



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
République algérienne démocratique et populaire
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي
Ministère de l'enseignement supérieur et de la recherche scientifique
جامعة العربي التبسي - تبسة
Université Larbi Tebessi - Tébessa
معهد المناجم
Institut des mines
قسم المناجم والجيوتكنولوجيا
Département des mines et de la géotechnologie



MEMOIRE

Présenté en vue de l'obtention d'un diplôme de Master académique

Filière : Génie minier

Option : Minéralurgie

Thème :

Possibilité d'enrichissement du phosphate noir de Djebel-Onk

Présenté et soutenu par :

Bouras Amine

Devant le jury :

		Grade	Etablissement
Président :	BOUZENZNA Abdellali	MCA	Université Larbi Tebessi - Tébessa
Encadreur :	AMIRECH.A	MCB	Université Larbi Tebessi - Tébessa
Examineurs :	AOUTI Mourad Salim	MAA	Université Larbi Tebessi - Tébessa

Promotion 2021-2022

Remerciement

*Nous tenons à exprimer nos remerciements et nos profondes gratitude, avant tout à « **ALLAH** » le tout puissant qui nous a donné le courage et la force pour mener ce travail à terme.*

*Nous tenons à remercier vivement notre encadreur : Monsieur **AMIRECH ABDELKRIM** Pour toute sa sollicitude et pour sa précieuse orientation dans le domaine des études et dans la réalisation de cette étude. Merci aussi à celui qui m'a aidé dans chaque grande et petite chose dans cette recherche.*

Nous remercions également les membres de jury d'avoir accepté de juger ce travail. Nous exprimons nos sentiments de reconnaissance de respect envers tous nos enseignants.

Dédicace

Je dédie ce modeste travail en premier lieu à mes chers parents qui ont sacrifié toute leur vie pour faire de moi ce je suis.

A Mes frères et

Sœurs A toute ma

Famille. A tous

mes Amis.

A toute la promotion de génie

Amine

Sommaire

Remerciements	
Dédicace	
Sommaire	
liste des figures	
Liste des tableaux	
Résumé	
Abstract	
ملخص	
Introduction générale.....	01
CHAPITRE I : Géologie et Exploitation de gisement Djebel Onk	
Introduction	03
1. Historique.....	04
2. La Géologie du djebel Onk.....	05
2.1. Situation géographique	05
2-2 La région de djebel –onk est subdivisée en 5secteurs miniers	06
2.3. Stratigraphie	06
2.3.1. Crétacé.....	06
2-3-2Tertiaire.....	07
2.3.3. Eocène	07
2.3.4. Quaternaire	08
2.4.Contexte géologique.....	10
2.4.1. Le gisement de Djemi Djema Zone (II) Ouest, Zone(I) Est	10
2.4.2. Le gisement de Kef – Essennoun	10
2.4.3. Le gisement de Tarfaya	10
2.4.4. Le Gisement de Margueb Ettir	11
2.4.5. Le gisement de bled el hadba.....	11
2.4.6. le gisement de Bettita	11
2.4.7. Le Gisement de Djebel Onk - Nord.....	11
2.5. La tectonique	12
2.6. Caractéristiques du phosphate	13
2.6.1. Composition et origine de la roche	14

2.6.2. Caractéristiques physiques	14
2.6.3. Caractérisation chimique et minéralogique.....	14
2.7. Composition minéralogique du minerai de phosphate de Djebel Onk	14
2-8-Composition chimique du produit marchand de phosphate de djeble onk:	16
2.9. Types de minéralisation.....	16
2.10. Etat des réserves	17
2.11. Technique d'exploitation	17
2.11.1. Méthode d'exploitation	17
2-11.2.Paramètres de la méthode d'exploitation	18
2.11.3. Travaux de forage et de tir.....	20
2.11.4. Chargement et transport.....	20
Conclusion	22

CHAPITRE II : Recherches bibliographiques

Introduction	23
1-Phosphate	24
1-1-Définition	24
1-1-Formation du phosphate.....	24
1-3- Différents minerais du phosphate.....	25
2- La production du phosphate	25
2-1-En Algérie.....	25
2-1-Au niveau mondial.....	26
3- La consommation du phosphate au niveau mondial.....	27
4- Les utilisations du phosphate	27
4-1-En Algérie.....	27
4-1-Au niveau mondial.....	27
5- Les tendances futuribles du phosphate.....	29
5-1-En Algérie.....	29
5-2- Au monde	29
6- Méthodes de traitement du minerai du phosphate.....	30
6-1-Phosphate du Maroc	30
6-1-Phosphate du Sénégal	31
6-1-Phosphate du Russie.....	32
6-1- Le phosphate du Jhamarkotra (Inde).....	33

6-6-Phosphate du d'Angico dos Dias/Caracol (Brésil)	36
Conclusion	38

CHAPITRE III : Chaîne de traitement de l'usine de Djebel Onk

Introduction	39
1- Préparation mécanique	40
1-1-Concassage.....	40
1-2-Broyage.....	41
1-3-Criblage	41
2- Traitement Par Voie Humide(débouillage)	44
2-1 Débouillage	44
2-2-Lavage.....	45
2-3-Séchage	46
3- Traitement Par Voie sèche (dépoussiérage)	47
3-1 Séchage	47
3-2 Criblage à 2 mm.....	48
3-3 Broyage par attrition	48
3-4 Sélection par une turbo sélection ventilée	48
3-5 Criblage à 0,8 mm.....	48
Conclusion.....	50

CHAPITRE IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate noir de djebel onk

.....	
Introduction	51
1- Objectif d'échantillonnage	52
2-Méthode d'échantillonnage.....	52
2-1- Le séchage	52
2-2 -Le quartage	52
3- Préparation des échantillons.....	52
4- Analyse granulométrique	53
4-1-Présentation des résultats.....	54
5-Analyse physico-chimique.....	55
5-1- Attaque perchlorique.....	55
5-2- Dosage du P ₂ O ₅ par la méthode spectrophotométrie automatique (Auto analyseur)	56
5-3-Dosage du Magnésium MgO par absorption atomique.....	59
5-4-Dosage de l'anhydride carbonique (Par Calcimètre de BERNARD)	62

6-Calcul et choix des équipements du schéma de la préparation mécanique.....	66
6-1.On détermine la production théorique d'un atelier de concassage.....	66
6.2. On calcule et on trace la caractéristique de grosseur du T.V à l'aide du tableau :(09)	66
6.3. On fixe les degrés de concassage pour chaque étage de concassage.....	66
6-4 -On détermine les dimensions des morceaux maximums	67
6.5. On détermine les dimensions des fentes de déchargement des concasseurs.....	68
6-6-On détermine les dimensions des ouvertures de chargement des concasseurs (ces ouvertures sont approximativement plus grandes que les dimensions de morceaux maximums qui entre dans les concasseurs de $(10 \div 20)$ %).....	68
6-7- On fixe l'efficacité des opérations de criblage.....	
6-8- On fixe les ouvertures des cribles	69
6-9-On détermine les poids des produits pour le premier étage de concassage d'après les formules suivantes	69
7- Calcul final du schéma de concassage et choix des équipements	70
7-1. On fixe les fentes de sortie d'après le calcul préalable	70
7-2 : On détermine les dimensions des morceaux maximums du minerai d'après le concassage dans chaque étage	70
7-3 : On calcule les degrés de concassage dans chaque étage.....	70
7-4- On fixe les dimensions des ouvertures des cribles et les efficacités de criblages dans chaque étage	70
7-4 : On détermine les poids des produits 2 et 3 et leurs rendements.....	71
7-5 : On calcule la composition granulométrique du produit 5, (mélange des produits 2 et 4).....	71
7.7. Pour tracer la caractéristique de grosseur du produit 5, il faut prendre 5 points ..	73
7-8 . On détermine les poids des produits 6, 7, 8 et 9.....	73
7-9 : On détermine les rendements des produits 6, 7, 8 et 9.....	74
7-10 : On détermine les poids des produits 10, 11, 12 et 13.....	74
7-11 : On détermine les rendements des produits 10,11, 12 et 13.....	74
7-12 : On trace la caractéristique de grosseur du produit 8 (produit concassé de deuxième stade) à l'aide le tableau (16)	75
8-Calcul du schéma de broyage et choix des équipements.....	83
8-1-On détermine les poids des produits 14; 15; 16 et 17	84
8-2 On détermine les rendements des produits 14; 15; 16 et 17.....	84
9-Calcul des classificateurs	86
10- La calcination.....	87
10-1 _INTRODUCTION.....	87
10-2- but de la calcination	88

10-3- principe du calcination.....	88
10-4- _PRINCIPALES ETAPES DE LA CALCINATION	88
10-5- Réactions chimiques associées à la calcination.....	89
Conclusion.....	92
Conclusion générale	93
Références bibliographiques	94

Liste des figures

N°	Figures	Page
01	Carte de situation géographique de Djebel Onk	05
02	Carte de situation géographique et géologique des gisements de Djebel Onk	06
03	Colonne stratigraphique de la région de Djebel Onk	09
04	Les gisements de Djebel Onk	12
05	Schéma de traitement du minerai phosphaté de Taïba (Sénégal)	32
06	Schéma de traitement du minerai phosphaté de floride	35
07	Schéma conceptuel du processus d'enrichissement du minerai phosphaté d'Angico dos Dias/Caracol (Brésil)	37
08	Schéma technologique de préparation mécanique de l'usine du Djebel Onk	42
09	Schéma de l'appareillage de préparation mécanique à la zone de Kef Essenoun	43
10	Schéma d'appareillages de concassage (BABITLESS) et broyage (WEDAG).	43
11	Schéma de l'appareillage Cribles (HAZEMAG).	44
12	Schéma <i>Technologique</i> du débouillage	45
13	Schéma technologique de l'atelier lavage	46
14	Schéma du procédé du séchage	47
15	Schéma Technologique de dépoussiérage	49
16	Opération de quartage	52
17	Courbe d'analyse granulométrique de produit Sortie broyeur	55
18	Schéma d'auto analyseur	57
19	Interaction rayonnement matière	60
20	Schéma de principe du spectrophotomètre d'absorption atomique	60
21	Schéma de Calcimètre de BERNARD	63
22	Schéma de préparation mécanique proposé	65
23	Caractéristique de grosseur du tout venant	68
24	La caractéristique de grosseur du produit 4	72
25	Caractéristique de grosseur du produit 5	73
26	La caractéristique de grosseur du produit 8	75
27	La caractéristique de grosseur du produit 9	76
28	La caractéristique de grosseur du produit 13	77
29	La caractéristique de grosseur du produit 10	78
30	Traitement du minerai carbonaté T2 par procédé de calcination	91

Liste des tableaux

N°	Figures	Page
01	La composition minéralogique du phosphate de Djebel Onk	15
02	La composition chimique du produit marchand de Djebel Onk	16
03	Les réserves géologique	17
04	Les différents minerais du phosphate	25
05	La production mondiale de phosphate 2015	26
06	La consommation mondiale de phosphate en agriculture 2014	27
07	Bilan de traitement du phosphate Sénégalais.	31
08	Bilan de traitement du minerai de phosphate de Florida	36
09	Analyse granulométrique de Sortie Broyeur (P 30)	54
10	Analyse chimique de teneur en P ₂ O ₅ de Sortie Broyeur	59
11	Analyse chimique de teneur en MgO des de Sortie Broyeur	62
12	Analyse chimique de teneur en CO ₂ de Sortie Broyeur	64
13	Caractéristique de grosseur du tout venant	67
14	Exigences aux concasseurs à la suite du calcul préalable	70
15	Caractéristique de grosseur du produit 4 avec S ₁ = 147mm	72
16	La caractéristique de grosseur du produit 8 avec S ₂ = 27mm	75
17	La caractéristique du produit 13 avec S ₃ = 16 mm	77
18	Tableau récapitulatif des indices technologiques	87

Résumé

Les phosphates naturels constituent une ressource vitale et ils sont absolument indispensables car ils constituent la matière première pour la fabrication des engrais et des détergents, utilisés aussi dans l'industrie pharmaceutique, chimique etc.

Le but du travail est d'améliorer la qualité du concentré de phosphate noir obtenu dans l'usine de traitement de Djebel-Onk dans la wilaya de Tébessa et pour qu'il soit utilisé dans plusieurs domaines industriels. Le minerai de phosphate de Djebel-Onk contient divers minéraux de gangue, notamment des silicates et des carbonates, dont la teneur doit être réduite afin de répondre aux exigences de l'industrie chimique. La calcination entre dans le processus de concentration des phosphates.

Presque toutes les méthodes de traitement sont précédées par la préparation mécanique du minerai (le concassage, le broyage et le criblage et classification afin de réduire la dimension et libérer les minéraux entre eux).

La calcination du phosphate est nécessaire pour obtenir un produit approprié pour la fabrication de l'acide phosphorique etc.

On applique la calcination pour dissocier par voie thermique les carbonates qui se trouvent dans le minerai à une température comprise entre 850 et 1000 ° C. Avant de réduire les quantités de CaO et MgO par rapport au P₂O₅, on applique une opération d'hydratation de ces oxydes. Un lavage suit la calcination dans le but d'éliminer les oxydes alcalinoterreux.

Mots clés : Phosphate noir, calcination, carbonate.

Abstract

Natural phosphates constitute a vital resource and they are absolutely essential because they constitute the raw material for the manufacture of fertilizers and detergents, also used in the pharmaceutical, chemical industry etc.

