

République Algérienne populaire et démocratique

Ministère de l'Enseignement Supérieure et de la recherche Scientifique

Ecole Nationale Polytechnique

Département Génie Minier



Mémoire de Magister En : Génie Minier

Présenté par :

BOURBALA Brahim

Ingénieur d'Etat en Génie Minier de l'ENP

Intitulé

Essais de valorisation de la Kaolinite du Gisement d'El Milia par Blanchiment Chimique et Flottation

Soutenu publiquement le **28 octobre 2015** Devant le jury composé de :

Président :	Mr. DJEGHLAL Mohamed Amine	Pr	ENP
Rapporteur :	Mme. DERAMCHI Karima	MC/A	ENP
Examineurs:	Mr. OULD HAMOU Malek	MC/A	ENP
	Mr. M.A BACHAR ASSED	MC/A	ENP

ENP 2015

Laboratoire Ecole Nationale Polytechnique
10, avenue Hassen Badi, BP 102, 16200 EL Harrach, Alger, Algérie
www.enp.edu.dz

Dédicaces

Aux êtres les plus chers de ma vie, mes parents,
qui m'ont toujours poussé à aller vers l'avant, qu'ils trouvent ici
l'expression de ma profonde et éternelle reconnaissance pour tout ce
qu'ils m'ont donné, pour leur amour, leur encouragement, et leur
conseils, aucun remerciement ne serait leur exprimer, à sa juste valeur,
mon profond amour et mon dévouement.

A mes chers frères Billel, Younes, à ma chère sœur Yasmine et à ma chère
épouse, qu'ils soient assurés de mon affection, ma profonde
reconnaissance et mes souhaits de bonheur et de réussite.

A mes très chers oncles et tantes et à tous les membres de ma famille.

A mes amis, qu'ils soient assurés de mon affection et qu'ils sachent que je
leur suis reconnaissant pour leur soutien moral.

Brahim

Remerciements

On tient à remercier tout d'abord «ALLAH» le tout puissant.

Arrivé au terme de ce travail, je tiens à remercier, énormément, tous ceux qui ont participé à l'élaboration de ce mémoire de magister. Qu'ils trouvent ici ma profonde gratitude.

En premier lieu, j'adresse mes sincères remerciements à ma promotrice, Docteur DERAMCHI Karima, pour m'avoir toujours fait confiance quant à la façon de mener mes travaux. Je la remercie également pour sa disponibilité, son aide, son soutien et ses qualités humaines. Je tiens également à remercier Dr OULD HAMOU Malek et lui exprimer ma gratitude pour sa bienveillance pendant les années d'étude au sein du département Génie Minier, pour son travail effectué en tant que Chef de département et tout ce qu'il a fait pour le bien des étudiants.

Je remercie également, le Professeur DJEGHLEL Mohamed Amine, le Docteur OULD HAMOU Malek ainsi que le Docteur BACHAR ASSED Mohamed Aguid, d'avoir accepté de juger ce travail. C'est un honneur de les compter parmi le jury de cette thèse.

On souhaite également témoigner toute notre reconnaissance au Directeur Général de la mine d'EL Milia pour avoir été la première personne qui nous a ouvert les portes de cette entreprise. Mr HAMLAOUI Mohamed, chef du service exploitation pour son accueil chaleureux et son aide précieuse, Mme IGHILAMEUR Naima commerciale au laboratoire de CETIM pour son soutien, sa disponibilité et ses conseils.

Ma reconnaissance la plus sincère aux enseignants du département Génie Minier, et de l'ENP en général, grâce à qui nous avons pu en arriver là, plus précisément à Mme DERAMCHI pour ses conseils et son soutien, et un grand merci à feu Mr SAADA Abdelhafid, le père spirituel de tous les mineurs pour tous ses efforts, pour son aide et surtout pour ses qualités humaines.

À Mr MEZIANI Mustapha pour tout le bon travail qu'il a effectué au laboratoire du Génie Minier et qui n'a ménagé aucun effort pour que tout marche bien.

Pour ceux qu'on aurait oubliés sans le vouloir Merci à tous

RESUME

ملخص:

هذا العمل يعتمد أساسا على تثمين كولنيت منجم الميلية الذي يشكل عادة المادة الخام الأساسية المستخدمة في صناعة السيراميك من خلال تقليل نسبة أكسيد الحديد من 0.75% إلى أقل من 1%.

وجود أكسيد الحديد يطرح مشكلة النوعية حيث أن الشركات الصناعية تطلب منتج ذو درجة عالية جدا من البياض لصناعة السيراميك والورق.

وفي هذا الصدد، سيتم إجراء تجارب مخبرية لتثمين مادة الكاولينيت في مخبر هندسة المناجم، تجارب سيتم إجرائها واقتراحها. مثل الفصل المغناطيسي، التعويم، والتبييض الكيميائي وإجراء مقارنة بين أساليب الفصل.

لذلك، ومن حيث الجانب الصناعي سيعتبر الفصل الأولي لأكسيد الحديد تمثل قيمة اقتصادية كبيرة لصناعة السيراميك والورق، وذلك بتخفيض النفقات التي تكبدتها عدم الراحة له، وتحسين نوعية إنتاج السيراميك والورق.

الكلمات الدلالية: الكاولان-التعويم-منجم الميلية-التثمين-التبييض الكيميائي-الفصل المغناطيسي.

Résumé :

Le présent travail consiste à valoriser la kaolinite d'EL MILIA qui constitue généralement la matière première entrant dans la fabrication de la céramique en réduisant la teneur d'oxyde de fer qui titre de 0.75% à 1%.

La présence d'oxyde de fer pose un grand problème de qualité ou les clients demandent un degré de blancheur très élevé pour l'industrie de la céramique et du papier.

Dans cette optique, des essais de valorisation de cette matière sont initiés au laboratoire de Génie Minier, des méthodes telles la séparation magnétique, flottation, blanchiment chimique sont considérées et une étude comparative sera proposée.

Par conséquent et en terme industriel, on comprendra aisément que la séparation préalable d'oxyde de fer pour la fabrication de la céramique et du papier présente un enjeu économique intéressant, de par la réduction des dépenses occasionnées par ses désagréments, et l'amélioration de la qualité de la céramique et du papier.

Mots clés : Baryte – Flottation – EL Milia – Valorisation – blanchiment chimique– Mine –

Abstract

This work involves at the valorization of kaolinite of MILIA which generally constitutes the basic raw material used in the manufacture of ceramics by reducing the iron oxide content of 0.75% to less than 1%.

The presence of iron oxide poses a great quality problem or customers who require a very high degree of whiteness for the ceramics and paper industry.

In this regard, valuation tests of this material are introduced to the laboratory Mineral Engineering, methods such magnetic separation, flotation, chemical bleaching are considered and a comparative study will be proposed.

Therefore from the industrial side will be readily understood that the previous separation of iron oxide for the manufacture of ceramics and paper presents an interesting economic issue, by reducing expenses incurred by his discomfort, and improvement the quality of the ceramic and paper.

Key words: Kaolinite – Flotation – EL Milia– Valorization – Mine.

TABLE DES MATIERES

•	Introduction générale.....	1
I.	Généralités sur le kaolin.....	3
I.1	Les propriétés fondamentales du kaolin.....	3
I.1.1	Couleur.....	3
I.1.2	Forme et taille.....	3
I.1.3	Propriétés thermiques.....	4
I.1.4	Dureté.....	5
I.2	La Géologie et la formation du kaolin.....	6
I.2.1	Introduction.....	6
I.2.2	Voyage des éléments de la roche mère au kaolin.....	7
I.2.3	Minéralogie des kaolins.....	9
I.3	Les principaux usages industriels du kaolin.....	10
I.3.1	Papier.....	11
I.3.2	Céramiques.....	12
I.3.3	Réfractaires.....	12
I.3.4	Matériaux de construction.....	13
I.4	Economie mondiale du kaolin.....	13
I.4.1	Production mondiale du kaolin.....	13
I.4.2	Consommation mondiale du kaolin.....	14
II.	Généralités sur les méthodes de séparation.....	17
II.1	Méthodes gravimétriques.....	17
II.1.1	Méthodes par nappes pelliculaire fluente.....	17
II.2	Méthode de la séparation magnétique.....	19
II.2.1	Principe :.....	19
II.2.2	Les techniques de séparation magnétique :.....	20
II.3	Méthode de blanchiment chimique.....	22
II.4	Méthode de la flottation.....	23
II.4.1	Réactifs de flottation.....	24
II.4.2	Paramètres influant sur l'opération de flottation.....	26
III.	Présentation de la mine d'EL Milia.....	28
III.1	Introduction.....	28
III.2	Mine d'EL Milia.....	28

III.2.1	Historique de la mine	28
III.2.2	Situation géographique.....	29
III.2.3	Cadre géologique.....	29
IV.	Caractérisation du kaolin d'EL Milia.....	34
IV.1	Exploitation du kaolin d'EL Milia.....	34
IV.1.1	Mode d'exploitation	34
IV.1.2	Extraction du kaolin :	34
IV.1.3	Chargement :	35
IV.1.4	Transport de minerai.	35
IV.2	Traitement du kaolin d'EL Milia	36
IV.2.1	Enrichissement du kaolin de Tamazert	36
IV.3	Le Kaolin De Tamazert (Kaolin T).....	38
IV.3.1	Le Kaolin T brut	38
IV.3.2	Les Différentes phases du kaolin T brut.....	38
IV.3.3	Conclusion.....	39
V.	Partie expérimentale	42
V.1	Introduction	42
V.2	Préparation mécanique.....	42
V.2.1	Concassage	42
V.2.2	Broyage	43
V.3	Echantillonnage	43
V.3.1	Quartage manuel.....	44
V.3.2	Diviseur rotatif	45
V.4	Analyse granulométrique.....	45
V.4.1	Introduction	45
V.4.2	Courbes granulométriques.....	45
V.4.3	Interprétation des résultats.....	49
V.5	Séparation magnétique :	49
V.5.1	Séparateur magnétique :	49
V.5.2	Mode opératoire	50
V.5.3	Résultats et interprétations	51
V.6	Blanchiment chimique :	54
V.6.1	Préparation des réactifs	54

V.6.2	Matériels utilisés	56
V.6.3	Mode opératoire	56
V.6.4	Résultats et interprétations	56
V.7	Flottation.....	62
V.7.1	Préparation des échantillons.....	62
V.7.2	Mode opératoire	63
V.7.3	ESSAIS DE FLOTTATION	69
•	Conclusion générale	78
•	Recommandation.....	79
•	Références	81
1.	ANNEXES :	83

LISTE DES TABLEAUX

Tableau I-1 : Propriétés générales du kaolin	5
Tableau I-2 : Utilisations industrielles du kaolin (Bundy 1993 et Murray 1999)	10
Tableau I-3 : Spécifications pour les produits standards de qualité "couchage" pour l'industrie de papier	11
Tableau I-4 : Spécification pour les kaolins de qualité "charge" pour l'industrie du papier ...	11
Tableau I-5 : Production du kaolin 2002-2005	15
Tableau IV-1 : <i>Composition chimique du kaolin de Tamazert brut (% en poids)</i>	38
Tableau V-1 : Analyse granulométrique exprimée en gramme	47
Tableau V-2 : Analyse granulométrique exprimée en pourcentage	48
Tableau V-3 : Classe granulométrique des échantillons à séparer	50
Tableau V-4 : <i>l'ampérage et le voltage de chaque essai</i>	51
Tableau V-5 : récupération des fractions magnétiques et non-magnétiques.....	51
Tableau V-6 : les différents paramètres des essais de blanchiment	54
Tableau V-7 : Paramètre de concentration	55
Tableau V-8 : paramètre du temps	55
Tableau V-9 : Paramètre de température.....	55
Tableau V-10 : Résultats de % de fer après flottation.....	59
Tableau V-11 : Résultats % de fer après flottation	60
Tableau V-12 : classes granulométriques des essais	62
Tableau V-13 : Réactifs utilisés dans la variante1	63
Tableau V-14: Réactifs utilisés dans la variante2	64
Tableau V-15 : Réactifs utilisés dans la variante2	64
Tableau V-16 : Réactifs utilisés dans la variante1	69
Tableau V-17 : Résultats des essais de flottation	69
Tableau V-18: Réactifs utilisés dans la variante2	71
Tableau V-19 : Résultats des essais de flottation.....	71
Tableau V-20 : Réactifs utilisés pour la variante 3	73
Tableau V-21 : Résultats des essais de flottation.....	73
Tableau V-22 : résultats de % de fer par complexométrie	75

LISTE DES FIGURES

Figure I-1 : Schéma des particules de kaolin, les lignes de pointillée représentent l'eau absorbée.....	4
Figure I-2 : schéma des transformations des trois composants principaux des argiles kaolinites	5
Figure I-3 : Effet des facteurs contrôlant la formation des produits d'altération.....	6
Figure I-4 : Schéma idéalisé indiquant les changements progressifs d'un rouleau de séricite en piles de kaolinite.....	8
Figure I-5 : distribution des minéraux des les apports des différentes rivières.....	8
Figure II-1:Schéma représentatif d'une table à secousses.....	18
Figure II-3: principe de séparation du champ à haut gradient.....	21
Figure II-2 : principe de séparation à sec haute intensité.....	21
Figure II-4: Schéma représentatif de l'action du collecteur.....	25
Figure III-1: Carte représentant l'emplacement de la mine du kaolin d'EL Milia.....	29
Figure IV-1 : le tout-venant de kaolin de Tamazert	34
Figure IV-2 : figure montrant la plate de forme.....	36
Figure V-1 : concasseur à mâchoires	42
Figure V-2: Broyeur à boulets.....	43
Figure V-3 : Quartage manuel étape 1	44
Figure V-4 : Quartage manuel étape 2	44
Figure V-5: Quartage manuel étape 3	44
Figure V-6 : Diviseur rotatif.....	45
Figure V-7 : Tamiseuse	46
Figure V-8: Photo d'un séparateur magnétique.....	50
Figure V-9 : Histogramme des répartitions des fractions magnétiques FM% après séparation magnétique sous différentes intensités	52
Figure V-10 : Histogramme des répartitions des fractions magnétiques FM% après séparation magnétique	53
Figure V-11 : agitateur magnétique.....	56
Figure V-12 : plaque chauffante.....	56
Figure V-14 : Essai BC2 après blanchiment	57
Figure V-13 : Tout-venant avant blanchiment	57
Figure V-15: Essai BC5 après blanchiment	57
Figure V-16 : Essai BC4 après blanchiment	57
Figure V-17 : Essai BC8F9 après blanchiment.....	58
Figure V-18 : Essai BC9SM9 après blanchiment	58
Figure V-19: histogramme, portant sur la variation du % du Fe ₂ O ₃ en fonction des concentrations de l'acide.....	59
Figure V-20 : histogramme, portant sur la variation du % du Fe ₂ O ₃ en fonction du temps de blanchiment.....	60
Figure V-21 : Histogramme, portant sur la variation du % du Fe ₂ O ₃ en fonction des températures de blanchiment.....	61
Figure V-22 : Photo d'une cellule de flottation DENVER.....	63

Figure V-23 : Schéma technologique de flottation	65
Figure V-24 : Schéma technologique de flottation	66
Figure V-25 : Schéma technologique de flottation	67
Figure V-26 : Schéma technologique de flottation	68
Figure V-27 : Histogramme des répartitions des minerais après flottation.....	70
Figure V-28 : Histogramme des récupérations des produits des cellules.....	70
Figure V-29 : Histogramme des répartitions des minerais après flottation.....	72
Figure V-30 : Histogramme des récupérations des produits des cellules.....	72
Figure V-31 : Histogramme des répartitions des minerais après flottation.....	74
Figure V-32 : Histogramme des récupérations des produits des cellules.....	74
Figure V-33 : histogramme des pourcentages du fer après flottation par dosage	75

INTRODUCTION GENERALE

- **Introduction générale**

Le kaolin est une argile blanche, douce et plastique composée principalement de fines particules sous forme de plaquettes, Cette argile dite de Chine, doit son nom à l'endroit de sa première découverte à Kao-Lin, en Chine. Le terme kaolin regroupe des minéraux argileux relativement communs, dominés par la kaolinite et dérivés essentiellement de l'altération du feldspath alcalin et des micas.

Le kaolin est le résultat de l'altération des aluminosilicates anhydres que l'on retrouve dans les roches riches en feldspaths, comme le granite.

Le kaolin est l'une des matières premières les plus répandues dans le monde. Ses utilisations sont multiples. Sa blancheur et sa plasticité le rendent particulièrement approprié pour un usage extensif comme charge, agent d'allongement, matière première pour la céramique et comme pigment. C'est également une matière première importante pour les réfractaires, et un catalyseur dans les industries du ciment et des fibres de verre.

En Algérie on trouve le kaolin dans plusieurs gisements comme celui d'EL Milia (W.Jijel) et Djebel Debbagh (W.Guelma) qui sont en cours d'exploitation et qui assurent 30% de la demande locale.

Selon la nature des impuretés qu'elle contienne, le kaolin se présente dans des couleurs allant du blanc au gris. Le quartz et le mica sont les principales sources de ces impuretés.

La qualité du kaolin est liée directement à la qualité et aux pourcentages des impuretés qui conduisent fréquemment à des problèmes industriels.

Par conséquent, le présent travail consiste à valoriser le kaolin d'EL MILIA qui constitue généralement la matière première de base entrant dans la fabrication de la céramique et du papier en réduisant la teneur d'oxyde de fer qui pose un problème de qualité.

Dans cette optique, des essais de valorisation de cette matière sont initiés au laboratoire de Génie Minier à l'Ecole Nationale Polytechnique, des méthodes telles la séparation magnétique, flottation, blanchiment chimique sont considérées et une étude comparative sera proposée.

Par conséquent et en terme industriel, on comprendra aisément que la séparation préalable d'oxyde de fer pour la fabrication de la céramique et du papier présente un enjeu économique intéressant, de par la réduction des dépenses occasionnées par ses désagréments, et l'amélioration de la qualité de la céramique du papier.

CHAPITRE I : GENERALITES SUR LE KAOLIN

I. Généralités sur le kaolin

I.1 Les propriétés fondamentales du kaolin

Le kaolin est une roche argileuse blanche, friable, essentiellement composée de kaolinite, Les utilisations du kaolin sont régies par plusieurs facteurs comprenant la composition minéralogique et les propriétés physiques et chimiques de l'ensemble, celles-ci étant déterminées par les conditions géologiques dans lesquelles le kaolin a été formé, Les caractéristiques importantes concernant les applications des minéraux argileux sont les suivantes :

La nature et les dimensions des particules, leurs formes, la cristallinité, la chimie globale et celle de la surface des cristaux, la surface spécifique, la charge de la surface et de la bordure et d'autres propriétés qui en découlent, spécifiques aux applications particulières, telles que la viscosité, la plasticité, la résistance mécanique en vert, la résistance mécanique d'échantillon sec et cuit, l'absorption et l'adsorption, l'abrasivité et le pH.[10]

I.1.1 Couleur

Le kaolin a habituellement une couleur blanche ou proche du blanc. Cependant la plupart du temps, le kaolin est associé à une quantité mineure de minéraux auxiliaires contenant des éléments de transition tels que le fer et le titane dans des oxydes, hydroxydes, oxy-hydroxydes, sulfures et carbonates, on parle alors de fer libre. Le fer peut être présent dans le réseau de la kaolinite, on parle alors de fer structural.

La couleur donnée au kaolin blanc par le couple fer-titane compromet son application dans des industries de la peinture et du papier. Une connaissance de l'état du fer et du titane est très importante pour choisir la méthode de traitement.[10]

I.1.2 Forme et taille

Les cristaux de la kaolinite sont plats en forme de minces feuillets de $\sim 2\mu\text{m}$ d'épaisseur et quelques microns de diamètre, pseudo-hexagonaux, quelques fois en forme de livres ou de piliers vermiculés, différentes mesures peuvent être utilisées.

Le paramètre utilisé pour quantifier la morphologie d'un kaolin a varié au fil du temps (Wilson I. 2006) : en 1980 il s'agissait de l'épaisseur des cristaux, mais dès 1990 l'aspect ratio (rapport du diamètre à l'épaisseur) est devenu plus important.

La distribution granulométrique des particules joue un rôle important sur la viscosité des kaolins en suspension (figure I.1). Aujourd'hui, le rapport de d_{75}/d_{25} est utilisé comme caractère industriel de la morphologie des kaolins traités. [10]

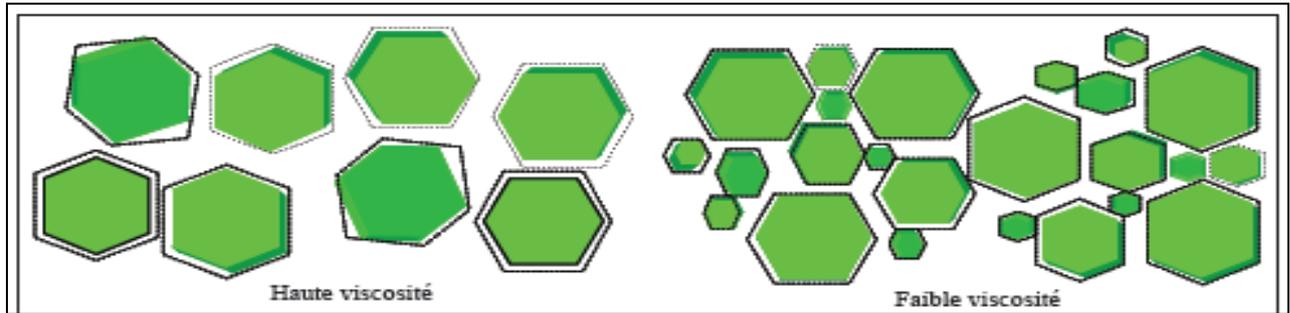


Figure I-1 : Schéma des particules de kaolin, les lignes de pointillée représentent l'eau absorbée

I.1.3 Propriétés thermiques

La kaolinite est un minéral réfractaire (température de fusion d'environ 1800°C), mais en association avec des minéraux comme les micas, les feldspaths ou les carbonates, la température d'apparition d'une phase liquide lors du frittage se trouve abaissée. On peut noter quatre réactions lorsqu'on chauffe une argile kaolinique. Les deux premières sont endothermiques, et les deux dernières sont exothermiques (figure I.2).

L'eau absorbée est éliminée vers 100 °C. A 600°, la kaolinite perd son eau de cristallisation pour donner la métakaolinite. A 980° C environ on a la transformation de la métakaolinite en mullite + Al₂O₃.

Finalement vers 1200° C on peut observer la transformation rapide de la silice en cristobalite et la réaction entre Al₂O₃ et SiO₂. Le produit de cette réaction est encore la mullite. La figure I.2 montre schématiquement les transformations des trois composants principaux des argiles.[10]

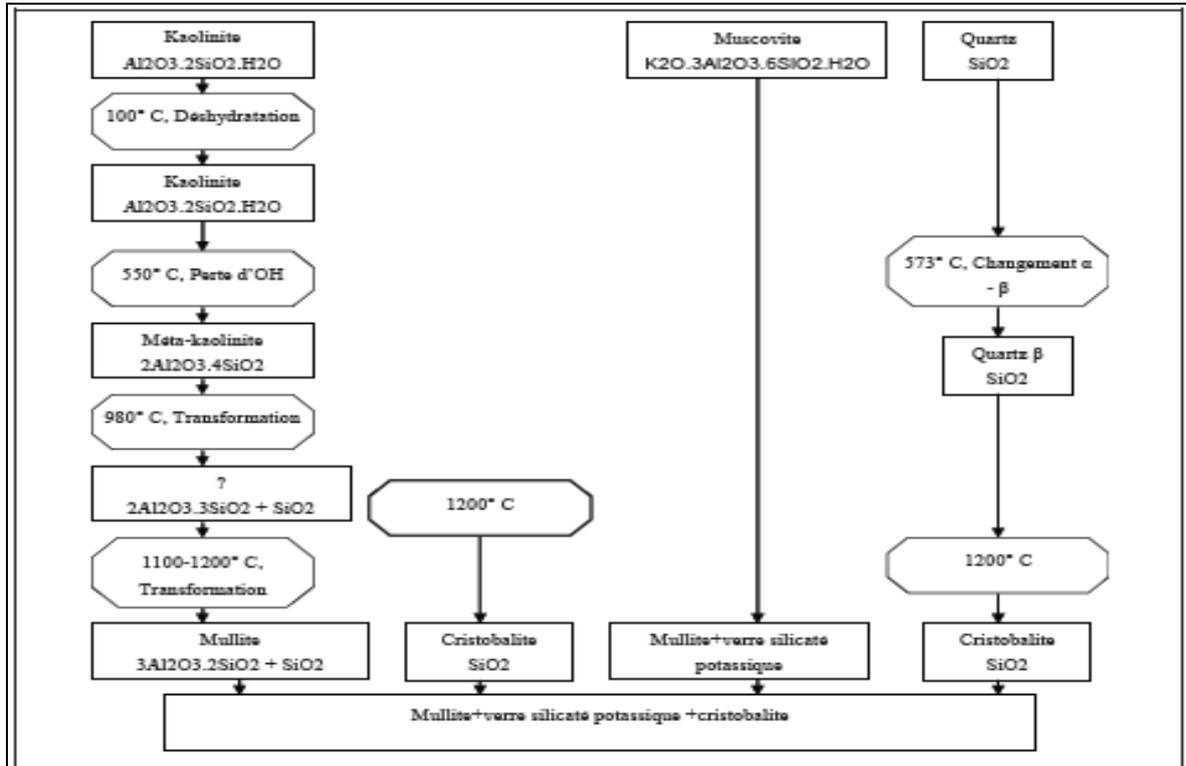


Figure I-2 : schéma des transformations des trois composants principaux des argiles kaolinites

I.1.4 Dureté

La kaolinite est tendre avec une dureté entre 1 et 2 (de ~1.5) sur l'échelle de Mohs ce qui signifie que les kaolins relativement purs ne sont pas abrasifs. Cette propriété est très importante dans beaucoup d'applications industrielles. Puisque le kaolin est plus tendre que presque tous les matériaux avec lesquels il entre en contact, l'usure et l'abrasion de l'équipement sont minimal.

