

République Algérienne populaire et démocratique
Ministère de l'Enseignement Supérieure et de la recherche Scientifique



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
Ecole Nationale Polytechnique

Ecole Nationale Polytechnique

Département Génie Minier

Projet de Fin d'Etudes pour l'obtention
Du Diplôme d'Ingénieur d'Etat en Génie Minier

**Essai de valorisation du Minerai de Fer du
Gisement de Gara Djebilet**

Présenté par :

Mr. BATOU Mohammed.

Mlle. GUIROUS Namira.

Devant le jury :

Présidente : Mme S. BOUTRIA

Examineur : Dr R. AKKAL

Encadreurs : Dr M. OULD HAMOU

Mme A. MERCHICHI

Promotion juin 2015.

Dédicace

Je dédie ce travail Aux prunelles de mes yeux, ceux qui m'ont soutenu jour et nuit pour qu'ils me voient toujours au sommet. A vous mes chers parents.

A mes frères Sofiane, Riadh et Billel et à mes sœurs Yakout, Omayma et Rawane.

A mes adorés : Mossaab et Sohaib et à toute la famille BATOU.

Une spéciale dédicace à « Hayet »

A tous les amis que j'ai eu la chance d'avoir : Sofiane, Ammar, Nacer, Missi, Amel, Wissam, surtout à toi « binomati » Namira.

A mon ami préféré Abdellah, A tous mes amis de la cité BOURADOU et Taza

A tous ceux que j'aime et je respecte

Mohammed

Dédicaces

Je dédie ce modeste travail à ceux qui m'ont encouragée et soutenue moralement et matériellement pendant les moments les plus difficiles et durant toute ma vie

Mon très cher Père

Ma très chère Mère

A mes très chères sœurs, leurs Epoux, et leurs Enfants.

A mes très chers frères et leurs futures épouses.

A ma tante et mes oncles.

A la mémoire de mon défunt cousin Lyes, que son âme puisse reposer en paix.

A tous les amis que j'ai eus la chance d'avoir.

A mon binôme Mohammed et toute sa famille.

A tous ceux que j'aime

Merci

Namira.

Remerciements

Avant tout nous remercions Dieu le tout puissant
De nous avoir donné la force et le courage.

Il nous est un grand plaisir de passer à travers ces lignes un message de gratitude
et de profonde reconnaissance à tous ceux qui ont contribué à la
réalisation et à l'aboutissement de ce travail.

Nos reconnaissances vont aussi à Nos encadreurs :

- Docteur **OULD HAMOU Malek**, chef de département de Génie Minier

Pour son aide précieuse, et son encouragement. Nous le remercions pour sa
confiance, Sa disponibilité, Son soutien et la bienveillance qu'il a témoignée à
notre égard.

- Madame **MERCHICHI Amira**, notre jeune enseignante, qui ne cesse de
s'affirmer et qui ne ménage aucun effort pour nous assister.

Nous remercions également, les enseignants, **Dr. BOUTRIA, Dr
AKKAL**, d'avoir accepté de juger ce travail.

C'est un honneur de les compter parmi le jury de cette thèse.

A tous les professeurs du département du Génie Minier

A tous ceux qui furent partie prenante de ce travail et surtout

Messieurs **Meziani Mustapha, Moussaoui El Abess**,

Nos plus chaleureux remerciements pour tous ceux qui de près ou de loin ont
contribué à la réalisation de ce projet

Résumé :

L'objectif principal de ce travail est le choix d'un procédé de traitement pour la valorisation du minerai de fer de Gara Djebilet ; une mine dont les réserves sont importantes (environ 2 milliards de tonnes), et qui offre à l'Algérie la possibilité de devenir l'un des premiers producteurs d'acier au monde.

Les caractères des oolithes montrent que les corps minéralisés, se sont développés essentiellement par concrétionnement intra-sédimentaire et ayant subi, avant le dépôt définitif, des phases alternantes d'oolithisation et de remise en suspension. Sur l'ensemble du gisement, les teneurs moyennes sont les suivantes :

$Fe_2O_3 = 79,4\%$ (Fe = 55,6%), $SiO_2 = 6,2\%$, $Al_2O_3 = 6,4\%$ $P_2O_5 = 1,38\%$

Notre travail porte sur l'utilisation de trois méthodes de séparation (magnétique, gravimétrique, et flottation) et voir laquelle est la meilleure pour l'enrichissement de notre minerai.

Mots clés :

Hématite, Gara Djebilet, séparation magnétique, Acide oléique, flottation, enrichissement, table à secousse.

تلخيص:

الهدف الرئيسي من هذا العمل هو اختيار الطريقة المثلى لمعالجة معدن الحديد المستخرج من منجم غار جبيلات بتندوف. هذا الأخير يحتوي على خزائن ضخمة (حوالي 02 مليار طن) والذي يمنح الجزائر الفرصة لتصبح إحدى الدول الرائدة في إنتاج الصلب في العالم.

خصائص الأوليت تبين أن الأجسام المعدنية نتجت أساسا عن التجمع بداخل الرسوبيات وخضعت هذه الرسوبيات ، قبل التموضع النهائي، إلى مراحل متناوبة من الأوليتيك و إلى إعادة تعليق. على مجمل المنجم النسب المتوسطة هي كالاتي:

$Fe_2O_3 = 79,4\%$ (Fe = 55,6%), $SiO_2 = 6,2\%$, $Al_2O_3 = 6,4\%$ $P_2O_5 = 1,38\%$

يركز عملنا على استخدام ثلاث طرق فصل (المغناطيسية ، الجاذبية والتعويم) واستنتاج ما هي أفضل طريقة لإثراء الخام الموجود لدينا

الكلمات المفتاحية :

الهيماتيت، غار جبيلات، الفصل المغناطيسي، حمض الأوليبيك ، التعويم ، إثراء ، الطاولة الهزازة.

Abstract

The aim of this present work is the determination of a treatment method for the beneficiation of Gara Djebilet iron ore; which its reserves are huge (about 2 billion tons) and offers the opportunity for Algeria to become a leader in the world's iron producers.

The characters of oolites show that the ore bodies, developed mainly by intra-sedimentary concretions and having undergone before final disposal, alternating phases of oolitization and resuspension. Across the deposit average grades are:

$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 79,4\%$ (Fe = 55,6%), $\text{SiO}_2 = 6,2\%$, $\text{Al}_2\text{O}_3 = 6,4\%$ $\text{P}_2\text{O}_5 = 1,38\%$

Our work focuses on the use of three separation methods (magnetic, gravimetric and flotation) and see which is best for the enrichment of our ore.

Keywords:

Hematite, Gara Djebilet, magnetic separation, Oleic acid, flotation, enrichment, shaking table.

Table des matières

INTRODUCTION.....	1
Chapitre I : Généralités sur le Minerai de Fer	
I. 1. Les paramètres généraux du minerai de fer	3
I.1.1. propriétés physico-chimique du fer	3
I.1.2. Constituants minéralogiques	4
I.1.3. COMPOSITION CHIMIQUE	6
I.2. Géologie des gisements de Fer	8
I.2.1. Quartzites ferrugineuses	8
I.2.2. Gisements associés	9
I.2.3 Minerais de ségrégation dans les roches acides	10
I.2.4. Minerais oolithiques	10
I.2.5. Autres types	10
I.3. Propriétés et applications industrielles du fer	11
I.4. Panorama mondial du fer.....	12
I.4.1. Production mondiale du fer.....	12
I.4.2 Consommation mondiale du fer.....	13
I.4.3 Généralités sur la production minière en Algérie	14
I.5 Exploitation et transport du minerai de fer.....	16
I.5.1 Exploitation minière	16
I.5.2 Transport du minerai de fer	16
I.6 Marché du minerai de Fer.....	17
I.6.1 Etablissement des prix	17
I.6.2 Les prix	18
Chapitre II : Géologie de la région de Gara Djebilet	
II.1. INTRODUCTION.....	20
II.2. SITUATION GEOGRAPHIQUE :	20
II.3. GEOLOGIE GENERALE.....	21
II.3. 1 Géologie de la région de Tindouf	21
II.3. 2 Géologie du gisement	24
III.4. Le minerai de Fer de Gara Djebilet.....	30
II.4. 1 Teneurs et Tonnages :	31
II.4. 2. Géochimie :	32

II.5. Les problèmes d'exploitation du gisement du minerai de fer de Gara Djebilet :.....	34
Chapitre III: Généralités sur les méthodes de séparation	
III.2.1. La séparation gravimétrique :	41
III.2. 1 Introduction	41
III.1. 2 les méthodes de séparation gravimétrique :	42
III.3. Méthode de la flottation :.....	46
III.3 .1 Introduction :	46
III.3. 2 Réactifs de flottation :	47
III.3. 3 Paramètres influençant l'opération de flottation :	49
III.4. SEPARATION MAGNETIQUE :.....	50
III.4. 1 Introduction	50
III.4. 2 Bases théoriques de la séparation magnétique	50
Chapitre IV :.....	55
Partie Expérimentale	55
IV.1 Introduction.....	56
IV.2 Propriétés physico chimique du minerai de fer	56
IV.3 Préparation mécanique.....	57
IV.3.1 Le concassage	57
3. 2. Broyage	59
IV. 3. 2. L'échantillonnage.....	60
IV.4 Analyse granulométrique.....	62
IV. 4.1 Principe	63
I.4.2. Choix des tamis.....	63
IV. 4.3 Courbe granulométrique.....	64
IV. 4. 4 Interprétation	65
IV.5 LES METHODES DE VALORISATION UTILISEES.....	67
IV.5.1 Séparation magnétique.....	67
IV. 5. 1. 1. PRINCIPE ET CONDITIONS DE L'ESSAI DE SEPARATION	68
IV. 5. 1. 2 Résultats Des Essais.....	70
IV. 5. 1. 3. Interprétation des Résultats :	82
IV.5. 2 Séparation gravimétrique.....	86
IV. 5. 2. 1. Table à secousse	86
IV. 5. 2. 2. Principe	88

IV. 5. 2. 3 Résultats	90
IV. 5. 2.4 Interprétation et résultats	91
IV.5.3 Flottation.....	94
IV.5.3.1 Introduction.....	94
IV. 5. 3. 2. Préparation des échantillons.....	94
IV. 5. 3. 3. Essai de flottation- Mode opératoire	96
IV. 5. 3. 4. Préparation des réactifs	99
IV. 5. 3. 6. Résultats et interprétation.....	100
IV. 5. 3. 7. Comparaison	103
Conclusion Générale	106
ANNEXES	109
Annexe IV.1 : Calcul du taux d'humidité.....	109
annexe IV .2 : Calcul de la masse volumique	109
ANNEXE IV.3. Préparation des réactifs :	111
Références bibliographiques	113

Liste des Tableaux

Tableau I.1 : exemples de composition chimique de minerais marchands typiques	8
Tableau II.1 : épaisseurs des couches minéralisées du gisement de Gara Djebilet	29
Tableau II.2 : Analyse du minerai de Fer de Gara Djebilet	32
Tableau II.3: teneur et tonnage du minerai de Gara Djebilet	33
Tableau II.4 : Analyse du minerai des lentilles de Gara Djebilet	34
Tableau III .1 : procédés minéralurgiques et leurs conditions et limites d'utilisation	39
Tableau IV.1 : Résultats d'analyse granulométrique d'un échantillon de minerai de fer de Gara Djebilet	61
Tableau IV.2 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (3,15 mm - 2,5mm)	67
Tableau IV.3 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (2,5 mm - 1,6 mm)	68
Tableau IV.4 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (1,6 mm - 1,25 mm)	69
Tableau IV.5 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (1,25 mm - 0,8 mm)	70
Tableau IV.6 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (0,8 mm - 0,630 mm)	71
Tableau IV.7 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (0,630 mm - 0,4 mm)	72
Tableau IV.8 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (0,4 mm - 0,315 mm)	73
Tableau IV.9 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (0,315 mm - 0,2 mm)	74
Tableau IV.10 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (0,2 mm - 0,160 mm)	75
Tableau IV.11 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (0,160 mm - 0,100 mm)	76
Tableau IV.12 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (0,1 mm - 0,08 mm)	77
Tableau IV.13 : Rendement poids des différentes classes granulométriques par séparation magnétique	81
Tableau IV.14 : Critère de concentration gravimétrique en fonction de la taille des particules.	83
Tableau IV.15 : Résultats de la séparation gravimétrique en rendement poids.	85
Tableau IV.16 : Réactifs utilisés dans la flottation	93
Tableau IV.17 : Résultats des essais de flottation pour la classe granulométrique 160µm-250µm	94
Tableau IV.18 : Résultats des essais de flottation pour la classe granulométrique 80µm-160µm	95
Tableau IV 19 : Résultats des essais de flottation pour la classe granulométrique < 80µm :	96

Liste des Figures

Figure I.1 : carte de localisation des gisements de fer dans le Monde	13
Figure I. 3: Principaux gisements de Fer en Algérie	16
Figure I.4 : Principaux flux de minerai de fer à travers le monde en 2009.	17
Figure II.1: Bassin de Tindouf	22
Figure II.2: coupe du Bassin de Tindouf	27
Figure II.3 : carte géologique de la région de Gara Djebilet	29
Figure II.4: colonnes Litho-stratigraphique et corrélations des dépôts de Gara Djebilet	30
Figure II.5 :sections géochimique des lentilles de Gara Centre et Gara Ouest	35
Figure III.1 : Schéma représentatif d'une table à secousses.	42
Figure III.2 : principe de la séparation par milieu dense	43
Figure III.3: Schéma de principe de séparation	51
Figure IV.1 : Concasseur à mâchoires.	55
Figure IV.2 : Concasseur à mâchoires	56
Figure IV.3 : Concasseur à cône giratoire	56
Figure IV.4 : Broyeur à boulets	57
Figure IV.5 : Quartage manuel étape 1	58
Figure IV.6 : Quartage manuel étape 2	58
Figure IV.7 : les différentes étapes de quartage.	58
Figure IV.8 : Diviseur Rotatif	59
Figure IV.9 : Tamiseuse électrique de type Retsch- AS 200	60
Figure IV.10 : Courbe granulométrique des passants et du refus du minerai de fer en fonction des diamètres des tamis.	62
Figure IV.11 : Séparateur magnétique à haute intensité	65
Figure IV.12 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (3,15 mm - 2,5mm)	67
Figure IV.13 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (2,5 mm - 1,6 mm)	68
Figure IV.14 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (1,6 mm - 1,25 mm)	69
Figure IV.15 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (1,25 mm - 0,8 mm)	70
Figure IV.16 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (0,8 mm - 0,630 mm)	71
Figure IV.17 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (0,630 mm - 0,4 mm)	72
Figure IV.18 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (0,4 mm - 0,315 mm)	73
Figure IV.19 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (0,315 mm - 0,2 mm)	74
Figure IV.20 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (0,2 mm - 0,160 mm)	75

Figure IV.21 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (0,160 mm - 0,100 mm)	76
Figure IV.22 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (0,1 mm - 0,08 mm)	77
Figure IV.23 : Différence de couleur entre le concentré et le rejet, pour une séparation magnétique (1.6-1.25 mm)	79
Figure IV.24 : Différence de couleur entre le concentré et le rejet, pour une séparation magnétique (0.8- 0.5 mm)	80
Figure IV.25 : Différence de couleur entre le concentré et le rejet, pour une séparation magnétique (0.8- 0.5 mm)	80
Figures IV.26 : Rendement poids des différentes classes granulométriques par séparation magnétique	81
Figure IV.27 : Table à secousse	84
Figure IV.28 : Résultats de la séparation gravimétrique en rendement poids en fonction des classes granulométrique.	85
Figure IV.29 : Résultats de la séparation gravimétrique avec la pente 1.	86
Figure IV.30 : Résultats de la séparation gravimétrique.	87
Figure IV - 31 : Différence de couleur entre le concentré et le rejet de la séparation gravimétrique pour les classes 3.15-2.5 mm et 2.5-1.25 mm.	88
Figure IV.32 : Différence de couleur entre le concentré et le rejet de la séparation gravimétrique pour la classe 0.800-0.630 mm.	88
Figure IV.33 : concasseur à cylindre.	89
Figure IV.34 : Broyeur à billes de type Retsch PM-100.	90
Figure IV.35 : cellule de flottation	91
Figure IV.36 : couleur de l'hématite pure.	94
Figure IV. 37 : l'influence de la quantité du collecteur, classe granulométrique 80µm - 160µm	95
Figure IV.38 : Différence de couleur obtenue par flottation pour la classe granulométrique (160-80 µm)	96
Figure IV.39 : l'influence de la quantité du collecteur, classe granulométrique <80µm.	97
Figure IV.40 : Différence de couleur obtenue par flottation pour la classe granulométrique (<80 µm)	97
Figure IV. 41 : couleur du rejet obtenu par flottation pour la classe granulométrique (160-80 µm)	98
Figure IV. 42 : couleur obtenue par flottation pour la classe granulométrique (160-80 µm)	98
Figure IV.43 : Différence de couleur entre les concentrés obtenus par flottation pour les classes granulométriques (< 80 µm et 160-80 µm)	99

Introduction

INTRODUCTION

En choisissant de traiter ce thème, nous voulons apporter notre contribution à l'effort et à la volonté de l'état algérien qui souhaiterait reprendre l'exploitation et la valorisation du gisement de fer de GARA DJEBILET, qui représente la troisième réserve mondiale du Fer. L'introduction de nouvelles méthodes de valorisation permet d'obtenir des concentrés répondant aux exigences des consommateurs.

L'objectif de l'enrichissement du minerai de fer de Gara Djebilet est de trouver un schéma d'enrichissement donnant une meilleure teneur en fer, une réduction maximale des impuretés contenues et multiplier les réserves industrielles de substances utiles à partir des minerais pauvres ou complexes, et de contribuer au développement de la production de l'acier.

Dans ce présent projet de fin d'études ayant pour titre : **Essai de Valorisation du minerai fer de Gara Djebilet, Tindouf**, nous avons développé les parties suivantes :

- Le premier chapitre : La littérature sur le minerai de fer,
- Deuxième chapitre : La géologie du gisement de Gara Djebilet (les conditions géologiques, stratigraphie, genèse...).
- Troisième chapitre : Les méthodes de séparation du minerai de fer.
- Quatrième chapitre : La partie expérimentale qui comprend le plan d'échantillonnage, la caractérisation minéralogique, ainsi que les résultats de nos essais.

Nous avons clôturé notre étude par une conclusion générale et avons osé une petite recommandation, laquelle, nous souhaitons sera prise en considération par les différentes tutelles (département, Direction de l'école, Ministère de l'industrie et des mines et Ministère de l'enseignement supérieur) et qui sera d'utilité aux futurs étudiants qui rejoindront notre département.

Chapitre I :

Généralités sur le Minerai de
Fer

I. Généralités sur le fer

Le nom du fer vient du latin *ferrum*. Les plus lointaines découvertes du fer remontent à environ 4000 ans avant le début du calendrier chrétien. L'on retrouve ces artefacts chez les Égyptiens et les Sumériens.

Le fer est le 6^{ième} élément le plus abondant de l'univers ; et le 4^{ième} de l'écorce terrestre ; avec une teneur moyenne de 5 %, derrière l'oxygène (46,6 %), le silicium (27,7 %) et l'aluminium (8,1 %).

Les facteurs de concentration du fer dans la nature sont loin d'être totalement élucidés. L'eau joue évidemment un rôle de véhicule essentiel, la mise en solution du fer ou sa précipitation faisant intervenir le couple pH-Eh dans lequel Eh est le potentiel d'oxydation. En particulier, à l'arrivée des fleuves dans la mer, les teneurs en fer dissous dans l'eau diminuent, la précipitation d'hydroxydes s'effectuant au contact de l'eau de mer, plus alcaline.

En général, le minerai le plus riche en fer est le plus rentable. Lorsque sa teneur est supérieure à 54 %, il est considéré comme riche et ne nécessite aucune valorisation à part son calibrage. Lorsqu'elle est inférieure à 54 %, il est considéré comme pauvre et doit être valorisé pour en permettre la commercialisation. Il existe deux calibres de minerai de fer à forte teneur. Le premier est le minerai d'une granulométrie supérieure à 8 mm, qui est appelé « minerai en morceaux », et le second, celui d'une granulométrie inférieure à 8 mm, qui est appelé « minerai fin ».

I. 1. Les paramètres généraux du minerai de fer

Les concentrations de fer dans la nature sont très nombreuses et de taille considérable ; les formations ferrifères, dont les gisements au sens économique ne constituent qu'une petite partie, en contiennent souvent plusieurs milliards de tonnes. La plupart des gisements exploités ont une teneur en fer comprise entre 30 et 65 %.

I. 1.1. propriétés physico-chimique du fer

Le fer de symbole chimique Fe est blanc argenté avec des reflets gris. Sa densité volumique est de 7,874g/cm³. Le Clarke : 50 kg de fer par tonne de la croûte terrestre (soit 5 %), ce qui en fait le 4^{ième} élément présent dans l'écorce terrestre.

Sa masse atomique est de 55,845 g/mol son rayon atomique lui est de 125 pm. Cet élément fond environ à une température de 1540°C et chauffé, il bout à 2750°C. Ce métal peut être magnétique, appelé ferromagnétique, lorsqu'il est à une température ambiante, mais quand il dépasse les 770° C il perd cette propriété. Cela veut dire que les moments magnétiques des atomes s'alignent lors d'une influence d'un champ magnétique et conserve cette fonction après la disparition du champ. Cette substance pure a une dureté comprise entre 4 et 5, ce qui la rend malléable, molle et ductile. Le fer change de forme en fonction de la température. A température ambiante il est un solide cristallin de structure cubique centré et à haute température, il devient cubique à face centrée. C'est-à-dire plein de petits cristaux en cube rassemblés ensemble de couleur blanche grisâtre. Quand on rajoute d'autres métaux ou d'autres matières, le fer change de propriétés physiques et devient un alliage.

I.1.2. Constituants minéralogiques

Plusieurs minerais de fer sont un composé chimique de fer, d'oxygène et de silicium. Le fer est un métal d'une grande réactivité chimique, c'est-à-dire qu'il s'associe facilement aux halogènes.

On distingue généralement les minéraux ferrifères, dont le fer est un constituant normal qui ne peut être remplacé par un autre élément que dans d'étroites limites, et les minéraux non ferrifères, qui ne contiennent pas de fer, ou en contiennent de faibles quantités en substitution d'un autre constituant.

I.1.2.1. PRINCIPAUX MINERAUX FERRIFERES

Les minerais contenant du fer sont très nombreux, mais un nombre limité d'entre eux sont utilisés comme source de fer. Ce sont, par ordre d'importance décroissante, les oxydes et les hydroxydes, les carbonates et les silicates.

- *Fers natifs* : Ils sont rares, d'origine terrestre ou météoritique et, dans ce cas, généralement associés à du nickel.
- *Oxydes de fer* : Ce sont les constituants essentiels de tous les minerais riches, que l'on caractérise souvent par le nom de l'oxyde prédominant.
- *La magnétite* de formule chimique Fe_3O_4 , titre à 72,3 % en fer lorsqu'elle est pure. C'est un minéral opaque, à éclat métallique; sa couleur est noire de fer à noir bleuté ; sa poussière est noire. Ses propriétés magnétiques bien connues sont très

importantes car elles facilitent la prospection des gisements et permettent d'obtenir, à partir de minerais pauvres ou contenant des impuretés nuisibles, des concentrés de haute qualité. Par oxydation, elle se transforme généralement en oligiste (sous la forme appelée martite), en limonite et exceptionnellement en maghémite.

- *L'oligiste* (en Anglais : *Hematite*), Fe_2O_3 , se cristallise dans le système rhomboédrique et titre 69,9 % en fer lorsqu'il est pur. L'oligiste peut se présenter aussi en masses compactes. Dans tous les cas, c'est un minéral opaque, à éclat vif et à couleur gris acier. Contrairement à la magnétite, sa poussière est rouge et faiblement magnétique.
- *La martite*, constituant très fréquent des minerais de fer, provient de l'oxydation de la magnétite, transformée en oligiste avec conservation des formes extérieures des cristaux de magnétite.
- *L'hématite rouge* n'est pas un minéral à proprement parler, mais un constituant minéralogique, c'est-à-dire un agrégat de minéraux trop fins pour que l'on puisse les séparer par des méthodes physiques simples
- *La goethite* et la *lépidocrite*, orthorhombiques et de même formule $\text{FeO}(\text{OH})$, sont deux hydroxydes de fer très voisins par leurs propriétés. La teneur en fer des limonites varie de 50 à 58 %.
- *Carbonates* : Parmi les carbonates, seule la *sidérose*, de formule théorique FeCO_3 , est un constituant important de certains minerais de fer. Lorsqu'elle est pure, elle contient 48,8 % de fer, mais celui-ci est souvent partiellement remplacé par du magnésium, du manganèse ou du calcium, les teneurs en fer les plus courantes de la sidérose variant alors entre 40 et 45 %. C'est un minéral blanc lorsqu'il est pur, mais un début d'oxydation le colore souvent en jaune ou en brun : en effet, la sidérose s'oxyde facilement en limonite et en hématite.
- *Silicates* contiennent du fer, associé à du magnésium et à de l'aluminium. On les rencontre, dans certains minerais, comme minéraux accessoires. Seules, les *chlorites* et les *leptochlorites* sont des constituants importants de certains minerais de fer.
- *Sulfures de fer*, en particulier la *pyrite*, de formule FeS_2 , sont présents en petites quantités dans beaucoup de minerais de fer ; ils sont nuisibles en raison du soufre et des divers éléments métalliques qu'ils contiennent. En revanche, la pyrite exploitée comme telle ou obtenue comme sous-produit de l'exploitation de

minerais sulfurés polymétalliques donne, après grillage, un résidu utilisé parfois comme minerai de fer.

I.1.2.2. PRINCIPAUX MINERAUX NON FERRIFERES

Les minéraux non ferrifères présents dans les minerais de fer sont très nombreux. Les plus courants sont :

- Le *quartz* SiO_2 , c'est le constituant non ferrifère le plus important de presque tous les minerais de fer.
- Les *minéraux des argiles*, qui sont essentiellement des silicates d'alumine hydratés contenant parfois du magnésium, du calcium et des alcalins, sodium ou potassium ;
- Les *apatites*, de formule générale $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$, Ca_2PO_4 (Cl, F, OH), qui apportent une grande partie du phosphore présent dans certains minerais
- La *calcite*, *carbonate de chaux* CaCO_3 , et la *dolomite*, carbonate double de calcium et de magnésium dans lequel le fer remplace parfois le magnésium (ankérite), sont abondantes dans la gangue de certains minerais.

I.1.3. COMPOSITION CHIMIQUE

La teneur en fer est évidemment la première prise en compte puisque le fer est, par définition, l'élément qu'on cherche à extraire. Elle est en particulier à la base de la distinction classique entre minerais riches et minerais pauvres nécessitant un enrichissement.

La perte au feu mesure à la fois les éléments volatiles que sont le gaz carbonique des carbonates et l'eau de constitution présente dans certains minéraux mais aussi les variations du degré d'oxydation du fer, ce qui peut conduire, dans certains cas, à des gains au feu.

Également importants sont les éléments fusibles de la gangue qui contribuent, au haut fourneau, à former le laitier : ce sont la silice SiO_2 , la chaux CaO , l'alumine Al_2O_3 et la magnésie MgO . Ils interviennent par leur masse totale et par leurs proportions respectives dans la détermination de la quantité et de la nature des additions qui seront nécessaires dans la constitution du lit de fusion.

La valeur des rapports $(\text{CaO}/\text{SiO}_2)$ ou $(\text{CaO} + \text{MgO})/(\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3)$, appelés indices de basicité, permet de distinguer les minerais siliceux, calcaires ou auto fondants.

De même que le rapport $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2$ permet de classer les minerais en minerais très alumineux, alumineux ou non alumineux.

D'autres éléments sont présents dans les minerais de fer, souvent à l'état de traces, mais parfois dans des proportions suffisantes, bien que faibles, pour influencer sur la marche des installations ou sur la qualité de la production.

- Le *phosphore* présent dans le minerai du grand gisement de Gara Djebilet, a eu historiquement une importance considérable en conduisant au développement d'une technologie appropriée. La plupart des minerais riches disponibles actuellement sont des minerais non phosphoreux ou minerais hématites avec des teneurs en phosphore inférieures à 0,080 %.
- Le *Soufre* est éliminé en grande partie dans l'atmosphère sous forme de SO_2 (ce qui peut être à l'origine d'un problème environnemental) mais une faible quantité passe dans la fonte.
- Les *alcalins*, *potassium* et *sodium*, ainsi que les métaux à basse température de vaporisation, en particulier le zinc, perturbent, même en très faibles quantités, la marche des hauts fourneaux.
- Le *manganèse*, puissant désulfurant et désoxydant, peut être un élément utile si sa teneur est bien contrôlée.
- le *titane* (Parfois), est un élément recherché car il protège les creusets des hauts fourneaux en formant des dépôts de carbonitrides.

La plupart des autres éléments présents dans les minerais de fer, tels que le chrome, l'arsenic, le *cuivre*, le plomb, l'étain, le nickel, sont des éléments indésirables, tolérés seulement à l'état de traces.

Tableau 1 – Exemples de composition chimique de minerais marchands typiques (% en masse)															
Pays	Producteur	Appellation	Fe	Fe ⁺⁺	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	P	S	Mn	Na ₂ O	K ₂ O	Perte au feu	Humi-dité
Minerais fins et concentrés															
Australie	Hamersley	Hamersley	63,3	0,3	3,6	2,1	0,04	0,13	0,069	0,018	0,19	0,01	0,02	3,1	6,8
	BHP	Mt Newman	63,2	0,3	4,4	2,4	0,06	0,09	0,071	0,012	0,05	0,01	0,02	2,8	5,4
	Robe River	Robe River	57,1	0,2	5,5	2,7	0,42	0,21	0,041	0,015	0,07	0,01	0,01	9,4	8,6
Brésil	CVRD	Carajas	67,6	0,3	0,7	0,7	0,01	0,05	0,034	0,006	0,31	0,01	0,01	1,4	7,6
	Ferteco	Fabrica	64,7	0,5	3,7	1,2	0,03	0,02	0,044	0,006	0,32	0,01	0,01	1,8	5,9
	CVRD	Itabira	66,2	0,4	3,7	0,7	0,04	0,03	0,028	0,003	0,15	0,01	0,01	0,6	4,3
Canada	IOC	Carol Lake	66,1	4,6	4,9	0,3	0,02	0,03	0,01	0,004	0,05	0,02	0,02	0	2,7
	QCM	Mt Wright	66,2	1,1	4,7	0,3	0,07	0,05	0,016	0,004	0,03	0,02	0,02	0	3,2
Inde	Sesa Goa	Goa	58,6	0,8	5,6	3,7	0,08	0,06	0,045	0,022	0,93	0,01	0,05	5,2	9,8
Mauritanie	SNIM	GMAB	65,5	20,9	7,4	0,3	0,42	0,53	0,011	0,014	0,02	0,04	0,07	-2,6	0,8
	SNIM	TZF	63,9	0,5	7,1	0,9	0,05	0,05	0,035	0,008	0,03	0,01	0,03	1,1	1,5
	SNIM	XF	56,1	0,6	16,9	1,5	0,07	0,11	0,029	0,005	0,02	0,01	0,03	0,8	2,1
Suède	LKAB	KBF	69,9		1,1	0,2	0,51	0,47	0,045	0,021	0,07	0,03	0,08	0,2	3,7
Ukraine		Krivoï Rog	64,9		8,6	0,2	0,09	0,17	0,025	0,031	0,06	0,21	0,07	2,3	8,4
Minerais rocheux															
Afrique du Sud	ISCOR	Sishen	65,3	0,3	3,9	1,5	0,05	0,03	0,043	0,021	0,06	0,02	0,15	0,7	1,1
Australie	Hamersley	Hamersley	64,7	0,4	2,8	1,4	0,03	0,04	0,057	0,011	0,23	0,01	0,01	2,7	2,8
	BHP	Mt Newman	64,9	0,4	3,3	1,4	0,07	0,06	0,057	0,011	0,04	0,01	0,01	2,1	2,9
Mauritanie	SNIM	XCB	52,1	0,5	25,9	0,5	0,12	0,04	0,029	0,011	0,03	0,01	0,01	0,5	1,1
Boulettes															
Brésil	CVRD	AS02	63,6	0,4	3,7	0,7	3,55	0,85	0,028	0,004	0,15	0,01	0,01	0,1	1,9
	SAMARCO		66,2	0,4	2,3	0,5	1,99	0,21	0,055	0,004	0,16	0,02	0,02	0,2	2,1
Canada	QCM	BSA	65,1	0,6	2,5	0,4	2,25	1,55	0,014	0,011	0,03	0,02	0,03	0,2	1,4
	IOC	Standard	65,6	0,5	4,8	0,3	0,52	0,32	0,008	0,002	0,11	0,02	0,01	0,1	1,8
Suède	LKAB	KPBO	66,5	0,5	2,1	0,2	0,55	1,55	0,025	0,001	0,06	0,04	0,04	0,2	1,2
	LKAB	MPRD	67,6	0,4	0,8	0,2	1,05	0,75	0,025	0,002	0,06	0,04	0,03	0,2	1,5

Tableau I.1 : exemples de composition chimique de minerais marchands typiques

Source : Minerai et fondants de Jacques BLONDEAU

I.2. Géologie des gisements de Fer

Le fer est l'un des éléments les plus abondants de l'écorce terrestre qui en contient près de 5 %. C'est très probablement un des constituants essentiels du noyau, il est également présent dans les météorites et les poussières cosmiques.

