

REPUBLIQUE ALGERIENNE DÉMOCRATIQUE ET POPULAIRE
MINISTÈRE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE
SCIENTIFIQUE



جامعة باجي مختار عنابة

UNIVERSITE BADJI MOKHTAR –ANNABA
BADJI MOKHTAR UNIVERSITY –ANNABA



Faculté des Sciences de la Terre

Département des Mines

Laboratoire de valorisation des ressources minières et environnement
(LAVAMINE)

THÈSE

Présentée en vue de l'obtention du diplôme de Doctorat en
Mines et Environnement

Option : Valorisation des Ressources Minérales et Environnement

CONTRIBUTION A L'ETUDE D'UNE VALORISATION DES MINERAIS DE FER PAUVRES, CAS DE LA MINE DE ROUINA – AIN DEFLA

Présentée par :

MESSAI Ali

Devant le jury :

Président :	BOUNOUALA Mohamed	Pr. Université Badji Mokhtar –Annaba
Rapporteur :	IDRES Abdelaziz	Pr. Université Badji Mokhtar –Annaba
Examineur :	CHETTIBI Mohamed	Pr. Université Badji Mokhtar –Annaba
Examineur :	AMARA Mourad	Pr. Université Houari Boumédiène –Alger
Examineur :	GHEID Abdelhak	Pr. Université M. Chérif Messaadia-Souk Ahras
Examineur :	BOUKEROUI Abdelhamid	M.C.A Université Abderrahmane Mira –Béjaia

Année : 2019

« La science ne fabrique pas une morale, elle est elle-même fabriquée par une morale »

Albert Bayet

DEDICACES

Je dédie ce travail à :

La mémoire de mon cher père que Dieu préserve son âme dans son vaste paradis.

L'être la plus chère au monde ; ma mère qui m'accompagné durant toute ma vie et m'a notablement encouragé à poursuivre mes études que Dieu la bénisse.

Mes sœurs et mes frères.

Mes ami(e)s et mes collègues.

Toute la famille MESSAI.

Toutes personnes qui m'ont aidé de près ou de loin.

MESSAI Ali

REMERCIEMENTS

On dit souvent que l'itinéraire est aussi important que la destination. Ces trois années de doctorat m'ont permis de bien comprendre la signification de cette phrase toute simple. En effet, ce parcours ne s'est pas réalisé sans défis et sans soulever de nombreuses questions pour lesquelles les réponses ont nécessité de longues heures de labeur.

Grâce à Dieu, me voilà arrivé au moment tant espéré pour savourer les fruits de mon travail de recherche en thèse de doctorat en Mines et Environnement.

La réalisation de cette thèse a été rendue possible grâce à la contribution d'un grand nombre de personnes qui m'ont permis de disposer des données nécessaires pour ce travail.

En premier lieu, je tiens à exprimer ma profonde gratitude envers le **Professeur Idres Abdelaziz**, mon directeur de thèse. Je lui suis extrêmement reconnaissant pour sa patience, ses conseils avisés et son soutien en toutes circonstances.

Je remercie vivement le **Professeur BOUNOUALA Mohamed** Directeur du Laboratoire de Valorisation des Ressources Minières et Environnement (LAVAMINE) d'avoir accepté de présider le jury de soutenance et aussi de m'avoir intégré parmi les membres chercheurs au sein du laboratoire afin de mener à bien ce travail réalisé.

Aussi, je tiens à exprimer vivement mes remerciements et reconnaissances aux membres de jury de soutenance d'avoir accepté d'examiner cette présente thèse de doctorat en Mines et environnement;

- **Professeur CHETTIBI Mohamed** de l'Université Badji Mokhtar – Annaba.
- **Professeur AMARA Mourad** de l'Université Houari Boumediène – Alger.
- **Professeur GHEID Abdelhak** de l'Université M. Cherif Messaadia – Souk Ahras.
- **Docteur BOUKEROUI Hamid** de l'université Abderrahmane Mira – Béjaia.

J'adresse également mes sincères remerciements au **Professeur Juan Maria Minendez AGUADO** de l'école polytechnique de mieres, université d'oviedo –Espagne- pour avoir manifesté un grand intérêt pour le sujet et pour la contribution dans la réalisation de ce présent travail.

Mes remerciements s'adressent également au **Professeur HADJ ZOUBIR S.** de l'Université Badji Mokhtar –Annaba pour leur aide à l'interprétation des résultats des lames minces et aussi **Dr BEN SELHOUB A.**, de l'Université d'Etat Agronomique et Economique de Dnipro - UKRAINE, pour leur contribution à publier notre premier papier scientifique, en plus **Dr OULD HAMMOU Malek** directeur de laboratoire de recherche en génie minier, Ecole nationale polytechnique -El Harrach-.

Je voudrais aussi remercier, les ingénieurs et les techniciens des laboratoires de la Division Technologie et Développement (DTD) filiale SONATRACH, qui m'ont aidé pour leur disponibilité dans la réalisation de ce travail.

Mes vifs remerciements à **Pr GHANMI Mohammed** et **Dr ABDELMALEK Chiraz** de l'université d'El - Manar - Tunis de m'avoir donné énormément de conseil à propos de mon sujet.

Et enfin, mes remerciements vont à tous les responsables, les enseignants, les travailleurs, les Doctorants et les étudiants de l'Université de Badji Mokhtar - Annaba, sans oublier l'ensemble des travailleurs de la mine de ROUINA et tous ceux qui m'ont aidé de près ou de loin à réaliser mon travail.

RESUME

La mine de fer de Rouina est la plus ancienne exploitée en Algérie depuis 1906. La mine exploite le minerai de fer qui est destiné à l'alimentation des cimenteries de l'Ouest et centre du pays, ce dernier n'a pas fait l'objet d'une étude approfondie. Une recherche est menée sur la caractérisation physico-chimique et minéralogique afin d'identifier la composition chimique et les interactions entre les différents minéraux d'une part et la réduction des impuretés argileuses contenues dans le minerai afin d'obtenir un concentré répondant aux exigences des différents consommateurs telles que la sidérurgie, l'industrie des pigments...etc. d'autre part.

Une étude sur la caractérisation physico-chimique et minéralogique est menée sur des échantillons représentatifs prélevés sur le site. Les analyses sont portées sur la Fluorescence X (FX), Diffraction à Rayons X, Infrarouge (IR) et Microscopie Electronique à Balayage (MEB), ainsi que l'analyse microscopique et des lames minces. Cette étude a permis de montrer que le minerai est du type hématitique à gangue argilo-siliceuse.

Un prétraitement par lavage est réalisé sur des échantillons de minerai de fer de Rouina, permettant ainsi d'obtenir un pré-concentré de teneur en fer égale à 38.05% tandis que la teneur en alumine Al_2O_3 est réduite jusqu'à 1.53%. Les résultats obtenus par ce procédé sont satisfaisants. L'analyse de la composition chimique de la boue ainsi obtenue par le procédé de lavage a permis d'obtenir un produit d'une teneur de 20.25% Fe_t et 22.02% Al_2O_3 .

Le traitement du pré-concentré de la tranche granulométrique $-0.125 + 0.063$ mm par la séparation magnétique à haute intensité par voie sèche (SMHIS) avec une intensité du champ égale à 2.4 Tesla, permet d'obtenir un concentré d'une teneur en fer de 54.09%, avec un degré d'extraction de 84.52% et rendement de 57.81%.

L'application d'un modèle statistique a permis d'estimer les erreurs de chaque expérience afin de vérifier la fiabilité des résultats obtenus par séparation magnétique à haute intensité et sèche du minerai de fer Rouina.

Mots clés : Rouina, Minerai de fer, limonite, lavage, séparation magnétique

ABSTRACT

The Rouina deposit is one of oldest mine in Algeria since 1906 and because of the low grade of extracted materials, it is intended for cement plants in the west and center of the country, yet there is no detailed study has been performed. The research focuses on the physico-chemical and mineralogical characterization in order to identify the interactions between different components and to reduce the clays ratio contained in the raw material extracted in order to obtain a high grade concentrate that meets the requirements of industries; such as steel industry, pigments production...etc.

Characterization is carried out in representative samples taken from Rouina including techniques of X-Ray Fluorescence (XRF), X-Ray Diffraction (XRD), Scanning Electron Microscopy (SEM), and Infrared (IR) in addition to microscopic analysis and thin sections. This study has been shown that studied ore is hematite type with clayey-siliceous gangue.

Washing (wet sieving) has been applied as a preliminary enrichment method in order to reduce the alumina content (Al_2O_3); the results obtained from the chemical analysis (after the washing process) has demonstrated an increase of iron content on the one hand and decreasing of alumina percentage on the other hand. Analysis of the chemical composition of the sludge obtained by the washing process yielded a product with a content of 20.25% Fe_{Total} and 22.02% Al_2O_3 .

The treatment of different size fractions and total sample issues of washing process by dry high intensity magnetic separation (DHIMS) improved the quality of iron ore assaying 54.09% Fe_{total} , with a extraction degree of 89.30% and a yield equal to 62.82% under the following conditions: the range size of particles [-0.125 +0.063 mm] with a magnetic field intensity equal to 2.4 Tesla.

A statistical model is also adopted to estimate the errors of each experiment in order to verify the reliability of the results obtained by dry high intensity magnetic separation of Rouina iron ore.

Keywords: Rouina, iron ore, washing, magnetic separation, statistical model.

ملخص

يعتبر منجم الروينة واحدا من أقدم المناجم المستغلة في الجزائر و تستخدم المادة الأولية المستخرجة منه في مصانع الإسمنت في غرب و وسط البلاد و لأنها لم يتم دراستها بالتفصيل فهذا البحث يركز على دراسة الخصائص الفيزيائية و الكيميائية و المعدنية للحديد المستخرج من المنجم من أجل تحديد التركيب الكيميائي و الترابط بين مختلف المكونات (المعادن المفيدة و الشوائب) من جهة و تقليل نسبة الشوائب الموجودة فيه من أجل الحصول على معدن ذو نوعية جيدة تلبي متطلبات الصناعات المختلفة مثل صناعة الصلب ، إنتاج الأصباغ ... الخ من جهة أخرى. تم أخذ عينات من منجم الروينة و أجريت عليها تحاليل فيزيائية كيميائية و معدنية تشمل الاستشعاع بالأشعة السينية (XRF) ، حيود الأشعة السينية (XRD) ، الميكروسكوب الإلكتروني الماسح (SEM) ، الأشعة تحت الحمراء (IR) بالإضافة إلى التحليل المجهرى و الأقسام الرقيقة. و قد أظهرت هذه الدراسة أن خام الحديد المدروس هو من نوع الهيماتيت مع وجود الشوائب الطينية. تم استخدام الغسل (الغربة بالماء) كطريقة معالجة أولية من أجل تخفيض نسبة أكسيد الألومنيوم (Al_2O_3) ؛ و قد أظهرت النتائج التي تم الحصول عليها من التحليل الكيميائي (بعد عملية الغسل) زيادة محتوى الحديد من ناحية و انخفاض نسبة أكسيد الألومنيوم من ناحية أخرى. تحليل التركيب الكيميائية للوحل الذي تم الحصول عليه بواسطة عملية الغسيل أثبت أنه يحتوى على 20.25% من الحديد (Fe_{Total}) و 22.02% من أكسيد الألومنيوم (Al_2O_3). تمت معالجة الأجزاء المختلفة الحجم العينة الكلية لعملية الغسل بواسطة الفصل المغناطيسي الجاف ذو الكثافة العالية (DHIMS) و كانت النتيجة الحصول على نوعية جيدة من خام الحديد بنسبة 54.09% من الحديد (Fe_{Total}) بدرجة استخراج بلغت 84.52% و مردود يعادل 57.81% تحت الشروط التالية: حجم الجزيئات [-0.125 + 0.063 مم] و شدة المجال المغناطيسي تساوي 2.4 تسلا. سمح تطبيق النموذج الإحصائي بتقدير أخطاء كل تجربة من أجل التحقق من موثوقية النتائج التي تم الحصول عليها بالفصل المغناطيسي الجاف عالي الكثافة من خام الحديد لمنجم الروينة.

الكلمات المفتاحية: الروينة ، خام الحديد ، غسيل ، فصل مغناطيسي ، نموذج إحصائي.

TABLE DES MATIÈRES

<i>DEDICACES</i>	<i>I</i>
<i>RESUME</i>	<i>III</i>
<i>ABSTRACT</i>	<i>IV</i>
ملخص.....	<i>V</i>
<i>TABLE DES MATIÈRES</i>	<i>VI</i>
<i>LISTE DES FIGURES</i>	<i>X</i>
<i>LISTE DES TABLEAUX</i>	<i>XII</i>
<i>LISTE DES ACRONYMES</i>	<i>XIIII</i>
<i>AVANT-PROPOS</i>	<i>XV</i>
<i>INTRODUCTION GENERALE</i>	<i>1</i>
INTRODUCTION.....	<i>4</i>
I.1 DEFINITIONS.....	<i>4</i>
I.2 TYPES DES MINERAIS DE FER.....	<i>4</i>
I.3 LES GANGUES ASSOCIEES.....	<i>6</i>
I.4 SUSCEPTIBILITE MAGNETIQUE.....	<i>6</i>
I.5 ORIGINES DES MINERAIS DE FER.....	<i>7</i>
I.5.1 Processus de formation.....	<i>7</i>
<i>I.5.1.1 Processus physiques et chimiques</i>	<i>8</i>
<i>I.5.1.2 Processus mécanique</i>	<i>8</i>
I.6 TYPE DES GISEMENTS.....	<i>8</i>
I.6.1 Gisements sédimentaires.....	<i>8</i>
I.6.2 Gisements ignés.....	<i>9</i>
I.6.3 Gisements hydrothermales.....	<i>9</i>
I.6.4 Enrichissement Surfacique.....	<i>10</i>
I.7 DOMAINES D'UTILISATION.....	<i>10</i>
INTRODUCTION.....	<i>13</i>
I.1 SEPARATION GRAVIMETRIQUE.....	<i>13</i>
I.1.1 Lavage.....	<i>14</i>
I.1.2 Jiggage.....	<i>14</i>
I.1.3 Séparateur Multi Gravitaire (MGS).....	<i>15</i>
I.1.4 Table à secousses.....	<i>15</i>

I.1.5 Hydrocyclone.....	15
I.2 SEPARATION MAGNETIQUE	16
I.2.1 Principes.....	16
I.2.2 Propriétés magnétiques	17
I.2.3 Développement du procédé.....	17
I.3 FLOTTATION	20
I.3.1 Méthodes de flottation du minerai de fer	20
<i>I.3.1.1 Elimination du phosphore</i>	<i>21</i>
<i>I.3.1.2 Elimination de la silice</i>	<i>21</i>
<i>I.3.1.3 Elimination d'alumine</i>	<i>21</i>
<i>I.3.1.4 Elimination des sulfures.....</i>	<i>22</i>
I.3.2 Réactifs de flottation du minerai de fer	22
I.4 SEPARATION ELECTROSTATIQUE	24
I.5.1 Elimination du phosphore des minerais de limonite oolitique	25
I.5.2 Elimination des éléments siliceux, alumineux et sulfureux	26
I.5.3 Elimination de Phosphore des minerais goethite–hématite.....	26
I.6 BIOMINERALISATION DU MINERAI DE FER	28
CONCLUSION	29
II.1 PRESENTATION DE LA MINE DE ROUINA	31
II.1.1 Localisation géographique.....	31
II.1.2 Présentation générale de la mine	32
<i>II.1.2.1 Relief.....</i>	<i>32</i>
<i>II.1.2.2 Réseau hydrographique et ressources en eau.....</i>	<i>32</i>
<i>II.1.2.3 Climat</i>	<i>33</i>
<i>II.1.2.4 Infrastructures et activités</i>	<i>33</i>
<i>II.1.2.5 Commercialisation.....</i>	<i>33</i>
II.1.3 Historique des travaux de recherches et d'exploitation	33
II.2 CADRE GEOLOGIQUE REGIONALE	34
II.2.1 Géologie régionale.....	34
II.2.2 Stratigraphie, Lithologie	35
II.2.3 Tectonique de la région	38
<i>II.2.3.1 Première phase</i>	<i>39</i>
<i>II.2.3.2 Deuxième phase</i>	<i>39</i>
<i>II.2.3.3 Troisième phase</i>	<i>39</i>

II.2.3.4 Quatrième phase	39
II.3 Géologie du gisement de ROUINA	39
II.3.1 Géologie locale	39
II.3.2 Litho-stratigraphie	41
II.3.2.1 Paléozoïque.....	41
II.3.2.2 Jurassique	42
II.3.2.3 Crétacé.....	42
II.3.3 Tectonique du gisement.....	43
II.3.3.1 Les failles	44
II.3.3.2 Les fentes de tensions.....	45
II.3.4 Minéralisation.....	45
II.3.5 Localisation des gites.....	46
II.3.6 Choix des points de prélèvement	47
II.4 L'EXPLOITATION DE LA MINE DE ROUINA	48
II.4.1 Exploitation souterraine.....	48
II.4.2 L'exploitation à ciel ouvert.....	48
INTRODUCTION	51
III.1 INTERET DE LA CARACTERISATION MINERALOGIQUE ET PHYSICO-CHIMIQUE....	51
III.2 ÉCHANTILLONNAGE	51
III.2.1 Echantillonnage	51
III.2.2 Protocole de l'échantillonnage du minerai de fer de ROUINA	52
III.2.3 Prélèvement des échantillons sur le site.....	52
III.3 PREPARATIONS DES ECHANTILLONS POUR L'ANALYSE	54
III.3.1 Concassage	55
III.4 ANALYSE GRANULOMETRIQUE	56
III.5.1 Préparation des échantillons	57
III.5.2 Méthodes d'analyse	58
III.5.2.1 Fluorescence X (FX).....	58
III.5.2.2 Caractère auto-fondant : Indice de basicité (Ip).....	60
III.5.2.3 Diffraction par Rayons X (DRX)	61
III.5.2.4 Microscope Electronique à Balayage (MEB).....	62
III.5.2.5 Infra Rouge (IR)	64
III.6 ANALYSE MINERALOGIQUE DU MINERAI DE ROUINA.....	65
III.6.1 ETUDE DES LAMES MINCES.....	66

<i>III.6.1.1 Observations au microscope pétrographique</i>	66
<i>III.6.1.2 Observations au microscope métallographique</i>	67
<i>III.6.1.3 Observation de la lame mince par MEB</i>	68
<i>III.6.1.4 Observation des particules par MEB</i>	69
CONCLUSION	70
INTRODUCTION	74
IV.1 PROCEDE EXPERIMENTALE	74
IV.2 ESSAI DE LAVAGE	75
IV.2.1 Choix de la fraction pour le processus de lavage (tamisage humide)	75
IV.2.2 Observations au microscope binoculaire	75
IV.2.3 Analyse des échantillons lavés	77
IV.3 ESSAI DE SEPARATION MAGNETIQUE A HAUTE INTENSITE SECHE	80
IV.3.1 Critère de choix	80
IV.3.2 Séparateur magnétique à rotor induit	81
IV.3.3 Application du processus	82
IV.3.3 Analyses statistique des résultats.....	85
IV.3.5 Schéma de traitement proposé	88
CONCLUSION	89
<i>CONCLUSION GENERALE</i>	91
<i>REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES</i>	93

LISTE DES FIGURES

Figure	Titre	Page
I.1	Méthodes classiques d'enrichissement des minerais de fer	13
I.2	Séparation magnétique entre billes de fer et de céramique	16
II.1	Situation Géographique de la région d'étude	31
II.2	Schéma simplifié de la structure du bassin du Chélif	35
II.3	Coupe géologique du flanc Ouest de Rouina	37
II.4	Carte géologique du massif de Rouina	41
II.5	Colonne stratigraphique de Rouina	42
II.6	Coupe géologique du Flan ouest du massif du Rouina	44
II.7	Coupe Est-Ouest montant le contact socle-couverture	44
II.8	Coupe géologique montrant le rejet apparent d'une faille normale	45
II.9	Les différentes zones de la mine de Rouina	47
II.10	Différentes zones de la mine de Rouina	48
III.1	Plan d'échantillonnage appliqué dans la mine de ROUINA	53
III.2	Protocole de préparation du minerai de fer de Rouina	54
III.3	Concasseur utilisé pour concassage des échantillons	55
III.4	Opération de quartage de minerai de fer de Rouina	55
III.5	Tamiseuse utilisé pour l'analyse granulométrique du minerai de fer de Rouina	56
III.6	Broyeur utilisé pour concassage des échantillons	58
III.7	Spectre de Diffraction par rayons X du minerai brut de ROUINA	63
III.8	1 ^{ère} observation du minerai de fer par le MEB	64
III.9	diffractogramme de l'analyse par EDX de la 1 ^{ère} observation	64
III.10	2 ^{ème} observation du minerai de fer par le MEB	65
III.11	Diffractogramme de l'analyse par EDX de la 2 ^{ème} observation	65
III.12	Spectre de l'analyse par infrarouge de l'échantillon brut	66

III.13	Lame mince 1 sous lumière polarisée LPA	67
III.14	Lame mince 2 sous lumière polarisée LPA	68
III.15	Microphotographies sous loupe binoculaire d'un échantillon riche en hématite et limonite.	68
III.16	Lame mince 1 sous MEB	69
III.17	Lame mince 2 sous MEB	70
III.18	Lame mince 3 sous MEB	70
III.19	1 ^{ère} particule sous le MEB	70
III.20	2 ^{ème} particule sous le MEB	71
III.21	3 ^{ème} particule sous le MEB	71
III.22	4 ^{ème} particule sous le MEB	71
III.23	Schéma des étapes expérimentales	74
III.24	Le procédé de lavage par tamisage humide du minerai de fer	75
VI.1	Observation au microscopique de la tranche [-1 +0.5 mm]	76
VI.2	Observation microscopique de la tranche [-0.5 +0.25 mm]	76
VI.3	Observation microscopique de la tranche [-0.25 +0.125mm]	77
VI.4	Observation microscopique de la tranche [-0.125 +0.063mm]	77
VI.5	Diffractogramme de la tranche [-1 +0.5 mm]	78
VI.6	Diffractogramme de la tranche [-0.5 +0.25 mm]	78
VI.7	Diffractogramme de la tranche [-0.25 +0.125 mm]	79
VI.8	Progrès de développement des matériaux magnétiques permanents	81
VI.9	Séparateur magnétique à haute intensité par voie sèche	83
VI.10	Schéma de traitement proposé pour l'enrichissement du minerai de fer de Rouina	89

LISTE DES TABLEAUX

Tableau	Titre	Page
I.1	Différents types du minerai de fer	4
I.2	Différents types des gangues associées dans les minerais de fer	6
I.3	Susceptibilité magnétique des différents types des minerais de fer	7
I.4	Processus de formation géologique du minerai de fer	7
I.5	Différents réactifs utilisés pour la flottation des minerais de fer	23
I.6	L'effet de la température d'échauffement et les conditions de lixiviation dans l'élimination des impuretés d'un minerai goethite-hématite Australien	27
II.1	Coordonnées U.T.M du gisement de Rouina	32
III.1	Résultats d'analyse granulométrique du minerai de fer concassé à <5 mm	57
III.2	Résultats d'analyse granulo-chimique du minerai de fer de Rouina	60
III.3	Valeurs de l'indice de basicité	61
VI.1	Analyse par FX des produits avant et après lavage	79
VI.2	Analyse par FX de la boue issue de l'essai de lavage	80
VI.3	Caractéristiques du séparateur magnétique	83
VI.4	Analyse par FX des concentrés obtenus par la séparation magnétique sèche des différentes tranches granulométriques	84
VI.5	Analyse par FX des concentrés obtenus par la séparation magnétique sèche d'échantillon total	85
VI.6.a	Résultats d'analyse statistique de séparation magnétique d'intensité 2.4 Tesla	86
VI.6.b	Résultats d'analyse statistique de séparation magnétique d'intensité 1.9 Tesla	87
VI.6.c	Résultats d'analyse statistique de séparation magnétique d'intensité 1.4 Tesla	87
VI.7	Résultats d'analyse statistique de séparation magnétique d'échantillon total	88

LISTE DES ACRONYMES

Abréviation	Signification
FERPHOS	Entreprise national du fer et phosphate
SOMIFER	Société des Mines de Fer d'Algérie
LAVAMINE	Laboratoire de valorisation des ressources minières et environnement
DTD	Division technologies développement
CRAPC	Centre de recherche des analyses physico-chimiques
Cal	Calcite
Gth	Goethite
Hem	Hematite
Lm	Limonite
Qz	Quartz
I	Illite
PAF	Perte au feu
LM	Lames minces
LPA	Lumière polarisée
DRX	Diffraction des rayons X
FX	Fluorescence des rayons X
MEB	Microscope électronique à balayage
IR	Infrarouge
A	Ampère
γ	Rendement
Mt	Millions tonne
T	Tesla
I_p	Indice de basicité
BIF	Gisement de fer rubané
f_m	la force magnétique agissant sur une particule
χ_0	Susceptibilité magnétique de la particule
μ_0	Perméabilité d'un vide
H	Intensité du champ magnétique
grad (H)	Gradient du champ magnétique
ΔL	distance entre deux points quelconques du champ magnétique

SMBIS	Séparateur magnétique à basse intensité sèche
SMBIH	Séparateur magnétique à basse intensité humide
SMHIS	Séparateur magnétique à haute intensité sèche
SMHIH	Séparateur magnétique à haute intensité humide
SMHG	Séparateur magnétique à haut gradient

AVANT-PROPOS

Problématique :

Le minerai de fer de Rouina est constitué essentiellement de limonite et d'hématite avec un taux élevé d'impuretés de silice et d'alumine. Ce gisement fait partie des gisements pauvres en fer et nécessite une valorisation.

Objectifs :

- réaliser une caractérisation physico-chimique et minéralogique des échantillons prélevés afin d'identifier la composition chimique et minéralogique, ainsi que les interactions des composants (minéraux utiles et gangues stériles);
- Choix d'un procédé de traitement pour augmenter la teneur en fer dans le concentré tout en réduisant le taux d'argiles contenu dans le minerai, afin de répondre aux exigences des consommateurs dans les différentes industries telles que la métallurgie, la production des pigments...etc.

Approche scientifique :

Cependant, des travaux de recherche sont réalisés ou sont en cours dans le monde disposant des gisements de minerai de fer pauvres avec des quantités très importantes. Il est à signaler que chaque type de minerai possède ses spécificités et ses caractéristiques. Les procédés utilisés peuvent être: la séparation gravimétrique, séparation magnétique à basse et haute intensité, flottation, méthode chimique et méthode biologique.

Originalité des objectifs et sa contribution éventuelle à l'avancement des connaissances :

- Approfondissement des connaissances sur le gisement : caractérisation du minerai dans les différentes couches, structure, minéraux présents, distribution du fer ;
- Etude des différentes solutions envisagées par les laboratoires de recherche étrangers et leur adaptation au contexte algérien ;
- Contribution au développement d'un procédé de traitement du minerai pour son enrichissement ;
- Proposer de nouvelles solutions.

Résultats et impacts attendus :

La caractérisation et le traitement du minerai de Rouina permettent d'identifier les composants de minerai et l'augmentation de la teneur en fer ainsi que la réduction de sa teneur en impuretés à des niveaux permettant son exploitation.

Sur le plan scientifique : la recherche est orientée à trouver une procédure efficace pour éliminer la matière argileuse et enrichir le minerai en fer afin d'obtenir un concentré de haute qualité;

Sur le plan technique : le développement et la maîtrise d'un nouveau procédé efficace pour enrichir le minerai en fer permettant d'acquérir une autosuffisance et une liberté d'action sur le plan technique assurée par des compétences purement nationales;

Sur le plan économique : l'enjeu est également important, car le minerai enrichi en fer et débarrassé de ses impuretés, peut être utilisé par les industries sidérurgiques algériennes et exporté à l'étranger. En plus les rejets issus de l'enrichissement peuvent être utilisés comme un adjuvant dans les cimenteries ce qui donne un impact sur l'économie du pays ;

Sur le plan socio-économique : l'impact est considérable, car un minerai de haute qualité avec un coût moindre sera disponible en abondance. Aussi, la réussite de thèse fera notamment rehausser l'employabilité des diplômés de la région.

INTRODUCTION GENERALE

L'augmentation de la demande mondiale en minerai de fer et leur large consommation dans des plusieurs domaines particulièrement la métallurgie. La surproduction de ce type de gisement peut causer l'épuisement de cette ressource naturelle non renouvelable. Afin d'augmenter la durée de vie du gisement, la valorisation des minerais pauvres et les déchets miniers devient nécessaire pour répondre aux consommateurs.

La valorisation des minerais de fer pauvres conduit à la production des concentrés pour leurs transformations en produit techniquement et économiquement acceptables pour les différentes industries conformément aux exigences du point de vue composition chimique, teneur en fer, granulométrie et le comportement en cours de réduction.

Les ressources nationales en minerai de fer nationales sont localisées et réparties sur six gisements dont ceux de l'Ouenza et Boukhadra du groupe Ferphos situés à l'Est du pays, exploités avec une teneur moyenne de 50 % Fe. La capacité de production de ces deux gisements est environ de 2 millions de tonnes/an. Actuellement, d'autres gisements sont exploités en Algérie de la filiale SOMIFER-spa le gisement de Chaabet-El Ballout (Souk-Ahras), avec une teneur de 53% Fe., Khanguet (Tébessa), Sidi Maarouf (Jijel), Djebel Anini (Sétif), Rouina (Ain Defla) avec une teneur moyenne de 40 % Fe_2O_3 . Le gisement de Gara Djebilet avec une réserve qui dépasse 3.5 milliards de tonne n'est toujours pas exploité.

Le gisement de fer –ROUINA est situé dans la Wilaya d'Ain Defla est l'une des anciennes mines d'Algérie, sa production est destinée à servir les cimenteries du centre et Ouest y compris : Meftah (Blida), Rais Hamidou (Alger), Chlef, LCO LAFARGE, Sig (Mascara), Zahana (Mascara), Beni Saf (Ain Temouchent) comme ajout parce que la matière première extraite est considérée comme un minerai de fer de faible teneur contient un taux élevé des impuretés tels que la silice et l'alumine.

Une caractérisation physico-chimique et minéralogique est donc nécessaire afin de bien connaître et identifier la composition chimique, minéralogique et les interactions entre les différents composants minéraux. Le choix du procédé de traitement du minerai de fer de Rouina est basé sur les différences des propriétés des différents minéraux à séparer car ceci nous permet d'obtenir un concentré de haute qualité métallurgique.

Cependant, des analyses par diffractions des rayons X, fluorescence X, microscope électronique à balayage, infrarouge, lames minces, sections polies et analyse pétrographique sont réalisées sur des échantillons de minerai de fer de Rouina. Les résultats montrent que ce gisement est pauvre car il est constitué essentiellement de limonite et d'hématite avec un taux élevé d'impuretés de silice et d'alumine.

Tenant compte des résultats d'analyses, des caractéristiques du minerai et la maille de libération des minéraux utiles, des essais de valorisation sont réalisés au Laboratoire de Valorisation des Ressources Minières et Environnement (LAVAMINE), Université de Badji Mokhtar –Annaba. A cet effet, des essais d'enrichissement préliminaire par lavage sont appliqués pour réduire le taux d'argiles contenu dans le minerai. Le produit obtenu par le

procédé de lavage est soumis à une séparation magnétique à haute intensité par voie sèche. Les résultats obtenus par ces deux procédés sont encourageant et le concentré de minerai de fer répond aux normes exigées par la sidérurgie.

L'objectif de la thèse de Doctorat est la caractérisation du minerai de fer de Rouina, suivi par des essais de valorisation et élaboration d'un schéma de traitement. De ce fait, elle est structurée en quatre chapitres avec une introduction et conclusion générale.

Le premier chapitre comporte la recherche bibliographique, l'étude est consacrée l'appréciation, et l'importance des minerais de fer, les types, les besoins en la matière, la production des minerais de fer, ainsi que la situation actuelle et perspective sur les minerais de fer en Algérie. Dans ce même chapitre, l'étude comporte aussi la synthèse des travaux de recherche sur les méthodes récentes et classiques d'enrichissement du minerai de fer.

Le deuxième chapitre est consacré à la situation géographique, la géologie de la région, un aperçu stratigraphique et la minéralisation du gisement de Rouina –Ain Defla.

Le troisième chapitre porte sur l'échantillonnage et la caractérisation du minerai de fer de Rouina tels que l'analyse de tamisage, l'analyse minéralogique et microscopique (lames minces), ainsi que les analyses physico-chimique (DRX, FX, MEB et IR).

Le quatrième chapitre de cette thèse est consacré à l'étude expérimentale visant à réduire le taux des argiles se trouvant dans le minerai de fer de Rouina et l'augmentation de la teneur en minéral utile. Ce travail de recherche réside dans l'application du procédé de lavage comme une méthode d'enrichissement préliminaire suivi par la séparation magnétique à haute intensité sèche comme une méthode de traitement. La discussion et l'interprétation des résultats obtenus par ces expérimentations nous ont permis de proposer un schéma de traitement du minerai de fer de Rouina afin d'obtenir un concentré de haute qualité répondant aux exigences industrielles.

Chapitre I : Partie 1 : Analyse bibliographique sur les minerais de fer

Sommaire :

Introduction

1- Définitions

2- Types des minerais de fer

3- Les gangues associées

4- Susceptibilité magnétique

5- Origines des minerais de fer

5-1- Processus de formation

5-1-1- Processus physiques et chimiques

5-1-2- Processus mécanique

5-2- Type des gisements

5-2-1- Gisements sédimentaires

5-2-2- Gisements ignés

5-2-3- Gisements Hydrothermale

5-2-4- Enrichissement Surfaccique

6- Domaines d'utilisation

Conclusion

INTRODUCTION

Le fer est le quatrième élément le plus abondant dans la croûte terrestre. La plupart du minerai de fer extrait de haute qualité est transporté, et puis expédié où la quasi-totalité de la production mondiale (98%) est destinée à la sidérurgie.

I.1 DEFINITIONS

- **Gisement de fer** : est un corps minéral d'une taille suffisante, contenant une teneur en fer et une composition chimique avec des caractéristiques physico-économique qui le permet d'être une source minérale immédiate ou potentielle. (Kennedy B.A., 1990)

- **Le minerai riche** : ce qui donne des minerais marchands sans aucune transformation (run of mine), ou après concassage-criblage, parfois après un traitement simple n'affectant qu'une faible partie du tout-venant (débouillage, élimination ou enrichissement des parties les plus fines souvent plus chargées en impuretés). Les minerais riches titrent en général entre 55 et 67 % de fer.

- **le minerai pauvre** : est un tout-venant qui doit subir un traitement parfois complexe permettant d'éliminer la plus grande partie de la gangue. Par enrichissement, on obtient généralement des concentrés pour agglomération. Les teneurs en fer des minerais actuellement exploités s'échelonnent entre 25 et 50 %. (Pierre SALESSE., 1989)

I.2 TYPES DES MINERAIS DE FER

On peut classer les minerais de fer selon plusieurs facteurs (la composition minéralogique, la composition chimique, la granulométrie...etc.). La composition chimique est la plus utilisée pour la classification des différents types de minerai comme présentée sur le tableau I.1

Tableau I.1 Différents types du minerai de fer (Ferenczi, P. 2001)

Minerais	Formule chimique	Teneur théorique possible (%)	Masse volumique (g/cm ³)	Dureté
Hématite	Fe ₂ O ₃	70	5.1	5 – 6
Magnétite	Fe ₃ O ₄	72	5.2	5.5 – 6
Martite	α-Fe ₂ O ₃	70	5.3	5.5 – 6.5
Goethite	FeO(OH)	63	3.3 - 4.3	5 – 5.5
Sidérite	FeCO ₃	48	4	4
Chamosite	(Mg,Fe,Al) ₆ (Si,Al) ₄ O ₁₄ (OH) ₈	45	3.1	3
Pyrite	FeS ₂	47	4.9	6 – 6.5
Limonite	FeO(OH).n(H ₂ O)	63	3-4	5 – 5.5
Lépidocrocite	γ-Fe ₂ O ₃ .H ₂ O	60	4.1	5
Greenalite	Fe ₃ Si ₂ O ₅ (OH) ₄	45	2.9	3
Ilménite	FeTiO ₃	37	4.7 - 4.79	5 - 6

- **Hématite Fe_2O_3 :**

Il est connu aussi « fer naturel », un nom qui a été utilisé dans le domaine d'exploitation minière quand certains minerais de fer (hématite) ont une teneur en fer de 66% et peuvent alimentés directement le haut fourneau (Mineral Information Institute., 2006). La plupart des gisements d'hématite sont d'origine sédimentaire telle que les gisements de fer rubané (BIF). Leurs formations ne sont pas comprises entièrement, bien qu'il soit connu qu'ils sont formés par la précipitation chimique du Fe des mers peu profondes il y a environ 1.8 – 2.6 millions d'années, pendant la période précambrienne. (Harry K. et al., 1973)

- **Magnétite Fe_3O_4 :**

Est un minéral métallique, qui contient deux oxydes de fer (Fe II et Fe III) et Fe_2O_3 (Norman N.G, Alan E., 1997). La magnétite de haute teneur contient plus de 60% Fe avec certaines impuretés tel que la silice, l'alumine et le phosphore. La magnétite peut être enrichie par concassage suivi par une séparation magnétique. Cette séparation est efficace pour la magnétite de faible teneur en comparaison avec l'hématite.

- **Martite α - Fe_2O_3 :**

Le terme martite est utilisé dans l'industrie du fer pour l'hématite secondaire formée en remplaçant la magnétite. Le remplacement s'effectue à partir des bords extérieurs vers le centre des grains de magnétite, généralement le long de plans cristallographiques. Une partie de la martite dans les dépôts de Wabush contient jusqu'à 10% en poids de Mn. (Petruk, W., 2000)

- **Goethite et Limonite $FeO(OH)$:**

La goethite est une substance minérale secondaire formée par l'oxydation de carbonates de fer, d'hématite, de martite et de magnétite. Il se présente sous forme de poudres et de masses botryoidales dans les espaces ouverts le long des failles, dans les espaces interstitiels entre les grains d'hématite et en tant que couche externe sur les grains d'hématite et de martite. Des masses de goethite sont présentes dans le quartz où la goethite a remplacé l'hématite. La goethite qui a remplacé l'hématite ne contient pas de Mn, tandis que la goethite qui a remplacé les carbonates et la martite contient des quantités importantes de Mn (jusqu'à 27% en poids de Mn). Une partie de la goethite a été remplacée par un oxyde de Fe hydraté contenant 25 à 45% en poids de Fe et pas de Mn. L'identité de cette phase n'a pas été déterminée, bien qu'elle soit communément appelée limonite. (Petruk, W., 2000)

- **Sidérite $FeCO_3$:**

Elle présente la proportion des réserves les plus bas au monde. Quand elle est pure, elle contient 48.3% Fe mais elle est facilement décomposée à une hématite de 70% Fe par l'échauffement (Petruk, W., 2000).

