

M0013/06A



REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE & POPULAIRE

MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR & DE LA RECHERCHE  
SCIENTIFIQUE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

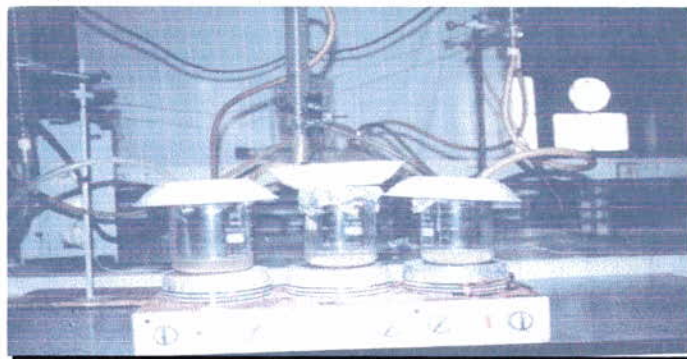
DEPARTEMENT GENIE MINIER

**MEMOIRE DE MAGISTER**

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
المكتبة — BIBLIOTHEQUE  
Ecole Nationale Polytechnique

**THEME**

**ETUDE COMPARATIVE DES PROCEDES  
MINERALURGIQUES APPLIQUES A LA  
VALORISATION DES FELDSPATHS D'ORIGINE  
LOCALE : CRITERES DE CHOIX DES PROCEDES  
ET DEFINITION D'UN PROCESS**



**Devant le jury composé de :**

Kerdjoudj Hassen	Professeur à l'USTHB	Président
Ahmed Zaid Toudert	Maître de conférences ENP	Examineur
Djeghlal Mohamed.A	maître de conférence ENP	Examineur
Ould Hamou Malek	Chargé de cours ENP	Examineur
Bourahla Messaoud	Docteur ENOF	Promoteur
Saada Abdelhafid	Chargé de cours ENP	Promoteur
Zibouche M'hamde	Directeur SOFELD	Invite

**PRESENTE PAR : Mr AKKAL Rezki**

**Année universitaire : 2005-2006**



REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE & POPULAIRE

MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR & DE LA RECHERCHE  
SCIENTIFIQUE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

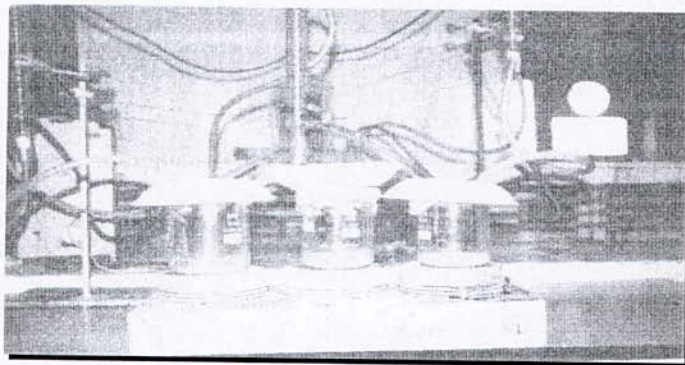
DEPARTEMENT GENIE MINIER

**MEMOIRE DE MAGISTER**

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
المكتبة — BIBLIOTHEQUE  
Ecole Nationale Polytechnique

**THEME**

**ETUDE COMPARATIVE DES PROCÉDES  
MINERALURGIQUES APPLIQUES A LA  
VALORISATION DES FELDSPATHS D'ORIGINE  
LOCALE : CRITERES DE CHOIX DES PROCÉDES  
ET DEFINITION D'UN PROCESS**



**Devant le jury composé de :**

Kerdjoudj Hassen	Professeur à l'USTHB	Président
Ahmed Zaid Toudert	Maître de conférences ENP	Examineur
Djeghlal Mohamed.A	maître de conférence ENP	Examineur
Ould Hamou Malek	Chargé de cours ENP	Examineur
Bourahla Messaoud	Docteur ENOF	Promoteur
Saada Abdelhafid	Chargé de cours ENP	Promoteur
Zibouche M'hamde	Directeur SOFELD	Invite

**PRESENTE PAR : Mr AKKAL Rezki**

**Année universitaire : 2005-2006**

يهدف هذا العمل إلى تنقية الفالدسباط البوتاسي بتخفيض كمية أكسيد الحديد المتواجد فيه والمقدرة بحوالي 0.6% إلى 0.71%

لهذا الغرض طبقنا الطرق التالية: عملية النزاع المغناطيسي للحديد، التصفية والتبييض الكيميائي باستعمال حمض النتريك مع وجود بفلورور الأمونيوم كمخفض وهذا بالاستناد على النتائج المحصلة في الماضي. اهتمامنا أيضا على معالجة قطع حبيبات ناتجة عن سلسلة تفتيت /الطحن ببطء/ غربلة / مع إعادة ربطها لتشكيل قطع تحتوي على أصغر قدر ممكن من منتجات رقيقة التي تشكل عائقا لعملية التنقية بحيث تصبح مقبولة عند الزبائن. كمية أكسيد الحديد خفضت إلى 0.03%

### Résumé :

Le but de ce travail consiste à épurer un feldspath potassique en réduisant sa teneur en oxyde de fer qui titre 0.6% à 0.7 %. Pour cela nous avons appliqué en combiné les procédés de deferritisation magnétique, la flottation et blanchiment chimique utilisant l'acide nitrique en présence du bifluorure d'ammonium comme réducteur s'appuyant sur les résultats déjà obtenus dans le passé, notre choix a porté sur le traitement des tranches granulométriques issues d'une série de concassage/ broyage ménagé/ tamisage et leur recombinaison pour reconstituer les tranches acceptées par les clients avec un minimum de production de fines qui constituent un obstacle à leur épuration.

La teneur en oxyde de fer a pu être réduite à 0.03%.

### Abstract :

The goal of this work consists in purifying a feldspar potassique while reducing its content in oxide of iron that titles 0.6% to 0.7%. For it we applied in combined the processes of magnetic deférritisation, the flottation and chemical scalding using the nitric acid in presence of the ammonium bifluorure as reducer leaning on the results already gotten in the past, our choice was about the treatment of the slices granulométrics descended of a set of crushing / preserved grinding / sifting and their recombination to reconstitute the slices accepted by the customers with a minimum of production fines that constitute an obstacle to their purification. The content in oxide of iron has can be reduced to 0.03%.

### Mots clés:

Minerai feldspath potassique, deferritisation magnétique, blanchiment chimique (lixiviation), flotation.

## Remerciements

C'est avec joie que je remercie de leur précieuse collaboration les personnes qui ont contribué à la réalisation de ce travail. Ces remerciements vont tout particulièrement à :

- M<sup>r</sup> SAADA Abdel-hafid chargé de cours à l'ENP, qu'il me soit permis de le remercier très sincèrement et de lui exprimer toute ma reconnaissance pour l'aide précieuse, les conseils éclairés, et les encouragements afin de mener à bien cette étude devant aboutir au diplôme de magister.
- Mon cher co-promoteur D<sup>r</sup> BOURAHLA Messaoud ; je lui suis sincèrement reconnaissant pour ses précieux conseils qui ont orienté judicieusement mon travail et permis d'en faire une thèse intéressante. Qu'il veuille bien trouver ici les témoignages de ma respectueuse et profonde estime.
- Mes remerciements vont également à Monsieur Kerdjoudj Hassen qui me fait l'honneur de présider le jury.
- Que Messieurs Ahmed Zaid Toudert, Djeghlal Mohamed.A et Ould Hamou Male trouvent ici l'expression de mes vifs remerciements pour avoir accepté de juger ce travail.
- Mes remerciements sont adressés également à M<sup>r</sup> Zibouche M<sup>ed</sup> d'avoir accepté de participer au jury.

Je tiens à exprimer mes vifs remerciements :

- Au personnel du départements Génie Minier de l'Ecole Nationale Polytechnique.
- Au personnel du département Zootechnie de l'INA.
- A la Direction et au personnel de la société SOFELD.
- A la direction et au personnel de l'office de la recherche géologique et minière (ORGM) Boumerdes.
- A la Direction et au personnel de l'INRA de BRAKI.

# Dédicaces

**Ce travail est dédié :**

**A ma femme pour sa patience et son soutien  
moral au long de cette thèse.**

**A mes chers parents**

**A mes chers beaux parents**

**A ma petite fille LYNA, qui  
représente le meilleur cadeau de  
ma vie.**

**A mes chers amis.**

REZKI

# LEGENDE

D(%)	Distribution granulométrique en %
RC	Refus cumulés
PC	Passants cumulés
SMHG	Séparation magnétique à haut gradient
NM	Fraction non magnétique
M	Fraction magnétique
VS	Voie sèche
VH	Voie humide
P	Poids
Ex	Extrapolation
TV	Tout venant
RP	Rendement pondéral
M1	C'est une matrice constituée de grilles, de type tamis peu colmatables, et qui a une efficacité modérée pour extraire les particules paramagnétiques.
M2	C'est une matrice constituée de filaments sensibles au colmatage, et qui, a une bonne efficacité pour extraire les particules paramagnétiques.
SM	Séparation magnétique
(1)	Les particules sont obtenues par classification, attrition et deschlammage.
(2)	Les particules sont obtenues par classification, broyage, SM, et deschlammage.
(1+2)	Mélange de (1) et (2)
OF1, OF2	Rejets du deschlammage au niveau 1,2
UF1, UF2	Passant au niveau 1, et 2
NM	Fractions non magnétiques
SMBI	Séparation magnétique à basse intensité
D	Dimensions des particules
B	Réserves
C1	Réserves
RpT/TV	Rendement pondéral total par rapport au tout venant
F1, F2, F3	Flottation à une consommation donnée du réactif
S	Solide
L	Liquide
BNM	Broyage non ménagé
BM	Broyage ménagé
CM	Concasseur à mâchoires
CG	Concasseur giratoire
CC	Concasseur à cylindres
BI	Broyeur à impact

## SOMMAIRE :

### INTRODUCTION

#### CHAPITRE I : Généralités sur les feldspaths

<b>I Généralités sur les feldspaths .....</b>	<b>2</b>
I-1 Composition et aspect physique.....	2
I-2 Gîtologie et minéralogie des gisements de feldspath .....	3
I-3 Paragenèse des feldspaths .....	4
I-4 Structure.....	5
I-5 Propriétés .....	5
<b>I-6 Les applications et les critères d'utilisation .....</b>	<b>6</b>
I-6-1 Domaines d'application .....	6
I-6-2 Critères d'utilisation .....	8
<b>I-7 Les pays producteurs .....</b>	<b>9</b>
I-7-1 Pays méditerranéens.....	9
I-7-2 Autres pays européens .....	10
I-7-3 Pays africains .....	10
I-7-4 Production algérienne.....	11
<b>I-8 L'exploitation des feldspaths .....</b>	<b>13</b>
<b>I-9 La valorisation des feldspaths .....</b>	<b>13</b>
<b>I-10 La commercialisation des feldspaths .....</b>	<b>14</b>

#### CHAPITRE II : Gisement de Feldspath de Ain Barbar

<b>II – Gisement de feldspath de Ain Barbar .....</b>	<b>15</b>
<b>II-1 Historique du gisement .....</b>	<b>15</b>
<b>II-2 Situation géographique .....</b>	<b>15</b>
<b>II-3 Caractéristiques du gisement .....</b>	<b>16</b>

II-4 Les réserves .....	20
II-5 Qualité de feldspath brut et opportunité d'un traitement de valorisation.....	20

### CHAPITRE III : Traitement mécanique du feldspath

III Propriétés mécaniques et leur impact sur la projection des process et unité de production.....	21
III-1 Importance des essais mécaniques .....	21
III -2 Résultats des essais antérieurs .....	22
III-3 Travaux de la présente thèse.....	31
III-4 Analyse granulochimique .....	86
III-3-1 Résultats des essais antérieurs .....	86
III-3-2 Résultats de la présente thèse.....	89
III-5 Analyse minéralogique .....	90
II-4-1 Résultats des essais antérieurs .....	90
III-6 Analyse chimique du TV.....	91
II-5-1 Résultats des essais antérieurs .....	91
II-5-2 Résultats de la présente thèse.....	93

### CHAPITRE IV : Essais de valorisation

IV- Essais de valorisation .....	94
IV-1 Epuration par champ magnétique .....	94
IV -1-1- Principe .....	94
IV -1-2- Les techniques d'épuration magnétique.....	94
IV-1 -3 Résultats des essais antérieurs .....	97
IV- 1-4 Travaux de la présente thèse.....	102
1 -Préparation mécanique de l'échantillon E pour les essais d'épuration....	102



2- Choix des tranches granulométriques destinées à l'épuration .....	102
3- Séparation magnétique des oxydes de fer.....	105
4- Conclusion .....	121
<b>IV-2 Epuration par flottation .....</b>	<b>123</b>
IV-2-1 Principe .....	123
IV-2-2 Conditions d'application.....	124
IV-2-3- Les applications .....	125
IV-2-4- Les modes opératoires .....	125
IV-2-5- Rôle des réactifs dans la flottation .....	127
IV-2-6 - L'appareillage utilisé.....	128
IV-2-7 Résultats des essais antérieurs .....	129
IV-2-8 Résultats de la présente thèse.....	133
1 Conditions opératoires .....	133
2 - Schéma de préparation des feldspaths pour la flottation.....	134
3- Conclusion.....	138
<b>IV-3 Epuration chimique .....</b>	<b>146</b>
1- Principe de l'hydrométallurgie.....	146
2- Modes de lixiviation .....	147
3- Résultats des essais antérieurs .....	149
4- Travaux de la présente thèse.....	155
1- Description du montage de l'appareillage de lixiviation .....	155
2- Blanchiment chimique du feldspath de Ain Barbar en présence du bifluorure d'Ammonium.....	156
3- Conclusion.....	194
<b>Conclusion générale.....</b>	<b>195</b>
<b>Flowsheet proposé .....</b>	<b>197</b>

## INTRODUCTION :

Parmi les matières premières qu'utilisent les industries verrières et céramiques figure le feldspath, qui joue le rôle principal de fondant aux mélanges soumis à la cuisson ou à la fusion. L'existence de ces industries en Algérie et les quelques gisements de cette matière première, dont l'amélioration de la qualité est devenue nécessaire, compte tenu des exigences des utilisateurs, nous a conduit à procéder à des tests de valorisation du minerai de feldspath. On dénombre deux principaux gisements :

- Le gisement de feldspath potassique, appelé communément felsite, d'Ain Barbar. (W. Annaba).  
Il est exploité par la société nationale « SOFELD », dont le siège est à Alger.
- Le gisement de feldspath potassique d'Abouda Bouadda (W.T. Ouzou), a été acheté par la société SOFELD, qui l'a cédé ensuite à la société des céramiques de l'Ouest, qui n'a pas encore entamé son exploitation.

La SOFELD, avec des partenaires nationaux et étrangers avait déjà entamé des essais d'épuration en vue d'obtenir un produit de meilleure qualité, au vu des exigences des utilisateurs potentiels. Les résultats des diverses investigations n'ont pas répondu favorablement aux objectifs désirés.

Aussi, avons-nous jugé utile de poursuivre les investigations réalisées et présenter leurs résultats dans le cadre de ce mémoire de magister en Génie Minier.

Les études prises en charge dans le présent travail portent principalement sur la préparation mécanique du feldspath brut, en vue de tirer le maximum de données sur la comminution, d'une part, et d'éliminer les oxydes de fer, d'autre part, impuretés principales du feldspath brut, par la séparation magnétique, la flottation et plus particulièrement le blanchiment chimique. Ce blanchiment utilise l'acide nitrique en milieu réducteur (le bifluorure d'ammonium) en remplacement de l'acide sulfurique et la dithionite en tant que réducteur, dont les tests d'applications ont abouti à des résultats négatifs.

# CHAPITRE I

GENERALITES SUR

LES

FELDSPATHS



## I- Généralités sur les feldspaths

### I - 1 Composition et aspects physiques :

La première mention de ces minéraux se trouve dans un ouvrage suédois de Titals(1740), sous la forme feldspat, où l'on s'accorde à retrouver les constituants spat (cristal) et feld (champ labouré), ce qui évoque leur présence dans certaines arènes granitiques.

Du point de vue minéralogique, les feldspaths sont des tectosilicates, formant un groupe très homogène, dont l'étude est rendue complexe par l'existence de nombreuses solutions solides, par des variations de structures en fonction de la température qui a prévalu à leur formation, et par la persistance fréquente d'états métastables.

C'est un important groupe de minéraux composés d'aluminosilicates de potassium, de sodium, de calcium ou occasionnellement de baryum. Les feldspaths sont les minéraux les plus abondants, et comptent pour presque la moitié du volume de l'écorce terrestre.

Dans les roches volcaniques, les feldspaths sont habituellement de petites dimensions (microlites), alors que dans les gneiss, roches métamorphiques, ils forment des «yeux » bien développés.

Les feldspaths des roches volcaniques anciennes ou des roches plutoniques ont le plus souvent un aspect trouble, dû au développement des minéraux argileux (séricite, kaolin) ainsi qu'à la présence éventuelle des inclusions liquides secondaires. Cette altération entraîne généralement une teinte crème ou rose chez les orthoses, alors que les plagioclases deviennent presque toujours blanc verdâtre.

Ils ont un éclat vitreux, leur couleur varie du blanc aux teintes variées, rose, jaune, vert et rouge. Ils apparaissent en cristaux simples ou en masses, et forment un constituant important de nombreuses roches magmatiques, comme le granite, le basalte et d'autres roches cristallines.

Les feldspaths se transforment généralement en saussurite, kaolinite, séricite et calcite. Cependant certains feldspaths tels que la sanidine et l'albite, sont presque inaltérables. [2], [8], [33]

## I-2 Gîtologie et minéralogie des gisements de feldspath :

Les feldspths sont très largement répandus dans l'écorce terrestre, mais d'un point de vue économique, seuls les feldspaths alcalins (potassique avec  $K_2O > 10\%$  et sodique  $Na_2O > 7\%$ ) sont les plus recherchés dans le secteur industriel.

Dans la plupart des roches, la finesse des grains de feldspath et leur faible quantité ne permettent pas leur séparation aisée des autres constituants (stériles) des roches et ne peuvent convenir comme source de feldspath.

Seules les roches, dans lesquelles les feldspaths se présentent sous forme de très gros cristaux ou celles contenant très peu d'impuretés pénalisables (notamment les minéraux ferrifères, biotites), sont utilisables.

Les roches éruptives susceptibles de constituer une source de feldspath pour l'industrie sont les suivantes :

Roches leucarites de la famille des granites : leucogranite alcalin (appelé alaskite en Amérique), pegmatites, aplite (leucogranite à grain très fin), rhyolite... ;

Roches sous-saturées en silice, riches en alcalin : Syénite nephélinique, phonolite ;

Roches issues de transformation deutérique ou hydrothermale, roches « feldspathisées » telles que l'albitite, et l'épisyénite.

Les feldspths forment un ensemble de minéraux majeurs, qui entrent dans la composition de la plupart des roches magmatiques et de certaines roches métamorphiques.

Ils se présentent en plaquettes ou en cristaux prismatiques transparents, blanchâtres (porcelané, vitreux, laiteux), et souvent grisâtres, dans certains cas ils sont colorés, en rose ou en vert (présence d'inclusion, défaut de réseau cristallin) ou en noir. Ils montrent deux clivages et fréquemment des macles simples ou multiples.

Dans de nombreux cas, une zonation apparaît. Leur classification et leur nomenclature sont liées aux compositions chimiques et aux arrangements des réseaux cristallins. [2], [8].

**I-3 Paragenèse des feldspaths :****a- Dans les roches éruptives :**

Les constituants feldspathiques représentent à peu près les deux tiers des granites, plus de la moitié des basaltes. Ce sont, avec le quartz et les feldspathoïdes, les minéraux cardiaux de la classification pétrographique des roches magmatiques. Dans les granites, granodiorites, syénites et syénites néphéliniques, les feldspaths alcalins représentent entre 30 et 40% de la roche ; il en est de même dans leurs équivalents volcaniques, ainsi que dans les aplites et les pegmatites. Les conditions thermiques de mise en place et la composition globale de la roche conditionnent la composition moyenne de ces feldspath, formés aux environs de 600- 700°C. [2], [8]

**b- Dans les roches métamorphiques :**

Au cours du métamorphisme, la basicité des plagioclases augmente progressivement, ce qui en fait de bons indicateurs de faciès.

On peut rattacher aux phénomènes métamorphiques, le développement de feldspath dans les formations pér-plutoniques à partir de solutions riches en alcalins et en silice. Cette métagénèse développe souvent de grand feldspath autour des granites et transforme parfois certaines roches en « adinoles », formées essentiellement d'albite et de quartz. [2], [8]

**C- Dans les roches sédimentaires :**

Les feldspaths sont relativement rares dans les roches sédimentaires, bien qu'un bon nombre de grès soient très riches en feldspath d'origine détritique et passent généralement à des arkoses véritables. La néogénèse des feldspaths dans les sédiments n'est pas exceptionnelle ; on connaît de nombreux exemples de microclines ou d'albites « authigènes », qui se caractérisent par leur grande pureté et la rareté de leurs macles. Ils s'apparentent aux minéraux d'origine hydrothermale comme l'adulaire potassique ou le péricline sodique, qui doivent leur morphologie particulière à la coexistence de petits domaines différemment cristallisés. [2], [8]

#### I-4 Structure :

L'analyse des feldspaths peut être considéré comme des mélanges plus ou moins homogènes de trois constituants élémentaires purs : un feldspath sodique,  $\text{Na AlSi}_3\text{O}_3$  (albite), un feldspath calcique,  $\text{CaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_3$  (anorthite), un feldspath potassique,  $\text{KAlSi}_3\text{O}_3$  (orthose, sanidine ou microcline). Ce sont des formules de tectosilicates, que l'on peut dériver de celle de quartz en imaginant le remplacement d'un silicium sur quatre par un aluminium, avec introduction corrélative d'un ion  $\text{Na}^+$  ou  $\text{K}^+$  pour compenser la différence de charge en  $\text{Si}^+$  et  $\text{Al}^+$ ; dans le cas de l'anorthite, c'est le remplacement théorique d'un des alcalins par un  $\text{Ca}^{2+}$ , qui implique la substitution d'un deuxième silicium par un aluminium. En désignant par x, y, z les pourcentages relatifs des constituants albite (Ab), anorthite (An), orthose (Or), tout feldspath peut donc être représenté par la formule :

$\text{Ab}_x\text{An}_y\text{Or}_z$ , avec  $x + y + z = 100$ .

Les cristaux de feldspath sont souvent visibles à l'œil nu et peuvent atteindre des dimensions de l'ordre du décimètre, avec des formes cristallines généralement nettes lorsqu'ils sont dégagés par l'érosion ou développés dans des druses

Bien que les minéraux de feldspath forment des cristaux monocliniques ou tricliniques, ils se ressemblent néanmoins par leur structure, leur façon de former les macles, leurs surfaces de clivages inclinées l'une par rapport à l'autre, formant un angle de presque  $90^\circ$ . [2], [8], [32].

#### I-5 Propriétés :

La dureté est voisine de 6-6.5 à l'échelle de Mohs; la densité est faible et varie entre 2.5 et 2.8 suivant la composition chimique ; il en est de même pour les indices optiques moyens, compris entre 1.25 et 1.58.

leur caractère fondant, fait que les feldspaths sont utilisés pour abaisser la température de fusion d'un composite de minéraux à caractère réfractaire. [2], [8], [32].

## I-6 Les applications et les critères d'utilisation :

### I-6-1 Domaines d'application :

Les industries du verre et de la céramique utilisent les plus importantes quantités de feldspaths et de roches feldspathiques, à la fois pour leur propriété de fondant dont l'origine tient à la présence des éléments alcalins (potassium et sodium). Leur apport en alumine, taux qui varie entre 12 à 20% est apprécié par les industriels. [17], [18], [19].

#### 1- Dans l'industrie de la céramique :

Le feldspath potassique trouve une très large gamme d'utilisation dans l'industrie céramique. Deux utilisations sont courantes, à savoir :

- Il est mélangé avec des argiles plastiques ou kaoliniques à granulométries fines pour obtenir des pâtes céramiques ;
- Il est incorporé dans un mélange pour émail. (Silice, Talc, Kaolin...).

#### 2 - Dans l'industrie du verre :

Les industries de verrerie utilisent plus de la moitié de la production du feldspath; ce dernier est utilisé comme fondant qui réduit la température de fusion d'un mélange eutectique. Pour une utilisation en verrerie comme en céramique, l'avantage apporté par le feldspath potassique porte essentiellement sur une résistance mécanique supérieure du produit fini et un palier de cuisson plus long donc moins contraignant.

Les quantités de feldspath, entrant dans la fabrication du verre varient de 2 à 20% (65 à 90 kg pour une tonne de verre plat), le **tableau n°01** montre ces variations selon la qualité du verre :

Tableau n° 01 : Variations selon la qualité du verre

Type de verre	Verre blanc	Verre à bouteille	Verre à vitre
Composition	%	%	%
Sable	54	50.4	44
Feldspath	8	3.6	1
Dolomie	4	2.9	9
Calcaire	15	8	4
Carbonate de soude	18	15.8	13



### 3 - Dans les émaux et les frits :

Les frits sont un composite de sable et feldspath principalement ayant subi une opération de fusion incomplète donnant des granulats vitreux recristallisés destinés à l'émaillage.

Le feldspath potassique est utilisé, de façon très courante dans le domaine des émaux céramiques. Par rapport au feldspath sodique, le feldspath potassique permet la production d'émaux plus résistants et qui ont moins tendance à former des écailles.

Le feldspath sodique a l'avantage d'abaisser un peu plus la température de fusion d'un composite, que ne le fait le feldspath potassique. Ce dernier offre une meilleure homogénéité d'un composite à la fusion.

### 4 - Autres usages :

Les feldspaths sont également utilisés en petite quantité dans un grand nombre d'industries, à savoir :

- charge dans les caoutchoucs, les plastiques et peintures ;
- abrasif doux dans certains savons et poudres à récurer ;
- Liant dans les réfractaires, vérification des meules, ... etc.
- Enrobage des baguettes pour soudure à l'arc ;
- Poudre de couverture, en sidérurgie sur les coulées continues ;
- Amendements siliceux et potassique pour les orthoclases ;
- Dans les isolants électriques, engrais, bijouteries, etc.

Tableau n° 02: Les principales utilisations du feldspath

Feldspath	Chimisme %	Utilisations
Feldspath Sodique	Na <sub>2</sub> O (8-10)	Fondant en verrerie (influence de Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> sur la coloration) et en céramique
Feldspath Potassique	K <sub>2</sub> O (8-9) Na <sub>2</sub> O (<2)	Emaillerie, électro-porcelainerie (isolateurs électriques ordinaires)
	K <sub>2</sub> O (10-12) Na <sub>2</sub> O (<2)	Porcelainerie, céramique, isolateurs électriques spéciaux
	K <sub>2</sub> O (8-9) Na <sub>2</sub> O (2-3)	Verrerie et céramique Grès sanitaires
Feldspath Sodi – potassique	K <sub>2</sub> O (4-5) Na <sub>2</sub> O (4-5) Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (15-20)	Verrerie et céramique

### I-6-2 Critères d'utilisation :

Les feldspaths qu'ils soient sodiques, potassiques ou mixtes, sont utilisés dans tel ou tel domaine selon le degré de pureté et de blancheur, en relation directe avec la présence des impuretés colorantes à l'état naturel ou sous l'effet d'une oxydation thermique.

Les oxydes de fer, de titane, de chrome sont des impuretés colorantes, qui en quantité importante peuvent rendre un feldspath inutilisable et invalorisable économiquement

- Le feldspath destiné à entrer dans la composition de la pâte céramique blanche, a une teneur en fer très faible (0.05% à 0.15%) ou cuit blanc. Le feldspath à teneur plus élevée en  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (0.15% à 0.5%) est réservé aux produits destinés à recevoir un émail opaque, où la couleur rose-rougeâtre et certaines autres couleurs ne constituent pas un obstacle.
- Le feldspath destiné à la fabrication d'émail blanc, a une teneur en fer inférieure à 0.10% et la teneur en oxyde de titane inférieure à 0.02%. S'il s'agit d'un feldspath potassique, une forte préférence est exprimée pour une teneur en  $\text{K}_2\text{O}$  supérieure à 12%, certaines unités tolèrent une teneur  $\geq$  9%

Quatre cas d'utilisation du feldspath dans l'industrie de la céramique sont répertoriés :

- La porcelaine
- Les carreaux de faïence pour revêtement mural
- La céramique sanitaire
- Les grès de sol, carreaux de sol et porcellenato (produit italien).

**PAYS  
PRODUCTEURS**

### I-7- Les producteurs de feldspath

La constante progression, constatée dans la production mondiale de feldspaths depuis 1975, s'est poursuivie jusqu'à présent, même si un ralentissement certain se manifeste depuis quelques années.

En 1990, les principales sociétés productrices de feldspath dans le monde étaient :

- Unimium Canada Ltd avec environ 600 000 t ;
- Feldspath Corp. USA avec 390 000 t ;
- Commercial Mineral Ltd. Australie avec 200 000 t.

La production totale de feldspath pour les pays européens entre 1988 et 1993 se situait autour de 2.7 Mt.

Le plus gros producteur est l'Italie avec 1600 Kt/an, suivi par la France et l'Allemagne avec des productions comprises entre 300 et 400 Kt/an ; on peut inclure aussi l'Espagne, avec une production d'environ 200 Kt/an. ( ces valeurs représentent la production de l'an 1993).

**L'évolution est donnée dans les tableaux n°03, 04, 05,06 et 07 par pays, régions et continents.**

#### I-7-1 Pays méditerranéens

Tableau n° 03 : Production des pays méditerranéens

Pays	1987	1988	1989	1990	1991	1992
Egypte	15969	6131	27731	9894	27000	-
France	274000	322000	360000	420000	400000	400000
Italie	1188700	1367776	1350733	1605421	1304203	1330300
Maroc	1000	1000	1000	1000	1000	-
Espagne	161631	195668	198274	214152	192000	150000

## I-7-2 – Autres pays Européens

Tableau n° 04 : Production des autres pays Européens

Autriche	4692	8222	7251	8788	10429	11059
Finlande	51632	56200	54581	52630	53000	50000
Allemagne	310447	308776	332638	337572	328788	385000
Norvège	90000	90000	90000	90000	90000	100000
Pologne	55000	50000	50000	45000	40000	45000
Portugal	40729	51903	65845	43954	45000	95000
Roumanie	82000	65000	59960	45000	50000	27715
Suède	34226	38180	38437	41197	32000	35000
URSS	330000	330000	330000	300000	105000	100000
Royaume-Uni	5692	6267	6470	6500	6417	8000
Yougoslavie	44912	36615	44246	43490	40000	-

## I-7-3 Pays africains

Tableau n° 05 : Production des pays africains

Kenya	-	-	11112	1290	1300	-
Nigéria	485	190	945	714	700	-
Afrique du sud	50930	61440	72934	56124	70308	-
Zambie	45	120	20	60	80	-
Zimbabwe	2962	3730	2697	2197	2200	-

## I-7-4 Autres pays

Tableau n° 06 : Production des autres pays dans le monde

Argentine	29282	39469	23688	24000	23000	-
Australie	11499	15877	15000	16000	16000	-
Brésil	118608	109534	120000	120000	95000	115000
Burma	5619	4938	1812	2467	2500	-
Chili	705	4569	8081	2980	3000	-
Colombie	33760	37136	40850	34800	35000	-

Equateur	1558	5000	21814	10000	9000	-
Guatemala	7669	8959	7000	11895	12000	-
Hong-kong	22853	11050	5152	3820	3500	-
Inde	49663	57656	56690	54000	55000	-
Iran	16226	14781	20458	30000	30000	-
Japon	33754	29465	43137	57877	92201	63000
Mexique	106490	83170	121978	163011	194506	200000
Pakistan	6675	9026	7703	10249	10000	-
Pérou	64749	2378	10000	10000	10000	-
Philippines	11996	9199	36803	46102	45000	-
Sri Lanka	7442	6345	6656	9698	9500	-
Taiwan	28116	19101	9806	7321	7000	-
Thaïlande	168881	293678	515206	311249	320000	523000
Turquie	30336	82225	90751	155000	175000	200000
USA	655000	650000	655000	630000	580000	696000
Uruguay	3016	2787	2680	3000	3000	-
Venezuela	43546	96500	97000	91000	95000	95000

#### I-7-5 Production Algérienne :

Le gisement de felsite d'Aain Barbar est exploité sur une petite échelle depuis plusieurs années et constitue une source principale de feldspath en Algérie.

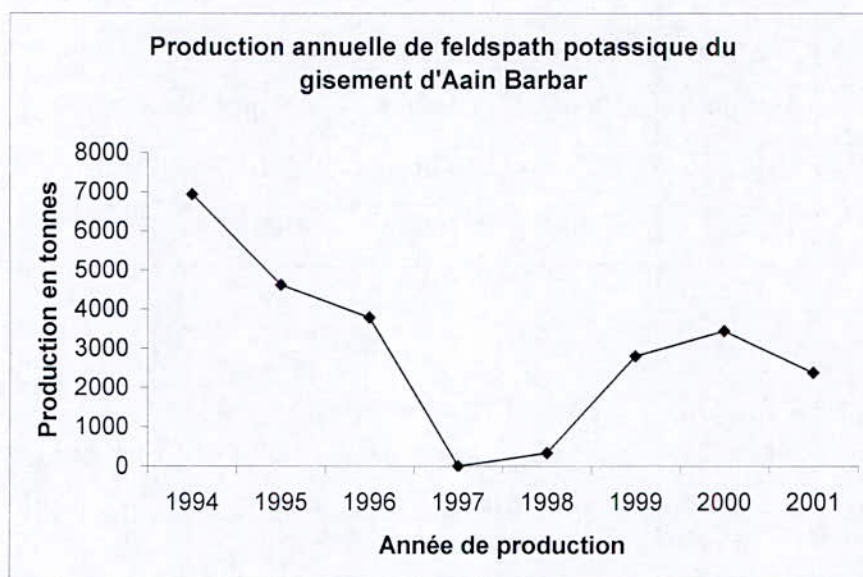
L'autre source se trouve à Tizi Ouzou, à Béni Douala plus exactement, l'exploitation n'a commencé qu'en 1994.

Le produit fin non traité est vendu à l'industrie céramique privée pour dalles de sol.

Le minerai d'Ain Barbar. est destiné essentiellement à l'industrie nationale de la céramique (usines de Guelma et El Milia), une part négligeable a été exportée vers la Tunisie à une certaine époque, du fait de l'insécurité, l'exploitation fut mise à l'arrêt.

Tableau n° : 07 Production du feldspath en Algérie

Gisements	Production en tonnes							
	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001
Ain Barbar	6939	4618	3784	-	329	2800	3447	2383
Beni Douala (Tizi-Ouzou)	4662	5180	2201.5 8 mois	3000	3000	3000	3000	3000
M'kirat Tizi-Ouzou						2000	2000	2000
Mélian					2000	2000	2000	2000



Graphe n° : 01

**Remarque :**

Avec une production fluctuante de feldspath de qualité très moyenne, implique que l'Algérie recourt souvent à l'importation.

Les moyens mis en œuvre pour une exploitation industrielle du gisement et le non traitement du produit, expliquent la production fluctuante provoquée aussi par une qualité très moyenne livrée aux clients par l'entreprise exploitante. [19].

### I-8 L'exploitation des feldspaths :

Les techniques d'exploitation des matériaux feldspathiques dépendent des caractéristiques du gisement.

Les gisements de roches détritiques meubles (sables feldspathiques, arènes granitiques, pegmatites altérées,...), s'exploitent nécessairement à ciel ouvert, à l'aide d'engins classiques de carrière, pelle hydraulique, buteur, chargeuse.

Les gisements de roches massives consolidées (filons, coulées, batholites,...), s'exploitent, selon le cas, en souterrain à l'aide de techniques minières, à ciel ouvert, avec l'utilisation d'explosifs est nécessaire.

L'une des difficultés de l'exploitation des formations filoniennes est d'abattre la partie noble du gisement sans la pollution par les épontes stériles, si les filons sont étroits et trop altérés par l'oxydation

Pour être exploitable, la proportion de feldspath contenu dans la roche doit être de l'ordre de 50% ; le plus important, est que la teneur en  $Fe_2O_3$  et en impuretés colorantes doivent être faible, et susceptible d'être ramenée à moins de 1% pour les qualités les moins nobles, et de 0.1% pour des produits élaborés.[19]

### I-9 La valorisation des feldspaths bruts

La séparation des constituants minéralogiques des roches fait appel à un grand nombre de procédés pris individuellement ou combinés.

Nous distinguons principalement, les procédés à sec et les procédés à voie humide.

Les procédés à sec comprennent entre autres, le criblage, la séparation magnétique à sec, le tablage à secousses à sec, le tablage pneumatique.

Les procédés humides comprennent la flottation, la séparation magnétique, le tablage à secousses, le jiggage et l'hydrométallurgie.

Si le choix des procédés repose sur leur efficacité, il doit aussi répondre à un critère économique qui met en jeu la valeur marchande du produit traité et le coût qui a permis à son accès.



Dans le cas du feldspath à valeur marchande assez moyenne, les procédés à appliquer ne doivent pas être très coûteux en investissements et en coûts opératoires.

Seules les critères d'indépendance et de sécurité de l'alimentation en produits peuvent accepter un coût de production, écartant une certaine marge de rentabilité.

Généralement les procédés utilisés sont la séparation magnétique et la flottation.

Le blanchiment chimique du feldspath aboutit généralement à un degré de blancheur élevé ; il peut être justifié dans certains cas particuliers où les coûts de traitement compensent les résultats finaux recherchés.

#### **I-10 La commercialisation des feldspaths :**

La valeur marchande des feldspaths de qualité moyenne ne supporte pas le transport sur de longues distances et chaque pays essaie de trouver un produit local.

Le feldspath de qualité circule bien dans le bassin méditerranéen et dans certains cas de marché, il peut subir un plus long trajet fournisseur / client grâce à l'importance du tonnage transporté.

Le prix FOB (port d'emballage) fluctue entre 70 à 100 \$ /t selon la qualité et les conditions d'emballage.

**GISEMENT DE  
FELDSPATH  
D'AIN BARBAR**

## II- Gisement de feldspath d'Ain Barbar

### II-1 Historique du gisement :

Le gisement de feldspath d'Ain –Barbar à été découvert en 1974 par les géologues du groupe des substances utiles de la base « C », (SONAREM).

Les travaux des géologues sur le gisement ont été entamés en février 1976 et ont été achevés pendant le mois d'août de la même année.

La prospection a permis de mettre en évidence des réserves industrielles totalisant en catégories B + C<sub>1</sub> = 2173400 tonnes, suffisantes pour les besoins de l'industrie céramique pour de longues années.

Les travaux analytiques (analyses chimiques, pétrographiques et physico – mécaniques) ont été confiés au laboratoire de la base « C » et en partie au laboratoire central de la SONAREM.

Les essais technologiques, la cuisson, les tests industriels et une partie des analyses chimiques ont été effectués au niveau du laboratoire et dans les ateliers de l'usine de céramique d'EL MILIA et de Guelma.

Le secteur d'Ain Barbar a été connu dans le passé par ses filons de minéralisation polymétalliques et a subi d'importants travaux miniers souterrains et une infrastructure minière à proximité de la mer.

L'exploitation de ce gisement s'est substituée à l'activité minière qui exploitait le minerai du cuivre dont les réserves furent épuisées.[15],[19].

### II-2 Situation géographique du gisement :

Le gisement de feldspath, appelé couramment felsite de Ain Barbar se trouve dans la partie septentrionale du massif de l'Edough, en amont de l'Oued Ouidar

Le chantier se trouve à 1.5 Km à vol d'oiseau, à l'Ouest de l'ancienne mine poly métallique d'Ain Barbar.

Le gisement est éloigné d'Annaba d'une quarantaine de Km (RN N° 16) et d'une centaine de Km de l'usine de Guelma (RN N° 46 et RN N° 21). Le gisement est situé sur le versant de Fedj Trab, El Akhal près du Si Khouziel, ayant pour coordonnées Lambert X = 930,20 et Y = 490,15.

L'accès à Ain Barbar se fait par la route étroite goudronnée (RN n° 16) en pleine forêt constituant l'axe Annaba Chetaiba. **FIG 1**

La surface du gisement a une forme rectangulaire allongée en direction ENE ; sa longueur est de 1400 m, et la largeur de 250-300 m.

La topographie est assez irrégulière, les versants faisant 250 à 400 m. les altitudes absolues varient de 200 m (Oued Ouidar) à 800 m (mont de chaiba).

Le filon de felsite de chaiba s'individualise en 6 corps isolés et simples, numérotés de l'Ouest vers l'Est, et présentent des paramètres géométriques et des compositions chimiques variables. [15].

**Tableau n°08 : Les données géologiques et paramètres des différents corps**

N° du corps	Orientation		Longueur en mètres		Puissance en mètres	
	Azimut Direction	Pendage	En direction	En pendage	Réelle	Horizontale
Corps n°1	55°-245°	50°NO	97	85	10.3	13.4
Corps n°2	60°-250°	60°NO	231	73	15	17.5
Corps n°3	65°-255°	55°NO	125	45	19.7	23.8
Corps n°4	55°245°	60°NO	62	20	14.8	16.6
Corps n°5	80°-260°	75°N	238	80	15.5	16.1
Corps n°6	70°-260°	65°N	134	44	14.8	16.7

### II-3 Caractéristiques géologiques

Le chantier d'Ain Barbar est formé par une série sénonienne d'aleurolito- schistes recoupés par des dykes de granites porphyriques et de rhyolites, qui renferment la substance recherchée.

Dans le sénonien, on peut distinguer le haut de la série inférieure et le bas de la série moyenne.

La série inférieure est composée d'aleuroschistes et de schistes très compacts et transformés en cornéennes ; ce sont des roches verdâtres et gris foncées. Leur composition est siliceuse et silico-argileuse.

La série moyenne est caractérisée par un développement d'argilites schisteuses. C'est une roche formée par de mince lits, très plissés et boudinés, de couleur gris bleuâtre (jaune rouille sur les surfaces d'altération).

Toute la série est allongée suivant une direction latitudinale, son pendage est plutôt septentrional ( 20° - 70°) Nord (**FIG 2**), (**FIG.3**) [15].

Le sous -sol de la région d'Ain Barbar comprend quatre complexes aquifères liés à la nature des formations géologiques locales. :

- Aquifère quaternaire
- Aquifère lié aux dépôts néogènes
- Aquifère lié aux dépôts du crétacé inférieur
- Aquifère lié aux formations métamorphiques du précambrien.

### **II-3-1- Géologie régionale :**

Le secteur d'Ain Barbar fait partie du massif de l'Edough – Cap de fer, qui se situe dans la partie Nord – Est de l'Algérie, à environ 40 km à l'Ouest du port d'annaba et à proximité de la cote de la mer Méditerranée.

Sur le plan géographique, la zone fait partie de Nord-Est constantinois, qui comprend un massif important à forte dénivellation à relief tourmenté dominé par le djebel Edough, qui domine la région de Annaba et qui atteint une altitude de 1008m. [15].

### **II-3-2 Géologie locale :**

#### **1- Les filons de microgranites et de rhyolites**

Le gisement d'Ain Barbar est représenté par le filon de rhyolite de chaiba, gisement de felsite potassique étudié par la SONAREM (1976).

Dans son contexte local, la fenêtre du flysch crétacé (Kabyle) est charrié sur le flysch Numidien, on constate aussi que le périmètre du secteur de djebel

chaiba a été touché par le métamorphisme de contact avec la formation de minéraux typique.

La disposition du filon de rhyolite de l'ouider à l'ouest de la zone, peut être visualisée par rapport aux filons de rhyolite de chaiba (felsite d'Ain barbar) qui constituent une surface beaucoup plus importante que les autres filons, tels que celui de merendet et ceux de d'abaid et du gray (**Fig.3**) [15].

## **2 - Les roches encaissantes de la région d'Ain Barbar.**

### **a- Litho stratigraphie :**

Les corps de felsite de Ain Barbar sont encaissés dans des flyschs parfois appelés (turbidites).

D'après MARIGNAC (1985), il existe deux faciès au sein du flysch de la région de Ain Barbar :

- Flysch rubané : se présente comme une succession de petits bancs gréseux séparés par des lits argileux d'une puissance caractéristique moyenne de 2 à 5cm. Il présente des teintes sombres, grises bleues à brunes.
- Flysch schisteux : est représenté par un ensemble homogène à débit schisteux qui est caractérisé par une couleur brun – verdâtre. (**Fig.3**) [15].

### **b- Métamorphisme :**

Le flysch de secteur de Ain Barbar a été affecté par un métamorphisme hydrothermal, dont les minéraux wairakite, épidote, amphibole et clinopyroxène calcique qui caractérisent le métamorphisme de très basse pression.

On note les modifications de type cornéen avec la transformation de plagioclase en amphibole ou clinopyroxène calcique sous l'action d'un intense métasomatisme sodique. [15].

### **II-3-3- Géologie du gisement :**

Sur le plan géologique, les roches intrusives de la région de Ain Barbar font partie du magmatisme acide qui caractérise les zones internes de

l'orogène nord-maghrébin et particulièrement l'Est Algérien à la fin du miocène.

D'après HILLY 1957, ces intrusions (microgranites et rhyolites) appartiennent à l'ensemble Edough Cap de fer et détiennent avec d'autres intrusions dispersées sur le massif de l'edough un complexe centré sur une importante anomalie magnétique, qui témoigne l'existence en profondeur des masses intrusives.

Le gisement de Ain Barbar appartenant au domaine des flyshs maghrébins de type kabyle, qui est suite à leur charriage, repose tectoniquement et formant une fenêtre sur un socle cristallin

Le flysh de Ain Barbar a été déposé dans un sillon de 200 km d'extension alimenté par le socle kabyle vers la fin du créacé.

A partir du paléocène mais surtout à l'éocène, le bassin de flysh kabyle a été affectée par une déformation majeure qui est à l'origine de la formation d'un édifice structural de nappes.

A l'oligocène, un dispositif paléogéographique entièrement nouveau avec l'intensification de la collision des plaques africaines et européennes, celles ci ont provoqué en premier temps la formation d'un bourrelet médian, puis des glissements pelliculaires à vergence nord de terrains tectoniques inversés par rapport à leur ordre initial, comprenant un charriage des lames de flysch massylien sur des lames de flysch mauritanien et même des lambeaux telliens.

Lors du Burdigalien inférieur et moyen jusqu'au langhien, la partie interne de l'orogénèse a été affectée par une tectonique tangentielle d'orientation Est-Ouest avec des mouvements de cisaillement.

Dans la région de Ain Barbar, ce régime tectonique s'est accompagné de magmatisme acide avec la mise en place des dykes de rhyolites, microgranites et des filons de minéralisation polymétallique.

Le flysch de djebel chaiba a été affecté par un métamorphisme de basse pression, développé par la tectonique souple de l'oligo-miocène et qui est à l'origine de la formation de minéraux donnant naissance aux faciès de cornéenne. (Fig.2) [15].

## II-4 Les réserves

Les réserves estimées figurent dans le tableau n° 09: [15].

Tableau n° 09 : Réserves estimées.

Classes de réserves	Réserves en millions de tonnes	Observations
Réserves probables	1.33	Tonnage de minerais intersecté par un ou quelque sondages sur les blocs 2 à 5
Réserves possibles pour blocs 6 et 7 (sous réserves de sondages carottés adéquates pour certifier)	5.5	Tonnage de minerais jusqu'à la limite inférieure de la cote altimétrique 1060 et 1100 m
Potentiel régional	Plusieurs millions de tonnes	Le gisement de Ain Barbar est ouvert en profondeur et d'autres intrusions rhyolitiques sont connues à proximité du gisement (filons d'ouider et d'abaid Gray)

## II-5 Qualité du feldspath et opportunité d'un traitement de valorisation:

Les utilisateurs, assez nombreux sont de plus en plus exigeants quant à la blancheur du produit.

La présence des oxydes colorants, tel que les oxydes de fer titrant de 0.8% à 0.6 %, la forte teneur en silice fine, et le taux d'alumine assez faible, fait que ce feldspath potassique est de qualité moyenne.

Quelques traitements d'épuration sont nécessaires pour améliorer la qualité réclamée par les clients.

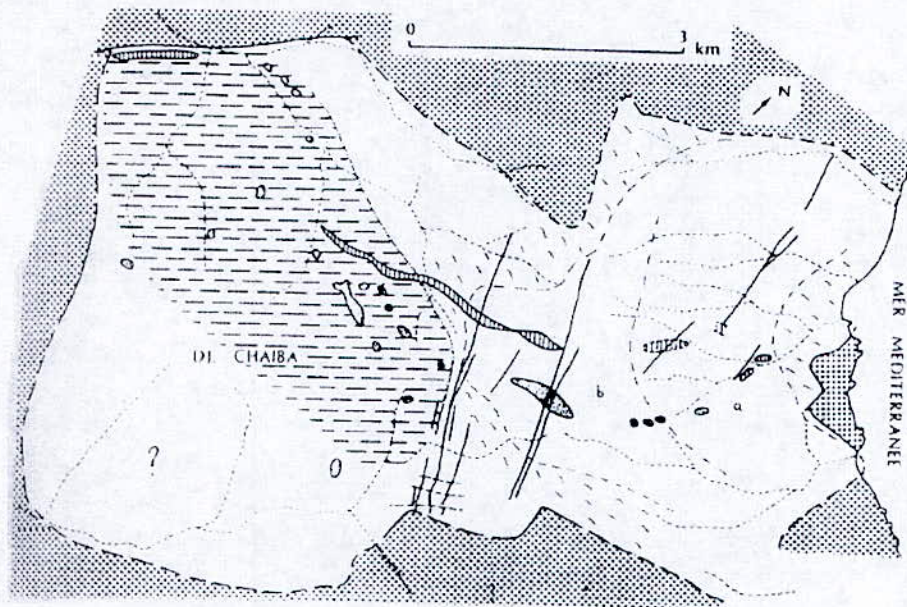
Dans ce cadre particulier, nous avons envisagé de faire appel à l'acide nitrique dans le blanchiment chimique du feldspath et ce à la lumière de tout ce qui à été fait dans le passé dans le domaine de la valorisation de ce feldspath. Celui-ci intéresse surtout les industries céramiques et verrières, elles mêmes tendant à améliorer les produits qu'elles fabriquent.







Fig.02 :Carte topographique à l'échelle de 1/40 000 (approximativement) montrant la zone d'affleurement de dykes de felsite et l'accès.



- Répartition schématique des principaux faciès du flysch d'Aïn-Barbar.

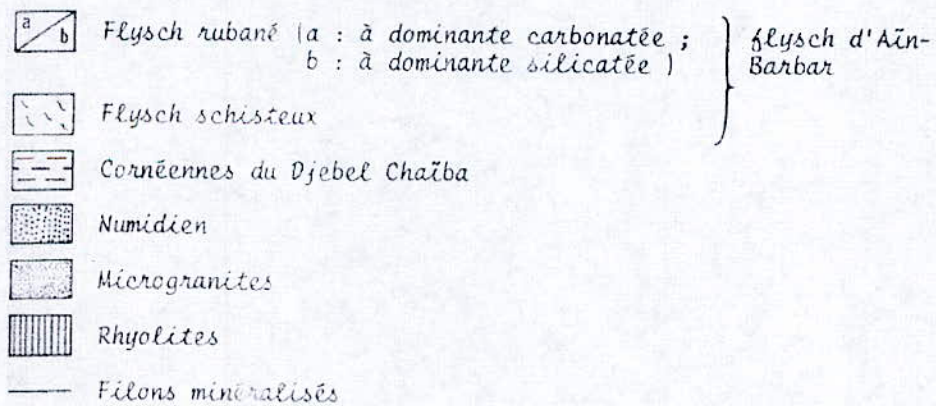









Fig.03 Carte géologique de Marignac (1985) montrant la distribution des faciès des roches encaissantes.

-  Flysch Numidien
-  Flyschs crétacés
-  Limite des cornéennes du Djebel Chaïba
-  Microgranites (a : essaim du château ; b : essaim du Chaïba ; c : dike d'Aïn-Toutah ; d : essaim d'Aïn-Barbar)
-  Rhyolite (1 : filon de l'Ouider ; 2 : filon du Chaïba ; 3 : rhyolite de Mèrendet ; 4 : rhyolite d'Abaïd 50 Sud ; 5 : rhyolite de Gray)
-  Rhyolite subaffleurante (rhyolite de Mèrendet) ou visible dans les seuls travaux souterrains (rhyolite d'Abaïd 50 Sud) ; des occurrences souterraines existent aussi au Nord de la terminaison orientale du filon du Chaïba ; cf. figure V-3.
-  Filons minéralisés (filons d'Abaïd Gray : A : Abaïd ; G : Gray ; Sa : Salah ; filon Mèrendet : M ; filons d'Aïn-Toutah : Mi Michaud ; P : Playfair ; V : Victor ; filons du Chaïba : SJ : Saint-Jean ; Se : Seraïdi)

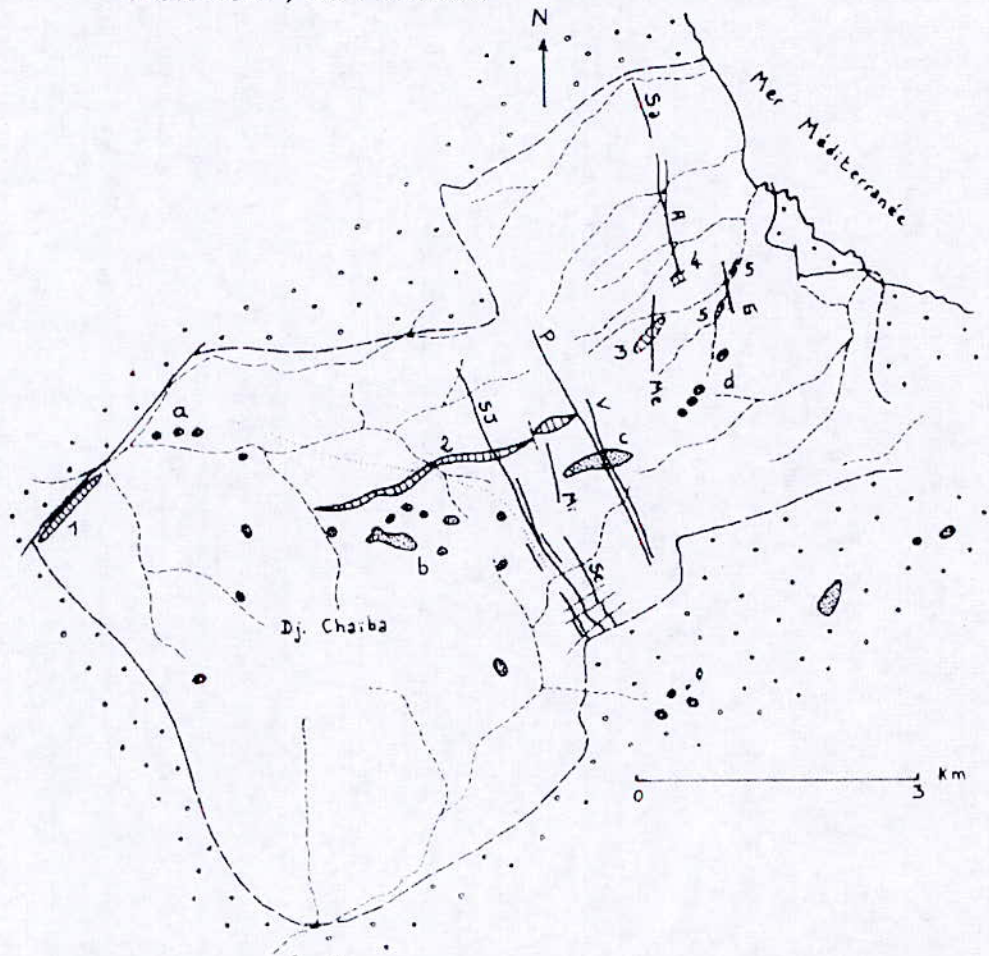


Fig.4 - Localisation des principales intrusions de microgranite et de rhyolite/felsite dans le secteur d'Aïn Barbar (Marignac 1985).



# CHAPITRE III

## PARTIE TRAITEMENT MECANIQUE

### **III- Propriétés mécaniques et leur impact sur la projection des process et unité de production**

#### **III-1 Importance des essais mécaniques :**

Les propriétés mécaniques de la roche feldspathique ont un impact direct sur les rendements pondéraux des différentes tranches granulométriques destinées à l'épuration et à la commercialisation ; par conséquent, elles influent sur le choix et le dimensionnement des équipements de comminution et de criblage, une fois la ou les capacités de ou (des) unités industrielles envisagées, arrêtées sur la base d'une étude.

Cette analyse fournit les éléments d'évaluation du degré d'homogénéité du point de vue dureté et par conséquent, du point de vue consommation d'énergie, cette dernière est calculée conformément à l'exécution d'un test normatif appelé (Indice de Bond), qui donne le nombre de KWH consommé par tonne de minerai broyé, l'indice déterminé à deux reprises à l'étranger varie entre 8 et 10 **KWH. [11], [18].**

Toute méthode de traitement d'un minerai impose souvent que celui-ci soit fragmenté à une dimension qui permet la libération de ses constituants (minéraux et produits de la gangue) rendant ainsi la séparation de ces derniers accessibles.

Les procédés physiques, chimiques, ou physico-chimiques appliqués à la séparation des minéraux d'une roche minéralisée sont utilisés individuellement ou combinés selon la complexité de la minéralisation et le coût de traitement.

Compte tenu de la demande des clients utilisateurs des feldspaths sous ses diverses formes granulométriques, du coût opératoire (concassage, broyage et criblage) croissant avec la finesse des tranches granulométriques marchandes et de la prise en considération de l'aspect économique en relation avec les pertes occasionnées par le process mis en place, il est très utile de déterminer les effets d'une comminution

ménagée comportant un certain nombre de recyclages des refus de criblage correspondant à la tranche granulométrique arrêtée par le choix de l'exploitant et ce après l'avoir extrait avant chaque recyclage, ce qui permet de fournir des données suffisantes qui permettent de moduler la production en fonction de la demande tout en sachant le niveau des fines [-0.04] mm occasionnées par le procédé.

### III-2 Résultats des essais antérieurs.

#### 1- Analyses effectuées en Algérie :

##### 1-1- Analyse ENOF 1974:

- Conditions opératoires

Un échantillon reçu du laboratoire de l'ORGM a été concassé jusqu'à une taille de [1] mm en 3 stades dans un concasseur à mâchoires installé dans le laboratoire du Génie Minier à l'ENP. Sa dimension initiale maximale était de [150] mm. (35).

Les résultats de l'analyse granulométrique sont donnés dans le tableau n° 10

Tableau n° 10 : Analyse granulométrique (ENOF 1974).

Tranche en mm	D% Distribution pondérale (%)	RC Refus cumulés	PC Passants cumulés
[+0.63]	19.75	19.75	80.25
[-0.63+0.5]	6.84	26.59	73.41
[-0.5+0.315]	14.07	40.66	59.34
[-0.315+0.20]	9.42	50.08	49.92
[-0.2+0.08]	14.6	64.68	35.32
[-0.08]	34.72	99.4	0.6
TV	99,4		

##### 1-2- Analyse ENP 2002 (Projet de fin d'étude)

Le tout venant, de dimension initiale de [150] mm, a été fragmenté à la masse, suivi d'un criblage à [10] mm, les refus [+ 10] mm ont subi un concassage au concasseur à mâchoires et recyclé au crible, les passants [-10] mm ont été concassés dans un concasseur à cylindres jusqu'à une



dimension de [1] mm, les refus [+1] mm sont passés dans un broyeur à boulets en céramique pour obtenir un broyé inférieur à [1] mm. (34).

Les résultats de l'analyse granulométrique sont mentionnés dans le tableau n° 11

Tableau n° 11 : Analyse granulométrique (ENP 2002)

Tranche en (mm)	D% Distribution pondérale (%)	RC Refus cumulés	PC Passants cumulés
[+6.3]	4.24	4,24	95,76
[-6.3+5]	10.74	14,98	85,02
[-5+4]	13.82	28,8	71,2
[-4+3.15]	9.76	38,56	61,44
[-3.15+2.5]	12.38	50,94	49,06
[-2.5+1.6]	21.46	72,4	27,6
[-1.6+0.8]	13.24	85,64	14,36
[-0.8+0.63]	5.17	90,81	9,19
[-0.63+0.5]	2.68	93,49	6,51
[-0.5+0.315]	1.32	94,81	5,19
[-0.315+0.2]	1.85	96,66	3,34
[-0.2+0.1]	1.38	98,04	1,96
[-0.1]	1.96	100	0
<b>Total</b>	<b>100</b>		

## 2 Analyses effectuées à l'étranger :

### 2-1- Analyses BRGM 1997 - voie sèche et humide.

Le tout venant de dimension maximale [-200] mm a été concassé dans un concasseur à mâchoires jusqu'à une dimension [-40] mm, ensuite, il a été concassé jusqu'à [-8] mm dans un concasseur giratoire et enfin dans un broyeur à cylindres lisses pour donner un produit final de dimension [-4] mm.

Ce dernier a été classifié à [2] mm et [1] mm à l'aide d'un crible vibrant de marque chauvin pour donner [-4+2] mm, [-2+1] mm et [-1] mm

La fraction [-1mm] a été cyclonée en voie sèche à [0.2]mm par classification en 2 étages dans un séparateur dynamique Pfeiffer pour donner [-1+0.2] mm et [-0.2] mm, cette dernière a été deschlammée à [0.02] mm.

La tranche [-0.2+ 0.02] mm qui a été filtrée, séchée, et classifiée à [0.04]mm pour donner par hydrocyclonne [-0.2+0.04]mm et [-0.04+0.02] mm. **Schéma n° 01 (18).**

Les résultats de l'analyse sont présentés dans le tableau n° 12

**Tableau n° 12 : Analyse granulométrique de l'essai BRGM 1997 :**

Tranche (mm)	D(%) Distribution pondérale (%)	RC Refus cumulés	PC Passants cumulés
[-4+2]	36.95	36.95	63.05
[-2+1]	25.65	62.6	37.4
[-1+0.2]	25.18	87.78	12.22
[-0.2+0.04]	6.82	94.6	5.4
[-0.04+0.02]	3.4	98	2
[-0.02]	2	100	0
Total	100		

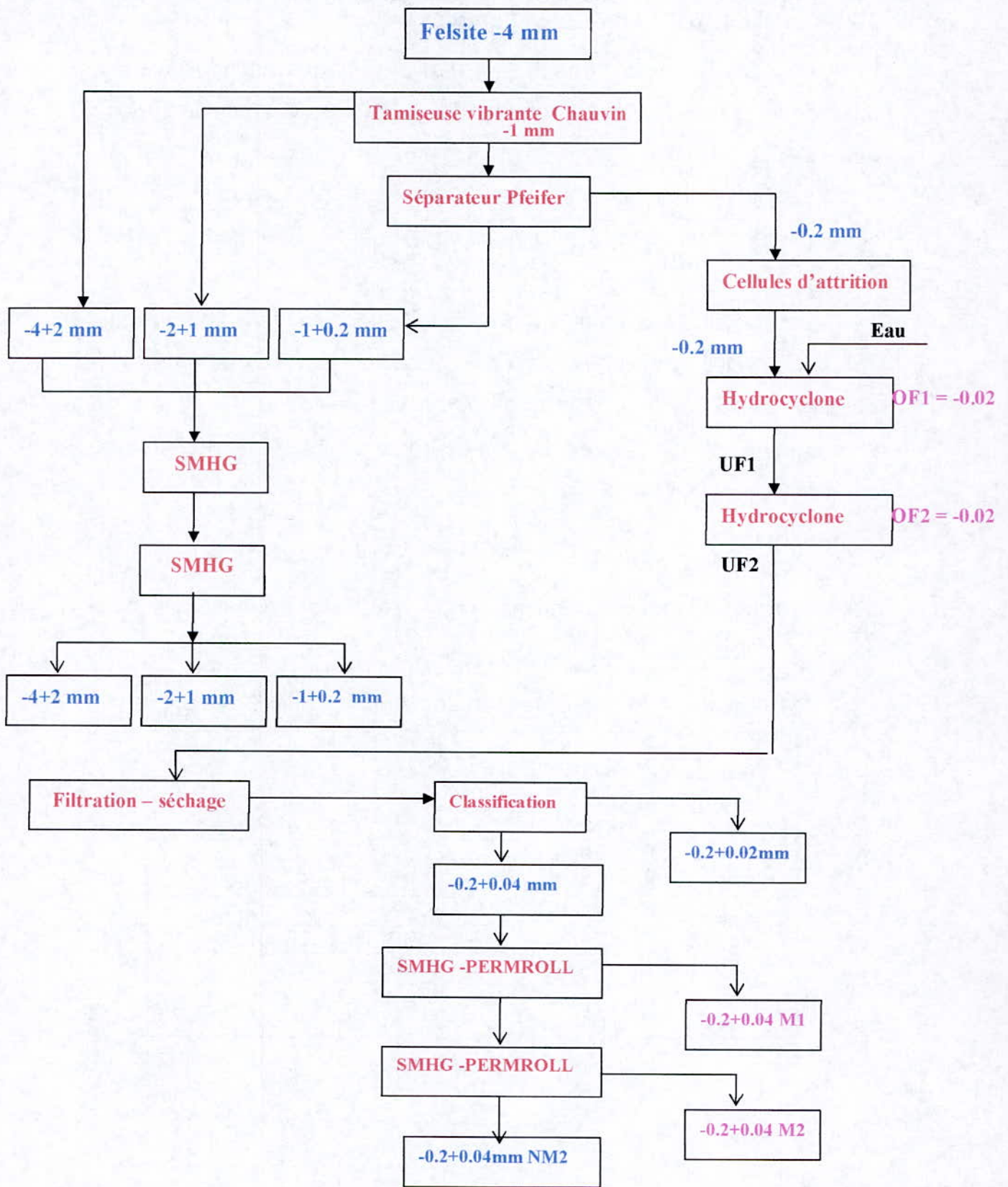


Schéma 01 : de la préparation de la felsite grenue en voie sèche et humide, (18).

## 2-2- Analyse BRGM 1997 - voie humide

Le matériau de dimension  $[-4]$  mm a subi une attrition, ensuite le produit final a été tamisé pour donner deux produits de dimension  $[-4+0.2]$  mm et  $[-0.2]$  mm.

Le matériau de dimension  $[-4+0.2]$  mm a été séché puis criblé pour donner les produits finaux de dimension  $[-4+2]$ mm,  $[-2+1]$ mm et  $[-1+0.2]$  mm.

Le matériau  $[-0.2]$ mm a été séparé des schlamms  $[-0.02]$  mm dans des hydrocyclones en deux étages, le produit final  $[-0.2+0.02]$ mm a été décanté, séché et filtré puis classifié en voie sèche à  $[0.04]$  mm pour produire une fraction  $[-0.2+0.04]$  mm épurable par SMHG, et  $[0.040 +0.02]$  mm non épurable. (18).