The purpose of the work is to improve the quality of the black phosphate concentrate obtained in the Djebel-Onk processing plant in the wilaya of Tébessa and for it to be used in several industrial fields. The Djebel-Onk phosphate ore contains various gangue minerals, including silicates and carbonates, the content of which must be reduced in order to meet the requirements of the chemical industry. Calcination is part of the phosphate concentration process.

Almost all processing methods are preceded by the mechanical preparation of the ore (crushing, grinding and screening and classification in order to reduce the size and free the minerals between them).

Calcination of phosphate is necessary to obtain a product suitable for the manufacture of phosphoric acid etc.

Calcination is applied to thermally dissociate the carbonates found in the ore at a temperature between 850 and 1000°C. Before reducing the quantities of CaO and MgO with respect to P₂O₅, a hydration operation of these oxides. A washing follows the calcination in order to eliminate the alkaline earth oxides.

Keywords: Black phosphate, calcination, carbonate

ملخص

يركز هذا العمل على المساهمة في تثمين ريش الدواجن. تم عزل العزالت الفطرية من تربة مزرعة دواجن

حمام بوحجر بوالية عين تموشنت. تم عزل وتحديد أربع (04) عزالت فطرية ، وتم التعرف على هذه العزالت الفطر

يشكل الفوسفات الطبيعي مورداً حيوياً وهي ضرورية للغاية لأنها تشكل المادة الخام لتصنيع الأسمدة والمنظفات

، وتستخدم أيضا في الصناعات الدوائية والكيميائية وما إلى ذلك.

الغرض من العمل هو تحسين جودة مركبات الفوسفات الأسود التي يتم الحصول عليها في معمل معالجة جبل

أونك بوالية تبسة استخدامه في العديد من المجالات الصناعية. يحتوي خام فوسفات جبل أونك على معادن شائكة مختلفة ، بما في ذلك السيليكات والكربونات ،

والتي يجب تقليل محتواها من أجل تلبية متطلبات الصناعة الكيميائية. التكليل جزء

من عملية تركيز الفوسفات.

يسبق كل طرق المعالجة تقرياً التحضير الميكانيكي للخام (التكسير والطحن والفرز والتصنيف من أجل تقليل

الحجم وتحرير المعادن بينهما).

إن تكليل الفوسفات ضروري للحصول على منتج مناسب لتصنيع حامض الفوسفوريك إلخ.

يتم تطبيق التكليل لفصل الكربونات الموجودة في الخام حرارياً عند درجة حرارة تتراوح بين 850 و 1000

درجة مئوية قبل تقليل كميات أكسيد الكالسيوم و MgO فيما يتعلق بـ P2O5 ، يتم ترطيب هذه الأكاسيد. يتبع الغسيل عملية

التكليل للتخلص من أكاسيد الأرض القلوية.

الكلمات المفتاحية: فوسفات أسود ، تكليل ، كربونات

Introduction générale

Introduction générale

Le phosphate est parmi les richesses naturelles les plus importantes en Algérie, avec près de deux milliards de tonnes de réserves principalement localisées à l'Est du pays. Le grand gisement du Djebel Onk, au Sud de Tébessa, est exploité depuis 40 ans dans le complexe minier de Djebel-Onk, renferme environ la moitié de ces réserves. Les réserves géologiques du phosphate de Kef-Essnoun sont de 218 Mt à 26,53 % P₂O₅ et de 2 à 3 % MgO.

Le schéma actuel de traitement du phosphate au niveau de Djebel-Onk ne permet pas d'obtenir un concentré de bonne qualité qui sera utilisé pour la fabrication des produits chimiques. La teneur en P₂O₅ dans les différents rejets obtenus varie entre 20 et 23 % avec un rendement avoisinant les 50 % de la production totale ce qui constitue une alimentation pour un éventuel traitement.

Le but principal de notre travail est d'arriver à élaborer un nouveau schéma de traitement du minerai de phosphate noir de Kef-Essenoun, qui permettra d'obtenir un concentré de très bonne qualité riche en P₂O₅ qui sera utilisé dans l'industrie chimique.

Pour atteindre ce but, le choix de la méthode de traitement sera porté sur la calcination qui est un procédé performant et efficace pour la réduction et l'élimination des matières organiques. Plusieurs étapes seront étudiées avant d'arriver à un concentré qui répond aux normes et aux exigences qualitatives de l'industrie chimique. Ces étapes sont :

Analyse et étude du schéma technologique actuel de Djebel-Onk ;

Etude des minéraux composant le minerai de phosphate (dolomite, calcite et quartz) ;

Elaboration d'un nouveau schéma technologique d'enrichissement du minerai de phosphate noir ;

Afin d'atteindre ces objectifs, cette thèse est structurée en quatre chapitres :

Le premier chapitre a été consacré à une étude générale sur les phosphates naturels dans le monde avec les diverses utilisations, les différentes productions et les consommations du phosphate ;

Le deuxième chapitre concerne une étude bibliographique sur les différentes techniques de traitement du minerai et les diverses utilisations, les différentes productions et les consommations du phosphate ;

Le troisième chapitre présente un aperçu sur le schéma d'enrichissement actuel.

Le quatrième chapitre porte sur le calcul et l'application d'un nouveau schéma de traitement par la méthode calcination.

Problématique

Problématique

Le schéma de traitement actuel du phosphate au niveau de Djebel-Onk est très limité sur le plan qualitatif, car le concentré obtenu a une teneur en P₂O₅ qui ne dépasse pas les 29% qui reste insuffisante pour la fabrication des produits chimiques qui exigent des phosphates dont la teneur en P₂O₅ doit dépasser 30%. On remarque aussi que les différents rejets obtenus dans l'usine de traitement de Djebel-Onk ont une teneur en P₂O₅ qui varie entre 20 et 23 %.

Le but de notre travail est d'améliorer la qualité du concentré de phosphate noir obtenu dans l'usine de traitement de Djebel-Onk dans la wilaya de Tébessa et pour qu'il soit utilisé dans plusieurs domaines industriels. Le minerai de phosphate de Djebel-Onk contient divers minéraux de gangue, notamment des silicates et des carbonates, dont la teneur doit être réduite afin de répondre aux exigences de l'industrie chimique. La calcination entre dans le processus de concentration des phosphates.

Le schéma de traitement pour les phosphates noirs proposé à djebel Onk est réalisé par deux étapes bien définies.

La première étape est la préparation mécanique, qui comporte les opérations suivantes : concassage, criblage, broyage et classification.

La deuxième étape comprend le traitement du phosphate proprement dit par la calcination.

Chapitre I :

Géologie et Exploitation de gisement Djebel Onk

Introduction

La mine de Djebel Onk est l'un des sites d'extraction de phosphate à ciel ouvert dans le monde et est subdivisé en plusieurs secteurs mais actuellement l'exploitation du gisement du phosphate se concentre au niveau de la mine de Djebel Onk sud qui contient trois zones (Djemi Djema, Kef Essennoun et Tarfaya), et une seule carrière actuellement en exploitation (Kef Essennoun) avec la carrière de Djemi Djema zone2 qui a des réserves exploitables pour le moment mais pas important comparativement de celle de Kef Essennoun, cette dernière constituée de plusieurs gradins en forme d'une fosse. Le facteur de recouvrement est de deux pour un, c'est-à-dire que pour chaque gradin de minerai abattu, il faut abattre deux gradins de stériles. Pour cela, on trouve les gradins de stériles dans la périphérie et les gradins de minerais dans le centre de la fosse.

Le complexe minier de djebel Onk se compose de deux parties : une mine à ciel ouvert et l'usine de traitement de phosphate, ce qui nous a permis comme nous avons annoncé précédemment de comprendre pas mal de chose sur la géologie de la mine et les diverses parties de la chaîne de traitement de cette substance utile pour la rendre semi-traiter et la vendre ainsi que les différentes analyses qui permettant de contrôler les différentes étapes d'enrichissement. En raison de la qualité du phosphate l'exploitation est axée actuellement vers Kef Essennoun. Dans cet endroit ; il existe deux différentes couleurs de phosphate qui sont :

- La couleur noire.
- La couleur beige

1. Historique [1]

Le complexe minier de Djebel El Onk est spécialisé dans l'exploitation et le traitement de phosphate :

Les phosphates Algériens ont été découverts à BOUGHARI par PH. THOMAS en 1873. Dans la période (1907 -1908) L. JOLEAU à découvert le gisement de Djebel Onk, des informations plus complètes ont été présentées par D. DUSSERT, mais surtout FLANDRIN en 1948 qui contribua à l'apport des nouvelles plus détaillées.

Ce n'est qu'en 1931 que ces phosphates font l'objet d'une première concession par la compagnie des phosphates de CONSTANTINE qui était le principal producteur en Algérie suite à laquelle fût créer la société S.D.O en 1936.

De 1961 à 1963, des essais de prospection radio métrique aéroportée sont effectués au-dessus du gisement de Djebel Onk.

En 1963, les études géologique et minière précédant l'exploitation du gisement de Djemi Djemla sont réalisées par la société SERMI, pour la société de DJEBEL-ONK (rapports de G. RANCHIN, 1963, A.B.C) parallèlement, la société française SOFREMINES (1962 rédige un avant-projet d'exploitation du gisement de KEF ESSENOUN).

Ce n'est qu'en mois de Février 1965 que débute l'exploitation de Djemi Djema (SOCIETE DU DJEBEL-ONK) qui aurait dû relayer, en 1963, la fin de l'exploitation de DJEBEL-KOUIF commencée en 1894.

En 1971 à 1974, les travaux de recherche et de prospection sur les phosphates dans l'Est de l'Algérie qui ont été relancé par la SONAREM, sont suivis par une campagne de prospection et d'évaluation du district minier de Djebel Onk (1977 - 1979) : S-3 - K, S-4 - K, S-5 - K, Tranchées dans les dressants.

De 1985 - 1987, l'EN FERPHOS a confié à l'EREM des travaux de recherche et d'évaluation des ressources en phosphate de tous les gisements potentiels de la région du Djebel -Onk, notamment le gisement de KEF ESSENOUN a été reconnu en détail par l'EREM au cours de l'année 1986, grâce à 32 sondages carottés notés S-2 à S-46 réalisés à la maille de 250 x 300 m et 22 tranchées réalisées dans les dressants de KEF ESSENOUN, notées Tr 22 à Tr 44.

En Novembre 1989, l'EN FERPHOS fait connaître son cahier des charges pour des études de développement du Complexe minier de Djebel Onk.

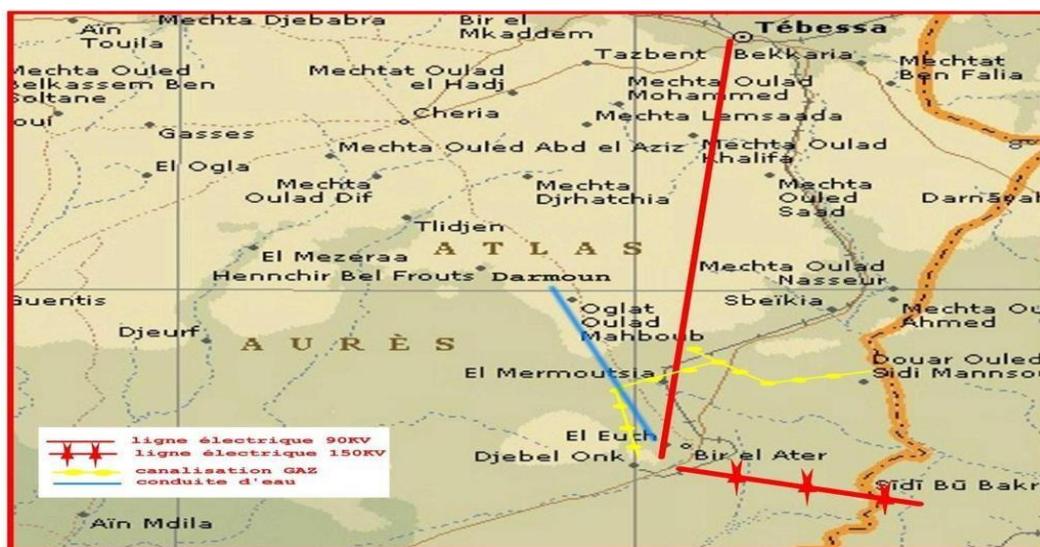
En Avril 1992, signature du contrat entre l'EN FERPHOS et le consultant BRGM/SOFREMINES concernant le rassemblement des éléments techniques et économiques permettant d'arrêter un projet de développement de l'exploitation des gisements de phosphate de Djebel Onk.

En 1993, BRGM a fourni un rapport d'expertise géologique de tous les gisements de Djebel Onk.

2. La Géologie du djebel Onk

2.1. Situation géographique [1]

La région de Djebel El Onk est située au Sud – Est de l'Algérie, à 100 km de la Wilaya de Tébessa et à 20 km de la frontière Algéro – Tunisienne, sur la route qui relie Tébessa à El Oued (Fig1). Cette région constitue la limite géographique naturelle entre les hauts plateaux constantinois et le domaine saharien. Topographiquement le massif de Djebel El Onk formé un ensemble calcaire de 20 km de longueur qui culmine à 1198 m d'altitude au Djebel Tarfaya. Ce massif constitue l'extrémité orientale des monts de Nememcha qui prolonge vers l'Est le massif des Aurès. Les altitudes les plus basses au pied du Djebel El Onk sont d'environ 635m.



CARTE DE LA SITUATION DE LA WILAYA DE TEBESSA

Figure (01) : Carte de situation géographique de Djebel Onk

2-2 La région de djebel –Onk est subdivisée en 5secteurs miniers :(Fig.2) [1]

Gisement du Djemi-Djema.