- **Chamosite $(Mg,Fe,Al)_6(Si,Al)_4O_{14}(OH)_8$:**

Il se produit avec l'ensemble de la sidérite et l'hématite dont la concentration relativement faible. Elle est usuellement contient certaines sulfures, phosphore et autres éléments tels que le quartz et la calcite. (Harry, K et al., 1973)

I.3 LES GANGUES ASSOCIEES

Chacun des minerais contient des impuretés, qui sont connu comme « gangues ». La présence de certains éléments peut influencer positivement ou négativement sur les caractéristiques du minerai ou sur l'opération de métallurgie au niveau du haut fourneau.

Idéalement, le minerai de fer contient seulement le Fe et l'oxygène, mais typiquement, il contient des éléments indésirables pour les différentes industries. (Taylor D et al., 2001)

Il y a plusieurs éléments principaux qui incluent les argiles (kaolinite, alumine, gibbsite...etc.), les oxydes (l'oxyde de silice, l'oxyde de calcium, l'oxyde du magnésium...etc.) et autres. La plupart des minerais de fer contiennent le SiO_2 et Al_2O_3 . Le tableau I.2 présente les différents minéraux de gangue dans les minerais de fer.

Tableau I.2 Différents types de gangue dans les minerais de fer (Deer, W.A. et al., 1992).

Minéral	Formule Chimique
Quartz	SiO_2
Calcite	CaCO_3
Kaolinite	$\text{Al}_4(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_8$
Gibbsite	$\text{Al}(\text{OH})_3$
Minnesotaite	$(\text{Mg,Fe})_3\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$
Stilpnomelane	$(\text{K,Na,Ca})_{0,6}(\text{Mg,Fe}^{2+},\text{Fe}^{3+})_6\text{Si}_8\text{Al}(\text{O,OH})_{27}2-4\text{H}_2\text{O}$
Chlorite	$(\text{Fe,Al,Mg})_3(\text{Si,Al})_2\text{O}_5(\text{OH})_4$
Pyrolusite	MnO_2
Ankerite	$\text{Ca}(\text{Fe, Mg, Mn})(\text{CO}_3)_2$

I.4 SUSCEPTIBILITE MAGNETIQUE

Différents minéraux existant sur la terre possèdent différentes propriétés magnétiques, allant de fortement magnétique (ferro et ferri-magnétique), faiblement magnétique (para-magnétiques), zéro magnétique (dia-magnétique) et ceci peut être représenté par la susceptibilité magnétique.

La susceptibilité magnétique d'un minéral peut être mesurée en comparant le gain de poids dans un champ magnétique avec un minéral standard, dont la susceptibilité magnétique est connue. Elle se varie d'un type du minerai de fer à un autre à cause des différents minéraux qui le compose, ces valeurs sont présentées dans le tableau I.3.

Tableau I.3 Susceptibilité magnétique des différents types des minerais de fer (Liming Lu., 2015)

Minéral	Susceptibilité magnétique (10^{-6} kg/m ³)	Molécule
Magnétite	625 – 1156	Fe ₃ O ₄
Martite	6.2 – 13.5	α - Fe ₂ O ₃
Hématite	0.6 – 2.16	Fe ₂ O ₃
Limonite	0.31 – 1.0	FeO(OH).n(H ₂ O)
Sidérite	0.7 – 1.5	FeCO ₃
Ilménite	0.34 – 5.0	FeTiO ₃
Pyrite	0.34	FeS
Quartz	0.0025 – 0.126	SiO ₂
Calcite	0.0038	CaCO ₃
Chlorite	0.38 – 1.13	(Fe,Al,Mg) ₃ (Si,Al) ₂ O ₅ (OH) ₄
Biotite	0.5 – 6.5	K(Mg,Fe) ₃ (Si ₃ AlO ₁₀)(OH,Fe) ₂

I.5 ORIGINES DES MINERAIS DE FER

I.5.1 Processus de formation

Le tableau I.4 présente le processus de formation géologique ainsi que le type du minerai de fer obtenu avec ces principaux minéraux (US EPA., 1994).

Tableau I.4 Processus de formation géologique du minerai de fer (US EPA. 1994).

Processus	Type du gisement	Minéraux principaux
Sédimentation	gisement de Fer rubanée (BIF)	Magnétite, Hématite, Sidérite, Fer Silicatés
	Roches Ferreuses	Chamosite, Limonite, Hématite, Sidérite
Activité igné (volcanique)	Séparation magmatique	Titanifère, Ilménite, Magnétite, Fer silicatés
	Pyrométasomatique	Magnétite
L'érosion à la surface ou proche	Enrichissement secondaire des gisements de fer en teneur faible	Magnétite, limonite, sidérite

Lors de la formation naturelle du minerai de fer, il se produit des couches des oxydes de fer qui sont disposées avec des couches riches en silice partiellement décomposée, ce qui présente un minerai de fer de faible teneur (pauvre), (S. A. Elmquist R.H. Behrendt., 1994).

La formation d'un gisement du minerai de fer peut être :

- Sédimentation directe
- Activité ignée (volcanique)
- La désagrégation à la surface ou proche (Métamorphique).

1.5.1.1 Processus physiques et chimiques

Sont des processus les plus répandues. Le processus commun de concentration d'un métal ou d'un minéral est la dissolution chimique des composants d'une roche, leur transport dans une solution et leur précipitation comme des minéraux dans certains sites spécifiques de disposition, usuellement contrôlée par le contraste chimique ou changement chimique environnementale. Dans le processus de cristallisation, la roche plus dense qui porte les minéraux va se séparer par gravité pour former un gisement riche en fer. Pendant la descente d'eau de la surface ou la montée d'eau du fond à travers les strates des roches (Howard L.H. (ed.), 1987).

1.5.1.2 Processus mécanique

L'érosion, le transport et la déposition sont généralement les causes principales de ce processus de formation. La grande valeur de la gravité spécifique des roches qui portent les minéraux de fer lui permet de déposer plus tôt que les autres minéraux plus légers. Cette méthode est responsable de la formation de certains gisements d'hématite et de magnétite (Robb L., 2004).

I.6 TYPE DES GISEMENTS

Les gisements du minerai de fer sont classés en quatre catégories basés selon leur mode d'origine [Pratt, R. (1993)], en utilisant l'aspect des classifications précédentes par (Gross G.A., 1970) et (Klemic H. et al., 1973).

I.6.1 Gisements sédimentaires

Ils présentent les ressources plus exploités au monde. Ils comportent des couches des sédiments riches en fer et silice et des roches méta-sédimentaires principalement composées des grains grossiers ou fines de quartz et des oxydes de fer, carbonates ou silicates. (Kennedy, B.A., 1990). La formation sédimentaire du minerai de fer est généralement formée par une variété des environnements marins et rarement des marécages continentaux (Kimberley, M.M., 1989).

Les gisements de fer rubané (BIF) sont presque exclusivement de la période précambrienne (il y a 1.8-2.6 milliards d'années). Ils sont des roches sédimentaires métamorphosés et se composent généralement des minéraux de fer à couche minces et de silice (quartz). Le fer se résulte peut être de la sidérite carbonatée (Harry K. Harold et al., 1973). Des informations extensives collectées indiquent qu'ils sont formés par un processus expansif volcanique ou hydrothermale (Gross G. A., 1993).

Les BIF sont classés en deux types :

- le type supérieur qu'est formé près de la coté de plateforme continentale en association avec la dolomite, quartzite et schiste argileux.
- le type algoma qui est associé avec les activités volcaniques (Edwards R. and Atkinson K., 1986).

Les gisements sédimentaires oolitiques sont des roches de fer oolitiques massive stratiforme dans des sédiments calcique terrigènes. Ils sont âgés de protérozoïque au crétacé et étaient une source importante de minerai avant 1970, de mauvaise qualité avec une teneur (30-50% Fe) en relation avec les dépôts de BIF (55-65% Fe) (Ferenczi P., 2001). Deux types sont identifiés :

- Le type Clinton qui comporte des minéraux profonds de couleur rouge à violet composé d'hématite, sidérite et chamosite.
- Le type minette qui comporte des minéraux brunâtre a brun verdâtre foncé, composé principalement de sidérite ou minéraux silicatés (Berthierine et Chamosite).

Ces gisements sont formés dans un environnement marin peu profond et accumulé le long des marges continentales passives pendant les périodes de repos, extension et le changement de niveau global de la mer (Van Houten F. B., Hou H. F., 1990).

I.6.2 Gisements ignés

Il y a deux types de formation :

- La ségrégation magmatique d'une fonte riche en magnétite non miscible en association avec des couches intruses mafiques-ultramafiques; Ils se produisent sous forme des coutures massives cumulé-texturales souvent minés pour leurs concentrations économiques en Titane et/ou vanadium (ex : Complexe de Bushveld, L'Afrique du sud).
- L'injection des fluides riches en magnétite dans les roches encaissantes (ex : skarns de fer). Les skarns de fer (ou dépôts métasomatiques) sont principalement dérivés de granitique au intrusive mafique et peut héberger dans une variété des types des roches.

Ces dépôts sont massives, d'une forme irrégulière à tabulaire qui continue pour être une source de fer dans plusieurs pays (ex : Pérou et Russie) (Ferenczi P., 2001). La concentration minérale dans les roches ignées se produit comme des flux distinctifs dans les successions volcaniques ou comme des couches dans le magma qui est refroidi au niveau profond de l'écorce terrestre (Howard L.H., 1987).

I.6.3 Gisements hydrothermales

La formation de ce type se déroule par la circulation des solutions aqueuses chauffées riche en fer d'origine magmatique, métamorphique ou sédimentaire. Ces gisements se forment sur la base de la plupart des oxydes de fer-Cuivre-Or (Iron Oxide Cooper Gold IOCG) (Hitzman, M.W., et al., 1992) et (Porter, T.M., 2000).

Les gisements approximativement hydrothermaux sont composés essentiellement de magnétite-hématite qui ont remplacés les roches non ferrugineuses (ex : minerai de fer de Kiruna). Ces gisements usuellement possèdent une signature magmatique manifeste et les

roches de mur adjacent sont généralement intensément altérés. L'hématite porte les veines de quartz au sein des zones fausses qui sont aussi une partie de ce groupe (Pollard, P.J., 2000).

I.6.4 Enrichissement Surfaccique

Les gisements de ce type résulte du processus d'érosion subaérienne généralement de pourtour ferrugineux de faible teneur, communément BIF.

L'érosion des minéraux inertes durs ou denses se produit dans une roche au niveau de la surface ou proche de ceux-ci, pour survivre l'érosion chimique et transporter dans les systèmes hydrogéologiques et reconcentrer dans les différents environnements. Les latéritiques matures se développent sous un climat tropical humide et peut former des couches dures extensives (couche ferrugineuse) riches en hydroxydes de fer.

L'enrichissement supergène implique l'érosion et la lixiviation de la partie supérieure d'un dépôt minéral (zone d'oxydation) et ré-déposition des minéraux ferreux dans le niveau inférieur (zone d'enrichissement secondaire ou supergène). L'hématite terreuse et les oxy-hydroxydes de fer tel que Goethite, limonite et lépidocrocite sont les minéraux principaux qui sont produit lors du processus d'enrichissement surfaccique ou proche-surfaccique (Ferenczi P., 2001).

L'érosion physique et chimique par le processus de la formation du sol de la préexistence de minerai de fer se résulte à cause des concentrations progressives d'oxyde de fer afin de former des gisements de fer riches (US EPA., 1994).

I.7 DOMAINES D'UTILISATION (R. M. Cornell, U. Schwertmann., 2003)

L'utilisation de minerai de fer est diversifiée, presque 98% du minerai expédié est utilisé comme une matière première pour les industries sidérurgiques, le reste est reparti aux autres domaines telles que :

- Additif pour la fabrication des ciments ;
- Pigments pour la peinture et l'industrie constructive ;
- Ferrite et pigments magnétiques ;
- Catalyses pour des synthèses industrielles ;
- Adsorbant pour la purification de l'eau et du gaz et du traitement des fluides faiblement radioactives ;
- Fabrication des bijoux (surtout l'hématite) ;
- Industries chimiques ;
- Production photochimique ;
- Agent de pondération dans les boues de forage ;
- Alimentation animale ;
- Production des engrais ;

- Amélioration des sols ;
- Enrichissement des minéraux (lavage du charbon) ;
- Polissage des lentilles optiques ;

CONCLUSION

Un minerai de fer est considéré pauvre lorsqu'il doit subir un traitement parfois complexe permettant d'éliminer la plus grande partie de la gangue. Les teneurs en fer des minerais actuellement exploités varient entre 25 et 50 %.

On peut classer le minerai de fer selon plusieurs facteurs (la composition minéralogique, la composition chimique, la granulométrie...etc.).

Lors de la formation naturelle du minerai de fer, se produit des couches d'oxydes de fer qui sont disposées avec des couches riches en silice partiellement décomposée, ce qui présente un minerai de fer de faible teneur (pauvre). La formation d'un gisement du minerai de fer peut-être :

- Sédimentation directe
- Activité igné (volcanique)
- La désagrégation à la surface ou proche (métamorphique)

Les gisements du minerai de fer sont classés en quatre catégories basés selon leurs origines.

Chapitre I : Partie 2 : Revue littérature sur les minerais de fer

Sommaire :

Introduction

- 1- Séparation gravimétrique
- 2- Séparation magnétique
 - 2-1-Principes
 - 2-2-Propriétés magnétiques
 - 2-3-Développement du procédé
- 3- Flottation :
 - 3-1-Méthodes de flottation du minerai de fer
 - 3-2-Réactifs de flottation du minerai de fer
- 4- La séparation électrostatique
- 5- Méthodes chimiques
 - 5-1-Elimination du phosphore des minerais de limonite oolitique
 - 5-2-Elimination des éléments siliceux, alumineux et sulfureux
 - 5-3-Elimination de phosphore des minerais goethite-hématite
- 6- Biominéralisation du minerai de fer

Conclusion

INTRODUCTION

La minéralurgie se définit comme l'ensemble des méthodes de traitement utilisées lorsqu'un minerai extrait est enrichi afin d'obtenir un concentré riche en minéral utile et un taux faible de gangues stériles considérées comme des éléments nuisibles.

Le développement significatif de la sidérurgie ces dernières années a entraîné une augmentation rapide de la demande du minerai de fer. L'état actuel de la production des minerais de fer à haute teneur ne peut plus répondre aux besoins des consommateurs. La solution est l'exploitation et le développement des gisements des minerais de fer pauvres qui génère la nécessité de les valoriser pour améliorer la qualité du concentré obtenu répondant ainsi aux exigences techniques pour les différentes utilisations.

Les méthodes de traitements comportent : le concassage, le broyage, le criblage, la classification, la séparation gravimétrique, la séparation magnétique, la flottation, la séparation électrostatique, les méthodes chimiques et méthodes biologiques, la figure I.1 présente les méthodes classiques d'enrichissement. Ce chapitre comporte les principes et les avancements récents dans le domaine d'enrichissement pour les minerais de fer dans le monde.

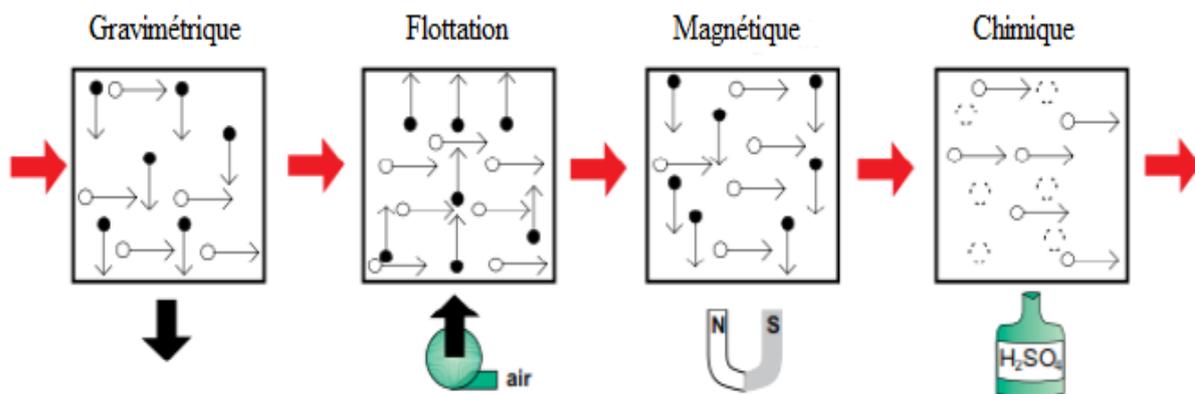


Figure I.1 Méthodes classiques d'enrichissement des minerais de fer

I.1 SEPARATION GRAVIMETRIQUE

Les méthodes d'enrichissement de minerai de fer sont développées pour inclure le traitement des minerais en faible teneur (pauvres).

Les minerais de fer contenant les silicates s'enrichissent facilement en utilisant un simple lavage ou les grains de silice fins et friables peuvent se séparer du fer par une classification hydraulique. La technologie d'enrichissement des minerais de fer pauvres a été développée largement dans la région de Mesabi –Minnesota- pendant les années 1950-1960 et a été appliqués pour les gisements similaires (Joseph J. Poveromo., 1999).

I.1.1 Lavage

Le lavage est la méthode d'enrichissement la plus simple basé sur la différence de densité et la taille des particules entre le fer et la silice ainsi que les argiles. L'intensité d'agitation en combinaison avec le débit de l'eau de lavage permettra d'éliminer la silice. (Joseph J. Poveromo., 1999).

Le lavage est souvent employé en utilisant le classificateur à spirales ou à râteaux, table à secousses Wilfley et spirale Humphrey. Il est possible de traiter les minerais de fer de dimension inférieure à 2-3 mm (Pierre BLAZY et Robert JOUSSEMET., 2005).

(Chaabia R et al. 2015) dans un travail de recherche, ont appliqués un criblage humide et lavage (deschlammage) sur le minerai de fer d'Anini contenant 55% Fe et 26.20% SiO₂ et 12% Al₂O₃, pour l'élimination de la matière argileux, ce qu'a permis d'obtenir un concentré de teneur 62% Fe, 2,3% SiO₂ et 3% Al₂O₃.

Le lavage a été utilisé comme une méthode d'enrichissement préliminaire d'un minerai de fer argileux issu de la mine de Rouina (Messai A. et al.2018). Les résultats obtenus sont significatifs d'une part la teneur en fer est de 51,03% contre 44,18% dans le minerai brut non lavé, d'autre part la teneur d'Al₂O₃ a diminué de 7.87% à 1.45%.

I.1.2 Jiggage

Le Jiggage est une opération plus complexe que l'opération de lavage, elle est utilisée pour les minéraux réfractaires nécessitant un concassage pour libérer les particules de silice. Pour avoir une bonne efficacité de l'opération, la dimension des particules doit être supérieure à 15mm (Rath R. K., & Singh R., 2007).

Par l'utilisation d'un Jig par centrifuge, "KELSEY", (Nayak N. P., & Pal B. K., 2013) ont menés des essais de traitement sur un minerai de fer pauvre contenant une teneur en Fe de 54.47%. La séparation a été effectuée avec différentes vitesses de rotation et pulsations et le concentré obtenu contient 59% - 65% en Fe et avec un rendement 46-62%.

(Das B et al. 2007) ont réalisés des études sur l'efficacité de jiggage sur le minerai de fer pauvre d'Orissia utilisant " jig Denver " et " Jig Harz ". Les résultats obtenus sont appréciables avec un taux de récupération de 78.6% et une teneur de 63,7% en Fe avec une vitesse moyenne de l'eau et dimension des particules à séparer de 5 mm.

(Yang D. C. et al. 2003) ont menés plusieurs tests en utilisant un concentré de magnétite issu d'une mine A (échantillons 1 et 2) et un minerai brut de taconite issu d'une mine B (échantillon 3) de teneur en fer de 32,8% et un échantillon brut d'hématite pour tester la performance de PCJ (Packed Column Jig). L'utilisation des deux étages de CPJ a permis d'obtenir un concentré de haute qualité, atteignant 71.4% Fe et 1.5% SiO₂ avec un taux de récupération de 93% à partir d'un produit initial de 67.7% Fe et 5.6% SiO₂.

I.1.3 Séparateur Multi Gravitaire (MGS)

Le MGS est utilisé pour l'enrichissement d'un minerai pauvre avec des particules fines pauvres de diamètre de 0,5 mm en fonction de la différence de la masse volumique à l'aide de la force et l'accélération centrifuges générés par un tambour rotatif avec des secousses sinusoïdales (Aslan N., 2008).

Une étude réalisée par (Chaurasia R. C., & Nikkam S., 2017) sur l'optimisation d'enrichissement de minerai de fer pauvre par MGS, un concentré de Fe 65.2% est obtenu à partir d'une alimentation de 50.74% dans les conditions optimales de vitesse de la rotation et angle d'inclinaison du tambour.

(Sharma J et al., 2015), (Roy S., 2009) et (Rao G. V et al., 2017), ont réalisé des tests sur l'efficacité de MGS pour l'enrichissement des minerais de fer et les résultats obtenus sont significatives avec des concentrés de teneur 65%, 66,5% et 62.60% et un taux de récupération 70%, 70,52% et 61,74% respectivement.

I.1.4 Table à secousses

(Raghukumar C. et al., 2012) a mené une étude sur l'enrichissement d'un minerai de fer de haute teneur en alumine par l'utilisation d'une table à secousses, les tests sont réalisés avec la variation de débit d'eau de lavage, l'inclinaison de la table tout en conservant l'amplitude (10 cm), et la fréquence (150 cycles/min) des secousses constantes, le meilleur résultat obtenu est un concentré de teneur 66.82% avec une diminution significative de l'alumine et la silice à 2.1% et 1.55%, respectivement.

I.1.5 Hydrocyclone

Un hydrocyclone est un dispositif utilisant la force centrifuge pour classer les particules solides dans un flux liquide, par dimension et/ou densité.

D'après un échantillon contenant 49.40% de Fe, 13.51% de SiO₂, 9.80% en Al₂O₃, (Rao G. V et al., 2016) ont démontré qu'il est possible d'obtenir un concentré de 67.40 % Fe, 1.12 % SiO₂, et 1.30 % Al₂O₃ avec un rendement de 42.69 % et taux de récupération 58.2 %. Il est possible aussi d'obtenir un concentré de 65.93 % Fe, 1.45 % SiO₂ et 1.94 % Al₂O₃ avec un rendement 45.18 % et taux de récupération 60.3 %.

À l'aide d'un modèle statistique; (Mohanty S., & Das, B., 2010) ont prédit d'obtenir un concentré de 65.0% pour un échantillon contenant 57.84% Fe, 6.0% Al₂O₃, et 6.7% SiO₂.

(Dayal V., & Pan S. P. S., 2014) ont réalisé de tests sur un échantillon qui se compose de 60.58% Fe, 5.97% SiO₂ et 3.24% Al₂O₃ par hydrocyclonnage et le concentré issu de l'opération atteignant ainsi 62.89% Fe, 4.09% SiO₂ et 2.69% Al₂O₃ avec un rendement de 87%.

I.2 SEPARATION MAGNETIQUE

I.2.1 Principes (Xiong D et al. 2015)

Les matériaux possèdent une différence des propriétés magnétiques ce qui facilite leur séparation. La figure (a) présente quand des boules en acier et en céramique traversent un aimant permanent, on remarque que les boules d'acier sont attirées par l'aimant. La figure (b) montre que lorsqu'un aimant placé à proximité des particules de fer et boules en céramique ; la plupart des boules de fer sont attirés, tandis que la plupart des boules en céramique ne seront pas attirées. Les boules qui ne sont pas attirées tomberont en raison de la gravité. Si la force magnétique agissant sur une particule est plus forte que la force gravitationnelle, la particule va se déplacer vers l'aimant. La plupart des techniques de séparation magnétique des minéraux sont humide ou à sec, donc les forces d'entraînement dans un fluide et la tension interfaciale de surface sont également des forces concurrentes. Seulement si la force magnétique agissant sur une particule est plus forte que la somme de toutes les forces concurrentes, la particule va se déplacer vers l'aimant.

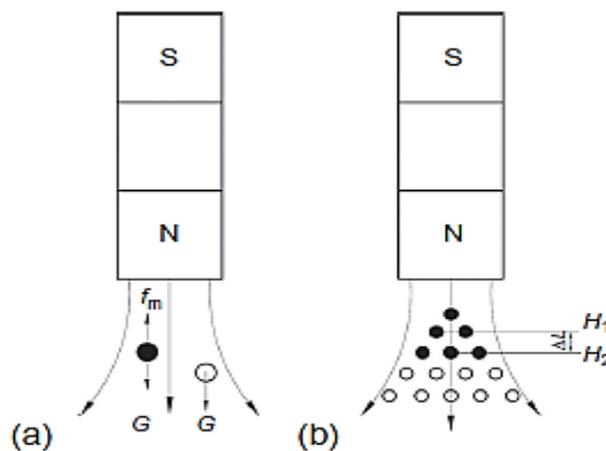


Figure I. 2 Séparation magnétique entre billes de fer et de céramique. ● - boule de fer, ○- boule en céramique, S- pôle sud de l'aimant, N- pôle nord de l'aimant, f_m - force magnétique, G- force de gravité, H- l'intensité du champ magnétique.

Le champ magnétique peut être fourni par un aimant permanent ou par l'excitation d'une bobine. La force magnétique agissant sur une particule peut être calculée en utilisant l'équation suivante:

$$F_m = m \cdot \chi_0 \cdot \mu_0 \cdot H \cdot \text{grad}(H) \dots\dots\dots(1)$$

où ; f_m : la force magnétique agissant sur une particule (Newton),

m : la masse de la particule (kg),

χ_0 : la susceptibilité magnétique de la particule (m^3/kg)

μ_0 : la perméabilité d'un vide, $\mu_0 = 4.10^{-7}$ (H / m),

H : l'intensité du champ magnétique (A / m)

grad (H) : le gradient de champ magnétique, $\text{grad (H)} = (H_2 - H_1) / \Delta L$, $\Delta L \rightarrow 0$ (A/m²)

ΔL : distance entre deux points quelconques du champ magnétique.

À partir de l'équation 1, la force magnétique est proportionnelle à quatre facteurs clés, à savoir, la masse, la susceptibilité magnétique de la particule, l'intensité et le gradient du champ magnétique.

En séparation magnétique, comme la masse et la susceptibilité magnétique de la particule sont constantes, seulement l'intensité du champ magnétique ou gradient peut être modifié pour changer la force magnétique. C'est pourquoi il est extrêmement important de créer un champ magnétique de haute intensité pour les minerais de fer oxydés afin d'obtenir une meilleure récupération du fer.

I.2.2 Propriétés magnétiques (Gosselin et al., 1999)

La séparation magnétique exploite les propriétés magnétiques des matériaux afin d'effectuer leur séparation. La susceptibilité magnétique est la propriété d'un matériau qui détermine son comportement dans un champ magnétique. À partir de cette propriété, les matériaux peuvent être divisés en trois classes :

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

I.2.3 Développement du procédé

Les premiers essais de l'application de la séparation magnétique dans le domaine d'enrichissement des minerais de fer ont été menés à la fin du 18^{ème} siècle, avec une expérimentation de valorisation d'un échantillon de magnétite en utilisant un aimant permanent. Le premier séparateur mis à jour est de type de haute intensité par voie humide en 1897 et la première application industrielle avec un séparateur magnétique de haute intensité par voie sèche fût en 1908. Cette technique a évolué jusqu'en 1970 où un séparateur industriel de grande tonnage (120 t/h) a vu le jour, c'était le point de départ d'un développement rapide (Gillet G., 2003).

Plusieurs types de séparateurs magnétiques ont été fabriqués et probablement les plus pratiques, les séparateurs de types secs et humides. Au même temps, ces séparateurs peuvent être à haute ou à basse intensité (Svoboda J., 1987a).

La valeur du champ magnétique appliqué est un paramètre très important dans la séparation magnétique. Donc on peut supposer que les SMBI génèrent un faible champ magnétique tandis que les SMHI génèrent un champ magnétique de haute intensité.

Cependant, il y a des exceptions à cette règle. Le choix du type de séparateur dépend de plusieurs facteurs, le plus important étant la granulométrie des particules à séparer, la répartition des propriétés magnétiques des particules à séparer et le débit de la machine (Svoboda J., & Fujita T., 2003).

- ***Séparateurs magnétique à basse intensité secs (SMBIS):***

L'application des séparateurs magnétiques à basse intensité à sec est soit l'enlèvement de fer et des impuretés fortement magnétiques ou la concentration des composants magnétiques. Aimants suspendus, poulies magnétiques et aimants en plaque et en grille sont usuellement employés comme créateurs du champ magnétique tandis que les séparateurs à tambours sont les plus utilisés (Svoboda J., & Fujita T., 2003).

- ***Séparateurs magnétique à basse intensité humides (SMBIH):***

Ils sont efficaces pour l'enrichissement des minerais de fer d'une granulométrie de 1 mm et pour la purification du produit et la récupération de la magnétite ou du Ferro-silicium utilisés dans les ateliers de traitement en milieu dense. Le type le plus utilisé est le séparateur à tambour (Svoboda J., & Fujita T., 2003). Ces derniers sont caractérisés par une vitesse de rotation lente du tambour (0.6 – 1.3 m/s). Il existe trois (3) types de séparateur : à courant parallèle, à contre-rotation et à contre-courant (Gillet G., 2003).

- ***Séparateurs magnétique à haute intensité secs (SMHIS):***

La technologie de la séparation magnétique à haute intensité en voie sèche (rotor induit) existe depuis le début du XXe siècle et les perfectionnements ont porté essentiellement sur la forme des pièces polaires, la conception du rotor (denture et rigidité), afin de diminuer la flèche du rotor due aux forces magnétiques importantes mises en jeu.

Récemment, l'apparition sur le marché d'aimants permanents à base de terres rares (Sm-Co ou Fe-Nd-B) a permis la réalisation de nouveaux séparateurs à haute intensité. Ces derniers se substituent dans beaucoup de cas aux appareils traditionnels du fait de leurs coûts d'investissement et de fonctionnement nettement inférieurs.

Dans le cas des séparateurs magnétiques à haute intensité, le dispositif générateur du champ magnétique est soit :

- un électroaimant ou circuit magnétique conventionnel, qui est composé d'une ou de deux bobines en cuivre résistif entourant un noyau de fer doux ($\mu_r = B/\mu_0 H$ très élevé). Ces systèmes magnétiques conventionnels sont capables de créer un champ magnétique d'environ 1600 kA/m ;

- un aimant permanent à forte énergie spécifique (BH) et à grande résistance à la démagnétisation (Hc) (Svoboda J., & Fujita T., 2003).

- ***Séparateur magnétique à haute intensité humide (SMHIH) :***

Ce type de séparateur se diffère des autres types dans le sens d'alimentation et le matériel aimanté de séparation. Cet appareil représente la matrice d'extraction de différents

formes ; plaques dentées, rainurées, assemblage de barreaux cylindriques ou biseautés, billes d'acier rainurées, assemblage de barreaux cylindriques ou biseautés, billes d'acier.

Cette matrice a trois buts essentiels ; produire des sites de collecte pour les particules paramagnétiques et ainsi permettre la séparation de particules non magnétiques, obtenir dans la zone de séparation (entrefer), des valeurs de gradient de champ magnétique élevées, de façon à générer des forces d'attraction élevées, et amplifier le champ magnétique extérieur appliqué, avec une répartition des lignes de champ plus uniforme dans toute la zone de séparation. La granulométrie des minerais à séparer est en général inférieure à 1 mm, mais elle peut atteindre de 4 - 5 mm (Gillet G., 2003).

- ***Séparateurs magnétiques à haut gradient (SMHG) :***

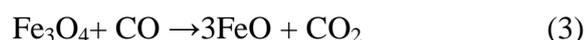
Ils permettent d'appliquer la séparation magnétique sur les minerais de fer pour les tranches granulométriques fines (peut atteindre 25 μm) et très faiblement magnétique.

Ils ont basés sur le remplacement des masses magnétiques induites par des solénoïdes (en cuivre ou supraconducteur). Les séparateurs à solénoïdes présentent l'avantage d'effectuer la séparation à l'intérieur même de la bobine d'induction où l'on a mis une matrice de type laine de fer ou plaque de métal expansé, dans laquelle seront retenues les fines particules paramagnétiques (Gillet G., 2003).

- ***Grillage magnétisant suivi par séparation magnétique***

Les minerais de fer à haute teneur en aluminium sont des minerais de fer insolubles typiquement, et les procédés de séparation magnétique et de flottation se révèlent irréalisables pour éliminer efficacement l'alumine du minerai (Li G., et al., 2010).

Le grillage magnétisant est un processus de conversion des substances non ou faiblement magnétique, vers des substances fortement magnétique, sous une température critique de 500 à 900 °C en utilisant un agent réductif. Au-dessous de température critique, la conversion sera incomplète, mais au-dessus de cette température, la formation de Wustite (matériau paramagnétique) prendra la phase de fusion, la transformation des particules est donnée par la formule suivante (Jang K.O et al., 2014).



Pour les minerais de fer comportant principalement la limonite avec une haute teneur en Alumine ; (Chun T., et al., 2015) ont réalisés des tests sur la réduction carbothermique d'un minerai de fer limonite à haute teneur en alumine en l'absence/présence de carbonate de sodium (Na_2CO_3). Lorsque la température de réduction est de 1050 °C pendant 80 minutes avec l'ajout de 9% de carbonate de sodium, la teneur en Al_2O_3 du concentré a diminué de 4,33% à 1,29%, avec un taux d'élimination atteignant 83,37%.

(Li G., et al., 2010) ont développés un procédé par grillage avec l'addition de la soude suivi d'une lixiviation, pour éliminer l'aluminium du minerai de limonite. Les résultats montrent que le produit issu du procédé contient 63,21% Fe et 2,13% Al_2O_3 contre 48,92 Fe et 8,16% Al_2O_3 dans le minerai brut lorsque le minerai est torréfié à 1000 °C pendant 15 min, avec addition de 14,0% du carbonate de sodium.

(Li G. H., et al., 2009) ont obtenus par grillage puis par lixiviation au sel de sodium un concentré de 62,84% Fe, 2,33% Al_2O_3 et 0,45% SiO_2 en traitant un minerai de fer limonitique contenant 48,92% de Fe, 8,16% Al_2O_3 et 4,24% SiO_2 , le taux d'extraction a atteint 98,56%.

(Li G. H., et al., 2008) ont montré que l'alumine peut être éliminé du minerai de fer de limonite par grillage au sel de sodium ajouté après traitement de lixiviation, le concentré de fer avec une teneur en fer de 63,21% et une teneur en Al_2O_3 de 2,13% peut être obtenu dans des conditions de température grillage égale à 1000°C, pendant 15 min.

I.3 FLOTTATION

Pratiquement la séparation magnétique et gravimétrique avec plusieurs opérations de purifications reste insuffisant, un pourcentage d'impuretés reste dans le concentré, tels que la silice, l'alumine, la calcite, le phosphore et les oxydes/silicates parce qu'elles existent sous forme des endogangues. Donc la méthode de flottation permet de traiter le minerai de dimension inférieure à 0.149 mm, afin d'éliminer le maximum d'impuretés (Bruckard W. J., et al., 2015).

La fragmentation fine est nécessaire pour atteindre la libération quasi-totale où les minéraux de fer et la gangue sont libérés les uns des autres. Traditionnellement, le broyage est effectué généralement en circuit fermé suivi par un classement indirect en utilisant des classificateurs, des cyclones ou une combinaison des deux. Puisque les cyclones classent les grains suivant leur taille et leur densité, les particules siliceuses grossières se dirigent vers le débordement du cyclone. Dans un circuit de flottation inverse, ces particules siliceuses grossières peuvent être récupérées par une augmentation de l'addition du collecteur, mais au détriment de l'augmentation des pertes des fines particules de fer transportées dans la mousse. (Nummela W., Iwasaki I., 1986).

Les premières recherches d'application de la flottation dans le traitement du minerai de fer ont été réalisées dans l'ex. URSS d'ailleurs depuis 60 ans (Glembotsky V. A., 1961), (Belash F. N., & Andreyeva A. I., 1960) et (Kihlstedt P. G., 1958).

I.3.1 Méthodes de flottation du minerai de fer

Il y a deux méthodes principales utilisées pour la flottation, du minerai de fer :

- Flottation inverse : on flotte la silice et déprime le fer.
- Flottation principale : on flotte le fer et déprime la silice

1.3.1.1 Elimination du phosphore

En général, le phosphore est considéré comme un élément pénalisant dans le minerai de fer, car il rend l'acier fragile. La flottation présente une option viable pour réduire la teneur en phosphore s'il est présent dans le minerai de fer sous forme des minéraux discrets. Par exemple, un minerai de magnétite à haute teneur en phosphore d'environ 1% à Kiruna en Suède, est traité par flottation. Dans ce cas, le phosphore est présent sous forme d'apatite. Le phosphore est éliminé après la séparation magnétique en faisant flotter l'apatite avec un collecteur d'acides gras modifié et un dispersant de silicate de sodium à pH 8,5-9,0 (Su F et al., 1998). La difficulté principale réside dans l'optimisation du dosage du collecteur afin d'atteindre des niveaux de phosphore acceptables dans le concentré final sans laisser le collecteur résiduel sur les surfaces de la magnétite, ce qui interfère avec la production d'aggloméré ultérieure. Des études en laboratoire ont été réalisées sur la flottabilité de la wavellite ($\text{Al}_3(\text{PO}_4)_2(\text{OH})_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$), un minéral de phosphate secondaire présent dans certains minerais, ont montré que la flottation inverse cationique peut fournir une voie prometteuse pour la réduction de la teneur en phosphore dans ces minerais (Nunes, A.P.L et al., 2011, 2012).

1.3.1.2 Elimination de la silice

En fonction de l'association intime entre la silice et les minéraux de fer, un broyage fin est nécessaire. Ainsi, le traitement est un compromis entre les teneurs admissibles et le coût du broyage fin. Au fur et à mesure que le besoin de traiter les minerais contenant des quantités variables d'hématite augmente, la flottation devient une nécessité dans le schéma de traitement. Le processus d'enrichissement précoce, qui se repose sur la gravité et la séparation magnétique, a pour but de produire un concentré de fer contenant au minimum 64% de fer, avec environ 9% de silice. C'est un produit de qualité minimale acceptable pour la métallurgie (Bruckard W. J et al., 2015).

1.3.1.3 Elimination d'alumine

Depuis le début de la recherche sur la flottation du minerai de fer dans les années 1930, l'élimination de la silice a été étudiée intensivement tandis que l'élimination de l'alumine a été limitée. La flottation cationique inverse largement utilisé dans l'industrie du minerai de fer est moins sélective pour séparation d'alumine-hématite que pour quartz-hématite.

(Pradip R. S et al., 1993) ont menés une étude sur la flottation d'un minerai de fer indien riche en alumine, les résultats obtenus ont montrés que seulement 60% du fer pouvait être récupéré en réduisant la teneur en alumine de 11,6% à 4,7%. Des recherches sur la kaolinite, un minéral important contenant de l'aluminium dans certains minerais de fer australiens, ont été menées au CSIRO dans le but de fournir une compréhension en profondeur du mécanisme de flottation de la kaolinite dans la flottation du minerai de fer. (Ma M et al., 2009; 2010; Ma X., & Bruckard W. J, 2010; Ma M., 2010; 2011a, b, c, d; 2012).