Les résultats de l'analyse granulométrique sont donnés dans le tableau n° 13

Tableau n° 13 : Analyse granulométrique BRGM (VH-VS)

Tranche (mm)	D% Distribution pondérale (%)	R.C Refus cumulés	P.C Passants cumulés
$[-4+2]$	37.15	37.15	62.85
$[-2+1]$	20.29	57.44	42.56
$[-1+0.2]$	17.98	75.42	24.58
$[-0.2+0.04]$	10.25	85.67	14.33
$[-0.04+0.02]$	08.73	94.40	05.60
$[-0.02]$	05.80	100	0
Total	100.02		

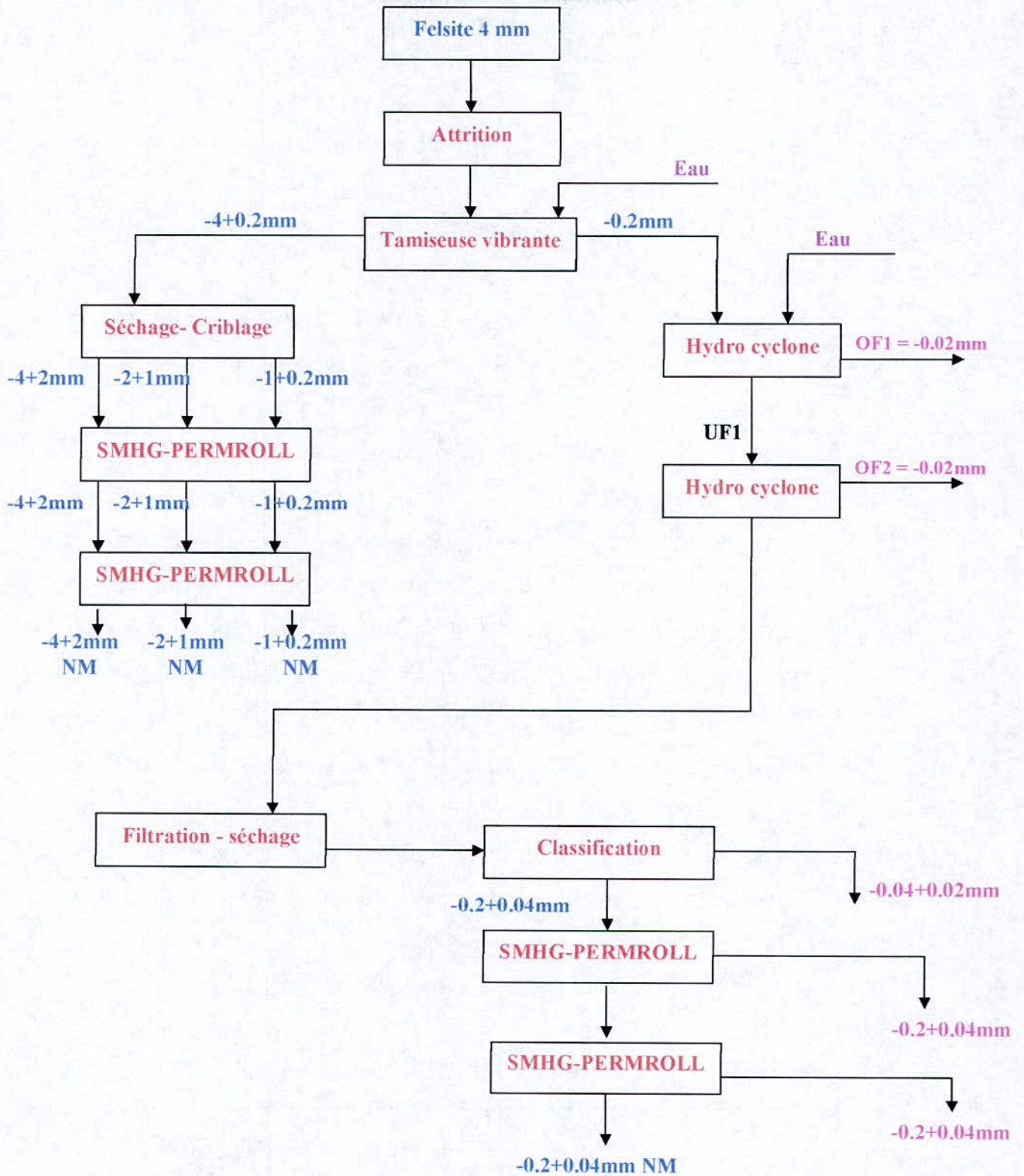


Schéma n° 2 : Préparation mécanique par voie humide intégrale

**2-3- Analyse BRGM 1997 ( schéma proposé):**

La voie proposée comprend une préparation en deux parties voie sèche et voie humide.

La voie sèche traite la fraction [+1] mm issue du criblage de [-4] mm à [1] mm avec rebroyage des [+1] mm dans un broyeur giratoire.

Le produit final [-1] mm à été classifié à 0.2 mm en deux étages par un sélecteur dynamique pour séparer :

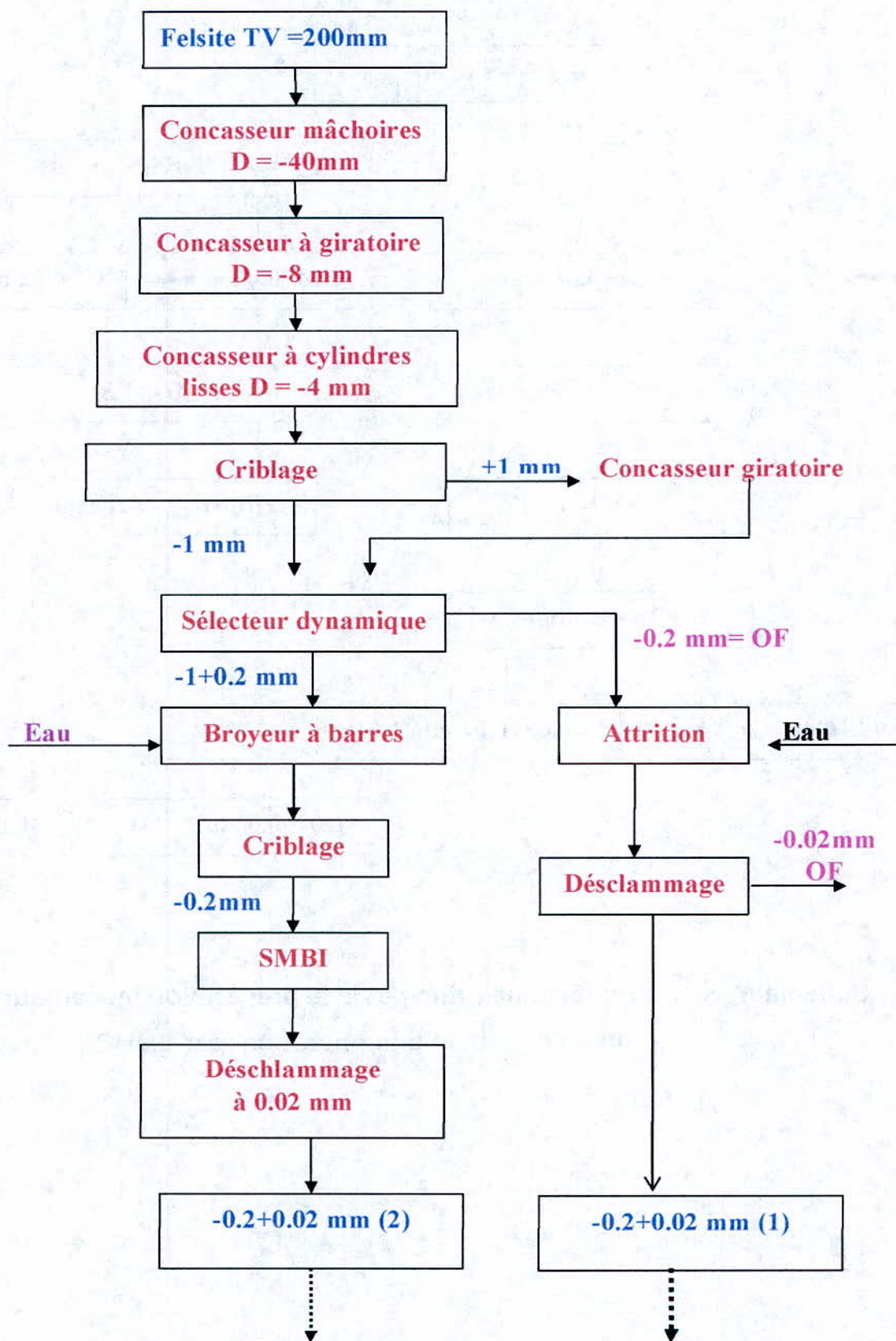
- La fraction [-0.2] mm qui à été attritionnée et deschlamée à [0.02] mm par deux étages d'hydrocyclones. pour donner les produits [-0.2+0.02] (a) mm et [-0.02] mm.
- La fraction [-1+0.2] mm à été broyée à [0.2] mm à l'aide d'un broyeur à barres, dont la fraction [-0.2] mm a subi une séparation magnétique à basse intensité pour extraire les particules ferromagnétiques, ensuite la fraction [-0.2] mm non magnétique à été deschlamée à [0.02] mm par deux étages d'hydrocyclones pour donner enfin les fractions [-0,2+0.02] (b) mm et [-0.02] mm.

La fraction [-0.2+0.02] (a+ b) mm constituée d'un mélange de la fraction [-0.2+0.02] (a) et [-0.2+0.02] (b) et qui a été classifiée à [0.04] mm par une tamiseuse pour donner la fraction [-02+0.04] mm épurable par SMHG à voie sèche et [-0.04 +0.02] mm épurable par SMHG à voie humide. [18].

Les résultats de l'analyse sont donnés dans le tableau n°: 14

**Tableau n° 14 : Analyse BRGM 1997 (voie proposée)**

Tanche (mm)	D(%) Distribution pondérale (%)	R.C Refus cumulés	P.C Passants cumulés
[-0.2+0.04]	54.97	54.97	45.03
[-0.04+0.02]	30.7	85.67	14.33
[-0.02]	13.76	99.43	0.57
<b>Total</b>	<b>99.43</b>		



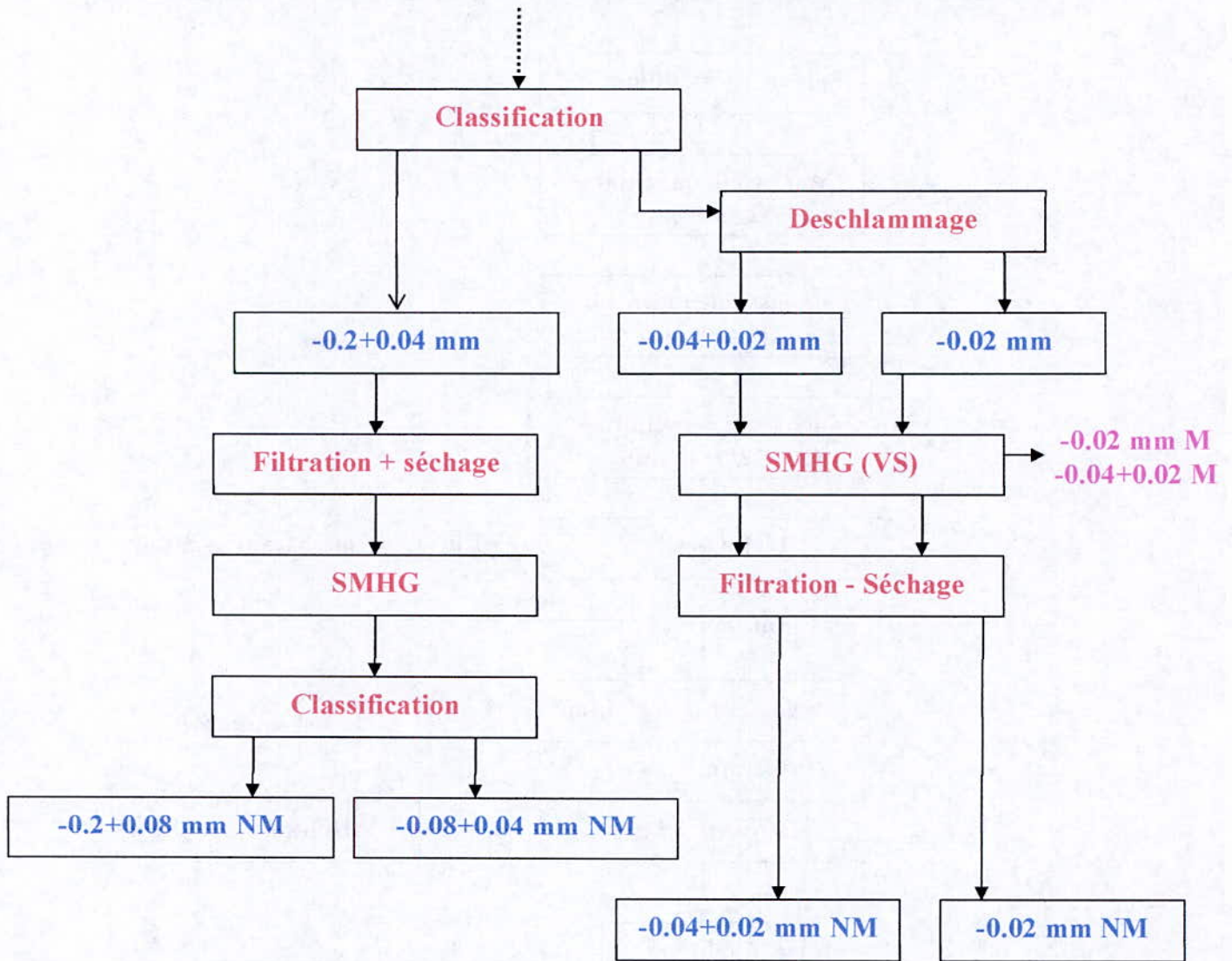


Schéma n° 3 : Schéma de principe de la préparation mécanique du Feldspath et son épuration par SMHG



### III-3 Résultats des essais de la présente thèse

#### 1- Représentativité de l'échantillon :

Sofeld possédant suffisamment de données sur le gisement et les caractéristiques chimiques et physiques, la représentativité de l'échantillon est considérée comme très satisfaisante. En effet, plusieurs prélèvements d'échantillons technologiques ont été réalisés et analysés en Algérie et à l'étranger ; les données recueillies, ajoutées à celles d'une longue période d'exploitation et au contenu du rapport géologique, tout cela a permis aux responsables de l'Entreprise d'avoir une connaissance suffisante sur le degré de représentativité des échantillons prélevés.

La représentativité d'un échantillon prélevé sur un gisement dépend d'un certain nombre de paramètres :

1. tenir compte de l'importance du gisement, du point de vue volume et de sa configuration géographique (lentilles, couches, filons, nature de la couche encaissante).
2. tenir compte de la variabilité des teneurs des éléments en substances valorisables, et en impuretés comprises.
3. Evaluer le degré d'homogénéité (teneurs erratiques, groupées ou semi-éparpillées).
4. Le prélèvement d'un échantillon technologique devra répondre aux conditions d'exploitation du gisement, car les résultats qualitatifs attendus dans l'extraction sont à quelques écarts près ceux de l'échantillon soumis au traitement dans l'usine. Il est recommandé de livrer à l'unité de traitement une qualité de minerai constante sur une période aussi longue que possible.

L'échantillon technologique, donc représentatif du gisement, soumis à une exploitation future, est souvent constitué de plusieurs échantillons prélevés en quantités variables en différents points (en surface et en profondeur) selon la morphologie du gisement et la répartition spatiale de la minéralisation et ses caractéristiques.

La quantité prélevée dépend de la complexité de la minéralisation et de son degré d'homogénéité.

Il est évident qu'une minéralisation reconnue comme homogène demandera moins de points de prélèvement et moins de quantité, qu'une minéralisation erratique, complexe et peu homogène du point de vue des caractéristiques physico-chimiques.

Durant l'exploitation du gisement un bon suivi des travaux est recommandé pour mieux gérer la qualité des produits commercialisés

## **2- Détermination des caractéristiques du feldspath :**

L'objectif du présent travail est d'arriver à optimiser les paramètres de blanchiment chimique du feldspath par l'acide nitrique, après son épuration par les procédés classiques, déferisation magnétique et flottation et de tirer le maximum de données sur les résultats du broyage des échantillons réceptionnés, très utiles aux études de projet.

### **2-1 Réception des échantillons :**

103 Kg de feldspath prélevé sur le gisement par les soins de Sofeld Entreprise SPA de production et de commercialisation ont été réceptionnés à l'ENP : un échantillon  $E_0$  pesant 50 Kg et un échantillon  $E$  pesant 53 Kg.

Les deux échantillons ont été préalablement concassés dans un concasseur à mâchoires de l'unité de Ain BARBAR, l'échantillon  $E_0$  a subi en plus un broyage dans un broyeur à impact.

### **2-2 Détermination de quelques caractéristiques :**

#### **2-2-1- Caractéristiques observées :**

Caractéristiques initiales du point de vue taille, couleur et dureté.

Les tailles moyennes des granulats feldspathiques réceptionnés sont de [6.3]mm pour l'échantillon  $E_0$  et de [150] mm pour l'échantillon  $E$ .

La couleur est d'un blanc terne avec des tâches brunâtres et rougeâtres parsemant l'espace superficielle des granulats massifs et assez durs des deux échantillons.

### 2-2-2 – Détermination de quelques caractéristiques physiques

Les conditions de cette détermination sont données en annexes 1

#### 1- Masse volumique :

La masse volumique d'un matériau correspond à la masse contenue dans l'unité de volume.

La masse volumique est donnée par la formule :

$$\rho = M / V$$

Où:

$\rho$  : masse volumique

$M$  : masse de l'échantillon

$V$  : volume d'eau déplacé par l'échantillon.

Certains facteurs tels que son degré de compaction et le taux d'humidité influent sur la masse volumique.

La masse volumique est donnée dans le tableau n° :15.

Tableau n° 15 : Résultat obtenu de la masse volumique

Echantillons	Masse (g)	Volume (ml)	Masse volumique (g/cm <sup>3</sup> )
Echantillon d'Ain Barbar	200	92	2.18

## 2- Taux d'humidité :

Les matériaux naturels contiennent presque toujours de l'eau, dont la connaissance est importante pour déterminer le taux d'humidité d'une roche minéralisée, on mesure la perte de masse lors de son séchage à l'étuve, et on divise cette valeur par la masse sèche du matériau.

.Le taux d'humidité est donnée par la formule suivante :

$$T(\%) = \frac{\Delta M}{M_1} * 100$$

Ou :

$\Delta M$  : Variation de la masse ( avant et après séchage de l'échantillon)

$M_1$  : masse sèche de l'échantillon.

Les résultats sont donnés par le tableau n° 16 :

**Tableau n° 16 : Résultat obtenu du taux d'humidité.**

Minerai	Poids de l'échantillon brut (g)	Poids de l'échantillon sec (g)	Taux d'humidité (%)
Echantillon D'Ain Barabar	380	379.1	0.23

## 3- La porosité :

Toutes les roches présentent une proportion plus ou moins grande de fissures et de vides, qui renferment le plus souvent de l'eau. Donc, la porosité d'un matériau représente le pourcentage des vides dans l'unité de volume de ce même matériau.

La porosité est donnée par la formule suivante :

$$P = \frac{(M_1 - M_0) \cdot D}{M_0} * 100$$

Ou :

$D$  : densité

$M_0$  : Masse sèche

$M_1$  : Masse après trempage dans l'eau

Le résultat obtenu est donné par le tableau n° 17 :

**Tableau n° 17 : Résultat obtenu de la porosité.**

<b>Echantillons</b>	<b>Masse de l'échantillon sec (M<sub>0</sub>) (g)</b>	<b>Masse de l'échantillon humide (M<sub>1</sub>) (g)</b>	<b>Porosité (%)</b>
<b>Echantillon D'Ain Barabar</b>	<b>438.6</b>	<b>450</b>	<b>6.65</b>

#### **4- Dureté des feldspaths :**

La dureté est définie par la résistance d'un minéral à la rayure ou à l'abrasion ; en pratique, un minéral est dit plus dur qu'un autre, si le premier raye le second.

Une surface molle se raye plus facilement qu'une surface dure ; ainsi, un minéral dur ne sera pas rayé par le minéral tendre. La dureté relative des minéraux est déterminée selon l'échelle de Mohs ou Vickers.

La littérature traitant des minéraux donne une dureté de 6.5 à 7 à l'échelle de Mohs.

### **2-3 Communion ménagée de l'échantillon $E_0$ :**

#### **1 Production de la tranche granulométrique [-0.8+0.1] mm destinée aux verriers :**

Le schéma n° 4 donne les différentes étapes de broyage et tamisage ainsi que les résultats pondéraux.

La quantité traitée, une cinquantaine de Kg, selon le **schéma n° (4)** nous permet de donner des résultats beaucoup plus représentatifs pour pouvoir les extrapoler à l'échelle semi industrielle (pilote).

#### **2- Première opération de tamisage de l'échantillon $E_0$ :**

Au vu de la demande du marché verrier, nous avons tamisé l'échantillon  $E_0$  à la maille [0.8] mm, dont nous avons extrait par tamisage les fines [-0.1] mm pour éviter le sur- broyage.

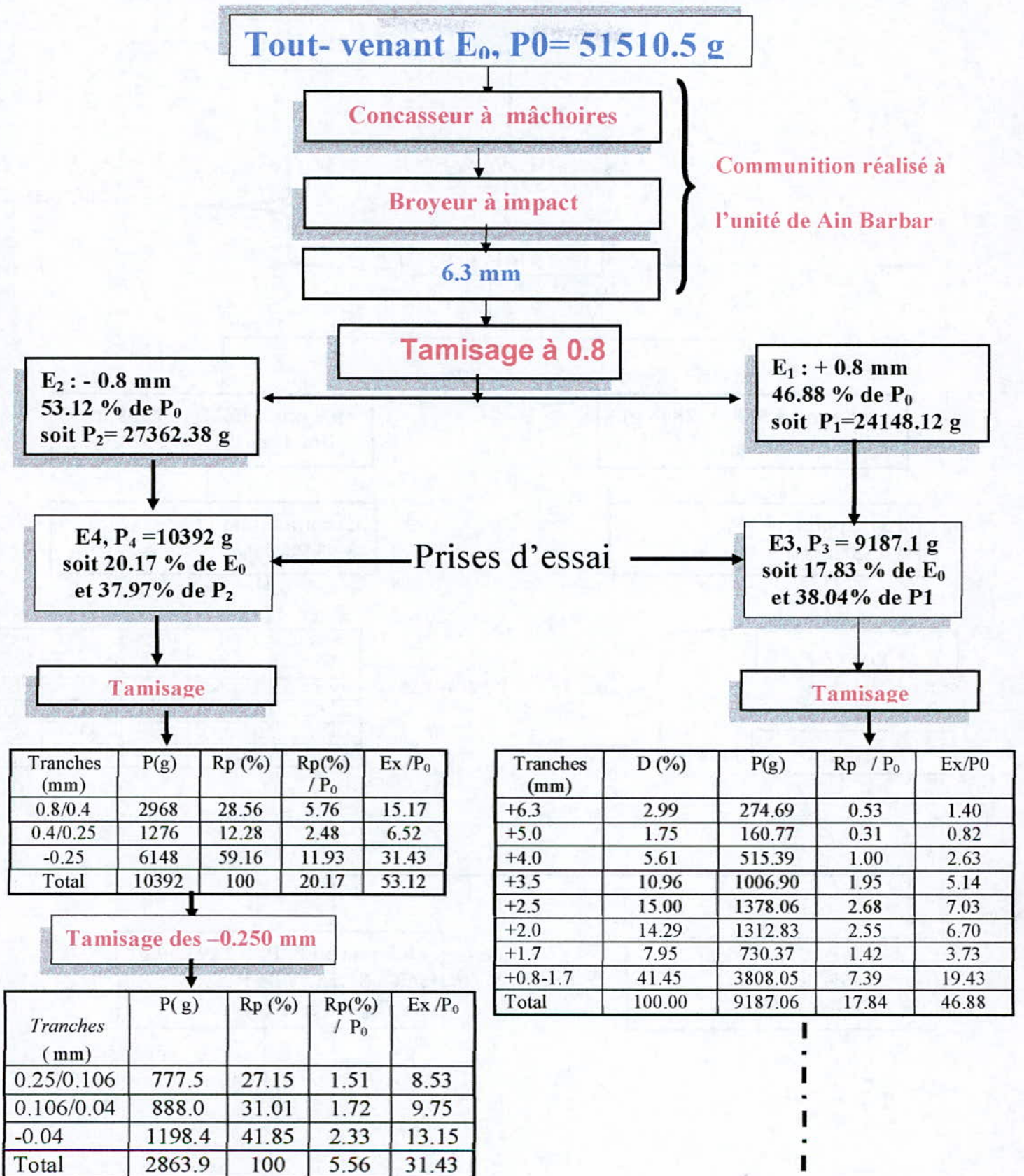
Ces broyages / tamisages sont réalisés comme l'indiquent le schéma 4.

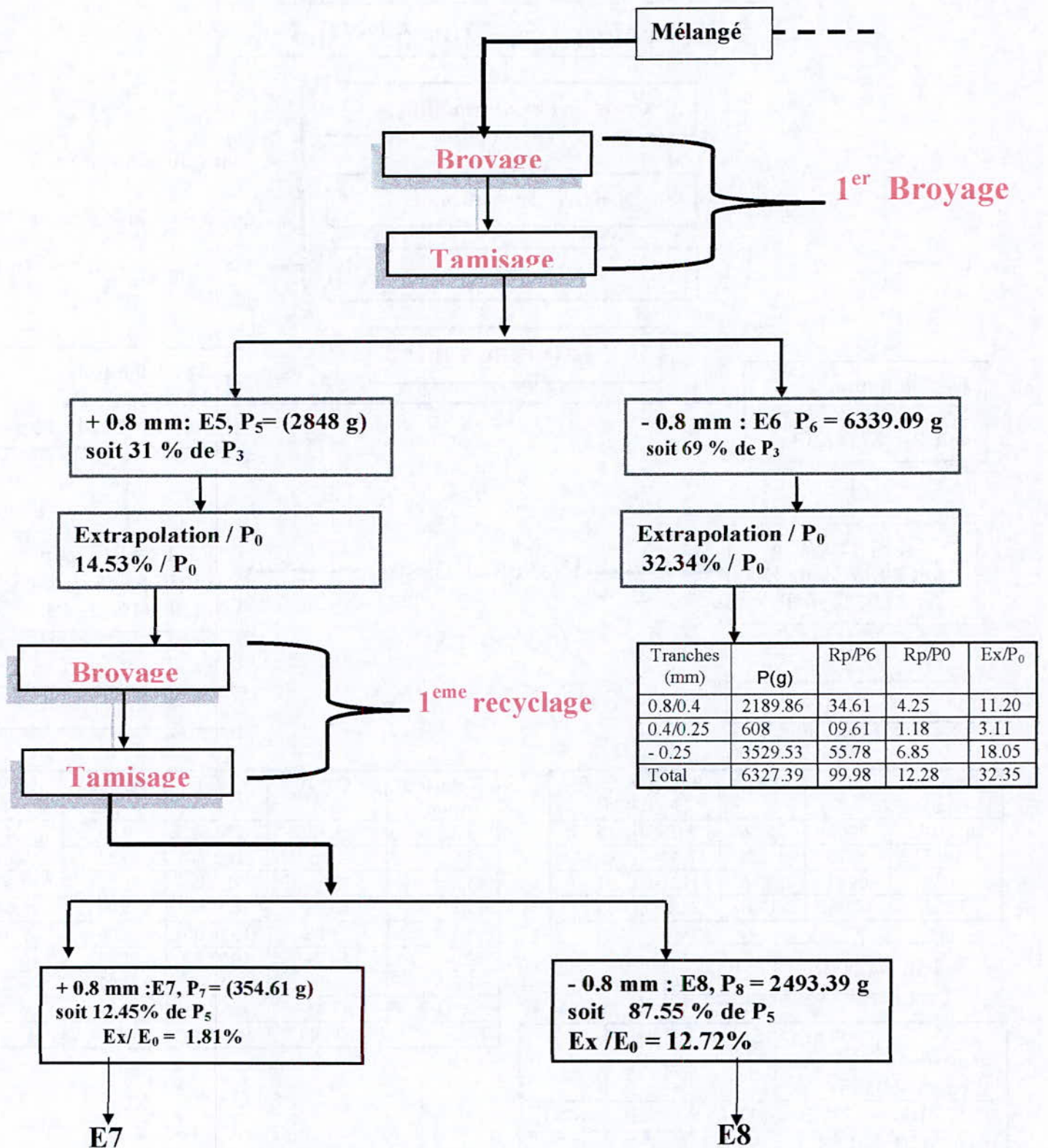
Les résultats recherchés sont la production des trois tranches granulométriques [-0.8+0.4], [-0.4+0.25] et [-0.25] mm prises comme base pour les traitements ultérieurs de valorisation.

Nous avons traité des quantités suffisantes pour s'autoriser à extrapoler les résultats à une échelle supérieure.

A chaque broyage nous avons extrait les tranches granulométriques concernées.

Les différentes opérations sont précisées dans le schéma suivant.







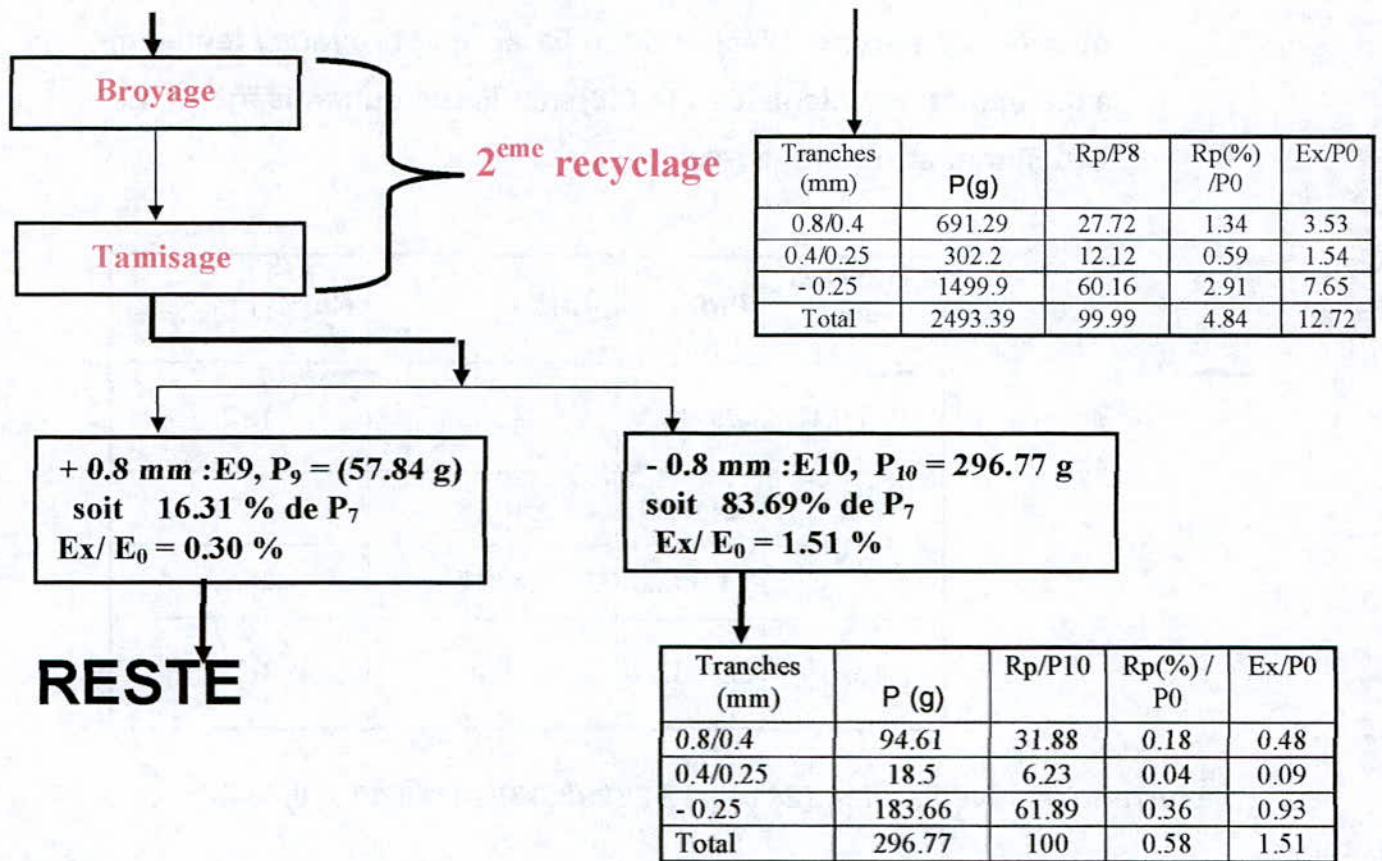


Schéma N°4 : Bilan matière des opérations de fragmentation et de classification à -[0.8 mm]

**Notes :**

**R<sub>p</sub>** : rendement pondérale en (%)

**P** : Poids en (g).

**P<sub>0</sub>** : Poids de l'échantillon (**E<sub>0</sub>**).

**Ex** : Extrapolation par rapport à l'échantillon (**E<sub>0</sub>**).

## a- Production totale des différentes tranches granulométriques

obtenues à partir de l'échantillon E1 après broyage / tamisage à 0.8 mm et recyclage des [+ 0.8] mm issus du tamisage de E<sub>0</sub> à [0.8] mm et réduits à [-0.8] mm :

Tranches (mm)	P(g)	Rp(%)	Rp(%) / P <sub>0</sub>
[0.8/0.4]	7834.75	32.65	15.21
[0.4/0.25]	2441.60	10.18	4.74
[- 0.25]	13717.25	57.17	26.63
Total	23993.59	100	46.58

L'erreur relative est de :  $[24148.12-23993.39]/24148.12 = 0.63 \%$

b - La production totale des différentes tranches granulométriques issues des [-0.8] mm de l'échantillon E<sub>2</sub> ( 27362.38 g) issu du tamisage de E<sub>0</sub>

Tranches (mm)	P(g)	Rp (%)	Rp(%) / P <sub>0</sub>
[0.8+0.4]	7814.14	28.56	15.17
[0.4+0.25]	3358.48	12.27	6.52
[- 0.25]	16184.75	59.16	31.43
<b>Total</b>	<b>27357.37</b>	<b>99.99</b>	<b>53.11</b>

L'erreur relative est de :  $[27362.38-27357.37]/27362.38 = 0.018 \%$

**c - Rendement pondéral des trois tranches granulométriques tirées de l'échantillon E<sub>0</sub>**

Tranches (mm)	P(g)	Rp(%)	Rp(%) / P <sub>0</sub>
[-0.8+0.4]	15648.89	30.47	30.38
[-0.4+0.250]	5800.48	11.29	11.26
[- 0.250]	29902	58.22	58.05
<b>Total</b>	<b>51351.97</b>	<b>99.98</b>	<b>99.69</b>

L'erreur relative est de  $[51510.5 - 51345.82] / 51510.5 = 0.30 \%$

**d - Tamisage du mélange de toutes les tranches [ 0,250] mm obtenues dans tous les cas de broyage / tamisage**

Tranches (mm)	P(g)	Rp(%)	Rp(%) / P <sub>0</sub>
[-0.250+0.106]	5041.51	17.12	9.79
[-0.106+0.04]	12787.93	43.41	24.83
[-0.04]	11627.00	39.47	22.57
<b>Total</b>	<b>29456.44</b>	<b>100</b>	<b>57.19</b>

**Production de la tranche granulométrique verrière [-0.8 + 0.106] mm est de 51,43% de E<sub>0</sub>**

### Remarques sur les résultats d'un broyage ménagé du TV réduit de [-250+200]mm à 0.8 mm :

- Nous remarquons que le taux des [-0.04] mm obtenu à partir des [-0.8] mm, produit du tamisage de  $E_0$  broyé à [6,3] mm est de 13,15% de  $E_0$   
Celui qui découle du broyage/ tamisage des [+0.8] mm est de 9,42%
- Un tout venant broyé à [0.8] mm donnerait un taux de production de la classe [- 0.8 + 0.106] mm de 51,43 % de  $E_0$ .
- Les moins [-0.1] mm représentent 47,40 % de  $E_0$
- Les [-0.1+0.04] mm représente 24,83%
- Les moins [-0.04] mm représentent 22,57 % de  $E_0$

### Commentaire :

La fraction destinée aux industries verrières est assurée par le process décrit ci dessus, il donnerait une production de + 51 % du tout venant.

La production des fines [-0.040] mm sera de 22.57% utilisable dans la céramique très ordinaires (dalles de sols) son épuration après deschlammage à 0.020 mm est très coûteux , le reste [-0.1+0.04] mm sera destiné à la céramique des produits de moindre qualité. Il n'est épurable que par le champ haut gradient en voie humide pour un résultat satisfaisant.

Prévues pour offrir la possibilité de moduler la production, selon la demande des différents clients, les tranches granulométriques obtenues [-0.8 + 0.4] mm et [-0.4 + 0.250] mm peuvent être recyclées à leur tour pour un broyage plus poussé selon les **schémas n° (5) et (6)**, si l'unité de production en dispose en excès pour raison de mévente. Il devient intéressant dans ce cas de prévoir les résultats des rendements pondéraux des tranches granulométriques envisagées. Des essais, portant

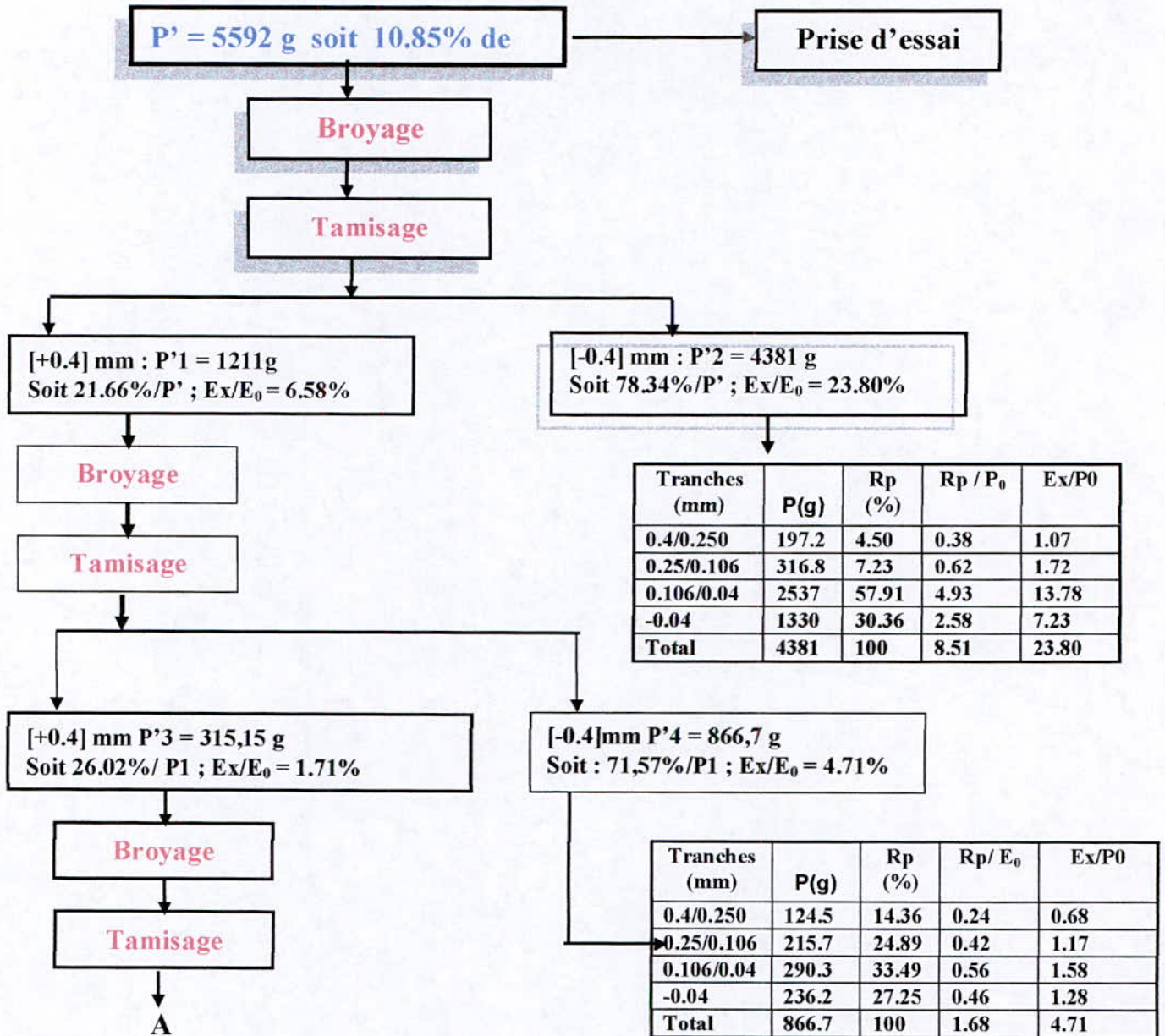
sur des quantités appréciables, pour pouvoir extrapoler les résultats à l'ensemble des échantillons soumis au recyclage de broyage / tamisage, ont été effectués pour obtenir  $[-0.40 +0.250]$  mm ;  $[-0.250 +0.106]$  mm et  $[-0.106 +0.04]$  mm.

Les résultats du bilan pondéral figurent dans le **schéma n° (5)**.

2-4 Broyage de la tranche [-0.8+0.4] à [-0.4] mm :

Nous avons effectué le broyage/ tamisage d'une prise d'essai dont nous avons extrapolé les résultats sur la totalité de l'échantillon  $E_0$  de poids  $P_0$ .

Les résultats sont présentés dans les tableaux du schéma suivant :



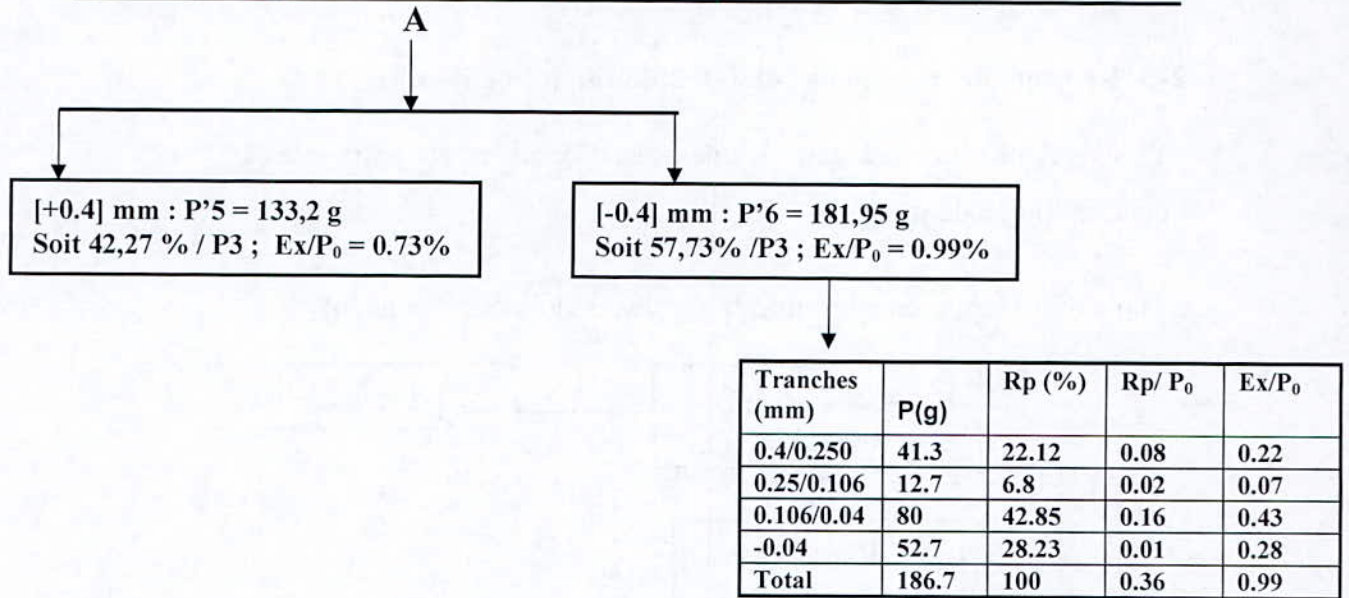


Schéma n° 5 : Bilan matière des opérations de broyage des tranches [0.8/0.4] à [0.4] mm

Le poids total de chaque tranche obtenue par broyage / tamisage des [-0.8+0.4] mm réduit à [0.4] mm est donné par le tableau suivant :

Tranches (mm)	P(g)	Rp (%)	Rp / P <sub>0</sub>	Ex/P <sub>0</sub>
[-0.8+0.4]	376.02	2.41	0.26	0.73
[-0.4+0.25]	1014.76	6.50	0.70	1.97
[-0.25+0.106]	1529.86	9.80	1.06	2.97
[-0.106+0.04]	8154.11	52.21	5.66	15.83
[-0.04]	4543.23	29.09	3.16	8.82
<b>Total</b>	<b>15617.98</b>	<b>100</b>	<b>10.85</b>	<b>30.32</b>

Erreur relative est de  $[15648.89-15617.98]/15648.89 = 0.19\%$

**2-5 Broyage de la tranche [-0.4+0.25] mm à [0.25] mm;**

Les résultats obtenus à partir d'une prise d'essai ont été extrapolés à l'échantillon E<sub>0</sub> de poids P<sub>0</sub>

Les résultats sont présentés dans les tableaux du schéma suivant :

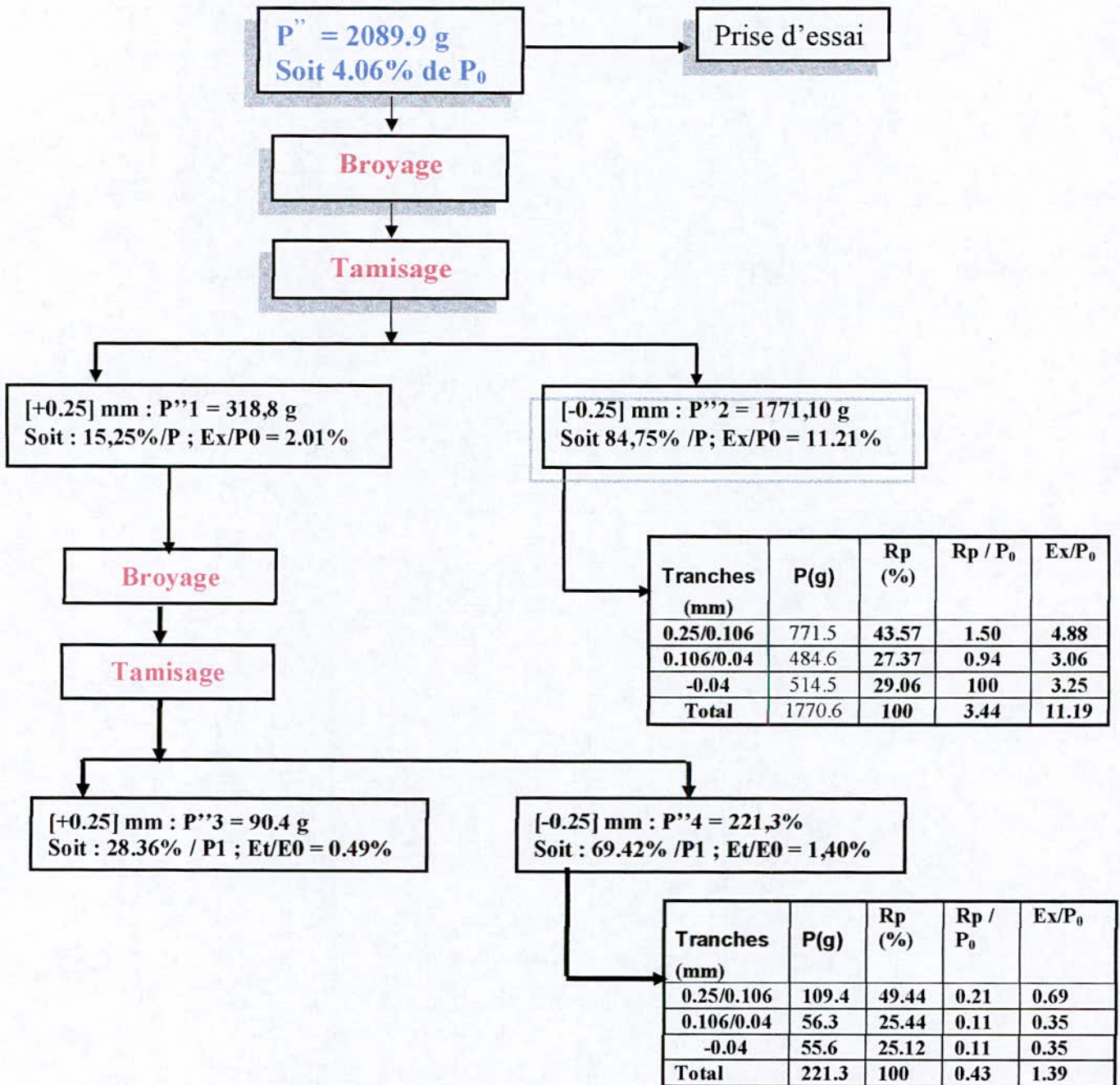


Schéma n° 6 : Bilan matière des opérations de broyage de la tranche [-0.4+0.25] mm à 0.25 mm



La production totale du broyage / tamisage de la tranche  
[0.4/0.25]mm à [0.250] mm

Tranches (mm)	P(g)	Rp (%)	Rp / P <sub>0</sub>	Ex/P <sub>0</sub>
[-0.4+0.25]	294.79	4.34	0.18	0.57
[-0.25+0.106]	2872.64	42.30	1.72	5.57
[-0.106+0.04]	1763.89	25.97	1.05	3.42
[-0.04]	1859.11	27.37	1.11	3.60
<b>Total</b>	<b>6790.43</b>	<b>99.98</b>	<b>4.06</b>	<b>13.16</b>

Erreur absolue est : 13.26-13.16 = 0.10%

Erreur relative est de : 0.11/13.26 = 0.75 %

**2-6 Principales conclusions :**

**A – le broyage ménagé du tout venant à 0.8 mm à partir de la taille de 6.3 mm produira :**

- 1- 51.56 % de la tranche [-0.8 + 0.106] mm
- 2- 47.40 % de la tranche [-0.106] mm
- 3- 22.57% de la tranche [-0.04]mm
- 4- 24.83 % de la tranche [-0.106+0.04] mm

**B – Le broyage de la tranche [-0.8+0.04] mm à [0.4] mm donnera en tout :**

- 1- **0.73 % des [+0.4 ] mm**
- 2- 13.26 % de la tranche [-0.4+0.25] mm
- 3- 12.76% de la tranche [-0.25 +0.106] mm
- 4- 40.66 % de la tranche [-0.106+ 0.04] mm
- 5- 31.39 % de la tranche [-0.04] mm.

**C – Le broyage de la tranche [-0.4 + 0.250] mm à [0.250] mm donnera à partir de  $E_0$  :**

- 1- 0.57% de la tranche [-0.4+0.250] mm
- 2- 18.33% de la tranche [-0.250+0.106] mm
- 3- 44.08 % de la tranche [-0.106 + 0.04 ] mm
- 4- 34.99 % de la tranche [-0.04] mm.

**Remarque :**

**Ces données ne tiennent pas compte des restes qui n'ont pas subi de broyage compte tenu de leur faible quantité. Leur impact sur les rendements pondéraux est très faible, donc négligeable.**

### **2-7 Commentaire sur le volet qualitatif des résultats :**

Le taux des fines  $[-0.04]$  mm par rapport à l'alimentation baisse avec l'augmentation des recyclages, cette constatation s'explique par le fait que les particules fragiles s'effritent au premier passage sur le concasseur ou broyeur, les plus dures restants produisent moins de fines.

La tranche  $[-0.4+0.25]$  mm est produite avec un taux qui varie peu quel que soit le nombre de recyclages, ce taux oscille entre 10 et 12%, ceci s'explique par le fait que le tout venant présente un bon degré d'homogénéité du point de vue dureté et structure.

Le schéma de broyage appliqué dans cette étude répond à la demande commerciale. La connaissance des propriétés physiques des tranches granulométriques exigées par les clients, permettra de mieux choisir sur la base des résultats de cette étude la qualité et les types d'équipements qui seraient les mieux appropriés à l'unité de production projetée.

### **2-8 Commentaire sur le volet quantitatif :**

La connaissance des résultats du bilan pondéral du broyage / tamisage permet de dimensionner les équipements d'une unité de production en fonction des tranches granulométriques requises et de la demande.

La prise en considération des pertes en poussières et l'imperfection de tamisage à sec autorisent de situer le taux de fines  $[-0.04]$  mm entre 35 et 36 % pour réduire la taille de  $[6.3]$  mm à  $[0.250]$  mm, taux inférieur à celui obtenu dans le schéma de traitement proposé par BRGM (44.45%) comprenant un tamisage des  $[-4]$  mm à  $[1]$  mm, une classification des  $[-1]$  mm en  $[+0.2]$  (a) et  $[-0.2]$  mm (b), un broyage au broyeur à cône des  $[-4+1]$  mm jusqu'à  $[-0.2]$  mm (b) ; les  $[-0.2]$  mm attritionnées et classifiées

par voie humide pour donner  $[0.020]$  mm et  $[-0.2+0.020]$  mm (A), le produit  $[-1+0.2]$  mm est broyé dans un broyeur à boulets (voie humide) jusqu'à  $[0.2]$  mm puis deschlammé à  $[0.02]$  mm et mélangé à la tranche A pour être classifié à  $[0.04]$  mm pour donner les tranches  $[-0.20+0.040]$  mm et  $[-0.040+0.020]$  mm.

La production des  $[-0.040]$  mm est de 44.45% de l'alimentation.

### 2-9 Analyse granulométrique :

L'analyse granulométrique est définie comme étant le partage d'un échantillon d'une certaine taille en plusieurs tranches séparées appelées fractions granulométriques classées par ordre décroissant.

Ce type d'analyse vise habituellement à évaluer et à quantifier les tranches obtenues dans un système de comminution et de criblage.

Leurs analyses minéralogique et chimique déterminent le taux des minéraux dans chacune des fractions et nous renseignent sur leur nature et leur répartition pondérale ainsi que sur la dureté de l'échantillon concassé, broyé et criblé.

Les résultats de toutes les analyses granulométriques effectuées dans le passé et dans la présente thèse sont présentées dans les tableaux avec les graphes correspondants **n°02 à n° 21**.

La comparaison des résultats obtenus dans différentes conditions appliquées par différents laboratoires est donnée par le graphe **n°22**

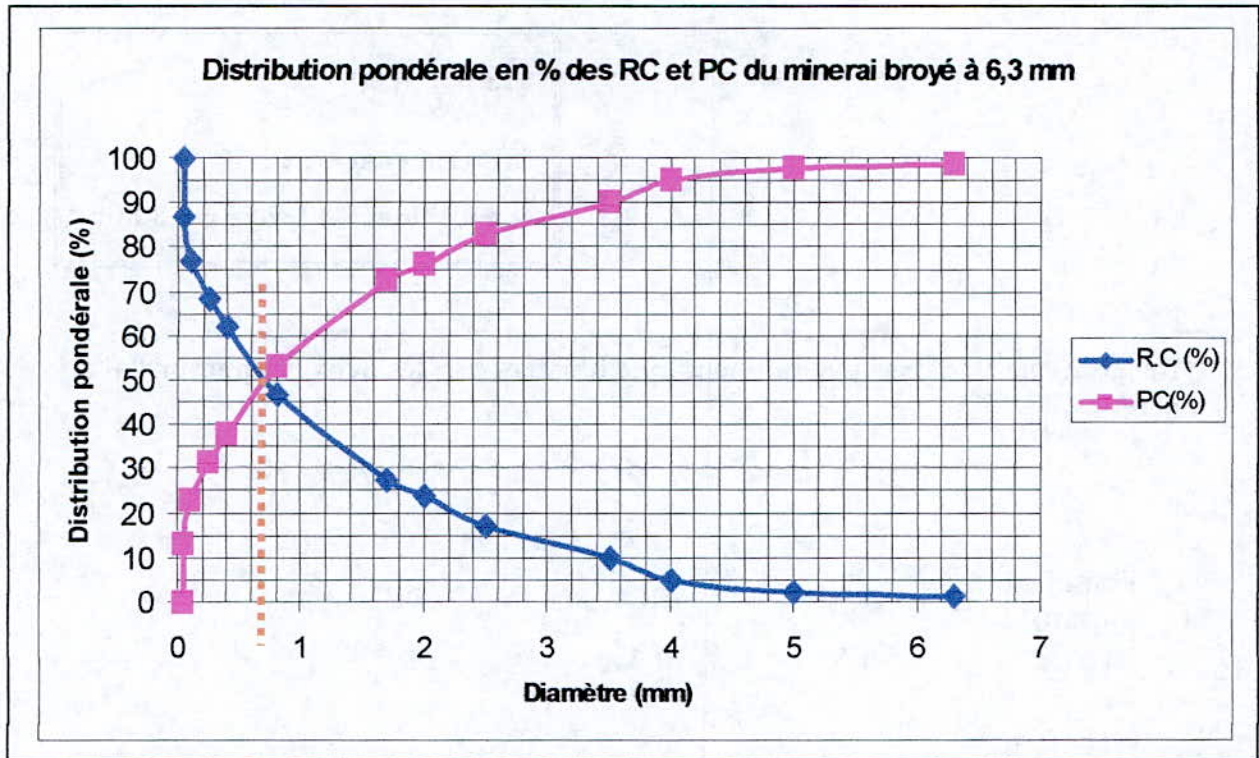
**Essai I<sub>a</sub> (Echantillon a) :**

- Minerai concerné : TV 200/250 mm
- Concasseur à mâchoires
- Concasseur à impact
- Recyclage des refus à 6.3 mm

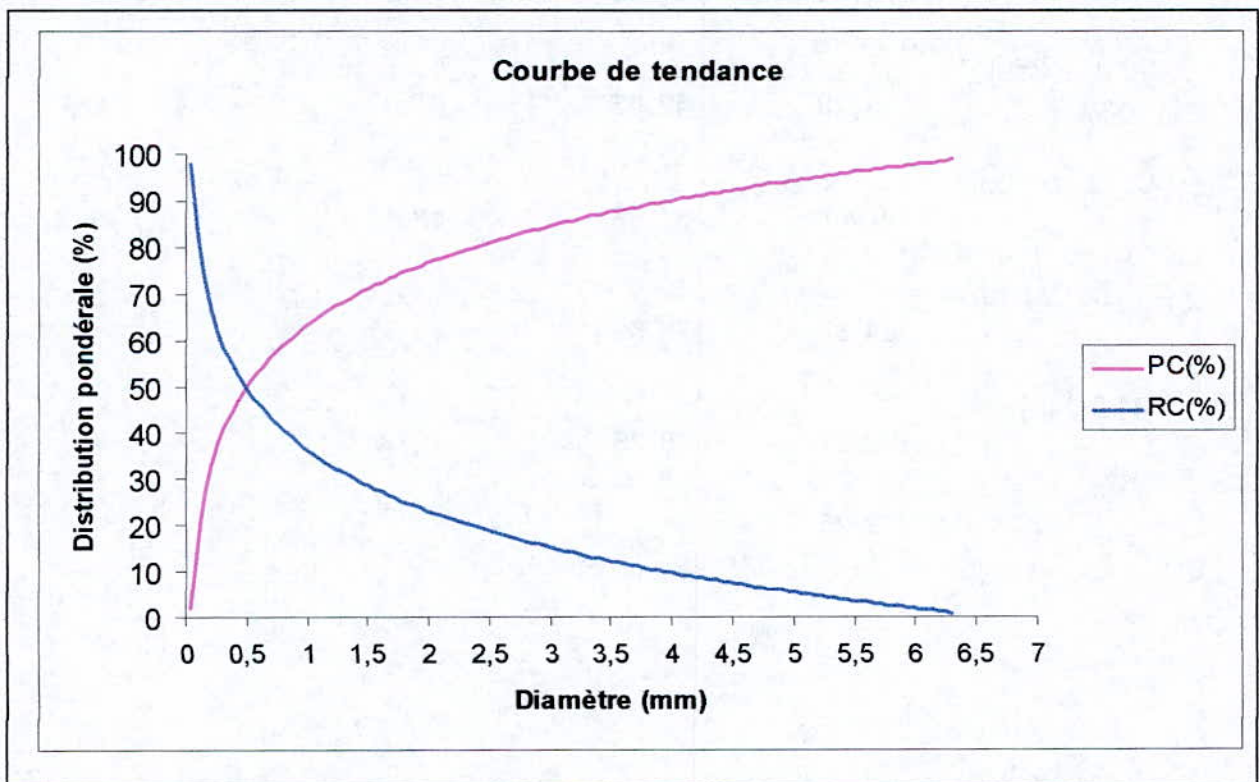
Résultats de l'analyse granulométrique illustré par les deux graphes n°02 et n° 03

Tranches (mm)	D(%)	D% / E0	R.C	P.C
[+6.3]	1,40	0,53	1,4	98,6
[-6.3+5]	0.82	0,31	2,22	97,78
[-5+4]	2.63	1,00	4,85	95,15
[-4+3.5]	5.14	1,95	9,99	90,01
[-3.5+2.5]	7.03	2,68	17,02	82,98
[-2.5+2]	6.7	2,55	23,72	76,28
[-2+1.7]	3.73	1,42	27,45	72,55
[-1.7+0.8]	19.43	7,39	46,88	53,12
[-0.8+0.4]	15.17	5,76	62,05	37,95
[-0.4+0.25]	6.52	2,48	68,57	31,43
[-0.25+0.106]	8.53	1,51	77,1	22,9
[-0.106+0.04]	9.75	1,72	86,85	13,15
[-0.04]	13.15	2,33	100	0
TV	100,00	31,63		

Graphe n° 02



Graphe n° 03



**Essai I<sub>b</sub>**

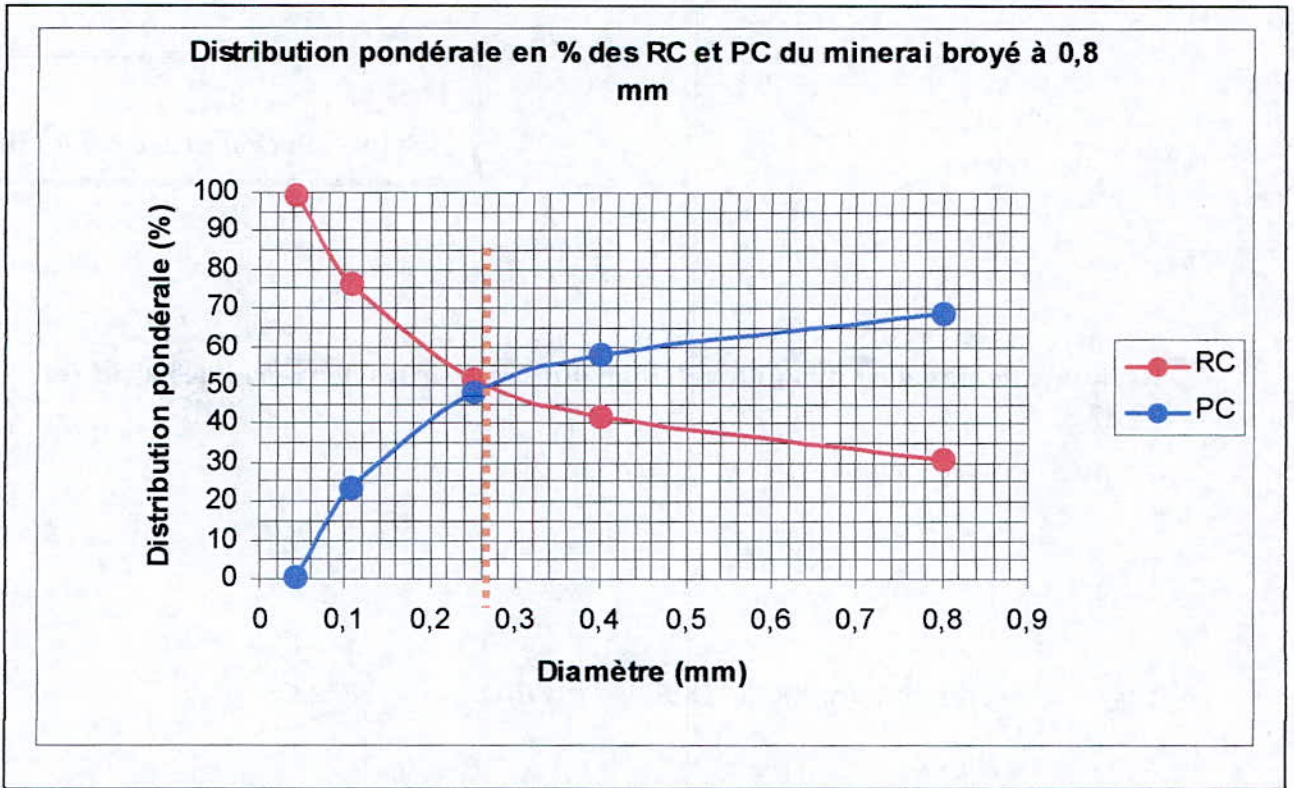
**Minerai concerné :**  
**échantillon(E<sub>0</sub>) broyé à 0.8 mm**

**Résultats de l'analyse granulométrique illustrés par les deux graphes n°04 et n°05**

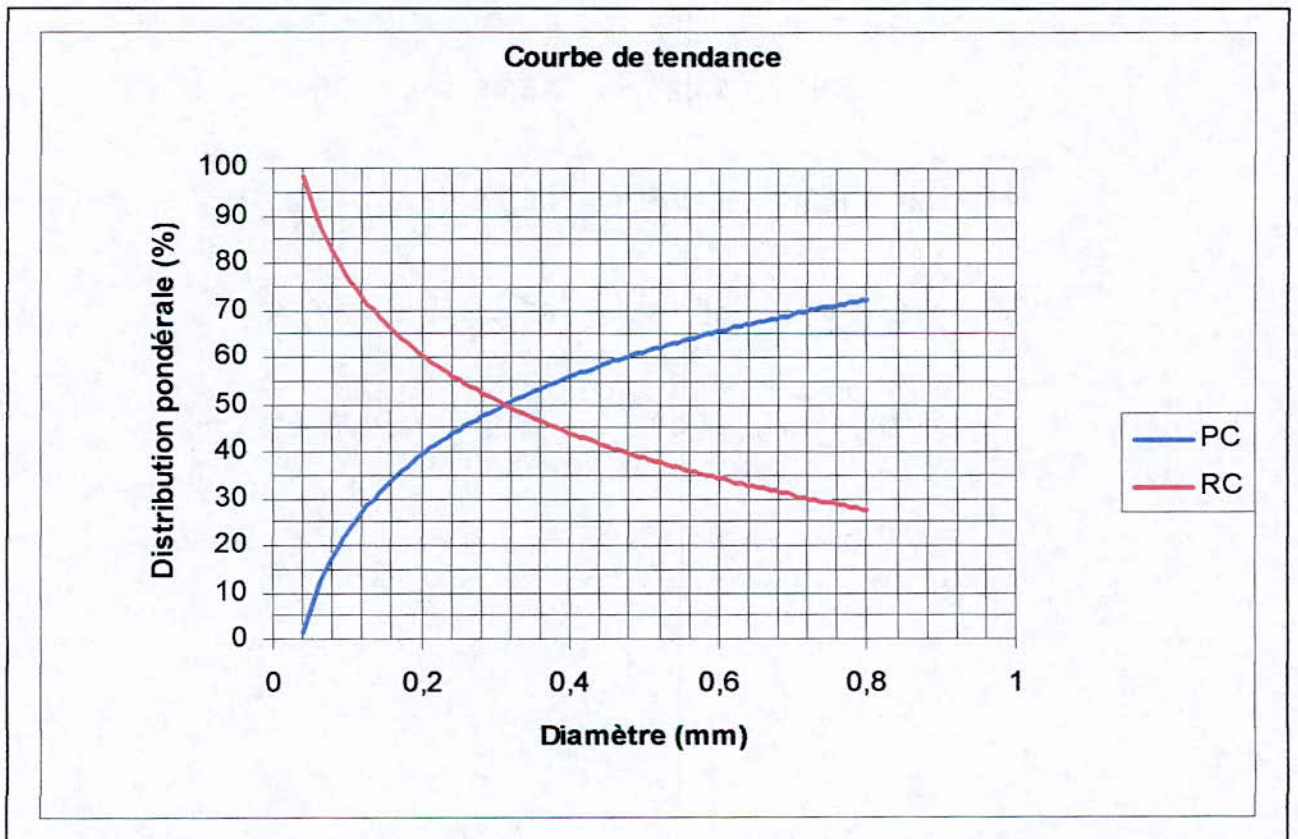
<b>Tranches (mm)</b>	<b>D %</b>	<b>RC</b>	<b>PC</b>
[+0.8]	<b>0,3</b>	<b>0,3</b>	<b>99,7</b>
[-0.8+0.4]	<b>30,48</b>	<b>30,78</b>	<b>69,22</b>
[-0.4+0.250]	<b>11,29</b>	<b>42,07</b>	<b>57,93</b>
[-0.250+0.106]	<b>9,79</b>	<b>51,86</b>	<b>48,14</b>
[-0.106+0.040]	<b>24,83</b>	<b>76,69</b>	<b>23,31</b>
[-0.040]	<b>22,57</b>	<b>99,26</b>	<b>0,74</b>
<b>TV</b>	<b>99,26</b>		