La présence de quartz résiduel dans un kaolin industriel modifie bien évidemment ce paramètre, pour résumer les propriétés du kaolin on donne le tableau suivant :

Tableau I-1 : Propriétés générales du kaolin [10]

Propriété	Valeur
Masse volumique (g/cm ³)	2.60-2.63
Dureté (mohs)	2-2.5
Coefficient de dilatation linéaire (20-700°)	5-7.10 ⁻³
Conductivité thermique (cal/cm.s.°C)	4 - 5.10 ⁻³
Température d'utilisation (°C)	1400
Résistance de flexion (kg/cm ²)	20 - 210
Fusibilité (°C)	1730 - 1785

I.2 La Géologie et la formation du kaolin

I.2.1 Introduction

Les minéraux argileux résultent soit de la désagrégation (altération physique) d'une roche argileuse préexistante appelée roche primaire (minéraux hérités) soit de l'altération chimique par transformation d'un minéral (minéraux secondaires) soit de la précipitation à partir d'une solution (minéraux néoformés). Chacun de ces modes de formation donne des informations sur :

- les conditions d'altération au niveau de la région source ;
- les conditions de transport ;
- les conditions géochimiques environnementales.

Le degré d'altération (physique et chimique) va dépendre de la combinaison de plusieurs facteurs qui vont déterminer la nature et la quantité des minéraux secondaires formés. (figure I.3). Les facteurs principaux sont :

- le climat (température, humidité, alternance saisonnière) qui contrôle le degré d'hydrolyse mais également le type de végétation, la densité de la végétation, l'intensité de l'activité biologique ;
- le relief qui détermine le degré de drainage ou de confinement ;
- la nature de la roche-mère qui conditionne la séquence des minéraux formés.

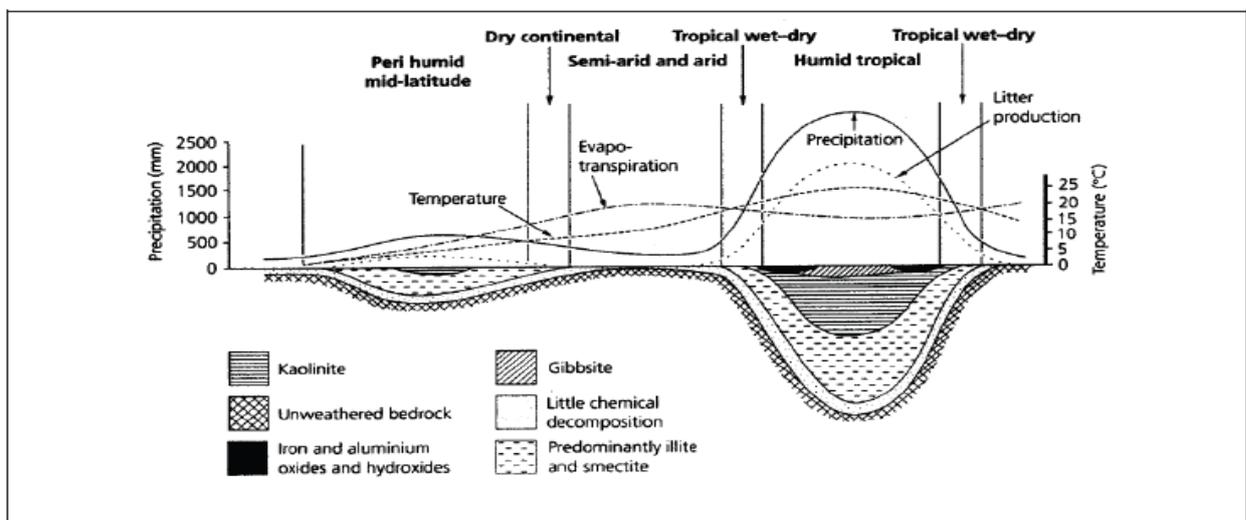


Figure I-3 : Effet des facteurs contrôlant la formation des produits d'altération

I.2.2 Voyage des éléments de la roche mère au kaolin

I.2.2.1 Altération

La kaolinite peut être produite par l'altération d'une roche basique par une hydrolyse très forte, mais généralement on l'associe avec des roches mères feldspathiques plus acides.

La transition du granite (feldspath) à la kaolinite a été étudiée par de nombreux chercheurs dans la nature, en laboratoire et par calculs thermodynamiques. Velde (1985) cite de travaux sur ce sujet dès 1957. [10]

L'altération des feldspaths et des micas consiste en une série de réactions dans lesquelles les cations (par exemple Na, K, Ca, Mg) du minéral passent dans la solution en échange des ions H ou d'autres cations (Marshall 1962). Le lessivage intense de n'importe quel minéral silicaté conduit systématiquement à des kaolinites. Par exemple dans le cas des feldspaths potassiques on a : $2KAlSi_3O_8 + 2H_2O + CO_2 \rightarrow Al_2Si_2O_5(OH)_4 + 4SiO_2 + K^+ + CO_3^{2-}$

La teneur en CO₂ de l'atmosphère semble un paramètre important. Un exemple cité dans le travail de Thiry et al. (2003 et 2005), montre qu'un profil à kaolinite est obtenu trois fois plus vite (c'est-à-dire avec trois fois moins de pluviosité) quand la teneur en CO₂ de l'atmosphère est multipliée par 10, comme le prédisent, pour le Crétacé inférieur, le modèle de Berner et celui de Ekart et al. Ceci signifie qu'avec une pluviométrie similaire les profils s'approfondiraient trois fois plus vite que sous les conditions atmosphériques actuelles. L'abondance de CO₂ accélère fortement la formation de profils kaoliniques profonds, sans avoir besoin de recourir à des durées d'altération aussi longues ni des climats aussi chauds et humides qu'on ne le pensait précédemment. Ceci explique pourquoi les profils kaoliniques ont été répandus durant le Crétacé, même hors des latitudes tropicales, et sous des climats plus tempérés et moins humides que sur la terre actuelle. En revanche, l'augmentation du CO₂ n'a pas d'effet direct sur l'apparition de la gibbsite.[10]

Il semble que la granulométrie (ou la surface spécifique) ne joue pas sur la vitesse d'altération des feldspaths. Une étude expérimentale a été faite par Holdren et Speyer (1985) sur la dissolution des feldspaths aux basses températures dans les solutions de pH modéré (3-9). Cette étude réalisée sur cinq fractions de taille, (600-300, 300-150, 150-75, 75-38 et 38 micron), montre que, alors que la surface spécifique varie d'un facteur de 20, le taux de dissolution ne varie que d'un facteur inférieur à 2. (Holdren et Speyer. 1985).

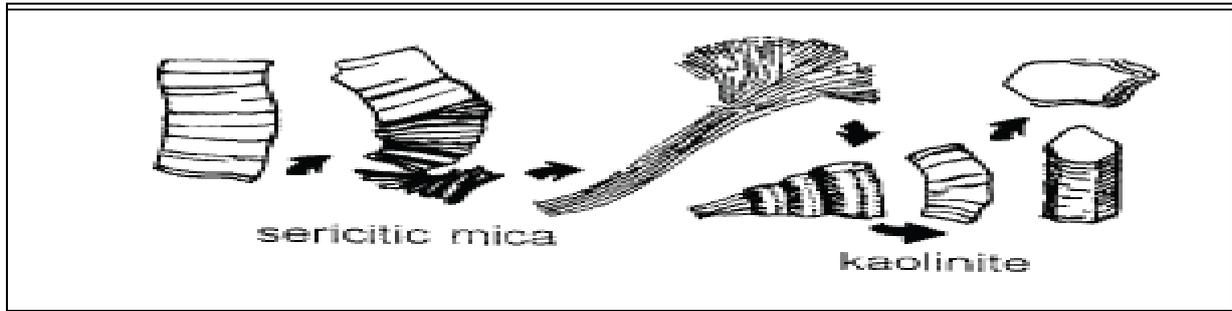


Figure I-4 : Schéma idéalisé indiquant les changements progressifs d'un rouleau de séricite en piles de kaolinite

I.2.2.2 Transport

Les produits fins issus de l'altération peuvent être transportés par les eaux courantes. La masse transportée par les systèmes fluviaux est surprenante l'Amazone, par exemple charrie 1200×106 tonnes annuelles de sédiment depuis le continent sud-américain jusqu'à l'océan (Martinelli et al. 1989).[10]

La figure III.3 montre la distribution des minéraux dans les apports de différentes rivières. La kaolinite est importante dans les rivières des régions tropicales (Niger, Congo, Nil, Orange). Compte tenu de leur taille, les argiles vont rester longtemps en suspension et vont donc être transportées en suspension préférentiellement par rapport aux autres minéraux des fractions plus grossières. On constate de plus un enrichissement progressif des rivières vers les océans ou les lacs.

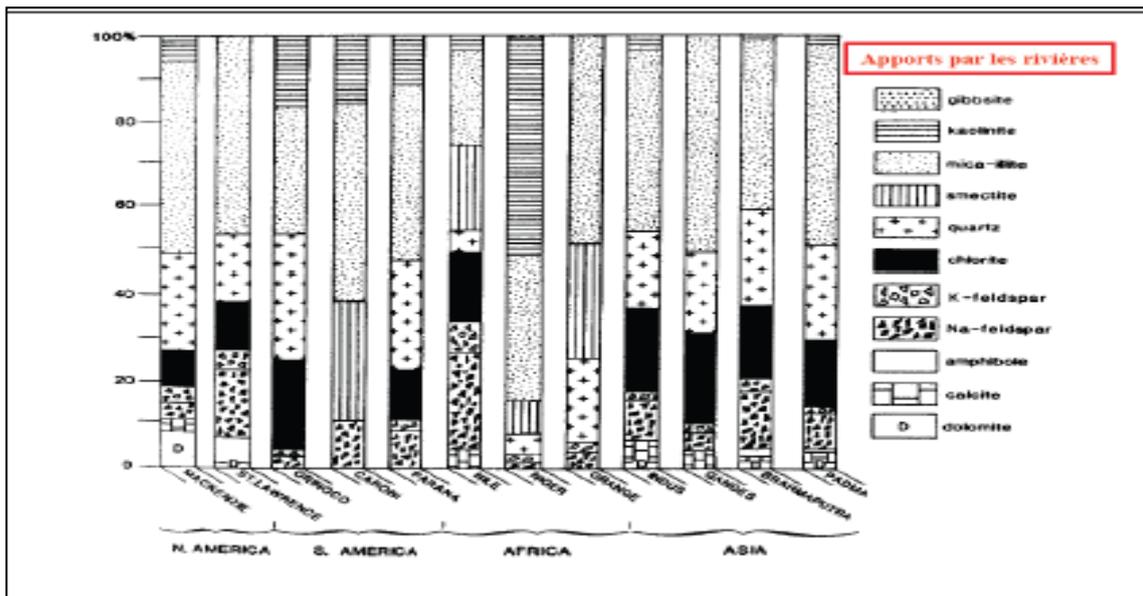


Figure I-5 : distribution des minéraux des les apports des différentes rivières

I.2.2.3 Sédimentation

Hurst et Pickering (1997) ne pensent pas que les processus sédimentaires soient capables de produire à eux seuls un kaolin commercial (blanc et pur), ceci pour deux raisons bien connues :

1) l'altération, qui produit des particules de kaolinite, produit simultanément des particules hydrauliquement équivalentes de smectite, d'illite, d'illite/smectite et de pigments ferriques. Matière organique et silice biogénique s'ajoutent au cours du transport ou lors du dépôt. Ces composés intimement associés ne peuvent pas être séparés efficacement par des processus sédimentaires.

2) les forces extérieures (surface des cristaux) influencent fortement le comportement des particules d'argile (ou ayant la taille de l'argile) en suspension et empêchent leur séparation hydraulique.

I.2.3 Minéralogie des kaolins

Les kaolinites ont des formes variées, les tailles observées varient de 0,1 à 0,8 μm . En général leurs formes sont hexagonales typiques à presque losangiques. Les kaolinites observées contiennent presque toujours du fer ; sur les particules claires, la sonde X donne un rapport pondéral $\text{Fe}_2\text{O}_3/\text{Al}_2\text{O}_3$ de 0,01 à 0,03. Certaines kaolinites semblent recouvertes d'une pellicule sombre, la teneur en fer est nettement supérieure à celle de "kaolinites plus claires", de forme plus géométriques. La plus grande opacité pourrait résulter de la présence de fer recouvrant les particules.

L'oxyde de titane se présente généralement sous forme d'anatase, très fréquent en cubes ou en hexagones allongés, opaques, de taille variable en général faible ($< 0,2 \mu\text{m}$), mais pouvant atteindre plusieurs microns).

La gibbsite est observée sous forme globulaire, de section carrée à rectangulaire. Sa taille dépasse nettement celle des kaolinites. Dans le plan observé sa taille avoisine celle des kaolinites. La gibbsite ne contient pas de fer détectable par microanalyse X (sensibilité : environ 0,1 %).

Il existe des muscovites de toute taille, depuis la plaquette millimétrique jusqu'à la paillette micronique (illite). L'illite est en général beaucoup plus grossière que la kaolinite, et se présente sous forme de plaquettes allongées plus ou moins rectangulaires. L'estimation quantitative du fer est délicate car il est très rare d'observer des illites bien libérées des kaolinites.

Les oxydes et hydroxydes de fer se présentent en amas composés de petits grains accolés de très petite taille, on les trouve également sous forme de petites aiguilles. La taille des éléments de base est en général bien inférieure à celle des particules de kaolinite.

Dans une étude de microscopie électronique de transmission à haute résolution de biotites tectoniquement déformées, ont observé des couches intercalaires partielles de brucite, qui forment, avec les couches de talc et les couches de chlorite, interstratifiées dans la structure du

mica et parallèle à la surface de clivage. La présence de brucite est interprétée par la brucitiation d'un niveau de couche intercalaire du mica. C'est un exemple d'un processus chimique à la balance atomique favorisé par des microstructures de déformation.

Le quartz dont l'analyse morphologique peut témoigner de l'histoire des sédiments, est en général plus grossier que la kaolinite, de forme variable, parfois bipyramidée ou triangulaire.

I.3 Les principaux usages industriels du kaolin

Dans les diverses utilisations du kaolin, chaque utilisateur se concentre sur certaines propriétés. Les propriétés souhaitées et les niveaux d'exigence varient d'une industrie à une autre ; le comportement rhéologique est très important pour l'industrie de céramique, mais cela n'est pas le cas pour la fabrication des réfractaires. Le quartz n'est pas bienvenu dans le kaolin destiné à l'industrie du papier, tandis que sa présence empêche la déformation de la céramique pendant la cuisson.

Le kaolin comme il est chimiquement inerte avec une gamme de pH de 4 à 9, que sa couleur est blanche ou proche, qu'il a un bon pouvoir couvrant qu'il est doux et non-abrasif, que ses particules sont très fines, il est plastique avec l'eau, réfractaire, et de couleur blanche ou proche après cuisson, qu'il a une faible conductivité thermique et électrique, qu'il est hydrophile et se disperse aisément dans l'eau, que son coût est faible, le kaolin a de très nombreux usages. Quelques utilisations du kaolin sont présentées dans le Tableau I.2.

Tableau I-2 : Utilisations industrielles du kaolin [10]

Rôle	Utilisations
couchage	Couchage de papier, peinture, encre
Charge	Charge de papier, caoutchouc, plastiques, polymères, adhésifs, textiles, linoléum
Matière première	Catalyseur, fibre de verre, ciment, l'industrie du bâtiment, céramiques, plâtre, filtre, émaux, fonderie, production des composés chimiques d'aluminium, production de zéolite
Diluant, adsorbant ou transporteur	Polissage, vecteur de médicament, engrais, insecticide, détergents, produits pharmaceutiques, produits de beauté, tannerie de cuirs

Une bonne connaissance de la relation entre les propriétés, et les rôles des composants du kaolin industriel est indispensable pour la commercialisation du produit, les principales applications industrielles sont :

I.3.1 Papier

Le plus grand utilisateur du kaolin est l'industrie de papier où il est employé comme matériau de remplissage (charge) dans la feuille et comme couchage à sa surface. Les propriétés qui sont importantes pour le fabricant de papier sont la dispersion, la rhéologie, l'éclat, la blancheur, l'indice de réfraction, la douceur, l'adhésivité, la résistance de la pellicule à la rupture, la réceptivité à l'encre, et la qualité d'impression. [10]

Tableau I-3 : Spécifications pour les produits standards de qualité "couchage" pour l'industrie de papier

Produits		Taille des particules (% $2\mu\text{m}$)	Blancheur (GE)	Viscosité Brookfield (cP)** (% solide/spinelle/ppm***)	Prix en moy (\$ /tonne)
Blancheur normal	Fine	95	86.0-87.5	300 (70/1/20)	75-85
	Fine	90 - 94	86.5-88.8	300 (70/1/20)	75-85
	Normal	80-82	85.5-87.0	300 (70/1/20)	60-70
	Gros	73	85.0-86.5		
Blancheur élevée	Fine	95	90-92	600 (70/2/20)	130-140
	Fine	90-94	90-92	300 (70/1/20)	130-140
	Gros	80-82	88-90	300 (70/1/20)	115-125
Délaminé	Fine	95	87-89	400 (67.5/3/20)	85-95
	Normal	80	88-90	400 (67.5/3/20)	
	Gros	60	84-89	400 (67.5/3/20)	
Calciné	Blancheur bas	86-92	80-83	600 (70/2/20)	280-320
	Blancheur standard	86-92	Min 92.5	600 (70/2/20)	

* Reflet mesuré à 457 nm. - ** Centi-poise - *** Révolution par minute

Tableau I-4 : Spécification pour les kaolins de qualité "charge" pour l'industrie du papier

Produit		Taille des particules (% $2\mu\text{m}$)	Blancheur* (GE)	Prix en moyenne (\$ /tonne)
Traitement sec	Standard	50-60	76-79	35-75
	Premium	50-60	79-83	
	Fine, blancheur standard	82-95	81-83	
	Fine, blancheur élevée	82-95	84-86	
Traitement par voie humide	Standard	60-70	82-84	
	Premium	60-65	83-85	

I.3.2 Céramiques

Les argiles sont les matériaux plus consommés et aussi plus anciens dans l'industrie de la céramique. Les propriétés importantes du kaolin dans l'industrie céramique peuvent être présentées sous deux classes : [10]

- les propriétés intrinsèques sont la composition minéralogique (compris analyse qualitative, dosage de phases minérales), la composition chimique et la distribution granulométrique (surface spécifique et CEC). Dans la composition chimique les facteurs suivant méritent d'être mentionnés ; éléments traces, soufre, carbone organique, chlore, de fluor, et sels solubles. La quantification de la composition minéralogique se fait par le calcul basé sur l'analyse chimique et la connaissance minéralogique qualitative.

La mesure de tous ces paramètres pour chaque échantillon d'un gisement de kaolin, n'est pas possible. Une bonne connaissance de la relation entre la composition de l'argile (surtout la composition minéralogique) et ces propriétés est indispensable.

Les spécifications techniques recherchées pour la fabrication des céramiques fines sont les suivantes (fiche technique SIM, Argiles pour céramiques fines et réfractaires) :

- Teneur en kaolinite prédominante ;
- Eléments colorants non souhaités (argiles cuisant blanc) : $Fe_2O_3 < 2 \%$, $TiO_2 < 2 \%$;
- La présence de quartz peut être souhaitable, sauf pour le réfractaire ;
- Présence de feldspaths, micas/illites et calcite à des teneurs $< 25 \%$, souhaitée pour les produits grésés (argile grésantes) ;
- Présence de smectite (teneur $< 5 \%$), d'halloysite et de matière organique souhaitée (amélioration de la plasticité) ;
- Présence de gypse et de sels solubles prohibée.

I.3.3 Réfractaires

Les matériaux réfractaires sont utilisés dans les processus de production qui impliquent un contact avec des substances corrosives à haute température. Les matériaux réfractaires doivent être inertes avec les substances avec lesquels ils sont en contact, ils doivent être résistants mécaniquement et stables thermiquement ($T_{\text{fusion}} > 1500^\circ\text{C}$). Les principales utilisations de l'argile réfractaire concernent la fabrication de briques réfractaires, de chamottes (argile cuite utilisée comme « dégraissant dans les produits céramiques) et de divers ustensiles accessoires, tels que des creusets, les nacelles, cornues, et pot de verrerie, utilisés dans les industries métallurgies.

I.3.4 Matériaux de construction

La majorité des gisements d'argile se composent de mélange d'argiles et de minéraux non-argileux. Une telle argile généralement n'est pas vendue à l'état brut, mais elle est employée par les producteurs principalement dans l'industrie du bâtiment ou dans la fabrication de ciment.

Les argiles calcinées à basse température, ou métakaolin, présentent des caractéristiques pouzzolaniques très élevées, qui en font d'excellents additifs pour les mortiers et bétons à base de ciment Portland. [10]

Le kaolin, en tant que source d'alumine, permet d'éviter la présence de fer pour la production de ciment blanc. Il est alors nécessaire de combler le déficit en silice par l'adjonction de sables siliceux.

Ces métakaolins intéressent particulièrement les utilisateurs de ciments blancs, ainsi que les fabricants de mortiers et de bétons techniques. Ces métakaolins peuvent être vendus à l'industrie du caoutchouc.

I.4 Economie mondiale du kaolin

Au cours des 30 dernières années la production mondiale de kaolin a augmenté de 14 à 24.4 Mt, dans la dernière décennie il y a cependant eu un changement considérable du modèle de production.[10]

I.4.1 Production mondiale du kaolin

Tandis que la production de kaolin aux Etats-Unis a augmenté de moins de 2 % par an depuis 1990 et que le rendement de Royal Uni a diminué de presque 3 % par an, par contre, au Brésil, la production de kaolin s'est développée de 9.6 % par an dans la même période (Roskil, Kaolin, 2006). La production du kaolin entre 2001-2005 est présentée dans le Tableau II.11.

Les Etats-Unis, le Brésil, le Royaume-Uni et la Chine sont les 4 plus grands producteurs de kaolin, qui ont 57 % de la production mondiale de kaolin dont plus de 50% pour les seuls Etats-Unis (30% de la production mondiale). La production du kaolin en France est de plus de 0.3 Mt par an.

Les exportations d'argiles depuis l'Ukraine, qui ont démarré en 1994, deviennent très importantes dans le domaine des matières premières pour la production de carreaux et fait chuter de façon significative les ventes des autres producteurs européens d'argile (Bal et Fiederling-Kaptienant, 2007)

Le plus grand producteur du kaolin du monde, Imerys, opère maintenant sur les quatre continents, alors que plusieurs producteurs d'Europe occidentale ont acquis des positions en Europe de l'Est. Sibelco, bien connu en tant que producteur de sable, de silice et de feldspath, dispose maintenant d'une capacité de la production de kaolin de plus de 1 Mt/an. La

concurrence a également nécessité d'investir en développant de nouvelles catégories de produits pour répondre aux demandes de plus en plus spécifiques des consommateurs principaux de kaolin.

Pour limiter les risques, les producteurs doivent offrir une large gamme de produits et diversifier leurs débouchés. Mais ceci exige un niveau d'investissement important en recherche et développement, ce qui ne peut être réalisé que par les compagnies les plus grandes.

I.4.2 Consommation mondiale du kaolin

La stagnation dans les prix de la fin des années 90 n'a pas encouragé l'investissement dans de nouveaux projets dans le kaolin. L'investissement a simplement visé à améliorer la productivité et à baisser les coûts de production.

Presque la moitié de tout le kaolin produit est utilisé pour fabrication du papier, et le kaolin est le minéral favori dans des demandes de papiers de hautes qualités. Il continuera, cependant à faire face à la concurrence des carbonates. Roskill (2006) prévoit que la croissance sera limitée à 1 % par an dans cette application. La croissance de la demande des applications en céramique pourrait s'élever à 2 % par an, mais les catégories de kaolin utilisées sont de qualités inférieures

Les producteurs essayent de transmettre les coûts croissants de traitement du kaolin sur les consommateurs mais une combinaison de croissance limitée de la demande, de concurrence d'autres minerais de charges et de marges de plus en plus réduites chez les consommateurs principaux, limitera les hausses.