L'élimination de la kaolinite dans la flottation du minerai de fer est complexe en ce qu'elle implique trois interactions, à savoir les interactions entre la kaolinite et le collecteur, le dépressur et le dispersant. La dépendance du pH de la flottation de la kaolinite avec les collecteurs d'amines est opposée à celle de la silice, c'est-à-dire que la flottabilité diminue avec l'augmentation du pH (Ma M et al., 2009). Il a également été constaté que la dépression sélective de l'hématite de la kaolinite, avec de l'amidon, dépend en grande partie du contrôle strict du pH et du niveau de force ionique dans la pulpe de flottation. En particulier, la présence d'ions calcium et magnésium est préjudiciable à la kaolinite dans la flottation (Ma M., 2010). Le silicate du sodium, un dispersant courant dans la flottation du minerai de fer, est jugé inadéquat pour disperser la kaolinite (Ma M., 2011c), il a été constaté que l'acide polyacrylique dispersait complètement la kaolinite en présence de calcium et les ions magnésium dans les pulpes alcalines (Ma M., 2011b).

1.3.1.4 Elimination des sulfures

Les minerais de magnétite contiennent souvent des minéraux sulfurés, y compris la pyrrhotine et la pyrite. La pyrrhotite monoclinique, est magnétique contrairement à la pyrrhotite hexagonale et peut être récupérée par la séparation magnétique. Des recherches antérieures (Cline W.A., Rosas C., 1975, Iwasaki I., 1999) ont montré que la flottation peut être utilisée pour éliminer la pyrrhotine. La mine de Marcona au Pérou utilise la flottation inverse pour faire flotter la pyrrhotine à partir de la magnétite. Il s'est avéré que l'élimination de la pyrrhotine était difficile si le minerai est broyé dans un broyeur à acier et que son élimination est facile si le minerai est broyé dans un broyeur en acier inoxydable ou en porcelaine. Ces différences sont attribuées aux interactions électrochimiques entre les minéraux et les milieux de broyage qui résulte l'oxydation de la pyrrhotine. La mine Marcona a pu surmonter ces difficultés en minimisant le temps entre le broyage et la flottation et en utilisant un broyage grossier, un fort collecteur, et un activant (Cline W.A., Rosas C., 1975).

1.3.2 Réactifs de flottation du minerai de fer

Pour la flottation principale, les collecteurs les plus utilisés pour l'opération de flottation des minerais de fer sont les acides gras et sulfonates de pétrole. L'essence est souvent ajoutée avec le collecteur pour augmenter la récupération des particules fines d'oxydes de fer de 10 μm . Pour la flottation inverse, les collecteurs de type anionique sont utilisées pour flotter la silice et les argiles, tels les amines, les diamines aliphatiques primaires, les bêta-amines ou étheramines, généralement sous forme d'acétate. Le tableau ci-dessus illustre les différents réactifs utilisés pour la flottation des minerais de fer. (Vidyadhar A. et Singh R., 2007).

Tableau I.5 Différents réactifs utilisés pour la flottation des minerais de fer (Vidyadharet A. Singh R., 2007)

Type	Composition	Forme utile	Application
Collecteurs	Les acides gras <ul style="list-style-type: none"> - Acide oléique - Acide oléique raffiné - Acide gras 	Emulsion liquide Emulsion liquide 5-20% solution	collecteurs pour le minerai de fer, facilement précipité par des eaux dures (Ca^{2+} et Mg^{2+})
	Sulfates alcalins et sulfonâtes $\text{C}_{12}\text{-C}_{16}$ (dodécyle en acétyle)	5-20% solution	Collecteurs de minerai de fer
	Réactifs anioniques <ul style="list-style-type: none"> - Amines primaires et secondaires - Amines acétates - Sels d'ammonium quaternaire - Amines et diamines d'éther 	Dans le kérosène	Flotteur SiO_2
		Solution à 5-10% Solution à 5-10% Non dilué	Utilisé pour faire flotter le quartz, les silicates
Moussant	Huile de pin (alpha-terpinéol) Acide crésylique (crésols)	Non dilué	Fournir la viscosité et la stabilité de la mousse, certaines actions de collecteur
	Polypropylène glycols (DF 200)	Solution dans H_2O	Mousse fine et fragile, Mousse légèrement plus stable qu'avec D-200
	DF 250	Solution dans H_2O	Mousse légèrement plus stable qu'avec D-250
	DF 450	Solution dans H_2O	Contrôle les propriétés de la mousse
	Essence Alcools aliphatiques (MIBC)	Non dilué Non dilué	Mousse à texture fine; fréquemment utilisé avec des minerais contenant les schlamms
Régulateur du milieu	Chaux (CaO) ou chaux éteinte $\text{Ca}(\text{OH})_2$	Boue	Régulateur pH
	Soude (NaOH)	Sèche	Régulateur pH, Dépresseur des schlamms
	Soda Caustique (NaOH)	Solution 5-10%	Régulateur pH, Dépresseur des schlamms
	Acide Sulfurique (H_2SO_4)	Solution 10%	Régulateur pH
	$\text{Ca}^{+2}(\text{CaCl}_2)$	Solution 5%	Activant de silice avec le collecteur acide gras
	Na_2SiO_3	Solution 5-10%	Dépresseur des schlamms siliceux, mousse friable
	Amidon, dextrine Quebracho, acide tannique	Solution 5% Solution 5%	Dépresseur d'hématite Dépresseur de CaCO_3 , $(\text{CaMg})\text{CO}_3$

I.4 SEPARATION ELECTROSTATIQUE

La séparation électrique est basée sur le fait que les minéraux et les matériaux peuvent être chargés différemment et, par conséquent, séparés lorsqu'un champ électrique externe est appliqué. Cette méthode utilise les différences inhérentes de la charge de friction, la conductivité électrique et les propriétés diélectriques entre les composants des substances. La force électrostatique est proportionnelle à la charge de la surface des particules et l'intensité du champ électrique, les particules fines et légères peuvent être grandement influencé par la force électrostatique. Par conséquent, une séparation efficace des particules peut être obtenue (Manouchehri H. R et al., 2000).

Il existe deux types de séparateurs électrostatiques: les séparateurs électrostatiques et les séparateurs électrodynamiques (A. Gosselin., 1999). L'application de la séparation électrostatique pour le minerai de fer est décrite depuis 1957 par W. P. Dyrenforth.

Idres, A et al (2016) ont appliqués la séparation électrique pour l'enrichissement du minerai de fer pauvre issu de la mine d'El Ouenza, les résultats obtenus sont significatives avec une efficacité de la méthode qui atteint 42,9% où le concentré obtenu a une teneur de 58,6% et taux de récupération 73,3%.

Un concentré de 57,27% Fe, 4,05% SiO₂ et 1,58% CaO est obtenu en appliquant la séparation électrique par (Morar, R., et al., 1999), avec une teneur de 35,45% Fe, 31,33% SiO₂ et 4,13% CaO dans le tout-venant ou dans le minerai initial.

I.5 METHODES CHIMIQUES (Lovel R. R et al., 2015)

La plupart des impuretés contenues dans le minerai de fer peuvent affecter la qualité du fer produit dans un haut fourneau. La silice et l'aluminium se rencontrent souvent dans les minerais de fer sous forme de quartz, de silicate d'aluminium (argile) ou de gibbsite. Quand le phosphore est présent comme un minerai de phosphate, il peut être éliminé du minerai de fer par méthodes physiques ou flottation.

Cependant, lorsque les impuretés contenues dans le minerai de fer sont finement dissimulées et difficiles à libérer, la séparation chimique est la plus appropriée pour les éliminer. Elle comprend la lixiviation caustique ou acide dans diverses conditions. La lixiviation est généralement précédée par un traitement pour concentrer les éléments d'impureté dans le minerai dans un séparateur magnétique ou pour chauffer le minerai pour rendre les impuretés plus accessibles au lixiviat et ainsi améliorer leur élimination.

Le phosphore est présent dans les minerais de fer en tant que minéraux contenant du phosphore (par exemple, l'apatite) ou dispersé dans un oxyde/hydroxyde de fer dans le minerai (par exemple dans l'hématite dans du minerai de fer oolithique, ou dans la goethite dans les minerais limonitiques oolithiques ou dans la goethite dans les formations ferrifères rubanées (BIF)). La séparation chimique est une méthode prospective servant à éliminer le

phosphore du fer, et cette partie porte sur les conditions et l'étendue de l'élimination du phosphore des différents types de minerai de fer par séparation chimique.

Quand le phosphore est dispersé dans la goethite dans les minerais limonitiques oolitiques ou dans la goethite dans les fers rubanées, un chauffage avant la lixiviation caustique ou acide rend le phosphore sensible à la séparation chimique. Les niveaux de la silice, d'aluminium et de soufre sont abaissés dans des conditions qui réduisent avec succès les niveaux de phosphore.

I.5.1 Elimination du phosphore des minerais de limonite oolitique

Le gisement de minerai de fer de Lisakovsky au Kazakhstan est une limonite oolithique à haut pourcentage de phosphore contenant environ 38% de Fe, dans lequel les principaux minéraux sont la goethite ($\text{FeO}(\text{OH})$) et d'autres oxydes-hydroxydes de fer (hydrogoethite). Le phosphore distinct n'a pas été identifié dans le minerai, mais (Levintov B.L., et al., 2007) ont proposé que le phosphore fût présent dans l'hydrogoéthite des oolithes. D'autres impuretés telles que la silice de taille grossière incorporée dans les oolithes et la silice fine et de l'alumine dispersées dans les oolites. Comme le phosphore et d'autres impuretés sont finement dispersées dans les oolithes, il y a peu de possibilité d'appliquer un traitement physique à faible coût pour éliminer ces impuretés (Kokal M et al., 2003).

Pour éliminer le phosphore, le minerai doit d'abord être enrichi par séparation gravimétrique et par séparation magnétique pour produire un pré-concentré qui ensuite subira un grillage magnétisant. L'acide sulfurique est plus efficace que l'acide chlorhydrique ou l'acide nitrique dans la solubilisation du phosphore (Kokal, M et al., 2003). La lixiviation d'un concentré de flottation contenant 56,1% Fe et 0,648% Phosphore à température ambiante pendant 6 h avec 5% H_2SO_4 dissout 40% en poids du phosphore avec 17% en poids du fer. Après avoir chauffé le concentré à 600 ° C pendant 30 minutes, 70% en poids du phosphore et 30% en poids du fer ont été dissous pendant la lixiviation. Ces hautes pertes de fer ont été jugées insatisfaisantes. Cependant, après avoir chauffé le pré-concentré à 900 °C, la lixiviation pendant 18 heures a entraîné l'élimination de plus de 85% du phosphore, donnant un produit avec 0,109% de phosphore. La dissolution du fer était inférieure à 2% en poids. L'augmentation de la concentration d'acide à 10% H_2SO_4 réduit les niveaux de phosphore produit à 0,094% P. La lixiviation du pré-concentré avec 10% de NaOH à 55 °C a donné une élimination similaire du phosphore sans dissolution du fer (Kokal, M et al., 2003).

(Levintov B.L., et al., 2007) ont montré qu'après un grillage magnétisant des concentrés de Lisakovsky contenant 48-49% de Fe et 0,6-0,8% P à 900 ° C, une lixiviation avec l'acide sulfurique a donné des concentrés avec 57-58% Fe et 0,12-0,25% P. Pour le grillage magnétisant des oolites, (Levintov, B.L., et al., 2007) ont proposé que l'hydrogoéthite contenant le phosphore soit converti en hématite amorphe dans la gamme de température allant de 400 à 700 ° C. Augmenter la température de grillage à 900 ° C conduit à des changements structuraux et physico-chimiques significatifs avec la formation de deux phases d'hématite: une correspondant à la composition stœchiométrique et l'autre à une solution

solide de composants d'impuretés dans l'hématite. A une température de 700-900 °C, avec recristallisation de l'hématite, le phosphore est séparé aux niveaux des grains. La lixiviation du minerai de Lisakovsky à l'échelle pilote est décrite par (Kokal et al., 2003). Un pré-concentré contenant 49,5% de Fe et 0,75% de P est obtenu avec un grillage magnétisant à 920°C pendant une durée de 20-30 minutes dans un four rotatif. Une étape de séparation magnétique utilisant des séparateurs magnétiques à base des terres rares ont été utilisés pour éliminer la silice libérée pendant le grillage. La récupération du fer était de 98,7% en poids.

I.5.2 Elimination des éléments siliceux, alumineux et sulfureux

La séparation chimique des d'impuretés, tels la silice, l'alumine et le soufre des minerais de fer se produit souvent dans le processus d'élimination du phosphore du minerai. Les traitements peuvent inclure une lixiviation caustique ou acide du minerai, avec ou sans traitement par chauffage, et des séparations magnétiques entre les étapes de traitement.

Edwards C.I et al., (2011) ont montré que le niveau de silice et d'alumine est réduit par une lixiviation à l'acide sulfurique d'un minerai de magnétite Australien. Dans un échantillon d'hématite Indien titrant 58,8% Fe, 5,74% SiO₂ et 6,65% Al₂O₃, La silice et la kaolinite sont les principaux minéraux de la gangue. Une lixiviation avec une concentration de 25% de NaOH à 95 °C pendant 3h a donné un produit avec 2.12% SiO₂ et 1.25% Al₂O₃, et le niveau de phosphore est diminué de 0,15% à 0,030% P.

Lorsqu'un concentré de flottation obtenu à partir du minerai de limonite oolitique de Lisakovsky lessivé avec 5% de H₂SO₄, le niveau de silice et d'alumine sont réduit de 20-25% en poids, alors que 17% du fer sont dissous. Après un chauffage du concentré à 600 °C pendant 30 minutes, 28% en poids de la silice et 64% en poids de l'alumine sont éliminés, mais la quantité de fer est diminuée de 30% en poids (Kokal M et al. 2003).

La lixiviation acide du minerai chauffé et non chauffé avec du H₂SO₄ à 10% a entraîné l'élimination de 20 et 50% en poids de l'alumine dans les deux solides à 0,5 et 25. Avec une température de chauffage de 1300 °C, 45-65% en poids de la silice ont été éliminés dans une lixiviation caustique avec deux densités. Aucune alumine n'a été éliminée dans la lixiviation acide ou caustique d'un minerai chauffé à 1300 °C, et il est prévu que le chauffage à des températures plus élevées conduit à la formation d'aluminates insolubles. (Fisher-White M.J et al., 2013)

I.5.3 Elimination de Phosphore des minerais goethite–hématite

(Fisher-White M.J et al., 2013) ont pu extraire le phosphore d'un minerai de fer Australien de formation Brockman par lixiviation avec l'hydroxyde de sodium ou l'acide sulfurique comme indiqué dans le tableau I.6.

n.d: non déterminé.

Tableau I.6 L'effet de la température d'échauffement et les conditions de lixiviation dans l'élimination des impuretés d'un minerai goethite-hématite Australien

Echantillon	Température d'échauffement (°C)	Conditions de lixiviation					Teneur du produit lessivé												
		Température (°C)	Temps (h)	Densité de la pulpe(%)	Perte en poids (%)	Fe	P	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P éliminé (%)									
Minerai de Yilgarn	-																		
	300	20% NaOH	BPT	3	0.5	n.d	62	0.146	3.07	3.07	3.07	3.07	3.07	2.27					
	900	20% NaOH	BPT	3	25	n.d	65.3	0.112	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	0.89					
	1300	4% NaOH	BPT	3	25	n.d	62.6	0.079	3.24	3.24	3.24	3.24	3.24	2.18					
		4% NaOH	BPT	3	25	3.3	66.5	0.093	3.21	3.21	3.21	3.21	3.21	2.11					
	-	10% H ₂ SO ₄	60	3	25	1.4	63.1	0.136	3.24	3.24	3.24	3.24	3.24	2.29					
	300	10% H ₂ SO ₄	60	3	25	7.6	63.1	0.107	3.42	3.42	3.42	3.42	3.42	2.00					
	900	10% H ₂ SO ₄	60	3	25	1.7	65.8	0.075	3.21	3.21	3.21	3.21	3.21	1.45					
1300	1% H ₂ SO ₄	60	3	25	1.0	65.4	0.037	3.26	3.26	3.26	3.26	3.26	2.23						
Minerai de Brockman 3	-																		
	300	20% NaOH	BPT	3	0.5	n.d	62.1	0.123	3.22	3.22	3.22	3.22	3.22	2.18					
	900	20% NaOH	BPT	3	25	n.d	64.7	0.08	1.49	1.49	1.49	1.49	1.49	0.62					
	1300	4% NaOH	BPT	3	25	n.d	63.1	0.072	3.47	3.47	3.47	3.47	3.47	1.91					
		4% NaOH	BPT	3	25	n.d	64.4	0.055	2.82	2.82	2.82	2.82	2.82	1.97					
	-	10% H ₂ SO ₄	60	3	0.5	4.4	66.4	0.022	1.39	1.39	1.39	1.39	1.39	2.08					
	300	10% H ₂ SO ₄	60	3	25	1.2	62.0	0.112	3.21	3.21	3.21	3.21	3.21	2.19					
	900	10% H ₂ SO ₄	60	3	25	9.6	63.3	0.078	3.26	3.26	3.26	3.26	3.26	1.92					
1300	1% H ₂ SO ₄	60	3	0.5	2.2	65.9	0.067	3.36	3.36	3.36	3.36	3.36	1.08						
Minerai de Brockman 2	-																		
	300	20% NaOH	BPT	1	1.0	n.d	56.8	0.136	6.25	6.25	6.25	6.25	6.25	3.07					
	900	20% NaOH	BPT	1	25	3.2	61.2	0.095	3.60	3.60	3.60	3.60	3.60	2.46					
	1300	4% NaOH	BPT	1	25	4.4	63.0	0.063	2.30	2.30	2.30	2.30	2.30	2.60					
		4% NaOH	BPT	3	1.0	7.4	64.5	0.030	2.80	2.80	2.80	2.80	2.80	3.22					
	-	10% H ₂ SO ₄	60	1	1.0	3.9	57.4	0.132	6.17	6.17	6.17	6.17	6.17	3.13					
	300	10% H ₂ SO ₄	60	1	25	6.2	58.9	0.117	6.20	6.20	6.20	6.20	6.20	2.70					
	900	10% H ₂ SO ₄	60	1	25	1.0	62.2	0.087	6.69	6.69	6.69	6.69	6.69	2.84					
1300	1% H ₂ SO ₄	60	3	1.0	2.0	61.3	0.059	6.85	6.85	6.85	6.85	6.85	3.22						
Minerai de Brockman 1	-																		
	300	20% NaOH	BPT	3	0.5	n.d	64.2	0.161	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.11					
	900	20% NaOH	BPT	3	25	n.d	63.8	0.151	0.42	0.42	0.42	0.42	0.42	0.10					
	1300	4% NaOH	BPT	3	25	n.d	66.5	0.092	1.18	1.18	1.18	1.18	1.18	0.15					
		4% NaOH	BPT	3	25	1.3	68.7	0.069	0.42	0.42	0.42	0.42	0.42	0.07					
	-	10% H ₂ SO ₄	60	3	25	0.9	69.2	0.019	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.12					
	300	10% H ₂ SO ₄	60	3	25	5.8	64.5	0.159	0.41	0.41	0.41	0.41	0.41	0.14					
	900	10% H ₂ SO ₄	60	3	25	1.6	67.0	0.137	0.34	0.34	0.34	0.34	0.34	0.09					
1300	1% H ₂ SO ₄	60	3	25	1.0	69.3	0.071	0.42	0.42	0.42	0.42	0.42	0.08						

I.6 BIOMINÉRALISATION DU MINÉRAI DE FER

La biominéralisation est une technologie qui utilise les micro-organismes pour le prétraitement du minerai, pour l'élimination sélective de la gangue à partir de minerai par des micro-organismes et de leurs métabolites (Deo N., & Natarajan K. A., 1997).

Les oxydes de fer se trouvent dans des exploitations associés avec des micro-organismes qui peuvent être établie à travers des approches génétiques, biochimiques et génomiques. L'implication des micro-organismes dans la formation des oxydes de fer extracellulaire et intercellulaire est un indicateur définitif de la biogénèse du minerai de fer. Dans les sédiments naturels, les particules de fer se produisent souvent une association étroite avec l'enveloppe des cellules bactériennes et leurs exo-polymères. La biogénèse des oxyde-hydroxydes tels que la goethite, la lépidocrocite et la limonite ainsi que la magnétite et l'hématite sont possible dans l'environnement naturel et les micro-organismes anaérobiques dans une zone minière contribue à la formation de fer hydraté et la magnétite.

L'oxydation microbienne ainsi que la réduction du fer impliquent dans le cycle de fer-bactérie dans la nature suivi par une variété des mécanismes et conditions de pH, disponibilité d'oxygène, températures et concentration ionique. Par exemple : *Gallionella* et *Leptothrix* sont communément associés avec l'oxyde de fer biogénique dans un pH neutre et milieu riche en oxygène. Dans le milieu acide, *Acidithiobacillus* et *Thermoplasmales* apporte sur le fer ferreux dans un pH plus faible. En outre, les micro-organismes aussi sont capables de produire des granules polyphosphatés, des granules sulfurés et autre polymères inorganique intra et intercellulaire (Liu et al., 2011).

L'essentiel de l'enrichissement biologique du minerai de fer est de savoir quels microbes disponibles dans le site minier afin de les utiliser dans le processus d'enrichissement. Avec la connaissance de genèse et protéines impliqués dans la synthèse bactérienne des particules magnétiques on peut développer la fonction des particules magnétique au laboratoire. Durant le processus biominéralisation, les microbes secrètent des minéraux organiques et des biopolymères inorganiques qui sont pertinents dans l'enrichissement du minéral. L'association étroite entre la bactérie et la silice précipitée ainsi que le fer et l'alumine peut être utilisé dans le processus d'enrichissement pour séparer les particules des argiles et d'alumine de l'oxyde de fer. De même, en connaissant le fonctionnement des différents acides organiques sur la surface des cellules bactériennes, biogénération des réactifs spécifiques peut être ciblées (Natarajan K. A., 2009, Deo N., & Natarajan K. A., 1997, 1998 a, 1998 b, 1999, Deo N et al., 2001).

En appliquant la souche bactérienne *Bacillus cereus* pour séparer sélectivement l'hématite de son mélange avec de la silice, elle a réussi à éliminer 80% de SiO_2 et obtenir un concentré contenant environ 98% Fe_2O_3 et 2% SiO_2 , avec un rendement atteignant 82% et un taux de récupération de 89,20% (Selim K. A., & Rostom M., 2018).

(Delvasto P et al., 2005) ont remarqués une activation réussie de la microflore indigène associée à un minerai de fer à haute teneur en phosphore rejeté d'une mine brésilienne. Des champignons du genre *Aspergillus* présentant une solubilisation du

phosphore ont été isolés de la microflore du minerai. Elle est constatée que dans les expériences réalisées, la déphosphoration atteinte était d'environ 30% (Delvasto P et al., 2005).

(Pradhan N et al., 2006), ont menées des études sur l'élimination de l'alumine d'une boue de minerai de fer contenant 75,7 % Fe_2O_3 , 9,95% Al_2O_3 et 6,1% SiO_2 , à l'aide de *Bacillus circulans* et *Aspergillus niger* où elles ont montré une élimination de 39% et 38% de l'alumine après six et 15 jours de lixiviation in situ à une densité de pulpe de 10%, respectivement.

CONCLUSION

En règle générale, après l'extraction du minerai, une préparation mécanique (concassage et broyage) est nécessaire pour sa réduction granulométrique jusqu'à atteindre la maille de libération. Cette opération est suivie par criblage destiné à obtenir des granulométries nécessaires aux procédés de traitement.

Le choix des méthodes de traitement du minerai dépend de plusieurs facteurs tels que ; type du minerai, sa composition chimique, minéralogique, sa finesse...etc. Les méthodes les plus couramment utilisées sont la séparation gravimétrique (milieu dense, spirales, table à secousses...etc.), la séparation magnétique à haute intensité, à basse intensité et haut gradient, la réduction directe, la flottation, la séparation électrostatique, le traitement chimique et la bio-minéralisation.

Parfois, une seule méthode n'est pas suffisante pour obtenir un concentré de haute qualité à cause de la diversification de la composition du minerai, donc il est nécessaire un traitement combiné de deux et plus procédés d'enrichissement.

Chapitre II : Aperçu géographique et géologie du gisement de Rouina

Sommaire :

- 1- Présentation de la mine de Rouina
 - 1-1- Localisation géographique
 - 1-2- Présentation générale de la mine
 - 1-3- Historique des travaux de recherches et d'exploitation
 - 2- Cadre géologique régionale
 - 2-1- Géologie régionale
 - 2-2- Stratigraphie, lithologie
 - 2-3- Tectonique de la région
 - 3- Géologie du gisement de Rouina
 - 3-1- Géologie locale
 - 3-2- Litho-stratigraphie
 - 3-3- Tectonique du gisement
 - 3-4- Minéralisation
 - 3-5- Localisation des gites
 - 3-6- Choix des points de prélèvement
 - 4- L'exploitation de la mine de Rouina
 - 4-1- L'exploitation souterraine
 - 4-2- L'exploitation à ciel ouvert
- Conclusion
-

II.1 PRESENTATION DE LA MINE DE ROUINA

II.1.1 Localisation géographique

Le gisement de fer de ROUINA est situé dans la commune de Rouina, Wilaya d'Ain Defla sur un terrain domanial. La route nationale RN4 reliant Alger à Oran ainsi que la ligne de chemin de fer passent à 3Km du gisement.

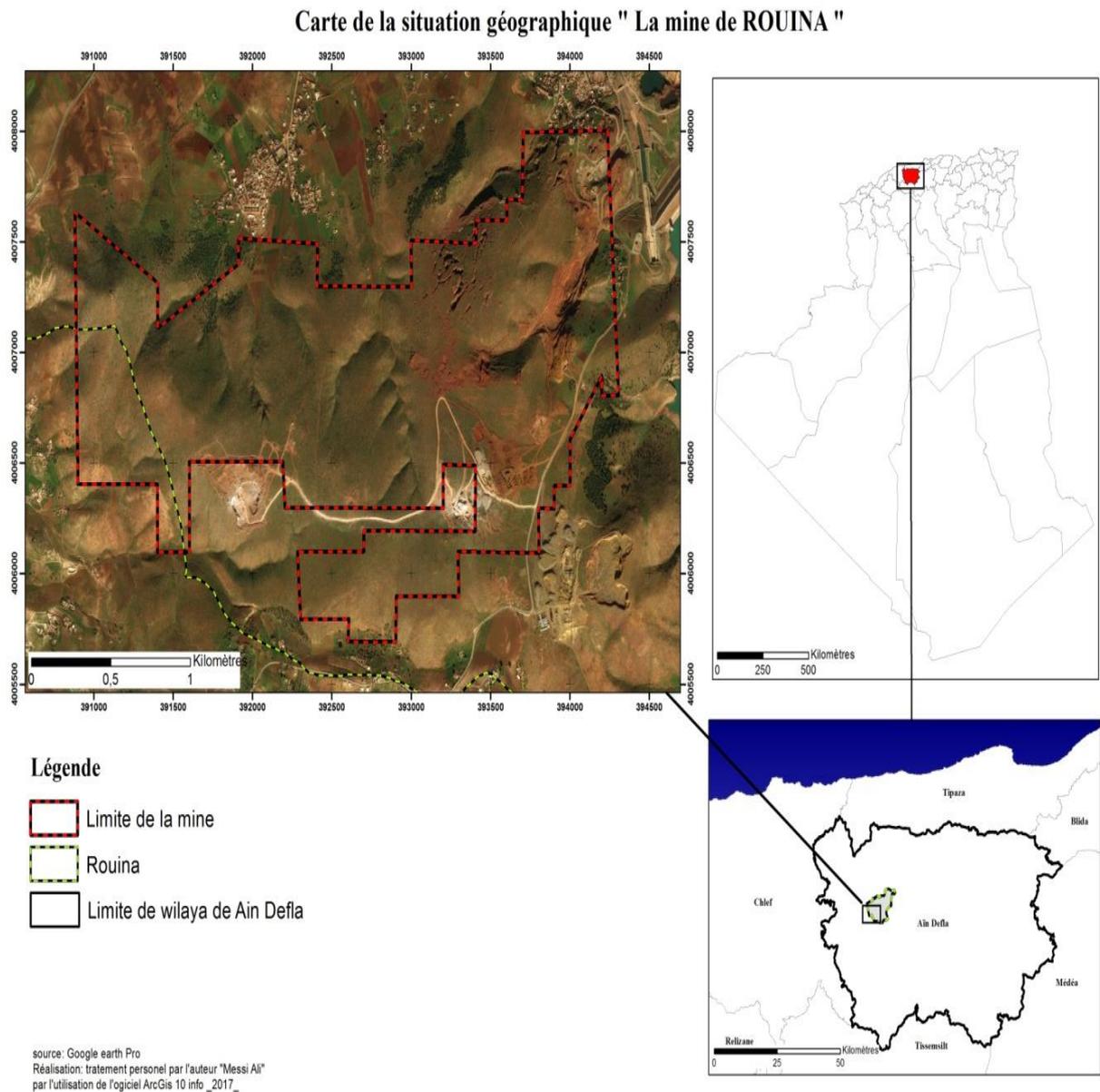


Figure II.1 Situation géographique de la région d'étude

Le gisement est limité par les coordonnées présentées sur le tableau II.1. Le périmètre du gisement est délimité par 46 points avec une superficie totale de 436 hectares (Titre minier n° du 15/05/2013) (UREG/ENDMC., 1993).

Tableau II.1 Coordonnées U.T.M du gisement de Rouina

Points	X	Y	Points	X	Y
1	394300	4007700	21	391800	4005500
2	394300	4006800	22	391400	4005800
3	394200	4006800	23	391400	4005400
4	394200	4006600	24	391400	4006100
5	394000	4006600	25	390900	4006100
6	394000	4006100	26	390900	4007300
7	393900	4006100	27	391400	4007300
8	393900	4006000	28	391400	4007100
9	393800	4006000	29	391900	4007100
10	393800	4005800	30	391900	4007200
11	393300	4005800	31	392400	4007200
12	393300	4005600	32	392400	4007000
13	392900	4005600	33	393000	4007000
14	392900	4005400	34	393000	4007200
15	392600	4005400	35	393000	4007200
16	392600	4005500	36	393400	4007300
17	392300	4005500	37	393600	4007300
18	392300	4005700	38	393600	4007400
19	392000	4005700	39	393700	4007400
20	392000	4005500	40	393700	4007700

II.1.2 Présentation générale de la mine

II.1.2.1 Relief

Le champ minier se trouve sur une région caractérisée par la présence de massifs montagneux très accidentés, qui constituent la zone structurale autochtone du Chéelif. Le relief est relativement doux, les côtes absolues varient de + 210 à + 350m, la côte maximale est de + 415 mètres. L'altitude relative varie de 30 à 140 mètres (Douaoui A. et al., 2006).

II.1.2.2 Réseau hydrographique et ressources en eau

L'orographie de la région est conditionnée par sa structure en blocs, avec des vallées larges et des Oueds (Oued Chéelif et Oued Rouina) à écoulement permanent avec débit variable N.E (Douaoui A. et al., 2006).

II.1.2.3 Climat

Le climat de la région est subméditerranéen avec un hiver doux et pluvieux et un été aride. La température atteint 7 °C en janvier et varie entre 29° et 36° durant la période estivale. La pluviométrie est médiocre, les précipitations annuelles ne dépassent pas en moyenne 400mm. Les ressources hydriques sont représentées par un barrage situé au Sud du site de Merimet (Douaoui A. et al., 2006).

II.1.2.4 Infrastructures et activités

Le réseau routier est bien développé où la route nationale n° 04 et la ligne du chemin de fer reliant Alger à Oran passent à 3 km du gisement.

Les agglomérations les plus importantes sont Rouina à 3 km, Ain Defla (Chef-lieu de wilaya) à 17 km, Khemis Miliana à 43 km et Chélif à 46 km.

Le secteur agricole constitue la principale activité économique de la région à un degré moindre l'élevage. Les calcaires locaux sont largement employés pour la production des matériaux de construction (agrégats, pierre de revêtement et construction). La région se caractérise par une forte sismicité (Douaoui A. et al., 2006).

II.1.2.5 Commercialisation

Les minerais de fer de Rouina sont destinés à servir comme adjuvants des cimenteries du Centre et l'Ouest y compris : Meftah (Blida), Rais Hamidou (Alger), Chlef LCO LAFARGE Sig (Mascara), Cimenterie de Zahana (Mascara), Beni Saf (Ain Temouchent).

II.1.3 Historique des travaux de recherches et d'exploitation

L'histoire de la découverte du gisement de fer de Rouina remonte à la fin du dernier siècle, la première concession a été accordée en 1872. Dans les limites du champ minier trois zones principales ont été délimitées : Merimet, Ravin Sud, Région Filonienne, ainsi que quelques petites gîtes. Zone de Merimet a été exploitée entre 1906 et 1931, sa production a atteint 1MT de minerai. La mine a été exploitée à ciel ouvert jusqu'au niveau +180m, au-dessous du niveau hydrostatique (+190m). Les travaux ont été compliqués par une grande arrivée d'eau, le pompage des eaux du niveau +175m était de 700 à 750m³/heure. Cette eau est destinée à l'utilisation agricole.

En Janvier 1931 un orage a détruit le barrage et la station de pompage, la mine a été inondée, actuellement elle constitue un lac qui sert à l'alimentation en eau le village.

La zone du Ravin sud a été exploitée pendant la période 1912-1958 par le mode à ciel ouvert et en souterrain jusqu'au niveau +215m, une partie des travaux souterrains a été menée aux niveaux +208 et 196m. Entre 1954 et 1958 par une cheminée creusée pour l'évacuation du minerai à la surface (CAMPAGNE., 1989-1992).

Actuellement la zone du Ravin Sud est remblayée jusqu'aux niveaux + (236-238) m. Dans son extrémité Sud il reste un gradin minéralisé de l'ancienne exploitation. Plus au Sud de la mine à ciel ouvert des galeries de prospection ont été réalisées.

Les filons de la zone Filonienne ont été exploités à ciel ouvert et en souterrain dans la zone se trouvant entre la surface (+330m) et le niveau +270m. Jusqu'à présent certains ouvrages miniers sont conservés jusqu'à une profondeur de 20 mètres.

Des petits secteurs minéralisés ont été exploités en surface, les travaux de prospection n'ont pas été faits en profondeur.

II.2 CADRE GEOLOGIQUE REGIONALE

II.2.1 Géologie régionale

Le bassin du Chélif est un bassin relativement étendu (3000 km²). Il occupe une aire de sédimentation allongée de direction NE-SW, sur 300 km de long et 100 km de large. Les aires centrales du bassin sont subsidences avec un remplissage qui peut atteindre 5000 m d'épaisseur (marnes bleues).

Le bassin du Chélif est l'un des bassins sublittoraux de l'Algérie du centre occidental, qui s'alignent parallèlement à la côte méditerranéenne, formant des zones peu élevées par rapport aux chaînes secondaires plissées qui les encadrent. C'est un bassin néogène dont l'histoire est étroitement liée aux phases ultimes et paroxysmales de l'orogénèse alpine.

La transgression des mers (du Miocène supérieur et du Pliocène), l'érosion des reliefs environnants, la subsidence, la tectonique encore active ont permis le dépôt d'une sédimentation de plus de 5000 mètres qui est essentiellement marine, exceptée la période allant du Pliocène supérieur à l'actuel qui est caractérisée par des dépôts continentaux. Les ensembles lithologiques rencontrés dans les plaines comme le montre la figure II.2 sont :

- Les terrains néogènes et quaternaires dans la zone centrale du bassin.
- Le substratum, essentiellement secondaire sur les bordures du bassin, représenté par :
 - Les monts de l'Ouarsenis au Sud, du Dahra au Nord et par les massifs épi-métamorphiques à schistosité du Doui, Rouina à l'Est,
 - Les terrains allochtones mis en place lors des différentes phases tectoniques alpines (Eocène moyen, Miocène inférieur) (Kirreche O., 1977).

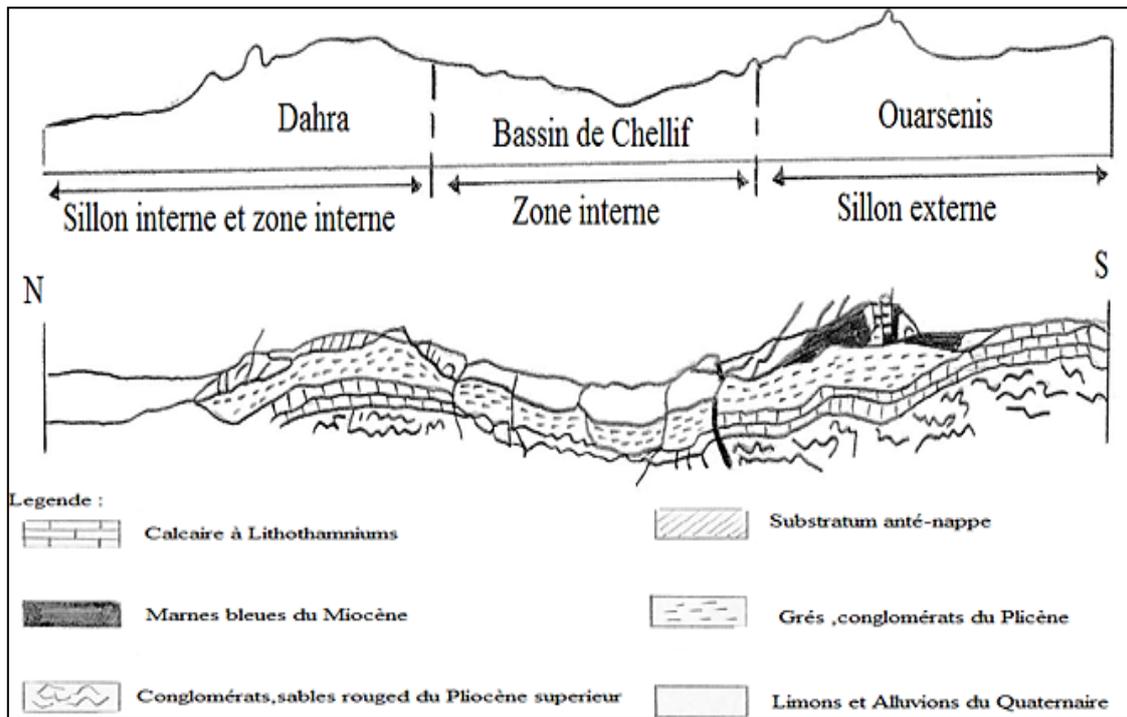


Figure II.2 Schéma simplifié de la structure du bassin du Chélif (Perrodon A., 1957)

II.2.2 Stratigraphie, Lithologie

Le champ minier de Rouina représente un massif rocheux d'environ 9 km². Il est formé de roches paléozoïques et jurassiques de la zone structurale du faciès atlas Tellien.

➤ Le paléozoïque

Il est observé sur plusieurs centaines de km² et bien qu'il n'ait jamais livré de fossiles, son âge est démontré par sa situation sous le Lias daté du Djebel Doui.