Graphe n° 04



Graphe n° 05

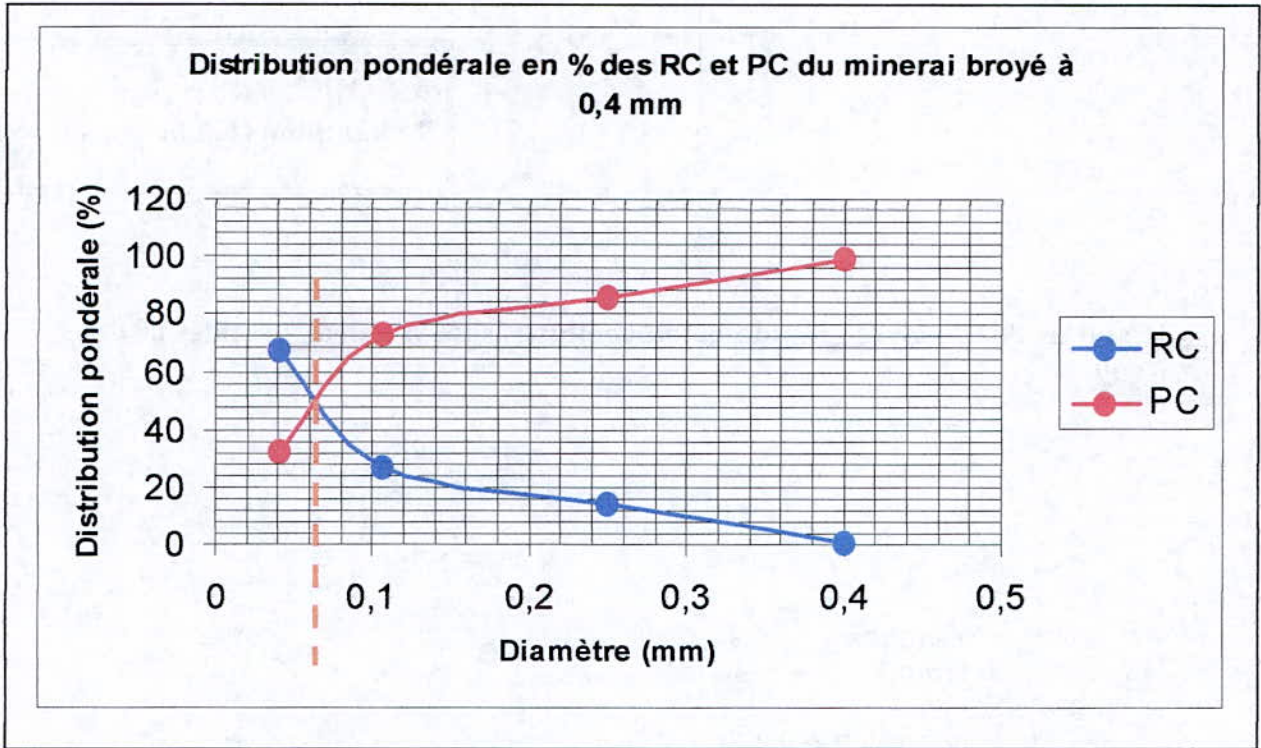


**Essai I<sub>C</sub>**Echantillon (E<sub>0</sub>) broyé à 0.4 mm

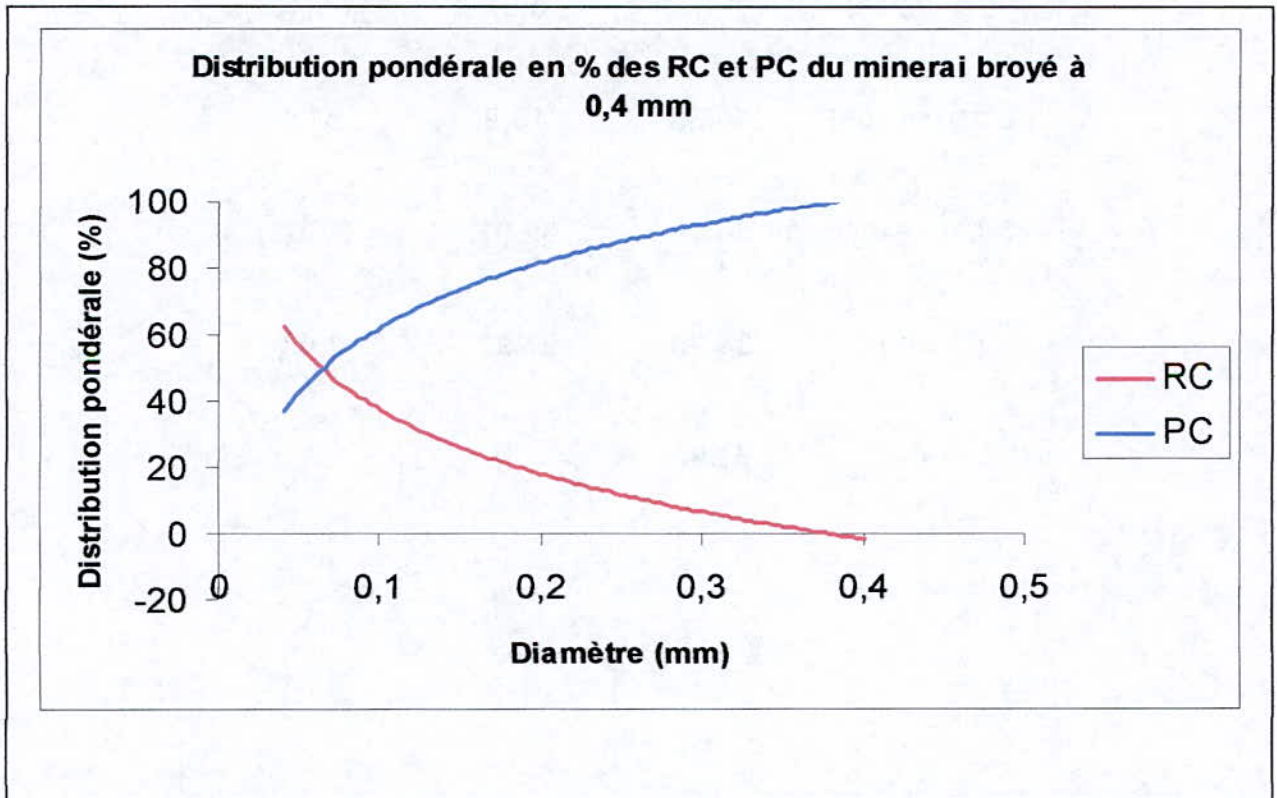
Résultats de l'analyse granulométrique illustrés par les deux graphes n° 06 et n° 07

Tranches(mm)	D %	R.C	P.C
[-0.8+0.4]	0,73	0,73	99,27
[-0.4+0.250]	13,26	13,99	86,01
[-0.250+0.106]	12,76	26,75	73,25
[-0.106+0.04]	40,66	67,41	32,59
[-0.04]	31,39	98,8	1,2
TV	98,8		

Graphe n° 06



Graphe n° 07

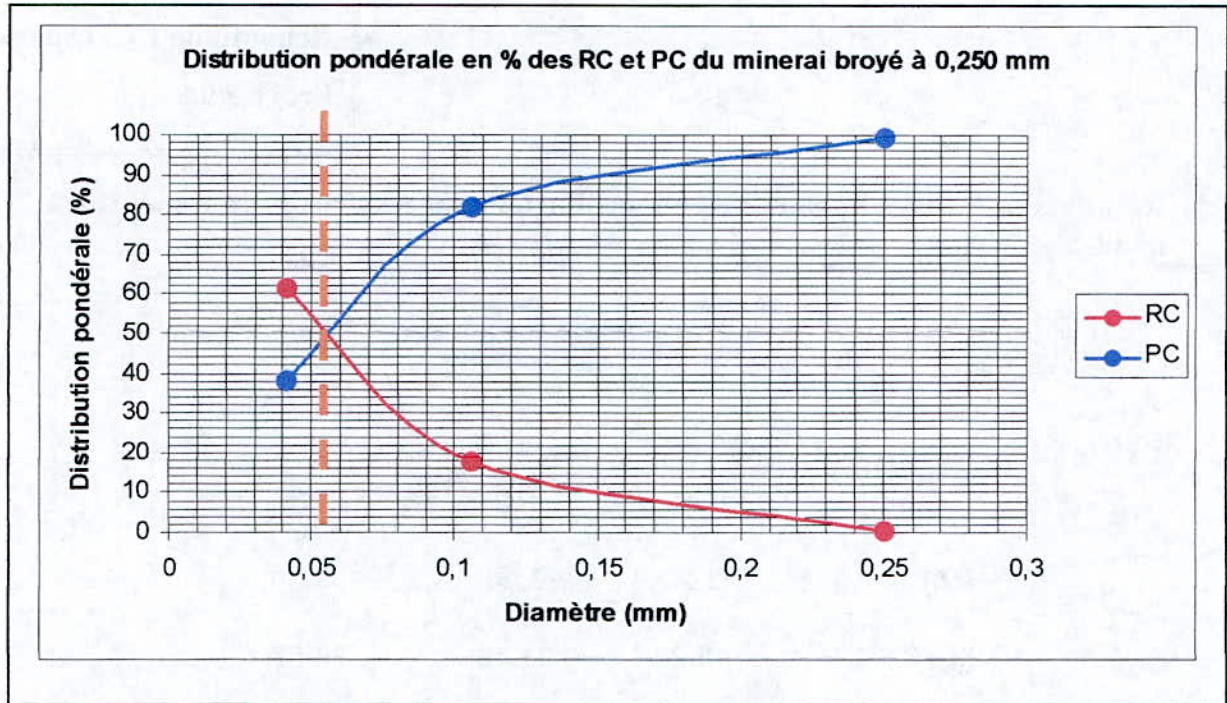


**Essai I<sub>d</sub>**Echantillon (E<sub>0</sub>) broyé à 0.250 mm

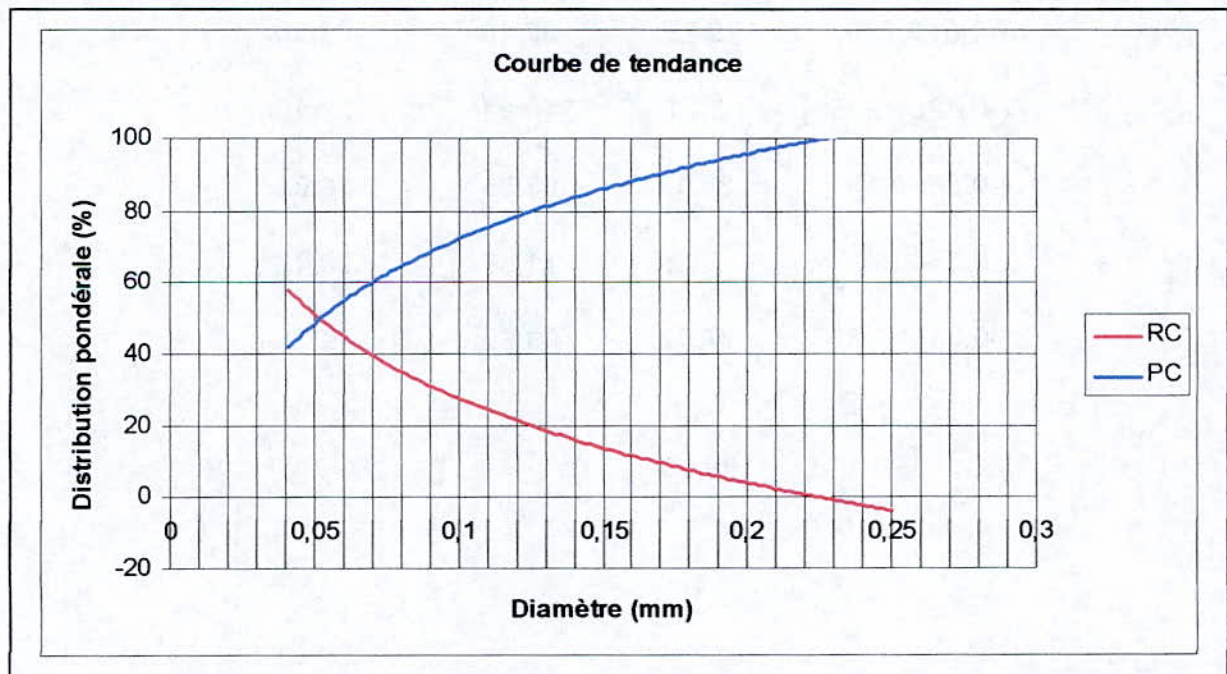
Résultats de l'analyse granulométrique illustrés par les deux graphes n° 08 et n° 09

Tranches (mm)	D %	RC	PC
[-0.4+0.250]	0,57	0.57	99.43
[-0.250+0.106]	18.33	18.9	81.1
[-0.106+40]	44.08	62.97	37.03
[-0.040]	34,99	97.97	2.03
TV	97.97		

Graphe n° 08



Graphe n° 09



**Essai II**

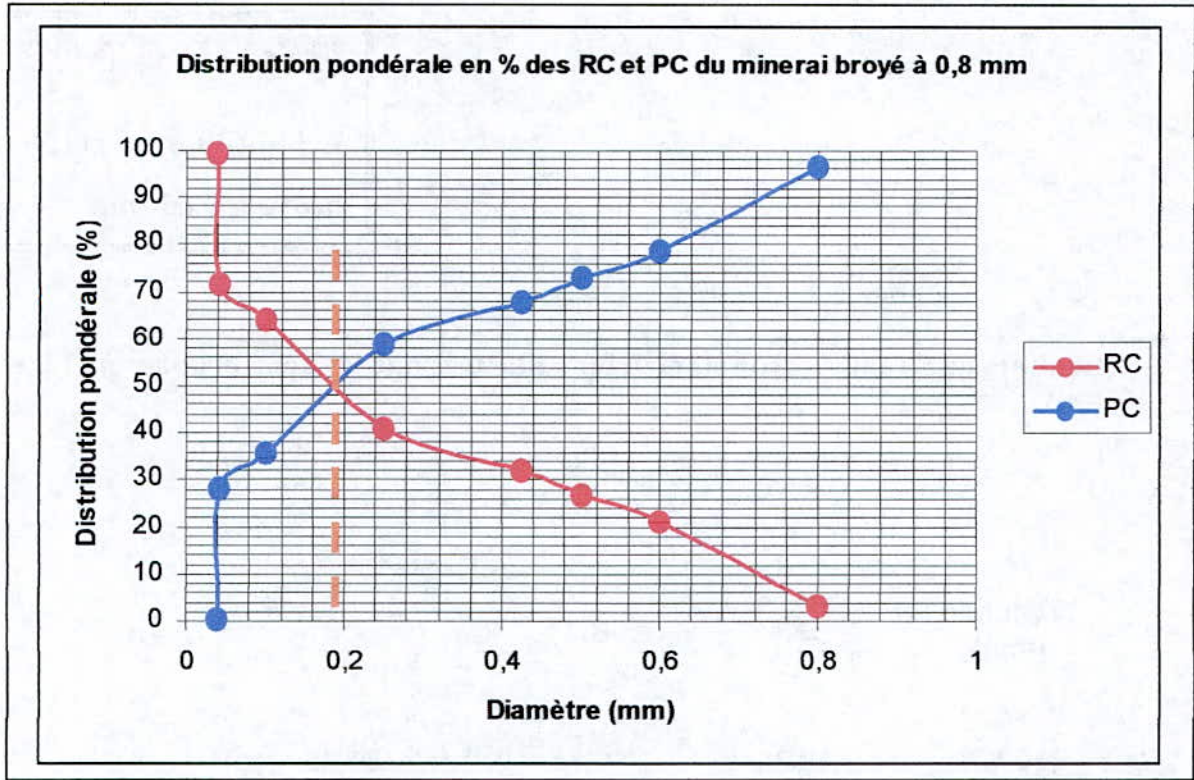
Echantillon (b) (150 mm)

broyé à 0.8 mm

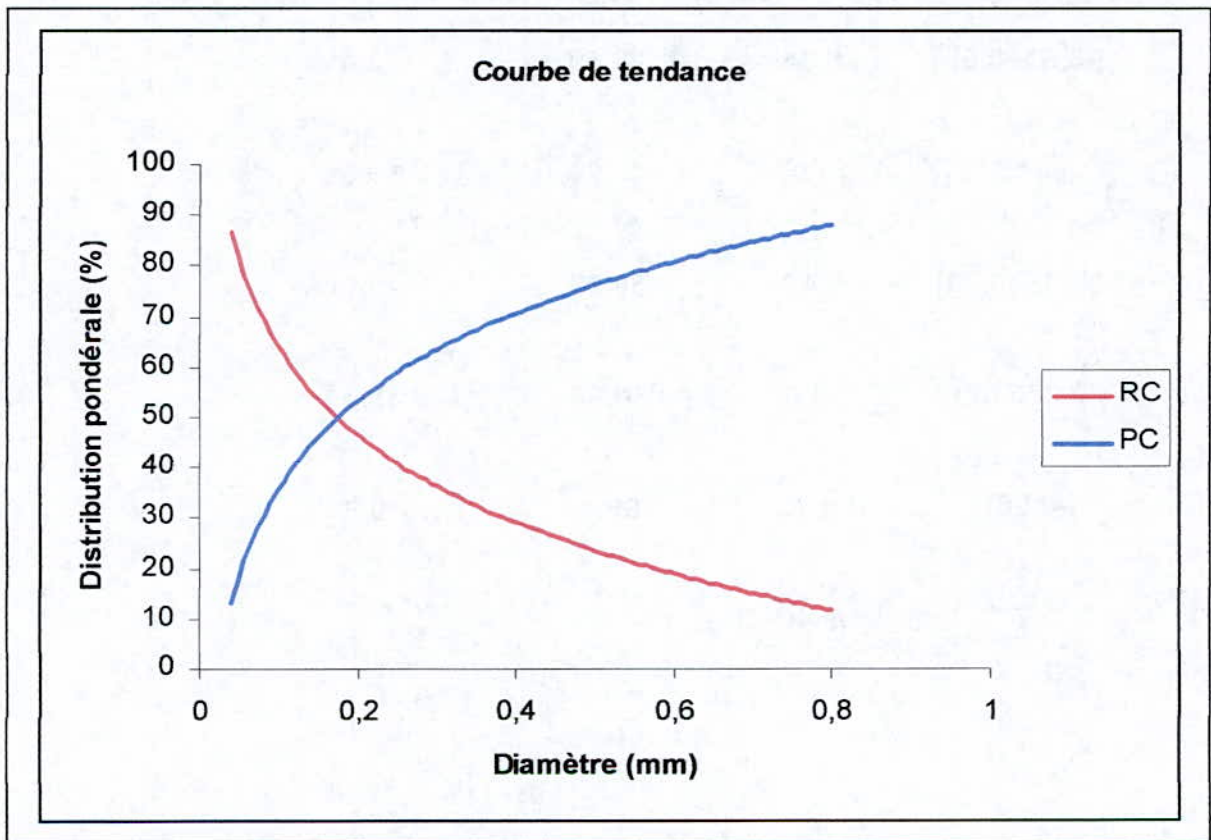
Résultats de l'analyse granulométrique illustrés par les deux graphes n° 10 et n° 11

Tranches (mm)	D%	RC	PC
[+0.8]	3.20	3.20	96.80
[-0.8+0.6]	18.23	21.43	78.57
[-0.6+0.5]	5.42	26.85	73.15
[-0.5+0.425]	5.25	32.10	67.90
[-0.425+0.250]	8.71	40.81	59.19
[-0.25+0.1]	23.15	63.96	36.04
[-0.1+0.04]	7.92	71.88	28.12
[-0.04]	27.42	99.30	0.70
TV	99.30		

Graphe n° 10



Graphe n° 11



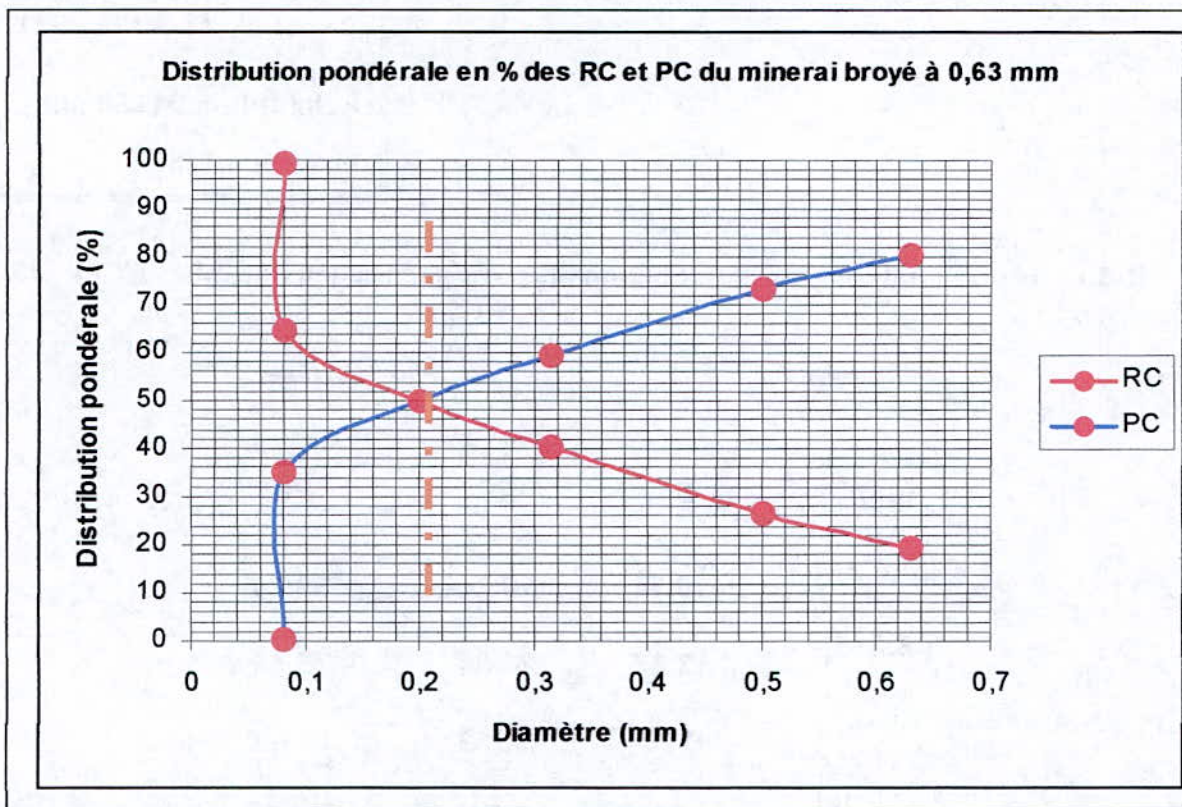
**Essai III (ENOF) :****Echantillon (C) (150 mm)****broyé à 0.63 mm**

Résultats de l'analyse granulométrique illustrés par les deux graphes n° 12 et n° 13

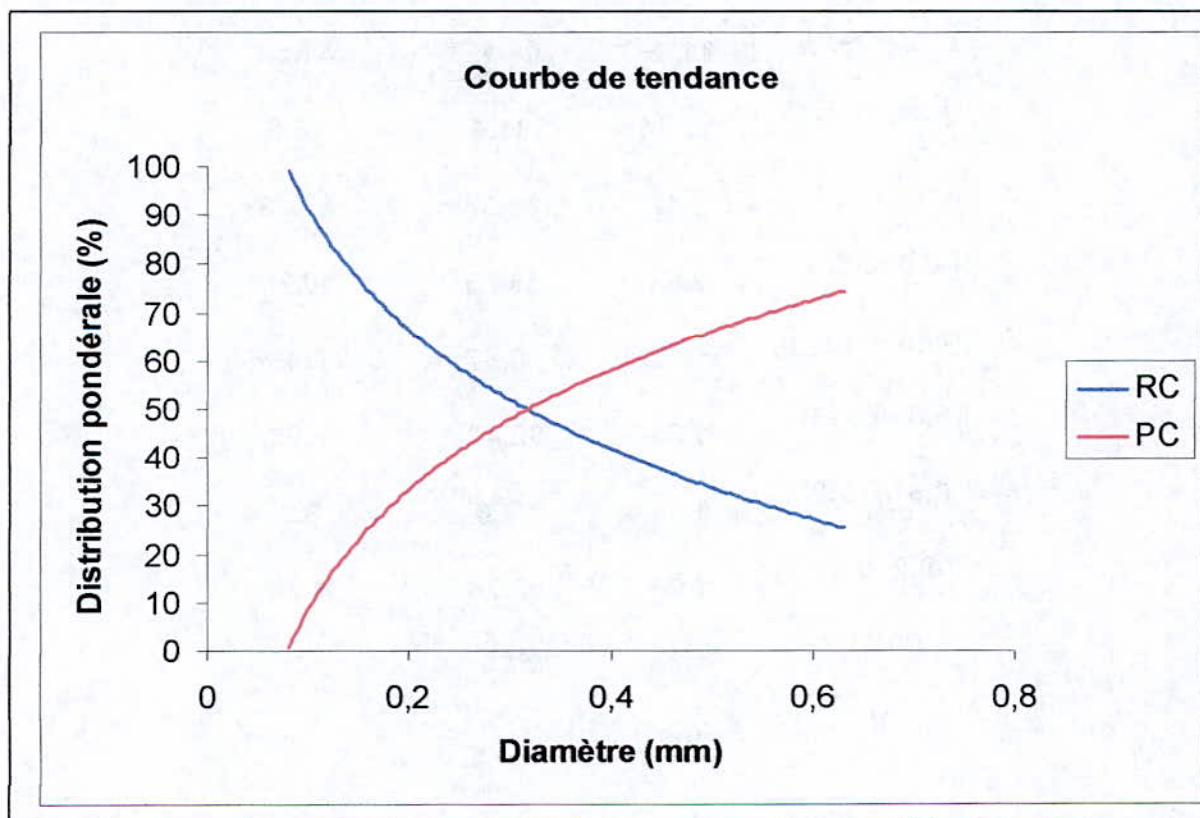
Tranches (mm)	D%	RC	PC
[+0.63]	19.75	19.75	80.25
[-0.63+0.5]	6.84	26.59	73.41
[-0.5+0.315]	14.07	40.66	59.34
[-0.315+0.20]	9.42	50.08	49.92
[-0.2+0.08]	14.6	64.68	35.32
[-0.08]	34.72	99.4	0.6
TV	99.40		



Graphe n° 12



Graphe n° 13



**Essai IV (ENP 2002)**

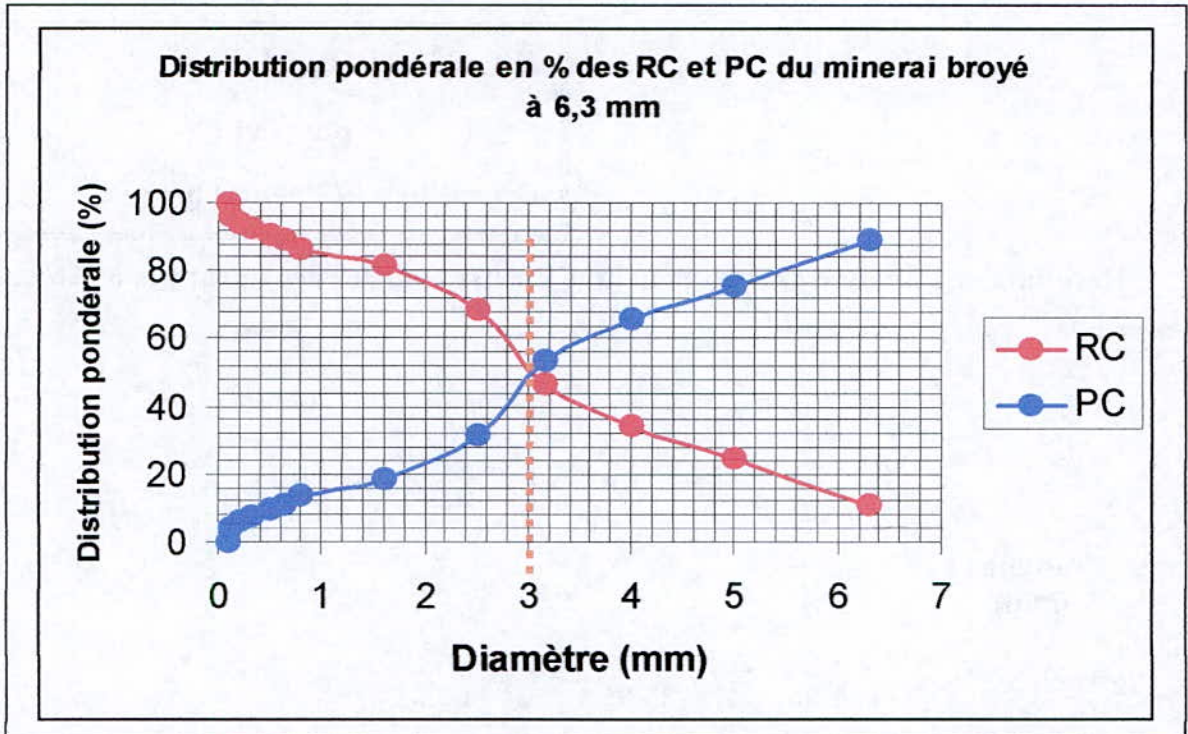
Echantillon d (150 mm)

broyé à 6.3 mm

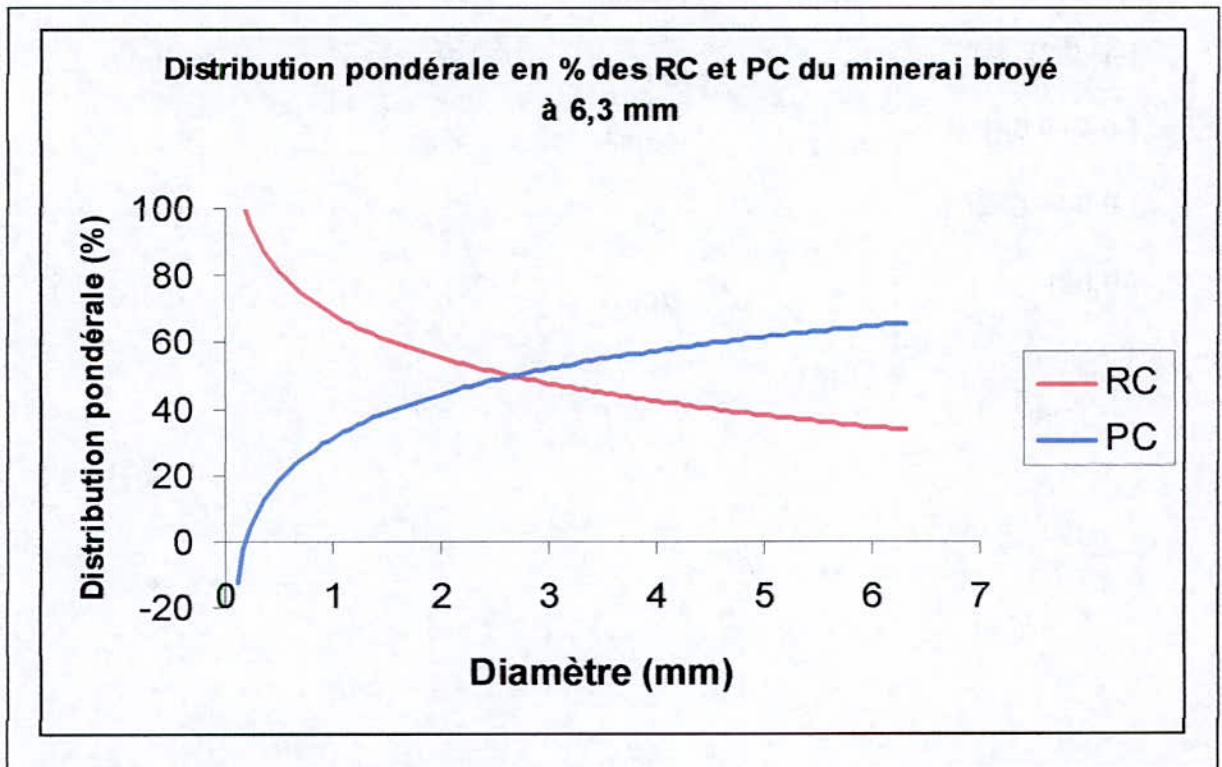
Résultats de l'analyse granulométrique illustrés par les deux graphes n° 14 et n° 15

Tranches (mm)	D%	RC	PC
[+6.3]	10.74	10.74	89.26
[-6.3+5]	13.82	24.56	75.44
[-5+4]	9.76	34.32	65.68
[-4+3.15]	12.38	46.7	53.3
[-3.15+2.5]	21.46	68.16	31.84
[-2.5+1.6]	13.24	81.4	18.6
[-1.6+0.8]	5.17	86.57	13.43
[-0.8+0.63]	2.68	89.25	10.75
[-0.63+0.5]	1.32	90.57	9.43
[-0.5+0.315]	1.85	92.42	7.58
[-0.315+0.2]	1.38	93.8	6.2
[-0.2+0.1]	1.96	95.76	4.24
[-0.1]	4.24	100	0
TV	100		

Graphe n° 14



Graphe n° 15



**Essai  $V_a$  (BRGM 1997)**

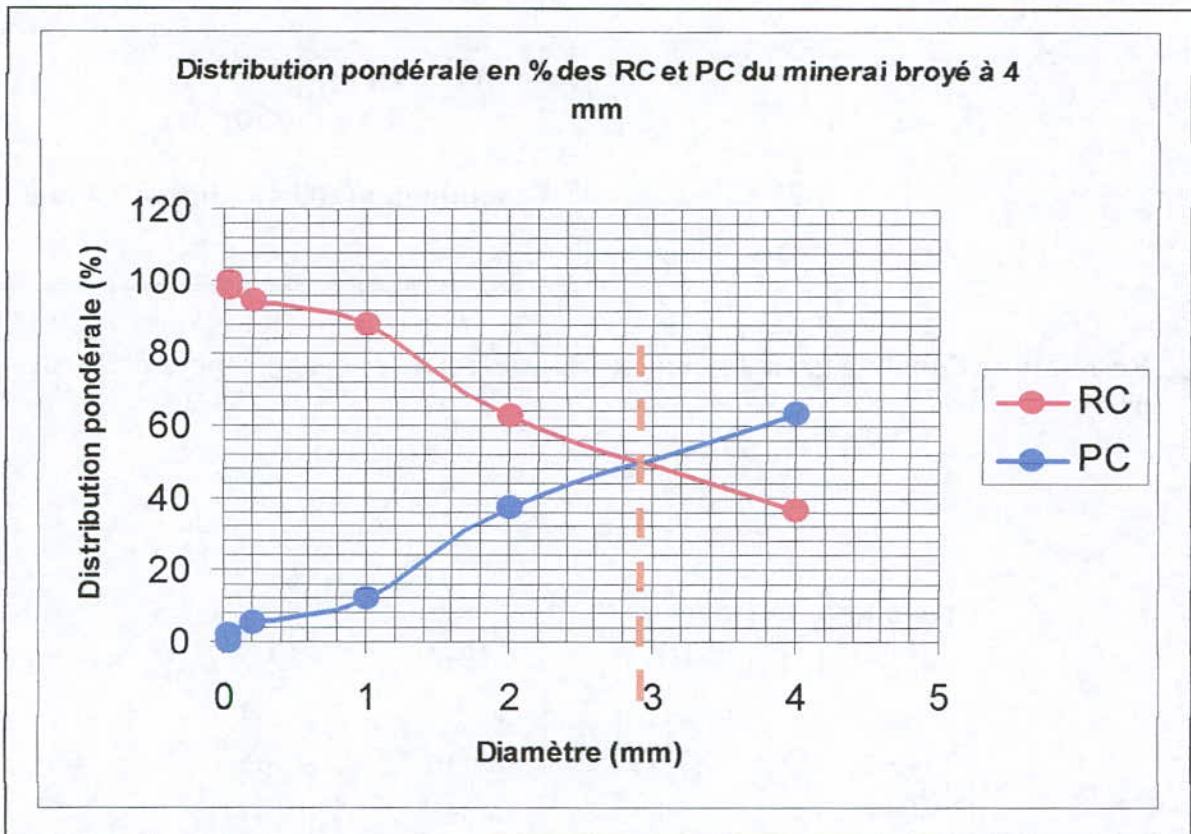
**(voie sèche).**

**Echantillon E(200mm) broyé à 4**

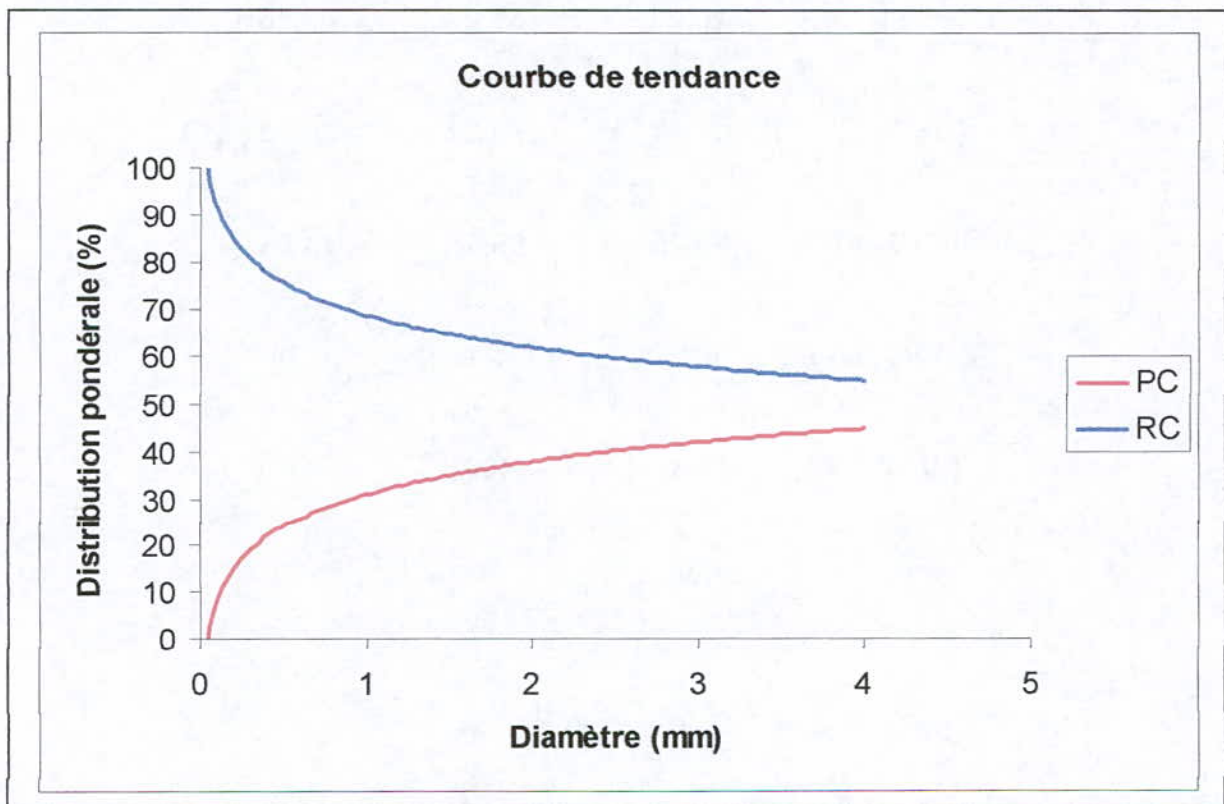
Résultats de l'analyse granulométrique illustrés par les deux graphes n° 16 et n° 17

Tranches (mm)	D%	RC	PC
[-4+2]	36.95	36.95	63.05
[-2+1]	25.65	62.6	37.4
[-1+0.2]	25.18	87.78	12.22
[-0.2+0.04]	6.82	94.6	5.4
[-0.04+0.02]	3.4	98	2
[-0.02]	2	100	0
TV	100		

Graphe n° 16



Graphe n° 17



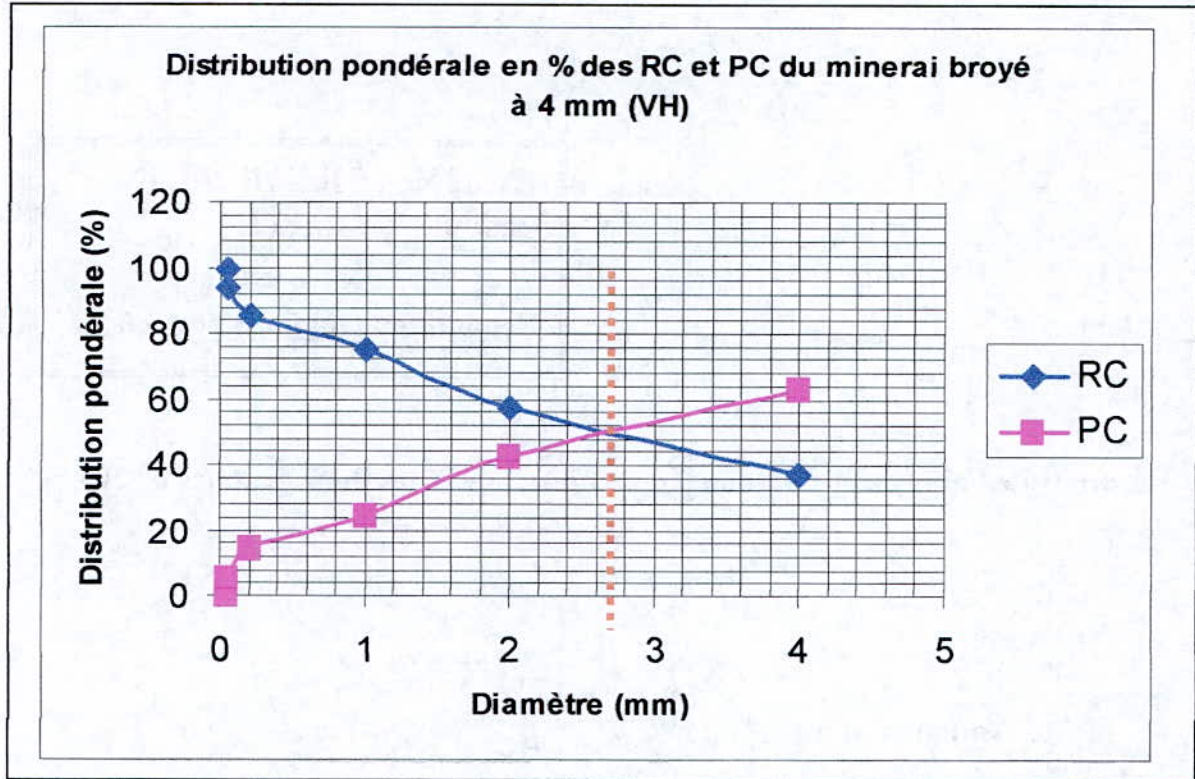
**Essai  $V_b$  (BRGM 1997)**  
**( voie humide ) :**

**Echantillon F(200mm) broyé à 4 mm**

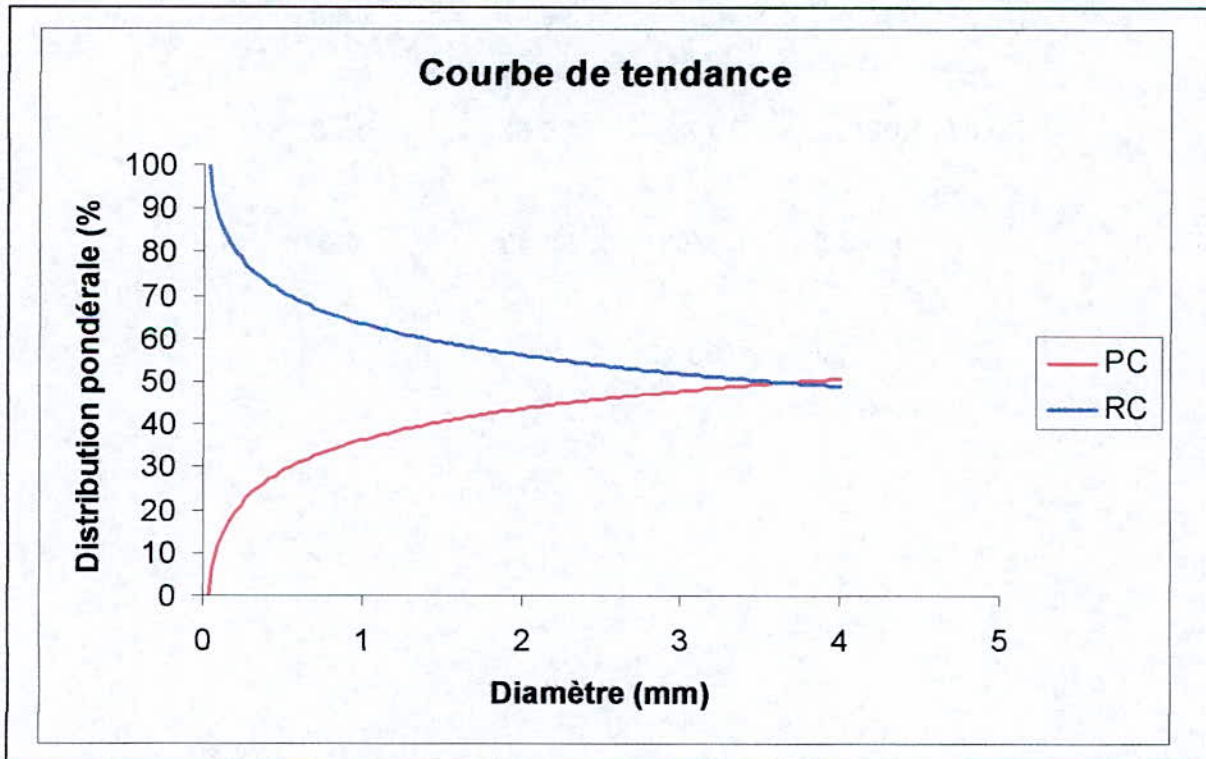
**Résultats de l'analyse granulométrique illustrés par les deux graphes n° 18 et n° 19**

Tranches (mm)	D%	RC	PC
[-4+2]	37.15	37.15	62.85
[-2+1]	20.09	57.24	42.76
[-1+0.2]	17.98	75.22	24.78
[-0.2+0.04]	10.25	85.47	14.53
[-0.04+0.02]	8.73	94.12	5.18
[-0.02]	5.8	100	0
TV	100		

Graphe n° 18



Graphe n° 19



**Essai  $V_c$  (BRGM 1997)**  
**(schéma proposé):**

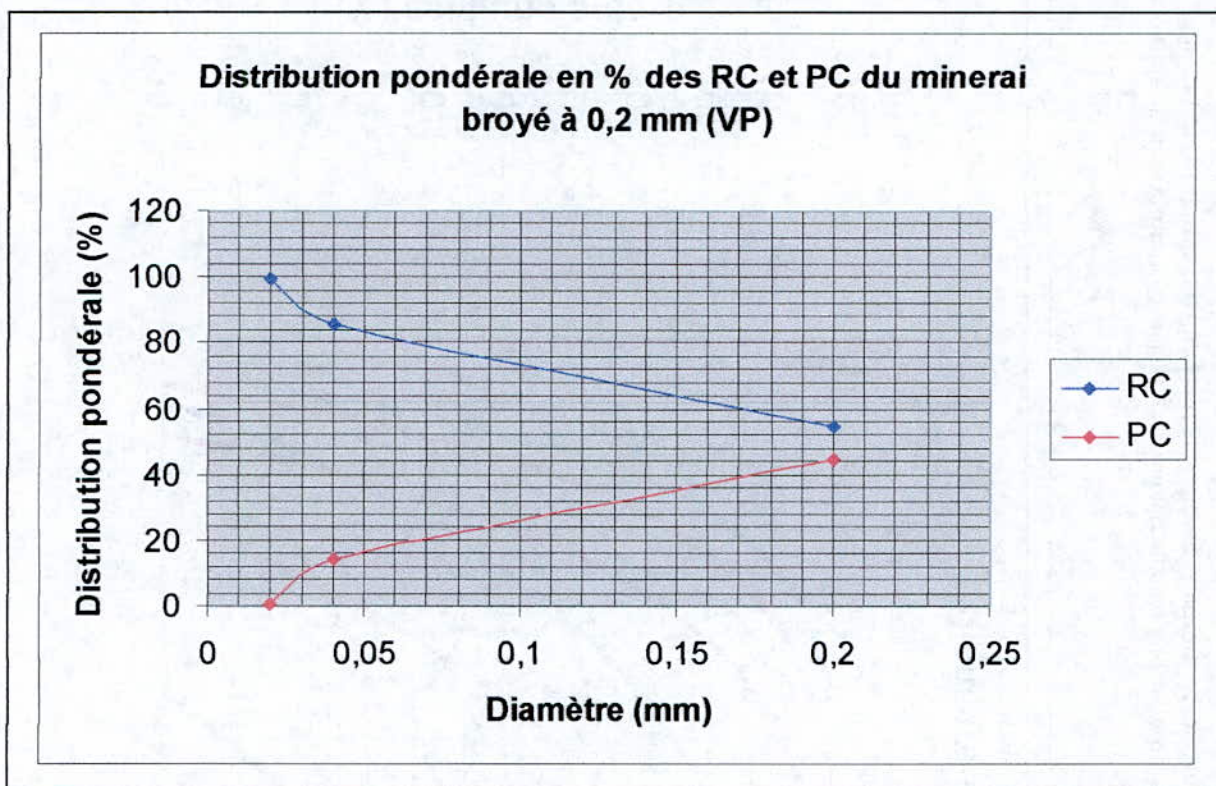
**Echantillon G(4 mm) broyé à 0.2**

**Résultats de l'analyse granulométrique illustrés par les deux graphes n° 20 et n° 21**

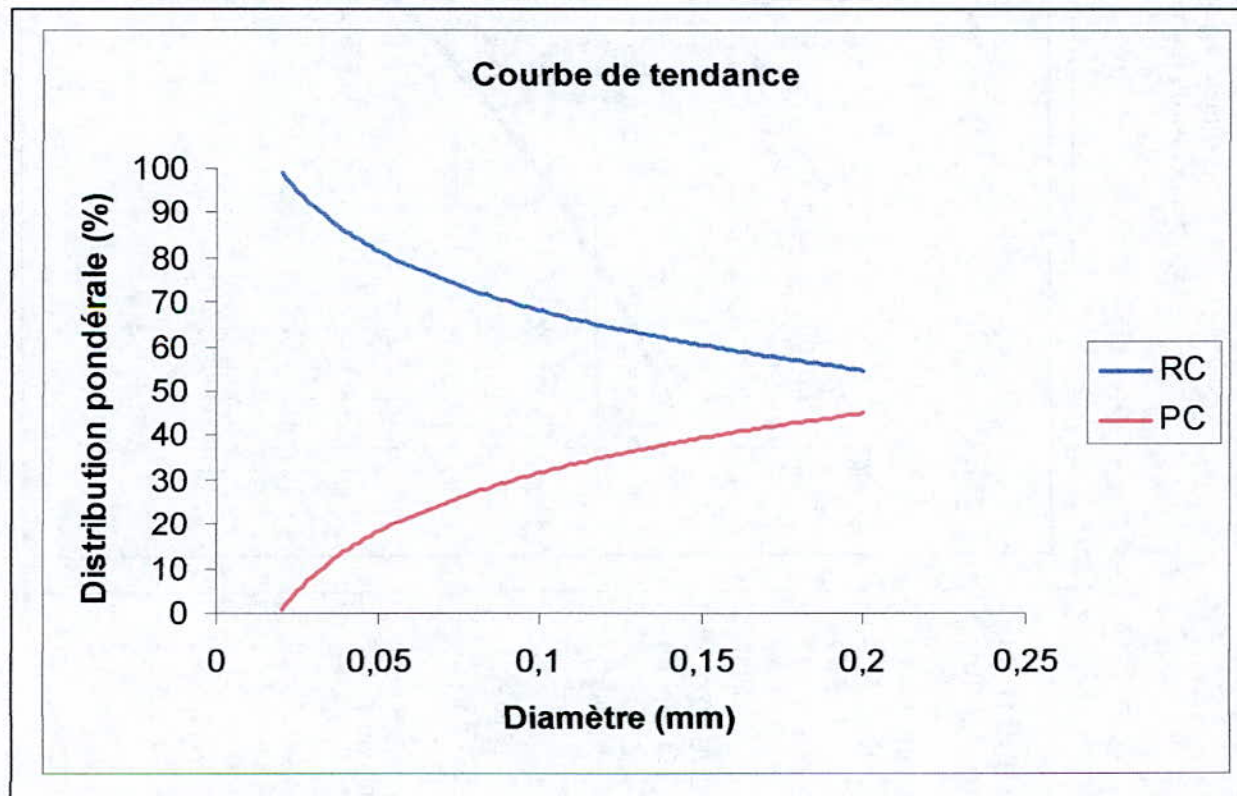
Tanches (mm)	D%	RC	PC
[-0.2+0.04]	54.97	54.97	45.03
[-0.04+0.02]	30.7	85.67	14.33
[-0.02]	13.76	99.43	0.57
TV	99.43		



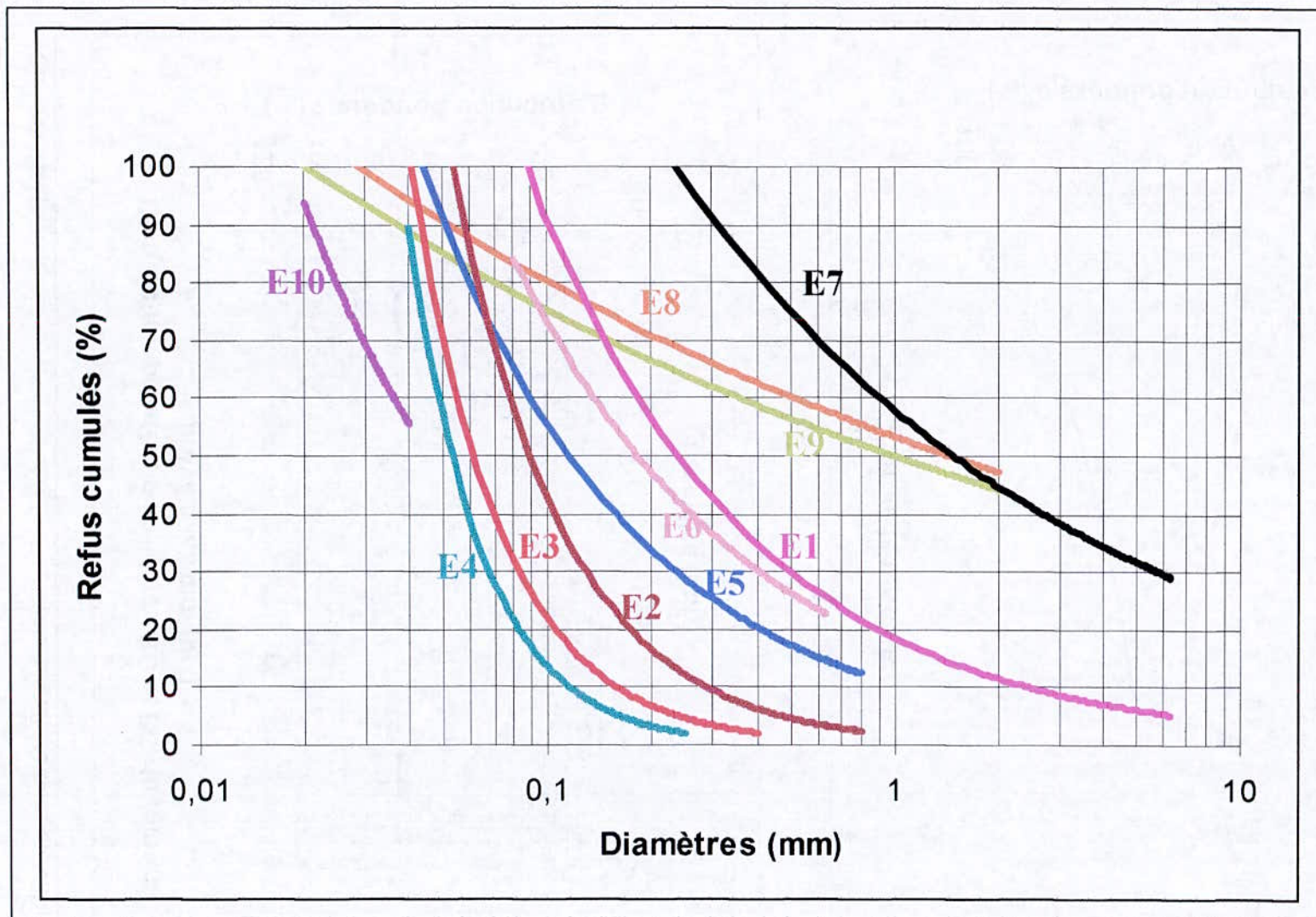
Graphe n° 20



Graphe n° 21



Graphe n° : 22



E1 : Tv (250-200) mm broyé à mm ( Essai I)

E2 : Tv 6.3 mm broyé à 0.8 mm ( Essai Ia)

E3 : Tv 0.8 mm broyé à 0.4 mm ( Essai Ib)

E4 : Tv 0.4 mm broyé à 0.25 mm ( Essai Ic)

E5 : Tv 150 mm broyé à 0.8 mm ( Essai II)

E6 : Tv 150 mm broyé à 0.63 mm ( Essai ENOF 1974)

E7 : Tv 150 mm broyé à 6.3 mm ( Essai ENP 2002)

E8 : Tv 200 mm broyé à 4 mm ( Essai BRGM 1997 VS)

E9 : Tv 200 mm broyé à 4 mm ( Essai BRGM 1997 VH)

E10 : Tv 200 mm broyé à 0.2 mm (Essai BRGM 1997 VP)

Comparaisons des résultats d'analyse granulométrique du feldspath broyé à différents niveaux et réalisés par différents laboratoires et à différentes conditions (Courbes de tendance des Refus cumulés).

**Commentaire du graphe n° 22:**

- L'examen des courbes montrent que plus le broyage est poussé vers les basses tailles granulométriques, plus les courbes se déplacent vers la gauche (vers les fines).
- Les intersections des paires de courbes correspondent à la production de la même quantité de refus à la même taille granulométrique.
- La comparaison des points de rencontre des courbes, correspondant aux deux variantes de broyage (ménagé et direct) appliquées dans l'obtention des tranches granulométriques [-0.8] mm, montre que pour des dimensions inférieures à 0.066 mm, il se produit plus de refus dans le cas du broyage ménagé et moins de refus pour les tailles supérieures à 0.066 mm, ce qui se traduit dans ce dernier cas par une production de fines plus faible. Le surbroyage a été évité.
- Ces différentes courbes sont données séparément en **annexe n°2** en graphe logarithmique

## 2-10 Commentaire sur les résultats d'analyse granulométrique des différents essais :

L'examen des graphes relatifs aux essais mécaniques et analyses granulométriques de l'échantillon, incluant le recyclage des refus de chaque broyage / tamisage à [0.8] mm (**Fig. n°02 à 11**) montre que le point de rencontre des graphes, refus cumulés et passants cumulés correspondant au partage à 50% de passants et 50% de refus, se déplace bien régulièrement vers les particules fines.

Pour l'essai ENOF portant sur le broyage du minerai de taille [150] mm, utilisant un broyage dans un broyeur à mâchoires avec recyclage des supérieures à [0.63] mm, le point de rencontre des deux courbes se déplace à droite par rapport au point correspondant au broyage de la tranche [-0.8 + 0.4] mm à [0.4] mm et [-0.4+0.250] mm à [0.25]mm.

Le même point correspondant à l'essai BRGM, broyant un minerai de taille [4] mm à [0.2] mm se déplace aussi vers les fines et se place juste après le cas du broyage à 0.8 mm du minerai de taille [6.3] mm.

Les essais BRGM montrent un déplacement du point cité plus haut, moins vers les fines que ceux cités en haut notamment dans le broyage des échantillons de [200]mm à [4]mm (voie sèche et voie humide) ainsi que pour le cas du broyage du feldspath de [4] mm à [0.2] mm, dans ce dernier cas le point d'intersection des courbes est obtenue après extrapolation de ces dernières. Nous sommes en présence d'un cas où il n'existe pas de taille granulométrique qui donne 50% de passants et 50 % de refus.

**2-11 Comparaison des taux de production des fines particules  
obtenues dans les conditions de broyage et des niveaux de  
broyage différents réalisés dans différents laboratoires**

**211-1 Sens de déplacement points de rencontre des courbes  
passants cumulés et refus cumulés donnant 50 % des PC et 50  
% des RC, en fonction du niveau de broyage**

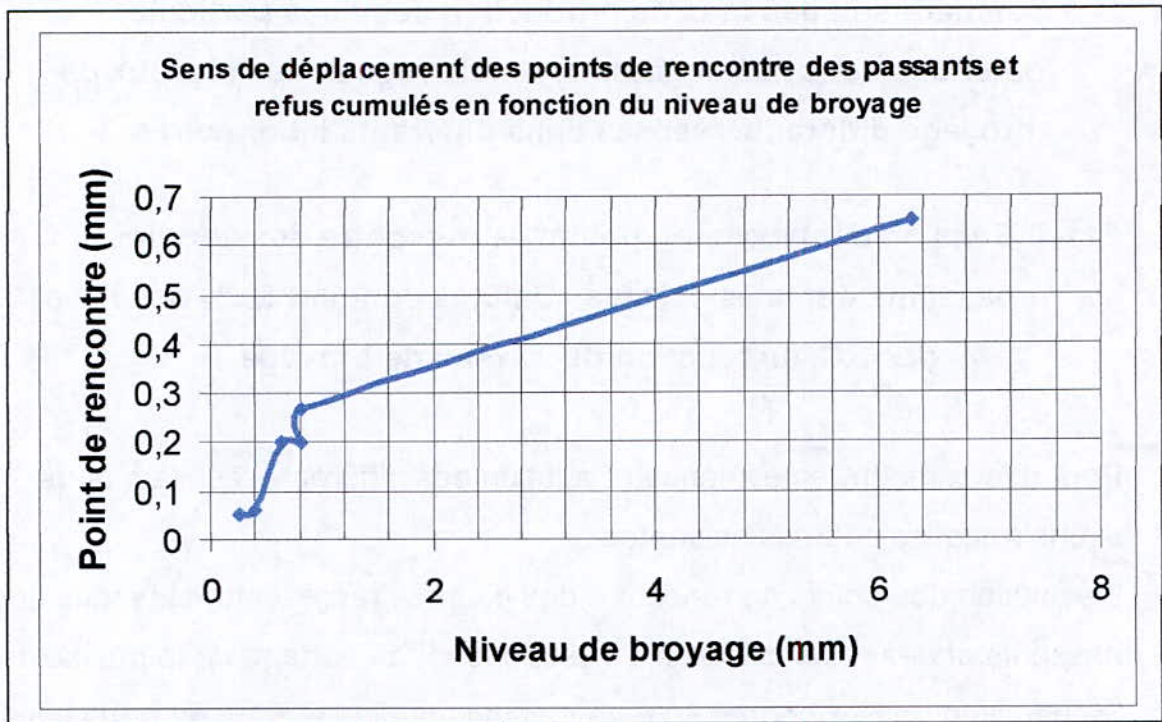
Pour mieux mettre en évidence l'évolution des différents résultats nous  
avons tracé les courbes suivantes :

L'évolution des points de rencontre des courbes représentant les taux des  
passants et des refus cumulés, correspondant au partage de la masse de  
l'échantillon traité, donnant 50% de passant cumulé et 50% de refus cumulé  
en fonction du niveau de broyage.

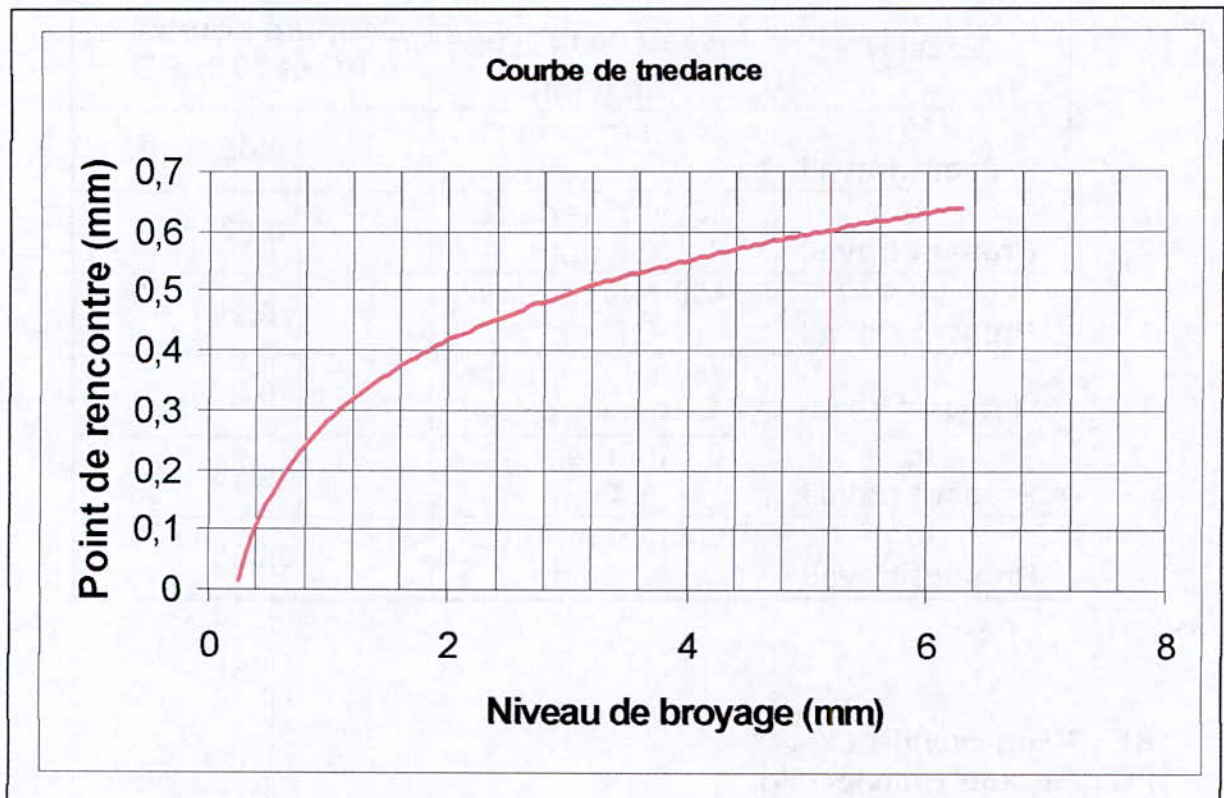
Essai N°	Niveau de broyage En (mm)	Coupure pour 50% RC et 50 % PC
Ie Présent travail	250 mm réduit à 6.3 mm	0.65
Ib Présent travail	250 mm réduit à 0.8 mm	0.27
II Présent travail	150 mm réduit à 0.8 mm	0.2
III (ENOF 1974)	150 mm réduit à 0.63 mm	0.2
Ic Présent travail	0.8 mm réduit à 0.4 mm	0.065
Id Présent travail	0.4 mm réduit à 0.25 mm	0.055

RC : Refus cumulés (%).  
PC : Passants cumulés (%).