Tableau I-5 : Production du kaolin 2002-2005

Continent	Pays	2002	2003	2004	2005
Europe	Belgique	*300 000	*300 000	*300 000	*300 000
	France	339 000	335 000	316 000	293 000
	Allemagne (G)	740 821	738 123	*740 000	*750 000
	Espagne (k)	419 483	427 193	437 990	450 000
	Russie	*45 000	*45 000	*45 000	*45 000
	Turquie	372 344	370 455	536 008	615 271
Afrique	Algérie	9 505	19 258	27 700	34 386
	Egypte	260 000	*260 000	249 761	*250 000
	Ethiopie (b)	3 534	3 088	4 251	3 726
	Kenya	*700	*700	*700	*700
	Nigeria	52 352	57 587		
	Afrique du sud	91 456	86 365	81 901	60 072
Amérique	Mexique	745 498	798 407	654 711	877 147
	Etats unie (e)	8 010 000	7 680 000	7 760 000	*7 720 000
	Brésil	2 081 000	2 410 000	2 410 000	2 410 000
	Equateur	8 483	11 884	5 646	5 928
	Pérou	1 934	2 653	2 720	2 567
	Venezuela	*10 000	*10 000	*10 000	*10 000
Asie	Bangladesh (d)	*8 000	9 630	13 113	13 738
	Chine	*1 500 000	*1 600 000	*1 800 000	*1 800 000
	Inde (c) (i)	204 694	209 920	220 262	238 759
	Iran (j)	592 803	556 003	596 886	*600 000
	Japon	11 602	12 223	11 553	*12 000
	Pakistan	55 584	39 575	25 204	37 732
	Arabie Saoudite	7 920	8 100	*8 000	*8 000
	Thaïlande (h)	130 282	185 512	165 884	165 884
océanique	Australie (d) (f)	228 000	280 000	285 543	231 611
	Nouvelle Zélande	17 250	14 770	15 250	15 750
Totale du monde		22 200 000	22 600 000	23 100 000	23 300 000

CHAPITRE II : METHODES DE SEPARATION DES MINERAIS

II. Généralités sur les méthodes de séparation

II.1 Méthodes gravimétriques

Les méthodes de concentration gravimétrique sont parmi les plus anciennes et les plus utilisées encore de nos jours. Ce fait résulte d'un ensemble de raisons parmi lesquelles on trouve la simplicité de fonctionnement, la capacité élevée pour des particules assez grosses et les coûts de fonctionnement moindres que par d'autres méthodes. Ces méthodes comportent donc des avantages mais aussi des facteurs d'application.[1]

Parmi les facteurs d'application de ces méthodes, il y a que les minerais soient de teneur élevée, que la libération se fasse par détachement ou pour le moins à une maille grossière, que les concentrateurs soient éloignés des grands centres, que les technologies plus poussées soient inexistantes sur le site, ou enfin que les méthodes servent à la pré concentration ou au triage.

Par ailleurs, les conditions suivantes font en sorte qu'on ne peut appliquer la concentration gravimétrique : une faible teneur ou des grains de minéraux trop petits, une libération du minerai par fractionnement, lorsqu'un rendement métal élevé est nécessaire, lorsque les minerais sont polymétalliques avec des minéraux de masse volumiques semblables.[1]

Les minerais visés par ces méthodes sont ceux de charbon, de fer, d'étain, de titane, de chrome, de kaolin, de mica et d'or.

Ces procédés de concentrations utilisent l'effet combiné de la masse, du volume et de la forme des particules pour obtenir des trajectoires de particules différentes dans un milieu liquide, statique ou en mouvement. On distingue trois méthodes : méthode des milieux denses, méthodes de la nappe pelliculaire fluente, accélération différentielle (jigage).[1]

II.1.1 Méthodes par nappes pelliculaire fluente

Les méthodes basées sur le principe de la nappe pelliculaire fluente s'appliquent à des appareils très nombreux et variés, elles comprennent tout autant des appareils anciens que récents, tout autant simples que complexes. Parmi ces appareils on peut citer les tables dormantes, les spirales, les tables basculantes, les bandes sans fin et les tables à secousses qu'on va décrire ci-après.

Lorsqu'on utilise un appareil conçu sur le principe de la nappe pelliculaire fluente, le résultat est l'obtention d'un lit de particules stratifié selon la masse volumique. Le lit de particules est alors séparé en trois strates assez distinctes, soit une strate supérieure constituée des particules de faible masse volumique, une strate inférieure composée des particules de plus grande masse volumique et, enfin, une strate intermédiaire formée d'un mélange de particules de haute et de basse masse volumique.[1]

- **Table à secousses**

Les tables à secousses (figure 2.1.) sont l'un des principaux appareillages utilisés pour la séparation gravimétrique, et plus précisément pour la séparation par nappe pelliculaire fluente, avec soutirage continu. Cette méthode est basée sur la longueur du parcours effectué

par une particule sur un plan incliné à la surface duquel s'écoule, par gravité, un film liquide. Les tables comprennent une alimentation et un système de récupération des particules classifiées (compartiments séparés).[1]

La table à secousses est une table autour de l'axe longitudinal, à laquelle on communique un mouvement de secousses périodiques selon le même axe. Cette table est garnie d'obstructions ou de riffles parallèles à sa longueur ; alimentée par une pulpe à un de ses coins, elle fournit un concentré à l'extrémité étroite, opposée à celle de l'alimentation, au bout des riffles, et un rejet à l'extrémité large, également opposée à celle de l'alimentation. Généralement aussi, on alimente de l'eau de lavage perpendiculairement aux riffles.

Les tables de secousses servent notamment pour les minerais de charbon, les minerais d'oxydes de fer, de chrome, de manganèse, de niobium et d'étain et pour d'autres minerais comportant les minéraux lourds de valeur comme le kaolin, le zircon, la wolframite, la monazite ainsi que pour les micas. Par ailleurs, on les utilise pour récupérer des alliages ou des métaux, tels le laiton, l'acier, l'or et l'argent, à partir des rejets d'usines pyrométallurgiques. Rappelons que les tables peuvent être employées pour faire de l'écumage sur les minerais d'or et d'argent, avant de les lixivier. [1]

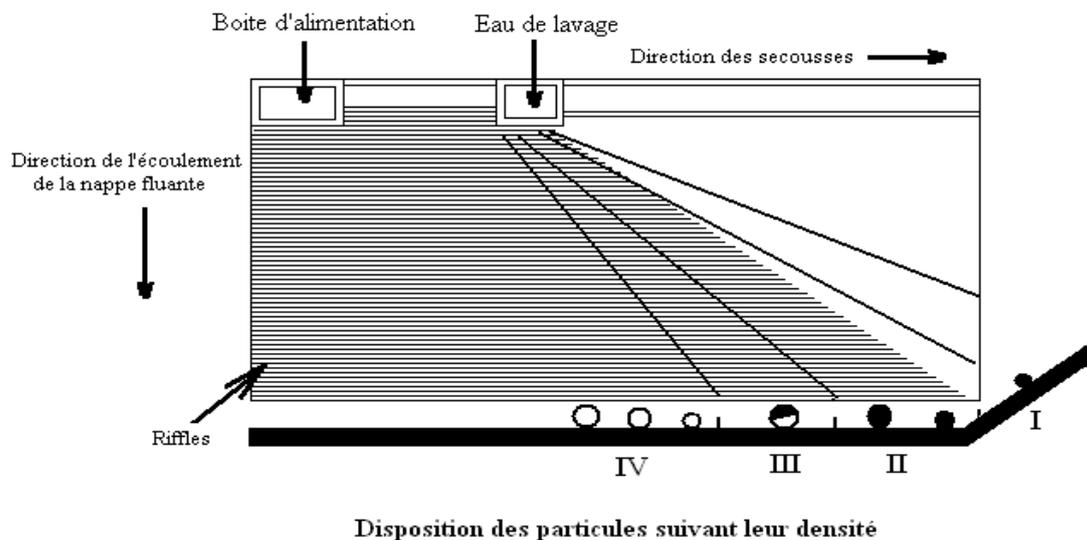


Figure II-1:Schéma représentatif d'une table à secousses.

La table est alimentée à sa partie supérieure par une boîte d'alimentation. L'eau de lavage est distribuée sur toute sa longueur fournissant une nappe qui s'écoule suivant une pente transversale. Les réglettes ou riffles forment autant de barrages et de pièges aux grains lourds alors que les grains légers ont tendances à sauter chaque obstacle. Les grains lourds disposés entre les riffles avancent latéralement par suite de secousses asymétriques imprimées au plateau. On trouve donc en commençant par la partie extérieure au rifflage, plusieurs zones :

- ✓ Zone 1 : c'est la zone des concentrés où se trouvent les particules fines et denses.
- ✓ Zone 2 : c'est la zone qui appartient encore à la zone des concentrés ; on y trouve des particules denses et grossières avec quelques particules mixtes.
- ✓ Zone 3 : c'est la zone des particules mixtes mélangées à quelques particules légères.
- ✓ Zone 4 : c'est la zone de particules légères.

Le rifflage a, avant tout, un rôle de stratification des grains par l'action conjuguée :

- ✓ De la secousse qui provoque un amollissement de la couche des grains dans l'espace entre les riffles et la descente des grains denses jusqu'à la surface de la table.
- ✓ De l'eau de lavage qui entraîne les grains légers formant la couche supérieure des grains déposés.

Les secousses ont un double rôle :

- ✓ Elles permettent d'une part, la stratification ;
- ✓ D'autre part, l'évacuation des particules stratifiées entre les riffles.

Dès que celles-ci sortent des riffles, elles sont soumises à l'effet de la nappe pelliculaire fluente et à l'effet des secousses dont la résultante provoque du triage par taille et par densité.

Enfin, il est indispensable de deschlamer l'alimentation ; les fines particules en suspension augmentent la densité de la pulpe ayant pour résultat l'augmentation des temps de sédimentation des solides. [1]

II.2 Méthode de la séparation magnétique

II.2.1 Principe :

Le procédé de la séparation magnétique des matériaux exploite les propriétés magnétiques de ces derniers, il opère la séparation des fractions magnétiques des non magnétiques. Généralement les matériaux magnétiques sont divisés en trois classes, liées à la grandeur de leur susceptibilité magnétique.

1- La première classe est composée des matériaux ferromagnétiques dont la susceptibilité magnétique est très forte.

2- La deuxième classe comporte des matériaux paramagnétiques qui présentent une susceptibilité magnétique faible.

3- La troisième classe est constituée de matériaux diamagnétiques posés dans une susceptibilité nulle. La séparation magnétique est accomplie par entraînement des matériaux dans un champ magnétique Figure 05. Ce dernier peut être produit à l'aide d'un aimant permanent ou d'un électroaimant. L'utilisation des électroaimants comporte plusieurs avantages, dont la possibilité d'ajuster l'intensité du champ magnétique en variant l'intensité du courant électrique.

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

Cependant la technologie a évolué et des aimants permanents à base des terres rares donnent des champs suffisamment élevés à coût moindre.

II.2.2 Les techniques de séparation magnétique :

- **Equipements :**

Il existe trois catégories d'équipements de séparation magnétique ; Les séparateurs à haute intensité à haut gradient et à faible intensité.

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

La plupart des paramagnétiques sont séparés de leur gangue par un champ à haut gradient. Des champs très élevés sont produits par de nouveaux séparateurs travaillant sur la base du haut gradient (4-5 Tesla), en exploitant des éléments solides ferromagnétiques plongés dans un champ magnétique et développant autour d'eux un champ beaucoup plus élevé que celui dans lequel ils baignent, ce qui leur permet de piéger les matériaux paramagnétiques.

- **Conception et design :**

Les séparateurs présentent un certain nombre de conceptions et de designs, ils fonctionnent à sec et à voie humide. L'équipement de séparation magnétique à faible intensité, utilisé couramment est le convoyeur à tête magnétique, il s'agit d'un convoyeur à courroie munie d'un aimant stationnaire inséré à l'intérieur d'une des poulies qui actionnent la courroie. Les matériaux magnétiques sont retenus sur la courroie et tombent sous la poulie lorsqu'ils sortent du champ magnétique. Les matériaux non magnétiques ne sont pas retenus et suivent une autre trajectoire imposé par la résultante de forces d'éjection et de gravité.

- **Aspect économique**

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

- Principe de séparation à sec à haute et basse intensité :

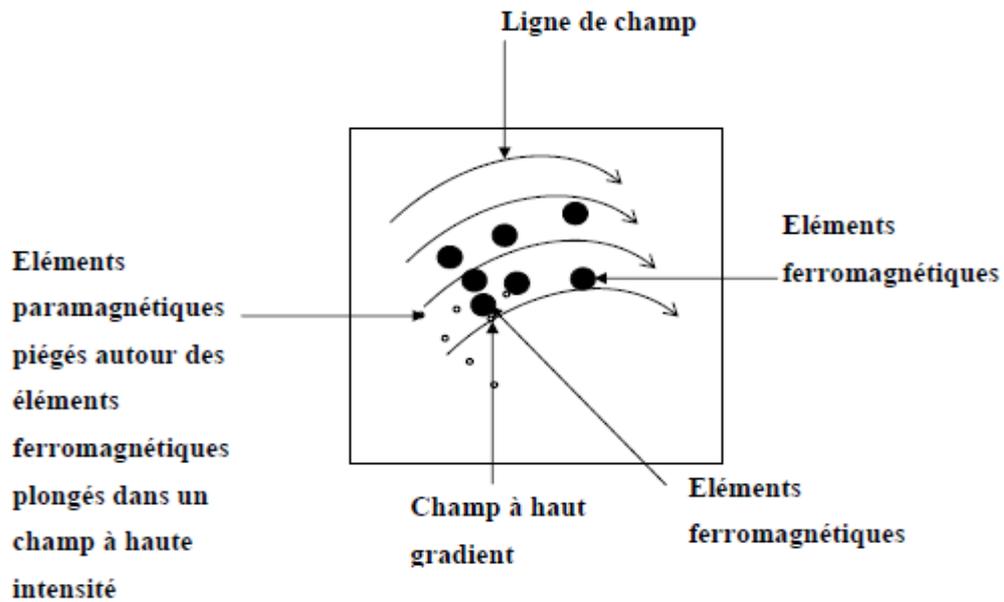


Figure II-2 : principe de séparation à sec haute intensité

- Principe du champ à haut gradient :

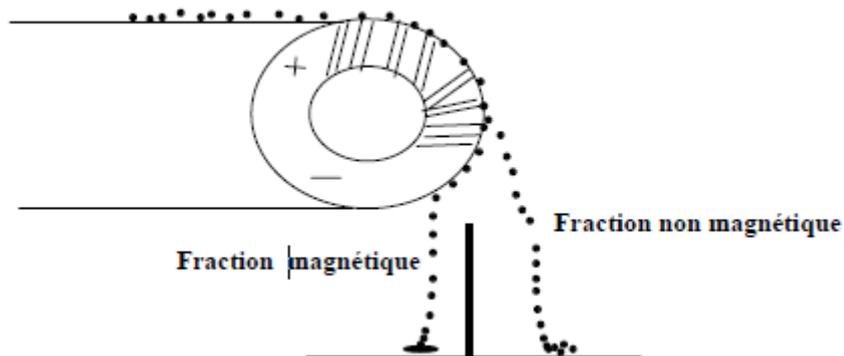


Figure II-3: principe de séparation du champ à haut gradient

II.3 Méthode de blanchiment chimique

- **Principe**

Le blanchiment chimique est un procédé hydro-métallurgique. Il consiste en la dissolution sélective des métaux présents dans un minerai par un réactif adéquat en solution aqueuse [7].

Dans le blanchiment chimique, les minerais interviennent sous plusieurs formes :

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

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

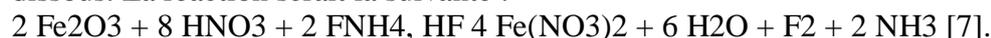
- Blanchiment chimique avec agitation à pression atmosphérique ou sous-pression (en autoclave)
- Blanchiment chimique statique ou en tas (in situ, par percolation, sur aires avec récupération des solutions aqueuses contenant les éléments solubles.

L'optimisation d'un procédé de blanchiment chimique consiste à définir les conditions qui permettent un rendement maximum en un temps court et un prix de revient minimal.

La vitesse et le rendement du blanchiment chimique dépendent d'un grand nombre de variables fortement indépendantes :

- concentration de l'agent (solvant)
- la granulométrie du minerai
- le rapport liquide solide
- la température
- la durée de blanchiment chimique
- l'agitation.

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



- **Les modes de blanchiment chimique :**

- 1) **blanchiment par agitation :**

Le blanchiment chimique par agitation consiste à maintenir le minerai broyé en suspension dans la solution d'attaque par une agitation appropriée, durant un temps nécessaire à la dissolution [7].

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

- le rapport liquide / solide
- la méthode d'agitation
- la pression

- la température du milieu aqueux
- l'état de la surface des parois de l'appareil (rugosité)

Différents modes d'agitation sont utilisés :

- l'agitation mécanique atmosphérique et sous pression.
- l'agitation par air comprimé
- l'agitation type Dorr qui combine une agitation lente mécanique avec l'agitation par air comprimé.[7]

2) Blanchiment chimique en tas :

Le blanchiment chimique en tas (heap leaching), utilisé comme moyen de production complémentaire à partir des minerais marginaux ou à faible teneur, a connu un essor prodigieux et est devenue suffisamment compétitive pour être envisagée comme mode de traitement principal. En effet, appliquée dans les traitements des minerais de cuivre, or, argent et aux minéraux d'uranium. [7]

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

Du point de vue industriel, la mise en œuvre du blanchiment chimique en tas comporte quatre étapes :

1- préparation d'une aire étanche ou facilement drainable, cette aire peut être naturelle (dump leaching) ou préparée (heap leaching). Elle peut, par ailleurs, être perdue ou récupérable (vat leaching).

2- Préparation d'un tas en remblai de quelques dizaines à quelques centaines de milliers de tonnes. La hauteur et la surface du tas dépendent essentiellement de la nature du minerai.

3- Récupération des solutions chargées dans les bassins, une partie de ces liqueurs va à la suite du traitement, le reste est recyclé sur le tas après ajustage du milieu lixiviant.

Elles sont souvent concentrées par recyclage ou par effet thermique, avant de subir une électrolyse ou une réduction par le procédé de précipitation.

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

- des caractéristiques minéralogiques, chimiques et physiques du minerai qui déterminent la tendance à l'imperméabilisation.
- de la granulométrie qui doit être suffisante pour permettre la circulation de l'air et des réactifs.
- De la présence dans le minerai d'éléments pouvant déclencher et entretenir la réaction de dissolution (bactéries), si les autres agents lixivants sont exclus [7].

II.4 Méthode de la flottation

Lorsqu'on concentre les minéraux par les méthodes physiques, leur formule chimique a peu d'importance. Les propriétés d'intérêts sont plutôt macroscopiques, telle la masse volumique. En revanche, quand on concentre les minéraux par flottation, la formule chimique revêt une importance majeure, surtout si l'on désire comprendre ce qui se produit réellement.

De façon générale, les minéraux sont classés en fonction de leur degré de polarité. Un minéral est dit polaire s'il comporte, éparpillés sur sa surface, des sites dont la charge électrique résiduelle est majoritairement positive, adjacents à des sites dont la charge électrique résiduelle est plutôt négative, il en résulte des dipôles électriques, d'où l'existence de la polarité. Tandis que les minéraux polaires contiennent un grand nombre de sites positifs et négatifs, les minéraux non polaires n'en possèdent pas, ou très peu.[1]

Les surfaces des minéraux polaires réagissent fortement avec les molécules d'eau, avec les ions. Ces surfaces sont dites hydrophiles, en ce sens qu'elles aiment la présence de l'eau, ou aérophobes. C'est-à-dire qu'elles fuient la présence de l'air.

Au contraire, les surfaces des minéraux non polaires n'attirent pas les molécules d'eau, ni les ions et ne sont pas très actives. Ces surfaces sont donc qualifiées d'hydrophobes, c'est-à-dire qu'elles fuient la présence de l'eau. Elles sont aussi qualifiées d'aérophiles : elles attirent l'air.

En flottation, lorsqu'une particule de minéral utile en suspension dans une solution aqueuse, est naturellement hydrophobe ou est rendue hydrophobe par l'adsorption d'un collecteur, elle peut adhérer à une bulle d'air provenant de l'injection d'air dans la pulpe ; dans le système obtenu, il y a trois phases en présence, et au contact entre ces différentes phases, on trouve trois interfaces.[1]

II.4.1 Réactifs de flottation

➤ Les collecteurs

Un collecteur est le centre nerveux d'un processus de flottation. Les raisons sont que, d'abord, le collecteur est souvent le réactif le plus sélectif, c'est-à-dire qu'il est adsorbé à l'interface d'un seul minéral. Ensuite, un processus de flottation est généralement plus sensible au dosage du collecteur qu'au dosage des autres réactifs.

Les collecteurs sont divisés en trois grandes catégories :

- ✓ Les collecteurs non ionisés et non polaires : leur particularité est qu'ils ne contiennent pas la partie polaire, c'est pourquoi ils n'agissent pas avec l'eau et avec les surfaces des minéraux, mais ils ont la possibilité de se fixer sur la surface hydrophobe des minéraux. On utilise ces collecteurs pour la flottation des minéraux hydrophobes, ayant une haute flottabilité naturelle. Il s'agit dans ce cas des hydrocarbures.
- ✓ Les collecteurs anioniques : ce sont des collecteurs lors de la dissociation desquels le radical hydrocarbure entre dans la composition de l'anion. On distingue les carboxyles et les tiocarboxyles. On peut citer les xanthates et les aérofloats...
- ✓ Les collecteurs cationiques : ce sont les collecteurs lors de la dissociation desquels le radical hydrocarbure entre dans la composition du cation. Ce sont les amines et leurs sels.

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

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

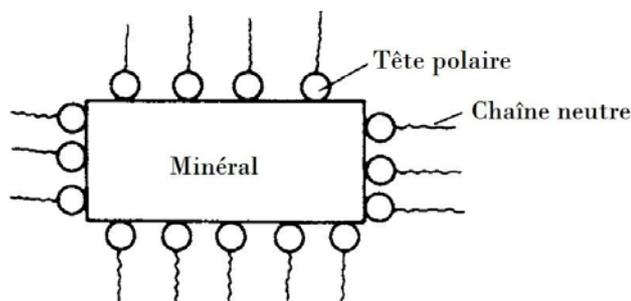


Figure II-4: Schéma représentatif de l'action du collecteur.

➤ Les déprimants

Mis à part les collecteurs, les agents déprimants sont les produits chimiques sélectifs les plus utiles en flottation. Il en existe une gamme très étendue entre des réactifs organiques et inorganiques. Les minéraux qui se rapportent à la même classe (ex : minéraux sulfatés) flottent avec le même collecteur. L'utilisation du déprimant permet d'augmenter la sélectivité de l'action du collecteur aux minéraux appartenant à la même classe.

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

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

La formation sur la surface du minéral déprimé de la couche hydrophile qui est constituée de particules fines. [1]

➤ Les moussants

Un agent moussant est un réactif organique hétéropolaire, c'est-à-dire qu'une extrémité de la molécule est polaire et hydrophile, et l'autre est non polaire et hydrophobe. Cette molécule est tensioactive : elle permet pour de faibles concentrations en solution d'abaisser la tension inter faciale liquide-gaz à une valeur minimale. [1]

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

- Diminution de la dimension moyenne des bulles d'air ainsi que leurs vitesse : En réduisant la taille des bulles et régularisant leur forme ; plus sphériques et plus petites, les bulles remontent plus facilement et plus lentement à la surface, et leur finesse augmente la surface de l'interface liquide-gaz.
- Augmentation de la solidité de la mousse : Stabiliser la mousse à la surface de la cellule, ce qui permet une meilleure récupération du minerai à flotter, tout en évitant de le mélanger avec les autres minéraux en présence dans la pulpe.

➤ **Les activants**

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

Généralement, les activants sont des sels solubles qui s'ionisent en solution. Les ions réagissent alors avec les surfaces minérales pour former de nouveaux composés, peu solubles, qui se déposent de nouveau sur ces surfaces et forment avec le collecteur un film hydrophobe qui permettra la récupération des minéraux voulus.

➤ **Les régulateurs du milieu**

Les collecteurs, les déprimants et les activants réagissent directement avec les minéraux en changeant leurs flottabilité.

Les régulateurs des milieux exercent leur influence sur la flottabilité des minéraux par voie indirecte en changeant la composition ionique de la pulpe.

Un régulateur est un réactif déterminant le degré d'acidité ou d'alcalinité de la pulpe. Il s'agit d'acides ou de bases, utilisés pour régler le pH du milieu qui, comme indiqué précédemment, possède une grande influence sur le rendement d'une opération de flottation.

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

En pratique, on utilise comme régulateur de milieu les produits suivants : NaOH, H₂SO₄, Na₂CO₃.

II.4.2 Paramètres influant sur l'opération de flottation

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

- ✓ **La grandeur du minerai à flotter**

La préparation mécanique d'un minerai avant sa flottation revêt une importance considérable, car le degré ainsi que le mode de broyage ont une influence directe sur le rendement de l'opération. En effet, il faut en premier lieu que la maille de libération du minéral à extraire soit atteinte, de façon à obtenir une récupération optimale du minéral avec un minimum de gangue. Par ailleurs, il est absolument nécessaire d'éviter le surbroyage du minerai qui aurait pour effet de créer un phénomène d'adagulation, ou slimecoating (littéralement : recouvrement par les ultrafines) ; les ultrafines, ou schlamms, recouvrent les particules minérales, gênant ainsi la fixation du collecteur et diminuant le rendement de l'opération. De même, les grandes particules sont indésirables pour la flottation, vu qu'elles exigent une grande consommation des collecteurs pour augmenter leur hydrophobie.

✓ **La densité de la pulpe de flottation**

Il est indésirable d'avoir des pulpes très denses ainsi que les pulpes très diluées. La dilution optimale de la pulpe dépend de la grosseur du minéral à flotter, sa densité et de la qualité voulue du produit de mousse.

La densité optimale de la pulpe augmente avec l'augmentation de la grosseur et de la densité du minéral à flotter.