Le primaire des massifs du Chélif est connu depuis longtemps. Les massifs avaient donné lieu à des interprétations assez divergentes et n'avaient été étudiés que partiellement.

Cette situation compliquée résulte du fait que d'une part le Jurassique est très mal daté et d'autre part parce que les faciès du primaire sont assez particuliers et peuvent être confondus avec ceux du secondaire.

Dans l'état actuel de nos connaissances, on peut distinguer dans le substratum anté jurassique des massifs du Cheliff et de bas en haut les séries suivantes :

✓ Le socle cristalloyllien

Découvert par (GLANGEAUD, L. 1932), il affleure très mal au Sud de Doui ou l'on peut ramasser, le long d'une piste de belles pegmatites qui traversent un complexe métamorphique très altéré. Il s'agit en effet du seul époinement de socle cristalloyllien connu en place dans les régions telliennes autres que le littorale.

✓ La série schisto-calcaire de Littré

Elle tire son nom du massif de Littré ou elle offre de vastes affleurements. Elle se retrouve dans le massif du Doui et de Rouina. Ce sont des schistes d'un faciès extrêmement uniforme, à patine gris verdâtre, toujours feuilletés. Quelques bancs de quartzites s'y intercalent localement, très finement détritiques et devenant parfois légèrement calcaires. Les schistes sont toujours absolument azoïques (sans fossiles).

L'âge primaire des schistes de Littré ressort incontestablement de leur position sous le Jurassique du massif. On observe en effet dans ce dernier, une discordance angulaire très nette.

✓ La série schisto-gréseuse et conglomératique du Doui

Il s'agit d'une série apparemment concordante de faciès très caractéristiques, ce sont des schistes violacés ou lie de vin, irrégulièrement chargés de bancs parfois épais (plus de 10 m) de grès quartzites roses et de conglomérats à ciment quartzeux où prédominent les galets de quartz rose.

➤ Le Trias

Le Trias en place des massifs du Chélif apparaît à la base du Lias, et repose sur le Paléozoïque. On observe parfois des niveaux de dolomies et de cargneules ; celles-ci appartiennent très vraisemblablement au Trias ou à l'infra Lias. Malgré leur puissance très réduite (de 0 à quelques mètres), l'importance de ces affleurements est grande. Il s'agit en effet de niveaux transgressifs et discordants sur les différentes séries paléozoïques du Cheliff et cette disposition montre que les dépôts triasiques ailleurs si variés et si épais sont ici absent ou très réduits.

Dans le Djebel Doui, à la base des calcaires jurassiques qui reposent sur le Primaire de la partie SE du Doui, on remarque des niveaux dolomitiques à faciès triasique, ou infraliasique. Il est constitué par :

- Brèche de base, blanchâtre ; très nombreux éléments de pegmatite et de schiste violet de la série schisto-quartziteuse du Doui qui forme ici le substratum du Trias ;
- Cargneules brunes, béchiques, avec éléments de même nature ;
- Calcaire brunâtre dolomitique et ferrugineux.

➤ Le Jurassique

Les travaux effectués ont permis de découvrir assez parfaitement dans la série lithologique-type du Jurassique algérien. On relève de haut en bas sur le flanc Ouest du massif de Rouina :

- Calcaires marneux et marnes schisteuses dont le sommet a livré des éléments pyriteux, le cachet est nettement Néocomien. Vers la base, la série est plus calcaire, elle a fourni une association micropaléontologique du Thithonique-Berriasien avec quelques individus de : *Calpionellaalpina*, *Calpionellaelliptica*, *Calpionellesp* (LEPVRIER. C. et MAGNÉ J., 1975).
- Calcaires en petits bancs, à patine très claire (crème à jaunâtre), avec intercalations plus marneuses (une partie des affleurements n'est pas visible). Vers la base, calcaires en petits

bancs prenant le faciès « ammonotico-rosso », avec l'apparition de marno-calcaires rognonneux rose à lie de vin (de très rares débris d'Ammonites d'*Aptychus*, et une dent de poisson ont été récoltés).

- Calcaire absolument identique à ceux du Tithonique du Kef Larouah, du massif culminant de l'Ouarsenis et d'autres régions d'Algérie.

- Schiste lie de vin (au moins 30m), violacés ou verdâtres, très durs, se débitant en plaquettes ou en grandes esquilles ; à la base s'intercalent des lits siliceux, qui donnent à la série un aspect rubané ; ce niveau correspond à une petite combe ; il s'agit manifestement de la combe « argovienne ».

- Calcaire très détritique (2 à 3m), à nombreux galets anguleux de roches éruptives vraisemblablement primaires.

- Calcaire compact gris-bleu (15 m environ), avec des niveaux rognonneux montrant en plaque mince de très nombreux filaments. Ce microfaciès est connu dans tout le bassin méditerranéen ou son maximum correspond au Dogger (Cuvillier J. and V. Sacal., 1951), (Colom G., 1955) et dans la série relativement bien daté du Kef Larouah et du massif culminant de l'Ouarsenis, on le rencontre immédiatement sous la combe argovienne. Les calcaires contiennent localement des silex souvent très blancs, en lits où en rognons ce qui confirme pour les mêmes raisons d'analogie, son attribution au Dogger.

- Calcaires compact cristallin, gris-bleu, en gros bancs ; ils se chargent, en descendant dans la série et sur le versant oriental du sommet qui porte les ruines du télégraphe, de nombreux silex en lits, à patine brune.

La plus grande partie des calcaires du massif de Rouina, qui apparaissent entre l'Argovien et le Paléozoïque, appartiennent donc au Dogger et au Lias. Cette série calcaire à une puissance de plusieurs centaines de mètres.

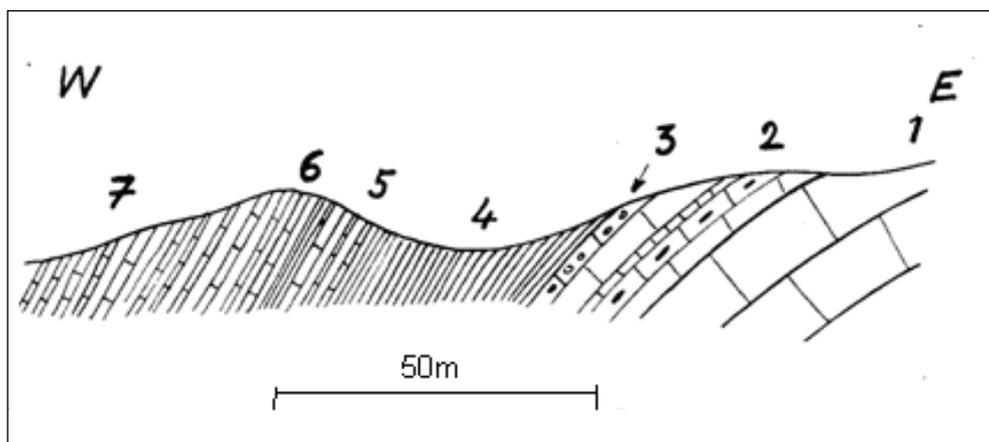


Figure II.3 Coupe géologique du flanc Ouest de Rouina

- 1- Calcaire compact cristallin, gris-bleu, en gros bancs
- 2- Calcaire compact à niveaux rognonneux (15m)

- 3- Calcaire très détritique, à nombreux galets anguleux de roches éruptives (primaire) (2 à 3m)
- 4- Schiste lit de vin, violacés ou verdâtres, très durs (30m)
- 5- Calcaires
- 6- Calcaires en petits bancs, à intercalations plus marneuses à faciès ammonitico-rosso
- 7- Calcaires marneux et marnes schisteuses à sommet pyriteux

➤ Le Néocomien

La sédimentation calcaire de la fin des temps jurassiques se poursuit sans changement appréciable au cours du Néocomien (Valanginien-Hauterivien) de sorte qu'il est lithologiquement impossible de séparer le Thithonique des premiers niveaux du Crétacé.

C'est seulement au sommet du Néocomien qu'apparaissent de nouveaux faciès ; il s'agit d'intercalations marneuses ou schisteuses qui ne se développeront cependant vraiment qu'au Barrémien.

Tout comme les affleurements jurassiques auxquels ils sont la plupart du temps intimement liés, les affleurements du Néocomien sont bien caractérisés dans le massif de Rouina ; c'est au-dessus du Malm (Argovien à faciès « ammonitico-rosso » et calcaires tithonique) qu'apparaissent des calcaires ressemblant aux calcaires Néocomien de l'Ouarsenis et du KoudiatLarouah ; ils contiennent d'ailleurs à leur base quelques rares calpionnelles (*C.alpina*, *C.elliptica*, *C.sp.*), qui appartiennent probablement au Tithonique-Berriasien.

Plus haut dans la série et tout près des niveaux transgressifs du Miocène, la série devient plus marneuse et contient des pyriteux.

II.2.3 Tectonique de la région

Selon (Kirreche O., 1993), les failles de détachement provoquent un amincissement crustal. Suite à ce dernier, un thermo-métamorphisme décroissant s'installe et disparaît pratiquement dans le Sénonien et dans les séries Eocènes.

Dans cette architecture, le bassin du Chlef, se disloque suite à l'orogénèse Alpine, qui comporte les évènements suivants :

D'abord une tectonique tangentielle qui fait naître un écaillage des séries à la fin du Crétacé. Cette compression est accompagnée de plissement à schistosités et un métamorphisme, dans les massifs autochtones.

A l'Eocène l'amorce de la mise en place des nappes s'annonce et au Lutétien des chevauchements, à grandes flèches, du nord vers le sud débutent.

Miocène inférieur fut le siège de la dernière phase importante de tectonique tangentielle. Cette dernière est responsable des écaillages et de la mise en place des structures de nappes.

Enfin le bassin de Chélif s'individualise suite au mouvement du Miocène moyen. Les massifs affleurant dans ce bassin montrent une manifestation tectonique différente dans la forme et la structure, d'un massif à un autre suivant la nature du matériel et les conditions qui précèdent la déformation. Ainsi (Kireche O., 1993) résume cette tectonique en quatre phases qui sont :

II.2.3.1 Première phase

Plissement à schistosité et métamorphisme. C'est la phase majeure de plissement, elle s'observe parfaitement en grandes et petites structures dans le Témoulga et dans le Doui contrairement aux autres régions où elle s'identifie grâce à la schistosité et les linéations qui lui sont liées.

II.2.3.2 Deuxième phase

Plissement à schistosité moins marquée et métamorphisme. Les structures formées au cours de cette phase (linéaires ou planaires) sont réparties de manière différente sur les massifs. Les plis de cette phase sont d'échelle variable, de centimétriques à métriques au Témoulga jusqu'à hectométriques au Doui tandis qu'il constitue tout le massif de Rouina. Un métamorphisme de type «schiste vert » accompagne le plissement, comme pour la première phase.

II.2.3.3 Troisième phase

Plissement tardif. Cette phase est à l'origine des plis droits à grande amplitude et des plans axiaux verticaux. Dans le Témoulga cette phase se rencontre sous forme de plis en genoux ou en chevrons. On y distingue aussi la présence des plis d'entraînement (centimétriques) accompagnant les grands plis.

II.2.3.4 Quatrième phase

Tectonique cassante (failles et diaclases) contemporaine, peut-être d'une surrection générale de l'ensemble des massifs. Elle est compressive, faite à un niveau structural élevé, suivie d'une distension responsable d'énormes fractures.

II.3 Géologie du gisement de ROUINA

II.3.1 Géologie locale

Le gisement de fer de Rouina, fait partie du massif rocheux de Rouina. Ce massif a pris naissance après l'orogénèse Alpine aux frontières du méga géosynclinal, sous forme d'un anticlinal de direction 30°-40° NE émergeant au milieu des alluvions de la vallée de Chlef.

Les flancs de cette anticlinal sont composés de terrains carbonatés du secondaire avec des pendages croissant à partir du cœur vers l'extérieur le cœur inclut des formations paléozoïques.

Concernant le massif de Rouina, il est représenté essentiellement par :

- La série schisto-gréseuse et conglomératique du Paléozoïque ;
- Les bancs carbonatés (calcaire et schiste) du Jurassique qui présente la majorité des affleurements au Rouina ;
- L'affleurement de marnes du Crétacé inférieur ;
- Le conglomérat de base qui marque le contact entre le socle et la couverture.

On observe aussi l'absence des terrains Triasique et Tertiaire et aussi les terrains du Quaternaire. Ainsi la minéralisation ferrifère de Rouina apparait dans les périodes Triasique et Jurassique (Lias moyen). C'est-à-dire qu'elle s'est formée avant au moins 245 millions d'années (RAACH Khadidja., 2010).

La figure II.4 présente une carte géologique du massif de Rouina traité personnellement en utilisant le logiciel de système d'informations géographiques (ArcGIS 10) 2017 afin d'illustrer la géologie de la gîte de « BUTTE », qui est le cas d'étude.

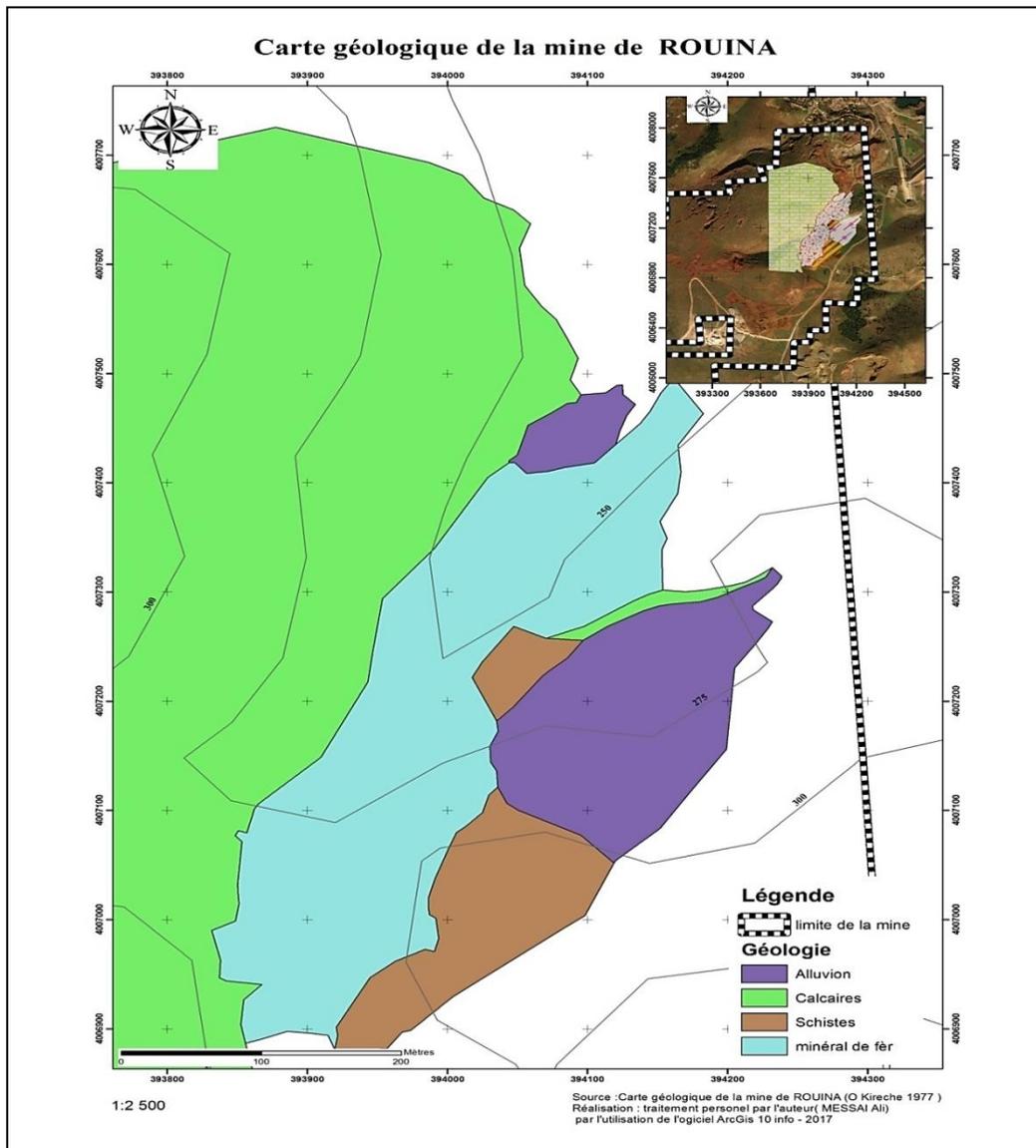


Figure II.4 Carte géologie du massif de Rouina (Kirreche O., 1977)

II.3.2 Litho-stratigraphie

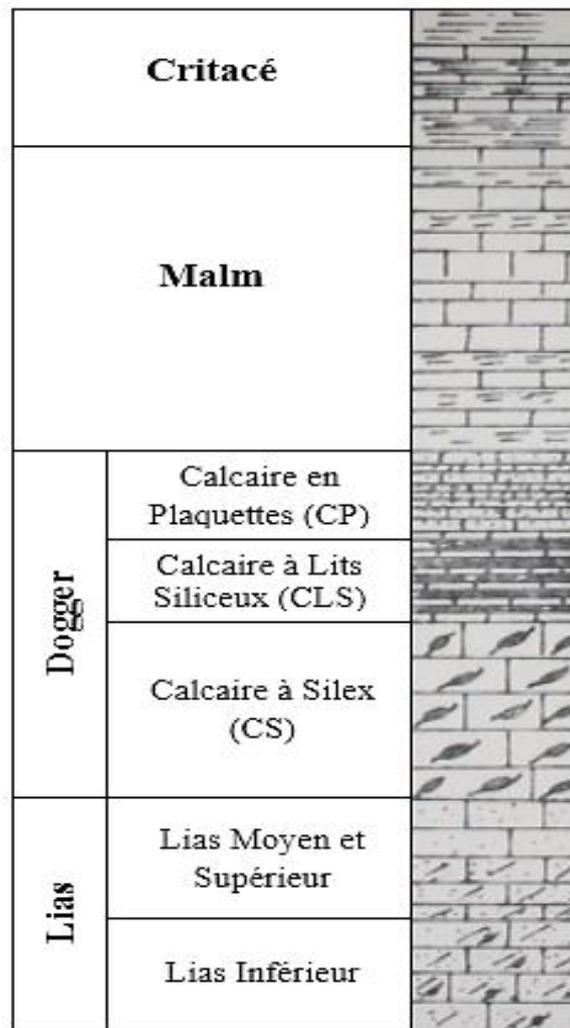


Figure II.5 Colonne stratigraphique de Rouina (Kireche O., 1977)

II.3.2.1 Paléozoïque

Dans la région d'étude, le paléozoïque est représenté par le substratum permo-triasique connu sous le nom de la série schisto-gréseuse et conglomératique, cette formation Azoïque est constituée de schiste et de quartzite, elle affleure à l'Est du gisement au contact des argiles limonitiques, à la faveur d'une brèche tectonique. La série plonge vers l'Ouest et montre une schistosité, ces calco-schistes versicolores sont intensément fracturés. Les fractures sont remplies de minéralisation ferrugineuse.

L'étude microscopique a révélé la présence d'une trame de calcite fine pleine d'inclusion de matière organique dans laquelle sont disposés de petits grains de quartz détritiques, des fragments de feldspath abîmés, sous forme d'albite et de plagioclases, des paillettes de muscovites et quelques cristaux de tourmaline. Cette calcite montre une orientation due au métamorphisme et des fractures remplies d'oxydes de fer. Le tout est traversé par des veinules de calcite limpide.

II.3.2.2 Jurassique

Le Jurassique présente la majorité des affleurements au Rouina. Comme partout dans l'Ouest Algérien, le Jurassique, est constitué de bancs carbonatés massifs.

a- Lias

Il est discordant sur le socle Paléozoïque à la faveur d'une couche peu épaisse (quelques mètres), incluant des éléments gris claires et violacés des schistes, elle témoigne le passage des schistes du Paléozoïque au calcaire du Jurassique ; son âge n'est pas précis. Le conglomérat de base est suivi d'une couche assez épaisse de calcaire grisâtre attribuée au Lias inférieur.

Des calcaires rougeâtres dans les niveaux plus élevés montrent au microscope des plages de calcite fine incluant des grains de quartz diagénétique, de la calcite limpide plus grossière, parfois pigmentée de fer, traversées par des fractures remplies d'oxydes et hydroxydes de fer. Cette formation est d'âge Lias moyen.

b- Dogger

Une formation compacte de calcaire massif gris bleuté riche en nodules de silex, surmonte le Lias moyen ; sa puissance est d'environ 50m. L'étude microscopique faite par (Kireche O., 1993) révèle la présence de débris d'entroques et des micro-filaments, retrouvés dans les faciès du Dogger des régions telliennes, ce qui a permis de lui attribuer un âge Dogger.

c- Malm

Une série calcaire et marno-calcaire en petits bancs, situés au-dessus de la série Dogger, a fourni des Calpionelles et des débris d'Aptychus, ces Calpionelles lui donnent un âge Tithonique-Berriasien.

II.3.2.3 Crétacé

A l'Ouest d'oued Rouina, un affleurement restreint de marnes grises vertes au-dessus des calcaires jurassiques est reconnu comme étant du Crétacé supérieur.

La coupe ci-dessus (Figures II.6 et II.7) montre les séries du flanc Ouest de l'anticlinal de Rouina, elle débute à l'Est par le socle paléozoïque et se termine à l'Ouest par des dépôts du Miocène supérieur en passant par les formations jurassiques et crétacées, sans qu'on y mentionne le conglomérat de base qui marque le contact entre le socle et la couverture.

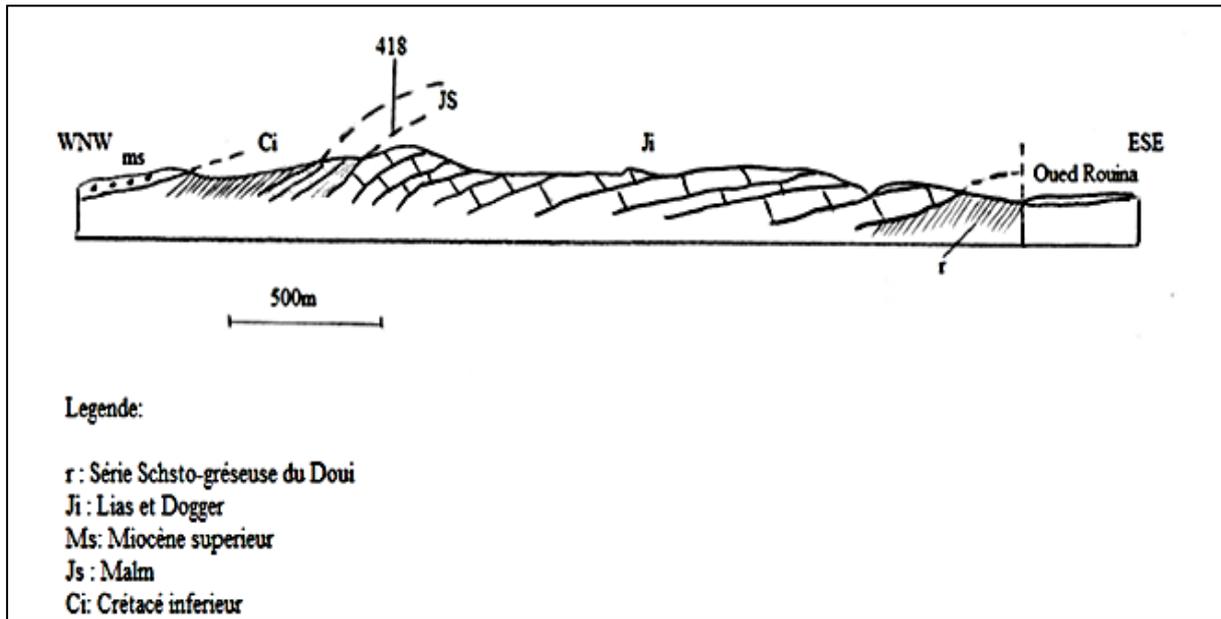


Figure II.6 Coupe géologique du Flan ouest du massif du Rouina (Kireche, O., 1977).

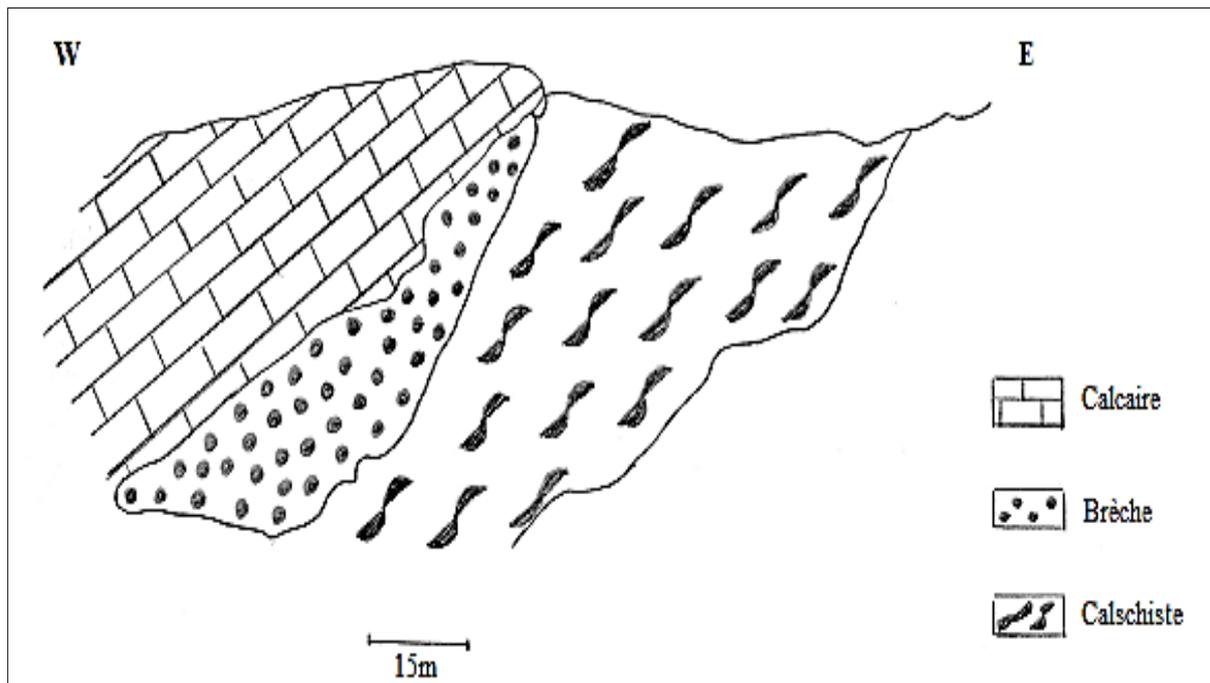


Figure II.7 Coupe Est-Ouest montant le contact socle-couverture (Kireche O., 1977)

II.3.3 Tectonique du gisement

Malgré la complexité générale de la tectonique dans les zones du tell, elle reste assez évidente dans les massifs du Chlef. Néanmoins dans la région de Rouina, elle reste plus complexe que dans les deux autres massifs (Témoulga et Doui). L'évolution de la tectonique est polyphasée. Deux phases de plissements schistogènes constituent l'essentiel de cette tectonique.

Les caractéristiques majeures de la gouttière du bassin du Chélif est la naissance de schistosité et du métamorphisme épizonal suite à la première phase tectonique. Cette dernière est caractérisée par des plis dissymétriques à déversement S à SW, ces mêmes caractéristiques s'appliquent à la deuxième phase avec en plus des flancs normaux longs et faiblement pentés et flancs inverses courts et fortement inclinés. A ces deux plis, des structures planaires et linéaire, sont associées à ces deux plis.

La structure du massif de Rouina est simple, il s'agit d'un vaste anticlinal de direction 30° à 40° NE, affecté surtout sur flanc Ouest par des failles, qui sont le siège de dépôt de la calcite palissadique, de la barytine et bien sûr les oxydes et hydroxydes de fer. Un métamorphisme est visible dans le cœur de l'anticlinal avec les calcschistes à S1 N 30°, 40° SW, et dans les lits siliceux que contiennent les calcaires du Lias et du Dogger. Microscopiquement cette tectonique s'identifie par les foliations de la calcite fine et les grains de quartz à extinction roulante.

II.3.3.1 Les failles

Elles affectent les formations du Jurassique supérieur et du Crétacé inférieur du massif de Rouina. Elles sont très fréquentes dans la partie occidentale du secteur.

Dans la partie Ouest de la mine, où les failles s'observent mieux, deux types de failles majeures, ont été relevées :

- Des failles de décrochement, elles sont de direction N40° à N60° et leur mouvement est dextre avec des pitches entre 20° à 30° SW.
- Des failles normales, elles sont les plus abondantes et de direction N0° à N10°. Des failles inverses plus discrètes.

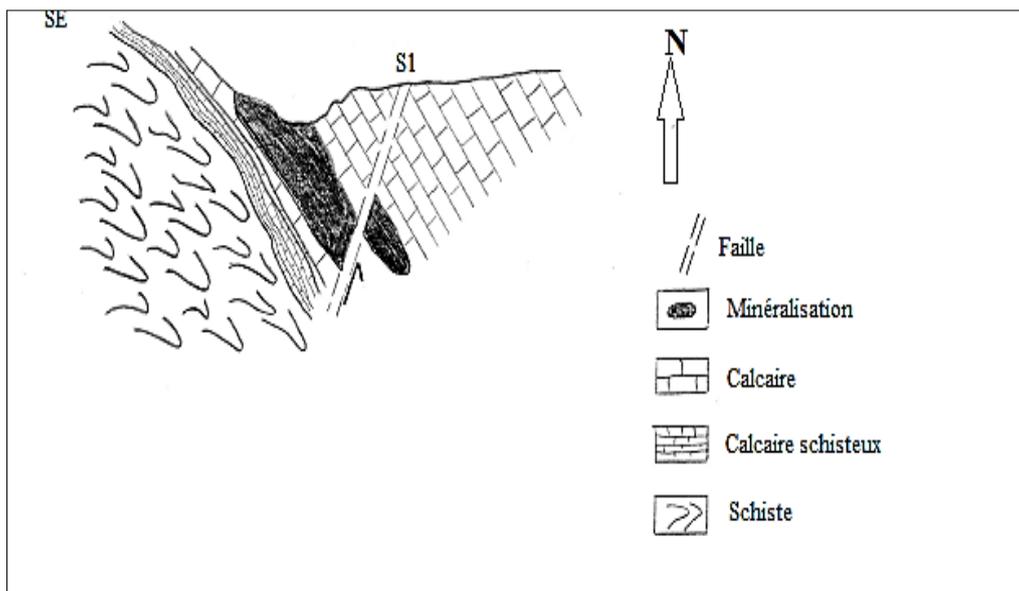


Figure II.8 Coupe géologique montrant le rejet apparent d'une faille normale (Kireche O., 1977)

II.3.3.2 Les fentes de tensions

Une autre manifestation des contraintes s'observe, ce sont les fentes de tensions qui sont peu abondantes et renferment généralement de la calcite, Leur taille est centimétrique à décimétrique

II.3.4 Minéralisation

Le gisement de minerai de fer de Rouina est situé dans la commune de Rouina, Daira de Rouina Wilaya de Ain Defla, sur un terrain domaniale.

La majorité des réserves en minerais de fer de Rouina est localisée dans la partie inférieure de la coupe des calcaires du Lias sur le flanc Nord-Ouest de l'anticlinal. Les minerais se sont formés suite à la circulation hydrothermale des solutions riches en minéraux dans les zones affaiblies par la tectonique.

Il englobe trois (03) corps répartis sur un périmètre de 1,5km de long et 1,0 km de large et orientée en direction Nord Est. Spécialement trois (03) corps dénommés Ravin Sud, région Filonienne, et Merimet, se concentrent dans la partie Nord Est du district minier.

Le caractère de la minéralisation est strictement contrôlé par la situation tectonique déjà existante dans le milieu encaissant au moment de la pénétration des solutions hydrothermales. Les filons et les colonnes de minerais de la région filonienne se sont formés ainsi.

La formation de l'amas de minerai dont l'épaisseur atteint 30 mètres est liée à la zone tectonique « Ravin Sud Merimet ». Les filons sont formés par des corps de minerais irréguliers qui se rétrécissent parfois jusqu'au biseutage complet et parfois par des gonflements pouvant atteindre 3 à 4 mètres d'épaisseur en direction et en profondeur, ce qui leur donne une allure zonale. La majorité de ces corps est représentée par une masse monominérale d'hématite.

Les processus de la métasomatose hydrothermale qui se sont produits dans le contour de la zone tectonique Ravin Sud-Merimet ont été accompagnés par l'élimination complète de l'oxyde de calcium et par l'apport du fer et de la silice. Dans l'endroit des calcaires broyés, les métasomatites ferro-siliceuses bruns noir comportant les minerais de goëthite hématite se sont formés. L'amas de minerai est confirmé par les sondages jusqu'à la profondeur de 75 mètres ; le minerai atteint une épaisseur de 30 mètres et se biseaute suivant le pendage.

La majorité des réserves de minerai est représentée par la goëthite au sein de laquelle il y a des accumulations de forme irrégulière d'hématite. Au contact de la zone de métasomatites on distingue nettement la porosité due au lessivage hydrothermal et les vides tectoniques.

En général le minerai de fer du gisement de Rouina (toutes qualités confondues) est destiné aux cimenteries. Ainsi dans le minerai extrait nous pouvons avoir une teneur allant de 40 à 41 % de fer Total, Ce qui correspond à 57 -58% de Fe_2O_3 (CAMPAGNE., 1989-1992).

II.3.5 Localisation des gites

La figure II.9 présente le plan de localisation des gites de la mine de Rouina réalisé personnellement. Elle se divise en trois zones à savoir : Merimet, zone filonienne et Ravin sud orientée en direction Nord Est. La butte est le gite qu'en cours d'exploitation.

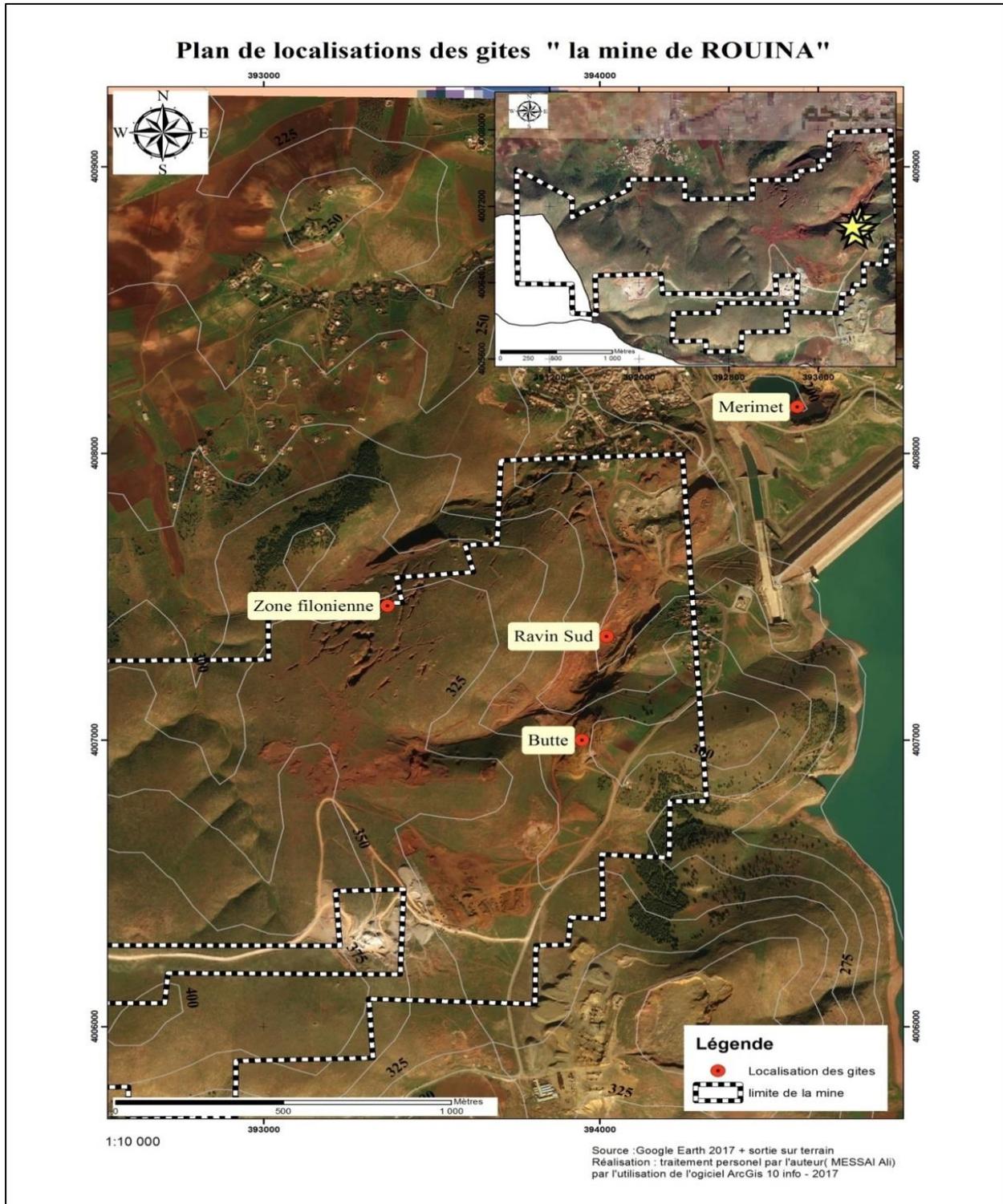


Figure II.9 Différentes zones de la mine de Rouina

II.3.6 Choix des points de prélèvement

La figure II.10 illustre le plan d'échantillonnage suivi au terrain. Les échantillons sont prélevés du gîte de « LA BUTTE » qui est en cours d'exploitation. Les point de prélèvements ont été choisis suivant plusieurs conditions lesquels ;

- Les données et les moyens disponibles sur la mine ;
- La nature du terrain ;
- Les suggestions de l'ingénieur géologue.