Il s'est concentré en gisements, à de nombreuses époques géologiques, en de multiples endroits de la croûte terrestre et dans des conditions génétiques variées.

Une des classifications géologiques les plus complètes est celle qui est basée sur la notion de type telle que l'a proposée F. Blondel en 1955 et que P. Routhier a développée en 1963. Elle ne distingue pas moins de quinze types de gisements et un certain nombre de sous-types.

Tous les types répertoriés n'ont évidemment pas la même importance sur le plan économique à l'exception de ceux utilisés dans la sidérurgie.

I.2.1. Quartzites ferrugineuses

Généralement rubanés, ce sont, à l'origine, d'énormes dépôts de quartzites ferrifères dont les seuls éléments sont pratiquement la silice et les oxydes de fer.

Ces formations apparaissent dans tous les vieux socles précambriens du monde :

Amérique du Nord, Brésil, Venezuela, Afrique, Scandinavie, Russie, Ukraine, Inde, Australie, et portent divers noms consacrés par les usages locaux (*itabirite, iron formation, taconite, bandedhematite, quartzite, jaspillite, etc.*). Leur origine sédimentaire par précipitation chimique est très généralement admise.

D'après une hypothèse formulée plus récemment, le dépôt pendant le Précambrien de quantités considérables de quartzites ferrugineux serait étroitement lié au développement de la vie dans les océans, à une époque où l'atmosphère était composée d'azote et de gaz carbonique, mais dépourvue d'oxygène, et où les eaux, rendues acides par ce gaz carbonique, pouvaient dissoudre de grandes quantités de fer à l'état de fer ferreux. La formation de ces quartzites limitait la pression de l'oxygène à un faible niveau par fixation de tout l'oxygène produit par photosynthèse ; ce n'est que lorsque le fer fut entièrement précipité que l'oxygène peut s'accumuler dans l'atmosphère, permettant l'apparition de nouvelles formes de vie.

Ces dépôts très anciens ont été soumis à un métamorphisme plus ou moins intense, et parfois ont été fortement plissés, ce qui a favorisé leur évolution ultérieure et la formation des minerais riches à hématite.

Les premiers quartzites ferrugineux exploités ont été ceux du Lac Supérieur (États-Unis). Puis ont été mis en exploitation, les gisements du Québec-Labrador, du bassin de Krivoï Rog, du bassin de Suède Centrale et du Liberia (Bong)

I.2.2. Gisements associés

La plupart des grands gisements de minerais riches à hématite se sont formés aux dépens des quartzites ferrugineux, par lessivage de la silice dans des conditions géologiques et géographiques particulières et encore mal élucidées avec, dans certains cas, remise en mouvement d'une partie du fer en dissolution.

Malgré leur origine semblable, les gisements de minerais riches à hématite présentent entre eux des différences importantes, liées au dépôt originel, aux influences métamorphiques et tectoniques (plissements) qu'ils ont pu subir et aux conditions particulières de leur altération.

Les minerais riches à hématite sont associés à la plupart des formations de quartzites ferrifères (Canada, États-Unis, Venezuela, Brésil, Inde, Mauritanie, Australie, etc.).

Ils constituent souvent des amas de plusieurs centaines de millions de tonnes et sont exploités dans de très grandes mines à ciel ouvert.

I.2.3 Minerais de ségrégation dans les roches acides

Ils sont tous associés à des laves acides et comprennent toujours de la magnétite, de l'oligiste (Martite) et de l'apatite. Les teneurs en fer varient entre 50 et 71 %, avec 0,8 à 2 % de phosphore. Les alcalins sont relativement abondants, le titane et le vanadium sont fréquents.

Leur nom vient de l'interprétation que les géologues ont donné pendant longtemps de leur origine : il était admis que la minéralisation dérivait du même magma que les porphyres dont elle s'était différenciée en profondeur (d'où le terme de ségrégation).

I.2.4. Minerais oolithiques

Les minerais de fer oolithiques sont très répandus mais pratiquement plus exploités. Les gisements se sont formés pendant les ères primaire et secondaire. Ce sont tous des gisements sédimentaires marins, caractérisés par une texture oolithique: les oolithes sont des grains ovoïdes concrétionnés, formés de couches concentriques; leurs dimensions varient de 80 *microns* à 2 mm environ.

Sur le plan minéralogique, ces minerais sont caractérisés par une grande variété de constituants : limonite, hématite rouge, oligiste, chlorites, magnétite, sidérose, pyrite, quartz et calcite, dont les proportions peuvent varier d'un gisement à l'autre mais aussi à l'intérieur d'un même gisement. (Gîte oolithique d'Ain Babouche, Gara Djebilet en Algérie).

I.2.5. Autres types

On se limitera à trois d'entre eux, qui présentent ou ont présenté jusqu'à une date récente un certain intérêt pour les sidérurgistes.

- *Gisements pyrométasomatiques* sont caractérisés par la présence d'une formation particulière appelée skarns, très colorée et riche en espèces minérales variées, due à un métamorphisme de contact ou régional intense. Les minerais correspondants

sont à magnétite et à oligiste. Ils peuvent être pauvres ou riches en manganèse et contiennent souvent des éléments indésirables : cuivre, phosphore, etc. Les gisements de l'Oural, le gisement de Marcona au Pérou, Rouina-Anini, et Aïn Sedma en Algérie, aussi de nombreux gisements chinois sont rapportent à ce type.

- *Gisements de substitution* : se sont formés par circulation d'eaux hydrothermales chargées en fer, qui ont entraîné le remplacement de calcaire par de la sidérose. Celle-ci s'est ensuite transformée en hématite par altération au contact des eaux de surface. Le gisement d'Ouenza, à l'extrême est de l'Algérie, appartient à ce type.
- *Les placers* sont des dépôts de minéraux lourds le long des rivages ou dans les rivières. Certains rivages présentent ainsi de grandes accumulations de minéraux ferrières (magnétite associée généralement à de l'ilménite) mélangés à du sable et faciles à enrichir. De tels gisements sont exploités à grande échelle en Nouvelle-Zélande.

I.3. Propriétés et applications industrielles du fer

Le Fer est de très loin le métal le plus utilisé : il représente 95 % de la production mondiale de métaux ferreux. Très présent au Brésil et en Australie, il peut être transformé en acier ou même en médicament contre l'anémie. Le fer a été déterminant dans la révolution industrielle en qualité de matériau de base pour la fabrication des machines. Des simples barres de Fer au navire pétrolier, en passant par la voiture ou le bâtiment, le fer a des applications quasi illimitées. Aujourd'hui, les usages les plus courants du fer sont la fabrication de métal, d'instruments, de machines ou encore de véhicules de transport. Le seul problème du fer est qu'il rouille, d'où son utilisation en alliages. Les principaux alliages avec le fer sont:

- La fonte : fer + carbone (à plus de 2,1% en masse de carbone)
- L'acier : fer + carbone (à moins de 2,1% en masse de carbone)
- L'acier inoxydable : fer + carbone + chrome et parfois nickel, molybdène et vanadium.

Les utilisations de l'acier :

- A usages domestiques : fabrication de couverts, réfrigérateurs, cuisinières, machines à laver le linge et la vaisselle, fours traditionnels et à micro-ondes ; Résistance très forte à la corrosion.
- Dans les installations électriques domestiques grâce à sa haute résistance à l'eau et aux produits de nettoyage.
- Dans le secteur automobile, pour la construction de wagons, de rames de métro, de tanks ; Toutes les voitures produites au Brésil contiennent des composants en acier.
- Dans la construction civile : ascenseurs, capteurs d'énergie solaire. L'acier sans tache est 100% recyclable.

I.4. Panorama mondial du fer

I.4.1. Production mondiale du fer

Selon le rapport du Fonds d'affectation spéciale de la CNUCED, la production mondiale de minerai de fer avait baissé de 6,2 % en 2009 pour passer à 1 milliard 588 millions de tonnes. La production a diminué dans la plupart des pays, à quelques exceptions notables, comme l'Australie et l'Afrique du Sud.

Malgré la récession mondiale, le commerce du minerai de fer avait atteint un niveau record de 955 millions de tonnes en 2009, soit une hausse de 7,4 % par rapport à l'année précédente. L'augmentation était due à des importations chinoises plus élevées, résultant d'une demande croissante conjuguée à une baisse de la production intérieure chinoise.

L'Australie est le plus grand pays exportateur de minerai de fer : en 2009, ce pays a exporté 363 millions de tonnes, soit une augmentation de 17 %. Les exportations du Brésil, avec 266 millions de tonnes, ont perdu 3 %. L'Inde, avec 116 millions de tonnes, a pris la troisième place. On estime que le commerce maritime du minerai de fer a augmenté de 11 % en 2009, avec 890 millions de tonnes. La Chine est de loin le plus grand importateur de minerai de fer puisqu'elle représente les deux tiers des importations mondiales. Malgré la récession, sa consommation de minerai a progressé de 41 % en 2009, pour atteindre 628 millions de tonnes.

I.4.2 Consommation mondiale du fer

Traditionnellement les principaux pays consommateurs de minerai de fer sont : la Chine, le Japon, l'Union européenne, les États-Unis et la Fédération de Russie. Ensemble, ces pays représentent environ 74% de la consommation mondiale (environ 1314 millions de tonnes de minerai de fer consommées en 2005). Le premier pays consommateur de minerai de fer est la Chine qui représente environ 37% de la consommation mondiale en 2005 (avec près de 473 millions de tonnes consommées) et plus du cinquième sur la période allant de 1995 à 2005. Cette part est en progression constante depuis 1995 où la Chine consommait 160 millions de tonnes de minerai (soit 18% de la consommation mondiale). Hormis la Chine, les autres pays affichent un poids dans la consommation mondiale assez stable depuis 1995 avec 14% pour le Japon, 9% pour la Fédération de Russie et 8% pour les États-Unis.

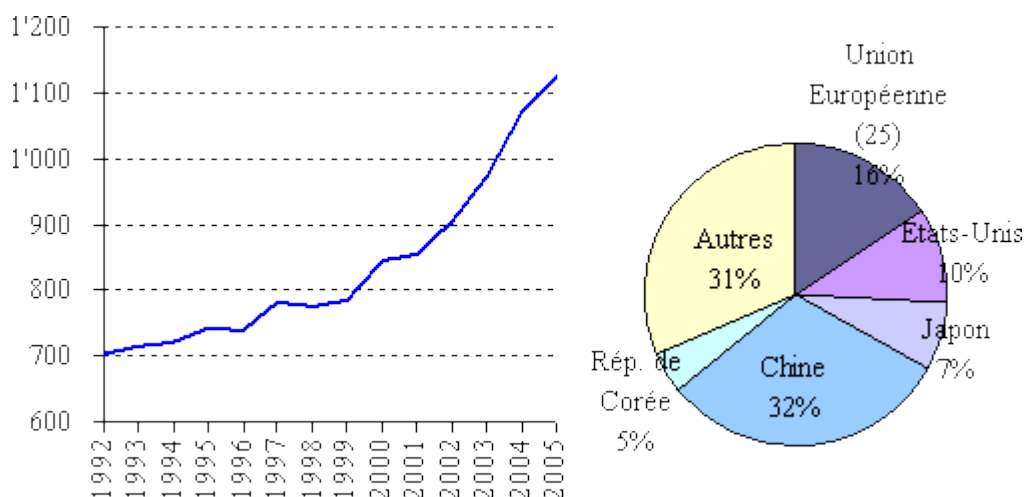


Figure I.2 : Evolution de la consommation apparente d'acier de 1992 à 2005.

Source: Steel Statistical Yearbook, International Iron and Steel Institute (IISI)

La consommation d'acier suit une tendance ascendante depuis le début des années 1990. De 700 millions de tonnes en 1992, la consommation mondiale d'acier a dépassé le milliard de tonnes en 2004, puis 2005. Cette progression s'explique par la polyvalence de ce métal, mais également par des raisons plus générales telles que la croissance de la population mondiale, l'élévation du niveau de vie, la nécessité du recours au transport de personnes et de biens, le besoin d'infrastructures et la recherche continue de l'amélioration de la qualité de vie.

Cette consommation bien qu'élevée ne permet pas d'absorber toute la production mondiale et ce marché connaît des situations de sur-offres régulières. Les principales régions consommatrices sont la Chine, l'Union européenne, les États-Unis, le Japon et la République de Corée qui ont représenté ensemble près de 70% de la consommation mondiale en 2005. La part de ces pays va croissante depuis 1992 où elle était alors de 47%, ce qui semble montrer une certaine concentration du marché au niveau de la demande. La progression la plus forte est enregistrée par la Chine dont la consommation a presque quadruplé entre 1992 (90 millions de tonnes - 11% de la consommation mondiale) à plus de 350 millions en 2005 (soit plus de 30% de la consommation mondiale) en 2005.

I.4.3 Généralités sur la production minière en Algérie

En dehors des hydrocarbures, le fer est l'un des principales richesses minières de l'Algérie, L'exploitation des gisements des minerais de fer a toujours eut une place prépondérante dans l'industrie extractive du pays.

Les ressources nationales en matière du minerai de fer sont localisées et réparties sur six gisements à savoir : Ouenza et Boukhadra situés à l'Est du pays, exploités par le groupe Arcelor-Mittal Tébessa ; les réserves géologiques sont de 87 millions de tonnes avec 48 % de Fer, avec une production annuelle de 2 millions de tonnes. la minéralisation hématitique est encaissée dans les calcaires récifaux Aptiens. Actuellement dans la même région, un gisement situé à Chaabet-el-Ballout (Souk-Ahras), avec des réserves géologiques de 10 millions de tonnes avec 53% de Fer a été découvert. La minéralisation ferrifère localisée au contact Calcaires-formations grésomarneuses du Crétacé, et actuellement en phase d'étude afin de définir la méthode d'exploitation appropriée.

La filiale SOMIFER-spa, du groupe Ferphos à travers ses mines de Khanguet (Tébessa), Sidi Maarouf (Jijel), Djebel Anini (Sétif, avec des réserves géologiques de 6,75 millions de tonnes titré à 55 % de Fer et une minéralisation hématitique encaissée dans les calcaires du lias sous forme de filons et de poches), le gisement de Rouina (Ain Defla) assurent une production du minerai de fer représenté par de l'hématite destinée essentiellement pour la fabrication du ciment.

Certains autres gisements de fer de réserves plus réduites sont dans les prospectives d'une exploitation et d'autres épuisées ou en voie d'épuisement (Béni-saf)

Les autres gisements non encore exploités se trouvent dans la région du sud-ouest du pays : Il s'agit de :

- du grand gisement de Gara-Djebilet: les réserves géologiques atteignent les deux milliards de tonnes, avec 57% de Fer, de minéralisation ferrifère oolithique sous forme de corps lenticulaires encaissés dans les grès du Dévonien inférieur (Praguien).
- Mecheri-Abdelaziz : Ses réserves géologiques sont de 1 350 millions de tonnes avec 52% de Fer et une minéralisation ferrifère oolithique localisée sous forme de lentilles dans les grès du Dévonien supérieur (Fammenien).

La carte ci-dessous (figure 2) montre les principaux gisements de fer en Algérie.

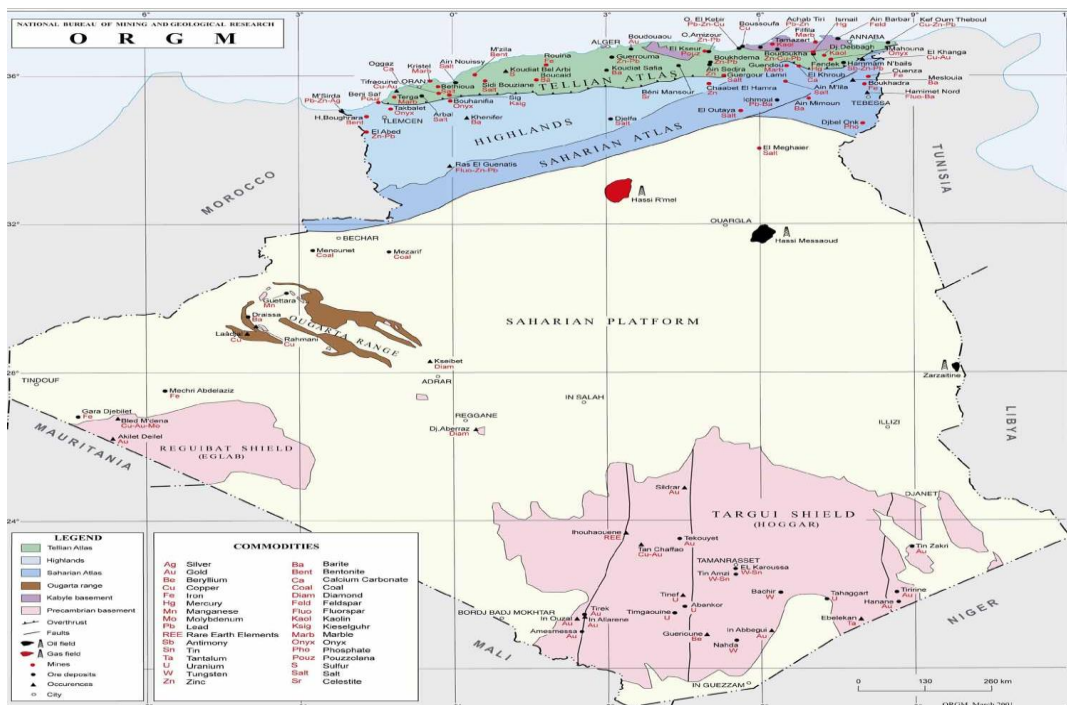


Figure I. 3: Principaux gisements de Fer en Algérie.

Source : <http://mem-algeria.org/>

En résumé, les principaux gisements de fer en Algérie sont :

- Gara Djebilet : 1 540 Mln de tonnes, de 56 % de Fer,
- Mecheri Abdelaziz : 702 Mln tonnes, 52 % de Fer,
- Ouenza : 80.3 Mln tonnes, 59.5 % de Fer
- Boukhadra : 41.7 Mln tonnes, 48 % de Fer,
- Beni Saf : 15.3 Mln tonnes, 53% de Fer
- Ain Mokra : 5.7 Mln tonnes, 52% de Fer.

- Chaâbat El Ballout : 5.3 Mln tonnes, 53 % de Fer,
- Ain Babouche : 4.2 Mln tonnes, 40 % de Fer,
- Anini : 3.7 Mln tonnes, 55 %, de Fer
- Rouina : 2.8 Mln tonnes, 40 %, de Fer

I.5 Exploitation et transport du minerai de fer

I.5.1 Exploitation minière

Le secteur de l'extraction minière est caractérisé par une situation de quasi-monopole dans laquelle trois acteurs principaux représentent à eux seuls près de 60% du total du marché des exportations de minerai de fer. Ces trois compagnies sont Vale, Rio Tinto PLC et BHP Billiton.

Les trois plus gros pays producteurs de minerai de fer au monde sont le Brésil avec 390 millions de tonnes, l'Australie avec 480 millions de tonnes et la Chine avec 1200 millions de tonnes extraites pour l'année 2011. Il y a une différence notable entre le Brésil et l'Australie, qui exportent la grande majorité du minerai qu'ils extraient, et la Chine qui au contraire consomme le minerai qu'elle extrait et, de plus, en importe une très grande quantité, représentant près de 60% du total des exportations mondiales.

I.5.2 Transport du minerai de fer

La logistique et essentiellement le transport, sont des aspects essentiels dans le commerce du minerai de fer. La partie introductive consacrée à l'extraction minière permet de se rendre compte des volumes gigantesques de minerai extraits et échangés chaque année à travers le monde, de même que des distances séparant les principaux pays producteurs et importateurs .

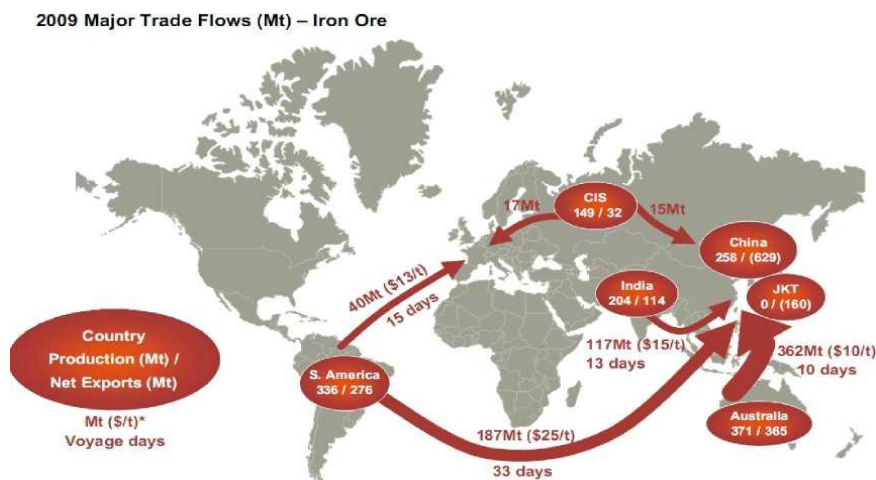


Figure I.4 : Principaux flux de minerai de fer à travers le monde en 2009.

Source: BHP Billiton

Sur cette carte du monde présentant les principaux flux d'échanges de minerai de fer à travers le monde, on peut tout d'abord constater que le cœur du marché se situe effectivement en Asie avec la majorité des flux venant des principaux pays producteurs se dirigeant vers cette zone. On peut également remarquer l'épaisseur du trait des flèches qui représente l'importance des flux en volume.

I.6 Marché du minerai de Fer

Dans le passé, les distances avaient divisé le monde en marchés individuels des minerais de fer. Depuis quelques décennies, on assiste à l'approvisionnement des grandes sidérurgies par des minerais ayant accompli des trajets maritimes très longs.

Il n'existe pas de marché formel organisé, du minerai de fer et de l'acier. Les prix ne sont pas transparents ; ainsi, l'usage veut que les prix soient fixés de gré à gré par de grandes sociétés multinationales.

Le prix de la tonne de minerai de fer a atteint son sommet historique en février 2011 à 187,18 U S dollars.

I.6.1 Etablissement des prix

Jusqu'à la fin de l'année 2008, le cours du minerai de fer était très stable et évoluait uniquement par paliers d'année en année et les compagnies minières adoptaient une politique de tarification annuelle

Cette démarche ne peut être envisagée que sur un marché dont les cours ne varient que très peu. En effet, elle peut se révéler très risquée pour les compagnies la pratiquant et donc très peu adaptée si les cours du marché fluctuent de manière trop importante.

Le prix du minerai de fer ayant été multiplié par dix en l'espace de seulement huit années, la pratique d'une telle politique de tarification par les grandes compagnies minières du secteur, dont les revenus dépendent pour une immense majorité du cours de la matière première qu'elles extraient, était devenue impossible car elle leur occasionnait des manques à gagner se chiffrant en milliards de dollars.

Le développement d'un marché financier diversifié du minerai de fer permettrait aux exploitants d'usines de traitement et aux producteurs de fixer leurs prix de manière à courir moins de risques et de favoriser un équilibre entre les prix de référence et les prix au comptant, ainsi qu'entre leurs intérêts respectifs, afin d'éliminer la combativité et la tension inhérentes aux négociations annuelles.

Le minerai de fer est commercialisé sous plusieurs formes : les morceaux, blocs rocheux, de plus de 40 mm environ (lumps ou calibrés), les fines (0-10 mm) pour agglomération sur grille (ou sinter-feed).

On estime à près de 98% la part du minerai de fer employé pour la fabrication d'acier. Ce pourcentage très élevé s'explique notamment par le caractère extrêmement polyvalent de ce métal en comparaison avec la fonte.

I.6.2 Les prix

Bien que le prix du minerai de fer soit influencé par de nombreux facteurs subtils et variables, comme les coûts, les tarifs de fret, la qualité des produits et les taux de change, il demeure principalement tributaire de l'offre et de la demande. Généralement, le prix du minerai de fer est d'abord négocié à huis clos entre un certain nombre d'exploitants de mines et leurs clients producteurs d'acier, en Asie et en Europe, puis, une fois les contrats annuels signés, le reste des exploitants à travers le monde adhèrent à la démarche et ainsi le prix du marché est fixé.

Chapitre II :

Géologie de la région de
Gara Djebilet

II.1. INTRODUCTION

Situé en plein désert et éloigné de toute voie de communication, le gisement de fer de Tindouf est resté ignoré jusqu'à la fin de 1952, époque à laquelle P. **GEVIN**, Géologue Principal au Service de la Colonisation et de l'Hydraulique, l'a découvert en levant la carte géologique de la région.

Dès le début de 1953, le Bureau de Recherches Minières de l'Algérie a commencé la prospection de ce gisement dont les réserves sont apparues immédiatement très importantes. En même temps qu'il exécutait des travaux, le B.R.M.A (Bureau De Recherche Minière en Algérie) ; a fait procéder à une étude géologique de détail commencée par J. Y. **THEBAULT**, au cours de la campagne 1953-1954, et poursuivie par M. **BOURGEOIS** à la fin de 1954.

Le minerai de fer oolitique du champ de Gara Djebilet se produit dans les anciens sédiments dévoniens du bassin de Tindouf (Sahara algérien), en particulier dans la formation supérieure de Djebilet de l'âge de Pragien. Trois grandes lentilles forment trois différents dépôts, se prolongeant d'Est en ouest sur environ 60 kilomètres, à savoir de Gara ouest, Gara centre et Gara est.

II.2. SITUATION GEOGRAPHIQUE :

Le gisement de fer de Gara Djebilet est situé dans les formations du Dévonien inférieur du flanc Sud du synclinal de Tindouf orienté OSO-ENE qui s'est développé depuis le début du silurien, à une distance d'environ 135 km au S-O de cette agglomération. Les séries primaires qui constituent cette région présentent un pendage très faible vers le Nord (1° environ), et reposent en discordance sur le socle antécambrien, qui affleure plus au Sud sous la forme du massif granitique du Yetty, Ce sont des séries sédimentaires de puissance généralement variable, mais n'ayant subi à peu près aucune manifestation tectonique. Le trait le plus saillant de la topographie locale est l'existence d'une grande falaise, regardant vers le Sud, dont la partie supérieure est constituée par le minerai lui-même, et qui s'abaisse progressivement vers l'Est, pour disparaître à l'extrémité N-E de la Gara Centrale.

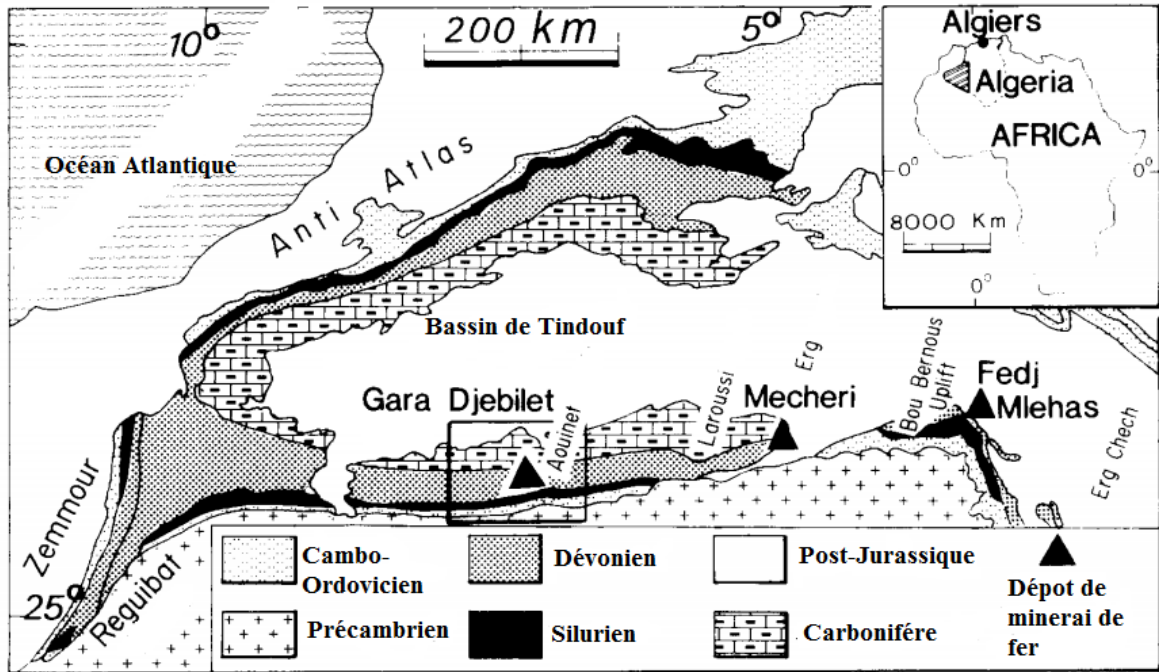


Figure II - 1: Bassin de Tindouf

Source: Ore Geology Reviews (1988), SALAH GUERRAK

Une piste de 200 km relie Tindouf au chantier de la Gara Djebilet au voisinage duquel une piste d'envol a été également aménagée. Les difficultés d'accès de cette région jointes à la nécessité de créer de toutes pièces le réseau d'évacuation, obligent à une étude très serrée de la rentabilité du gisement. Cette étude a été entreprise par la SOGEI (Société Générale d'Exploitations Industrielles)

II.3. GEOLOGIE GENERALE

II.3. 1 Géologie de la région de Tindouf

II.3. 1. 1 Introduction :

Le bassin de Tindouf est situé à l'extrême ouest de la plate-forme saharienne. Ce bassin forme une vaste dépression orientée est-ouest couvrant une superficie de plus 130 000 km² (Figure II -1). Il est limité :

- à l'est et au N-E, par l'ensellement de Krettamia Bou Bernous et les monts de l'Ougarta ;
- à l'ouest, par les frontières algéro-marocaines et algéro-RASD ;
- au nord, par l'Anti-Atlas marocain ;

- au sud, par le massif des Reguibat.

C'est un bassin de type péricratonique (chaîne formée en bordure d'un continent, aux dépense de la croûte continentale), dissymétrique, avec un flanc sud à très faible pendage (3° maximum) et un flanc nord très redressé et fortement structuré, en relation avec une série de failles complexes de direction globale E-O à NE-SO.

Il est caractérisé par une histoire tectonique polyphasée et une importante subsidence qui a permis le dépôt de plus de 8 000 m de sédiments paléozoïques dans sa zone axiale. L'épaisseur du Paléozoïque diminue du nord vers le sud et d'ouest en est. Sur la bordure sud, l'épaisseur du Paléozoïque est de 1 500 m. Ces dépôts sont recouverts en transgression par une mince couverture sédimentaire tertiaire d'environ 130 m d'épaisseur.

L'exploration pétrolière dans ce bassin a débuté vers 1956 par le forage du puits Zemoul-1 (ZL-1), qui a révélé des indices d'huile dans les grès de l'Emsien. Ceci a encouragé l'exploration dans la région, soldée par une acquisition sismique réalisée entre 1959 et 1971, afin de déceler d'autres structures et confirmer celles qui sont visibles à l'affleurement.

Le bassin de Tindouf est caractérisé par de forts gradients géothermiques, ils sont cependant comparables à ceux des bassins de Reggane et de l'Ahnet, où d'importantes découvertes de gaz ont été réalisées. Une génération postérieure avec la surchauffe durant la phase Trias-Jurassique n'est pas à écarter, mais les quelques modélisations géochimiques 1D réalisées sur des forages n'ont pas pu démontrer son existence. La structuration du bassin témoigne d'une histoire tectonique profondément marquée par les événements hercyniens (érosion). Plusieurs directions structurales se surimposent. Il est important de remarquer qu'à l'ouest dominant les directions SE-NO, dites ougartiennes, et qu'à l'est c'est plutôt la direction atlasique qui ressort.

Tout comme dans le bassin de Reggane, la série paléozoïque du bassin de Tindouf a connu des intrusions doléritiques (Roche magmatique intermédiaire entre les gabbros, grenus, et les basaltes) affectant les formations du Cambrien et tout particulièrement le Faménien. Ces dolérites se présentent sous forme de sills, de dykes ou de massifs et sont à relier à des phénomènes de tectonique globale caractérisant le craton ouest-africain, qui avait subi d'importants épisodes d'émissions doléritiques en réponse à l'ouverture de l'Atlantique central datée Trias Jurassique.

II.3.1. 2 Tectonique de la région de Tindouf :

La formation et l'évolution du bassin de Tindouf ont été liées avec une histoire tectonique qui a impliqué la sédimentation cratonique sur cette partie de la plateforme saharienne.

Cette marge passive du nord-ouest de Gondwana a été affectée par plusieurs mouvements tectoniques d'intensité modérée. Ils ont été précédemment liés la plupart du temps aux orogènes Caledonienne et hercyniennes (Follot, 1952 ; Freulon, 1955 ; Gevin, 1960 ; Hollard, 1967 ; Liouville et Graverot, 1963).

Selon Black et al. (1979), Fabre (1982), Piqué (1981), Poole et al. (1983), Le fort et Van Der Voo (1981), Lesquer et al. (1984) and Wendt (1985), Les événements tectoniques principaux suivants peuvent être identifiés :

(i) Les orogènes du pan-Africains étaient le résultat de la collision entre le craton ouest africain (2000 M.A.) et la ceinture transsaharienne Pan Africaine à environ 600 M.A. Ils se composent de deux segments : une plaque sud-ouest africaine (Black et autres, 1979 ; Black, 1984) ; et un segment nordique qui semble être la conséquence de l'interaction de plateau par chevauchement NO-SE. Ce segment représente le lien entre le segment sud et le segment d'Anti-Atlas avec le même âge de la collision (Leblanc et Lancelot, 1980).