Gisement du Kef Essenoun.

Gisement de Djebel El Onk Nord.

Gisement d'Oued Bétita. - Gisement du Bled El Hadba.

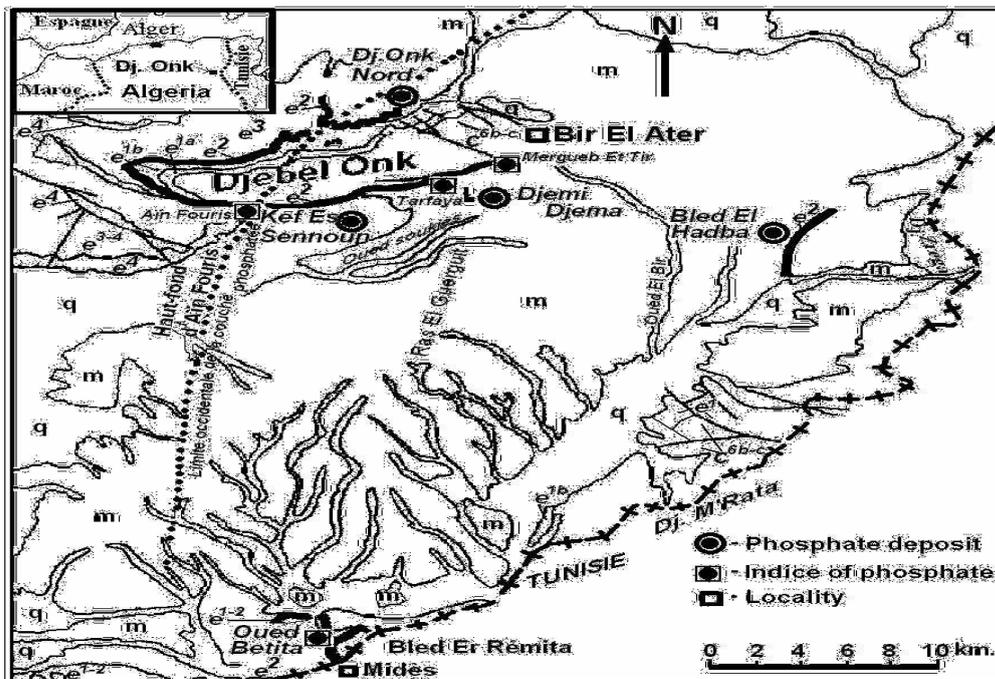


Figure (02) : Carte de situation géographique et géologique des gisements de Djebel Onk

2.3. Stratigraphie [1]

La stratigraphie de la région de Djebel Onk a été établie par Visse (1952). La série sédimentaire affleurant est exprimée par une succession stratigraphique allant du Crétacé Supérieur (Maestrichtien) à l'Eocène moyen (Lutétien), surmontée par une Série sablo – argileuse continentale datée du Miocène et du Quaternaire (Figure.03).

2.3.1. Crétacé

Ce sont les sédiments les plus anciens au cœur de l'anticlinal de Djebel Onk tectoniquement très accidentés. Seuls les dépôts du Maestrichtien y affleurent.

Maestrichtien : Les sédiments de cet âge, au cœur de Djebel Onk, sont représentés par des calcaires à silex et des intercalations de marnes (de 5 à 10 m).

2.3.2. Tertiaire

a. Paléogène : Ce sont des sédiments marins représentés par des calcaires, des phosphates et de gypse, les variations lithologiques et les restes des organismes ont permis d'en faire les subdivisions stratigraphiques suivantes :

Danien : Il est différent du Crétacé, il est conventionnellement adopté au contact calcaire Maestrichtien série argilo – marneuse. Cette différence lithologique est présentée par une subdivision en deux séries distinctes.

Danien inférieur : Il est représenté par des argiles marneuses schisteuses de couleur gris foncé à brun vert, intercalé par des marnes dures et irrégulières.

Danien supérieur : Il est formé par des calcaires durs blancs, très fins souvent à cassure conchoïdale, avec des intercalations de marnes tendres, argileuses et schisteuses.

b. Montien : Cet étage est marqué par la présence d'une série de calcaires, alaires détritiques, calcaires à lumachelle avec des intercalations de marne et dolomie, ces sédiments se caractérisent par une absence ou une faible quantité de silex.

c. Thanétien : C'est l'horizon porteur de la minéralisation. Il est visible sur le flanc de l'anticlinale de Djebel Onk avec une épaisseur de 72 m. Il se subdivise en deux parties :

c.1. Thanétien inférieur : Caractérisé par des schistes marneux irrégulièrement intercalés de calcaire. Ces schistes sont de couleur gris foncé à noir. Dans la partie supérieure du Thanétien inférieur apparaissent des intercalations phosphatées atteignant jusqu'à 2 m d'épaisseur, et très riche en matière organique surmontées par des calcaires et des marnes à gros gastéropodes. La puissance varie de 30 à 40 m.

c.2. Thanétien supérieur : il débute par un niveau dolomitique à gastéropodes, sous-jacent à une couche phosphatée de 30 m d'épaisseur en moyenne à Djebel Onk et à Bled El Hadba, et qui diminue jusqu'à la disparition vers le Nord.

2.3.3. Eocène

a. Yprésien : Il repose directement sur les dépôts du Thanétien et affleure dans la carrière de Djemi – Djema et au Nord du Djebel Onk, il a une épaisseur de 32 m, on note :

1-Yprésien inférieur : Il est représenté, par des conglomérats marquant la limite avec le Thanétien et sous – jacent une couche à alternance de calcaire, marne, dolomie et de la couche phosphatée. L'épaisseur moyenne de l'Yprésien inférieur est de 30 m au maximum.

2-Yprésien supérieur : Il est constitué par l'alternance de calcaires, calcaire dolomitique et marnes, sa puissance est de 2 à 3 m.

b. Lutétien : Les formations de cet étage recouvrent en concordance les séries Yprésiens ; elles sont répandues dans la région de Djebel Onk, on distingue :

1- Lutétien inférieur : il est marqué par un changement de faciès où les marnes remplacent le calcaire, il est assez riche en matière organique.

2- Lutétien supérieur : il est représenté par une alternance de marnes blanches et d'argiles, il est caractérisé par la présence de gypse, son épaisseur peut atteindre 100 m.

c. Miocène : Il est formé essentiellement par des sédiments représentés par des roches terrigènes (conglomérats, grès, sables, argile) et des schistes argilo – gréseux. Tandis que les sédiments de la région de Bled El Hadba sont composés de nombreux fragments solidifiés.

Le Miocène est subdivisé en trois unités de bas en haut :

1-Miocène inférieur : débute par des conglomérats, sable à gros grain présentant une épaisseur d'une dizaine de centimètres à quelque mètre, sa puissance atteint plus de 200m.

2-Miocène moyen : il est constitué d'argile marron, d'argile à structure schisteuse, brune, la puissance est d'environ 100 m.

3-Miocène supérieur : on constate la présence des sables, grès à blanc de graviers, le matériel est très grossier nettement stratifié.

2.3.4. Quaternaire

Les dépôts quaternaires recouvrent la majeure partie des terrains, ils sont représentés par des dépôts sableux, des graviers et des blocs

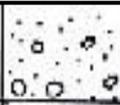
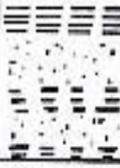
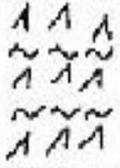
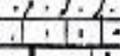
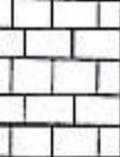
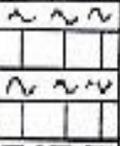
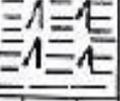
QUATERNAIRE			Eboulis et formations alluvionnaires sableuses
MIOCENE	SUP (350m)		Sables, grès à grains grossiers
	MOY (250m)		Argiles, schistes argileux de couleur marron, bronze avec intercalation de sables blancs
	INF (100m)		Sables fins blancs avec des couches de grès et argiles
LUTETIEN	SUP (100m)		Gypses avec interlits de marnes (évaporites)
	INF (40m)		Calcaires et dolomies avec géodes de quartz
YPRESIEN (70m)	SUP		Calcaires et dolomies avec silex
	INF		Calcaires avec lentilles de silex et calcaire phosphaté
THANETIEN (80m)	SUP		Phosphates pseudoolithiques, coprolithiques, gris et noirs
	INF		Marnes sombres schistifiées
MONTIEN (100m)			Minéralisation en Baryto-Célestine Calcaires avec bancs à Ostrea
DANIEN	SUP (80m)		Alternance de calcaires et de marnes claires
	INF (35m)		Argiles noires avec fibre de gypse
MAESTRICHIEN SUPERIEUR (200 m)			Calcaires, calcaires noduleux de couleur blanche

Figure (03) : Colonne stratigraphique de la région de Djebel Onk

2.4. Contexte géologique [2]

La région de Djebel Onk est divisée en plusieurs gisements.

2.4.1. Le gisement de Djemi Djema Zone (II) Ouest, Zone(I) Est

Situe aux deux extrémités du brachyantoclinal, ou la couche de phosphate s'enfoncé progressivement vers le nord-est et le sud-ouest. L'épaisseur moyenne de la couche de phosphate est respectivement de 28m à 30m. Cet enfoncement s'accompagne d'une augmentation du recouvrement stérile, en particulier de la couverture sableuse du Miocène.

Dans la partie orientale du gisement de djemidjema est, la surface d'érosion anté-miocène provoque l'érosion progressive d'Ouest en est et la disparition complète du faisceau phosphate et des calcaires yprésiens sus-jacents.

2.4.2. Le gisement de Kef – Essennoun

Est situé sur le flanc méridional de l'anticlinal crétacé de Djebel Onk. Il constitue en quelque sorte la retombée synforme de la méga structure antiforme. Au Nord, on aperçoit les dressants de Kef-Essennoun qui correspondent à la zone de la flexure faille du flanc Nord de la structure synforme.

Le flanc Sud est constitué par « la table de Kef-Essennoun », qui plonge monoclinalement vers le sud-ouest, sous un angle de 10 - 15°.

Au plan structural, le gisement peut être assimilé au plongement Sud-Ouest du synclinal de Bled Djemi Djema. Lithologiquement le gisement de Kef-Es Sennoun est identique à celui de Djemi Djema, il se distingue de ce dernier par l'importance de la puissance de la couche phosphatée (couche productive) qui peut atteindre jusqu'à 43 m(S7), et par des teneurs moyennes en P205 (25,05 à 27,94 %) de la couche productive, plus riches comparativement à celles de Djemi Djema.

2.4.3. Le gisement de Tarfaya

Se singularise par une structure renversée des formations géologiques, les couches se redressent et présentent des pendages assez élevés. La couche productive et les calcaires du toit s'amincissent par les effets d'une érosion très importante.

2.4.4. Le Gisement de Margueb Ettir

Situé à 3km à l'ouest de Bir el Ater et à 750m au Nord-Ouest de la route N°16.

2.4.5. Le gisement de bled el hadba

Situé à 14 km au Sud-est de Djebel ONK et à 6km de la frontière Algero-Tunisienne. Marqué par la réapparition de la couche phosphate à l'affleurement sur le flanc Sud de la mégastucture synclinal, séparent les anticlinaux des djebel Onk et du djebel Zrega. La couche de phosphate est épaisse que sur le flanc Sud du djebel Onk. Mais la sédimentation phosphatée est plus hétérogène avec diminution de la fréquence des grains.

2.4.6. Le gisement de Bettita

Est le plus éloigné de tous les gisements il est situé à 45km au Sud Est du centre minier du Djemi Djema. Et n'est distant que de 2 à 4km du gisement de Mides et tunise. La série de phosphate d'une épaisseur environ 35 à 45m.

2.4.7. Le Gisement de Djebel Onk - Nord

Situé à 6km au nord du centre minier de Djemi Djema. Il appartient au flanc septentrional de l'anticlinale de djebel ONK, à faible pendage vers le nord cette zone se caractérise par une réduction progressive de l'épaisseur de la couche de phosphate, en allant vers l'Ouest et vers le Nord, jusqu'à sa disparition complète, sur les flancs du haut-fond d'Ain-fouris. De la couche de phospharenites est de 14 à 18m. l réduction d'épaisseur s'accompagne en outre d'une sédimentation phosphatée plus hétérogène, avec apports de quartz détritiques liés à la zone de haut fond vers l'Est. la couche de phosphate est complètement érodée par la surface d'érosion ante-miocène (post-lutétienne), qui tronque progressivement la série de l'Ouest vers l'Est.