Graphe n° : 23



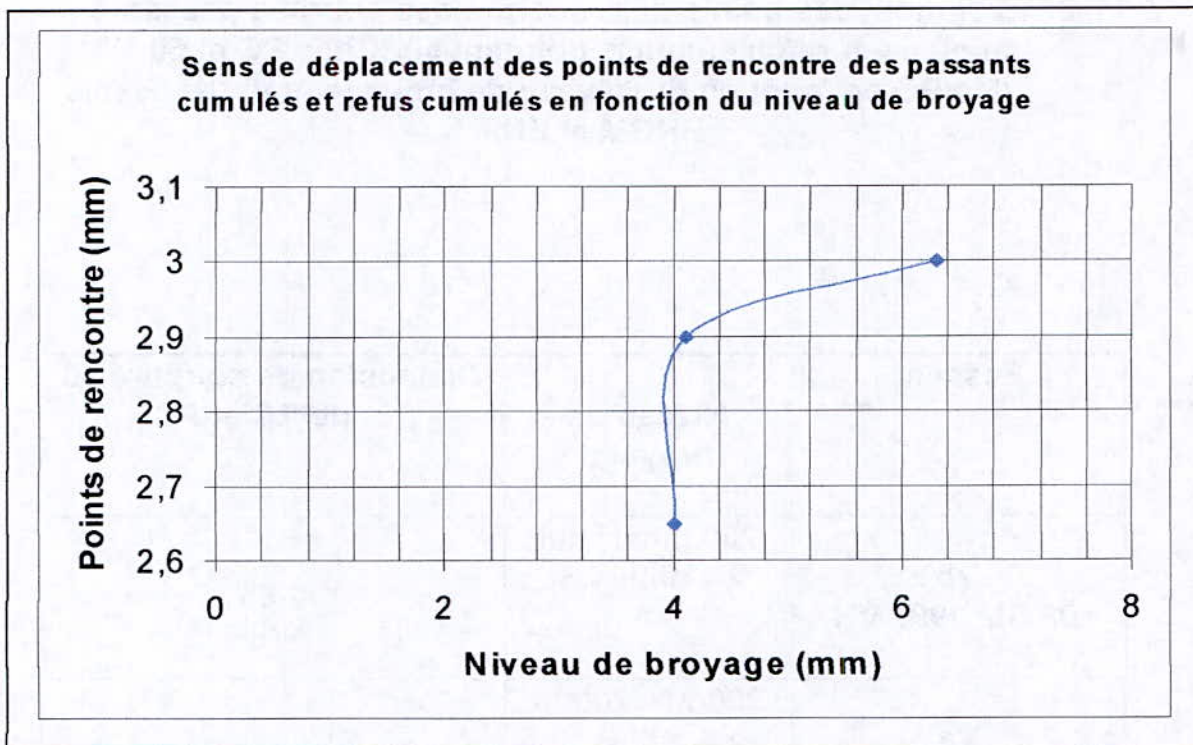
Graphe n° : 24



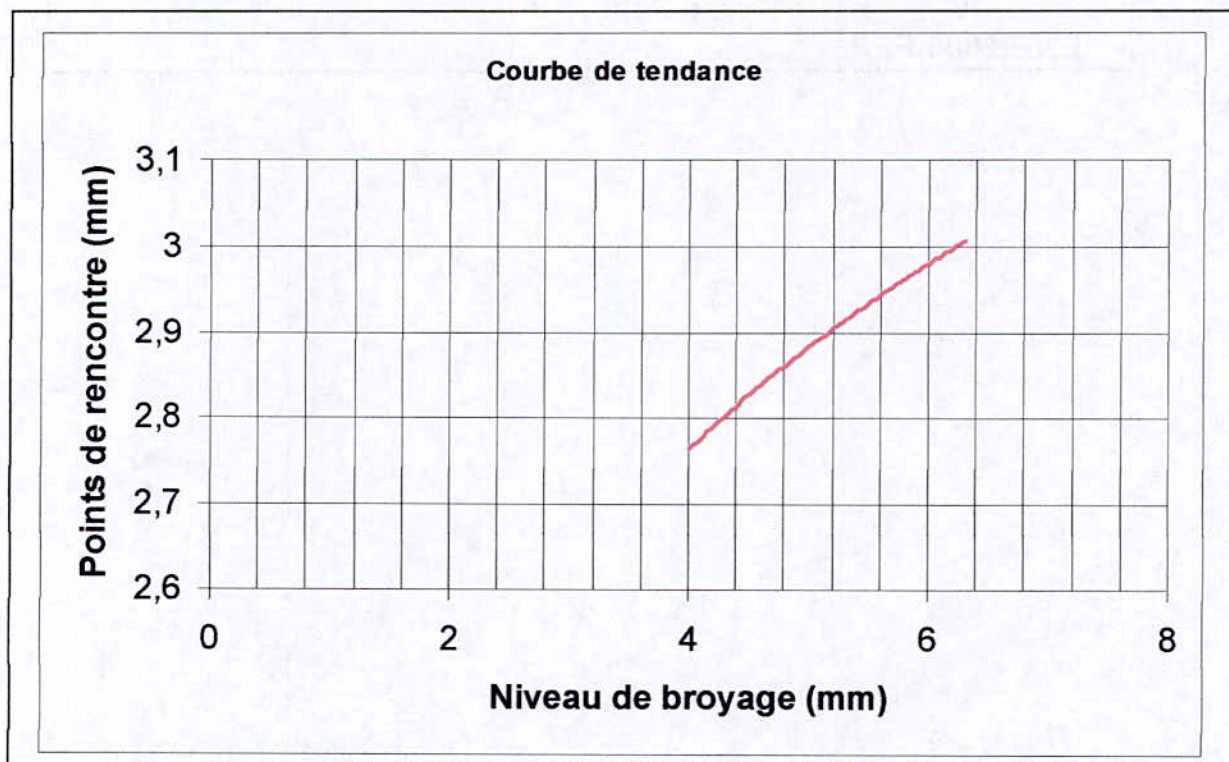
**2-11-2 Evolution des points de rencontre des courbes passants cumulés et refus cumulés donnant 50 % des PC et 50 % des RC en fonction du niveau de broyage pour les essais BRGM et ENP**

Essai n°	Niveau de broyage	Dimension de coupure 50 % de RC et PC
Vb BRGM 1997 VH	200 mm réduit à 4 mm (VH)	2,65
Va BRGM 1997 VS	200 mm réduit à 4 mm (VS)	2.9
IV ENP 2003 PFE	150 mm réduit à 6.3 mm	3

Graphe n° : 25



Graphe n° : 26

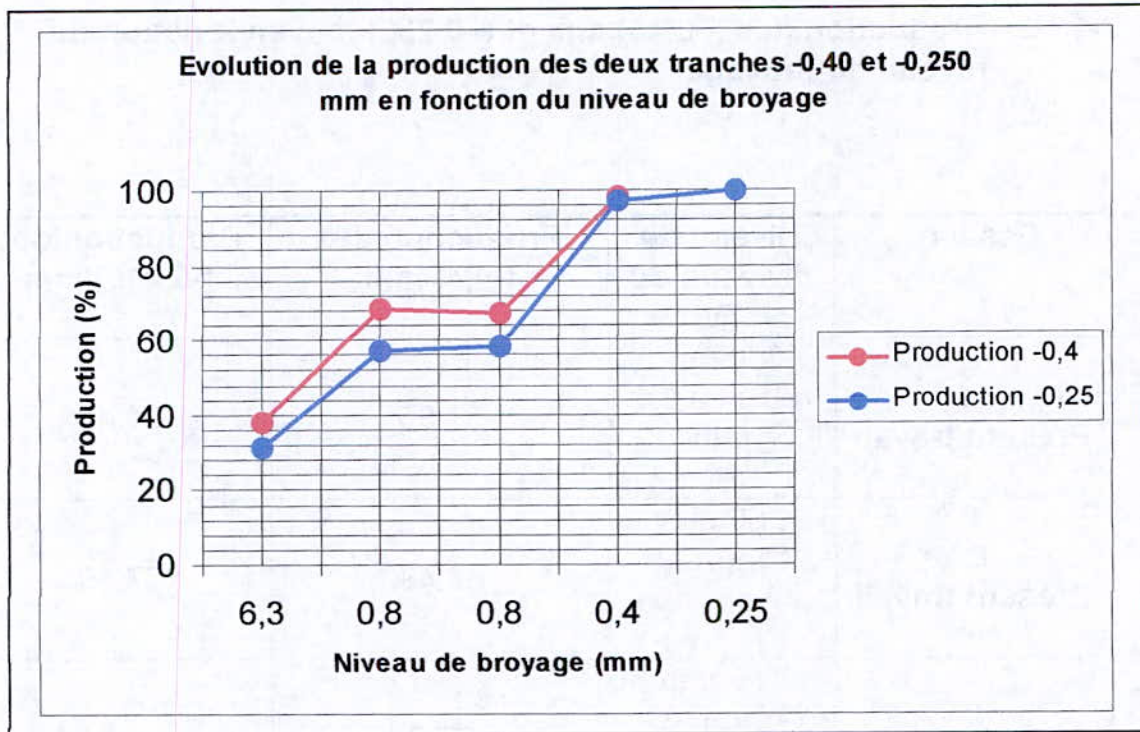




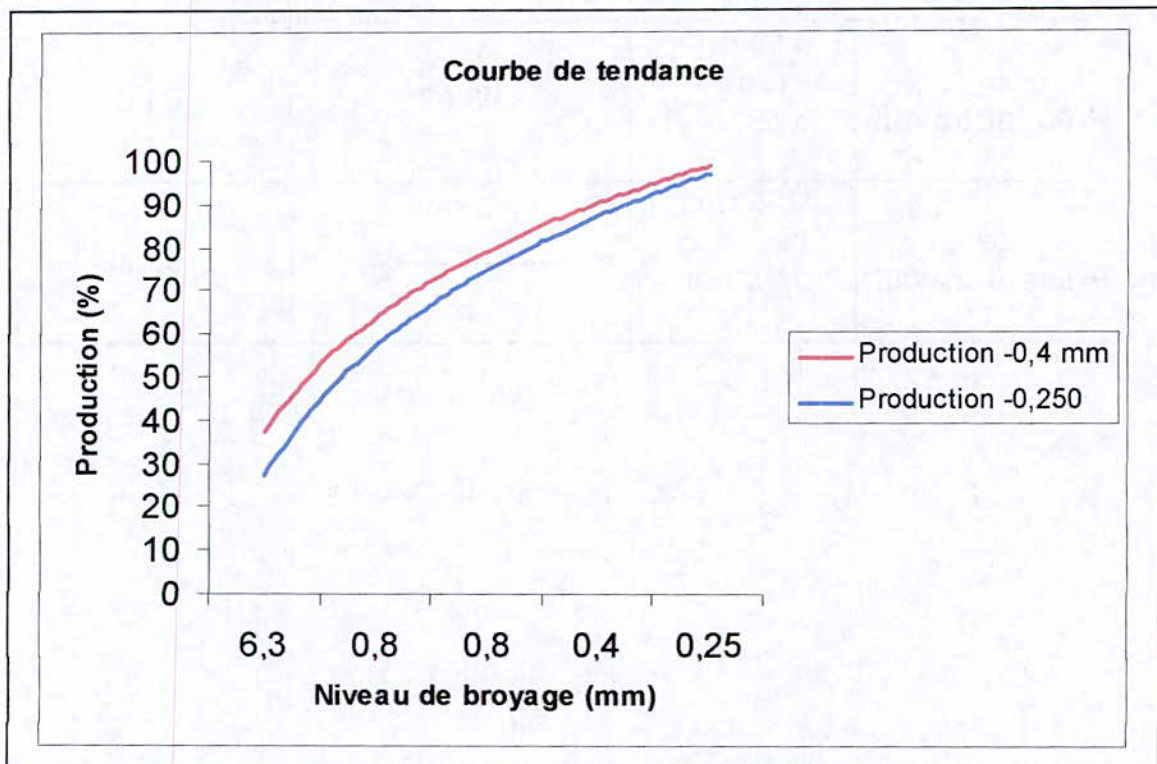
2-11-3 Production des [-0.40] mm et [-0.250] mm en fonction du niveau de broyage

Essai n°	Niveau de broyage du TV	Production des [-0,4] mm	Production des [-0,250] mm
le Présent travail	250 mm réduit à 6.3 mm	37.95	31.43
lb Présent travail	250 mm réduit à 0.8 mm	68.48	57.19
ll Présent travail	150 mm réduit à 0.8 mm	67.2	84.81
lc Présent travail	250 mm réduit à 0.4 mm	98.07	84.81
ld Présent travail	250 mm réduit à 0.25 mm	-----	97.39

Graphe n° 27



Graphe n° 28



**Commentaire :**

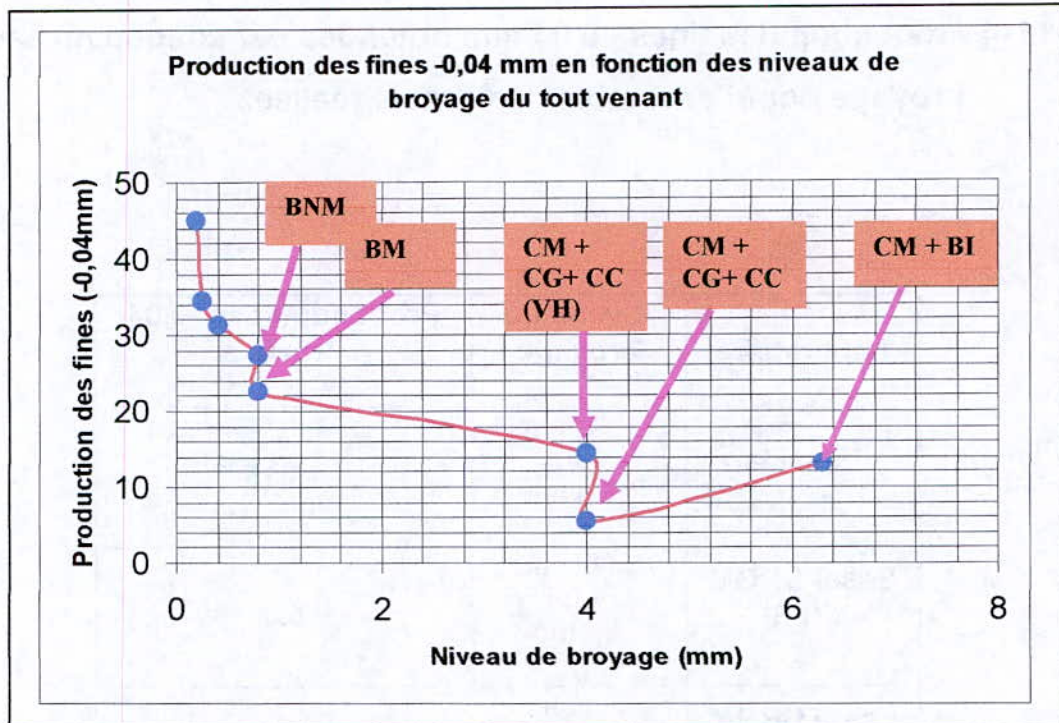
Le palier correspond au même niveau de broyage.

Le saut de production des [-0.40] mm est plus important dans le broyage du feldspath au niveau de [6.3] mm et [0.8] mm

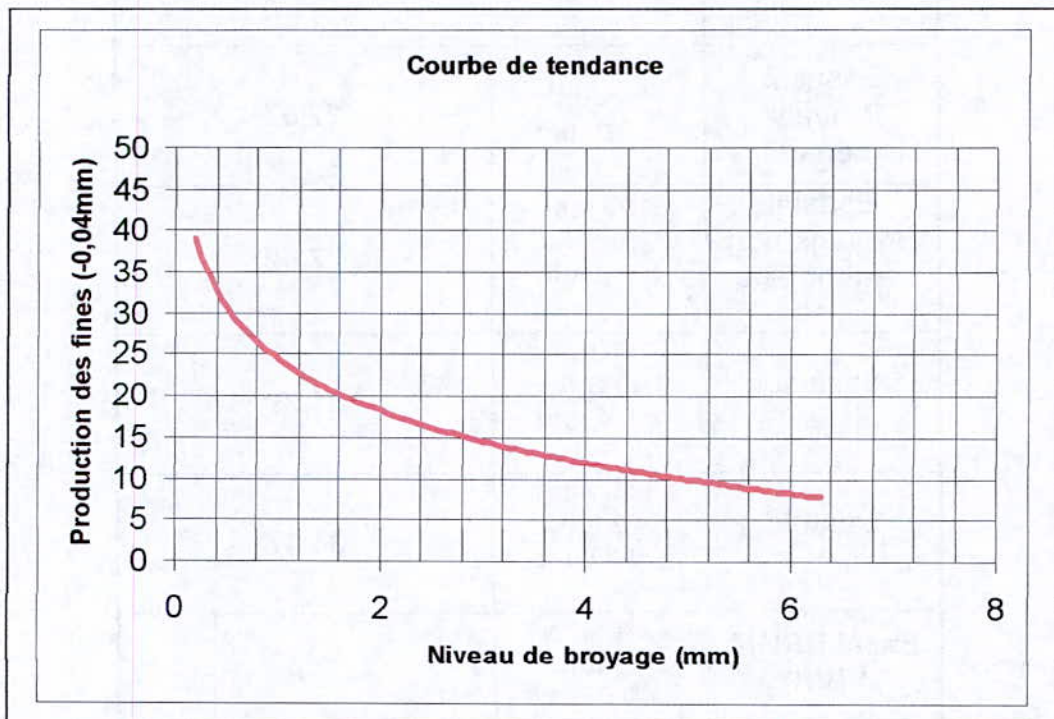
**2-11-4 Production des fines - 0.04 mm obtenues par chaque niveau de broyage pour l'ensemble des essais réalisés**

Laboratoire	Niveau du broyage	Production des -0,04 mm
Essai Ia	250 mm réduit à 6.3 mm	13.15
Essai BRGM V(VS)	200 mm réduit à 4 mm	5,4
Essai BRGM V(VH)	200 mm réduit à 4 mm	14,53
Essai Ib Broyage ménagé	250 mm réduit à 0.8 mm	22,57
Essai II Broyage non ménagé	150 mm réduit à 0.8 mm	27.42
Essai Ic	250 mm réduit à 0.4 mm	31.39
Essai Id	250 mm réduit à 0.25 mm	34.47
Essai BRGM V(VP)	200 mm réduit à 0.2 mm	45

Graphe n° : 29



Graphe n° : 30



**Commentaire :**

La partie de la courbe incurvée correspond aux conditions de broyage très différentes.

La partie restante beaucoup plus rectiligne s'explique probablement par des conditions de concassage et broyage pas trop différentes.

### 2-11-5 Principales Conclusions :

Evolution du taux de production des fines  $-0.040$  mm et autres tranches granulométriques :

- 1- Réduire le tout venant à  $[0.8]$  mm donnera 22.57% de  $[-0.040]$ mm , 51.43% de  $[-0.8+0.106]$  mm, 9.79% de  $[-0.250+0.106]$  mm , 47.4 % de  $[-0.106]$  et 24.83% de  $[-0.106+0.040]$  mm.
- 2- La réduction du tout venant à  $[0.40]$  mm donnera 31.39% de  $[-0.040]$ mm, 13.26% de  $[-0.4+0.250]$ , 84.81% de  $[-0.250]$ mm, 72.05% de  $[-0.106]$ mm, 40.66% de  $[-0.106+0.040]$ mm.
- 3- La réduction du tout venant à  $[0.25]$  mm donnera : 34.99% de  $[-0.040]$  mm, 18.33% de  $[-0.25+0.106]$  mm, 79.07% de  $[-0.106]$ mm, 44.08% de  $[-0.106+0.040]$ mm.

Nous remarquons que le broyage ménagé du TV donne moins de  $[-0.8+0.1]$  mm que le broyage direct aboutissant à  $[0.8]$  mm pour sa réduction à  $[0.8]$ mm.

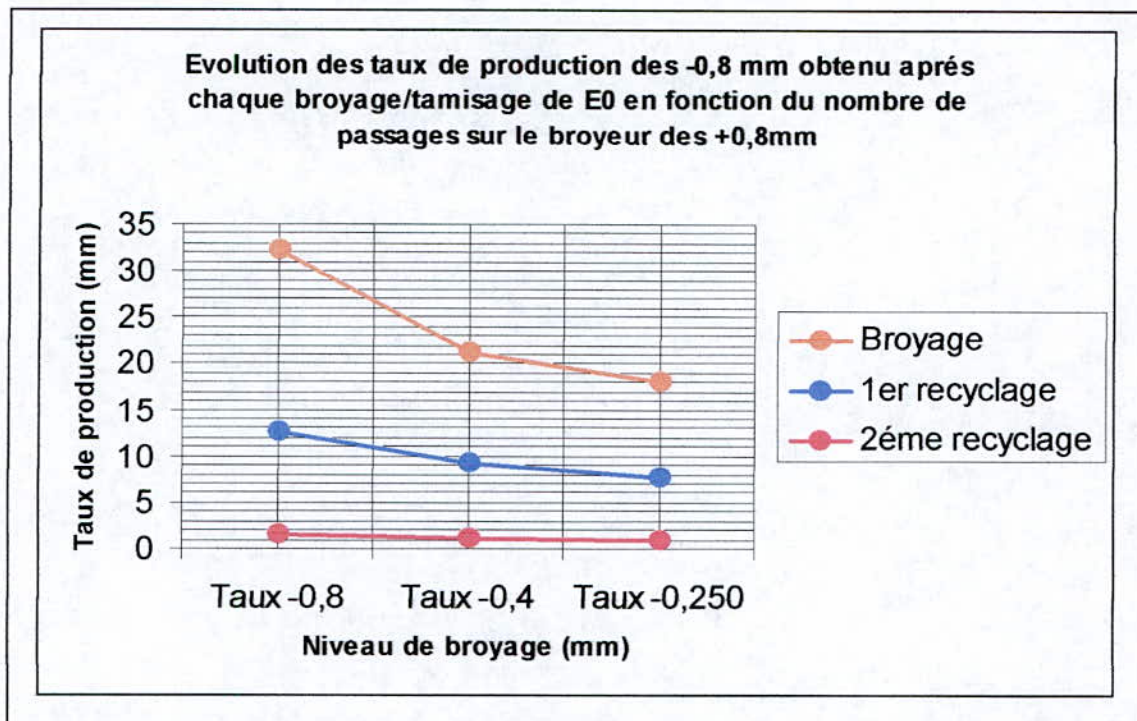
L'essai Ib et essai II donnent le même taux de production des  $[-0.250]$  mm soit 58% environ.

L'essai II produit plus de fines  $[-0.040]$  mm et moins de  $[-0.1+0.04]$  mm, l'essai(I) produit le contraire, l'explication est donnée par la différence des conditions de broyage et les caractéristiques physico-structurales du matériau.

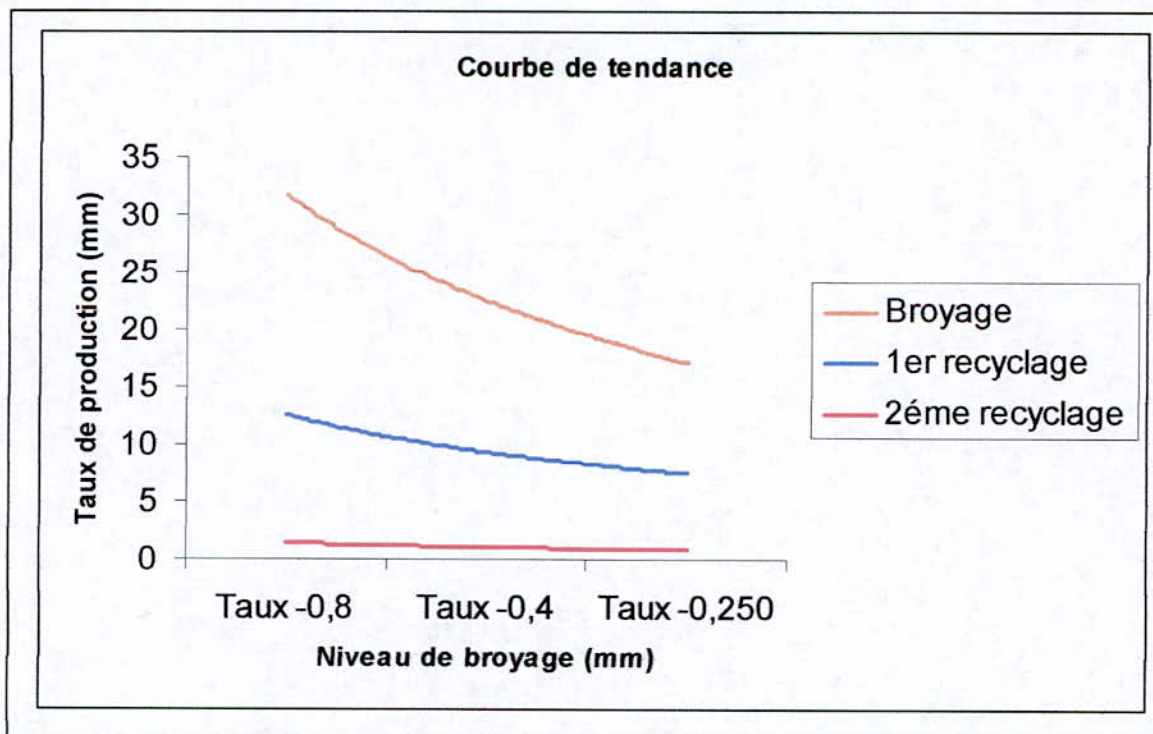
## 2-11-6 Production globale des [-0.8] mm

Communitation	Taux -0,8	Taux -0,4	Taux -0,250
Broyage	32,35	21,14	18,03
1 er recyclage	12,72	9,19	7,65
2éme recyclage	1,51	1,02	0,93

Graphe n° 31



Graphe n° 32



### III-4 Analyse granulochimique

L'analyse granulochimique a pour objet de préciser après une opération de classification l'aspect qualitatif en élément recherché au niveau de chaque tranche granulométrique. Elle permet de donner une idée sur l'enrichissement ou bien l'appauvrissement des différentes classes en élément valorisable avant et après fragmentation.

#### III-4-1 Résultats des essais antérieurs

##### 1- Essais effectués en Algérie :

##### 1-1 Essai ENOF 1974 :

Les données de l'analyse granulochimique pour chaque classe sont représentées dans le tableau n°18 : [35].

**Tableau n°18 : Résultats d'analyse granulochimique de l'ENOF 1974**

Eléments Classes en mm	Rp %	SiO <sub>2</sub> %	K <sub>2</sub> O %	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	FeO %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	TiO <sub>2</sub> %	Na <sub>2</sub> O %
[+0.63]	19.75	75.35	10.57	0.40	-	12.34	0.14	0.21
[-0.63+0.5]	6.84	75.37	10.57	0.51	-	12.14	0.18	0.31
[-0.5+0.315]	14.07	75.49	10.88	0.51	-	12.34	0.16	0.34
[-0.315+0.200]	9.42	75.20	10.88	0.61	-	12.08	0.17	0.28
[-0.200+0.08]	14.60	75.89	10.57	0.61	-	11.70	0.19	0.25
[-0.08]	35.72	74.22	10.21	0.81	-	12.27	0.18	0.22
TV	100			0.62				



**1-2 Essai ENP 2002 (Projet de fin d'étude)**

Les analyses chimiques ont données les résultats présentés dans le tableau n° 19 : [34].

**Tableau n° 19 : Analyses granulochimiques ENP 2002**

Tranches mm	Rp (%)	Teneur en Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)
[-0.8+0.63]	5.17	0.6
[-0.63+0.5]	2.68	0.6
[-0.5+0.315]	1.32	0.67
[-0.315+0.2]	1.85	0.72
[-0.2+0.1]	1.38	0.78
[-0.1]	1.96	0.96
TV	14.36	TV = 0.68

**2 Essais effectuées à l'étranger :****2-1 Essai BRGM 1997 ( voie sèche)**

Les résultats de l'analyse granulo-chimique pour chaque classe sont représentés dans le tableau n° 20: [18].

**Tableau n° 20 : Résultats de l'analyse granulochimique de BRGM 1997 (VS)**

Tranches (mm)	[-4+2]	[-2+1]	[-1+0.2]	[-0.2+0.04]	[-0.04+0.02]	[-0.02]	TV
Rp %	36.95	25.65	25.18	6.82	3.40	2.0	100
Teneur en Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	0.642	0.664	0.618	0.92	0.69	1.69	0.70

**2-2 Essai BRGM 1997 ( voie humide)**

Les résultats de l'analyse granulo-chimique pour chaque classe sont représentés dans le tableau n° 21 : [18].

**Tableau n° 21 : Résultats de l'analyse granulochimique de BRGM 1997 (VH)**

Tranches (mm)	[-4+2]	[-2+1]	[-1+0.2]	[-0.2+0.04]	[-0.04+0.02]	[-0.02]	TV
Rp %	37.15	20.29	17.98	10.25	8.73	5.60	100
Teneur en Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	0.597	0.576	0.494	1.10	0.94	2.18	0.70

**2-3 Essai BRGM 1997 (voie proposée)**

Les résultats de l'analyse granulochimique pour chaque classe sont représentés dans le tableau n° 22 : [18].

**Tableau n° 22 : Résultats de l'analyse granulochimique de BRGM 1997 (VP)**

Tranches (mm)	[-0.2+0.04] (a)	[-0.04+0.02] (a)	[-0.02] (a)	[-0.2+0.04 ](b)	[[-0.04+0.02 ](b)	[-0.02] (b)	TV
Rp %	17.18	11.12	3.9	37.79	19.58	9.86	99.43
Teneur en Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	0.60	0.67	1.65	0.47	0.53	1.81	0.70

**III-4-2 Résultats des travaux de la présente thèse :****Tableau n°23 : Résultats de l'analyse granulochimique de la présente Thèse**

Tranches (mm)	RP%	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
[+0.8]	3.30	0.45
[-0.8+0.6]	19.23	0.46
[-0.6+0.250]	19.58	0.49
[-0.250+0.1]	23.35	0.56
[-0.1+0.04]	7.92	0.63
[-0.04]	28.42	0.77

**Remarques :**

Mis à part, l'augmentation de la teneur en oxyde de fer dans les plus fines tranches granulométriques, les teneurs des autres éléments varient très peu.

### III-5 Analyse minéralogique

#### III-5-1 Résultats des travaux antérieurs

##### 1- Analyses effectuées en Algérie :

###### 1-1 Essai ENOF 1974 :

Les minéraux dominant sont des feldspaths potassiques (50%) et du quartz (40%). Les minéraux secondaires sont représentés par des feldspaths calciques, de la biotite chloritisés et des hydroxydes de fer. [35].

##### 2 Analyses effectuées à l'étranger :

###### 2-1 Essai BRGM 1997 :

Les résultats de l'analyse minéralogique sont donnés par le tableau n° 24. [18].

Tableau n° 24 : Analyse minéralogique (BRGM)

Eléments	Laboratoire OCCR -BRGM 1985	Laboratoire Pilote OCCR -BRGM 1987	Lot composite SOFELD- BRGM 1996-1997
Orthose	52.66	54.59	58.21
Quartz	37.42	35.66	33.49
Phyllites	7.02	6.65	3.80
Albite	1.70	1.70	2.54
Anorthite	0.00	0.00	0.18
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.66	0.53	0.58
Apatite	0.50	0.38	0.47
Total	99.99	99.51	99.27

#### Remarques :

Ces résultats montrent que ce feldspath est principalement potassique riche en silice, de qualité moyenne.

Il y a lieu de remarquer que le quartz se trouve sous sa forme micronisée, non séparable par les procédés gravimétriques ou électrostatiques. Seules la flottation est susceptible d'en extraire une partie.

**III-6 Analyses chimiques du tout venant :****III-6-1 Résultats des essais antérieurs****1- Essais effectués en Algérie****1-1 Analyse ENOF 1974 :**

Les résultats de l'analyse du tout venant sont donnés dans le tableau n° 42: [35].

Eléments	%
<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>75.11</b>
<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>12.01</b>
<b>TiO<sub>2</sub></b>	<b>0.17</b>
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.68
<b>FeO</b>	<b>Traces</b>
<b>Na<sub>2</sub>O</b>	<b>0.31</b>
<b>K<sub>2</sub>O</b>	<b>9.81</b>
<b>MgO</b>	<b>0.1</b>
<b>CaO</b>	<b>0.60</b>

**Tableau n° : 25**

**1-2 Analyse ENP 2002 (Projet de fin d'étude)**

Les analyses chimiques ont donné le résultat en Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> TV = 0.68%. [34].

## 2 Essais effectués à l'étranger

### 2-1 Essai BRGM 1997 :

L'analyse chimique du tout venant des différents laboratoires sont présenté dans le tableau n° 26 : [18].

Laboratoire Eléments	OCCR-BRGM 1985	OCCR-BRGM 1987	SOFELD-BRGM 1996-1997
SiO <sub>2</sub>	76.40	75.70	75.00
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12.20	12.45	12.45
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.75	0.62	0.63-0.58
TiO <sub>2</sub>	0.07	0.08	< 0.05-0.03
CaO	0.25	0.22	0.30-0.336
MgO	< 0.20	< 0.20	< 0.20-0.048
Na <sub>2</sub> O	0.20	0.20	0.30
K <sub>2</sub> O	9.20	9.50	10.00
MnO	< 0.02	< 0.02	< 0.02
P.F	0.84	0.53	0.70
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.21	0.16	0.20
Total	< 100.34	< 99.69	< 99.85
SiO <sub>2</sub> /Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	6.26	6.08	6.02
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> / K <sub>2</sub> O	1.32	1.30	1.24

Tableau n° 26

**III-6-2 Résultats des travaux de la présente thèse :**

L'analyse chimique du tout venant a donné **0.57% en Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>**

**III-7 La moyenne des teneurs :**

Le tableau n° 27 montre le tout venant des différents laboratoires :

Cette moyenne ne donne qu'une idée sur le minerai de la teneur, parce que le calcul ne prend pas en considération les masses des échantillons analysés.

Laboratoire	Année	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> du TV
ENOF	1972-1977	0.5
ENOF	1974	0.68
ORGM	1984	0.89
BRGM	1997	0.70
BRGM	1985	0.75
BGRM	1986	0.62
BRGM	1996	0.63
BRGM	1997	0.58
ENP	2003	0.61
ENP	2005	0.57

Tableau n° 27

**Calcul de la moyenne arithmétique et l'écart type**

- La teneur moyenne est calculée par la formule suivante :

$$X = 1/n \left( \sum_{i=1}^n x_i \right) \quad [9].$$

$$M_{TV} : 0.653 \%$$

- L'écart type est de :

$$\sigma = [nV(x)]^{1/2} = 0.109. \quad [9].$$

**Commentaire :**

Ce résultat serait plus faible pour le feldspath extrait uniquement en profondeur

Les teneurs élevées correspondent au minerai en surface, plus oxydé.

# CHAPITRE IV

## ESSAIS DE VALORISATION



**EPURATION  
PAR SEPARATION  
MAGNETIQUE**

## IV - Traitement de valorisation

### IV -1 Epuration par champ magnétique du feldspath:

#### IV -1-1- Principe :

Le procédé de la séparation magnétique des matériaux exploite les propriétés magnétiques de ces derniers, il opère la séparation des magnétiques des non magnétiques

Généralement les matériaux magnétiques sont divisés en trois classes, liées à la grandeur de leur susceptibilité magnétique.

- 1- La première classe est composée des matériaux ferromagnétiques dont la susceptibilité magnétique est très forte.
- 2- La deuxième classe comporte des matériaux paramagnétiques qui présentent une susceptibilité magnétique faible.
- 3- La troisième classe est constituée de matériaux diamagnétiques possédant une susceptibilité nulle.

La séparation magnétique est accomplie par entraînement des matériaux dans un champ magnétique **Figure 05**. ce dernier peut être produit à l'aide d'un aimant permanent ou d'un électroaimant. L'utilisation des électroaimants comporte plusieurs avantages, dont la possibilité d'ajuster l'intensité du champ magnétique en variant l'intensité du courant électrique.

De plus, le champ magnétique produit par les électroaimants peut atteindre une intensité plus élevée que l'intensité d'un champ engendré par des aimants permanents .

Cependant la technologie a évolué et des aimants permanents à base de terres rares donnent des champs suffisamment élevés à coût moindre.[20], [21],[23],[30],[31].

#### IV -1-2- Les techniques d'épuration magnétique :

##### 1 Equipements :

Il existe trois catégories d'équipements de séparation magnétique :

Les séparateurs à haute intensité à haut gradient et à faible intensité.

Les séparateurs à faible intensité sont utilisés pour séparer les matériaux ferromagnétiques, certains matériaux paramagnétiques et à faible susceptibilité magnétique sont séparés à haute intensité.

La plupart des paramagnétiques sont séparés de leur gangue par un champ à haut gradient.

Des champs très élevés sont produits par de nouveaux séparateurs travaillant sur la base du haut gradient (4-5 Tesla), en exploitant des éléments solides ferromagnétiques plongés dans un champ magnétique et développant autour d'eux un champ beaucoup plus élevé que celui dans lequel ils baignent, ce qui leur permet de piéger les matériaux paramagnétiques **Fig. N° 05.** [20], [21],[23],[30],[31].

## **2 Conception et désign :**

Les séparateurs présentent un certain nombre de conceptions et de designs, ils fonctionnent à sec et à voie humide

L'équipement de séparation magnétique à faible intensité, utilisé couramment est le convoyeur à tête magnétique, il s'agit d'un convoyeur à courroie munie d'un aimant stationnaire inséré à l'intérieur d'une des poulies qui actionnent la courroie. Les matériaux magnétiques sont retenus sur la courroie et tombent sous la poulie lorsqu'ils sortent du champ magnétique. Les matériaux non magnétiques ne sont pas retenus et suivent un autre trajectoire imposé par la résultante de forces d'éjection et de gravité **Fig.N°04.** [20], [21],[23],[30],[31].

## **3 Aspect économique**

Les séparateurs à haute intensité et à haut gradient présentent des coûts opératoires et d'achat très élevés. En effet la production d'un champ magnétique intense entraîne une consommation élevée d'énergie la valeur des minerais traitables par cette méthode doit justifier de tels coûts.

Principe de séparation à sec à haute et basse intensité :

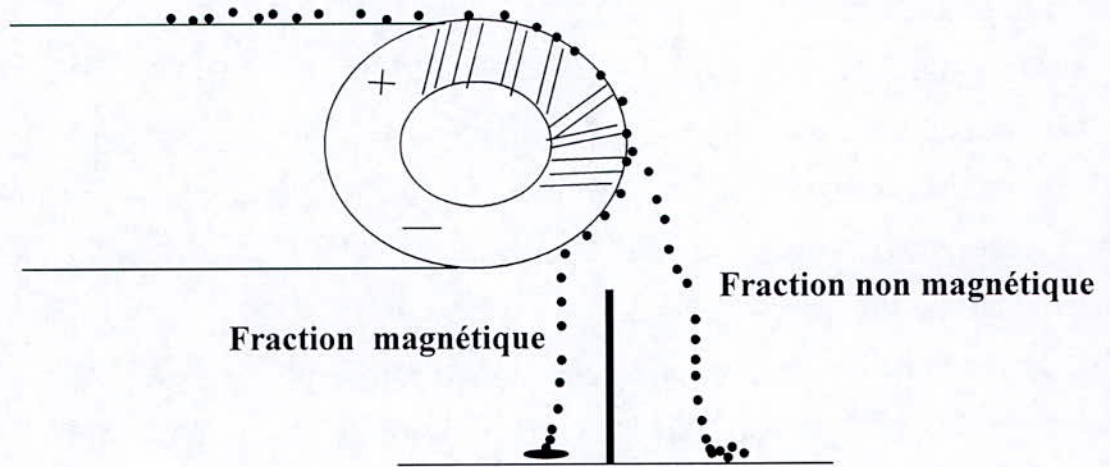


Figure N°4

Principe du champ à haut gradient :

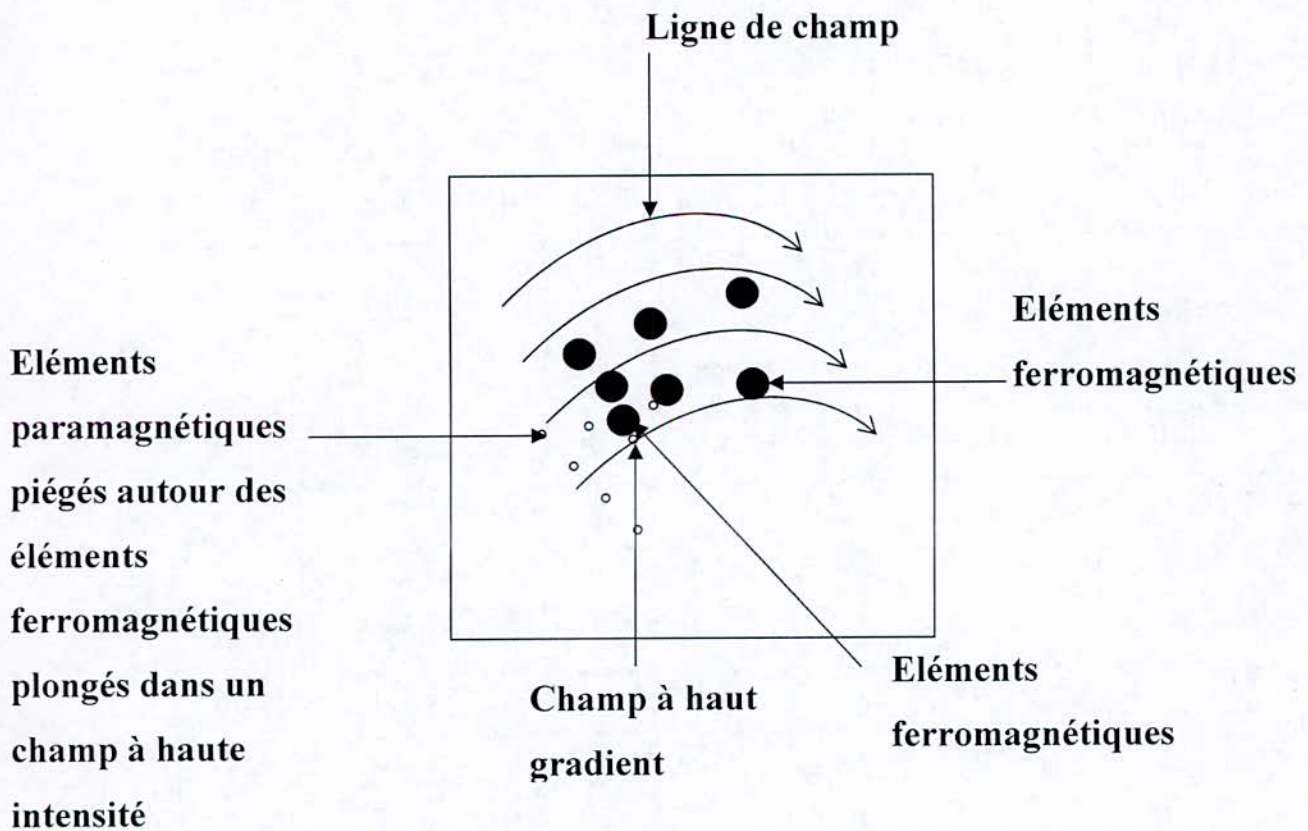


Figure n° 05

### IV-1-3 Résultats antérieurs de valorisation

#### 1 Essais effectués en Algérie :

1-1 Essai ENOF 1974 voie sèche :

$$TV (Fe_2O_3) = 0.61$$

Une séparation magnétique de chaque classe a été effectuée dans un séparateur magnétique de marque « carpeo » à champ élevé. [35].

#### a- Intensité du courant $I = 1.0$ ampère

Vitesse du tambour 25 tr/min.

Les résultats obtenus sont représentés dans le tableau n°28 :

Classe (mm)	Rp (%)	Teneurs (%)				
		SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O
[+0.63]	97.98	75.45	11.07	0.41	0.27	10.88
[-0.63+0.5]	96.92	75.20	12.21	0.51	0.30	10.21
[-0.5+0.315]	97.28	75.34	12.21	0.41	0.24	9.81
[-0.315+0.200]	95.36	75.28	12.27	0.41	0.34	10.57
[-0.200+0.08]	94.00	75.90	11.88	0.41	0.30	10.57

Tableau n°28

#### b- Intensité du courant $I = 1.5$ ampère

Vitesse du tambour 25 tr/min

Les résultats obtenus sont représentés dans le tableau n° 29: [35].

Classe (mm)	Rp (%)	Teneurs %				
		SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O
[+0.63]	98.50	75.18	12.27	0.41	0.23	10.88
[-0.63+0.5]	98.30	75.28	12.40	0.41	0.24	10.88
[-0.5+0.315]	98.00	75.04	12.27	0.41	0.26	10.88
[-0.315+0.200]	94.17	75.46	12.08	0.41	0.27	10.57
[-0.200+0.08]	91.37	76.21	11.82	0.31	0.27	10.21

Tableau n° 29

**1-2 Essai ENP 2002 :**

**TV ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) = 0.68%**

- Vitesse du rotor : 20 tr/mn
- Vibration : 20 vibration /mn
- Intensité max : 2.5 A

Les résultats obtenus sont représentés dans le tableau n° 30: [34].

Classes (mm)	Rp (%)	Teneur de $\text{Fe}_2\text{O}_3$ (%)
[-0.8+0.63]	99.68	0.51
[-0.63+0.5]	99.54	0.51
[-0.5+0.315]	99.16	0.51
[-0.315+0.2]	99.04	0.55
[-0.2+0.1]	97.60	0.51

Tableau n° 30

**2 - Essais à l'étranger****2-1 Essai BRGM 1997 :****2-1-1 Essai de SMHG en voie sèche :**

La séparation à été réalisée dans un séparateur pilote Permroll SMHG à aimant permanent, à bande et rouleau magnétique.

Rouleau magnétique est constitué d'une alternance d'aimants permanents en alliage Fe-Nd-B et de disques d'acier doux, entraînant une bande de transport des solides divisés dont le champ maximale développé au voisinage du rouleau est de 2.1 Tesla. [18].

Les paramètres de fonctionnement sont définis principalement par :

$V_r$  : la vitesse de rotation du rouleau magnétique

$V_p$  : Vitesse périphérique qui correspond à la vitesse linéaire de la bande de transport

$Q_{sp}$  : Débit spécifique en Kg/H/Cm

Les paramètres de fonctionnements sont indiqués dans le tableau n° 31 :

Fraction (mm)	$V_r$ (tpm)	$V_p$ (cm/s)	Qsp (kg/h/cm)	Repère de réglage du volet
[-4+2]	100	37.7	25	3
[-2+1]	150	56.5	25	3
[-1+0.2]	200	75.4	25	3

Tableau n° 31

Les résultats obtenus sont représentés dans le tableau n° 32:

Tranches (mm) / Teneurs des éléments (%)	[-1+0.2] (1)	[-0.2+0.04] (1)	[-0.2+0.04] (2)	[-0.2+0.04] (1+2)
Si <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	75.60	77.81	76.67	77.00
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12.87	11.34	11.57	11.50
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.36	0.20	0.17	0.18
TiO <sub>2</sub>	-0.05	-0.05	-0.05	-0.05
CaO	0.19	0.26	0.22	0.23
MgO	-0.20	-0.20	-0.20	-0.20
Na <sub>2</sub> O	0.27	0.30	0.34	0.33
K <sub>2</sub> O	10.00	9.36	9.70	9.60
MnO	-0.02	-0.02	-0.02	-0.02
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.17	0.23	0.14	0.17
P.F	0.50	0.40	0.30	0.33

Tableau n° 32

### 2-1-2 Essai de SMHG en voie humide :

Synthèse des performances d'épuration obtenues par SMHG en voie humide sur les fractions  $-0.04$  mm séparées de la felsite broyée à  $0.2$  mm. [18].

Les résultats obtenus sont représentés dans le tableau n° 33:

Tranches (mm) \ Teneurs (%)	M1 -0.04+0.02 (1+2)	M2 -0.04+0.02 (1+2)	M1 -0.04+0.02 (1)	M2 -0.04+0.02 (1)	M1 -0.04+0.02 (2)	M2 -0.04+0.02 (2)	M2 -0.02 (2)
Si <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	74.97	75.63	75.41	75.45	75.02	75.73	67.88
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	13.12	12.96	12.93	12.86	13.10	13.02	16.39
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.23	0.15	0.19	0.16	0.19	0.14	0.86
TiO <sub>2</sub>	-0.05	-0.05	-0.05	-0.05	-0.05	-0.05	-0.05
CaO	0.34	0.26	0.33	0.33	0.33	0.22	0.34
MgO	-0.20	-0.20	-0.20	-0.20	-0.20	-0.20	-0.20
Na <sub>2</sub> O	0.40	0.29	0.30	0.29	0.38	0.29	0.36
K <sub>2</sub> O	10.43	10.70	10.55	10.63	10.58	10.74	12.72
MnO	-0.02	-0.02	-0.020	-0.02	-0.02	-0.02	-0.02
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.22	0.21	0.28	0.27	0.25	0.18	0.20
P.F	0.37	0.36	0.54	0.48	0.35	0.29	1.22

Tableau n° 33



## 2-1-3 Essai de SMHG effectués par Eriez et Permroll :

Les résultats de la séparation magnétique sont donnés par le tableau n° 34.

[18].

Tranches (mm) Teneurs (%)	[-1+0.2](1) VS Permroll	[-0.2+0.04] (1+2) VS Permroll	[-0.2+0.04] (1+2)VS Eriez	[-0.04+0.02] (1+2) VH Eriez	[-0.02] VH Eriez
Si <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	73.78	77.50	78.63	73.00	67.74
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	13.78	11.98	11.56	14.28	16.91
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.35	0.17	0.20	0.18	1.25
TiO <sub>2</sub>	-0.05	-0.05	-0.05	-0.05	-0.05
CaO	0.19	0.18	0.21	0.20	0.24
MgO	-0.20	-0.20	-0.20	-0.20	-0.20
Na <sub>2</sub> O	0.31	0.35	0.26	0.33	0.31
K <sub>2</sub> O	10.32	9.60	9.37	10.36	12.34
MnO	-0.02	-0.02	-0.02	-0.02	-0.02
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.17	0.16	0.17	0.20	0.21
P.F	0.52	0.39	0.37	0.32	1.33

Tableau n° 34

#### IV-1-4 Résultats des travaux de la présente thèse

##### 1 -Préparation mécanique de l'échantillon E pour les essais d'épuration :

- 1- Les fragments de feldspath ayant une dimension maximale de [150] mm sont d'abord concassés à l'aide d'une masse pour pouvoir les introduire dans un concasseur à mâchoires de laboratoire, dont l'ouverture maximale est de [50] mm réglable.
- 2- Un échantillon d'une quarantaine de Kg est introduit dans le concasseur à mâchoires pour une première étape.
- 3- Le produit concassé est recyclé une deuxième fois après avoir réduit l'ouverture de sortie du concasseur sans tamisage.
- 4- Les refus à [0.8] mm sont broyés à [0.8] mm dans un broyeur forplex pour les réduire à [0.8] mm, les [+0.8] mm repassent au broyeur 3 fois .

Nous avons prélevé après une bonne homogénéisation trois échantillons que nous avons séparément tamisés

Le premier concassage a donné les résultats **N° A1** du **schéma 07**

Le second a donné les résultats **N° A2** du **schéma 07**

Le troisième a donné les résultats **N° A3** du **schéma 07**

Une analyse granulo-chimique a été réalisée pour les trois cas de tamisage.

##### 2- Choix de la granulométrie des échantillons soumis à l'épuration :

Compte tenu des résultats obtenus précédemment dans le cadre des études réalisées à l'étranger et en Algérie, nous avons choisi le concassage et broyage qui aboutira à obtenir directement les tranches granulométriques [-0.8+0.1] mm et [-0.60+0.1] mm et [-0.250+0.1] mm.

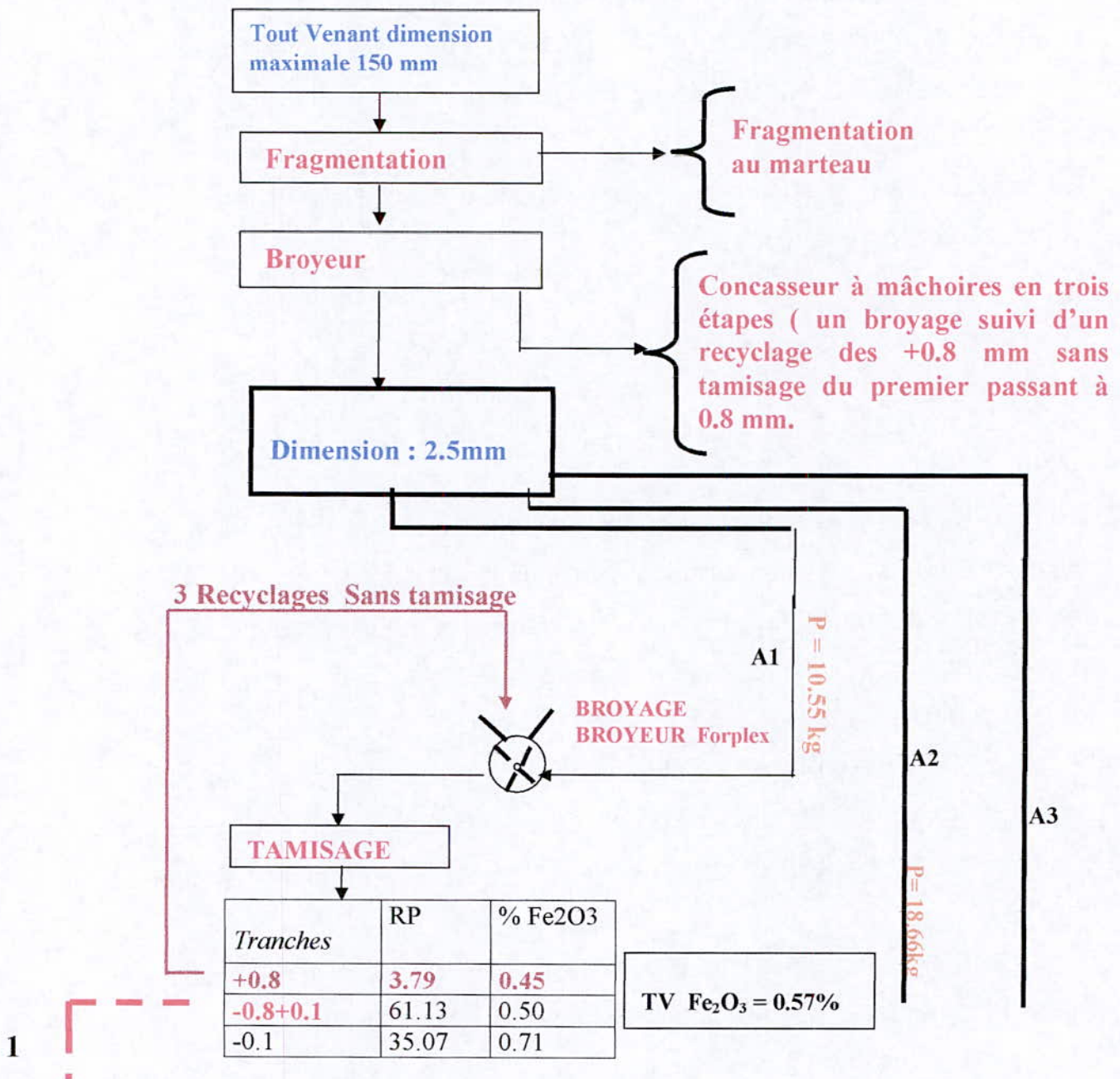
La première tranche et la deuxième une fois épurées sont destinées à l'industrie verrière, la troisième est destinée aux diverses industries céramiques. Précisant que ces derniers acceptent en général toutes les tranches.

Etant donné que les fines inférieures à [0.04] mm posent problèmes à leur valorisation par les procédés classiques, elles exigent une forte consommation de réactifs dans l'épuration chimique. De très faibles performances sont

données par la SMHI et la flottation. Nous n'avons pas soustrait les tranches granulométriques concernées à chaque étape de broyage pour pouvoir comparer les quantités de fines avec celles obtenues dans l'essai I.

Nous avons cherché à limiter la quantité des fines par une communtion ménagée en procédant au tamisage après chaque passage sur le concasseur à mâchoires et sur broyeur forplex que nous avons utilisé.

La préparation mécanique et les étapes d'épuration du feldspath sont illustrés par le schéma N° 7



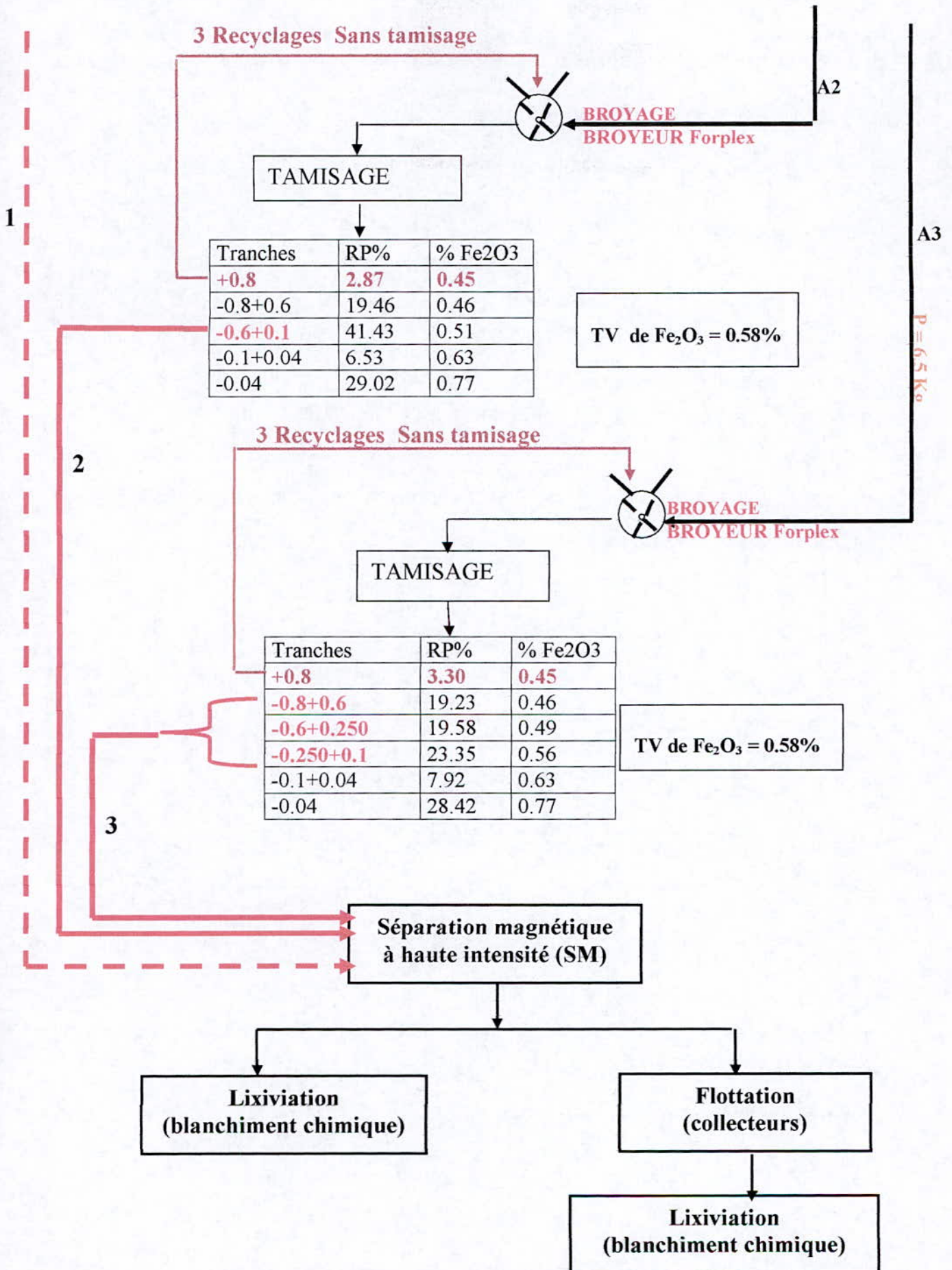


Schéma N° 07 : Opérations de l'épuration magnétique

**Remarque :**

Le fait de ne pas tamiser après chaque passage au broyeur pour extraire la tranche  $[-0.8+0.1]$  mm a eu pour effet de provoquer un surbroyage, qui se traduit par un taux de fines  $[-0.04]$  mm plus élevé (28-29%), que dans le cas des conditions opératoires du chapitre (III-3) (22.57%).

**3- Séparation magnétique des oxydes de fer :****3-1 Conditions opératoires :**

Les tranches préparées ont subi une séparation magnétique en deux passages sur séparateur à haute intensité de laboratoire de marque CARPCO.

Nous avons varié l'intensité du champ en maintenant les autres facteurs fixes tel qu'indiqué dans le tableau n° 35.

<b>Poids de chaque prise d'essai</b>	<b>50 g</b>
<b>Vitesse du rotor</b>	<b>25 tr/min</b>
<b>Vibration position</b>	<b>40</b>
<b>Intensité en ampères</b>	<b>0.5 ; 1.0 ; 1.5 ; 2.0 ; 2.5</b>

**Tableau n° 35.**

Les résultats sont portés dans les tableaux n° 36 et 40 et illustrés par les graphes correspondant donnant les teneurs en oxydes de fer des échantillons traités en fonction de l'intensité du champ.

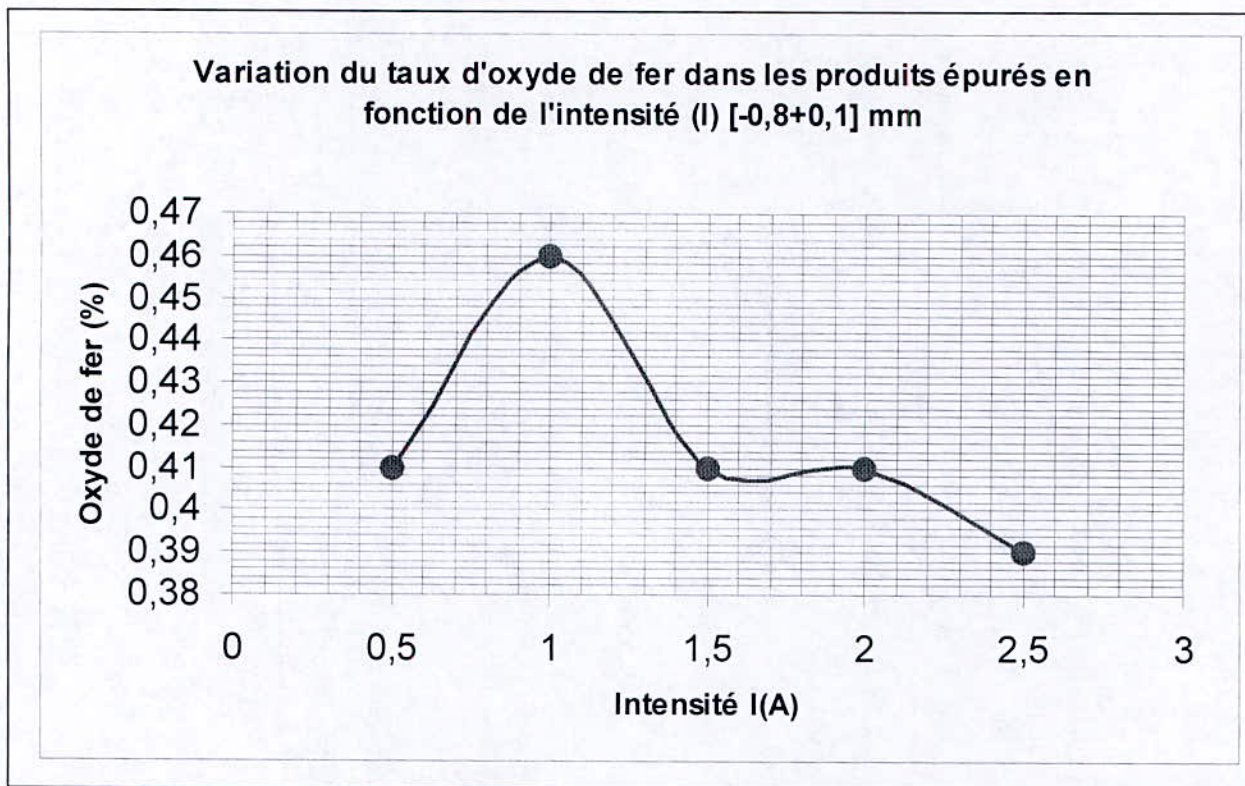
## 3-1-1 Epuration de la tranche [-08+0.1] mm

Evolution de la teneur en oxydes de fer en fonction de l'intensité du champ donnée dans le tableau n° 36

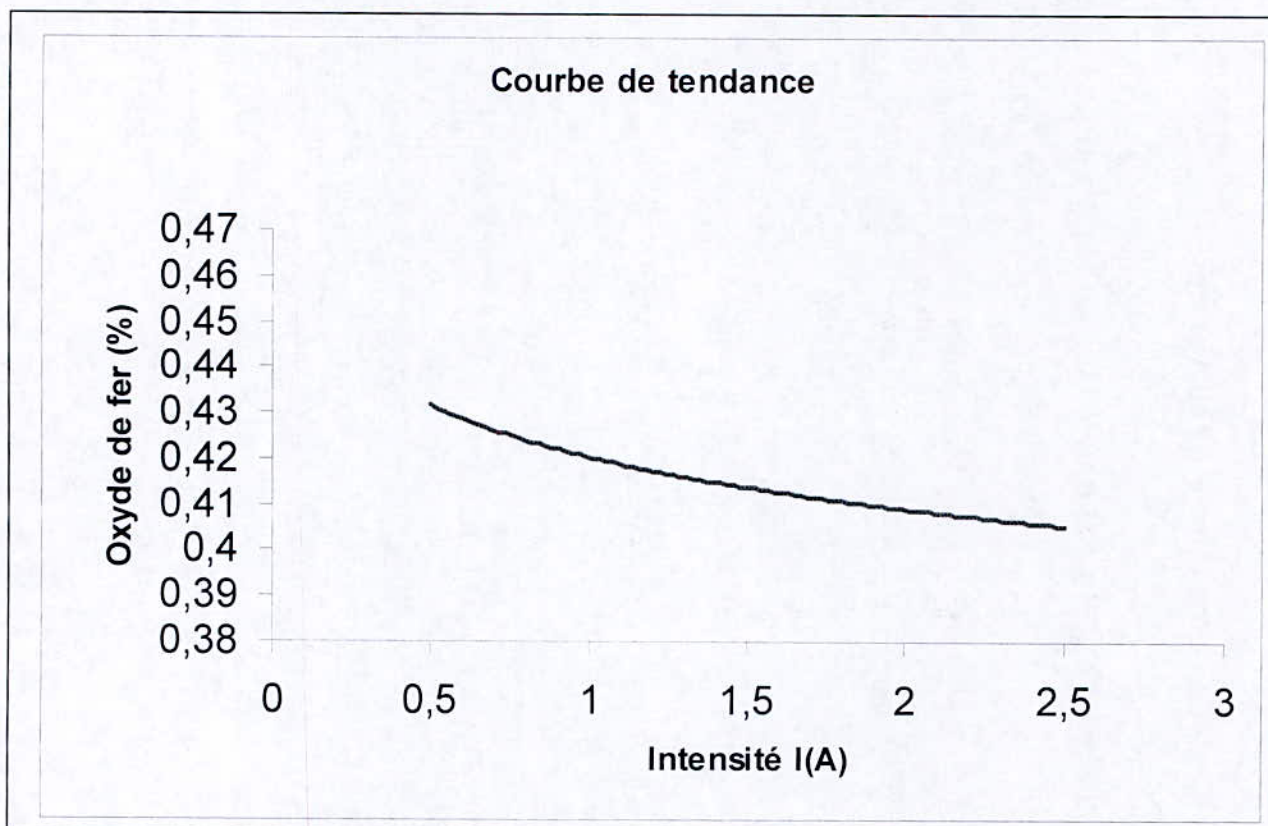
	P (g)	0.5 Rp%	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P (g)	1.0 Rp%	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P (g)	1.5 Rp%	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P (g)	2.0 Rp%	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P (g)	2.5 Rp%	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
<b>FNM</b>	49.90	99.8	0.41	49.90	99.8	0.46	49.87	99.74	0.41	49.86	99.72	0.41	49.81	99.62	0.39
<b>FM Cal</b>	0.1	0.2	40.41	0.1	0.2	15.5	0.13	0.26	31.19	0.14	0.28	29.00	0.19	0.38	26.71
<b>Total</b>	50	100	0.49	50	100	0.49	50	100	0.49	50	100	0.49	50	100	0.49

Tableau n° 36

Graphe n° 35



Graphe n° 36



**Commentaire des résultats :**

Si nous excluons le point correspondant à l'intensité de 1A dont l'explication des résultats repose sur l'hypothèse qu'il s'agit à priori d'une erreur d'analyse. le saut par rapport à 0.5 A est de  $0.46 - 0.41 = 0.05 \%$ .

Nous remarquons que la baisse du taux d'oxyde de fer est lente et atteint une baisse à 2.5 A de  $0.50 - 0.39 = 0.11\%$ .

Nous remarquons aussi que la teneur en  $Fe_2O_3$  de cette tranche est inférieure à celle du tout venant, ceci s'explique par le fait que les oxydes fins et friables se concentrent davantage dans les fines [-0.1] mm.