Dans la région de Tindouf, des restes de la collision sont marqués par une incompatibilité importante entre les roches du Phanérozoïque et celles du Protérozoïque.

(ii) La phase suivante, d'âge du Caradocien, était synchrone avec "l'événement tectonique (Phase tectonique du cycle calédonien située à la limite de l'Ordovicien et du Silurien) africain", mais différent de l'orogénie tectonique de l'Europe et de l'Amérique du Nord. Elle est bien préservée dans le Rokelides et en partie dans les Mauritanides (Lecorche, 1983 ; Al de Villeneuve et 1984). Dans le bassin de Tindouf, la discordance intra-Caradocienne, répandue au-dessus de la plateforme entière de Sahara, est liée à cette phase.

(iii) Pendant le Silurien supérieur et le dévonien inférieur (la période de fermeture d'Iapetus), une nouvelle phase pré-Acadienne tectonique s'est produite au Sahara. La réactivation des failles et l'augmentation de la sédimentation détritique étaient les effets principaux de cette phase tectonique.

(iv) La configuration finale du bassin de Tindouf (Dévonien supérieur-Carbonifère) est le résultat des mouvements *épirogéniques* induits par la phase hercynienne, puis développé à l'ouest (du Sénégal vers le Maroc du nord-ouest).

Entre les faibles événements tectoniques, Pré-Acadiens et de hercynien, qui se sont développés en Afrique du Nord, des mouvements distensifs se sont produits. Ils pourraient être considérés comme résultat des " désintégrations successives » (Wendt, 1985) de la marge continentale du nord-ouest de l'île du Gondwana : ces périodes sont caractérisées par des séries transgressives de sédimentation.

D'autre part, les événements tectoniques reflétant des phases compressives d'intraplaques avec un réarrangement des blocs désintégrer précédemment, ont été caractérisés par les mouvements épirogéniques et les régressions sédimentaires.

Dans ce contexte, le flanc méridional du bassin de Tindouf a été divisé en bassins secondaires délimitée par des soulèvements (Figure II.1). De l'ouest à l'est, trois soulèvements (Aouinet, Laroussi et Bou Bernous) et deux bassins secondaires (Djebilet et erg Iguidi) sont apparus. Le premier bassin secondaire, Djebilet, était peu profond. Le bassin secondaire d'Iguidi était plus profond et a constitué une cuvette. Sur le flanc occidental du soulèvement d'Aouinet, le fer de Gara Djebilet a été déposé dans des conditions dépositionnelles bien spécifique.

II.3. 2 Géologie du gisement

II.3. 2. 1 Stratigraphie :

Sur le socle *antécambrien* se sont déposées successivement les formations suivantes Figure III - 2 , décrites d'après J. Y. THEBAULT et M. BOURGEOIS :

1. *Cambro-ordovicien* : Grès grossiers. Leur puissance, minima entre les deux Garas (5m), augmente rapidement vers l'Ouest et vers l'Est (100 m à Aouinet Legraa).
2. *Silurien* : Schistes et grès fins. Leur puissance diminue d'Est en Ouest (transgression vers l'Est).
3. *Lochkovien et Pragie* : La série comprend deux termes de bas en haut :
 - Schistes et grès fins feuilletés avec un niveau oolithique ferrugineux qui fournit un bon repère stratigraphique.
 - Série grés-schisteuse surmontée d'un banc de grès ocre, grossiers, à stratification entrecroisée, prenant vers l'Est où ils reposent en discordance sur

les termes précédents, une allure nettement transgressive. Au-dessus, argiles et grès du mur.

4. *Emsien* :

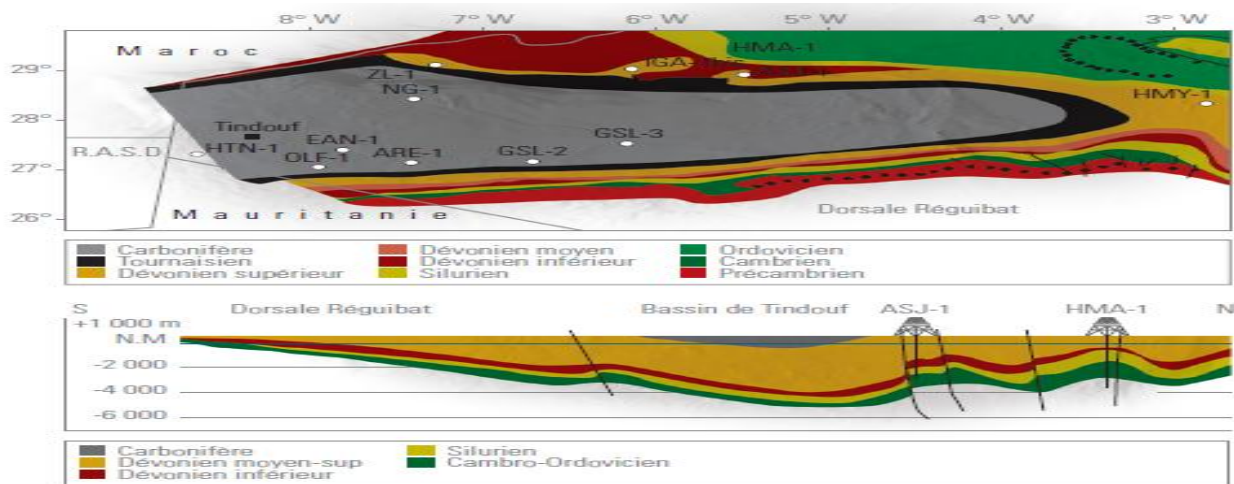
- La base n'est autre que le banc principal de minerai oolithique surmonté du « Minerai du toit » présentant des intercalations argileuses de forme cylindrique, correspondant peut-être à d'anciennes tiges de plantes. Le minerai du toit devient de plus en plus conglomératique vers le Sud, et prend une allure transgressive.
- Grès fins et quartzites ferrugineux. C'est le terme de passage latéral du minerai, à l'Est et à l'Ouest des Garas. La transition est en général très brutale comme s'il y avait eu une modification très rapide dans l'espace des conditions de la sédimentation. Elle s'accompagne d'une diminution de la puissance. J. Y. THEBAULT l'interprète par la topographie sous-marine ancienne (passage de bas-fonds, favorables au dépôt des oolithes, à des hauts fonds où les conditions physico-chimiques ne permettaient pas ce dépôt).
- Grès et calcaires gréseux ; Ils constituent le toit du minerai dans la Gara Ouest, se prolongent entre les deux Garas mais disparaissent dans la Gara Centrale et réapparaissent plus à l'Est.

5. *Eifélien* :

- Grès roses.
- Quartzites ferrugineux à éclat brillant.
- Argiles et marnes passées de calcaire coquillier.
- Banc calcaire à polypiers (corail).

Le *Tertiaire* est représenté par des lambeaux (fragment) de hammada. Au *Quaternaire*, se sont formées des éluvions qui couvrent parfois les affleurements.

Sans chercher à suivre dans le détail l'évolution de la paléogéographie locale, nous retiendrons seulement l'abondance des faciès transgressifs et conglomératiques, qui indique une assez grande mobilité de la ligne du rivage dévonien. Des émergences partielles ont pu se produire après le dépôt des oolithes, qui expliqueraient les



irrégularités dans le degré d'oxydation du minéral.

Figure II – 2: coupe du Bassin de Tindouf

Source: Well Evaluation Conference 2007

II.3. 2. 1 STRUCTURE ET GENESE DU GISEMENT

Le gisement proprement dit est constitué de trois lentilles occupant le même niveau stratigraphique (base de l'Emsien) et s'alignant selon un axe Est-Ouest. Ces trois lentilles, ou « Garas » que l'on appelle simplement Gara Ouest, Gara Centrale (ou Gara Djebilet proprement dite) et Gara Est, sont constituées d'un minéral oolithique, dont la nature sédimentaire n'est mise en doute par personne. Les Garas Ouest et Centrale montrent une puissance d'une dizaine de mètres et couvrent en affleurement des superficies de 34 et 72 km² respectivement. En raison du faible pendage N, les couches minéralisées s'enfoncent vers le Nord sous les termes supérieurs, de sorte que l'extension véritable du gisement est certainement plus vaste encore. Un levé magnétique au magnétomètre aéroporté a permis d'estimer la largeur de la Gara Centrale qui est de l'ordre de 5,5 km au lieu des 3,5 km visibles en affleurement. Cette Gara se prolonge également en longueur de quelques km au-delà de la limite N-E des affleurements.

Le mur argilo-gréseux du minéral est extrêmement constant. Le toit au contraire est très variable. J. Y. THEBAULT interprète ainsi cette particularité :

« Les conditions physico-chimiques nécessaires au dépôt du minerai et à la formation d'oolithes n'ont pas cessé de jouer sur toute l'étendue des lentilles au même moment. Ici le minerai pouvait continuer de se déposer, alors que plus loin, pour des questions de milieu, d'agitation des eaux, de profondeur, de courant, etc... Le dépôt du minerai n'était plus possible, et se déposaient des calcaires ou des grès. »

L'origine des impressionnants tonnages de fer rassemblés dans les Garas est certainement attribuable au lessivage du massif granitique antécambrien du Yetty qui devait émerger au Primaire.

J.Y THEBAULT a écrit à ce sujet :

« Les accidents ferrugineux ne sont pas rares dans la région, à tous les étages. Seules varient dans les sédiments l'étendue des concentrations, les puissances et les teneurs. Le gisement reconnu est un cas extrême, Il apparaît donc que les eaux de la mer étaient toujours fortement chargées en fer, transporté, suivant le schéma classique, à la mer, à l'état ferrique, par les cours d'eau, pour y être réduit à l'état ferreux. »

Les oolithes se seraient formées sur place, sur des bas-fonds proches de la côte et occupant l'emplacement actuel des Garas.

En dépit de sa structure générale relativement simple, le gisement apparaît comme assez complexe, en ce qui concerne la composition minéralogique du minerai, la répartition des teneurs. Cette complexité doit être attribuée à la grande variabilité des conditions physico-chimiques contemporaines de la formation du gisement et immédiatement postérieures à celle-ci. Si l'on se souvient que la Gara Centrale s'étend sur une longueur d'au moins 20 km, et si l'on ajoute à cela la position littorale de cette zone au moment du dépôt, il n'y a rien d'étonnant à ce que les conditions de la sédimentation ne soient restées constantes ni dans l'espace, ni dans le temps. L'évolution ultérieure n'a pu qu'accentuer les différenciations originelles, des émergences partielles au Dévonien aussi bien qu'un lessivage inégal à une époque plus récente, ayant sans doute provoqué une oxydation d'intensité variable dans les différentes parties du gisement.

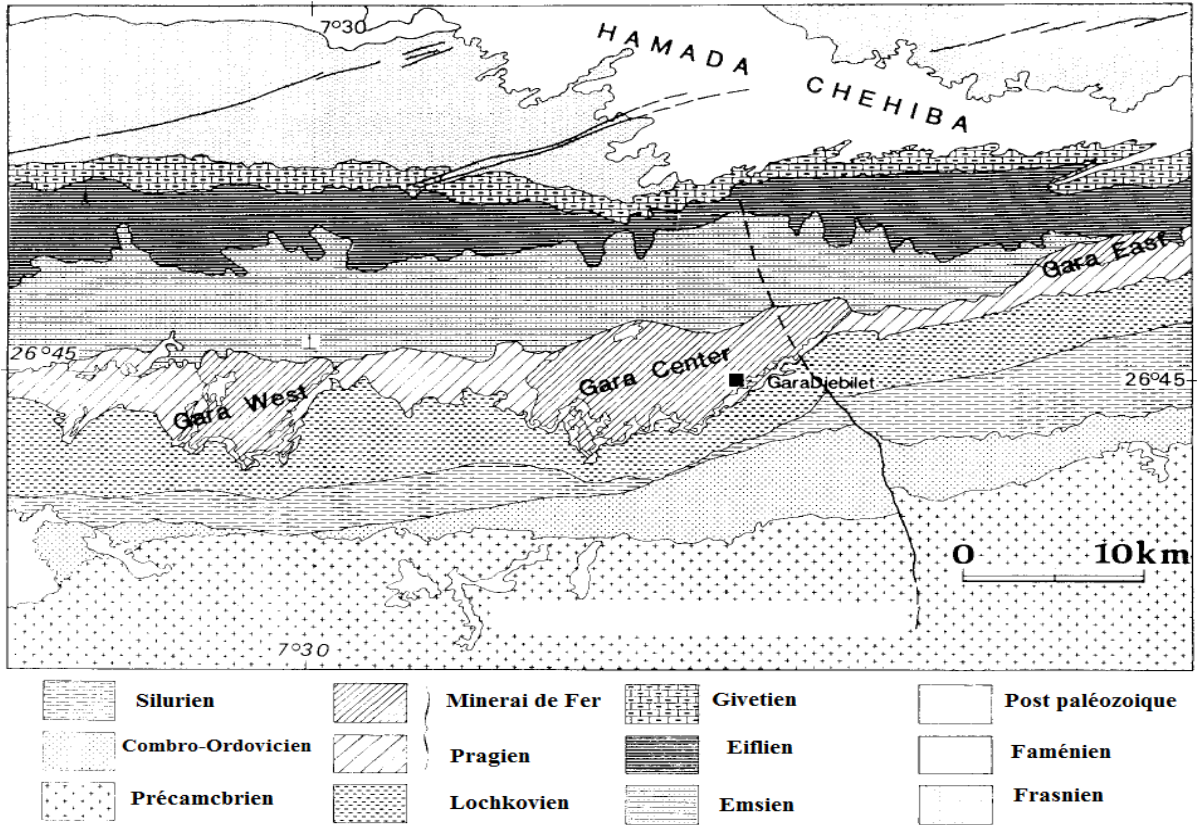


Figure II - 3 : carte géologique de la région de Gara Djebilet
Source: Ore Geology Reviews (1988), SALAH GUERRAK

II.3. 2. 2 Morphologie et cadre sédimentologie :

La formation du dévonien inférieur de Gara Djebilet, qui se trouve dans la formation supérieure de Djebilet se prolonge d'Est en Ouest sur 60 km ; et est composé de trois différents gisements ; Gara Ouest Gara Centre et Gara Est ; dont l'épaisseur est différente d'un gisement à un autre comme montré dans le Tableau II – 1 ci-dessus :

Tableau II - 1 : épaisseurs des couches minéralisées du gisement de Gara Djebilet

Gara	Longueur (Km)	Largeur (km)	Epaisseur (m)
Gara Ouest	14	4	0-30
Gara Centre	20	5	0-30
Gara Est	7	1	0-9

Source: Ore Geology Reviews (1988), SALAH GUERRAK

Dans les anciennes études qui ont été menées sur le gisement de Gara Djebilet ; la plupart des sondages qui ont été foré dans les différentes Garas ont coupé le minerai de fer mais seulement quelques forages ont atteint les formations inférieures.

Les résultats obtenus à partir de l'étude de ces sondages ont permis de montrer la structure de chaque "Gara" et de produire une colonne litho-stratigraphique synthétique pour chaque dépôt (Figure II - 4). Fondamentalement, comme montré sur (Figure II – 3), les dépôts constituent trois grands objectifs, plongeant doucement (1.5-2°) au nord.

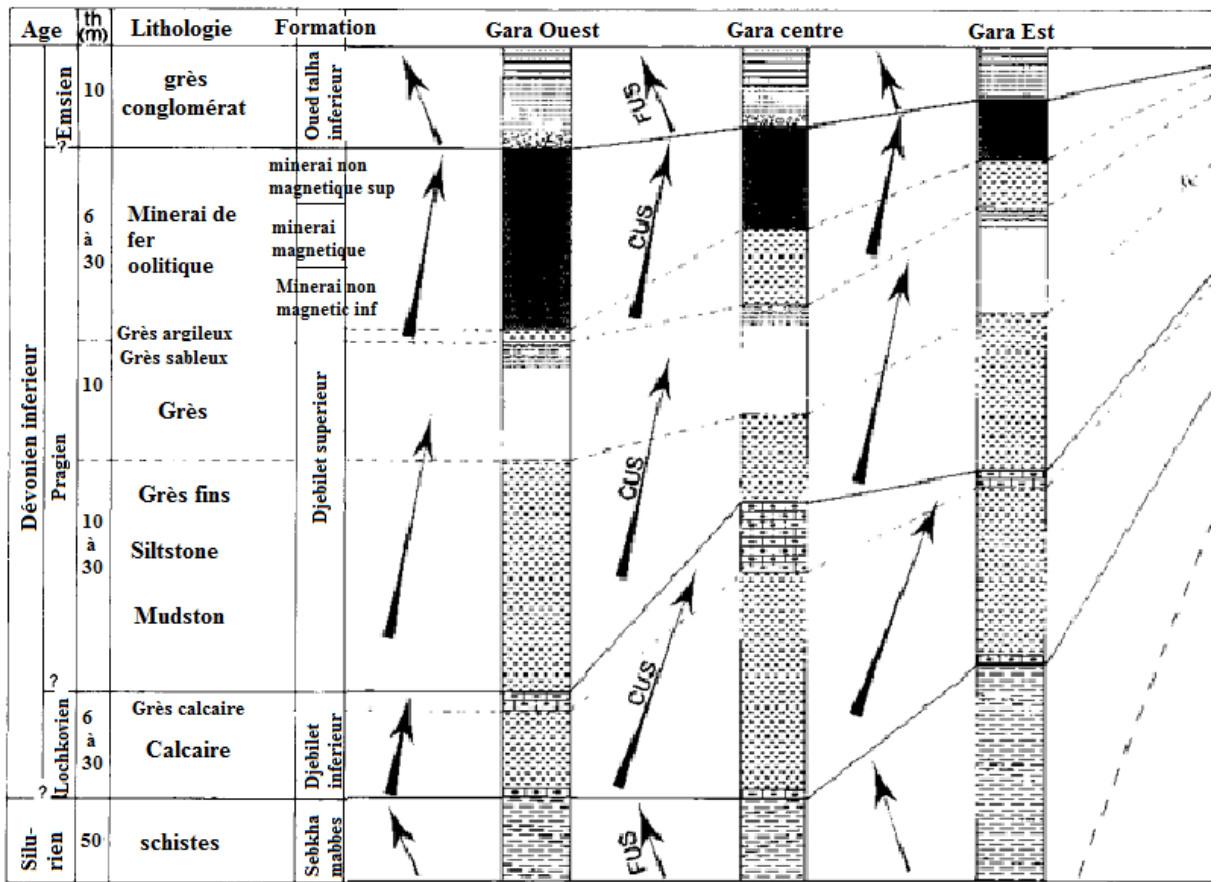


Figure II - 4: colonnes Litho-stratigraphique et corrélations des dépôts de Gara Djebilet

Source: Ore Geology Reviews (1988), SALAH GUERRAK

Ces lentilles de minerai de fer oolitique se produisent en sédiments principalement argileux et gréseux ; la roche mère de grès est chlorotique à ferrugineuse, avec plus de 85% de quartz et la matrice moins de 15% : elle peut être classifiée comme quartz arénite.

L'identification du paléo-environnement dépend en grande partie de la lithologie et des structures sédimentaires. Par conséquent, les caractéristiques principales permettant la reconstruction d'un modèle dépositionnel. Dans la formation de Djebilet, trois ordres de

grossissement à la hausse (CUS) apparaissent, placé entre deux ordres affinant-vers le haut (FUS) :

Le premier FUS correspond à la transgression silurienne marine.

le premier CUS, Lochkovian dans l'âge, peut être interprété comme ordre progradant de seaward, avec une étagère en mer recouverte par un shoreface inachevé, avec quelques fragments oolithique retouchés se produit dans les grès à grain fin et les grès calcaires comme montré dans la Figure II – 4

III.4. Le minerai de Fer de Gara Djebilet

Le minerai de la Gara Djebilet est un minerai sédimentaire oolithique, qui a subi des phénomènes d'oxydations, peut-être accompagnés d'actions thermiques. Les oolithes sont constitués par **la sidérose** (Carbonate FeCO_3) et **la chlorite** (Phyllo-silicate à feuillet élémentaire épais hydraté et ferromagnésien $(\text{Mg}, \text{Fe}, \text{Al})_3 \text{Mg}_3 (\text{Si}, \text{Al})_4 \text{O}_{10} (\text{OH})_2 (\text{OH})_6$), mais on ne peut affirmer que la sidérose ne résulte pas d'une première altération de la chlorite.

Ensuite, sidérose et chlorite ont été oxydés en Fe_2O_3 et Fe_3O_4 avec éventuellement passage intermédiaire de goethite (Hydroxyde FeO-OH). Suivant l'intensité de l'oxydation, de la magnétite en oligiste (hématite), etc... . On doit s'attendre à trouver tous les types intermédiaires entre le minerai chloriteux, généralement pauvre et situé à la partie inférieure de la couche, et les minerais oxydés. Parmi ces derniers, on distingue sur le terrain un minerai oolithique violet, relativement poreux et à oolithes bien visibles, et un minerai compact plus dur, à éléments plus fins et à oolithes mal conservées. Cette distinction est indépendante du magnétisme du minerai : la répartition de la magnétite et du Fe_2O_3 ferromagnétique ne paraît pas obéir à une loi simple. La gangue est siliceuse et accessoirement calcaire, lorsque de la calcite de néoformation s'est déposée dans les fissures du minerai. Signalons la présence de phosphore, à des teneurs de l'ordre de 0,6-0,8 %, et qui, selon Mlle DEUDON, serait due à l'existence de phosphates de fer. Il s'agit donc d'un minerai semi- phosphoreux.

A titre d'exemple, dans ce tableau est représentée une analyse complète, qui peut être considérée comme assez représentative

Tableau II - 2 : Analyse du minerai de Fer de Gara Djebilet

Fe ²⁰³	79,4 % (Fe : 55,6 %)	CuO	0,002 %
Mn ²⁰³	0,1 % Mn : 0,07 %)	PbO	0,007 %
SiO ²	6,2 %	ZnO	0,045 %
Al ²⁰³	6,4 %	NiO	0,004 %
TiO ²	0,17 %	CoO	0,0005 %
CaO	0,94 %	As ²⁰³	0,048 %
BaO	0,02 %	Cr ²⁰³	0,004 %
MgO	0,09 %	V ²⁰⁵	0,08 %
SO ³	0,20 % (S : 0,08 %)	CO ²	0,90 %
P ²⁰⁵	1,3 % (P : 0,60 %)	H ²⁰	4,10 %
	8		

Source : Georges MATHERON ; minerai de fer de Gara Djebilet : BULLETIN
SCIENTIFIQUE ET ÉCONOMIQUE du B. R. M. A.

II.4. 1 Teneurs et Tonnages :

L'étude statistique de la répartition des teneurs montre que le gisement ne peut pas être considéré comme homogène. Tout se passe en effet comme si, sur un fond général de minéralisation relativement pauvre, se différenciaient des couches lenticulaires plus riches, à l'intérieur desquelles se délimiteraient à leur tour d'autres lentilles encore plus riches de sorte que le gisement doit être considéré comme la superposition de plusieurs gisements emboîtés, les plus pauvres ayant naturellement la plus grande extension géographique. La richesse particulière d'une zone plus restreinte (56,7 %) est due, en effet, à l'existence d'une couche continue de minerai compact à 58,75 % et de 7 m environ de puissance moyenne, que l'analyse statistique permet aisément de distinguer des couches à 53,5 % qui l'encadrent et dont l'extension géographique est plus vaste. Du point de vue pratique, cette couche à 58,75 % jointe aux portions des couches à 53,5 % qu'il sera sans doute nécessaire d'enlever simultanément, représente 400 millions de tonnes à 56,7 %. Etant données les conditions économiques très strictes dans lesquelles l'exploitation doit être envisagée, il est hors de doute que seule cette zone, la plus riche reconnue actuellement, pourrait assurer la rentabilité du gisement. Schématiquement, le tonnage actuellement reconnu, peut se décomposer comme suit :

Tableau II - 3: teneur et tonnage du minerai de Gara Djebilet

	Tonnage minerai en millions de tonnes	Teneur	Tonnage métal en millions de tonnes
GARA CENTRALE	950	38 %	380
	500	48 %	240
	1.185	53,5 %	632
	400	56,7 %	226
GARA OUEST	405	54,5 %	222
	405	51,5 %	208
	330	41,8 %	138
	170	30,1 %	52

Source : Georges MATHERON ; minerai de fer de Gara Djebilet : BULLETIN SCIENTIFIQUE ET ÉCONOMIQUE du B. R. M. A.

Les réserves reconnues en fer métal dépassent donc deux milliards de tonnes. Il faudrait y ajouter les tonnages probables (120 millions de tonnes de fer métal dans la Gara Ouest) et possibles (au moins 500 millions de tonnes pour l'ensemble des trois). En ce qui concerne les tranches pauvres, ces chiffres sont certainement inférieurs à la réalité, les éluvions ayant été souvent négligées, et certains puits ayant été arrêtés.

II.4. 2. Géochimie :

Environ 160 sondages ont été forés et des carottes ont été excavés à Gara Ouest et à Gara centrale. Dans la Gara est, seulement cinq forages prouvent que les lentilles de minerai ont peu d'intérêt.

Des concentrations moyennes des minerais sont montrées dans le tableau. Il s'avère que le minerai non-magnétique supérieur et le minerai non-magnétique inférieur sont moins riches en fer que le minerai de Magnétite (Figure II - 4), probablement parce que : L'augmentation de Fe_2O_3 et diminution de FeO sont liées à une augmentation d'oxydation.

Cependant, nous avons trouvé le maghémite et la goéthite à la profondeur de 40 m. Les valeurs plus élevées de FeO dans le minerai non magnétique inférieur semblent être liées à l'occurrence du chamosite (Variété de chlorite). Le contenu de phosphore est tout à fait important dans des certains chamosites et goéthite. Même si ces derniers sont bien

développés dans les zones peu profondes du minerai, elles se produisent trop localement pour avoir une influence importante sur le contenu de phosphore.

Tableau II - 4 : Analyse du minerai des lentilles de Gara Djebilet

	minerai de fer non magnétique supérieur	minerai de fer non magnétique inférieur	minerai magnétique
SiO ₂	7.3	5.7	4.9
Al ₂ O ₃	7.3	4.9	4.2
Fe ₂ O ₃	63.7	54	61.4
FeO	10.8	21.6	19.2
MnO	0.3	0.3	0.3
MgO	0.3	0.5	0.3
CaO	1	2	1.5
Na ₂ O	} 0.1	0.1	0.1
K ₂ O			
TiO ₂	0.1	0.1	0.2
P ₂ O ₅	0.9	2.1	1.8
LOI	8.2	9.1	6.2
Total	100	100.4	100.1
FeT	53	54.6	57.8

Source: Ore Geology Reviews (1988), SALAH GUERRAK

Les corrélations statistiques qui sont basées sur l'étude d'environ 200 analyses chimiques ont montré une corrélation positive : $SiO_2 / TiO_2 = 0.78$, qui permet de déduire le caractère détritique du quartz qui est corrélé avec du rutile (TiO₂). Ceci pourrait indiquer une homogénéité géochimique apparente pour le minerai magnétique. Cependant, la répartition du minerai de Fer total montre une hétérogénéité dans les lentilles du minerai de fer. En divisant toutes les concentrations du Fer en plusieurs classes (40 — 45% ; 50-55% ; 55-60% ; 60-65%), et en appliquant ceci aux différentes sections du dépôt, une géométrie peu commune apparaît (Figure II - 5). Chaque lentille principale de minerai est une succession de plusieurs petits corps lenticulaires de taille différente plus ou moins riche en fer. Les concentrations en Fe sont plus régulièrement distribuées et élevées dans la Gara Ouest. Cet aspect des lentilles montre, en détail, une paléo-topographie-irrégulière ce qui correspond bien à l'environnement décrit ci-dessus.

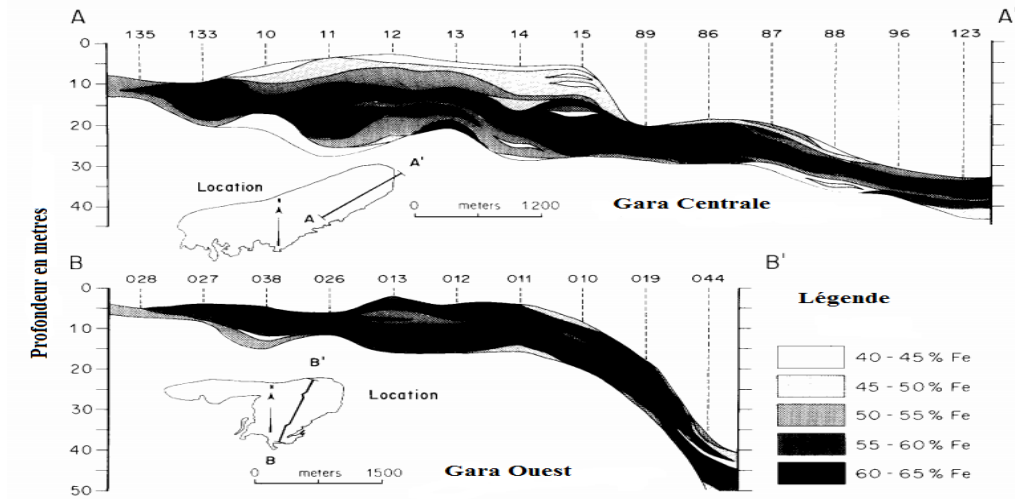


Figure II – 5 : sections géochimique des lentilles de Gara Centre et Gara Ouest

Source: Ore Geology Reviews (1988), SALAH GUERRAK

II.5. Les problèmes d'exploitation du gisement du minerai de fer de Gara Djebilet :

Le gisement de Gara Djebilet, troisième au monde, à l'origine d'une guerre fratricide algéro-marocaine, et qui aujourd'hui suscite les convoitises de blocs mondialistes et multinationales (Arcelor Mittal steel, indo-européen, Vale, Brésil, Rio Tinto et BHP-Billiton, Australie et anglo - américain, Afrique du Sud). Sur ces Gara (collinette) de fer, capricieuses et indestructibles, s'est fracassé un demi-siècle d'études protéiformes et kilométriques, de tests et tentatives de mise en valeur et développement du gisement. L'indécision politique, l'environnement sécuritaire et géopolitiques, instable et hostile, l'éloignement du site de la côte nord — port de Ghazaout, le plus proche, est à 1500 km, hypothéquant lourdement la rentabilité d'un aussi important investissement —, autant d'éléments pénalisants qui s'ajoutent aux défis technologiques qu'exige l'enrichissement du minerai. Un minerai acide contenant des teneurs en oxyde de silicium (quartz) relativement élevées, d'oxyde d'aluminium (alumine) entre 4 à 5%, de phosphore (0.8%) et d'arsenic (0.03%).

Le traitement métallurgique par haut fourneau, des essais menés par SIDER dans les années 1980 pour le compte de l'ex- SONAREM (Société nationale de recherche et d'exploitation minière, s'est avéré non concluant.

Il a relevé une faible productivité et une consommation boulimique de coke.

Pour faire fondre une tonne de minerai, il faudrait 0,8 à une tonne de charbon (coke). D'autres procédés d'enrichissement (en laboratoire) ont été mis

en œuvre. Avec succès. Comme ces tests qui ont montré que le minerai de fer se prête «assez bien» au procédé de la réduction directe par le gaz naturel et que la fusion de l'éponge de fer est possible aussi bien au four électrique à arc qu'au four électrique à résistance de laitier. Toutefois, l'incertitude quant à l'enrichissement du minerai demeure tant que les essais semi-industriels envisagés n'ont pas encore été conduits. Les projets mort-nés Soixante ans après la découverte du gisement, les «Projet(s) Gara Djebilet» se suivent et ne se réalisent pas ! Depuis les premières études (Bureau de recherche minière en Algérie, 1953, Bureau d'investissement en Afrique, 1959, Service d'études et recherches minières 1961) jusqu'aux premières tentatives de développement à titre expérimental du site avec l'entrée en scène de la SONAREM— après la nationalisation des mines en 1966 — dont l'effort d'expérimentation a été stoppé net en 1975 suite à la guerre au Sahara occidental, les multiples projets de mise en valeur et développement demeurent otage entre autres de leur «faisabilité».

Un autre problème qui demanderait d'être étudié sérieusement dans le cadre de l'exploitation du gisement est le problème d'approvisionnement en eau ; car les 2 seuls points d'eau qui existent dans la région de Gara Djebilet sont Aouinet Legraa dont le débit est de $5\text{m}^3/\text{jour}$ qui se trouve à une quarantaine de kilomètres de la Gara Central, et l'autre Hassi Djebilet dont le débit atteint seulement 500 l/jour ce qui est loin d'être suffisant pour une usine de traitement du minerai.