Pour diminuer les pertes du minéral utile dans un rejet on utilise les pulpes plus denses. Alors que pour augmenter la qualité du produit de mousse, on utilise les pulpes plus diluées.

✓ **La gamme des réactifs de flottation utilisés**

Il s'agit de :

- La gamme des réactifs de flottation ;
- Le dosage des réactifs de flottation ;
- Les points de chargement;

✓ **L'intensité de l'aération et de l'agitation de la pulpe**

Dans les machines de flottation mécaniques, l'aéragé dépend de l'agitation de la pulpe ou bien de la vitesse de rotation des agitateurs. Plus grande est l'agitation, plus grand est l'aéragé, mais il faut rappeler que l'agitation forte contribue à l'augmentation des fines détachants des bulles d'air, alors que la faible agitation contribue à la décantation des grosses particules au fond de la cellule de flottation. En résumé, l'agitation doit être optimale pour assurer un bon aéragé et une meilleure distribution des particules des bulles d'air dans tout le volume de la cellule.

✓ **La température de la pulpe**

La flottation est un procédé physico-chimique dont la vitesse dépend de la température du milieu ; en effet, l'augmentation de la température de la pulpe implique une amélioration en termes de dispersion du collecteur dans la cellule et donc, une augmentation de la vitesse de flottation.[1]

**CHAPITRE III : PRESENTATION DE LA
MINE D'EL MILIA**

III. Présentation de la mine d'EL Milia

III.1 Introduction

Le kaolin de Tamazert d'EL Milia est exploité par la société SOALKA, qui est une société par actions dont le Capital Social est réparties comme suit : [2]

- 63 % Federal White Cement (FWC) Canada.
- 37 % ENOF.

La Société des Kaolins d'Algérie emploie 130 employés et englobe dans son patrimoine :

1- Unité d'El-Milia (wilaya de Jijel) est composée :

- un Complexe de traitement de minerai de kaolin d'une capacité de 50 000 tonnes.
- un Gisement de kaolin de plus 15 Millions de tonnes de réserves.

2- Unité de Djebel Debbagh (wilaya de Guelma) est composée :

- une unité de triage.
- un Gisement de kaolin de plus 200 000 tonnes de réserves.

La Société exploite et commercialise les sept types de produits suivants :

- Le kaolin Trié KT1
- Le kaolin traité KT2
- Le kaolin traité KT3
- Le kaolin traité KT3B (Blanchi)
- Les trois kaolins Triés non traités de Dj. Debbagh DD3, DD2 et DD1.

Ces kaolins sont utilisés comme matière première pour la fabrication de la Céramique sanitaire, des Carreaux sol et mural, de la vaisselle, du Grés cérame, Réfractaire et comme produits de charge en papier, abrasifs, caoutchoucs, plastiques, peintures, colles, engrais et autres).[2]

III.2 Mine d'EL Milia

III.2.1 Historique de la mine

Il ressort que les corps de kaolin de Tamazert, ont été signalés en 1925 et ont fait l'objet d'une exploitation artisanale à partir de 1927 par la société des mines Franco-Africaines, Cette société a équipé la mine d'une station d'embarquement sur la côte à l'embouchure de l'Oued Zhour. En 1933 l'exploitation a été abandonnée a cause de l'apparition sur le marché internationale d'un kaolin de meilleure qualité. En 1951 la société Cellunaf étudia le gisement, et déposa une demande d'amodiation. Elle renonça à sa demande en 1953, les résultats des analyses ayant été juges défavorables.[2]

En 1967- 1968 une mission chinoise a réalisé des travaux topographiques (1/5000-1/2000), géologiques, minéralogiques et chimiques dans le but de trouver du kaolin en qualité et quantité permettant d'alimenter au moins une partie du marché national.

En 1969 pour le même objectif le BRGM a été chargé d'effectuer une étude minéralogique, chimique, gitologique et technologique dans le but d'estimer les réserves.

III.2.2 Situation géographique

La mine du kaolin de Tamazert se situe au Nord-Est de l'Algérie, plus précisément en petite Kabylie. Elle est limitée à l'ouest par la ville de Jijel (à 45 km vol d'oiseau), Au Nord par la mer méditerranéenne (10 km vol d'oiseau) et à l'Est par la ville de Collo (35 km) (Fig 01). [2]

Administrativement, le secteur minéralisé fait partie de la wilaya de Jijel. Le gisement de Tamazert est située à 17 km au Nord d'EL Milia. Il est entouré au Nord-ouest par le djebel Adjar. A l'Ouest par le douar Ouled Boufaa, au Sud par le douar Chefra et à l'Est par les collines d'Azarar. Le gisement est compris entre la longitude 6° 5' et la latitude boréale 36° 5'. Le douar M'Chatt, où se trouve le gisement du kaolin de Tamazert fait partie d'un massif montagneux ou cœur du massif de la Kabylie de Collo. Le point culminant de la région se trouve à 700m (Ain Sra). Les reliefs sont relativement abrupts.

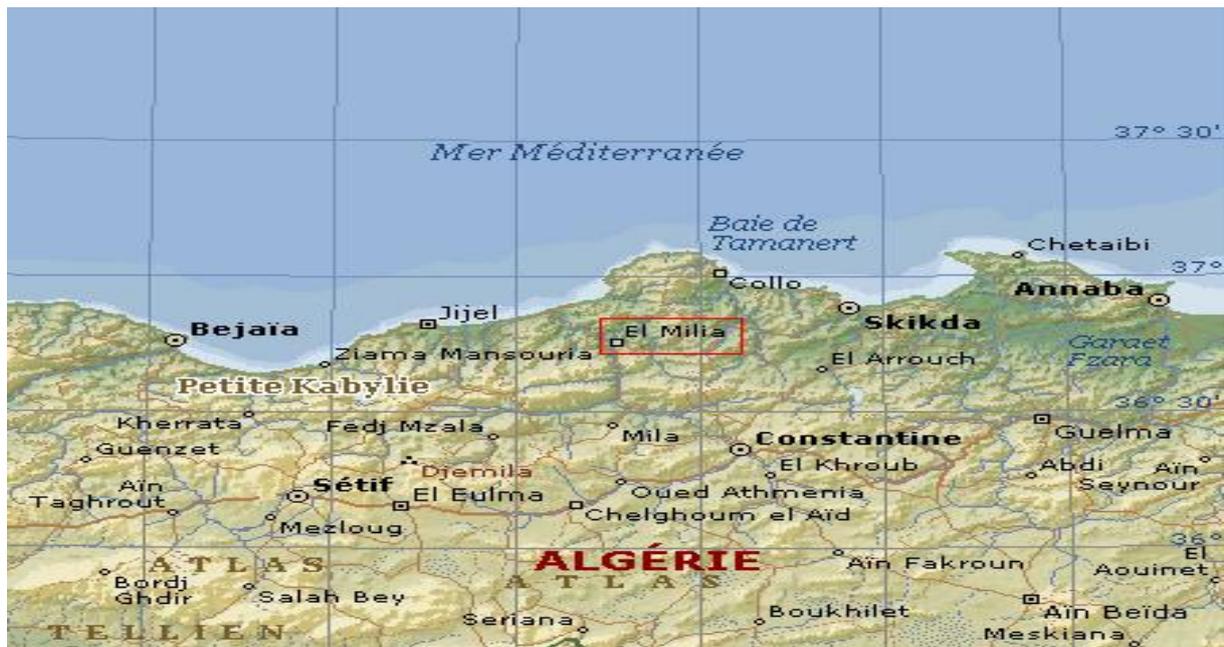


Figure III-1: Carte représentant l'emplacement de la mine du kaolin d'EL Milia

III.2.3 Cadre géologique

III.2.3.1 Géologie Locale :

Le gisement est une partie intégrante de la Petite Kabylie (Kabylie de Collo), plus précisément elle appartient à l'édifice des Beni-fergouene; (Y.MAHDJOUR, 1991).

Elle montre un dispositif structural en apparence simple mais présente des caractères structuraux et métamorphiques complexes. Dans le secteur étudié apparaît un socle cristallophyllien affecté par la tectonique. [4]

III.2 .3.2 Géologie du gisement :

Les roches encaissantes du gîte de Tamazert sont composées essentiellement de gneiss, de micaschistes et accessoirement de granites plus ou moins gneissiques.

III.2.1 .Description des affleurements :

Les corps du kaolin du Djebel Tamazert sont groupés dans une aire carrée de 2000 m de côté. Ils sont situés dans une puissante formation gneissique, d'orientation générale NE.SW à pentes moyennes dirigées vers le NW. Cette formation est flanquée sur son versant Sud par une série de micaschistes à deux micas et à grenats.

Tout le gisement résulterait de l'altération "in situ" d'un faciès gneissique qui se localise dans la partie supérieure des reliefs. Les gneiss kaolinisés ainsi engendrés peuvent contenir également des intercalations de quartzites. Ces dernières constituent généralement l'ossature des collines. [4]

Dans tout le secteur situé à l'Est du Sidi Kader, contrairement à ce que l'on observe à l'Ouest, les gneiss plongent vers le Sud. Il est possible qu'on ait affaire à deux compartiments séparés par une faille ainsi que peut le laisser supposer des roches mylonitiques observées sur le flanc Sud du Sidi Kader.

III.3. Tectonique du Secteur

La structure du gisement comme l'ensemble de la Petite Kabylie est le résultat d'une succession d'événements tectoniques qui se sont succédés depuis le paléozoïque jusqu'à nos jours. Ces phases se sont manifestées par des déformations cassantes et des déformations souples.

IV. Gîtologie :

IV.3.1.Localisation de la minéralisation :

Dans le gisement de Tamazert la minéralisation s'étend en couvertures sur les crêtes des reliefs. Avec une profondeur qui peut atteindre les 80m dans le cas du corps central.

IV.3.2.Textures et Structures du minerai :

L'observation macroscopique du minerai provenant uniquement de l'affleurement a permis de mettre en évidence les textures et les structures suivantes:

a- Texture : Celle du minerai est relativement simple. Celui-ci possède une texture sableuse à grains grossiers de quartz visibles à l'œil nu. [4]

b- Structure: L'observation macroscopique du minerai nous a permis de distinguer des structures gneissiques, rubanées et massives.

IV.3.3 .Minéralogie du minerai :

L'analyse minéralogique réalisée par des diffractions aux rayons x, sur des échantillons de kaolin provenant du corps central a permis de mettre en évidence la présence de divers minéraux.

IV.3.3.1 .La kaolinite : $\text{Al}_2 \text{Si}_2 \text{O}_5 (\text{OH})_4$

La kaolinite est l'un des principaux minéraux phylliteux qui sont caractérisés par une structure en feuillets à 7 \AA . Capable de se développer dans le plan (001) pour donner des phyllithes argileuses.

Macroscopiquement, la kaolinite se présente en masses friables écailleuses ou compactes. Les écailles et les lamelles isolées sont incolores mais les masses compactes sont blanches quelques fois avec des reflets jaunâtre, brunâtre, parfois bleuâtre. L'éclat est nacré au niveau des écailles, mat dans les masses compactes. Ce minéral est associé à la halloysite, l'illite et aux oxyde de fer. Il est plus plastique que l'halloysite et possède une cristallinité nettement supérieure à cette dernière. [4]

Parmi ses caractères distinctifs, quant elle est à l'état sec, la kaolinite apparaît en masses terreuses compactes, s'effrite facilement entre les doigts et absorbe de l'eau avec avidité. Le résultat de l'analyse aux rayons x, montre des raies nettes de la kaolinite dont les plus importantes apparaissent à : 4,461. 2,479

L'analyse thermique différentielle, montre que la kaolinite est caractérisée par la présence d'une réaction endothermique qui se manifeste à 620°C et d'une réaction exothermique apparaissant à 1010°C . La kaolinite peut être le résultat de la transformation d'argiles illitiques ou sous l'influence d'une forte action de lessivage dans des conditions de forte acidité, cette dernière peut parvenir de l'oxydation de sulfures.

IV.3.3.2. L'halloysite: $\text{Al}_2 \text{Si}_2 \text{O}_5 (\text{OH})_4 \cdot 2 \text{H}_2 \text{O}$.

C'est un minéral alumineux constitué par des feuillets identiques à ceux de la kaolinite mais ils sont séparés par une couche de deux molécules d'eau. Macroscopiquement, on la rencontre soit en masses compactes à éclat presque mat. soit sous des formes poreuses et friables.

Il est impossible de distinguer à l'œil nu les variétés friables de l'halloysite de leurs analogues kaoliniques. Par ailleurs sa présence dans le corps central a été confirmée par analyse thermique différentielle celle ci montre des réactions endothermiques à 140°C et 610°C et une autre exothermique à 985°C .

Les résultats de l'analyse aux rayons x de cette halloysite montre que leurs raies caractéristiques apparaissent à : 4,457. 2,563. Quant à son origine, l'halloysite peut être le résultat de la transformation par altération d'argiles illitiques dans des conditions d'acidité plus ou moins forte.

Outre ces minéraux forment le minerai, SONAREM (mission chinoise ,1968) (1977) ont signalé la présence d'autres minéraux identifiés par diverses méthodes analytiques (spectroscopie, analyses thermiques, analyse aux rayons x et analyses chimiques). Ces minéraux sont : illite, vermiculite, dickite, associés aux diverses catégories de kaolin.

IV.3.3.3. Illite: $Al_2 [Si_{(4-x)} Al_x] O^{10} (OH)^2 RX$

Le terme illite a été proposé par R.E GRIN (1953) pour caractériser les minéraux argileux de type mica. En effet l'illite comme la kaolinite est l'un des principaux minéraux phylliteux. Les formes dioctaédriques et trioctaédriques sont des signes distinctifs de l'illite. Ce minéral présent dans les échantillons provenant du corps central a été confirmé par la diffraction aux rayons x. Les raies les plus caractéristiquement de l'illite sont: 10,09. 4,39

IV.3.3.4 Dickite: $Al_2 Si_2 O_5 (OH)_4$

Le nom de dickite a été proposé par ROSS et KERR (1931) pour désigner ce qui était appelé précédemment dick minéral. C'est un minéral rare, lié aux gîtes hydrothermaux. Ce minéral a une composition chimique identique à celle de la kaolinite. Il n'en diffère que par la structure de son réseau. La kaolinite est reconnue comme étant triclinique, alors que la dickite est monoclinique.

IV.4.4 Les Minéraux de gangue :

Ce sont les minéraux non argileux, accompagnant souvent le minerai. Leur abondance varie d'un affleurement à un autre. Ils sont représentés par le quartz, la baryte et la calcite.

IV.4.4.1 Le Quartz : $Si O_2$

C'est le minéral le plus abondant. Il se présente sous forme de filonnets le long des fissures et des fractures profondes de 0.5 cm à 5 cm. Les cristaux sont prismatiques mais le plus souvent aplatis. Sa présence dans le minerai est probablement due à l'excès de silice qui résulte lors de la décomposition des minéraux argileux. [4]

IV.4.4.2 La baryte : $Ba So_4$

Elle se présente sous forme de groupements cristallins en crêtes de coq plurimillimétriques et en gros cristaux centimétriques lamellaires, sa couleur est blanche à brune, très dense. Et de 1 à 10 m de longueur, traversant le minerai. Ces filons dont l'ampleur est réduite, n'ont pas d'intérêt économique.

IV.4.4.3 La Calcite : $CaCo_3$

Elle est moins fréquente que le quartz et se présente sous forme de veinules remplissant les fractures et les vides dans le minerai. Elle est souvent incolore ou blanc laiteux. mais parfois colorée par des impuretés en différentes nuances (gris. jaune). Par

**CHAPITRE IV : CARACTERISATION DU KAOLIN D'EL
MILIA**

IV. Caractérisation du kaolin d'EL Milia

IV.1 Exploitation du kaolin d'EL Milia

Le gisement de kaolin de Tamazert est divisé en trois principaux corps appelés : corps centrale, le plus important en réserves, le corps nord en deuxième position et le corps sidi Kader le moins important en réserves mais celui qui présente la meilleure qualité. Ces 03 corps se présentent sous forme de lentilles qui s'étendent sur plusieurs dizaines de mètres avec une épaisseur moyenne de 20 mètres. [2]

IV.1.1 Mode d'exploitation

Le mode d'exploitation est à ciel ouvert du fait de l'affleurement du gisement de Tamazert, la méthode est jugée rentable du moment qu'elle permet la succession des travaux de découverte, de creusement et d'extraction de minerai dans un ordre bien déterminé.

IV.1.2 Extraction du kaolin :

Le kaolin exploité doit répondre à cinq critères : la blancheur, la teneur, la viscosité, la surface spécifique et l'abrasivité. Les critères les plus importants sont la blancheur et la viscosité en supposant une teneur moyenne de 13%, pour répondre à cela, l'extraction du kaolin se fait par une exploitation sélective. [2]

Les moyens nécessaires à l'exploitation sélective sont la pelle bûte à défaut la pelle retro et le bulldozer pour le ripage, le défonçage et l'ameublissement du kaolin exploité. La pelle extrait le tout-venant du kaolin par rapport sa qualité :

- kaolin destiné à l'usine de traitement.
- kaolin destiné à la céramique vaisselle.
- kaolin destiné aux carreaux sol et faïences.



Figure IV-1 : le tout-venant de kaolin de Tamazert

IV.1.3 Chargement :

Le chargement se fait à l'aide d'une pelle chargeuse sur pneu. CAT950 et accessoirement à la pelle ENMTP 9411. Comme le chargement constitue le facteur principal qui influe sur l'économie d'extraction, son choix et conditionne par :

- type de gisement (gisement a relief montagneux) ;
- productivité exigée ;
- difficulté des roches au creusement.

La productivité de la chargeuse est définie par la capacité du godet et par la durée d'un cycle de chargement. Cette dernière est liée à l'expérience de l'enginiste, dans la mine du kaolin, le temps d'un cycle pour la pelle retro ENMTP 9411 est estimé en moyenne à 30 secondes.et celui de chargeuse cat 950f est 45 secondes.[2]

IV.1.4 Transport de minerai.

Le transport du tout-venant du kaolin de chantiers de travail jusqu'à l'usine de traitement est le plus coûteux des processus d'exploitation. L'unité dispose de (03) camions de capacité 15 tonnes SNVI c260 pour le transport de minerai; le camion fait (5) rotations par poste de travail.



IV.2 Traitement du kaolin d'EL Milia

IV.2.1 Enrichissement du kaolin de Tamazert

Le kaolin exploité de la mine de Tamazert est transporté à l'usine d'enrichissement qui se trouve à 11 km de la mine, elle a été mise en production en 1994 avec une capacité de traitement de 50.000 T par an, le tout-venant du kaolin une fois arrivé à l'usine soumet un traitement pour l'amélioration de sa qualité afin de répondre aux exigences des clients. Le gisement du kaolin de Tamazert est connu pour ses différentes qualités, donc le traitement du kaolin commence par une homogénéisation sur une grande plate forme.



Figure IV-2 : figure montrant la plate de forme

Le kaolin après l'étape d'homogénéisation, il est envoyé dans une trémie de réception de 250mm qui va le transporter jusqu'au broyeur qui va réduire la granulométrie du tout-venant, après broyage le kaolin est soumis à une lévigation dans des cyclones puis filtré et décanté, pour augmenter la concentration de la kaolinite à 73 % en poids (kaolin F2) et 76 % en poids (kaolin F3). [2]

Les résidus de quartz et de mica se présentent en proportion importante (entre 15 et 20 % en poids), ainsi que des impuretés difficiles à éliminer, en particulier l'oxyde de fer trivalent, ces impuretés provoquent, lors de la cuisson, des effets de couleur (coloration grisâtre), indésirable pour certaines applications, mais qui peut dégrader aussi la réfractarité des matériaux élaborés avec ce kaolin.

Pour éliminer l'oxyde de fer, l'usine de traitement utilise le blanchiment chimique pour la production du kaolin blanchi KT3B, soit 25% de la capacité installée de l'usine.

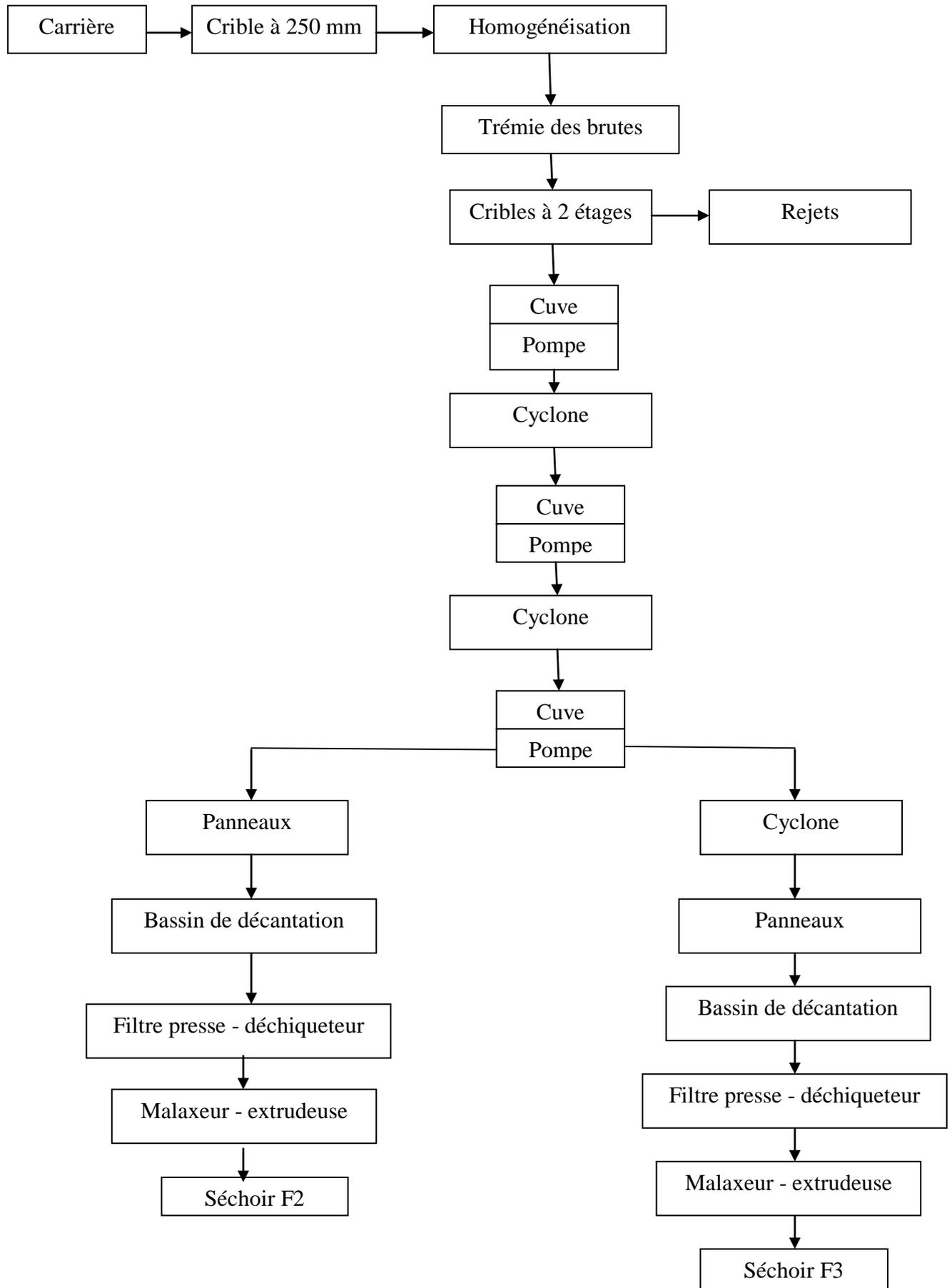


Fig. II-9 : Enrichissement du kaolin brut : lévigation par cyclone, filtration et séchage.
(Source ENOF, EI-Milia).[2]

IV.3 Le Kaolin De Tamazert (Kaolin T)

La taille du gisement du kaolin est considérable, mais la roche brute est si pauvre en kaolinite que certains n'hésitent pas à l'appeler sable de Tamazert, précisément à cause de la concentration très élevés en quartz.

La roche primaire, du feldspath orthose, s'est décomposée en donnant différents minéraux, principalement de la silice libre, du mica, de la kaolinite et des impuretés d'oxydes métalliques, avec une proportion appréciable d'oxyde de fer, ce qui contrarie son utilisation par l'industrie locale. La qualité de ce kaolin, à l'état brut, est donc très médiocre.[8]

IV.3.1 Le Kaolin T brut

Le kaolin brut est un mélange de plusieurs minéraux. Dans les spectres de diffraction des RX, les minéraux suivants apparaissent, par ordre de décroissance de l'intensité des raies: d'abord le Quartz SiO_2 ($\approx 50\%$ en poids), dont les raies sont de loin les plus intenses, puis la Muscovite $\text{K}_2\text{O}_3\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ($\approx 28\%$ en poids), de la famille des Micas, ensuite la Kaolinite $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ($\approx 18\%$ poids), avec des raies larges mais peu intenses, enfin le Feldspath orthose (quelques pourcentage assez variable) avec des raies de faibles intensités.