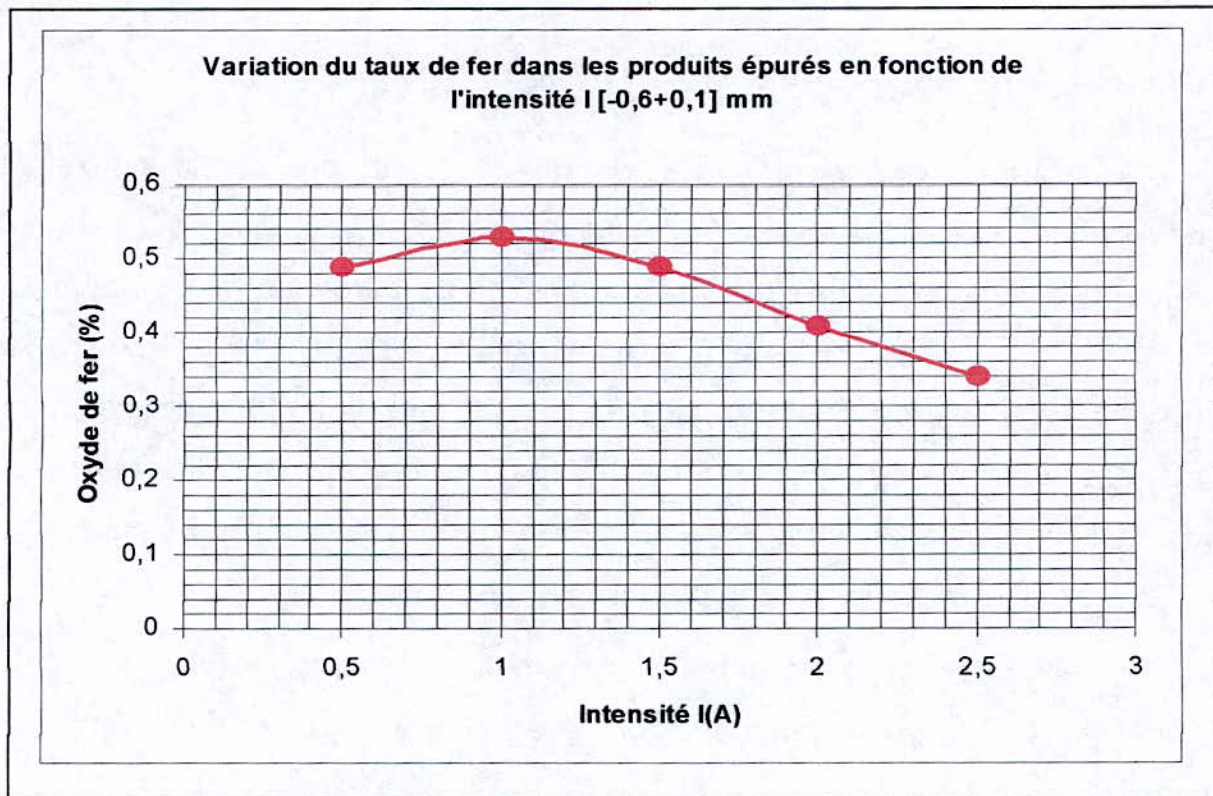
## 3-1-2 Epuration de la tranche [-0.6+0.1] mm :

Evolution de la teneur en oxydes de fer en fonction de l'intensité du champ donnée par le tableau n° 37

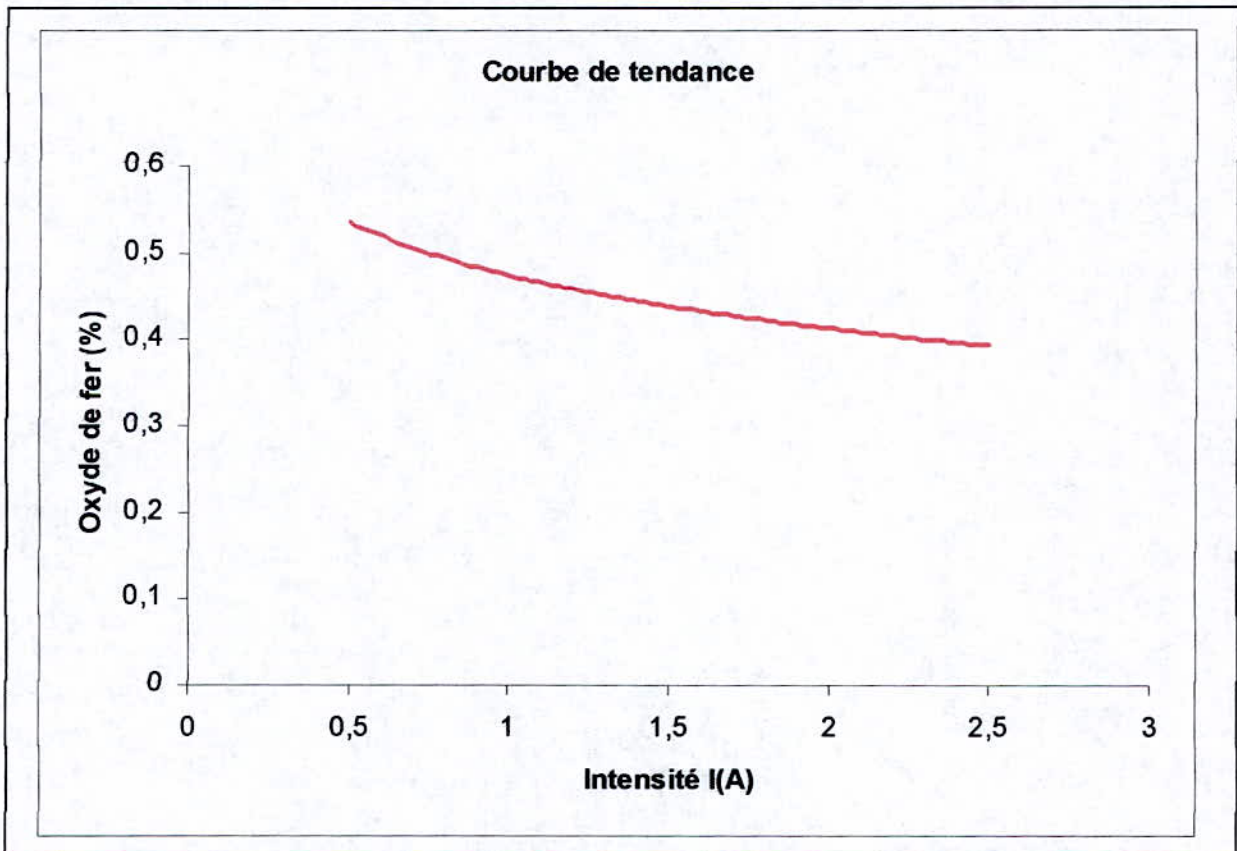
	0.5			1.0			1.5			2.0			2.5		
	P (g)	Rp %	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P (g)	Rp %	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P (g)	Rp %	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P (g)	Rp %	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P (g)	Rp %	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
FN M	49.95	99.9	0.49	49.94	99.88	0.53	49.90	99.8	0.49	49.85	99.7	0.41	49.80	99.6	0.34
FM	0.05	0.1	70.50	0.06	0.12	25.58	0.1	0.2	35.5	0.15	0.3	50.43	0.20	0.4	55.35
Tota l	50	100	0.56	50	100	0.56	50	100	0.56	50	100	0.56	50	100	0.56

Tableau n° 37

Graphe n° 37



Graphe n° 38



**Commentaire des résultats :**

Il faut noter que la valeur du taux d'oxyde de fer du concentré correspondant à l'intensité de 1 A est supérieure à celle obtenue pour  $I = 0.5$  A mais avec un écart moins élevé que dans le cas de la tranche  $[-0.8+0.1]$  mm

A 2.5 ampères la baisse maximale pour cette tranche est de 0.16% (0.51-0.34) une appréciable amélioration par rapport au premier cas, ce résultat s'explique probablement par le fait qu'un broyage plus fin libère plus de fer permettant d'accéder à une teneur en oxyde de fer de l'épuré plus faible 0.34% au lieu de 0.39% pour le cas de  $[-0.8 +0.1]$  mm.

Cette partie supplémentaire d'oxyde de fer libéré possède des dimensions suffisamment grandes pour que les forces du champ puissent les capter et les piéger.

## 3-1-3 Epuration de la tranche [-0.6+0.250]mm :

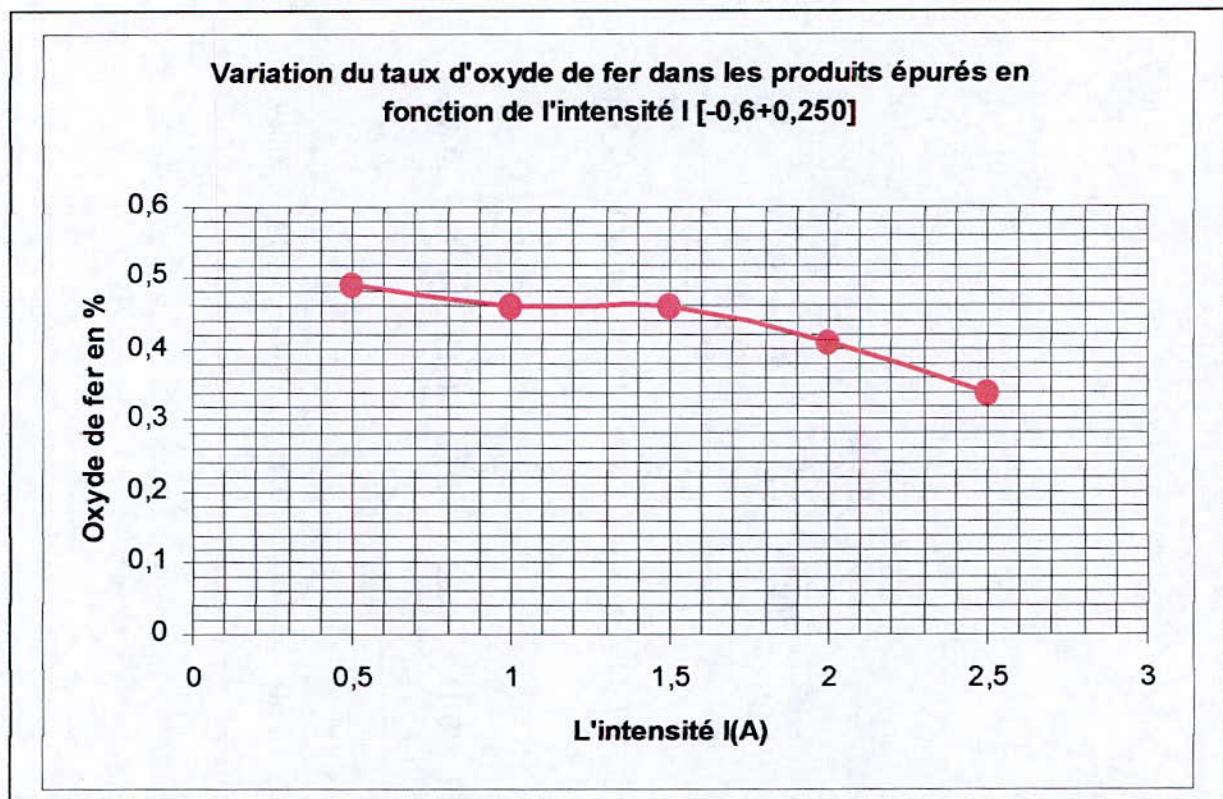
Effets de l'intensité du champ magnétique sur les résultats d'épuration

Les résultats figurent dans le tableau n° 38 :

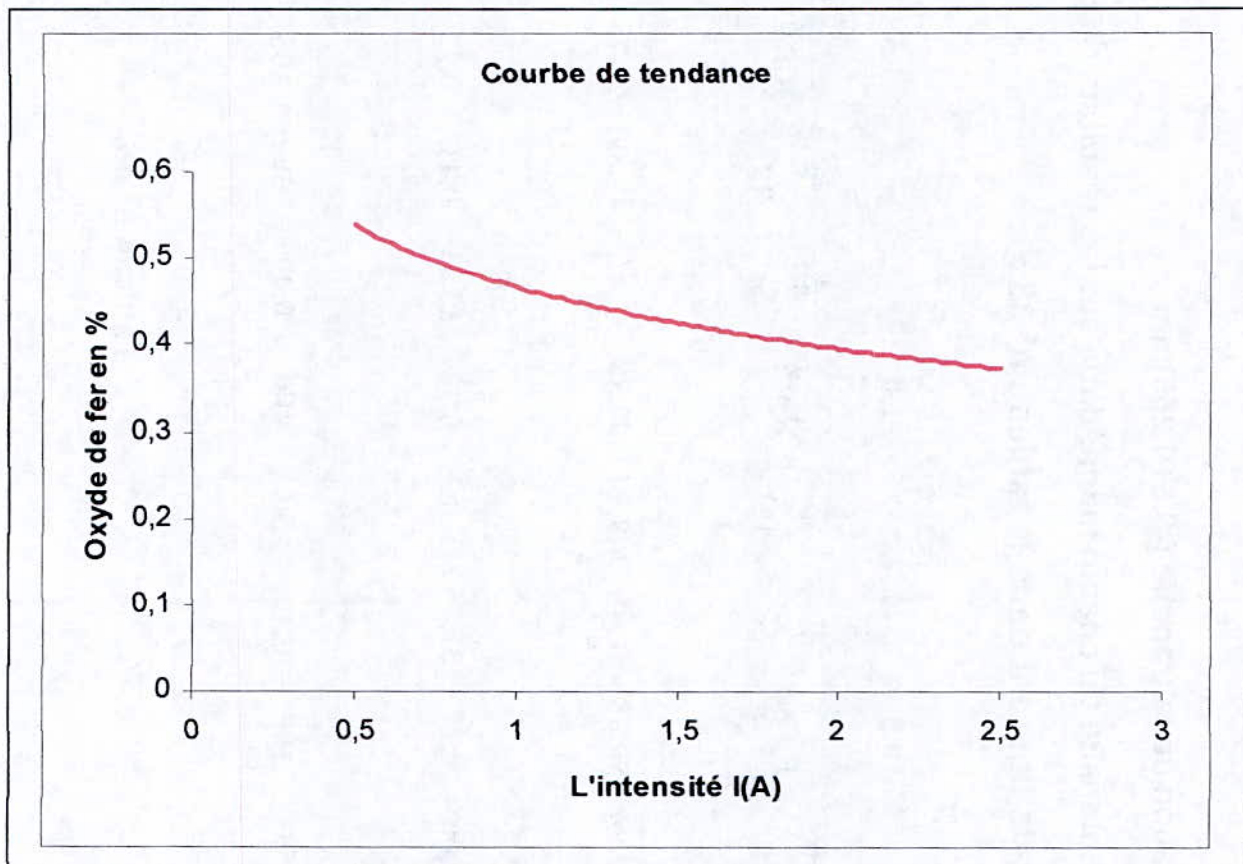
	0.5			1.0			1.5			2.0			2.5		
	P (g)	Rp%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P (g)	Rp%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P (g)	Rp%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P (g)	Rp%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P (g)	Rp%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
<b>FN M</b>	49.94	99.88	<b>0.49</b>	49.94	99.88	<b>0.46</b>	49.89	99.78	<b>0.46</b>	49.84	99.86	<b>0.41</b>	49.81	99.62	<b>0.34</b>
<b>FM</b>	0.06	0.12	32.75	0.06	0.12	25.83	0.11	0.22	13.72	0.16	0.32	25.18	0.19	0.38	39.81
<b>Tot al</b>	50	100	0.49	50	100	0.49	50	100	0.49	50	100	0.49	50	100	0.49

Tableau n° 38

Graphe n° 39



Graphe n° 40



**Commentaire des résultats :**

Le taux d'oxyde de fer du concentré correspondant à l'intensité de 1A est plus bas que ceux obtenus dans les deux essais précédents pour la même intensité.

Le taux minimal d'oxyde de fer obtenu à 2.5 A est de 0.34% identique à celui obtenu pour la tranche [0.6+0.1] mm avec un écart de  $0.49 - 0.34 = 0.15$ .

Le fait d'éliminer la partie [-0.250] mm de la tranche [0.6+0.1] mm ne semble pas altérer la teneur en  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  qui demeure identique à celle du cas [0.6+0.1] mm après épuration à 2.5 A.

Ceci peut s'expliquer par le fait que les caractéristiques physiques, en relation avec l'épuration à 2.5 A, notamment la finesse des grains d'oxydes de fer, purs ou associés à d'autres minéraux demeurent les mêmes dans les deux tranches [-0.6+0.1] mm et [-0.6+0.250] mm. Ce qui signifie que la libération des oxydes de fer est moins importante dans la tranche [-0.8+0.6] mm.

## 3-1-4 Epuration de la tranche : [- 0.250+0.1] mm :

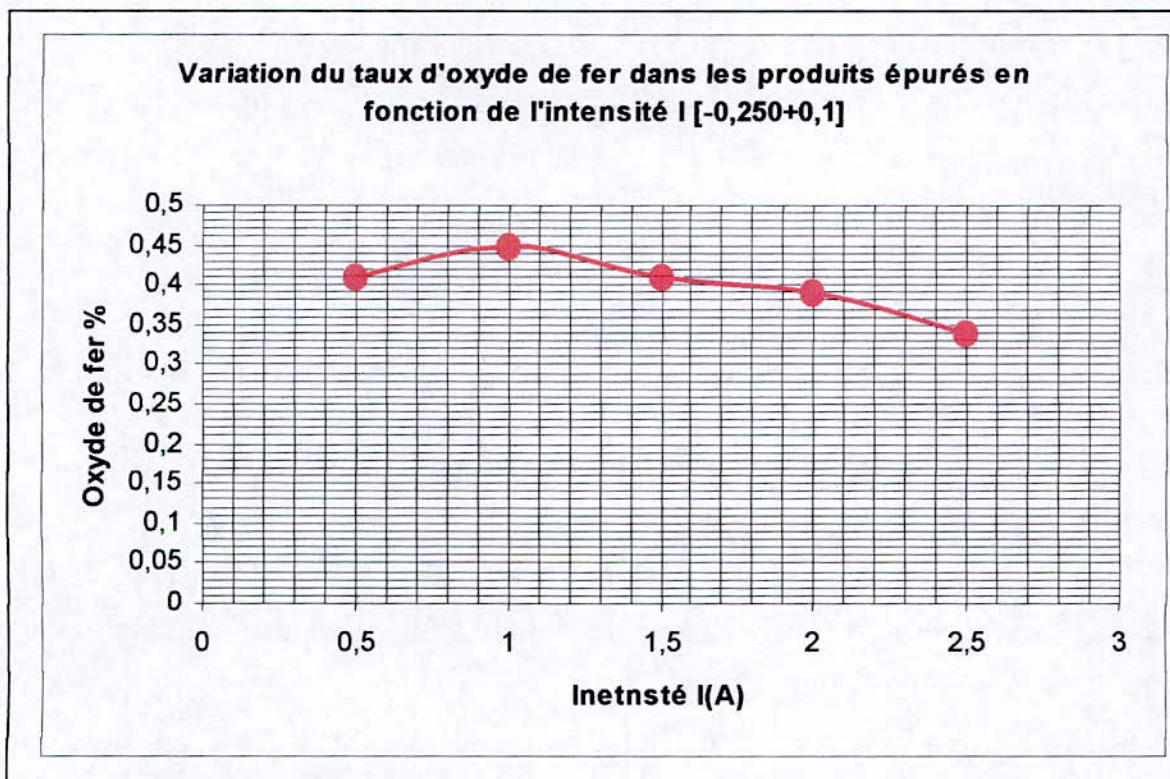
Effets de l'intensité du champ magnétique sur l'épuration

Les résultats sont présentés dans le tableau n° 39

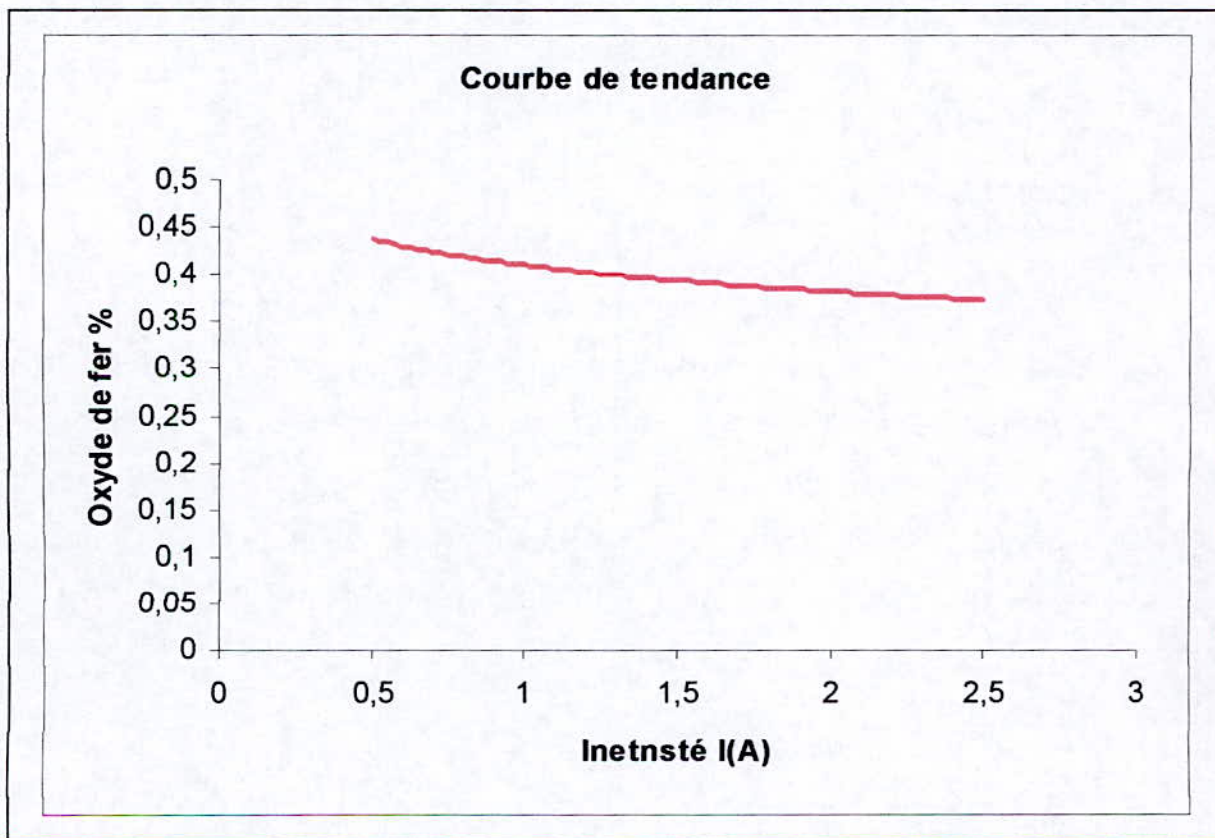
	0.5			1.0			1.5			2.0			2.5		
	P (g)	Rp%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P (g)	Rp%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P (g)	Rp%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P (g)	Rp%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P (g)	Rp%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
<b>FNM</b>	49.96	99.62	0.41	49.95	99.9	0.45	49.90	99.8	0.41	49.90	99.8	0.39	49.81	99.62	0.34
<b>FM</b>	0.04	0.08	64.50	0.05	0.1	10.50	0.1	0.2	25.45	0.1	0.2	35.40	0.19	0.38	31.91
<b>Total</b>	50	100	0.46	50	100	0.46	50	100	0.49	50	100	0.46	50	100	0.46

Tableau n° 39

Graphe n° 41



Graphe n° 42





**Commentaire des résultats :**

Nous relevons là aussi, que la teneur en oxyde de fer correspondant à l'intensité de 1A, subit une augmentation de  $0.45-0.41 = 0.04\%$  par rapport à celle correspondant à 0.5 A, phénomène constaté déjà dans les deux premiers cas de l'épuration.

0.34% est la teneur minimale de  $Fe_2O_3$  à 2.5 A.

Nous remarquons que ce résultat n'a pas apporté de changement à celui obtenu dans le cas de l'épuration de la tranche  $[-0.6+0.250]$  mm.

Il semble qu'une meilleure libération du fer soit contrariée par l'inefficacité de l'épuration pour les produits fins dans les conditions opératoires appliquées.

Cette plus grande libération a engendré une baisse continue des teneurs en oxyde de fer à partir de 1.5 A

**Interprétation des résultats :**

D'après les résultats obtenus, nous remarquons qu'au fur et à mesure que l'intensité du champ magnétique (I) augmente, le taux d'oxyde de fer  $Fe_2O_3$  diminue à faible allure et cela pour toutes les tranches granulométriques, à l'exception de celui correspondant à l'intensité de 1A, dont l'explication satisfaisante ne peut venir que d'un dysfonctionnement de l'appareil, lorsqu'il est positionné à 1A.

### 3-1-5 Application des meilleures conditions d'épuration magnétique mise en évidence, à la totalité des tranches granulométriques

Sur la base des résultats obtenus nous avons fixé l'intensité du champ à 2.5 A, la limite maximale du séparateur.

La vitesse du rotor et les vibrations sont toujours maintenues constantes , nous avons procédé aux passages de toutes les tranches sur le tambour du séparateur:

A l'exception des fines [-0.1] mm, dont l'épuration par ce procédé à voie sèche est inefficace, toutes les autres tranches ont subi deux passages chacune sur le séparateur.

En résumé le tableau n° 40 donne les résultats essentiels des essais illustrés par les graphes n° 43 et 44 :

Préparation	A1	A2	A3	A4
Tranches (mm)	[-0.8+0.1]	[-0.6+0.1]	[-0.6 +0.250]	[-0.250+0.1]
% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (Concentré )	0.39	0.34	0.34	0.34
R <sub>p</sub> %	99.62	99.60	99.62	99.62
R <sub>p</sub> (T) %	60.89	41.26	19.30	23.06
% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> TV	0.50	0.51	0.49	0.56
R <sub>p</sub> %	61.13	41.43	19.38	23.15

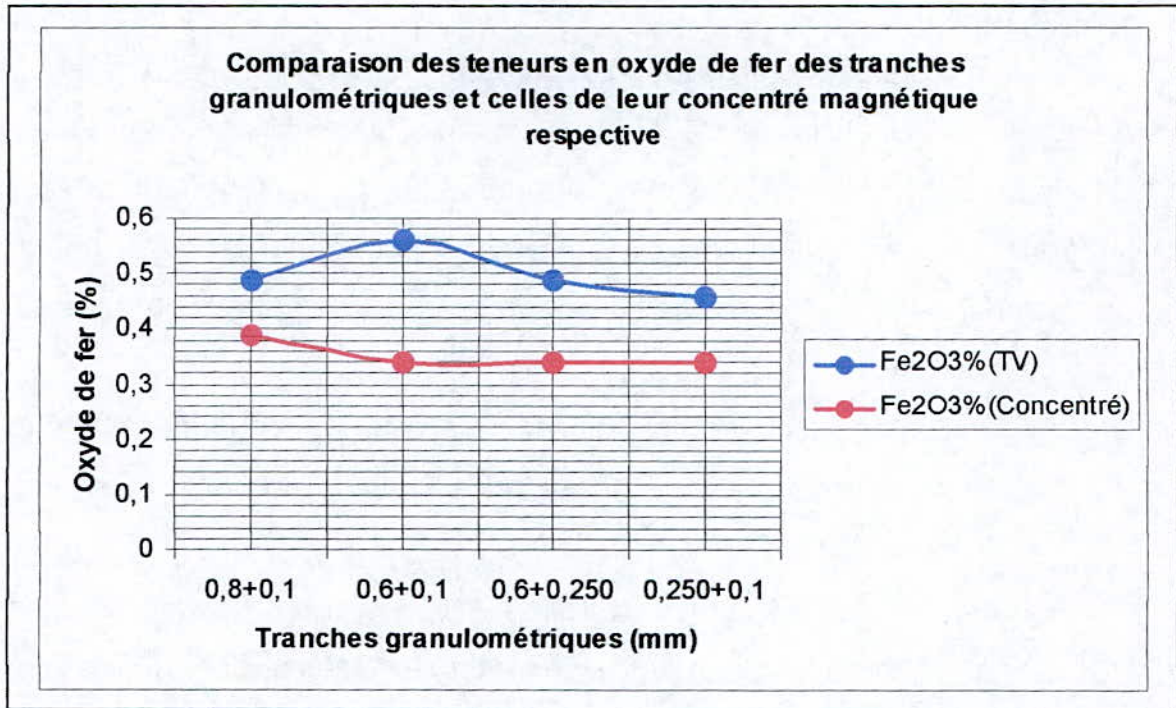
Tableau n° 40

**Remarques :**

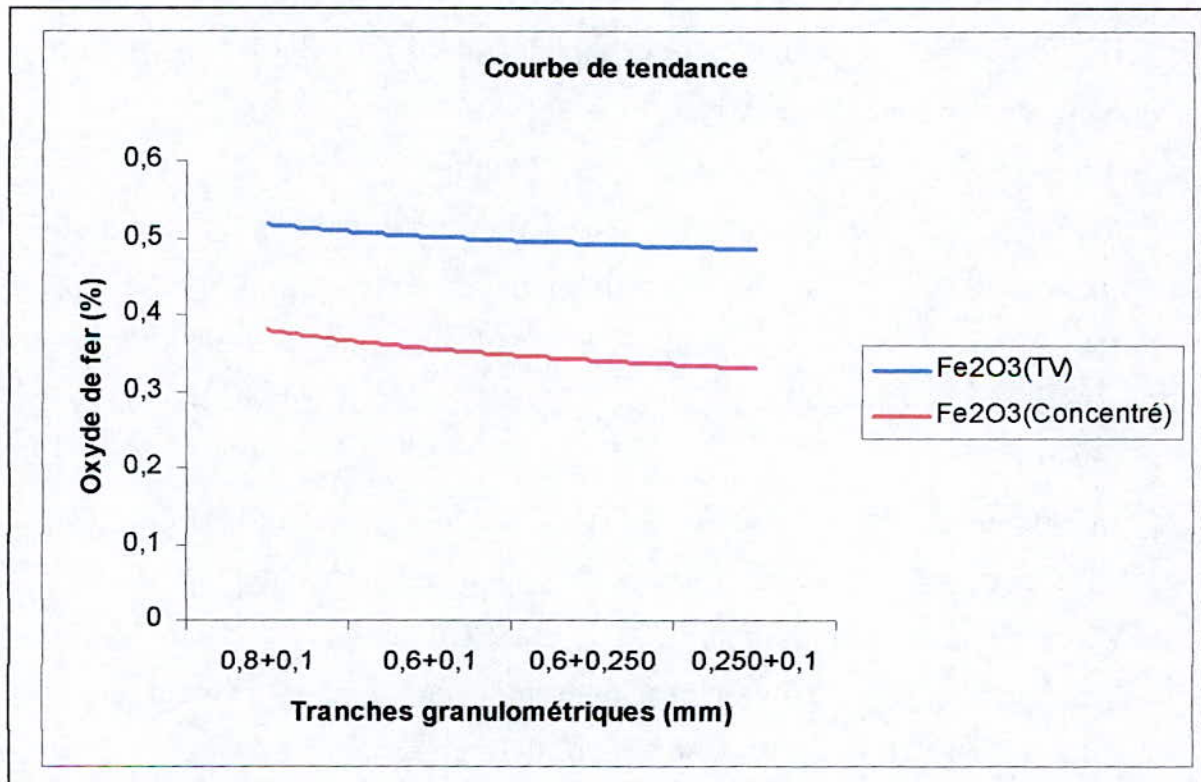
- La comparaison des résultats obtenus avec ceux antérieurs permet de remarquer que :
  - 1- La teneur 0.41% en oxyde de fer à été obtenue sur les tranches supérieures à [0.2]mm avec le même séparateur.
  - 2- La teneur 0.31% à été obtenue sur la tranche 0.2/0.08 mm avec une récupération de 91.37%
  - 3- La teneur 0.36 à été obtenue sur la tranche [-1+0.2] mm avec SMHG
  
- Les teneurs 0.20 %, 0.17% et 0.18% ont été obtenues sur les tranches granulométriques 0.2/0.040 mm à voie sèche avec un séparateur à haut gradient. (BRGM)
  
- La tranche 0.040/0.020 mm est traitable par SMHG par voie humide et aboutit à des teneurs entre 0.23 et 0.14%. (BRGM).

Les graphes des figures n° 43 et 44 comparent les résultats obtenus par séparation magnétique et ceux du tout -venant de chaque classe :

Graphe n°43



Graphe n°44



#### 4- Conclusion:

L'épuration magnétique utilisant un séparateur Carpco de 1978, permet de réduire la teneur en oxyde de fer du feldspath à la valeur de 0.34 %, pour un rendement pondéral de 99.62 % par rapport à l'alimentation, en traitant les tranches granulométriques du tableau n° 40 séparément, à l'exception de la tranche [-0.8 +0.1] mm dont la teneur en oxyde de fer est ramenée de 0.50 à 0.39%.

- Pour une meilleure libération d'oxydes de fer engendrée par un broyage plus fin, il y a une plus grande épuration pour les tranches supérieures à [0.1] mm.
- Pour les [-0.1] mm l'épuration est inefficace, causée par les ultrafines particules ferreuses que les forces du champ (HI) n'arrivent plus à capter et à retenir sur le tambour de l'appareil.

Ces poussières ferreuses mélangées à celles du feldspath finement broyé, qui recouvrent les oxydes captables, diminuent les forces agissantes engendrées par le champ appliqué à sec sur ces oxydes de dimensions pourtant favorables à leur extraction du feldspath.

L'épuration de la tranche verrière [-0.8+0.1] mm par un champ magnétique à haut gradient ou à haute intensité n'aboutit qu'à une teneur résiduelle en fer de 0.34 et 0.39% valeurs très proches, qui ne justifient pas l'investissement très élevé dans l'utilisation des séparateurs à haut gradient.

Pour les produits utilisables dans l'industrie céramique, l'épuration magnétique à haute intensité aboutit pour des tranches [0.2/0.080] ; [0.25/0.1] mm aux teneurs en  $Fe_2O_3$  de 0.34% à 0.31%.

L'application du champ à haut gradient réduit ces teneurs aux alentours de 0.20 % à 0.18% pour les tranches [0.2-0.040]mm.

Il est à remarquer que les tranches granulométriques serrées donnent de meilleurs résultats d'épuration.

Il est préférable de traiter plusieurs tranches séparément et les mélanger ensuite pour reconstituer la tranche répondant aux critères d'utilisation exigés.

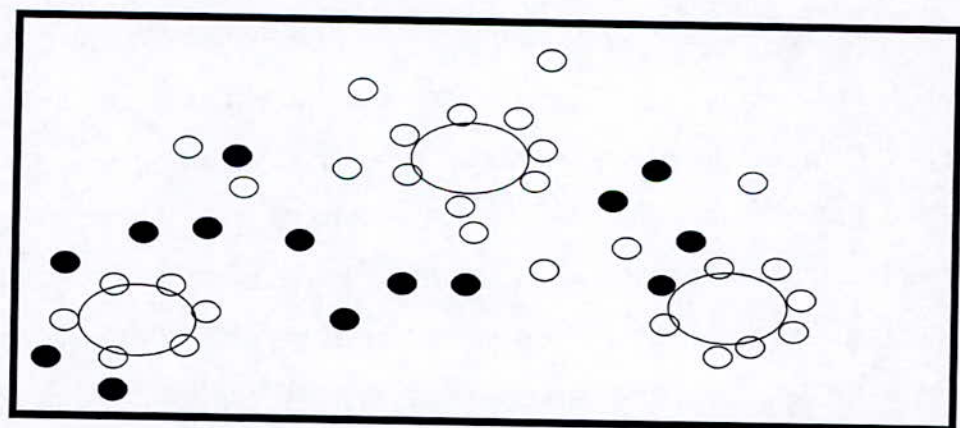
# EPURATION PAR FLOTTATION

## IV-2 Epuration par flottation :

### IV-2-1 Principe :

Le principe de la flottation est basé sur les propriétés hydrophobes et hydrophiles des surfaces des solides. Ces propriétés peuvent être naturelles ou stimulées à l'aide des réactifs appropriés qui sont ajoutés dans le mélange eau / particules solides à traiter. Lorsque de l'air est introduit sous forme de petites bulles dans un tel milieu, il se produit un transport sélectif des particules hydrophobes. Les particules présentant des surfaces hydrophobes se fixent aux bulles d'air lorsqu'elles entrent en collision avec elles (**Fig 06**). ce phénomène est dû à la grande affinité des surfaces hydrophobes pour l'air dont la nature est non – polaire. Les bulles d'air entraînent ces particules jusqu'à la surface de la pulpe, où elles forment une mousse chargée de particules flottées ; par contre les particules présentant des surfaces hydrophiles ne se lient pas aux bulles d'air et restent en suspension dans la pulpe.

Lorsque les minéraux à concentrer sont les hydrophobes nous pratiquons la flottation directe, dans le cas contraire nous pratiquons la flottation inverse.



- Bulles d'air
- Particules à surface hydrophobe
- Particules à surface hydrophile

Figure n° 06 : illustre le principe de la flottation :



La pulpe doit être préparée convenablement en fonction des substances à concentrer, reposant principalement sur l'ajout de différents agents : les moussants, les collecteurs, les déprimants et les activants sont des réactifs de flottation. La stabilité de la mousse est assurée par les moussants.

Les collecteurs ont pour fonction d'adhérer aux surfaces, afin de les rendre hydrophobes, alors que les déprimants rendent les surfaces hydrophiles. Les activants altèrent les surfaces des particules afin de les rendre plus actifs à l'action d'un collecteur. L'activité de la plupart de ces réactifs dépend du pH du milieu, il est donc important de corriger la valeur du pH en fonction des réactifs utilisés. [3],[7], [22],[23],[24], [25].

#### **IV-2-2 Conditions d'applications :**

L'utilisation de la flottation est appropriée pour le traitement de particules, dont la taille est comprise entre 5 et 212  $\mu\text{m}$ . Cependant, pour les minéraux légers comme le charbon, la limite supérieure est élevée à 1.70 mm. La limite supérieure est dictée par la capacité limitée d'une bulle à soulever un poids. A masse volumique égale, la flottation des grosses particules nécessite des bulles plus volumineuses que la flottation de petites particules. Cette limite est aussi imposée par le détachement des grosses particules de la bulle à laquelle elles sont accrochées. Le détachement est causé par les forces de friction entre l'eau et le solide durant l'ascension du complexe bulle/particules. En effet, les grosses particules subissent davantage l'effet de la friction que les petites particules puisque leur surface est plus grande. Le diamètre des bulles est une caractéristique très importante, puisqu'il détermine aussi la surface disponible pour l'adhésion des particules hydrophobes. La surface totale disponible augmente avec la réduction du diamètre des bulles.

Il existe une gamme de bulleurs donnant des bulles de différents diamètres.[25], [26].

### IV-2-3- Les applications :

La flottation est, sans aucun doute, le procédé le plus important parmi les différentes techniques employées pour le traitement des minerais. Cette technique polyvalente permet le traitement mêmes des minerais complexes (plomb-zinc, cuivre-zinc,...), de sulfures (cuivre, plomb, zinc,...).

Certains minéraux oxydés sont plus difficiles à concentrer par le procédé.

Certains minéraux non-métalliques se concentrent assez bien (les phosphates) Grâce à la flottation, il est possible de concentrer de façon économique des minerais pauvres dont le traitement ne serait pas rentable en utilisant les techniques de concentration gravimétrique.

La flottation est utilisée en amont et en aval des autres procédés.

Les applications environnementales de la flottation sont très vastes. La plupart des contaminants inorganiques et de nature métallique (cuivre, zinc,...) peuvent être concentrés par flottation. De même, les contaminants organiques à caractère hydrophobes comme les hydrocarbures pétroliers ( $HC_x$ ), les hydrocarbures aromatiques polycycliques (HAP) et les biphényles polychlorés (BPC) peuvent être concentrés de la même façon.[31], [23].

### IV-2-4- Les modes opératoires :

La pulpe doit subir une certaine préparation avant la flottation. En minéralurgie, le minerai broyé est habituellement mélangé à l'eau pour former une pulpe contenant entre 5 et 50% de solides sur une base massique.

La pulpe doit être exempte de toute agglomération de particules. La première étape de préparation repose donc sur la dispersion des particules à l'aide d'agents dispersants.

La pulpe est introduite dans un réservoir de conditionnement agité, afin d'assurer l'homogénéité du milieu.

Lorsque les minéraux devant être concentrés ne sont pas hydrophobes de façon naturelle, des agents de flottation appelés collecteurs sont ajoutés.

Les collecteurs sont des molécules organiques ou des ions qui sont adsorbés sélectivement sur certaines surfaces, afin de les rendre hydrophobes. Les collecteurs sont généralement des composés hétéropolaires, la partie polaire est adsorbée à la surface de la particule tandis que la partie non-polaire est orientée vers l'extérieur afin d'exposer une surface hydrophobe. L'illustration est donnée par la figure suivante :

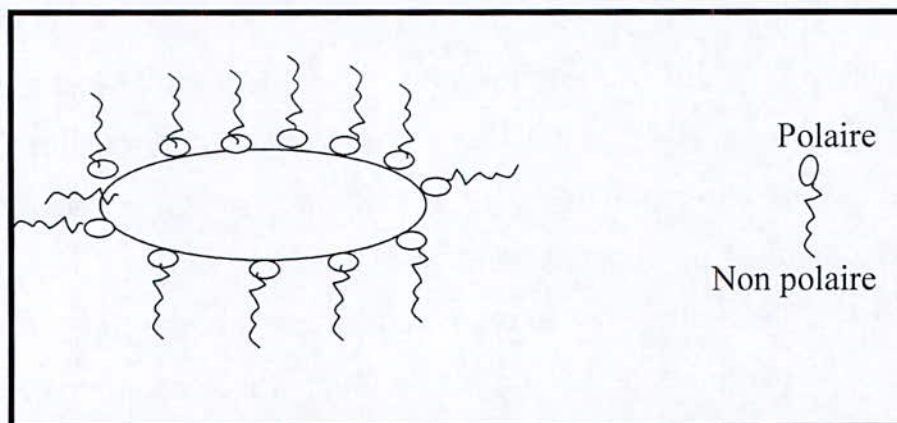
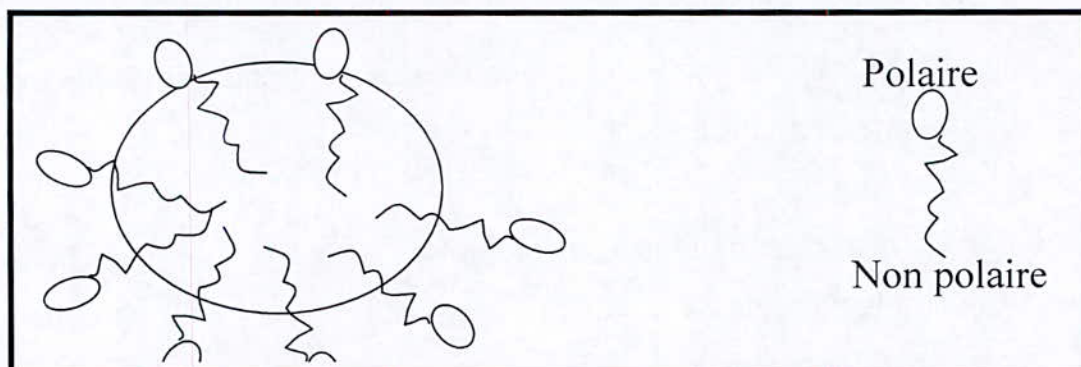


Fig. n°07

L'activité des collecteurs varie grandement en fonction du pH. Celui –ci doit être ajusté par l'ajout d'une base ou d'un acide au cours de l'opération.

La valeur optimale du pH dépend de la nature du minéral ou substance à concentrer ainsi que du collecteur utilisé. Cette valeur a souvent pour conséquence de diminuer considérablement la consommation de collecteur.[25],[27],[31].

Les moussants sont des agents tensioactifs hétéropolaires de nature organique qui sont absorbés aux interfaces air/eau (bulles). Les molécules des moussants comportent une tête polaire orientée vers l'eau et une queue non polaire orientée vers l'air. [31]. **Figure n° 08**



#### **IV-2-5- Rôle des réactifs dans la flottation :**

##### **1 Les moussants :**

Les deux principales fonctions des moussants sont d'assurer une dispersion de bulles fines dans la pulpe et de maintenir une stabilité adéquate de la mousse qui flotte à la surface de la pulpe. En effet la mousse doit être suffisamment stable dans le but d'éviter le relaiage des particules hydrophobes dans la pulpe. Par contre une mousse trop ferme aura pour effet de nuire au traitement subséquent du concentré obtenu par la flottation. [30].

##### **2 Les déprimants :**

Les déprimants sont des composés inorganiques dont l'action consiste habituellement à enduire les surfaces d'une façon sélective dans le but de les rendre plus hydrophiles et de diminuer leur affinité pour les collecteurs. L'utilisation des déprimants augmente la sélectivité de la flottation en prévenant la flottation des particules indésirables. L'activité des déprimants varie en fonction du pH de la pulpe. [31].

##### **3 Les activants :**

Les activants sont généralement des sels solubles qui s'ionisent en milieu aqueux. Les ions en solution réagissent avec les surfaces pour favoriser l'adsorption du collecteur. Les activants sont utilisés lorsque les collecteurs et les moussants ne parviennent pas à accomplir la flottation convenablement. Comme dans le cas des collecteurs et des déprimants, l'activité des activants varie en fonction du pH du milieu. [31].

Les différents réactifs de flottation peuvent être ajoutés simultanément dans le réservoir de conditionnement cependant l'efficacité de la flottation est accrue lorsque l'addition de chaque réactif est effectué par étapes successives. [31].

## **IV-2-6 - L'appareillage utilise :**

### **1 Cellules de flottation :**

Les cellules font partie des équipements mécaniques de flottation. Elles sont composées d'un réservoir muni d'une turbine entourée de chicanes dont une des fonctions est d'assurer l'homogénéité de la pulpe. L'air est alimenté dans le système par l'axe de la turbine. L'aération peut être effectuée de façon autonome grâce à la rotation très rapide de la turbine qui produit une pression négative et aspire l'air. L'aération peut aussi être produite à l'aide d'une soufflante à faible pression. L'air est introduit dans le système et violemment dispersé dans la pulpe sous forme de fines bulles grâce à l'action de la turbine et des chicanes

La finesse des bulles est une caractéristique importante, puisqu'elle détermine la surface disponible pour l'adhésion des particules hydrophobes. Le concentré composé de la mousse chargée de particules hydrophobes est récupéré par débordement dans le haut de la cellule. [25].

### **2-Conditions d'applications de l'appareillage :**

L'utilisation des équipements de flottation est limitée par des conditions spécifiques quant à l'intervalle granulométrique à l'intérieur duquel ils fonctionnent d'une façon efficace.

La stabilité du complexe particules/bulles d'air dépend de la taille des particules. En effet les grosses particules (diamètres supérieur à 212 $\mu\text{m}$ ) ont tendance à se détacher de la bulle sous l'action de la friction avec l'eau durant l'ascension du complexe particules /bulles d'air. Pour leur part, les particules très fines (diamètre inférieur à 5 $\mu\text{m}$ ) sont extrêmement sensibles aux turbulences provoquées par l'ascension des bulles d'air. [23].

#### IV-2-7 Résultats des essais antérieurs

##### 1 Essais effectués en Algérie :

##### 1-1 Essai ENOF 1974 :

Le tout venant concassé à 1 mm en 3 stades a été ensuite broyé à l'aide d'un banc de mouture en porcelaine jusqu'à une finesse de [0.08] ,et flottée. Nous avons utilisé l'acide oléique comme collecteur des oxydes de fer et le flottol comme moussant. [35].

Les quantités d'acide oléique ont été :

**0.5 kg/t ; 1 kg/t et 1.5 kg/t.**

Les résultats obtenus figurent dans le tableau n° 41:

Acide oléique	Nature du produit	Rp (%)	Teneur (%)			
			Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	SiO <sub>2</sub>
0.5	Concentré	78.58	0.91	9.40	0.29	73.31
	Stérile	21.42	1.62	11.30	0.35	65.00
		100	1.06			
1.00	Concentré	95.66	0.71	10.69	0.29	75
	Stérile	5.34	1.62	9.40	0.24	69.73
		100	0.82			
1.50	Concentré	74.82	0.61	10.69	0.32	74.80
	Stérile	25.18	1.41	10.69	0.35	69.56
	Total	100	0.81			

Tableau n° 41

**1-2 Essai ENP 2002 :**

Les consommations en réactifs sont indiqués dans le tableau n° 42. [34].

Echantillon	Réactifs utilisés						
	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> (ml)	Dodecylamine C <sub>12</sub> H <sub>25</sub> NH <sub>2</sub> +HOH (ml)	AP 801 (ml)	AP840 (ml)	Huile de pin (gouttes)	Kérosène (ml)	HF (ml)
1	4.7	1	12.5	12.5	-	0.05	1.5
2	4.4	2.5	12.5	12.5	-	0.05	0.7
3	6	5	12.5	12.5	-	0.05	1.4

Tableau n° 42

Les résultats obtenus sont représentés dans le tableau n° 43 :

Echantillon	Concentré de flottation		
	Poids (g)	Rp (%)	Teneur en Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)
1	472.27	94.45	0.31
2	476.36	95.27	0.36
3	471.52	94.30	0.24

Tableau n° 43

## **2- Essais effectués à l'étranger :**

### **2-1 Essai BRGM 1997 :**

#### **2-1-1 Schéma de principe :**

##### **a- Flottation anionique :**

Il s'agit des phyllithes et des minéraux denses, porteurs de fer et de titane, par un mélange de sulfonâtes de pétrole comme collecteurs, après conditionnement en pulpe, de pH compris entre environ 1.8 et 2.2, ajusté par addition de  $H_2SO_4$ .

Les sulfates AP 801, solubles dans l'eau, et AP 825, solubles dans le fuel oil et dispersibles dans l'eau, ont été utilisés comme collecteurs avec addition d'un moussant Aerofroth A65 à base de polyglycol.

##### **b- Flottation cationique du feldspath :**

Cette opération a été réalisée en deux procédés :

##### **b1- Procédé 1 :**

Impliquant l'utilisation de l'acide fluorhydrique (HF) comme activant du feldspath, de l'acétate d'amine comme collecteur cationique de feldspath.

Les conditionnements sont effectués en pulpe acide, avec un pH variant entre 1.4 à 2, ajusté par  $H_2SO_4$  et HF

Un mélange d'acétate d'amines primaires Catflot NC100 a été utilisé comme collecteur.

##### **b2- Procédé 2 :**

Impliquant la flottation directe du feldspath par un dioléate de diamine comme collecteur. [18].



Les meilleurs résultats sont obtenus sur la fraction  $[-0.040+0.020]$ mm (1+2) défirisée sont donnés dans le tableau n° 44

Teneurs	% des éléments
<b>Si<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>71.37</b>
<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>15.57</b>
<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>0.19</b>
<b>TiO<sub>2</sub></b>	<b>-0.05</b>
<b>CaO</b>	<b>0.11</b>
<b>MgO</b>	<b>-0.20</b>
<b>Na<sub>2</sub>O</b>	<b>0.38</b>
<b>K<sub>2</sub>O</b>	<b>12.63</b>
<b>MnO</b>	<b>-0.02</b>
<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	<b>0.10</b>
<b>P.F</b>	<b>0.57</b>

Tableau n° 44

## IV-2-8 Résultats de la présente thèse :

### 1 Conditions opératoires :

Une partie du produit traité par séparation magnétique va être traitée par flottation, suivie par une lixiviation, l'autre partie sera traitée par lixiviation.

Les conditions requises pour une flottation efficace :

- 1- La première condition pour obtenir une bonne flottation consiste à obtenir un broyage, qui libère le maximum de minéraux les uns des autres une libération convenable des particules à flotter.

Dans certains cas, il est nécessaire de deschlammer la pulpe avant de la flotter et cela pour éviter le recouvrement des surfaces minérales par les particules.

- 2- Une deuxième condition consiste à travailler avec des particules solides de granulométrie appropriée facilement transportables par bulles d'air, de diamètre compris généralement entre 0.1 et 1 mm . La granulométrie des particules à flotter se situe généralement entre 0.1 et 0.300 mm.

En général, les particules de dimension  $< 15\mu\text{m}$  sont difficiles à flotter à cause de leur faible énergie cinétique, pour qu'elles se placent à la surface des bulles. De plus elles libèrent des ions qui consomment plus de réactifs et augmentent aussi la viscosité de la pulpe.

- 3- Une troisième condition consiste à assurer un bon conditionnement de la pulpe avec les réactifs (déprimant, activant, moussant et collecteurs), et cela en quelques minutes.

Le broyage à sec a été effectué dans un broyeur à boulets en céramique pour éviter la contamination en fer, le temps de broyage et la masse broyante sont déterminés sur la base des essais.

Dans notre cas le temps de broyage est fixé à 8 mn pour la tranche 0.1-0.8 mm et 6 mn pour la tranche 0.1-0.6 mm.

La masse broyante est de :

Petit modèle : 74 boulets où la masse est de : 873.43 g

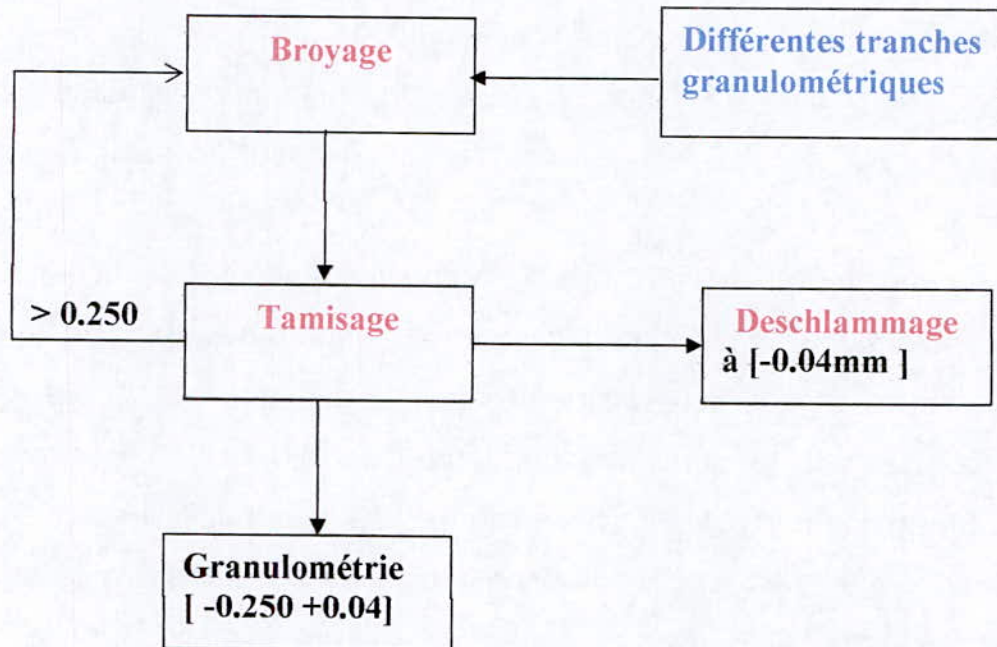
Grand modèle : 5 boulets où la masse est de : 317.21 g

La prise de masse à broyer est de 300g.

## 2 - Schéma de préparation des feldspaths pour la flottation :

Après broyage, nous avons effectué un tamisage pour éliminer les particules, dont les dimensions sont inférieures à  $[-0.04]$  mm et cela à l'aide des tamis dont l'ouverture est de  $[-40\text{mm}]$ .

Le but de ce broyage est d'atteindre des dimensions inférieures à  $[0.250]$  mm, pour libérer au mieux les oxydes de fer des particules mixtes, donc l'opération est toujours contrôlée avec un tamis dont l'ouverture est inférieure  $[-0.250]\text{mm}$ .



**Figure n° 08 : Schéma de préparation des feldspaths pour la flottation.**

Le minerai broyé est deschlammé à  $[-0.04]$  mm et cela à l'aide d'un tamis de  $[0.040]$  mm par voie humide.

A la fin de l'opération de deschlammage les refus et les passants sont séchés et pesés pour le calcul du rendement pondéral.

**2-1 Analyse de la tranche [0.1-0.8] mm**

La tranche [- 0.8 + 0.1] broyé à [0.25] mm et deschlammé à [0.040] mm

Les résultats sont donnés dans le tableau n° 45

N° éch Tranches	E1		E2		E3		E4	
	Poids	RP%	Poids	RP%	Poids	RP%	Poids	RP%
< 0.250 mm	<b>169.07</b>	<b>56.37</b>	<b>175.28</b>	<b>58.42</b>	<b>193.00</b>	<b>64.33</b>	<b>188.52</b>	<b>62.84</b>
< 0.04 mm	<b>97.37</b>		<b>93.08</b>		<b>105.75</b>		<b>106.53</b>	
<b>Moyenne</b>								<b>60.49</b>

**Tableau n° 45**

**2-2 Analyse de la tranche [+ 0.1 – 0.6] mm**

La tranche [- 0.6 +0.1] broyé à [0.25] mm et deschlammé à [0.040] mm

Les résultats sont représentés dans le tableau n° 46

N° éch. Tranches	E1		E2		E3	
	Poids	RP%	Poids	RP%	Poids	RP%
<[ 0.250] mm	185.67	61.89	196.56	65.62	200.73	66.91
< [0.04]mm	117.58		86.92		116.75	
<b>Moyenne</b>						<b>64.80</b>

**Tableau n° 46**

Après l'opération de séchage et de pesage nous avons mélangé tous les échantillons de chaque classe.

Le rendement pondéral moyen est de 60.49 % pour la tranche [-0.8+0.1] mm, celui de la tranche [-0.6 +0.1] mm est de 64.80 %, ces résultats sont très proches de ceux de l'étude BRGM.

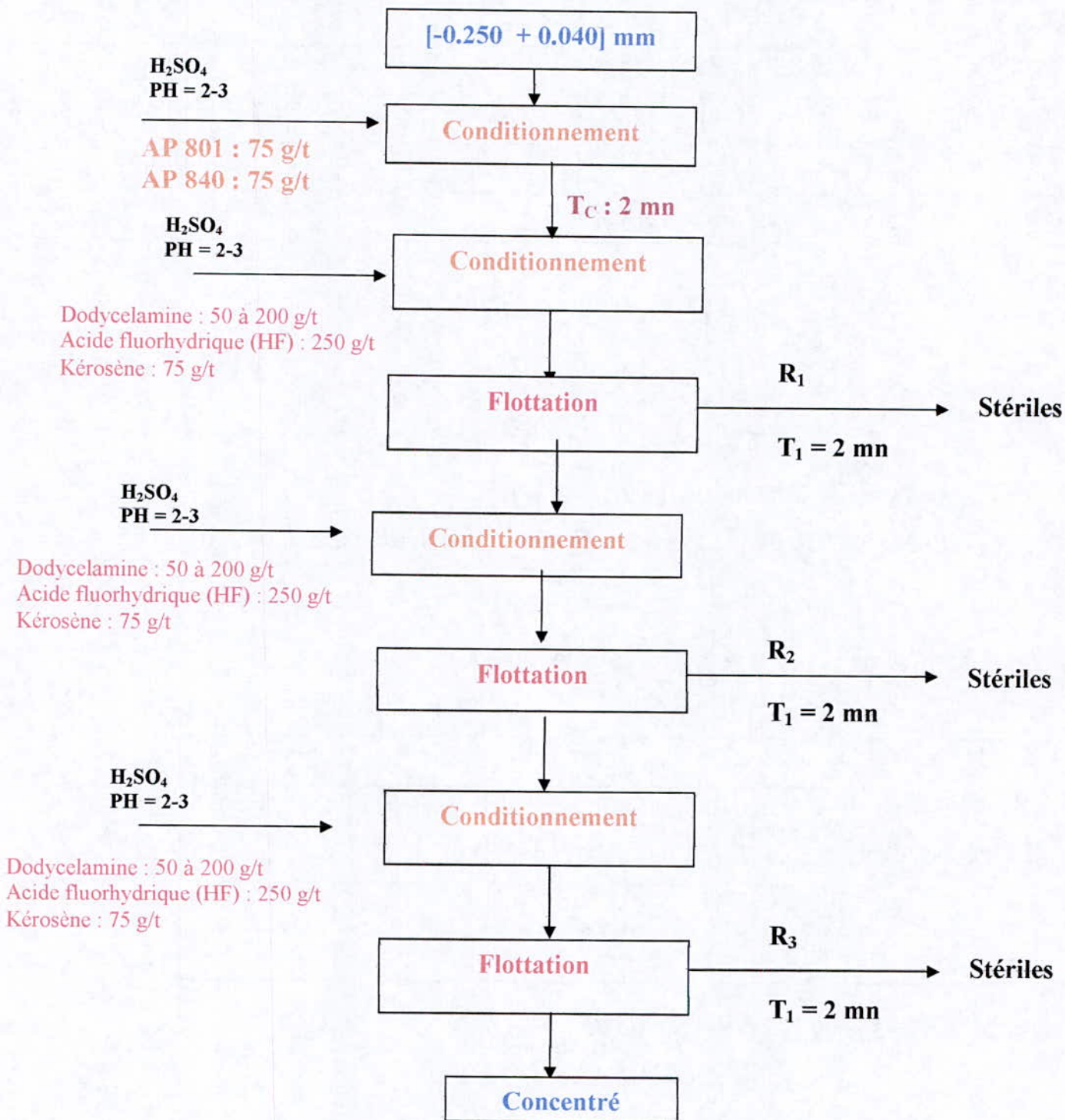


Schéma n° 9 : Principes des opérations de la flottation

Après flottation, nous avons lavé, filtré et séché les concentrés et les rejets  
Après séchage, nous avons pesé les échantillons séparément, les résultats relatifs aux rendements pondéraux et aux analyses chimiques des oxydes de fer sont portés dans le tableau n° 47:

Tranches granulométriques	Poids initial	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> Initial	Quantité de Dodycelamine	Poids de concentré	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> des concentrés	Rp (%)	RpT(%)
[+ 0.1 – 0.8]	300	0.39	3 ml	149.2	0.32	49,73**	30,28
[+ 0.1 – 0.8]			4 ml	276.9	0.31	92,30	56,20
[+ 0.1 – 0.8]*			5 ml	269.2	<b>0.23</b>	89,73	54,63
[+0.1 – 0.6]	300	0.34	3 ml	276.1	0.34	92,03	37,97
[+0.1 – 0.6]			4 ml	281.3	0.34	93,77	38,40
[+0.1 – 0.6]*			5 ml	279.2	<b>0.20</b>	93,07	38,68
[+0.1 – 0.250] : tranche extraite du TV réduit à [0.8] mm et déferrisée	300	0.34	3 ml	288.3	0.33	96,10	22,16
			4 ml	283.5	0.30	94,50	21,79
			5 ml	281.9	0.31	93,97	21,66
[-0.1 + 0.04] tranche extraite du TV réduit à [0.8] mm et non déferrisée	300	0.63	3 ml	267.0	0.30	89,00	7,05
			4 ml	245.9	0.33	81,97	6,49
			5 ml	269.5	0.30	89,83	7,11
[+0.250 - 0.6] tranche extraite du TV réduit à [0.8] mm et déferrisée	300	0.34	3 ml	285.6	0.31	95,20	18,37
			4 ml	284.4	0.30	94,80	18,29
			5 ml	289.8	0.31	96,60	18,64

Tableau n°47

**RpT(%) : Rendement pondéral total (%)**

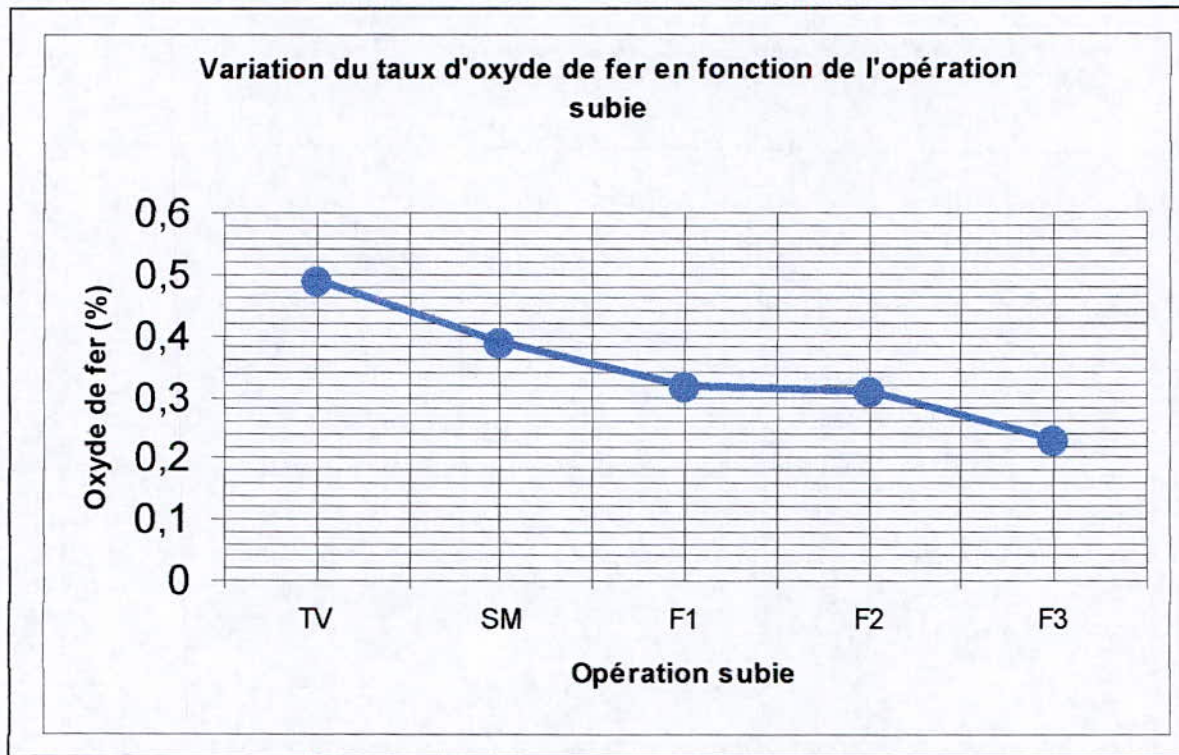
**\* : Tranche broyée à [0.250] mm et déshlammée à [0.040] mm**

**\*\* : Pertes dues à un débordement de la pulpe sur les bords de la cellule**

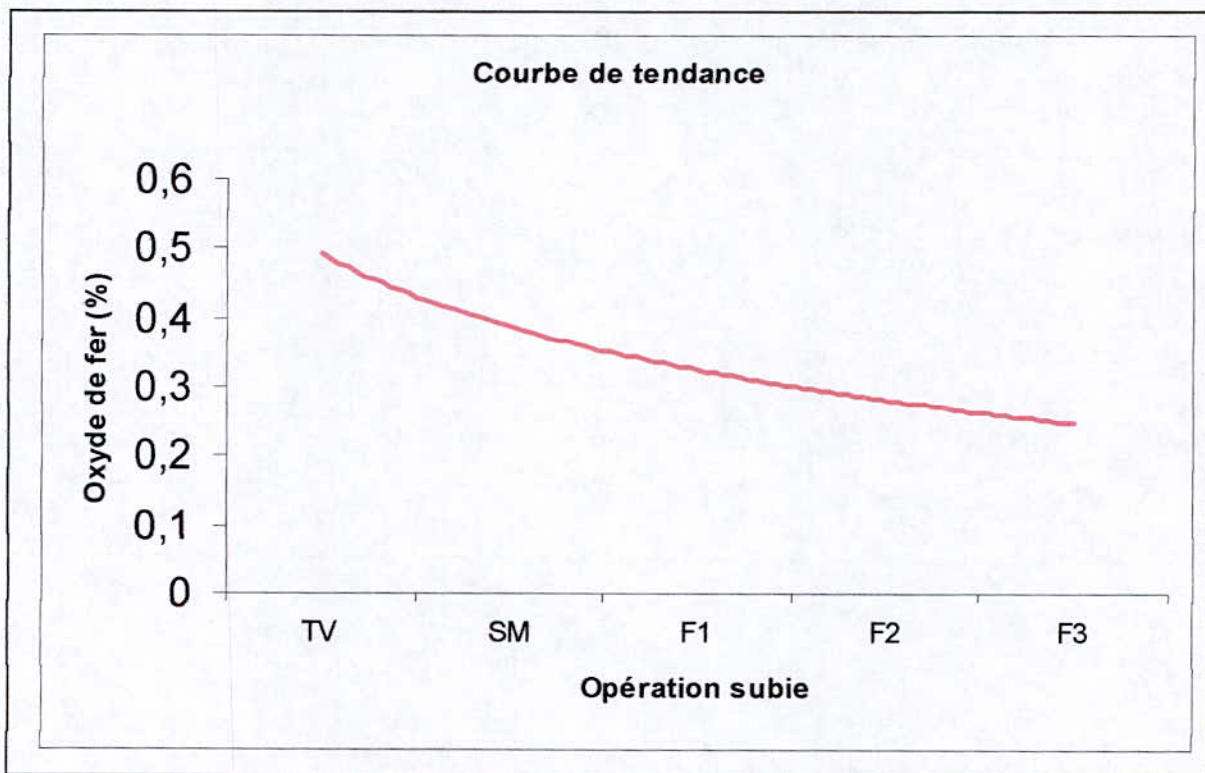
Les résultats du flottation sont illustrés par les courbes n° 45 à 56