Chapitre III:

Généralités sur les méthodes
de séparation

III.1 Introduction

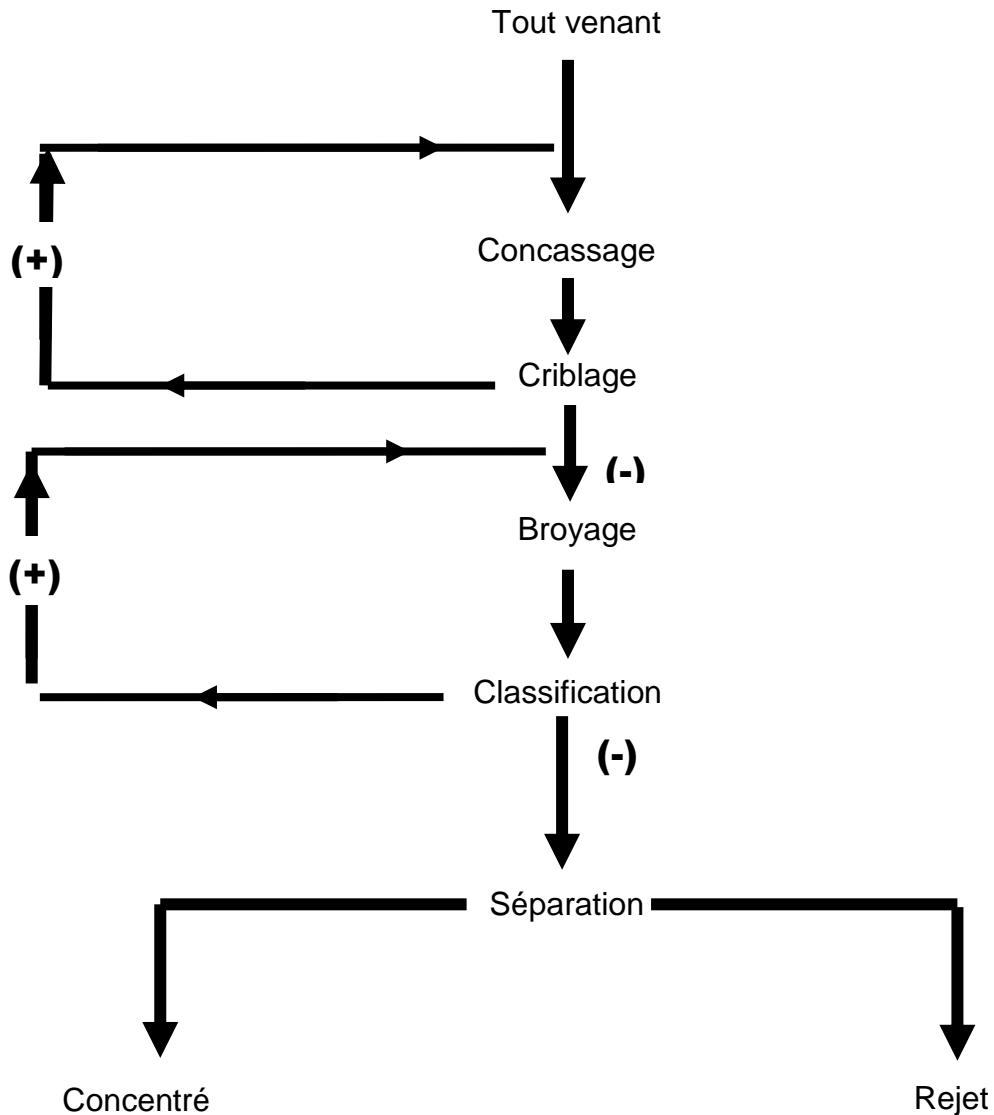
Lorsque les engins d'exploitation apportent à l'atelier de concassage ou à l'usine de concentration le minerai de la mine, la teneur contenue dans les blocs transportés n'est pas toujours apparente. Heureusement, les renseignements fournis par le laboratoire d'analyse sont concluants : la qualité du minerai est suffisante pour que le chantier soit économiquement exploitable. De plus, le volume du gisement a été considéré comme assez grand pour une durée acceptable de l'exploitation.

Enfin, on imagine bien que l'on puisse, à partir de ces blocs, extraire la petite portion appelée minéral utile. Pourtant, à regarder les gros blocs à leur arrivée au concentrateur, on ne voit pas toujours très bien ce qu'on peut en tirer.

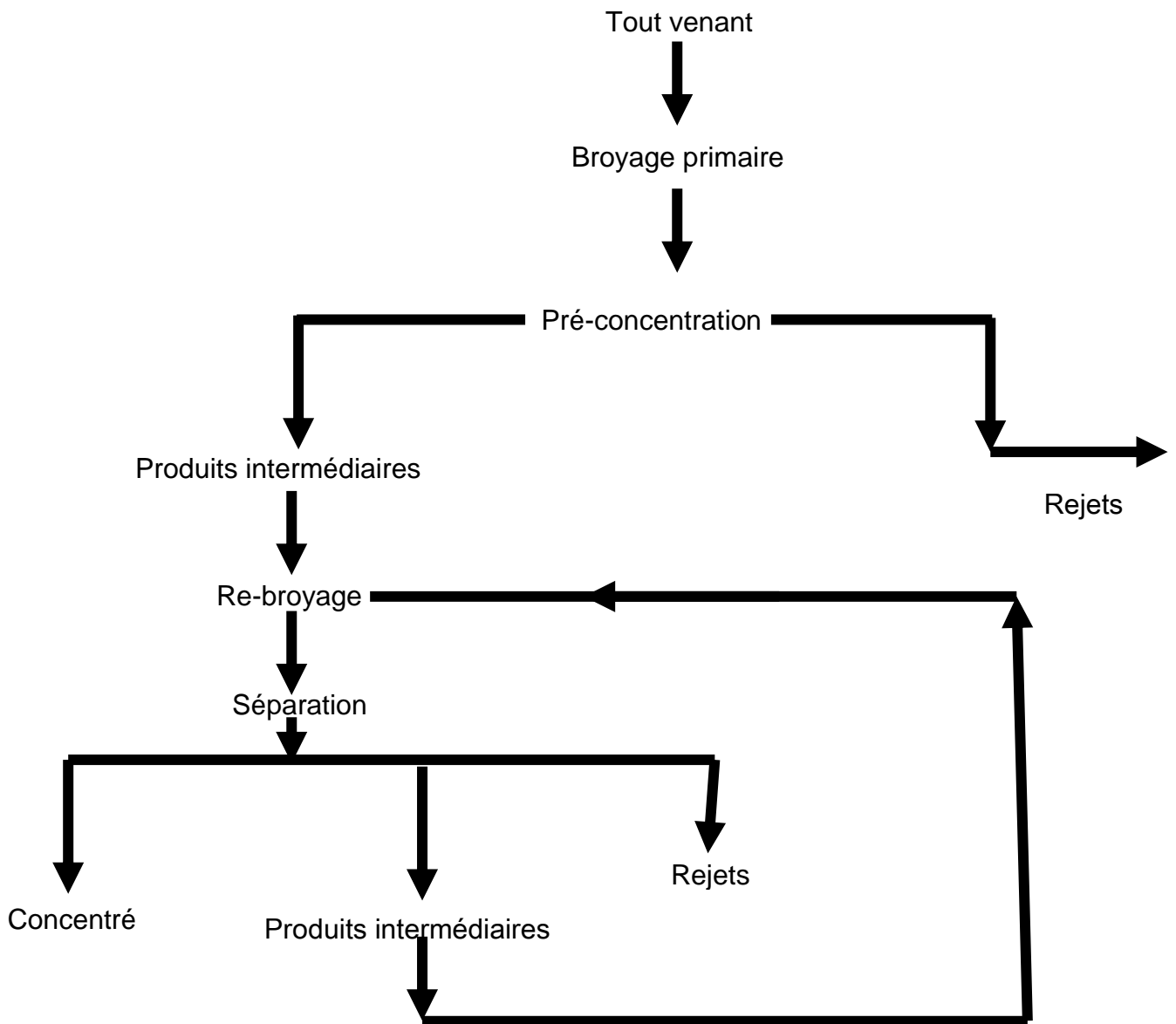
C'est là qu'intervient la minéralurgie, qui est l'ensemble des étapes, des méthodes et des techniques permettant d'extraire des blocs de la mine le minéral utile qui y est contenu. Cela peut s'accomplir seulement après avoir réduit les gros blocs, grâce aux méthodes de préparation mécanique, qui sont le concassage et le broyage, à une dimension telle que l'on puisse ensuite séparer efficacement les uns des autres à savoir les minéraux utiles des minéraux inutiles.

Après avoir obtenu les dimensions souhaitées on peut passer aux différents procédés d'enrichissement, et qui vont être choisis suivant les propriétés physico-chimiques et minéralogiques, du minerai à traiter, à savoir ; la susceptibilité magnétique, la susceptibilité électrique, la masse volumique... etc. Parmi mes méthodes de séparation conventionnelles on note : la séparation gravimétrique, la séparation électrique, la séparation magnétique et la flottation.

Le flowsheet à simple ligne ci-dessous est suffisant pour la plupart des usages et peut inclure les détails des machines, les paramètres, les tarifs, etc.



Quand la particule minérale n'est pas totalement libérée, nous pouvons décider d'une libération qui pourra survenir après l'opération de pré-concentration ou simplement lors d'une flottation de contrôle, flowsheet ci-dessous.



Processus utilisant deux étapes de séparation

III. 2 LES METHODES D'ENRICHISSEMENT DES MINERAIS

De tous temps les mineurs ont eu la nécessité de séparer les minerais métalliques qu'ils extraient du sous-sol, de la gangue qui les entourent. Les méthodes employées au moyen âge puis pendant les siècles qui suivirent furent longtemps désignées sous le nom de préparation mécanique des minerais. Mais peu à peu, et surtout à partir du début du XXe siècle, apparurent d'autres méthodes telles que la flottation qui mettent simultanément en jeu les paramètres physiques et chimiques des corps.

Les choses évoluant de plus en plus, on se trouve aujourd'hui devant un ensemble de procédés qui au total, constituant une véritable discipline dont l'importance est fondamentale pour l'approvisionnement de l'économie mondiale en matière minérale.

Les méthodes de séparation qui sont utilisées en pratique industrielle ont leurs limitations. Chaque méthode possède un domaine de dimensions (pour les particules de minerai soumises au traitement).

Il existe une limite de discrimination dans la différence entre les propriétés des minéraux,

Pour chaque appareil, que l'on peut définir comme la sensibilité de la méthode.

III.2.1. La séparation gravimétrique :

III.2. 1 Introduction

III.2 .1 .1 Historique :

La concentration gravimétrique est la méthode qui, avec le tri manuel, a la plus ancienne histoire industrielle. Ces diverses techniques ont régné sans partage sur l'industrie extractive mondiale. L'apparition des méthodes faisant intervenir les propriétés physicochimiques (la flottation), puis les propriétés chimiques (l'hydrométallurgie), a battu en brèche cette domination jusque vers les années 1975. La gravimétrie paraissait même une branche de la minéralurgie promise à une extinction inexorable quand un retournement de tendance s'est fait sentir : en effet, ses possibilités de traiter des granulométries grossières à des tonnages unitaires importants, l'absence presque totale d'emploi de coûteux réactifs toujours plus ou moins polluants, les progrès considérables réalisés par les techniques de classification fine, ont été des facteurs qui ont stimulé les centres de recherche, les industriels fabricants de matériels et les exploitants miniers. Des nouveautés sont apparues ces trente dernières années. Elles ont pu être appliquées avec succès dans l'industrie minière, d'autant plus que le nombre de mines petites et moyennes se multipliait. Ces mines qui, par leur taille réduite, ne permettaient pas d'investissements importants, ne pouvaient être exploitées que par des méthodes de concentration gravimétrique.

III.2. 1. 2 Concentration par gravité ou gravimétrie :

Mode de concentration dans un fluide d'un matériau mettant en œuvre la différence qui existe entre les masses volumiques des minéraux de valeur d'une part, des gangues d'autre part.

La concentration gravimétrique s'effectue dans un champ de forces, en général celui de la pesanteur, combiné à l'action d'autres forces, telles que la résistance offerte par le fluide (en général de l'eau pour la gravimétrie en voie humide, plus rarement de l'air pour la gravimétrie en voie sèche) au mouvement des grains à séparer ou les forces de frottement entre ces particules et une surface support fixe ou mobile. Lorsque l'intensité de pesanteur ne suffit pas, on a recours à l'action de la force centrifuge.

En tombant sur un fluide, une particule solide est soumise aux forces suivantes :

- Son poids : $P = m.g$, m : masse de la particule

- La résistance du fluide : $P' = m' \cdot g$, m' : la masse de fluide déplacée par la particule solide

Alors, l'équation qui décrit le mouvement de la particule est:

$$m \frac{dv}{dt} = P - P'$$

La réussite d'une séparation gravimétrique repose sur la connaissance poussée des paramètres minéralogiques du minerai à traiter (maille de libération, masse volumique des divers constituants, présence de mixtes minéralogiques, répartition granulométrique des espèces minérales....).

Par ailleurs la concentration gravimétrique nécessite une faible teneur ou des grains de minéraux trop petits, une libération du minerai par fractionnement, lorsqu'un rendement métal élevé est nécessaire. Lorsque les minerais sont polymétalliques avec des minéraux de masse volumiques semblables, en effet certains minerais (de charbon, de fer, d'étain, de titane, de chrome, de barytine, de mica et d'or) qui sont visés par cette méthode...

Ces procédés de concentrations utilisent l'effet combiné de la masse, du volume et de la forme des particules pour obtenir des trajectoires de particules différentes dans un milieu liquide, statique ou en mouvement.

III.1. 2 les méthodes de séparation gravimétrique :

On distingue trois méthodes :

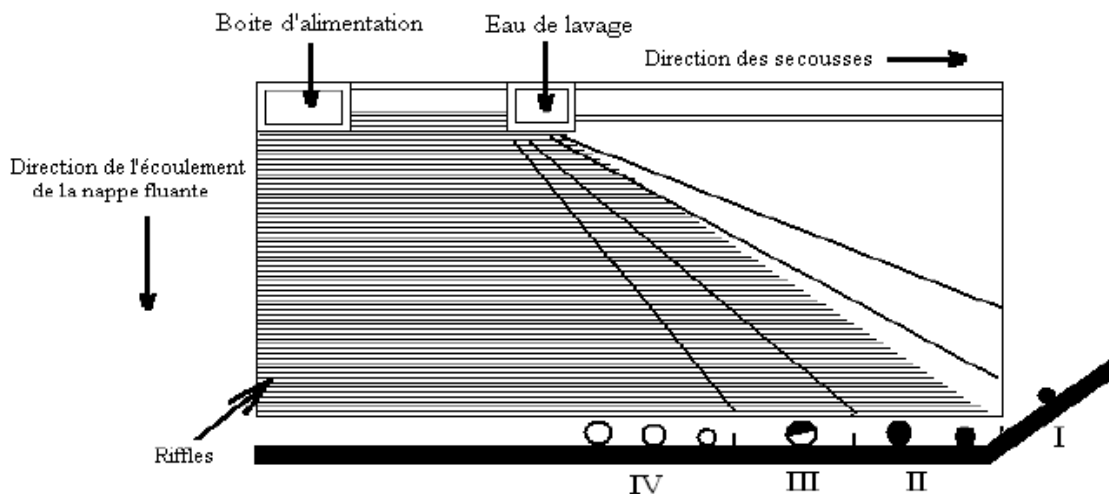
- * méthode par milieux denses,
- * méthodes de la nappe pelliculaire fluente (table à secousses)
- * accélération différentielle (jigage).

III.2 .2 .1 Tables à secousses :

La table à secousses est une table autour de l'axe longitudinal, à laquelle on communique un mouvement de secousses périodiques selon le même axe. La table est alimentée par de la pulpe brute dans un boîtier à son angle le plus élevé. Une clarinette, le long du bord supérieur, recouvre la table d'un mince film d'eau, s'écoulant jusqu'au bord inférieur. Cette table est garnie d'obstructions ou de riffles parallèles à sa longueur ; permettent de séparer les produits lourds de ceux plus légers. En revanche les produits légers ont tendance à passer au-dessus de ces riffles. Ces appareils de concentration ne se prêtent bien qu'au traitement des minerais, présentant de grandes variations de densités entre leurs éléments. Les facteurs influant, durant la séparation par tables à secousses, sont :

- la pulpe ne doit comporter que 20 à 30% de matières solides ;

- la consommation en eau de lavage est comprise entre 1 à 2 m³ par tonne de minerai traité ;
- l'amplitude de la secousse doit être déterminée selon la grosseur du gain Les méthodes basées sur le principe de la nappe pelliculaire fluente s'appliquent à des appareils très nombreux et variés, elles comprennent tout autant des appareils anciens que récents, tout autant simples que complexes.



Disposition des particules suivant leur densité

Figure III .1 : Schéma représentatif d'une table à secousses.

Source : Pierre BLAZY et Robert JOUSSEMET « Concentration par gravité »

Parmi ces appareils on peut citer les tables dormantes, les spirales, les tables basculantes, les bandes sans fin et les tables à secousses ; La table est alimentée à sa partie supérieure par une boîte d'alimentation. L'eau de lavage est distribuée sur toute sa longueur fournissant une nappe qui s'écoule suivant une pente transversale. Les réglettes ou riffles forment autant de barrages et de pièges aux grains lourds alors que les grains légers ont tendances à sauter chaque obstacle.

Zone I : c'est la zone des concentrés où se trouvent les particules fines et denses.

Zone II : c'est la zone qui appartient encore à la zone des concentrés ; on y trouve des particules denses et grossières avec quelques particules mixtes.

Zone III : c'est la zone des particules mixtes mélangées à quelques particules légères.

Zone IV : c'est la zone de particules légères.

L'eau de lavage entraîne les grains légers formant la couche supérieure des grains déposés.

Les secousses ont un double rôle :Elles permettent d'une part, la stratification; D'autre

part, l'évacuation des particules stratifiées entre les rifles. Enfin, il est indispensable de Déschlammer l'alimentation ; les fines particules en suspension augmentent la densité de la pulpe ayant pour résultat l'augmentation des temps de sédimentation des solides.

Les tables de secousses servent notamment pour les minerais de charbon, les minerais d'oxydes de fer et pour d'autres minerais comportant les minéraux lourds de valeur comme la barytine, le zircon, la wolfram, Par ailleurs, on les utilise pour récupérer des alliages ou des métaux, tels le laiton, l'acier, l'or et l'argent, à partir des rejets d'usines pyrométallurgiques. Rappelons que les tables peuvent être employées pour faire de l'écémage sur les minerais d'or et d'argent, avant de la lixiviation.

III.2. 2. 2 Méthode de séparation par Milieux denses :

Principe : toute particule située dans un fluide quelconque se positionne selon sa masse volumique ; si sa masse volumique est inférieure à celle du milieu, la particule monte à la surface de celui-ci, c'est-à-dire qu'elle flotte et fait partie du produit appelé flottant. Si au contraire sa masse volumique est supérieure à celle du milieu, la particule descend jusqu'au fond de celui-ci, c'est-à-dire qu'elle plonge et fait partie du produit appelé plongeant. Le milieu a une masse volumique ou densité supérieure à l'unité (généralement entre 1,3 et 3,8).

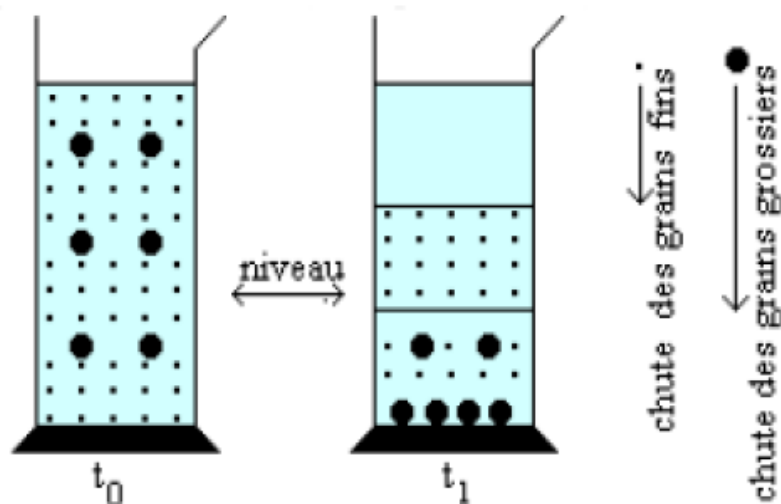


Figure III-2 : principe de la séparation par milieu dense.

Source : Pierre BLAZY et Robert JOUSSEMET « Concentration par gravité »

La séparation est réalisée dans un liquide de masse volumique déterminée. Elle constitue la seule utilisation réelle de la gravité. En laboratoire, on emploie des liqueurs organiques,

tandis qu'industriellement ce sont des suspensions (pseudo-solutions) d'un matériau fin et dense dans l'eau.

Cette méthode de séparation se montre très efficace pour des différences de densité allant jusqu'à $\Delta\rho = 0.1$, voire 0.05 pour certains types de minerais et/ou d'appareillages. Concernant le médium utilisé, certaines conditions sont néanmoins exigées, notamment sur sa viscosité, qui ne doit pas être trop élevée sous peine de gêner l'évolution des particules qui s'y déplacent, ni trop faible car elle risquerait d'influer sur sa stabilité.

- La limite inférieure des procédés les plus performants est de 300 μ m. La limite supérieure n'est déterminée que par la maille de libération du minerai et par la technologie du séparateur (elle peut atteindre 200mm et plus dans le cas du charbon).

- La viscosité et la stabilité du médium sont les deux paramètres à contrôler, permettant de garantir la qualité de la suspension. On peut être amené à ajouter de la bentonite ou de l'argile à la suspension, pour en améliorer la stabilité. Inversement, on peut devoir deschlammer en totalité ou en partie la suspension, pour éliminer un excès d'ultrafines du minerai. Les propriétés superficielles des minéraux et des suspensions interviennent de façon importante dans les séparations.

- Après la séparation, une partie du médium est récupérée par simple égouttage et recyclée dans le circuit de concentration. L'autre partie, issue du lavage des flottants-plongeants, est reconcentrée par voie magnétique, démagnétisée et réajustée en densité avant de retourner dans le circuit de travail. La qualité de la récupération conditionne une perte minimale de médium selon les cas, évaluée entre 100 à 1000 g par tonne traitée.

III.2 .2 . 3 Concentration par jigage :

Principe :

Le procédé consiste à soumettre pendant des cycles très brefs les particules minérales à des courants ascendants et descendants assurés par un piston ou un diaphragme (jig à piston) ou par le mouvement alternatif d'un crible dans un fluide (jig à crible mobile).

Les jigs sont des appareils très anciens, particulièrement utiles pour effectuer du triage, donc idéal pour les particules assez grosses. Ils servent aussi pour effectuer l'écumage, comme dans le cas des minerais d'or.

Les particules à séparer sont soumises à des mouvements périodiques (pulsations-succions) verticaux imposés au liquide qui provoquent une sédimentation différentielle entre phases lourdes et phases légères. En fait, trois composantes entrent en jeu : la

sédimentation gênée, l'accélération différentielle et la filtration interstitielle.

- l'accélération différentielle : dans cette phase, les grains acquièrent une accélération ne dépendant que de leurs densités, à condition que le temps de chute soit très bref. En conséquence, un mélange binaire de particules lourdes et légères se comporte de telle sorte que les distances parcourues par les particules sont fonction de leurs accélérations initiales, et partant de leur densité et donc possible d'obtenir théoriquement une stratification des particules lourdes et des particules légères.
- sédimentation gênée : le courant ascendant de liquide permet de réaliser un rapport de sédimentation élevé et d'augmenter le critère de TAGGART. En fait, le rôle principal du courant ascendant est d'écarter au maximum les particules, les unes des autres.
- la filtration interstitielle: lorsque les particules sont soumises à un courant descendant, les particules subissent un phénomène de succion et elles se resserrent.

III.3. Méthode de la flottation :

III.3.1 Introduction :

La flottation est une méthode de séparation où les particules solides sont séparées par des bulles de gaz, habituellement par des bulles d'air, dans un milieu aqueux. Pour la flottation, il est nécessaire que les surfaces des particules flottantes soient hydrofuges.

La flottation est largement utilisée dans le traitement des minéraux, mais il est également appliqué dans le désencrage dans l'industrie du papier, traitement de l'eau et le recyclage. En raison de son histoire, la plupart des termes sont liés à l'industrie minière. Par exemple, lorsque les minéraux de valeur sont séparés dans le produit de la mousse, le processus est appelé flottation directe. Le produit de la mousse est généralement appelé concentré et le produit de la non-précieuse résidus minéraux de la gangue. Si les minéraux de la gangue sont flottés, le processus est appelé flottation inverse. Puis le produit non flotté est naturellement concentré.

La plupart des matériaux et des minéraux sont hydrophiles et mouillables en milieu aqueux. Ceci est en raison des charges électriques sur les surfaces, positives ou négatives. Pour la flottation, les surfaces hydrophiles doivent être modifiées hydrophobe par des produits chimiques. Les produits chimiques utilisés à cet effet sont appelés « collecteurs ».

Cependant, la structure de surface de certains minéraux, tels que le talc, le graphite et la molybdénite, est intrinsèquement neutre et hydrophobe. Par conséquent, ces minéraux peuvent être flottés sans collecteur.

Par soufflage d'air dans le milieu, on peut générer des bulles de flottation. Cependant, la tension de surface entre l'air et de l'eau est élevée ($7,2 \cdot 10^{-4} \text{ Nm}^{-1}$) et après avoir atteint la surface, les bulles seront brisées, et elles ne sont pas capables de transporter des particules attachés à eux. Pour éviter cela, un produit chimique est ajouté à la pâte de sorte qu'un stable lit de mousse est formé. Les produits chimiques utilisés à cet effet sont appelés « moussants ».

Le but de flottation est généralement de séparer un ou plusieurs minéraux, et l'adsorption sélective de collecteur sur les minéraux flottables est une condition préalable pour la séparation réussie. La sélectivité de collecteur est souvent contribué par des agents de régulation. Ils peuvent améliorer ou empêcher l'adsorption de collecteur sur un minéral particulier. Par conséquent, ils sont généralement appelés « activateurs ou déprimants ».

III.3. 2 Réactifs de flottation :

III.3. 2. 1 Collecteurs :

La plupart des particules sont hydrophiles, ces surfaces sont rendues hydrophobes pour contribuer à l'adhésion des minéraux aux bulles d'air ; pour cela on utilise les collecteurs. Ils sont des substances organiques qui se fixent sur la surface de certains minéraux et augmentent leur flottabilité. Les travaux de recherche ont montré que la meilleure sélectivité dans la séparation minérale est souvent réalisée en utilisant collecteurs particuliers pour chaque minérale. Par exemple, Pour les sulfures, les agents tensioactifs les plus utilisés (collecteurs) appartiennent à la famille des thiols. Ce sont principalement les alkyldithio-carbonates et les alkyl-dithiophosphates. Pour les oxydes, les silicates et les sels, les surfactants les plus employés sont les acides gras, les amines et leurs sels, les alkylsulfates et alkylsulfonates.

Tous les collecteurs sont des réactifs organiques. La plupart du temps, ce sont des composés hétéropolaires constitués de deux extrémités : un non-polaire ou hydrophobe, généralement une chaîne hydrocarbonée. L'autre, polaire et hydrophile, est souvent chargée négativement ou positivement.

Le mécanisme d'action du collecteur est le suivant : la tête polaire va se fixer sur la surface de la particule dont la charge a été acquise lors du broyage, et la chaîne organique va, par

adsorption, rendre la surface de la particule hydrophobe. Ce mécanisme est schématisé sur la figure suivante.

III.3. 2. 2 Déprimants :

Les déprimants jouent un grand rôle dans la flottation des minéraux ayant les propriétés de flottation proches. Les minéraux qui se rapportent à la même classe (ex : minéraux sulfatés) flottent avec le même collecteur. L'utilisation du déprimant permet d'augmenter la sélectivité de l'action du collecteur aux minéraux appartenant à la même classe. Ils assurent la dissolution de la couche du collecteur qui se trouve sur la surface du minéral à dépression et la création des conditions qui empêchent la formation d'une telle couche.

Le rôle du déprimant est d'annuler l'effet du collecteur sur certaines surfaces minérales précises, et ainsi de faire plonger les minéraux que l'on ne veut pas flotter, en évitant par-là leur piégeage dans le produit de mousse.

On peut citer quatre mécanismes principaux de l'action des déprimants :

- La dissolution de la couche du collecteur qui se trouve sur la surface du minéral et la création des conditions qui empêchent la formation d'une telle couche.
- La supplantation des ions du collecteur par les ions du déprimant forment avec les ions du minéral la combinaison hydrophile difficile à dissoudre.
- La formation sur la surface du minéral d'une combinaison superficielle hydrophile (sans supplantation du collecteur).
- La formation sur la surface du minéral déprimé de la couche hydrophile qui est constituée de particules fines.

III.3. 2. 3 Moussants :

Un agent moussant est un réactif organique hétéropolaire, c'est-à-dire qu'une extrémité de la molécule est polaire et hydrophile, et l'autre est non polaire et hydrophobe. Cette molécule est tensioactive : elle permet pour de faibles concentrations en solution d'abaisser la tension inter-faciale liquide-gaz à une valeur minimale.

Les moussants contribuent à la formation d'une mousse stable et solide et cela est assuré en jouant sur la dimension des bulles d'air et la solidité de la mousse comme suit :

- Diminution de la dimension moyenne des bulles d'air ainsi que leur vitesse, en réduisant la taille des bulles et régularisant leur forme ; plus sphériques et plus

petites, les bulles remontent plus facilement et plus lentement à la surface, et leur finesse augmente la surface de l'interface liquide-gaz.

- Augmentation de la solidité de la mousse, stabiliser la mousse à la surface de la cellule, ce qui permet une meilleure récupération du minerai à flotter, tout en évitant de le mélanger avec les autres minéraux en présence dans la pulpe.

La plupart des agents moussants utilisés aujourd'hui sont des alcools, car ils n'ont pratiquement pas de propriétés de collecteur, contrairement à ceux ioniques.

III.3. 2. 4 Régulateurs du milieu :

Le but des agents de régulation est d'améliorer ou prévenir l'action de collecteur. Les régulateurs sont utilisés pour changer les propriétés de la pulpe de flottation à fin de créer les conditions favorables à la flottation. Ils modifient la composition ionique de la pulpe (réglage du PH) et influent sur la formation de la mousse, sur la taille et la stabilité des bulles d'air.

Les fonctions principales de ces réactifs sont la régulation du PH de la pulpe ainsi que l'élimination des ions indésirables.

Souvent, On utilise comme régulateur du milieu les acides et les alcalins minéraux NaOH, H_2SO_4 , Na_2CO_3 , CaO, ...etc.

III.3. 2. 5 Les activants :

L'activant est employé avant d'ajouter le collecteur pour rendre la surface d'un minéral donné apte à l'adsorber, Il contribue donc à une meilleure fixation du collecteur sur les surfaces minérales.

On utilise dans l'industrie les activants suivants :

1/ $CuSO_4 \cdot 5H_2O$: activant pour la flottation de blende (ZnS), la consommation est de (0,2 à 0,4) Kg /t du minerai.

2/ Na_2S : activant pour les minéraux oxydés, la consommation est de (0,5 à 1) Kg /t du minerai.

3/ H_2SO_4 (acide sulfurique) : activant de la pyrite, la consommation est de (0,5 à 0,7) Kg /t de minerai.

III.3. 3 Paramètres influençant l'opération de flottation :

L'efficacité du procédé de flottation dépend des conditions suivantes :

- La grandeur du minerai à flotter

- La densité de la pulpe de flottation
- La gamme des réactifs de flottation utilisés
- L'intensité de l'aération et de l'agitation de la pulpe
- La température de la pulpe
- Influence du pH
- La durée de flottation, le schéma de flottation, le débit de la pulpe.

III.4. SEPARATION MAGNETIQUE :

III.4. 1 Introduction

A ce niveau de notre recherche, on est arrivé à faire une caractérisation minéralogique et une étude des propriétés physico-mécaniques des constituants du minerai à traiter, ce qui nous a permis de faire le choix du procédé adéquat d'enrichissement.

Parmi les procédés que nous allons adopter dans nos recherches, on peut citer : la séparation magnétique à haute intensité (SMHI), la séparation magnétique à basse intensité (SMBI).

La composition minéralogique, révèle la présence des oxydes de fer dans le minerai hématitique à caractère magnétique, ce qui met la séparation magnétique comme le procédé d'enrichissement nécessaire.

III.4. 2 Bases théoriques de la séparation magnétique

Comme son nom l'indique, la séparation magnétique exploite les propriétés magnétiques des matériaux afin d'effectuer leur séparation en voie sèche ou humide. La susceptibilité magnétique est la propriété d'un matériau qui détermine son comportement dans un champ magnétique.

Pour décrire une excitation magnétique, deux entités différentes sont utilisées : le champ magnétique \vec{H} et l'induction magnétique \vec{B} qui, dans le vide, ne sont pas indépendantes, mais liées par l'équation :

$$\vec{H} = \mu_0 \vec{B}$$

Avec : μ_o perméabilité du vide égale à $4\pi \times 10^{-7} \text{ H.m}^{-1}$.

Etant donné un champ magnétique \vec{H} , un corps quelconque, de dimensions telles que \vec{H} puisse être considéré comme constant dans tout son volume, acquiert une intensité d'aimantation I telle que

$$\vec{I} = k \cdot \vec{H}$$

Avec : k susceptibilité magnétique de la matière considérée (notée aussi c dans la littérature).

La susceptibilité magnétique peut être exprimée par rapport à l'unité de masse ; on parle alors de susceptibilité magnétique massique ou spécifique c ($c = k / \rho$; avec ρ masse volumique du corps considéré).