L'analyse chimique révèle, en plus, la concentration des impuretés d'oxydes métalliques qui varie de 3 à 5% en poids, et dont la principale impureté est l'oxyde de fer qui peut dépasser 2% en poids (tableau 2).[8]

Tableau IV-1 : *Composition chimique du kaolin de Tamazert brut (% en poids).*

P.F	SiO_2	Al_2O_3	FeO_3	TiO_2	CaO	MgO	K_2O	Na_2O
5.32	71.57	18.48	0.58	0.15	0.22	0.26	3.15	0.10

P.F : Perte au feu à 1000°C

IV.3.2 Les Différentes phases du kaolin T brut

Le kaolin de Tamazert brut ne peut être analysé en l'état car les diffractogrammes des RX comportent alors l'ensemble des raies des différentes phases présentes ce qui entraînent des chevauchements et des interférences entre les différentes raies. Il est possible d'utiliser des méthodes simples de traitement du minéral brut, qui fournissent des phases plus enrichis en minéraux principaux et des spectres de diffraction des RX plus exploitables.[8]

Les méthodes utilisées consistent en un tamisage mécanique et une lévigation. Ces méthodes ayant une efficacité limitée, nous aboutissons non pas à une séparation complète des phases mais plutôt à un enrichissement qui est une étape intermédiaire. La séparation totale nécessite les méthodes physiques de flottaison à l'aide d'un liquide lourd de densité voulue, le triage électrolytiques ou le triage électromagnétique.

La méthode de lévigation, utilisée sur une quantité assez importante de kaolin brut (= 100 kg) a donné les résultats suivants après étuvage à 100°C (perte de l'eau de gâchage): phase enrichi (en kaolinite): 29,6% Résidu: 70,4% La deuxième méthode utilisée est un simple tamisage (0,5mm) appliquée au résidu et qui a donné les résultats suivants:

- Gros matériaux (> 0,5 mm): 45%.
- Fins matériaux (< 0,5 mm): 25,4%.

Le minéral prépondérant est le quartz qui est surtout présent dans le résidu sous la forme de grains moyens et gros. Le mica muscovite et la kaolinite constituent les fractions les plus fines du matériau.[8]

Le fichier A.S.T.M nous permet de comparer le spectre de chaque minéral avec celui enregistré. La kaolinite est de type It (fichier ASTM14-164) de formule brute : $Al_2(OH)_4Si_2O_5$. Le mica est de type muscovite dont le formule brute est $KAl_2Si_3AlO_{10}(OH)_2$. En fait nous sommes en présence de deux micas de la famille de la muscovite.

Le premier est une solution solide où les atomes de Fe ou Mg sont en substitution de l'Al, alors que le Na substitue le K: la formule serait alors : $(K, Na)(Al, Mg, Fe)Si_3AlO_{10}(OH)_2$ (muscovite 3T fichier ASTM: 7-042).

Le second est une muscovite pure avec cependant certains radicaux OH remplacés par l'ion F : $KAl_2(Si_3Al)O_{10}(OH,F)_2$ (muscovite 2M1 fichier ASTM: 6-0263a).

Il apparaît très aisé d'enrichir, relativement, le kaolin de Tamazert, en extrayant une grande partie du quartz, qui constitue les fractions les plus grosses du matériel Par un simple tamisage de 0,5mm d'ouverture. La séparation du mica, qui semble contenir en solutions solides les éléments nuisibles (essentiellement l'oxyde de fer) à la qualité de la céramique, nécessiterait par contre des techniques plus élaborées.

IV.3.3 Conclusion

Ces analyses préliminaires ont permis de mettre en évidence le fait que le kaolin de Tamazert provient d'un gisement initial de feldspath qui s'est transformée partiellement en kaolinite. Le résidu de feldspath est important dans ce kaolin. L'argile grise provient d'un gisement où le feldspath initial s'est transformé en mica et kaolinite avec une grande quantité de quartz.[8]

CHAPITRE V : PARTIE EXPERIMENTALE

V. Partie expérimentale

V.1 Introduction

Cette partie consiste à traiter le tout-venant du kaolin ramené des différents gradins de la mine de EL Milia, commençant par la préparation mécanique, l'analyse granulométrique, le broyage, et enfin la séparation de kaolin par blanchiment chimique, séparation magnétique et par flottation afin d'avoir un kaolin d'une blancheur meilleur pour répondre aux exigences de l'industrie des céramiques et des papiers.

V.2 Préparation mécanique

V.2.1 Concassage

Le concassage a été effectué à l'aide d'un concasseur à mâchoires du laboratoire de minéralurgie de l'Ecole Nationale Polytechnique. Ce concasseur permet de réduire un échantillon de 0-100 mm jusqu'à 0-5mm.



Figure V-1 : concasseur à mâchoires

Vu que la grandeur des tout venants ramenés de la mine était entre 0 à 200mm, alors il fallait commencer par un concassage préalable des échantillons avant de les faire passer par le concasseur à mâchoires. En fait, et à cause de non disponibilité d'un autre concasseur fonctionnel d'une ouverture plus grande que celle du concasseur à mâchoires, cette tâche a été réalisée en utilisant un simple marteau qui nous a permis de réduire la taille des blocs jusqu'à la valeur d'ouverture de notre machine.

V.2.2 Broyage

A la sortie du concasseur, et après avoir réduit la taille des touts venants des trois quartiers ainsi que celle des stériles jusqu'à moins de 3,15mm, l'étape suivante consiste à réduire encore la grandeur des grains jusqu'à une certaine granulométrie afin de pouvoir effectuer les essais de flottation, séparation magnétique et blanchiment chimique qui exigent une certaine granulométrie.

Dans le but d'atteindre la grandeur voulue, le broyage a été effectué à l'aide d'un broyeur à boulets du laboratoire de minéralurgie de l'Ecole Nationale Polytechnique. Ce dernier permet d'avoir des granulométries allant jusqu'à moins de 40 μ m.



Figure V-2: Broyeur à boulets

V.3 Echantillonnage

L'échantillonnage est l'opération qui permet d'obtenir plusieurs échantillons représentatifs à partir d'un seul échantillon primaire en le divisant suivant des procédures bien précises ou bien en utilisant des machines conçues spécialement pour ça.

Cette étape est très importante dans une opération de valorisation, car c'est à partir de la qu'on peut juger la fiabilité des résultats en fonction de la manière de l'effectuer. Il s'agit d'une phase décisive du travail, car seul le bon échantillonnage assure la représentativité de l'échantillon et donc la conservation des propriétés initiales du tout venant.

On distingue les méthodes suivantes :

V.3.1 Quartage manuel

Le minerai doit être disposé sur une surface plane en formant un parallélépipède de faible épaisseur. Après brassage, il est partagé en quatre quarts équitables, dont deux quarts opposés vont constituer l'échantillon. Le reste constituera un stock témoin.

Il est aussi possible de procéder en formant un cône qui sera aplati par la suite de manière à obtenir un cylindre de faible épaisseur. La prise de l'échantillon et la manière de la faire est la même que celle décrite précédemment, par deux axes perpendiculaires.

On réitère l'opération jusqu'à atteindre la quantité voulue.[5]



Figure V-3 : Quartage manuel étape 1



Figure V-4 : Quartage manuel étape 2



Figure V-5: Quartage manuel étape 3

V.3.2 Diviseur rotatif

C'est une opération qui consiste à diviser une quantité de minerai donnée en plusieurs parties représentatives et homogènes en utilisant un appareil spécifique qu'on nomme le diviseur rotatif. Le minerai est déposé sur une goulotte d'alimentation de vitesse réglable qui permet de transporter le minerai vers la couronne dont la vitesse de rotation est réglable à son tour. Cette dernière est responsable de la répartition de l'échantillon sur les récipients. A la fin de l'opération, tous les récipients sont homogènes et représentatifs et peuvent être objet d'analyses et diverses manipulations nécessaires.



Figure V-6 : Diviseur rotatif

V.4 Analyse granulométrique

V.4.1 Introduction

L'analyse granulométrique est l'opération qui consiste à faire passer une masse connue de minerais à travers une série de tamis dont les ouvertures suivent des lois conformément aux normes afin de connaître la distribution granulométrique de l'échantillon. Elle est préalablement nécessaire, dans le but de connaître le comportement de la roche lors du concassage, c'est-à-dire sa tendance à suivre un comportement bien précis que se soit la fragmentation en des classes de fines particules, ou bien l'abondance des classes de gros grains, en fonction de la constitution des grains et leurs dureté.

V.4.2 Courbes granulométriques

L'analyse est effectuée par tamisage à l'aide d'une série de tamis Retsch ISO 3310, sur une tamiseuse Retsch AS200.

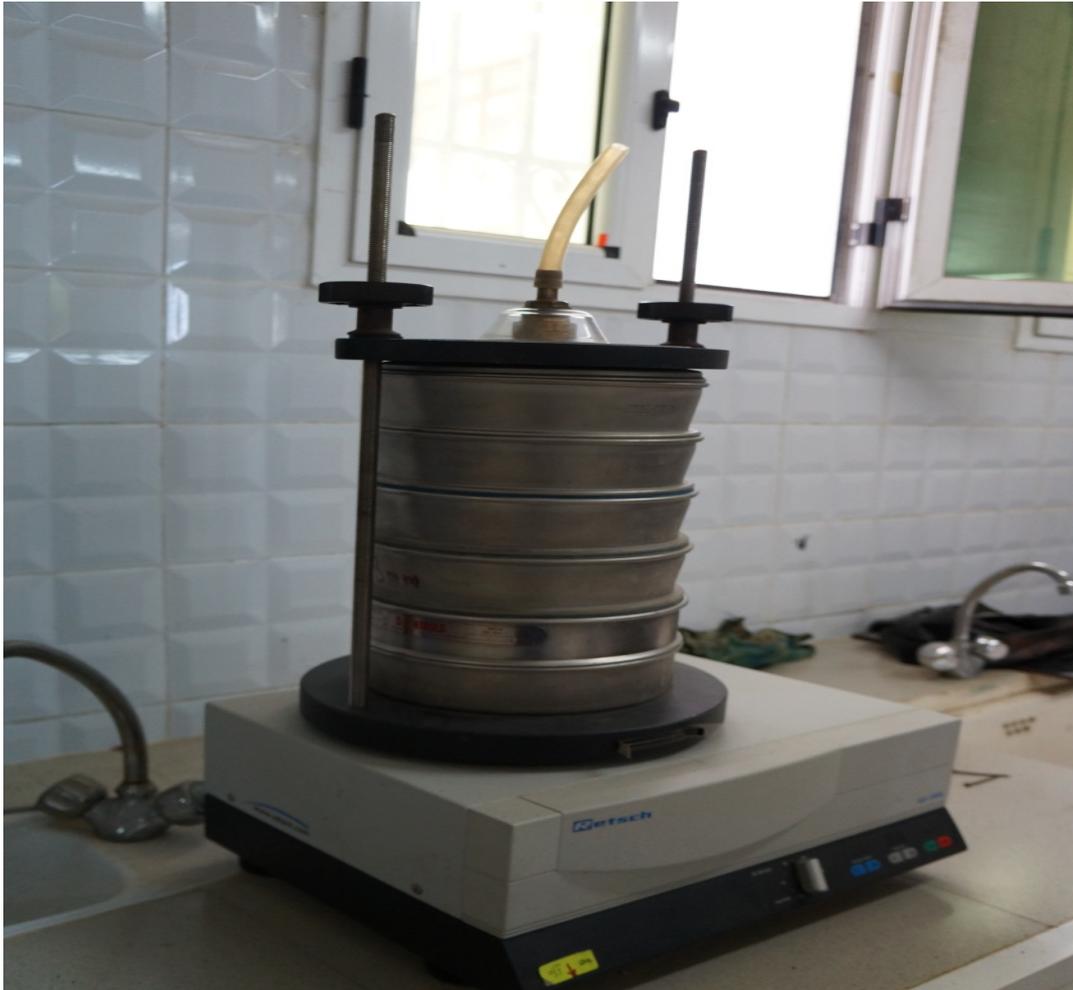


Figure V-7 : Tamiseuse

Le choix des tamis s'est fait à partir de la formule $D_{inf} = D_{sup} / 1,189$ représentant la série normalisée américains de tamis Tyler [5]

Où D_{sup} : est l'ouverture du premier tamis de la colonne

D_{inf} : est l'ouverture du tamis suivant.

Le tamisage a été effectué en 3 séries de 5 tamis chacune, sur une durée de 20 mn.

Le premier tamis a une ouverture de 3.15 mm.

Les résultats sont représentés dans le tableau suivant :

L'analyse est faite sur un échantillon de masse initiale de 1000g :

Tableau V-1 : Analyse granulométrique exprimée en gramme

classe (mm)		kaolin de Tamazert	
min (mm)	Max (mm)	refus (g)	passant (g)
3,15	/	96	904
2,5	3,15	64	840
2	2,5	77	763
1,6	2	83	680
1,25	1,6	73	607
1	1,25	78	529
0,8	1	37	492
0,63	0,8	59	433
0,5	0,63	46	387
0,4	0,5	40	347
0,315	0,4	36	311
0,25	0,315	41	270
0,2	0,25	70	200
0,16	0,2	56	144
0,1	0,16	83	61
0,08	0,1	19	42
/	0,08	23	19

Tableau V-2 : Analyse granulométrique exprimée en pourcentage

classe (mm)		kaolin de Tamazert	
Min (mm)	Max (mm)	Refus cumulé (%)	Passant (%)
3,15	/	10	90
2,5	3,15	16	84
2	2,5	24	76
1,6	2	32	68
1,25	1,6	39	61
1	1,25	47	53
0,8	1	51	49
0,63	0,8	57	43
0,5	0,63	61	39
0,4	0,5	65	35
0,315	0,4	69	31
0,25	0,315	73	27
0,2	0,25	80	20
0,16	0,2	86	14
0,1	0,16	94	6
0,08	0,1	96	4
/	0,08	98	2

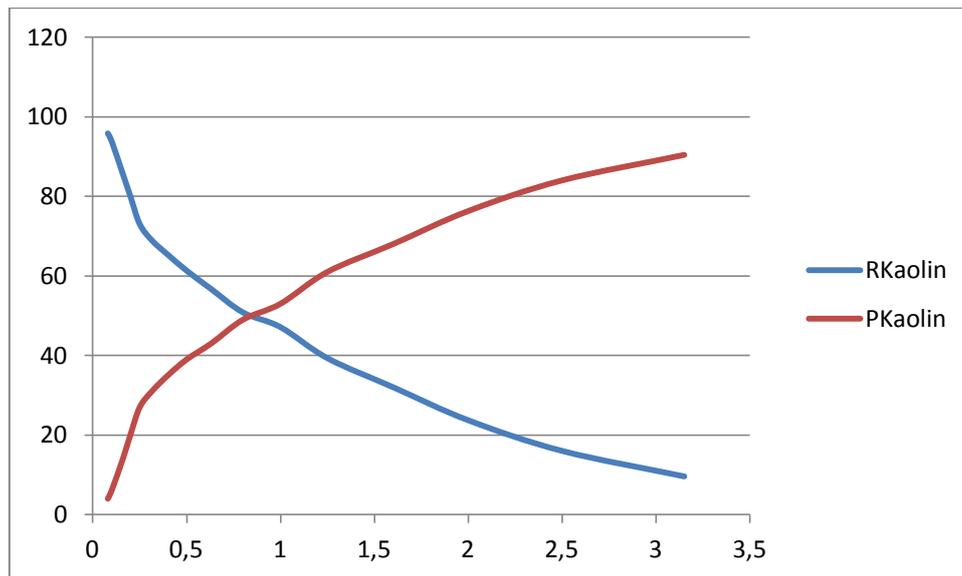


Figure V.7 : Courbe granulométrique des passants et du refus du tout-venant du kaolin en fonction des diamètres des tamis.

V.4.3 Interprétation des résultats

La figure V.7 qui représente les courbes des refus et des passants par rapport les diamètres des tamis utilisés, ces courbes vont nous permettre de connaître le comportement de la roche que ça soit si elle est dure ou friable.

On constate premièrement, d’après le tableau 2 qu’il ya une répartition parfaite des passants sur les tout les tamis utilisés et même choses pour les refus, chose qui est expliqué par les différents composants du tout-venant de kaolin.

On remarque aussi d’après la figure V.7 que le kaolin est réparti principalement entre les grandes granulométries et les fines, cette remarque confirme la précédente ou on peut dire que le kaolin d’EL Milia est hétérogène, qui contient des formations dures et massives.

V.5 Séparation magnétique :

Comme il a été précédemment dit, la valorisation des minéraux par séparation magnétique est une méthode grandement utilisée en industrie, car elle ne demande pas d’autre préparation qu’un concassage et un éventuel broyage. En revanche, son principal inconvénient c’est sa grande consommation d’électricité.

V.5.1 Séparateur magnétique :

Nous avons disposé au niveau du laboratoire de l’ENP d’un séparateur magnétique de type KHD Humboldt Wedag.



Figure V-8: Photo d'un séparateur magnétique.

V.5.2 Mode opératoire

La séparation magnétique consiste à mettre une masse de tout venant dans la boîte d'alimentation du séparateur magnétique et assurer ensuite une bonne vibration afin de permettre au minerai de se déplacer vers le tambour du séparateur, qui va ensuite séparer la fraction magnétique et la fraction non-magnétique selon la différence de susceptibilité des différents minéraux qui composent le kaolin d'EL Milia comme le Fe_2O_3 et le TiO_2 qui diminuent la blancheur du produit fini. Après avoir effectué la préparation mécanique du tout-venant on a choisit de séparer les classes granulométriques suivants :

Tableau V-3 : Classe granulométrique des échantillons à séparer

code d'essai	masse initiale (g)	classe granulométrique
SM1	50	$[-250 ; +200]\mu m$
SM2	50	$[-200 ; +125]\mu m$
SM3	50	$[-125 ; +100]\mu m$
SM4	50	$[-100 ; +40]\mu m$
SM5	50	$[-40]\mu m$
SM6	50	$[-250 ; +200]\mu m$
SM7	50	$[-200 ; +125]\mu m$
SM8	50	$[-125 ; +100]\mu m$
SM9	50	$[-100 ; +40]\mu m$
SM10	50	$[-40]\mu m$
SM11	50	$[-50]\mu m$
SM12	50	$[-71]\mu m$
SM13	50	$[-80]\mu m$
SM14	50	$[-100]\mu m$
SM15	50	$[-200]\mu m$

En met une quantité de 50g du tout-venant dans la boîte d'alimentation du séparateur et on fait varier l'ampérage pour chaque essais afin d'obtenir un meilleur rendement de séparation,

à la fin de la séparation on pèse la fraction non-magnétique et la fraction magnétique. Il faut noter que pour chaque essai on utilise les ampérages et les voltages suivants :

Tableau V-4 : l'ampérage et le voltage de chaque essai

<i>code d'essai</i>	<i>classe granulométrique</i>	<i>ampérage (A)</i>	<i>voltage (V)</i>
SM1	[-250 ; +200]µm	10	58
SM2	[-200 ; +125]µm	10	58
SM3	[-125 ; +100]µm	10	58
SM4	[-100 ; +40]µm	10	58
SM5	[-40]µm	10	58
SM6	[-250 ; +200]µm	12,5	78
SM7	[-200 ; +125]µm	12,5	78
SM8	[-125 ; +100]µm	12,5	78
SM9	[-100 ; +40]µm	12,5	78
SM10	[-40]µm	12,5	78
SM11	[-50]µm	13	75
SM12	[-71]µm	13	75
SM13	[-80]µm	13	75
SM14	[-100]µm	13	75
SM15	[-200]µm	13	75

V.5.3 Résultats et interprétations

V.5.3.1 Résultats

Après avoir effectué les essais de séparation magnétique on a obtenu les résultats suivants :

Tableau V-5 : récupération des fractions magnétiques et non-magnétiques

code d'essai	classe granulométrique	récupération FNM (g)	récupération FM (g)
SM1	[-250 ; +200]µm	44	0,55
SM2	[-200 ; +125]µm	48	0,13
SM3	[-125 ; +100]µm	46	0,09
SM4	[-100 ; +40]µm	46	0,07
SM5	[-40]µm	47	0,04
SM6	[-250 ; +200]µm	46	0,19
SM7	[-200 ; +125]µm	46	0,12
SM8	[-125 ; +100]µm	45	0,08
SM9	[-100 ; +40]µm	47	0,03
SM10	[-40]µm	45	0,06
SM11	[-50]µm	46	0,0068
SM12	[-71]µm	48	0,0200
SM13	[-80]µm	48	0,025
SM14	[-100]µm	48	0,058
SM15	[-200]µm	48	0,134

Les résultats des rendements pondéraux des essais de séparation magnétique effectuée sont les suivants :

code d'essai	classe granulométrique	rendement pondérale	rendement pondérale
SM1	[-250 ; +200] μm	88%	1,100%
SM2	[-200 ; +125] μm	96%	0,260%
SM3	[-125 ; +100] μm	92%	0,180%
SM4	[-100 ; +40] μm	92%	0,140%
SM5	[-40] μm	94%	0,080%
SM6	[-250 ; +200] μm	92%	0,380%
SM7	[-200 ; +125] μm	92%	0,240%
SM8	[-125 ; +100] μm	90%	0,160%
SM9	[-100 ; +40] μm	94%	0,060%
SM10	[-40] μm	90%	0,12%
SM11	[-50] μm	92%	0,014%
SM12	[-71] μm	96%	0,040%
SM13	[-80] μm	96%	0,050%
SM14	[-100] μm	96%	0,116%
SM15	[-200] μm	96%	0,268%

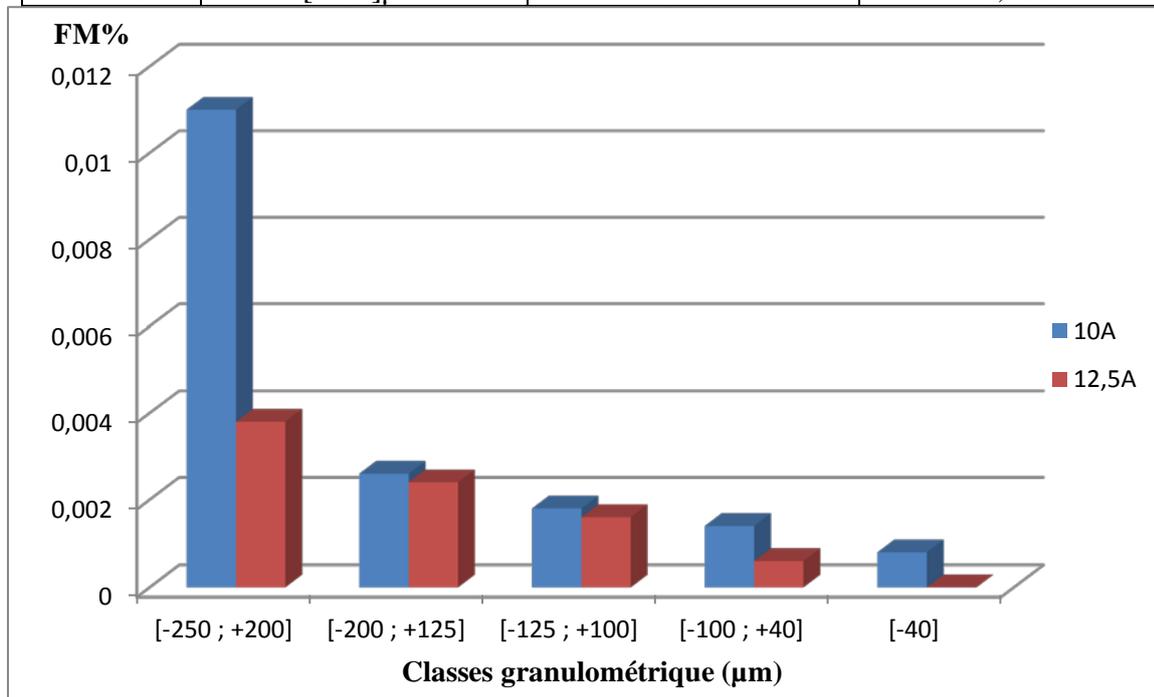


Figure V-9 : Histogramme des répartitions des fractions magnétiques FM% après séparation magnétique sous différentes intensités

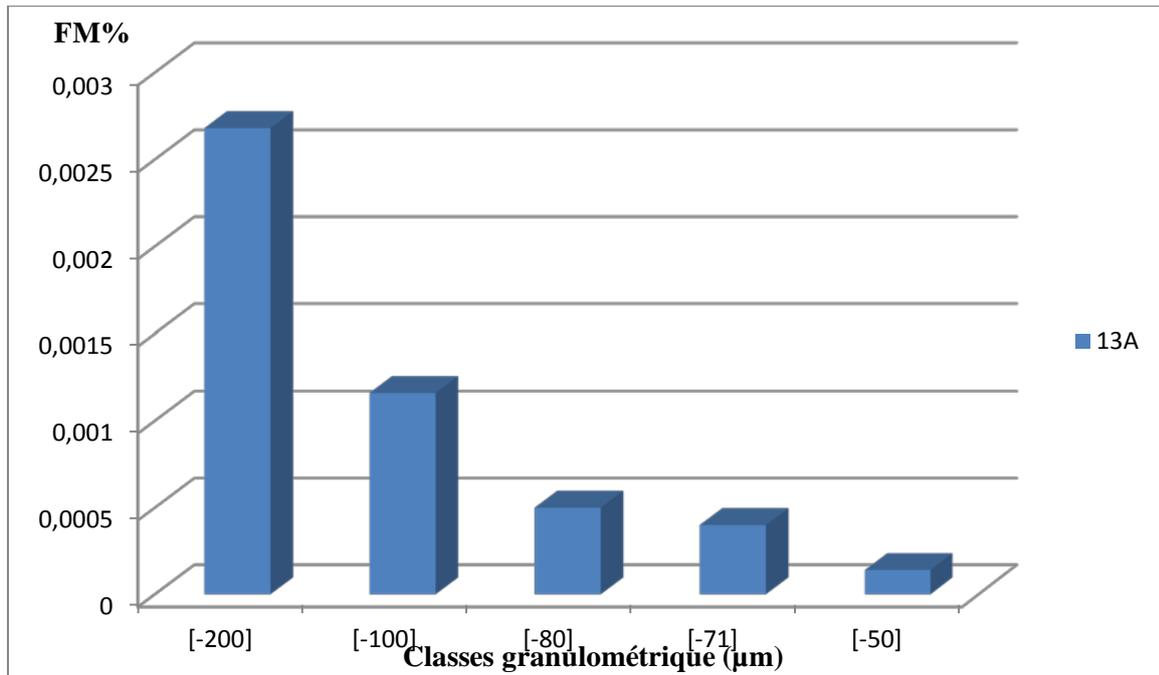


Figure V-10 : Histogramme des répartitions des fractions magnétiques FM% après séparation magnétique

On remarque d’après la figure 14 que la fraction magnétique est beaucoup plus importante dans les classes supérieures à 200µm, et elle diminue en concordance avec la diminution des classes granulométriques comme la classe -40 µm qui a donné une récupération de 0.08%.

