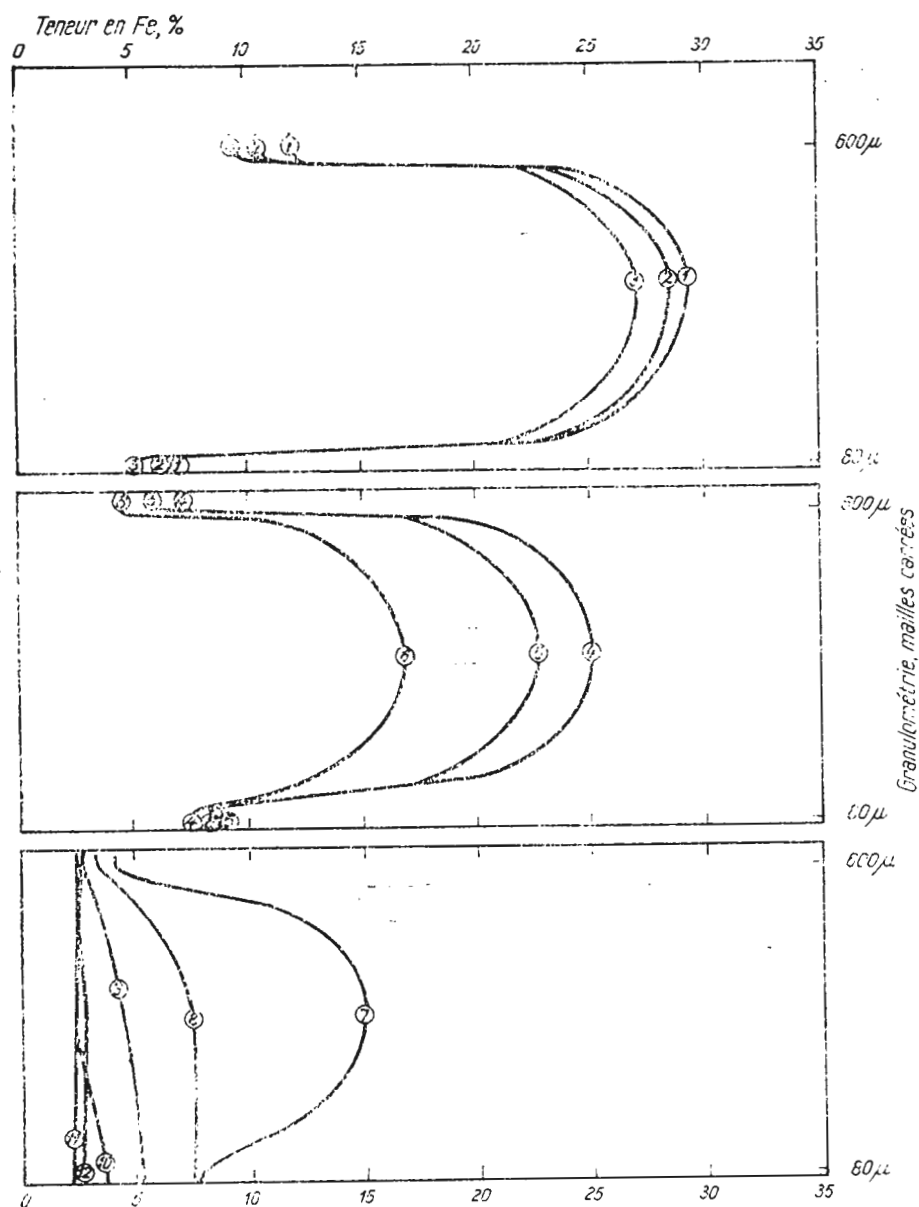


Fig. 10. — Essais de broyage successif (repère D). Variation de la teneur en fer des classes granulométriques.

TABLEAU 32

Séparation en liqueurs denses (repère J)

No.	Classe mm	d	v %	Fe %	m _{op} %	m _t %
1	+1,6	-2,9	17,48	14,8	78,5	11,3
		+2,9 -3,33	2,24	29,8	20,3	2,9
		+3,33	0,09	39,0	1,2	0,2
		Total	19,18	16,7	100,0	14,4
2	-1,6 +0,80	-2,9	8,59	13,6	76	5,12
		+2,9 -3,33	1,06	27,8	19	1,28
		+3,33	0,17	46,4	5	0,33
		Total	9,82	15,9	100	6,73
3	-0,80 +0,40	-2,9	6,07	9,28	15,3	2,46
		+2,9 -3,33	2,05	36,3	20,3	3,26
		+3,33	4,68	50,4	64,4	10,30
		Total	12,80	28,7	100,0	16,02
4	-0,40 +0,315	-2,9	1,74	8,98	4,4	0,68
		+2,9 -3,33	1,03	35,2	10,3	1,57
		+3,33	5,94	49,8	85,3	13,00
		Total	8,71	40,2	100,0	15,25
5	-0,315 +0,16	-2,9	5,21	8,9	6,02	2,03
		+2,9 -3,33	1,71	34,10	7,68	2,59
		+3,33	14,00	47,4	86,30	29,08
		Total	20,92	36,8	100,00	33,70
6	-0,16 +0,1	-2,9	2,60	6,25	12,43	0,71
		+2,9 -3,33	0,88	32,6	21,97	1,25
		+3,33	1,86	46,0	65,60	3,71
		Total	5,34	24,4	100,00	5,67
7	-0,1 +0,08	—	1,66	11,3	—	0,82
8	-0,08 +0,04	—	6,72	8,7	—	2,56
9	-0,04	—	14,22	7,8	—	4,85
10	Total	—	100,00	22,9	—	100,00



Fig. 11. — Séparation en liqueurs denses (essai repère J). Répartition du fer.

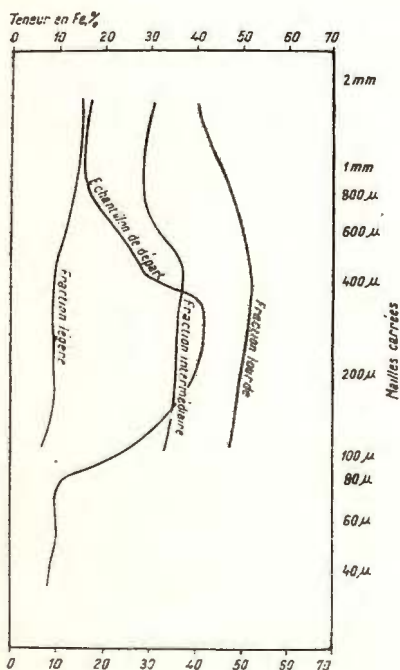
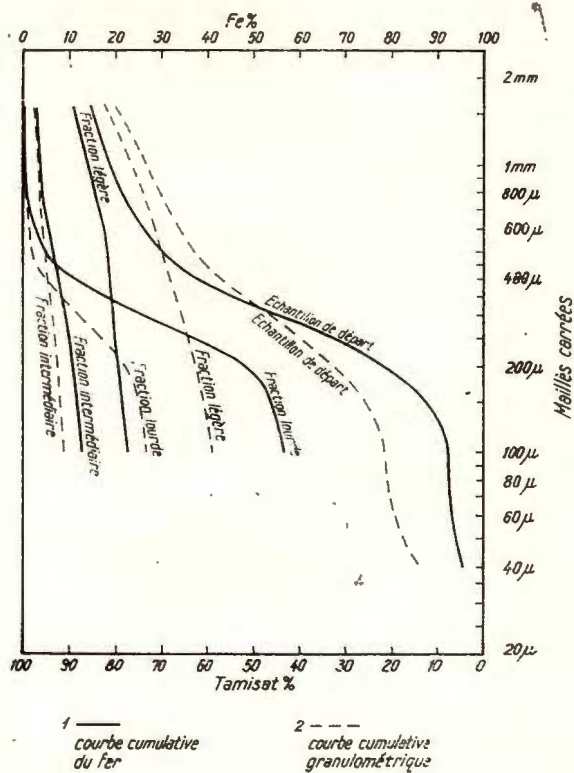


Fig. 12. — Séparation en liqueurs denses (essai repère J). Variation de la teneur en fer des classes granulométriques.

On peut constater que la teneur en fer des oolithes s'accroît avec l'accroissement de la taille de ces dernières.

8. Essais de séparation magnétique (repère L)

Quoique les essais de concentration magnétique soient très nombreux, nous ne présenterons que ceux dont les résultats ont été les plus nets. L'échantillon de minerai a subi d'abord un classement dans l'eau et, après séchage, a été soumis à la séparation magnétique à haute intensité (S.M.H.I.)

TABLEAU 33

Classement préliminaire

No.	Classe mm	v %	Fe %	m %
1	+0,63	32,76	14,3	20,6
2	-0,63 +0,4	10,31	30,1	13,7
3	-0,4 +0,1	38,23	34,5	57,7
4	-0,1 +0,08	4,20	15,2	2,8
5	-0,08	14,50	8,50	5,2
6	Total	100,00	22,9	100,0

TABLEAU 34

Séparation magnétique

No.	Classe mm	Produit	v _t %	Fe %	m _t %
1	-0,63 +0,4	magnétique	6,82	43,70	12,80
		non magnétique	3,49	6,09	0,90
		Total	10,31	30,10	13,70
2	-0,4 +0,1	magnétique	27,62	45,60	54,9
		non magnétique	10,71	5,99	2,8
		Total	38,23	34,50	57,7



Nous avons présenté la séparation magnétique seulement pour les deux classes moyennes, les résultats étant très nets.

9. Traitement sur table à secousses (repère M)

L'échantillon a été d'abord classé et c'est seulement la classe moyenne, qui a été ensuite passée sur la table.

TABLEAU 35
Classement préliminaire

No.	Classe mm	v %	Fe %	m %
1	+0,63	31,2	14,4	21,3
2	-0,63 +0,08	46,2	34,7	70,2
3	-0,08	22,6	8,6	8,5
4	Total	100,0	22,9	100,0

En désirant avoir un éventail très large de fractions, nous avons procédé de la façon suivante :

Les trois premières fractions obtenues lors du premier passage sur la table, ont été re-passées sur la table : la fraction I-ère deux fois successivement et les fractions II et III seulement une fois.

Les résultats obtenus sont présentés dans le tableau 36.

TABLEAU 36
Traitement sur table à secousses

No.	Fraction	v _t %	Fe %	m _t %
1	Ia	4,07	46,4	8,36
2	Ib1	6,62	45,7	13,19
3	Ib2	0,69	29,1	0,89
4	Ic1	0,21	44,7	0,41
5	Ic2	0,16	21,2	0,15
6	IIa	11,37	42,4	21,10
7	IIb	11,68	33,5	17,10



No.	Fraction	v_t %	Fe %	m_t %
8	IIc	1,80	17,3	1,40
9	IIIa	1,67	39,00	2,84
10	IIIb	4,78	17,5	3,65
11	IIIc	1,65	9,6	0,69
12	IIId	0,12	6,5	0,04
13	IV	1,38	6,3	0,38
14	Total	46,20	34,7	70,20

10. Essais de flottation (repère N)

Les essais que nous avons effectués, se sont limités à la classe —0,08 mm, en vue d'étudier s'il était possible de récupérer le fer et notamment la calcite qui y étaient contenus.

Nous avons dès le début, rejeté toute possibilité de flottation d'une classe granulométrique supérieure, tenant compte du fait que les frais de broyage préliminaire rendaient cette variante non-économique.

Les essais ont été faits dans deux variantes : a) flottation après débouillage ; b) flottation sans débouillage.

Nous avons utilisé : silicate de sodium. Le produit AMONYL BR 4655 (de Montanoir) qui serait une bromure de lauryl diméthyl benzil ammonium (communication orale) ; hydroxyde de sodium (pour avoir un pH d'env. 11).

Les résultats sont présentés dans les tableaux 37 et 38 :

TABLEAU 37

Flottation après débouillage

No.	Produit	v_{op} %	v_t %
1	Écume (rejet)	16,1	1,06
2	Rejet (concentré en fer)	83,9	5,53
3	Total	100,0	6,59



TABLEAU 38
Flottation sans débouillage

No.	Produit	v _{op} %	v _t %
1	Écume (rejet)	4,8	0,75
2	Rejet (concentré en fer)	95,2	15,01
3	Total	100,0	15,76

Lors des essais sur le produit débouillé la consommation en hydroxyde de sodium a été deux fois plus importante.

VII. DISCUSSION DES PREMIERS RÉSULTATS. CONCLUSIONS PRÉLIMINAIRES

Ainsi que nous l'avons précisé à la fin du chapitre V, nous devons, par une étude assez approfondie des différentes phases de concentration, déterminer des moyens de valorisation de ce minerai, en employant un minimum d'opérations coûteuses, pour obtenir un produit final utilisable dans la sidérurgie. L'échantillon que nous avons reçu en France avait été au préalable concassé à 40 mm (sur le chantier). L'échantillon tel que ne pouvait pas se prêter à une concentration, alors qu'il contenait plus de la moitié de ses constituants sous forme de gros morceaux. Dans ce sens — après une étude des différentes mailles de broyage intermédiaire — nous avons adopté 4 mm, comme étant la maille optimale pour ce broyage. Nous avons, ensuite, appliqué les différentes méthodes classiques de concentration.

1. Préconcentration par débouillage

Nous avons essayé deux techniques dont les résultats sont résumés dans le tableau 39.

TABLEAU 39

Technique	Minerai brut Fe %	v %	Concentré Fe %	n %
Préconcentration par débouillage (lavage direct)	22,9	80,80	26,20	92,32
Préconcentration par débouillage (après séjour de 24 h dans l'eau)	22,9	78,83	26,50	91,64



On peut constater qu'un séjour assez prolongé dans l'eau n'améliore ni la teneur en fer, ni le rendement en métal du préconcentré. Une certaine quantité de fines, constituées, notamment, par l'argile et le quartz, s'élimine dès que le minerai vient en contact avec l'eau. Après un séjour de 24 heures dans l'eau, lors du débourbage, il y a une élimination supplémentaire de l'ordre de 2%, entraînant une perte métal d'environ 0,7%. Ces résultats nous conduisent, donc, à conclure que, dans un traitement par débourbage, un séjour prolongé du minerai dans l'eau n'est pas indispensable.

2. Séparation en liqueurs denses

Nous avons résumé dans le tableau 40 suivant les résultats obtenus (fig. 12).

TABLEAU 40

Fraction	v %	Fe %	m %
Lourde (d : 3,33)	26,74	48,5	56,62
Intermédiaire (d : 2,9—3,33)	8,97	33,0	12,85
Légère (d : —2,9)	41,69	12,3	22,30
Non-traitée (fines)	22,60	7,35	8,23

En admettant la récupération des fractions d'une densité supérieure à 2,9 avec rejet de la fraction légère et des fines, nous avons obtenu : un concentré titrant 44,6% Fe, représentant un rendement en métal de 69,47% et un rendement en poids de 35,71% ; un rejet d'une teneur de 10,85% Fe, représentant une perte en poids de 64,29% et une perte en métal de 30,53%.

Ces résultats, quoique intéressants du point de vue teneur en fer du concentré final (44,6% Fe), ne représentent par contre qu'une trop faible récupération du métal (69,47%). D'autre part, la teneur en fer du rejet est beaucoup trop importante (10,85% Fe).

D'ailleurs, dans ce cas, la séparation en liqueurs denses n'a d'intérêt qu'en ce qui concerne l'étude du minerai.

Ainsi, on peut constater, en examinant les teneurs en fer des différentes fractions lourdes, que, dès que l'on approche de la maille de libération de l'oolithe, on observe un accroissement très important de la teneur en fer (elle atteint 50,40% Fe).



Mais, d'autre part, on doit constater que dans le domaine des oolithes, c'est-à-dire entre 0,5 et 0,1 mm, la teneur en fer diminue avec la taille de l'oolithe (0,40 à 0,314 mm : 50,25 % Fe ; 0,315 à 0,16 mm : 47,50 % Fe ; 0,16 à 0,1 mm : 47,00 % Fe).

En examinant les fractions intermédiaires, qui représentent le domaine de la glauconie et de ce que nous appelons les „pseudo-oolithes” (dépôts concentriques autour d'un minéral étranger), on constate toujours un enrichissement assez important en fer (36,40 %) dans la fraction 0,80—0,40 mm, mais cette teneur diminue à mesure que la taille des grains diminue (0,40 à 0,315 mm : 35,20 % Fe ; 0,315 à 0,16 mm : 34,30 % Fe ; 0,16 à 0,1 mm : 32,60 % Fe).

En ce qui concerne les fractions légères, leurs teneurs en fer diminuent aussi avec la taille des grains.

En revenant à la fraction lourde, ainsi que nous l'avons précisé plus haut, les classes granulométriques comprises entre 0,8 et 0,315 contiennent plus de 50 % Fe. Si on éliminait les agglomérations d'oolithes fines avec un certain pourcentage de ciment, la teneur en fer moyenne des oolithes pures qui y resteraient serait au moins égale à 60 % Fe, ce qui nous rapproche de la teneur en fer de l'hématite.

3. Séparation magnétique

Nous avons résumé les résultats obtenus dans le tableau 41.

TABLEAU 41

Produit	Classe mm	v %	Fe %	m %
Magnétique	+0,63	7,67	41,0	13,74
Magnétique	+0,63 +0,4	6,82	43,70	12,80
Magnétique	-0,4 +0,1	27,62	45,60	54,90
Total magnétique	—	42,11	44,40	81,44
Non magnétique	+0,63	25,09	6,25	6,86
Non magnétique	+0,63 +0,4	3,49	6,09	0,90
Non magnétique	-0,4 +0,1	10,71	5,99	2,80
Non magnétique (total)	—	39,29	6,16	10,56
Produit non-traité	-0,1	18,70	9,80	8,00



Nous tenons à signaler qu'au chapitre VI nous n'avons pas présenté la séparation magnétique de la classe $+0,63$ parce que nous ne l'avions pas considérée édifiante, mais, dans le cas présent où il s'agit d'un bilan, nous devons en tenir compte.

Dès résultats présentés au tableau précédent en retenant seulement les fractions magnétiques, on obtient : un *concentré* ayant une teneur de 44,40% Fe, représentant un rendement en métal de 81,44% et un rendement en poids de 42,11% ; un *rejet total* (non magnétique-non traitées) ayant une teneur de 7,33% Fe, représentant une perte en métal de 18,5% et un pourcentage de 57,99% du tout venant.

Nous devons remarquer que, si les fractions non magnétiques représentent 10,56% du métal total contenu dans l'échantillon et ont une teneur moyenne de 6,16% Fe — qui est d'ailleurs, très intéressante — par contre, la fraction non traitée à cause de sa dimension (représentant 18,70% du total, dont 14,50% Fe en dessous de 80 microns) a une teneur moyenne de 9,80% Fe et contient 8% du métal.

En analysant tous ces résultats, on constate que les pertes importantes en métal sont dues, notamment, au fer qui se trouve dans la fraction fine (0,1 mm), fraction qui ne peut pas être traitée de la même façon que les autres fractions.

Ce problème peut être résolu de deux manières :

— la première : broyer tout le minerai à une maille très fine, avec un minimum de surfines (moins 40 microns) et de faire (après élimination de ces surfines) la flottation de la „limonite”, ou, éventuellement, la S.M H.I. dans l'eau,

— la seconde variante : trouver une méthode de broyage par laquelle on obtiendrait un pourcentage assez réduit de fines, mais, toutefois, en broyant assez pour réduire les „gros morceaux”.

Nous ne devons pas oublier que l'un des objectifs de cette étude est de trouver des moyens de valorisation peu coûteux or un broyage intégral à une maille assez fine implique un coût élevé du broyage.

Donc, dès le début nous avons rejeté la première variante, comme non intéressante du point de vue économique et nous avons fait les études de broyage nécessaires.

4. Le broyage

Nous avons fait des études de broyage intermédiaire au taux d'humidité normal et sur minerai mouillé et nous avons pu déterminer la maille optimale pour ce broyage, maille qui se situe à 4 mm.



a) **Broyage integral intermédiaire à 4 mm.** Dans ce cas on réduit les „gros morceaux”, dont il en reste seulement 13,22% du tout venant, d'une taille comprise entre 4 et 2 mm et ayant une teneur en fer de 12%, tandis que dans la classe 0,1 mm on obtient 24,15% du tout venant, ayant une teneur de 8,60% Fe. La classe granulométrique 0,1 à 2 mm représente 62,63% en poids du tout venant, titre 30,80% Fe et renferme 84,18%, du fer total.

b) **Broyage integral secondaire.** Les essais repère D, E, et F représentent une partie des essais que nous avons effectués. Il s'agit du minerai qui a subi un broyage intermédiaire à 4 mm et qui est broyé à nouveau en différentes conditions.

Dans les trois cas que nous avons mentionné, on remarque la tendance beaucoup plus accentuée du fer à passer dans les fractions fines. (—0,1 mm), évidemment, au détriment des classes granulométriques supérieures à la taille de l'oolithe, mais, aussi — et ce qui est plus grave — au détriment des oolithes.

c) **Broyage partiel secondaire.** Le minerai, après broyage intermédiaire, est préconcentré par débourbage et classé à une maille qui représenterait la maille moyenne de l'oolithe. Nous avons supposé que en dessous de cette maille moyenne les oolithes sont suffisamment libérés, tandis que à une maille supérieure, évidemment, il y a encore des agglomérations d'oolithes avec un du ciment. C'est seulement la fraction supérieure qui a été, ensuite, broyée. A ce sujet, nous avons présenté les essais repère G et repère C. Dans ces cas on constate que dans la classe — 0,1 mm la teneur en fer est également assez importante (14,9% Fe pour l'essai repère G et 18,9% Fe pour l'essai repère C).

En comparant tous ces résultats, on constate que, lors du broyage integral de l'échantillon, soit intermédiaire, soit secondaire, il y a beaucoup trop de métal qui passe dans les classes granulométriques inférieures.

En examinant le minerai, nous avons constaté que la plupart des oolithes est très compacte et assez dure par rapport au ciment qui est friable et se désagrège facilement.

Cependant, les oolithes de dimensions comprises entre 0,5 et 0,315 mm, et dont la teneur en fer se rapproche de celle de l'hématite, ont une dureté comparable à celle du ciment. On a donc intérêt à ménager le plus possible, lors du broyage, cette fraction granulométrique dans le but d'éviter la formation d'ultrafines qui enrichiraient la classe — 0,1 mm.

C'est l'objectif que nous avons poursuivi.



d) **Broyage ménagé par étages successifs.** Pour le début, nous sommes partis d'un minerai qui avait déjà subi le broyage intermédiaire. Nous l'avons classé à une maille légèrement supérieure à la dimension maximale de l'oolithe, c'est à dire à 0,63 mm. La classe de dimension supérieure à cette maille a été, ensuite, broyée. C'est l'essai repère U. On a pu ainsi vérifier l'exactitude des conclusions précédentes : obtention de fines assez pauvres en fer (5,07 % Fe lors du premier broyage) et accumulation des oolithes dans la classe intermédiaire (0,63 à 0,08 mm).

Le meilleur broyage appliqué à ce minerai est donc un broyage ménagé avec élimination successive des grains de dimensions inférieures à 0,63 mm.

e) **Classement du minerai brut avant broyage.** Les analyses granulométriques effectuées sur le minerai tout venant concassé à 40 mm sur le chantier, ont été effectuées de trois façons différentes : sous l'eau ; à sec au taux d'humidité normal (6 %) ; à sec sur le minerai séché.

Les analyses à sec et au taux d'humidité normal ont été très proches. Par contre, lors du tamisage de l'échantillon dans l'eau, on a pu constater, par rapport au tamisage à sec, que 23,42 % de la quantité passait en plus dans les classes inférieures à 2 mm.

Les fines ($-0,1$ mm) représentant 17,79 % en poids du tout venant, ont une teneur moyenne de 5,68 % Fe, et contiennent 4,42 % du métal de l'échantillon. Les classes inférieures à 0,63 mm sont beaucoup plus riches en fer : les fractions granulométriques comprises entre 0,5 mm et 0,16 mm titrent de 40 % à 44,8 % Fe.

Lors du tamisage à sec, il y avait eu aussi un enrichissement en fer dans cette classe, mais les teneurs étaient beaucoup plus réduites, ne dépassant pas 36,80 % Fe.

Il est évident qu'il faut adopter le tamisage humide.

En tamisant l'échantillon dans l'eau, on peut rejeter la classe granulométrique inférieure à 0,1 mm, la perte en métal étant négligeable (4,42 %). On récupère la classe 0,63 à 0,1 mm, représentant 28,23 % en poids du tout venant, 50,90 % du métal et titrant 41,29 % Fe. La classe supérieure à 0,63 mm (53,98 % en poids du tout venant, 44,68 % du métal, ayant une teneur moyenne de 19 % Fe) est soumise aux différents traitements.

En conclusion, on peut affirmer que par un classement dans l'eau à 0,63 mm et en rejetant les fines ($-0,1$ mm) on peut obtenir un concentré préliminaire titrant 41,29 % Fe et un rendement en métal de 50,90 %.



Ensuite, par des broyages ménagés par étages successifs et des classements répétés à 0,63 mm et 0,08 mm on peut obtenir d'autres concentrés, qui, ajoutés au concentré préliminaire, conduiront à un concentré final dans lequel sera accumulé le maximum possible d'oolithes.

VIII. ESSAIS DE VÉRIFICATION DES CONCLUSIONS PRÉLIMINAIRES

1. Broyage

a) **Schéma I (humide).** *Tamissage préliminaire.* Le minerai concassé à 40 mm est tamisé dans l'eau à 0,63 mm et, ensuite, à 0,10 mm. Pour éviter une usure très rapide du tamis de 0,63 mm par les gros morceaux, nous avons introduit dans le circuit trois grilles de protection ayant les mailles suivantes : 20 mm, 5 mm et la dernière 2 mm. De cette façon, seulement 58,05% du tout venant (fraction inférieure à 5 mm) vient en contact avec la dernière grille de protection (2 mm) et 50,25% en contact avec le tamis de 0,63 mm. Les gros morceaux (+2 mm) et le refus du tamis de 0,63 mm sont récupérés ensemble et rentrent dans le circuit de broyage. Le refus du tamis de 0,1 mm est récupéré, constituant le concentré, tandis que le passé est rejeté.

On obtient donc : un *concentré* représentant 28,23% de la quantité, contenant 50,90% du fer total et ayant une teneur de 41,29% Fe ; un *rejet*, représentant 17,79% de la quantité du minerai, contenant 4,42% du fer total et ayant une teneur de 5,68% Fe ; un produit que nous appellerons „grossier”, qui représente 53,98% de la quantité du tout venant, contenant 44,68% du fer total et ayant une teneur de 19% Fe.

Ce produit „grossier” est ensuite broyé dans des broyeurs à jarres en porcelaine de Ø 200 mm.

Premier broyage. Le produit „grossier” (après broyage) est classé à 0,63 mm et à 0,08 mm. Les résultats de ce classement sont présentés dans le tableau 42.

TABLEAU 42

No.	Classe mm	v_t %	Fe %	m_t %
1	+0,63	31,42	17,03	23,36
2	-0,63 +0,08	10,20	39,60	17,65
3	-0,08	12,36	6,80	3,67



La classe supérieure à 0,63 mm est gardée en vue d'un nouveau broyage. Le refus du tamis de 0,08 mm est récupéré, constituant le premier concentré de broyage, qui est déversé dans le même circuit que le concentré obtenu par tamisage. La classe inférieure à 0,08 mm est ajoutée au rejet déjà obtenu précédemment.