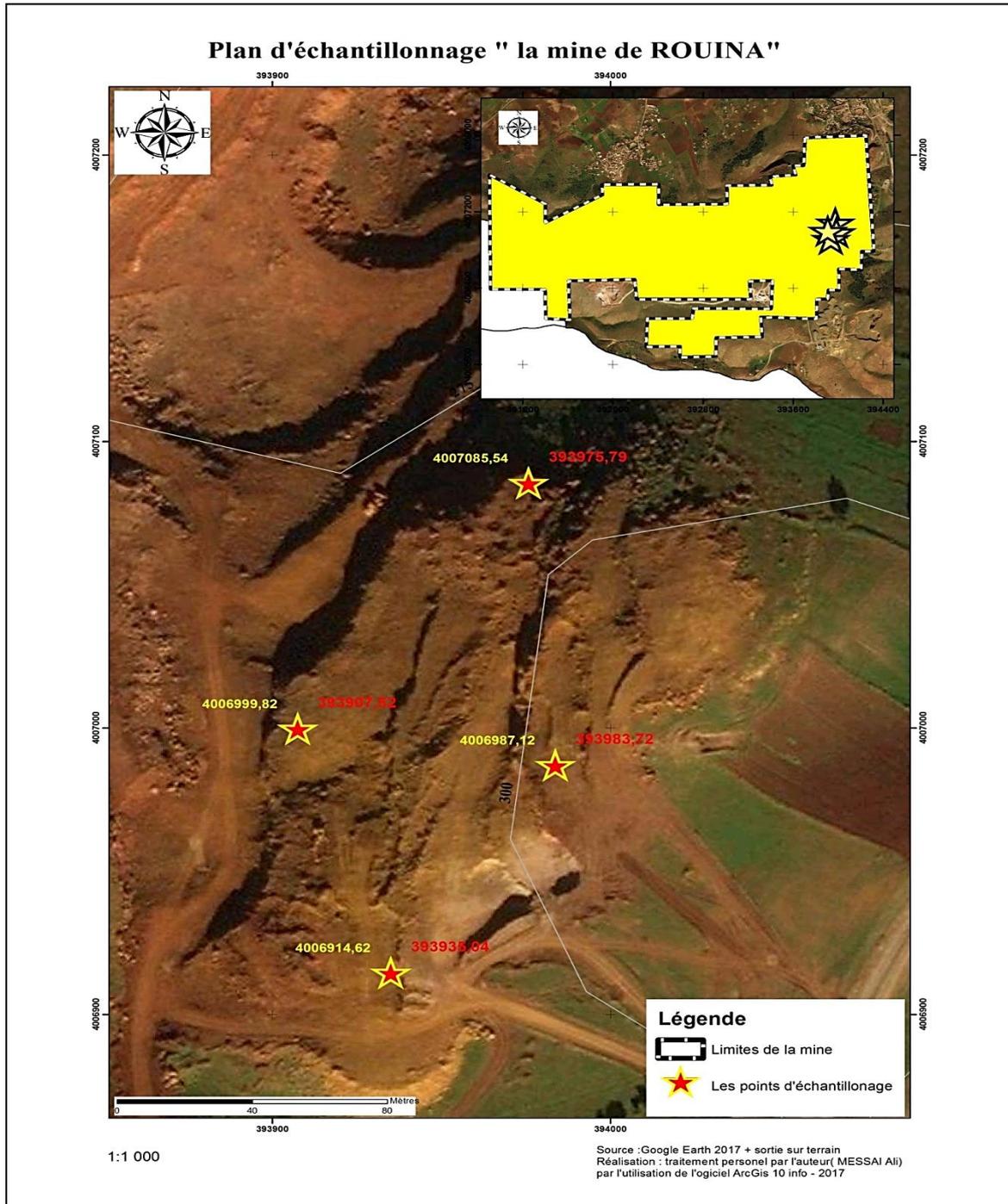


Figure II.10 Différentes zones de la mine de Rouina

II.4 L'EXPLOITATION DE LA MINE DE ROUINA

L'exploitation de la mine de Rouina se fait par les deux modes d'exploitation à savoir : l'exploitation par mode souterrain et à ciel ouvert, cette mine inclut 03 zones principales :

- Zone de Merimet ;
- Zone de Ravin Sud ;
- Zone filonienne.

II.4.1 Exploitation souterraine

Elle concerne les deux zones, la zone du Ravin Sud et la zone filonienne, pendant la période 1912-1958. Pour la zone du Ravin Sud, les minerais ont été exploités en souterrain jusqu'au niveau 215m, une partie des travaux souterrains a été menée aux niveaux +208 et 196m. Aussi une cheminée a été creusée pour monter le minerai vers la surface. Actuellement la mine de la zone du Ravin Sud est remblayée jusqu'aux niveaux (236- 238) m.

Pour la zone filonienne ; Les filons de la région Filonienne ont été exploités durant la période coloniale qui se trouvant entre le niveau (+330m) et le niveau (+270m). Jusqu'à présent les traces de certains ouvrages miniers existent jusqu'à une profondeur de 20 mètres.

Après la période coloniale, la mine de Rouina n'a vu aucune exploitation souterraine, à cause de manque des schémas et des plans d'exploitation réalisés durant cette période, qui sont nécessaires pour commencer une nouvelle exploitation souterraine.

II.4.2 L'exploitation à ciel ouvert

Elle concerne toutes les zones de la mine de Rouina (sauf la zone Merimet) avant et après l'indépendance, car c'est la solution idéale pour un coefficient de découverte de 2. Actuellement seule la zone de Ravin Sud qui est en phase d'exploitation à ciel ouvert, et qui est divisée en deux zones, La Butte (Sud-Est) pour l'extraction du minerai, et le coté Sud-Ouest pour les travaux de découverte.

L'exploitation de la zone Merimet est arrêtée à cause des grandes venues d'eau qui nécessite des grands travaux de pompage. Et pour la zone filonienne, l'exploitation n'est pas encore entamée vu l'absence des travaux de recherche et de prospection.

CONCLUSION

La mine de Rouina est l'une des plus anciennes mines exploitées en Algérie et sa production est destinée à l'industrie du ciment car elle est considérée comme un minerai de fer de faible teneur, qui contient un pourcentage élevé de matières argileux et la matière extraite avoir une teneur allant de 40 à 41 % de fer total.

Le champ minier de Rouina représente un massif rocheux d'environ 9 km². Il est formé de roches paléozoïques et jurassiques de la zone structurale du faciès atlas Tellien.

La majorité de la minéralisation ferrifère de Rouina est localisée dans la partie inférieure de la coupe des calcaires du Lias sur le flanc Nord-Ouest de l'anticlinal. La minéralisation s'est formée suite à la circulation hydrothermale des solutions riches en minéraux dans les zones affaiblies par la tectonique suivie d'une métasomatose hydrothermale postérieure.

La mine de Rouina est divisée en trois zones à savoir ; Merimet, zone filonienne et Ravin sud orientée en direction Nord Est. La butte est le gîte en cours d'exploitation.

Le minerai de fer de Rouina fait l'objet d'une étude sur la possibilité de traitement afin d'obtenir un concentré de teneur pouvant être utilisé dans des domaines tels que la sidérurgie, l'industrie des pigments ... etc.

Chapitre III : Echantillonnage et caractérisation du minerai de fer de Rouina

Sommaire :

Introduction

- 1- Intérêt de la caractérisation minéralogique et physico-chimique
 - 2- Echantillonnage
 - 2-1- Echantillonnage
 - 2-2- Protocole de l'échantillonnage du minerai de fer de Rouina
 - 2-3- Prélèvement des échantillons sur le site
 - 3- Préparation des échantillons pour l'analyse
 - 3-1- Concassage
 - 3-2- Quartage
 - 4- Analyse granulométrique
 - 5- Caractérisation physico-chimique du minerai de fer de Rouina
 - 5-1- Préparation des échantillons
 - 5-2- Méthodes d'analyse
 - 5-2-1- Fluorescence X (FX)
 - 5-2-2- Caractère auto-fondant : indice de basicité (Ip)
 - 5-2-3- Diffraction par rayons x (DRX)
 - 5-2-4- Microscope électronique à balayage (MEB)
 - 5-2-5- Infrarouge (IR)
 - 6- Analyse minéralogique du minerai de Rouina
 - 6-1- Etude des lames minces
- Conclusion
-

INTRODUCTION

Ce chapitre décrit l'ensemble des méthodologies et les différentes analyses réalisées sur des échantillons prélevés du gisement de fer de ROUINA en vue de définir et identifier la composition chimique et minéralogique d'une part et de quantifier les phases minérales d'autre part.

La caractérisation est généralement basée sur l'analyse de plusieurs paramètres chimiques et physiques. Elle repose principalement sur la distribution dans les différentes tranches granulométriques, sur l'identification de leur composition minéralogique, et l'évaluation de leur degré de libération. Ces outils de caractérisation seront détaillés dans ce présent chapitre.

III.1 INTERET DE LA CARACTERISATION MINERALOGIQUE ET PHYSICO-CHIMIQUE

Elle consiste à la détermination de différentes espèces minérales constituant le minerai de fer de ROUINA. D'une manière claire, elle permettra de :

- Identifier les minéraux (nature, composition);
- Quantifier les phases minérales;
- Définir la forme et les dimensions des grains.

Cette étude permettra donc l'orientation de la recherche vers la méthode d'enrichissement à adopter. L'étude des relations mutuelles des minéraux, de la taille des grains, de la façon dont ils sont liés les uns des autres, permettra de trouver une « maille de libération », connaître la granulométrie à atteindre pour une séparation optimale des divers constituants. Pour cela, des échantillons de minerais sont soumis à des différentes analyses et observations tels que :

- Lames Minces (LM)
- Microscopie Electronique à Balayage (MEB)
- Fluorescence X (FX)
- Diffractométrie à Rayons X (DRX)
- infrarouge (IR)

III.2 ÉCHANTILLONNAGE

III.2.1 Echantillonnage

L'échantillonnage est une opération de prélèvement des échantillons qui représente toute la surface de la zone étudiée. Elle est réalisée à l'aide d'une masse métallique enveloppée par plusieurs couches de papier et nylon pour éviter toutes contaminations possibles. Les points sélectionnés concernant les affleurements rocheux des unités géologiques principales des régions étudiées (Matías Migueland, Salvarredy Aranguren., 2008).

III.2.2 Protocole de l'échantillonnage du minerai de fer de ROUINA

Suivre un protocole d'échantillonnage bien défini a pour but l'obtention des échantillons représentatifs contenant toutes les caractéristiques physiques et chimiques de l'ensemble du site étudié (Pineau J. L., 1996).

Les principales étapes qui caractérisent une démarche d'échantillonnage sont l'élaboration d'une stratégie de prélèvement, le prélèvement des échantillons sur le site, la conservation des échantillons et leur préparation pour les différents analyses et méthode de traitement à appliquer. La valeur des résultats de la caractérisation dépend de la réalisation adéquate de toutes ces étapes. La stratégie de prélèvement repose essentiellement sur le volume et le nombre des échantillons ainsi que sur le choix des points de prélèvement des échantillons (nombre et positionnement). La représentativité des échantillons dépend en grande partie des choix qui sont effectués (A. Gosselin et al., 1999).

III.2.3 Prélèvement des échantillons sur le site

Un échantillonnage est réalisé au niveau du site de la mine de Rouina. Les échantillons (4 échantillons au total) sont prélevés dans quatre zones différentes, couvrant ainsi tout le site minier afin d'assurer une représentativité des échantillons prélevés. Les points de prélèvement sont déterminés à l'aide de GPS.

Les échantillons sont prélevés sur une profondeur de 0.5 mètre avec une masse totale de 120 Kg et sont étiquetés et stockés dans des sacs en plastiques doublés. Ces échantillons sont acheminés au le laboratoire de valorisation des ressources minières et environnement (LAVAMINE) du département des mines à l'université d'Annaba pour leur préparation.

La figure (III.1) représente les points choisis pour le prélèvement des échantillons dans la mine de fer de ROUINA

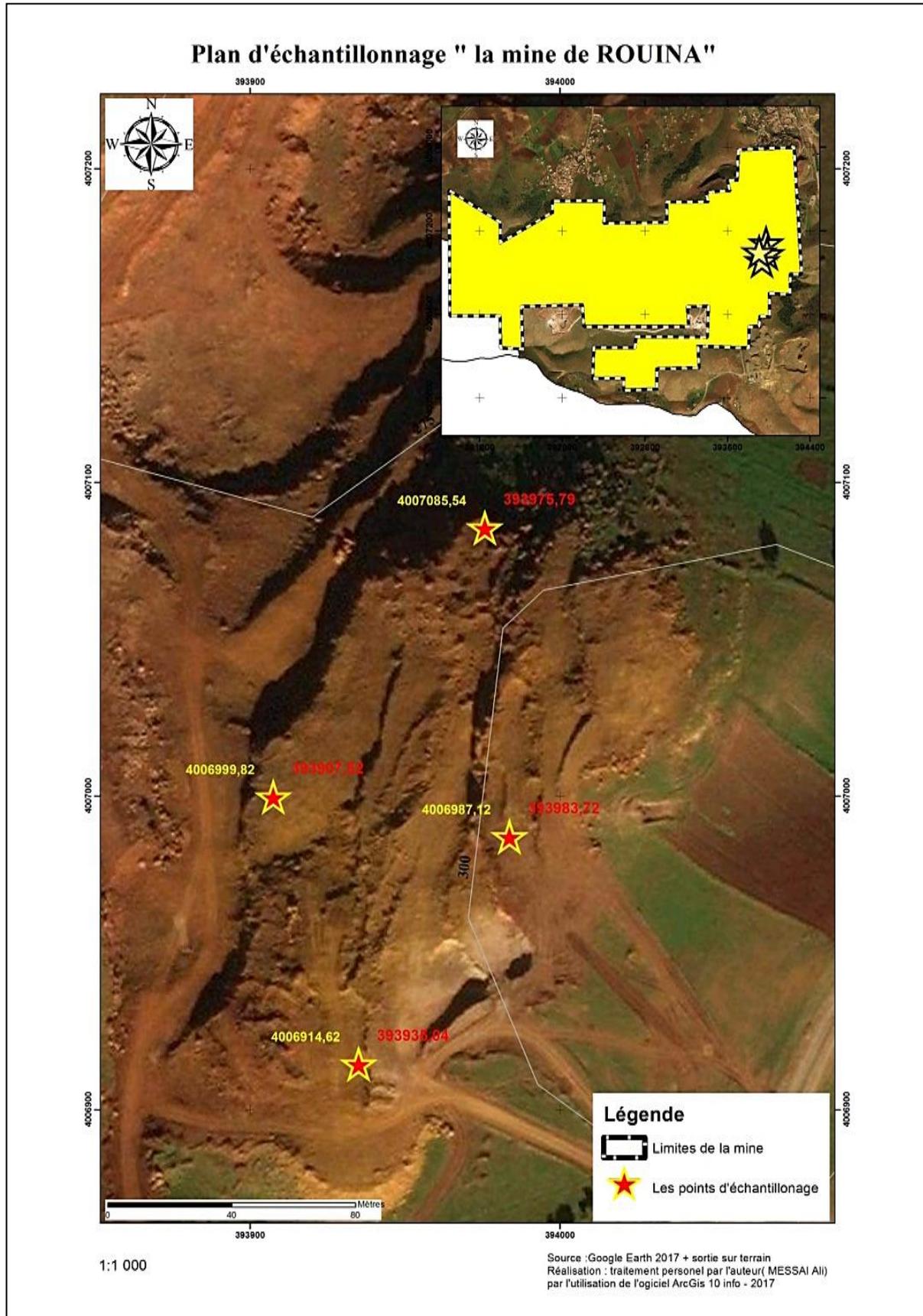


Figure III.1 Différents points de prélèvement des échantillons sur le site de la mine

III.3 PREPARATIONS DES ECHANTILLONS POUR L'ANALYSE

Les quatre échantillons prélevés sont préparés au niveau du Laboratoire du département des Mines - LAVAMINE, la figure III.2 représente un diagramme des étapes de préparation. Ce diagramme se compose de : homogénéisation, quartage, concassages broyage...etc. Les échantillons sont préparés afin de réaliser des analyses concernant la caractérisation minéralogique (lames minces, sections polies), l'analyse physico-chimique (FX, DRX, IR et MEB) ainsi que l'analyse granulométrique.

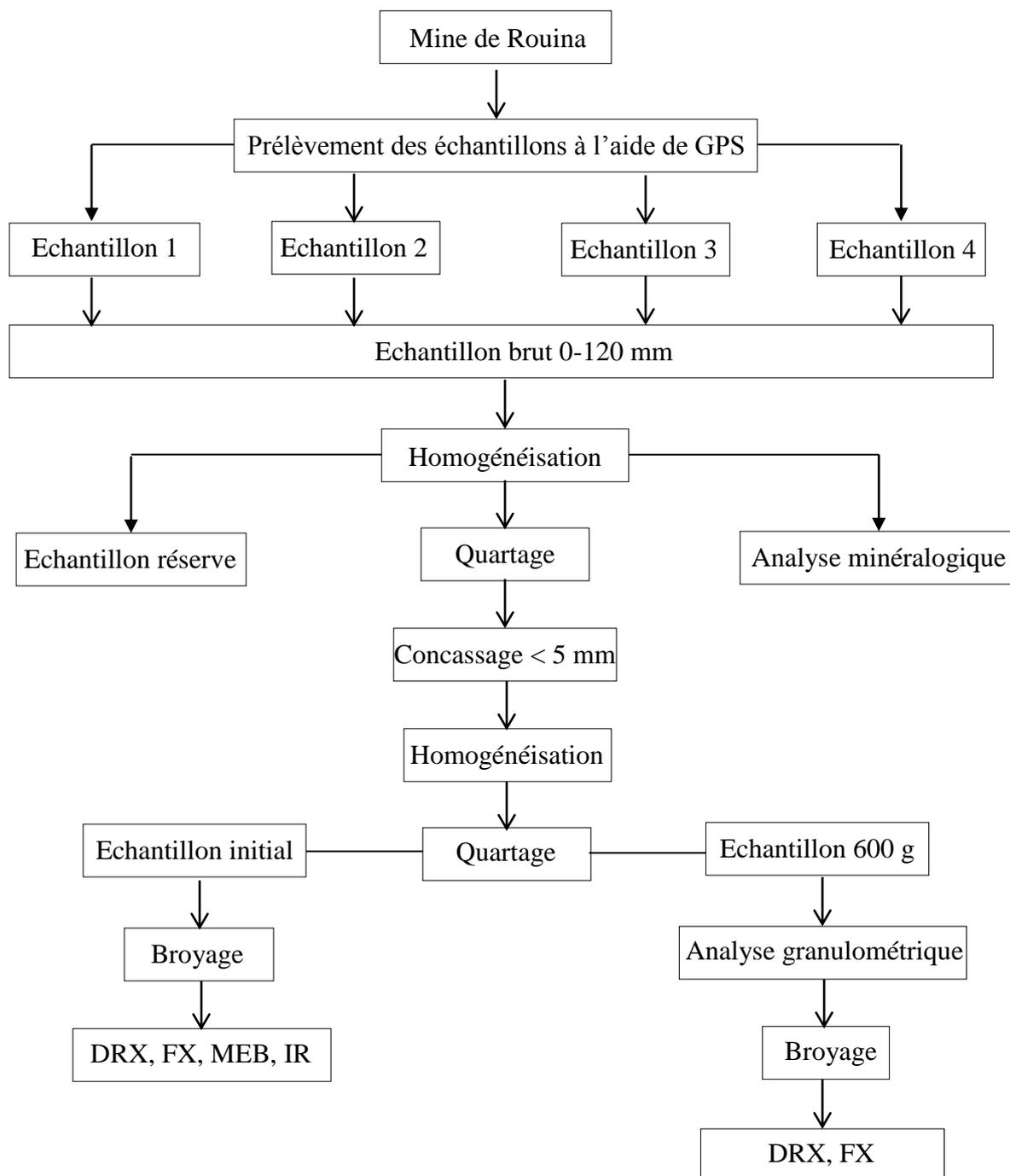


Figure III.2. Protocole de préparation du minerai de fer de Rouina

III.3.1 Concassage

Le concassage est la première étape du procédé de fragmentation, il est effectué généralement par voie sèche, il consiste à réduire la dimension du minerai. Cette étape de traitement prépare le minerai à subir une autre réduction de granulométrie (broyage) ou à passer directement aux étapes de classification et/ou de concentration. En règle générale, elle ne produit pas de résidus (Bureau européen pour la PRIP., 2004)

Cette opération est effectuée au laboratoire de valorisation des ressources minières et environnement (LAVAMINE) du département des mines au niveau de l'université d'Annaba. Le concassage des échantillons étudiés a été assuré par un concasseur de laboratoire à mâchoire type OMYPCKIN META, il permet une réduction des morceaux jusqu'à une dimension inférieure à 5 mm et représenté sur la figure (III.3).



Figure III.3 Concasseur à mâchoire à double effet de laboratoire

III.3.2 Quartage

Le quartage a pour objet d'assurer une meilleure représentativité de l'échantillon, il est procédé par l'homogénéisation de minerais. Il consiste à avoir un cône régulier au moyen d'une pelle, qu'on transforme sous forme de galette plate de contour plus au moins circulaire. Cette galette est ensuite partagée en quatre (04) quarts égaux. On prélève deux quarts opposés, alors que les deux autres seront gardés comme témoins comme il est illustré dans la figure (III.4)

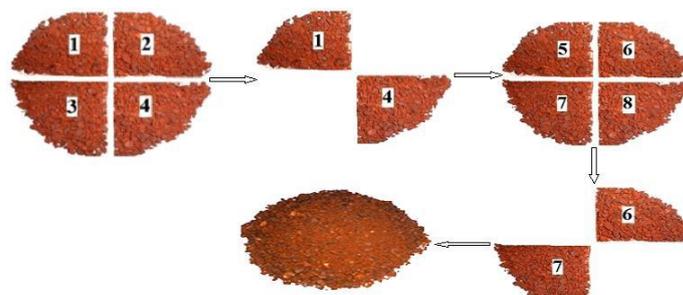


Figure III.4 Opération de quartage de minerai de fer de Rouina

L'échantillon concassé subi une série d'opérations d'homogénéisation et de quartage soigneusement effectuée jusqu'à l'obtention environs 600g d'une part qui va subir une analyse granulométrique et l'autre partie sera broyer pour des analyses de caractérisation physico-chimique à l'aide de DRX, FX, IR et MEB.

III.4 ANALYSE GRANULOMETRIQUE

L'analyse granulométrique a pour but d'observer la distribution granulométrique des particules d'un échantillon et l'identification des différentes tranches granulométriques qui constituent un échantillon, permettant par ailleurs de définir sa texture et structure. Elle permet aussi d'étudier la répartition des espèces minérales dans chaque fraction par l'analyse chimique.

L'analyse granulométrique du minerai étudié est effectuée sur une série de tamis sur une machine à secousse de type RETSCH (Figure III.5) fonctionnant avec des tamis dont les dimensions est de 200 mm x 50 mm au niveau de LAVAMINE. Cette analyse permet de déterminer les proportions relatives à chaque fraction granulométrique constituant l'échantillon primaire. Le tamisage est réalisé à partir de 600 g du minerai de fer séché afin de classer les échantillons en plusieurs fractions granulométriques différentes.

L'assemblage de tamis utilisé selon la norme européenne NE 933-2 est : 2 mm, 1 mm, 0.5 mm, 0.25 mm, 0.125 mm et 63 μ m. L'échantillon de minerai de fer est tamisé pendant 30 minutes avec une amplitude égale à 60. Les refus obtenus sur chaque tamis sont pesés sur une balance dont la précision est de 0.01 g.



Figure III.5 Tamiseuse de marque RETSCH

Les résultats montrent l'évolution des pourcentages massiques et les teneurs en fer dans les différentes fractions granulométriques. Les résultats obtenus d'analyse granulométrique de l'échantillon concassé sont présentés dans le Tableau (III.1) et la Figure (III.6). On observe en premier ordre, que les fractions grossières [+2, +1, +0.5 et +0.25 mm] sont majoritaires en pourcentage massique et représente 72.54% (486.47 grammes), ce qui confirme la dureté du minerai. Le reste du produit se présente dans les fractions plus fines [+0.125, +0.063 et -0.063 mm].

Tableau III.1 Résultats d'analyse granulométrique du minerai de fer concassé

Classes granulométriques (mm)	Poids (g)	Rendements (%)		
		Partiel $\sum y$	Cumulé Passé $\sum y \nearrow$	Cumulé Refusé $\sum y \swarrow$
+2	281.77	46.96	100	0
-2 +1	89.42	14.91	53.04	46.96
-1 +0.5	64.03	10.67	38.13	61.87
-0.5 +0.25	51.25	8.54	27.46	72.54
-0.25+0.125	50.72	8.45	18.92	81.08
-0.125 +0.063	41.44	6.91	10.47	89.53
-0.063 +0	21.37	3.56	3.56	96.44
TOTAL	600	100	0	100

III.5 CARACTERISATION PHYSICO-CHEMIQUE DU MINERAI DE FER DE ROUINA

La caractérisation du minerai de fer est réalisée à l'aide de différentes méthodes portées essentiellement sur l'analyse par DRX, dont le but est de déterminer les éléments majeurs présentés dans les échantillons, ainsi que l'analyse par FX et MEB faisant l'objet d'une connaissance de la composition chimique dans les différents échantillons analysés.

III.5.1 Préparation des échantillons

La préparation des échantillons pour la réalisation des analyses physico-chimiques se fait par le broyage qui est un procédé de fragmentation consiste à réduire la dimension du minerai à une dimension plus fine. (Bureau européen pour la PRIP., 2004).

Cette opération est effectuée dans le laboratoire de recherche en Génie minier du département des mines de l'école nationale polytechnique –Alger-. Le broyage des échantillons étudiés est réalisé par un broyeur à boulets de type RETSCH (Figure III.6), avec une vitesse de rotation égale à 250 tours/minute avec un temps qui diffère d'un échantillon à l'autre. Il permet de réduire les dimensions des grains jusqu'à une dimension très fine.



Figure.III.6 Broyeur type RETSCH pour le broyage des échantillons

III.5.2 Méthodes d'analyse

Les analyses des différentes fractions granulométriques broyées obtenues lors d'opération de tamisage par fluorescence X, Diffraction Rayon X (DRX) et Microscope Electronique à Balayage (MEB) sont réalisées au niveau de Département Technologies et Développement (DTD), filiale SONATRACH -Boumerdes-. L'analyse par Infrarouge (IR) a été faite au laboratoire d'infrarouge, département de Génie des procédés - Université d'Abderrahmane Mira –Bejaia-.

III.5.2.1 Fluorescence X (FX)

➤ PRINCIPE D'ANALYSE

L'échantillon séché et pressé est utilisé pour l'analyse des éléments majeurs et traces. La pastille obtenue est soumise à une source de rayonnement X primaire. Il s'ensuit une excitation des atomes qui vont émettre un rayonnement X secondaire de fluorescence caractéristique de la composition chimique de l'échantillon à analyser.

➤ CONDITIONS D'ANALYSE

- Spectromètre séquentiel (à dispersion de longueur d'onde) **Bruker-Axs : S8 TIGER.**
- Anode en rhodium.
- Logiciel pour le traitement des données : **Spectra plus**
- La concentration d'un échantillon inconnu est déterminée par des courbes d'étalonnage qui sont tracées pour chaque élément après avoir fixé tous les paramètres de mesure (kV-mA, cristal analyseur, collimateur, la longueur d'onde d'émission, le temps de mesure et le détecteur).
- La perte au feu (PAF) est obtenue par calcination de l'échantillon dans un four à 1050°C pendant deux heures, elle exprime la fraction volatile de l'échantillon (humidité, CO₂, matière organique etc.).

➤ **RESULTATS DE L'ANALYSE CHIMIQUE :**

Les résultats d'analyse chimique sont présentés dans le tableau (III.2). On observe que l'oxyde de fer (Fe_2O_3) et la silice (SiO_2) sont les composés dominants (69.12% les deux) dans l'échantillon en outre l'alumine (Al_2O_3) et la calcite (CaO).

Tableau III.2 Résultats d'analyse granulo-chimique du minerai de fer de Rouina

Désignation	Initial	+2 mm	+1 mm	+0.5 mm	+0.25 mm	+0.125 mm	+0.063 mm	<0.063 mm
Fe	30,85	30,35	31,00	30,89	30,61	32,47	32,43	34,63
Fe₂O₃	44,12	43,41	44,33	44,18	43,78	46,44	46,38	49,52
SiO₂	25,00	29,55	24,64	23,13	22,26	18,09	18,97	17,75
Al₂O₃	6,67	5,55	6,85	7,87	6,96	8,48	8,55	8,48
CaO	6,09	6,05	6,15	6,53	6,22	3,73	3,78	3,11
MgO	1,13	0,74	0,96	1,13	1,06	1,91	2,13	2,18
Na₂O	0,20	0,18	0,20	0,20	0,19	0,27	0,25	0,25
P₂O₅	0,10	0,09	0,10	0,11	0,21	0,09	0,09	0,10
SO₃	0,37	0,29	0,37	0,35	0,51	0,19	0,24	0,23
K₂O	0,77	0,57	0,75	0,85	0,82	1,18	1,23	1,24
TiO₂	0,23	0,15	0,23	0,26	0,25	0,34	0,34	0,36
MnO	0,24	0,11	0,25	0,27	0,36	0,34	0,33	0,34
NiO	0,0095	0,0087	0,0085	0,0098	0,0100	0,0100	0,0100	0,0100
ZnO	0,3000	0,2000	0,2700	0,2900	0,3200	0,5200	0,5400	0,6700
SrO	0,0100	0,0077	0,0100	0,0100	0,0100	0,0100	0,0100	0,0100
BaO	0,7300	0,4900	0,7500	0,7300	0,9800	0,5200	0,6700	0,6800
PbO	0,0900	0,0400	0,0700	0,0600	0,1100	0,1700	0,1900	0,2200
As₂O₃	0,1200	0,1100	0,1200	0,1200	0,1300	0,1400	0,1500	0,1600
Cl	0,0600	0,0500	0,0600	0,0700	0,0700	0,0800	0,0700	0,0700
PAF	13,00	11,70	13,60	14,10	14,70	13,20	13,30	13,00
TOTAL	99,24	99,29	99,72	100,26	98,85	95,71	97,86	98,38

Le pourcentage de fer totale est de 31.77% en moyen ce qu'est proportionnelle avec celle d'échantillons initial (30.85%). Le taux de fer est le moins élevé dans les tranches les plus grosses [+2, +1, +0.5 et +0.25 mm] où il peut atteindre 31% au maximum au dépend d'un pourcentage dans les fractions plus fines [+0.125, +0.063 et -0.063 mm] qui est de 34.63%. Par contre la silice est présentée par un pourcentage plus élevé dans les tranches

grossières (jusqu'à 29.55%) au dépend d'un pourcentage plus bas dans les tranches fines (17.75%).

III.5.2.2 Caractère auto-fondant : Indice de basicité (I_p)

L'industrie de l'acier exige une haute teneur en Fe (plus que 60%) et un pourcentage d'impuretés (SiO_2) qui varie entre 1-5% afin de diminuer la production en laitier et assurer une bonne qualité de l'acier (Joseph J.P., 2007).

L'indice de basicité est le caractère le plus important qui signifie la possibilité de l'utilisation de tel minerai de fer en sidérurgie. Il doit être inclus entre 1,0 et 1,5 (Jacques C., 2013).

La forme la plus simple utilise le rapport des teneurs du constituant basique et du constituant acide ;

$$I_p = \frac{CaO}{SiO_2}$$

$$I_p = \frac{Al_2O_3}{SiO_2}$$

Les rapports $(CaO + MgO) / (SiO_2 + Al_2O_3)$ appelés aussi indices de basicité globale. Elles permettent de distinguer les minerais siliceux, calcaires ou auto-fondants.

$$I_g = \frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3}$$

Tableau III.3 Valeurs de l'indice de basicité

Tranche granulométrique (mm)	Indice de basicité globale (I_g)	Indice de basicité $I_p = Al_2O_3 / SiO_2$	Indice de basicité $I_p = CaO / SiO_2$
Echantillon Brut	0.22	0.26	0.24
+2	0.19	0.18	0.21
+1	0.22	0.27	0.25
+0.5	0.24	0.34	0.28
+0.25	0.24	0.31	0.28
+0.125	0.21	0.46	0.21
+0.063	0.21	0.45	0.20
-0.063	0.20	0.47	0.20
MOY	0.21	0.34	0.23

D'après les résultats obtenus dans le tableau (III.3), on peut observer que le rapport de l'indice de basicité est faible ($< 0,24\%$ au maximum), et ne répond pas aux exigences de la sidérurgie et confirme la nécessité de traitement du minerai.

III.5.2.3 Diffraction par Rayons X (DRX)

➤ Principe d'analyse

L'échantillon solide finement broyé est monté sur un porte échantillon adéquat, puis soumis à un faisceau de rayons X pour être diffractés par les plans réticulaires des phases cristallines présentes. En effet, il existe une relation entre l'angle du faisceau diffracté et la distance réticulaire séparant les plans d'atomes au sein d'un réseau cristallin ; celle-ci est régie par : La loi de Bragg ; $n\lambda = 2d\sin\theta$

D'où

λ : longueur d'onde en angströms,

d : distance réticulaire en angströms ;

θ : angle de diffraction ou de réflexion en degrés.

Les diffractogrammes ainsi obtenus, à l'aide d'un diffractomètre à rayons X, sont interprétés. Les positions et les intensités des pics observés sont comparés aux fichiers de référence **PDF-ICDD** (Powder Diffraction File - International Center for Diffraction Data) pour l'identification des phases minéralogiques présentes. Et éventuellement l'utilisation de **RIR** (Reference Intensity Ratio) inclus dans le logiciel **HighScore Plus** du fichier PDF-ICDD permet l'estimation semi quantitative des phases correspondantes détectées quand celle-ci est requise et/ou possible.

➤ Conditions d'analyse

- **Diffractomètre PANalytical: XPERT-PRO**, tube radiogène céramique à anticathode de cuivre, puissance du générateur à RX: 40 mA, 45 kV
- Logiciel pour l'acquisition des données : **DataCollector de PANalytical**
- Logiciel pour traitement des données : **HighScore Plus de PANalytical**
- Longueur d'onde $\text{CuK}\alpha$ [\AA] : 1,5418
- Angle de départ [$^{\circ}2\theta$] : 2,0000
- Angle final [$^{\circ}2\theta$] : 70,0000 roche totale et 35,0000 pour les argiles orientées
- Taille du pas [$^{\circ}2\theta$] : 0,0170
- Temps du pas [s] : 87,2256

➤ Résultats de l'analyse minéralogique

- Goethite : $\text{FeO}(\text{OH})$
- Quartz : SiO_2
- Hématite : Fe_2O_3
- Calcite : CaCO_3
- Illite : $\text{K}(\text{Al}_4\text{Si}_2\text{O}_9(\text{OH})_3)$

Le diffractogramme obtenu par la DRX est présenté dans la figure (III.7). On observe que les oxydes de fer (hématite et goéthite) sont les phases minérales utiles. Il y a aussi la présence du quartz, l'illite et la calcite comme phases minérales de gangue.

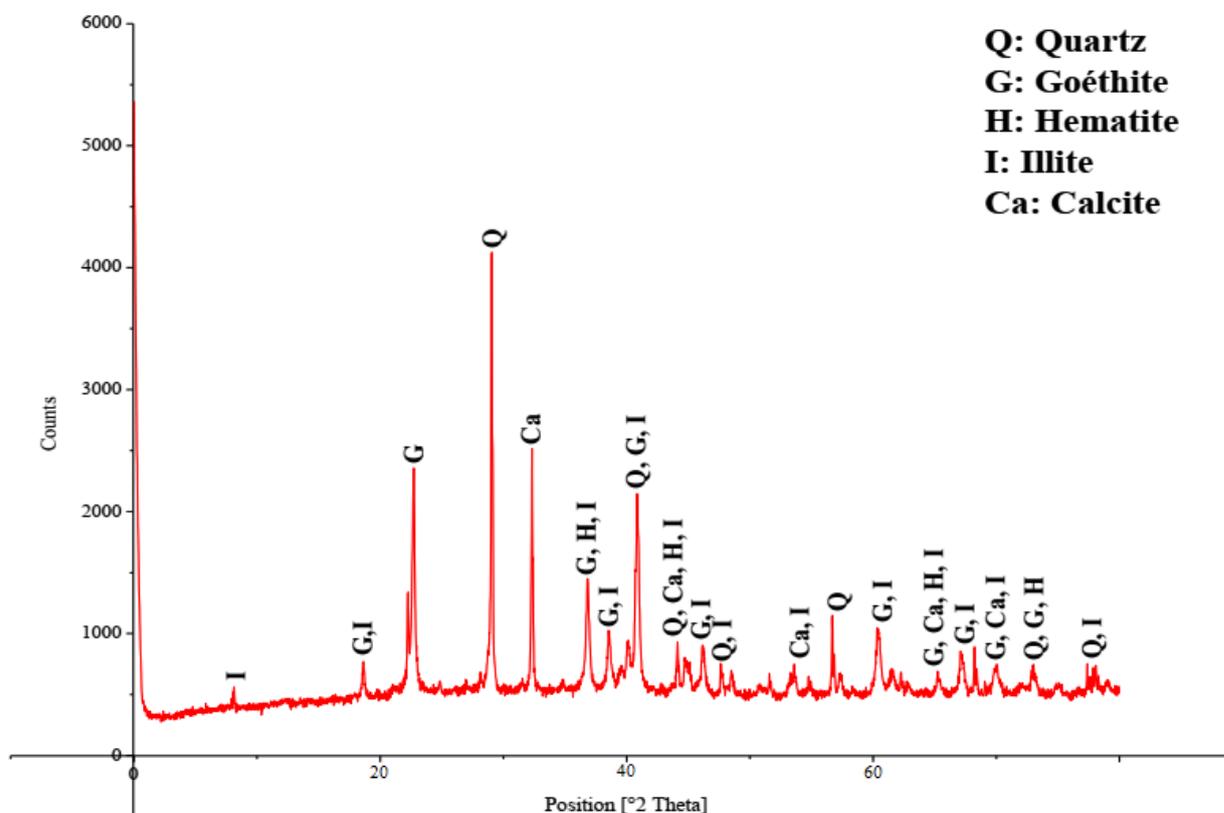


Figure III.7 Spectre de Diffraction par rayons X du minerai brut de ROUINA

III.5.2.4 Microscope Electronique à Balayage (MEB)

Le Microscopie Electronique à Balayage (MEB) est une technique d'analyse des minéraux basée sur le principe des interactions électrons-matière. Il consiste à un faisceau d'électrons balayant la surface de l'échantillon analysé, qui réémet différents types de particules. Il permet d'obtenir des images en haute résolution de la surface d'un échantillon et donner un diffractogramme (EDX) qui prouve les éléments chimiques contenant dans la surface scannée (Coussy S., 2011).

Pour la caractérisation de l'échantillon initial (avant le tamisage), une pastille de taille (2 - 4mm) a été préparée puis observée par microscope électronique à balayage (MEB) de type « SEM7001F ». Ce dernier est couplé à une microanalyse chimique EDX globale, qui a permis d'identifier la composition chimique. La micrographie des particules minérales obtenue est d'une échelle d'environ 10-40 μm .

Deux observations sont réalisées sur l'échantillon initial de ROUINA, les résultats sont illustrés dans les figures (III.9 et III.11). Cette observation, a montré la composition à l'échelle microscopique en différents éléments tels que Fe, O, Si, Al et Ca. En ce qui concerne

l'oxygène, sa présence pertinente revient au fait qu'il intervient dans la composition du Fe_2O_3 , Al_2O_3 , SiO_2 .

Selon les diffractogrammes de l'EDX des deux surfaces scannées par le MEB (Figure III.8 et III.11), on observe la présence de Fe et O se trouvant dans la composition des oxydes de fer. La présence de Si, Al et K avec un taux élevé prouve la présence des argiles parmi les composants essentiels de ce minerai. Les pics de Mg et Ca explique la présence minimale des carbonates.