Les substances diamagnétiques et paramagnétiques présentent une aimantation proportionnelle à la valeur du champ magnétique. Ces corps sont donc appelés magnétiques parfaits et ont une valeur de susceptibilité magnétique spécifique :

- La susceptibilité k est Négative : pour les éléments diamagnétiques (-2×10^{-9} à $-7 \times 10^{-9} \text{ m}^3/\text{kg}$).
- La susceptibilité k est Positive : pour les éléments paramagnétiques ($0,1 \times 10^{-6}$ à $5 \times 10^{-3} \text{ m}^3/\text{kg}$).

Enfin il existe une catégorie de corps très réduite pour lesquels cette constante n'existe pas. On les appelle les ferromagnétiques ; ce sont entre autres le fer et la magnétite.

Un *séparateur magnétique* est un appareil qui modifie les caractéristiques du champ magnétique dans l'espace de traitement. Il engendre en particulier un champ magnétique agissant de façon sélective sur les corps qui présentent la plus grande aptitude à l'aimantation. Dans les opérations de tri magnétique (concentration ou épuration).

En plus de cette force d'attraction, qui agit sur les particules magnétiques, s'applique, à toutes les particules magnétiques ou non, une combinaison de forces agissant dans différentes directions et dont les plus fréquemment rencontrées sont :

- Force de gravité.
- Force centrifuge.
- Force d'entraînement par le fluide.

Pour que la séparation ait lieu, il est nécessaire que la valeur de la force magnétique soit supérieure à la somme des forces antagonistes, développées par le système, et des forces inter-particules (figure III-3).

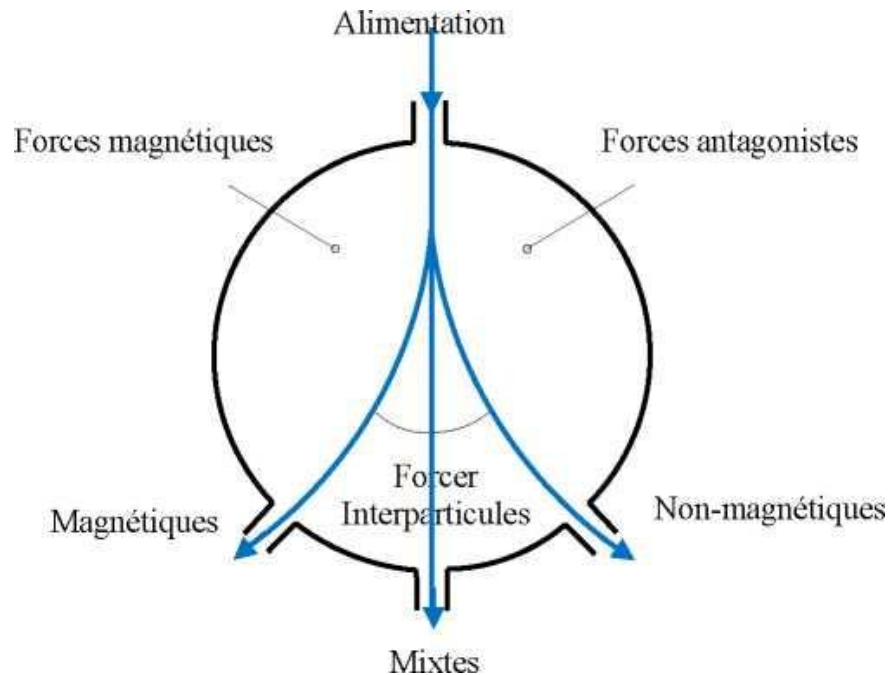


Figure III-3: Schéma de principe de séparation

Source : J. Bloneau ; Élaboration et recyclage des métaux (Minerais et Fondants-
Minerais de fer) Techniques de l'Ingénieur, M 7 040/2005

Il existe deux possibilités pour la séparation magnétique :

La séparation magnétique dite à haute intensité (S.M.H.I) ; elle fait appel à des champs magnétiques forts pouvant atteindre 20.000 à 22.000 Gauss. Elle est utilisée pour les minerais peu magnétiques tels que les silicates ou les carbonates (sidérose, limonite) ou encore des ferromagnétiques faibles (hématites).

La séparation magnétique dite à basse intensité (S.M.B.I) ; elle fait appel à des champs magnétiques faibles (800 à 1500 Gauss). Elle est utilisée pour traiter les éléments ferromagnétiques tels que la magnétite naturelle ou artificielle, fer métal obtenu par réduction directe.

Dans le cas de notre étude, nous avons réalisé cet essai avec le séparateur électromagnétique existant au laboratoire de traitement, lequel est conçu pour une

séparation magnétique à haute intensité à sec, pour une granulométrie ne dépassant pas 2 mm. Nous avons travaillé avec ce séparateur qui ne convient pas à notre minerai qui est très fortement magnétique. Nous ne disposons pas de séparateur à basse intensité. Nous avons opéré avec trois intensités différentes.

III.5 Biolixiviation

III.5 .1 Introduction

La mise en œuvre de matière vivante pour le traitement de matière minérale est à la croisée de plusieurs chemins ; la microbiologie, la pédologie, la géologie, la géochimie et la minéralurgie ou science du traitement des matières minérales.

Les microbiologistes ont découvert des micro-organismes vivant permettant directement la séparation des minéraux. Ils ont mis en évidence, par là aussi, que de tels micro-organismes accélèrent considérablement les vitesses des réactions de transformation. Les pédologues et les géochimistes ont montré que chaque sol, chaque gisement porte son monde vivant qui en est une part d'identité. Les minéralurgistes, qui mettent au point et utilisent les procédés de traitement de la matière minérale, ont pour obligation de sélectionner les procédés donnant le meilleur compromis entre la rentabilité et les nuisances pour l'environnement.

L'hydrométallurgie, domaine relatif à la séparation et à la récupération des métaux par voie aqueuse, est le lieu de rencontre de ces spécialistes. Milieu de confinement des produits de réactions des minéraux, la solution aqueuse de l'hydrométallurgie rappelle le milieu baignant le monde des micro-organismes. Il est bien clair que toutes les opérations de concentration des métaux mises au point par l'homme trouvent un écho dans la nature. Le monde biologique y participe en décomposant par action directe ou indirecte la matière minérale, en constituant un milieu favorable à la circulation du métal en phase aqueuse ou en immobilisant ce métal.

Pour ce qui est de la décomposition de la matière minérale, la dégradation des composés sulfurés métalliques avec intervention biologique est le procédé le plus avancé dans le développement industriel. Dans le principe, ce procédé utilise des bactéries qui catalysent l'oxydation des sulfures, ce qui conduit à la dissolution des métaux. Au stade industriel, la technique est exploitée pour les minerais de cuivre, d'or, d'uranium et de cobalt. Le traitement suivant d'autres principes de matières minérales oxydées, dont certains minéraux industriels, est à l'étude.

III.5.2 Procédés :

Les procédés mis en œuvre dans la technique de biolixiviation sont multiples, mais peuvent être regroupés en deux grandes familles : les procédés statiques et les procédés dynamiques, le but étant de récupérer le métal d'intérêt sous forme dissoute, qui sera ensuite précipité par extraction sur solvant ou par électrolyse :

III.5.2.1 Statique :

Le principe est de faire transiter une solution acide, contenant les micro-organismes, à travers un minerai issu directement d'une mine. Ces procédés sont surtout utilisés pour l'extraction du zinc, du cuivre, du nickel et du cobalt.

III .5.2.2 Dynamique :

Le minerai préalablement broyé et mélangé à la solution bactérienne, est mis sous agitation dans un réacteur, afin de faciliter les échanges gaz/liquide/solide.

III .5.3 APPLICATION DE LA BIOLIXIVIATION :

Les micro-organismes utilisés dans ces différents procédés peuvent agir suivant 2 voies : la voie directe, où les réactions sont directement catalysées par les bactéries, et la voie indirecte, où les réactions sont accélérées par l'acidification due à la formation d'acides organiques. La dégradation du minerai n'est donc pas réalisée directement par les micro-organismes, mais par leurs produits, par la formation de complexes solubles entre les ions métalliques et les acides organiques.

III.5.4 L'ENJEU DE L'UTILISATION DE LA BIOLIXIVIATION :

L'avantage majeur de la biolixiviation réside dans la possibilité de traiter et d'extraire des métaux d'intérêts économiques, à partir de déchets miniers et de ressources minérales que les techniques classiques (fonderie, pyrométallurgie), ne sont pas en mesure de revaloriser. Cette technique a par exemple permis d'atteindre un rendement de 90 % pour l'extraction d'or par cyanuration, alors que celui-ci était inférieur à 10 % avant l'avènement de cette technique². Environ 20 % du cuivre exporté sur le marché mondial provient d'une extraction par biolixiviation. Les procédés statiques permettent une extraction de gisements peu riches en métaux d'intérêts, pour un coût relativement faible, mais le temps de réaction est lent. Les procédés dynamiques font intervenir des installations plus petites, sont plus rapides, mais sont aussi plus coûteux. Chaque technique comporte ses avantages et ses inconvénients, selon la localisation du gisement, l'environnement en périphérie, et la teneur en métaux des minerais.

Chapitre IV :

Partie Expérimentale

IV.1 Introduction

Le minerai de fer, objet de la présente étude, provient de la région de Gara Djebilet. Les échantillons ramenés par Mr GERAK Salah, dans le cadre de sa thèse de doctorat en Géologie ont été stockés dans de bonnes conditions. Ces échantillons parvenant des endroits différents, d'une même région ont été utilisés dans les différents essais réalisés au niveau de notre laboratoire de valorisation au département de Génie Minier de l'Ecole Nationale Polytechnique.

Après la préparation mécanique qui comprend le concassage, le broyage et les analyses granulométriques, nous avons soumis les nombreux échantillons aux différentes séparations que nous développons dans ce présent chapitre.

IV.2 Propriétés physico chimique du minerai de fer

Le fer de symbole chimique Fe a une masse volumique est de $7,874\text{g/cm}^3$ ce qui est beaucoup plus lourd que l'eau. Cet élément fond environ à une température de 1540°C , il bout à 2750°C .

Ce métal peut être magnétique, appelé ferromagnétique, lorsqu'il est à une température ambiante, mais quand il dépasse les 790°C il perd cette propriété. Cela veut dire que les moments magnétiques des atomes s'alignent sous l'influence d'un champ magnétique et conserve cette fonction après la disparition du champ.

Cette substance pure a une dureté comprise entre 4 et 5 ce qui le rend malléable, molle et ductile. Le fer change de forme en fonction de la température. A la température ambiante, il est un solide cristallin de structure cubique centré et à haute température, il devient cubique à face centrée. C'est à dire plein de petits cristaux en cubes rassemblés ensemble de couleur blanc grisâtre. Entre autre certains paramètres s'avèrent utiles dans les essais d'enrichissement de notre minerai

Parmi ces paramètres on peut citer :

- le Taux d'humidité qui varie de 1.1 à 2.2 %, et
- La masse volumique qui varie de 2.6 à 3.6 g/l.

Les méthodes utilisées pour calculer ces deux paramètres sont présentées en annexes IV.1 et IV .2

IV.3 Préparation mécanique

IV.3.1 Le concassage

Dans la préparation mécanique, le concassage est une étape indispensable pour le traitement du minerai ; il a pour but de réduire partiellement la taille des grains jusqu'à une dimension acceptée pour la réduction suivante, assurée par un broyeur, puisque la maille de libération du minerai permettant l'extraction du minéral de valeur par la méthode ou les méthodes les plus appropriées ne peut être assurée que par un broyage.

Vue la grosseur du tout-venant prélevé sur le site de Gara djebilet et qui atteint les 150mm, nous avons utilisé 03 stages de concassage.

Le concassage a été effectué, en utilisant trois concasseurs différents.

- Le concasseur primaire a été réalisé avec un concasseur à mâchoires de type Dragon (**Figure IV.1**), et nous a permis de réduire les morceaux de minerai jusqu'à 25 mm.

Le rapport de réduction ainsi calculé est : $150/25 = 5$; ce qui est dans les normes.

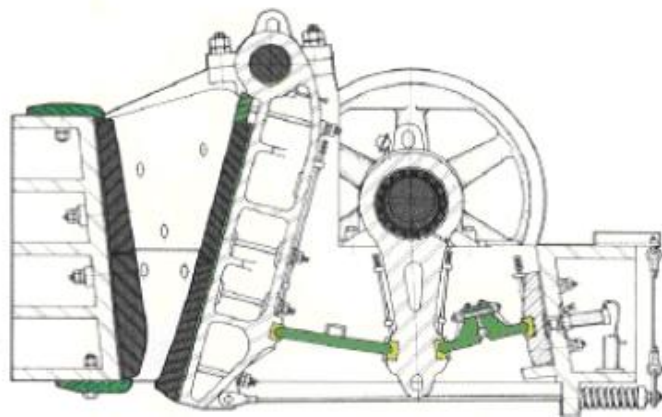


Figure IV.1 : Schéma d'un concasseur à mâchoires

- Le concassage secondaire a été réalisé en utilisant le concasseur giratoire de type DENVER (**Figure IV.2**), Il nous a permis de réduire le produit concassé, provenant du concasseur primaire jusqu'à 12.5 mm.



Ecrous permettant le réglage du degré de réduction

Figure IV.2 : Concasseur giratoire de type DENVER

- Le concassage tertiaire a été réalisé en utilisant le concasseur à mâchoires (**Figure IV.3**), pour réduire le produit provenant du concasseur giratoire pour obtenir un produit de 5 mm de diamètre.



Figure IV.3 : Concasseur à mâchoires

Observation :

1- S'agissant d'un minerai dur, nous avons délibérément utilisé 03 stages de concassage.

Le degré de concassage général $I = D_{\text{initial max}} / D_{\text{final max}} = 150 / 5 = 30$

$$I_g = \frac{D_i \text{ max}}{D_f \text{ max}} = 30$$

$(I_g)^{1/2} = 5.48 \implies$ En pratique, nous pouvons normalement le réaliser en deux stades de concassage, $I_1 = 6$ et $I_2 = 5$. Nous avons serré les écrous au maximum pour diminuer (réduire au maximum) la fente de déchargement du concasseur en agissant (serrage) sur les écrous de la (Figure IV.2). Malheureusement, un bourrage s'est produit, ce qui a engendré un blocage du moteur.

Note : Le dimensionnement des équipements est une nécessité absolue, lors de l'acquisition (surtout) du matériel de fragmentation et de transport du minerai (tels les convoyeurs à bande) et tout équipement mécanique. Dans le cas du concasseur giratoire que nous avons utilisé, nous avons remarqué que le moteur se bloque, puisqu'il ne supporte pas la charge ; il est sous-dimensionné

2- Le produit concassé est soumis au criblage de contrôle, avant le broyage ;

3. 2. Broyage

A l'instar du concassage, le broyage est une opération consistant à réduire un solide, jusqu'à la maille de libération ; La maille de libération d'un minéral est la taille à laquelle une particule de minerai est parfaitement libérée, c'est-à-dire constituée uniquement de l'espèce minérale à valoriser, ce qui nous permet d'augmenter sa surface spécifique et donc sa réactivité face aux différentes méthodes de séparation. Le broyage permet de réduire les grains jusqu'à la dimension exigée par la flottation.

Dans le cadre de ce projet, le broyage a été effectué à l'aide d'un broyeur à boulets du laboratoire de valorisation du département de génie Minier (ENP) (Figure IV.4). Ce dernier permet d'avoir, en fonction du temps de broyage, des granulométries allant jusqu'à moins de 80 microns.



Figure IV.4 : Broyeur à boulets

IV.3.2. L'échantillonnage

L'échantillonnage constitue une étape cruciale dans le processus de caractérisation d'un minerai. La méthodologie de l'échantillonnage est importante pour assurer la conformité. Il nous aide à avoir l'information la plus représentative possible sur le minerai à étudier afin d'obtenir un éventail d'échantillons représentatifs qui reflète toutes les caractéristiques physico-chimiques du minerai et cela en utilisant des méthodes manuelles ou bien des machines conçues spécialement à cet effet.

IV.3.2.1. Quartage

Opération de réduction d'un échantillon de minerai au cours de laquelle une quantité de matériau est mise sous forme de cône afin de l'homogénéiser au préalable ; puis m'étaler sous forme de galette et finalement le diviser en quartiers approximativement égaux dont on prélève deux quarts opposés, alors que les deux autres seront gardés comme échantillons témoins. On recommence la même procédure de fractionnement jusqu'à obtenir une quantité voulue. Voir Figures IV. 5 , 6 et 7.



Figure IV.5 : Quartage manuel étape 1



Figure IV.6 : Quartage manuel étape 2

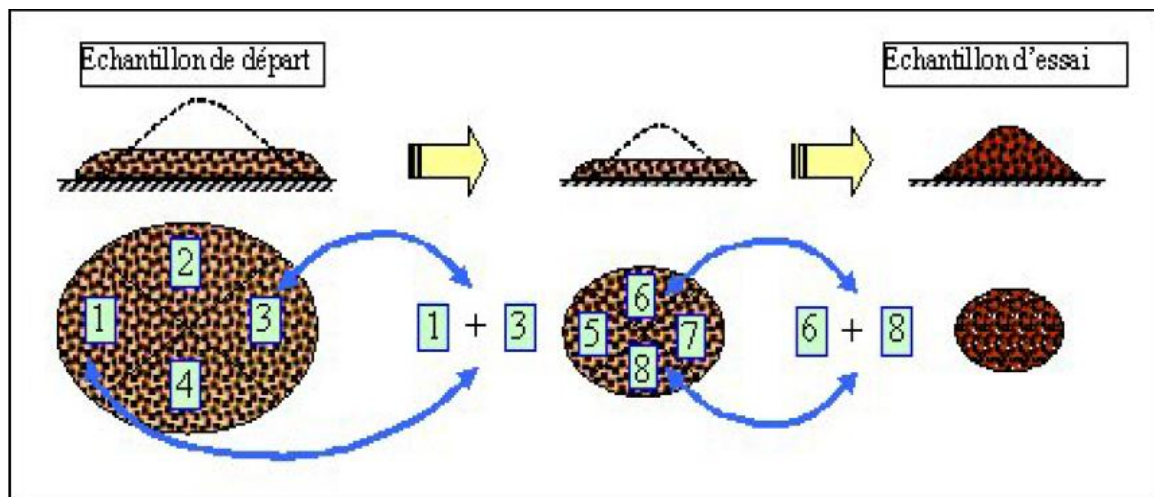


Figure IV.7: les différentes étapes de quartage.

IV.3.2. 2 Diviseur rotatif :

Il s'agit d'un instrument qui permet de diviser automatiquement l'échantillon en plusieurs parties représentatives. Son principe de fonctionnement est très simple ; on fixe les récipients sur les ouvertures (08 ouvertures) où le minerai s'y déposera. On introduit le minerai dans la goulotte d'alimentation soumise à des vibrations, dont l'intensité de vibration est réglable, transportant ainsi le minerai vers la couronne rotative à vitesse de rotation est variable. Les échantillons en nombre de huit (08) que nous avons récupéré au final dans les récipients des classes homogènes qu'on utilisera ultérieurement pour les différentes méthodes de séparation.

Voir Figure IV.8.

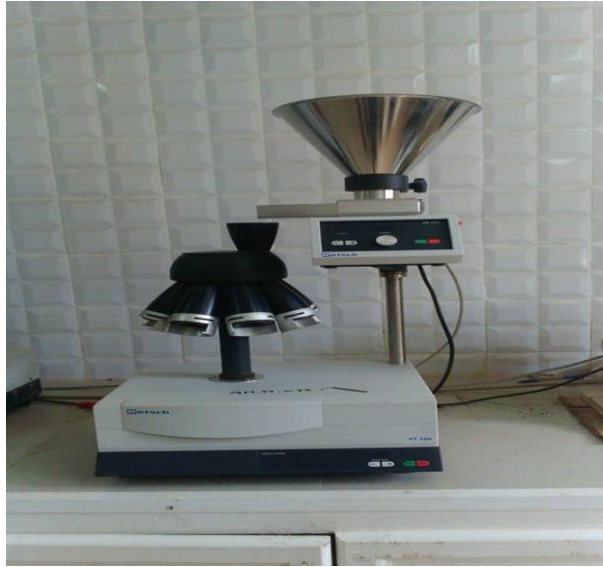


Figure IV.8 : Diviseur Rotatif

IV.4 Analyse granulométrique

Concernant la composition granulométrique du minerai, après les différents stades de fragmentations, on procède à l'analyse de tamisage. L'analyse granulométrique permet de déterminer la grosseur et les pourcentages pondéraux respectifs des différentes familles de grains appelées fractions granulométriques constituant les échantillons. Ces fractions sont constituées de particules dont la grosseur couvre un intervalle relativement restreint et diminue d'une fraction à l'autre. Il existe plusieurs méthodes d'analyse granulométrique. Parmi ces méthodes, la méthode de tamisage éventuellement utilisée dans notre présente étude permettra la récupération d'échantillons séparés en fonction de la taille des particules.

Le principe d'analyse consiste à classer les différents grains constituant l'échantillon en utilisant une série de tamis, emboîtés les uns sur les autres, dont les dimensions des ouvertures sont décroissantes du haut vers le bas. Le minerai étudié est placé en haut de la pile de tamis, ensuite les classements des grains s'obtiennent par la combinaison de mouvements vibratoires horizontaux ainsi que des secousses verticales de la colonne de tamis à l'aide d'une tamiseuse (Figure IV.9).



Figure IV.9 : Tamiseuse électrique de type **Retsch- AS 200**

IV.4.1 Principe

On emboîte les tamis les uns sur les autres, dans un ordre tel que la progression des ouvertures soit croissante du bas de la colonne vers le haut. Dans la partie inférieure, on dispose un fond étanche qui permettra de récupérer les fines. Un couvercle sera disposé en haut de la colonne afin d'éviter toute perte de matériau pendant le tamisage.

On appellera tamisât le poids du matériau passant à travers un tamis donné, et refus le poids du matériau retenu par ce même tamis.

Le tamisage a été réalisé par voie sèche à l'aide d'une tamiseuse électrique de type Retsch-AS200 (Figure IV.9), ou l'échantillon étudié est versé en haut de la colonne de tamis, Cette dernière entre en vibration à l'aide de la tamiseuse électrique. Le temps de tamisage varie avec le type de machine utilisé, mais il dépend également de la charge de matériau présente sur le tamis et son ouverture, dans notre essai il est fixé à 15 minutes.

I. 4.2. Choix des tamis

Le choix des tamis dépend de la relation suivante :

$$D_{inf} = D_{sup}/\sqrt{2}$$

Tel que : D_{sup} = le diamètre du premier tamis

D_{inf} = le diamètre du tamis suivant

En théorie, le tamis supérieur est choisi de telle sorte que le refus ne doit pas dépassé les cinq pour cent (5%) de l'alimentation.

Dans notre cas, s'agissant d'une pré-concentration, nous avons volontairement choisi le tamis de 3.15 mm qui génère un refus de 15%.

Note : le pas (module) 1.414 ($\sqrt{2}$), ne peut être respecté, puisque nous ne disposons pas de tous les tamis au laboratoire. A cette restriction, nous étions dans l'obligation de sélectionner les tamis les plus proches (module moyen égal à 1.46).

Le premier tamis a une ouverture de 3.15 mm, et donc la série des tamis qu'on utilisera sera dans ce cas :

Ouv1	Ouv2	Ouv3	Ouv4	Ouv5	Ouv6	Ouv7	Ouv8	Ouv9	Ouv10	Ouv11
3,15 mm	2,5 mm	1,25 mm	0,8 mm	0,63 mm	0,4 mm	0,315 mm	0,2 mm	0,16 mm	0,1 mm	0,08 mm

IV.4.3 Courbe granulométrique

Après chaque tamisage effectué, nous avons pesé le refus de chaque tamis. Les résultats de notre analyse sont présentés dans le tableau suivant :

Tableau IV.1 : Résultats d'analyse granulométrique d'un échantillon de minerai de fer de Gara Djebilet

Classe (mm)	D _{moy} (mm)	Refus (g)	Refus cumulés			
			Passants (g)	(g)	% Passants	% Refus
-3,15 + 2.15	2,81	1715	10965	1715	86%	14%
-2,15 + 1,60	02	3000	7965	4715	63%	37%
-1,60 + 1,25	1,41	1057	6908	5772	54%	46%
-1,25 + 0,80	01	1626	5282	7398	42%	58%
-0,80 + 0,63	0,71	1297	3985	8695	31%	69%
-0,63 + 0,40	0,50	453	3532	9148	28%	72%
-0,40 + 0,315	0,35	466	3066	9614	24%	76%
-0,315 + 0,20	0,25	1107	1959	10721	15%	85%
-0,200 + 0,160	0,18	1030	929	11751	7%	93%
-0,160 + 0,100	0,13	210	719	11961	6%	94%
-0,100 + 0,080	0,09	160	559	12121	4%	96%
-0,08 + 0.000	0,04	559	0	12680	0%	100%

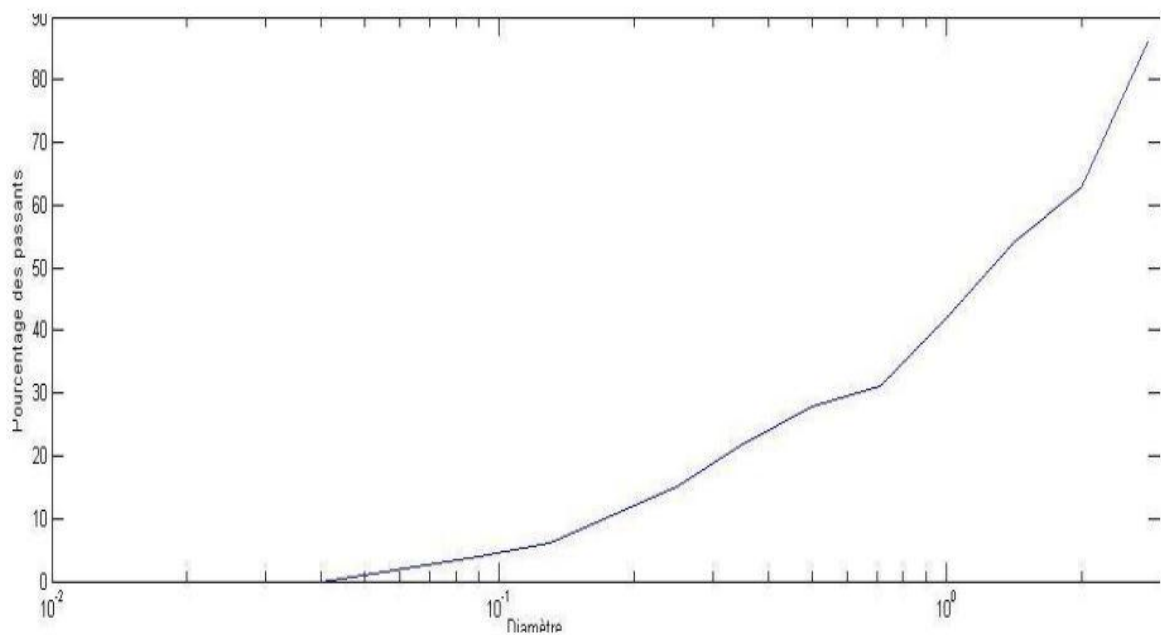


Figure IV.10 : *Courbe granulométrique des passants et du refus du minerai de fer en fonction des diamètres des tamis.*

IV. 4. 4 Interprétation

Pour connaître le comportement de notre minerai vis-à-vis de l'analyse granulométrique, il y a des coefficients qui nous permettent de déduire l'aspect granulométrique de notre échantillon (serré, étalé, peu de particules fine,...). Ces coefficients sont : Cu, Cc.

❖ **Le coefficient d'uniformité Cu :** qui représente en quelque sorte une caractérisation quantitative de l'étalement d'une courbe granulométrique, il peut être déterminé par la formule suivante :

$$Cu = \frac{D60}{D10}$$

Avec :

D60 : des particules pour lesquelles on a un pourcentage de passant cumulé égal à 60%.

D10 : diamètre des particules pour lesquelles, on a un pourcentage de passant cumulé égal à 10%.

D'après la valeur de Cu, la répartition des matériaux se fait en 5 classes :

- $Cu \leq 2$: granulométrie très serrée.
- $2 < Cu \leq 5$: granulométrie serrée.
- $5 < Cu \leq 20$: granulométrie semi étalée.

- $20 < Cu \leq 200$: granulométrie étalée.
- $200 < Cu$: granulométrie très étalée.

❖ **Coefficient de courbure Cc** : permet de quantifier la distribution des particules dans une courbe granulométrique, il est déterminé par la relation suivante :

$$Cc = \frac{(D_{30})^2}{D_{60} \cdot D_{10}}$$

Un matériau, comportant peu de particules fines, est généralement caractérisé par un coefficient de courbure supérieur à 1, alors qu'un matériau présentant une granulométrie étalée régulièrement aura un coefficient de courbure de 0.5 environ.

Pour notre échantillon et après calcul des différents diamètres on a trouvé les résultats suivant :

$$D_{60} = 2,25$$

$$D_{10} = 0,65$$

$$D_{30} = 0,3$$

Et donc :

$$Cu = 3,46$$

$$Cc = 0,06$$

L'analyse granulométrique nous a permis de déterminer la distribution des particules du minerai vis-à-vis des différentes classes granulométriques et d'après les coefficients qu'on a calculé on peut déduire que :

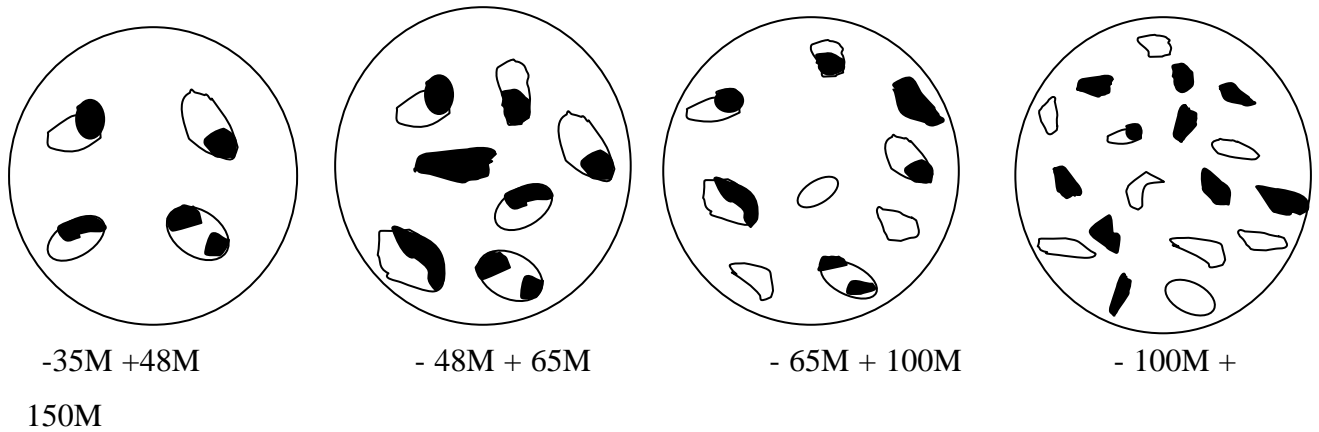
- L'échantillon du minerai de fer de Gara Djebilet est caractérisé par une granulométrie serrée et présente un pourcentage de particules fines moyen.

Détermination de la maille de libération

La notion de granulométrie s'applique lorsqu'un veut déterminer la maille de libération. Comment déterminer cette maille ?

Soit les échantillons des fractions granulométriques retenues sur une série de tamis au cours d'un tamisage. Ces échantillons de particules sont mélangés à une poudre de plastique. Les mélanges sont homogénéisés, puis chauffés et comprimés dans des moules, pour donner des cylindres de plastique transparents contenant les particules disséminées. La face supérieure des cylindres est polie soigneusement, puis analysée au microscope en lumière réfléchie (voir la

figure IV.11). Le diamètre moyen des particules appartenant à la fraction des plus grosses particules libérées représente la maille de libération.



On Remarque que pour la dernière tranche granulométrique (- 100M + 150m) la libération est à peu près complète, donc on peut calculer la maille de libération comme suit :

$$\text{Maille de libération} = \sqrt{0,100 * 0,150} = 0,122 \mu\text{m}$$

IV.5 LES METHODES DE VALORISATION UTILISEES

IV.5.1 Séparation magnétique

Quel que soit le procédé adopté, le but est de produire à partir des minerais de faibles teneurs, des concentrés de teneurs plus élevées ; mais la séparation magnétique est la technique la plus utilisée et la plus développée dans le traitement du minerai de fer.

Les procédés d'enrichissement comme ils sont décrits auparavant, sont basés principalement sur les propriétés spécifiques des minéraux (forme, densité, susceptibilité magnétique, propriétés de surface, etc.) et ce dans le but de produire des concentrés riches en métal.

L'enrichissement par séparation magnétique a été effectué au niveau du laboratoire minéralurgique du département de génie minier à l'école nationale polytechnique.

L'utilisation de cette méthode dans l'enrichissement de notre minerai de fer se résume en deux niveaux de séparation : après une préparation du produit par deux stades de concassage (gros par concasseur à mâchoire et fin par concasseur cône) et broyage à sec jusqu'à 80 microns avec une classification.

Le premier consiste en une séparation magnétique à haute intensité (SMHI), pour une récupération maximale de fer, par un séparateur à circuit conventionnel (électroaimant) dont l'intensité du champ est réglable, ce qui nous permettra (dans nos prochains essais) de choisir l'intensité nécessaire, sachant que le minerai à séparer est l'hématite à faible susceptibilité magnétique.