En conclusion on obtient : un *concentré total*, représentant 38,43 % en poids du tout venant, contenant 68,55 % du fer total et ayant une teneur moyenne de 40,84 % Fe ; un *rejet total*, représentant 30,15 % en poids du tout venant, contenant 8,09 % du métal total et ayant une teneur de 6,14 % Fe ; un produit „grossier” représentant 31,42 % en poids du tout venant, contenant 23,36 % du fer total et ayant une teneur de 17,03 % Fe. Ce produit sera soumis au deuxième broyage.

Deuxième broyage. Le produit „grossier” de l'opération précédente est à nouveau broyé et classé à 0,63 et à 0,08 mm.

Nous en présentons les résultats dans le tableau 43.

TABLEAU 43

No.	Classe mm	v_t %	Fe %	m_t %
1	+0,63	24,70	15,20	16,41
2	-0,63 +0,08	3,33	39,20	5,71
3	-0,08	3,39	8,37	1,24

Nous avons procédé avec ces classes de la même façon que lors du premier broyage et nous avons obtenu : un concentré total, représentant 41,76 % en poids du tout venant, contenant 74,26 % du métal total et ayant une teneur de 40,70 % Fe ; un rejet total représentant 33,54 % en poids du tout venant, contenant 9,33 % du métal total et ayant une teneur moyenne de 6,36 % Fe ; un produit „grossier” à broyer ultérieurement, représentant 24,70 % en poids du tout venant, contenant 16,41 % du fer total et ayant une teneur de 15,20 % Fe.

Troisième broyage. Le mode opératoire est le même que précédemment. Les résultats obtenus sont présentés dans le tableau 44.



TABLEAU 44

No.	Classe mm	v_t %	Fe %	m_t %
1	+0,63	20,97	13,80	12,65
2	-0,63 +0,08	1,88	35,80	3,03
3	-0,08	1,85	9,14	0,73

En procédant de la même façon que pour les deux broyages précédents, nous obtenons : un *concentré total*, représentant 43,64 % en poids du tout venant, contenant 77,29 % du métal total et ayant une teneur de 40,50 % Fe ; un *rejet total*, représentant 35,39 % en poids du tout venant, contenant 10,06 % du fer total et ayant une teneur de 6,50 % Fe ; un produit „grossier” à broyer à nouveau, représentant 20,97 % en poids du tout venant, contenant 12,65 % du métal et ayant une teneur de 13,8 % Fe.

Quatrième broyage. Les résultats de ce broyage sont présentés dans le tableau 45.

TABLEAU 45

No.	Classe mm	v_t %	Fe %	m_t %
1	+0,63	17,26	11,56	8,70
2	-0,63 +0,08	2,18	34,20	3,25
3	-0,08	1,53	10,45	0,70

En repartissant ces classes comme dans le cas du broyage précédent, on obtient : un *concentré total*, représentant 45,82 % en poids du tout venant, contenant 80,54 % du fer total et ayant une teneur de 40,25 % Fe ; un *rejet total*, représentant 36,92 % de la quantité du tout venant, contenant 10,76 % du „fer total et ayant une teneur de 6,66 % Fe ; un produit „grossier” à rebroyer, représentant 17,26 % de la quantité du tout venant, contenant 8,70 % du fer total et ayant une teneur de 11,56 % Fe.



Cinquième broyage. Les résultats de ce broyage sont présentés dans le tableau 46.

TABLEAU 46

No.	Classe mm	v_t %	Fe %	m_t %
1	+0,63	14,43	9,33	5,86
2	-0,63 +0,08	1,69	30,90	2,28
3	-0,08	1,14	11,20	0,56

En procédant avec ces classes comme plus haut, on obtient : un *concentré total*, représentant 47,51% en poids du tout venant, contenant 82,82% du fer total et ayant une teneur de 39,91% Fe; un *rejet total*, représentant 38,06% en poids du tout venant, contenant 11,32% du fer total et ayant une teneur de 6,72% Fe; un produit „grossier”, représentant 14,43% en poids du tout venant, contenant 5,86% du fer total et ayant une teneur de 9,33% Fe.

On remarque que, lors de ce dernier broyage, la teneur en fer de la classe + 0,63 mm (9,33% Fe) est inférieure à la teneur de la classe des fines (11,20% Fe). Il en résulte qu'on n'a plus intérêt de pousser plus loin le broyage.

Pour vérifier cette hypothèse nous avons quand même effectué un sixième broyage et nous avons obtenu : un *concentré total*, représentant 48,87% de la quantité du tout venant, contenant 84,18% du fer total et ayant une teneur de 39,5% Fe; un *rejet total*, représentant 38,83% de la quantité du tout venant, contenant 11,69% du fer total et ayant une teneur de 6,90% Fe; un produit „grossier” représentant 12,30% de la quantité du tout venant, contenant 4,13% du fer total et ayant une teneur de 7,70% Fe.

En comparant ces résultats avec les résultats obtenus après le cinquième broyage, on constate qu'on a récupéré seulement 1,36% du fer total. Il est très probable que le coût de cette opération (broyage et tamisage) ne puisse justifier cette si faible récupération, d'autant plus que la teneur en fer de ce „concentré” récupéré est de seulement 22,9% Fe.

En conclusion, nous pensons qu'il est tout à fait souhaitable, pour les raisons que nous avons exposé plus haut, que l'on s'arrête après le cinquième broyage.



On obtient un concentré assez riche — comparativement à la teneur en fer du minerai de départ (22,9 % Fe) ; un rejet assez pauvre en fer, compte tenu de la limite naturelle de cette teneur, et un produit „grossier” (à 9,33 % Fe).

On pourrait conserver le produit „grossier” en vue d'un autre genre de préparation ultérieure, ou l'ajouter au rejet total. En ce dernier cas on obtient un rejet final représentant 52,49 % en poids du tout venant, contenant 17,18 % du métal total et titrant 7,50 % Fe, teneur assez convenable pour ce rejet.

Ces résultats sont condensés dans le tableau 47.

TABLEAU 47

No.	Produit	v %	Fe %	m %
1	Minerai brut	100,0	22,9	100,0
2	Concentré final	47,51	39,91	82,82
3	Rejet final	52,49	7,50	17,18

A première vue, la perte en métal pourrait paraître forte, mais, il ne faut pas oublier la constitution minéralogique du ciment du minerai, qui contient — en dehors d'autres minéraux — de l'argile renfermant du fer et de la limonite fine, impregnant à peu près tous les minéraux du ciment.

D'autre part, les gros grains de quartz et les fossiles plus ou moins silicifiés, qui sont résistants au broyage, sont tout aussi contaminés par cette limonite, évidemment, elle se trouve dans une proportion plus réduite, vu la grosseur des grains qu'elle enrobe. En outre nous ne devons pas oublier la présence de la sidérose dans cette classe résistante au broyage.

La teneur moyenne du ciment des oolites se situe à environ 5,75 % Fe. Pour pouvoir récupérer ce fer, il faudrait employer des moyens assez compliqués et en même temps assez coûteux qui ne justifieraient aucunement cette récupération. D'ailleurs, à ce sujet, on devrait abandonner les moyens physiques qui seraient inefficaces.

C'est en tenant compte de toutes ces considérations que nous avons affirmé auparavant que la teneur de 7,50 % Fe du rejet nous paraissait une teneur acceptable.



Dans ces conditions on obtient: 1 tonne de concentré titrant 39,91% Fe à partir de 2,105 tonnes de minerai brut à 22,9% Fe.

Dans la fig. 13, nous avons présenté ce premier schéma de broyage. Les chiffres entre parenthèses représentent les différents rendements en fer. Le matériel qu'on doit utiliser est des plus courants mais le broyage doit être fait avec beaucoup de soin.

Cette méthode de concentration paraîtra assez singulière par sa simplicité de conception d'autant plus que, actuellement, il y a beaucoup de chercheurs dans le domaine de la valorisation des minerais qui pensent qu'une méthode trop simple ou trop classique ne peut pas présenter d'intérêt. Ils penchent plutôt vers l'application de méthodes plus complexes qui utiliseraient des moyens particuliers.

Dans le cas de ce minerai, dont le problème principal est une valorisation peu coûteuse (d'autant plus que le fer est un métal d'un prix assez modique) les techniques très modernes dans le domaine de la valorisation ne peuvent être appliquées qu'avec beaucoup de précautions en ce qui concerne le problème économique.

Nous avons essayé, par la suite, de simplifier un peu le schéma de broyage, étant donné que celui que nous proposons est quand même assez compliqué et oblige à travailler avec beaucoup de soin, or à l'échelle industrielle les opérations doivent être réduites au minimum. C'est ainsi que nous avons établi le schéma II dans lequel trois broyages successifs sont remplacés par un seul broyage à une maille donnée et contrôlée.

b) **Schéma II (humide).** *Tamissage préliminaire.* Comme dans le schéma I^{er} on démarre par le classement dans l'eau du minerai concassé grossièrement à 40 mm. On obtient les trois classes énoncées en tamissage préliminaire, mais, par contre, cette fois-ci le produit „grossier” subira un broyage contrôlé à 4 mm.

Broyage contrôlé à 4 mm. Les résultats du classement, après ce broyage, sont présentés dans le tableau 48.

TABLEAU 48

No.	Classe mm	v %	Fe %	m %
1	+0,63	30,80	13,85	18,64
2	-0,63 +0,10	16,82	29,20	21,40
3	-0,10	6,36	16,70	4,64



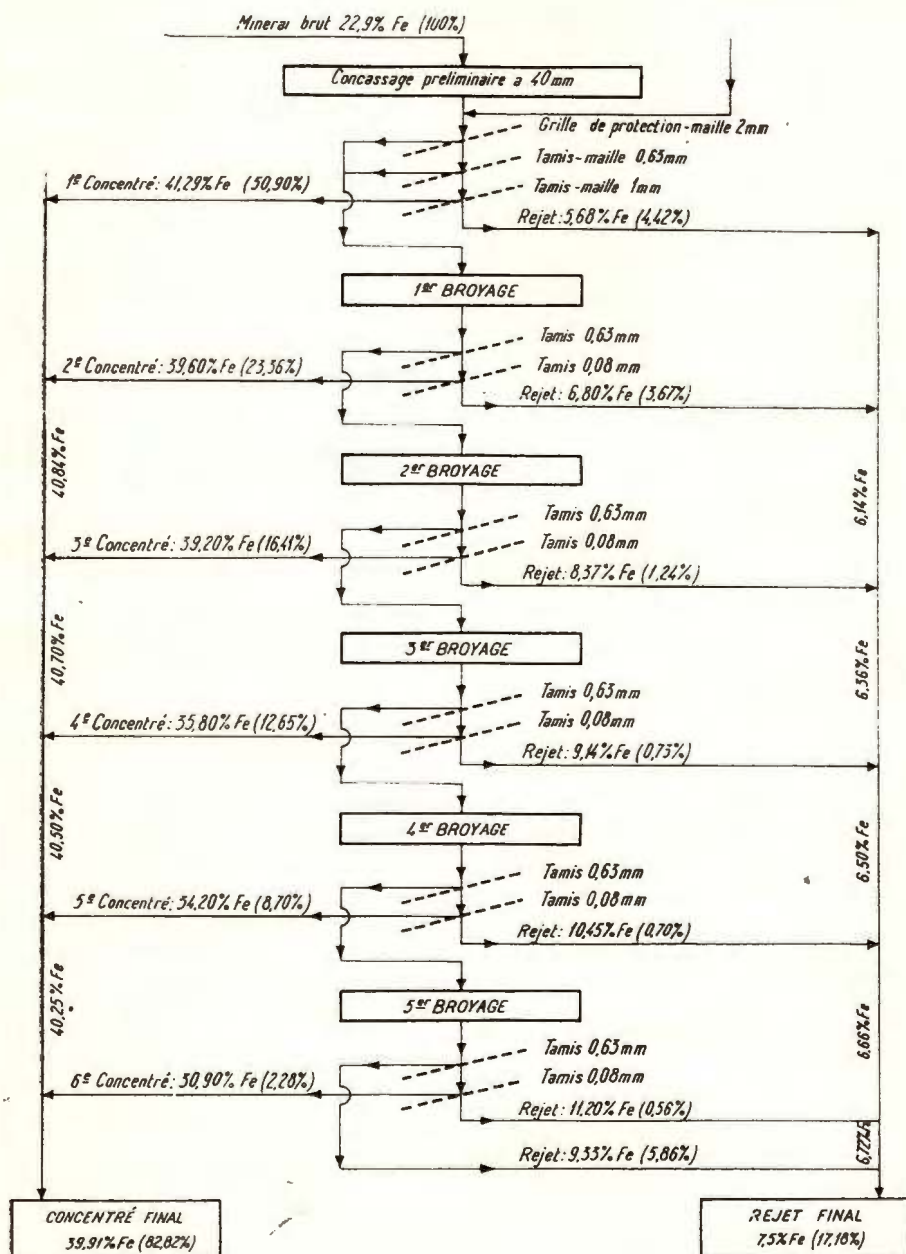


Fig. 13. — Broyage — schéma I.

En procédant de la même façon que dans le cas du schéma I^{er}, c'est-à-dire en ajoutant la classe 0,63—0,10 mm au concentré de tamisage, en déversant la classe —0,10 mm dans la cuve où se trouvait le rejet de tamisage et en gardant la classe supérieure à 0,63 mm, on obtient : un *concentré total*, représentant 45,05% de la quantité du tout venant, contenant 72,30% du fer total et ayant une teneur de 36,76% Fe ; un *rejet total*, représentant 24,15% de la quantité du tout venant, contenant 9,06% du métal total et ayant une teneur de 8,58% Fe ; un produit „grossier” représentant 30,80% de la quantité du tout venant, contenant 18,64% du métal total et ayant une teneur de 13,85% Fe. Ce produit sera ensuite broyé d'après la méthode employée au schéma I^{er}.

TABLEAU 49

No.	Classe mm	v _t %	Fe %	m _t %
1	+0,63	17,90	12,45	9,74
2	—0,63 +0,08	5,84	28,90	6,37
3	—0,08	7,06	11,60	1,53

Premier broyage. Les résultats sont présentés dans le tableau 49.

En faisant les mêmes répartitions qu'auparavant, on obtient : un *concentré total*, représentant 50,89% de la quantité du tout venant, contenant 79,67% du fer total et ayant une teneur de 35,80% Fe ; un *rejet total*, représentant 31,21% de la quantité du tout venant, contenant 10,59% du métal total et ayant une teneur de 7,75% Fe ; un produit „grossier”, représentant 17,90% de la quantité du tout venant, contenant 9,74% du fer total et ayant une teneur de 12,45% Fe. Ce produit sera broyé à nouveau.

Deuxième broyage. Nous présentons les résultats obtenus, dans le tableau 50.

TABLEAU 50

No.	Classe mm	v _t %	Fe %	m _t %
1	+0,63	14,07	11,15	6,85
2	—0,63 +0,08	1,90	28,70	2,38
3	—0,08	1,93	6,12	0,51



En repartissant ces classes, ainsi que nous l'avions exposé plus haut, on obtient : un *concentré total*, représentant 52,79% en poids du tout venant, contenant 82,05% du fer total et ayant une teneur de 35,59% Fe ; un *rejet total* représentant 33,14 % en poids du tout venant, contenant 11,10% du fer total et ayant une teneur de 7,68% Fe ; un produit „grossier” représentant 14,07% en poids du tout venant, contenant 6,85% du fer total et ayant une teneur de 11,15% Fe.

En groupant le rejet et le produit „grossier” on peut obtenir un rejet final, que nous présentons dans le tableau 51, en comparaison avec le concentré final.

TABLEAU 51

No.	Produit	v %	Fe %	m %
1	Concentré final	52,79	35,59	82,05
2	Rejet final	47,21	8,7	17,95

Dans la fig. 14, nous avons présenté ce schéma de broyage.

En comparant les résultats des deux schémas, on peut constater que, en ce qui concerne les rendements en fer du concentré et du rejet, il n'a y pas une différence sensible. Dans le second cas on récupère moins que 0,77% du fer total — ce qui est, pratiquement, négligeable.

Par contre, toujours dans le schéma II, le rendement en poids est augmenté avec 5,28% d'où il résulte une dilution plus poussée du métal. Cette dilution se reflète dans la teneur, qui descend à 35,59%, Fe, vis-à-vis de 39,91% Fe, comme c'était le cas lors du schéma I^{er}. Évidemment, les constatations antérieures concernant le broyage de ce minerai à une maille contrôlée, se confirment. De toute manière, les résultats du schéma II sont à retenir.

Compte tenu de la assez basse teneur des concentrés obtenus par simple classement du produit broyé, il nous a paru indispensable d'effectuer des essais complémentaires de séparation magnétique à haute intensité à sec.

Dans ce but, en nous basant sur l'expérience déjà acquise dans ce domaine, nous avons tenté de reprendre à nouveau le problème du broyage à sec (au taux d'humidité normal), dans l'hypothèse que, même si on obtenait un concentré de broyage dilué on pouvait, après séparation ma-



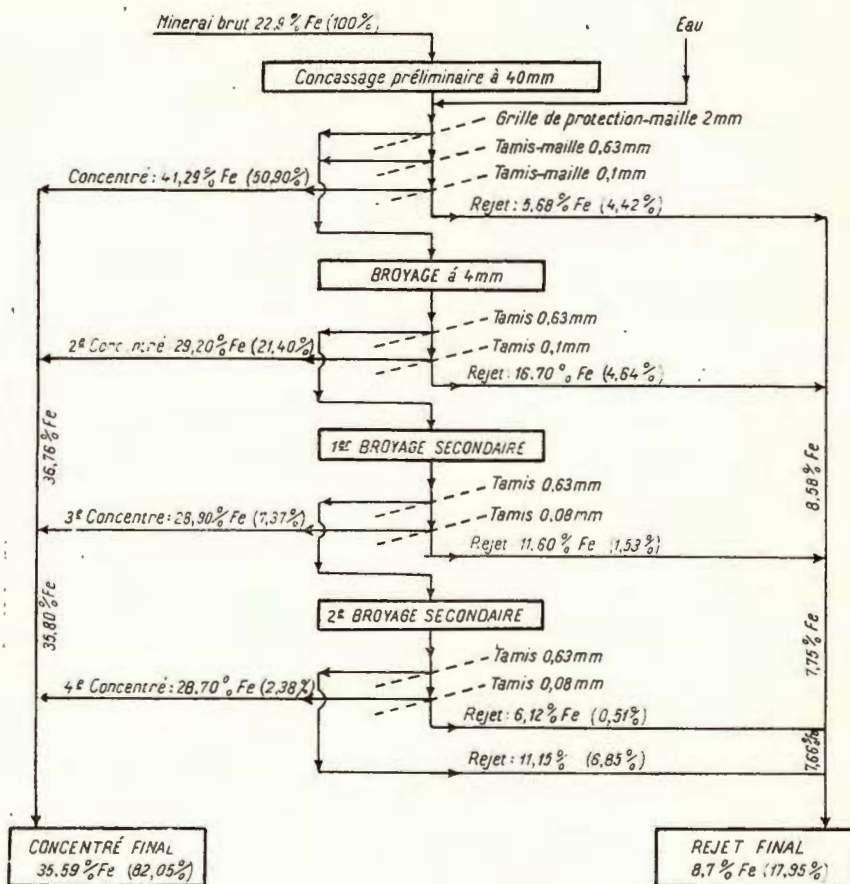


Fig. 14. — Broyage — schéma II.

gnétique, avoir un produit très riche — ce qui paraissait assez intéressant — à condition que, finalement, on n'eût pas de pertes trop importantes en fer.

Dans ce qui suit, nous présentons ces travaux.

c) **Broyage au taux d'humidité normal.** *Tamissage préliminaire.* En classant le minerai concassé (à 40 mm) sur le tamis de 0,63 mm, on obtient : un *concentré* représentant 15,15% en poids du tout venant, contenant 21,73 du fer total et ayant une teneur de 32,9% Fe ; un *rejet* représentant 4,55% de la quantité du tout venant, contenant 2,28% du métal total en ayant une teneur de 11,50% Fe ; un produit „grossier”, à broyer ultérieurement, représentant 80,30% de la quantité du tout venant, contenant 75,99% du métal total et ayant une teneur de 21,7% Fe.



Broyage contrôlé à 4 mm. Le produit „grossier” a été broyé à 4 mm. On a obtenu les résultats qui sont présentés dans le tableau 52.

TABLEAU 52

No.	Classe mm	v_t %	Fe %	m_t %
1	+0,63	44,07	16,9	32,60
2	-0,63 +0,10	26,35	33,5	38,54
3	-0,10	9,88	11,25	4,85

Après la répartition de ces classes dans les trois groupes, on obtient : un *concentré*, représentant 41,50% en poids du tout venant, contenant 60,27% du fer total et ayant une teneur de 33,3% Fe; un *rejet*, représentant 14,43% en poids du tout venant contenant 7,13% du fer total et ayant une teneur de 11,3% Fe; un produit „grossier” représentant 44,07% en poids du tout venant contenant 32,60% du fer total et ayant une teneur de 16,9% Fe. Ce produit sera broyé à nouveau.

Broyage secondaire. Les résultats de ce broyage sont présentés dans le tableau 53.

TABLEAU 53

No.	Classe mm	v_t %	Fe %	m_t %
1	+0,63	24,70	15,96	17,25
2	-0,63 +0,08	10,54	19,85	9,18
3	-0,08	8,83	15,92	6,17

On remarquera que la classe supérieure à, à peu près, la même teneur en fer que la classe des fines. Comme nous l'avons déjà signalé, il est plus intéressant de ne plus poursuivre le broyage.

On obtient donc, finalement : un *concentré*, représentant 52,04% en poids du tout venant, contenant 69,45% du métal total et ayant une



teneur de 27,60% Fe; un *rejet*, représentant 23,26% en poids du tout venant contenant 13,30% du fer et ayant une teneur de 13,1% Fe; un produit „grossier” représentant 24,70% en poids du tout venant, contenant 17,25% du fer total et ayant une teneur de 15,96% Fe.

Dans le cas où on n'appliquerait pas la séparation magnétique, les résultats obtenus sont présentés dans le tableau 54.

TABLEAU 54

No.	Produit	v %	Fe %	m %
1	Concentré	52,04	27,60	69,45
2	Rejet	47,96	14,60	30,55

En analysant ces produits, il est évident qu'il n'est souhaitable d'adopter le broyage à sec pour ce minerai, que dans la seule hypothèse d'une préparation ultérieure, qui permettrait une récupération du fer, notamment, dans la fraction grossière — autrement les pertes en métal seront beaucoup trop importantes et la faible teneur du concentré ne les justifierait point.

2. Séparation magnétique

Les essais que nous avons faits précédemment, nous avaient conduit à la conclusion qu'il était pratiquement impossible de séparer les oolithes des concrétions de glauconie à cause de la très faible différence de leurs susceptibilités magnétiques.

Ce phénomène est dû au fait qu'une partie des grains de glauconie est altérée — ainsi que nous l'avons vu au chapitre qui traitait les problèmes de minéralogie. D'autre part, si on arrivait à séparer la glauconie, les pertes en métal seraient importantes, à cause de la teneur en fer assez élevée de cette dernière.

Nous avons, donc, préféré travailler au maximum du champ magnétique, pouvant être fourni par le matériel.

Nous avons effectué la séparation magnétique des produits de broyage obtenus par l'application du schéma I^{er} et du schéma II, ainsi que sur ceux obtenus par voie sèche (c'est-à-dire au taux d'humidité normal).

Évidemment, les produits du broyage humides devaient être séchés auparavant. A ce sujet nous devons remarquer que les oolithes, en général,



sont assez poreuses, l'eau ne formant qu'une pellicule fine sur leur surface, ce qui facilite leur séchage. Cette constatation, par contre, n'est pas applicable aux oolithes hématitisées, qui sont plus poreuses et dont l'élimination de l'eau est beaucoup plus longue.

La séparation magnétique a été effectuée suivant deux variantes : variante 1) séparation magnétique du concentré final obtenu par broyage ; variante 2) séparation magnétique du concentré de broyage + produit „grossier”.

Compte tenu de sa finesse, la fraction inférieure à 0,1 mm, ne peut être traitée par séparation magnétique à sec.

Concernant la séparation magnétique à haute intensité par voie humide, d'après la littérature spécialisée, l'U.R.S.S., l'applique à l'échelle industrielle ; par ailleurs Carpcu (U.S.A.) et Jones (Grande Bretagne) ont livré ces derniers temps des appareils semi-industriels.

a) **Séparation magnétique des produits broyés d'après le schéma I^{er}. Variante I^{re}.** Les résultats de la séparation magnétique du concentré final de broyage sont présentés dans le tableau 55.

TABLEAU 55

No.	Produit	V _t %	Fe %	m _t %
1	Magnétique	38,40	47,90	80,35
2	Non magnétique	9,11	6,20	2,47

En gardant le concentré magnétique et en ajoutant le produit non magnétique au rejet final de broyage (rejet + produit „grossier”) on obtient les produits suivants (tabl. 56).

TABLEAU 56

No.	Produit	v %	Fe %	m %
1	Concentré magnétique	38,40	47,90	80,35
2	Rejet final	61,60	7,30	19,65



Variante 2. Les résultats de la séparation magnétique du produit „grossier” sont présentés dans le tableau 57.

TABLEAU 57

No.	Produit	v_t %	Fe %	m_t %
1	Magnétique	1,57	44,3	3,64
2	Nonmagnétique	12,86	5,06	2,22

En ajoutant cette fraction magnétique ou concentré magnétique déjà obtenu précédemment et en rejetant la fraction non magnétique, on obtient les résultats qui sont présentés dans le tableau 58.

TABLEAU 58

No.	Produit	v %	Fe %	m %
1	Concentré magnétique	39,97	47,70	83,99
2	Rejet	60,03	6,10	16,01

En comparant les résultats de ces deux variantes, on constate que pour une même teneur en fer (47,90% Fe dans le premier cas et 47,70% dans le second cas) on récupère en plus 3,64% du fer total contenu dans le minerai brut. Cette récupération supplémentaire vient couvrir largement (1,17%) la perte en métal due à la séparation magnétique du concentré de broyage (variante 1^{re}).

b) **Séparation magnétique des produits broyés d'après le schéma II.** *Variante 1^{re}.* Les résultats de la séparation magnétique du concentré final de ce broyage sont présentés dans le tableau 59.

TABLEAU 59

No.	Produit	v_t %	Fe %	m_t %
1	Magnétique	38,00	47,10	78,13
2	Non magnétique	14,79	6,07	13,92



En gardant le concentré magnétique et en ajoutant la fraction non magnétique au rejet final de broyage (rejet + produit „grossier”), on obtient les produits qui sont résumés dans le tableau 60.

TABLEAU 60

No.	Produit	v %	Fe %	m %
1	Concentré magnétique	38,00	47,10	78,13
2	Rejet total	62,00	8,07	21,87

Variante 2. Les résultats de la séparation magnétique du produit „grossier” sont présentés dans le tableau 61.