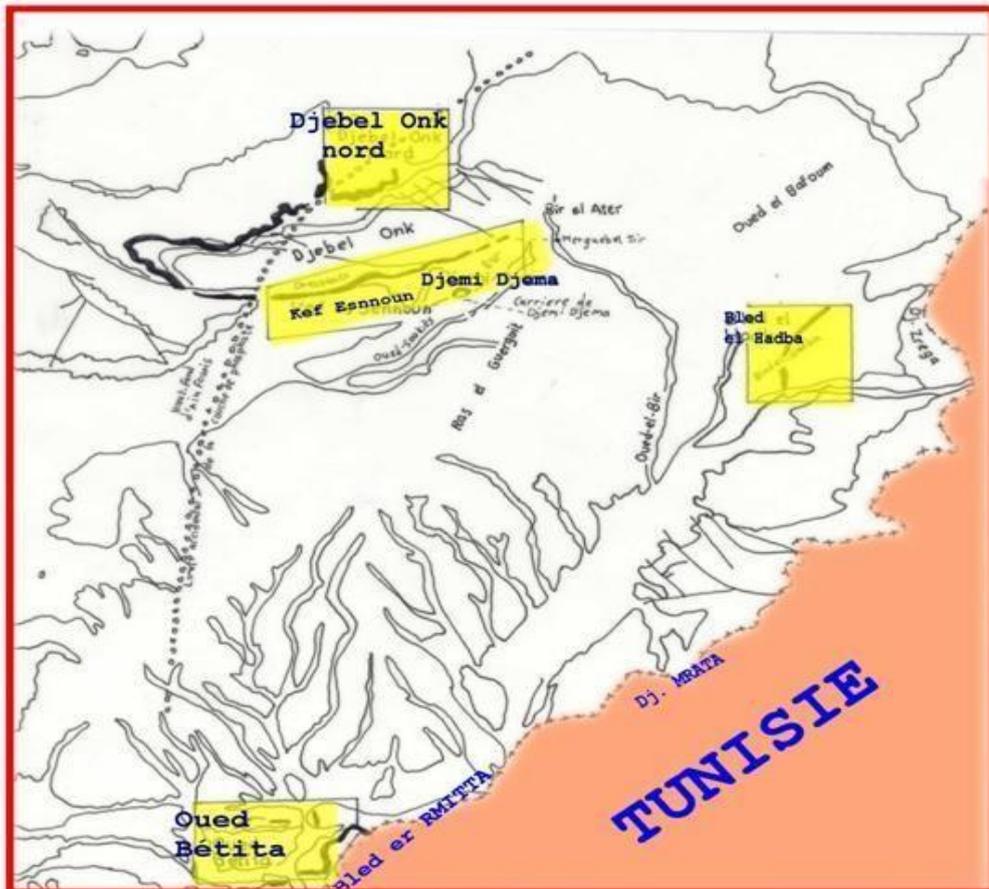


Figure (04) : Les gisements de Djebel Onk [2]

2.5. La tectonique [1]

La région de Djebel Onk est un massif montagneux calcaire se caractérise par une flexure anticlinale dont le flanc méridional à cause de pentages élève de 50° à 90° , contrairement à ceux du versant Nord qui n'excèdent pas au les pentages 15 à 20° . C'est un anticlinal typique par ailleurs, par ce que limite à l'Est comme à l'Ouest, par deux terminaisons péricentrales orientales, est notamment bien individualisée vers Bir el Ater.

La tectonique en fait, n'est pas aussi simple que le laisserait supposer l'expose précédent, en effet la mise en place de cette flexure post-pliocène.

S'est accompagnée d'une fragmentation par failles du massif, et cela n'a pas été sans répercussions sur les différentes assises géologiques.

Le gisement de DjemiDjema est un brachyanticlinal bien individualise avec son flanc Sud, son flanc Nord et ses deux terminaisons périclitâmes, orientale et occidentale .il

reproduit en tous points l'allure tectonique du djebel Onk, flanc méridional a fort pendage, flanc septentrional a pendage peu élève. Il est également affecté par un système de failles. Ces deux formations anticlinales sont reliées par le synclinal a faible rayon de courbure de bled djemidjema.

Le gisement de Kef Essenoun est caractérisé par une structure simple, qui se présente sous forme d'une « table » monoclinale à pendage régulier, sous un angle de 5 à 10° vers le Sud.

Au Sud de la table, on aperçoit une zone de rupture de pente où le pendage des couches atteint 20° entre les sondages S-n et S-7, S-18 et S-6, S-21 et S26, Une série de trois failles majeures et souples de directions NNW.

SSE, traversent le gisement en question, mais n'engendrent pas de déformations majeures sur la géométrie de la couche phosphatée du moins la zone de la table. Par contre dans la zone des dressants de Kef Essenoun allongée N 75°E, la tectonique souple et cassante a entraîné un changement brusque du pendage de la couche phosphatée affleurant où l'angle de pendage est Sub- vertical ou fortement incliné vers le Sud-est ou le Nord-ouest.

Au Nord-est des dressants, la série est renversée et la couche de phosphate plonge suivant un angle de 30 à 60° vers le Nord-Ouest.

Par contre dans la partie centrale des dressants, la couche de phosphate est en série normale et plonge vers le Sud.

La zone de Tarfaya est la plus affectée par les accidents tectoniques, la couche est complète, Ment renversée et le pendage devient subvertical. Les failles sont essentiellement de direction NS.

La zone I se caractérise par un faible pendage, elle est limitée au nord par la fameuse faille « Visse ».

2.6. Caractéristiques du phosphate [3]

2.6.1. Composition et origine de la roche

Les gisements de phosphate de roche sont ou bien d'origine volcanique ou bien les restes des squelettes d'animaux marins qui consistent, comme pour les animaux terrestres, en un mélange de phosphates et de carbonates de calcium. Avec le temps, dans les fonds marins,

les carbonates ont été remplacés par du fluor ce qui a pour effet de rendre le minerai plus stable.

2.6.2. Caractéristiques physiques : Les caractéristiques physiques des

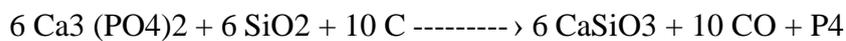
Phosphates naturels ont moins d'importance que leur composition chimique quant à la disponibilité du phosphore. Elles ont tout de même un impact sur celle-ci.

Les principales caractéristiques physiques utilisées sont la compacité, la porosité, la finesse du broyage et la surface active.

Règle générale, la réactivité du phosphate de roche, donc sa disponibilité, s'accroît lorsque sa densité décroît et que sa surface active ou spécifique s'accroît. La surface active tend à augmenter selon la finesse des particules, bien que les résultats soient très variables d'un type de phosphate à l'autre. Cela voudrait pratiquement dire que plus un phosphate de roche est broyé finement, plus le phosphore peut être disponible.

2.6.3. Caractérisation chimique et minéralogique

Il est l'élément du groupe 15 (VA) dans la classification périodique des éléments. Il est donc trivalent à l'état fondamental. Le procédé industriel de fabrication produit du tétraédro-tétraphosphore suivant la réaction



Il y a au moins huit variétés allotropiques de phosphore pur selon le degré Catenation :

Le phosphore blanc (A cubique, B hexagonal) est constitué de tétraèdres.

Le phosphore noir orthorhombique ou rhomboédrique est constitué de feuilles plissées associées entre eux.

Le phosphore rouge est constitué de chaînes de tétraèdres polymérisés, moins réactif que le phosphore blanc et non toxique. il est utilisé par l'industrie.

2.7. Composition minéralogique du minerai de phosphate de Djebel Onk : [4]

L'analyse minéralogique et pétrographique des échantillons de phosphate de djebel onk a aboutie à des résultats suivants :

Les phosphate de djbele onk une structure pseudo-oolitiques, a grains varie,avec prédominance de grains fins , une texture compacte .

Les phosphate de djebel onk se composent essentiellement de grains de phosphate (avec prédominance de phosphate de calcium) 50-90%, d'apatite 3-10%, de glauconite environs 3%, de quartz 1-7% et d'autres minéraux plus rares.

Les grains de phosphate sont le plus souvent de couleur brun,jaune de forme isométrique sphérique et de déverses tailles.

Tableau 01 : Composition minéralogique du phosphate de Djebel Onk [5]

Eléments composants	Symboles
Phosphate tricalcique	Ca (PO₄)₂
Carbonate de calcium	CaCO₃
Carbonate de magnésium	MgCO₃
Dolomite	CaMg(CO₃)₂
Alumine	Al₂O₃
Hématite (oxyde de fer)	Fe₂O₃
Gypse	CaSO₄
Sulfate de soude	Na₂Ca (SO₄)₂
Chlorure de calcium	CaCL₂
Quartz	SiO₂
Sulfate, Fluor et matières organiques	S, F, C
Autres éléments en traces (Cadmium, Uranium, Titane...)	Cd, U, Ti

2-8-Composition chimique du produit marchand de phosphate de djebel Onk : [5]**Tableau 02 :** la composition chimique du produit marchand de djebel Onk

Elément Majeure	%
Anhydride Phosphorique (P₂O₅)	29,50----30,00
Anhydride Carbonique (CO₂)	6,50----7,20
Anhydride Sulfurique (SO₃)	2,50----3,00
Oxyde de calcium (CaO)	48,50----50,00
Oxyde de Magnésium (MgO)	0,90----1,35
Oxyde de Fer (Fe₂O₃)	0,35----0,40
Oxyde de d'Aluminium (Al₂O₃)	0,40----0,50
Oxyde de Sodium (Na₂O)	1,00----1,20
Oxyde de Potassium (K₂O)	0,08----0,15
Oxyde de Silicium (SiO₂)	2,00----3,00
Humidité (H₂O)	0,80----2,00
Perte au feu (CO₂ déduit)	2,50----4,00
Fluor (F)	2,50----3,50
Chlore (Cl) en ppm	400----900
C-Org	0,20----1,00

2.9. Types de minéralisation [6]

Sur les terrains étudiés "djeble onk" , on observe des minéralisations en barito – célestine ,calcite ,silice , sulfates et dolomite .

La minéralisation en baryto-célestine , s'observe dans les sédiments du montien , elle se présente sous forme d'amas irrégulier, plus au moins grands.

La minéralisation en calcite a été la mieux reconnue dans les calcaires daniens au djeble-onk.

La minéralisation en silice est très répondeue à djebel onk, ou on rencontre des silex de type stratifiés.

La minéralisation en sulfates, gypse –anhydritique est liée principalement aux sédiments du lutétienne.

Il est également à signaler la minéralisation dolomitique, et la dolomitisation a été provoqué par la migration des solutions riche en $MgCO_3$ et l'intensité de la dolomitisation dépendait de la fissuration et de la porosité des roches.

2.10. Etat des réserves [1]

On peut les résumer dans le tableau suivant :

Tableau03 : les réserves géologiques

Gisement	Djeble – onk nord	Bled hadba	Oued betita	Kef- essnnon	djemidjema
Réserves	92000000t	799689850t	175000000t	510778161t	613217634t
Ciel ouvert	31000000t	31968 950t	-	187278161t	214067634t
Sous- terrain	61000000t	480000000t	175000000t	323500000t	399150000t

Les gisements de phosphate de djebel –Onk sud sont importants de vue :

Qualité de minerai

Réserves géologiques

Conditions géo minières favorables

Paramètres techniques d'ouverture simple

La simplicité d'exploitation

2.11. Technique d'exploitation [1]

2.11.1. Méthode d'exploitation

La méthode d'exploitation du gisement dans cette mine est à ciel ouvert, consiste en la réalisation d'une succession des travaux miniers afin d'assurer la découverte et

l'extraction en qualité et quantité planifiée dans les meilleures conditions. la méthode d'exploitation du gisement de Kef Essenoun est avec un seul bord exploitable, suivant des normes :

- La hauteur des gradins : 15m
- La largeur de la route de déplacement des engins : 15 à 25m
- La largeur de plateforme : 40 m

L'extraction du phosphate est le premier maillon de la chaîne de production :

1ère opération : Terrassement par bulldozer.

2ème opération : Foration avec des sondeuses.

3ème opération : usage de l'explosif.

Une fois la masse rocheuse abattue, le stérile dégagé est stocké dans le Terril et le phosphate est acheminé vers les 2 concasseurs (le concasseur à mâchoire et le concasseur à cône giratoire).

2.11.2. Paramètres de la méthode d'exploitation [9]

1er gradin de stérile :

- La hauteur H: 34m.
- Niveau Est: 761-767.
- Niveau Nord: 769-780.
- Niveau Ouest: 767-778.
- Largeur de plateforme: 30m.
- Longueur: 1000m.
- Pente Ouest: 6%.
- Pente Nord: 5%.
- Pente Est: 6,3%.
- Pente Sud: 6%.
- Angle de talus: 70°-75°.

2ème gradin de stérile:

- La hauteur H: 16m.
- Niveau Est: 767-774.

- Niveau Nord: 785-798.
- Niveau Ouest: 785-799.
- Largeur de plate forme: 36m.
- Longueur: 1010m.

A. Gradin de phosphate:

- La hauteur H: 22m.
- Niveau Est: 725-729.
- Niveau Nord: 732-743.
- Niveau Ouest: 734-744.
- Largeur de plate forme ; mur phosphate : 54m.
- Longueur: 230m.
- Angle du talus: 70°-75°.

B. II.4. Régime de travail

Transport de tout venant : 3x8 continue.

Stérile : 3x8 continue.

Foration : 1x8 discontinu.

Arrosage : 2x8 discontinu.

Niveleuse : 2x8 discontinu.

Traitement : 3x8 continu.

E. Engins utilisés :

- Sondeuse.
- Chariot.
- Pelle.
- Bulle.
- Chargeuse (KOMATSU 6.1 m3).
- Camions (CAT 50t, HITACHI 62t) pour les distances de transports suivants:
 - Phosphate : 2600m.
 - Stérile: 1500m.
- Niveleuse (bulle pneumatique).
- Arroseuse.
- Camion explosif.

2.11.3. Travaux de forage et de tir

a) Foration :

Les processus de foration font l'objet d'une étude comparatif pour deux types de sondeuse avec différents diamètres à savoir :

Ø = 165 mm.

Ø = 110 mm.

b) Travaux de tir

Les explosifs utilisés à Djebel Onk sont :

Anfomil 25 Kg

Marmanite Ø80 ; Ø65 ; Ø50.