1- La tranche [-0.8+0.1]mm

Graphe n° : 45

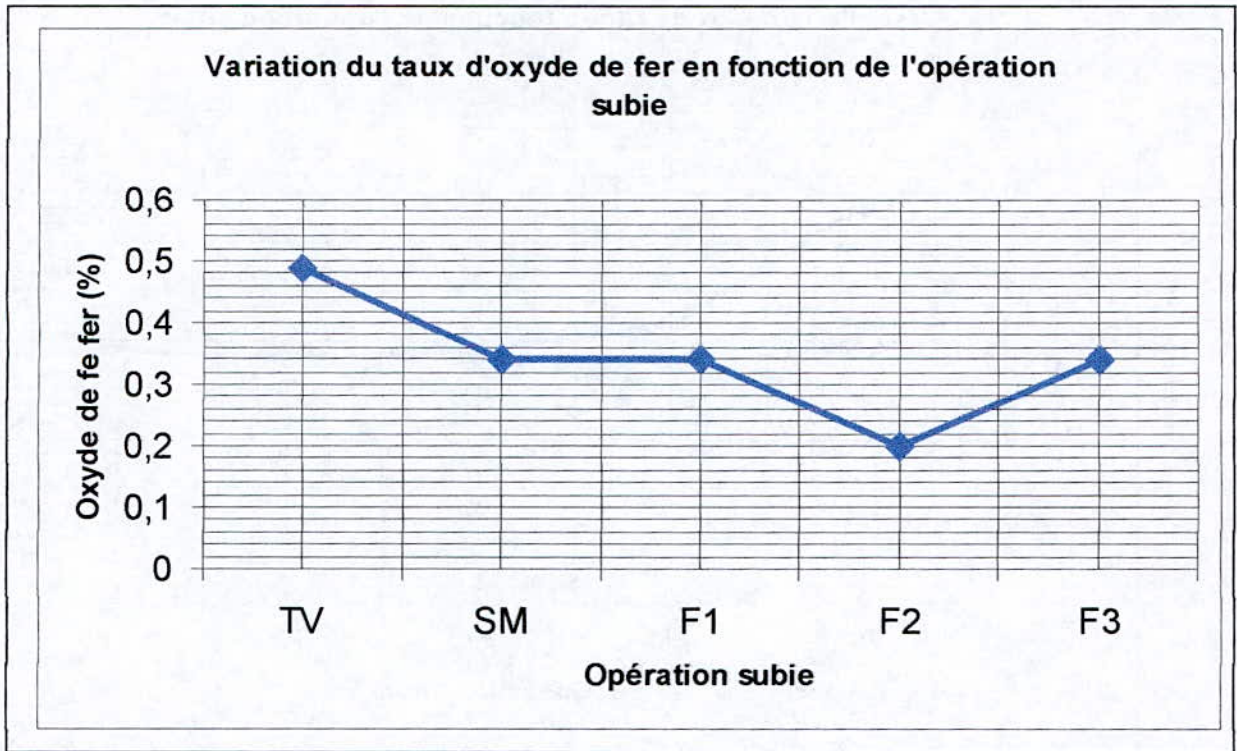


Graphe n° : 46

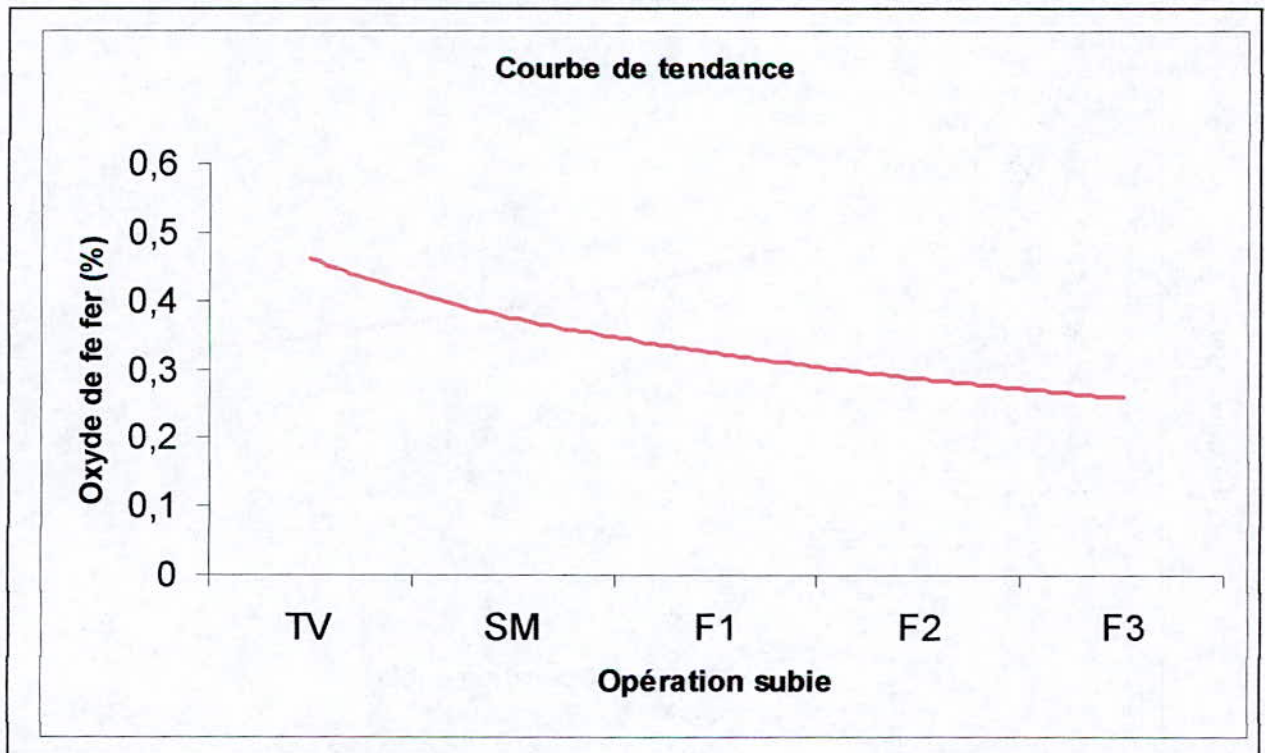


2- La tranche [- 0.6+0.1] mm

Graphe n° : 47



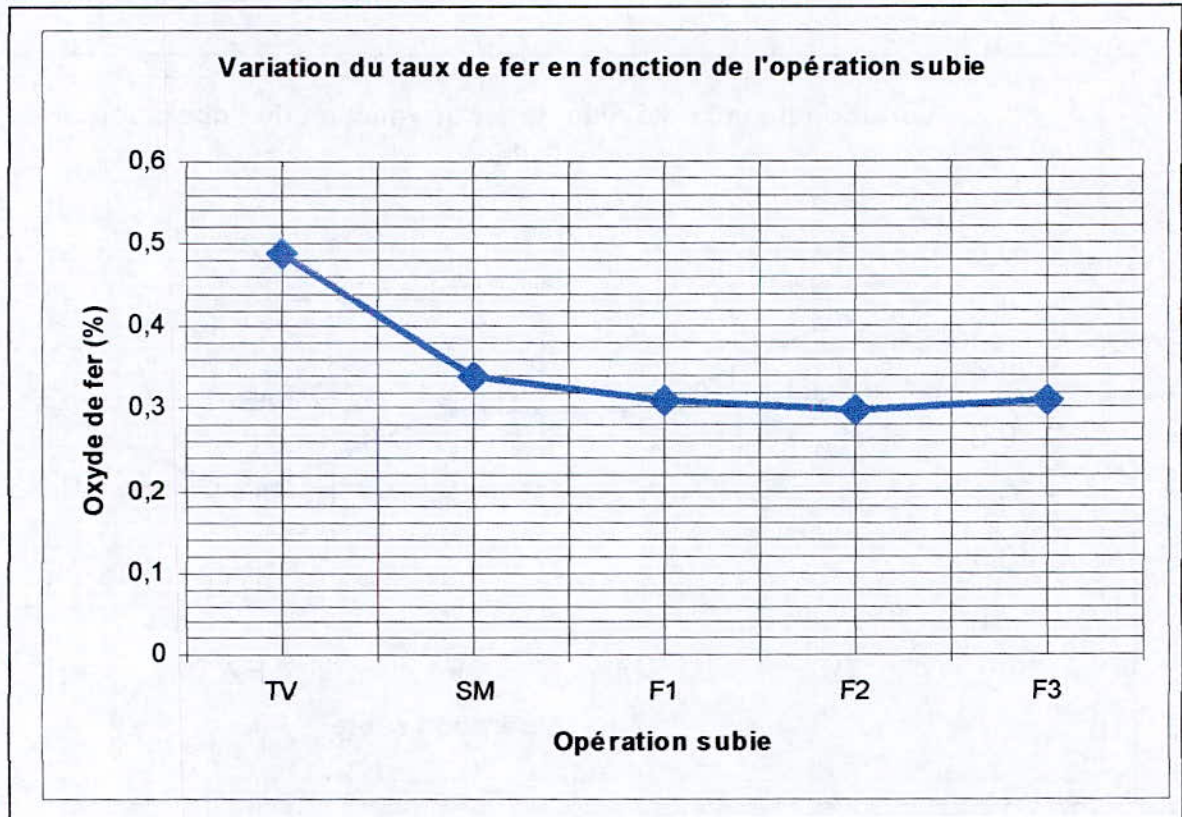
Graphe n° : 48



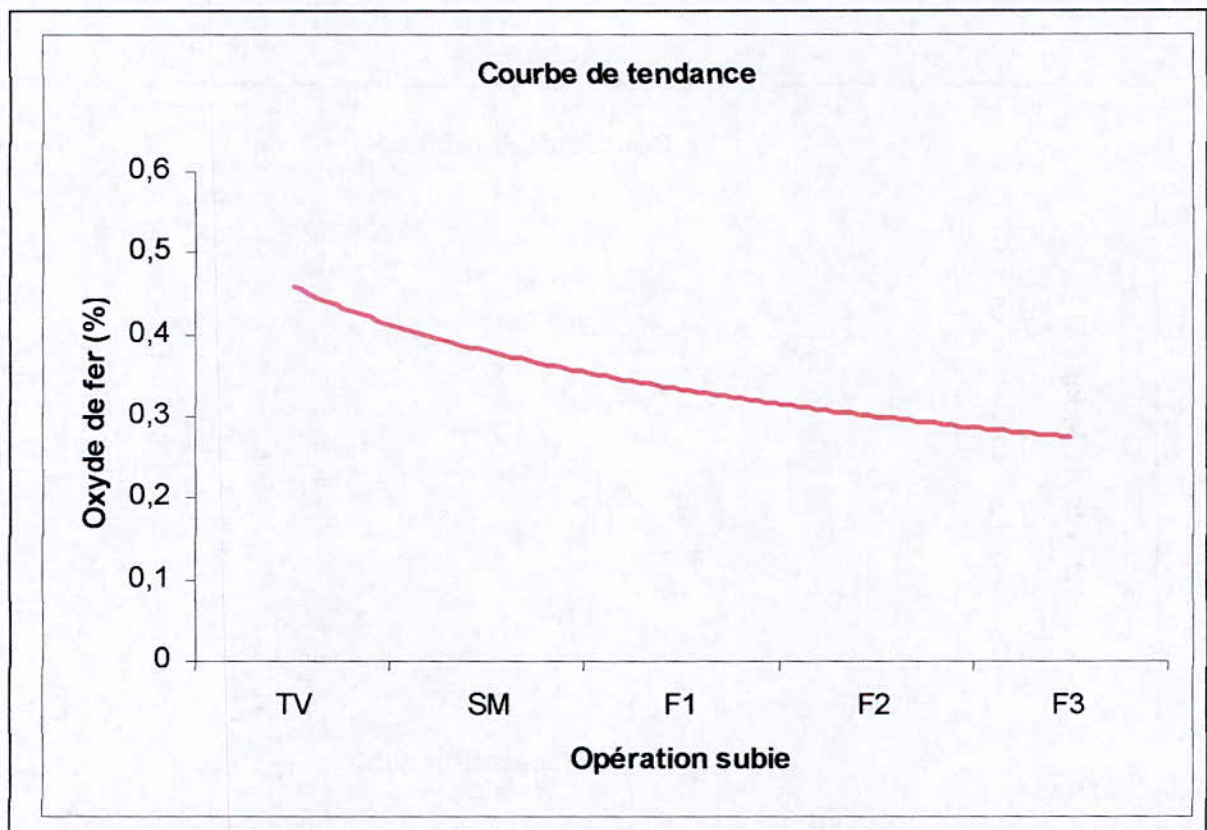


3- La tranche [-0.6+0.250] mm

Graphe n° 49

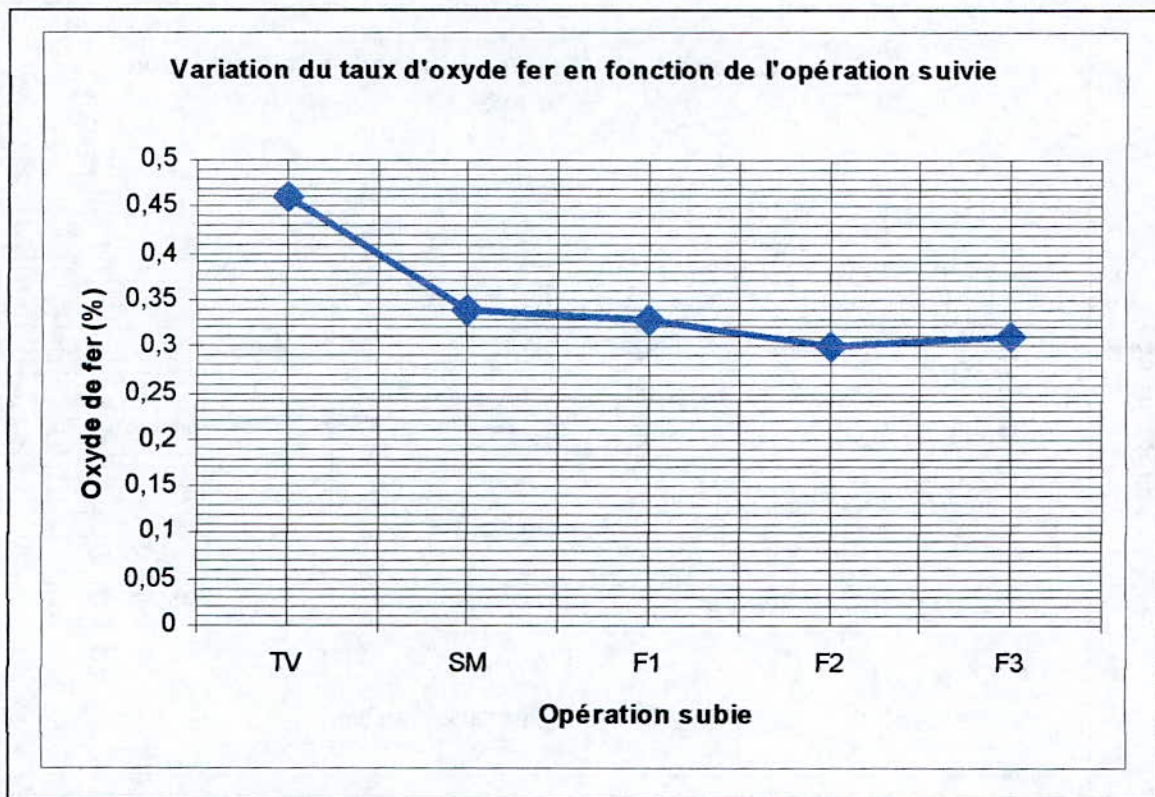


Graphe n° 50

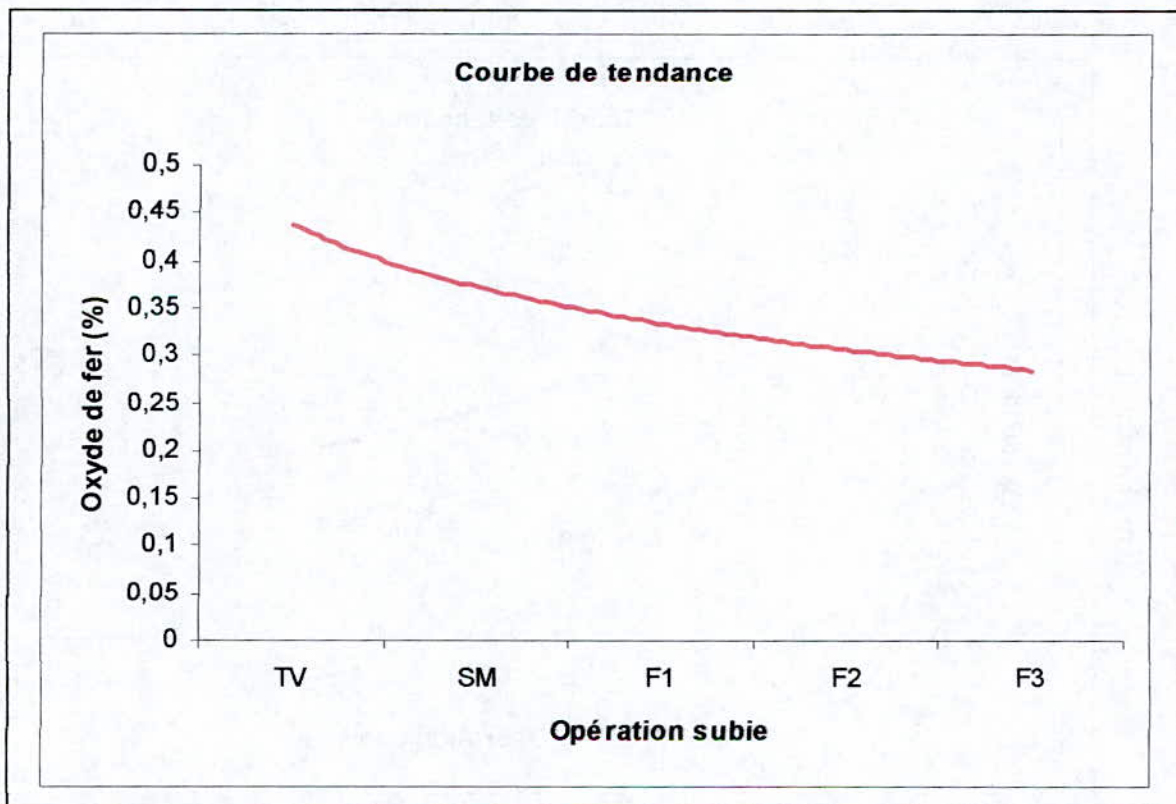


4- La tranche [-0.250+0.1] mm

Graphe n° 51

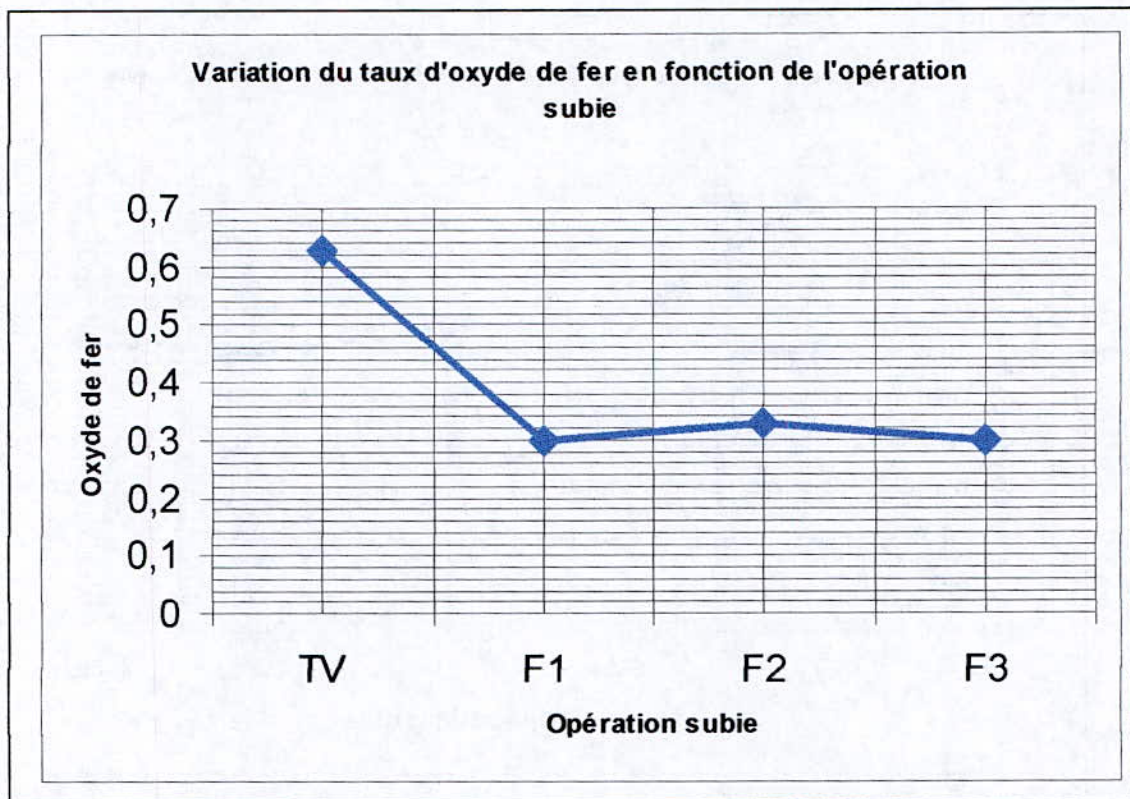


Graphe n° 52



5- La tranche [-0.1+0.04] mm

Graphe n° : 53



Graphe n° : 54

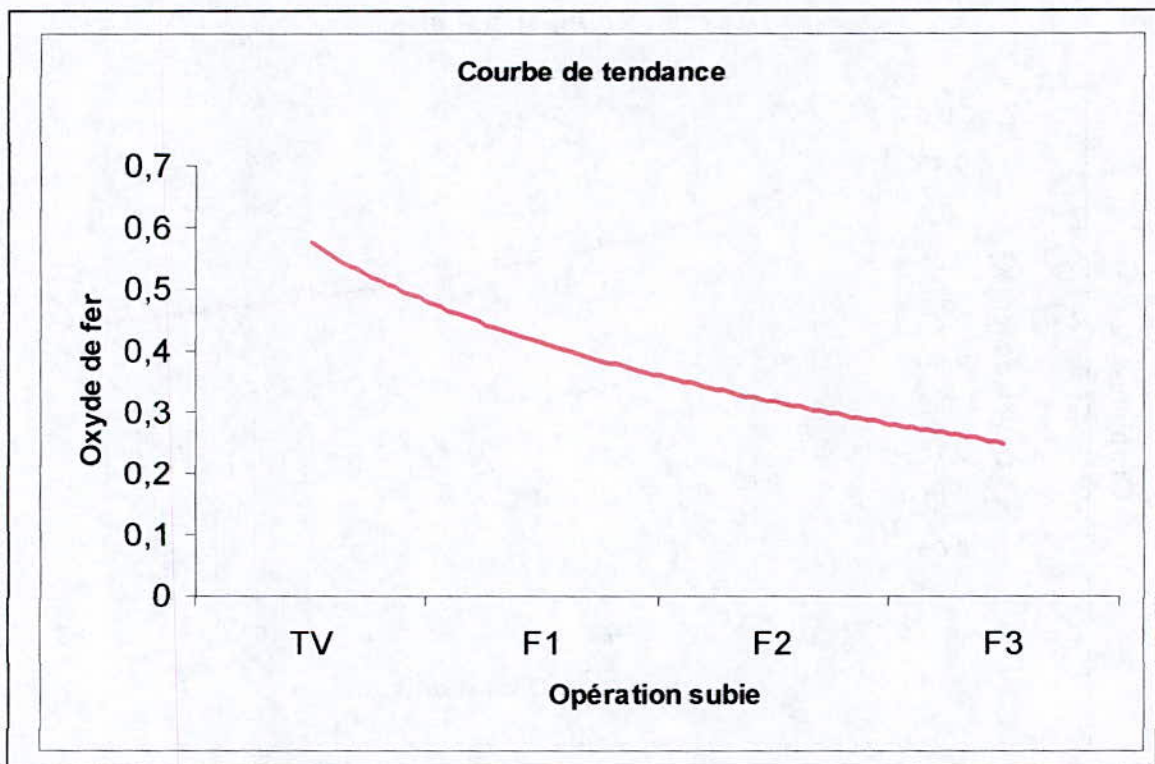
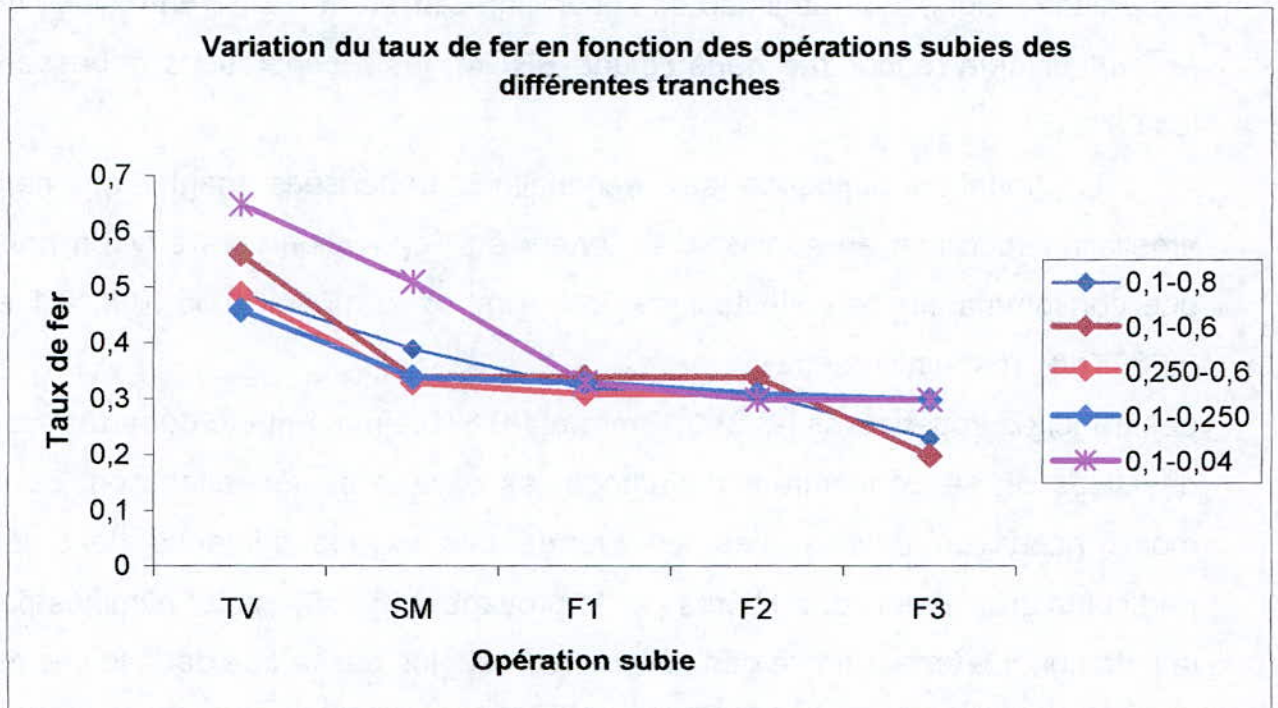
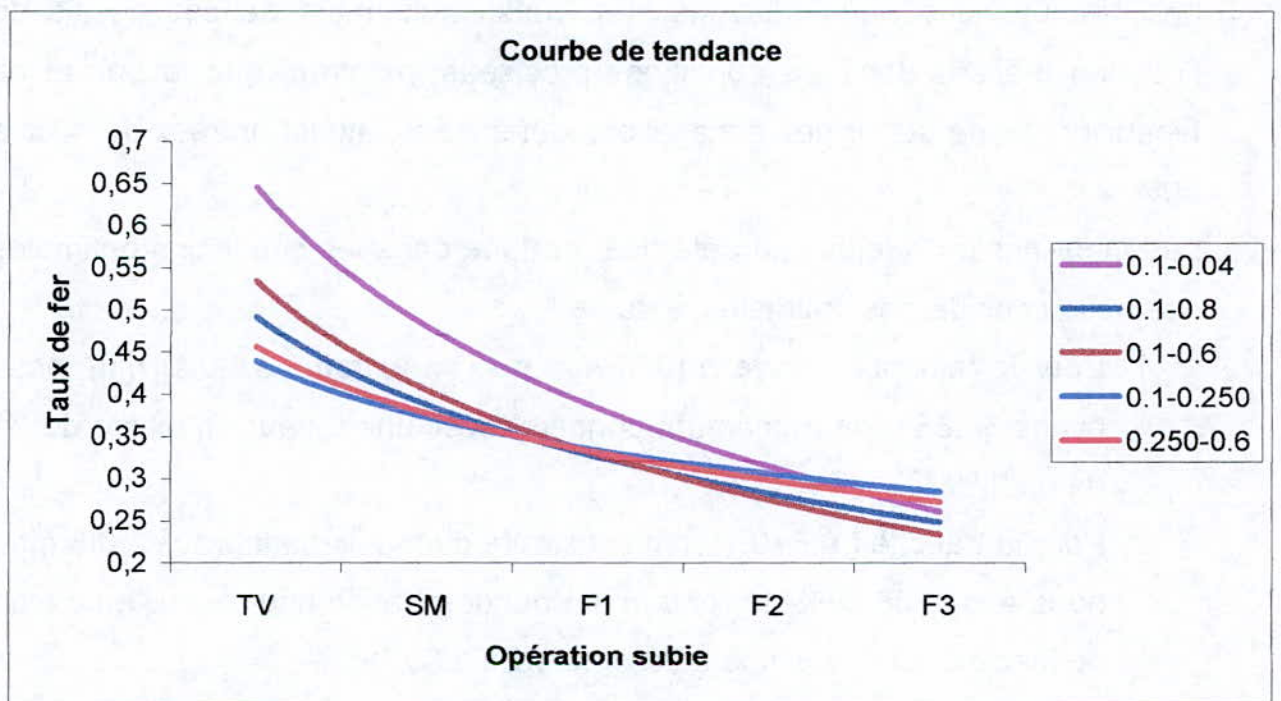


Illustration de l'ensemble des résultats de la flottation par les graphes n° 55 et 56.



Graph 55



Graph 56

### 3- Conclusion :

Quelles que soient les tranches granulométriques traitées par séparation magnétique, la limite de l'épuration s'arrête à 0.34% en oxydes de fer, valeur déjà rencontrée dans l'étude BRGM, les récupérations dépassent les 99%.

La flottation appliquée aux échantillons déferrisés magnétiquement améliore l'épuration en abaissant la teneur en  $Fe_2O_3$  d'un tiers environ pour une consommation de collecteur de 3ml, 4 ml et 5 ml soit 0.05 Kg/t, 0.1 et 0,200Kg/t respectivement.

Les tranches supérieures [-0.8+0.1] mm et [-0.6+0.1]mm ont été débarrassées des fines où se concentrent davantage les oxydes de fer, elles sont donc moins riches en oxydes. Les teneurs de ces oxydes contenus dans les particules grossières sont libérés par le broyage à [0.250] mm et éliminés par la flottation. La teneur finale des concentrés est plus basse que dans le cas de la flottation des tranches plus fines [-0.6+0.25] mm, [-0.25+0.1] mm et [-0.1+0.04]mm.

Les résultats que nous pouvons tirer raisonnablement de ces essais de flottation réalisés dans les conditions précisées, montrent que la baisse de teneur en oxyde de fer des échantillons déferrisés, atteint un taux de 40% à 50%

La teneur finale du feldspath déferrisé et flotté dans les conditions optimales que nous considérons optimales, sera de :

- 1- Pour le feldspath broyé à [0.8] mm où l'on extrait les [-0.1] mm, nous avons 54.85% de rendement pondéral avec une teneur en oxyde de fer de 0.23 %.
- 2- Pour la tranche [-0.6+0.1] mm soustraite du tout venant broyé à 0.8 mm, nous avons 38.56% de rendement pondéral avec une teneur en oxyde de fer de 0.20 % soit une baisse de 40% à 50 %.
- 3- Les tranches des cas 1 et 2 déferrisés et non broyées à [0.25] mm, la flottation a donnée des rendements pondéraux très voisins de ceux

données dans les 2 cas précédents avec des teneurs en oxydes de fer variant entre 0.31 et 0.34%. La baisse des teneurs de cette impureté n'est que 0.18%. Ce résultat trouve son explication dans le fait que le non broyage ne libère pas les oxydes incrustes (grains mixtes) dans les grains de feldspath.

- 4- Pour les autres tranches plus fines, la teneur finales en oxyde de fer après flottation ne descend pas plus bas que 30 % avec une baisse qui tourne autour de 11% pour les tranches  $[-0.6+0.25]$  mm et  $[-0.25 +0.1]$  mm et 50% pour la tranche  $[-0.1+0.04]$ mm.

Nous observons que la teneur en oxyde de fer est la moins importante dans les tranches supérieures, plus nous descendons vers les fines, plus cette teneur augmente ; ceci est dû aux caractéristiques physiques des oxydes, notamment la friabilité des oxydes et la nature de liaison avec laquelle ce minéral est associé au feldspath, où il est finement disséminé.

$[-0.6 + 0.1]$  mm contient plus de fines que  $[-0.6 +0.250]$  mm d'où l'explication que la teneur en  $Fe_2O_3$  de  $[-0.6+0.1]$  mm est plus élevée (0.51%) que celle  $[-0.6 +0.250]$  mm (0.49%) qui s'est débarrassée des fines  $[-0.250 +0.1]$  mm plus riches en  $Fe_2O_3$ .

Les teneurs de 0.2 % et 0.23 % en  $Fe_2O_3$  avec des rendements pondéraux respectifs de 38.56% et 54.85% correspondent à un feldspath commercial pour les céramistes pour une grande consommation.

# EPURATION CHIMIQUE (LIXIVIATION)

### IV-3 - Epuration par lixiviation

#### IV-3-1 Principe

La lixiviation est un procédé hydrométallurgique. Elle consiste en la dissolution sélective des métaux présents dans un minerai par un réactif adéquat en solution aqueuse [36].

Dans la lixiviation, les minerais interviennent sous plusieurs formes :

- oxydes, carbonates, sulfates, silicates.
- Sulfures après grillage.
- Sulfures non grillés.
- Un mélange de minéraux.

Les agents peuvent être des acides, des bases, des complexants ou des bactéries.

Les techniques de lixiviation, quant à elles, dérivent de deux principes différents selon le minerai à lixivier avec agitation ou sans agitation, le premier cas est utilisé surtout pour les concentrés, la vitesse de réaction est plus élevée et peut être améliorée en jouant sur la pression. Par contre, dans le second cas, la solution d'attaque traverse le lit de minerai, généralement pauvre, par percolation et la durée de la lixiviation est beaucoup plus longue [36], [37]. Les deux méthodes sont souvent appelées :

- lixiviation avec agitation à pression atmosphérique ou sous pression. ( en autoclave)
- Lixiviation statique ou en tas (in situ, par percolation, sur aires avec récupération des solutions aqueuses contenant les éléments solubles.

L'optimisation d'un procédé de lixiviation consiste à définir les conditions qui permettent un rendement maximum en un temps court et un prix de revient minimal. La vitesse et le rendement de la lixiviation dépendent d'un grand nombre de variables fortement indépendantes :

- concentration de l'agent (solvant)
- la granulométrie du minerai
- le rapport liquide / solide



- la température
- la durée de lixiviation
- l'agitation.

Dans notre cas, il s'agit de réduire les oxydes de fer ( $\text{Fe}^{+++}$ ) en ( $\text{Fe}^{++}$ ), sous forme de sels dissous. La réaction serait la suivante :



#### IV-3-2 Les modes de lixiviation :

##### 2-1 Lixiviation par agitation :

La lixiviation par agitation consiste à maintenir le minerai broyé en suspension dans la solution d'attaque par une agitation appropriée, durant un temps nécessaire à la dissolution [38], [39].

Dans le choix de l'appareillage les paramètres essentiels à considérer sont :

- le rapport liquide / solide
- la méthode d'agitation
- la pression
- la température du milieu aqueux
- l'état de la surface des parois de l'appareil (rugosité)

Différents modes d'agitation sont utilisés :

- l'agitation mécanique atmosphérique et sous pression.
- l'agitation par air comprimé
- l'agitation type Dorr qui combine une agitation lente mécanique avec l'agitation par air comprimé.

##### 2-2 Lixiviation en tas :

La lixiviation en tas (heap leaching), utilisé comme moyen de production complémentaire à partir des minerais marginaux ou à faible teneur, a connu un essor prodigieux et est devenue suffisamment compétitive pour être

envisagée comme mode de traitement principal. En effet, appliquée dans les traitements des minerais de cuivre, or, argent et aux minéraux d'uranium.

Elle présente l'avantage principal de n'exiger qu'un équipement réduit et d'éliminer des opérations coûteuses des installations classiques comme la filtration ou le broyage fin. Elle exige par contre la disponibilité de terrains importants et des temps très longs, pour récupérer l'élément concentré par la valorisation

Du point de vue industriel, la mise en œuvre de la lixiviation en tas comporte quatre étapes :

- 1- préparation d'une aire étanche ou facilement drainable, cette aire peut être naturelle (dump leaching) ou préparée (heap leaching). Elle peut, par ailleurs, être perdue ou récupérable (vat leaching).
- 2- Préparation d'un tas en remblai de quelques dizaines à quelques centaines de milliers de tonnes. La hauteur et la surface du tas dépendent essentiellement de la nature du minerai.
- 3- Récupération des solutions chargées dans les bassins, une partie de ces liqueurs va à la suite du traitement, le reste est recyclé sur le tas après ajustage du milieu lixiviant.

Elles sont souvent concentrées par recyclage ou par effet thermique, avant de

subir une électrolyse ou une réduction par le procédé de précipitation.

Plusieurs études effectuées aux laboratoires et à l'échelle industrielle ont permis de mettre en évidence les facteurs dont dépend le rendement d'extraction, il s'agit notamment :

- des caractéristiques minéralogiques, chimiques et physiques du minerai qui déterminent la tendance à l'imperméabilisation.
- de la granulométrie qui doit être suffisante pour permettre la circulation de l'air et des réactifs.
- De la présence dans le minerai d'éléments pouvant déclencher et entretenir la réaction de dissolution (bactéries), si les autres agents lixivians sont exclus.

### IV-3-3 Résultats des essais antérieurs

#### 1- Essais effectués en Algérie

##### 1-1 Essai ENP 2002 (Projet de fin d'étude) :

##### a- Lixiviation par addition de $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_4$ (réducteur)

- Prise d'essai : 200 g
- Dithionite : 1 Kg/t

Les conditions opératoires sont représentées dans le tableau n° 48 : [34].

Echantillon	Temps de lixiviation (mn)	Addition $\text{H}_2\text{SO}_4$ (ml)	Addition $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_4$ (Kg/t)
1	40	2.2	1
2	20	2.0	1
3	15	1.6	1

Tableau n° 48

Les résultats des analyses chimiques sont donnés dans le tableau n° 49 :

Echantillon	Rp (%)	Teneur en $\text{Fe}_2\text{O}_3$ (%)
1	99.2	0.51
2	99.27	0.47
3	99.42	0.47

Tableau n° 49

**b- Lixiviation par attaque nitrique :**

Les deux classes granulométriques soumises à la lixiviation sont les suivantes :

[-0.8+0.1] ; [-0.2+0.025]

les conditions opératoires sont les suivantes :

- 100 g de minerai de feldspath
- 720 Kg/t d'HNO<sub>3</sub>
- 17 Kg/t de bifluorure d'ammonium (réducteur).
- 200 Kg/t d'eau distillée

Les résultats des analyses chimiques sont représentés dans le tableau n° 50 : [34].

Echantillon	Rp (%)	Teneur en Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)
<b>N° 1 [-0.8+0.1]</b>	<b>98</b>	0.41
<b>N° 2 [-0.2+0.025]</b>	<b>96</b>	0.068

**Tableau n° 50**

**2- Essais effectués à l'étranger :****2-1 Essai BRGM 1997 :****2-1-1 Essai de lixiviation en milieu réducteur et température ambiante :**

Cet essai a été réalisé à température ambiante en pulpe acide, de pH environ 2.2 avec l'addition d'hydrosulfite de sodium Na<sub>2</sub>S<sub>2</sub>O<sub>4</sub>.

L'essai de lixiviation a été réalisée sur les tranches granulométriques suivantes :

[-0.02] mm (2), [-0.04+0.02] mm(1+2) et [-0.2+0.04] mm(1+2). [18].

Les résultats sont indiqués dans le tableau n° 51:

Classes en (mm)	Temps de contact (min)	(%) $\text{Fe}_2\text{O}_3$ initial	(%) $\text{Fe}_2\text{O}_3$ traité	Rp %	Quantité $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_4$ (kg/t)	Quantité $\text{H}_2\text{SO}_4$ (kg/t)
[-0.02 ](2)	20	1.81	0.752	58.45	12.94	21.07
[-0.02] (2) déferrisée	20	0.86	0.406	52.79	11.60	13.35
[-0.04+0.02] (1+2) Déferrisée	15	0.23	0.106	53.91	1.90	2.83
[-0.04+0.02] (1+2) déferrisée et flotté	15	0.19	0.1	47.37	3.04	2.12
[-0.2+0.04] (1+2) déferrisée	15	0.18	0.138	23.33	0.71	2.03

Tableau n° 51

### 2-1-2 Essai de lixiviation en pulpe acide chauffée :

#### Conditions opératoires :

- Tranches granulométrique [-0.04+0.02] mm (1+2)
- Lixiviation en réacteur agité à double paroi, équipé d'un condenseur pour minimiser l'évaporation
- Concentration initiale en solide des pulpes : 60% en poids.
- Température 90 °C
- Durée de lixiviation : 60 min.

- Acidulation par addition d'acide sulfurique, pH de 0.85. [18].

Les résultats sont portés dans le tableau n° 52:

Tranche granulométriques	Teneur en Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%) initial	Extraction de Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Addition H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> (Kg/t)	Teneur en Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> % traité
[-0.04+0.02] mm (1+2)	0.58	34.48	16.50	0.38

Tableau n° 52

### 2-1-3 Essai d'attaque acide :

#### a- Attaque nitrique :

Conditions opératoires :

- Attaque dans un réacteur agité, équipé d'un couvercle muni d'un condenseur pour limiter l'évaporation de la solution d'attaque, constitué par un mélange de HNO<sub>3</sub> et de bifluorure d'ammonium (NH<sub>4</sub>F, HF) à raison de 95 parties pondérales d'acide pur et de 5 parties de bifluorure.

#### Composition du mélange :

- Felsite 0.160 mm
- Quantité 200 g
- HNO<sub>3</sub> : 708.19 Kg/t
- Eau : 185.6 Kg/t
- Bifluorure : 16.85 Kg/t
- Température : 115 °C
- Durée d'attaque 6h. [18].

Les résultats de l'attaque par acide nitrique sont présentés dans le tableau n° 53.

Eléments	Résidu solide teneurs en (%)	Solution (L) Concentré g/l	S+L Contenu (g)	Extraction dans L % (base S+L)
SiO <sub>2</sub>	79.00	0.160	150.0244	0.013
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	10.90	42.6	254819	19.81
<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>&lt; 0.05</b>	<b>8.38</b>	<b>1.1005</b>	<b>91.38</b>
TiO <sub>2</sub>	0.06			
CaO	< 0.10			
MgO	< 0.20			
Na <sub>2</sub> O	0.30			
K <sub>2</sub> O	8.85	28.1	20.1764	16.71
MnO	< 0.02			
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	< 0.05			
P.F	0.80			
NO <sub>3</sub>	0.07	535	64.20	99.74
F		11.4	1.3908	61.90

Tableau n° 53

#### b- Attaque sulfo-phosphorique :

##### Conditions opératoires :

Ces essais avaient pour but la transformation du feldspath potassique en engrais, notamment la valorisation des fines.

L'attaque est réalisée dans une nacelle de platine de volume utile 65 cm<sup>3</sup>, chauffée par une plaque en céramique régulée en température, cette dernière comprise entre 250 et 300°C

##### **B1-Phase 1 :**

Attaque sulfurique

Felsite : 10g,

Eau :1000 Kg/t

H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> à 96% : 917 Kg/t,

Durée d'attaque :40 min

Température maximale : 300 °C

**B2- Phase 2 :****Attaque phosphorique du résidu de l'attaque sulfurique**

Addition de 1752 Kg/t de  $H_3PO_4$  déshydraté

Température : 250-275 °C

Durée d'attaque : 30 min.

Le produit de l'attaque phosphorique a été repris par de l'eau et la pulpe centrifugée pour séparer la solution du résidu solide. **[18]**.

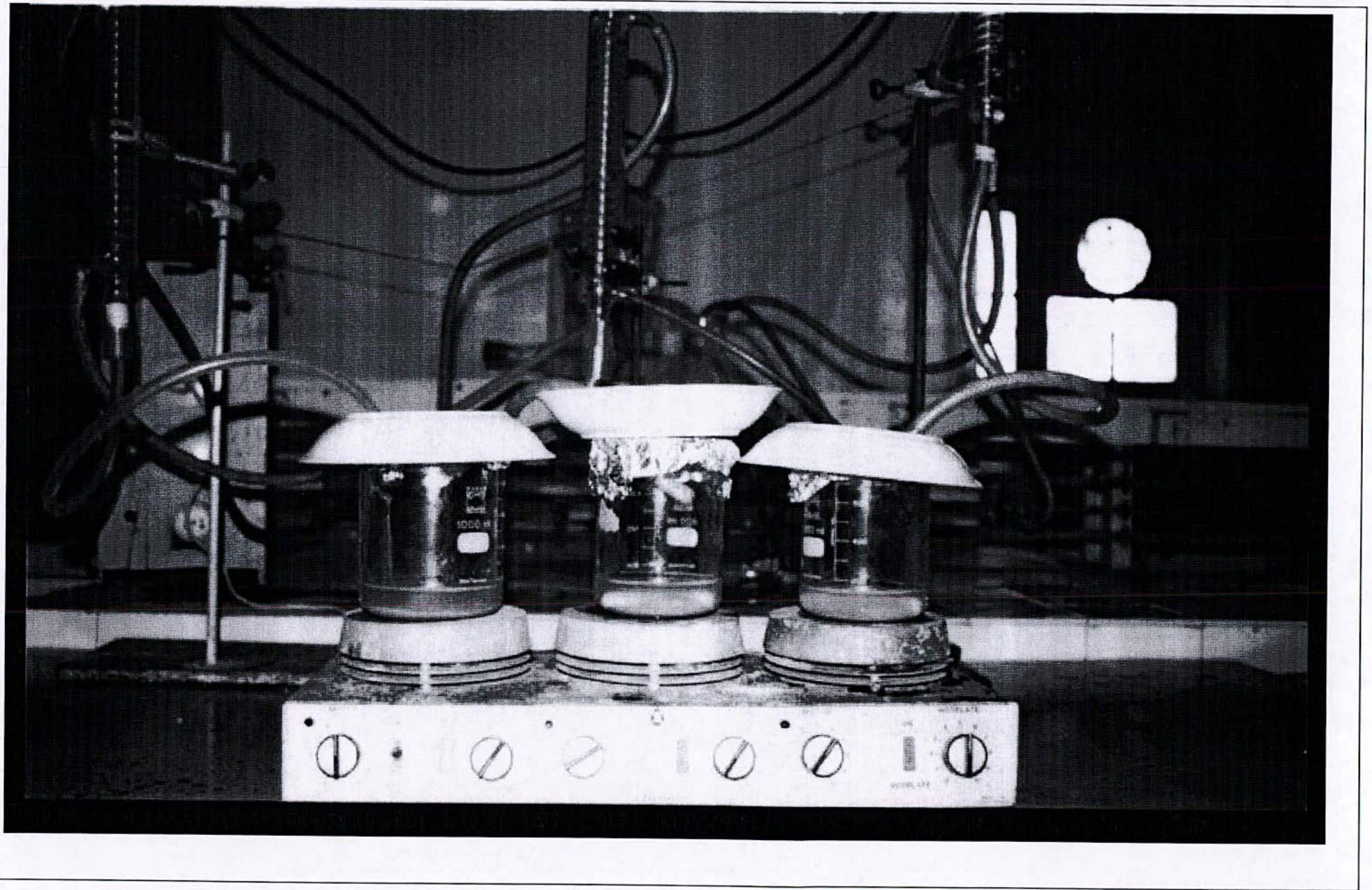
Les résultats sont indiqués dans le tableau n° 54 :

Eléments	Résidu solide teneurs en (%)	Solution (L) Concentré g/l	S+L Contenu (g)	Extraction dans L % (base S+L)
SiO <sub>2</sub>	64.60	12.145	7.4767	16.02
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	6.00	6.8	1.2537	53.48
<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>0.13</b>	<b>0.38</b>	<b>0.0511</b>	<b>74.83</b>
TiO <sub>2</sub>	< 0.05			
CaO	0.15			
MgO	< 02.0			
Na <sub>2</sub> O	0.30			
K <sub>2</sub> O	4.05	6.1	0.9952	60.44
MnO	< 0.02			89.50
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	15.00	126	13.883	
P.F	9.25			
SO <sub>4</sub>		78.2		

**Tableau n° 54**



# Montage



### IV-3-4 Travaux d'épuration chimique de la présente thèse

#### 1- Description du montage de l'appareillage de lixiviation :

Le montage est constitué d'un bêcher muni d'un couvercle en aluminium qui supporte la chaleur et d'un papier aluminium qui vont limiter l'évaporation de la solution d'attaque.

Le couvercle est muni de trois orifices, l'un pour injecter le solvant acide, le second pour fixer un thermomètre et mesurer ainsi la température de la solution d'attaque quant au dernier orifice, il servira d'emplacement d'un tube réfrigérant, ce dernier devant refroidir le gaz qui s'évaporise de la solution d'attaque.

L'agitation et l'échauffement du mélange de la solution d'attaque et du minerai se font à l'aide de barreaux magnétique et d'une plaque chauffante.

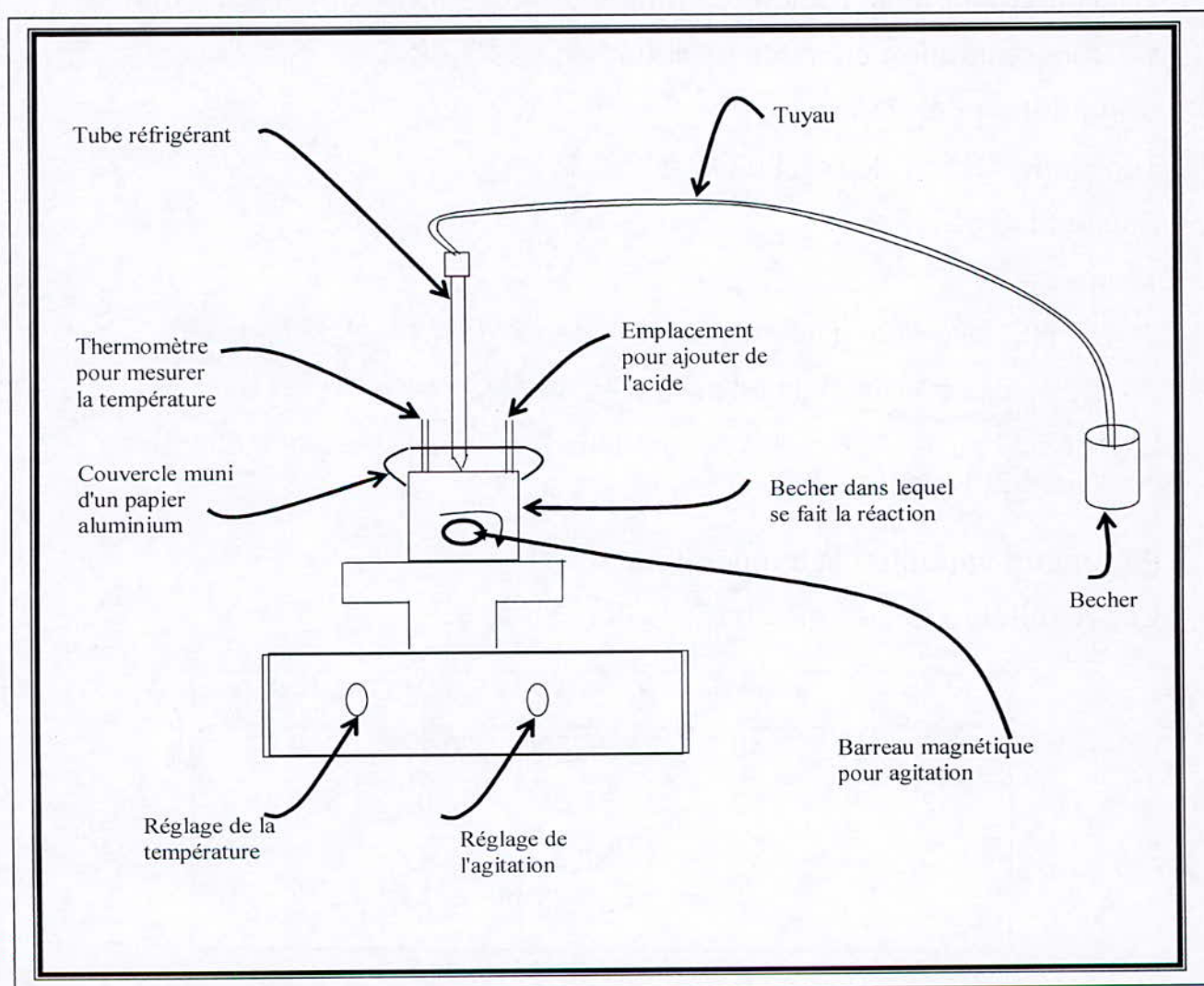


Fig. n° 09 : Montage.

## 2- Blanchiment chimique du feldspath de Ain Barbar en présence du bifluorure d'Ammonium

Pour obtenir quelques résultats orientatifs, nous avons procédé à quelques essais préliminaires en se basant sur l'influence de trois paramètres vis-à-vis de la récupération en oxyde de fer. Il s'agit de :

- a- La consommation en acide nitrique et en bifluorure d'ammonium, nous avons utilisé 5 , 7 et 10 Kg/t de feldspath
- b- La température avec agitation utilisant un barreau magnétique
- c- Le rapport liquide / solide.

Les résultats obtenus sont portés dans les tableaux 1,2 et 3, illustrés par les graphes correspondants..

### 2-1 Traitement de la tranche granulométrique verrière [-0.8+ 0.1] mm

#### 1- Consommation en acide nitrique $\text{HNO}_3$ : 5 Kg/t

##### Conditions opératoires :

Teneur de l'échantillon en  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  = 0.50%

Rapport L/S 50%

Temps t = 30'

$(\text{NH}_4\text{F}, \text{HF})$  bifluorure d'ammonium 3Kg/tonne de minerai de feldspath

Prise d'essai de minerai de Feldspath est de 50 g

Lavage à l'eau du robinet des échantillons lixiviés pour se rapprocher des conditions industrielles.

##### Paramètre variable : la température

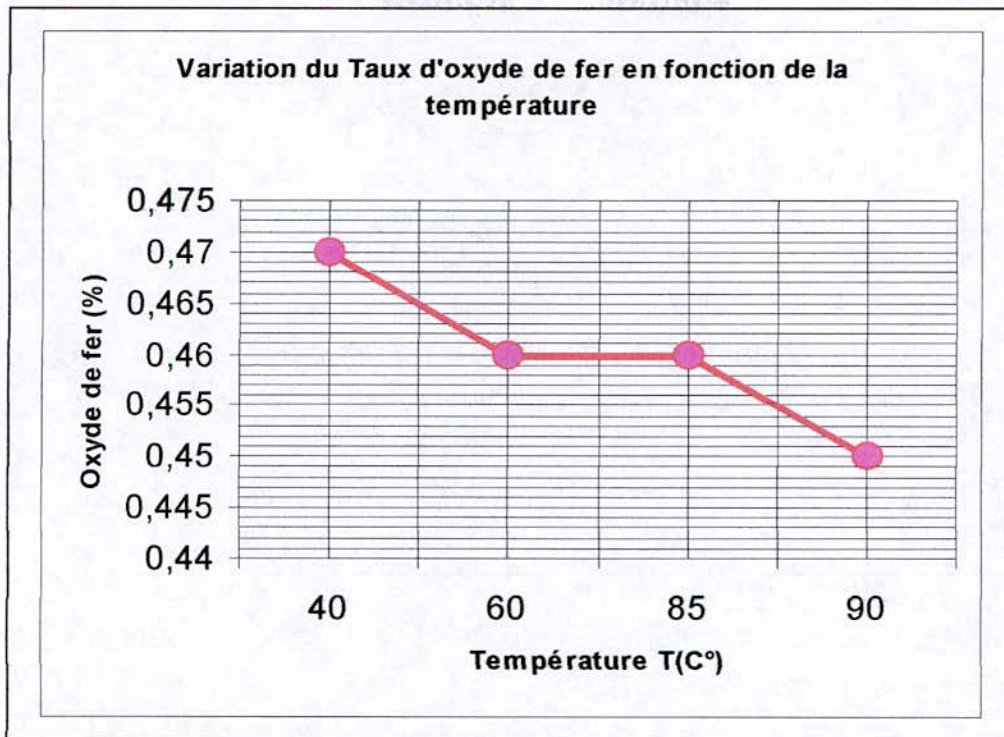
Les résultats sont donnés dans le tableau n° 55

N° Ech.	Température °C	Rp %	Rp / (TV) (%)	Taux de $\text{Fe}_2\text{O}_3$ %
1	40	98.6	60.27	0.47
2	60	98.2	60.02	0.46
3	85	97.2	59.41	0.46
4	90	97.6	59.66	0.45

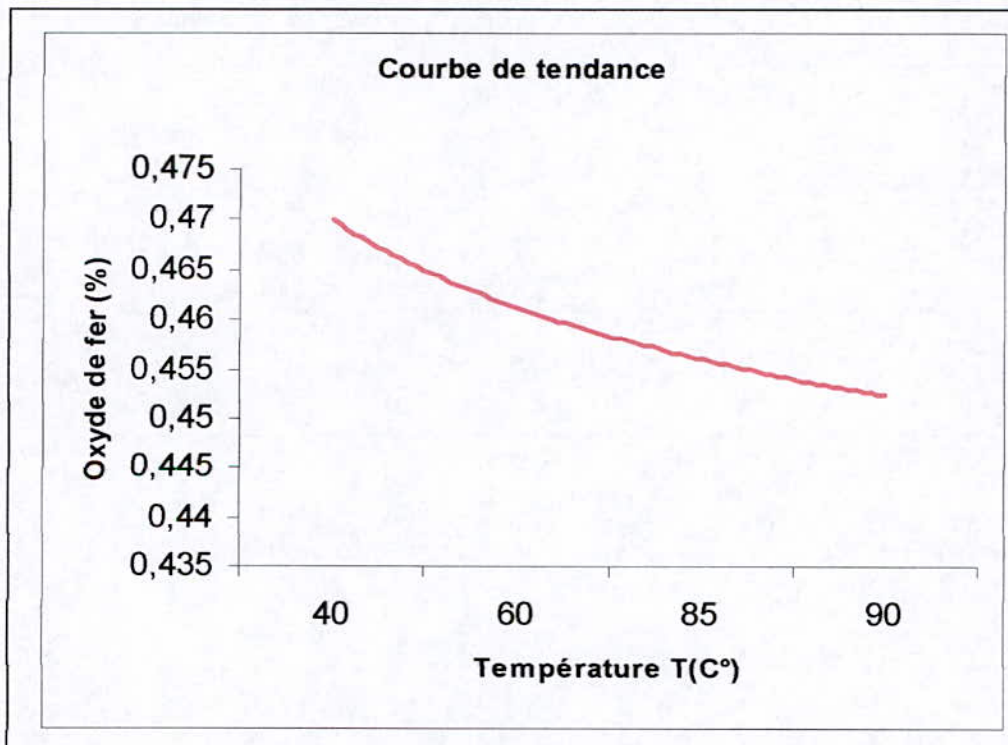
Tableau n° 55 :

**$R_p/TV$  : Rendement pondéral par rapport au tout venant**

Graphe n° 57



Graphe n° 58

**Commentaire :**

Nous constatons que l'effet de la température est insignifiant dans les conditions choisies. Nous remarquons que l'écart de températures de 40 à 85°C n'apporte pas de changement notable dans la diminution de la teneur en oxyde de fer.

**2 - Consommation en acide nitrique à 7 Kg/t****Paramètres fixes**

Teneur de l'échantillon en  $\text{Fe}_2\text{O}_3 = 0.50\%$

Rapport L/S 50%

Temps  $t = 30'$

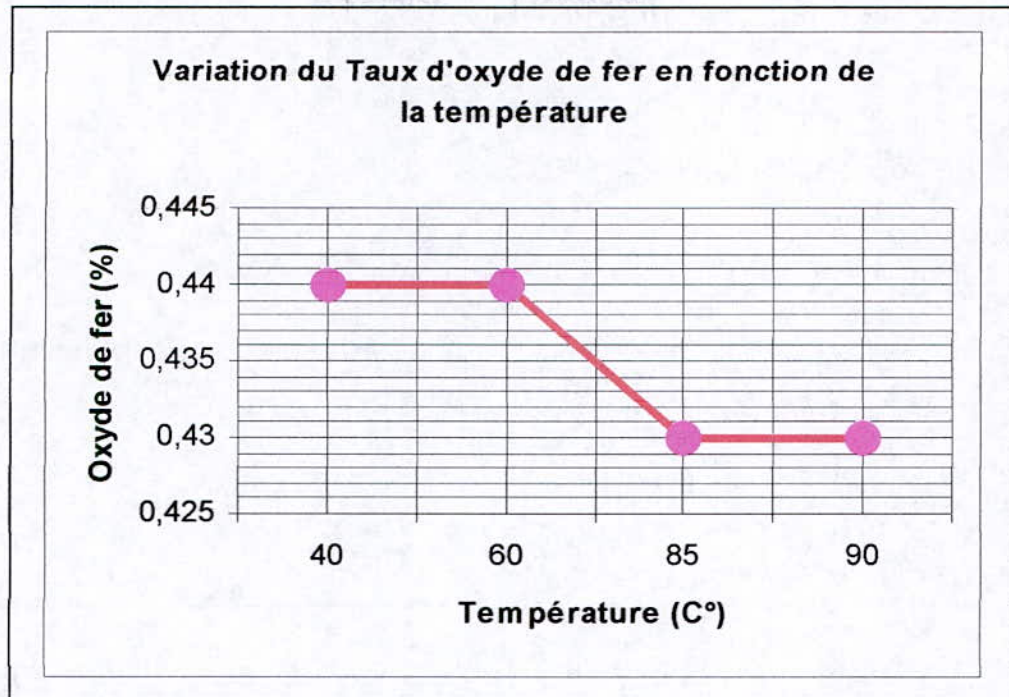
$(\text{NH}_4\text{F}, \text{HF})$  biflourure d'ammonium 3Kg/tonne de minerai de feldspath

La prise d'essai de minerai de Feldspath est de 50 g

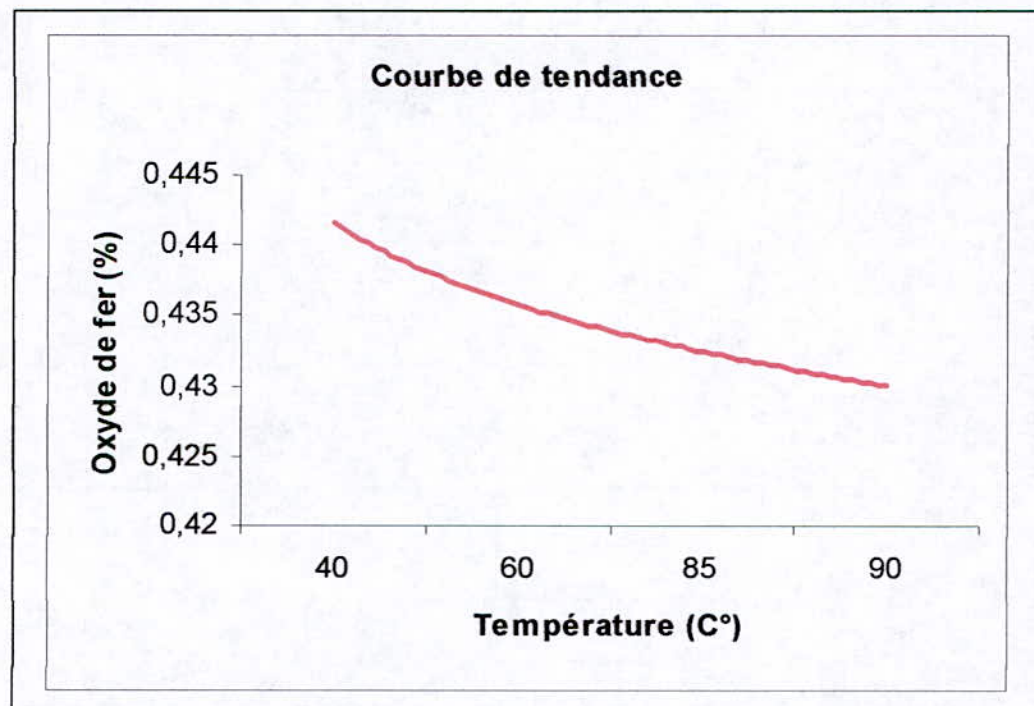
N° Ech.	Température °C	Rp %	Rp/TV(%)	Taux de $\text{Fe}_2\text{O}_3$ %
1	40	96.6	59.05	0.44
2	60	95.0	58.07	0.44
3	85	97.8	59.78	0.43
4	90	97.0	59.29	0.43

**Tableau n° 56**

Graphe n° 59



Graphe n° 60

**Commentaire :**

En élevant la température de 60 à 85°C, nous constatons une diminution accentuée et rapide de la teneur en oxyde de fer.

**3 - Quantité du réactif à 10 Kg/t**

Teneur de l'échantillon en  $\text{Fe}_2\text{O}_3 = 0.50\%$

Rapport L/S 50%

Temps  $t = 30'$

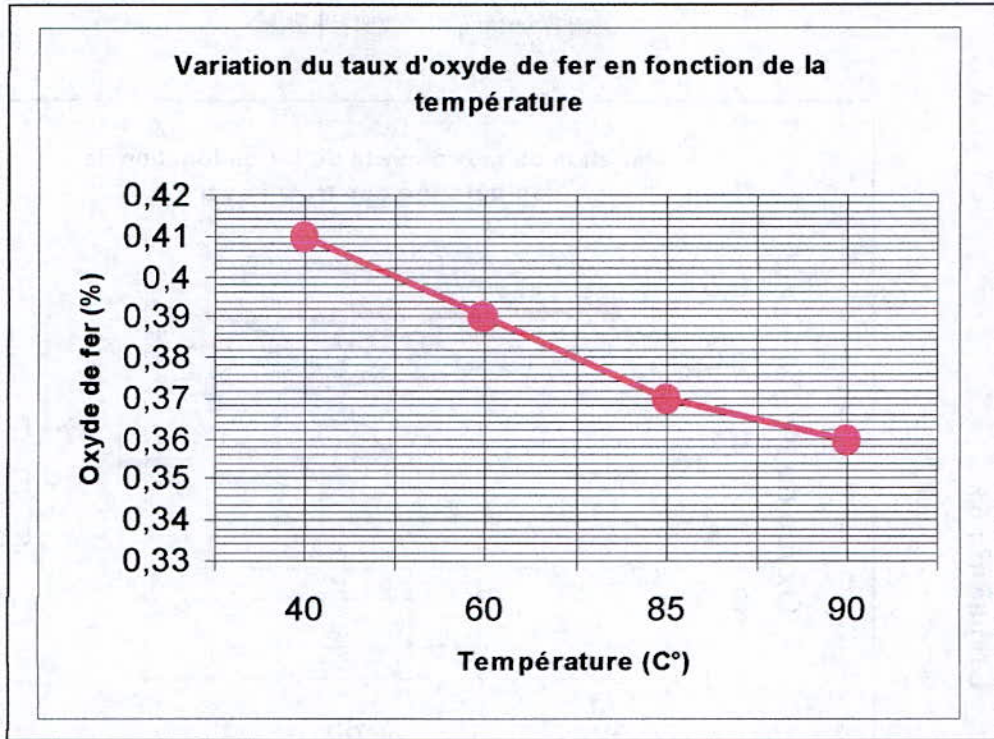
$(\text{NH}_4\text{F}, \text{HF})$  biflourure d'ammonium 3Kg/tonne de minerai de feldspath

Prise d'essai de minerai de Feldspath est de 50 g

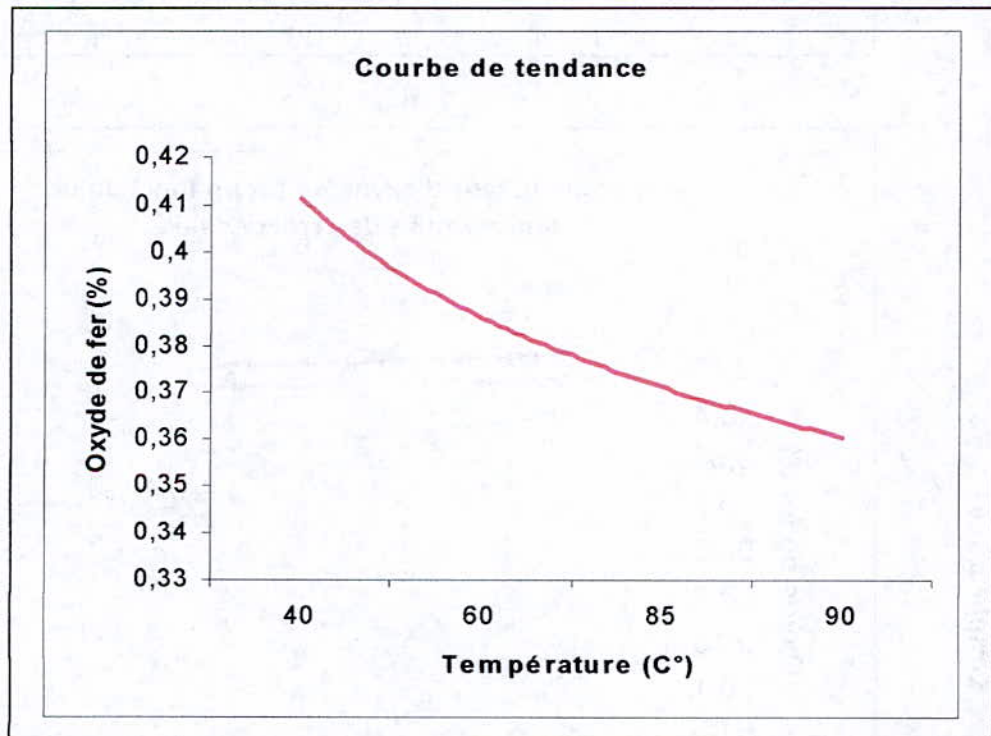
N° Ech.	Température °C	Rp %	Rp/TV(%)	Taux de $\text{Fe}_2\text{O}_3\%$
1	40	97.0	59.29	0.41
2	60	97.4	59.54	0.39
3	85	97.0	59.29	0.37
1	90	98.0	59.90	0.36

**Tableau n° 57**

Graphe n° : 61



Graphe n° : 62



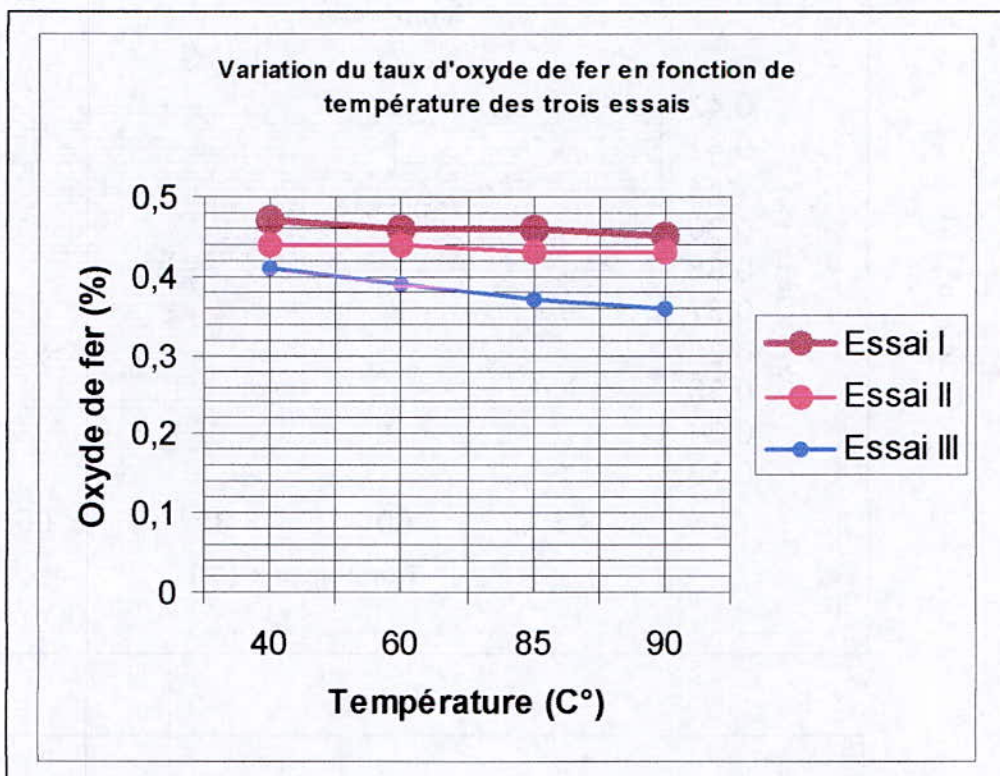
**Commentaire :**

Nous remarquons, au vu d'une augmentation de la consommation d'acide, une diminution modérée et continue de la teneur en oxyde de fer.