TABLEAU 61

No.	Produit	v _t %	Fe %	m _t %
1	Magnétique	2,20	39,00	3,74
2	Non magnétique	12,87	5,53	3,11

En ajoutant cette fraction magnétique au concentré magnétique obtenu précédemment et en rejetant la fraction non magnétique, on obtient les résultats qui sont présentés dans le tableau 62.

TABLEAU 62

No.	Produit	v %	Fe %	m %
1	Concentré magnétique final	40,20	46,70	81,87
2	Rejet final	59,80	6,94	18,13

En comparant les résultats de ces deux variantes, on constate que l'écart des teneurs en fer des concentrés est plus important que lors de la séparation magnétique des produits de broyage d'après le schéma I^{er} (47,10 % Fe pour la variante 1^{re} et 46,70 % Fe pour la variante 2), tandis-



que la récupération en métal est à peu près égale (3,64 % pour le schéma I^{er} et 3,74 % pour le schéma II).

Compte tenu que, lors de la séparation magnétique du concentré de broyage d'après le schéma II on perd 3,92 % du fer total contenu dans le minerai brut, la récupération obtenue par la séparation magnétique du produit „grossier” (3,74 %) ne recouvre pas complètement cette perte en métal. Toutefois, l'écart est négligeable.

c) **Séparation magnétique des produits obtenus après broyage à sec. Variante 1^{re}.** Les résultats de la séparation magnétique du concentré final de ce broyage sont présentés dans le tableau 63.

TABLEAU 63

No.	Produit	v _t %	Fe %	m _t %
1	Magnétique	31,24	46,90	64,00
2	Non magnétique	20,80	6,00	5,45

En gardant le concentré magnétique et en ajoutant la fraction non magnétique au rejet final de broyage (rejet + produit „grossier”) on obtient les produits du tableau 64.

TABLEAU 64

No.	Produit	v %	Fe %	m %
1	Concentré magnétique	31,24	46,90	64,00
2	Rejet final	68,76	12,00	36,00

Variante 2. Les résultats de la séparation magnétique du produit „grossier” sont présentés dans le tableau 65.

TABLEAU 65

No.	Produit	v _t %	Fe %	m _t %
1	Magnétique	5,77	45,5	11,53
2	Non magnétique	18,93	6,92	5,72



En ajoutant cette fraction magnétique au concentré magnétique déjà obtenu par séparation du concentré de broyage et en rejetant la fraction non magnétique, on obtient les résultats présentés dans le tableau 66.

TABLEAU 66

No.	Produit	v %	Fe %	m %
1	Concentré magnétique final	37,01	46,70	75,53
2	Rejet final	62,99	8,88	24,47

En comparant ces deux variantes, on constate que l'écart des teneurs en fer est, pratiquement, négligeable (46,90 % Fe pour la variante 1^{re} et 46,70 % Fe pour la variante 2). Par contre, en appliquant la variante 2, on récupère 11,53 % en plus du métal total contenu dans le minerai brut. En déduisant la perte en métal lors de la séparation magnétique du concentré de broyage, qui est de 5,45 %, on obtient quand même une récupération supplémentaire de 6,08 %.

De toute façon, on peut constater que le rendement en métal, lors du travail au taux d'humidité naturelle, est assez réduit. A notre avis, étant donné la faible teneur en fer du minerai brut et le coût assez peu onéreux de la préparation que nous proposons, une perte en métal d'env. 20 % pourrait être acceptable, mais, dès qu'elle dépasse ce taux, il faut travailler avec une extrême prudence. C'est, d'ailleurs, le cas ici présent où la perte en métal se situe aux alentours de 25 %. Evidemment, nous ne rejetons pas encore la possibilité d'enrichissement par voie sèche. Il est possible que, lors des essais en station pilote, ce rendement soit amélioré.

En dehors de la séparation magnétique à haute intensité, dont nous venons de parler, un autre moyen pour augmenter la teneur en fer de ce minerai, est le traitement sur table à secousses.

Nous avons présenté au chapitre VI la technique que nous avons employé, en l'illustrant par un exemple, que nous avons choisi parmi les essais effectués.

En nous basant sur l'expérience déjà acquise dans ce domaine et, en même temps, en vue de vérifier encore une fois les résultats, nous avons traité les concentrés de broyage, d'après le schéma I^{er} et le schéma II, sur la table à secousses.



Nous n'avons pas pu, au stade de laboratoire, essayer le traitement sur spirales, étant donné la quantité assez réduite de minerai à notre disposition (au total il y avait eu env. 100 kg sur lesquels nous avons fait tous les essais présentés).

3. Traitement sur table à secousses

a) **Traitement du concentré de broyage d'après le schéma I^{er}.** Dans le tableau 67 nous présentons les résultats obtenus après trois passages sur table. Les trois concentrés ont été mélangés, formant la fraction que nous avons appelé „concentré” tandis que les deux fractions „mixtes” et les trois fractions „stériles”, ont été gardés, en vue d'établir le meilleur bilan du fer.

TABLEAU 67

No.	Produit	v %	Fe %	m %
1	Concentré	20,73	48,2	43,65
2	Mixte I	3,18	44,0	6,11
3	Mixte II	14,05	43,8	26,90
4	Stérile I	2,90	28,3	3,59
5	Stérile II	2,61	10,2	1,16
6	Stérile III	4,04	8,0	1,41

Si on retenait seulement le concentré et les mixtes, on obtiendrait un concentré final titrant 46,2% Fe, mais, représentant un rendement en fer de seulement 76,66%. Cette solution n'est pas intéressante à cause de ce rendement en métal.

Par contre, si on ajoutait au concentré aussi le stérile I, on obtiendrait les résultats qui sont résumés dans le tableau 68.

TABLEAU 68

No.	Produit	v %	Fe %	m %
1	Concentré total	40,86	45,0	80,25
2	Rejet total (rejet de broyage inclus)	59,14	7,65	19,75



Nous considérons que ces résultats ne manquent pas d'intérêt. La teneur de 45% Fe du concentré, à notre avis, est un maximum qu'on peut obtenir (par cette méthode et pour un rendement en métal acceptable), vu la teneur moyenne des oolithes.

D'autre part, la teneur moyenne du rejet (7,65% Fe) est aussi, très intéressante, pour les raisons que nous avons exposées précédemment.

b) **Traitement du concentré de broyage d'après le schéma II.** La technique employée est la même que lors du traitement du concentré de broyage d'après le schéma I^{er}.

Les résultats obtenus sont présentés dans le tableau 69.

TABLEAU 69

No.	Produit	v %	Fe %	m %
1	Concentré	24,29	47,4	50,25
2	Mixte I	3,50	46,8	7,14
3	Mixte II	14,50	32,5	20,64
4	Stérile I	3,20	10,6	1,48
5	Stérile II	2,90	8,9	1,15
6	Stérile III	4,40	7,2	1,30

Si on retenait seulement le concentré et les mixtes on obtiendrait un concentré total titrant 42,40% Fe, représentant un rendement en fer de 78,03%; par contre, si on ajoutait aussi le stérile I, on obtient les résultats qui sont présentés dans le tableau 70.

TABLEAU 70

No.	Produit	v %	Fe %	m %
1	Concentré total	45,49	40,0	79,51
2	Rejet total (rejet de broyage inclus)	54,51	8,6	20,49



Nous pouvons faire les mêmes observations que précédemment, mais il faut remarquer tout de même que, pour une récupération en métal à peu près égale, il reste toujours un écart en ce qui concerne la teneur des concentrés obtenus d'après l'un ou l'autre des schémas de broyage.

Nous n'avons pas traité le problème d'une séparation sur table à secousses du concentré de broyage obtenu par voie sèche, jugeant que cette possibilité est complètement dépourvue d'intérêt. D'ailleurs, ainsi que nous l'avons précisé précédemment, cette variante de broyage avait été considérée dans le seul but d'avoir un concentré qui n'aurait pas besoin d'un séchage intermédiaire lors d'une séparation magnétique à haute intensité.

4. Conclusions

En vue de faciliter la comparaison des résultats dont nous avons parlé plus haut, nous avons jugé utile de les grouper tous dans un seul tableau récapitulatif.

TABLEAU 71

No.	Produit	v %	Fe %	m %
0	Mineral brut	100,00	22,90	100,00
1	Concentré de broyage d'après le schéma I ^{er} (humide)	47,51	39,91	82,82
2	Concentré de broyage d'après le schéma II (humide)	52,79	35,59	82,05
3	Concentré de broyage obtenu par voie sèche	52,04	27,60	69,45
4	Concentré de broyage (schéma I ^{er}), séchage et S.M.H.I.-variante 1	38,40	47,90	80,35
5	Concentré de broyage (schéma I ^{er}), séchage et S.M.H.I.-variante 2	39,97	47,70	83,99
6	Concentré de broyage (schéma II), séchage et S.M.H.I.-variante 1	38,00	47,10	78,13
7	Concentré de broyage (schéma II), séchage et S.M.H.I.-variante 2	40,20	46,70	81,87
8	Concentré de broyage (voie sèche) et S.M.H.I.-variante 1	31,24	46,90	64,00
9	Concentré de broyage (voie sèche) et S.M.H.I.-variante 2	37,01	46,70	75,53
10	Concentré de broyage (schéma I ^{er}) et table à secousses	40,86	45,00	80,25
11	Concentré de broyage (schéma II) et table à secousses	45,49	40,00	79,51



En analysant ce tableau on peut, dès le début, observer que le concentré obtenu par broyage au taux d'humidité naturelle (ligne 3 du tableau) ne peut être considéré comme un concentré, tant par sa faible teneur en fer (27,60 % Fe) que par son rendement réduit en métal (69,45 % Fe). D'ailleurs, nous rappelons que cette méthode de broyage avait été envisagée dans le but d'une séparation magnétique à haute intensité, à sec, qui éliminait le séchage intermédiaire du matériau.

D'autre part, ainsi que nous l'avons précisé auparavant, il n'est pas envisageable de traiter par S.M.H.I. seulement le concentré de broyage (ligne 8 du tableau) parce que, même si on obtenait un concentré riche en fer (46,90 % Fe) la récupération en métal serait beaucoup trop faible (64 %).

Si on traite par S.M.H.I. aussi le produit „grossier” qui reste après le broyage par voie sèche (ligne 9 du tableau) on obtient, pour une teneur à peu près égale (46,70 % Fe), une récupération supplémentaire en métal de 11,53 %. Ce rendement, bien qu'amélioré, est quand même assez réduit.

En conclusion, à moins que certains facteurs nous échappent, le traitement par voie sèche n'est pas recommandable.

Ainsi que nous l'avons remarqué, lors des conclusions préliminaires, le problème important (on pourrait dire „le problème clef”) pour la valorisation de ce minéral, est le problème du broyage. Il faut bien libérer les oolites qui peuvent, ensuite, être concentrées assez facilement, soit en nous basant sur leur susceptibilité magnétique, soit sur leur poids spécifique.

Le problème du broyage est compliqué par le fait que les oolites n'ont pas toutes la même dureté. Les oolites les plus riches se broient plus facilement que le reste des oolites et leur comportement au broyage est assez proche de celui du ciment, notamment quand il s'agit d'un broyage par choc (elles se cassent assez facilement et passent dans les fines d'où on ne peut les récupérer que très difficilement).

Les deux schémas de broyage par voie humide que nous avons proposé, peuvent, dans une certaine mesure résoudre ce problème mais chacun de ces schémas présente aussi des inconvénients.

Le schéma I^{er} peut conduire à un concentré assez riche (ligne 1^{re} du tableau) dont la teneur en fer (39,91 % Fe sur concentré cru) permettrait l'utilisation directe dans la sidérurgie (évidemment, après bouletage) et dont la récupération en métal (environ 83 %) est acceptable. Les frais de traitement correspondant à ce schéma ne doivent pas être



élevés. Par contre son application à l'échelle industrielle sera rendue difficile par sa complexité et de plus il semble qu'on ne puisse travailler d'une manière aussi minutieuse que dans la phase laboratoire.

Le schéma II de broyage (ligne 2 du tableau), résoud, dans une certaine mesure le problème posé par la complexité du schéma I^{er}. Le schéma II est beaucoup simplifié et peut être assez facilement transposé à l'échelle industrielle. Par contre, la teneur du concentré cru de broyage (35,59 % Fe) ne le rend pas très apte à être employé tel quel (évidemment, après bouletage) dans la sidérurgie. Nous signalons, tout de même, que la récupération en métal (82,05 %) est à peu près au même niveau que lors de l'application du schéma I^{er} de broyage.

Si la valeur du concentré final pouvait supporter les frais impliqués par le séparation magnétique à haute intensité (c'est-à-dire séchage intermédiaire et S.M.H.I.) il est évident que l'on aurait tout intérêt à appliquer la variante 2.

En appliquant la variante 1^{re}, c'est-à-dire S.M.H.I. seulement du concentré de broyage obtenu par le schéma I^{er}, on acquiert un concentré magnétique (ligne 4 du tableau) titrant 47,90 % Fe, mais en ajoutant aussi la fraction magnétique obtenue par S.M.H.I. du produit „grossier” de broyage (variante 2) on obtient finalement un concentré magnétique total (ligne 5 du tableau) dont la teneur en fer est très proche (47,70 %) mais le rendement en métal est le plus important (83,99 %).

Ces remarques sont aussi valables pour les produits du broyage d'après le schéma II. Les concentrés magnétiques obtenus (ligne 6 et ligne 7 du tableau) ont des teneurs très intéressantes et assez proches (47,10 % Fe pour la variante 1^{re} et 46,70 % Fe pour la variante 2) mais le rendement en métal de la variante 2 est supérieur (81,87 %).

Le traitement sur table à secousses conduit à des concentrés (ligne 10 et ligne 11 du tableau) dont la récupération en fer est à peu près la même que celle obtenue lors de la S.M.H.I. variante 1^{re}. Par contre les teneurs en fer des concentrés sont un peu plus réduites (45 % Fe et 40 % Fe) mais non moins intéressantes. Nous jugeons qu'il est moins onéreux d'appliquer le traitement sur table à secousses qu'une séparation magnétique à haute intensité (compte tenu du séchage) et, par conséquent, que la concentration sur table est plus souhaitable.



En conclusion, après l'étude de tous ces résultats et pour les raisons que nous avons exposées plus haut, nous allons retenir deux possibilités de traitement : concentration par broyage et tamisage d'après le schéma I^{er} ; concentration par broyage et tamisage d'après le schéma II, suivie du traitement sur tables à secousses.

Il est évident que, lors de la vérification en station pilote, on devra essayer toutes les possibilités de concentration qui sont résumés dans le tableau récapitulatif et ce sont seulement les résultats obtenus dans cette phase qui départageront effectivement les techniques à suivre en phase industrielle. Etant donné qu'actuellement nous sommes seulement en phase de recherches de laboratoire, nous jugeons qu'il est utile de se cantonner aux deux possibilités que nous avons énoncées plus haut et qui tiennent compte d'un seul but : avoir un concentré obtenu par des moyens peu coûteux.

Les procédés chimiques (hydrométallurgiques) et les procédés thermiques (pyrométallurgiques) tel que les procédés de réduction directe'', ont été écartés de cette étude comme trop onéreux.

IX. BILAN MÉTALLURGIQUE. POSSIBILITÉS DE TRAVAIL À L'ÉCHELLE INDUSTRIELLE

Ainsi que nous l'avons précisé au chapitre précédent, nos études se limiteront à deux variantes : première variante : concentration par broyage d'après le schéma I^{er}, où on obtient un concentré titrant 39,91 % Fe, représentant un rendement en métal de 82,82 % et un rendement en poids de 47,51 % (concentré I^{er}) ; seconde variante : concentration par broyage d'après le schéma II et traitement sur table à secousses, où on obtient un concentré titrant 40 % Fe, représentant un rendement en métal de 79,51 % et un rendement en poids de 45,49 % (concentré II).

Jusqu'à présent nous n'avons suivi que les variations de la teneur en fer des concentrés, mais, pour procéder au bilan métallurgique, il faut tenir compte aussi d'autres éléments qui peuvent intervenir dans le traitement en haut-fourneau.

Nous présentons dans le tableau 72 les teneurs d'autres éléments constitutifs, sur minerai cru et après élimination de la perte au feu (lors du bouletage) :

TABLEAU 72

Produit	v	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
Concentré I ^{er} (minerai cru)	47,51	39,91	21,0	6,48	9,02	2,25
Concentré I ^{er} (PAF éliminée)	40,5	46,9	24,7	7,6	10,6	2,64
Concentré II (minerai cru)	45,49	40	17,3	5,41	2,41	0,70
Concentré II (PAF éliminée)	40,40	45	19,5	6,09	2,71	0,79

Pour avoir une vue d'ensemble sur les résultats économiques, nous prendrons comme terme de comparaison les quantités de minerai brut nécessaires pour l'élaboration d'une tonne de fonte, les poids de laitier de minerai qui y résulteront et l'apport de chaux nécessaire.

On peut affirmer que pour une tonne de fonte il faut envisager 950 kg de fer pur, en partant du fait qu'une tonne de fonte à une teneur de 95 % Fe. On admet que les pertes en fer dans le laitier de haut-fourneau sont compensées par l'apport en fer du coke employé. D'autre part, on admet que le concentré minéral est entièrement aggloméré, ce qui permet de ne pas prendre en considération les problèmes relatifs au soufre.

D'ailleurs, nous nous plaçons dans le cas des fontes phosphoreuses destinées aux aciéries de conversion.

On part de l'équation de conservation du métal :

$$x \frac{v}{100} \cdot \frac{Fe}{100} = 0,950 \text{ dans laquelle :}$$

x = la quantité de minerai brut, en tonnes,

v = le rendement en poids du concentré aggloméré,

Fe = la teneur en fer du concentré aggloméré

d'où la quantité de minerai brut nécessaire serait :

$$x = 0,950 \frac{100^2}{v \cdot Fe} \quad (1)$$

Etant donné que nous sommes dans le cas des minerais siliceux, il est évident qu'un apport de CaO sera nécessaire.

Pour calculer cet apport, on part généralement de l'équation suivante :

$$\frac{CaO + y + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} = 1$$



Dans cette équation CaO , MgO , SiO_2 et Al_2O_3 sont les poids effectifs de ces éléments dans le concentré aggloméré et „y” représente le poids de CaO pure supplémentaire nécessaire.

D'où la quantité de CaO supplémentaire est :

$$y = \text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 - (\text{CaO} + \text{MgO}) \quad (2)$$

Pour avoir une idée de la quantité de laitier provenant du minerai, on part du principe que 95% de ce laitier est formé par les quantités de CaO , MgO , SiO_2 et Al_2O_3 qui sont introduites dans le haut-fourneau, lors de l'élaboration d'une tonne de fonte.

a) **Première variante (concentré I^{er}).** La quantité de minerai brut (à 22,9% Fe) nécessaire pour produire une tonne de fonte sera, d'après l'équation (1) :

$$x_1 = 5 \text{ tonnes}$$

Il y aura donc 2,025 tonnes de concentré aggloméré ayant une teneur de 46,9% Fe.

La quantité de CaO pure qui doit être ajoutée, serait d'après l'équation (2) :

$$y_1 = 500,2 + 153,9 - (214,6 + 53,5) = 386 \text{ kg}$$

Etant donné que la castine qu'on ajoute dans le haut-fourneau pour apporter le supplément de CaO , ne contient pas 100% CaO , nous avons préféré indiquer le poids de chaux pure qui est nécessaire.

La quantité de laitier, provenant du minerai, qui résulte lors de l'élaboration d'une tonne de fonte est de 1,378 tonnes.

b) **Deuxième variante (concentré II).** La quantité de minerai brut (à 22,9% Fe) nécessaire pour produire une tonne de fonte sera, d'après l'équation (1) :

$$x_2 = 5,225 \text{ tonnes}$$

Il y aura, donc, 2,111 to de concentré aggloméré par bouletage, ayant une teneur de 45% Fe.

La quantité de CaO pur qui doit être ajoutée au haut-fourneau serait, d'après l'équation (2) :

$$y_2 = 411,6 + 128,6 - (57,2 + 16,7) = 466,3 \text{ kg}$$

La quantité de laitier, provenant du minerai, produite lors de l'élaboration d'une tonne de fonte, sera de 1,140 to.

Nous devons préciser que, quoique dans le présent ouvrage nous n'avons présenté les calculs que pour les deux variantes choisies, nous



n'avons pas omis, pour autant, de les faire pour tous les concentrés qui sont présentés au tableau récapitulatif du chapitre VIII.

Les meilleurs résultats ont été obtenus pour le concentré de broyage d'après le schéma I^{er} qui est ensuite séché et traité par S.M.H.I. (variante I^{er}). Dans ce cas l'apport de CaO pure nécessaire est de 326,1 kg et la quantité de laitier de minerai obtenue par tonne de fonte élaborée est de 0,725 tonnes, ce qui représente un minimum.

En résumant les résultats de tous ces calculs on peut préciser que pour élaborer une tonne de fonte des concentrés acquis par une des techniques énumérés au tableau récapitulatif, on nécessite : entre 5 et 5,5 to de minerai brut (une variation de 10%); entre 300 et 500 kg de chaux pure (une variation de 67%).

Et, on obtient : entre 0,7 et 1,5 to de laitier provenant du minerai (une variation du simple au double).

Etant donné que nous ne disposons d'aucune indication sur le prix éventuel de la tonne de minerai brut, nous ne pouvons pas nous hasarder dans des considérations d'ordre économique plus poussées.

c) **Possibilités de travail à l'échelle industrielle.** On a l'habitude, dans la valorisation des minerais, de considérer les caractéristiques physiques du minerai brut extrait comme des données immuables, parce que il est très rare que lors de l'extraction du minerai de la taille on pense déjà à agir sur le minerai pour le rendre plus apte à la préparation ultérieure).

Pourtant, depuis plus de vingt ans, on utilise dans le monde la technique de tir à microretards. Cette technique est très courante dans les exploitations à ciel ouvert. Le procédé consiste à tirer les différentes charges d'explosif successivement mais avec des retards de l'ordre de quelques millièmes de seconde. Les ondes élastiques produites par les explosions successives donneront lieu, de cette façon, au phénomène d'interférence. Cette interférence peut être dirigée par le réglage de ces microretards, en vue d'obtenir certains résultats, par exemple une certaine granulométrie du minerai abattu.

En Roumanie, cette technique a été aussi essayée en exploitation souterraine, il y a plus de dix ans, et particulièrement dans les salines.

Ainsi que nous l'avons précisé au début de cet ouvrage, le minerai de Căpuș-Nord est un minerai hétérogène (des grains — les oolithes — englobés dans un ciment assez friable). Il est certain que les ondes produites



par les explosions des charges se propageront d'une certaine manière dans les oolithes (qui sont compactes) et d'une façon différente dans le ciment, qui n'a pas la même constitution. Il va de soi que les oolithes vibreront d'une autre manière que le ciment. En faisant interférer les ondes élastiques, on pourrait obtenir que, dans la masse du ciment, les oolithes puissent vibrer à une amplitude différente de celle du ciment. De cette façon le ciment qui entoure l'oolithe sera affaibli dans une certaine mesure, ce qui, lors d'un broyage ultérieur se matérialisera par une libération plus facile des oolithes.

Cette méthode a le désavantage que les amorces électriques qui produisent les microretards sont délicates à fabriquer, donc, assez chères, et d'autre part les intervalles de retard ne peuvent pas être modifiés.

Pour remédier à ces inconvénients, nous avons imaginé un appareil qui s'adapterait aux amorces électriques instantanées, courantes.

Cet appareil est un exploseur qui fournit le courant électrique aux amorces instantanées, mais avec des microretards. Il est basé sur le principe que, en passant un courant électrique par un circuit tampon (un condensateur et une résistance) on obtient un retard de l'ordre de quelques millièmes de seconde.

Le schéma général de l'appareil est présenté dans la fig. 15 et à la fin de cet ouvrage nous ajoutons une notice descriptive.

Concernant le broyage, qui est le problème le plus important de la préparation de ce minerai, d'après la littérature spécialisée, il semblerait que dans le cas d'un minerai oolithique les différentes étapes pouvaient être remplacées par un seul autobroyage. Les nombreux essais qui ont été faits par l'IRSID sur les minerais lorrains ont démontré que les résultats d'un broyage dans un „Cascade Mill” ou un „Aerofall Mill” étaient assez comparables à ceux obtenus après plusieurs broyages successifs dans des broyeurs classiques. Cette technique a l'avantage suivant : en dehors du fait que, au lieu de plusieurs broyeurs, on travaille sur un seul matériau — la consommation d'énergie pour le broyage d'une tonne de minerai (d'habitude — en Lorraine — de 5 Kwh) est plus réduite (env. 3 Kwh).

NOTICE DESCRIPTIVE CONCERNANT L'EXPLOSEUR À CIRCUITS TAMPON

Le schéma proposé consiste en plusieurs circuits d'allumage à retardement réglable, composé de relais identiques actionnés par l'allumage de



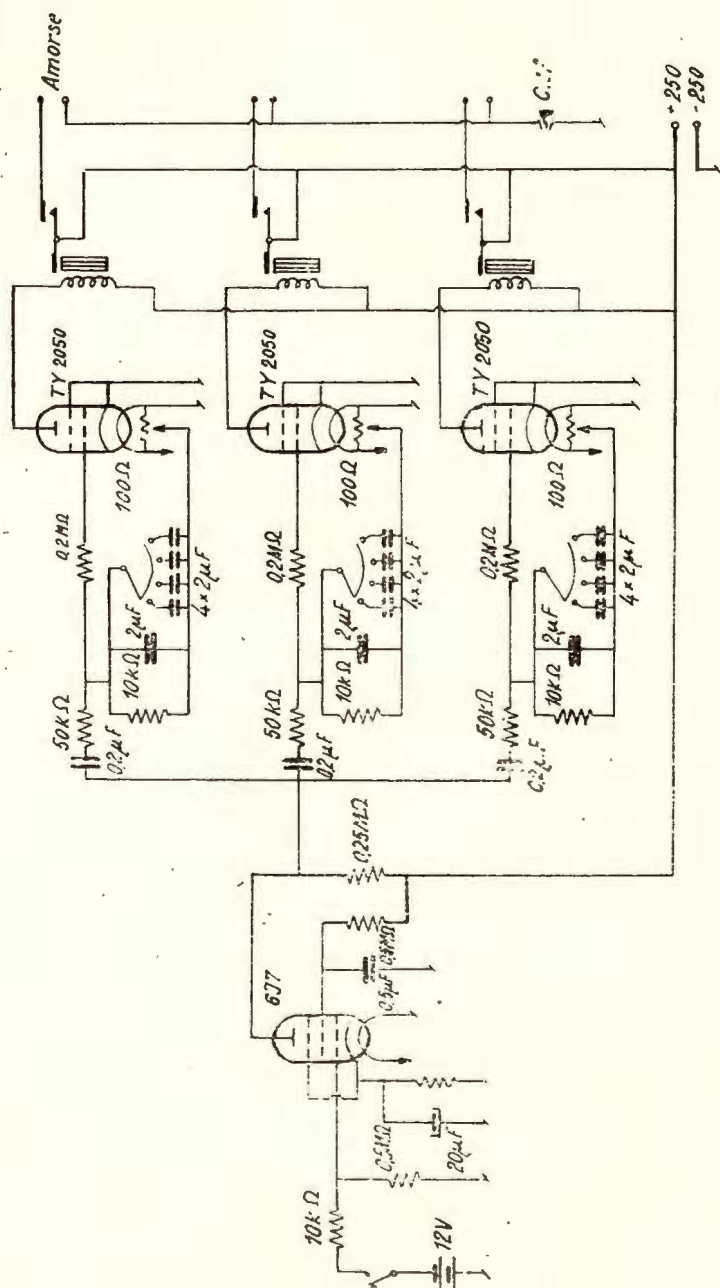


Fig. 15. — Exploseur pour la méthode de tir à microretards (schéma général).

lampes Thyatron. Les grilles d'allumage de ces lampes sont liées aux filaments par des circuits tampon réglables. Tous les circuits reçoivent simultanément un signal par la fermeture du circuit de grille d'une lampe penthode 6J7.