Cordeau 12 g/t ; 20 g/t.

Mèche lente ; relais (détonateur à micro retard) ; détonateur.

Fils électrique.

Exploseur.

DEMRE (détonateur électrique à micro retard).

Testeur

2.11.4. Chargement et transport

Cette opération consiste à enlever les produits abattus et les charger dans les camions, les engins à soumettre sont : pelles, chargeuses et camions. Au niveau de Kef Essenoun on dispose des engins de chargement qui sont des chargeuses KOMATSU, pelles X150RB, une pelle électrique (609) et des camions : HITACHI d'une capacité de 65 tonnes et CATERPILLAR de 50 tonnes. Les performances pelle-camion seront optimisées si on arrive à saturer la capacité des pelles sans faire attendre les camions.

a) Chargement

Stérile : Le rendement horaire moyen réalisé par les moyens de chargement était de l'ordre de 515 t/h pour un prévu de l'ordre 394 t/h d'où l'écart positif de 121 t/h ce qui explique une bonne rationalisation des moyens de chargement.

Phosphate : Le rendement horaire moyen réalisé par les diverses chargeuses est de l'ordre de 359 t/h pour un prévu de l'ordre de 180 t/h, résultat positif dégageant un écart excessif, qui explique également les performances des moyens déchargements.

b) Transport

Stérile : Le rendement horaire moyen réalisé par les camions était de l'ordre de 199 t/h pour un prévu de 140 t/h ce qui reflète un écart positif de l'ordre de 19 t/h, ce qui explique une bonne rationalisation des moyens de transport.

Phosphate : le rendement horaire réalisé par le camion était de l'ordre de 134t/h pour de 140t/h ce qui résulte un déficit de 06t/h pour la contrainte suivante :

- vieillissement des états des camions CATERPILLAR.
- Eloignement des chantiers par rapport au concasseur (BABITLESS).
- Longue attente auprès de la station de concassage pour le non admission de l'aval.

Conclusion :

Le phosphate de masse volumique 1.43 est exploité sous trois principale forme, soit en sous forme de graine, en débris ou bien en nodule, Il existe plusieurs minerais de phosphate, dont le principale minerai est l'apatite, qui se trouve généralement associé aux granite ou bien dans fonctionnement sédimentaire argileux, il est le phosphate le plus abondant sur terre Dans la nature, le phosphate comme tous les autres minerais ne se trouve jamais à l'état pur, il est associé à un ensemble d'éléments chimiques et minéralogiques, la qualité de phosphate dépend de la teneur, de ces constituants, car il ya des constituants minéralogiques qui sont considérés comme des impuretés qui forment l'endogène (ex : le quartz, la matière organique...etc), et d'autres comme minéraux apatitiques qui forment l'exogène. La qualité de phosphate dépend d'autres paramètres chimiques telle la teneur en P_2O_5 , MgO , CO_2 et d'autres.

D'après l'origine de phosphate on trouve deux types de gisement, soit des gisements ignés qui sont attribués en générale par l'intrusion du magma dans des roches cristallines qui donnent naissance à des veines ou filons, fournissent 12% de la production mondiale de phosphate, ou bien soit sédimentaire qui recouvrent 85 % de la production mondiale et se rencontre dans des étages géologiques très variés.

Chapitre II :

Recherches bibliographiques

Introduction

Le phosphate naturel est un terme général qui décrit les assemblages minéraux naturels contenant une concentration élevée de minéraux phosphatés. Le terme se rapporte aussi bien aux minerais phosphatés non enrichis qu'aux produits concentrés. Les phosphates sont en général des dépôts sédimentaires sous forme d'apatite du fluor ($3\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2\text{CaF}_2$), de l'hydroxyle ou du carbone. Ils présentent une large gamme d'utilisation dans divers domaines, notamment, l'industrie des engrais et la fabrication des acides phosphoriques, qui constituent 80 à 90% de la consommation mondiale des phosphates. D'autres secteurs, tels que : l'industrie des peintures, les céramiques, le traitement des eaux, les produits cosmétiques et pharmaceutiques et autres.

Le phosphate est le composant de ces roches ayant un intérêt agronomique. Plus le contenu en phosphate (P_2O_5) sous forme d'apatite est élevé, plus le potentiel économique du minerai est grand. Les facteurs qui sont importants dans la conversion chimique des Phosphate Naturel en engrais (carbonates libres, fer (Fe), aluminium (Al), magnésium (Mg) et chlorure) ne sont souvent pas importants quand la roche doit être employée en application directe (Gremillion et McClellan, 1975 ; McClellan et Gremillion, 1980 ; Van Kauwenbergh et Hellums, 1995).

Le phosphate marchand exige un traitement adéquat pour répondre aux besoins du marché mondial en termes de qualité et de quantité, à cet effet une industrie minière doit être équipée, d'une usine de traitement de la haute efficacité et très grande capacité productrice.

1. Phosphate

1.1. Définition [7]

Le phosphate est un minerai caractérisé par le radical $(PO_4)^{3-}$. Parmi les nombreuses espèces, notons l'apatite (à Ca et F), la turquoise bleue (Cu, Al), la vivianite bleue (F), la monazite (Ce, La, Th) et des produits d'altération des gîtes uranifères (autunite ou uranite ; chalcocite).

Il est une roche sédimentaire marine (sauf la phosphorite) contenant des minéraux phosphatés sous forme amorphe ou cryptocristalline (collophane), ou sous forme finement cristalline (variétés proches de l'apatite), en quantité suffisante pour être exploitée (industrie des engrais p. ex.). Ces phosphates dérivent de l'apatite des roches magmatique, mise en solution dans la mer et fixée par des végétaux et des animaux (par exemple : os avec 60% de phosphates, dents avec 90%, excréments, ...etc.)

1.2. Formation du phosphate [8]

Après le mort des végétaux et des animaux nouvelles solutions de phosphates sont formées, et elles peuvent soit précipiter directement, soit plus souvent épigénèse tout ou partie des sédiments. Les roches phosphatées se forment sur la plate-forme continentale, ou à son rebord (entre 50 et 200 m) ; elles contiennent souvent de la glauconie et des éléments détritiques (quartz par exemple), ou encore des hydrocarbures. Les phosphates se trouvent également dans de nombreuses roches, par exemple ; Craie phosphatée (à grains de phosphates), minerai de fer oolitique à ciment phosphaté...etc.

1.3. Différents minerais du phosphate

Tableau (04): différents minerais du phosphate [9].

N°	Désignation	Poids Spécifique	Dureté	Couleur	Formule Chimique
1	Xénolite	4,4-5,1	4-5	Brun, jaunâtre	YPO_4
2	Monazite	4,6-5,4	5-5,5	Brun, rouge, vert	$(Ce,La,Th)PO_4$
3	Ambylgonite	2,9-3,1	5,5-6,5	Blanc à lait	$(Li,Na)Al.(PO_4)_2(Fe,O H)$
4	Apatite	3-3,2	5	Vert, bleu, transparent	$Ca_5(PO_4)_3(F,Cl,OH)$
5	Pyromorphite	6,5-7,1	3,5-4	Variable	$Pb_5(PO_4)_3Cl$
6	Turquoise	2,6-2,8	5-6	Bleu ciel, vert	$Cu,Al_6(PO_4)_4(OM)_85H_2O$
7	Chalcosiderie	3,25	4,5	Vert, transparent	$CuFe_6(PO_4)_4(OH)8H_2O$
8	Libethentite	3,9	4	Vert olive	PO_4OH
9	Lazulite	3,1	5-6	Bleu azure	$(Mg,Fe)Al_2(PO_4)_2(OH)_3 5H_2O$
10	Wavelline	2,3	3,5-4	Incolore, blanc	$Al_3(PO_4)_2(OH)_35H_2O$
11	Childrenite	3,2	5	Brun, jaune	$(Fe,Mn)Al(PO_4)(OH)2 H_2O$
12	Pseudomalachite	4-4,3	4,5-5	Vert	$Cu_5(PO_4)_2(OH)4H_2O$
13	VanisciteStrengite	2,6-2,9	3,5-4,5	Vert pale	$Al(PO_4)2H_2O,Fe(PO_4) 2H_2O$
14	Lithiophilite	3,3-3,5	4-5	Gris, bleuâtre	$Li(Fe,Mn)PO_4$
15	Ludlomite	3,1-3,2	3,5	Vert	$(Fe,Mg,Mn)_3(PO_4)_24H_2O$
16	Vivanite	2,6-2,7	1,5-2	Transparent	$Fe_3(PO_4)8H_2O$

2. La production du phosphate

2.1. En Algérie [7]

L'Algérie recèle des ressources phosphatées importantes, ce qui permet de satisfaire les besoins nationaux de cette matière et l'exportation d'une quantité appréciable.

La structure d'exploitation minière, l'Entreprise nationale du phosphate, Somiphos, est en mesure de fournir à ASMIDAL, l'entreprise de transformation et de production, des quantités de phosphate naturel couvrant ses besoins, avec un surplus pour l'exportation.

La production marchande en phosphate de toute qualité confondue est de 1.5 MT réalisées comme objectif en 2017.

2.2. Au niveau mondial

Tableau (05) : La production mondiale de phosphate 2015 [11].

Pays	Production x(1000tonne)	Part mondiale (%)
 Chine	100000	45,45
États-Unis	27100	12,31
 Maroc	30000	13,63
Russie	10000	4,45
Jordanie	6000	2,72
Brésil	6750	3,06
 Tunisie	5000	2,27
 Égypte	6500	2,95
 Syrie	1000	0,46
Australie	2600	1,18
 Pérou	2600	1,18
 Afrique duSud	2200	1,00
 Algérie	1500	0,70
Mexique	1700	0,78
 Inde	2100	0,98
 Arabiesaoudite	3000	1,4
 Sénégal	700	0,32
 Togo	1200	0,56
 Irak	250	0,12
Autres pays	9800	4,57
Total	220000	100

3. La consommation du phosphate au niveau mondial

Tableau (06) : La consommation mondiale de phosphate en agriculture 2014 [11].

Pays	Valeur de consommation (1000tonne)
Chine	11970
Inde	8050
États-Unis	3946
Brésil	3384
Indonésie	1250
Pakistan	761
France	500
Autre	11139
Monde	41000

4. Les utilisations du phosphate

4.1. En Algérie [12]

Les phosphates algériens, sans être aussi riches que ceux du Maroc et des Etats-Unis, ont néanmoins la même valeur que ceux de Tunisie. Leur teneur en phosphate tricalcique est comprise entre 63 et 68 TPL %. Leurs usages principaux sont l'agriculture, qui les emploie sous forme d'engrais phosphatés, superphosphates...etc. L'industrie des superphosphates, qui est actuellement très florissante en Algérie, est la conséquence de l'existence dans la colonie de ces importants gisements de phosphates. Trois usines, employant plus de 200 ouvriers, se livrent à cette fabrication, qui consiste en un traitement du phosphate par l'acide sulfurique. Le phosphate est arrivé des mines de M'Zaïta, et Djebel El Kouif.

La production du superphosphate dépasse 70.000 tonnes par an. La majeure partie, 40.000 tonnes environ, est consommée par l'agriculture algérienne ; le reste, soit 30.000 tonnes, est exporté. Ajoutons toutefois que la consommation locale, qui est de 60.000 tonnes, doit importer de France une vingtaine de mille tonnes.

D'autre côté ; la production des engrais phosphate ès est assurée par la société ASMIDAL (Wilaya Annaba) qui est alimenté par le phosphate de Djebel El Onk

4.2. Au niveau mondial [13]

Au monde l'acide phosphorique est le principal dérivé de la chimie du phosphore, il est l'intermédiaire quasi indispensable pour l'élaboration de la plupart de ces produits.

L'emploi des phosphates comme engrais et comme produits techniques n'a cessé de s'accroître et les minerais de phosphate exploités en de nombreux points du globe représentent aujourd'hui des tonnages considérables. Les applications du phosphate sont classées en trois catégories sont :

A- L'alimentation pour bétail :

Elle représente à peu près de 5 à 6 % de la production mondiale de phosphate, dans cette catégorie, ce n'est pratiquement que le phosphate bi calcique qui sert l'aliment pour bétail. Il est obtenu par attaque à l'acide chlorhydrique du phosphate naturel.

B- Les engrais phosphatés simples

Ils représentent de 35 à 40 % de production mondiale de phosphate ; ils s'agissent essentiellement de :

-Les phosphates moulus : sont obtenus par broyage très fin du minerai de phosphate, leur teneur moyenne varie entre 26 et 33 % de P_2O_5

-Les phosphates calcinés : sont obtenus après broyage et calcination du phosphate à haute température de l'ordre de 600 à 1000 C°, ils sont de moins en moins utilisés à cause de leur coût énergétique.

-Le super phosphate simple (SSP) : est obtenu par attaque du phosphate par l'acide sulfurique, c'est un engrais à bas titre (18% de P_2O_5).

-Le triple superphosphate : il est obtenu par réaction entre le phosphate et l'acide phosphorique, c'est un engrais d'un seul élément fertilisant contenant environ 46 % de P_2O_5

- Produits basés sur l'acide phosphorique

L'on regroupe en deux catégories qui :

➤ Les engrais phosphatés composés

Il s'agit d'un groupe des engrais obtenus par la réaction entre l'acide phosphorique sur l'ammoniac ;

Le phosphate mono ammoniac (MAP) ; est obtenu par la neutralisation de l'acide phosphorique par NH_3

Le phosphate di ammoniac (DAP) ; est obtenu grâce à la neutralisation d'une mole de l'acide phosphorique par 2 moles de NH_3

Le sulfate-phosphate d'ammonium ; est obtenu par la réaction entre l'acide phosphorique, l'ammoniac et l'acide sulfurique.