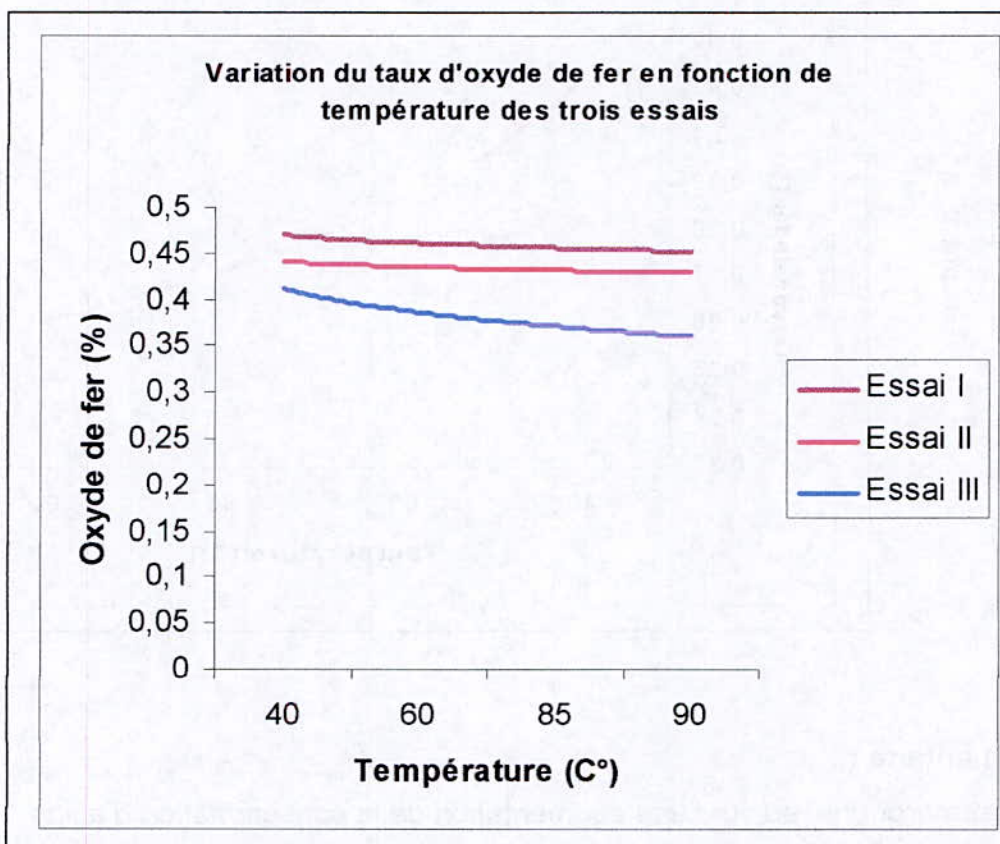


Représentation globale des résultats des trois essais

Graphe n° : 63



Graphe n° : 64



**Commentaire :**

D'après les trois essais effectués, nous avons remarqué que la coloration du blanchiment chimique varie peu, notamment à l'œil nu.

L'effet de la température, bien qu'évoluant dans le sens de la diminution de la teneur en oxyde de fer, n'apporte pas de changement notable dans la blancheur, cependant il faut noter que le dernier essai (essai N°3) a donné un résultat plus prononcé, mais faible cependant.

En se référant à ces premiers tests d'orientation, il ressort qu'il faille augmenter la consommation d'acide par tonne de minerai traité ; les raisons qui prévalent pour justifier cette mesure sont de deux ordres :

- Une température ne dépassant pas les 90°C, à cause d'une évaporation intensive au-delà de cette température.

Une densité optimale de la pulpe, afin de favoriser une bonne homogénéisation des particules solides par agitation magnétique.

**2-2 Essais de fond avec variation des paramètres****2-2-1 Variation de la quantité d'acide nitrique****1- Variation de la quantité d'acide nitrique de 28 à 36.4 Kg/t :****Conditions opératoires****Paramètres fixés**

Tranche granulométrique : [-0.8+0.1] mm

Rapport L/S 50%

Durée d'agitation t = 30'

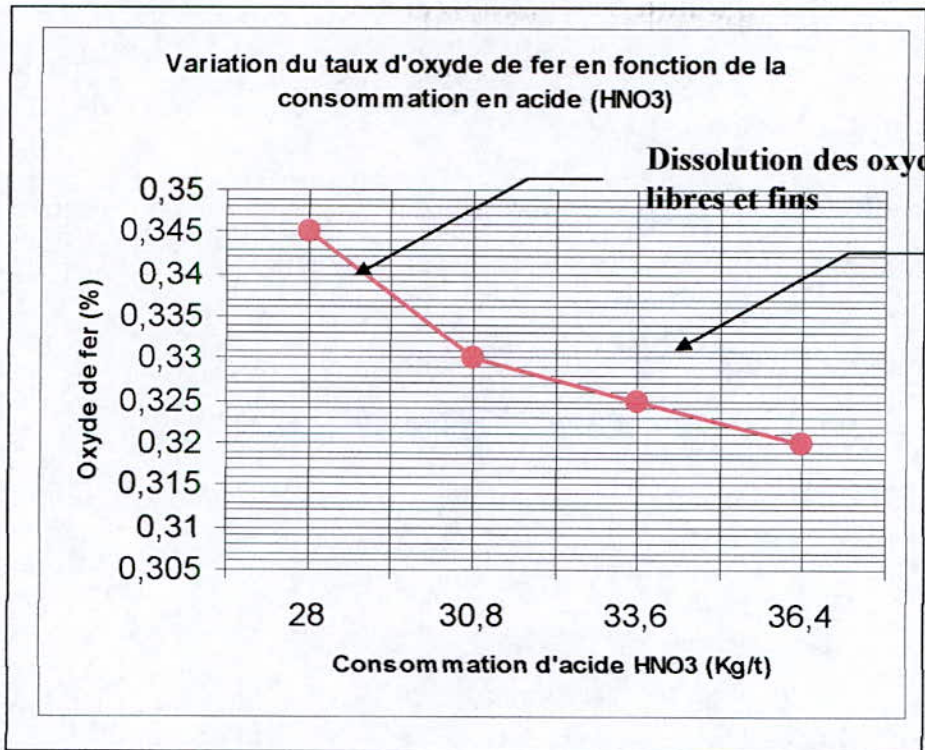
(NH<sub>4</sub>F, HF) bifluorure d'ammonium 3Kg/tonne de feldspath

Température T = 90 °C

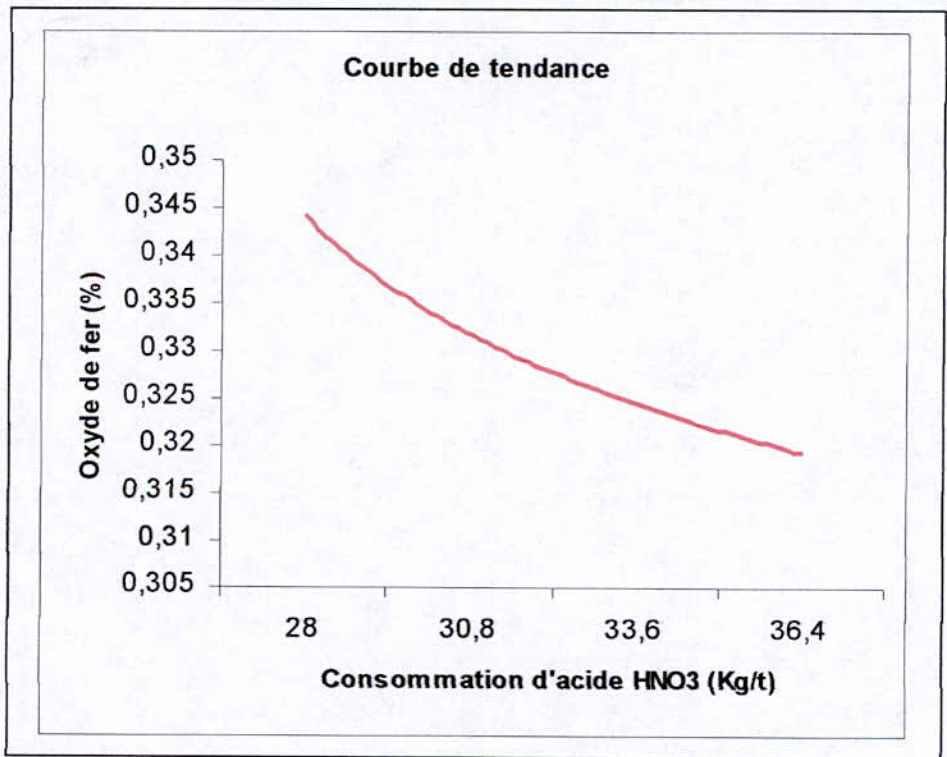
N° Ech.	La quantité d'acide HNO <sub>3</sub> (ml)	La quantité d'acide Kg/t	Rp %	Rp/TV(%)	Taux de Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %
1	1.0	28.0	97.3	59.47	0.345
2	1.1	30.8	97.8	59.78	0.330
3	1.2	33.6	98.5	60.02	0.325
4	1.3	36.4	99.5	60.82	0.320

**Tableau n° 58**

Graphe n° : 65



Graphe n° : 66



**Commentaire :**

La teneur en Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> continue peu à peu diminuer régulièrement.

La baisse de la teneur de l'impureté d'oxyde de fer est continue avec une pente beaucoup moins accélérée pour le passage de 0.325 à 0.320.

## 2- Variation de la quantité d'acide de 39.2 à 47.6 Kg/t de feldspath :

### Conditions opératoires

#### Paramètres fixés

Tranche granulométrique : [-0.8+0.1] mm non deferrisée.

Rapport L/S 50%

Durée d'agitation  $t = 30'$

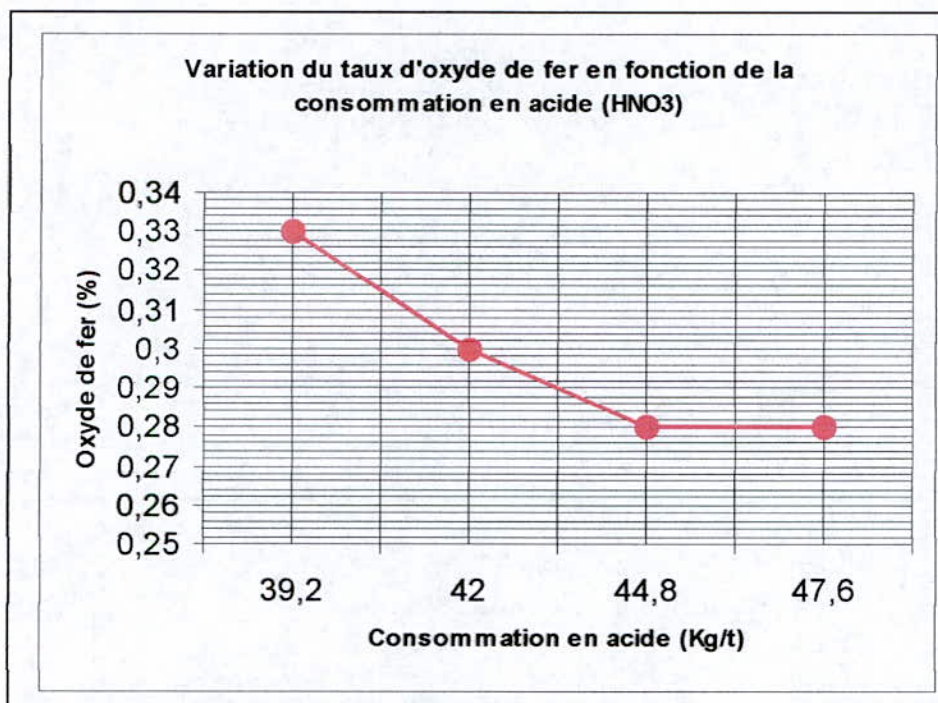
( $\text{NH}_4\text{F}$ , HF) bifluorure d'ammonium 3Kg/tonne de feldspath

Température  $T = 90\text{ }^\circ\text{C}$ .

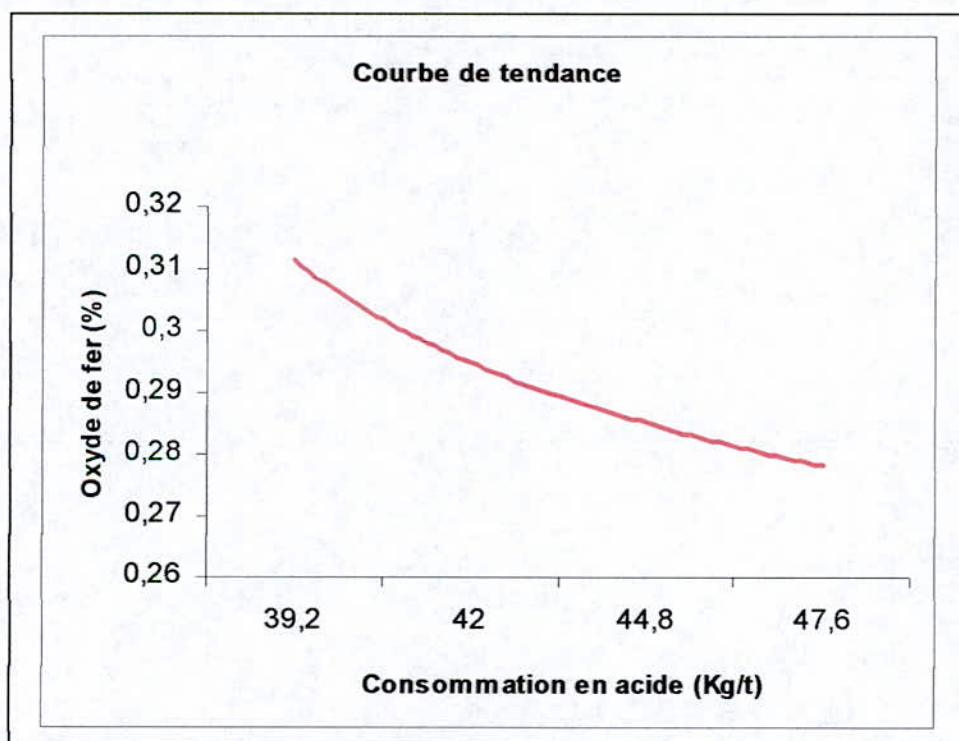
N°.Ech.	La quantité d'acide (ml)	Quantité d'acide Kg/t	Rp %	Rp/TV (%)	Taux de $\text{Fe}_2\text{O}_3\%$
1	1.4	39.2	98.10	59.96	0.33
2	1.5	42.0	99.30	60.70	0.30
3	1.6	44.8	99.50	60.82	0.28
4	1.7	47.6	99.70	60.94	0.28

Tableau n° : 59

Graphe n° : 67



Graphe n° : 68



**Commentaire :**

Mis à part le résultat de l'échantillon n°1, les autres résultats suivent le sens de la diminution de la teneur en oxyde de fer, teneurs inférieures à celle obtenue dans la séparation magnétique (0.39%). Tout cela contribue à pouvoir entreprendre des tests d'épuration par la voie hydrométallurgie.

### 3- Variation de la quantité d'acide de 50.4 à 58.8 Kg/t de feldspath :

#### Paramètres fixés

Tranche granulométrique : [-0.8+0.1] mm non deferrisée.

Rapport L/S 50%

Durée d'agitation t = 30'

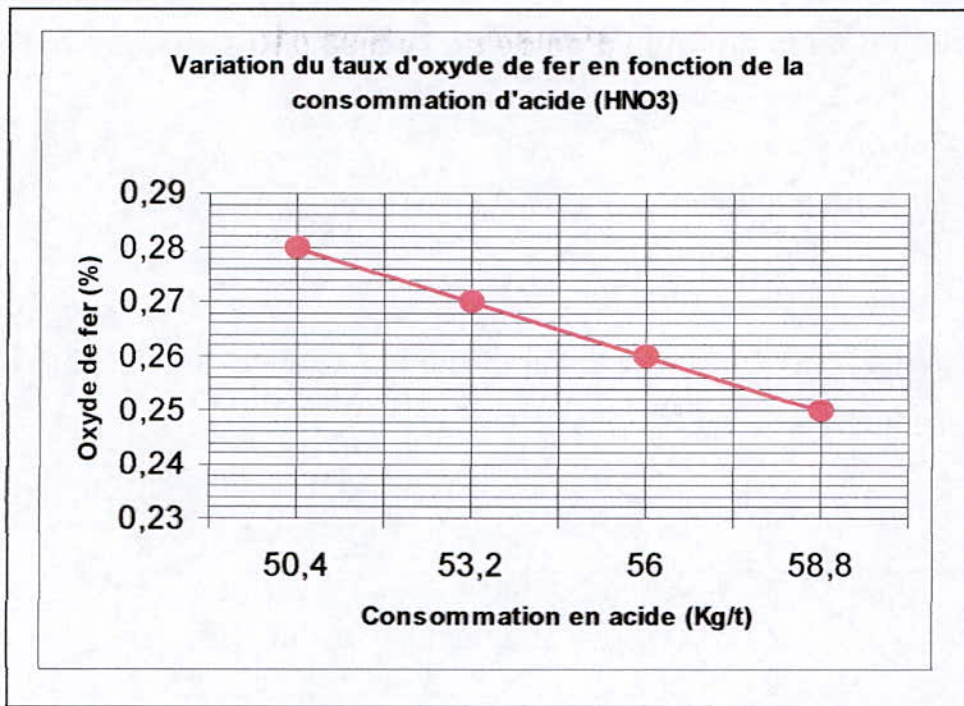
(NH<sub>4</sub>F, HF) bifluorure d'ammonium 3Kg/tonne de feldspath

Température T = 90 °C.

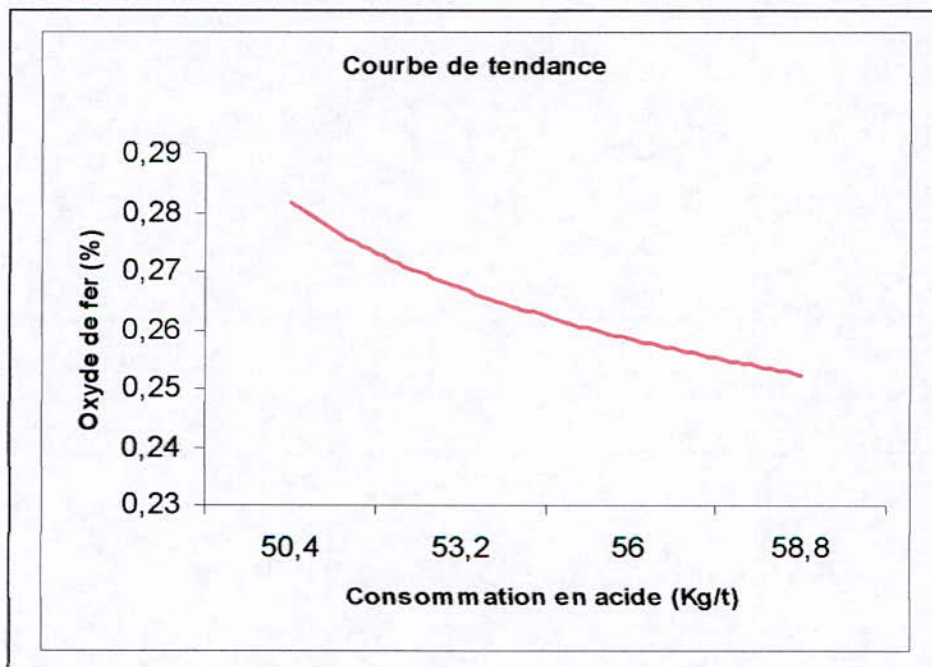
Echantillon N°	La quantité d'acide (ml)	Quantité d'acide Kg/t	Rp %	Rp/TV (%)	Taux de Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %
1	1.8	50.4	96.30	58.86	0.28
2	1.9	53.2	97.15	59.38	0.27
3	2.0	56.0	97.65	59.69	0.26
4	2.1	58.8	98.45	60.18	0.25

Tableau n° 60

Graphe n° 69



Graphe n° 70

**Commentaire :**

Ces résultats d'analyse obtenus comparés à ceux du tableau n°59 montrent quelques incohérences pour l'échantillon 3 et 4, il est probable qu'il s'agit d'erreurs en matière d'analyse. L'observation à l'œil nu des échantillons analysés montre que le degré de blancheur demeure insuffisant, impliquant de ce fait une consommation plus élevée en acide.

Il semblerait que l'augmentation de la consommation d'acide puisse entraîner une réduction progressive de la teneur en Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>



#### 4- Variation de la quantité d'acide de 70 à 98.0 Kg/t de feldspath :

##### Paramètres fixés

Tranche granulométrique : [-0.8+0.1] mm non deferrisée.

Rapport L/S 50%

Durée d'agitation  $t = 30'$

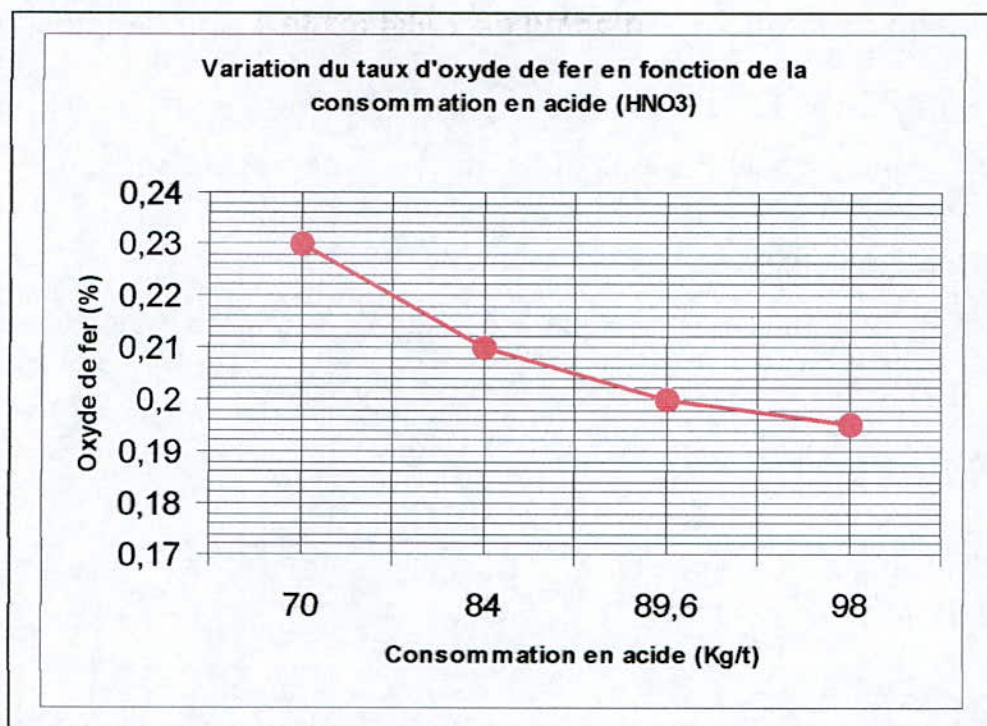
( $\text{NH}_4\text{F}$ , HF) bifluorure d'ammonium 3Kg/tonne de feldspath

Température  $T = 90\text{ }^\circ\text{C}$ .

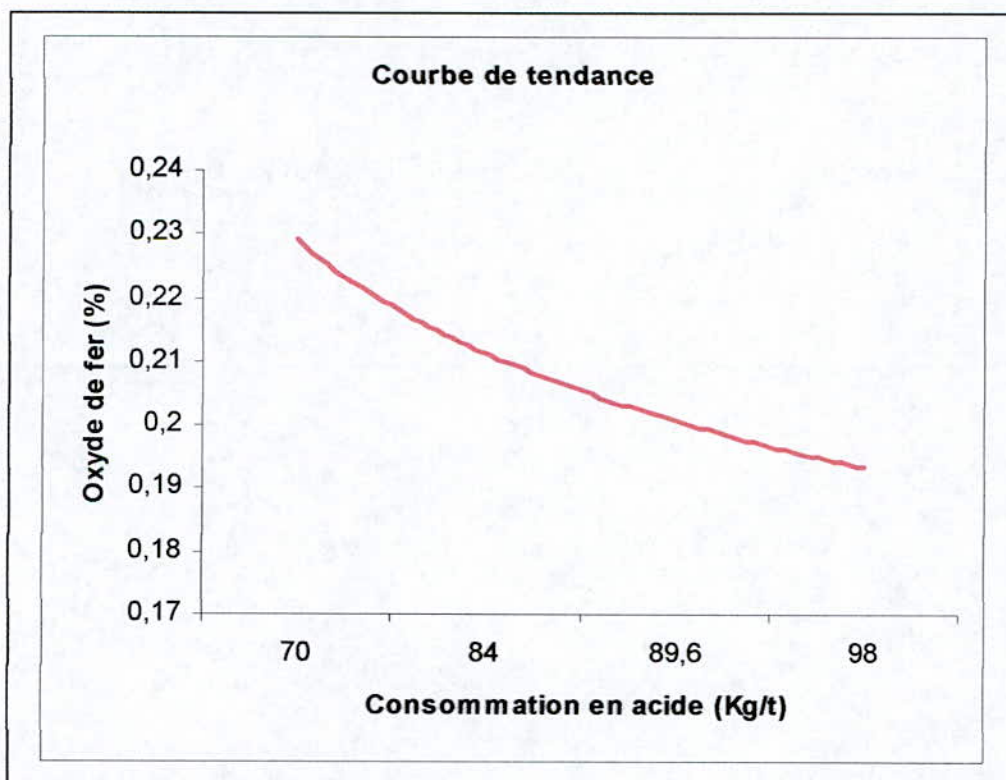
N°Ech.	La quantité d 'acide HNO3 (ml)	Quantité d'acide Kg/t	Rp %	Rp/TV (%)	Taux de $\text{Fe}_2\text{O}_3\%$
1	2.5	70	89.60	54.77	0.23
2	3.0	84	91.55	55.96	0.21
3	3.2	89.6	99.32	60.71	0.20
4	3.5	98.0	98.52	60.22	0.195

Tableau n° 61

Graphe n° : 71



Graphe n° : 72



**Commentaire :**

Au vu du résultat des analyses des l'échantillons 3 et 4, la tendance à la diminution de la teneur en oxyde de fer est ralentie par rapport aux autres échantillons.

**5- Variation de la quantité d'acide de 106.4 à 134.4 Kg/t de feldspath :****Paramètres fixés**

Tranche granulométrique : [-0.8+0.1] mm non deferrisée.

Rapport L/S 50%

Durée d'agitation t = 30'

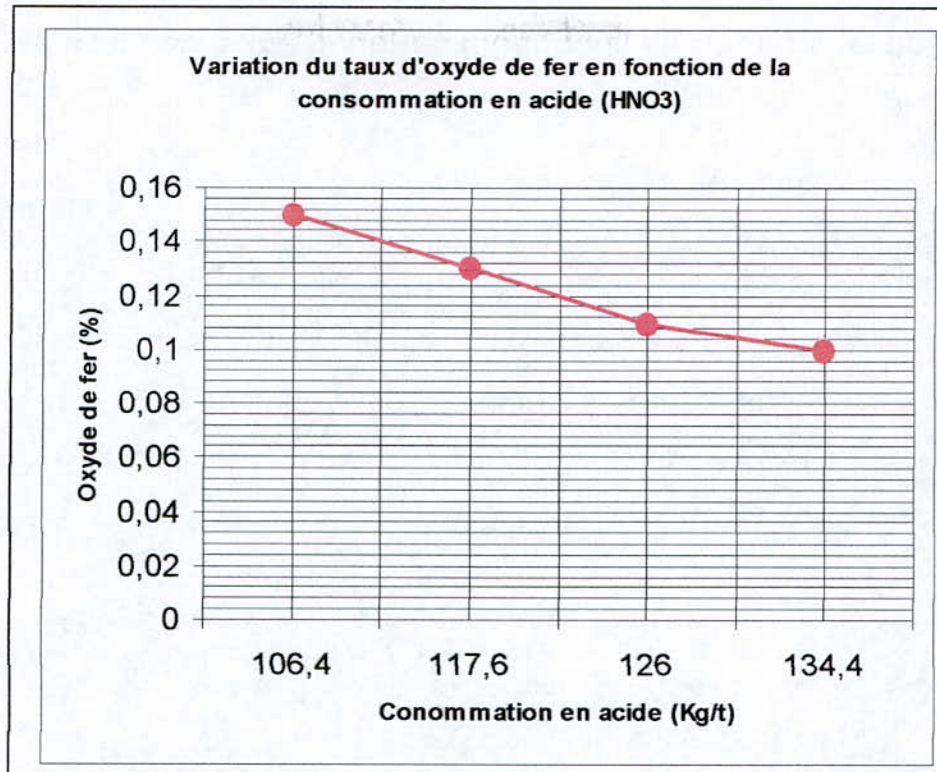
NH<sub>4</sub>F bifluorure d'ammonium (réducteur) 3Kg/tonne de feldspath

Température T = 90 °C.

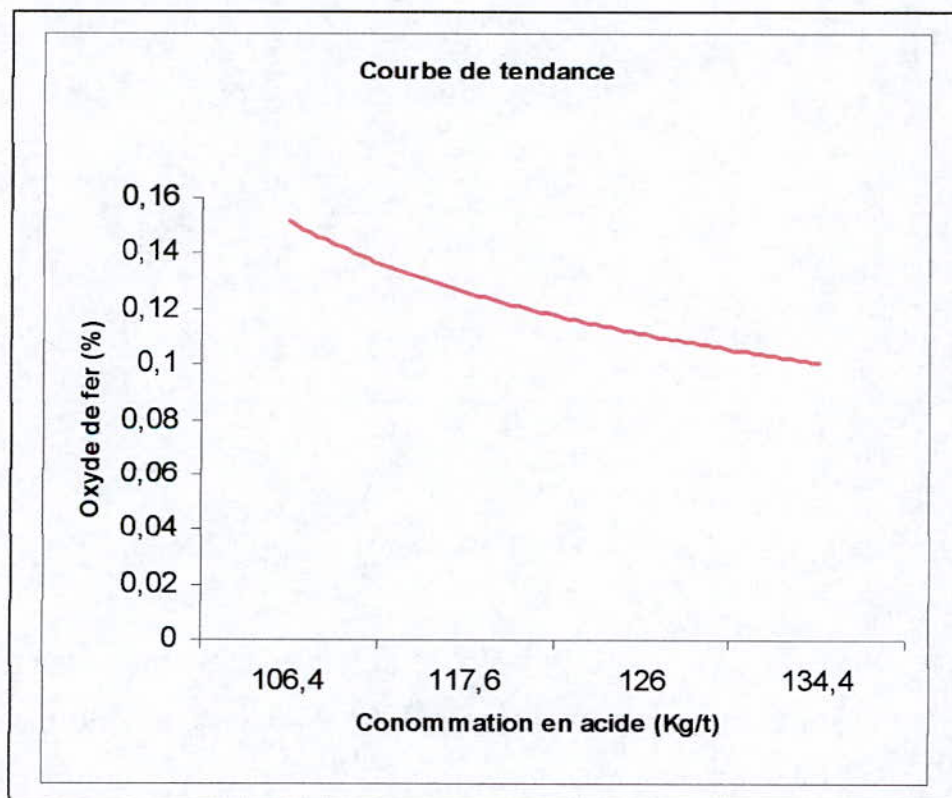
N°Ech.	La quantité d'acide HNO <sub>3</sub> (ml)	Quantité d'acide en Kg/t	Rp%	Rp/TV (%)	Taux de Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %
1	3.8	106.4	95.56	58.41	0.15
2	4.2	117.6	97.50	59.60	0.13
3	4.5	126.0	98.23	60.04	0.11
4	4.8	134.4	99.50	60.82	0.10

**Tableau n° 62**

Graphe n° : 73



Graphe n° : 74

**Commentaire :**

Dans cet essai, la tendance vers une diminution progressive de la teneur en oxyde de fer est maintenue avec la remarque que les teneurs des échantillons sont très proches et suivent un sens décroissant.

## 6- Effet de la variation de la consommation d'acide de 182 à 280 Kg/t de feldspath :

### Paramètres fixés

Tranche granulométrique : [-0.8+0.1] mm non deferrisée.

Rapport L/S 50%

Durée d'agitation  $t = 30'$

( $\text{NH}_4\text{F}$ , HF) bifluorure d'ammonium 3Kg/tonne de feldspath

Température  $T = 90\text{ }^\circ\text{C}$ .

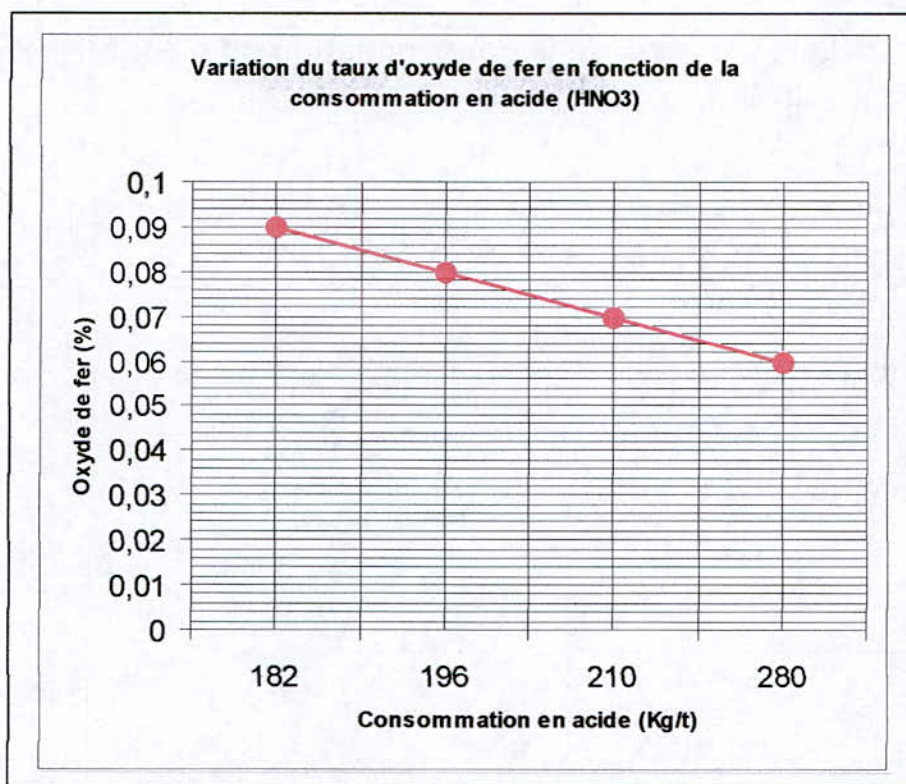
N°Ech.	Consommation d'acide $\text{HNO}_3$ (ml)	Consommation d'acide Kg/t	Rp %	Rp/TV (%)	Taux de $\text{Fe}_2\text{O}_3\%$
1	6.5	182	98.79	60.39	0.09
2	7.0	196	99.89	61.06	0.08
3	7.5	210	97.58	59.65	0.07
4	10	280	99.43	60.78	0.06

**Tableau n° 63**

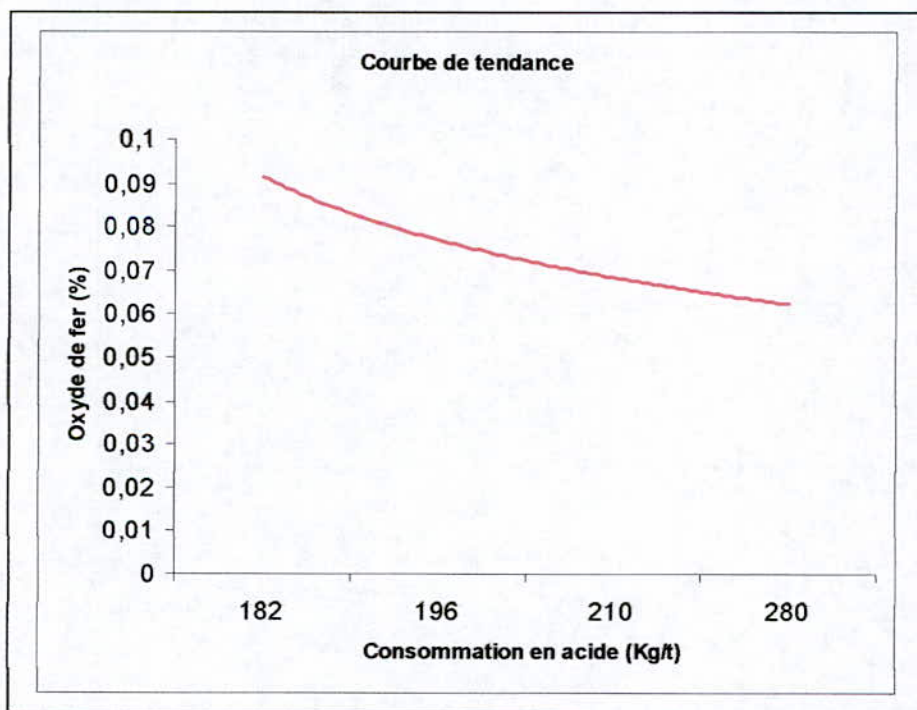
### Remarque :

La teneur 0.06% en oxyde de fer a été atteinte dans un essai qui n'avait pas pour but l'épuration du feldspath avec une consommation énorme en acide nitrique pour une tonne de feldspath (BRGM)

Graphe n° : 75



Graphe n° : 76



**Commentaire :**

D'après les résultats obtenus, nous avons remarqué que le changement de la coloration des feldspaths est remarquable.

L'effet de l'augmentation de la consommation d'acide sur le blanchiment du feldspath potassique a donné des résultats concluants.

### 2-2-2 Effet de la variation de la consommation du réactif (NH<sub>4</sub>F, HF) de 10 à 40 Kg/t

#### Paramètres fixés

Tranche granulométrique : [-0.8+0.1] mm non deferrisée.

Rapport L/S 50%

Temps t = 30'

HNO<sub>3</sub> : 210 Kg/t

Température T = 90 °C.

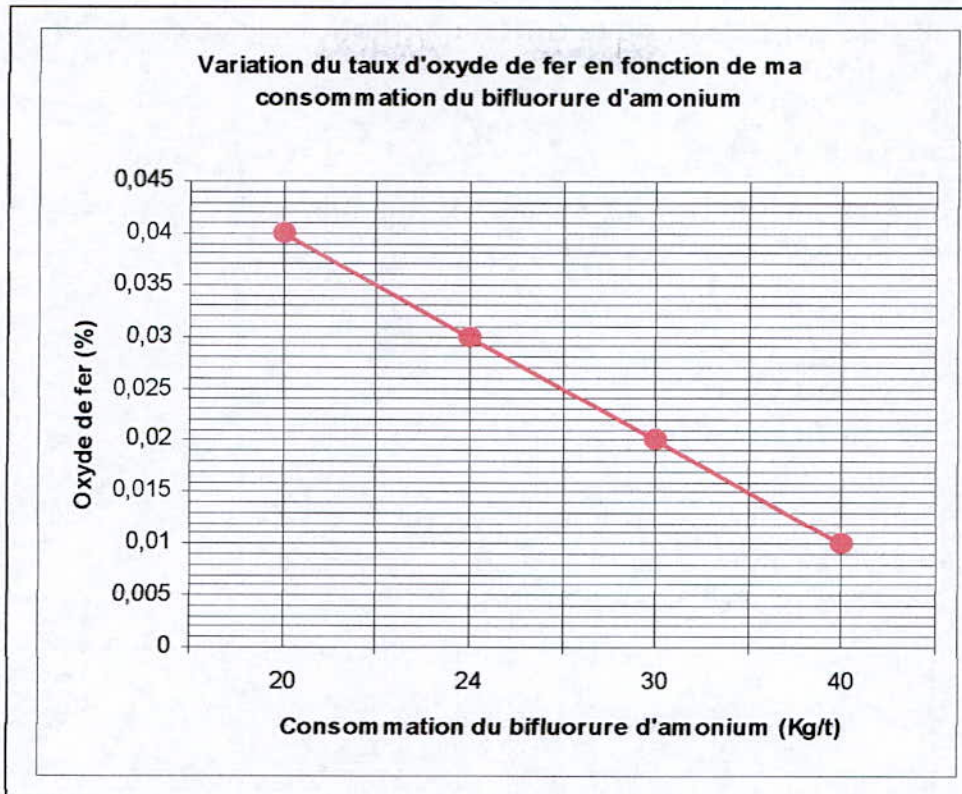
N°Ech.	La quantité du réactif (NH <sub>4</sub> ,HF)(g)	Consommation (NH <sub>4</sub> , HF) Kg/t	Rp %	Rp/TV (%)	Taux de Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %
1	1.0	20	98.79	60.39	0.04
2	1.2	24	98.95	60.48	0.03
3	1.5	30	99.57	60.86	0.02
4	2.0	40	99.45	60.79	0.01

Tableau n° 65

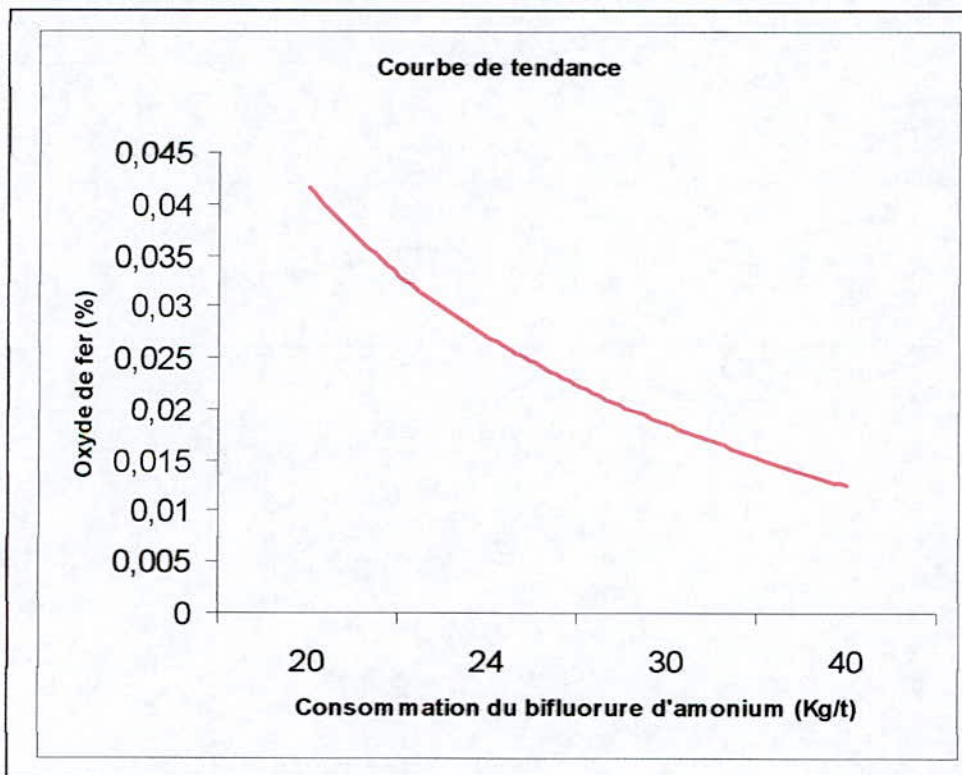
#### Remarque :

Nous considérons que le résultat de 0.04% en oxyde de fer caractérise déjà un très bon feldspath qui industriellement ne nécessite pas de pousser plus loin l'épuration sauf pour des cas très particulier : émaillage de haute qualité ou fabrication de la cristallerie.

Graphe n° : 80



Graphe n° : 81



**Commentaire :**

Dans cet essai l'augmentation de la quantité du bifluorure d'ammonium entraîne une baisse continue de la teneur en  $Fe_2O_3$ , atteignant une valeur correspondant à un feldspath de qualité supérieure recherchée pour l'émaillage



**2-2-3 Effet de la variation de la durée d'agitation de 15 à 45 min sur l'épuration****Paramètres fixés**

Tranche granulométrique : [-0.8+0.1] mm non deferrisée.

NH<sub>4</sub>F : 40 Kg/t

Rapport L/S 50%

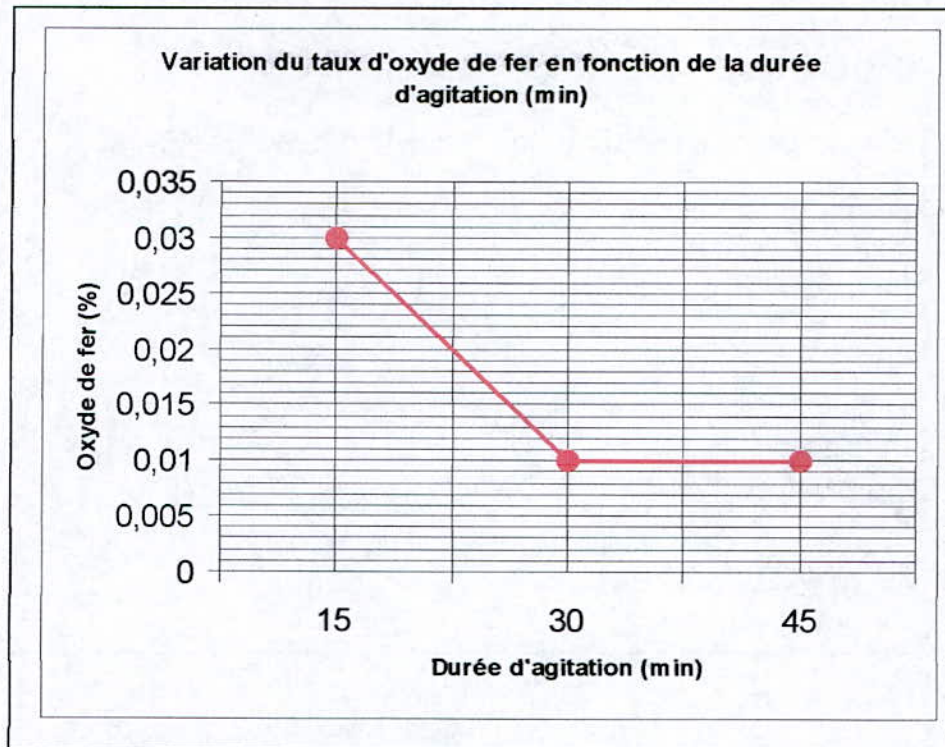
HNO<sub>3</sub> : 210 Kg/t

Température T = 90 °C.

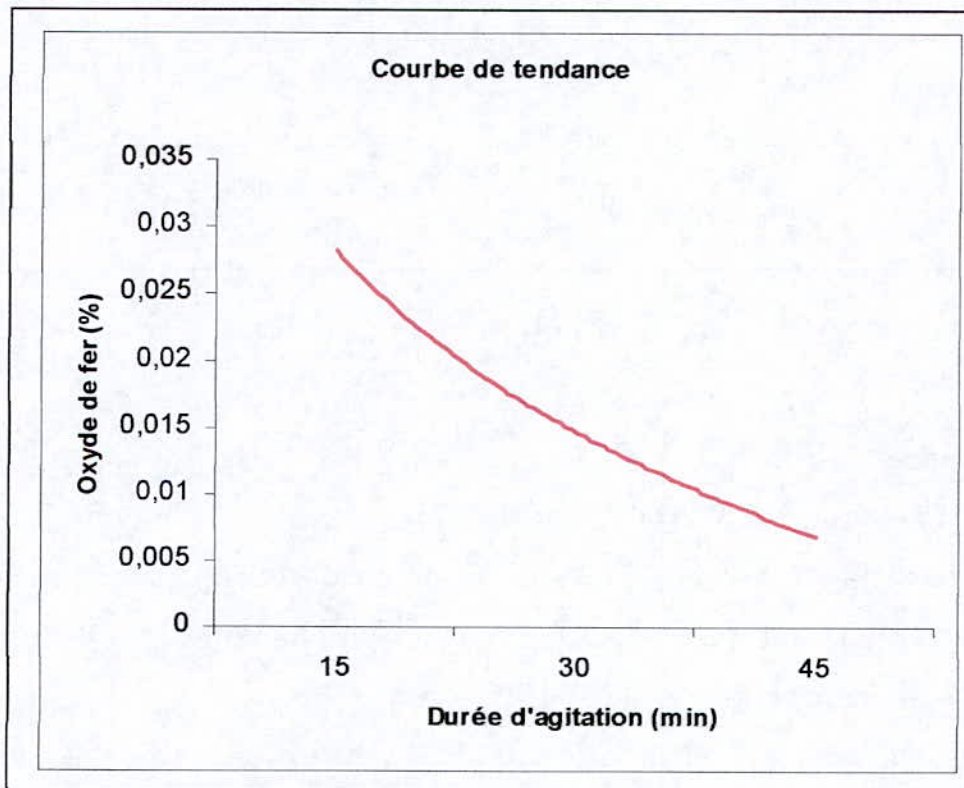
N°Ech.	Temps t(min)	Rp %	Rp/TV (%)	Taux de Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %
1	15	98.95	60.30	0.03
2	30	99.25	60.67	0.01
3	45	99.85	61.03	0.01

**Tableau n° 66**

Graphe n° : 82



Graphe n° : 83

**Commentaire :**

La durée de l'agitation ne semble pas jouer grand rôle au delà de 30 minutes pour abaisser davantage la teneur en oxyde de fer.

**2-2-4 effet de la variation du rapport solide / liquide :****Paramètres fixes**

Tranche granulométrique : [-0.8+0.1] mm non deferrisée.

Temps T = 30 min

NH<sub>4</sub>F 40 Kg/t

Temps T = 30 min

HNO<sub>3</sub> : 210 Kg/t

Température T = 90 °C.

N°Ech.	Rapport S/L	Rp %	Rp/TV (%)	Taux de Fe%
1	40/60	99.95	61.59	0.03
2	50/50	99.97	61.11	0.01
3	60/40	99.98	61.11	0.01

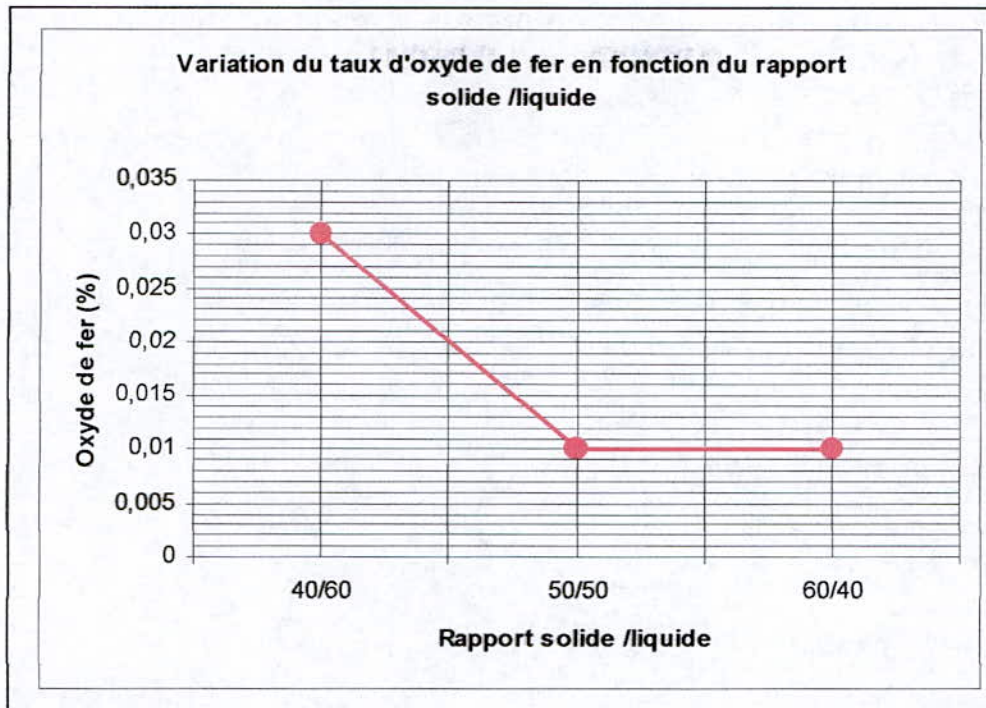
**Tableau n° 67**

**Remarque**

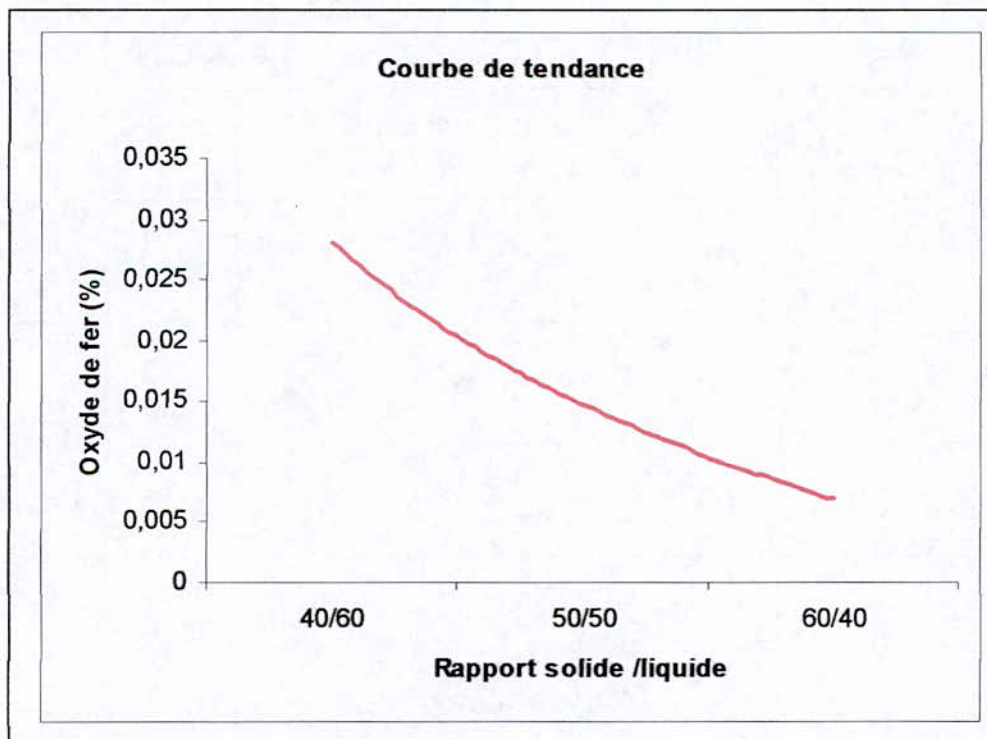
La comparaison des résultats du tableau n° 66 et 67 montre que pour un rapport solide/liquide de 40/60 et une durée de 30 minutes d'agitation nous observons le même résultat, que dans le cas où la durée d'agitation est de 15 minutes avec un rapport solide / liquide de 50/50.

A cet effet, pour obtenir une teneur finale en oxyde de fer de 0.03%, il est recommandé de prendre en considération le cas du tableau n° 66.

Graphe n° : 84



Graphe n° : 85



**Commentaire**

La variation du rapport solide / liquide n'apporte pas de changement significatif aux résultats du tableau n° 66 au delà du rapport solide / liquide 50/50.

Nous pouvons relever néanmoins qu'une dilution de l'acide rend ce dernier moins agressif vis à vis de ce type de feldspath.

### 2-2-5 Effet de variation de la consommation d'acide nitrique de 40 à 150 Kg/t de feldspath sur la tranche [-0.8+0.1] mm deferrisée.

Dans cette partie, nous avons procédé à quelques essais orientatifs, dans le but de réduire la consommation d'acide nitrique.

#### Paramètres fixes

Tranche granulométrique [0.1-0.8] mm deferrisée

Rapport L/S = 50 %

Temps d'agitation T = 15 min

Consommation (NH<sub>4</sub>,HF) : 20 Kg/t

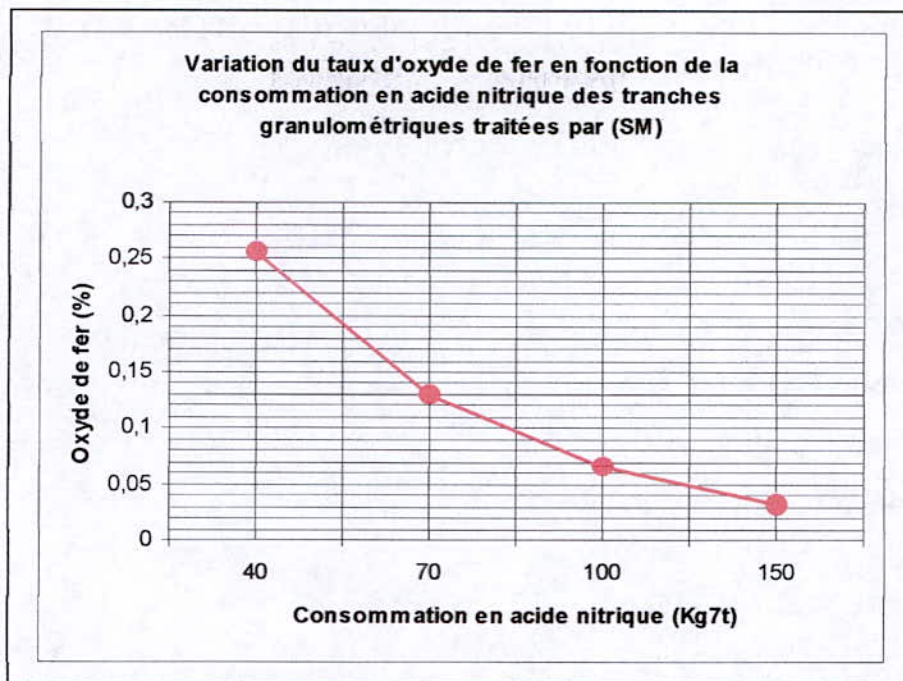
Température T = 90 °C.

Les résultats sont affichés dans le tableau n° :64

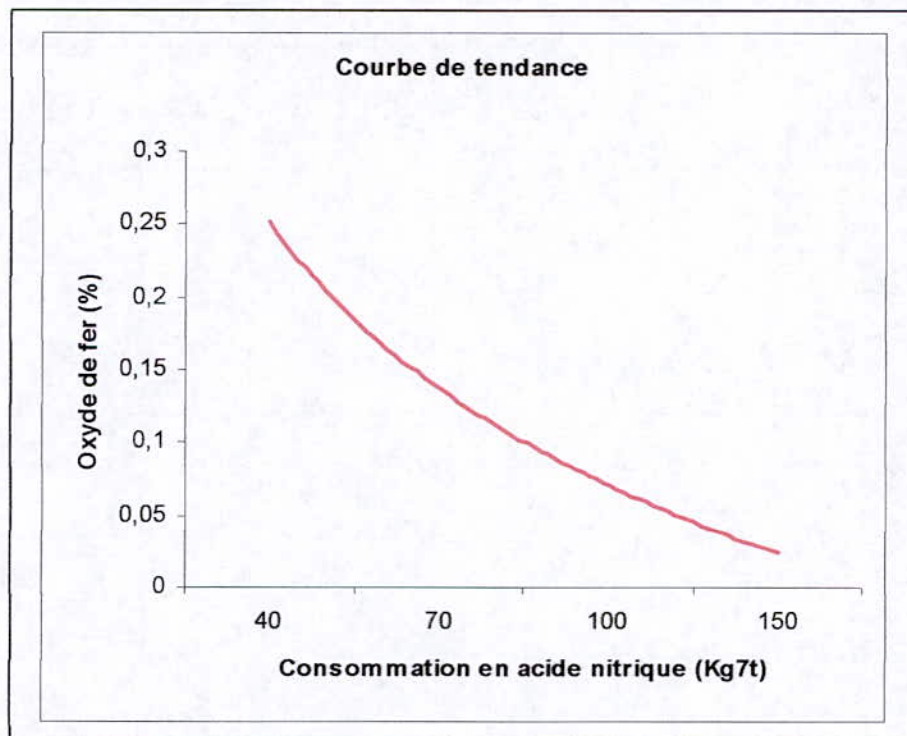
Essai N°	Consommation d'acide nitrique Kg/t	Rp %	Rp/TV (%)	Taux de Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %
1	40	90.84	55.31	0.257
2	70	90.70	55.22	0.129
3	100	91.50	55.71	0.066
4	150	95.26	58.00	0.033

Tableau n° 64

Graphe n° : 78



Graphe n° : 79

**Commentaire :**

Pour parvenir à une teneur de 0.06 % en oxyde de fer, il aura fallu utiliser 40 kg de bifluorure d'ammonium et 280 Kg/t d'acide par tonne de feldspath traité sans autre épuration préalable, alors que pour un feldspath déjà déferrisé et pour une teneur résiduelle en oxyde de fer équivalente (0.066%), la consommation des mêmes réactifs est réduite et atteignent les 100 kg d'acide et 20 kg de bifluorure

## 2-2-6 Application des conditions optimales d'épuration aux tranches granulométriques

### 1- Tranches granulométriques déferritisées

Les conditions ci-dessous sont appliquées à différentes tranches déferritisées par séparation magnétique.

#### Paramètres fixes

Rapport L/S = 50 %

Temps d'agitation T = 15 min

NH<sub>4</sub>F : 20 Kg/t

HNO<sub>3</sub> : 100 Kg/t

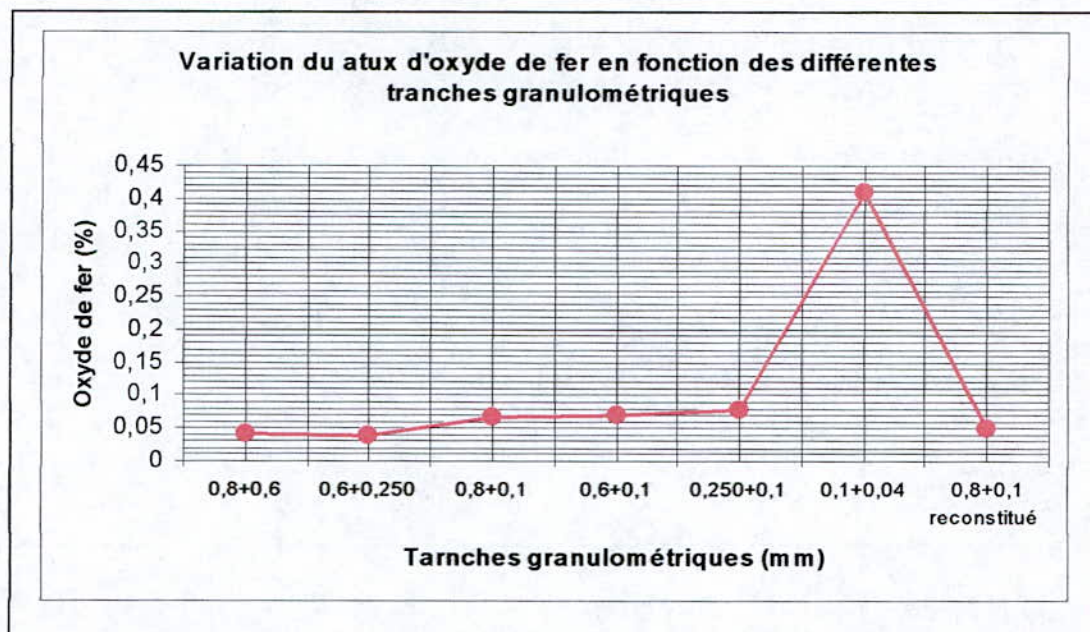
Température T = 90 °C.