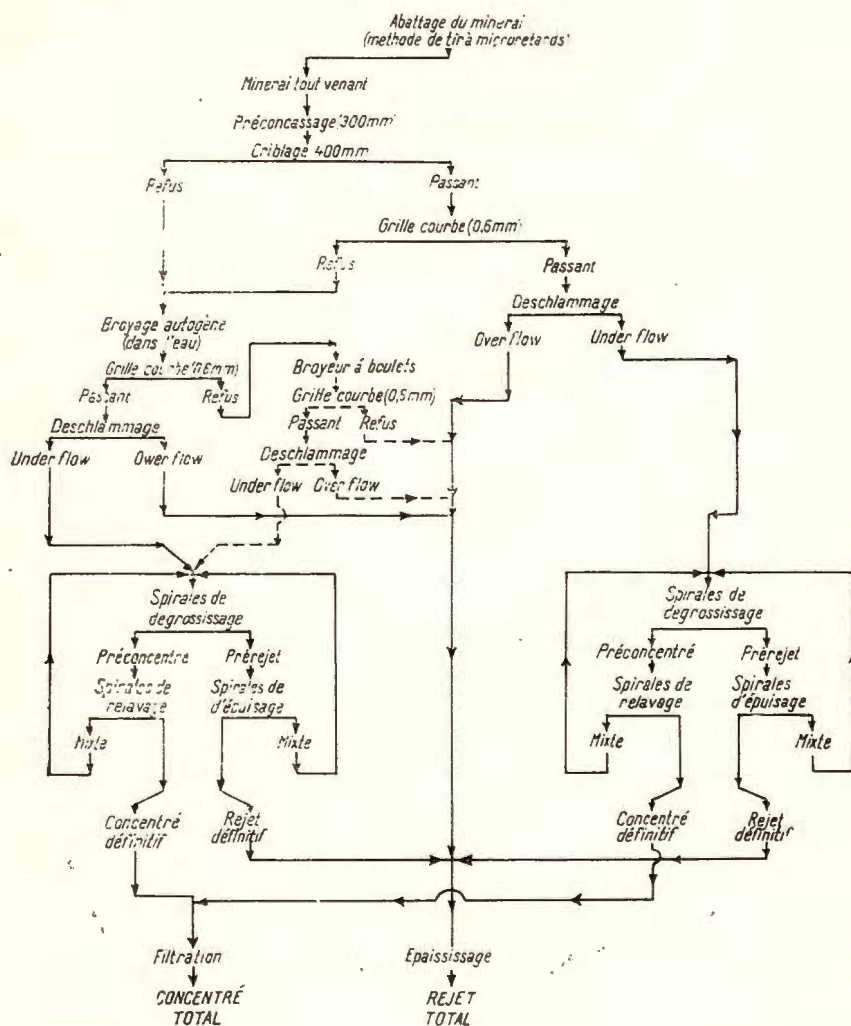


Fig. 16. — Schéma de traitement proposé (phase industrielle).

Les lampes Thyatron 2050 (tetrodes) utilisées, ont la propriété d'émettre par le circuit de plaque un courant de 100 mA pour une tension de pointe de 650 V, seulement si la tension de la grille d'allumage a dépassé une certaine limite. Pour les lampes 2050, à une tension de grille de 6,3 V,

la lampe s'allume jusqu'à ce qu'on interrompt la tension de plaque. La fig. 16, représente le montage pour seulement trois circuits de tir, mais le nombre de circuits peut être multiplié même au-dessus de dix.

Chaque circuit de tir se compose d'un condensateur d'entrée d'env. 0,2 microFarad en série avec une résistance de 50.000 Ohm qui sert à isoler le circuit. L'entrée est liée par une résistance de grille de 200.000 Ohm et un circuit tampon représenté par une résistance de 10.000 Ohm en parallèle avec un condensateur variable de 2 jusqu'à 10 microFarad. Au besoin, on peut encore introduire une série de condensateurs variables pour former des sous-divisions.

La plaque de la lampe Thyatron est liée à un relai, qui fermera le circuit d'allumage de l'amorce. Les circuits d'allumage sont liés au circuit de plaque de la penthode 6J7, avant la résistance de 250.000 Ohm.

La penthode a la grille négativée par une résistance de 500.000 Ohm.

Fermant, par un bouton, le circuit de la grille sur la tension positive d'une pile de 12 V, la penthode émettra un courant d'env. 14 mA qui élèvera la tension d'allumage pour les circuits à lampes Thyatron.

Le fonctionnement n'aura pas lieu tant qu'on n'introduira pas la clef de sûreté, afin d'assurer le maximum de sécurité dans les circuits de tir, même si une négligence avait été comise.

De même, le courant anodique ne fonctionnera pas si le bouton d'allumage n'est pas poussé.

Actuellement, il n'y a pas un appareil qui, au stade de laboratoire puisse simuler ce qui se passe dans un broyeur autogène. Pour cette raison, nous ne sommes en mesure que d'émettre une simple hypothèse. On pourrait développer beaucoup ce sujet, d'autant plus que le récent Symposium de New-York sur le broyage autogène a fourni une documentation assez volumineuse. Nous préférons laisser aux essais en phase pilote la possibilité expérimentale de vérifier cette hypothèse.

Nous désirons, quand même, souligner le fait qu'au début, les premiers appareils produisaient une ségrégation de la charge à l'intérieur du broyeur, c'est-à-dire que les gros morceaux se réduisaient seuls entre eux et assez vite à une extrémité de l'appareil et que de leur côté les produits fins s'accumulaient, faute de produits grossiers pour les broyer. Cette situation, qui était considéré à l'époque comme un écueil, a été améliorée par la modification du profil intérieur des appareils.

Nous nous demandons si, justement, ce phénomène qui avait été considéré comme un désavantage ne pourrait pas, dans le cas de notre minéral, devenir un but à atteindre, parce que nous avons tout intérêt à ce qui seuls les „gros morceaux” se réduisent, quitte à parfaire ensuite



le broyage en traitant dans un broyeur à boulets certaines fractions granulométriques.

Pendant les essais qui ont été décrits dans les chapitres précédents nous avons constaté que les produits résultant des concentrations gravimétriques (tables à secousses) étaient très proches de ceux résultant des concentrations magnétiques à haute intensité. En plus, le traitement gravimétrique a l'avantage d'un coût plus réduit.

D'après la littérature spécialisée, un peu partout dans le monde on emploie, dans ce domaine, les spirales Humphreys (notamment en Amérique du Nord). D'autre part, M. D u r a n d en traitant les développements possibles en Lorraine, recommande, pour la valorisation des minerais siliceux du bassin de Nancy, le schéma combiné gravimétrie (spirales) + flottation, comme étant le seul moyen ayant des chances de conduire à des conditions raisonnables de rentabilité.

Dans la phase de recherches de laboratoire que nous avons effectuées et tenant compte de la quantité totale de minerai dont nous avons disposé, il n'était pas possible de faire des essais de concentration sur spirales où le débit est assez important. Toutefois, tenant compte du bon comportement du minerai lors du traitement sur tables à secousses, il est très probable qu'il pourra être remplacé par traitement sur spirales.

En ce qui concerne la flottation, ainsi qu'on a pu le constater au chapitre qui présentait le compte rendu des travaux, nous avons aussi essayé cette méthode, mais pas dans le même but qu'en Lorraine.

Pour limiter les frais de broyage, mais aussi pour éviter qu'une proportion importante du fer ne passe dans la fraction des fines, difficile à concentrer, nous avons attaché une importance toute particulière au problème de préparation granulométrique. De ce fait, les produits fins que nous avons obtenu avaient une teneur d'env. 8% Fe, très inférieure à celle constatée sur les fines lorraines dont la teneur dépasse parfois 30% Fe. Etant donné que notre minerai était siliceux et nécessitait, lors du traitement en haut-fourneau un apport en chaux, nous avons pensé que, par une flottation de ces fines, on pouvait par élimination de silice obtenir un produit enrichi en calcite, apportant un peu de chaux nécessaire au concentré final, tout en récupérant un peu de fer.

Malheureusement, après deschlammage des fines, l'entrée flottation présentait les teneurs suivantes (sur sec) :

	%		%
SiO ₂	— 52,65	CaO	— 12,58
Al ₂ O ₃	— 4,72	PAF	— 12,11



Après une première flottation nous avons obtenu une écume titrant 73 % SiO_2 , le résidu contenant encore (sur sec) :

	%		%
SiO_2	— 48,12	CaO	— 13,55
Al_2O_3	— 3,62	PAF	— 13,26

Ces premiers résultats étant assez décourageants, nous avons abandonné cette possibilité.

En conclusion, pour la phase industrielle de valorisation du minerai de Căpuș-Nord nous proposons le „flow-sheet” qui est illustré par la fig. 16. Il prévoit essentiellement le broyage autogène et le traitement sur spirales.

X. LE VANADIUM

Ainsi que nous l'avons précisé au chapitre III, nous avons consacré ce chapitre au problème du vanadium.

a) **Généralités sur le vanadium.** La teneur en vanadium de l'écorce terrestre est proche de la teneur en chrome, nickel, nickel ou cuivre, c'est-à-dire de l'ordre $1,6 \cdot 10^{-2}$, mais dans la nature cet élément apparaît très rarement en concentrations exploitables, quoiqu'il est présent sous forme de traces à peu près dans toutes les roches.

Comme gisement exclusivement exploité pour le vanadium on peut citer le gisement de patronite du Pérou et ceux de roscoelite du Colorado.

Parmi les gisements complexes qui ont une teneur de 1 à 2 % V_2O_5 nous rappelons le gisement de carnotite urano-vanadifère du Colorado et le gisement de Pb, Zn et Cu de l'Afrique du Sud, et, d'autre part, il y a les autres gisements comme, par exemple de fer : titano-magnétite vanadifère ou les oolites phosphoreuses d'U.R.S.S., qui ont une teneur variant entre 0,04 % et 0,1 % V_2O_5 et où le vanadium est récupéré comme produit secondaire.

La technique de l'extraction du vanadium est bien au point dans le monde. On sait que, lors du traitement en haut-journeau du minerai de fer contenant du vanadium, plus de 80 % de la quantité de vanadium passe dans la fonte.

Pour la récupération du vanadium, la fonte est oxydée d'une manière sélective dans des convertisseurs doublés de briques de magnésie. Le



vanadium, étant un élément plus actif que le fer est oxydé par l'air insufflé et passe dans le laitier sous la forme d'un composé à structure de spinelle. De ces laitiers, le vanadium est récupéré par voie chimique. On le transforme dans un composé soluble dans l'eau (vanadate de sodium ou vanadate de potassium) et on obtient finalement le pentoxyde de vanadium, par la hydrolyse de la solution de vanadate.

b) **Étude du vanadium dans le minerai de Căpuș-Nord.** L'échantillon de minerai de Căpuș-Nord que nous avons reçu en France a eu une teneur de 0,028% V. Nous avons suivi, en parallèle avec le fer, les variations de la teneur en vanadium dans toutes les fractions obtenues, lors des différents essais que nous avons effectués.

Afin de ne pas trop alourdir le texte du présent ouvrage, nous avons groupé à sa fin les tableaux respectifs. Sur la base de ces tableaux, nous avons dressé, en premier lieu, les courbes cumulatives du vanadium en les superposant sur celles du fer (pl. VI, fig. 1^{re} à 3); pl. VII, fig 1^{re}, 3, 5, 7, 9).

D'après ces courbes il résulte que la répartition du vanadium dans le minerai suit en général celle du fer.

Ensuite, nous avons dressé les courbes des teneurs en V des différentes classes granulométriques et nous les avons superposées sur celles du fer.

En analysant les courbes des teneurs concernant les produits des séparations en liqueurs denses (fig. 17 a, b, c, d) on peut constater que le vanadium n'est pas lié exclusivement à l'oolithe; les fig. 17 b, et c en sont la preuve formelle. Dans la fraction légère (fig. 17 b) il n'y a plus trace d'oolithe, la teneur en fer est donnée par la limonite qui imprègne le ciment; dans la fraction intermédiaire (fig. 17 c) s'accumulent les concrétions de glauconie et ce que nous avons appelé les „pseudo-oolithes”.

En analysant en général toutes les courbes des teneurs en vanadium, on constate qu'elles ne suivent pas exactement les courbes du fer total.

Nous avons, alors, établi les courbes des teneurs en fer ferrique, mais en les superposant sur celles du vanadium, même si, en grandes lignes, il y a une certaine similitude (de même que pour le Fe total) on ne peut pas constater une corrélation parfaite.

Finalement, nous avons établi les teneurs en Fe ferreux du minerai et en traçant les courbes, nous avons constaté qu'il y avait un rapport plus étroit, leurs allures étant plus proches.

D'après ces courbes il semblerait que le vanadium est lié plutôt au fer ferreux (fig. 18).



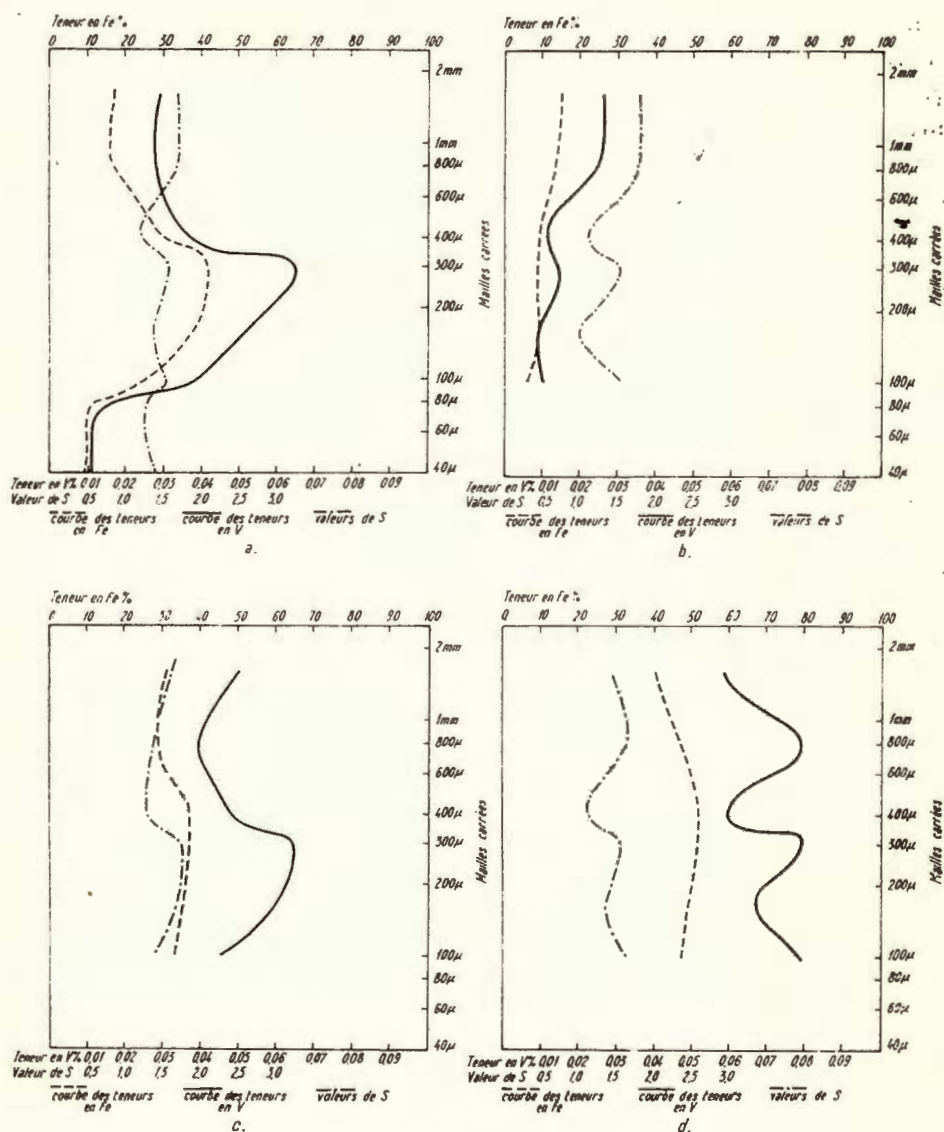


Fig. 17a. — Séparation en liqueurs denses (essai repère J). Variation de la teneur en vanadium. Échantillon de base.

Fig. 17b. — Séparation en liqueurs denses (essai repère J). Variation de la teneur en vanadium — fraction légère.

Fig. 17c. — Séparation en liqueurs denses (essai repère J). Variation de la teneur en vanadium — fraction intermédiaire.

Fig. 17d. — Séparation en liqueurs denses (essai repère J). Variation de la teneur en vanadium — fraction lourde.

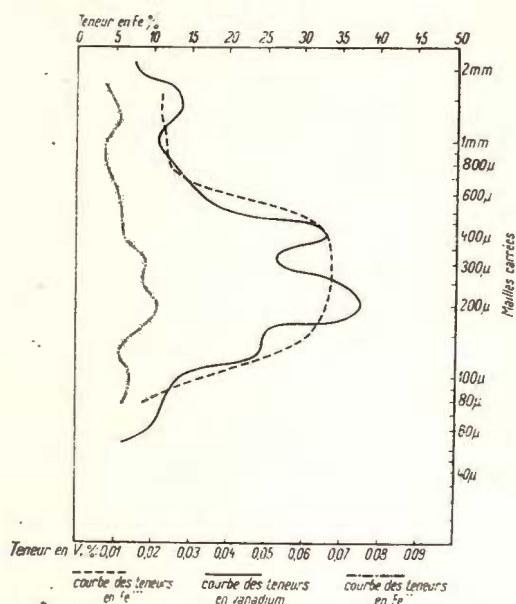


Fig. 18. — Tamisage dans l'eau de l'échantillon brut — variation de la teneur en vanadium.

c) **Possibilités de récupération du vanadium.** Dans les concentrés obtenus par les différentes techniques d'enrichissement que nous avons décrit auparavant, la teneur en vanadium varie en fonction de la méthode appliquée entre 0,04% et 0,06%.

Par conséquent, lors de l'élaboration d'une tonne de fonte, les laitiers—provenant du minerai — auront une teneur variant entre 0,59% et 0,7% V.

XI. CONCLUSIONS GÉNÉRALES

Le gisement de fer de Căpuș-Nord est un gîte du type oolithique („minette”), sous-type „limonitique” avec passages vers le type „sables glauconieux oxydés”.

La minéralisation de Căpuș-Nord est constituée par des oolites ferrugineuses englobées dans un ciment hétérogène siliceux, friable. C'est un minerai de fer pauvre (22,9% Fe) siliceux, phosphoreux, non manganéux et non sulfureux. Etant donné qu'il doit être obtenu par exploitation souterraine, le problème principal pour sa valorisation est d'arriver à avoir un concentré le plus riche possible avec un minimum de moyens coûteux. Les essais en phase de laboratoire, que nous avons effec-



tués en France, ont conduit à la conclusion essentielle qu'un broyage très ménagé était indispensable en vue d'une bonne récupération du fer sous forme d'oolithes non surbroyés.

Les études, que nous avons faites à ce sujet, ont conduit à deux schémas de broyage dans l'eau, qui, vérifiés ultérieurement de manière pratique, se sont avérés assez satisfaisantes. Il s'agit, pour l'essentiel de broyages ménagés réalisés par étages successifs.

En appliquant *le schéma I^{er}*, on obtient un concentré final de broyage titrant 39,91 % Fe (sur minerai cru) représentant un rendement en fer de 82,82 %. (Après un concassage préliminaire à 40 mm, seulement 53,98 % de la quantité du tout venant subit un premier broyage ; 31,42 % un second broyage ; 24,70 % un troisième broyage ; 20,97 % un quatrième et 17,26 % un cinquième broyage).

En appliquant *le schéma II* on obtient un concentré final de broyage titrant 35,59 % Fe (sur minerai cru) représentant un rendement en fer de 82,05 %. (Après un concassage préliminaire à 40 mm, seulement 53,98 % de la quantité du tout venant subit un broyage contrôlé à 4 mm ; 30,80 % un premier broyage secondaire et 17,90 % un deuxième broyage secondaire).

Les oolithes une fois libérés, peuvent être assez facilement concentrés, soit par *gravimétrie* (table à secousses où on obtient des concentrés titrant 40 % à 45 % Fe, représentant un rendement en fer d'environ 80 %), soit par *séparation magnétique* à haute intensité à sec (où on obtient des concentrés titrant 47 % à 48 % Fe, représentant un rendement en fer de l'ordre de 78 % à 84 %).

Les études en phase pilote devront essayer tous les schémas de préparation qui ont été mis au point en phase laboratoire, en vue de les partager.

Pour *le travail à l'échelle industrielle* on propose l'exploitation du minerai dans la taille en utilisant la méthode de tir à microretards. A ce sujet on suggère l'emploi de l'exploseur qui a été mis au point pour cette méthode de tir. Concernant la valorisation en phase industrielle, on a proposé un schéma de traitement qui est basé sur la technique de broyage autogène, suivi d'une séparation gravimétrique sur spirales.

D'après les concentrés obtenus en phase de laboratoire l'élaboration d'une tonne de fonte au haut-fourneau nécessite : entre 5 et 5,5 tonnes de minerai brut à 22,9 % Fe ; entre 300 et 500 kg de chaux pure, comme fondant, et on obtient : entre 0,7 et 1,5 tonnes de laitier provenant du minerai.



Les études sur la répartition du vanadium dans ce minéral ont confirmé que cet élément est lié au fer, mais pas seulement au fer de l'oolithe. D'autre part, il semblerait que le vanadium est lié plutôt au fer ferreux.

D'après les calculs qui ont été faits, sur la base des concentrés obtenus en phase de laboratoire, lors de l'élaboration d'une tonne de fonte, les laitiers (provenant du minéral) produits auront une teneur de l'ordre de 0,6% où 0,7% V, en fonction de la technique de valorisation employée.

TABLEAU 73

Analyse granulométrique dans l'eau de l'échantillon brut (repère II)

No.	Classe mm	Teneur en V %	Rendement en %
1	+2	0,0156	27,64
2	-2 +1,60	0,027	0,76
3	-1,60 +1,25	0,0264	0,94
4	-1,25 +1,00	0,0213	0,49
5	-1,00 +0,80	0,0261	0,90
6	-0,80 +0,63	0,0314	1,23
7	-0,63 +0,5	0,0415	1,93
8	-0,5 +0,4	0,0685	7,17
9	-0,4 +0,315	0,0542	17,70
10	-0,315 +0,25	0,0717	13,92
11	-0,25 +0,2	0,078	9,78
12	-0,2 +0,16	0,0521	5,24
13	-0,16 +0,125	0,051	3,36
14	-0,125 +0,1	0,0276	1,33
15	-0,1 +0,063	0,0202	3,09
16	-0,063	0,0094	4,52
17	Total	0,028	100,00



TABLEAU 74
Analyse granulométrique à sec de l'échantillon brut (au taux d'humidité 6%) repère S

No.	Classe mm	V %	m ₁ %	No.	Class mm	V %	m ₁ %
1	+2	0,022	57,29	9	-0,2 +0,16	0,0417	3,57
2	-2 +1,6	0,0344	1,33	10	-0,16 +0,125	0,022	0,99
3	-1,6 +1,25	0,0376	1,91	11	-0,125 +0,1	0,0303	1,05
4	-1,25 +0,8	0,0351	2,95	12	-0,1 +0,08	0,0212	0,81
5	-0,8 +0,5	0,0428	3,84	13	-0,08 +0,063	0,0149	0,99
6	-0,5 +0,4	0,0379	2,61	14	-0,063	0,0206	1,16
7	-0,4 +0,25	0,0706	18,41	15	Total	0,028	100,00
8	-0,25 +0,2	0,0683	3,09				

TABLEAU 75
Analyse du minerai après broyage à 4 mm

No.	Classe mm	V %	m ₁ %
1	+2	0,0146	6,75
2	-2 +1,6	0,0182	2,76
3	-1,6 +1,25	0,0166	1,66
4	-1,25 +1,0	0,0188	1,99
5	-1,0 +0,8	0,0154	1,79
6	-0,8 +0,63	0,0211	2,96
7	-0,63 +0,4	0,0437	10,93
8	-0,4 +0,315	0,0555	19,41
9	-0,315 +0,25	0,0443	12,51
10	-0,25 +0,16	0,0513	26,76
11	-0,16 +0,1	0,0368	6,35
12	-0,1	0,0073	6,13
13	Total	0,028	100,00



TABLEAU 76

Analyse de l'échantillon repère D

No.	Classe mm	V %	m ₁ %
1	+1,25	0,0095	1,58
2	-1,25 +0,40	0,0182	2,84
3	-0,40 +0,315	0,0453	12,11
4	-0,315 +0,25	0,060	21,52
5	-0,25 +0,16	0,0459	33,40
6	-0,16 +0,10	0,0277	8,78
7	-0,10 +0,08	0,0219	2,78
8	-0,08	0,0118	16,99
9	Total	0,028	100,00

TABLEAU 77

Analyse de l'échantillon repère E

No.	Classe mm	v %	m ₁ %
1	+0,40	0,0173	7,06
2	-0,40 +0,315	0,0505	15,35
3	-0,315 +0,25	0,039	15,10
4	-0,25 -0,16	0,404	31,92
5	-0,16 +0,10	0,038	10,74
6	-0,10 +0,08	0,0168	3,98
7	-0,08	0,0134	15,85
8	Total	0,028	100,00

TABLEAU 78

Préconcentration par débouillage (lavage direct)

No.	Produit	V %	m ₁ %
1	Préconcentré	0,0297	86
2	Rejet	0,0201	14
3	Total	0,028	100

TABLEAU 79

Préconcentration par débouillage (après séjour en eau)

No.	Produit	V %	m ₁ %
1	Préconcentré	0,0306	86,2
2	Rejet	0,0183	13,8
3	Total	0,028	100,0

TABLEAU 80

Classement à 0,315 mm (essai repère G)

No.	Classe mm	V %	m _{10p} %	m _{1t} %
1	+0,315	0,0304	57	49
2	-0,315	0,029	43	37
3	Total	0,0297	100	86

TABLEAU 81

Classement à 0,2 mm (essais repère G)

No.	Classe mm	V %	m _{10p} %	m _{1t} %
1	+0,2	0,0299	83,6	72,1
2	-0,2	0,0351	16,4	14,1
3	Total	0,0306	100,0	86,2