Le phosphate nitrate d'ammonium ; est obtenu par la réaction entre l'acide phosphorique, l'ammoniac et l'acide nitrique.

Le phosphate d'ammonium urée ; est obtenu par la réaction entre l'acide phosphorique, l'ammoniac et l'urée.

Le nitrophosphate ; est obtenu par attaque directe de phosphate par l'acide nitrique.

L'industrie chimique.

Il absorbe à peu près de 6% de la production mondiale de phosphate, notamment pour le traitement des eaux, les plastiques, les insecticides, les pesticides et les détergents, en pharmacie et dans l'alimentation humaine.

- L'acide phosphorique

Il représente de 56 à 60 % de la production mondiale de phosphate,

5. Les tendances futures du phosphate :

5.1. En Algérie [14]

Les deux usines seront prévues au nouveau pôle industriel de phosphate scindé en deux plates-formes à Oued Keberit (Souk Ahras) et à Aouinet (Tébessa) pour obtenir entre 5 et 6 millions de tonnes par an d'acides sulfurique et phosphorique dès a-t-on fait savoir de même source. Les deux unités de transformation chimique générant à leur démarrage 1600 postes de travail directes et 4800 emplois indirectes.

Plus que les deux plates-formes précédentes, les acides sulfurique et phosphorique seront également produits postérieurement à 2020 par l'usine de Hadjar Essoud, dans la wilaya de Skikda, avec une projection de 3 millions de tonnes/an après sa dotation d'une chaîne de production et des équipements nécessaires.

5.2. Au monde [15]

Parmi les quatre principaux pays producteurs actuels de phosphate, le Maroc est dans la position la plus avantageuse et pourrait posséder plus de la moitié des réserves mondiales

de phosphates. Pendant les 12 dernières années, la Chine a approximativement doublé sa production, et la Tunisie a augmenté la sienne d'environ 2 millions de tonnes, Deux nouvelles mines de phosphates se sont ouvertes au Canada et en Australie, Une future augmentation de production pourrait également venir d'Australie, de Jordanie, d'Irak et d'Afrique du Sud.

La production pourrait provenir de nouvelles mines du Pérou, d'Arabie Saoudite, de Mauritanie et de Guinée-Bissau. Il y a également des possibilités de découvrir de nouveaux gisements.

Une future source de phosphates est l'exploitation des gisements en mer. Les gisements de ce type se trouvent le long de la côte sud-est des Etats-Unis, sur le plateau continental du Pérou- Chili, au large de la côte de Namibie, sur le Chatham Rise au large de la Nouvelle-Zélande, au large de la côte de Baja Californie, Mexique, et au large du delta du fleuve Congo. Aucun de ces gisements en mer n'est exploité, et ils ne seront probablement pas mis en exploitation tant que des réserves suffisantes existent sur terre.

6. Méthodes de traitement du minerai du phosphate

6.1. Phosphate du Maroc [16]

Le procédé de flottation des phosphates est une technique innovante adoptée par la Direction des Exploitations Minières de Khouribga qui permet d'améliorer la qualité des phosphates extraits.

La zone de Khouribga constitue la réserve la plus importante de l'OCP. Le phosphate extrait et traité dans cette zone.

Les phosphates de cette zone sont de nature sédimentaire et sont caractérisées par la présence d'une gangue carbonatée plus ou moins dolomitique et siliceuse avec présence d'argiles dans les fractions fines. Il y a actuellement trois mines en exploitation à ciel ouvert : Sidi Douai, Merah Lahrach, Sidi Chennane. Les qualités de phosphate sont classées en fonction de leurs teneurs en Tricalcium Phosphate, plus connu sous le nom de Bon Phosphate of Lim (BPL) :

- Un phosphate à haute teneur doit contenir 70 % ou plus de BPL
- La moyenne teneur se situe entre 68 % et 70 %

- La basse teneur est comprise entre 61% et 68%
- En dessous de 61%, le phosphate est considéré comme étant à très basse teneur de BPL.

6.2. Phosphate du Sénégal [17]

Le minerai est constitué d'éléments phosphatés englobés dans l'argile en présence de silex et de quartz. Les éléments de phosphate tricalcique représentent la forme minéralogique la plus abondante. Leur teneur en P₂O₅ est de l'ordre de 39% il y a aussi des grains phosphatés alumineux et ferrifères et des mixtes phosphatés.

Les constituants non phosphatés sont principalement :

- la silice sous forme de silex souvent de grand dimension (>200mm).
- quartz particulièrement abondant entre 40 et 600µm.
- des minéraux argileux (essentiellement montmorillonite, accompagnées de kaolinite).
- la teneur en phosphate du minerai brut en place est de l'ordre de 24% P₂O₅.

Après élimination des silex grossiers, le traitement a d'abord pour but d'effectuer, en voie humide, la dispersion des éléments fins et leur élimination et le nettoyage correct des particules soumises à la flottation. La flottation nécessite les réactifs suivants, classique pour ce type de flottation : tall oil et diesel oil comme collecteurs, soude de sodium pour la dépression du quartz dans le circuit des fins, AP845 comme produit moussant et « améliorant » du tall oil. La consommation en poids des réactifs collecteurs est de l'ordre de 5 kg/t.

Tableau (07) : bilan de traitement du phosphate Sénégal.

Produits	Poids du minerai brut%	P ₂ O ₅ %
Minerai brut	100	24
Minerai après élimination des particules +25mm	73	27
Schlamms	34	24
Entrée flottation	39	30
Rejets de flottation	9	9
Concentré de flottation	30	36.3

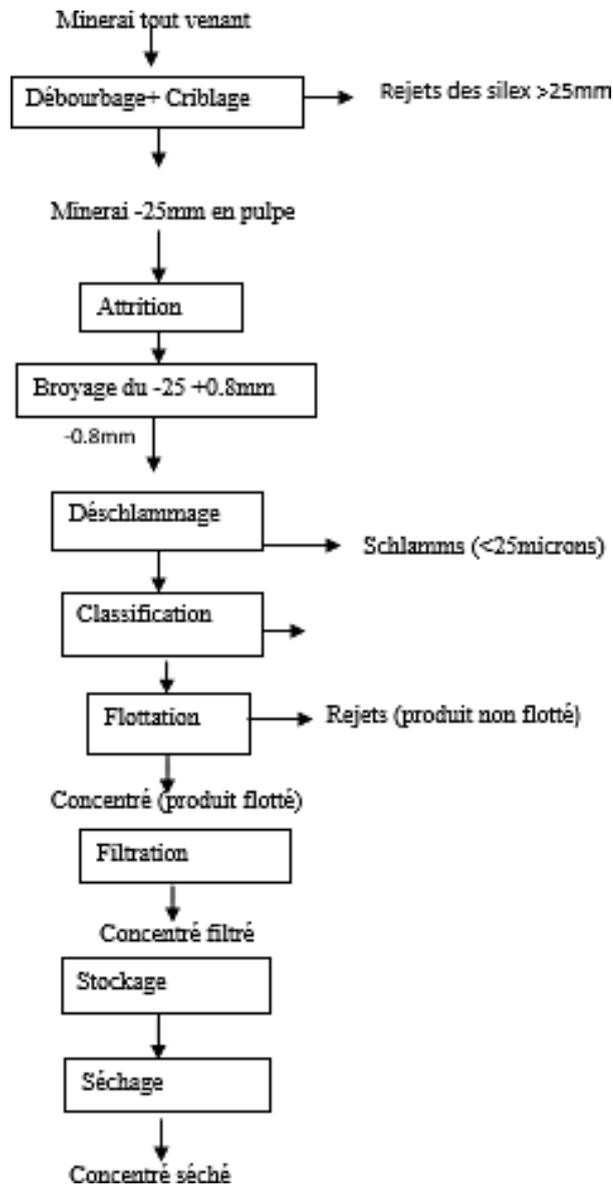


Figure (05) : Schéma de traitement du minerai phosphaté de Taïba (Sénégal)

5.3. Phosphate du Russie [18]

Diverses méthodes de concentration des minerais de phosphates existent, et le choix d'une méthode particulière dépend de la composition minérale et la structure et la texture du minerai. Minerais apatite (par exemple, les minerais du gisement Khibiny) dépôts de l'URSS sont enrichis par flottation, ce qui donne une grande quantité d'un concentré d'apatite riche (39,4 pour cent P₂O₅). Ils sont concentrés par tamisage, le concentré primaire obtenu est soumis à une nouvelle concentration par flottation, magnétique séparation, ou la calcination, la dernière méthode est de trouver une utilisation croissante. Des minerais de phosphates ne

sont pas soumis à une concentration avant utilisation, par exemple, celles utilisées dans la production électrothermique de phosphore jaune et l'acide phosphorique thermique.

5.4. Le phosphate du Jhamarkotra (Inde) [19]

Le gisement de phosphate de Jhamarkotra, au Rajasthan en Inde, est exploité actuellement dans la zone où le minerai a été décarbonaté par lessivage. La partie non altérée du gisement est très riche en dolomite. Le minerai, d'origine sédimentaire, a été soumis à un métamorphisme. Il se caractérise par son aspect très compact et sa structure stromatolithique.

Sa composition minéralogique moyenne est voisine de :

Eléments phosphatés : 43% ;

Dolomite : 48% ;

Quartz et silicates : 7% ;

Autres minéraux : 2%.

Correspondant aux teneurs chimiques suivantes :

P₂O₅ : 17,6% ;

SiO₂ : 6,4% ;

MgO : 10,5%.

La libération des espèces minérales nécessite de broyer le minerai en totalité à une dimension <100 μ , avec environ 80% de passant à 37 μ mais en évitant une production importante d'ultrafins (<10 μ).

Après broyage, une première flottation avec un oléate (sel d'acide gras) permet d'éliminer dans le non-flottant une partie du quartz tandis que phosphate et carbonate flottent.

La séparation phosphate – dolomite est réalisée par dépression des éléments phosphatés obtenus à l'ajout d'acide phosphorique qui permet, en présence d'acide sulfurique, la désorption de l'oléate adsorbé sur les éléments phosphatés. Par contre l'oléate reste adsorbé sur les cristaux de dolomite et permet leur flottation. Le non-flotté de cette seconde flottation constitue le concentré de phosphate.

5.5. Phosphate D'Etats-Unis [20]

Les principales phases de traitement du minerai de phosphate de Floride sont comme suit :

-Récupération des pebbles (nodules phosphatés de quelques millimètres en dimension) par lavage, attrition, criblage.

- Élimination des schlamms (<0.1mm).

- Enrichissement par flottation pelliculeuse des particules 0.5-1mm, avec épuisage du non flotté par flottation en cellules.

- Enrichissement par flottation en cellule conventionnelles du 0.1-0.5mm par flottation directe aux acides gras, suivie d'une phase de désorption des réactifs collecteurs de la surface des particules flottés, puis d'une flottation inverse aux amines.

- Les concentrés sont égouttés, éventuellement filtrés et séchés.

- Les rejets (schlamms et rejets de flottation) sont stockés dans des zones d'épandage et font l'objet d'un suivi adéquat pour permettre la réhabilitation du site.

Typiquement la consommation de réactifs pour la flottation directe est de 400 à 800g d'un mélange de tall oil et d'acides gras par tonne d'alimentation de la flottation, 500 à 2000g/t de gazole, 50 à 100g/t de soude ou ammoniacque pour obtenir un PH de 8 à 9 au conditionnement. Le temps de conditionnement est d'environ 5 minutes et celui de flottation de 3 à 5 minutes avec une pulpe initialement à 25 % de solides. La phase de désorption-déshuilage du matériau flotté est réalisée par attrition à PH acide obtenu par addition d'acide sulfurique.

La seconde flottation (flottation cationique pour éliminer le quartz résiduel) consomme environ 100g/t entrant en flottation d'un collecteur aminé. Le temps de flottation est d'environ 5 minutes. La flottation des grosses particules (typiquement 0.5 à 1 mm ou 1.5mm) étant difficile en cellules conventionnelles de flottation par écumes, on utilise, pour les phosphates de Floride, la technique de l'agglomération et celle de la flottation pelliculeuse. La séparation entre agglomérats phosphatés et quartz est souvent faite en spirales.