Le second niveau est une séparation magnétique à basse intensité (SMBI) : le premier niveau ne peut pas aboutir à un concentré définitif, et comme le produit est de l'hématite avec toute la gangue qui l'accompagne, la SMBI ne peut être efficace qu'avant de procéder à un grillage magnétisant préalable à 800°C du produit, afin de lui donner une susceptibilité magnétique élevée. De qui en résultera un concentré pur du minerai de fer, mais un rendement de séparation plus ou moins faible. Faute de temps on n'a pas pu effectuer cette étape de séparation. Nous avons juste utilisé la Séparation Magnétique à Haute Intensité (SMHI).



Figure IV.11: Séparateur magnétique à haute intensité

IV. 5. 1. 1. PRINCIPE ET CONDITIONS DE L'ESSAI DE SEPARATION

Après une série d'opérations de fragmentation du produit, une analyse granulométrique par tamisage est appliquée, afin de faire un tri des particules selon leurs dimensions et les classer en tranche granulométriques. L'objectif de nos essais est de déterminer la granulométrie optimale, et déceler à laquelle sera la maille de libération. L'appareillage utilisé est un Séparateur à électro-aimant de laboratoire, avec un champ magnétique à haute intensité

(Figure IV.11) créé par un circuit conventionnel (électroaimants), dont lequel traverse un courant électrique réglable de 0 à 15 ampères.

Le séparateur en description globale (Figure IV.11) est composé d'un rotor denté tournant entre les pièces polaires d'un circuit magnétique. Celui-ci comprend, dans sa conception de base, une culasse magnétique avec un noyau magnétique et une ou deux bobines d'électroaimant entourant ce dernier. Les pôles magnétiques ou pièces polaires, entre lesquelles tourne le rotor est soumis à une induction magnétique, de forme verticale. La séparation a lieu dans l'intervalle (entrefer) réglable situé entre les pièces polaires avant et le rotor formant un contre-pôle.

L'alimentation est faite sur le rotor à l'aide d'un alimentateur vibrant horizontal, entre le rotor et la pièce polaire avant. Les particules magnétiques adhèrent au rotor sous l'influence de la force magnétique et sont portées par la rotation dans une zone de champ magnétique faible où sont décollées par une brosse.

L'objectif de l'essai est de tester la possibilité de séparation des particules ferrifères de la gangue (silice, phosphate, magnésite...). Les principaux paramètres qu'on prendra en compte dans ces essais sont l'intensité du champ magnétique, l'ouverture du clapet et la granulométrie du produit à séparer (la vitesse de rotation du tambour étant constante) ;

- Le poids initial à introduire pour chaque essai est de 100 g.
- Les ouvertures de clapet qu'on a pris sont : 10 mm, 18mm, et 26mm.
- Les intensités de champ (H) à appliquer sont fixées à 5, 10 et 14 ampères.
- Vitesses de rotation (V) = **60** tr/min.
- Granulométrie du produit comporte toutes les tranches (3,15 mm >), ou chacune des tranches sera testées respectivement aux intensités et vitesses de rotation choisies.

Remarque

Les ouvertures du clapet correspondent à des angles suivants :

Ouverture 1(10 mm) = angle 36 °

Ouverture 2 (18 mm) = angle 41 °

Ouverture 3 (26 mm) = angle 48 °

IV. 5. 1. 2 Résultats Des Essais

Les tableaux et les graphes récapitulant les expériences faites dans cette partie sont représentés ci-après :

Tableau IV.2 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (3,15 mm - 2,5mm)

Ouvertures	Intensité (A)	Poids des éléments Magnétiques (g)			Poids des Non Magnétiques (g)			Pertes (g)			Rendement en poids (%)			Rendement moyen (%)
		Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	
10	5	49	42	36	51	58	62	0	0	2	49%	42%	36%	42%
	10	56	53	48	47	47	51	0	0	0	56%	53%	48%	52%
	14	55	53	51	44	47	48	1	0	1	55%	53%	51%	53%
18	5	16	12	7	84	88	91	0	0	2	16%	12%	7%	12%
	10	26	17	14	73	82	86	1	1	0	26%	17%	14%	19%
	14	26	21	19	74	79	81	0	0	0	26%	21%	19%	22%
26	5	1	1	1	99	99	99	0	0	0	1%	1%	1%	1%
	10	1	1	1	97	99	99	2	0	0	1%	1%	1%	1%
	14	4	2	1	95	98	99	1	0	0	4%	2%	1%	2%

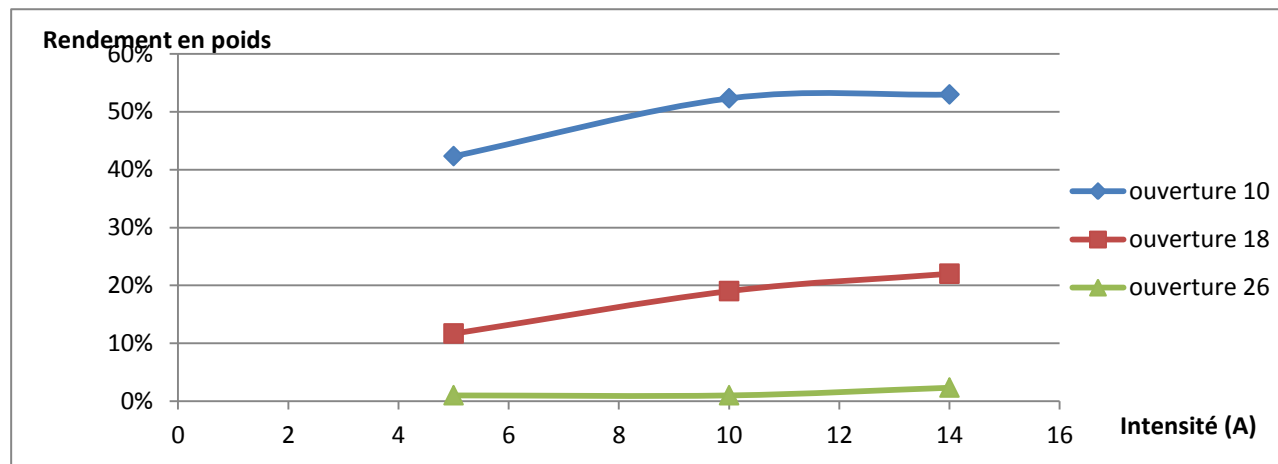


Figure IV.12 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (3.15 mm – 2.5 mm)

TableauIV.3 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (2.5 mm -1.6 mm) expérimentale

Ouvertures	Intensité (A)	Poids des éléments Magnétiques (g)			Poids des Non Magnétiques (g)			Pertes (g)			Rendement en poids (%)			Rendement moyen (%)
		Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	
10	5	43	56	53	56	44	47	1	0	0	43%	56%	53%	51%
	10	47	56	59	51	43	41	2	1	0	47%	56%	59%	54%
	14	55	55	57	45	44	43	0	1		55%	55%	57%	56%
18	5	34	22	26	65	78	74	1	0	0	34%	22%	26%	27%
	10	38	27	33	62	72	66	0	1	1	38%	27%	33%	33%
	14	36	33	37	64	67	63	0	0	0	36%	33%	37%	35%
26	5	6	1	1	94	99	99	0	0	0	6%	1%	1%	3%
	10	9	3	4	91	94	96	0	3	0	9%	3%	4%	5%
	14	13	7	4	87	93	95	0	0	1	13%	7%	4%	8%

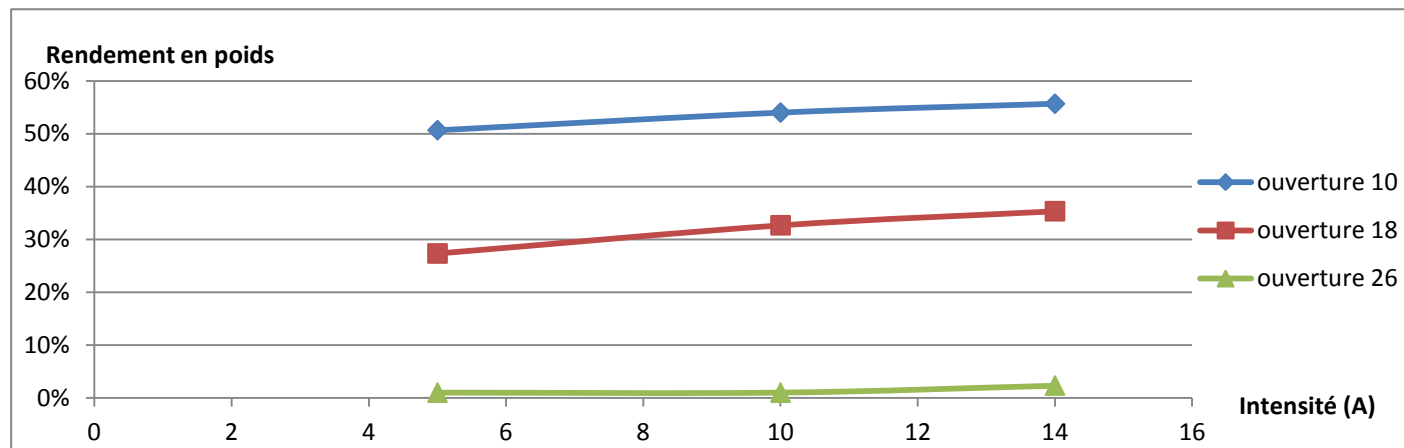


Figure IV.13 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (2,5 mm - 1,6 mm)

Tableau IV.4 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (1.6 mm -1.25 mm)

Ouvertures	Intensité (A)	Poids des éléments Magnétiques (g)			Poids des Non Magnétiques (g)			Pertes (g)			Rendement en poids (%)			Rendement moyen (%)
		Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	
10	5	49	52	49	50	48	50	1	0	1	49%	52%	49%	50%
	10	56	54	54	44	46	45	0	0	1	56%	54%	54%	55%
	14	54	56	54	46	43	45	0	1	1	54%	56%	54%	55%
18	5	28	28	30	72	72	69	0		1	28%	28%	30%	29%
	10	38	38	42	61	62	58	1	0	0	38%	38%	42%	39%
	14	42	43	36	57	56	54	1	1	0	42%	43%	36%	40%
26	5	1	1	1	96	99	98	3	0	1	1%	1%	1%	1%
	10	2	2	2	98	98	97	0	0	1	2%	2%	2%	2%
	14	1	1	2	99	98	98	0	1	0	1%	1%	2%	1%

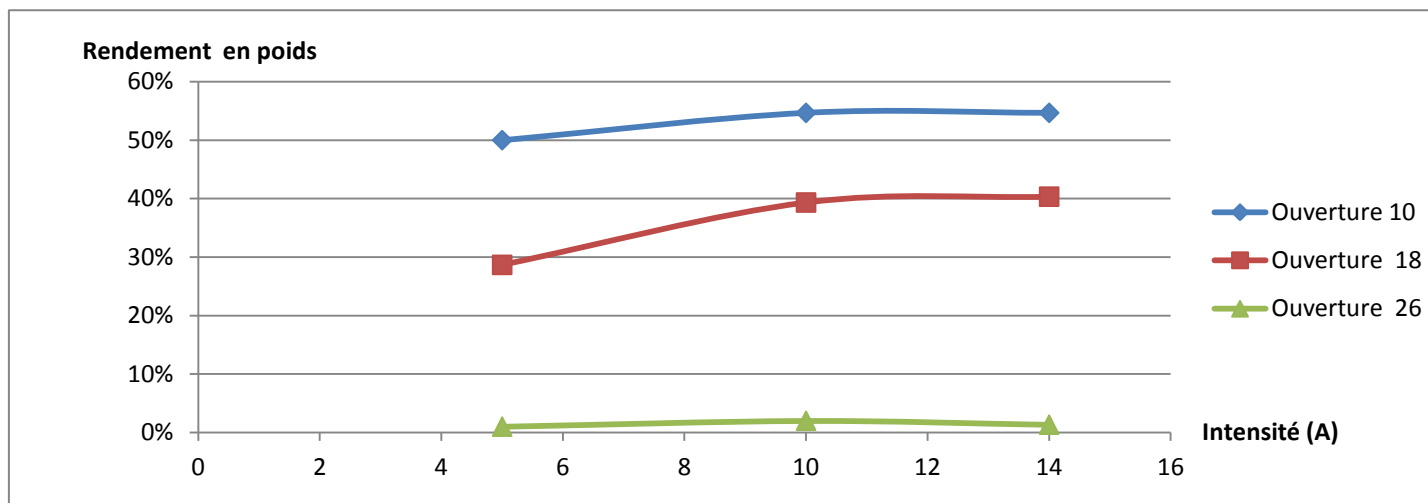


Figure IV.14 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (1,6 mm - 1,25 mm)

Tableau IV.5 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (1,25 mm - 0,8 mm)

Ouvertures	Intensité (A)	Poids des éléments Magnétiques (g)			Poids des Non Magnétiques (g)			Pertes (g)			Rendement en poids (%)			Rendement moyen (%)
		Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	
10	5	52	50	52	48	50	48	0	0	0	52%	50%	52%	51%
	10	54	53	53	46	46	47	0	1	0	54%	53%	53%	53%
	14	54	54	54	46	46	46	0	0	0	54%	54%	54%	54%
18	5	45	46	48	54	53	52	1	1	0	45%	46%	48%	46%
	10	50	50	50	50	50	49	0	0	1	50%	50%	50%	50%
	14	51	52	51	49	48	49	0	0		51%	52%	51%	51%
26	5	7	8	7	92	92	93	1	0	0	7%	8%	7%	7%
	10	15	14	12	84	85	88	1	1	0	15%	14%	12%	14%
	14	21	20	21	78	80	78	1	0	1	21%	20%	21%	21%

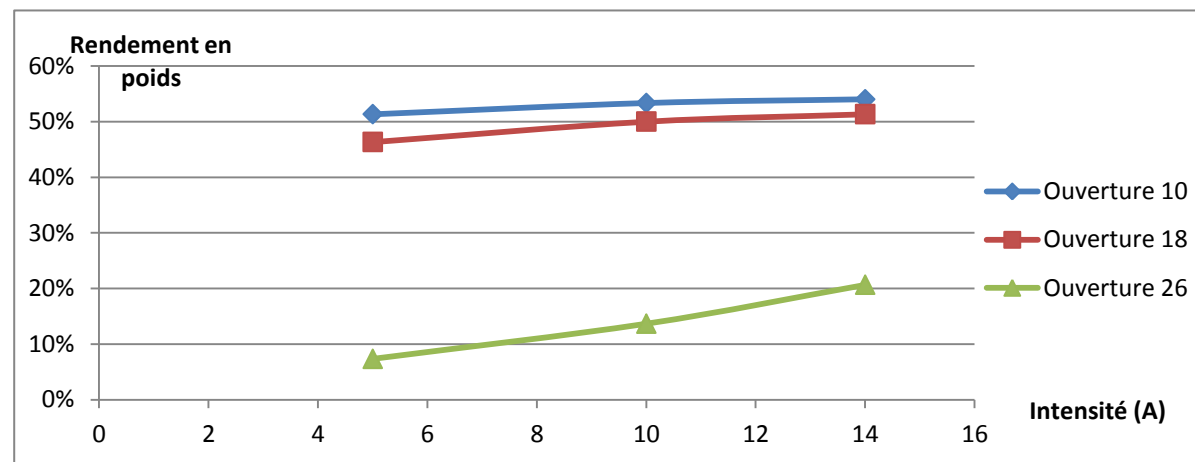


Figure IV.15 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (1,25 mm - 0,8 mm)

Tableau IV.6 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (0,8 mm - 0,630 mm)

Ouvertures	Intensité (A)	Poids des éléments Magnétiques (g)			Poids des Non Magnétiques (g)			Pertes (g)			Rendement en poids (%)			Rendement moyen (%)
		Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	
10	5	51	50	50	49	50	50	0	0	0	51%	50%	50%	50%
	10	52	51	51	48	49	49	0	0	0	52%	51%	51%	51%
	14	53	53	53	46	47	47	1	0	0	53%	53%	53%	53%
18	5	50	49	50	50	50	50	0	1	0	50%	49%	50%	50%
	10	51	51	50	49	49	49	0	0	1	51%	51%	50%	51%
	14	53	53	53	47	47	46	0	0	1	53%	53%	53%	53%
26	5	28	34	33	72	66	67	0	0	0	28%	34%	33%	32%
	10	38	42	43	61	57	56	1	1	1	38%	42%	43%	41%
	14	38	38	37	61	62	63	1	0	0	38%	38%	37%	38%

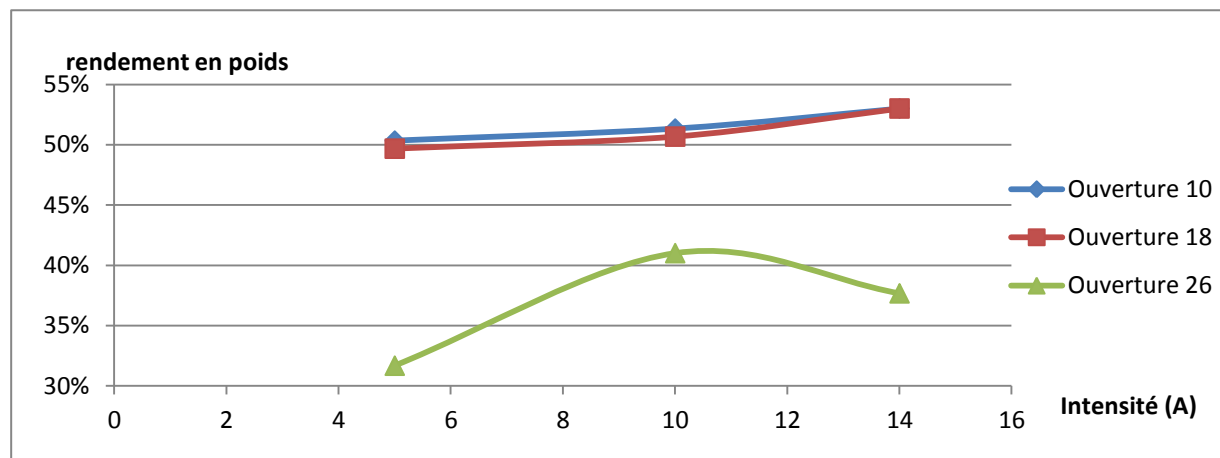


Figure IV.16 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (0,8 mm - 0,630 mm)

Tableau IV.7 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (0,630 mm - 0,4 mm)

Ouvertures	Intensité (A)	Poids des éléments Magnétiques (g)			Poids des Non Magnétiques (g)			Pertes (g)			Rendement en poids (%)			Rendement moyen (%)
		Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	
10	5	50	50	52	49	49	48	1	1	0	50%	50%	52%	51%
	10	53	51	54	47	48	46	0	1	0	53%	51%	54%	53%
	14	51	50	51	48	49	49	1	1	0	51%	50%	51%	51%
18	5	50	49	49	50	51	51	0	0	0	50%	49%	49%	49%
	10	51	52	51	49	47	49	0	1	0	51%	52%	51%	51%
	14	52	51	51	48	48	49	0	1	0	52%	51%	51%	51%
26	5	44	43	44	55	56	55	1	1	1	44%	43%	44%	44%
	10	48	48	50	51	51	50	1	1	0	48%	48%	50%	49%
	14	49	49	48	50	51	52	1	0	0	49%	49%	48%	49%

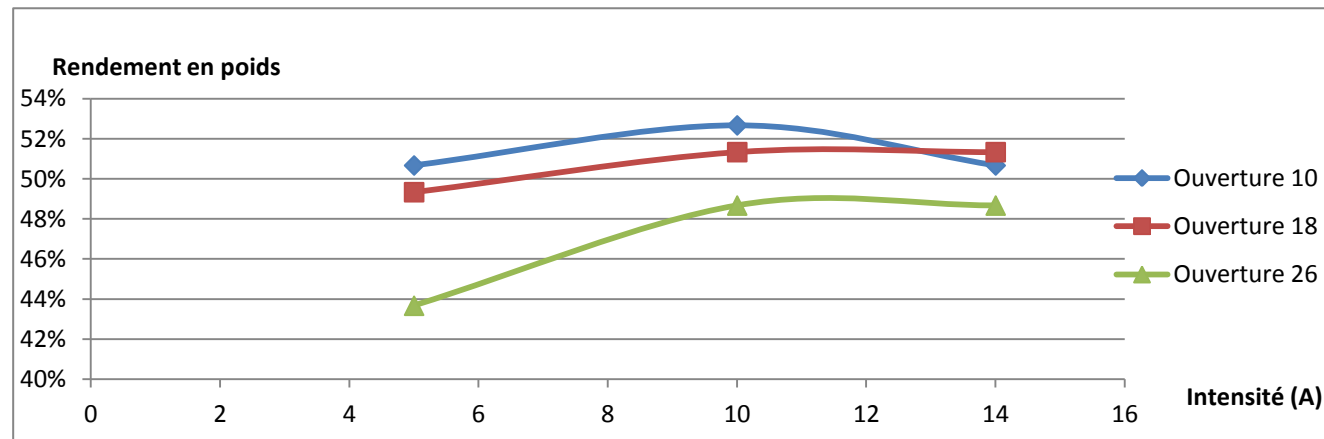


Figure IV.17 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (0,630 mm - 0,4 mm)

Tableau IV.8 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (0,4 mm - 0,315 mm)

Ouvertures	Intensité (A)	Poids des éléments Magnétiques (g)			Poids des Non Magnétiques (g)			Pertes (g)			Rendement en poids (%)			Rendement moyen (%)
		Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	
10	5	53	52	53	46	48	47	1	0	0	53%	52%	53%	53%
	10	54	55	53	46	44	47	0	1	0	54%	55%	53%	54%
	14	54	53	53	46	46	47	0	1	0	54%	53%	53%	53%
18	5	52	54	50	48	46	50	0	0	0	52%	54%	50%	52%
	10	53	54	53	46	45	46	1	1	1	53%	54%	53%	53%
	14	54	54	53	45	45	47	1	1	0	54%	54%	53%	54%
26	5	48	49	48	51	50	51	1	1	1	48%	49%	48%	48%
	10	52	53	52	48	46	47	0	1	1	52%	53%	52%	52%
	14	53	54	54	47	46	46	0	0	0	53%	54%	54%	54%

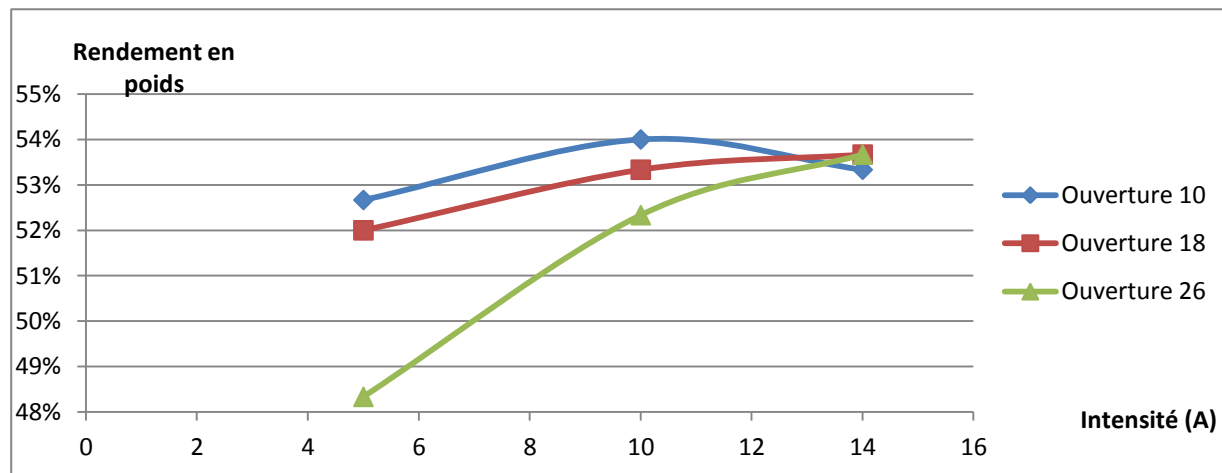


Figure IV.18 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (0,4 mm - 0,315 mm)

Tableau IV.9 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (0,315 mm - 0,2 mm)

Ouvertures	Intensité (A)	Poids des éléments Magnétiques (g)			Poids des Non Magnétiques (g)			Pertes (g)			Rendement en poids (%)			Rendement moyen (%)
		Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	
10	5	39	38	38	61	62	62	0	0	0	39%	38%	38%	38%
	10	43	42	42	57	58	57	0	0	1	43%	42%	42%	42%
	14	42	42	42	58	58	58	0	0	0	42%	42%	42%	42%
18	5	38	38	37	62	62	62	0	0	1	38%	38%	37%	38%
	10	41	41	42	58	58	58	1	1	0	41%	41%	42%	41%
	14	40	40	40	59	59	59	1	1	1	40%	40%	40%	40%
26	5	38	39	37	62	60	62	0	1	1	38%	39%	37%	38%
	10	39	42	42	60	58	58	1	0	0	39%	42%	42%	41%
	14	42	42	42	57	57	57	1	1	1	42%	42%	42%	42%

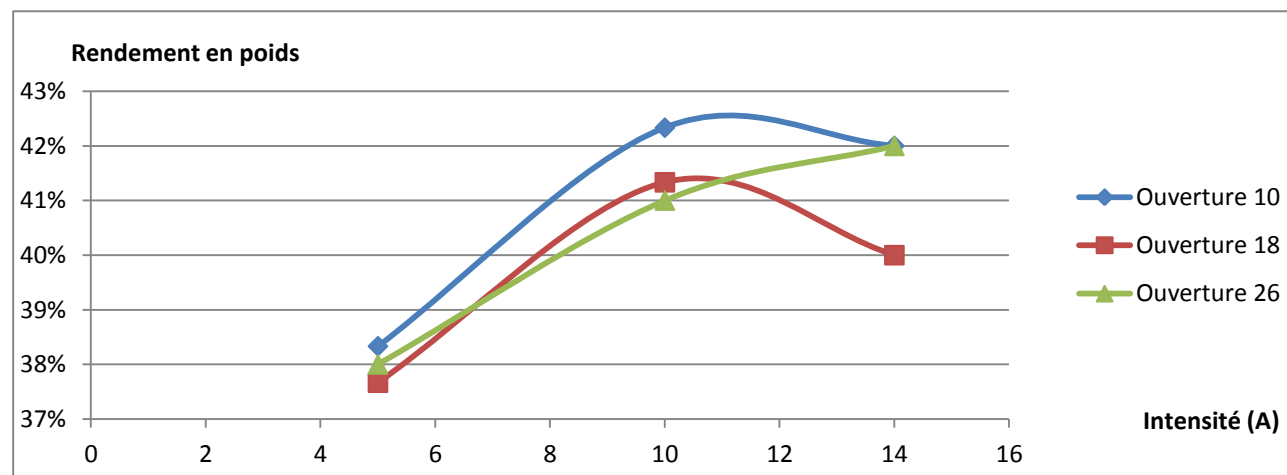


Figure IV.19 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (0,315 mm - 0,2 mm)

Tableau IV.10 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (0,2 mm - 0,160 mm)

Ouvertures	Intensité (A)	Poids des éléments Magnétiques (g)			Poids des Non Magnétiques (g)			Pertes (g)			Rendement en poids (%)			Rendement moyen (%)
		Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	
10	5	64	53	54	35	46	46	1	1	0	64%	53%	54%	57%
	10	68	69	65	31	31	33	1	0	2	68%	69%	65%	67%
	14	72	73	73	27	27	27	1	0	0	72%	73%	73%	73%
18	5	61	49	59	38	50	38	1	1	3	61%	49%	59%	56%
	10	65	60	66	35	37	34	0	3	0	65%	60%	66%	64%
	14	73	73	72	26	26	27	1	1	1	73%	73%	72%	73%
26	5	59	52	58	39	47	40	2	1	2	59%	52%	58%	56%
	10	67	62	66	31	37	32	2	1	2	67%	62%	66%	65%
	14	71	70	70	27	28	27	2	2	3	71%	70%	70%	70%

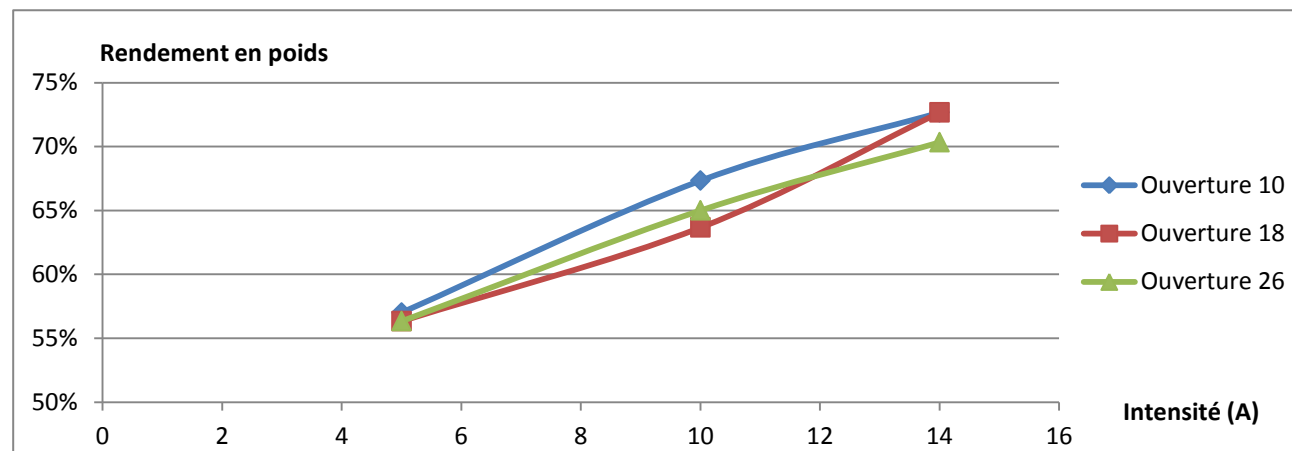


Figure IV.20 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (0,2 mm - 0,160 mm)

Tableau IV.11 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (0,160 mm - 0,100 mm)

Ouvertures	Intensité (A)	Poids des éléments Magnétiques (g)			Poids des Non Magnétiques (g)			Pertes (g)			Rendement en poids (%)			Rendement moyen (%)
		Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	
		10	5	64	53	54	35	46	46	1	1	0	64%	
	10	68	69	65	31	31	33	1	0	2	68%	69%	65%	67%
	14	72	73	73	27	27	27	1	0	0	72%	73%	73%	73%
18	5	61	49	59	38	50	38	1	1	3	61%	49%	59%	56%
	10	65	60	66	35	37	34	0	3	0	65%	60%	66%	64%
	14	73	73	72	26	26	27	1	1	1	73%	73%	72%	73%
26	5	59	52	58	39	47	40	2	1	2	59%	52%	58%	56%
	10	67	62	66	31	37	32	2	1	2	67%	62%	66%	65%
	14	71	70	70	27	28	27	2	2	3	71%	70%	70%	70%

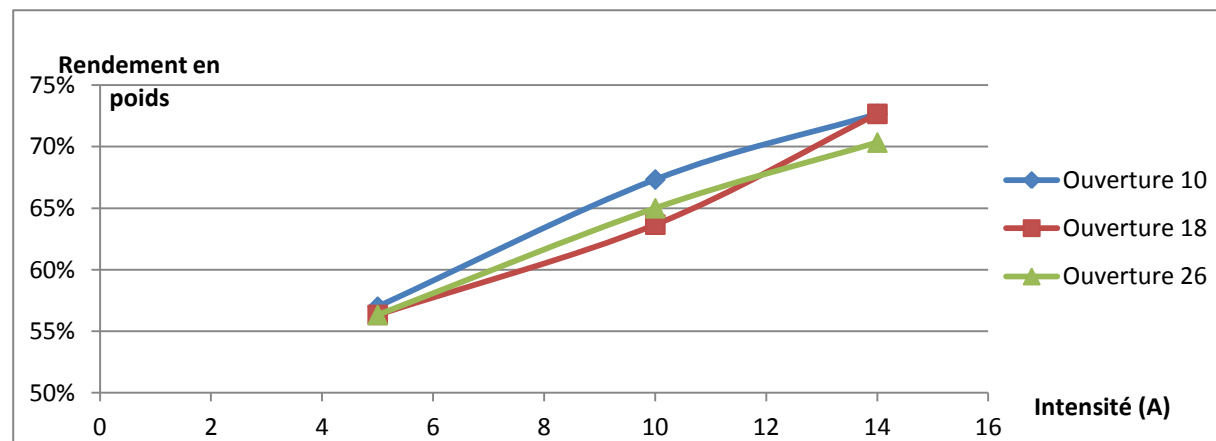


Figure IV.21 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (0,160 mm - 0,100 mm)

Tableau IV.12 : Résultats d'essai de SMHI des minerais de fer de Gara Djebilet Classe des échantillons (0,1 mm - 0,08 mm)

Ouvertures	Intensité (A)	Poids des éléments Magnétiques (g)			Poids des Non Magnétiques (g)			Pertes (g)			Rendement en poids (%)			Rendement moyen (%)
		Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	Ech 1	Ech 2	Ech 3	
10	5	93	92	93	7	8	7	0	0	0	93%	92%	93%	93%
	10	95	96	95	5	4	4	0	0	1	95%	96%	95%	95%
	14	96	96	96	4	4	3	0	0	1	96%	96%	96%	96%
18	5	92	91	91	7	8	9	1	1	0	92%	91%	91%	91%
	10	95	95	96	4	4	3	1	1	1	95%	95%	96%	95%
	14	96	97	96	3	2	4	1	1	0	96%	97%	96%	96%
26	5	89	90	90	10	9	10	1	1	0	89%	90%	90%	90%
	10	94	96	94	6	3	5	0	1	1	94%	96%	94%	95%
	14	95	96	95	4	3	4	1	1	1	95%	96%	95%	95%

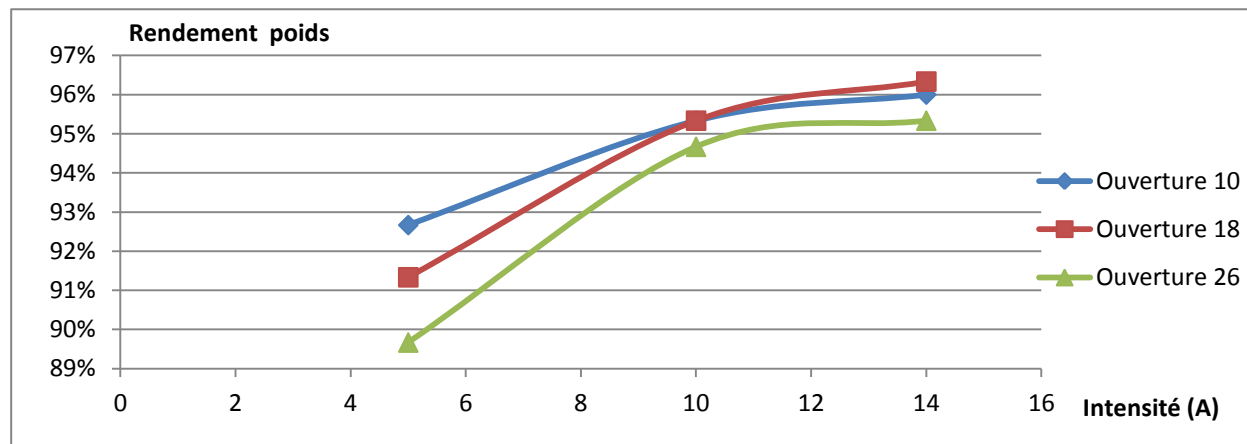


Figure IV.22 : Représentation graphique après séparation magnétique Classe des échantillons (0,1 mm - 0,08 m)

Remarque

Pour l'interprétation de ces résultats, il y'a lieu de signaler le manque de moyens de caractérisation de nos échantillons, car les analyses sont coûteuses et ne peuvent être prises en charge par le département. Ce qui nous oblige à adopter une approche qui consiste en un calcul du rendement poids et à la différence de couleur entre le produit magnétique et celui non magnétique.