TABLEAU 82

Essai de broyage repère F

No.	Classe mm	V %	m ₁ %
1	+0,40	0,0092	2,12
2	-0,40 +0,315	0,033	4,87
3	-0,315 +0,25	0,058	16,89
4	-0,25 +0,16	0,0535	40,74
5	-0,16 +0,10	0,0295	13,73
6	-0,10 +0,08	0,0215	5,05
7	-0,08	0,0116	16,60
8	Total	0,028	100,00

TABLEAU 83

Essai de broyage repère G

No.	Classe mm	V %	m ₁₀₀ %	m _{1t} %
1	+0,40	0,0110	5,4	2,64
2	-0,40 +0,315	0,048	15,2	7,45
3	-0,315 +0,25	0,0525	14,3	7,01
4	-0,25 +0,16	0,045	24,0	11,75
5	-0,16 +0,10	0,0403	13,6	6,67
6	-0,10 +0,08	0,0223	5,3	2,11
7	-0,08	0,020	23,2	11,37
8	Total	0,0304	100,0	49,00



Leona Paleontologie

TABLEAU 81

Essai de broyage repère C

No.	Classe mm	V %	m _{10p} %	m _{1t} %
1	+0,4	0,018	8,8	6,34
2	-0,4 +0,315	0,034	15,8	11,38
3	-0,315 +0,25	0,0705	24,8	17,88
4	-0,25 +0,16	0,0502	34,3	24,75
5	-0,16 +0,1	0,0418	8,0	5,77
6	-0,1	0,0091	8,3	5,98
7	Total	0,0299	100,0	72,10

TABLEAU 85

Essai repère U — Classement à 0,63 mm

No.	Classe mm	v %	V %	m ₁ %
1	+0,63	31,8	0,0188	21,4
2	-0,63	68,2	0,0324	78,6
3	Total	100,0	0,028	100,0

TABLEAU 86

Premier broyage (repère U)

No.	Classe mm	v _t %	V %	m _{10p} %	m _{1t} %
1	+0,63	18,48	0,0166	51,3	10,99
2	-0,63 +0,08	6,02	0,0378	38,1	8,14
3	-0,08	7,30	0,0087	10,6	2,27
4	Total	31,80	0,0188	100,0	21,40



TABLEAU 87
Deuxième broyage (repère U)

No.	Classe mm	v_t %	V %	m_{10p} %	m_{1t} %
1	+0,63	14,52	0,0148	70,0	7,69
2	-0,63 +0,08	1,97	0,0363	23,4	2,57
3	-0,08	1,99	0,0102	6,6	0,73
4	Total	18,48	0,0166	100,0	10,99

TABLEAU 88
Troisième broyage (repère U)

No.	Classe mm	v_t %	V %	m_{10p} %	m_{1t} %
1	+0,63	12,31	0,0132	76,0	5,85
2	-0,63 +0,08	1,11	0,037	19,2	1,47
3	-0,08	1,10	0,0094	4,8	0,37
4	Total	14,52	0,0148	100,0	7,69

TABLEAU 89
Quatrième broyage (repère U)

No.	Classe mm	v_t %	V %	m_{10p} %	m_{1t} %
1	+0,63	10,12	0,0113	70,7	4,14
2	-0,63 +0,08	1,28	0,0305	24,1	1,41
3	-0,08	0,91	0,0094	5,2	0,30
4	Total	12,31	0,0132	100,0	5,85



TABLEAU 90
Cinquième broyage (repère U)

No.	Classe mm	v_t %	V %	m_{10p} %	m_{1t} %
1	+0,63	8,47	0,093	68,6	2,84
2	-0,63 +0,08	0,99	0,0291	25,2	1,04
3	-0,08	0,66	0,0109	6,2	0,26
4	Total	10,12	0,0113	100,0	4,14

TABLEAU 91
Sixième broyage (repère U)

No.	Classe mm	v_t %	V %	m_{10p} %	m_{1t} %
1	+0,63	7,22	0,0076	70,4	2,00
2	-0,63 +0,08	0,79	0,0218	22,0	0,62
3	-0,08	0,46	0,0131	7,6	0,22
4	Total	8,47	0,0093	100,0	2,84

TABLEAU 92
Septième broyage (repère U)

No.	Classe mm	v_t %	V %	m_{10p} %	m_{1t} %
1	+0,63	5,87	0,0003	63,8	1,28
2 2	-0,63 +0,08	0,82	0,0174	25,8	0,51
3	-0,08	0,53	0,0109	10,4	0,21
4	Total	7,22	0,0076	100,0	2,00



TABLEAU 93

Huitième broyage (repère U)

No.	Classe mm	v_t %	V %	m_{10p} %	m_{1t} %
1	+0,63	4,58	0,005	64,6	0,83
2	-0,63 +0,08	0,79	0,0094	21,2	0,27
3	-0,08	0,50	0,0102	14,2	0,18
4	Total	5,87	0,0063	100,0	1,28

TABLEAU 94

Neuvième broyage (repère U)

No.	Classe mm	v_t %	V %	m_{10p} %	m_{1t} %
1	+0,63	3,49	0,00414	63,4	0,53
2	-0,63 +0,08	0,73	0,008	25,4	0,21
3	-0,08	0,36	0,007	11,2	0,09
4	Total	4,58	0,005	100,00	0,83

TABLEAU 95

Dixième broyage (repère U)

No.	Classe mm	v_t %	V %	m_{10p} %	m_{1t} %
1	+0,63	2,34	0,0039	63,3	0,33
2	-0,63 +0,08	0,69	0,0044	20,5	0,11
3	-0,08	0,46	0,0051	16,2	0,08
4	Total	3,49	0,00414	100,0	0,52



TABLEAU 96
Onzième broyage (repère U)

No.	Classe mm	v_t %	V %	$m_{10\phi}$ %	m_{1t} %
1	+0,63	1,29	0,0041	56,8	0,19
2	-0,63 +0,08	0,55	0,004	24,0	0,08
3	-0,08	0,50	0,0036	19,2	0,06
4	Total	2,34	0,0039	100,0	0,33

TABLEAU 97
Douzième broyage (repère U)

No.	Classe mm	v_t %	V %	$m_{10\phi}$ %	m_{1t} %
1	+0,63	0,38	0,0051	36,5	0,07
2	-0,63 +0,08	0,33	0,0036	23,0	0,04
3	-0,08	0,58	0,0036	40,5	0,08
4	Total	1,29	0,0041	100,0	0,19



TABLEAU 98
Séparation en liqueurs denses

No.	Classe mm	d	v _t %	V %	m _{10p} %	m _{1t} %
1	+1,60	-2,9	17,48	0,0213	79,0	13,20
		+2,9 -3,33	2,24	0,0414	19,8	3,31
		+3,33	0,09	0,0483	1,2	0,23
		Total	19,81	0,0327	100,0	16,74
2	-1,60 +0,80	-2,9	8,59	0,0205	79,6	6,29
		+2,9 -3,33	1,06	0,0326	15,5	1,22
		+3,33	0,17	0,0646	4,9	0,38
		Total	9,82	0,0225	100,0	7,89
3	-0,80 +0,40	-2,9	6,07	0,009	14,9	1,95
		+2,9 -3,33	2,05	0,0394	22,2	2,89
		+3,33	4,68	0,049	62,9	8,19
		Total	12,80	0,0285	100,0	13,03
4	-0,40 +0,315	-2,9	1,74	0,0114	4,4	0,71
		+2,9 -3,33	1,03	0,0524	11,7	1,93
		+3,33	5,94	0,065	83,9	13,84
		Total	8,71	0,053	100,0	16,48
5	-0,315 +0,16	-2,9	5,21	0,0074	4,3	1,37
		+2,9 -3,33	1,71	0,049	9,5	3,02
		+3,33	14,00	0,055	86,2	27,50
		Total	20,92	0,0426	100,0	31,89
6	-0,16 +0,1	-2,9	2,60	0,0082	12,2	0,76
		+2,9 -3,33	0,88	0,0372	18,8	1,18
		+3,33	1,86	0,0646	69,0	4,31
		Total	5,34	0,0327	100,0	6,25



TABLEAU 99

*Tamissage dans l'eau de l'échantillon brut (repère II)
— Répartition du fer ferrique et du fer ferreux —*

No.	Classe mm	Fer ferrique %	Fer ferreux %
1	-2 +1,6	11,52	3,80
2	-1,6 +1,25	11,45	5,40
3	-1,25 +1,00	11,75	3,80
4	-1,00 +0,8	12,25	3,70
5	-0,8 +0,63	18,10	5,0
6	-0,63 +0,5	29,65	5,6
7	-0,5 +0,4	31,30	5,8
8	-0,4 +0,315	35,00	8,9
9	-0,315 +0,25	35,20	8,5
10	-0,25 +0,2	34,30	10,5
11	-0,2 +0,16	33,10	8,3
12	-0,16 +0,125	26,80	5,7
13	-0,125 +0,1	17,70	7,1

BIBLIOGRAPHIE

- Astier J. (1963) Utilisation des concentrés (Journée d'étude sur l'enrichissement des minerais de fer français). *Rev. Ind. Min. coll.* Paris.
- Avram C., Guran M., Segirceanu T. (1961) Considerațiuni cu privire la posibilitățile de valorificare a vanadiului, București.
- Bragard A., Parmentier P. (1963) L'épuration gravimétrique et magnétique des minettes (Journée d'étude sur l'enrichissement des min. de fer français). *Rev. Ind. Min.*, Paris.



- Bubenicek L. (1961) Recherches sur la constitution et la répartition des minerais de fer dans l'Aalénien de Lorraine. *Thèse d'ing. doct., Publ. IRSID.*
- Bullet A. (1963) Améliorations réalisées à l'enrichissement du minerai de fer dans les installations de Metzange. *Rev. Ind. Min. coll. Paris.*
- Caillière S., Kraut F. (1954) Les gisements de fer du bassin Lorrain. *Publ. du Mus. d'Histoire Naturelle, Paris.*
- Durand M. (1963) Développements possibles en Lorraine (Journée d'étude sur l'enrichissement des minerais de fer français). *Rev. Ind. Min., Paris.*
- Duvall W., Fogelson D., Alchinson T. Strain energy in explosion generated strain pulses. *U. S. Bur. of Min., R. I. 5514.*
- Obert L. Génération and propagation of strain waves in rock. *U.S. Bur. of Min., R. I. 6154.*
- Fischer A. (1966) Atelier pilote de séparation magnétique à haute intensité à Bazailles. *Rev. Ind. Min. coll. Paris.*
- Georgescu M. (1957) Explozor pentru procedeul milisecundă. *Rev. Minelor, București.*
- Guinard P., Temoïn A. (1963) Description de l'usine d'enrichissement de Metzange (Journée d'étude sur l'enrichissement des minerais de fer français). *Rev. Ind. Min. coll. Paris.*
- Ion I., Sirbu M., Toma I., Popescu A., Guran M., Hîncu V., Iacoban I., Tulliu, Butucescu D., Rohr I. (1961) Studiul preparării minereurilor de fier de la Câpuș-Cluj. *Cercetări Miniere.*
- Javelle P., Fulchiron J., Guyot R. (1962) Recent research studies by the IRSID in the field of autogenous grinding. *Symposium on Autogenous grindings. Parl ten. Paris.*
- (1963) Evolution des techniques applicables aux minerais de fer français (Journée d'étude sur l'enrichissement des minerais de fer français). *Rev. Ind. Min. coll. Paris.*
- D'Argoeuvres N. (1966) Application d'un tube broyeur ventilé au broyage ménagé. *Rev. Ind. Min. coll. Paris.*
- Michard J. (1968) Le haut-fourneau moderne et son rôle dans la production de laitier. *Publ. IRSID Re-201.*
- Mary J. (1966) Place des techniques d'autobroyage parmi les moyens conventionnels de réduction. *Rev. Ind. Min. coll. Paris.*
- Martiniuc Gh. (1961) Formarea și răspîndirea zăcămintelor sedimentare de fier, cu privire specială asupra zăcămintelor din R.P.R. *Rev. Minelor XII, București.*
- Maumené J. (1966) Les installations de préparation des minerais de fer pauvres dans la région du Lac Supérieur. *Rev. Ind. Min. coll. Paris.*
- Mermoud L. (1966) Préparation mécanique et enrichissement des minerais de fer de Ségre. *Rev. Ind. Min. coll. Paris.*
- Routhier P. (1963) Les gisements métallifères. Ed. Masson, Paris.
- Temoïn A. (1966) Résultats obtenus par la station d'essais Aerofall en France sur la préparation en vue du traitement des minerais. *Rev. Ind. Min. coll. Paris.*





Institutul Geologic al României

ÎNCERCĂRI DE LABORATOR PRIVIND DETERMINAREA POSIBILITĂȚILOR DE VALORIFICARE A UNUI MINEREU SĂRAC DE FIER

(Rezumat)

I. INTRODUCERE

Minereul cercetat provine din zăcămintul de fier de la Căpușul Mic și anume din sectorul „Căpuș-Nord”. Acest zăcămint se află în zona periferică a bazinului Transilvaniei, la cca 25 km vest de Cluj. Pentru prezentarea caracterelor zăcămintului am urmărit tipologia propusă de profesorul P. Routhier prin completarea fișelor cu maximum de date corespunzătoare cunoscute.

II. FIȘA ZĂCĂMINTULUI CĂPUȘUL MIC

1. Mineralizația

Compoziția : hidroxizi de fier (limonit, goetit), sideroză, ankerit, calcit, cuarț, glauconit, clorit, muscovit, argile.

Textura : bancuri compacte de minereu oolitic cu granule ovoidale de dimensiuni cuprinse între 0,1 și 2 mm, cimentate de gangă de carbonați, cu treceri la strate bogate în glauconit.

Structura : oolitele prezintă o structură cu învelișuri concentrice în jurul unui nucleu ferifer sau, uneori, în jurul unui mineral exogen.

Prezentarea : în zona centrală stratul feruginos este cel mai gros (plină la 10 m), iar minereul este cel mai bogat în fier și către periferie grosimea scade la 2—3 m, pentru a ajunge la 0,5 m cu conținuturi sub 15 % Fe trecînd către gresii glauconitice. Minereul este friabil.

2. Alterația superficială

În condițiile de suprafață minereul se dezagregă, se levighează, se amestecă cu depozite superficiale sau trece în soluri.

3. Compoziția chimică și conținutul minereului

Analiza medie chimică (A) a minereului uscat din sectorul de sud (Șatra) (după Martinuc, 1961) și (B) limitele conținutului minereului uscat din sectorul „Căpuș-Nord” sînt următoarele :



Componenți chimici	A %	B %
Fe total	31,7	22—25
SiO ₂	9,5	25—28
CaO	18,0	12—14
MgO	1,4	3—4
Mn	urme	urme
TiO ₂	0,17	0—0,14
Al ₂ O ₃	2,8	3—4
P	0,13	0,33—0,34
V	0,1	0,02—0,03
As	urme	—
Pierderi la calcinare	21,5 (900°C)	16,32—16,36 (900°C)

4. *Latura economică*

Rezervele sînt estimate pentru ansamblul zăcămintului, la mai multe zeci de milioane de tone.

5. *Litologia rocilor înconjurătoare*

Zăcămintul este cuprins într-un ansamblu de sedimente marine depuse în vecinătatea țărmului, la adîncime mică (Martiniuc, 1961). Minereul se găsește la partea superioară a unui calcar grezos cu ostreide mari și este acoperit de un banc de calcar grezos cu numuliți.

6. *Forma zăcămintului în legătură cu structurile rocilor înconjurătoare*

Pachetul de sedimente în care este cuprins zăcămintul, reprezintă transgresiunea post-laramică peste fundamentul penplenizat cu roci epimetamorfice și mezometamorfice. Peste depozitele senoniene de la bază, reprezentate prin conglomerate, argile și calcare, urmează Eocenul cu argile rubanate, calcare cu *Nummulites perforatus*, marne și calcare cu *Velates* și *Corbula*, marne și calcare cu ostreide, iar la partea superioară marne cu *Nummulites fabiani*. Faciesul are caracterul lagunar-marin, transgresiv de adîncime mică. Stratele sînt slab ondulate și înclinate către NE cu 5—8°, rareori în apropierea sîsturilor cristaline, înclinarea ajunge la 15—20°. Minereul este perfect intercalat și nu a suferit accidente structurale.

7. *Roci plutonice și vulcanice apropiate*

În regiunea învecinată se găsesc coșuri mici de andezite și riolite, care au străbătut Eocenul iar în valea Drăganului se găsesc andezite și riolite aparținînd eruptivului banatitic.

8. *Vîrsta zăcămintului, criterii de datare*

Zăcămintul se intercalează în depozitele Eocenului mediu, aparținînd Lutețianului.



9. Depozite comparabile

În zona Vlaha-Săvădisla, în extinderea zăcămintului de la Căpuș Mic, au fost întâlnite mineralizații ferifere în mare parte reprezentate prin roci cu glauconit, alterate, cu conținuturi în jur de 18 % Fe.

10. Ipoteze genetice

Zăcămintul de la Căpuș Mic se înscrie în cadrul depozitelor chimice și biochimice de origine marină. Fierul este considerat că provine din lateritele existente în regiune la sfârșitul Cretacicului. O ipoteză plauzibilă consideră formarea soluțiilor feruginoase de humati și bicarbonați prin dezagregarea biogenă a lateritelor. Prin acțiunea oxigenului și bacteriilor din mediul marin, fierul a fost precipitat ca oxizi sau glauconit în funcție de distanța de la țărm. Sunt încă anumite puncte obscure în legătură cu fenomenele de disoluție, transport, precipitare și diageneză a fierului din acest minereu. Ca și în minereul de fier din Lorena, concentrația de fier se situează la nivelul oolitelor iar cimentul este mult mai sărac, de o compoziție mai complexă și mai eterogen.

După tabelul general de clasificare a zăcămintelor de fier prezentat de R o u t h i e r, zăcămintul se încadrează în „Sedimentare sau în roci sedimentare fără legătură cu plutoni”, la rubrica 2 „Tip oolitic (minette)”, la punctul b, subtipul „limonitic”. În extindere se remarcă trecerea la „Tipul nisipurilor glauconitice oxidate”.

III. STUDIUL MINEREULUI DE LA CĂPUȘ-NORD

Studiul mineralogic preliminar

Minereul are aspect de gresie cu textură masivă, de culoare cenușiu-gălbui, format în proporție de cca 40 % din oolite înglobate într-un ciment de rezistență mică format din calcit, minerale argiloase, cuarț, feldspat și glauconit. La acestea se mai adaugă fragmente de scoici, sisturi argiloase, micașturi și material sideritic.

Compoziția mineralogică cuprinde: 36–42 % hidroxizi de fier; 25–30 % carbonați; 15–20 % cuarț; 3–5 % feldspat; 1 % glauconit; 10–15 % minerale argiloase și sub 1 % sericit.

Studiul secțiunilor lustruite arată în esență: limonitul sau goetitul izotrop (stilpnosiderit) care formează oolitele. Limonitul pare să fie mai dens în centrul oolitelor decât la periferie, datorită conținutului mai redus de H_2O . Diametrul mediu al oolitelor este de 0,3 mm.

Ca observație generală se constată că cca 40 % din oolite sunt cuprinse între 0,10 și 0,25 mm și 60 % între 0,25 și 0,50 mm. Pe lângă oolite se mai întâlnește o mică cantitate de pseudoolite constituite ca și oolitele din învelișuri, însă depuse în jurul unui nucleu străin (silicios sau carbonatic). În exteriorul oolitelor se întâlnesc: pirită, carbonați, cuarț și mai rar, rutil.

Proba de minereu primită în Franța (cca 110 kg) a prezentat un conținut de 22,9 % Fe.

În ceea ce privește vanadiul, după părerea specialiștilor ar fi legat de unul din constituenții mineralogici ai oolitului. În Franța, P. E. H e n r y, J. A s t i e r (1949) au constatat o corelație între procentul de Fe și cel de V. Pentru Căpuș-Nord din 134 analize de fracțiuni din proba primită în Franța, s-a determinat raportul $S = 10^3 \text{ V\%/Fe\%}$, obținându-se $S = 1,22$.

Prin studiul oolitelor la microsonda electronică s-a înregistrat variația concentrației Fe-Si-V în două oolite distingând trei zone concentrice:



Elementul	Nucleul central %	Coroana mediană %	Bordura externă %
Fe	41,2	31,6	43
Si	3,2	8	3,5
Mg	3	13	lipsă
V	0,08	0,08	0,2

În pl. II, fig. 1—4 sînt reproduse diagramele de traversare pentru Fe, V, Ca și Si. Se constată o interdependență indiscutabilă între fier și vanadiu. Mersul diagramelor este comparabil deși coeficientul s nu este perfect constant.

Diagrama siliciului este aproape complementară în detrimentul celci de fier, același lucru petrecîndu-se și pentru magneziu sau pentru calciu.

Trebuie semnalată variația mare a conținutului de fier al oolitelor de diferite mărimi. Prin tratarea în lichide dense s-a constatat variația generală între 40 % și 52 % ca să atingă uneori 60 % și în mod excepțional 65 %.

IV. DEFINIREA MINEREULUI

Conținutul mic de fier permite asimilarea lui ca minereu sărac, dacă nu foarte sărac. Indicele de bazicitate simplificat $\text{CaO \%}/\text{SiO}_2 \%$ cuprins între 0,4 și 0,5 îl clasează ca minereu foarte acid. Raportul $\text{Pb \%}/\text{Fe \%}$ variind între 0,014 și 0,017 îl situează în categoria minereurilor fosforoase. Este un minereu nesulfuros și nemanganos (S variind între 0,10—0,22 % iar Mn ca urme).

V. PROBĂRI DE ÎMBOGĂȚIRE EFECTUATE ȘI DEFINIȚIA PROBLEMEI

În cadrul studiului de punere în exploatare a sectorului nordic din zăcămintul de la Căpuș Mic, cu 7 ani în urmă s-au făcut încercări de preparare, utilizînd preconcentrări gravimetrice, în apă prin spălare, pe mese oscilante, spirale, prăjire magnetizantă și separație magnetică (I. Ion et al., 1961). Pentru sectorul Căpuș-Nord deoarece minereul este mai sărac ca cel din sectorul Șatra iar exploatarea trebuie efectuată în subteran, s-a considerat la acea vreme exploatarea nerentabilă.

În prezent costul extracției fiind stabilit, problema constă în cercetarea diferitelor procedee de preparare în vederea obținerii unui produs final valorificabil.

VI. DAREA DE SEAMĂ A LUCRĂRILOR

A) Pentru efectuarea lucrării de față, am primit o probă de minereu de cca 100 kg care a fost concasată la 40 mm cu ocazia recoltării ei.

B) Pentru analiza granulometrică: în apă, uscată și cu umiditatea naturală (6 %) din proba de laborator am recoltat, prin sfertuire, mai multe eșantioane. Ultimele două analize prezintă rezultate asemănătoare, astfel că în cele ce urmează vor fi utilizate rezultatele probei cu umiditatea naturală.

C) Probările de laborator în vederea orientării lucrării le-am efectuat conform schemei (fig. 4), cuprinzînd măcinarea intermediară la 4 mm, clasări după diverse măcinări sub apă sau uscate total, parțial sau menajate pe etape succesive, separații cu lichide dense, separații magnetice, tratate pe mese oscilante și flotație.



1. Analiza granulometrică a materialului brut (40 mm) sub apă a permis obținerea datelor din tabelul 4, la curba granulometrică prezentată în pl. III, fig. 1 iar în pl. III, fig. 3 este ilustrată repartiția fierului și în pl. III, fig. 5, conținuturile de fier în diferitele clase granulometrice. În pl. III, fig. 2 este prezentată curba granulometrică, prin clasarea probei brute în condițiile umidității naturale (tab. 8), iar în pl. III, fig. 4 este arătată repartiția fierului și în pl. III, fig. 6 conținutul de fier din diferitele clase granulometrice ale ultimei probări.

2. O parte din probă a fost măcinată la 4 mm (sita optimă) și a fost analizată granulometric sub apă (tab. 6). În fig. 5a este redată curba granulometrică respectivă, în fig. 5b repartiția fierului și în fig. 5c conținutul de fier din diferitele clase ale acestor probe.

3. O parte din probă a fost măcinată fin, 30 minute într-o moară cu bile de porțelan cu 85 ture/min. raportul apă/minereu fiind 2/1 (în volum) și bile de porțelan/minereu 2/3 (în greutate). În pl. IV, fig. 1 este redată curba granulometrică iar în pl. IV, fig. 2 repartiția fierului și în pl. IV, fig. 3 conținutul de fier din diferitele clase granulometrice din probă (tab. 10).

Măcinarea este repetată în moara de porțelan înlocuind raportul bile de porțelan/minereu (în greutate) în al doilea caz 1/2 iar în al treilea caz 1/1. În al doilea caz s-au obținut datele din tabelul 11 și curba granulometrică din pl. IV, fig. 4 cu conținuturile de fier din pl. IV, fig. 5, 6 iar în al treilea caz datele din tabelul 9 și curba granulometrică din pl. IV, fig. 7 cu conținuturile de fier din pl. IV, fig. 8, 9.

4. Preconcentrația prin spălare și clasare a fost efectuată într-o variantă cu minereul muiat direct în conul de spălare ($\varnothing$ 300 mm) și a doua variantă cu minereul ținut 24 ore în apă înainte de spălare. Spălarea s-a efectuat într-un curent de apă laminar, ascensional de 0,98 cm/s, corespunzând unui separat de ordinul 80 microni. Rezultatele sînt prezentate în tabelele 13 și 14.

5. Preconcentratele de spălare au fost clasate printr-o sită intermediară pentru mărirea oolitelor (0,315 mm), obținîndu-se datele din tabelul 12. Clasa de peste 0,315 mm a fost apoi măcinată 60 min. în moara cu bile de porțelan cu 85 tur/min., raportul apă/minereu fiind 1/1 (în volum) și bile de porțelan/minereu 1/1 (în greutate). Datele obținute sînt prezentate în tabelul 16, curba granulometrică este trasată în pl. V, fig. 1, iar repartiția fierului și distribuția conținutului pe clase granulometrice în pl. V, fig. 2, 3.

În a doua variantă, preconcentratele au fost clasate preliminar la 0,2 mm după ce au fost ținute 24 ore în apă. Clasa +0,2 mm a fost măcinată în moara de porțelan 30 minute cu viteza de 85 ture/min. cu raportul apă/minereu : 4/1 (în volum) și bile de porțelan/minereu : 2/3 (în greutate). Rezultatele sînt prezentate în tabelele 17 și 18, pl. V, fig. 4—6.

6. Încercarea de măcinare menajată pe etaje succesive, clasează întâi proba pe site de 0,63 mm (tab. 19), iar clasa +0,65 a fost măcinată în moara cu 85 ture/min., raportul inițial bile de porțelan/minereu de 1/4 fiind menținut tot timpul experienței. În mod periodic (durata de 5 min. la primele trei măcinări, apoi de 7, 10, 15 și 20 min. pentru cîte 2 măcinări succesive și de 30 min pentru ultima măcinare) a fost întreruptă pentru clasarea pe sita de 0,63 mm și înlăturarea fracțiunilor mai fine. Rezultatele celor 12 măcinări succesive sînt trecute în tabelele 20—31 iar pe baza lor s-a întocmit diagrama comună a curbelor granulometrice din fig. 8. În fig. 9 este arătată repartiția fierului iar în fig. 10 curbele conținuturilor de fier. Rezultatele cumulate cu randamentul în greutate și cu conținuturile în fier sînt prezentate în fig. 6 a, b.