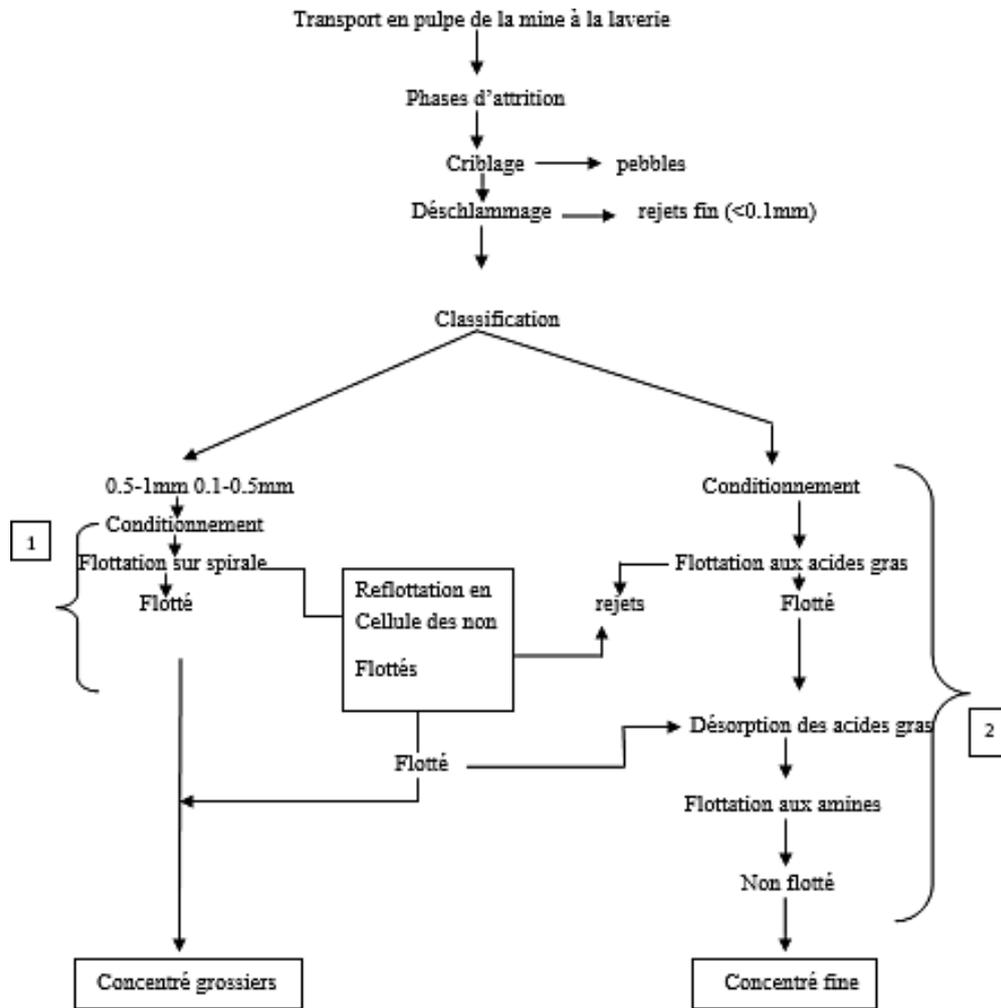


Figure (06) : Schéma de traitement d'un minerai de phosphate de Floride

Légende :

1. Agglomération et flottation pelliculaire
2. Double flottation des fines

Tableau (08) : Bilan de traitement du minerai de phosphate de Florida

Produits	%poids du minerai brut	%TPL	%MgO
Alimentation	100	22.6	
Rejets : schlamms (<0.1mm)	23.1	17.5	
Refus grossiers	1.1	45.5	
Rejets des flottations	52.3	5.5	
Total des rejet	76.5	9.7	
Phosphate enrichi :			
Nodules (pebbles) +1mm			
Concentré de spirale (0.54 1mm)	11.6	61.2	1.1
Concentré grossiers (0.43 0.54mm)	3.3	65.5	0.5
Concentré fin (0.1-0.43mm)	2.5	68.2	0.5
	6.1	69.6	0.5
Total des produits enrichis	23.5	64.7	0.8

5-6-Phosphate du d'Angico dos Dias/Caracol (Brésil) [21]

Le minéral phosphaté étant séparés à l'aide d'un séparateur magnétique isodynamique Frantz (champs magnétiques de 3000, 5000 et 10000Gauss).

La distribution en P₂O₅ dans le produit non magnétique est de 60.08%. L'attrition n'a, par conséquent, eu aucun effet quant à la récupération du phosphate. Ce concentré présente, néanmoins, une teneur en P₂O₅ légèrement plus importante et des teneurs en Fe₂O₃ et Al₂O₃ plus faibles (en adéquation avec les spécifications liées à la production d'acide phosphorique).

Ce concentré contient également 0.55% de (REE) 2 O₃, Nd₂O₃ n'ayant toutefois pas été analysé.

Considérant que la teneur de cet oxyde est similaire (voire supérieure) à celle de Ce₂O₃, la teneur totale en oxydes lanthanidiques de ce concentré peut se situer aux alentours de 1%.

Un schéma conceptuel du processus d'enrichissement du minerai à sec (compte tenu de l'indisponibilité d'eau dans la région, où se trouve le gisement phosphaté d'Angico dos Dias/Caracol) considérant toutes les caractéristiques du minerai apatitique.

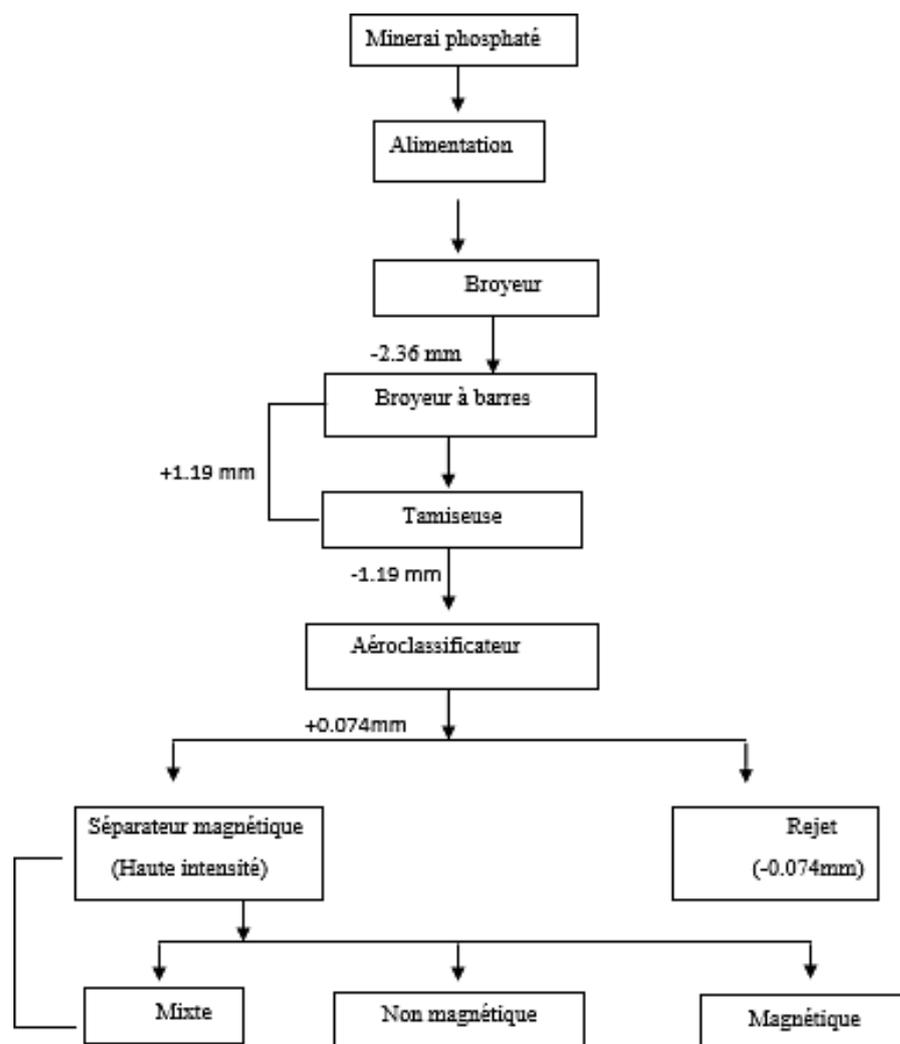


Figure (07) : Schéma conceptuel du processus d'enrichissement du minerai phosphaté d'Angico dos Dias/Caracol (Brésil).

Conclusion

Le phosphate algérien est le premier actionnaire et le plus exploité après le pétrole, car il est source importante de devises, et d'autre part, c'est une composante capitale du secteur minier.

L'étude bibliographique de ce chapitre nous a permis de donner un aperçu des phosphates, de ses propriétés et de ses différentes utilisations en Algérie, ainsi que de certains médicaments riches en phosphates.

Chapitre III :

Chaine de traitement de l'usine de djebel Onk

Introduction

Le traitement du minerai de phosphate de djebel Onk est réalisé par deux étapes bien définies.

La première étape est la préparation mécanique, qui comporte les opérations suivantes

-concassage.

-broyage.

-criblage.

La deuxième étape comprend le traitement des minerais de phosphate proprement dite, dans cette étape on note qu'il existe deux chaînes de traitements l'une à voie sèche, l'autre à voie humide.

1. Préparation mécanique [22]

La préparation mécanique a pour objectif de réduire les dimensions des blocs des minerais pour libérer les composants utiles de leurs gangues. Il comporte les trois opérations suivantes : Concassage, broyage et le criblage.

1.1. Concassage

Cette opération a pour but de réduire la taille des blocs de 1000mm à 200 mm au maximum. Il se fait au moyen d'un concasseur à cône giratoire « BABITLESS » d'une capacité de 1000 t/h avec un rapport de réduction de cinq (5), conçu essentiellement pour les produits de la carrière de Djemi Djema.

Pour ce qui est tout venant de Kef Essenoun, l'équipement de concassage, broyage utilisé est un broyeur à marteaux (HAZEMAG) menu d'un système de scalpage d'une capacité de 1200 t/h. Avec un taux de réduction allant jusqu'à soixante (60).

A. Caractéristique du Conasseur de Djemi Djema

- . Nombre : 01
- Marque : BABBITLESS
- Type : Giratoire (BP 38 DD)
- Débit moyen : 900 T/H
- Granulométrie à l'entrée : 0 – 1000 mm
- Granulométrie à la sortie : 0 – 200 mm
- Taux de réduction : 5

B. Caractéristique du Conasseur De Kef Es Sennoun

Un nouveau concasseur est installé à cote de tranche principale qui est composé de :

- . Nombre : 01
- Marque : strpactor
- Type : percussion (APP 2022Q)
- Dmax: 1200mm
- Dmin: 200mm
- Débit horaire: 400T/H
- Production journalière : 6159T/J

1.2. Broyage

Cette opération consiste à réduire la taille du produit concassé jusqu'à une dimension de 20 mm un taux de réduction de dix (10). Et ce au moyen de (03) broyeurs à marteaux articulés (WEDAG) d'une capacité de production de 300t/ h pour un broyeur, le produit broyé sera ensuite acheminer vers l'atelier de criblage.(Figure 8 et 9).

C. Les caractéristiques technologiques du broyeur à marteaux

- Nombre : 03
- Marque : WEDAG
- Type : A MARTEAUX
- Débit moyen : 300 T/H/BROYEUR
- Granulométrie à l'entrée : 0 – 200 mm
- Granulométrie à la sortie : 0 – 20 mm
- Taux de réduction : 10.

1.3. Criblage

Consiste à éliminer le produit dont la dimension est supérieure à 15 mm au moyen de trois (03) cribles vibrants (WEDAG) en aval du BABITLESS d'une capacité de 250 t/ h/ crible.

Le rendement en poids de cette opération atteint les 95%.par contre le produit concassé de Kef Essnoun alimente (02) cribles vibrants inclinés (HAZEMAG) d'une capacité de 700t/ h/ crible, et une ouverture de 15 mm, les refus de ces cribles sont recyclés pour revenir au broyeurs (WEDAG).

Les refus des cribles (WEDAG) sont acheminés vers une trémie de déchargement pour ensuite les transportés a des terrils à l'intérieur des fosses créées par l'exploitation.

Le passant du crible ayant une granulométrie inférieure à 15 mm alimente les deux voies qui sont le but essentiel de la préparation mécanique. (Figure 08 et 09 et 10)

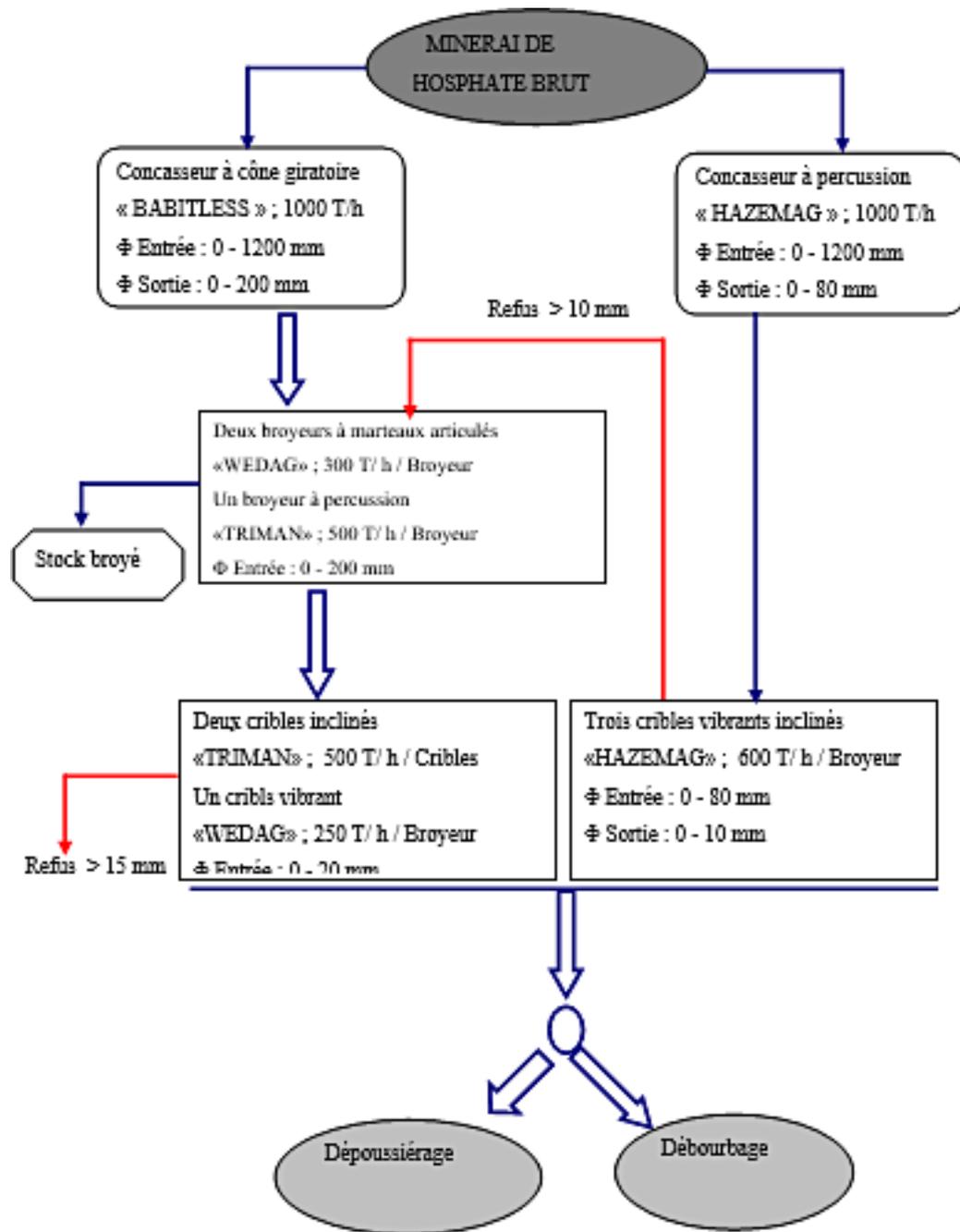


Figure (08) : Schéma technologique de préparation mécanique.