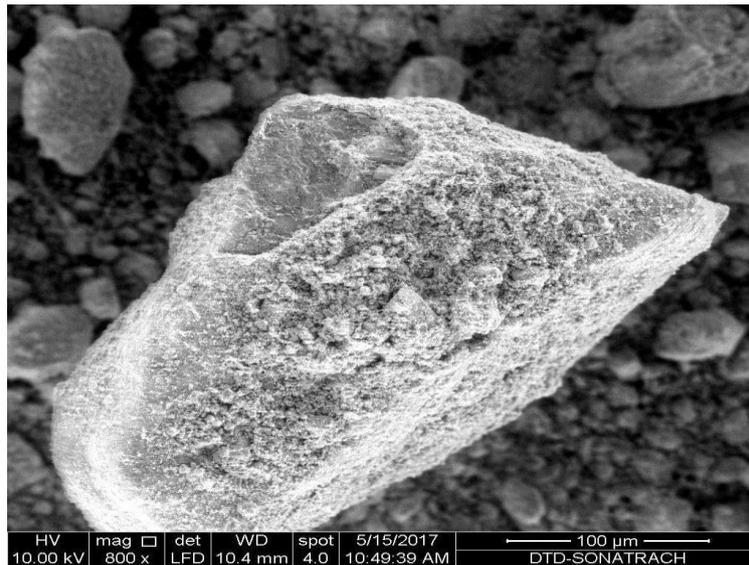


Figure III.8 Première observation du minerai de fer par le MEB

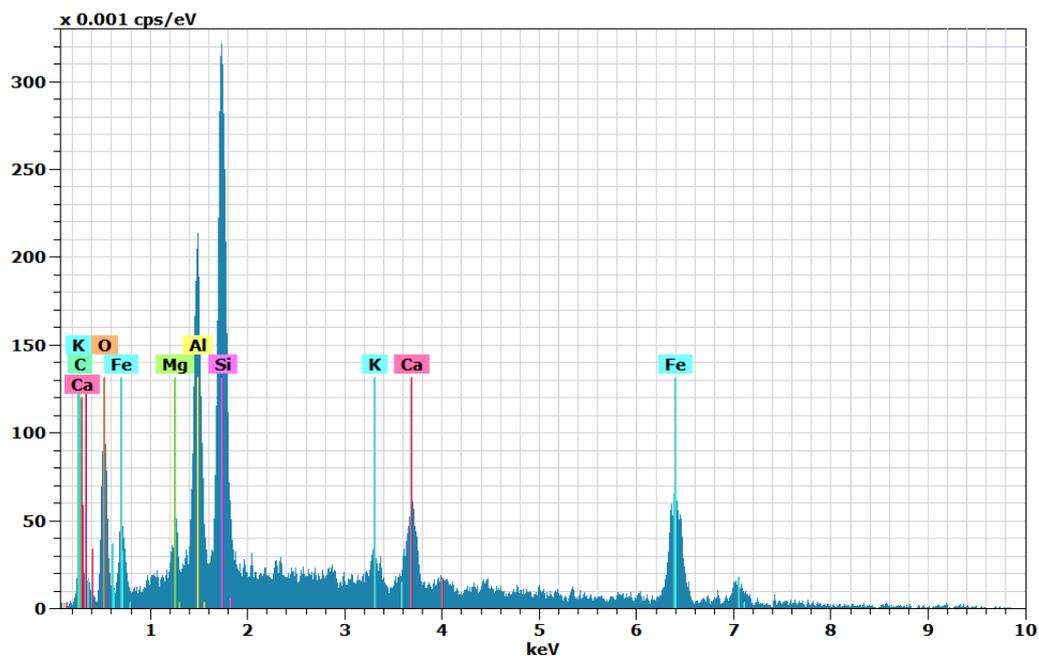


Figure III.9 Diffractogramme de l'analyse par EDX de la 1^{ère} observation

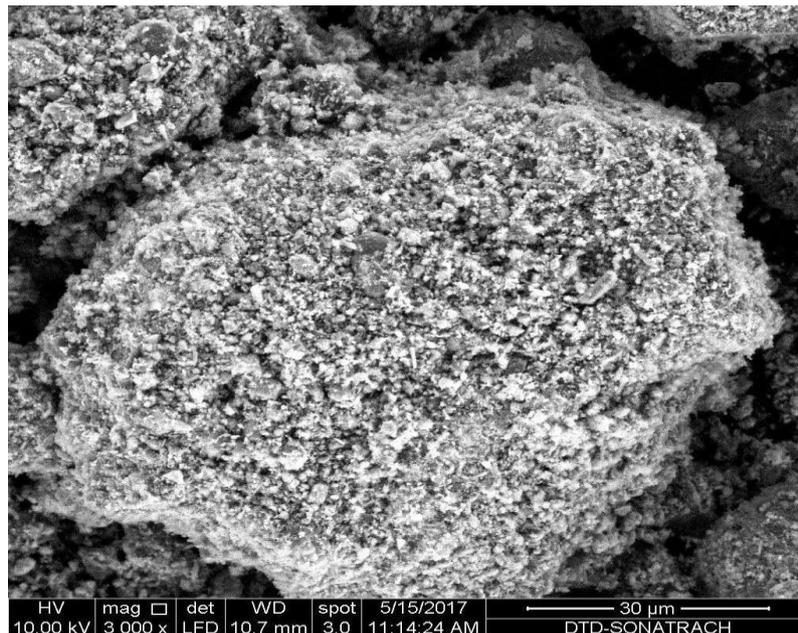


Figure III.10 Deuxième observation du minerai de fer par le MEB

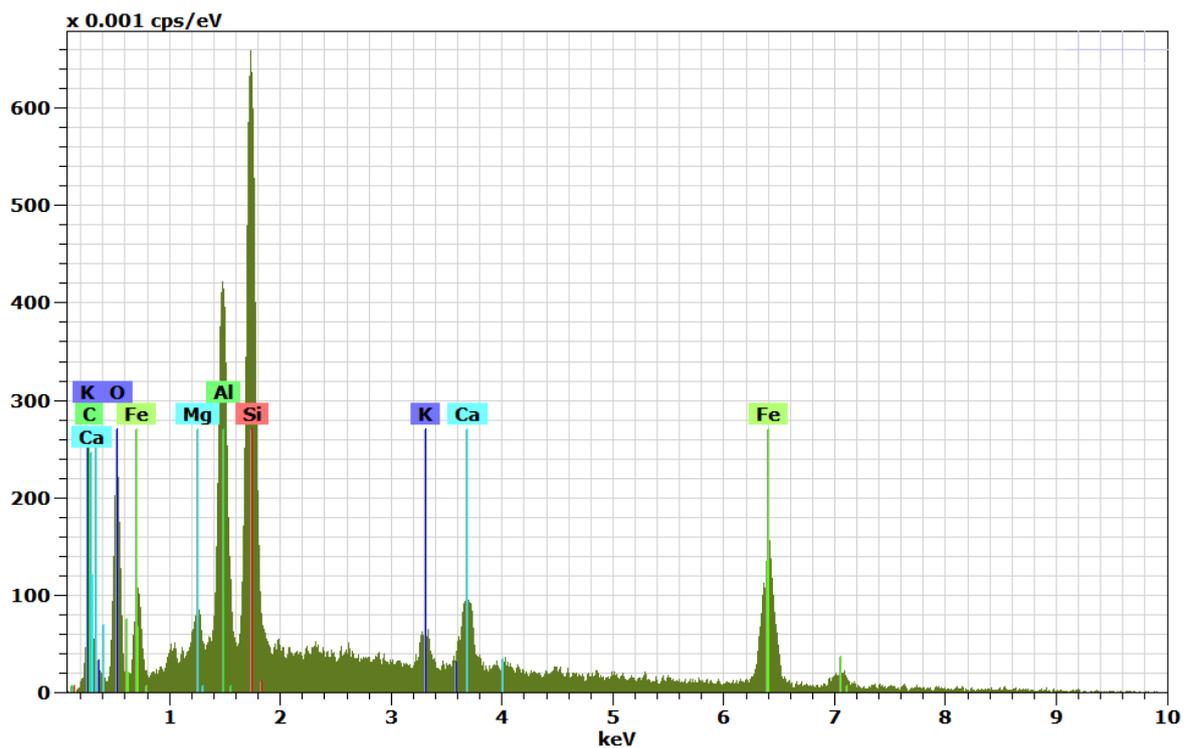


Figure III.11 Diffractogramme de l'analyse par EDX de la 2^{ème} observation

III.5.2.5 Infra Rouge (IR)

La figure (III.12) présente le spectre d'absorption d'infrarouge d'un échantillon brut du minerai étudié. Les fréquences des bandes d'absorption caractéristiques correspondant aux

vibrations normales des différents radicaux entrant dans la composition du minerai étudié sont:

- 3550 cm^{-1} = bande O-H (H_2O) de constitution
- 3500 cm^{-1} = bande O-H (H_2O) de constitution
- 3400 cm^{-1} = bande O-H (H_2O) d'hydratation
- 3210 cm^{-1} = bande O-H (H_2O) de cristallisation
- 3100 cm^{-1} = bande O-H (H_2O) de cristallisation
- 1620 cm^{-1} = bande de vibration C=O
- 1410 cm^{-1} = bande de vibration C-O
- 1125 cm^{-1} = bande de vibration de Si-O
- 950 cm^{-1} = bande de silicate isolé
- 800 cm^{-1} = bande de vibration C-O
- 600 cm^{-1} = vibration des liaisons Fe-O
- 480 cm^{-1} = déformation de liaison Fe-O
- 430 cm^{-1} = déformation de liaison Fe-O

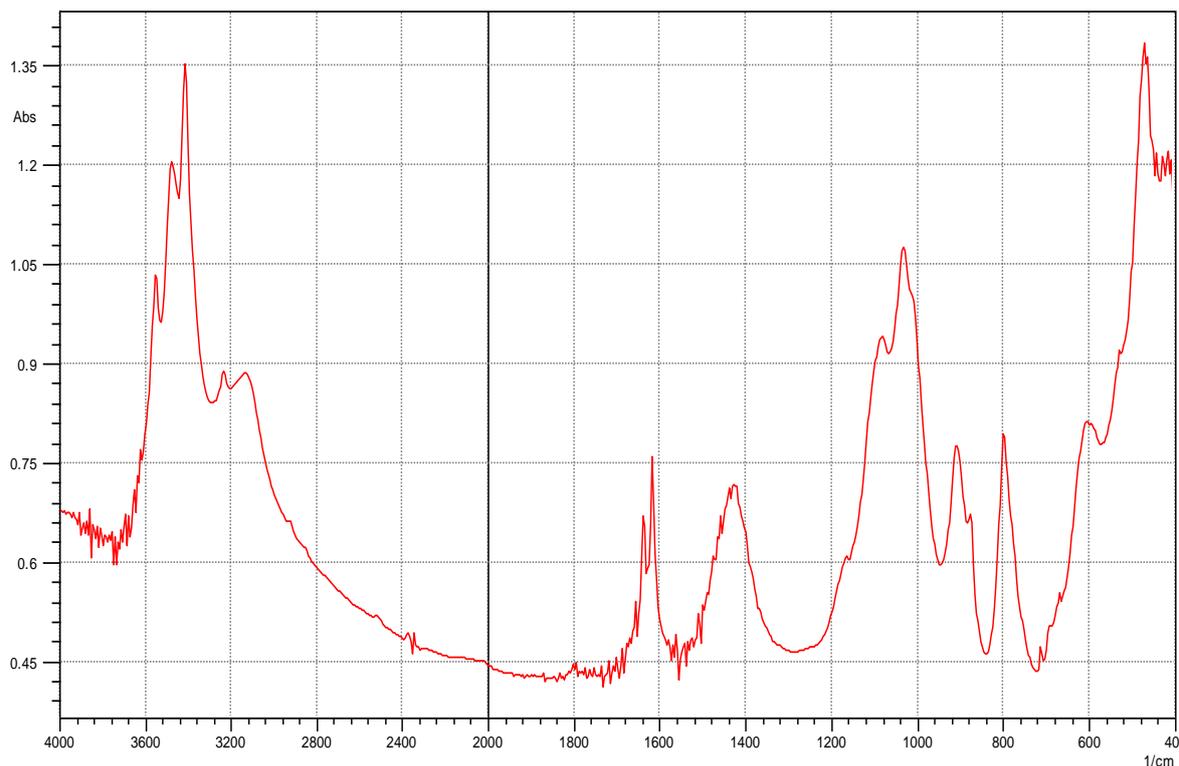


Figure III.12 Spectre de l'analyse par infrarouge de l'échantillon brut

III.6 ANALYSE MINÉRALOGIQUE DU MINÉRAI DE ROUINA

L'étude minéralogique des échantillons est réalisée sur des lames minces et des sections polies et elle révèle l'existence d'associations minérales simples, à savoir des hydroxydes (goethite et limonite) et oxyde de fer (hématite), de la calcite et du quartz.

III.6.1 ETUDE DES LAMES MINCES

III.6.1.1 Observations au microscope pétrographique

Lame mince 1 :

L'observation de la lame mince 1 sous lumière polarisée (Figure III.13) montre la présence du quartz xénomorphe comme un élément dominant (Figure III.13.a). De nombreux grains se caractérisent par une extinction ondulante indiquant que le minéral a subi une déformation mécanique. On remarque la présence de rares cristaux de calcite. La figure III.13.b montre de l'hématite et son produit d'altération (limonite) baignant dans un amas de quartz. L'hématite se présente parfois en masse importante faiblement bordée par du quartz (Figure III.13.c).

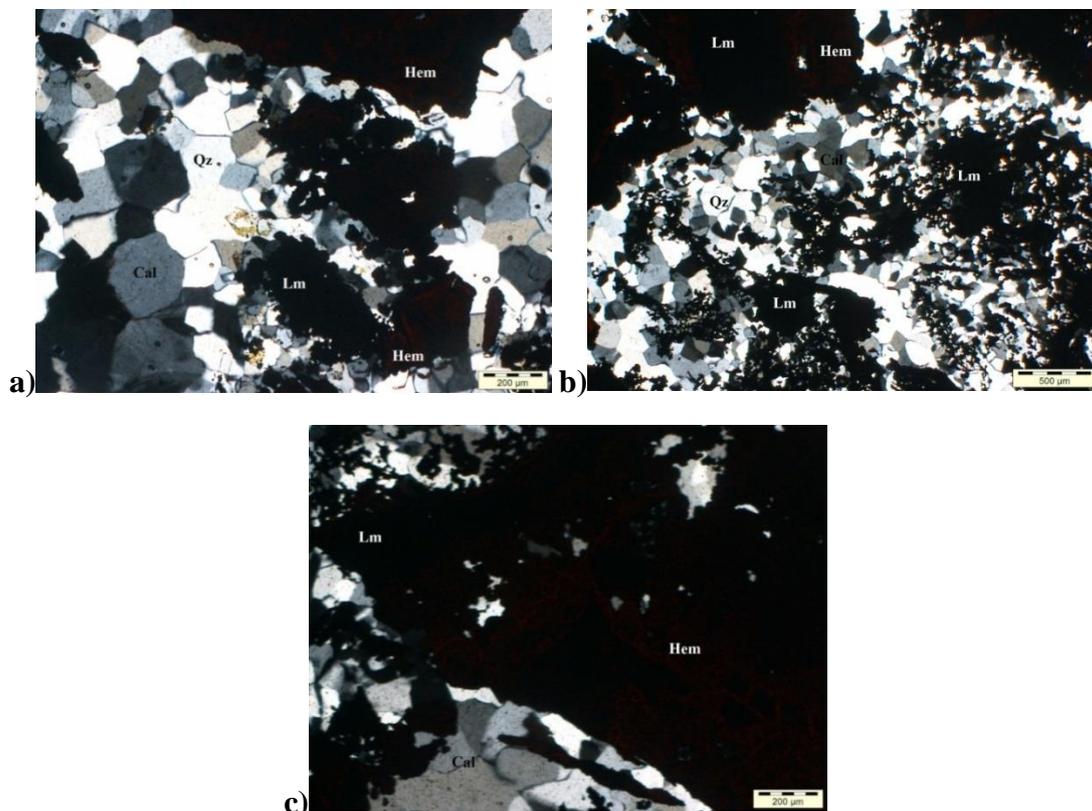


Figure III.13 Lame mince 1 sous lumière polarisée LPA : a) Quartz xénomorphe à extinction ondulante associé à de l'hématite et présence de rares cristaux de calcite, b) Hématite et limonite baignant dans un amas de quartz, c) Masse d'hématite faiblement bordée par du quartz. (Hem : hématite, Lm : limonite, Qz : quartz et Cal : Calcite)

Lame mince 2 :

L'étude de la lame mince 2 sous lumière naturelle (LPNA) permet d'observer que les minéraux dominants sont les opaques, probablement de l'hématite (Figure III.14) dans une masse de quartz (Figure III.14.a et III.14.b). Le quartz entoure et remplit les vides entre la limonite. Quelques opaques (hématite) montrent des traces d'oxydation (limonite) qui s'expriment par des taches brunâtres (Figure III.14 c et III.14.d).

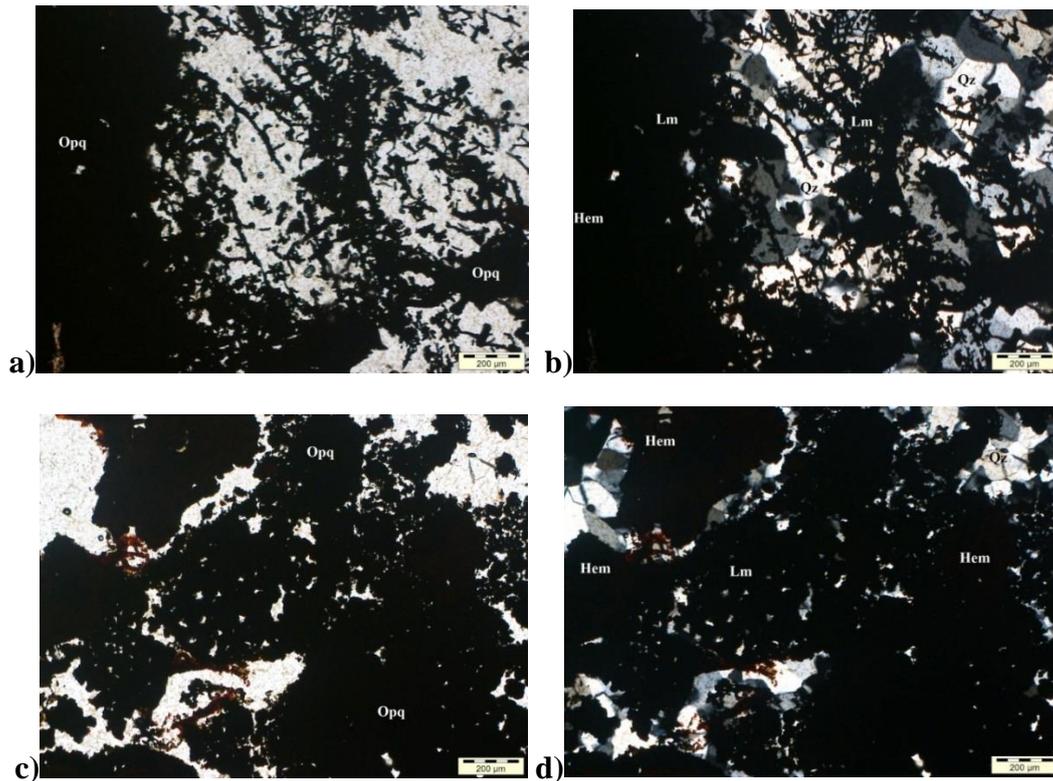


Figure III.14 Lame mince 2 sous lumière polarisée LPA (Hem : hématite, Lm : limonite et Qz : quartz)

III.6.1.2 Observations au microscope métallographique

L'observation au microscope métallographique confirme la présence de la limonite de couleur jaune, jaune orangé et jaune brunâtre comme minéral majeur (Figure III.15.a). L'hématite de couleur noir grisâtre montre une bordure avec différents taux d'altération (Figure III.15.b). Cette altération se traduit par un changement de couleur du cœur vers le bord, du noir (hématite) au jaune (limonite).

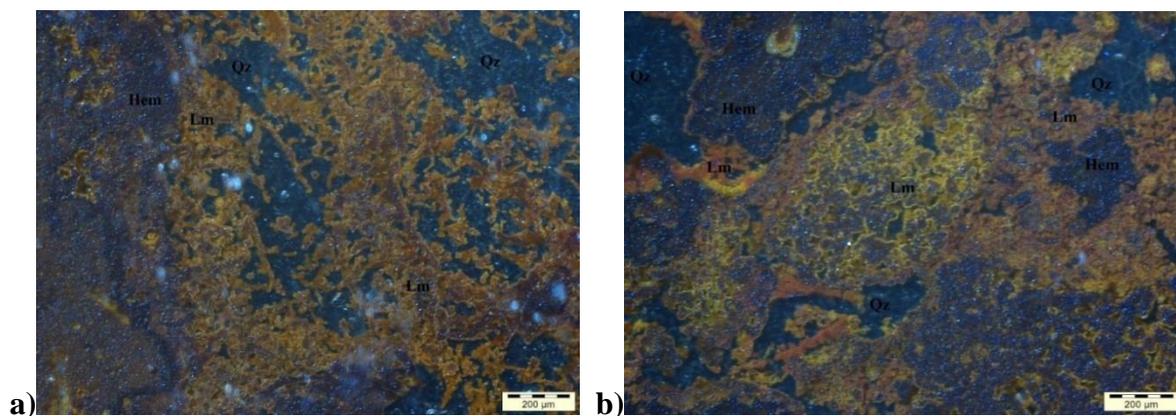


Figure III.15 Microphotographies sous loupe binoculaire d'un échantillon riche en hématite et limonite. (Hem : hématite, Lm : limonite et Qz : quartz)

III.6.1.3 Observation de la lame mince par MEB

L'observation d'une lame mince utilisant le microscope électronique à balayage est un outil efficace qui va permettre d'identifier et quantifier les minéraux contenus dans le matériau où minerai étudié.

Trois observations sont réalisées sur la lame mince préparé, les résultats sont montrés dans les figures (III.16.a, III.16.b, III.17.a, III.17.b, III.18.a et III.18.b.). On remarque la présence du quartz de couleur noir grisâtre comme un composé dominant lié avec les oxydes de fer de couleur blanche (figure III.16a). Le quartz est baignant dans une masse de goethite qui se présente avec une forme mamelonnée (figure III.17.a) à la structure radiée d'agrégats finement fibreux (figure III.18.)

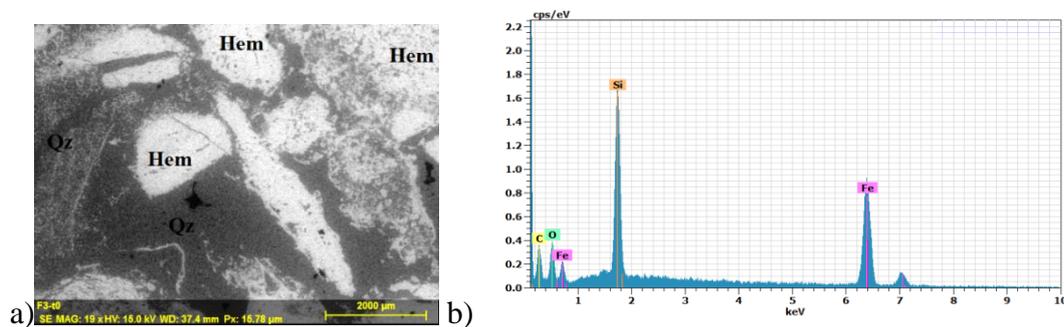


Figure III.16 Lame mince 1 sous MEB a) Quartz associé à l'hématite (Hem : hématite, Qz : quartz)

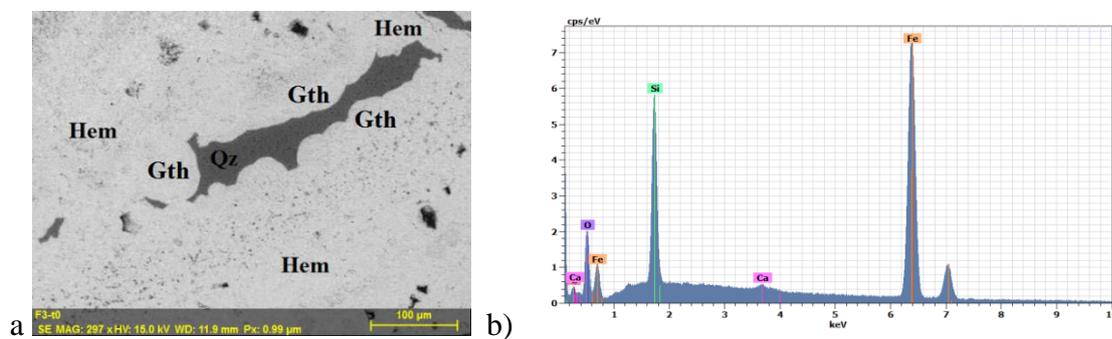


Figure III.17 Lame mince 2 sous MEB quartz baignant dans un amas d'hématite et de Goethite, (Hem : hématite, Gth : Goethite et Qz : quartz)

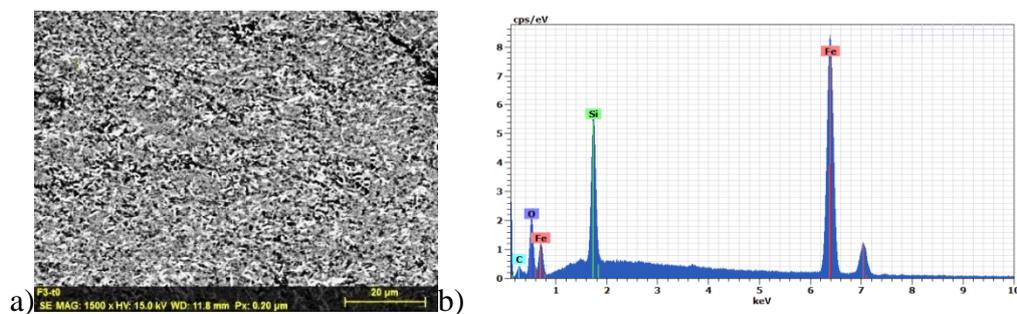


Figure III.18 Lame mince 3 sous MEB ; Masse des oxydes et hydroxydes de fer en interaction avec le quartz

III.6.1.4 Observation des particules par MEB

Afin de confirmer les résultats obtenus des analyses minéralogique et physicochimique de l'échantillon brut et de lame mince, le choix est porté sur quelques particules afin de les observer avec le MEB. Les résultats illustrés dans les figures III.19-22 où l'hématite et la goethite (couleur blanche), quartz (couleur noir grisâtre), des traces des argiles et aussi la calcite (couleur noir) sont observés, ce qui correspond avec les résultats de la DRX et les observations des lames minces.

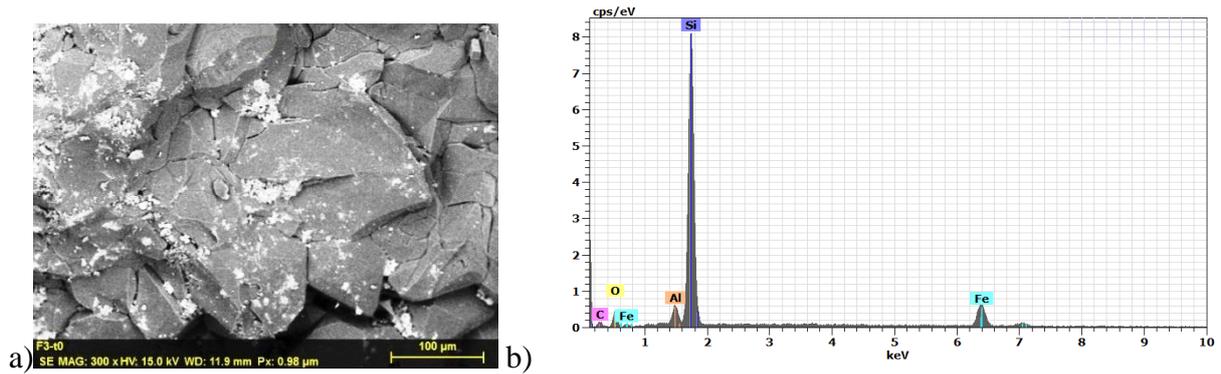


Figure III.20 Premières particules sous le MEB

- La surface scannée montre la présence du quartz comme un élément dominant

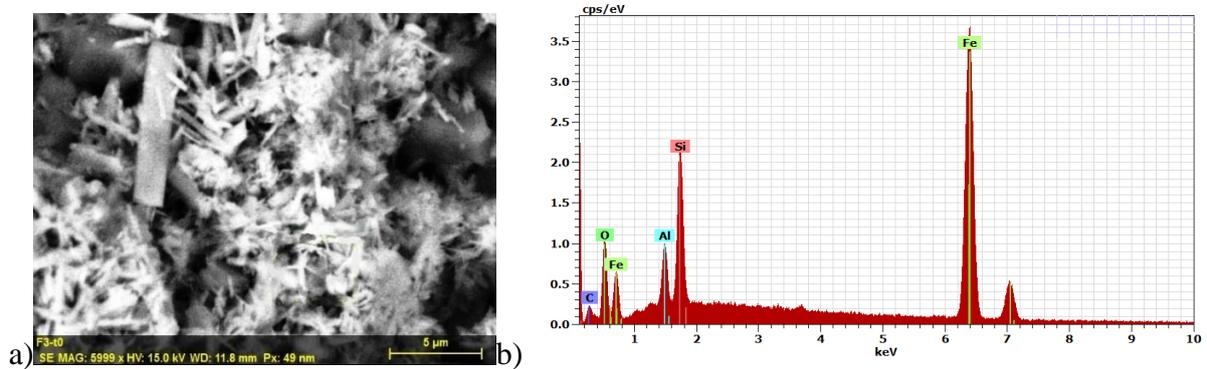


Figure III.20 Deuxième particule sous le MEB

- La surface scannée présente des fibres de goethite avec le quartz et traces argileux

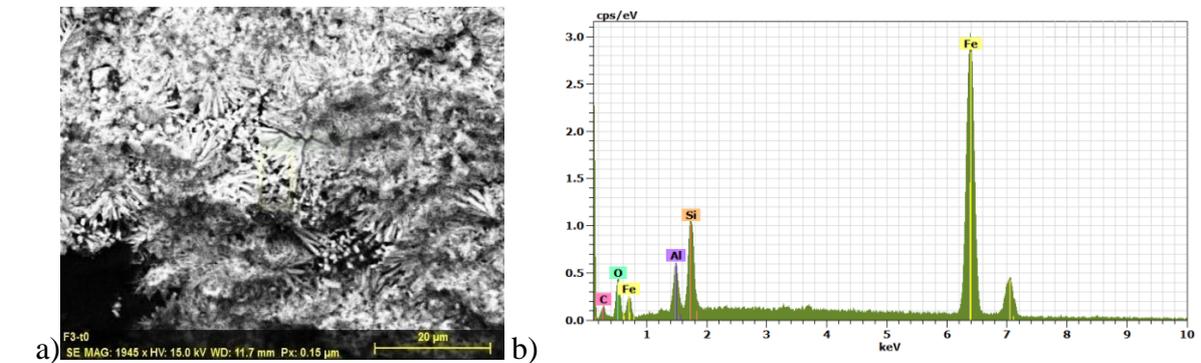


Figure III.21 Troisième particule sous le MEB

- La surface scannée présente le quartz baigné dans une masse fibreuse d'hématite et goéthite avec la présence des traces argileuses.

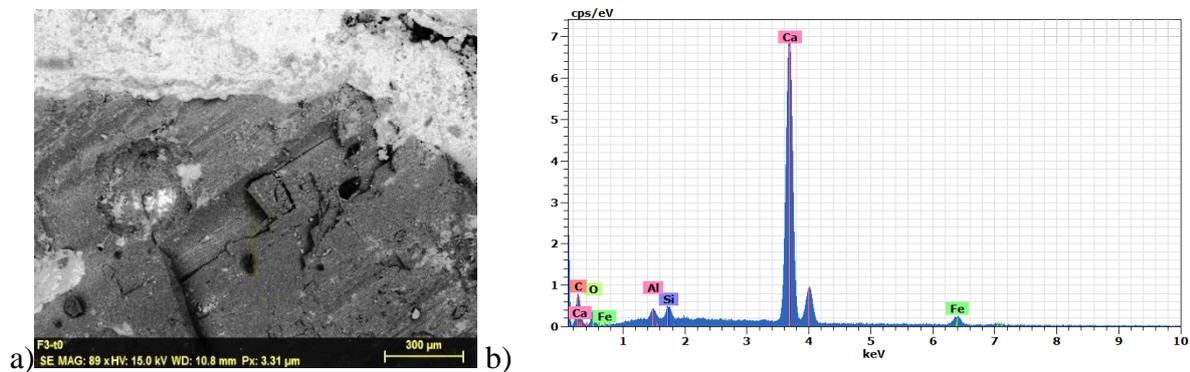


Figure III.22 Quatrième particule sous le MEB

- La surface scannée montre une masse associée avec l'hématite, le quartz et des traces argileuse.

CONCLUSION

L'analyse chimique des échantillons a montré que le bilan matière du minerai de fer dans l'échantillon brut à une teneur de 30,85% de Fe_T . Ainsi, on remarque la présence excessive de quartz et d'Alumine respectivement 23.12% et 7.77%. Donc, ce type de minerai de fer renferme principalement une gangue siliceuse et argileuse.

L'étude minéralogique réalisée par DRX confirme que la phase minérale observée est majoritairement l'hématite-quartz-argile renfermant quelques inclusions de calcite dans cette matrice.

Deux observations par MEB sont faites sur l'échantillon initial de ROUINA, les résultats ont montrés la composition à l'échelle microscopique des différents éléments tels que Fe, O, Si, Al et Ca. Selon les diffractogrammes de l'EDX des deux surfaces scannées, on a observé la présence de Fe et O ce qui prouve la composition des oxydes de fer. La présence de Si, Al et K en taux élevé prouve la présence des argiles parmi les composants essentiels de ce minerai.

Le spectre d'absorption infrarouge d'un échantillon brut du minerai étudié confirme les résultats de FX, DRX et MEB obtenu.

L'étude minéralogique des échantillons sur des lames minces avec une observation microscopique et par MEB où elle révèle l'existence d'associations minérales simples, à savoir des hydroxydes (goéthite et limonite) et oxyde de fer (hématite), de la calcite et du quartz.

Chapitre IV : Etudes de valorisation du minéral de fer de Rouina

Sommaire :

Introduction

- 1- Procédé expérimentale
- 2- Essai de lavage
 - 2-1- Choix de la fraction pour le processus de lavage (tamisage humide)
 - 2-2- Observations au microscope binoculaire
 - 2-3- Analyse des échantillons lavés
- 3- Essai de séparation magnétique à haute intensité sèche
 - 3-1- Critère de choix
 - 3-3- Séparateur magnétique à rotor induit
 - 3-3- Application du processus
 - 3-4- Analyses statistique des résultats
 - 3-5- Schéma de traitement proposé

Conclusion

INTRODUCTION

La valorisation des minerais de fer englobe toutes les méthodes utilisées pour améliorer la qualité du concentré obtenu et répondant aux exigences techniques pour différentes utilisations tels que la sidérurgie, la fabrication des pigments...etc.

L'objectif de l'étude consiste à donner un aperçu sur des processus d'enrichissement appliqués pour le traitement du minerai de fer de Rouina. L'échantillon prélevé de minerai initial de la mine a subi une préparation mécanique (concassage, broyage...etc.) au Laboratoire de Valorisation des Ressources Minières et Environnement – LAVAMINE. Le but de cette opération est d'atteindre la maille de libération du minerai pour que l'efficacité de séparation par des procédés d'enrichissement soit la meilleure et bien sûr obtenir un concentré de haute teneur ou de bonne qualité

IV.1 PROCEDE EXPERIMENTAL

Le schéma expérimental est présenté dans la figure IV.1. Il présente les étapes de la préparation du minerai de fer de Rouina jusqu'à la dernière étape, ces étapes sont les suivantes : broyage, criblage, lavage et séchage en plus de la séparation magnétique.

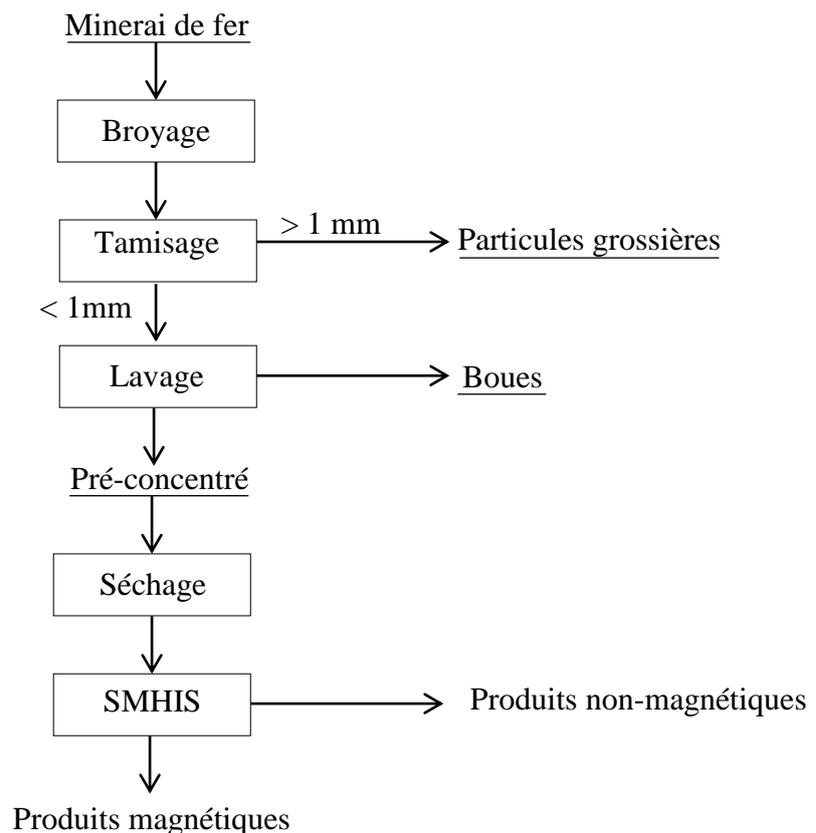


Figure IV. 1 Schéma des étapes expérimentales

IV.2 ESSAI DE LAVAGE

Le lavage est souvent effectué pour la récupération de certains matériaux argileux grossiers et fins, on utilise cette technique pour éliminer les boues telles que la silice et l'alumine, cependant, cette méthode pose un défi technique important.

Le lavage est la méthode d'enrichissement la plus simple et permet de séparer le fer qui est plus dense des particules moins denses qui sont principalement la silice et les argiles (Mohanty S., Das B., 2010) et (Joseph J., Poveromo, 1999).

IV.2.1 Choix de la fraction pour le processus de lavage (tamisage humide)

Lorsque le minerai étudié est riche en minéraux argileux, les différentes tranches granulométriques obtenus par l'analyse granulométrique d'un échantillon sont soumises à un lavage, afin d'éliminer les poussières fixées sur la surface des particules d'une part et de faciliter l'observation au microscope afin de déterminer la tranche qui présente la meilleure libération des particules d'autre part.