7. Proba măcinată la 4 mm a fost separată în nouă clase granulometrice dintre care numai șase — cele peste 0,1 mm au fost tratate în lichide dense (bromoform și iodură de metil). În fig. 11 sînt prezentate curbele granulometrice și repartiția fierului ale celor trei fracțiuni

densimetrice întocmite după datele din tabelul 32. Se constată că fracțiunea ușoară ($d: -2,9$) are un conținut mediu de 12,3% Fe și conține 22,30% din fierul total, fracțiunea mijlocie are un conținut de 33,0% Fe și conține 12,85% din fierul total iar fracțiunea grea are un conținut de 48,50% Fe și conține 56,62% din fierul total. Se poate constata creșterea conținutului în fier din oolite, corelată cu creșterea dimensiunii lor.

8. Dintre numeroasele încercări de separație magnetică este prezentată cea de intensitate mare pe un aparat cu disc. Din proba măcinată și clasată granulometric în apă, în 5 fracțiuni arătate în tabelul 33, după uscare se efectuează separația magnetică numai pentru două clase mijlocii (0,10—0,40 și 0,40—0,63). Se constată astfel rezultatele foarte nete cu conținuturi ridicate arătate în tabelul 34.

9. Pe mese oscilante tip Wilfley au fost efectuate separații numai pentru clasa granulometrică mijlocie în urma măcinării la 4 mm (tab. 35). Cele trei fracțiuni obținute la prima separație au fost retratate obținându-se datele din tabelul 36.

10. S-a efectuat apoi flotația clasei $-0,08$ mm pentru a studia posibilitatea recuperării conținutului de fier și calcit fin. Pentru o primă variantă s-a făcut un deșlamaj anticipat (cca 40 microni). S-a utilizat silicat de sodiu, Amonyl BR 4655 și hidroxid de sodiu. Rezultatele sînt expuse în tabelele 37 și 38.

VII. DISCUȚIA PRIMELOR REZULTATE ȘI CONCLUZIILE PRELIMINARE

În urma studierii diferitelor ochiuri de sită, am adoptat 4 mm ca mai corespunzătoare unei producții moderate de ultrafin.

1. Muieră minereului cu 24 ore înainte spălării și clasării nu este indispensabilă.

2. Concentrația prin lichide dense corespunde unui randament mic în recuperarea metalului deși conținutul în fier este interesant. Din examinarea conținuturilor de fier din fracțiunile grele rezultă o creștere importantă a conținutului, în legătură cu apropierea dimensiunii oolitelor de acela al ochiurilor de sită. Pe de altă parte se observă o descreștere a conținutului o dată cu descreșterea mărimii oolitelor. În fracțiunile intermediare, reprezentînd domeniul glauconitului și al pseudoolitelor se constată o oarecare îmbogățire în fracțiunea 0,80—0,40 mm însă care descrește o dată cu micșorarea granulelor.

3. Prin separația magnetică de intensitate mare se poate obține un concentrat cu 44,40% Fe, reprezentînd un randament metalic de 81,44% și randament al greutatei de 42,11%, iar un steril cu 7,33% Fe cuprinzînd 18,56% din metal și 57,99% din minereul inițial.

Remarcăm faptul că fracțiunea nemagnetică cuprinde 10,56% din metalul total din probe și are un conținut de 6,16% Fe, ceea ce este foarte interesant. În sterilul total, la aceasta se adaugă fracțiunea netratată (fiind sub 80 microni) cu un conținut de 9,80% Fe și conținînd 8% din metalul total.

Din analiza tuturor rezultatelor se constată că pierderile importante se datoresc fierului din fracțiunile fine ($-0,1$ mm), fracțiuni ce nu pot fi tratate în același mod ca celelalte.

Problema poate fi rezolvată prin măcinarea întregului minereu la o finețe uniformă (sub 40 microni) și prin flotarea limonitului (după separarea fracțiunii extrem de fine) sau eventual separația magnetică sub apă.

Nu trebuie pierdut din vedere obiectivul lucrării de față, de a găsi mijloacele de valorificare la preț scăzut a unui minereu sărac ori costul unei măcinări avansate și a flotației este prea mare.



Rămâne astfel soluționarea problemei prin găsirea unei metode de măcinare, astfel ca fracțiunile fine să reprezinte un procent cât mai mic, reducând însă granulele mari la nivelul separării oolitelor.

4. Prin măcinarea integrală intermediară la 4 mm, clasa intermediară 0,1–2 mm reprezintă 62,63 % din probă și are un conținut de 30,80 % Fe, celelalte fracțiuni având conținuturi sub 12 % Fe. Măcinările integrale secundare au tendința de a trece o cantitate mai mare de fier în fracțiunile fine în detrimentul claselor superioare și ceea ce este mai grav, în detrimentul oolitelor. Chiar dacă se macină numai clasa superioară sitei mijlocii a oolitelor, clasa fină își menține conținutul ridicat.

Întrucât oolitele cu dimensiuni între 0,5 și 0,315 mm au conținut în fier ce se apropie de acela al hematitului și o duritate comparabilă cu a cimentului, prezintă interes ca la măcinare să fie menajată această fracțiune, evitând trecerea ei în fracțiunea –0,1 mm.

Acest obiectiv a fost urmărit de noi prin măcinarea pe etaje succesive a claselor superioare la 0,63 mm și eliminarea fracțiunilor sub 0,1 mm.

S-a ales clasa minereului primar (concasat la 40 mm) sub apă, deoarece fracțiunile sub 2 mm sînt cu 23,42 % mai mari decît în cazul clăririi minereului uscat, iar fracțiunea fină (–0,1 mm) reprezintă 17,79 % din probă și are un conținut de 5,68 % Fe.

În concluzie, putem afirma că prin măcinarea menajată a fracțiunilor +0,63 mm și eliminarea fracțiunilor sub 0,08 se obține un concentrat final în care vor fi adunate cele mai multe oolite.

VIII. ÎNCERCARE DE VERIFICARE A CONCLUZIILOR

Schema I (umedă)

1. Prin cernerea sub apă a minereului concasat la 40 mm am obținut un concentrat reprezentînd 28,23 % din probă cu un conținut de 41,23 % Fe, cuprins între 0,63 mm și 0,1 mm. Produsul grosier (+0,63 mm) reprezentînd 53,98 % din probă și cu un conținut de 19 % Fe a fost măcinat menajat (măcinarea I) în moara de porțelan și separat în clasa intermediară peste 0,63 și sub 0,08. S-a obținut astfel un concentrat total cu un conținut de 40,84 % Fe, reprezentînd o extracție de 38,43 % din probă și un produs grosier cu un conținut de 17,03 % Fe, reprezentînd 31,42 % din probă.

Cercetarea a fost efectuată astfel în 5 măcinări menajate succesiv, obținîndu-se datele din tabelul alăturat.

Măcinare	Clasa + 0,63 mm		Clasa –0,63 + 0,08 mm		Clasa –0,08 mm	
	% din probă	% Fe	% din probă	% Fe	% din probă	% Fe
Minereul brut	53,98	19,00	28,23	41,23	17,79	5,68
Măcinarea I	31,42	17,03	38,40	40,84	30,15	6,14
Măcinarea II	24,70	15,20	41,76	40,70	33,54	6,36
Măcinarea III	20,97	13,80	43,64	40,50	35,39	6,50
Măcinarea IV	17,26	11,56	45,82	40,25	36,92	6,66
Măcinarea V	14,43	9,33	47,51	39,91	38,06	6,72
Măcinarea VI	12,30	7,70	48,87	39,50	38,83	6,90

De fapt am considerat cercetarea limitată la măcinarea V deoarece conținutul în fier al clasei + 0,63 (9,33 % Fe) este inferior conținutului clasei care se elimină în această măcinare (11,20 % Fe) și astfel măcinarea VI reprezintă o verificare a ipotezei de lucru.



Constatăm astfel că ultima măcinare a recuperat numai 1,36 % din fierul din probă și fracțiunea introdusă în concentrat are un conținut de numai 22,9 % fier, rezultând foarte probabil, neeconomicitatea acestei ultime măcinări.

În concluzie, se obține pe această cale, un concentrat destul de bogat în comparație cu conținutul minereului inițial (22,9 % Fe) și un steril destul de sărac în fier, ținând cont de limita naturală a acestui conținut. Produsul grosier poate fi eliminat reprezentând o fracțiune de 14,43 % din minereul brut cu un conținut de 9,33 % Fe, astfel că sterilul final să reprezinte 52,49 % din minereu și să aibe un conținut de 7,30 % Fe.

La prima vedere pierderea de metal ar părea importantă însă nu trebuie uitată constituția mineralogică, în special a cimentului cu argilă feruginoasă și limonit fin impregnând toate celelalte minerale. Cuarțul și resturile de fosile silicifiate rezistente la măcinare sînt contaminate cu fier și în afară de acestea, amintim granulele dure de siderit. Conținutul mediu al fierului din ciment este de 5,75 % Fe și recuperarea lui necesită mijloace complicate și costisitoare diferite de cele fizice. Astfel, conținutul de 7,50 % Fe din sterilul propus apare acceptabil.

În aceste condiții se obține 1 tonă de concentrat cu 39,91 % Fe din 2,105 tone de minereu brut cu 22,9 % Fe. În fig. 13 am prezentat prima schemă de măcinare, cu randamentele prezentate între paranteze pe diferitele trasee. Utilajul prevăzut pentru utilizare este dintre cele mai obișnuite, dar măcinatul trebuie făcut foarte îngrijit.

Metoda de concentrație apare singulară prin simplitatea concepției, mai ales că în prezent mulți cercetători în domeniul valorificării minereurilor gîndesc că metodele prea simple și prea clasice nu pot prezenta interes. Ei sînt înclinați îndeosebi spre aplicarea metodelor mai complexe cu utilizarea mijloacelor particulare.

Pentru minereul de față, a cărui problemă principală este valorificarea cu un preț mic, tehnicile prea moderne nu pot fi aplicate decît cu multe precauții în privința problemei economice.

Am continuat cercetările cu scopul simplificării schemei întocmită în laborator, la scară industrială, operațiile urmînd să fie reduse la minim.

Astfel, în urma noilor încercări, a fost stabilită schema a II-a de laborator, în care trei măcinări succesive sînt înlocuite cu o singură măcinare pentru o sită dată și controlată.

Schema II (umedă)

Ca și în schema I, se clasează minereul primar (40 mm) sub apă însă clasa + 0,63 mm este măcinată controlat la 4 mm. Urmează apoi, la fel ca în schema I, o clasare și 2 măcinări secundare ale claselor + 0,63 mm, obținîndu-se datele din tabelul care urmează:

Măcinare	Clasa + 0,63 mm		Clasa -0,63 + 0,10 mm		Clasa -0,10 mm	
	% din probă	% Fe	% din probă	% Fe	% din probă	% Fe
Minereu brut	53,98	19,00	28,23	41,23	17,79	6,58
Măcinarea I controlată la 4 mm	30,80	13,85	45,05	36,76	24,15	8,58
Măcinarea I secundară	17,90	12,45	50,89	35,80	31,21	7,75
Măcinarea II secundară	14,07	11,15	52,79	35,59	33,14	7,68



Grupind produsul final +0,63 cu sterilul final -0,10 se obține o eliminare finală de 47,21 din proba cu un conținut de 8,7%. În fig. 14 este prezentată schema prelucrării.

În schema II deși randamentul în metal este foarte apropiat de cel din schema I diluția concentratului este mai mare, deoarece greutatea crește cu 5,28% iar conținutul scade de la 39,91% Fe la 35,59% Fe.

În vederea efectuării concentrației magnetice s-a făcut o măcinare și clasare a mine-reului uscat.

Minereul brut de 400 m cu umiditatea normală, a fost clasat obținându-se un produs grosier de peste 0,65 mm reprezentând cantitativ 80,30% cu un conținut de 21,7% Fe, un concentrat cuprins între -0,65 și 0,10 mm reprezentând 4,55% cu un conținut de 32,9% și un steril reprezentând 4,55% cu un conținut de 11,50% Fe.

În urma măcinării controlate la 4 mm s-a obținut concentratul total reprezentând 41,50% din probă și un conținut de 33,3% Fe, un steril reprezentând 14,43% cu conținutul de 7,13% Fe și un produs grosier reprezentând 44,07% cu un conținut de 16,90% Fe. În urma măcinării secundare s-a obținut concentratul final reprezentând 52,04% cu un conținut de 27,60% Fe, sterilul reprezentând 23,26% cu un conținut de 13,1% Fe și un produs grosier de + 0,63 mm reprezentând 24,70% Fe cu un conținut de 15,96% Fe. Rezultatele acestea au fost urmărite în vederea continuării concentrației pe cale magnetică.

2. Cercetările magnetice efectuate anterior dovedesc imposibilitatea separării oolitelor de concentrațiile de glauconit, întrucât amândouă au cam aceeași susceptibilitate magnetică. Fenomenul creșterii susceptibilității glauconitului se datorește transformării lui în limonit.

Separarea magnetică pe fracțiunile obținute după schema I nu au putut fi făcute decât după uscarea lor. Oolitele în general sînt puțin poroase, astfel că se usucă ușor în comparație cu oolitele hematizate care sînt mai poroase. Separarea magnetică s-a efectuat asupra concentratelor finale, reprezentînd varianta 1 și asupra concentratelor finale + fracțiunile finale +0,63 mm, reprezentînd varianta 2. Din cauza fineții, sterilul de -0,10 mm nu poate fi separat magnetic.

Rezultatele separării magnetice sînt prezentate în tabelul care urmează :

Produsele măcinării	Produsele separării magnetice a concentratului					
	Magnetică		Nemagnetică		Nemagnetică + ste- rilul de la clasare	
	% din probă	% Fe	% probă	% Fe	% probă	% Fe
Produsele măcinării după schema I	38,40	47,90	9,11	6,20	61,60	7,30
Varianta 1 + 0,65 mm	1,57	44,30	12,86	5,06		
Varianta 2	39,97	47,70			60,03	6,10
Produsele măcinării după schema II	38,00	47,10	14,79	6,07	62,00	8,07
Varianta 1 + 0,65 mm	2,20	39,00	12,87	5,53		
Varianta 2	40,20	46,70			59,80	6,94
Produsele măcinării după schema uscată	31,24	46,90	20,80	6,00	68,76	12,00
Varianta 1 + 0,65 mm	5,77	45,50	18,93	6,92		
Varianta 2	37,01	46,70			62,99	8,88



Comparând rezultatele preparării după schema I și II (umede), se constată o pierdere de fier totală mai mare cu 3,92 % după schema II, care este recuperată în cea mai mare parte (3,72 %), prin separația magnetică a fracțiunii finale de +0,63 mm. În acest fel rezultatele rămân foarte apropiate.

La prepararea după schema uscată, se remarcă în cazul variantei 2 un conținut al concentratului apropiat dar ceva mai mic decât în cazul variantei 1, însă prin aplicarea variantei 2 se recuperează cu 11,53 % mai mult metal total conținut în minereul brut.

Ținând cont de pierderea de metal prin separarea magnetică de 5,45 % se obține totuși o recuperare suplimentară de 6,08 % Fe. În cazul preparării minereului cu umiditatea naturală se constată, în toate cazurile un randament redus al metalului.

După părerea noastră, minereul brut, având un conținut mic, se poate prepara printr-un flux puțin costisitor, propus de noi cu condiția să nu prezinte pierderi de fier de peste 20 %. Dacă pierderea ar ajunge la 25 % aplicațiile trebuie făcute cu mare prudență. S-ar putea ca în proba pilot să se obțină unele rezultate mulțumitoare și prin prepararea pe cale uscată și astfel această soluție nu trebuie eliminată.

Față de rezultatele amintite, am efectuat tratarea pe mese oscilante a concentratelor obținute prin măcinare după schemele I și II.

3. În urma trecerii de trei ori pe mese oscilante a concentratelor după schema I și II s-au obținut concentrate noi care au fost amestecate, două fracțiuni mixte și trei fracțiuni sterile ai căror parametri sînt expuși în tabelele 68—70. În cazul variantei 1 doar prin eliminarea fracțiunilor din steril II și steril III se poate obține un concentrat cu 45 % Fe și cu 80,25 % din fierul din probă, iar în cazul variantei 2, luîndu-se aceleași fracțiuni, s-a obținut un concentrat cu 40,00 % Fe, reprezentînd 79,51 % din proba inițială. Separația pe mese a concentratului obținut pe cale uscată nu prezintă interes, el fiind făcut în mod special pentru a înlătura costul uscării în vederea preparării magnetice.

Concluzii. Din analiza datelor tabelului recapitulativ 71 rezultă următoarele :

Prepararea minereului pe cale uscată nu este recomandabilă dacă nu intervin și alți factori neprevăzuți în lucrare.

Problema importantă (problema cheie) a preparării este problema măcinării. Trebuie eliberate oolitele pentru a fi concentrate ca fracțiune granulometrică, sau prin separația magnetică sau după greutatea lor specifică.

Problema măcinării este complicată deoarece nu toate oolitele au aceeași duritate, cele mai bogate se sfărîmă mai ușor și rezistența lor este foarte apropiată de aceea a cimentului.

Prima schemă de măcinare poate obține un concentrat cu un randament bun pentru fier și suficient de bogat pentru a fi utilizat direct în siderurgie. În schimb schema, deși nu implică costuri ridicate, este complicată.

A doua schemă de măcinare este mai simplă și poate fi aplicată ușor la scară industrială dar conținutul concentratului este mic.

Dacă valoarea concentratului final ar putea să suporte cheltuielile necesare separării magnetice inclusiv cu uscarea concentratelor, schema II este mai avantajoasă, fiind mai simplă.

Tratarea pe mese oscilante duce la rezultate asemănătoare cu separația magnetică.

IX. BILANȚUL METALURGIC ȘI POSIBILITĂȚILE DE LUCRU LA SCARĂ INDUSTRIALĂ

În afară de conținutul în fier al concentratelor de preparare, trebuie să se țină seama și de celelalte elemente care pot interveni la tratarea lor în furnalele înalte. În tabelul 72 sînt



arătate conținuturile în SiO_2 , Al_2O_3 , CaO și MgO din concentratele propuse metalurgiei, sub forma primară și după calcinare. Pentru obținerea unei tone de fontă este necesară o cantitate de concentrat conținând 950 kg fier pur (se consideră pierderea de fier compensată de fierul din cocs) și o cantitate CaO suplimentară pentru compensarea excesului de siliciu.

În prima variantă, pentru o tonă de fontă sînt necesare 5 tone de minereu brut sau 2,025 tone de concentrat brichetat cu 46,9 % Fe și 386 kg CaO pur. Cantitatea de zgură pentru o tonă de fontă va fi 1,378 tone.

În varianta a doua, pentru o tonă de fontă sint necesare 5,225 tone de minereu brut sau 2,111 tone de concentrat brichetat cu un conținut de 45% Fe și 466,3 kg de CaO pur. Cantitatea de zgură va fi 1,140 tone.

Cele mai bune rezultate se obțin însă din concentratul măcinat după schema I, după ce a fost uscat și separat magnetic (varianta 1). În acest caz adaosul de CaO pur necesar este de 326,1 kg și cantitatea de zgură pe tona de fontă este de 0,725 tone.

În posibilitățile de lucru la scară industrială este indicată preocuparea de a extrage un minereu brut mai apt pentru prepararea ulterioară. Recomandăm astfel împușcarea lui cu microîntîrziere, astfel ca prin vibrațiile de interferență să se obțină anumite rezultate de dezagregare granulometrică. Propunem în acest scop un explozor cu microîntîrziere pentru care prezentăm și o schemă.

După literatura de specialitate se pare că în cazul minereului oolitic, diferitele etape de măcinare ar putea fi înlocuite cu o automăcinare în „Cascade Mill” sau în „Aerofale Mill”, astfel cum s-a procedat de „Irsid” pentru minereul din Lorena. Acest procedeu prezintă o automatizare avansată și un consum de energie mult mai redus, însă pînă în prezent nu poate fi introdus în lucrări de laborator.

Subliniem faptul că morile au fost perfecționate în general în scopul de a nu mai separa părțile fine de cele grosiere, spre a fi astfel măcinate toate împreună, ceea ce în cazul nostru este dezavantajoasă.

Prelucrări pe spirale Humphreys nu au putut fi efectuate, deoarece proba disponibilă era mult prea mică, însă având în vedere că rezultatele preparării pe mese sînt mulțumitoare, rezultatele asemănătoare pot fi obținute și pe spirale.

Încercările de flotație făcute de noi au urmărit, în special, eliminarea siliciului și păstrarea calciului, ceea ce ar fi contribuit la reducerea fondantului, însă rezultatele au fost slabe.

Pentru faza industrială de valorificare a minereului de la Căpuș-Nord propunem „flow-sheet” ilustrat în fig. 16, cuprinzând măcinarea autogenă și tratarea pe spirale.

X. VANADIU

Am urmărit variația conținutului de vanadiu în paralel cu cel al fierului în toate fracțiunile obținute în încercările noastre. Rezultatele sînt trecute în tabelele 73—98 și sînt suprapuse peste cele ale fierului, în pl. VI, fig. 1—3 și pl. VII, fig. 1, 3, 5, 7, 9. Din analiza curbelor conținuturilor fracțiunilor obținute în lichide dense (fig. 17 a, b, c, d) se constată că vanadiul nu este legat exclusiv de fierul din oolite. Curbele vanadiului nu urmăresc exact pe cele ale fierului total. Pare mai evident că vanadiul este legat de fierul feros (fig. 18).

Pentru recuperarea vanadiului se constată că zgurile provenite din minereu la prelucrarea fontei vor avea un conținut de 0,59–0,70 % V.

XI. CONCLUZII GENERALE

Minereul de la Căpuș-Nord, fiind sărac (22,9 % Fe) și costul exploatării ridicat (exploatare subterană) nu poate justifica costul unor preparări complicate.



Încercările efectuate în Franța au condus la următoarea concluzie esențială : „Este indispensabilă o măcinare menajată, pentru evitarea suprasfărâmării oolitelor, pentru o bună recuperare a fierului.

Măcinarea și clasarea avansată se obține sub apă.

Oolitele eliberate după schema I sau schema II pot fi concentrate gravimetric (pe mese oscilante etc.) sau prin separator magnetic.

Probările pilot vor trebui să efectueze toate schemele propuse de faza de laborator.

La scară industrială se recomandă extracția minereului prin împușcare cu microîntârzieri studiate, iar prepararea să utilizeze o schemă bazată pe tehnica măcinării autogene urmată de separare gravimetrică (pe spirale).

O tonă de fontă din furnalul înalt va necesita, conform schemei de preparare : 5—5,5 tone minereu brut cu 22,9 % Fe ; 300—500 kg var pur ca fondant și se va obține 0,7—1,5 tone zgură.

Se confirmă legătura vanadiului cu fierul total din minereu. Vanadiul pare să fie legat cu fierul feros.

După calculele efectuate, zgurile obținute din prelucrarea fontei vor avea un conținut de 0,6—0,7 % V, în funcție de schema utilizată.



PLANCHE I



Institutul Geologic al României

PLANCHE I

Fig. 1. — Oolithes.

Fig. 2. — Pseudo-oolithes.

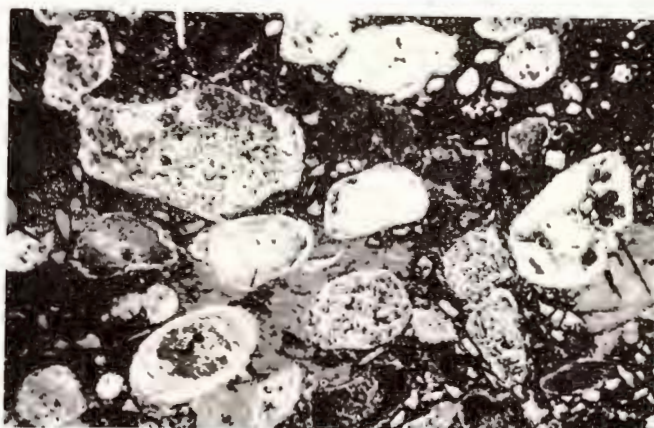
Fig. 3. — Étude à la microsonde électronique. Photographie de référence (L.R.N.60).

887b

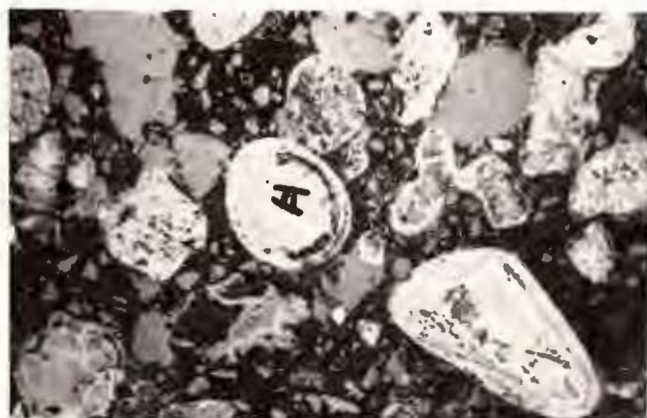




1



2



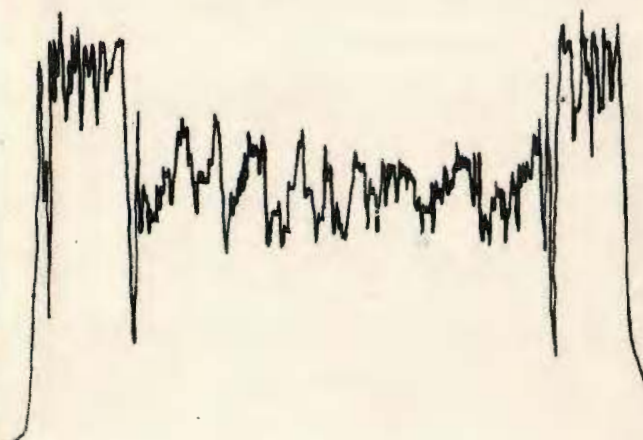
3

Études techniques et économiques, série B, N° 47.