On constate aussi que l’augmentation de l’intensité du courant ne change rien en matière de récupération de la fraction magnétique.

V.5.3.2 Interprétation

Le meilleur rendement de séparation des fractions magnétiques et pour les classes qui sont supérieures à 200µm, chose qui est normale vu que c’est la meilleure maille de libération du la structure du kaolin.

L’augmentation du de l’intensité du courant n’est pas un facteur essentiel pour la récupération des fractions magnétique, chose qui peut être expliquée par le taux d’humidité élevé.

V.6 Blanchiment chimique :

Comme il a été dit auparavant, le blanchiment chimique est l'une des méthodes de valorisation les plus utilisées en industrie, notamment parce qu'elle permet d'éliminer des éléments nuisible qui sont associés dans la structure du kaolin qui sont le Fe_2O_3 et le TiO_2 , et qu'elle ne nécessite pas des installations trop importantes.

Pour cela on a choisi les classes granulométriques suivantes : $80\mu m$; [-100 ; +50] qui seront le sujet de nos essais de blanchiment chimique.

On a choisi d'effectuer 10 essais de blanchiment chimique pour la classe $80\mu m$ et 3 essais pour la classe [-100 ; +50] μm avec une quantité de 40g par essai.

V.6.1 Préparation des réactifs

Pour un meilleur fonctionnement du blanchiment chimique il est très important de mettre les paramètres essentiels pour le bon déroulement des essais, commençant par le choix d'acide, la concentration de l'acide, la température et le temps des essais.

Notre choix pour les acides s'est porté pour l'acide oxalique et l'acide sulfurique après des recherches effectuées sur les différents types des agents de blanchiment et leurs efficacités.

Pour l'acide oxalique on a préparé des solutions des différentes concentrations à partir de l'état solide par dilution, pour l'acide sulfurique on a effectué aussi une dilution, les concentrations des acides sont les suivants :

1) Acide oxalique :

Tableau V-6 : les différents paramètres des essais de blanchiment

code d'essai	masse initiale (g)	classe granulométrique	Température (°C)	Temps (H)	Concentration de l'acide
BC1	40	$80\mu m$	50	1	0,1 M
BC2	40	$80\mu m$	70	2	0,1M
BC3	40	$80\mu m$	70	2	0,35M
BC4	40	$80\mu m$	80	3	0,35M
BC5	40	$80\mu m$	90	3	0,5M
BC6	40	$80\mu m$	100	4	0,5M
BC7SM6	20	$80\mu m$	70	1	0,35M
BC8F9	20	$80\mu m$	70	1	0,5M
BC9SM9	20	$80\mu m$	70	1	0,35M
BC10F8	20	$80\mu m$	70	1	0,5M

2)Acide sulfurique :

Pour l'acide sulfurique plusieurs essais on été effectués au sein de laboratoire de minéralurgie, on variant les paramètres de concentration de l'acide, la température et le temps des essais [6].

a) Paramètre de concentration :

Tableau V-7 : Paramètre de concentration

code d'essai	masse initiale (g)	classe granulométrique	Concentration de l'acide
BC11	30	[-100 ; +50] µm	0,1 M
BC12	30	[-100 ; +50] µm	0,5M
BC13	30	[-100 ; +50] µm	1M
BC14	30	[-100 ; +50] µm	1,5M
BC15	30	[-100 ; +50] µm	2M
BC16	30	[-100 ; +50] µm	3M
BC17	30	[-100 ; +50] µm	4M
BC18	30	[-100 ; +50] µm	5M
BC19	30	[-100 ; +50] µm	6M

b) Paramètre du temps :

Tableau V-8 : paramètre du temps

code d'essai	masse initiale (g)	classe granulométrique	Temps de l'essai (mnt)
BC20	30	[-100 ; +50] µm	30
BC21	30	[-100 ; +50] µm	60
BC22	30	[-100 ; +50] µm	90
BC23	30	[-100 ; +50] µm	120
BC24	30	[-100 ; +50] µm	150
BC25	30	[-100 ; +50] µm	180

c) Paramètre de la température :

Tableau V-9 : Paramètre de température

code d'essai	masse initiale (g)	classe granulométrique	Température de l'essai (°C)
BC26	30	[-100 ; +50] µm	30
BC27	30	[-100 ; +50] µm	45
BC28	30	[-100 ; +50] µm	60
BC29	30	[-100 ; +50] µm	75
BC30	30	[-100 ; +50] µm	90
BC31	30	[-100 ; +50] µm	105

V.6.2 Matériels utilisés

Pour les essais du blanchiment chimique on a utilisé le matériel suivant :



Figure V-12 : plaque chauffante



Figure V-11 : agitateur magnétique

V.6.3 Mode opératoire

Après avoir préparé les échantillons et les réactifs chimiques, on pèse des différentes quantités du tout-venant, on met l'échantillon dans un bécher qui contient déjà l'acide de blanchiment pour un rapport de liquide-solide : 4/1.

On pose le bécher sur une plaque chauffante pour avoir les différentes températures voulu, et on mélange tout par un agitateur électrique, il faut noter que toute l'opération de blanchiment est effectuée sous une hôte pour aspirer les gaz dégagés.

Une fois terminer l'étape du blanchiment, le produit récupéré est mis dans un entonnoir pour la filtration, l'échantillon filtré est mis dans une étuve pour une étape de séchage.

V.6.4 Résultats et interprétations

- **Résultats :**

Le contrôle des résultats des essais est une étape très primordiale pour le traitement de minerai, pour cela notre contrôle portera sur le degré de blancheur pour les dix (10) premiers essais, le pourcentage de fer et aussi contrôlé pour les autres quinze (15) essais, puisque le fer et l'élément nuisible pour la blancheur du kaolin.

1) Contrôle du degré de blancheur :

Le contrôle du degré de la blancheur est fait à l'œil nue et ça est du au faute de moyen on terme de matériel de caractérisation des minerai au niveau du laboratoire de minéralurgie, Pour les résultats de quelques essais on a eu les photos suivantes :

a) Résultats des essais de blanchiment:



Figure V-13 : Tout-venant avant blanchiment



Figure V-14 : Essai BC2 après blanchiment

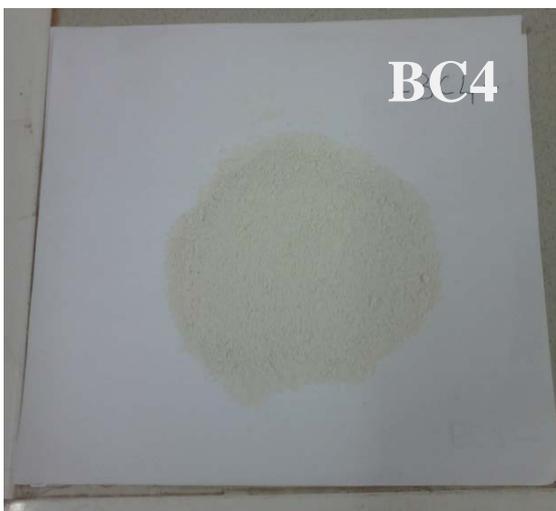


Figure V-15 : Essai BC4 après blanchiment



Figure V-16: Essai BC5 après blanchiment



Figure V-18 : Essai BC9SM9 après blanchiment



Figure V-17 : Essai BC8F9 après blanchiment

• **Interprétations des résultats de blancheur :**

D’après les figures précédentes on constate clairement une amélioration importante de la blancheur du kaolin, néanmoins que le degré de blancheur varie d’un essai à l’autre ou les essais BC9SM9 et BC8F8. Par contre, les essais BC2 et BC5 sont moins blanc.

La variation du degré de blancheur dépend de plusieurs paramètres commençant par la concentration de l’acide, le temps de l’essai et la température. Cependant l’augmentation de la concentration de l’acide et la température augmente la blancheur, par contre le temps détermine le degré de blancheur du kaolin.

2) Contrôle du pourcentage du fer :

La détermination du pourcentage du fer est faite par la complexométrie. Cette méthode a pour but de mettre en évidence les teneurs de la silice et des oxydes de fer après une attaque tri-acide. Les essais de contrôle ont été réalisés sur les (21) échantillons résultant des essais de blanchiment chimique, il faut noter que le pourcentage du fer du tout venant est de l’ordre de 0.471%, les pourcentages du fer sont les suivants :[6]

a) Paramètre de concentration :

code d'essai	% fer avant blanchiment	% fer après blanchiment	Concentration de l'acide
BC11	0,471%	0.093%	0,1 M
BC12	0,471%	0.098%	0,5M
BC13	0,471%	0.314%	1M
BC14	0,471%	0.135%	1,5M
BC15	0,471%	0.094%	2M
BC16	0,471%	0.104%	3M
BC17	0,471%	0.09%	4M
BC18	0,471%	0.091%	5M
BC19	0,471%	0.194%	6M

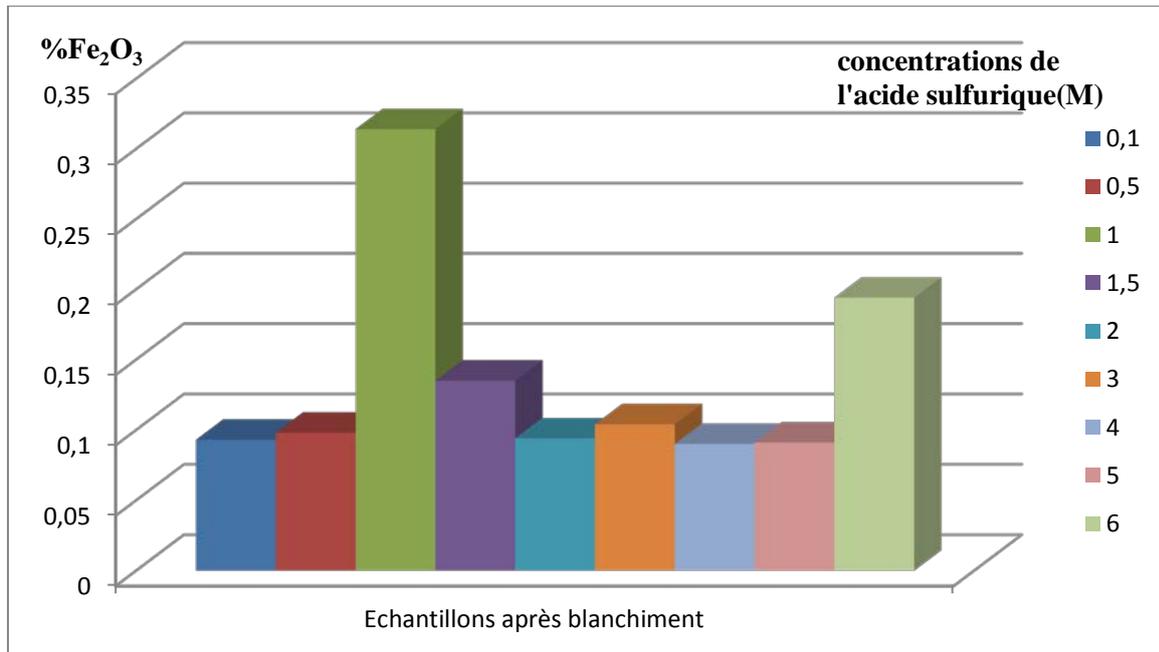


Figure V-19: histogramme, portant sur la variation du % du Fe₂O₃ en fonction des concentrations de l'acide

a) Paramètre du temps :

Tableau V-10 : Résultats de % de fer après flottation

code d'essai	% fer avant blanchiment	% fer après blanchiment	Temps de l'essai (mnt)
BC20	0,471%	0.074	30
BC21	0,471%	0.063	60
BC22	0,471%	0.0109	90
BC23	0,471%	0.059	120
BC24	0,471%	0.12	150
BC25	0,471%	0.057	180

Il faut noter que le choix de la concentration de l'acide est fait à partir du meilleur résultat précédent.[6]

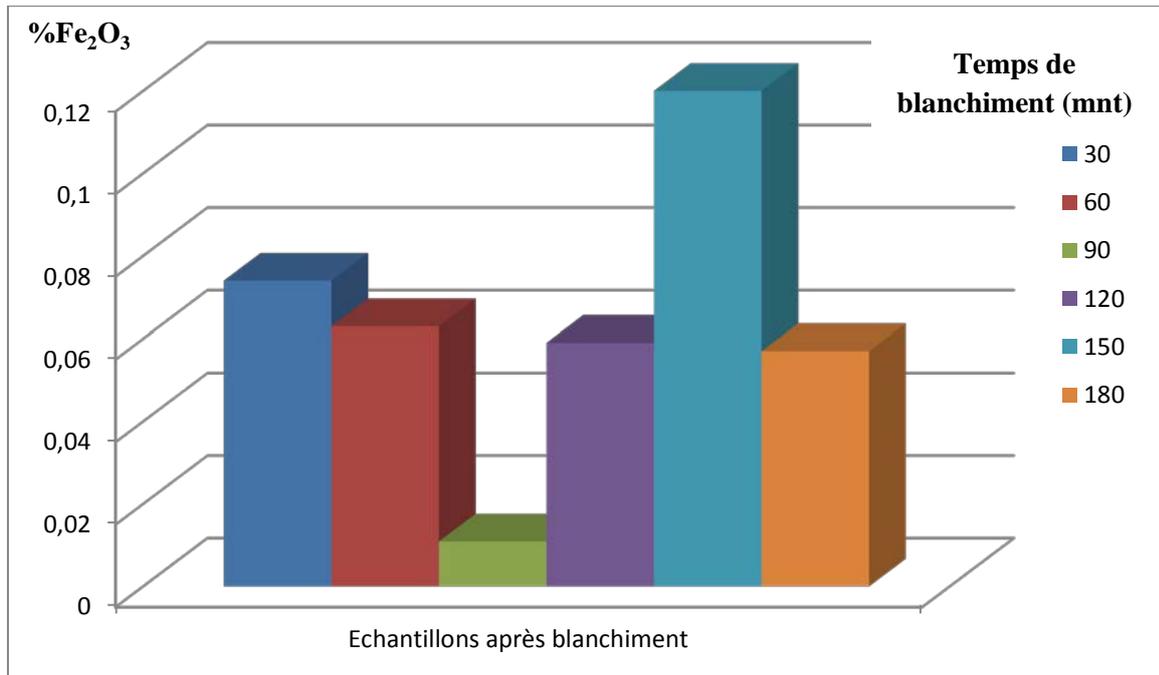


Figure V-20 : histogramme, portant sur la variation du % du Fe₂O₃ en fonction du temps de blanchiment

a) Paramètre de la température :

Tableau V-11 : Résultats % de fer après flottation

code d'essai	% fer avant blanchiment	% fer après blanchiment	Température de l'essai (°C)
BC26	0,471%	0.007	30
BC27	0,471%	0.006	45
BC28	0,471%	0.005	60
BC29	0,471%	0.001	75
BC30	0,471%	0.0012	90
BC31	0,471%	0.0005	105

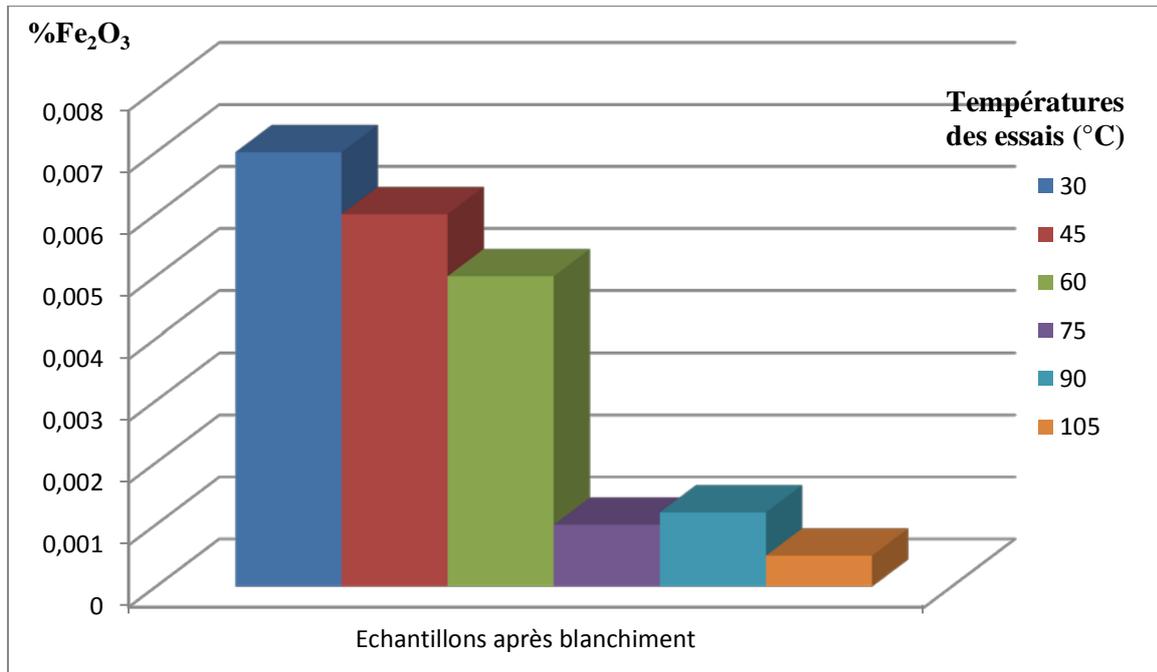


Figure V-21 : Histogramme, portant sur la variation du % du Fe₂O₃ en fonction des températures de blanchiment

• **Interprétations des résultats :**

Suite aux essais de blanchiment effectués avec l'acide sulfurique on a constaté que les facteurs de temps, température et concentration de l'acide jouent un rôle essentiel pour la variation du pourcentage du fer.

Pour le facteur de la concentration de l'acide on a remarqué que l'augmentation de cette dernière réduit le pourcentage du fer, Pour l'effet du temps on n'a enregistré une réduction du pourcentage du fer. Par contre, l'augmentation de la température a contribué à l'élimination du fer. Pour conclure on dit que :

- ✓ L'augmentation de la température réduit le pourcentage du fer du kaolin d'EL Milia
- ✓ L'augmentation de la concentration de l'acide de blanchiment diminue le pourcentage du fer.
- ✓ Le facteur du temps ne contribue pas à l'élimination du fer.
- ✓ En terme de blancheur l'acide oxalique est le mieux adapté par rapport l'acide sulfurique

V.7 Flottation

Comme il a été dit précédemment, la flottation est l’une des méthodes de séparations les plus utilisées en industrie, notamment parce qu’elle permet des taux de récupération élevés pour de faibles teneurs et de petites granulométries, et qu’elle ne nécessite pas des installations trop importantes.

V.7.1 Préparation des échantillons

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

Pour cela on a choisi les classes granulométriques suivantes qui seront le sujet de nos essais de flottations :

Tableau V-12 : classes granulométriques des essais

Code d'essai	Classe granulométrique
F1	[-250 ; +200]µm
F2	[-200 ; +125]µm
F3	[-125 ; +100]µm
F4	[-100 ; +40]µm
F5	[-40]µm
F11	[-50]µm
F12	[+71 ; -80]µm
F13	[+80 ; +100]µm
F14	[+100 ; -200]µm

Afin de préparer ces quantités, on a effectué un broyage suivi de tamisage pour chaque classe jusqu’à l’obtention des quantités suffisantes.

V.7.2 Mode opératoire

La cellule de flottation (type Denver D12) doit être remplie d'eau distillée, puis on ajoute le minerai de façon à obtenir une pulpe d'environ 25% en solide. Dans notre cas, l'essai comprend 250g de minerai pour 1L d'eau distillée.

Les essais de flottations comprennent plusieurs paramètres qui peuvent influencer sur la qualité du concentré ou bien du produit de la cellule.

Notre travail est dirigé selon trois variantes principales, dont chacune est caractérisée par l'utilisation d'un collecteur bien spécifique. Les autres paramètres de flottation seront changés en fonction des résultats obtenus dans chaque variante.



Figure V-22 : Photo d'une cellule de flottation DENVER.

V.7.2.1 Variante 1

Les réactifs utilisés dans cette variante sont décrits dans le tableau ci-dessous :

Tableau V-13 : Réactifs utilisés dans la variante 1

Réactifs	Nom du réactif	Concentration	Quantité utilisée
Régulateur de milieu	H2SO4	2%	02 gouttes
	KOH	2%	02 gouttes
Activant	CuSO ₄	2%	05ml
Collecteur	AEROPROMOTER 830	2%	10ml
	Amidon	2%	05ml
	Acide oléique	4.5%	04ml
moissant	Huile de pin	---	02 gouttes

V.7.2.2 Variante 2

Les réactifs utilisés dans cette variante sont décrits dans le tableau ci-dessous :

Tableau V-14: Réactifs utilisés dans la variante2

Réactifs	Nom du réactif	Concentration	Quantité utilisée
Régulateur de milieu	H2SO4	2%	02 gouttes
Collecteur moussant	AEROPROMOTER 830	2%	20ml
	Acide oléique	4.5%	8ml
	Huile de pin	---	02 gouttes

V.7.2.3 Variante 3

Les réactifs utilisés dans cette variante sont décrits dans le tableau ci-dessous :

Tableau V-15 : Réactifs utilisés dans la variante2

Réactifs	Nom du réactif	Concentration	Quantité utilisée
Régulateur de milieu	H2SO4	2%	02 gouttes
	KOH	2%	02 gouttes
Activant	CuSO ₄	2%	5ml
Collecteur moussant	AEROPROMOTER 830	2%	10ml
	Amidon+kérosène	2%	5ml
	Acide oléique	4.5%	4ml
	Huile de pin	---	02 gouttes

Il faut noter que pour les trois variantes de flottation on a changé juste les quantités des réactifs et les classes granulométriques. Avant de commencer n'importe quel essai de flottation, que se soit avec la première variante ou la deuxième, il fallait commencer d'abord par la préparation de tous les réactifs qu'on compte utiliser dans ces essais.

• **Préparation des réactifs à partir des produits solides :**

Il s'agit de : AEROPROMOTER 830, KOH et le CuSO₄. Pour ces trois réactifs, la démarche est la même. Il faut peser 20g de produits solide qui ont une pureté presque totale et le mettre dans un litre d'eau distillée et bien agiter le mélange.

• **Préparation des réactifs à partir des solutions concentrées :**

Il s'agit dans ce cas de l'acide oléique, l'amidon et l'H₂SO₄. Pour l'acide oléique, la démarche consiste à mettre un peu d'eau distillée dans une fiole jaugée de 1 litre et mettre ensuite 2 ml d'acide oléique concentré de concentration 0.9g/ml puis compléter le volume de la fiole jusqu'au traits jaugé avec de l'eau distillée et bien mélanger le contenu.

Dans un premier lieu, on a effectué des essais sur les cinq classes granulométriques selon la première variante, les éléments à flotté successivement pour chaque classe sont les micas, les feldspaths, les quartzs et le fer.