Les essais de lavage sont réalisés sur un tamis de maille 0.045 mm avec un débit d'eau égale à 0.35 m³/h jusqu'à la disparition presque totale des argiles.

Après le processus de lavage, chaque refus du tamis (concentré) est récupéré puis séché en utilisant une étuve sous une température égale à 105°C pendant 24 heures.

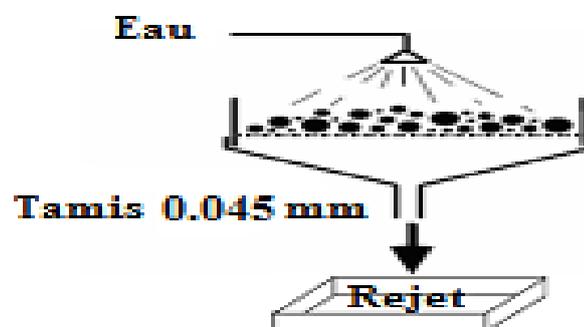


Figure IV.2 Procédé de lavage par tamisage humide du minerai de fer de Rouina

IV.2.2 Observations au microscope binoculaire

D'après l'observation microscopique des différentes tranches granulométriques, les résultats ont montrés que la maille de libération est atteinte dans les fractions (-1+0.5 mm), (-0.5+0.25mm), (-0.25+0,125mm) et (-0.125+0,063 mm) ce qui permet d'éliminer une grande partie des argiles ainsi augmenter la teneur en fer.

L'observation de la tranche (-1 +0.5 mm) (Figures IV.3a et IV.3b) montre la présence des grains d'hématite et de limonite associée aux minéraux de gangue (quartz et calcite) avec une maille de libération atteinte à 65-70%.

On remarque des grains d'hématite et de limonite entourés par des minéraux de gangue (quartz et calcite) pour la tranche (-0,5 +0,25 mm) Figures IV.4a et IV.4b. Les minéraux utiles sont libérés à 68-75%.

L'observation de la tranche (-0,25 +0,125) mm montre que le composant utile est présent en quantité importante dans cette classe granulométrique et qu'il est parfaitement libéré de la gangue présenté dans les Figures IV.5a et 5b avec une degré de libération de 77-85%

L'observation de la tranche (-0,125 +0,063) mm montre que le composant utile est présent en quantité importante dans cette classe granulométrique et qu'il est parfaitement libéré de la gangue voire les Figures IV.6a et IV.6b avec une degré de libération de 80-85%

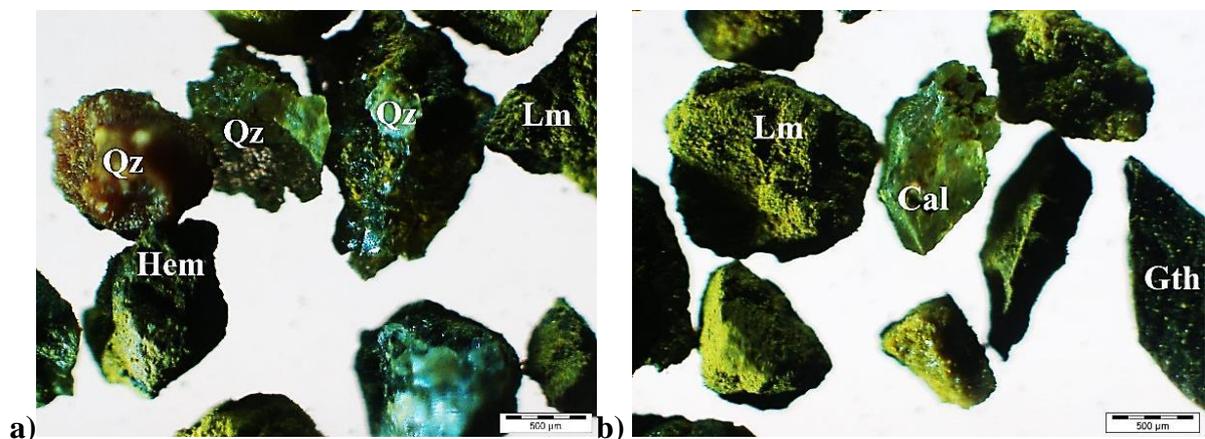


Figure IV.3. Observation au microscopique de la tranche (-1 +0.5 mm), (Hem : hématite, Lm : limonite, Gth : goethite et Qz : quartz)

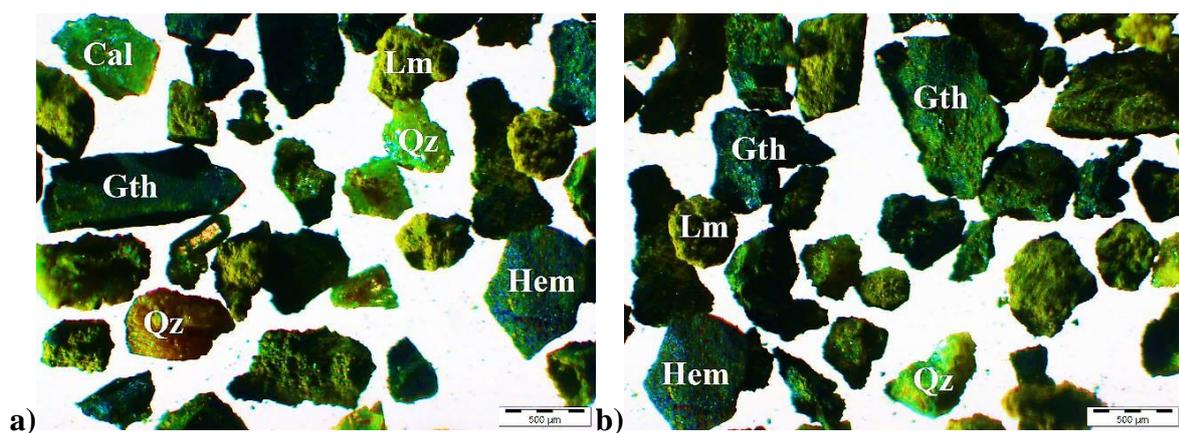


Figure IV.4. Observation microscopique de la tranche (-0.5 +0.25 mm), (Hem : hématite, Lm : limonite, Gth : goethite, Qz : quartz et Cal : calcite)

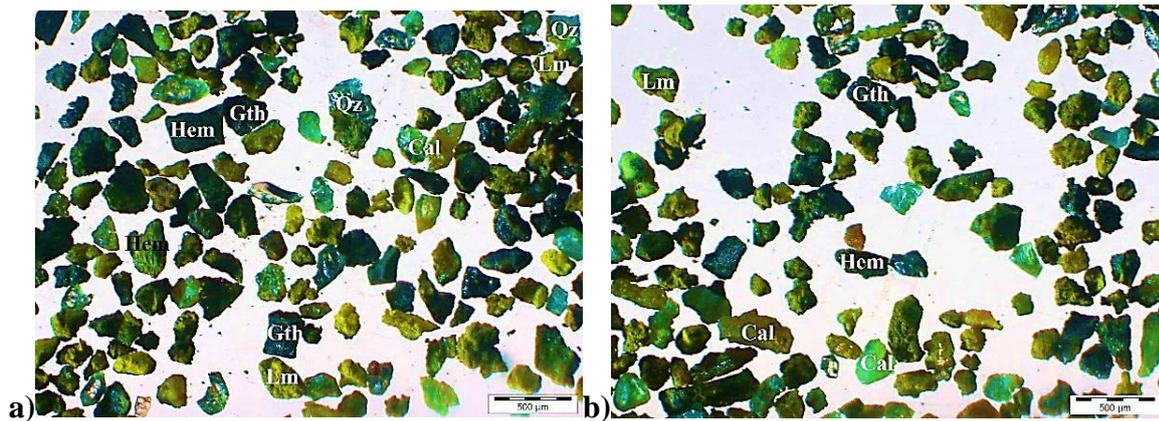


Figure IV.5 Observation microscopique de la tranche $[-0.25 +0.125\text{mm}]$, (Hem : hématite, Lm : limonite, Gth : goethite, Qz : quartz et Cal : calcite)

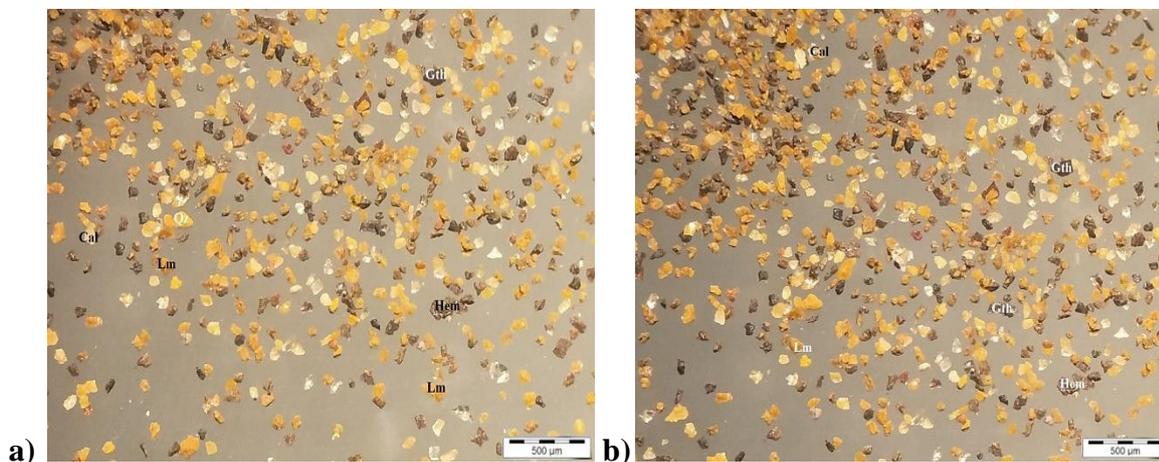


Figure IV.6. Observation microscopique de la tranche $(-0.125 +0.063\text{mm})$, (Hem : hématite, Lm : limonite, Gth : goethite, Qz : quartz et Cal : calcite)

IV.2.3 Analyse des échantillons lavés

Les échantillons séchés sont ensuite broyés et soumis à un quartage où la moitié est destinée pour des analyses par DRX et FX au laboratoire de la filiale SONATRACH - Boumerdes. L'autre moitié est préservée comme échantillon témoin.

L'analyse par diffraction des rayons X (DRX) est donc réalisée dans le but de déterminer les phases minéralogiques présentées dans les échantillons après le lavage.

Les résultats sont présentés dans les Figures IV.7, IV.8 et IV.9, sont constitués d'oxydes de fer et de calcite comme des composants majoritaire, cependant le quartz et l'illite. Ce qui confirme l'efficacité de l'opération de lavage pour la réduction du taux des argiles.

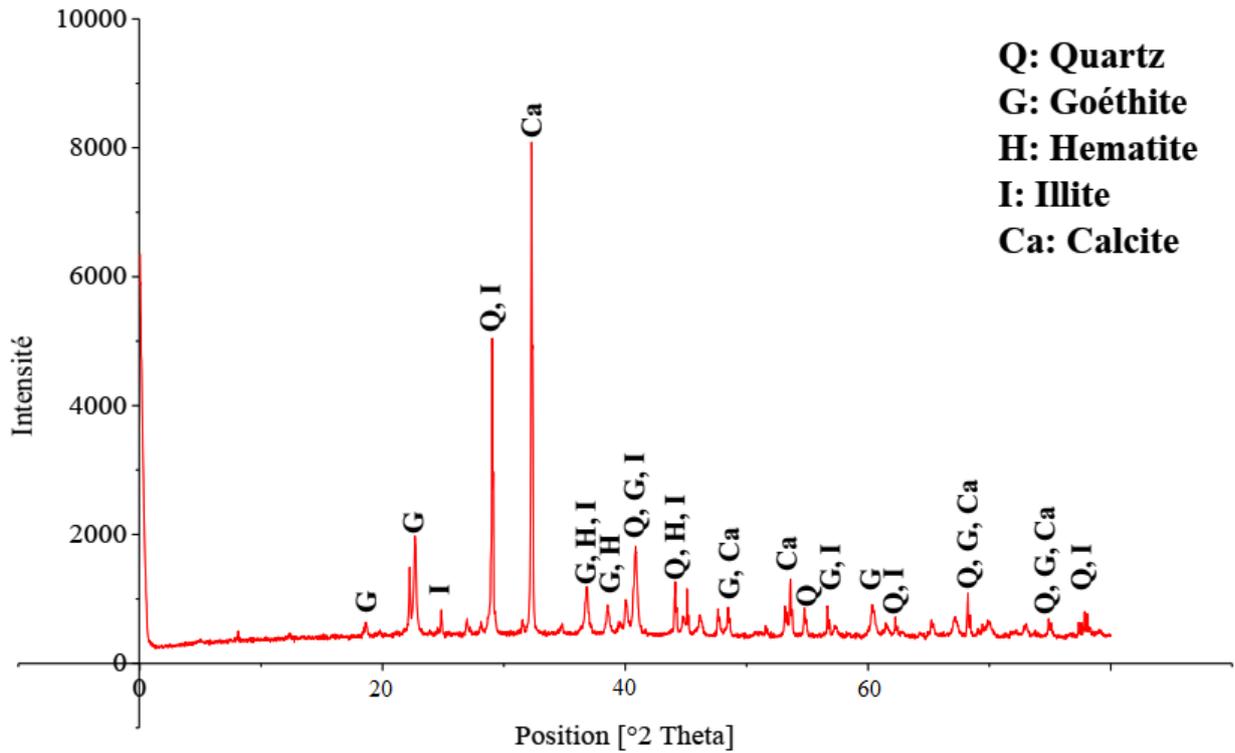


Figure IV.7 Résultats d'analyse par DRX de la tranche (-1 +0.5 mm)

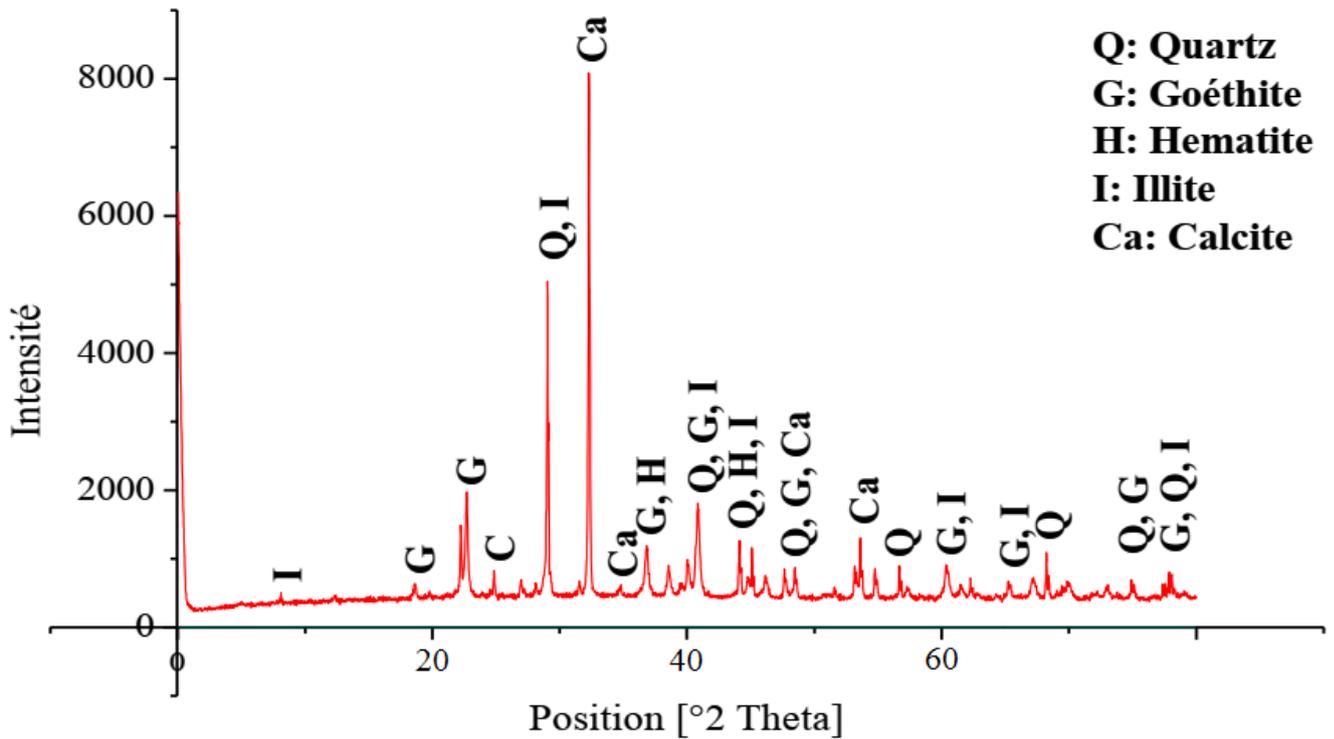


Figure IV. 8 Résultats d'analyse par DRX de la tranche (-0.5 +0.25 mm)

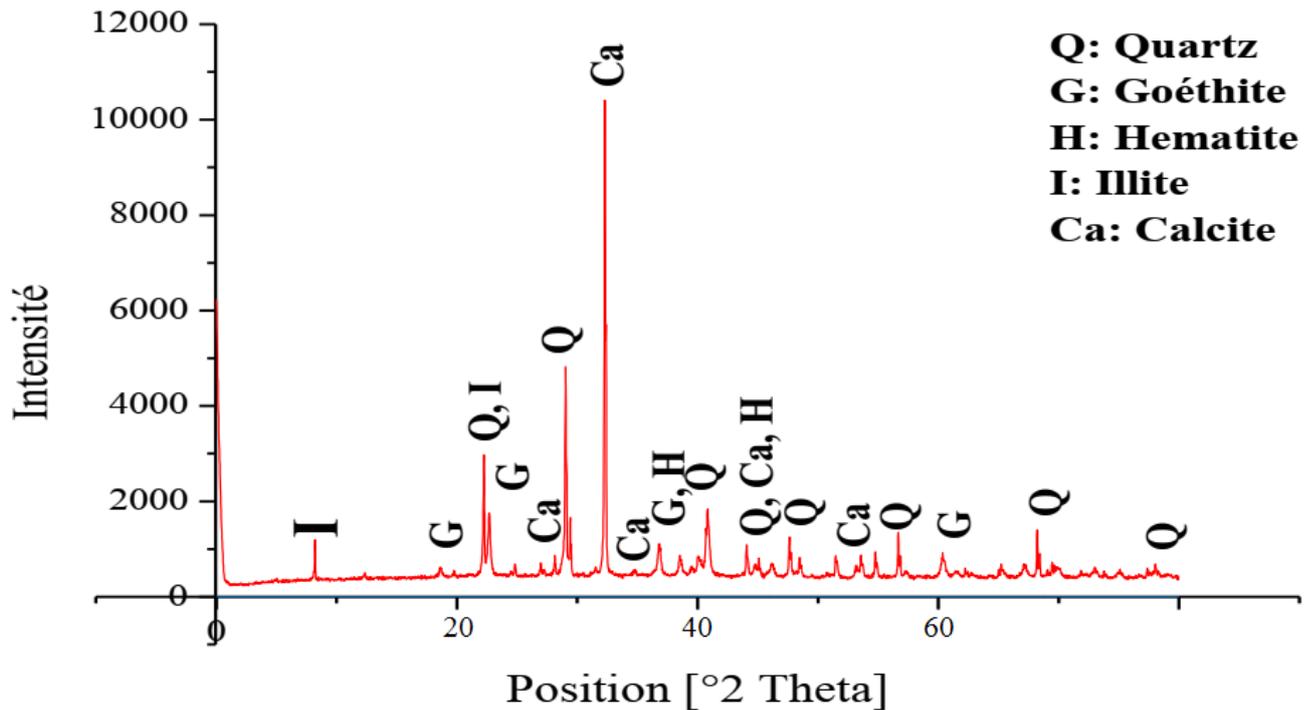


Figure IV.9 Résultats d'analyse par DRX de la tranche (-0.25 +0.125 mm)

L'analyse par FX des produits lavés a pour but de quantifier les éléments présents dans chaque échantillon afin de trouver l'efficacité de procédure de lavage. Les résultats d'analyse des échantillons des différentes tranches avant et après le lavage sont présentés sur le tableau IV.1.

Tableau IV.1 Analyse par FX des produits avant et après lavage

Tranche granulométrique (mm)	Procédé de lavage	Fe _t	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
-1 +0.5	Avant	30.89	23.13	7.87	6.53	1.13
	Après	35.68	20.20	1.45	7.57	0.40
-0.5 +0.25	Avant	30.61	22.26	6.96	6.22	1.06
	Après	34.60	19.19	1.78	8.22	0.47
-0.25 +0.125	Avant	32.47	18.09	8.48	3.73	1.91
	Après	36.36	14.81	1.96	7.69	0.59
-0.125 +0.063	Avant	32.43	18.97	8.55	3.78	2.13
	Après	38.05	16.30	1.53	6.17	0.51
-1 +0.063	Avant	31.77	22.06	7.53	5.08	1.45
	Après	35.25	19.25	1.64	7.62	0.50

D'après les résultats obtenus, on remarque une augmentation de teneur en fer pour les tranches granulométriques et même pour l'échantillon total (-1 +0.063mm). Il y a aussi une diminution significative de taux d'alumine atteignant 1.45%.

La boue obtenue du processus de lavage est analysée par fluorescence X (FX) au centre de recherche des analyses physico-chimiques (CRAPC) – Tipaza en utilisant un appareil de type « ZSX Primus II de Rigaku ». Les résultats obtenus sont présentés dans le tableau IV.2.

Tableau IV.2 Analyse par FX de la boue issue de l'essai de lavage

Fe_{Total}	SiO₂	Al₂O₃	CaO	MgO
20.25	15.37	22.02	0.33	3.45

Les résultats d'analyse par FX des boues de lavage montrent un taux élevé d'alumine et de silice avec 22.02% et 15.37% respectivement en plus d'une faible teneur en fer présentée par 20.25%.

IV.3 ESSAI DE SEPARATION MAGNETIQUE A HAUTE INTENSITE SECHE

IV.3.1 Critère de choix

Comme il est connu la séparation magnétique est la méthode la plus économique et respectueuse de l'environnement pour récupérer les oxydes de fer. Le principe du processus est l'adsorption sélective des matériaux magnétiques sur une surface du minéral dans un mélange qui rend les grains induits pour être récupérés par cette technique (F. Satoshi., 2002, S. Prakash et al., 1999).

Le choix des techniques de séparation magnétique dépend de plusieurs facteurs, tels que la composition minéralogique, leur maille de libération, leur susceptibilité magnétique, en la production du séparateur, le marketing et respect de l'environnement. L'application de la séparation magnétique est menée dans les deux modes sèche et humide. La séparation magnétique sèche est beaucoup plus utilisée pour la purification tandis que la séparation humide donne un produit magnétique sous forme humide et fin (boues).

(Dwari et al., 2013) ont réalisés une étude de la séparation pour l'enrichissement des fines de l'hématite dans un séparateur magnétique à tambour. Ils ont conclu que la teneur en fer dans le concentré a atteint 60% Fe avec un rendement de 22% avec une teneur dans le minerai initial égale à 42%. La séparation magnétique sèche est appliquée pour plusieurs raisons tels que :

- Disponibilité de l'eau;
- Coût du séchage;
- Exigences des consommateurs;
- Respect de l'environnement.

La séparation magnétique à haute intensité par voie sèche est la méthode la plus utilisée pour l'enrichissement des minerais de fer paramagnétiques tout en se basant sur la différence entre la susceptibilité magnétique, granulométrie, densité et la forme des minéraux à séparer (Tripathy S. K., & Suresh N. 2017).

Avec les méthodes sèches, l'attention doit être également prise pour assurer le contrôle des risques des poussières issus de l'application de cette méthode. En outre, les séparateurs magnétiques secs ont des débits considérablement plus bas que les séparateurs humides. Les séparateurs secs donnent fréquemment des résultats excellents pour la séparation des matériaux plus que 75 μ m. (Dwari R. K., et al 2013)

La séparation magnétique à haute intensité sèche comprend plusieurs autres types de séparateur tels que ; séparateur magnétique à bandes croisées, séparateur magnétique Permaroll, séparateurs à rotor induit, séparateur isodynamique, séparateur à tambour terres rares (Svoboda J. 2004).

Le développement des matériaux magnétiques permanents et l'amélioration de leur propriétés magnétiques pendant les derniers 20 années, a été prouvé comme étant le conducteur principales de l'innovation dans les séparateurs magnétiques secs. La figure IV.10 illustre l'histoire d'amélioration des produits énergétiques des aimants permanents. Avec l'évènement des matériaux magnétiques permanents à terres rares, il est devenu possible de construire des séparateurs magnétiques à rotor qui génèrent la force magnétique à haute intensité plus adéquate que celle déjà construits.

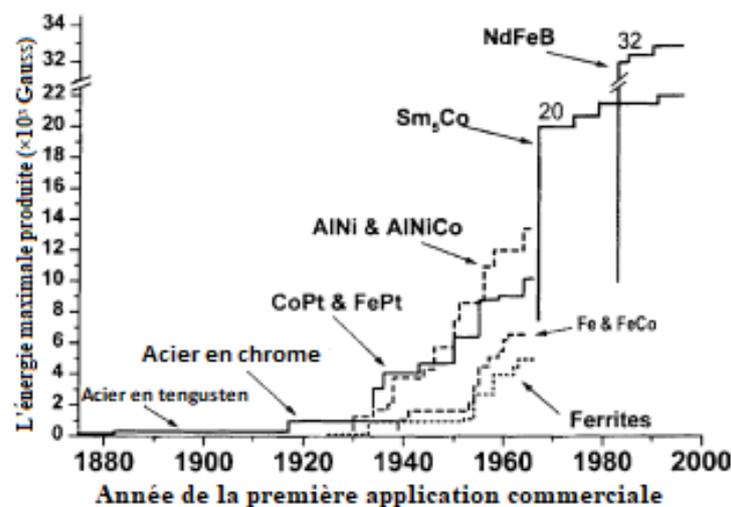


Figure IV.10 Progrès de développement des matériaux magnétiques permanents

IV.3.2 Séparateur magnétique à rotor induit

Le succès technique et commercial considérable des séparateurs à rotor magnétique induit est le résultat de deux facteurs; la disponibilité d'une large variation de grade et taille des aimants et le coût diminué et la disponibilité des logiciels de modélisation des électroaimants qui permet donc leur optimisation (Svoboda J., & Fujita T. 2003).

Le séparateur magnétique à rotor induit (SMRI) est l'un des séparateurs magnétiques le plus simple et efficace pour séparer les éléments paramagnétiques comme hématite, goethite, ilménite...etc. par l'application d'un champ magnétique qui peut atteindre plus de 2.5 Tesla (Morgan D. G., & Bronkala W. J., 1991, Svoboda J., 1987b).

Les paramètres qui influent sur la séparation dans un SMRI sont l'intensité du champ magnétique (en fonction du courant et l'écart entre le rotor et le pôle), le débit, la position de la trémie d'alimentation, les caractéristiques de l'alimentation tels que ; les conditions de surface des minéraux, la taille des particules à séparer (Morgan D. G., & Bronkala W. J., 1991, Svoboda J., 1987b, Svoboda J. and Fujita T. 2003, Naik P. K, 2002, Svoboda J., 1986). En plus, l'humidité de produit à enrichir, et la présence des schlamms influe sur la séparation (Tripathy S. K., Banerjee P. K., & Suresh N. 2014).

Le séparateur magnétique à tambour induit possède plusieurs variables qui peuvent être variées pour modifier la qualité des produits à obtenir. Ces variables peuvent être groupées comme suite :

- forme du pôle et diamètre du tambour (variables de conception);
- écart du pôle et vitesse de rotation du tambour (variables à régler avant l'opération);
- courant électrique et position de séparateur (variables à contrôler par l'opérateur).

IV.3.3 Application du processus

Les essais de séparation magnétique sont menés au laboratoire de valorisation des ressources minières et environnement (LAVAMINE) du département des Mines - Université de Annaba, sur un séparateur magnétique à tambour induit de type 138TT42 qui est présenté dans la figure (IV.11).

Une série de test sont réalisée selon différentes intensités (5Ampères = 1.4T, 10Ampères = 1.9T et 15Ampères = 2.4 Tesla) sur des échantillons de 100 grammes chacun, ces tests sont répétées trois fois afin d'assurer la fiabilité des résultats. Les caractéristiques du séparateur utilisé sont présentées dans le tableau IV.4



Figure IV.11 Séparateur magnétique à haute intensité par voie sèche

Les caractéristiques principales du séparateur magnétique sont montrées dans le Tableau IV.4.

Tableau IV.3 Caractéristiques du séparateur magnétique

Désignation des principaux paramètres et dimensions	Unité	Valeur
- Diamètre maximum du Rotor	mm	100
- Vitesse de rotation du Rotor	tr/mn	55 – 60
- Longueur en service du rotor	mm	80
- Grosseur maximum du matériau séparé	mm	2
- Rotor à un jeu de 3,2 mm :		
A un courant de 3,5 A	kA / m	755
A un courant de 5,5 A	kA / m	835
A un courant de 7,5 A	kA / m	920
- Puissance nominale du moteur	kW	0,25
- Côte d'encombrement :		
Longueur	mm	970
Largeur	mm	450
Hauteur	mm	535
- Masse sans redresseur	Kg	175

Une série d'analyses chimiques sur les échantillons de différentes tranches granulométriques et d'intensités a été réalisée. Le rendement et les résultats d'analyse par FX sur les fractions magnétiques sont présentés dans les tableaux IV.4 et IV.5

Les résultats des essais menés sur le séparateur magnétique à haute intensité appliquée aux différentes tranches granulométriques sont encourageants d'où on remarque une augmentation significative de la teneur en fer des produits magnétiques obtenue. Le meilleur résultat est atteint pour la fraction (-0.125 +0.063 mm) avec une intensité du champ magnétique égale à 2.4 Tesla, la teneur en fer est augmentée de 38.05% à 54.09% avec un taux de récupération et rendement correspondant à 89.30 % et 62.82%. L'augmentation de teneur du concentré dans la fraction la plus fine est due à l'augmentation de degré de libération.

Tableau IV.4 Analyse par FX des concentrés obtenus par la séparation magnétique sèche des différentes tranches granulométriques

Classes granulométriques (mm)	Intensité T	Produits	Rendement %	Fe _t %	Degré d'extraction (%)
-1+0.500	2.4	Magnétique	50.98	48.21	68.88
		Non-magnétique	49.02	22.65	31.12
-0.500 +0.250		Magnétique	52.17	49.49	74.62
		Non-magnétique	47.83	18.36	25.38
-0.250 +0.125		Magnétique	59.75	52.50	86.27
		Non-magnétique	40.25	12.40	13.73
-0.125+0.063		Magnétique	62.82	54.09	89.30
		Non-magnétique	37.18	10.95	10.70
-1+0.500	1.9	Magnétique	50.47	45.67	64.60
		Non-magnétique	49.53	25.50	35.40
-0.500 +0.250		Magnétique	52.44	45.98	68.69
		Non-magnétique	47.56	22.77	31.31
-0.250+0.125		Magnétique	57.55	48.86	77.33
		Non-magnétique	42.45	19.41	22.67
0.125+0.063		Magnétique	60.33	50.22	79.62
		Non-magnétique	39.67	19.54	20.38
-1+0.500	1.4	Magnétique	42.10	43.13	50.89
		Non-magnétique	57.90	30.26	49.11
-0.500 +0.250		Magnétique	45.19	44.83	58.55
		Non-magnétique	54.81	26.16	41.45
-0.250 +0.125		Magnétique	53.79	45.02	66.60
		Non-magnétique	48.21	25.19	33.40
0.125+0.063		Magnétique	54.14	47.11	67.03
		Non-magnétique	47.86	26.21	32.97

Les résultats des essais de séparation magnétique sur un échantillon total (-1 +0.063 mm) sont significatifs où la teneur en fer est augmenté de 35.25% à 51.54% avec une degré d'extraction de 84.52% et un rendement de 57.81% en appliquant un champ magnétique d'une intensité de 2.4 Tesla.

Tableau IV.5 Analyse par FX des concentrés obtenus par la séparation magnétique sèche de l'échantillon global

Echantillon	Intensité (T)	Produit	Rendement (%)	Fe _t	Degré d'extraction (%)
-1 +0.063	2.4	Magnétique	57.81	51.54	84.52
		Non-magnétique	42.02	12.98	15.48
	1.9	Magnétique	52.17	49.19	72.80
		Non-magnétique	47.83	20.05	27.20
	1.4	Magnétique	45.25	46.32	59.46
		Non-magnétique	54.75	26.10	40.54

IV.3.3 Analyses statistique des résultats

Afin de confirmer et de vérifier la fiabilité des résultats obtenus pour chaque expérience, un modèle statistique d'estimation des erreurs d'efficacité de la séparation magnétique sous différents facteurs a été appliqué.

Les formules utilisées pour ce modèle sont :

$$\text{Valeur moyenne : } \bar{X} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n X_i$$

$$\text{Ecart quadratique : } S = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (\bar{X} - X_i)^2}{n-1}}$$

$$\text{Erreur limite admissible : } E = \frac{S \times t_{\alpha}}{\sqrt{n}}$$

$$\text{Coefficient de variation moyenne : } K_{\text{var}} = \frac{S}{\bar{X}} \times 100$$

$$\text{Erreur relative : } \varepsilon = \frac{E}{\bar{X}} \times 100$$

$$\text{Valeur moyenne majorée : } \bar{X}^{\text{maj}} = \bar{X} + E$$

$$\text{Valeur moyenne minorée : } \bar{X}^{\text{min}} = \bar{X} - E$$

Il est noté que t_{α} présente le coefficient de Student qu'est déterminé en relation avec le degré de libération (n-1) et la probabilité associé à l'intervalle de confiance (P = 95%) donc $t_{\alpha} = 2.36$

Les résultats de l'analyse statistique de la teneur du minerai de fer obtenus sont présentés dans les tableaux (VI.6 et 7).

Tableau.VI.6.a Résultats d'analyse statistique de séparation magnétique d'intensité 2.4 Tesla

Intensité (T)	2.4			
Tranche granulométrique (mm)	-1	-0.5	-0.25	-0.125
Essai N°=01	48.14	49.25	52.09	54.15
Essai N°=02	48.03	49.73	52.49	54.07
Essai N°=03	48.53	49.41	52.33	53.63
Teneur moyenne	48.23	49.46	52.30	53.95
Ecart quadratique	0.26	0.24	0.16	0.28
Erreur limite admissible	0.35	0.33	0.22	0.38
Coefficient de variation moyenne	0.54	0.48	0.31	0.52
Erreur relative	0.72	0.68	0.42	0.70
Teneur moyenne majorée	48.48	49.79	52.52	54.33
Teneur moyenne minorée	47.88	49.13	52.08	53.57
Nombre d'essais nécessaire	8	8	8	8

Tableau.VI.6.b Résultats d'analyse statistique de séparation magnétique d'intensité 1.9 Tesla

Intensité (T)	1.9			
Tranche granulométrique (mm)	-1	-0.5	-0.25	-0.125
Essai N°=01	45.83	44.55	48.28	50.09
Essai N°=02	45.67	45.96	48.49	50.21
Essai N°=03	45.33	45.65	48.78	50.60
Teneur moyenne	45.61	45.72	48.52	50.30
Ecart quadratique	0.26	0.21	0.25	0.26
Erreur limite admissible	0.35	0.29	0.34	0.35
Coefficient de variation moyenne	0.57	0.46	0.52	0.52
Erreur relative	0.77	0.64	0.70	0.70
Teneur moyenne majorée	45.96	46.01	48.86	50.65
Teneur moyenne minorée	45.26	44.43	48.18	49.95
Nombre d'essais nécessaire	8	8	8	8

Tableau.VI.6.c Résultats d'analyse statistique de séparation magnétique d'intensité 1.4 Tesla

Intensité (T)	1.4			
Tranche granulométrique (mm)	-1	-0.5	-0.25	-0.125
Essai N°=01	42.90	44.65	45.04	47.45
Essai N°=02	43.37	44.80	44.92	47.42
Essai N°=03	43.24	44.95	45.29	47.03
Teneur moyenne	43.17	44.80	45.08	47.30
Ecart quadratique	0.24	0.15	0.19	0.23
Erreur limite admissible	0.33	0.20	0.26	0.31
Coefficient de variation moyenne	0.56	0.33	0.42	0.49
Erreur relative	0.76	0.45	0.58	0.65
Teneur moyenne majorée	43.50	45.00	45.34	47.61
Teneur moyenne minorée	42.84	44.60	44.82	46.99
Nombre d'essais nécessaire	8	8	8	8

Tableau.VI.7 Résultats d'analyse statistique de séparation magnétique d'échantillon total

Echantillon	-1 +0.063 mm		
Intensité (T)	2.4	1.9	1.4
Essai N°1	51.24	49.41	46.25
Essai N°2	51.60	49.52	46.39
Essai N°3	51.33	49.19	46.89
Teneur moyenne	51.39	49.37	46.51
Ecart quadratique	0.19	0.21	0.34
Erreur limite admissible	0.26	0.29	0.46
Coefficient de variation moyenne	0.37	0.41	0.70
Erreur relative	0.50	0.57	0.95
Teneur moyenne majorée	51.65	49.66	46.97
Teneur moyenne minorée	51.13	49.08	46.05
Nombre d'essais nécessaire	8	8	8

Il est à noter que la condition de fiabilité des résultats est définie pour tous les tests où l'erreur d'échantillonnage ne dépasse pas trois fois celle de l'écart quadratique ($E \leq 3S$).

IV.3.5 Schéma de traitement proposé

Le schéma de traitement de minerai de fer Rouina par le procédé de lavage est généralement très simple. Les résultats obtenus lors des tests préliminaires d'enrichissement ont permis d'atteindre les objectifs visés par cette étude pour une utilisation dans l'industrie sidérurgique avec un coût réduit. On recommande qu'un tel projet puisse être concrétisé au niveau de la mine de fer de Rouina, et les rejets de ce procédé peuvent faire l'objet d'une utilisation dans l'industrie cimentière. Le schéma de préparation et d'enrichissement du minerai est présenté dans la figure IV.12 où α et β sont les teneurs du minerai brut et du concentré respectivement, γ représente le rendement et I l'intensité du champ magnétique appliqué.