1. TRAVERSÉE en Fe à la microsonde



2. TRAVERSÉE en V à la microsonde



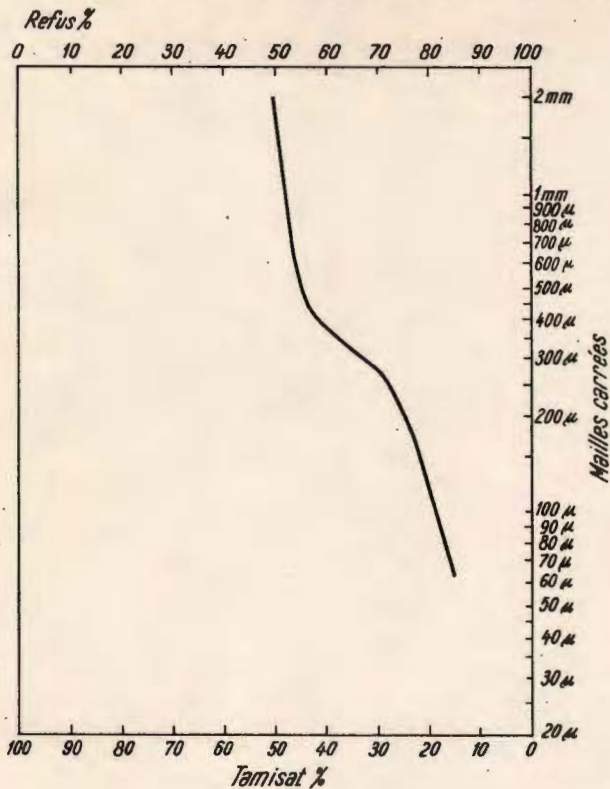
3. TRAVERSÉE en Ca à la microsonde



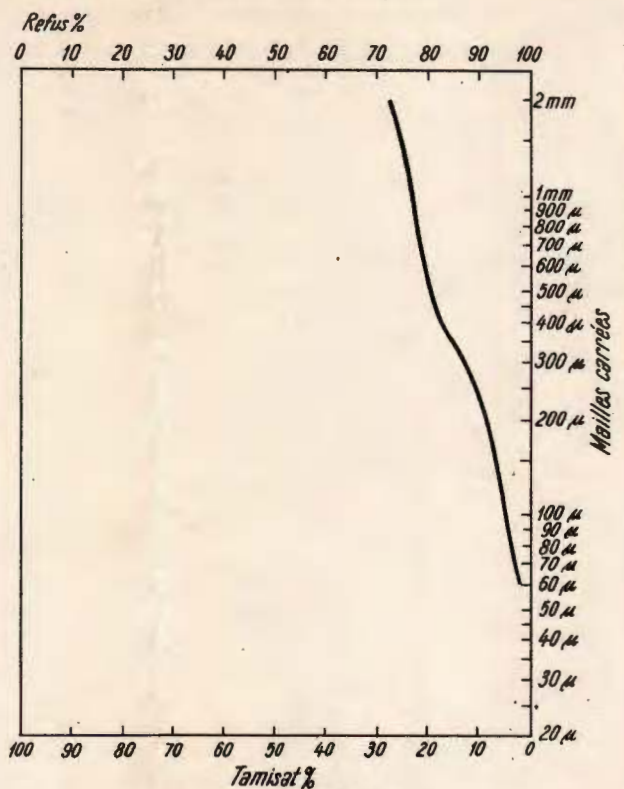
4. TRAVERSÉE en Si à la microsonde



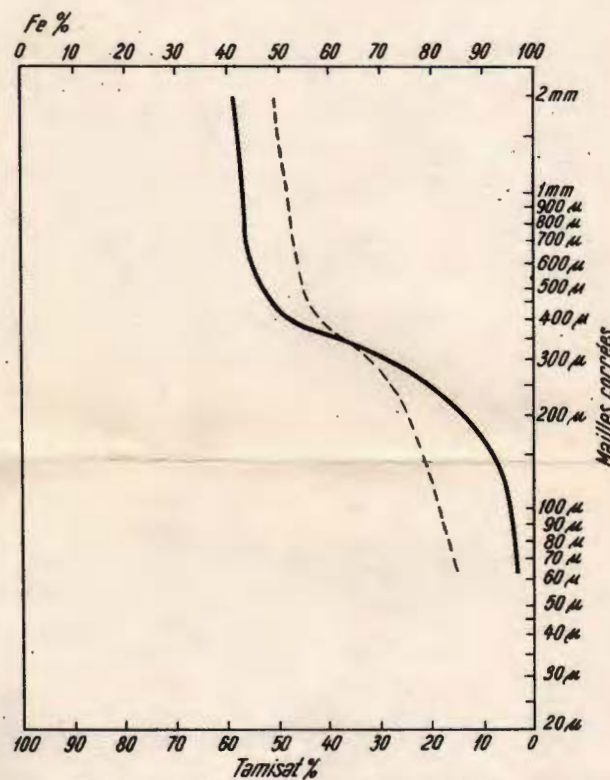
ANALYSE GRANULOMÉTRIQUE DE L'ÉCHANTILLON BRUT



1.- Tamisage humide

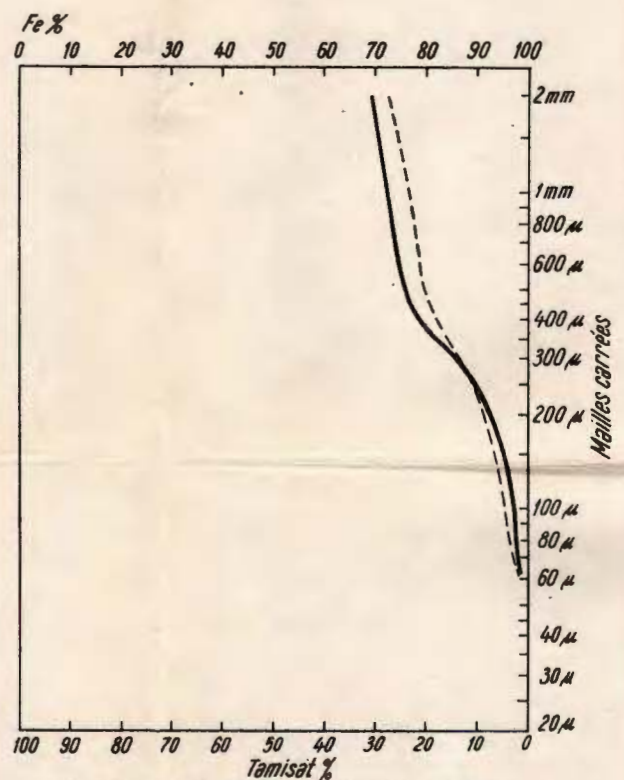


2.- Taux d'humidité normal 6%



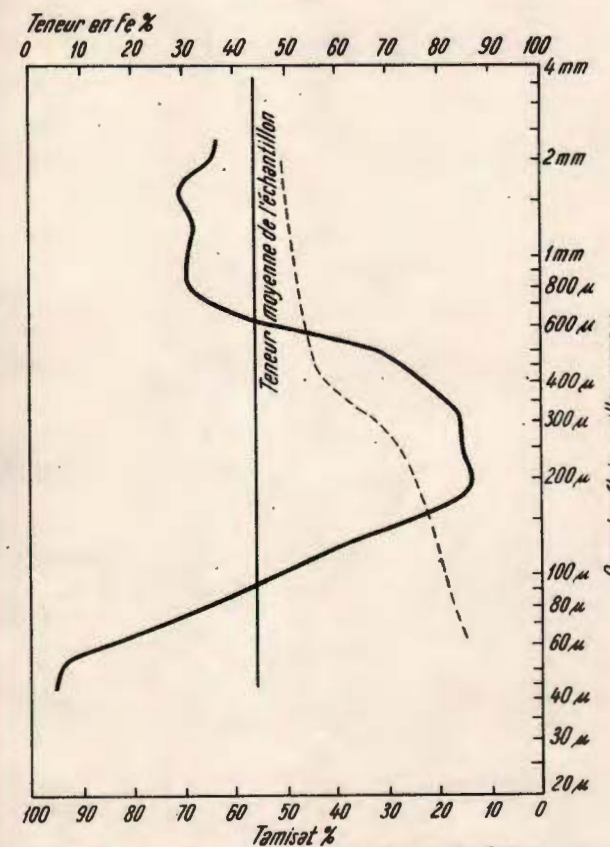
— Courbe cumulative du fer — Courbe cumulative granulométrique

3.- Répartition du fer



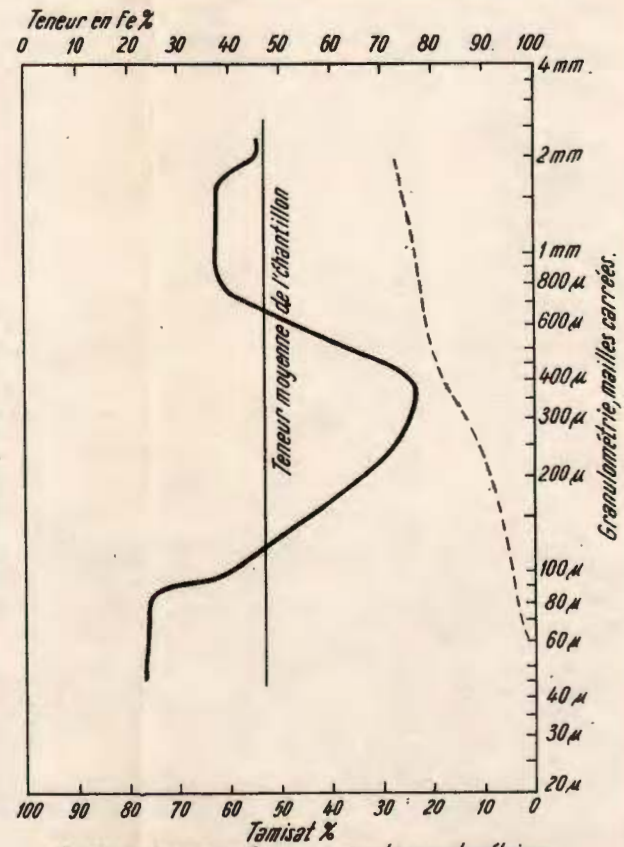
— Courbe cumulative du fer — Courbe cumulative granulométrique

4.- Variation de la teneur en fer des classes granulométriques



— Courbe des teneurs en fer — Courbe granulométrique

5.- Répartition du fer

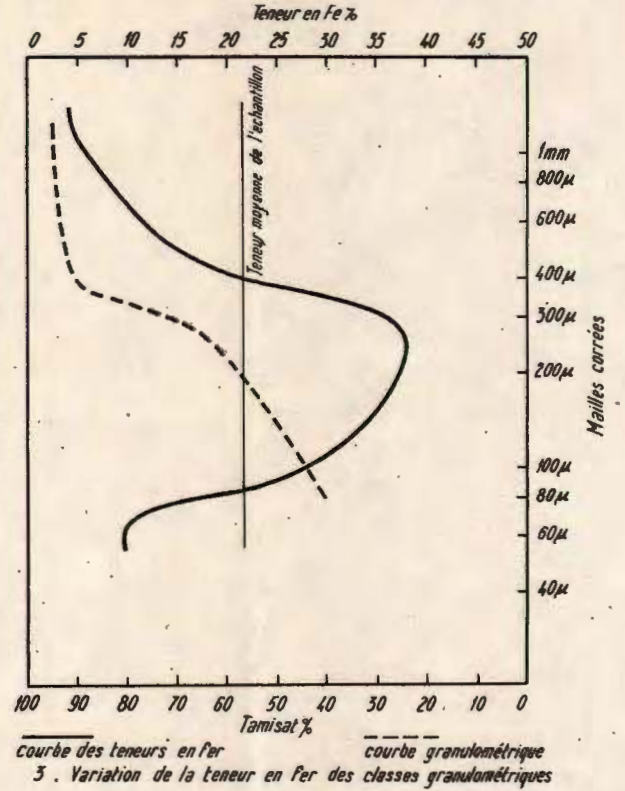
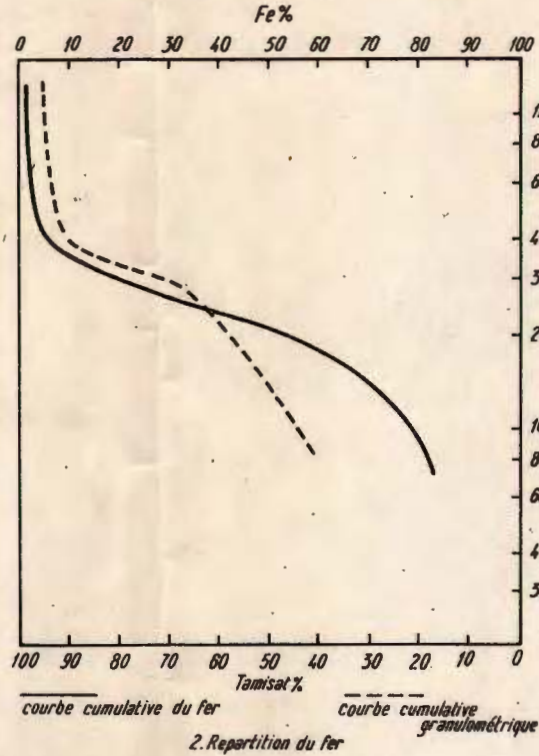
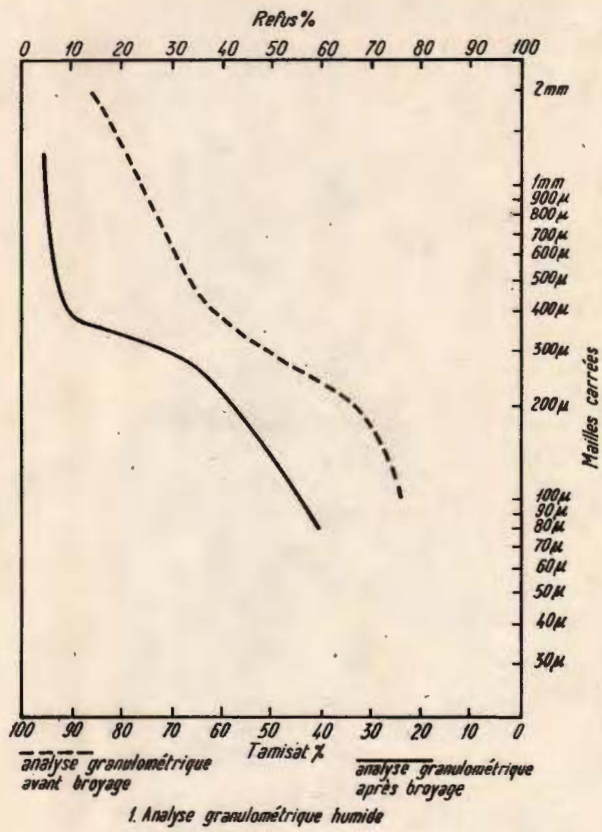


— Courbe des teneurs en fer — Courbe granulométrique

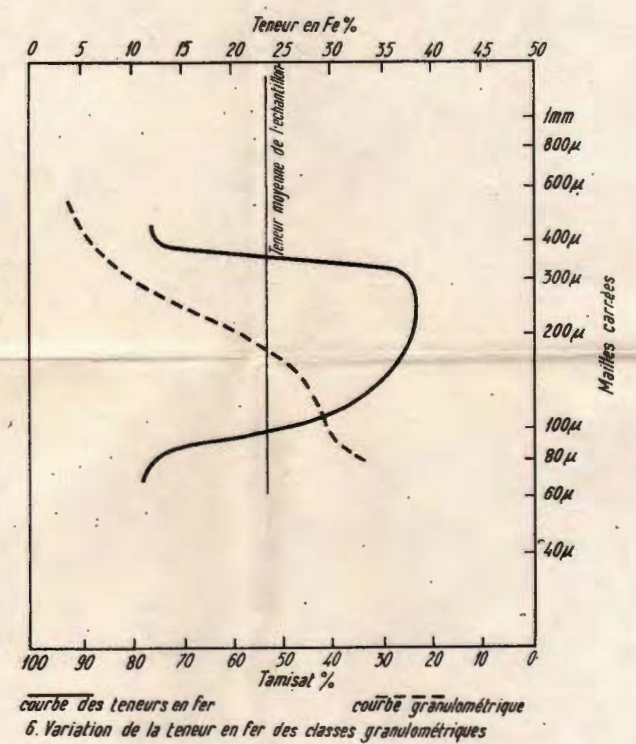
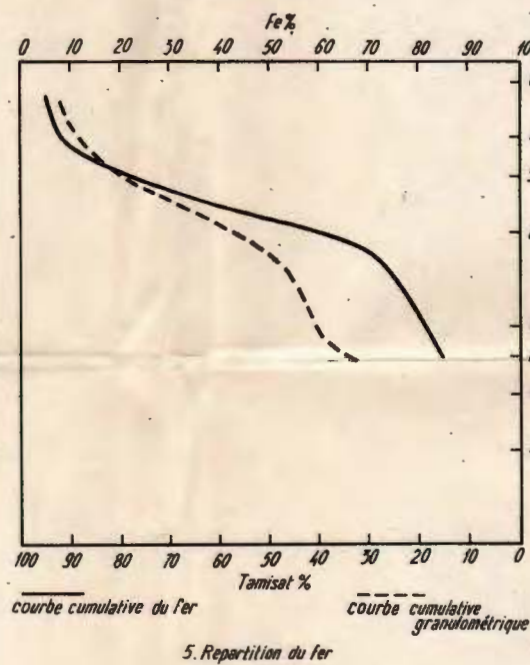
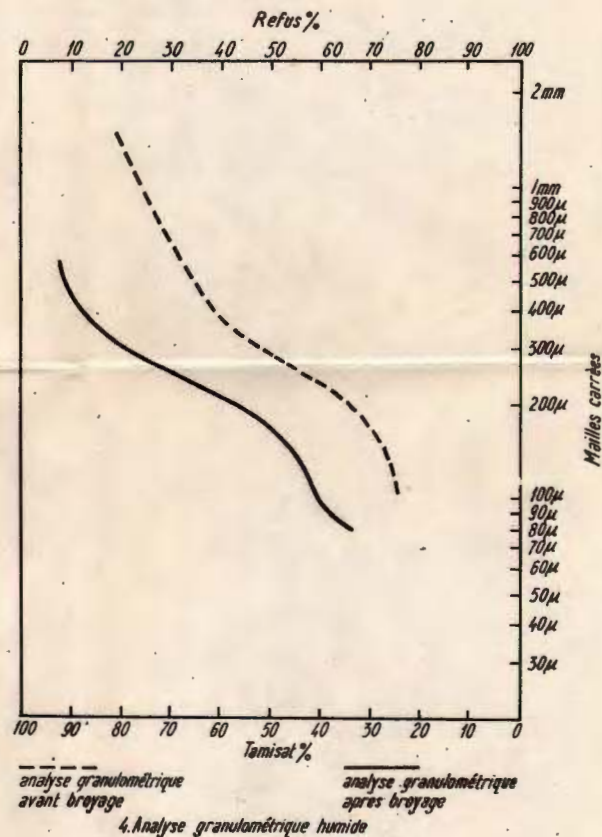
6.- Variation de la teneur en fer des classes granulométriques

ESSAI DE BROYAGE

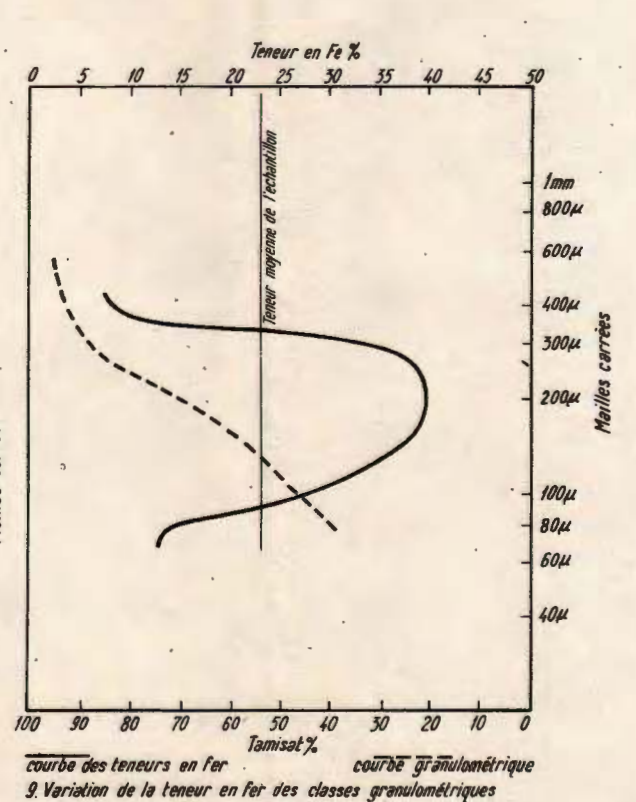
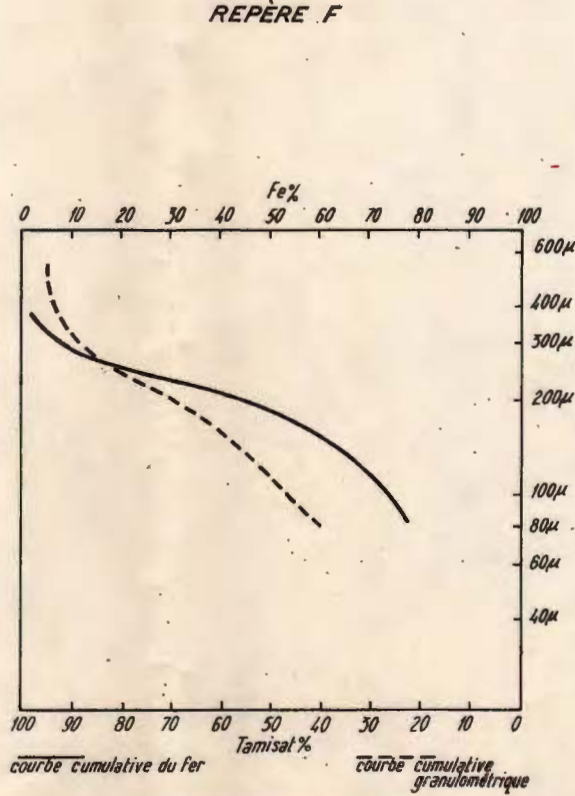
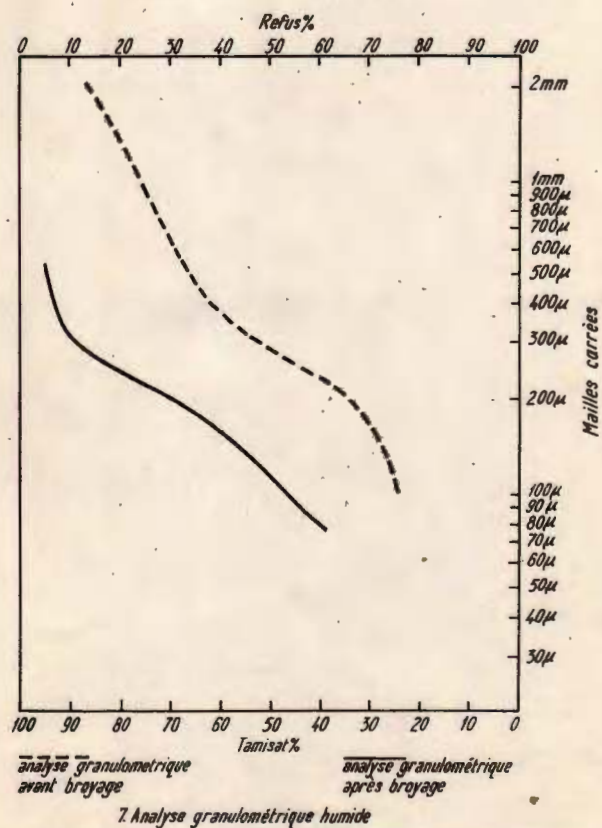
REPÈRE D



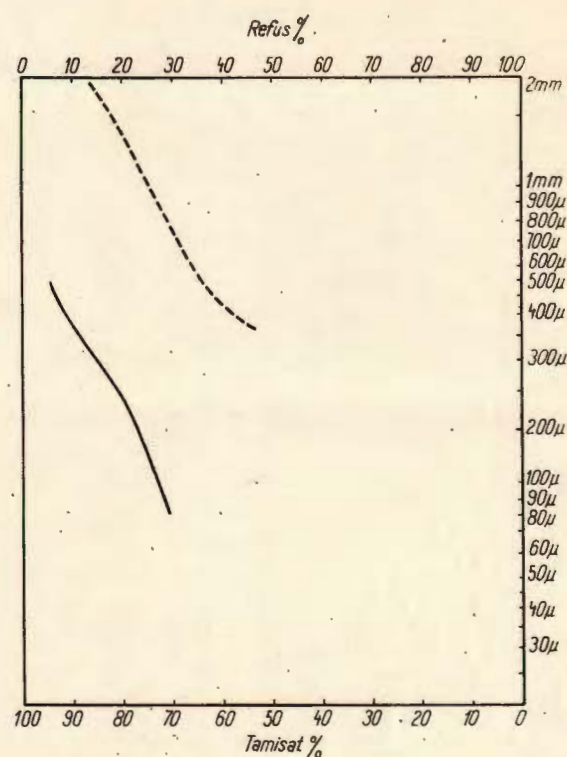
REPÈRE E



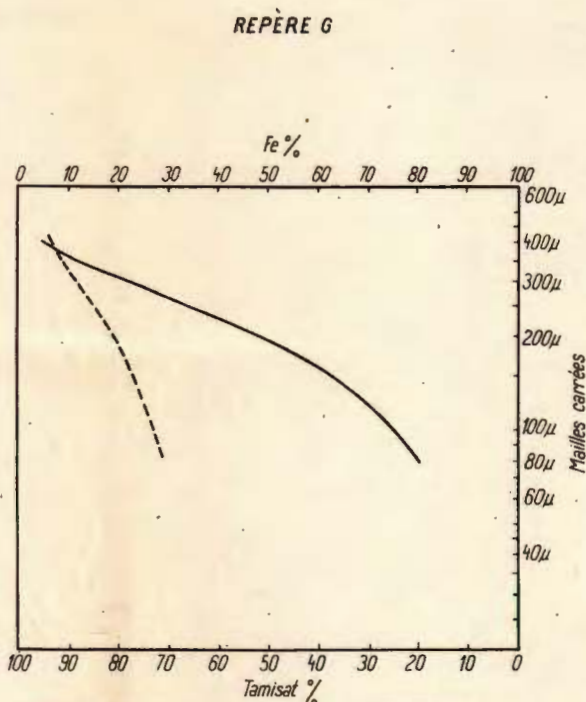
REPÈRE F



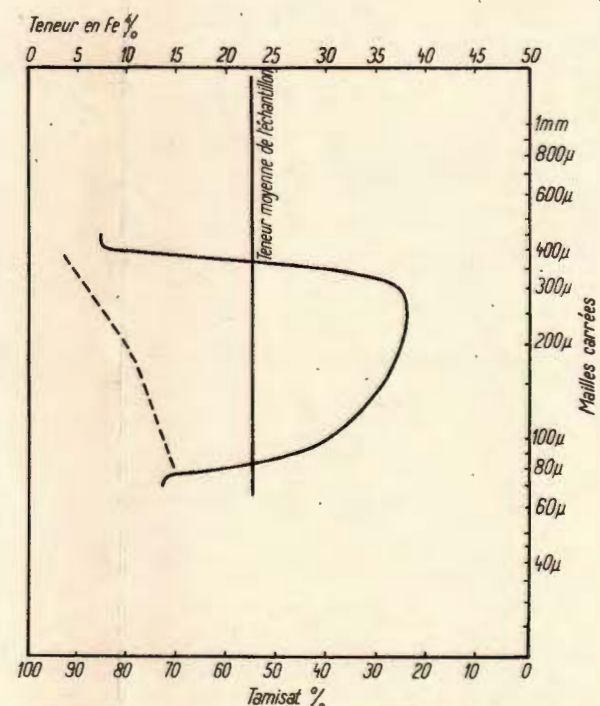
ESSAI DE BROYAGE



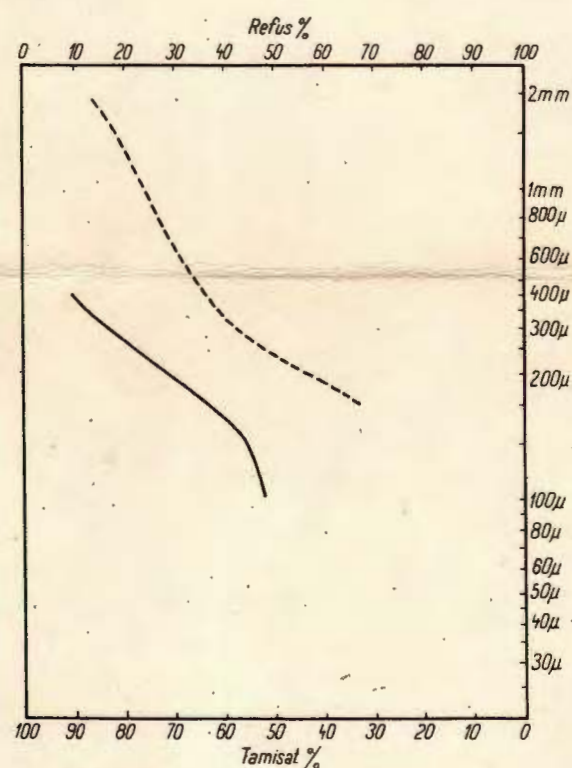
1. Analyse granulométrique humide



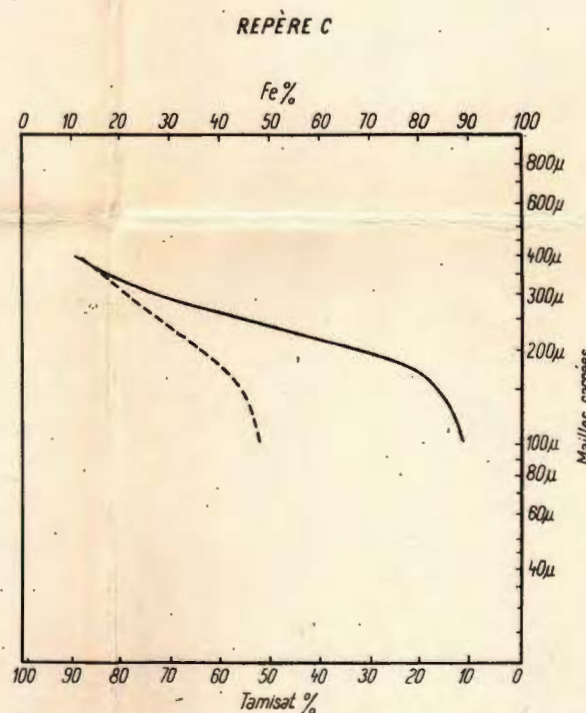
2. Repartition du Fer



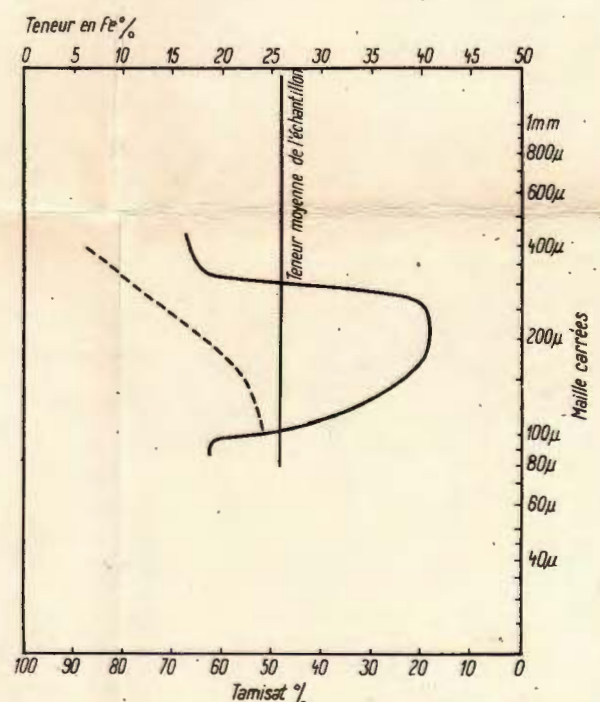
3. Variation de la teneur en Fer des classes granulométriques