1) Flottation des micas :

Un mélange de 250g dans un litre d'eau et environ 2minutes d'agitation sont nécessaires pour une bonne répartition du solide dans la pulpe. On ajoute alors 02 gouttes de H₂SO₄ à 97%, de façon à réguler le milieu à pH = 5 à 6 ; le temps de conditionnement est 2 minute. Puis, on ajoute 10ml du collecteur AEROPROMOTER 830à raison de 2000g/t (0,5g pour notre essai). Après un conditionnement supplémentaire de 02 minutes, on procède à la flottation, en injectant l'air en maintenant la vitesse d'agitation de la cellule à 1300 tours/mn avec un temps de flottation de 06 minutes. Les différentes étapes sont représentées sur le flowsheet ci-après :

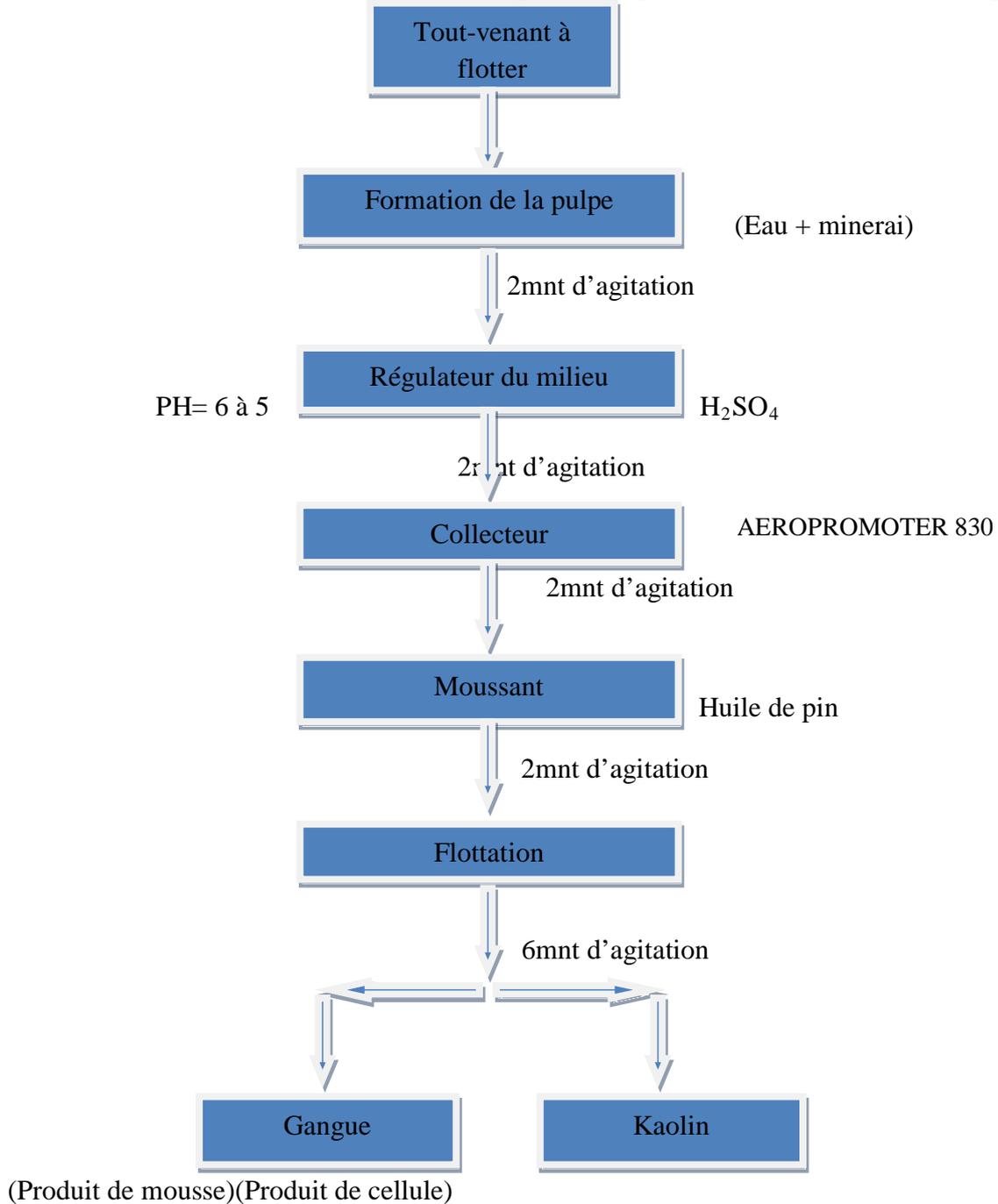


Figure V-23 : Schéma technologique de flottation

2) Flottation des feldspaths

Le produit de cellule de la flottation des micas, on lui ajoute 400ml d'eau, avec 02 minutes d'agitation. Puis, On ajoute alors 02 gouttes de H₂SO₄ à 97%, de façon à réguler le milieu à pH = 5 à 6 ; le temps de conditionnement est 2 minute. Puis, on ajoute 10ml du collecteur AEROPROMOTER 830 à raison de 2000g/t. Après un conditionnement supplémentaire de 02 minutes. Après on ajoute 5ml d'activant de CuSO₄, on procède à la flottation, en injectant l'air en maintenant la vitesse d'agitation de la cellule à 1300 tours/mn avec un temps de flottation de 06 minutes. Les différentes étapes sont représentées sur le flowsheet ci-après :

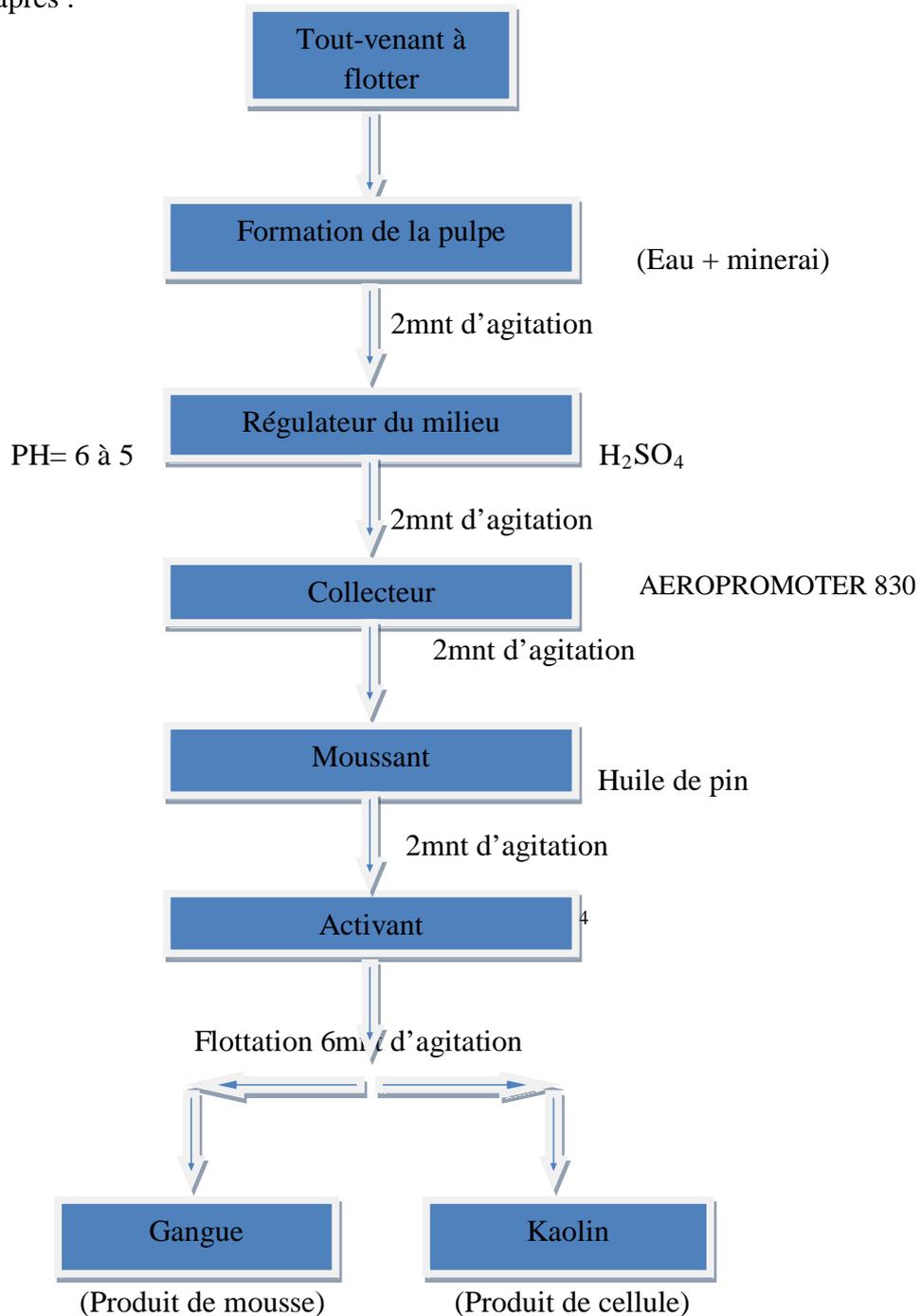


Figure V-24 : Schéma technologique de flottation

3) Flottation des quartzs :

Le produit de cellule de la flottation des feldspaths, on lui rajoute 400ml d'eau, avec 02 minutes d'agitation. Puis, On ajoute alors 02 gouttes de H₂SO₄ à 97%, de façon à réguler le milieu à pH = 5 à 6 ; le temps de conditionnement est 2 minute. Puis, on ajoute 5ml du collecteur amidon à raison de 2000g/t. Après un conditionnement supplémentaire de 02 minutes. Après, on procède à la flottation, en injectant l'air en maintenant la vitesse d'agitation de la cellule à 1300 tours/mn avec un temps de flottation de 06 minutes. Les différentes étapes sont représentées sur le flowsheet ci-après :

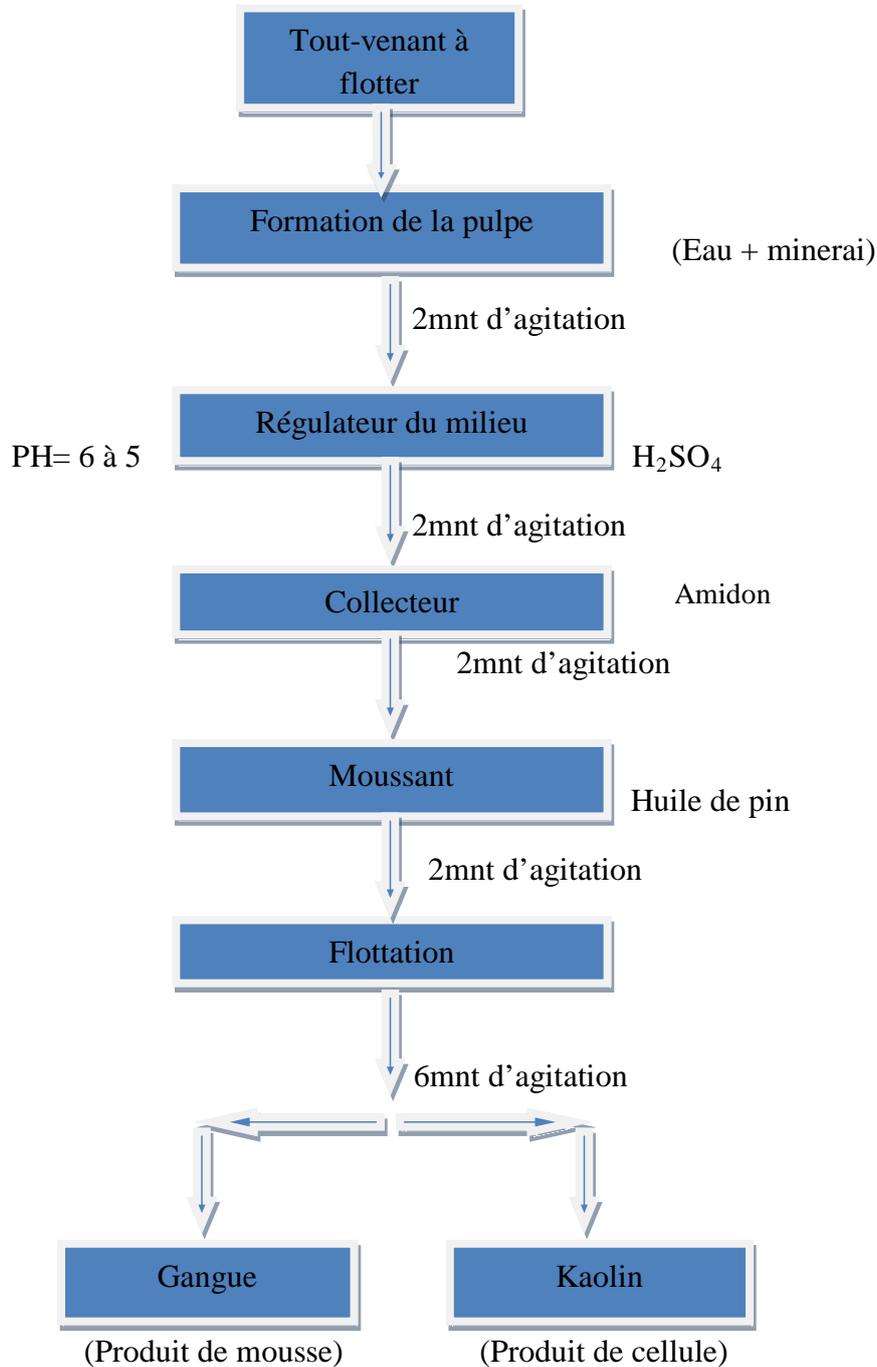


Figure V-25 : Schéma technologique de flottation

4) Flottation du fer

Le produit de cellule de la flottation des micas, on lui rajoute 400ml d'eau, avec 02 minutes d'agitation. Puis, On ajoute alors 02 gouttes de H₂SO₄ à 97%, de façon à réguler le milieu à pH = 5 à 6 ; le temps de conditionnement est 2 minute. Puis, on ajoute 4ml du collecteur acide oléique. Après, un conditionnement supplémentaire de 02 minutes. Après, on procède à la flottation, en injectant l'air en maintenant la vitesse d'agitation de la cellule à 1300 tours/mn avec un temps de flottation de 06 minutes. Les différentes étapes sont représentées sur le flowsheet ci-après :

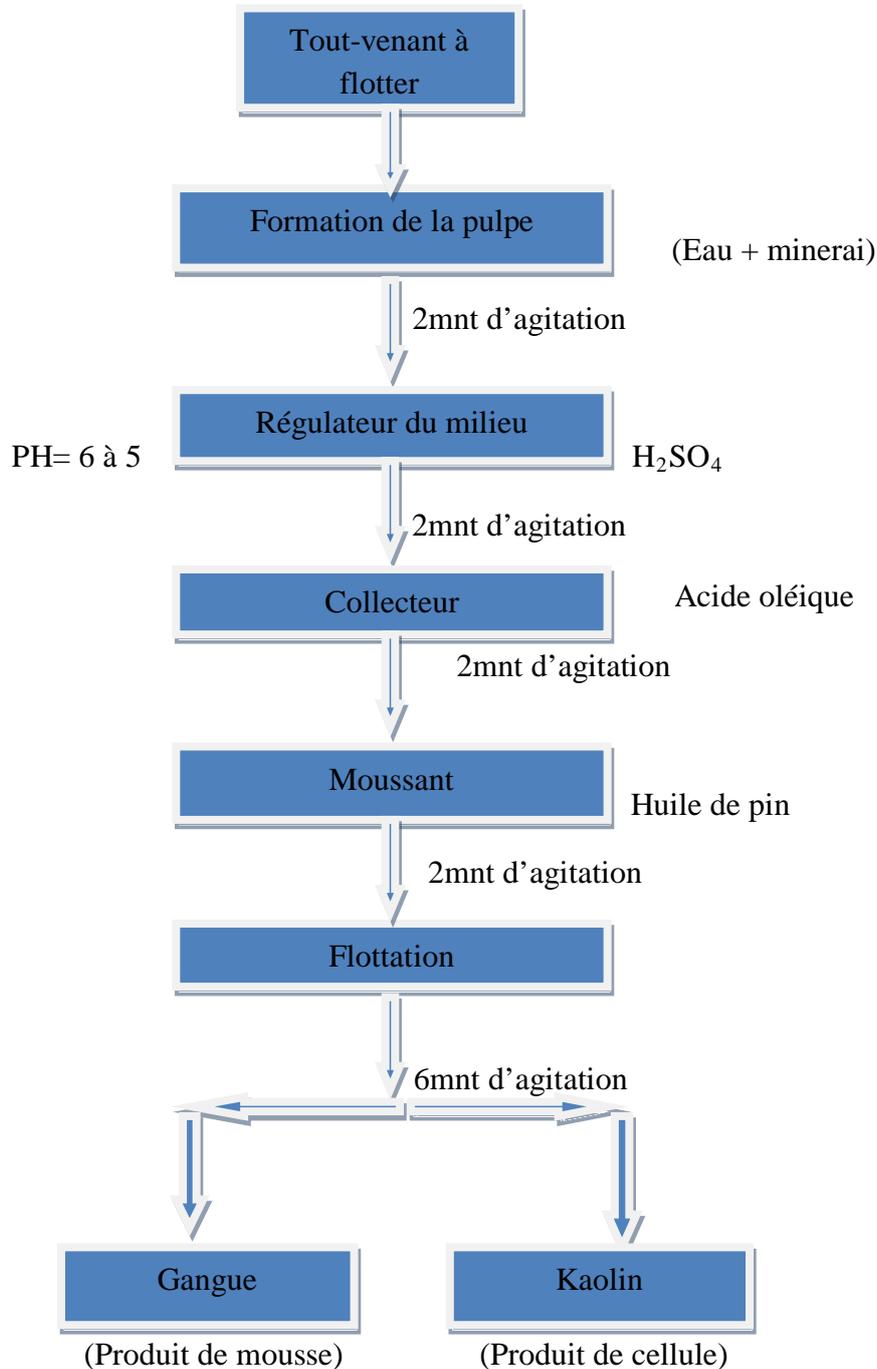


Figure V-26 : Schéma technologique de flottation

En ce qui concerne la deuxième et la troisième variante, les étapes sont exactement les mêmes sauf en terme de quantité du collecteur et aux éléments a flotté pour la deuxième variante.

V.7.3 ESSAIS DE FLOTTATION

V.7.3.1 Variante 1

Dans cette variante, les réactifs utilisés ainsi que leurs quantités sont représentées dans le tableau ci-dessous.

Tableau V-16 : Réactifs utilisés dans la variante1

Réactifs	Nom du réactif	Concentration	Quantité utilisée
Régulateur de milieu	H2SO4	2%	02 gouttes
	KOH	2%	02 gouttes
Activant	CuSO ₄	2%	05ml
Collecteur moussant	AEROPROMOTER 830	2%	10ml
	Amidon	2%	05ml
	Acide oléique	4.5%	04ml
	Huile de pin	---	02 gouttes

- **Résultats**

Tableau V-17 : Résultats des essais de flottation

Code d'essai	Minerai à flotter	Récupération (g)	rendement pondérale	produit de cellule (g)	Rendement pondérale
F1	micas	53	21,20%	102	40,80%
	feldspaths	15	6,00%		
	quartz	7	2,80%		
	fer	1	0,40%		
F2	micas	38	15,20%	100	40%
	feldspaths	17	6,80%		
	quartz	8	3,20%		
	fer	1	0,40%		
F3	micas	33	14,35%	63	27,39%
	feldspaths	23	10,00%		
	quartz	38	16,52%		
	fer	1	0,42%		
F4	micas	52	20.82	59	23,60%
	feldspaths	27	10.80		
	quartz	10	4.00		
	fer	1.76	0.70		
F5	micas	77	30 .80	35	14%
	feldspaths	45	18.00		
	quartz	23	9.20		
	fer	6,78	2.71		

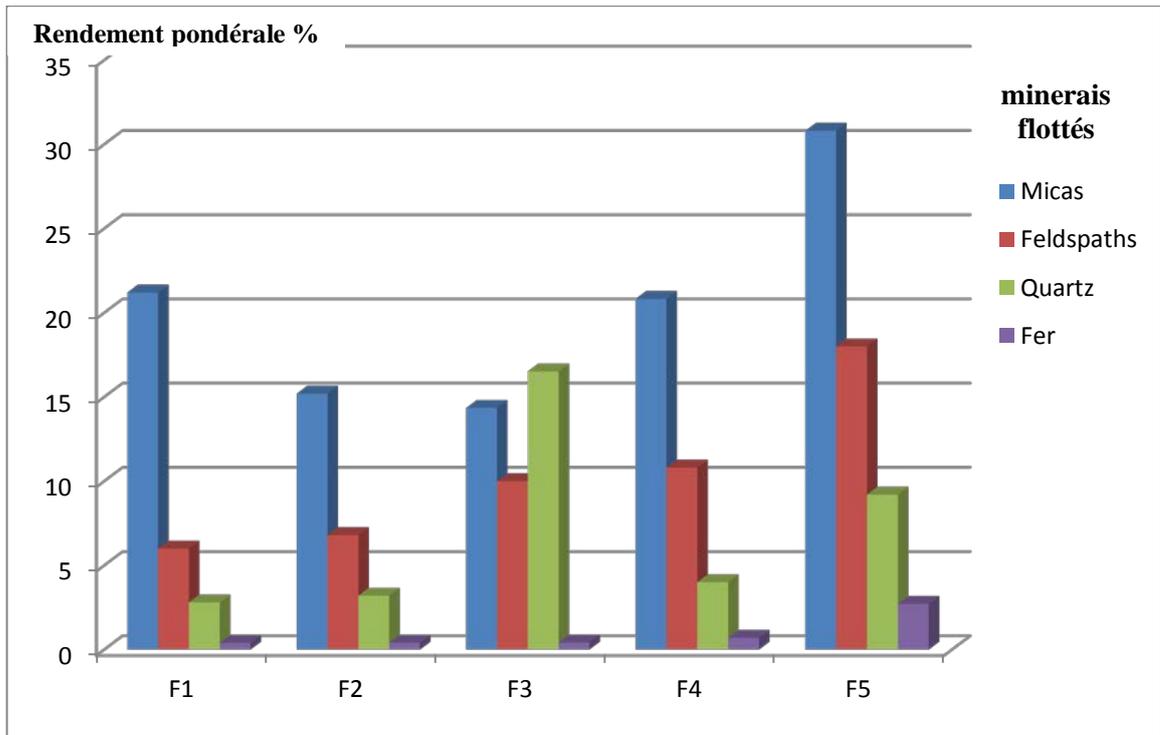


Figure V-27 : Histogramme des répartitions des minerais après flottation.

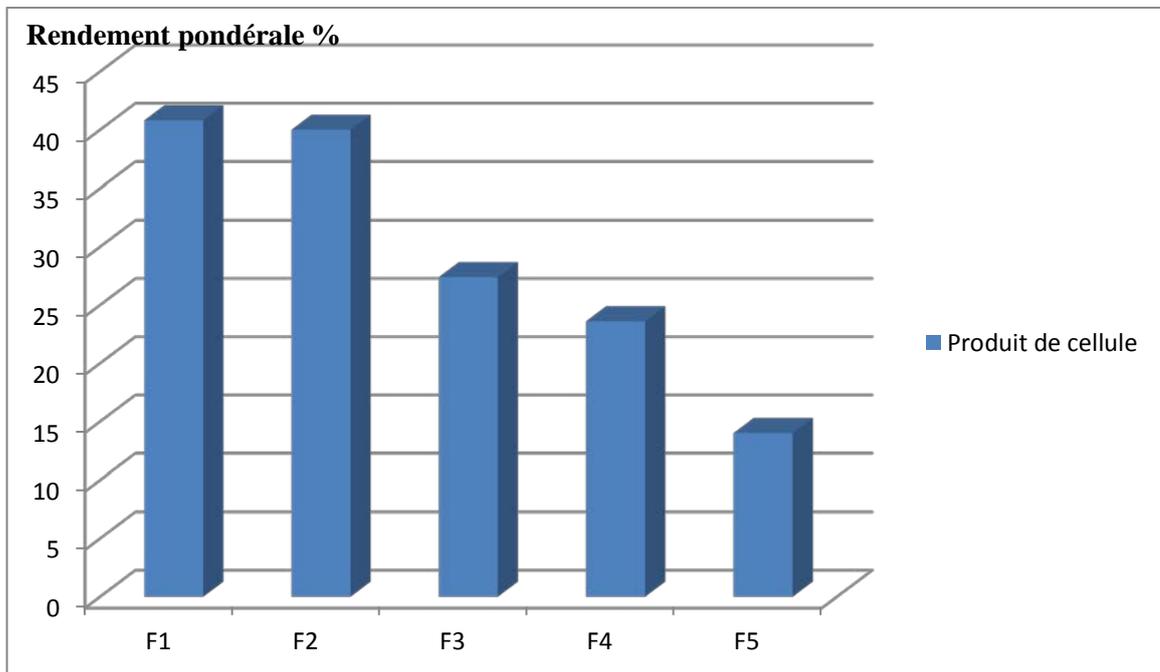


Figure V-28 : Histogramme des récupérations des produits des cellules.

• **Interprétation des résultats**

D’après la figure 33 on constate clairement que les pourcentages des minerais flottés varient d’une flottation à l’autre, premièrement pour les micas on remarque une grande récupération pour les classes inférieures à 100µm et qui représente la plus grande récupération par rapport les autres minerais.

Pour les autres minerais on remarque la même chose on question de récupération en fonction des classes granulométriques inférieures à 100µm.

Pour cela, on peut conclure que le rendement de flottation augmente pour les classes inférieures à 100 µm, a noter aussi que la quantité des produits des cellules augmente avec les classes granulométriques supérieures à 100µm.