Sachant que ces deux paramètres utilisés ne sont pas fiables pour apprécier la qualité de notre concentré en termes d'impuretés, ils nous permettent toutefois d'avoir une idée sur la classe granulométrique qui pourrait être la maille de libération de notre minerai.

IV. 5.1.3. Interprétation des Résultats :

D'après les résultats obtenus par séparation magnétique à haute intensité (SMHI), on a constaté ce qui suit :

- Influence de l'intensité

En ce qui concerne les intensités du courant on a remarqué que l'utilisation de I=5 A nous donne moins de résultats que les deux autres intensités, alors que ces deux dernières nous donne pratiquement les mêmes rendements poids, ce qui nous pousse à utiliser le I=10 A au lieu de I=14 A pour une question d'économie d'énergie.

- Influence de l'ouverture du clapet

En ce qui concerne les ouvertures du clapet on a remarqué que l'utilisation de l'ouverture la plus serrée (10 mm) nous donne un rendement poids plus important que les autres, seulement d'après la couleur du produit magnétique on trouve des impuretés (grains de couleur blanche) qui ne sont pas de la couleur du fer.

Pour l'ouverture la plus grande (26 mm) on a constaté qu'on obtient un rendement poids très faible par rapport aux deux autres ouvertures, or la couleur du produit magnétique est très similaire à celle du fer qui est brunâtre,

L'ouverture moyenne (18 mm) nous donne un certain équilibre entre rendement poids et couleur pur du produit magnétique

Suite aux différents essais préliminaires et aux différents, nous avons choisi comme paramètres, l'intensité I = 10 Ampères et l'ouverture de 18 mm pour toutes les tranches granulométriques.

Le minerai de Gara Djebilet testé sur diverses fractions granulométriques a donné les résultats ci-dessus :

- Pour la tranche granulométrique (-3.15 +2.5, - 2.5 +1.6, et -1.6 +1.25) mm, nous remarquons que les couleurs sont les mêmes pour les produits magnétiques et non magnétiques ; Ceci est dû à la non libération complète du minéral de valeur. à savoir le fer.

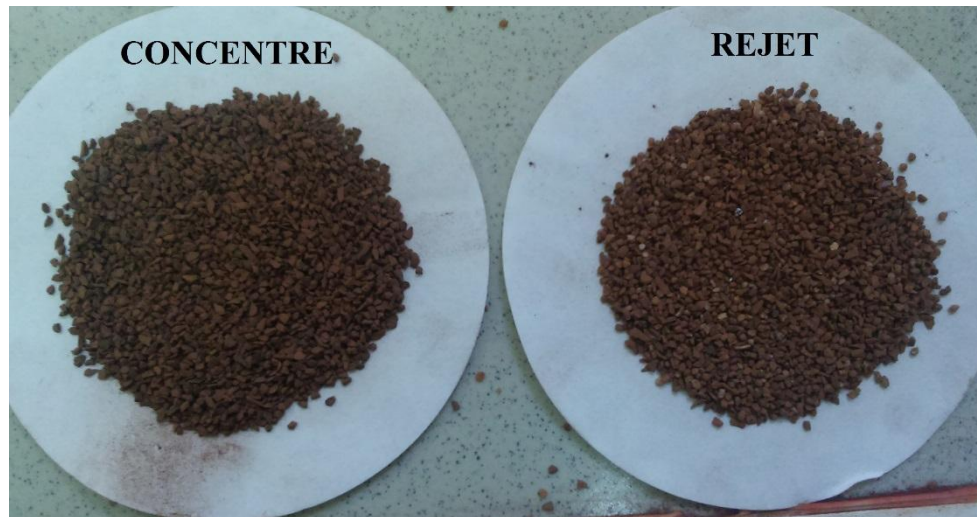


Figure IV.23 : Différence de couleur entre le concentré et le rejet, pour une séparation magnétique (1.6-1.25 mm)

- Pour les tranches granulométriques (+1.25 - 0.8; -0.8 + 0.63 ; - 0.630 + 0.400 ; - 0.400 + 0.315 ; - 0.315 + 0.200 ; - 0.200 + 0.160 ; -0.160 + 0.100) mm, la différence de couleur est remarquable par rapport à la précédente. On souligne aussi que dans le rejet la présence de quelques grains de couleur blanche brillant à la lumière pourrait représenter de la silice. Figure IV.24



Figure IV.24 : Différence de couleur entre le concentré et le rejet, pour une séparation magnétique (0.8- 0.5 mm)

- Pour la tranche granulométrique $(-0.100 +0.080)$ mm, nous remarquons que nous avons atteint un rendement poids maximal qui est de l'ordre de 95% ce qui est très significatif. Donc on peut dire que les résultats sont très satisfaisants et que la maille de libération du minerai a été atteinte.
Sur la Figure IV.25, nous voyons clairement la différence de couleur qui existe entre le produit magnétique (concentré) et le produit non magnétique (rejet).

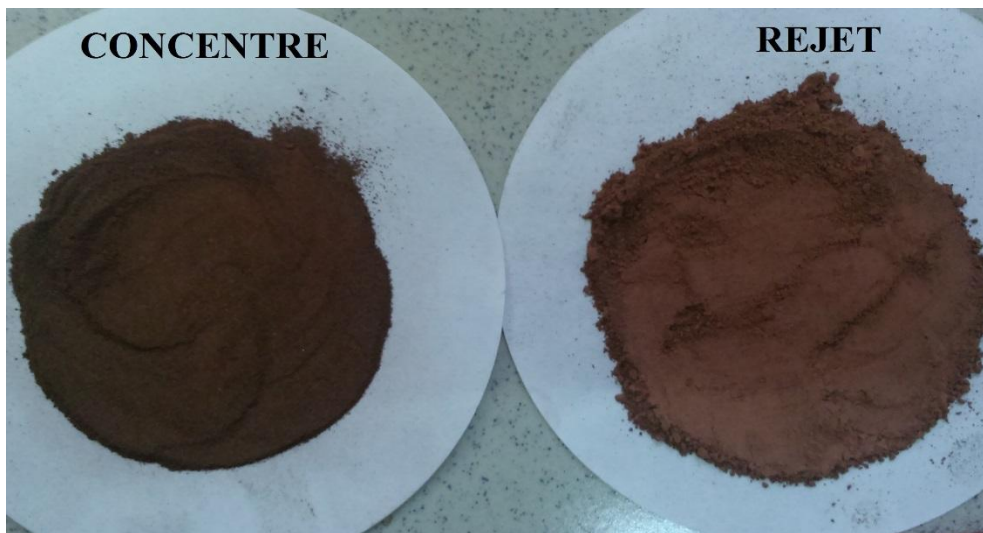


Figure IV.25 : Différence de couleur entre le concentré et le rejet, pour une séparation magnétique (-0.8 +0.5 mm)

- Pour vérification des résultats trouvés, nous avons pris une quantité de 200 g de chaque tranche granulométrique, que nous avons échantillonné par diviseur rotatif. Après cette dernière étape nous avons pris un des échantillons (toutes classes granulométriques confondues), et on l'a fait passer au séparateur magnétique.

Ceci fait nous confirmons que la classe granulométrique (-0.1 +0.08 mm) est la dimension à laquelle la séparation magnétique nous donne un rendement de poids massique optimal. Tableau IV.13 et Figure IV.26

Tableau IV.13 : Rendement poids des différentes classes granulométriques par séparation magnétique

Classe	Poids Récupéré (g)	%
3,15	1	0,4%
2,5	15	6,1%
1,6	25	10,2%
1,25	26	10,6%
0,8	24	9,8%
0,5	24	9,8%
0,4	22	9,0%
0,315	21	8,6%
0,2	24	9,8%
0,1	25	10,2%
0,08	35	14,3%

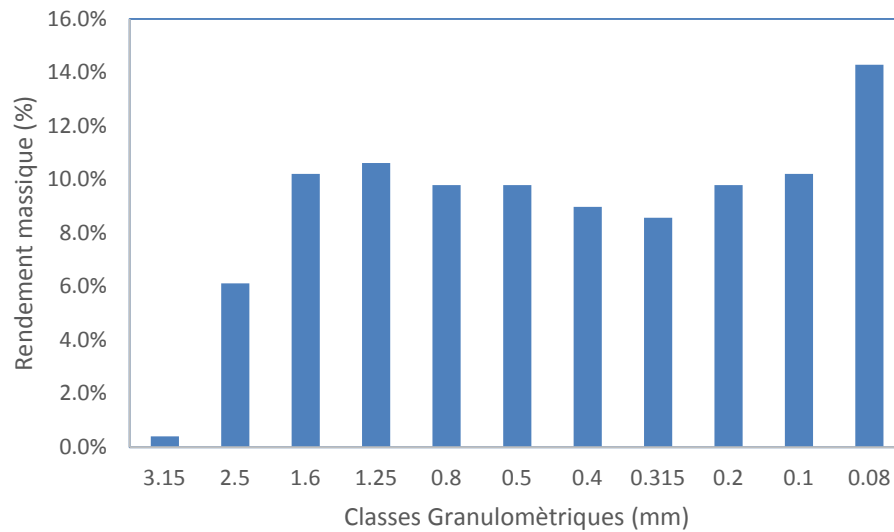


Figure IV.26 : Histogramme des Rendement poids de la séparation magnétique selon la classe granulométrique.

D'après les **Figures IV.23, IV.24 et IV.25** nous remarquons que les impuretés demeurent encore dans le produit magnétique ; ces impuretés sont de couleurs différentes de celle du fer (Blanche, grains brillants), qui pourrait faire l'objet d'un sujet pour une prochaine séparation plus avancé (flottation par exemple) dans le but de se débarrasser de la gangue toujours présente dans le concentré.

IV.5. 2 Séparation gravimétrique

IV.5. 2. 1. Table à secousse

Les tables à secousses sont basées sur l'action de percolation interstitielle à travers un lit de particules en écoulement sur un plan incliné. Les particules de masse volumique élevée ont tendance à traverser le lit pour former une couche de particules inférieure qui s'écoule lentement le long du plan incliné. La couche supérieure qui est composée des particules de faible masse volumique s'écoule plus rapidement puisque ces particules sont facilement entraînées par le courant liquide et ne subissent pas la friction occasionnée par la surface inclinée.

L'action de secousses horizontales combinée à celle de l'action de la nappe pelliculaire fluente contribue aussi à obtenir la stratification désirée. Grâce à la force de cisaillement

qu'elles engendrent, les secousses contribuent principalement à produire le vide intergranulaire nécessaire au mouvement des particules. On a utilisé une table à secousses de type KHD Humboldt Wedag. Il s'agit d'une Labor-Schnellstoßherd MN 936/3 (Figure IV.27)

D'une façon générale, les équipements de concentration gravimétrique séparent efficacement les particules dont la taille se situe à l'intérieur d'une gamme restreinte. Pour cette raison, il est nécessaire de procéder à une classification du minerai avant d'effectuer la séparation par concentration gravimétrique. La concentration gravimétrique sépare alors les particules en fonction de la masse volumique et s'applique en fonction de la différence des masses volumiques des matériaux. En effet, il est possible d'estimer l'applicabilité d'une telle approche à l'aide de la formule suivante :

$$C_T = \frac{(\rho_L - \rho_f)}{(\rho_l - \rho_f)}$$

Où

C_T : Critère de Taggart.

ρ_L : représente la masse volumique de la phase solide lourde,

ρ_l : la masse volumique de la phase solide légère et,

ρ_f : la masse volumique du fluide.

La valeur du critère de concentration (critère de TAGGART) indique l'applicabilité de la concentration gravimétrique en fonction de la taille des particules (Tableau 06)

Tableau IV.14 : Critère de concentration gravimétrique en fonction de la taille des particules.

Ct	Possibilité de la séparation
> 2,5	<i>Séparation facile</i>
1,50 < Ct < 1,75	<i>Séparation n'est possible que pour les particules de dimensions supérieures à 0.2 mm</i>
1,25 < Ct < 1,50	<i>Séparation n'est possible que pour les particules de dimensions supérieures à 1.65 mm</i>
< 1,25	<i>Séparation impossible</i>

Dans notre cas le critère de Taggart est comme suit :

$$(\rho_{\text{Fe}_2\text{O}_3} - \rho_f) (5.2 - 1)$$

$$(\rho_{\text{CaO}} - \rho_f) (2.71 - 1)$$

$$\text{CT} = 2.39$$

Selon le résultat de calcul du critère de Taggart, la séparation gravimétrique est considérée comme efficace jusqu'à 100 μ .



Figure IV.27 : Table à secousse

IV.5.2.2. Principe

Cet essai consiste à mettre une masse du minerai (250 g pour chaque essai) dans la boîte d'alimentation puis on introduit un débit d'eau considérable pour avoir un arrosage suffisant pour bien couvrir toute la table, et enfin on récupérera les produits arrivants pour chaque zone.

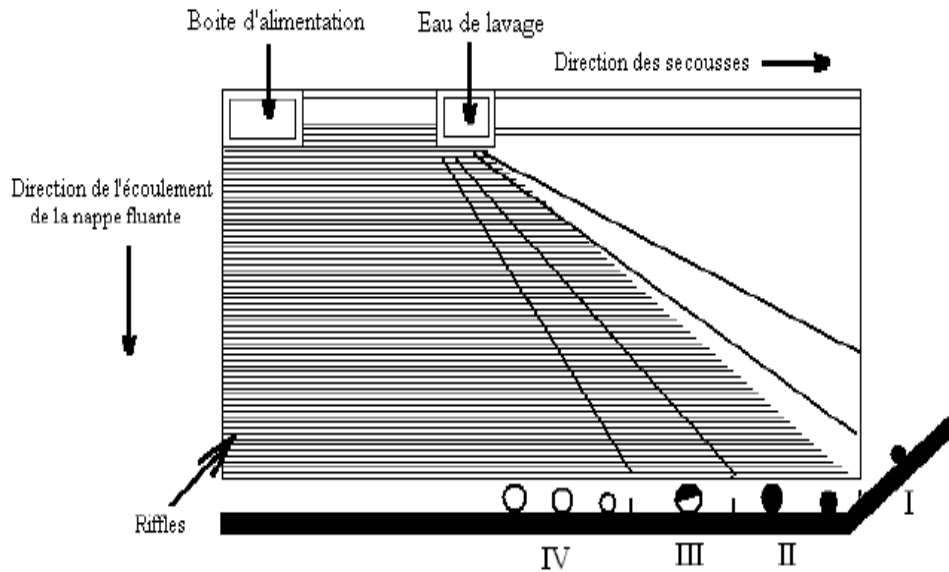
Après avoir fixé un débit d'eau de 2.3 l/min, on a varié les paramètres suivants :

- Les pentes ; pente 01 (1.5°), pente 02 (4°), et pente 03 (5.5°).
- Les tranches granulométriques : 3.15-2.5 mm ; 2.5-1.25 mm ; 1.25-0.800 mm ; 0.800-0.630 mm ; 0.630-0.400 mm ; 0.400-0.315mm.
- Le but était de trouver les meilleures combinaisons (pente-classe granulométrique) qui nous permettraient d'avoir une bonne répartition de minerai sur la table et donc une meilleure récupération du concentré.

Après avoir effectué quelques essais en utilisant l'eau seulement, on a constaté que les

zones 01 et 04 ne reçoivent qu'une petite quantité du minerai, alors on a envisagé de considérer que le concentrés sera récupérer dans la zone 01+02 et le rejet sera récupérer dans la zone 03+04

En principe, le minerais le plus riche en fer doit être récupérer dans la zone 01+02, tandis que le minerais le moins riche c-à-d celui pauvre en matière utile sera récupéré



Disposition des particules suivant leur densité

dans les zones 03 + 04.

Figure IV. 28 : Schéma d'une table à secousses

IV.5. 2. 3 Résultats

Les résultats de nos essais de séparation par gravimétrie obtenus sont résumés dans le

Tableau IV.15 : Résultats de la séparation gravimétrique en rendement poids.

CLASSE (mm)	Pente	zone1+2 (concentré en g)	zone 3+4 (rejet en g)	Perte (en g)	Rendement poids (en %)
-3,15 + 2,5	pente 1 = 1,5°	233	10	7	93%
	pente 2 =4°	160	82	8	64%
	pente 3 = 5,5°	96	150	4	38%
-2,5 +1,25	pente 1 = 1,5°	232	0	18	93%
	pente 2 =4°	204	24	22	82%
	pente 3 = 5,5°	89	142	19	36%
-1,25 + 0,8	pente 1 = 1,5°	235	0	15	94%
	pente 2 =4°	151	86	13	60%
	pente 3 = 5,5°	0	238	12	0%
-0,8 + 0,63	pente 1 = 1,5°	237	0	13	95%
	pente 2 =4°	95	144	11	38%
	pente 3 = 5,5°	4	234	12	2%
0,63 + 0,4	pente 1 = 1,5°	234	0	16	94%
	pente 2 =4°	29	200	21	12%
	pente 3 = 5,5°	5	228	17	2%
-0,4 +0,315	pente 1 = 1,5°	231	0	19	92%
	pente 2 =4°	17	211	22	7%
	pente 3 = 5,5°	12	222	16	5%

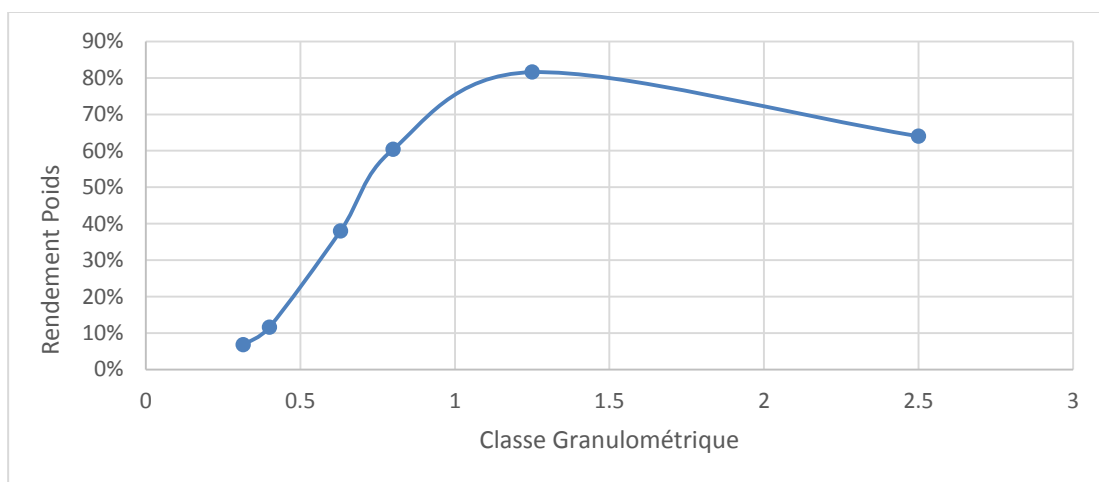


Figure IV.28 : Résultats de la séparation gravimétrique par nappe pelliculaire fluente : Rendement poids en fonction des classes granulométriques.

Remarque :

Pour l'interprétation de ces résultats ; faute du manque de moyens d'analyse de nos échantillons qui nous auraient permis de juger notre minerai après séparation gravimétrique en terme de teneur ; nous allons nous fier au rendement poids et à la différence de couleur entre le produit dense et moins dense.

Sachant que ces deux paramètres utilisés ne sont pas fiables pour juger la qualité de notre minerai en termes de pureté ; mais nous permettent d'avoir une idée sur la classe granulométrique qui pourrait être la maille de libération de notre minerai.

IV.5. 2.4 Interprétation et résultats

D'après les résultats de séparation gravimétrique obtenus, on a constaté ce qui suit :

Les pentes :

- Pente1= 1.5° : En ce qui concerne cette pente on a remarqué que le rendement poids du concentré est assez important par rapport aux deux autres ; mais en terme de couleur on notera que celle du concentré n'est pas très différente de celle du rejet. (**Figure IV.29**)



Figure IV.29 : Résultats de la séparation gravimétrique avec la pente 1.

- Pente2=4° : En ce qui concerne cette pente on a remarqué que le rendement poids du concentré est assez considérable et qu'en terme de couleur on notera une différence assez visible.
- Pente3= 5.5° : En ce qui concerne cette pente on a remarqué que le rendement poids du concentré est médiocre ; mais en terme de couleur on distingue celle du concentré ; qui est assez sombre ; par rapport à celle du rejet (**Figure IV.30**)

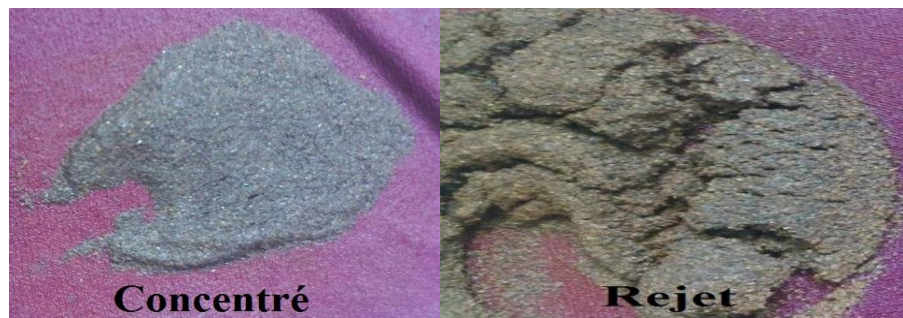


Figure IV.30 : Résultats de la séparation gravimétrique.

*Pour une question d'équilibre entre rendement poids et couleur du concentré ; on jugera nos résultats en prenant la pente n° 2

En variant les classes granulométriques on a constaté que le rendement poids augmente de 64% pour la classe $-3,15 + 2.5$ mm pour atteindre la valeur maximale de 82% pour la classe $- 2,5 + 1.25$ mm, puis ça diminue régulièrement en fonction des tranches granulométriques jusqu'à 07% pour la classe $-0,400 + 0.315$ mm.

On a fait quelques essais au-delà de $- 0.315$ mm et le rendement poids a été nul ; cela est dû à la finesse Des particules qui ont été facilement emporté par l'eau.

- Pour les tranches granulométriques ($-0.630 + 0.400$ mm et $- 0.400 + 0.315$ mm) on a constaté un rendement poids médiocre de l'ordre de 12 et 7% successivement, A la fin de l'opération, on a constaté que les riffles de la table ont piégé beaucoup de particules dont la couleur était brunâtre, ce qui correspond à la couleur du fer mais qui n'a pas pu être déplacé vers la zone de récupération. Notant aussi que la différence de couleur n'était pas vraiment remarquable, donc on en déduit que ces tranches granulométriques sont loin d'être efficace pour le traitement de notre minerai.
- Pour les tranches $-3.15 + 2.5$ mm et $-2.5 + 1.25$ mm le rendement poids est assez important de l'ordre de 64, 82 % respectivement, mais nous constatons que la différence de couleur n'est pas à prendre en considération, donc il n'y a pas eu de séparation entre le minerai de fer et les autres particules de gangue. **Figure IV -**

31

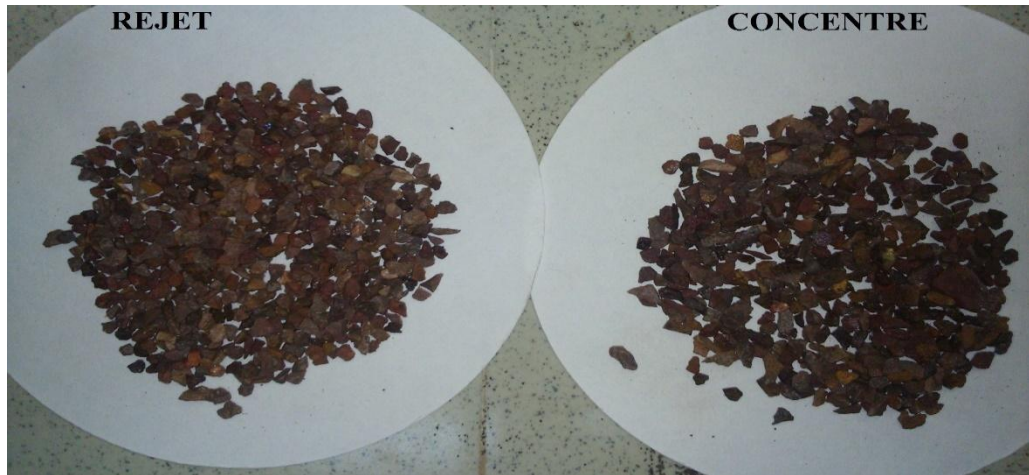


Figure IV - 31 : Différence de couleur entre le concentré et le rejet de la séparation gravimétrique pour les classes 3.15-2.5 mm et 2.5-1.25 mm.

- On a constaté aussi que la tranche granulométrique $-0.800 + 0.630$ mm donne un rendement Poids considérable (de l'ordre de 38%) avec une différence bien distincte de couleur, seulement il reste toujours des impuretés de couleurs différentes de celle du fer (Blanche, Jaune)(**Figure IV.32**) qui pourrait être un sujet pour une prochaine séparation plus avancé (flottation par exemple) dans le but de se débarrasser de la gangue toujours existante dans notre résultat.

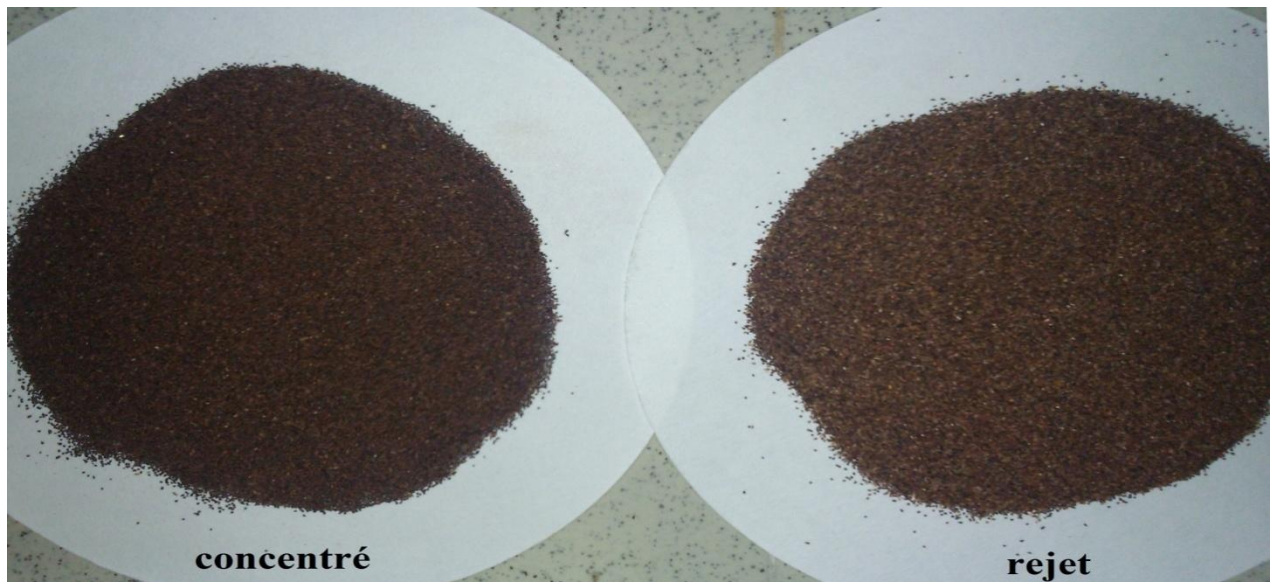


Figure IV.32 : Différence de couleur entre le concentré et le rejet de la séparation gravimétrique pour la classe 0.800-0.630 mm.

IV.5.3 Flottation

IV.5.3.1 Introduction

La flottation est l'une des méthodes de séparation la plus répandue dans l'industrie d'enrichissement grâce aux taux de récupération élevés et la limite d'utilisation du procédé de séparation par gravité.

On va essayer dans cette partie d'enrichir le minerai de fer de Gara Djebilet en séparant l'Hématite (notre concentré) de la gangue (silice, phosphate...)

les particules minérales doivent être suffisamment libérées de la gangue avec lesquelles elles sont associées doit subir une phase de préparation mécanique avant d'entamer la flottation. Il doit être concassé et broyé à différentes fractions granulométriques ($< 250 \mu\text{m}$), pour pouvoir comparer et choisir la classe granulométrique favorable pour l'optimisation du procédé de flottation.

IV.5.3.2. Préparation des échantillons

Le concassage :

L'opération de concassage est assurée par un concasseur à cône giratoire de type DENVER (Figure IV.3).

Un deuxième concassage a été employé (concassage secondaire) en utilisant un concasseur à cylindre (**Figure IV.33**).



Figure IV.33 : concasseur à cylindre.

Le broyage

Après concassage, le minerai est soumis à un broyage en utilisant le broyeur planétaire à billes de type Retsch PM-100 (**Figure IV.34**).

Ce broyeur automatique est muni d'un afficheur qui nous permet de régler la vitesse à 300 Tr/min et de définir le temps de broyage égal à 10min, de telle façon à obtenir un produit fin.



Figure IV.34 : Broyeur à billes de type Retsch PM-100.

L'échantillonnage (Division)

Le minerai broyé est introduit dans un diviseur rotatif de type Retsch PT-100 (Figure IV.8), afin de le partager en 4 échantillons homogènes et représentatifs du minerai. Parmi ces échantillons on garde un seul comme échantillon réserve ou témoin, alors que les trois restants vont subir un broyage spécifique.

Classification :

Afin de procéder à des essais de flottations, il faut d'abord atteindre la meilleure maille de libération qui permet d'avoir le concentré le plus riche en matière utile dans notre cas de l'hématite.

Pour cela on a choisi les classes granulométriques suivantes : 80 μ m ; 160 μ m et 250 μ m qui seront l'objet de nos essais de flottations. Et pour avoir ces trois classes nous avons fait passer notre minerai dans la tamiseuse on utilisant juste les trois tamis (250 μ , 160 μ , 80 μ).

IV.5.3.3. Essai de flottation- Mode opératoire

On a utilisé une cellule de flottation (**Figure IV.35**) , remplie de 350 ml d'eau distillée, puis on ajoute le minerai avec un rapport liquide- solide égal à 1. 50% en solide/50 ù de liquide. Dans notre cas, nous avons utilisé 350g de minerai et 700ml d'eau distillée.