4. Analyse granulométrique humide

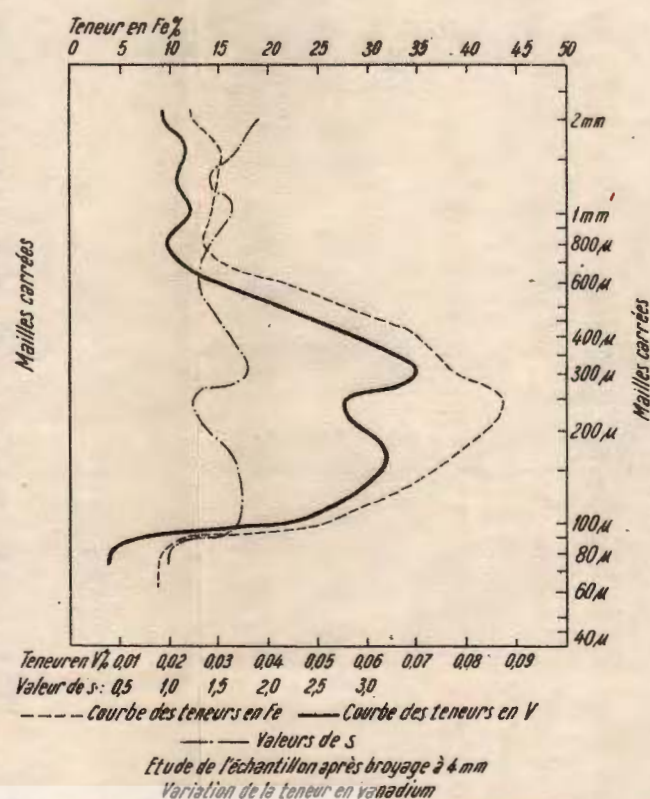
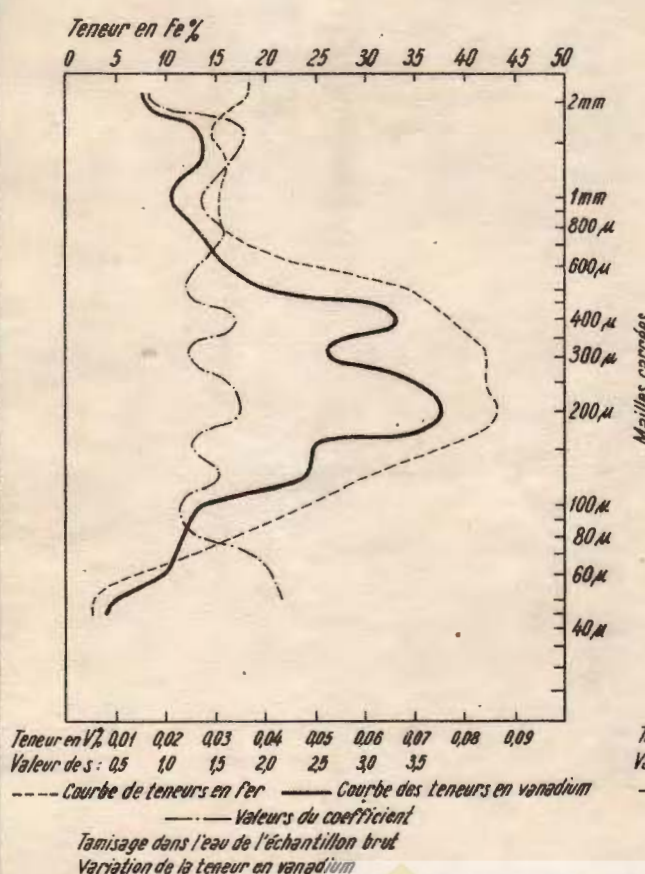
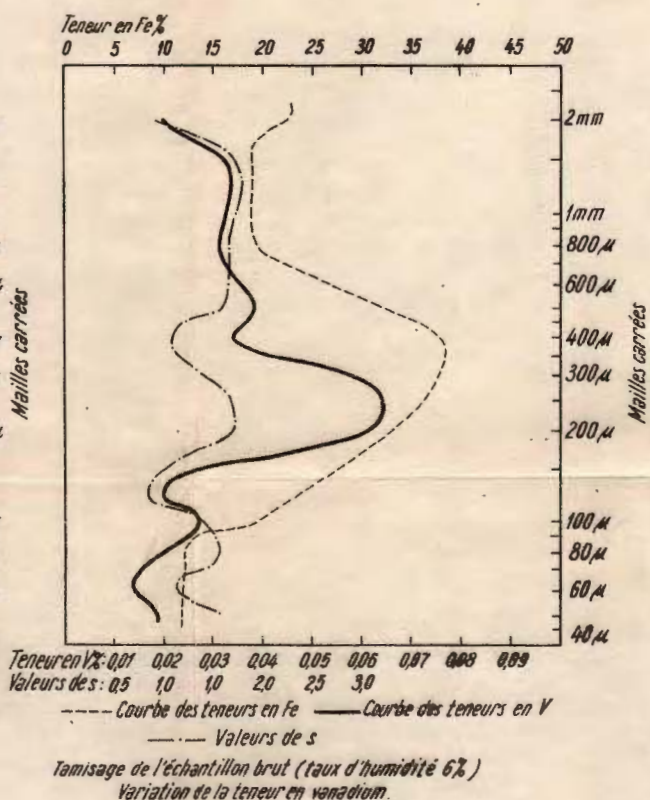
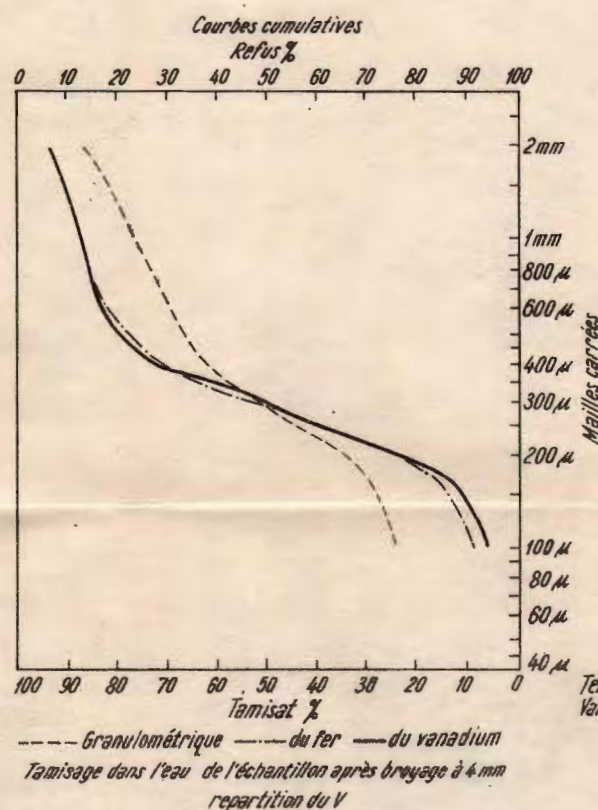
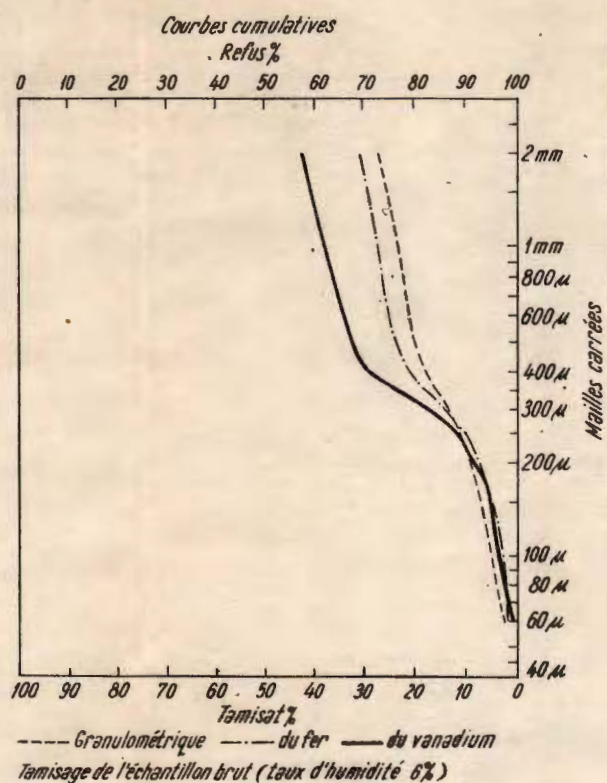
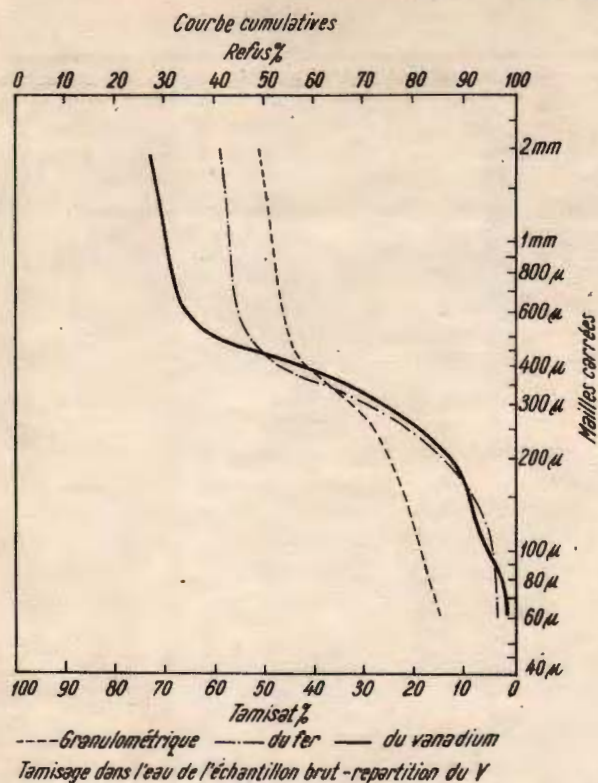


5. Repartition du Fe

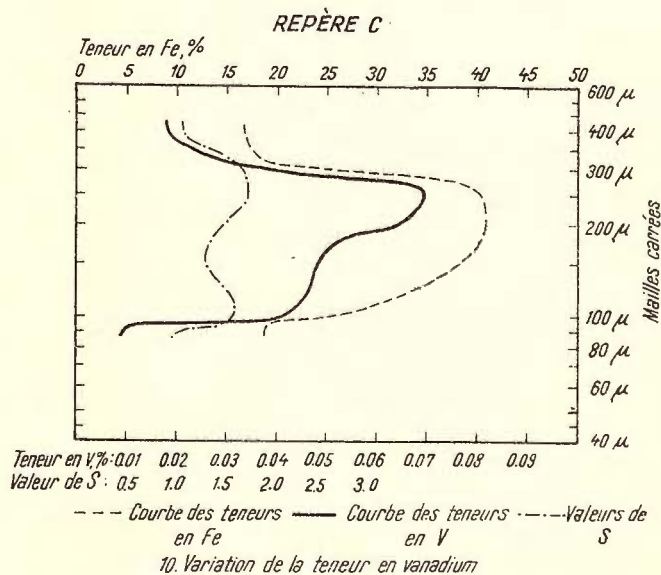
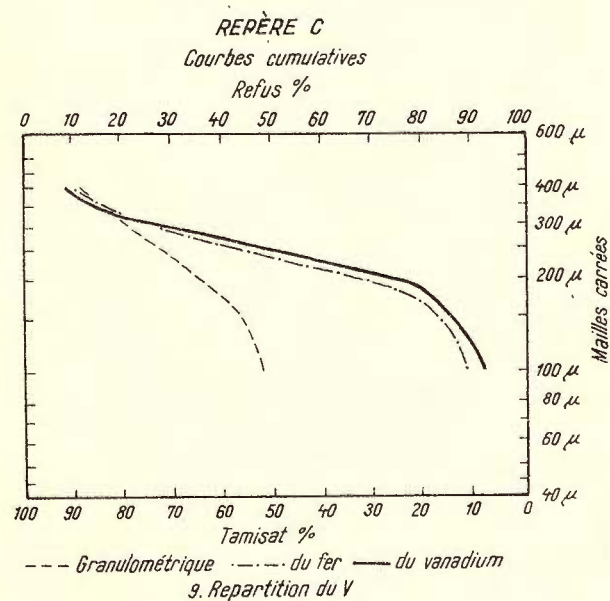
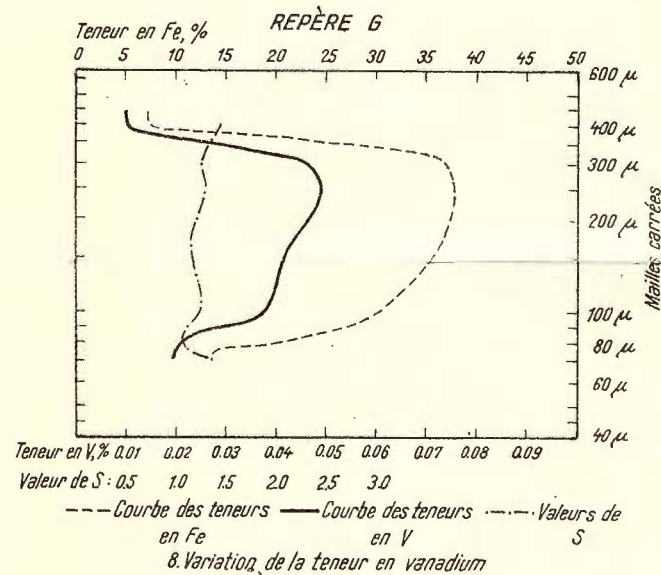
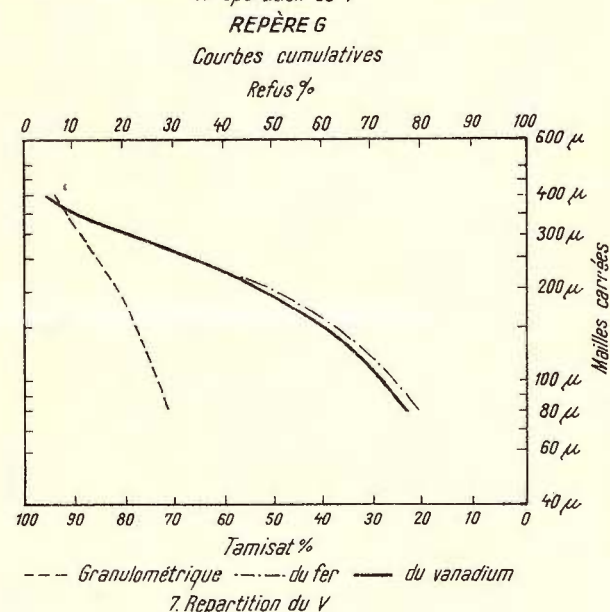
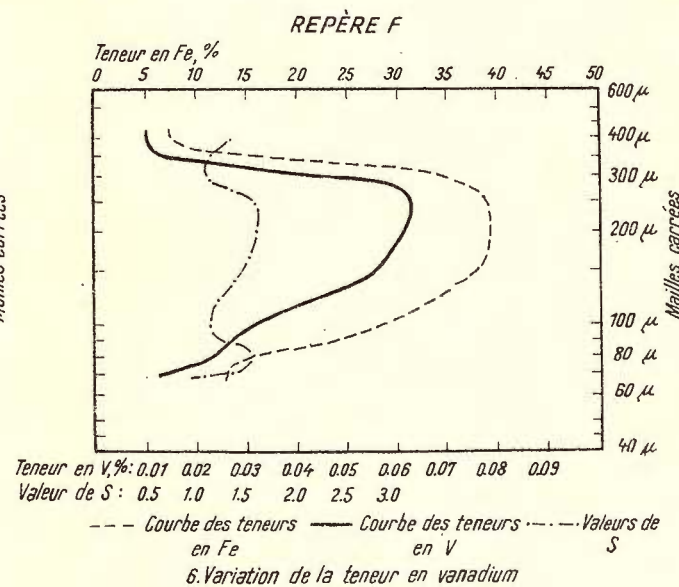
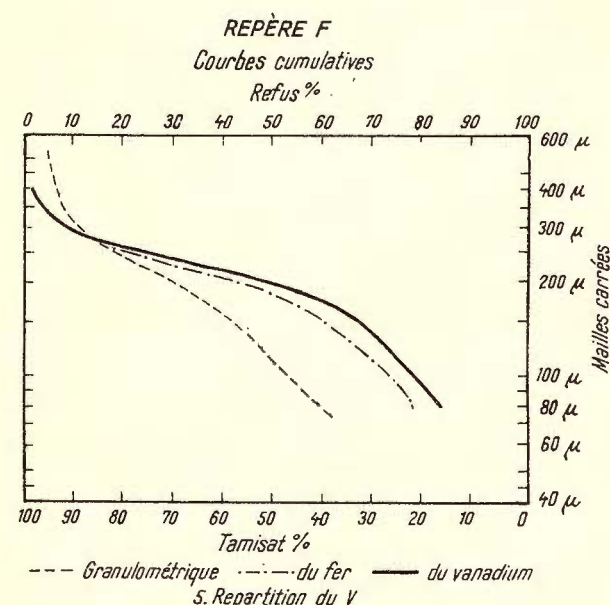
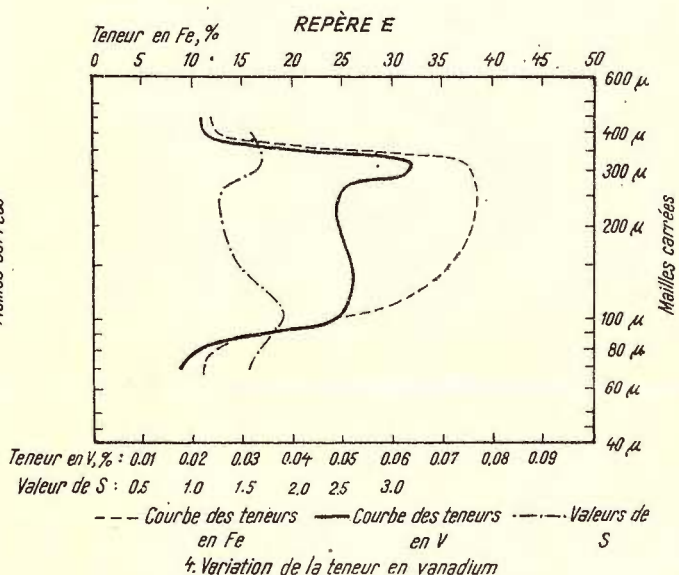
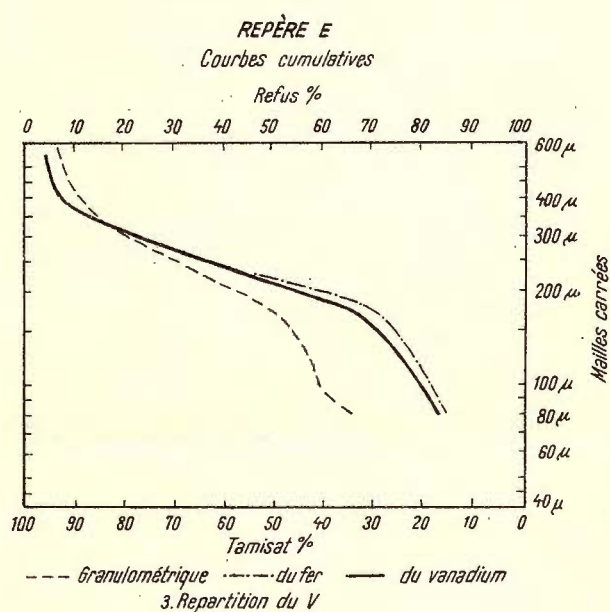
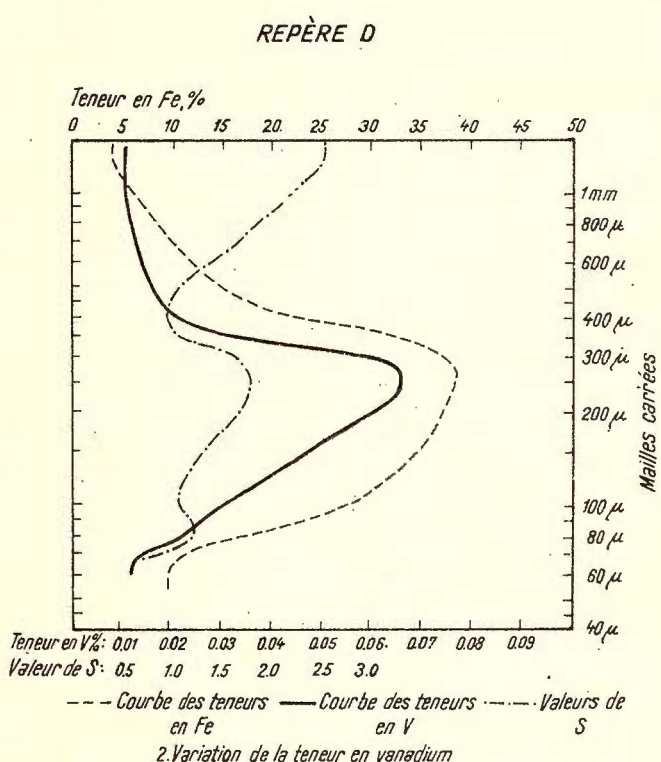
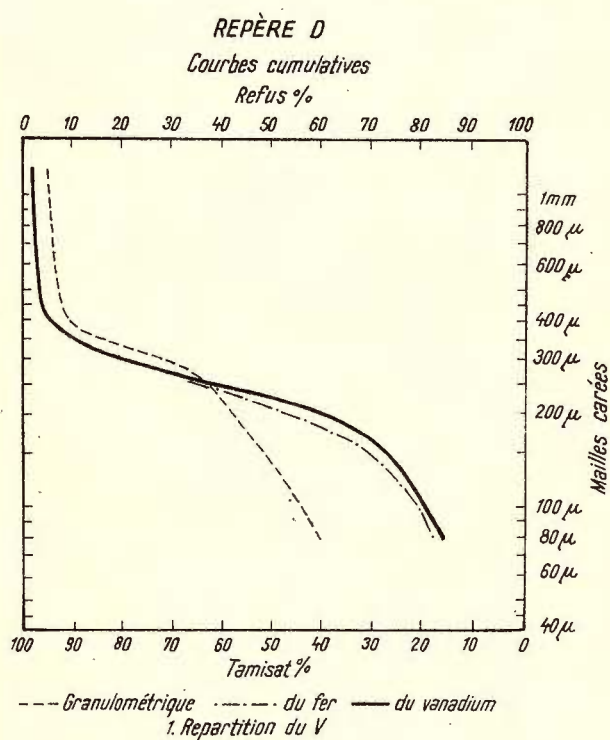


6. Variation de la teneur en Fer des classes granulométriques

ETUDE ET TAMISAGE



ESSAI DE BROYAGE



Redactori: MARGARETA PELTZ, LIGIA FOTE
Ilustrația: V. NITU

*Dat la cules: august 1970. Bun de tipar: noiembrie 1970. Tiraj:
950 ex. Hârtie scris I A. Format: 70 × 100/56 g. Coli de tipar: 7³/₄.
Com. 265. Pentru bibliotecă indicele de clasificare: 55 (058)*

Întreprinderea poligrafică „Informația”, str. Brezoianu nr. 23–25,
București-România.



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României