Les résultats sont affichés dans le tableau n° 68

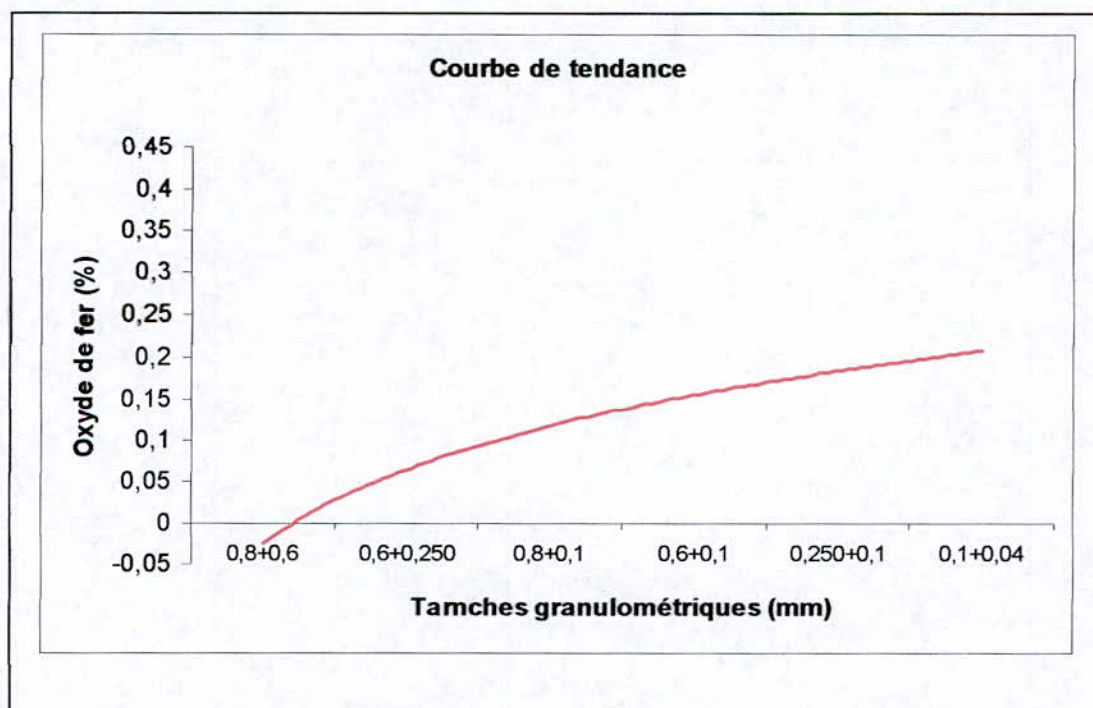
N° Ech.	Tranches granulométriques	Rp %	Rp/TV (%)	Taux de Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %
1	0.1-0.8	94.18	57.34	0.067
2	0.1-0.6	93.46	38.56	0.070
3	0.1-0.250	92.06	21.22	0.080
4	0.250-0.6	94.92	18.31	0.039
5	0.6-0.8 (ND)	97.74	18.79	0.041
6	0.1-0.04 (ND)	88.89	7.04	0.41
7	-0.8+0.1 reconstituée	94.90	58.32	0.054

Tableau n° 68

Graphe n° : 86



Graphe n° : 87



**Commentaire :**

Le produit verrier [0.1-0.8] mm reconstitué titrerait 0.054 %, teneur inférieure à celle de la même tranche traitée en bloc, et titrant 0.067%.

l'illustration des résultats est représentées par les graphes n° 86 et 87



## 2- Tranches granulométriques déferritisées et flottées

### Paramètres fixes

Rapport Ls = 50 %

Temps d'agitation T = 15 min

NH<sub>4</sub>F : 20 Kg/t

HNO<sub>3</sub> : 100 Kg/t

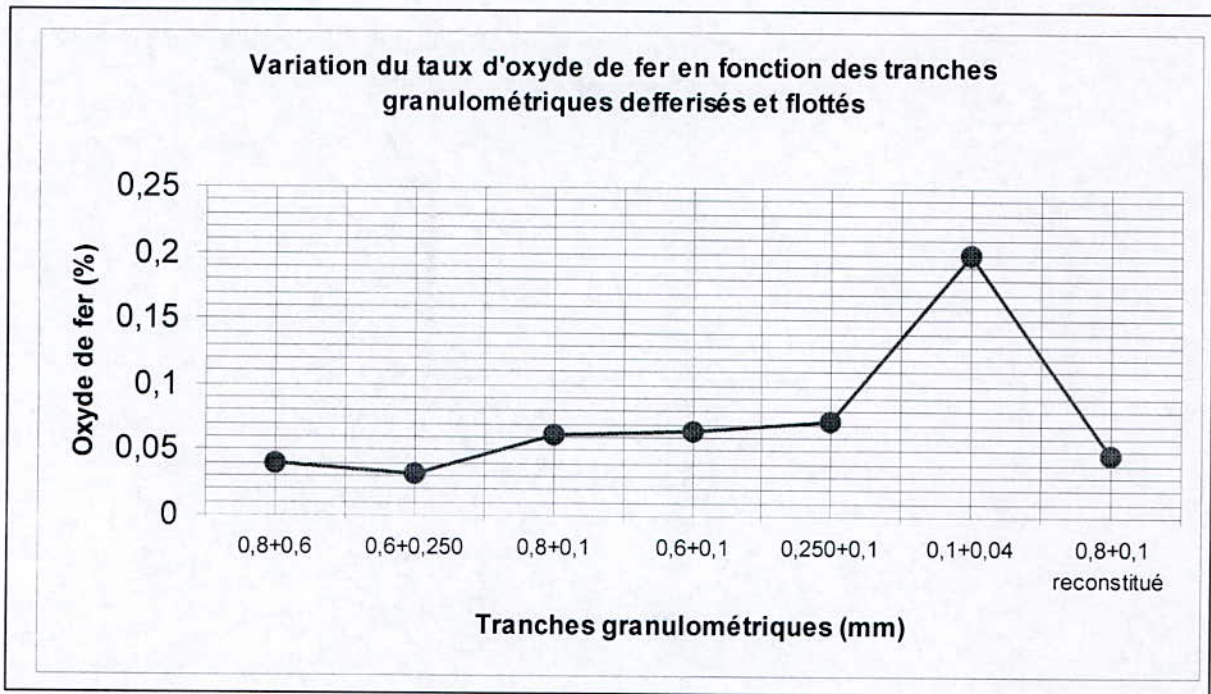
Température T = 90 °C.

Les résultats sont affichés dans le tableau n° 69 :

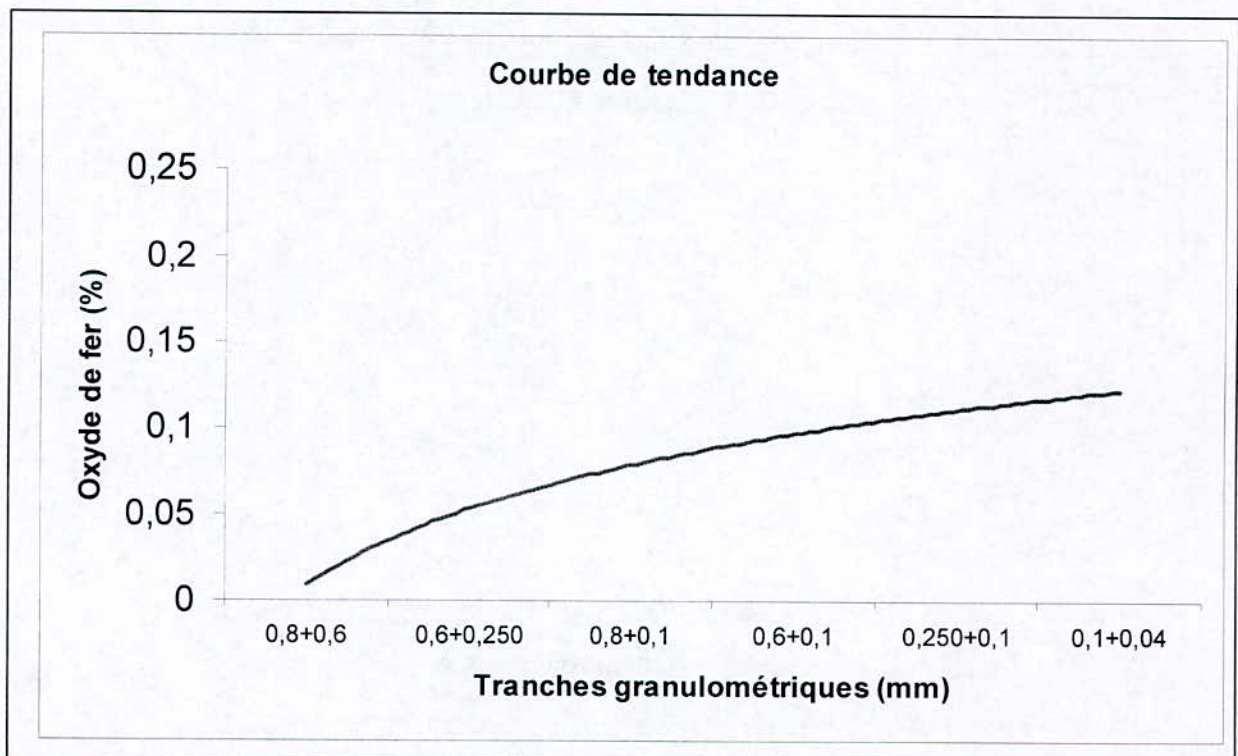
N° Ech.	Tranches granulométriques	Rp %	Rp/TV (%)	Taux de Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %
1	0.1-0.8	90.92	50.37	0.062
2	0.1-0.6	92.22	35.36	0.065
3	0.1-0.250	88.02	19.24	0.073
4	0.250-0.6	91.86	16.99	0.031
5	0.6-0.8	93.85	17.10	0.040
6	0.1-0.04 (F)	90.11	6.20	0.20
7	-0.8+0.1 reconstituée	91.24	53.33	0.049

Tableau n° 69

Graphe n° : 88

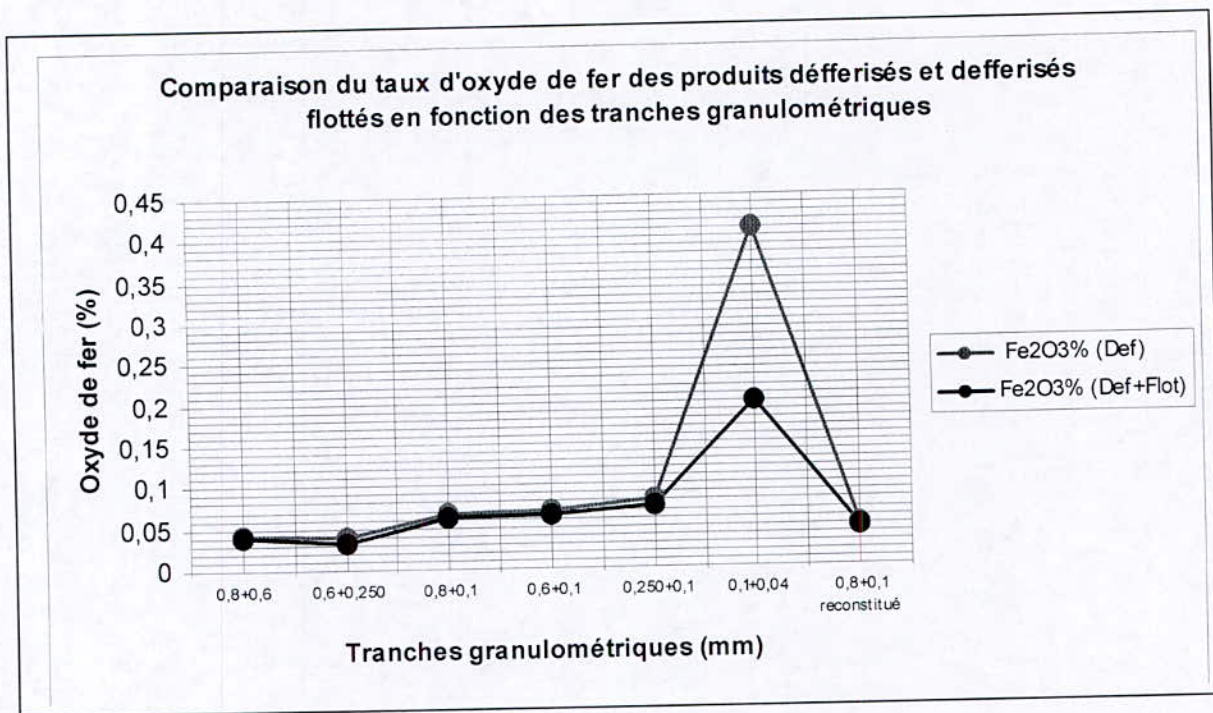


Graphe n° : 89

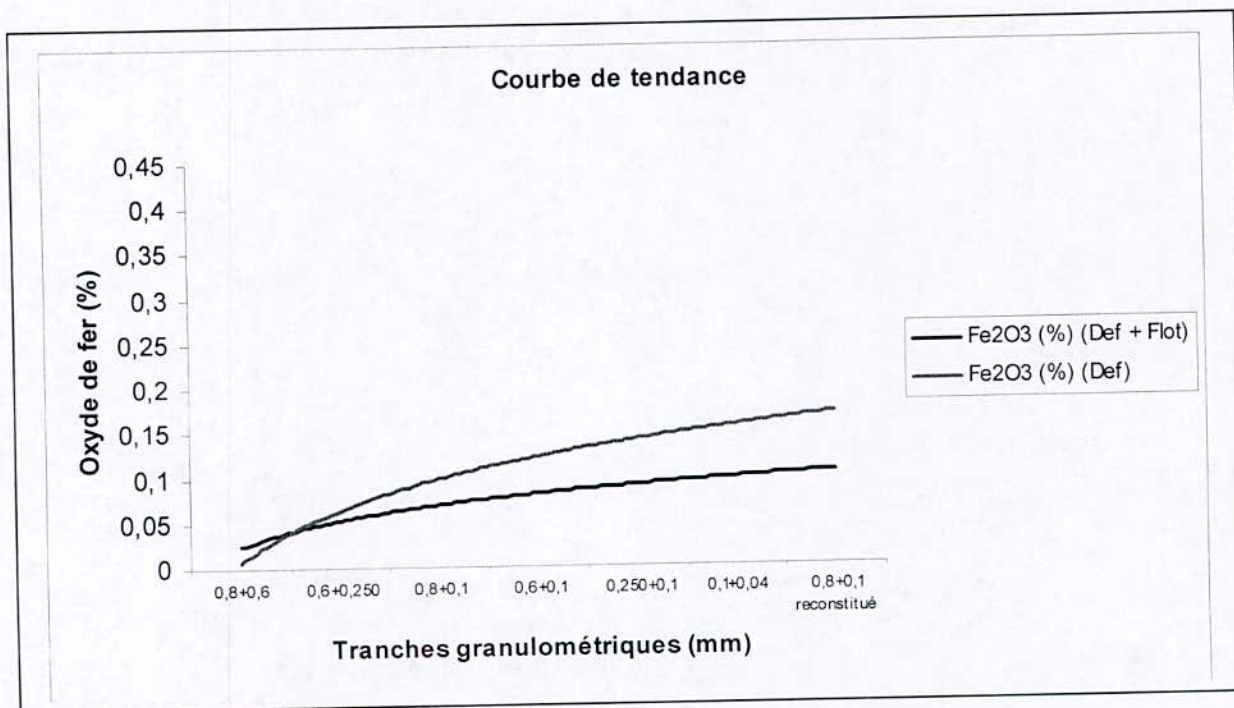


La comparaison des résultats du blanchiment chimique des produits déferrisés et déferrisés flottés est illustrée par les graphes n°

Graphe n° : 90



Graphe n° : 91



**Commentaire :**

Le produit verrier [-0.8 +0.1] mm reconstitué titrerait 0.049 %, une teneur inférieure à celle de la tranche [-0.8+0.1] mm traitée en bloc (0.062%).

L'effet de la flottation s'est traduit par un gain en baisse de teneur en  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  de  $0.054 - 0.049 = 0.005$  %

Le rendement pondéral dépasse 90% relatif à l'échantillon [-0.8+0.1] mm 100% blanchi chimiquement.

Le produit blanchi a été séché et tamisé à [0.1] mm, les inférieures à [0.1] mm représentent 5%.

L'agitation dans le blanchiment de la tranche [-0.8+0.1] mm a entraîné 5% des [-0.1] mm, la récupération est de 95% dans cette opération par rapport à l'alimentation.

**2-3 Epuration chimique par acide chlorhydrique (HCl) :****Paramètres fixes**

Tranche granulométrique : [0.1-0.8] Déférrisée

Rapport L/S = 50 %

Temps d'agitation T = 15 min

NH<sub>4</sub>F : 20 Kg/t

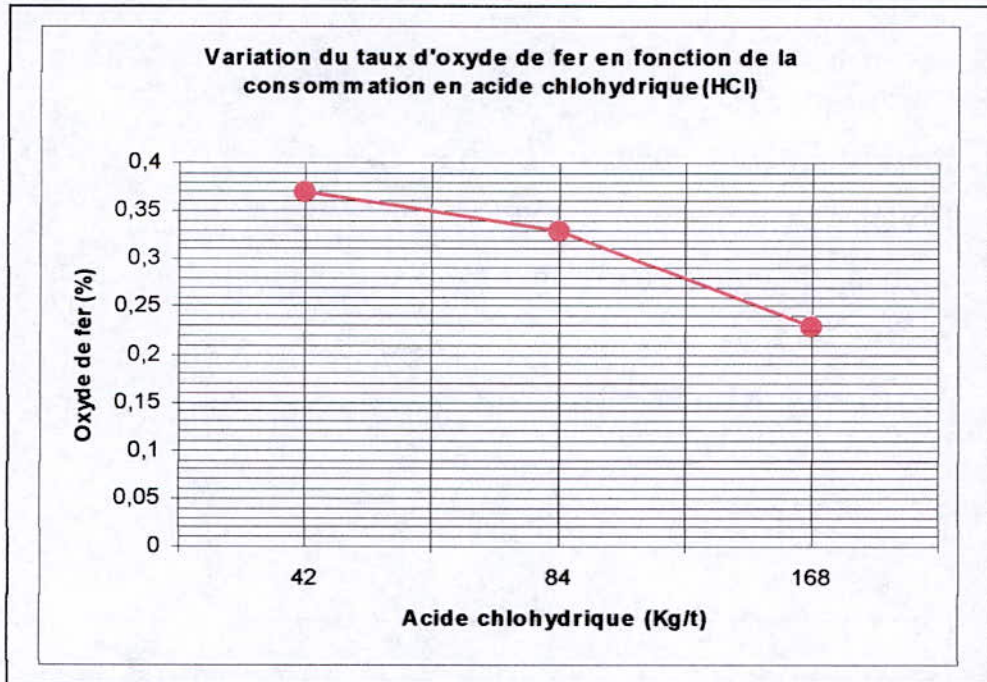
Température T = 90 °C.

Les résultats sont affichés dans le tableau n°70 et illustrés par les figures n°93 et 94:

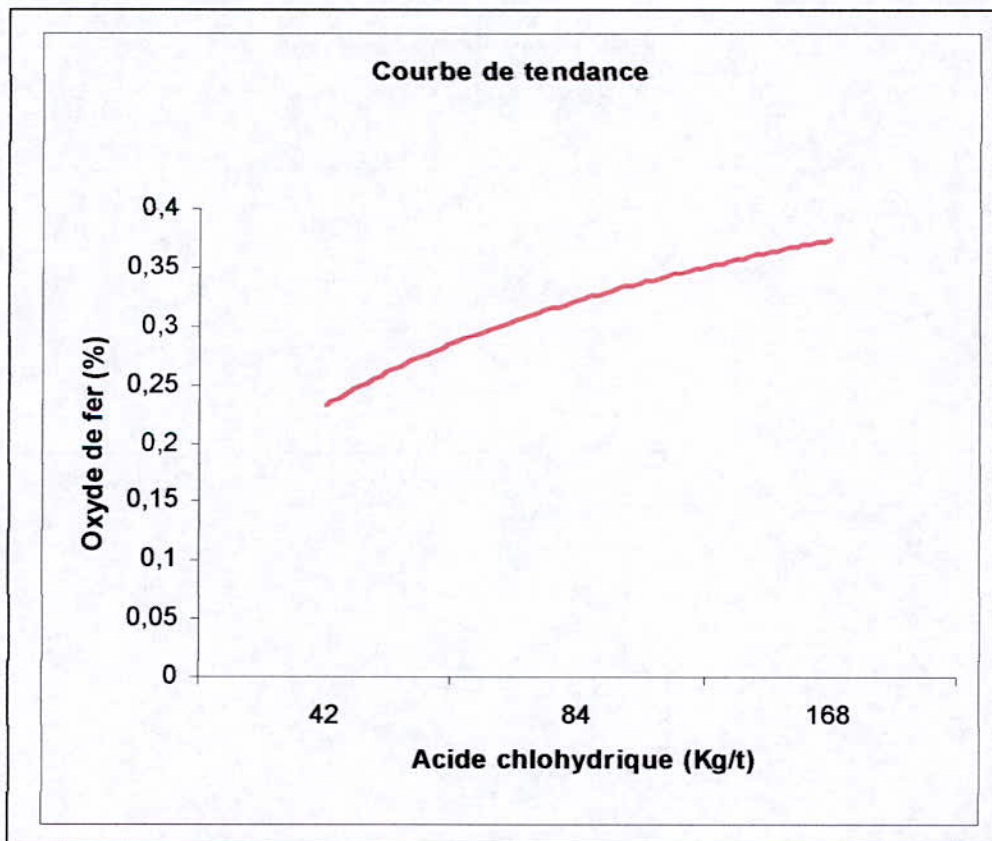
Essai N°	Quantité d'acide chlorhydrique Kg/t	Rp %	Rp/TV (%)	Taux de Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %
<b>1</b>	<b>168</b>	<b>88.02</b>	<b>53.59</b>	<b>0.23</b>
<b>2</b>	<b>84</b>	<b>91.86</b>	<b>55.93</b>	<b>0.33</b>
<b>3</b>	<b>42</b>	<b>91.74</b>	<b>55.86</b>	<b>0.37</b>

Tableau n° 70

Graphe n° : 92



Graphe n° : 93



**Remarque :**

La dissolution du fer est lente pour 42 Kg/t elle est plus rapide en doublant la consommation d'acide.

**2-4 Application des meilleures conditions de l'épuration chimique des échantillons de Ain Barbar à ceux du gisement d'Abouda Bouadda :**

**Paramètres fixes**

tranche granulométrique : [0.1-0.8] Déferrisée

Rapport L/S = 50 %

Temps d'agitation T = 15 min

NH<sub>4</sub>F : 20 Kg/t

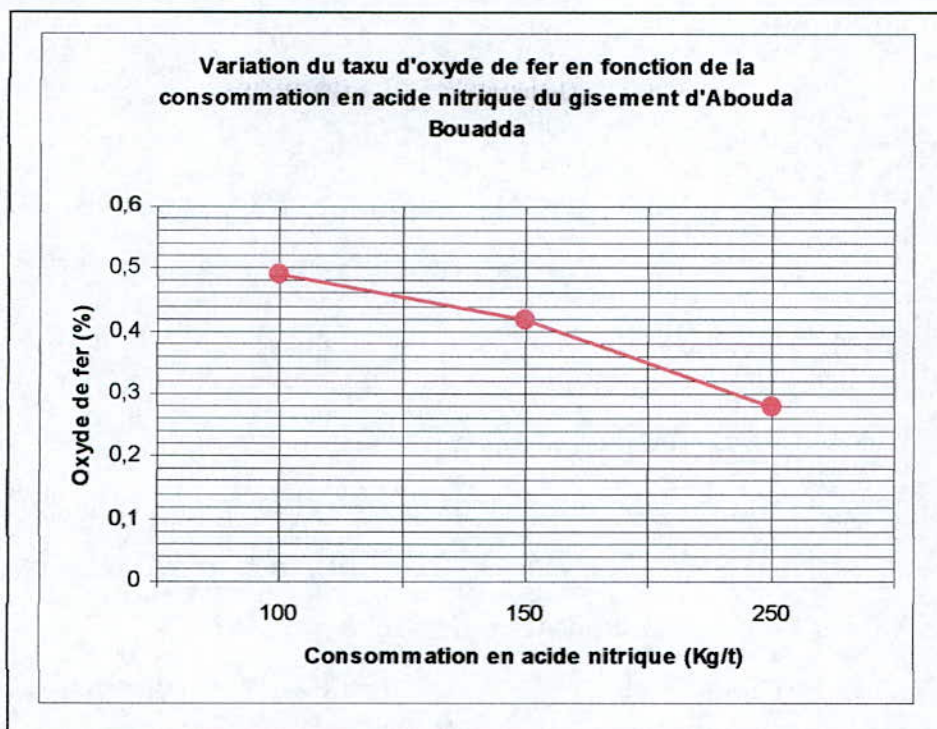
Température T = 90 °C.

Les résultats sont affichés dans le tableau n° 71:

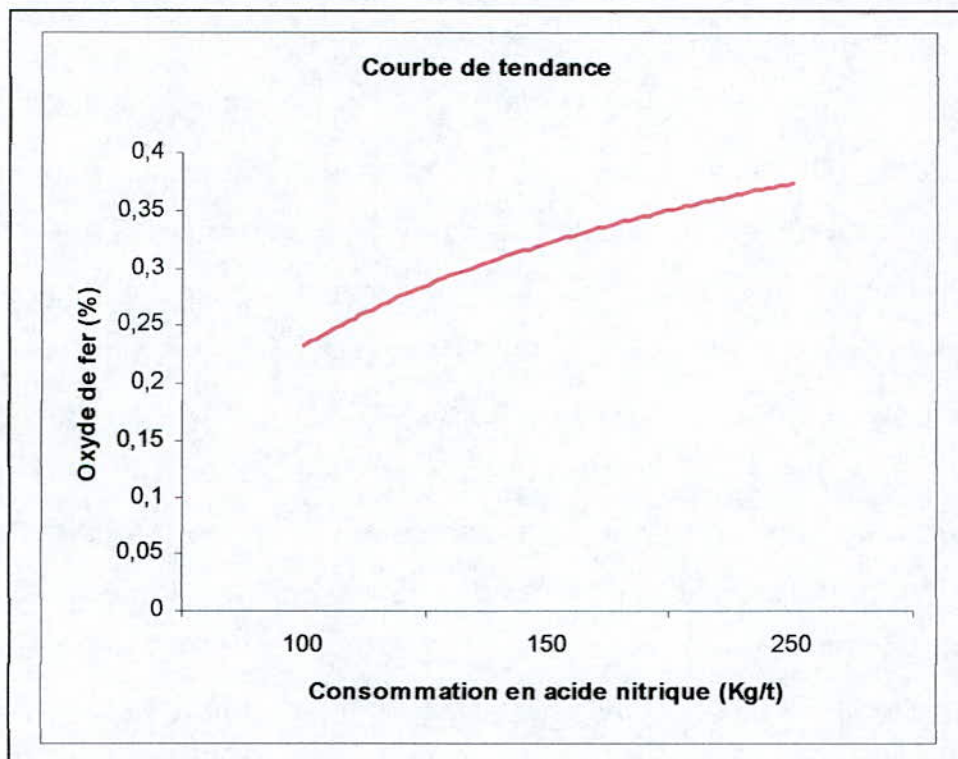
Essai N°	Consommation d'acide nitrique Kg/t	Rp %	Taux de Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %
1	250	91.74	0.28
2	150	88.66	0.42
3	100	87.94	0.49

Tableau n° 71

Graphe n° 94



Graphe n° 95



**Remarque :**

Ce résultat s'expliquerait par la présence de micas et de la biotite (noires) qui résistent davantage au lessivage acide. Il est illustré par les figures n° 94 et 95.



**Conclusion :**

L'épuration du feldspath déferrisé et déferrisé flotté par le procédé hydrométallurgique avec la variation de certains paramètres à savoir : la température (T), la quantité d'acide nitrique ( $\text{HNO}_3$ ), le bifluorure d'ammonium ( $\text{NH}_4\text{F}$ , HF) comme réducteur, le rapport liquide solide (L/S) et le temps d'agitation (t) montre que :

La température (T) ne doit pas dépasser les  $90^\circ\text{C}$ , a cause d'une évaporation importante de la phase liquide.

La consommation en acide nitrique de 280 Kg/t permet d'abaisser la teneur en oxyde de fer à 0.06%, une valeur très proche à celle obtenue par BRGM (< 0.05 %) pour une consommation de 708 Kg/t.

Pour la même quantité d'acide nitrique (280 kg/t), la quantité de 20 Kg/t du bifluorure d'ammonium qui permet de réduire le taux de fer à 0.04%, est retenue dans le cadre du procès optimal car cette teneur est le résultat d'une très bonne épuration.

Le rapport liquide – solide (50/50) et le temps d'agitation de 15' sont les meilleures conditions de l'épuration chimique assurant une bonne homogénéisation et une dissolution adéquate des oxydes de fer.

L'application de ces mêmes conditions optimales aux tranches granulométriques déferrisées et déferrisées flottées, permet de diminuer d'avantage la teneur en oxyde de fer

Nous concluons aussi que l'épuration de la tranche [-0.8+0.1] mm en bloc donne une teneur en oxyde de fer largement supérieure à celle de la tranche [-0.8+0.1] mm reconstituée à partir des autres tranches traitées.

L'épuration chimique de la tranche [-0.1+0.04] mm flottée donne une teneur en oxyde de fer de 0.20% avec une récupération de 88.89% par rapport à l'alimentation. Cette teneur est appréciée par les céramistes.

## Conclusion générale

Dans le cadre de ce travail, qui avait pour objectif de parvenir à situer les conditions optimales d'une épuration chimique du feldspath de Ain Barbar, utilisant l'acide nitrique en présence du bifluorure d'ammonium, comme réducteur, nous avons préféré passer en revue tous les résultats obtenus par tous les essais de caractérisation et valorisation réalisés dans le passé. Cela nous a permis de comparer un certain nombre de résultats et d'en tirer des conclusions utiles à tout projet de mise en valeur.

Du point de vue, propriétés physiques du feldspath nous relevons le caractère assez homogène, en particulier en ce qui concerne la dureté et les résultats de comminution en rapport avec la consommation d'énergie, celle-ci ayant été déterminée par le **(BRGM)** à deux reprises, selon la norme relative à l'indice de « Bond ». Les valeurs trouvées étaient **8.5** et **10 KWh/t**.

Le taux de fines engendrées par un système de concassage/ broyage, pour l'accès à une tranche granulométrique donnée, est un facteur important, du fait qu'il constitue un produit fatal de qualité médiocre, dont l'épuration n'est accessible qu'à un prix prohibitif.

Il devient nécessaire d'en évaluer le taux de production et de chercher à le diminuer par un broyage ménagé.

Nous avons comparé les résultats d'un concassage / broyage / tamisage du tout venant, sans extraire par tamisage ou cyclonage la tranche principale recherchée [-0.8+0.1] mm dans notre cas, au cours des recyclages des [+0.8] mm avec ceux de la même opération mais avec extraction de la tranche recherchée à chaque recyclage des [+0.8] mm. Il est démontré que la seconde méthode donne moins de fines [-0.040] mm, le surbroyage est évité.

Les résultats présentés dans le présent travail donnent une prévision des taux de production des tranches granulométriques susceptibles d'être exigées par certains clients et susceptibles de rendre plus efficace les procédés d'épuration, comme nous l'avons remarqué dans l'épuration magnétique à sec ( avoir des tranches granulométriques à marges étroites et éviter les ultras fins).

Composition chimique du feldspath :

L'ensemble des analyses chimiques effectuées sur des tout venants ou des tranches granulométriques constituent une panoplie de valeurs des teneurs en  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , celles ci dégagent une certaine homogénéité en ce sens que leur majorité se situent entre **0.6-0.7%**.

La plupart des analyses concernent surtout le feldspath propre ( le produit de décapage de surface à été écarté).

L'écart type calculé est relativement faible, il est de l'ordre de **0.109**.

L'origine de la pollution en oxyde de fer vient en grande partie de l'oxydation en surface et des eaux qui s'infiltrent dans les fissures des filons.

Le feldspath est très homogène du point de vue teneur en oxydes alcalins, en silice et silice libre.

En conclusion, le feldspath principalement potassique avec une teneur en  $\text{K}_2\text{O}$  de 9% et  $\text{Na}_2$  0.25%, une teneur en  $\text{Al}_2\text{O}_3$  de 12%, une teneur en  $\text{SiO}_2$  de 75% et une teneur en  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  située entre 0.59 à 0.7% fait partie des feldspaths de qualité très moyenne.

L'amélioration de la qualité passe par une déferisation et une baisse de la teneur de la silice libre, cette dernière ne peut être atteinte que par une flottation.

L'épuration des tranches granulométriques **[-0.6+0.1]mm**, **[-0.6+0.250]mm** et **[-0.250+0.1]mm** par séparation magnétique à haute intensité, permet d'abaisser la teneur en oxyde de fer ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) jusqu'à **0.34%** avec des rendements pondéraux par rapport au tout venant respectivement **41.26%**, **19.30%** et **23.06%**. Par contre la tranche **[-0.8+0.1] mm** utilisée par l'industrie du verre, le taux de fer réduit est de **0.39%** avec un rendement pondéral de **60.89%**.

Cette épuration a donné des résultats non satisfaisants, le recours à l'épuration par flottation de ces mêmes tranches a diminué le taux des oxydes de fer de **0.39%** à **0.23** pour la tranche **[-0.8+0.1] mm** et de **0.34** à **0.20%** pour la tranche **[-0.6+0.1]mm** avec un rendement pondéral respectivement de **54.63%** et **38.40%** par rapport au tout venant.

Ces teneurs **0.20%** et **0.23%** en oxyde de fer sont appréciés par les verriers et les céramistes.

Pour les tranches **[-0.6+0.250] mm**, **[-0.250+0.1]mm** et **[-0.1]mm**, l'épuration par flottation, pousse la baisse du taux d'oxyde de fer de **0.34%** à **0.30%** seulement, ce qui ne correspond pas aux exigences des consommateurs.

L'application du procédé hydrométallurgique, excluant l'effet de pression en autoclave, et utilisant l'acide sulfurique a abouti à des résultats médiocres dans les conditions expérimentales. Le procédé utilisant l'acide nitrique en milieu réducteur (HF, NH<sub>4</sub>F) est efficace et pousse le degré d'élimination de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> jusqu'aux alentours de 0.01 %.

Ce procédé appliqué à la tranche granulométrique verrière **[-0.8+0.1] mm** préalablement déferrisé par un champ magnétique HI permet de réduire le taux de fer jusqu'à 0.054% avec un rendement pondéral de **58.32%** par rapport au tout venant.

Dans les conditions actuelles du marché, il nous semble que le procédé du blanchiment nitrique n'est pas rentable. Il le sera certainement si le prix de feldspath atteindra un certain seuil.

#### **Flowsheet proposé :**

Le tout venant **[-250+ 200] mm** est concassé dans un concasseur à mâchoires en deux étapes à **[100] mm** et à **[40-50] mm**, cette opération est suivie par un broyage à **[-6+5] mm** dans un concasseur giratoire ou à impact.

Le produit obtenu est criblé à **[0.8] mm**, les **[+ 0.8] mm** (refus) sont rebroyés dans un broyeur à cylindres avec extraction des **[-0.8] mm** à chaque passage sur le broyeur au cours des opérations de recyclages des **[+0.8] mm**.

Pour obtenir une épuration magnétique des **[-0.8]mm**, il est recommandé de tirer de ce produit les tranches granulométriques suivantes **[-0.8+ 0.4 ] mm**, **[-0.4+ 0.250 ] mm** et **[-0.250+ 0.1 ] mm** et leur faire subir une épuration magnétique à haute intensité (HI).

Ces tranches déferrisées seront recombinaées pour obtenir la tranche **[-0.8 + 0.1] mm** destinée aux verriers. Si ces clients exigeront une pureté plus

élevée et si le prix de vente est intéressant et peut supporter le blanchiment chimique à l'acide nitrique, il n'y a qu'à installer une section de blanchiment chimique de capacité requise.

La tranche  $[-0.25 + 0.1]$  mm sera destinée à l'industrie céramique.

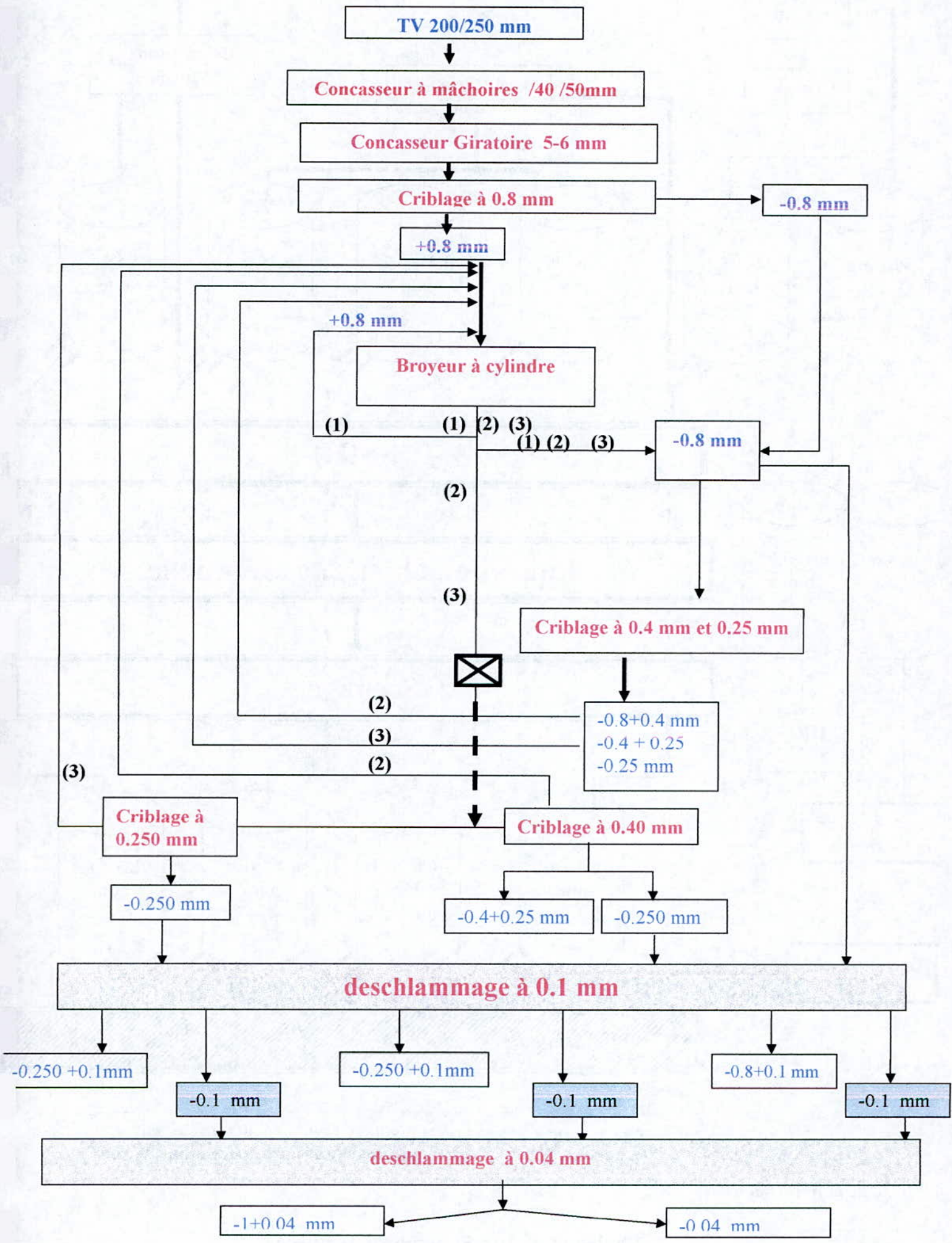
Les autres tranches deferrisées qui sont en surplus peuvent être rebroyées et criblées pour rejoindre le produit  $[-0.25+0.1]$  mm qui peut subir un blanchiment chimique pour les clients qui demandent un produit plus blanc.

Les  $[-0.1]$ mm dont l'épuration est moins performante sera réservée à la céramique ordinaire de couleurs (dalle de sol, ...etc).

Dans le cas d'un choix, qui installe une section de SMHG, la tranche  $[-0.1]$  mm peut être criblée pour donner  $[-0.1+0.04]$  mm et  $[-0.04]$  mm. Les  $[-0.1+0.04]$  mm peut subir une épuration par flottation et épuration nitrique qui aura une teneur en fer de 0.23%.

Avant toute décision sur le choix d'un flowsheet définitif, il est recommandé, tout en s'appuyant sur les résultats présentés, de faire une étude de marché précis qui prend en considération tous les paramètres économiques et financiers.

# FLOW-SHEET PROPOSE



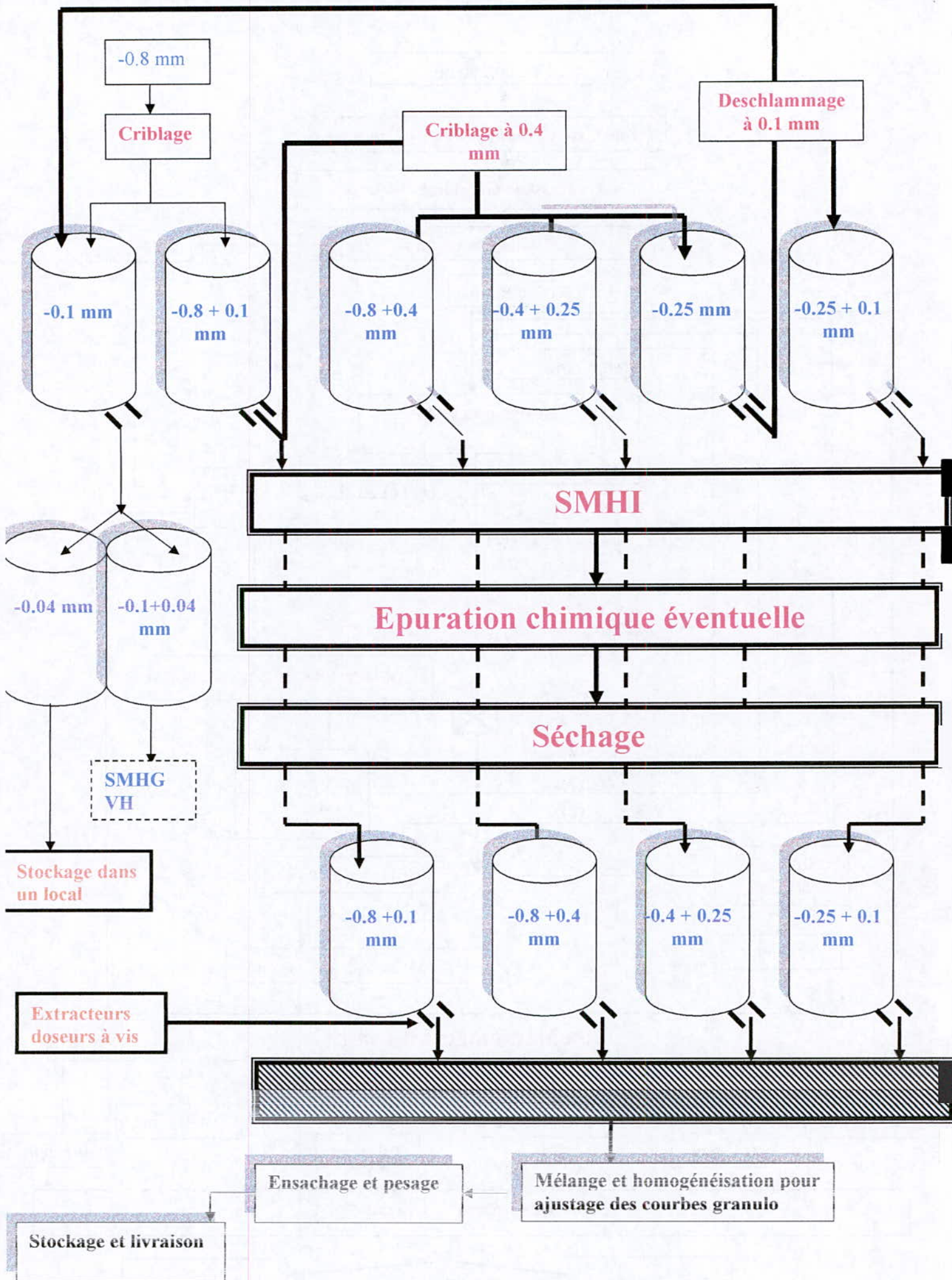


Schéma n° 10 : Flowscheet proposé



# BIBLIOGRAPHIE

## BIBLIOGRAPHIE

- [1] Mining chemicals Handbook, Minéral dressing notes N°.26, Copyright by American company.,(1976).
- [2] Mr M. KALLA, H.DRIDI, Géologie générale., (1995).
- [3] H.J. Schulze, Physico- Chemical elementary processes in Flotation, Copyright Berlin.,(1984).
- [4] P.Picot et Z.Johan, Atlas des minéraux métalliques., (1982).
- [5] A.M.Gaudin, Flottation, by the Mc Graw-Hill Book company, New York., (1957).
- [6] A.DESSART, J.Jodogne, J.Paul, Chimie minérale, Bruxelles 18<sup>ème</sup> édition ., (1979).
- [7] A.J.Lynch, N.W.Johnson, Minéral and coal flottation circuits, New York., (1981).
- [8] N.Théobald, A.Gama, Géologie générale et pétrologie, Ed.Doin, Paris IV<sup>e</sup>., (1969).
- [9] G.Saporta, Théories et méthodes de la statistique, Ed.Technips, Paris., (1978).
- [10] G.Charlot, J.Saulnier, Analyse qualitative rapide des cations et des anions, BORDAS, Paris., (1980).
- [11] Nouma, Détermination relative de la concassabilité différents Matériaux (PFE)., (1986).
- [12] J.Costet, G.Sanglerat, Cours pratique de mécanique des sols, BORDAS, Paris., (1981).
- [13] G.Charlot, Chimie analytique quantitative, Paris VI<sup>e</sup>., (1974).
- [14] J.Lameyre, Roches et minéraux, Paris VI<sup>e</sup>., (1975).
  
- [15] SOFELD- SPA, Rapport géologique du gisement de feldspath potassique [16] d'Ain Barbar., (2002).

- [17] OCCR-INTERG, Etude de la felsite d'Ain Barbar., (1987).
- [18] C.Spender, J.P.Benz, Projet felsite d'Ain Barbar (BRGM)., (1997).
- [19] ENOF, Projet feldspath d'Ain Barbar., (1987).
- [20] G.Gillet, Séparation magnétique (Technique de l'ingénieur)., [j.3360]
- [21] G.Gillet, V.Bureau, Séparation magnétique Théorie et modélisation )., [j.3360]
- [22] P.Blazy, La valorisation des minerais, Paris., (1970).
- [23] A.Gosselin, D.Blackburn , Protocole d'évaluation de la traitabilité des sédiments, des sols et des boues à l'aide des technologies minéralurgiques, Sainte- Foy, Canada., (1999).
- [24] R.O.Burt, Gravity Concentration Technology, Amsterdam., (1984).
- [25] C.B.Gill, Materials Beneficiation, New York ., 1991.
- [26] M.H.Jones et J.T Woodcock, Principales of Mineral Flottation, Australia., (1984).
- [27] E.G.Kelly et D.J.Spottiswood, Introduction to Mineral Processing, New York., (1982).
- [28] R.E.Kirk et D.F.Othmer, Encyclopedia of Chemical Technology, New york., (1983).
- [29] Taggart. A.F, Handbook of mineral dressing, New York., (1945).
- [30] N.L.Weiss, Mineral Processing Handbook, New York., (1985).
- [31] B.A.Wills, Mineral Processing Technology, Oxford., (1988).
- [33] J.Guillemot, Elements de géologie, Editions Technips, Paris., (1986).
- [34] H.Med, Mémoire d'ingénieur (ENP)., (2002).
- [35] M.Bourahla, Etude sur le feldspath de Ain Barbar, ENOF., [1974].
- [36] R.J.Dowsing, Mét.Mat., (1981).
- [37] M.Rassoul, Thèse de magister (U.S.T.H.B)., (1989).
- [38] J.Frenay, Procédings du congrès Soc, Ind.Min., (1980).
- [39] J.D.Sullivan, O.B.Knneth, U.S.Bureau of mines.Rep.Invest., (1941).

# ANNEXE I

## DETERMINATION DE QUELQUES PROPRIETES PHYSIQUES DU FELDSPATH D'AIN BARBAR

## Annexe 1

---

Le récipient 1 doit être rempli à ras, et le récipient 2 est placé sous l'ouverture du trop plein. Un échantillon est plongé doucement dans le récipient 1, le volume d'eau déplacé est déversé dans le 2<sup>ème</sup> récipient.

### 2- Taux d'humidité :

Les matériaux naturels contiennent presque toujours de l'eau, dont la connaissance est importante pour déterminer le taux d'humidité d'une roche minéralisée, on mesure la perte de masse lors de son séchage à l'étuve, et on divise cette valeur par la masse sèche du matériau.

Le taux d'humidité est donnée par la formule suivante :

$$T(\%) = \frac{\Delta M}{M_1} * 100$$

Ou :

$\Delta M$  : Variation de la masse ( avant et après séchage de l'échantillon)

$M_1$  : masse sèche de l'échantillon.

### Matériels utilisés :

- Une balance
- Une étuve
- Une pincette
- Montre de verre
- Une spatule pour remuer la prise d'essai durant la période de séchage pour bien sécher la totalité des particules du minerai.

### Mode opératoire :

- 1- Peser l'échantillon à 0.1% près dans un verre de montre.

## Annexe 1

---

2- Sécher à fond l'échantillon dans son récipient placé dans l'étuve en remuant une ou deux fois jusqu'à obtenir une masse constante et en prenant bien soin d'éviter la perte de la moindre particule.

3- Peser la prise d'essai séché à 0.1 près, aussi tôt qu'elle est suffisamment refroidie

Le minéral de 100 g séché à une température de 103 °C demande une durée de 2 h. pour atteindre un poids constant.

### 3- La porosité :

Toutes les roches présentent une proportion plus ou moins grande de fissures et des vides, qui renferment le plus souvent de l'eau. donc, la porosité d'un matériau représente le pourcentage des vides dans l'unité du volume de ce même matériau.

La porosité est donnée par la formule suivante :

$$P = (M_1 - M_0) \cdot D/M_0 \cdot 100$$

Ou :

$M_0$  : Masse sèche

$M_1$  : Masse après trempage dans l'eau

$D$  : densité

### Matériels nécessaire à la détermination de la porosité :

- Une balance
- Un récipient métallique
- Etuve
- Bêcher
- Plaque chauffante

## **Annexe 1**

---

- Un chiffon
- Agitateur (spatule).

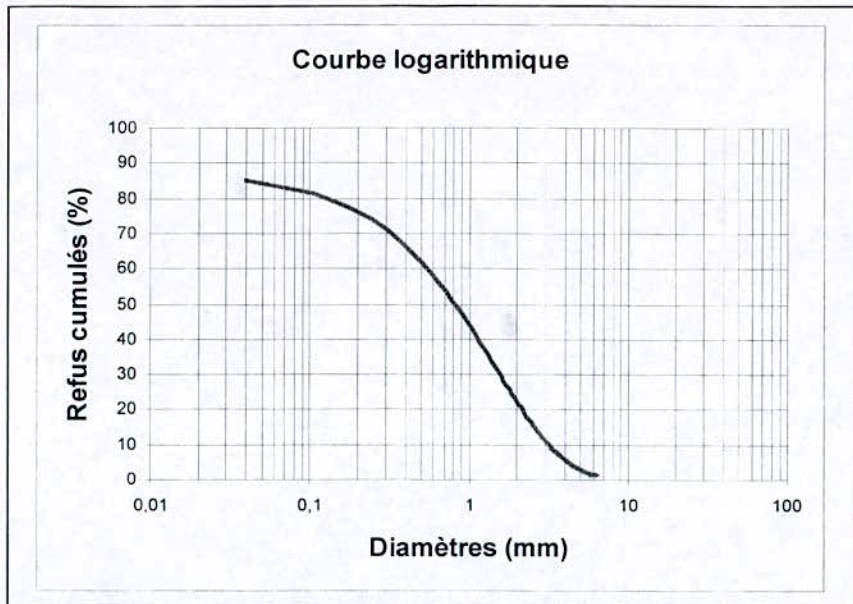
### **Mode opératoire :**

- Peser l'échantillon avec le moins de grains fins (<10gr de grains trop petits) ;
- Sécher l'échantillon dans l'étuve jusqu'à l'obtention d'une masse constante, en remuant de temps en temps.
- Peser le poids de l'échantillon sec ( $M_0$ )
- Placer l'échantillon sec dans un bêcher rempli d'eau et porter à ébullition pendant deux heures pour évacuer l'air de l'intérieur de l'échantillon.
- Laisser refroidir, et peser le poids ( $M_1$ ) après avoir extrait l'eau à la surface de l'échantillon à l'aide d'un chiffon sec.

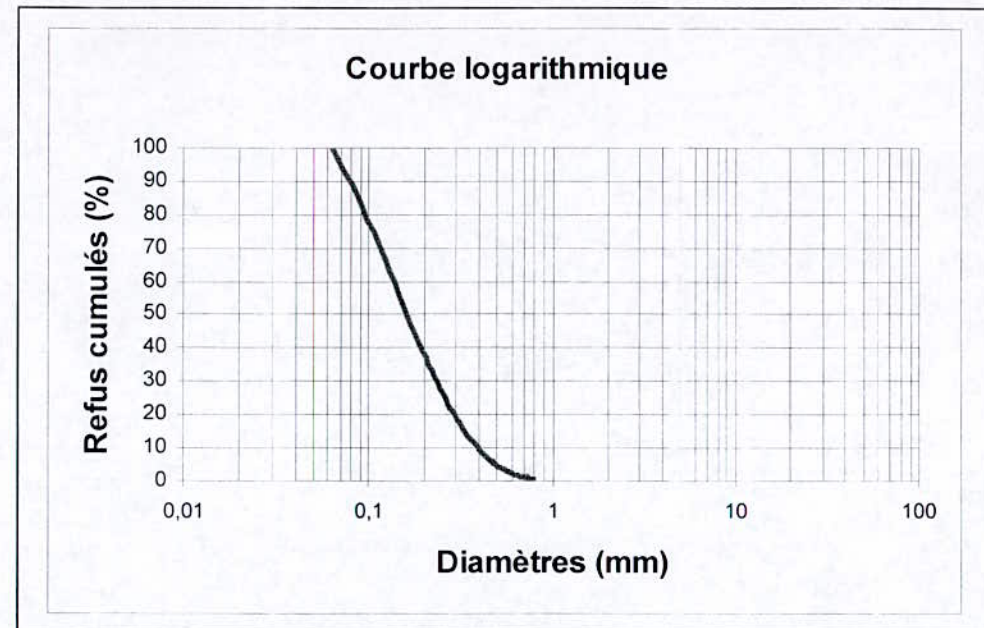
# **ANNEXE II**

**COURBES LOGARITHMIQUES DE  
L'ANALYSE GRANULOMETRIQUE**

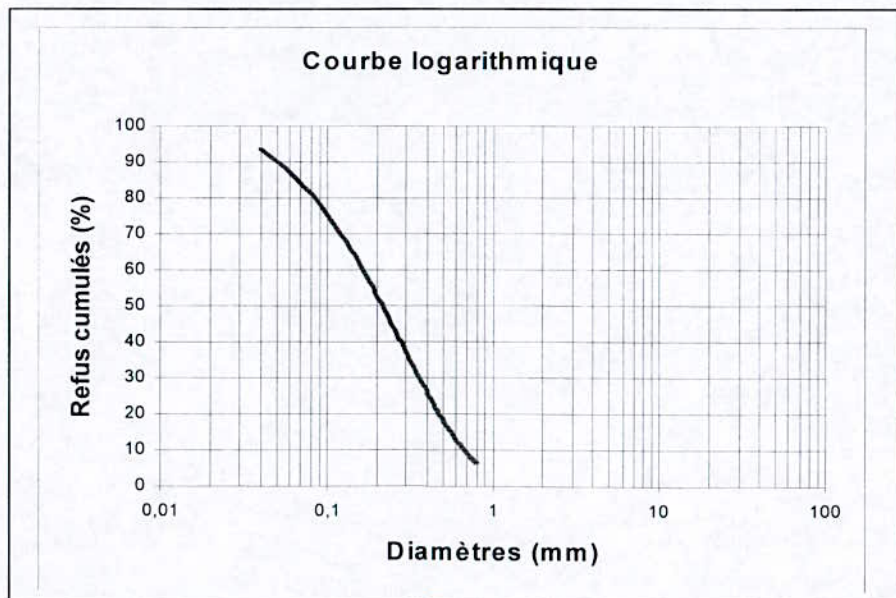




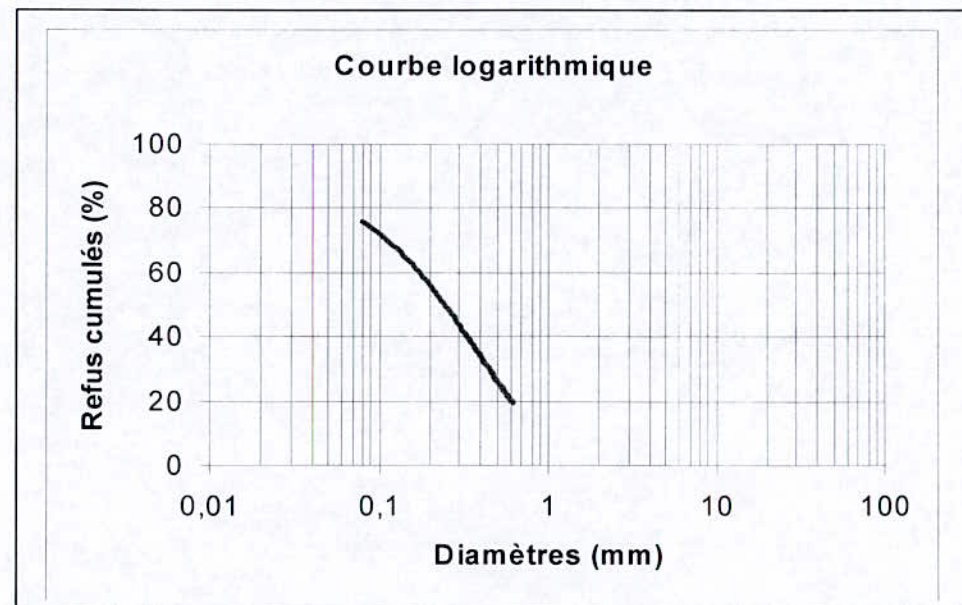
**Graphe n°1 : Tv 250 mm broyé à 6.3 mm ( Essai Ia)**



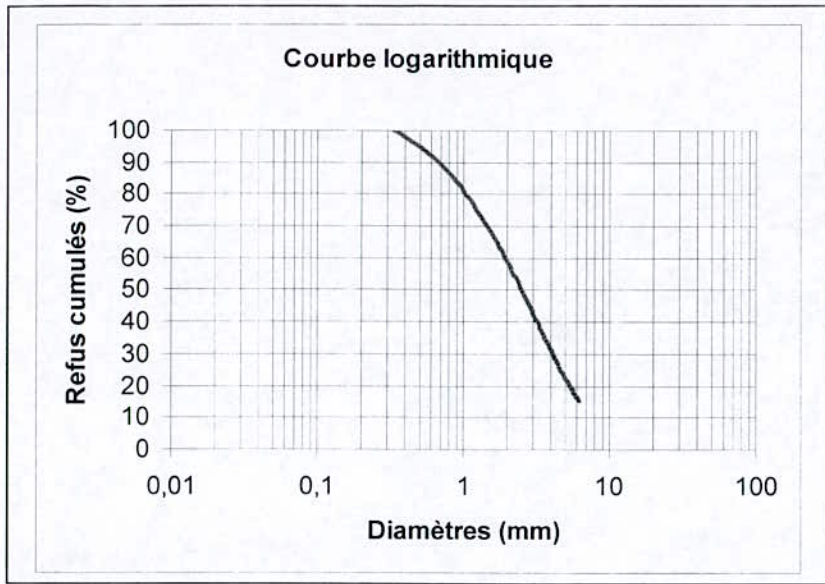
**Graphe n°1 : Tv 250 mm broyé à 0.8 mm ( Essai Ia)**



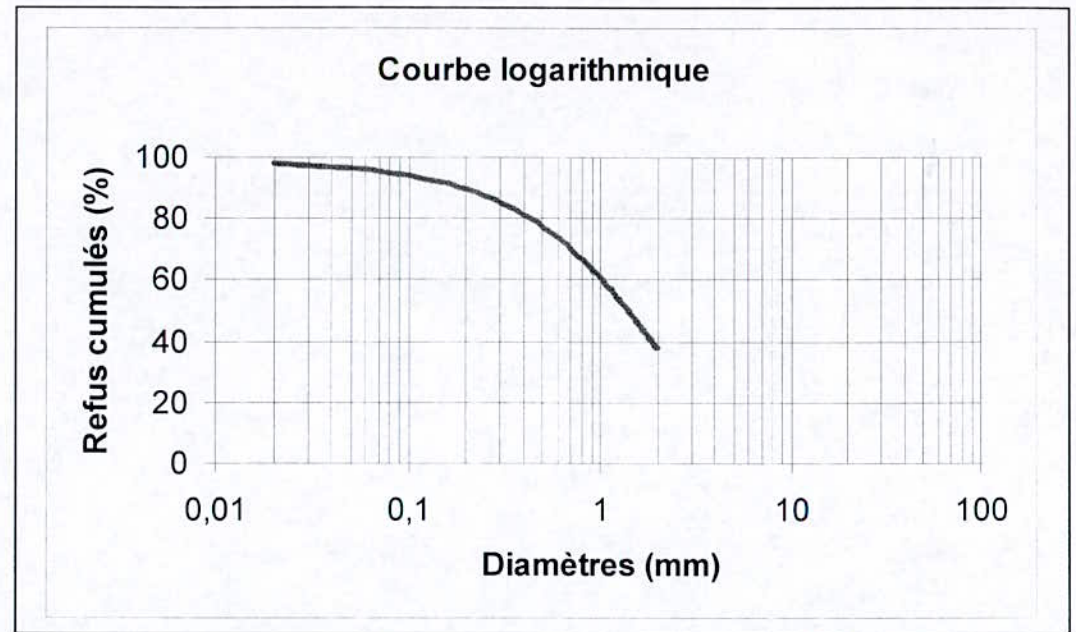
**Graphe n°1 : Tv 150 mm broyé à 0.8 mm ( Essai II)**



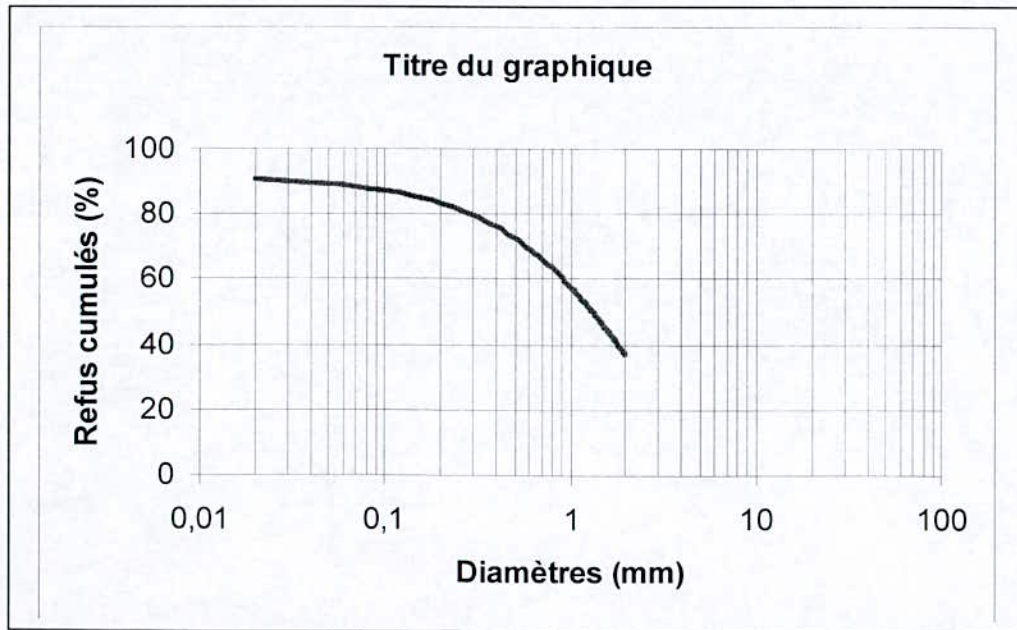
**Graphe n°1 : Tv 150 mm broyé à 0.63mm ( Essai ENOF 1974)**



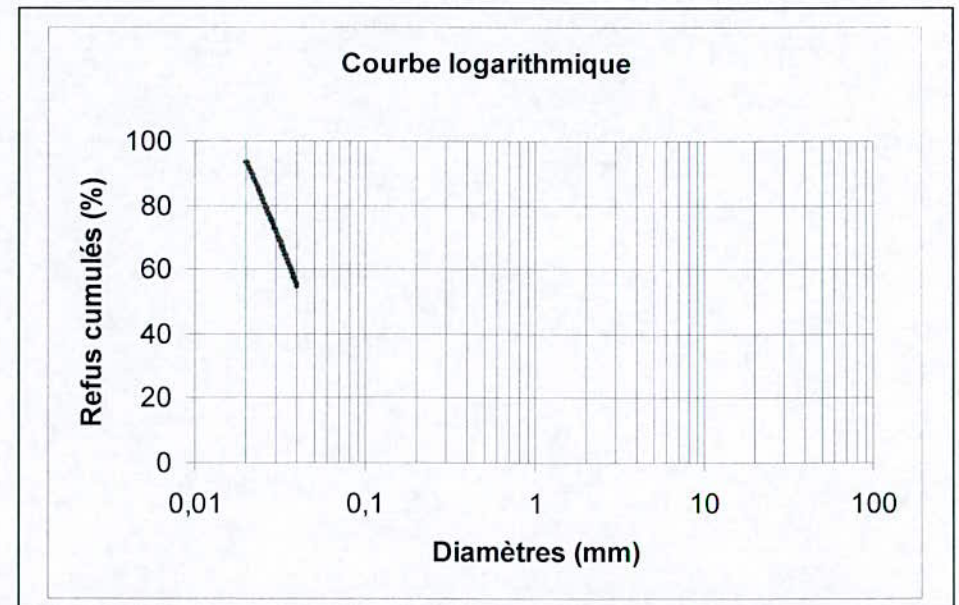
**Graphe n°1 : Tv 150 mm broyé à 6.3 mm ( Essai ENP 2003)**



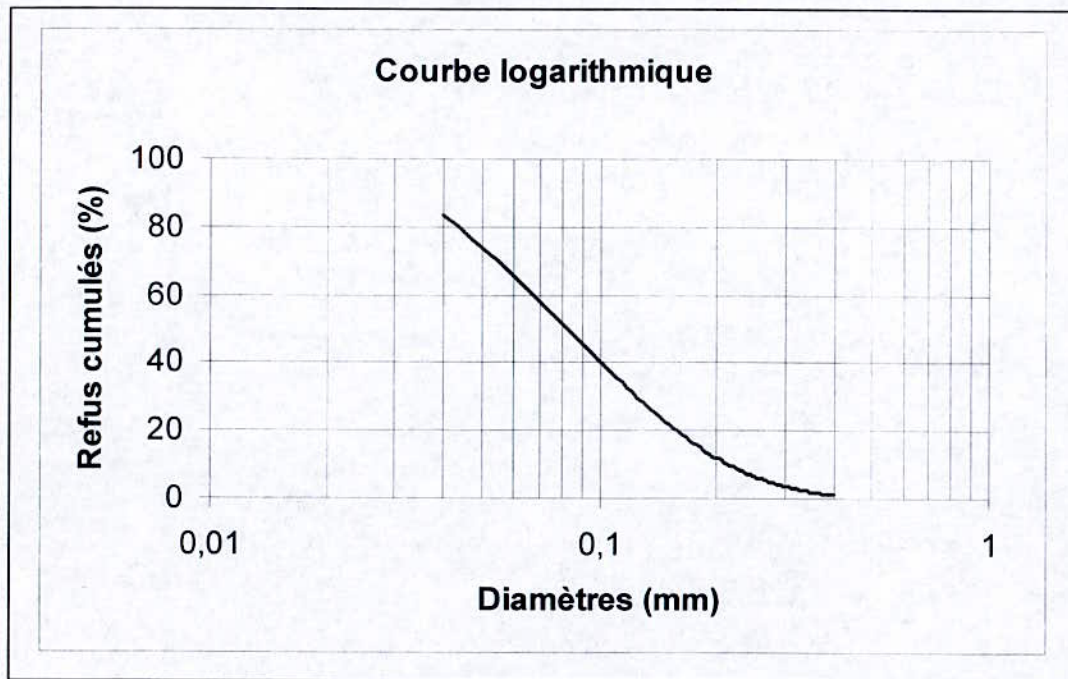
**Graphe n°1 : Tv 200 mm broyé à 4 mm ( Essai BRGM VS)**



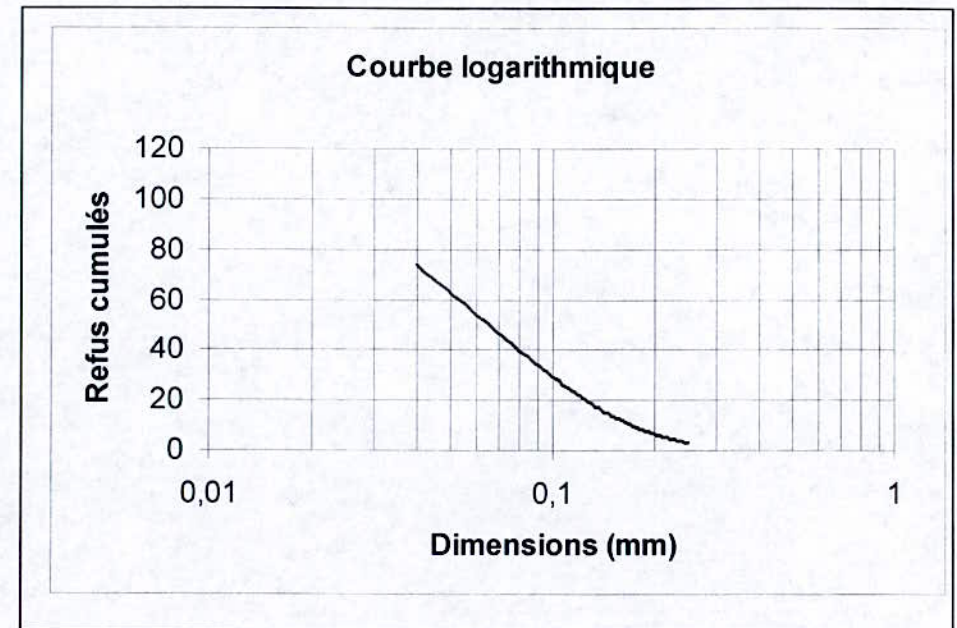
**Graphe n°1 : Tv 200 mm broyé à 4 mm ( Essai BRGM VH)**



**Graphe n°1 : Tv 200 mm broyé à 4 mm ( Essai BRGM VP)**



**Graphe n°1 : Tv 250 mm broyé à 0.4 mm ( Essai IC)**



**Graphe n°1 : Tv 250 mm broyé à 0.250 mm ( Essai Id)**