V.7.3.2 Variante 2

Cette variante est caractérisée par la flottation juste des micas et du fer et c'est pour une raison économique que cette approche a été choisie vu que la flottation consomme beaucoup de réactifs chimiques. Les réactifs utilisés dans cette variante sont décrits dans le tableau ci-dessous :

Tableau V-18: Réactifs utilisés dans la variante2

Réactifs	Nom du réactif	Concentration	Quantité utilisée
Régulateur de milieu	H2SO4	2%	02 gouttes
Collecteur	AEROPROMOTER 830	2%	20ml
	Acide oléique	4.5%	8ml
moussant	Huile de pin	---	02 gouttes

- **Résultats**

Tableau V-19 : Résultats des essais de flottation

Code d'essai	Minerai a flotté	Classe granulométrique	Récupération (g)	Rendement pondérale	Produit de cellule (g)	Rendement pondérale
F6	micas	[-100 ; +40]µm	164	65,60%	110	44,00%
	fer	[-100 ; +40]µm	6,96	2,78%		
F7	micas	[-200+125]µm	102	40,80%	133	53,20%
	fer	[-200+125]µm	5,36	2,14%		
F8	micas	[-40]µm	100	40,00%	70	28,00%
	fer	[-40]µm	4,64	1,86%		
F9	micas	[-100 ; +40]µm	168	67,20%	85	34,00%
	fer	[-100 ; +40]µm	6,07	2,43%		
F10	micas	[-100 ; +40]µm	52	20,80%	69	27,60%
	fer	[-100 ; +40]µm	24,7	9,88%		

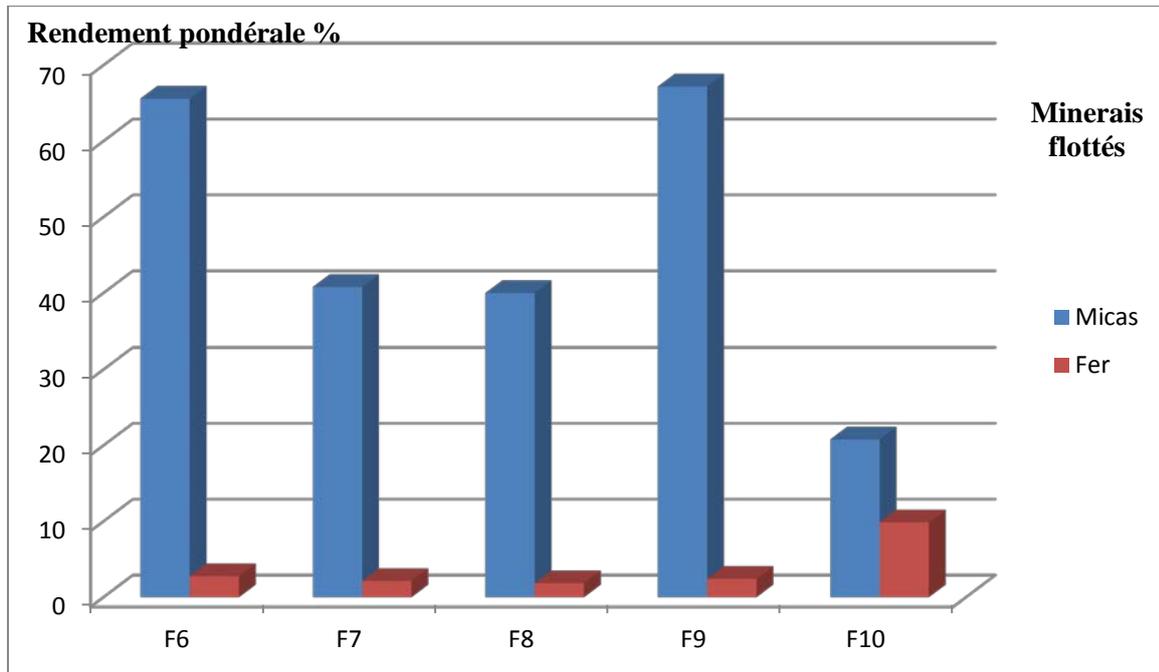


Figure V-29 : Histogramme des répartitions des minerais après flottation.

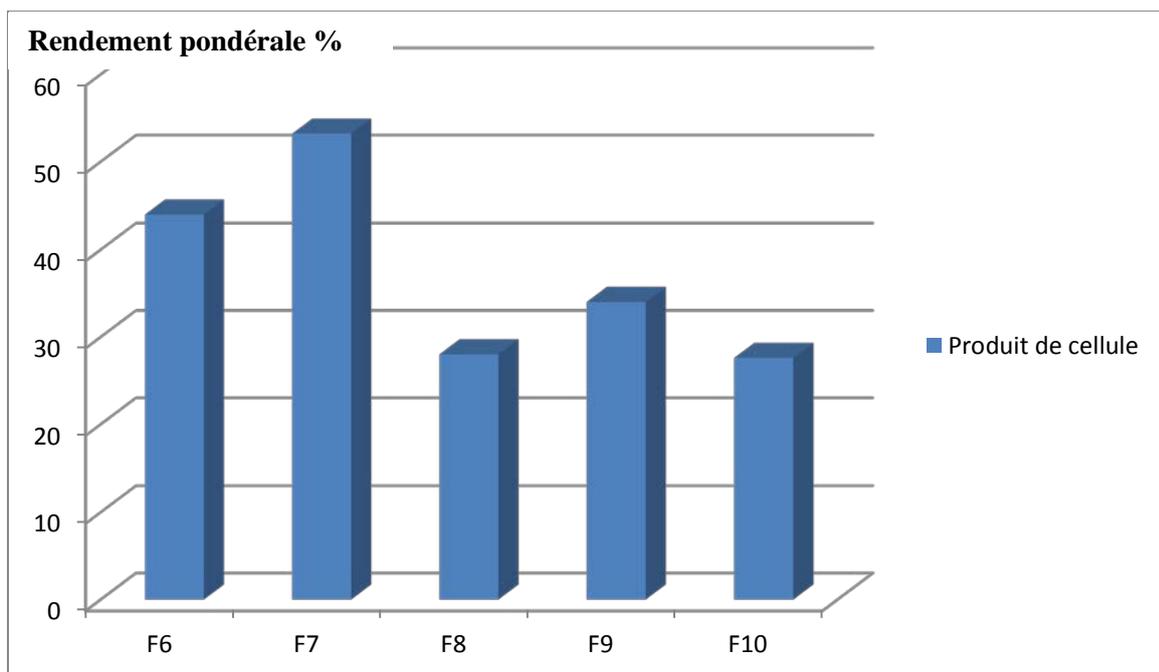


Figure V-30 : Histogramme des récupérations des produits des cellules.

- **Interprétation des résultats**

Suite aux résultats de la figure 35 on a enregistré que le rendement de récupération des classes

[-100 ; +40]µm et [-40] µm est plus élevé par rapport aux autres classes, ce qui confirme les résultats de la variante 1. Le pourcentage du fer a réduit pour la classe [-40] µm, et c'est dû à l'augmentation de la quantité du collecteur dur fer l'acide oléique.

Pour cela, on peut retenir que l'augmentation du quantité du collecteur augmente la récupération du fer.

V.7.3.3 Variante 3

Cette variante et comme la première juste que les quantités des réactifs utilisés qui ont changés pour voir l'effet des quantités sur le rendement de la flottation, les réactifs utilisés ainsi que leurs quantités sont représentées dans le tableau ci-dessous :[6]

Tableau V-20 : Réactifs utilisés pour la variante 3

Réactifs	Nom du réactif	Concentration	Quantité utilisée
Régulateur de milieu	H2SO4	2%	02 gouttes
	KOH	2%	02 gouttes
Activant	CuSO ₄	2%	5ml
Collecteur moussant	AEROPROMOTER 830	2%	5ml
	Amidon+kérosène	2%	5ml
	Acide oléique	4.5%	2ml
	Huile de pin	---	02 gouttes

• **Résultats**

Tableau V-21 : Résultats des essais de flottation

Code d'essais	Minerai a flotté	Classe granulométrique	PH	récupération	Rendement pondérale	Produit de cellule	Rendement pondérale
F11	micas	[-50]µm	1	80	20,00%	217	54,25%
	feldspaths	[-50]µm	1	34	8,50%		
	quartz	[-50]µm	[7-10]	33	8,25%		
	fer	[-50]µm	[5-6]	26	6,50%		
F12	micas	[+71;-80]µm	1	80	20,00%	123	30,75%
	feldspaths	[+71;-80]µm	1	74	18,50%		
	quartz	[+71;-80]µm	[7-10]	65	16,25%		
	fer	[+71;-80]µm	[5-6]	26	6,50%		
F13	micas	[+80;-100]µm	1	197	49,25%	101	25,25%
	feldspaths	[+80;-100]µm	1	67	16,75%		
	quartz	[+80;-100]µm	[7-10]	26	6,50%		
	fer	[+80;-100]µm	[5-6]	5	1,25%		
F14	micas	[+100;-200]µm	1	177	44,25%	35	8,75%
	feldspaths	[+100;-200]µm	1	69	17,25%		
	quartz	[+100;-200]µm	[7-10]	43	10,75%		
	fer	[+100;-200]µm	[5-6]	29	7,25%		

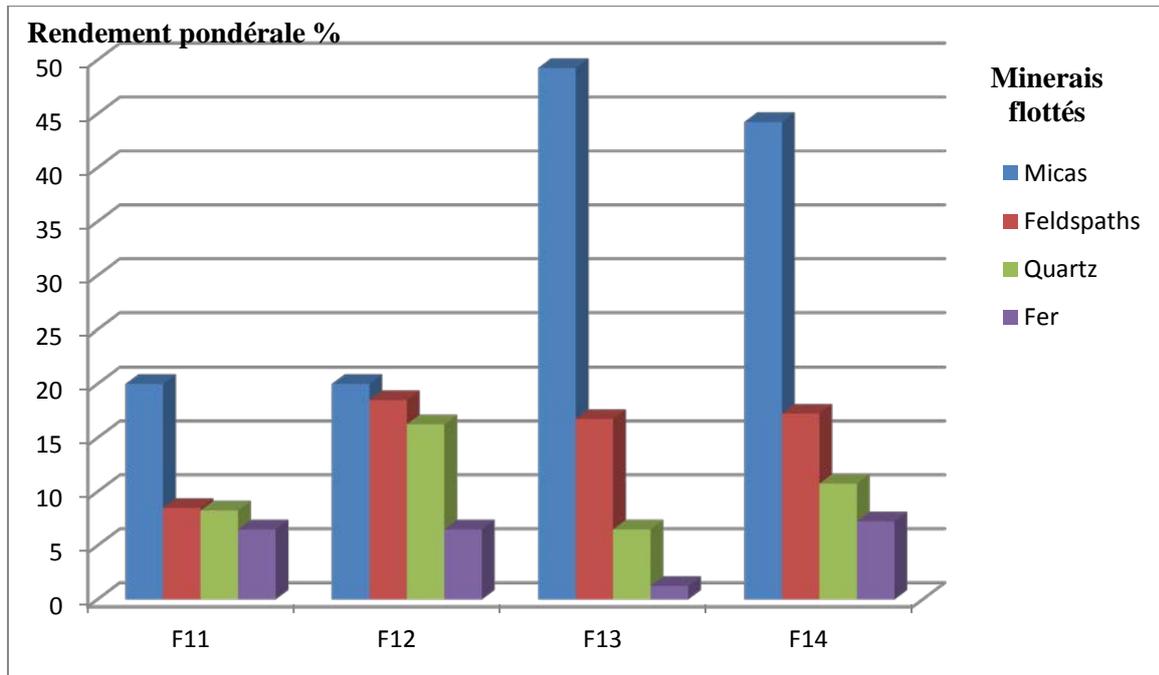


Figure V-31 : Histogramme des répartitions des minerais après flottation.

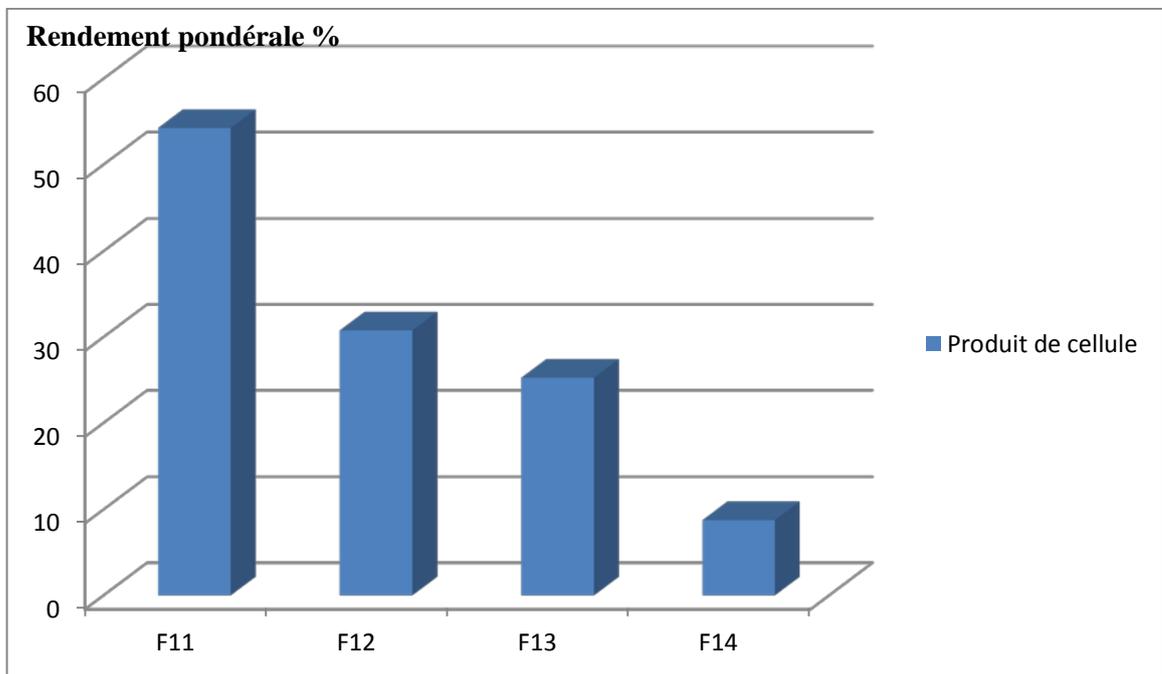


Figure V-32 : Histogramme des récupérations des produits des cellules.

Il est clair que les pourcentages du fer trouvés après les essais de flottation ne sont pas précis et il est fort possible qu'ils soient associés à d'autres minerais. Pour cela, on a décidé d'effectuer des analyses chimiques par complexation pour les essais F11, F12, F13 et F14 afin d'avoir le pourcentage exact du fer, le mode opératoire et le principe de la méthode de complexation sont expliqués en annexe, à noter que le pourcentage du fer du tout venant est de l'ordre de 0.471% les résultats du fer par dosage sont les suivants :

Tableau V-22 : résultats de % de fer par complexométrie

code d'essai	% fer avant flottation	% fer après flottation
F11	0,471%	0.097
F12	0,471%	0.086
F13	0,471%	0.114
F14	0,471%	0.379

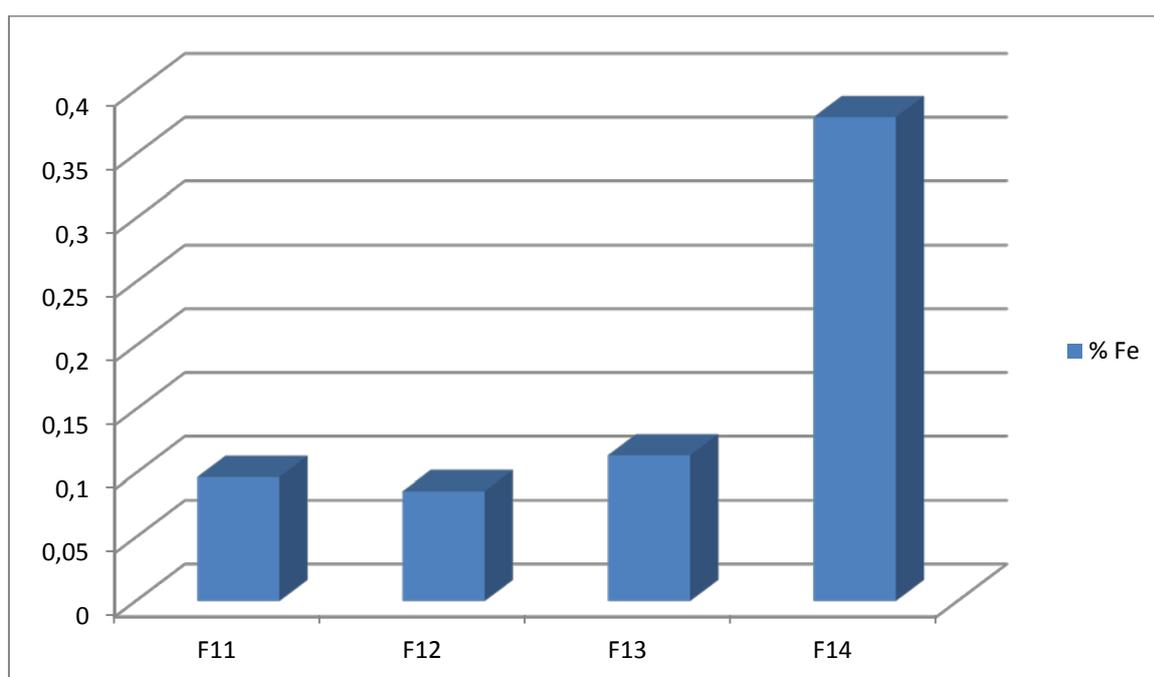


Figure V-33 : histogramme des pourcentages du fer après flottation par dosage

- **Interprétation des résultats**

Dans cette variante, on constate que la répartition des récupérations des minerais n'est pas uniforme ou on remarque que la récupération des micas la plus élevée c'est pour la classe [+80;-100] μm . néanmoins, la récupération des feldspaths est presque la même pour les quatre essais de flottation.

Par contre, le pourcentage du fer diminue pour les classes granulométriques fines qui sont [-50] μm et [+71;-80] μm et cela est du la maille de libération de fer.

Il faut noter que les pourcentages des minéraux flottés ne sont pas précis et fort possible que ces minéraux sont associés à d'autres minéraux, faute de moyens de caractérisation nous a empêché d'analyser les échantillons après les essais de valorisation.

**CONCLUSION GENERALE ET
RECOMMANDATIONS**

- **Conclusion générale**

Après les essais de valorisation effectués au niveau du laboratoire, on cite les conclusions concernant les méthodes de séparation du kaolin d'EL Milia :

- La préparation mécanique est une phase très importante pour chaque opération de valorisation. Dans notre cas, les touts venant du kaolin commençant par le bon choix du concasseur et du broyeur pour qu'ils soient adéquats pour ce minéral.
- Une étude granulo-chimique pourrait être très bénéfique afin de repérer la meilleure maille de libération, chose qui peut mener à l'optimisation du nombre d'essais pour le blanchiment chimique et la flottation et donc la consommation en réactifs chimiques.
- La séparation magnétique est un cas à étudier plus en détail, dans la mesure où les résultats pourraient s'avérer plus concluants si toutes les conditions étaient réunies. Cependant, la surconsommation d'électricité qu'elle occasionne fait qu'elle peut poser quelques difficultés d'application, à moins d'envisager un système d'économie d'énergie.
- Le blanchiment chimique a donné de très bons résultats en termes de degré de blancheur ainsi que son rendement poids en comparaison aux résultats obtenus par la flottation et la séparation magnétique.
- L'utilisation de l'acide oxalique comme agent de blanchiment a prouvé son efficacité par rapport à l'acide sulfurique, compte tenu de ses propriétés et sa préparation en solution.
- La classe qui a donné les meilleurs résultats en fonction du degré de blancheur est la classe des minerais broyés jusqu'à 80 μ m.
- Ces résultats dérivent d'une étude faite à l'échelle du laboratoire. Dans le but de passer à l'échelle industrielle, il est préférable de faire des essais d'abord à l'usine pilote afin d'étudier le dimensionnement de l'usine de traitement ainsi que son impact économique.
- Les essais de valorisation dépendent de plusieurs paramètres dont chacun peut être objet d'une recherche plus approfondie dans l'avenir.

- **Recommandation**

- Par manque de matériel d'analyse chimique, nous n'avons pas pu quantifier les pourcentages exacts des éléments chimiques pour l'ensemble des essais de valorisation, ou on a quantifié avec des méthodes classique qui prennent énormément de temps, puisque le département n'en dispose pas.
- Nous recommandons vivement aux responsables du département d'acquérir dans les plus brefs délais le matériel nécessaires de caractérisation puisqu'il permettra aux étudiants de master, Magister ou doctorants de l'utiliser dans les projets similaires et pour permettre aux prochains étudiants de confirmer et valider nos résultats.
- L'acquisition d'une fluorescence chimique est une nécessité pour les essais de caractérisation, non seulement pour le kaolin d'EL Milia mais pour aussi d'autres minerais.

REFERENCES

- **Références**

[1] OULD HAMOU M., "*Cours de Minéralurgie*", Ecole Nationale Polytechnique d'Alger, 2011/2012

[2] Rapport géologique SOLKA, "rapport géologique actualisé complexe des kaolins d'EL Milia", 2009

[3] Rapport commission européenne, "Gestion des résidus et stériles des activités minières "2009

[4] Rapport plan exploitation, "plan exploitation actualisé SOALKA", 2014

[5] Hakim RABIA et Rabah CHEKNOUN, thèse ingéniorat : Valorisation du kaolin de Tamazert pour les besoins de la céramique, 2014

[6] Brahim BOURBALA, EL abbes MOUSSAOUI, thèse ingéniorat "essais de valorisation de la barytine de boucaid par flottation", 2013

[7] Rezki AKKAL, thèse de magister : étude comparative des procédés Minéralurgiques appliqués à la valorisation des feldspaths d'origine locale : critères de choix des procédés et définition d'un process, 2006

[8] Zehira BELMRI, thèse magister : élaboration et caractérisation des matériaux polycristallins à base de kaolin dd et kt2, 1982

[9] lamine MEFTAH expert minier agréé – consultant, Rapport de développement et de faisabilité du gisement : nord (w. Tissemsilt), Décembre 2006

[10] Michel DUCHENE, thèse doctorat, caractérisation, estimation et valorisation de gisements d'argiles kaoliniques du bassin des charentes, Décembre 2007

[11] Rapport géologique du kaolin d'EL Milia gisement : sidi belabbes(W. TISSEMSILT), Décembre 2008

[12] Kheir LALMI, thèse magister, étude par diffraction des RX de matériaux à base de kaolin de kt2 et dd, 2009

[13] Meïssa ABABOU Isma OTMANE, *Essais de valorisation de la pegmatite d'AboudaBouada (Grande Kabylie) et du kaolin d'Adjarda (Jijel)*, 2011

ANNEXES

1. ANNEXES :

1) Méthode de complexométrie :

1. Détermination du pourcentage de la silice

Mise en solution :

Afin de réaliser l'analyse chimique de nos échantillons, nous devons procéder à la mise en solution de chaque fraction granulaire pour avoir une dissolution complète de ces dernières. Nous appliquons une méthode essentielle de mise en solution, qui est l'attaque tri-acide (HCl, HNO₃, H₂SO₄) qui solubilise pratiquement tous les minéraux sauf SiO₂)

Réactifs :

- HCl à 37.5 %.
- HNO₃ concentré 35 %
- H₂SO₄ concentré à 97%
- HCl dilué (10%)

Mode préparatoire :

- ✓ Mettre 0.5 g d'échantillon préalablement séché à 105 °C pendant 24 heures dans un bécher de 250 ml ou bien après calcination à 1050 °C pour la perte au feu. Ajouter 10ml de HNO₃, 5 ml de H₂SO₄, puis 15 ml de HCl concentré
- ✓ Mettre le bécher dans un bain de sable placé sur une plaque chauffante et laisser évaporer à sec.
- ✓ Reprendre par 10 ml de HNO₃, 5 ml de H₂SO₄, puis 15 ml de HCl et laisser évaporer à sec pour une seconde fois.
- ✓ Ajouter ensuite 10 ml de HCl à 10 % et filtrer dans une fiole de 100 ml.
- ✓ Compléter avec de l'eau distillée jusqu'au trait de jauge. [16]

2. Dosage de la silice :

Principe :

La détermination de la silice se fait par la méthode gravimétrique. La silice est insoluble à l'état partiellement déshydraté en présence d'acide.

Réactif :

- HCl à 10 %

Mode opératoire :

- ✓ Laver le précipité obtenu par l'attaque acide avec HCl à 10 %.
- ✓ Mettre le fritté de porosité 4 taré préalablement, contenant le précipité dans une étuve portée à 105 °C pendant 24 heures.
- ✓ Retirer le fritté et peser son poids P.

3. Détermination du pourcentage d'oxydes de fer

Mise en solution :

Dans cette analyse, la méthode qu'on va appliquer pour la mise en solution est l'attaque bi-acide (HCl, NO₃) avec l'eau régale.

Réactif :

- HCl concentré.
- HNO₃ concentré.

Mode opératoire :

- ✓ Mettre 1 g d'échantillon préalablement séché à 105 °C pendant 24 heures dans un bécher de 250 ml.
- ✓ Ajouter 10ml de HNO₃ et 30 ml de HCl

- ✓ Mettre le bêcher sur un bain de sable, ou sur une plaque chauffante et laisser évaporer à sec.
- ✓ Reprendre par 10 ml de HNO₃ et 30 ml de HCl et laisser évaporer à sec une deuxième fois.
- ✓ Ajouter ensuite 10 ml de HCl et filtrer dans une fiole de 100 ml.
- ✓ Compléter avec de l'eau distillée jusqu'au trait de jauge.

2) Dosage des oxydes de fer :

Principe :

Le fer est complexé par addition de l'EDTA à un pH = 1-1.5. La fin de la réaction est mise en évidence par la réaction des ions Fe³⁺ avec l'acide salicylique.

Réactifs :

- Acide sulfosalicylique à 2 %.
- NH₄OH 1N
- HCl 1N
- EDTA 0.05 N

Mode opératoire :

- ✓ Prélever 5 ml du filtrat, puis diluer à 25 ml, dans un érlenmeyer de 100 ml.
- ✓ Chauffer quelques minutes jusqu'à 50°C.
- ✓ Ajouter 2 ml d'acide salicylique à chaud ----- coloration pourpre.
- ✓ Neutraliser par NH₄OH jusqu'au changement de la coloration -----coloration jaune orange
- ✓ Chauffer légèrement la solution à 50°C et titrer à chaud avec l'EDTA 0.05N jusqu'à décoloration (jaune ou transparent).