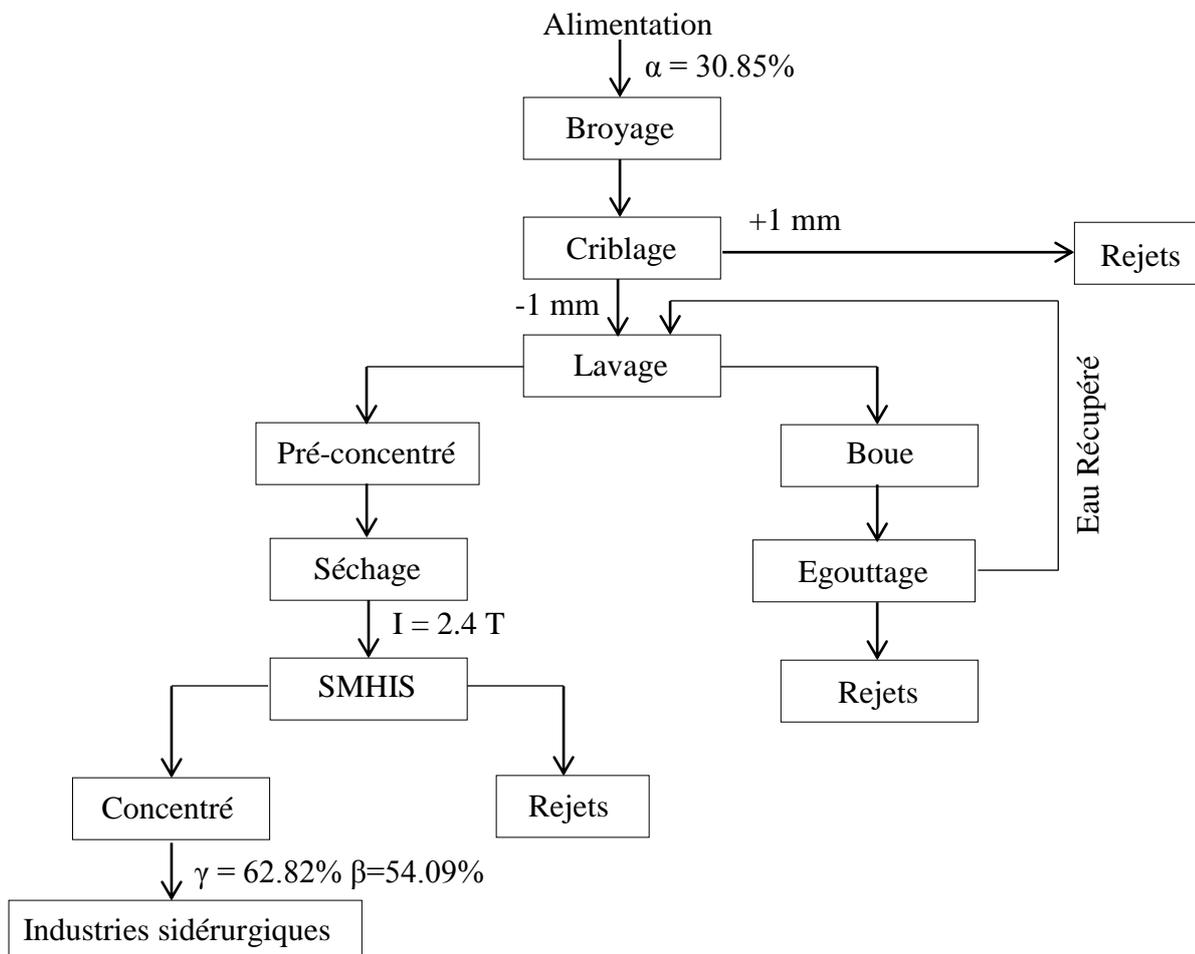


Figure IV.12 Schéma de traitement proposé pour l'enrichissement du minerai de fer de Rouina

CONCLUSION

L'observation microscopique des différentes tranches granulométriques après lavage a montré que la maille de libération est observée dans les fractions (-1+0.5mm), (0.5+0.25mm), (-0.25+0,125mm) et (-0.125 +0.063 mm).

Les résultats de l'analyse chimique des produits issus de lavage (criblage humide) des différentes tranches granulométriques, ont montrés une diminution significative du taux d'alumine, tandis que la teneur en fer est augmentée ce qui confirme l'efficacité de lavage comme une méthode de traitement préliminaire.

La séparation magnétique à haute intensité par voie sèche a permis d'obtenir un concentré de bonne qualité. Le meilleur résultat est celui de la fraction (-0.125 +0.063 mm) avec une intensité du champ magnétique égale à 2.4 Tesla et la teneur en fer est augmentée de 30.85% à 54.09% avec un degré d'extraction et un rendement respectivement à 89.30% et 62.82%.

L'utilisation de la séparation magnétique pour l'enrichissement d'un échantillon global de tranche (-1 +0.063 mm) a permis d'augmenté la teneur en oxyde de fer de 30.85% à 51.54% avec une degré d'extraction de 84.52% et rendement de 57.81% en appliquant un champ magnétique d'une intensité de 2.4 Tesla.

L'application du modèle statistique a permis d'estimer les erreurs de chaque expérience afin de vérifier la fiabilité des résultats obtenus par la séparation magnétique du minerai de fer Rouina. Il est à noter que l'erreur limite admissible qui ne doit pas dépasser trois fois l'écart type ($E \leq 3S$) est réalisée pour toutes les expériences.

CONCLUSION GÉNÉRALE

En dehors des hydrocarbures, l'exploitation des ressources minière peut contribuer d'une manière substantielle à la relance économique du pays. L'exploitation des gisements des minerais de fer apporte une valeur ajoutée pour l'industrie lourde et joue un rôle significatif dans l'économie nationale.

La mine de Rouina est parmi les plus anciennes mines exploités en Algérie, sa production en minerai de fer (limonite et goethite) est destinée aux cimenteries de centre et ouest de l'Algérie, où il est utilisé comme un adjuvant parce qu'il considéré comme pauvre à cause des teneurs élevés en silice et en alumine.

L'analyse chimique des échantillons a montré que le bilan matière du minerai de fer dans l'échantillon brut à une teneur de 30.85% de Fe_t . Ainsi, on remarque la présence élevée du quartz et d'Alumine respectivement 23.12% et 7.77%. Donc, ce type de minerai de fer renferme principalement une gangue siliceuse et argileuse.

L'observation par MEB d'une pastille obtenue d'après l'échantillon initial broyé a montré la composition à l'échelle microscopique des différents éléments tels que Fe, O, Si, Al et Ca. Concernant l'oxygène, sa présence revient au fait qu'il intervient dans la composition du l'oxyde de fer, la silice et l'alumine. Selon les diffractogrammes de l'EDX des deux surfaces scanné par le MEB on observe la présence de Fe et O ce qui prouve la composition des oxydes de fer. La présence de Si, Al et K en taux élevé prouve la présence des argiles parmi les composants essentiels de ce minerai. Les pics de Mg et Ca explique la présence minimale des carbonates.

L'observation microscopique des lames minces a montré la présence du quartz xénomorphe comme un élément dominant et les nombreux grains se caractérisent par une extinction ondulante indiquant que le minéral a subit une déformation mécanique. On remarque aussi la présence de l'hématite et son produit d'altération (limonite) baignant dans un amas de quartz en plus des rares cristaux de calcite.

L'étude minéralogique effectuée par DRX confirme que la phase minérale observée est majoritairement l'hématite-quartz-argile, renfermant quelques inclusions de calcite dans cette matrice.

Selon les résultats de l'analyse chimique des produits issus de lavage (criblage humide) des différentes tranches granulométriques, une diminution significative du taux d'alumine après le procédé et une augmentation de la teneur en fer, ce qui confirme l'efficacité de lavage comme une méthode de traitement préliminaire. Selon les caractéristiques des rejets (boue de lavage) obtenues par cette méthode les teneurs en fer, SiO_2 et Al_2O_3 sont respectivement : 20.25 Fe_t , 15.37%, 22.02%. Ces derniers peuvent servir comme ajout dans l'industrie de cimenterie.

La séparation magnétique à haute intensité sèche a permis d'obtenir un concentré de bonne qualité. Le meilleur résultat est obtenu dans la fraction (-0.125 +0.063 mm) avec une intensité du champ magnétique égale à 2.4 Tesla, la teneur en fer est augmenté de 30.85% à 54.09% avec une degré d'extraction de 89.30% et un rendement de 62.82%.

L'application de la séparation magnétique pour l'enrichissement d'un échantillon (-1 +0.063 mm) permet d'augmenté la teneur en oxyde de fer de 30.55% à 51.54% avec une degré d'extraction de 84.52% et un rendement de 57.81% avec une intensité un champ magnétique de 2.4 Tesla.

L'application du modèle statistique a permis d'estimer les erreurs de chaque expérience afin de vérifier la fiabilité des résultats obtenus par la séparation magnétique du minerai de fer Rouina. Il est prouvé que l'erreur limite admissible ne doit pas dépasser trois fois l'écart type ($E \leq 3S$), ce dernier est réalisé pour toutes les expériences.

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

A

- A. Gosselin, Blackburn, M. Bergeron. (1999). Protocole d'évaluation de la traitabilité des sédiments, des sols et des boues à l'aide des technologies minéralurgiques
- Aslan, N. (2008). Multi-objective optimization of some process parameters of a multi-gravity separator for chromite concentration. *Separation and Purification Technology*, 64(2), 237-241.

B

- Belash, F. N., & Andreyeva, A. I. (1960). Effect of oxidants and atmospheric oxygen on hematite and magnetite flotation. *Gorny Zhurnal*, 9.
- Bruckard, W. J., Smith, L. K., & Heyes, G. W. (2015). Developments in the physiochemical separation of iron ore. *In Iron Ore* (pp. 339-356).
- Bureau européen pour la PRIP., (2004). Document de référence sur les meilleures techniques disponibles pour la gestion des résidus et stériles des activités minières. pp 632

C

- CAMPAGNE. (1989-1992). Rapport géologique final sur le gisement de minerai de fer de ROUINA et sa région
- Chaabia, R., Bounouala, M., & Boukelloul, M. L. (2015). A preliminary study on enrichment of Anini iron ore for use by Algerian metallurgical industry. *Mining Science*, 22, 201-213.
- Chaurasia, R. C., & Nikkam, S. (2017). Beneficiation of low-grade iron ore fines by multi-gravity separator (MGS) using optimization studies. *Particulate Science and Technology*, 35(1), 45-53.
- Chun, T., Long, H., & Li, J. (2015). Alumina-iron separation of high alumina iron ore by carbothermic reduction and magnetic separation. *Separation Science and Technology*, 50(5), 760-766.
- Cline, W.A., Rosas, C., 1975. How Marcona floats iron sulphides from magnetite pellet feed concentrate. *World Mining* 28, 48-52.
- Colom, G. (1955). Jurassic-Cretaceous pelagic sediments of the western Mediterranean zone and the Atlantic area. *Micropaleontology*, 1(2), 109-123.

Coussy S., (2011). Stabilisation de rejets miniers pollués à l'arsenic à l'aide de sous-produits cimentaires : étude de l'influence de la cristalochimie sur le risque de mobilisation des polluants. Thèse doctorat. Université du Québec en Abitibi-Temiscamingue, p 373.

Cuvillier, J. and V. Sacal. (1951). Correlations stratigraphique par microfacies en aquitaine occidentales. *Third World Petroleum Congress publication, E.J. Brill, Leiden, Netherlands*, pl. I-XC, p. 23

D

Das, B., Prakash, S., Das, S. K., & Reddy, P. S. R. (2007). Effective beneficiation of low grade iron ore through jigging operation. *Journal of Minerals & Materials Characterization & Engineering*, 7(1), 27-37.

Dayal, V., & Pan, S. P. S. Recovery of Iron Ore Fines Concentrate from Slime at Meghahatuburu Mines.

Deer, W.A., Howie, R.A., Zussman, J., 1992. An Introduction to the Rock-Forming Minerals, second ed. Longman Scientific and Technical, London, 696 p.

Delvasto, P., Ballester, A., Muñoz, J. A., González, F., Blázquez, M. L., & García-Balboa, C. (2005, November). Exploring the possibilities of biological beneficiation of iron-ores: The phosphorus problem. *In Proceedings of the 15th Steelmaking Conference, 5th Ironmaking Conference & 1st Environment and Recycling Symposium IAS* (pp. 7-10).

Deo, N., & Natarajan, K. A. (1997). Interaction of *Bacillus polymyxa* with some oxide minerals with reference to mineral beneficiation and environmental control. *Minerals Engineering*, 10(12), 1339-1354.

Deo, N., & Natarajan, K. A. (1998)a. Studies on interaction of *Paenibacillus polymyxa* with iron ore minerals in relation to beneficiation. *International Journal of Mineral Processing*, 55(1), 41-60.

Deo, N., & Natarajan, K. A. (1998)b. Biological removal of some flotation collector reagents from aqueous solutions and mineral surfaces. *Minerals engineering*, 11(8), 717-738.

Deo, N., & Natarajan, K. A. (1999). Role of corundum-adapted strains of *Bacillus polymyxa* in the separation of hematite and alumina. *Minerals and Metallurgical Processing*, 16(4), 29-34.

Deo, N., Natarajan, K. A., & Somasundaran, P. (2001). Mechanisms of adhesion of *Paenibacillus polymyxa* onto hematite, corundum and quartz. *International Journal of Mineral Processing*, 62(1-4), 27-39.

Douaoui, A., Hartani, T et Lakehal, M. (2006). La salinisation dans la plaine du Bas-Cheliff : acquis et perspectives. Economie d'eau dans en systèmes IRigués au Maghreb, deuxième atelier régional du projet Sirma, Marrakech, Maroc. p 1-3

Dwari, R.K., Rao, D.S., Reddy, P.S.R. (2013). Magnetic separation studies for a low grade siliceous iron ore sample. *Int. J. Min. Sci. Technol.* 23, 1–5

Dyrenforth, W. P. (1957, October). Electrical concentration of iron ore. *In AIME Annual Meeting* (pp. 192-95).

E

Edwards, C.I., Fisher-White, M.J., Lovel, R.R., Sparrow, G.J., 2011. Removal of phosphorous from Australian iron ores. In: Iron Ore 2011. *The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne*, pp. 403–412.

Edwards, R. and Atkinson, K. (1986) Ore Deposit Geology and its influence on mineral exploration. p. 779. Chapman and Hall, London

F

F. Satoshi, (2002) Magnetic separation method for continuous separation process, *J. Cryog. Soc. Jpn.* 37: 321–327.

Ferenczi, P. (2001) Iron ore, manganese and bauxite deposits of the Northern Territory. Northern Territory Geological Survey, Report 13, December 2001. pp. 13-41. Government Printer of the Northern Territory, Darwin

Fisher-White, M.J., Lovel, R.R., Sparrow, G.J., Washington, B.M., 2013. Effect of temperature on removal of phosphorus from Australian goethitic iron ores. In: Iron Ore 2013. *The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne*, pp. 373–380.

G

Gillet, G. (2003). Séparation magnétique à basse et haute intensité. *Ed. Techniques Ingénieur.*

GLANGEAUD, L. (1932). Etude géologique de la région littorale de la province d'Alger. Thèse Bordeaux BULL ServGéol Algérie, Numéro 8.

Glembotsky, V. A. (1961). Reagents for iron flotation. *Gorny Zhurnal*, 5.

Gosselin A., Blackburn D., Bergeron M., (1999). Protocole D'évaluation De La Traitabilité Des Sédiments, Des Sols Et Des Boues A L'aide Des Technologies Minéralurgiques. *SainteFoy, Canada*, pp 148.

Gross, G.A. (1970) Nature and occurrence of iron ore deposits: in United Nations, Department of Economic and Social Affairs (eds) Survey of world iron ore resources, occurrence and appraisal. pp. 13-31. United Nations, New York

Gross, G.A. (1993) Industrial and genetic models for iron ore in iron-formations: in Kirkham RV, Sinclair WD, Thorpe RI and Duke JM (eds.) 'Mineral Deposit Modeling.' Special Paper 40. pp. 151-170. Geological Association of Canada

H

Harry, K. Harold, L.J. and Donald, G.E. (1973) Iron, in United States Mineral Resources, US Geological Survey, Professional Paper 820, pp. 298-299

Hitzman, M.W., Oreskes, N. and Einaudi, M. (1992) Geological characteristics and tectonic setting of Proterozoic iron oxide (Cu-U-Au-REE) deposits. *Precambrian Research* 58. pp. 241-287. Elsevier Science B.V. Amsterdam, The Netherlands

Howard, L.H. (ed.) (1987) Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Mining Engineering Handbook, 2nd ed., vol. 1. p. 212. American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers. New York

I

Idres, A., Bouhedja, A., Bounouala, M., & Benselhou, A. (2016). New method of electrostatic separation of the oxidized iron ore. *Mining Science*, 23, 33-41.

Iwasaki, I., 1999. Iron ore flotation—historical perspective and future prospect. In: Parekh, B.K., Miller, J.D. (Eds.), *Advances in Flotation Technology*. SME, Littleton, pp. 231–243.

J

J. L .Pineau. (1996). Application des techniques séparatives à l'échantillonnage des solides à faibles teneurs en vrac, *Les techniques-Mines et Carrières*

Jacques C., 2013. Pré-5e édition Index. Le savoir...fer Glossaire du Haut-Fourneau. http://savoir.fer.free.fr/pGLO/5e_ed/5edition.jpg. 1985-2062p.

Jang, K.O., Nunna, V.R.M., Hapugoda, S., Nguyen, A.V., Bruckard, W.J. (2014). Chemical and mineral transformation of a low grade goethite ore by dehydroxylation, reduction roasting and magnetic separation. *Miner Eng.* 60:14–22.

Joseph J. P. (2007). Use of iron ore in agglomeration, blast furnace and alternative ironmaking processes, *AJM Global Iron Ore & Steel Forecast Masterclass B*, 27th, Perth, Australia.

Joseph J. Poveromo. (1999). The Making, Shaping and Treating of Steel, 11th Edition, Ironmaking Volume, Editor: D. Wakelin, The AISE Steel Foundation, Pittsburgh, Pa. pp 593-599.

K

Kennedy, B.A. (1990) Surface Mining, Society for Mining, Metallurgy and Exploration Inc. 2nd Edition. pp. 48-60. Port City Press. Baltimore, Maryland

Kihlstedt, P. G. (1958). Flotation of hematite ores with tall oil emulsions. In Progress in Mineral Processing--Proc. 4th Int. Mineral Process. Congress. Almquist & Wiksell, Stockholm (pp. 559-576).

Kimberley, M.M. (1989) Nomenclature for iron formations. *Ore Geology Reviews* 5. pp. 1-12

Kirreche.O. (1977). Etude géologique et structurale des massifs à schistosités du Chélif. Thèse en vue d'obtenir le grade de docteur de troisième cycle. p 45-46

Kirreche.O. (1993) Evolution géodynamique de la marge tellienne des maghrébides d'après l'étude du domaine parautochtone schistosé (massif de chelif et d'oranie, de Blida-Bou Maad, des Babor et Bibane). Thèse en vue de l'obtention de diplôme doctorat en sciences. USTHB. p 109-113

Klemic, H., James, H.L. and Eberlein, D.G. (1973) Iron: in Brobst D.A. and Pratt W.P. (eds) 'United States Mineral Resources.' US Geological Survey Professional Paper 820, 291-306

Kokal, M., Harold, R., Singh, M., Mahendra, P., Naydyonov, M., & Vladimir, A. (2003). Removal of Phosphorus from Lisakovsky Iron Ore by a Roast- Leach Process. *Electrometallurgy and Environmental Hydrometallurgy*, Volume 2, 1517-1530.

L

LEPVRIER. C. et MAGNÉ J. (1975). Le Néogène« postnappes » du Tell septentrional à l'Ouest d'Alger. *Bulletin de la Société géologique France* 7, XVII (4) : 612-619

Levintov, B.L., Mirko, V.A., Kantemirov, M.D., Klimushkin, A.N., Naidenov, V.A., Bobir, A.V., 2007. Structure of oolitic brown iron ores and their influence on the thermochemical enrichment of Lisakovsk concentrates. *Steel Transl.* 37 (8), 681 685.

LI, G. H., LIU, M. D., JIANG, T., ZHOU, T. H., & FAN, X. H. (2009). Mineralogy characteristics and separation of aluminum and iron of high-aluminum iron ores [J]. *Journal of Central South University (Science and Technology)*, 5, 1165-1171.

- Li, G. H., Zhou, T. H., Liu, M. D., Jiang, T., & Fan, X. H. (2008). Novel process and mechanisms of aluminum-iron separation of high-aluminum limonite ore. *The Chinese Journal of Nonferrous Metals*, 18(11), 2087-2093.
- Li, G., Jiang, T., Liu, M., Zhou, T., Fan, X., & Qiu, G. (2010). Beneficiation of high-aluminium-content hematite ore by soda ash roasting. *Mineral Processing & Extractive Metallurgy Review*, 31(3), 150-164.
- Liming, Lu. (2015). *Iron Ore Mineralogy, Processing and Environmental Sustainability*. Elsevier, pp 284-285
- Liu, H., Gu, G., & Xu, Y. (2011). Surface properties of pyrite in the course of bioleaching by pure culture of *Acidithiobacillus ferrooxidans* and a mixed culture of *Acidithiobacillus ferrooxidans* and *Acidithiobacillus thiooxidans*. *Hydrometallurgy*, 108(1-2), 143-148.
- Lovel, R. R., Sparrow, G. J., & Fisher-White, M. J. (2015). Developments in chemical separation of iron ore. *In Iron Ore* (pp. 357-372).

M

- Ma, M., 2010. Role of hydrolysable metal cations in starch–kaolinite interactions. *Int. J. Miner. Process.* 97, 100–103.
- Ma, M., 2011a. Flotation mechanism of kaolinite under reverse cationic flotation conditions. *In: Advances in Environmental Research*, vol. 12. Nova Science, New York, pp. 197–206.
- Ma, M., 2011b. Effect of a low-molecular weight polyacrylic acid on the coagulation of kaolinite particles. *Int. J. Miner. Process.* 99, 17–20.
- Ma, M., 2011c. The dispersive effect of sodium silicate on kaolinite particles in process water: implications for iron ore processing. *Clay Miner.* 59, 233–239
- Ma, M., 2011d. Enhancement of hematite flocculation in the hematite-starch-(low molecular-weight) polyacrylic acid system. *Ind. Eng. Chem. Res.* 50, 11950–11953.
- Ma, M., 2012. The significance of dosing sequence in the flocculation of hematite. *Chem. Eng. Sci.* 73, 51–54.
- Ma, M., Bruckard, W.J., Holmes, R., 2009. Effect of collector, pH and ionic strength on the cationic flotation of kaolinite. *Int. J. Miner. Process.* 93, 54–58.
- Ma, M., Bruckard, W.J., McCallum, D., Ma, M., Bruckard, W.J., McCallum, D., Ma, M., Bruckard, W.J., McCallum, D., 2010. Adsorption of starch on kaolinite surfaces. *In: Proceedings XXV International Mineral Processing Congress, Brisbane, September.*

- Ma, X., & Bruckard, W. J. (2010). The effect of pH and ionic strength on starch–kaolinite interactions. *International Journal of Mineral Processing*, 94(3-4), 111-114.
- Manouchehri, H. R., Rao, K. H., & Forsberg, K. S. E. (2000). Review of electrical separation methods. *Mining, Metallurgy & Exploration*, 17(1), 23-36.
- Matías Migueland, Salvarredy Aranguren. (2008). Contamination en métaux lourds des eaux de surface et des sédiments du Val de Milluni (Andes Boliviennes) par des déchets miniers. Approches géochimique, minéralogique et hydrochimique, en vue de l'obtention du Doctorat de l'université de TOULOUSE, pp 489
- Messai, A., Idres, A., & Bensehoub, A. (2018). Mineralogical characterization of limonitic iron ore from the Rouina mine, Ain Defla (Algeria). *Journal of Geology, Geography and Geoecology*, 27(2), 305-315.
- Mineral Information Institute (2006) "Iron ore - Hematite, Magnetite & Taconite". [online] Mineral Information Institute (MII). Available from: <<http://www.mii.org/Minerals/photoiron.html>>. [Accessed 7 April 2010].
- Mohanty, S., & Das, B. (2010). Optimization studies of hydrocyclone for beneficiation of iron ore slimes. *Mineral Processing & Extractive Metallurgy Review*, 31(2), 86-96.
- Morar, R., Iuga, A., Cuglesan, I., Muntean, O., & Dascalescu, L. (1999). Iron ore beneficiation using roll-type high-intensity electric field separators. *IEEE Transactions on Industry Applications*, 35(1), 218-224.
- Morgan, D. G., & Bronkala, W. J. (1991). The Selection and Application of Magnetic Separation Equipment. Part I. Physical Separation in Science and Engineering, 3(1), 5-16.

N

- Naik, P. K. (2002). Quantification of induced roll magnetic separation of mineral sands. *Scandinavian journal of metallurgy*, 31(6), 367-373.
- Natarajan, K. A. (2009). Microbial aspects of environmentally benign iron ore beneficiation. *In Proc. Iron Ore Conference*, (pp. 27-29).
- Nayak, N. P., & Pal, B. K. (2013). separation behaviour of iron ore fines in Kelsey centrifugal jig. *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering*, 1(03), 85.
- Norman N.G. and Alan E. (eds.) (1997) Chemistry of the Elements 2nd ed. pp. 10-386 Butterworth–Heinemann. Oxford.

- Nummela, W., Iwasaki, I., (1986). Advances in Mineral Processing: A Half Century of Progress in Application of Theory to Practice. *Iron ore flotation*. In: Somasundaran, P. (Ed.), *SME, Littleton*, pp. 308–342.
- Nunes, A.P.L., Peres, A.E.C., Araujo, A.C., Valadão, G.E.S., 2011. Electrokinetic properties of wavellite and its floatability with cationic and anionic collectors. *J. Colloid Interface Sci.* 361, 632–638.
- Nunes, A.P.L., Pinto, C.L.L., Valadão, G.E.S., Viana, P.R.M., 2012. Floatability studies of wavellite and preliminary results on phosphorus removal from a Brazilian iron ore by froth flotation. *Miner. Eng.* 39, 206–212.

P

- Perrodon, A. (1957). Etude géologique des bassins néogènes sublittoraux de l'Algérie occidentale (Doctoral dissertation). STGAT/ USTHB. Alger
- Petruk, W. (2000) Applied Mineralogy in the Mining Industry, 1st ed., p. 151. *Elsevier Science B.V. Amsterdam, The Netherlands*
- Pierre BLAZY, Robert JOUSSEMET., (2005). Concentration par gravité, Différentes technologies. *Ed. Techniques Ingénieur*.
- Pierre SALESSE. (1989). Élaboration et recyclage des métaux, Minerais et fondants, *Technique de l'Ingénieur M 7 040*. pp 1-2
- Pollard, P.J. (ed.) (2000) Evidence of a magmatic fluid and metal source for Fe-oxide Cu-Au mineralisation: in Porter T.M Hydrothermal iron-oxide copper-gold and related ore deposits: a global prospective. *Australian Mineral Foundation, Adelaide*, pp. 27-41
- Porter, T.M. (2000) Hydrothermal iron-oxide copper-gold and related ore deposits: in Porter, T.M. Hydrothermal iron-oxide copper-gold and related ore deposits: a global prospective. *Australian Mineral Foundation, Adelaide*, pp. 3-5
- Poveromo J. J. (1999). Chapter 8: Iron Ores. International, Quebec Cartier Mining Company, p 96.
- Pradhan, N., Das, B., Gahan, C. S., Kar, R. N., & Sukla, L. B. (2006). Beneficiation of iron ore slime using *Aspergillus niger* and *Bacillus circulans*. *Bioresource technology*, 97(15), 1876-1879.
- Pradip, R. S., Sankar, T. A. P., & Khosla, N. K. (1993). Beneficiation studies on alumina-rich Indian iron ore slimes using selective flocculants and flotation collectors. In *XVIII International Mineral Processing Congress* (pp. 1289-1294). Australia: Sydney.

R

- R. M. Cornell, U. Schwertmann. (2003). The iron oxides, structure, properties, reactions, occurrences and uses. John Wiley and Sons. 2nd Edition.
- RAACH Khadidja. (2010). Contribution à l'étude géologique et gîtologique des minéralisations ferrifères du massif de ROUINA Bassin du Chelif, Mémoire en vue de l'obtention de diplôme d'Ingénieur d'Etat en Géologie de l'université de USTHB
- Raghukumar, C., Tripathy, S. K., & Mohanan, S. (2012). Beneficiation of Indian high alumina iron ore fines—a case study. *International Journal of Mining Engineering and Mineral Processing*, 1(2), 94-100.
- Rao, G. V., Markandeya, R., & Kumar, R. (2017). Modeling and Optimisation of Multigravity Separator for Recovery of Iron Values from Sub Grade Iron Ore Using Three Level Three Factor Box Behnken Design. *International Journal of Mineral Processing and Extractive Metallurgy*, 2(4), 46.
- Rao, G. V., Markandeya, R., & Sharma, S. K. (2016). Recovery of Iron Values from Iron Ore Slimes of Donimalai Tailing Dam. *Transactions of the Indian Institute of Metals*, 69(1), 143-150.
- Rath, R. K., & Singh, R. (2007). Gravity Concentration of Iron Ore. In: *Processing of Iron Ore*. pp 74-87
- Robb, L. (2004) Introduction to ore-forming processes. *Black Well Scientific Publication, Oxford*. pp 247-266
- Roy, S. (2009). Recovery improvement of fine iron ore particles by multi gravity separation. *The Open Mineral Processing Journal*, 2(14), 17-30.

S

- S. Prakash, B. Das, J.K. Mohanty, R. Venugopal. (1999). The recovery of fine iron minerals from quartz and corundum mixtures using selective magnetic coating, *Int. J. Miner. Process.* 57: 87–103.
- S.A. Elmquist and R.H. Behrendt.(1994). Autogenous Mill Capacity Improvement at Hibbing Taconite Company, *67th AIME Proceeding, Minnesota Section, Duluth*
- Selim, K. A., & Rostom, M. (2018). Bioflocculation of (Iron oxide–Silica) system using *Bacillus cereus* bacteria isolated from Egyptian iron ore surface. *Egyptian Journal of Petroleum*, 27(2), 235-240.
- Sharma, J., Sharma, T., & Mandre, N. R. (2015). Processing of Goethitic Iron Ore Fines. *Journal of The Institution of Engineers (India): Series D*, 96(2), 143-149.

- Su, F., Hanumantha Rao, K., Forssberg, K.S.E., Samskog, P.O., 1998. Dephosphorization of magnetite fines—part 2: influence of chemical variables on flotation kinetics. *Trans. Inst. Min. Metall. C: Miner. Process. Extr. Metall.* 107, C103–C110.
- Svoboda J. (1987b). Development in mineral processing. *Elsevier Science Publishers, Amsterdam, BV*. Vol. 8. pp 692.
- Svoboda, J. (1986). Application of high-gradient magnetic separation. *Physical Separation in Science and Engineering*, 2(2), 51-68.
- Svoboda, J. (1987a). Magnetic methods for the treatment of minerals. *Elsevier Science Publishers, P. O. Box 330, 1000 AH Amsterdam, The Netherlands*.
- Svoboda, J. (2004). Magnetic techniques for the treatment of materials. *Springer Science & Business Media*.
- Svoboda, J., & Fujita, T. (2003). Recent developments in magnetic methods of material separation. *Minerals Engineering*, 16(9), 785-792.

T

- Taylor, D., Dalstra, H.J., Harding A.E., Broadbent G.C. and Barley M.E. (2001) Genesis of high-grade hematite ore bodies of the Hamersley province, Western Australia. *Economic Geology* 96 (4). pp. 837-873
- Tripathy, S. K., & Suresh, N. (2017). Influence of particle size on dry high-intensity magnetic separation of paramagnetic mineral. *Advanced Powder Technology*, 28(3), 1092-1102.
- Tripathy, S. K., Banerjee, P. K., & Suresh, N. (2014). Separation analysis of dry high intensity induced roll magnetic separator for concentration of hematite fines. *Powder Technology*, 264, 527-535.

U

- UREG/ENDMC. (1993). Rapport final de l'étude sur le gisement de Rouina
- US Environmental Protection Agency, EPA 530-R-94-030. (August 1994). Technical Resource Document, Extraction and Beneficiation of Ores and Minerals. *Office of Solid Waste, Special Waste Branch 401 M Street, SW Washington, DC 20460*. Vol 3.

V

- Van Houten, F.B. and Hou, H.F. (eds.) (1990) Stratigraphic and palaeogeographic distribution of Palaeozoic oolitic ironstones: in McKerrow WS and Scotese CR 'Palaeozoic Palaeogeography and Biogeography.' *Geological Society Memoir* 12, pp. 87-93.

Vidyadhar, A., & Singh, R. (2007). Froth Flotation and its Application to Concentration of Low Grade Iron Ores.

x

Xiong, D., Lu, L., & Holmes, R. J. (2015). Developments in the physical separation of iron ore: magnetic separation. *In Iron Ore* (pp. 283-307)

y

Yang, D. C., Bozzato, P., & Ferrara, G. (2003). Iron ore beneficiation with packed column jig. *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering*, 2(01), 43.

RESUME. La mine de fer de Rouina est la plus ancienne exploitée en Algérie depuis 1906. La mine exploite le minerai de fer qui est destiné à l'alimentation des cimenteries de l'Ouest et centre du pays, ce dernier n'a pas fait l'objet d'une étude approfondie. Une recherche est menée sur la caractérisation physico-chimique et minéralogique afin d'identifier la composition chimique et les interactions entre les différents minéraux d'une part et la réduction des impuretés argileuses contenues dans le minerai afin d'obtenir un concentré répondant aux exigences des différents consommateurs telles que la sidérurgie, l'industrie des pigments... etc. d'autre part. Une étude sur la caractérisation physico-chimique et minéralogique est menée sur des échantillons représentatifs prélevés sur le site. Les analyses sont portées sur la Fluorescence X (FX), Diffraction à Rayons X, Infrarouge (IR) et Microscopie Electronique à Balayage (MEB), ainsi que l'analyse microscopique et des lames minces. Cette étude a permis de montrer que le minerai est du type hématitique à gangue argilo-siliceuse. Un prétraitement par lavage est réalisé sur des échantillons de minerai de fer de Rouina, permettant ainsi d'obtenir un pré-concentré de teneur en fer égale à 38.05% tandis que la teneur en alumine Al_2O_3 est réduite jusqu'à 1.53%. Les résultats obtenus par ce procédé sont satisfaisants. L'analyse de la composition chimique de la boue ainsi obtenue par le procédé de lavage a permis d'obtenir un produit d'une teneur de 20.25% Fe, et 22.02% Al_2O_3 . Le traitement du pré-concentré de la tranche granulométrique $-0.125 + 0.063$ mm par la séparation magnétique à haute intensité par voie sèche (SMHIS) avec une intensité du champ égale à 2.4 Tesla, permet d'obtenir un concentré d'une teneur en fer de 54.09%, avec un degré d'extraction de 84.52% et rendement de 57.81%. L'application d'un modèle statistique a permis d'estimer les erreurs de chaque expérience afin de vérifier la fiabilité des résultats obtenus par séparation magnétique à haute intensité et sèche du minerai de fer Rouina.

Mots clés : Rouina, Minerai de fer, limonite, lavage, séparation magnétique



ABSTRACT. The Rouina deposit is one of oldest mine in Algeria since 1906 and because of the low grade of extracted materials, it is intended for cement plants in the west and center of the country, yet there is no detailed study has been performed. The research focuses on the physico-chemical and mineralogical characterization in order to identify the interactions between different components and to reduce the clays ratio contained in the raw material extracted in order to obtain a high grade concentrate that meets the requirements of industries; such as steel industry, pigments production... etc. Characterization is carried out in representative samples taken from Rouina including techniques of X-Ray Fluorescence (XRF), X-Ray Diffraction (XRD), Scanning Electron Microscopy (SEM), and Infrared (IR) in addition to microscopic analysis and thin sections. This study has been shown that studied ore is hematite type with clayey-siliceous gangue. Washing (wet sieving) has been applied as a preliminary enrichment method in order to reduce the alumina content (Al_2O_3); the results obtained from the chemical analysis (after the washing process) has demonstrated an increase of iron content on the one hand and decreasing of alumina percentage on the other hand. Analysis of the chemical composition of the sludge obtained by the washing process yielded a product with a content of 20.25% Fe_{Total} and 22.02% Al_2O_3 . The treatment of different size fractions and total sample issues of washing process by dry high intensity magnetic separation (DHIMS) improved the quality of iron ore assaying 54.09% Fe_{total} , with an extraction degree of 89.30% and a yield equal to 62.82% under the following conditions: the range size of particles $[-0.125 + 0.063$ mm] with a magnetic field intensity equal to 2.4 Tesla. A statistical model is also adopted to estimate the errors of each experiment in order to verify the reliability of the results obtained by dry high intensity magnetic separation of Rouina iron ore.

Keywords: Rouina, iron ore, washing, magnetic separation, statistical model.

ملخص. يعتبر منجم الروينة واحدا من أقدم المناجم المستغلة في الجزائر و تستخدم المادة الأولية المستخرجة منه في مصانع الإسمنت في غرب و وسط البلاد و لأنها لم يتم دراستها بالتفصيل فهذا البحث يركز على دراسة الخصائص الفيزيائية و الكيميائية و المعدنية للحديد المستخرج من المنجم من أجل تحديد التركيب الكيميائي و الترابط بين مختلف المكونات (المعادن المفيدة و الشوائب) من جهة و تقليل نسبة الشوائب الموجودة فيه من أجل الحصول على معدن ذو نوعية جيدة تلبى متطلبات الصناعات المختلفة مثل صناعة الصلب ، إنتاج الأصباغ ... الخ من جهة أخرى. تم أخذ عينات من منجم الروينة و أجريت عليها تحاليل فيزيائية كيميائية و معدنية تشمل الاستشعاع بالأشعة السينية (XRF) ، حيود الأشعة السينية (XRD) ، الميكروسكوب الإلكتروني الماسح (SEM) ، الأشعة تحت الحمراء (IR) بالإضافة إلى التحليل المجهرى و الأقسام الرقيقة. و قد أظهرت هذه الدراسة أن خام الحديد المدروس هو من نوع الهيماتيت مع وجود الشوائب الطينية. تم استخدام الغسل (الغزيلة بالماء) كطريقة معالجة أولية من أجل تخفيض نسبة أكسيد الألومنيوم (Al_2O_3) ؛ و قد أظهرت النتائج التي تم الحصول عليها من التحليل الكيميائي (بعد عملية الغسل) زيادة محتوى الحديد من ناحية و انخفاض نسبة أكسيد الألومنيوم من ناحية أخرى. تحليل التركيب الكيميائي للوحل الذي تم الحصول عليه بواسطة عملية الغسل أثبت أنه يحتوي على 20.25% من الحديد (Fe_{Total}) و 22.02% من أكسيد الألومنيوم (Al_2O_3). تمت معالجة الأجزاء المختلفة الحجم العينة الكلية لعملية الغسل بواسطة الفصل المغناطيسي الجاف ذو الكثافة العالية (DHIMS) و كانت النتيجة الحصول على نوعية جيدة من خام الحديد بنسبة 54.09% من الحديد (Fe_{Total}) بدرجة استخراج بلغت 84.52% و مردود يعادل 57.81% تحت الشروط التالية: حجم الجزيئات $[-0.125 + 0.063$ مم] و شدة المجال المغناطيسي تساوي 2.4 تسلا. سمح تطبيق النموذج الإحصائي بتقدير أخطاء كل تجربة من أجل التحقق من موثوقية النتائج التي تم الحصول عليها بالفصل المغناطيسي الجاف عالي الكثافة من خام الحديد لمنجم الروينة.

الكلمات المفتاحية: الروينة ، خام الحديد ، غسيل ، فصل مغناطيسي ، نموذج إحصائي.