- ✓ On pèse une quantité de 350g du minerai brut broyé que nous avons déposé dans un récipient contenant 700ml d'eau.
- ✓ On place le récipient dans la cellule de flottation, et on laisse le mélange sous agitation pendant 10 minutes pour la formation d'une pulpe homogène.
- ✓ On ajoute graduellement le régulateur du milieu (HCl) doucement jusqu'à obtention d'un PH compris entre 4 et 6 (on vérifie à chaque fois en utilisant le PH mètre).
- ✓ Une fois le Ph du milieu atteint une valeur entre 6 et 4, On laisse le mélange toujours sous agitation pendant 2 minutes puis, on ajoute du collecteur.
- ✓ On ajoute come collecteur, de l'acide oléique. Ce réactif adhère à la surface des oxydes et flotte avec la gangue à la surface après l'injection de l'air (il les rend hydrophobes). La durée d'agitation est 05 minutes.
- ✓ On laisse agiter encore pendant 2 min et on ajoute le moussant huile de pin (2 à 3 gouttes)
- ✓ Après l'ajout de tous les réactifs chimique, on ouvre le bouton responsable de l'injection de l'air. En insufflant de l'air dans le mélange, nous provoquons la formation d'une mousse à la surface qui a la propriété de se mélanger aux oxydes (hématite Fe_2O_3).
- ✓ Le produit de mousse est automatiquement évacué, suite au raclage pendant une durée variable (un des paramètres qu'on va varier). On considère la quantité récupérée par raclage comme un concentré.

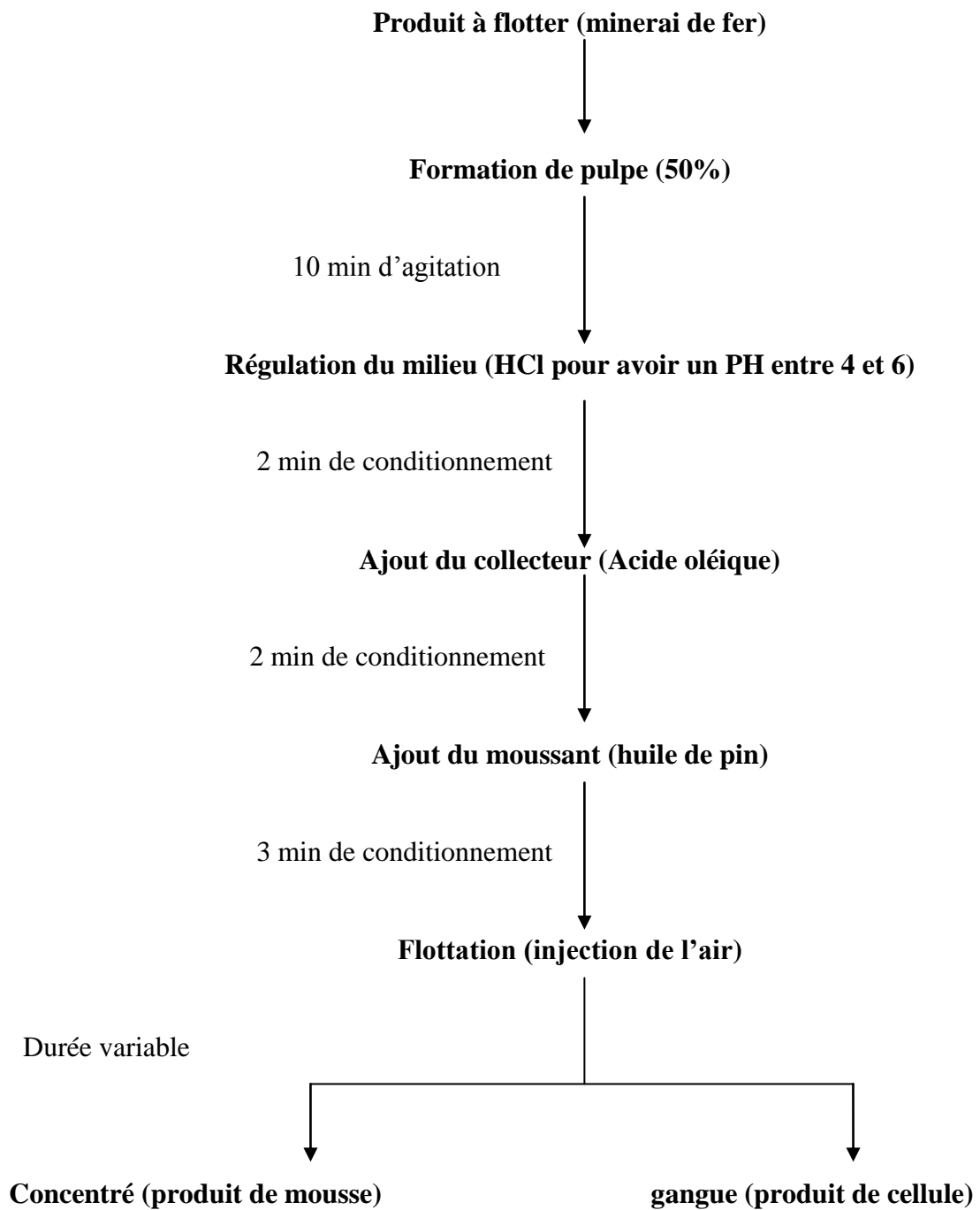


Figure IV.35 : cellule de flottation

Remarque :

Les anciens essais de flottation du minerai de fer ont montré que le rapport liquide solide (pulpe) est recommandé à 50/50, avec un le Ph compris entre 4 et 6.

L'acide oléique doit être mélangé avec un fuel-oil pour bien assurer sa dissolution dans la cellule. Dans notre cas, nous avons utilisé le kérosène que nous avons chauffé et agité avec un agitateur magnétique.



Les réactifs utilisés dans les essais de flottation sont décrits dans le tableau ci-dessous :

Tableau IV.16: Réactifs utilisés dans la flottation

Réactifs	Nom du réactif	concentration	Quantité utilisée
Régulateur du milieu	L'acide chlorhydrique	2%	variable
collecteur	L'acide Oléique	0.15%	variable
moussant	L'huile de pin	/	2 à 3 gouttes

Avant de commencer les essais de flottation il fallait d'abord commencer par la préparation des réactifs qu'on va utiliser par la suite.

IV.5.3.4. Préparation des réactifs

La préparation des réactifs de flottation est une étape primordiale pour réaliser nos essais mais vu l'étendue de leur explication la méthode de leur préparation est présentée en annexe IV.3.

IV.5.3.5. Essais de flottation

Nous avons effectué une série des essais de flottation sur le minerai de fer de Gara Djebilet en se basant sur trois classes granulométriques différentes (80 μ m ; 160 μ m et 250 μ m). Le but de nos essais est d'obtenir un produit pur en fer qui est l'hématite (Fe₂O₃) dans notre cas. Faute de moyen d'analyses des échantillons, nos critères de jugement de notre concentré se limitent au rendement massique, et la couleur de l'hématite qu'on essayera d'approcher à partir des essais qui suivent.

Comme illustré dans la figure suivante la couleur de l'hématite pur obtenue dans l'industrie extractive.



Figure IV.36 : couleur de l'hématite pure.

IV.5.3.6. Résultats et interprétation

La classe 160 μ m - 250 μ m :

Tableau IV.17 : Résultats des essais de flottation pour la classe granulométrique -250 μ m +160 μ m

classe	N° d'essais	collecteur	temps	PH	concentré (g)	rejet (g)	perte (g)	Rendement
- 250 μ m +160 μ m	Essai 1	3 ml	12 mn	5	5	320	25	1%
	Essai 2	2,3 ml	9 mn	4,9	4	328	18	1%
	Essai 3	1,5 ml	12 mn	5	3	327	20	1%
	Essai 4	2,3 ml	12 min	5,4	5	326	19	1%
	Essai 5	2,3 ml	5 min	5,3	2	326	22	1%

Les résultats obtenus pour cette classe donne un rendement en poids insuffisant du minerai de fer, et cela même en variant la quantité du collecteur et aussi le temps de flottation. Ceci s'explique par la simple raison que les grains étaient trop denses pour que les bulles d'air puissent les remonter. Par conséquent cette classe granulométrique est loin d'être la maille de libération la plus convenable pour cette méthode d'enrichissement.

La classe +80 μ m + 160 μ m :

Tableau IV.18 : Résultats des essais de flottation pour la classe granulométrique
+80 μ m-160 μ m

classe	N° d'essais	collecteur ml	temps	PH	concentré (g)	rejet (g)	perte (g)	Rendement Poids %
-160 μ m +80 μ m	Essai 1	3	12 mn	5	18	314	18	5%
	Essai 2	2,3	12 mn	5	20	311	19	6%
	Essai 3	1,5	12 mn	5	16	249	85	5%
	Essai 4	2,3	9 min	5,2	15	315	20	4%
	Essai 5	2,3	5 min	5,3	8	330	12	2%

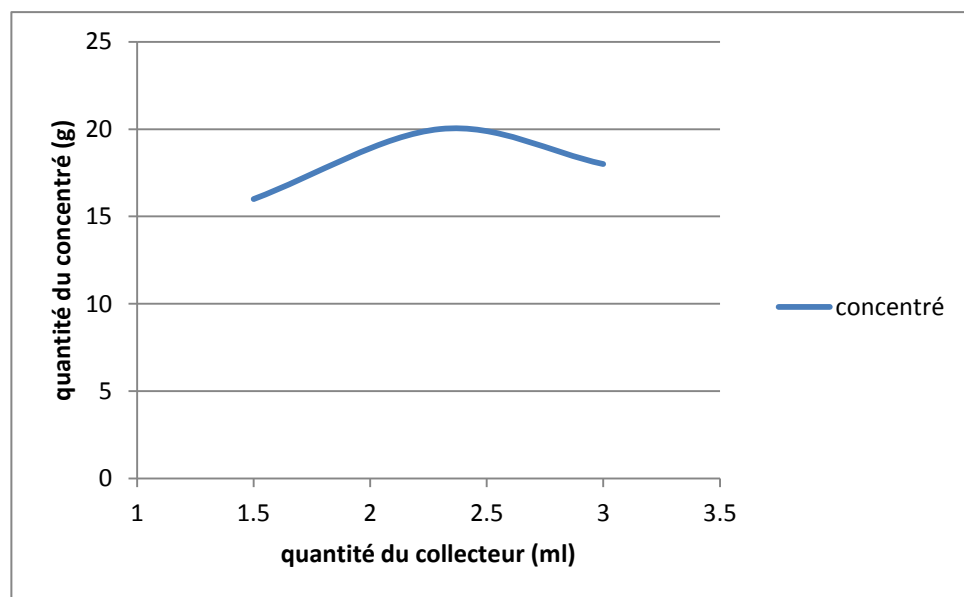


Figure IV. 37 : Influence de la quantité du collecteur sur la classe granulométrique -160 μ m +80 μ m

Dans cette série d'essais concernant cette classe granulométrique, on a remarqué un meilleur rendement en poids par rapport à la classe - 250 μ m +160 μ m.

Suite aux essais que nous avons réalisé, nous avons noté qu'en utilisant 2.3ml de collecteur, nous obtenons les meilleurs résultats en terme de rendement poids. Ce qui nous mène à dire que la quantité du collecteur qui nous donne le rendement de poids optimum est aux alentours de 2.3 ml.

Notons qu'en variant le paramètre du temps le meilleur rendement poids est obtenu lorsque la durée de la flottation est maximale (qui est de 12 min) ce qui est logique. Cependant, l'indice de sélectivité ne peut être apprécié que par les analyses chimiques, qui nous permettront d'apprécier le degré d'extraction.

Cette classe granulométrique au vu des couleurs, pourrait être la maille de libération de

notre minerai.

Figure IV.37 montre bien la différence qui existe entre la couleur du concentré qui est assez rougeâtre comparé à celle du rejet qui est sombre.

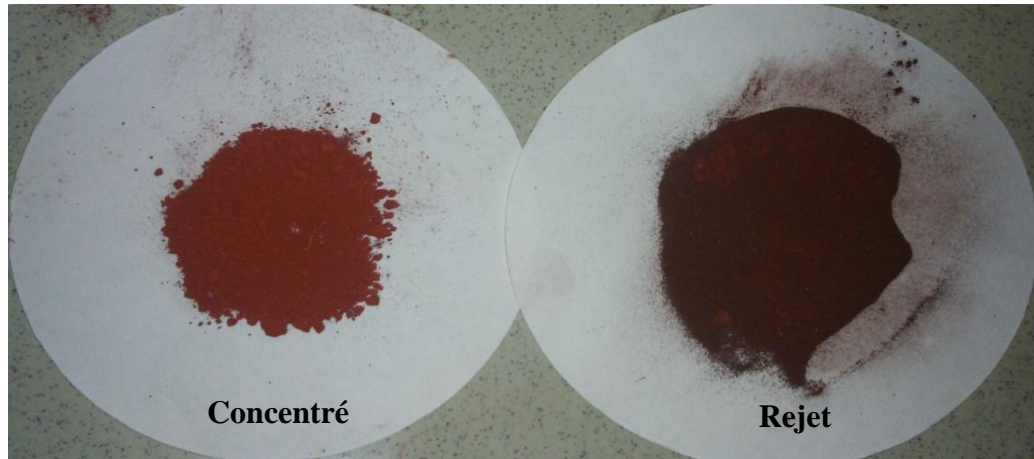


Figure IV.38 : Différence de couleur obtenue par flottation pour la classe granulométrique (-160 +80 μm)

Cependant, dans la même logique, nous avons, pour besoin de vérification, entrepris les mêmes essais pour une tranche granulométrique inférieure à 80 μm .

Le tableau ci-dessous illustre les résultats des essais de flottation pour la classe < 80 μm

Tableau19 : Résultats des essais de flottation pour la classe granulométrique < 80 μm

classe	N° d'essais	collecteur	temps	PH	concentré (g)	rejet (g)	perte (g)	Rendement Poids
< 80 μm	Essai 1	1,5 ml	12 mn	5,5	39	291	20	11%
	Essai 2	2,3 ml	12 mn	5	74	138	138	21%
	Essai 3	3 ml	12 mn	5	58	200	92	17%
	Essai 4	2,3 ml	9 min	5,2	45	265	40	13%
	Essai 5	2,3 ml	5 min	5,3	28	288	34	8%
	Essai 6	2,3 ml	12 min	4,8	60	241	49	17%

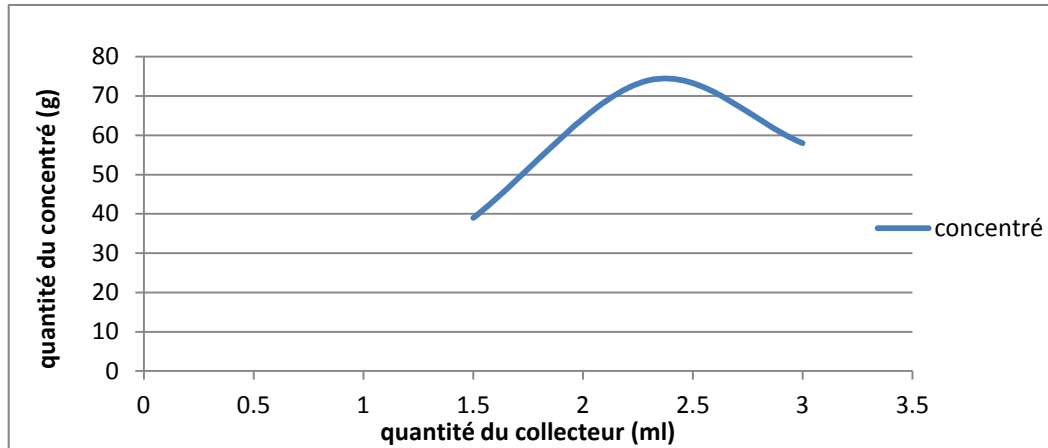


Figure IV.39 :l'influence de la quantité du collecteur, classe granulométrique <80µm.

Pour cette Tranche granulométrique on a constaté une amélioration en termes de rendement poids. Parmi les essais qu'on a réalisés nous avons remarqué la même chose concernant la quantité du collecteur utilisé (aux environs de 2.3 ml), qui nous a permis d'obtenir les meilleurs résultats en termes de rendement poids. Figure IV.38

Sur la Figure IV.39, on constate une différence de couleur assez distincte entre le produit de mousse qui est rougeâtre comparé à celle du produit de cellule qui est sombre.



Figure IV.40 : Différence de couleur obtenue par flottation pour la classe granulométrique (<80 µm)

IV.5.3.7. Comparaison

En comparant les deux classes granulométriques (-160um +80um et -80 um +0), on remarque qu'en terme de rendement poids la classe (<80 µm) nous permet d'avoir les meilleurs résultats. Aussi en termes de couleur nous remarquons une différence assez visible que ce soit dans le produit de cellule (rejet) ou dans le produit de mousse (concentré).

Rejet :

Comme illustré dans la Figure IV.40 Nous voyons que pour le rejet de la tranche granulométrique ($<80 \mu\text{m}$) est assez sombre, ce qui n'est pas le cas du rejet de la tranche granulométrique ($-160 +80 \mu\text{m}$) Figure IV.41, où l'on remarque une couleur rougeâtre qui est indice de présence de l'hématite

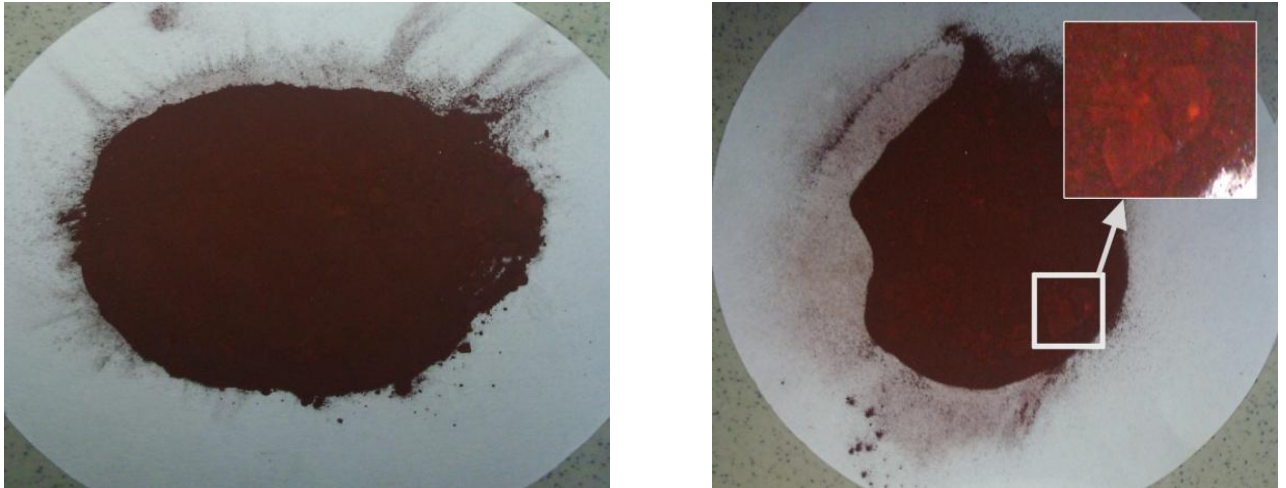


Figure IV.41 : Couleur du rejet obtenu par flottation pour la class granulométrique $< 80 \mu\text{m}$

Concentré :

En comparant dans la Figure IV.42 qui suit la couleur des concentrés obtenus à partir d'essais de flottation des deux tranches granulométrique suivantes $<80 \mu\text{m}$ et $160-80 \mu\text{m}$, on observe une couleur rougeâtre plus marqué dans la première classe granulométrique que dans la dernière. Cette couleur est significative de présence d'hématite, et plus cette couleur est rougeâtre plus y a indication de présence du minerai d'hématite, qui est le but de cette méthode d'enrichissement.

On note que la couleur obtenue du concentré ($< 80 \mu\text{m}$) est assez proche de la couleur de l'hématite pure illustrée dans la Figure IV.36.



Figure IV.43: Différence de couleur entre les concentrés obtenus par flottation pour les classes granulométriques $<80 \mu\text{m}$ et $- 160 +80 \mu\text{m}$

Conclusion Générale

L'Algérie recèle des potentialités minières importantes mais qui ne sont pas complètement exploitées. Ces potentialités doivent être développées afin de dynamiser l'activité industrielle et assurer une augmentation de l'emploi ainsi qu'une diversification de nos exportations, et pour atteindre cet objectif, il est nécessaire de mener les nouvelles techniques d'exploitation et surtout de traitement des minerais dans nos activités minières et industriels.

Classé troisième en monde d'après ses réserves estimées à 2 milliards de tonnes avec 57% de Fer, le gisement de fer de Gara Djebilet a été découvert en 1952 à 135 Km au sud-ouest de Tindouf.

Le minerai de fer oolitique du champ de Gara Djebilet se trouve dans les anciens sédiments dévoniens du bassin de Tindouf (Sahara algérien). Trois grandes lentilles forment trois différents dépôts, se prolongeant d'Est à l'ouest sur environ 60 kilomètres, à savoir de Gara ouest, Gara centre et Gara est.

Notre travail avait pour but de déterminer la meilleure méthode d'enrichissement parmi ceux qui suivent :

- Enrichissement par séparation gravimétrique.
- Enrichissement par séparation magnétique.
- Enrichissement par flottation.

Une recherche bibliographique et une partie expérimentale nous ont permis de ressortir les conclusions suivantes :

- La préparation mécanique est une phase très importante pour chaque opération d'enrichissement. Dans le cas étudié le schéma de traitement commence par une fragmentation grossière du tout-venant par plusieurs stades de concassage (tout-venant ramené de la mine.). l'analyse granulométrique nous a permis de déduire que le minerai de fer de Gara Djebilet est caractérisé par une granulométrie serrée et présente un pourcentage de particules fines considérable.

- Les essais de séparation ont été axés sur trois niveaux :

a) La séparation magnétique à haute intensité, avec comme variables la granulométrie, l'intensité du courant, et l'ouverture du clapet. D'après les résultats de séparation magnétique obtenus, on a conclu ce qui suit :

- ✓ L'utilisation de $I=5$ A nous donne moins de résultats que les deux autres intensités ($I=10$ A, $I=14$ A). En ce qui concerne ces deux dernières intensités on a obtenu pratiquement les mêmes rendements poids, par souci d'économie d'énergie il est préférable d'utiliser le $I=10$ A au lieu de $I=14$ A.
- ✓ Les ouvertures du clapet ont un impact sur la qualité du minerai qui résulte de la séparation, plus elle est grande plus le minerai résultant est de plus en plus riche en fer.
- ✓ Le produit magnétique obtenu par cette méthode de séparation présente toujours des impuretés de couleur blanche (la silice, phosphate...), chose qui pourra être sujet de séparation par une autre méthode d'enrichissement à savoir la flottation.
- ✓ En terme de rendement poids, nous obtenons les meilleurs résultats (plus de 90% de produit magnétique) pour la tranche granulométrique 0.100-0.080 mm

b) séparation gravimétrique : en utilisant la table à secousse en variant les paramètres suivants : classe granulométrique, pente.

- ✓ la classe 0.800-0.630 mm donne des résultats satisfaisant en termes d'équilibre rendement poids – différence de couleur.
- ✓ l'utilisation des différentes pentes nous a permis de déduire que la pente $2=4^\circ$ donne pas de bons résultats concernant le rendement massique, tandis que pour la pente $3=5.5^\circ$ il est médiocre. Mais pour ce qui est de la couleur, nous distinguons une netteté dans celle du produit dense de la pente 3 par rapport à celle de la pente 2
- ✓ Cependant, la surconsommation d'eau qu'elle occasionne fait qu'elle peut poser quelques difficultés d'application, à moins d'envisager un système de recyclage de l'eau utilisée.

c) La flottation directe, s'avère comme étant le procédé de traitement le plus efficace du minerai de fer. La recherche bibliographique comparative des travaux réalisés sur la flottation des oxydes de fer, nous a conduit à travailler dans certaines conditions bien déterminées : PH (entre 4-6), Densité de la pulpe (50 % de minerai).

D'après les essais de flottation on déduit ce qui suit :

- ✓ L'utilisation de l'acide oléique, mélangé avec le fuel oil a prouvé son efficacité compte tenu de la couleur du concentré..., l'indisponibilité de l'alkyl sulfate nous a pas permis de faire une comparaison entre les deux collecteurs.
- ✓ La quantité optimale du collecteur utilisé est au environ 2.3 ml.
- ✓ La classe granulométrique 160-250 μm est loin d'être la maille de libération de notre minerai compte tenue du rendement poids médiocre.
- ✓ La classe granulométrique 80 μm s'avère être la meilleure maille de libération par rapport à celle 80-160 qui présente toujours de l'hématite dans le rejet (couleur assez visible)
- ✓ La flottation dépend de plusieurs paramètres dont chacun peut être objet d'une recherche plus approfondie dans l'avenir.

Nous avons tout au long de notre travail usé des méthodes d'approche. Dans le domaine du Génie Minier, toute simulation ou expérimentation doit impérativement être validée pour une caractérisation. Nous avons fait un travail que nous pouvons soumettre à une communication ou publication, malheureusement, faute de moyens de caractérisation, nous ne pouvons le faire.

RECOMMANDATION.

Etant encore étudiants, nous ne pouvons-nous permettre d'user du terme 'Recommandation'. Nous prions l'honorable jury de prendre ce qui suit comme souhait de notre part :

Le minerai de fer de gara Djebilet est complexe. Sa teneur en phosphore étant très élevée, ce qui le pénalise lourdement. L'apport de la biolixiviation est une fenêtre pour la réussite de sa valorisation. Nos camarades HANNACHE et CHERIFI sous la Direction de Mme DERAMCHI et de Mme BOUTRIA ont initié un projet de biolixiviation du minerai de plomb d'El Abed. La valorisation du minerai de fer par les méthodes physiques ou physico-chimiques n'étant pas suffisantes pour éliminer totalement les impuretés, il est donc souhaitable d'entreprendre d'autres études de biolixiviation pour Gara Djebilet.

ANNEXES

Annexe IV.1 : Calcul du taux d'humidité

Les matériaux naturels contiennent presque de l'eau. Connaître la quantité d'eau ainsi emprisonnée est très important. C'est la teneur en eau d'un matériau, exprimée par le rapport de la perte de masse lors de son séchage à l'étuve, par la valeur par la masse sèche de ce matériau.

L'humidité des minerais se calcule par la relation suivante :

$$T = \frac{M0 - M1}{M0} * 100\%$$

M0 : Poids avant le séchage.

M1 : Poids après le séchage.

a. Appareils utilisés :

- ✓ Balance.
- ✓ Etuve.
- ✓ Récipients métalliques.
- ✓ Agitateurs pour remuer la prise d'essai durant la période de séchage.

b. Mode opératoire :

1. Peser l'échantillon à 0.1 % près.
2. Sécher à fond l'échantillon dans son récipient dans l'étuve en remuant jusqu'à masse constante, en prenant bien soin d'éviter la perte de la moindre particule.
3. Peser la prise d'essai séchée à 0.1 près, aussitôt qu'elle est suffisamment refroidie afin de ne pas endommager la balance.

annexe IV .2 : Calcul de la masse volumique

La masse volumique d'un matériau correspond à la masse contenue dans un volume égal à l'unité. La connaissance de ce paramètre, permet de relier le volume d'un matériau à sa masse, ce qui est important, car souvent des matériaux sont vendus à la tonne, mais doivent être mis en place pour occuper un certain volume (gestion des stocks).

La masse volumique d'un matériau dépend de facteurs, tels que son degré de compaction et sa teneur en eau.

- Généralement et lorsque la masse volumique doit être utilisée pour le calcul des mélanges de béton ; par exemple, on doit d'abord sécher l'échantillon jusqu'à masse constante, dans une étuve maintenue à $110^{\circ}\text{C} \pm 5^{\circ}\text{C}$;
- Mais si on ne vise que l'évaluation de la masse d'un volume d'une réserve de minerai (comme notre cas), on procède à partir de l'état naturel.

a. **Appareils utilisés :**

- ✓ Balance.
- ✓ Pelle.
- ✓ Deux récipients A et B, le premier est muni de trop plein, le deuxième peut être un bécher.
- ✓ Une éprouvette graduée.

b. **Mode opératoire :**

1. Mettre dans une éprouvette graduée un volume V_1 d'eau.
2. Peser une masse M du minerai, et l'introduire dans l'éprouvette. Bien éliminer les bulles d'air.
3. Lire le nouveau volume V_2 ; Le volume absolu est : $V = V_2 - V_1$. Et la masse volumique absolue est :

$$\rho = \frac{M}{V_2 - V_1}$$

M : la masse du minerai.

V_1 : volume initial de l'eau dans l'éprouvette.

V_2 : volume de l'eau après versement de minerai dans l'éprouvette.

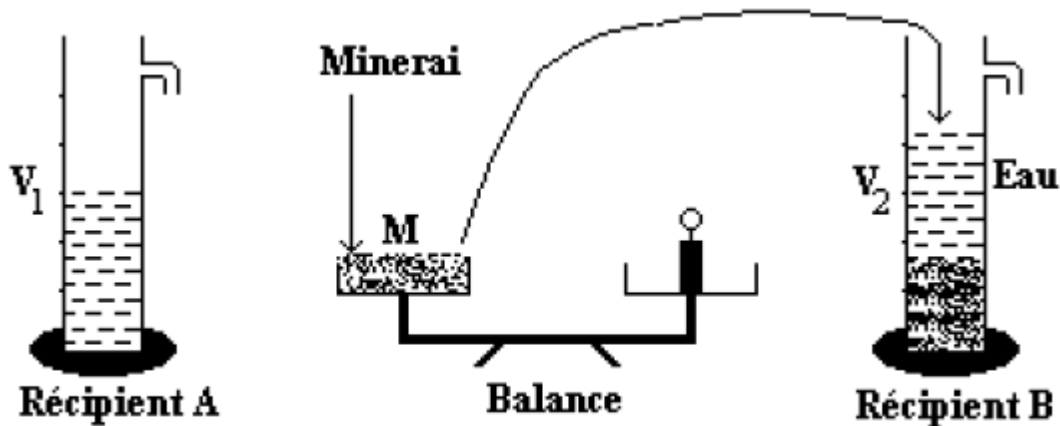


Schéma du mode opératoire pour le calcul de la masse volumique

ANNEXE IV.3. Préparation des réactifs :

1. Préparation de l'acide oléique

Cette étape est une étape primordiale pour effectuer les essais de flottation. Nous expliquons ici la méthode de préparation de ces réactifs

a. Equipements matériels et consommables

- ✓ Agitateur magnétique et chauffage
- ✓ Pipette volumétrique 10 cm³
- ✓ Pissette d'eau distillée
- ✓ Bécher de 100 ml
- ✓ Fuel oil
- ✓ Acide oléique

b. Mode opératoire

Prendre 50% de la pulpe en minerai qui correspond à un poids de $(350 \pm 1 \text{ g})$ de minerai

Prendre 50% de l'eau correspondant à $(350 \pm 1 \text{ ml})$ d'eau

Comme l'acide oléique ne se dissout pas en solution, il doit être mélangé aux hydrocarbures comme dans le cas présent nous avons pris le fuel.

60 % d'acide oléique qui correspond $(5.8 \pm 0.03 \text{ ml})$ d'acide oléique

40 % de fuel oil qui correspond $(3.8 \pm 0.03 \text{ ml})$ de fuel

Pour une meilleure solubilité de l'acide oléique en solution, nous utilisons un agitateur magnétique chauffant en même temps

Pour nos essais nous prendrons des quantités variables 1.5, 2.3, et 3 ml du réactif préparé

2. Préparation de l'acide chlorhydrique

1. Equipements matériels et consommables

- ✓ Acide chlorhydrique
- ✓ Eau distillée
- ✓ Fiole jaugée
- ✓ Pipette volumétrique 10 cm³
- ✓ Pissette d'eau distillée

2. Mode opératoire

1. Prendre 2 ml d'acide chlorhydrique de concentration initiale 9.58 mol/L
2. Mettre un peu d'eau distillée dans la fiole jaugée de (200 ± 1 ml) pour éviter des accidents non volontaires
3. Ajouter une petite quantité de l'acide dans la fiole et mélanger, ensuite mettre toute la quantité restante
4. Remplir avec de l'eau distillée jusqu'au trait de jauge
5. Nous obtenons une solution de concentration finale 0.1 mol/L.

Références bibliographiques :

- [1] Minerais et fondants par Jacques BLONDEAU
- [2] Projet de fonds d'affectation spéciale pour la publication d'information sur le minerai de fer et .unctad.org
- [3] Steel Statistical Yearbook, International Iron and Steel Institute (IISI)
- [4] OULD HAMOU M., "Cours de Minéralurgie", Ecole Nationale Polytechnique d'Alger, 2013/2014
- [5] American Cyanamid Company «Mining chemicals handbook»
- [6] Pierre BLAZY et Robert JOUSSEMET « Concentration par gravité »
- [7] Vesa Kirjavainen « FUNDAMENTAL CONCEPTS IN FLOTATION »
- [8] AYADI Brahim, thèse de magister « CARACTERISATION ET CHOIX D'UN SCHEMA DE TRAITEMENT DU MINERAI CUIVRE-FER DE DOUAMIS (OUENZA) »
- [9] J. Bloneau; Élaboration et recyclage des métaux (Minerais et Fondants -Minerais de fer)
Techniques de l'Ingénieur, M 7 040/2005
- [10] Georges Matheron ; minerai de fer de Gara Djebilet : BULLETIN SCIENTIFIQUE ET ÉCONOMIQUE du B. R. M. A.
- [11] Ore Geology Reviews (1988), SALAH GUERRAK
- [12] Mie DEUDON du Service Minerais de l'IRSID (Institut de Recherches de la Sidérurgie)
- [13] Well Evaluation Conference Algeria 2007
- [14] Cyanamid, "*Mining chemicals handbook*", 1989
- [15] Serge BOUCHARD, Traitement des minerais : méthodes physique et flottation, 2001
- [16] Pierre BLAZY, "*flottation mécanismes et réactifs*", 2000