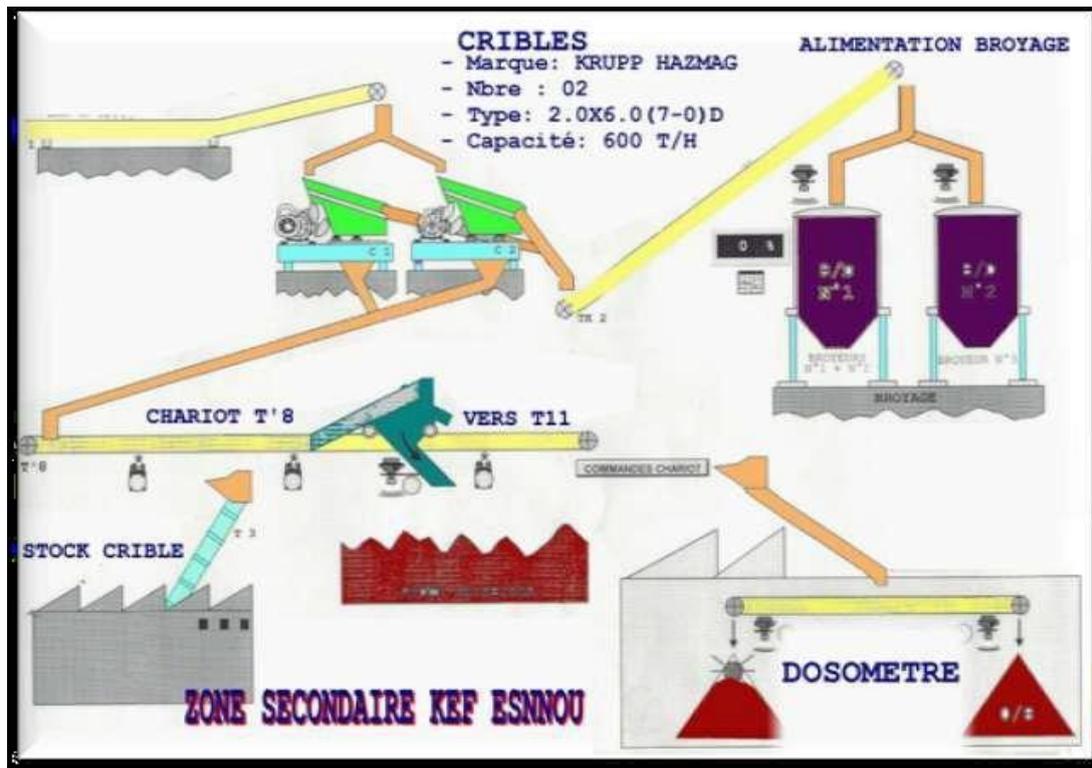


Figure (9) : Schéma de l'appareillage de préparation mécanique à la zone de Kef Essenoun (Le concasseur HAZEMAG).

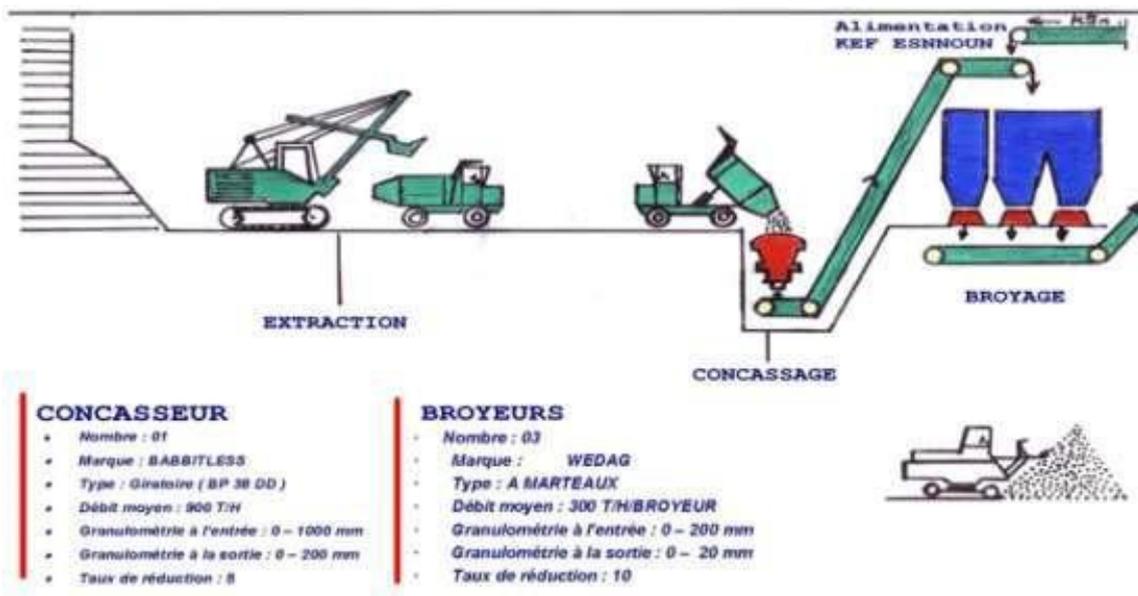


Figure (10) : Schéma d'appareillages de concassage (BABITLESS) et broyage (WEDAG).

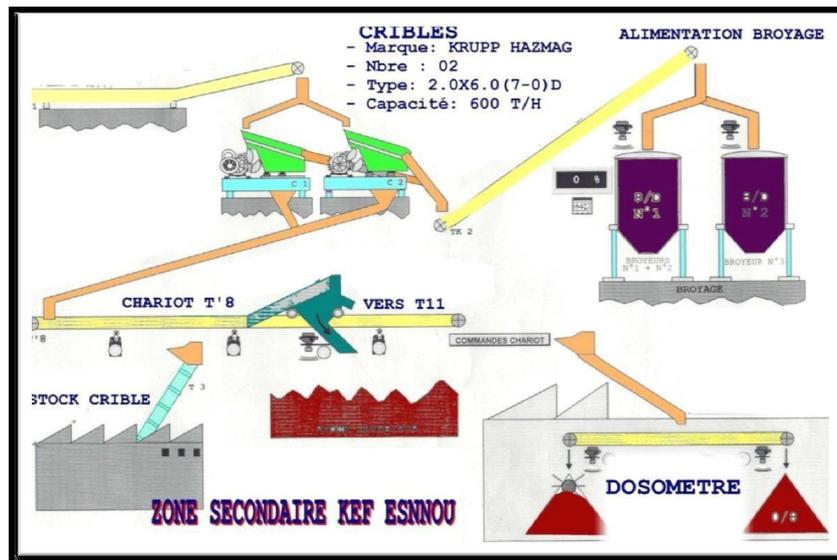


Figure (11). Schéma de l'appareillage Cribles (HAZEMAG).

2. Traitement Par Voie Humide(débouillage) [22]

Cette opération s'effectue dans les ateliers de calcination (DK1), elle permet d'enrichir le minerai à une teneur au tricalcique de (69 à 77%) et (73 à 77%) TPL. (BRGM).

Ce type de traitement comporte les opérations suivantes :

2-1 Débouillage

Le but de cette opération pour éliminer les argiles, les silicates, les matières organiques ainsi que les sels.... Il est constitué des opérations suivantes : une mise en pulpe, criblage humide (grilles courbes), classification, hydro cyclonage et une filtration.

Principe

Le passant crible de dimensions inférieure à 15 mm est mise pulpe avec de l'eau dans un rapport solide/liquide égale à 2/3 (T/m²), alimente les grilles courbes qui opèrent à une coupure de 1,25 mm. Les hydro cyclones à mouvement hélicoïdal de rotation récupèrent le passant grilles courbes dont le but est d'éliminer la tranche inférieure à 0,8mm. Les finesparticules très pauvres en phosphate seront acheminées vers l'épaississeur et la qualité noble est essore aux moyennes essoreuses le produit débouille et essore titrant de (63 à 64.5 %) TPL est expédié pour la deuxième opération.

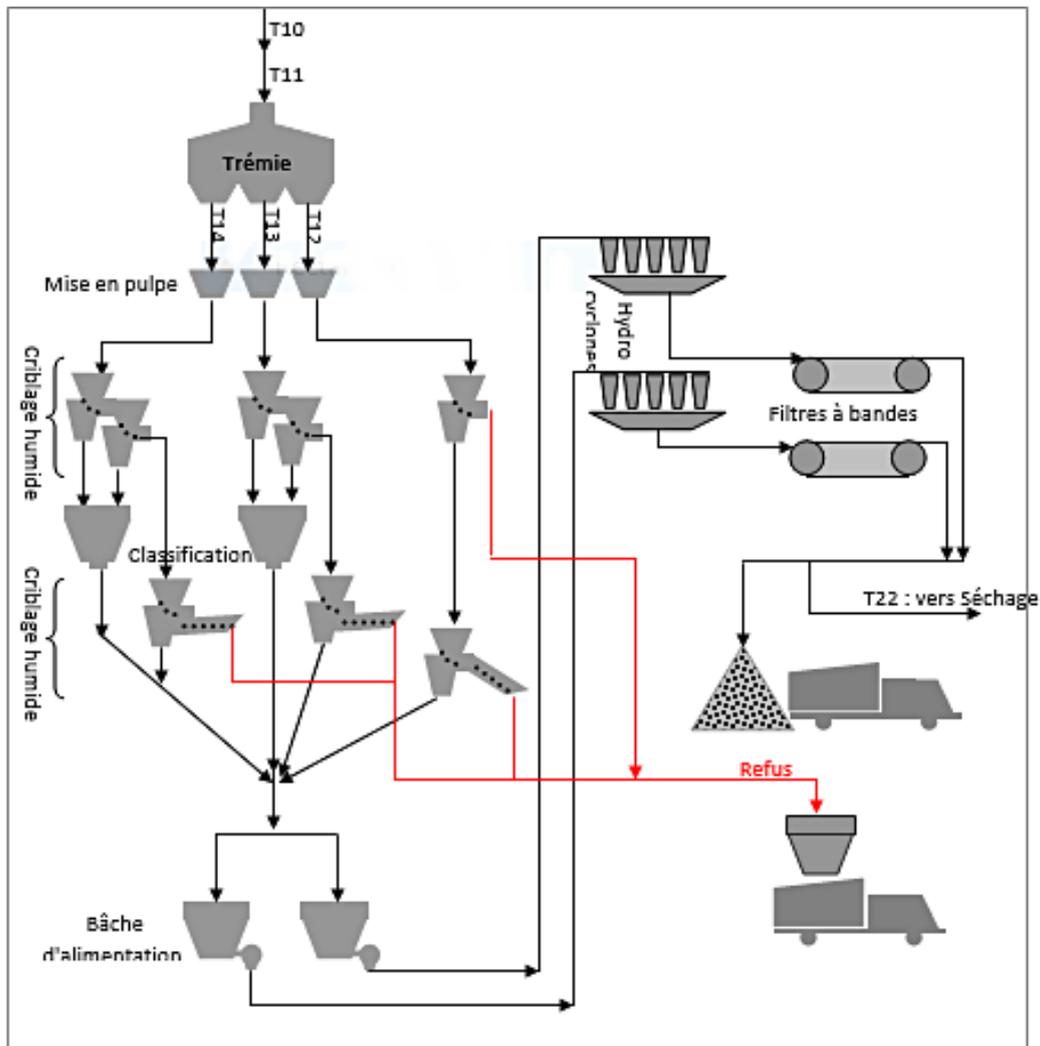


Figure.12 : Schéma Technologique de débouage.

2.2. Lavage

Le but de l'opération de lavage est d'augmenter la teneur du produit marchand. Au niveau de cette opération on lave le produit pour diminuer le pourcentage des matières argileuses.

L'eau après lavage sera destinée vers l'épaisseur lavage pour éliminer les schlamms et récupérer l'eau qui sera utilisé dans l'opération de débouage.

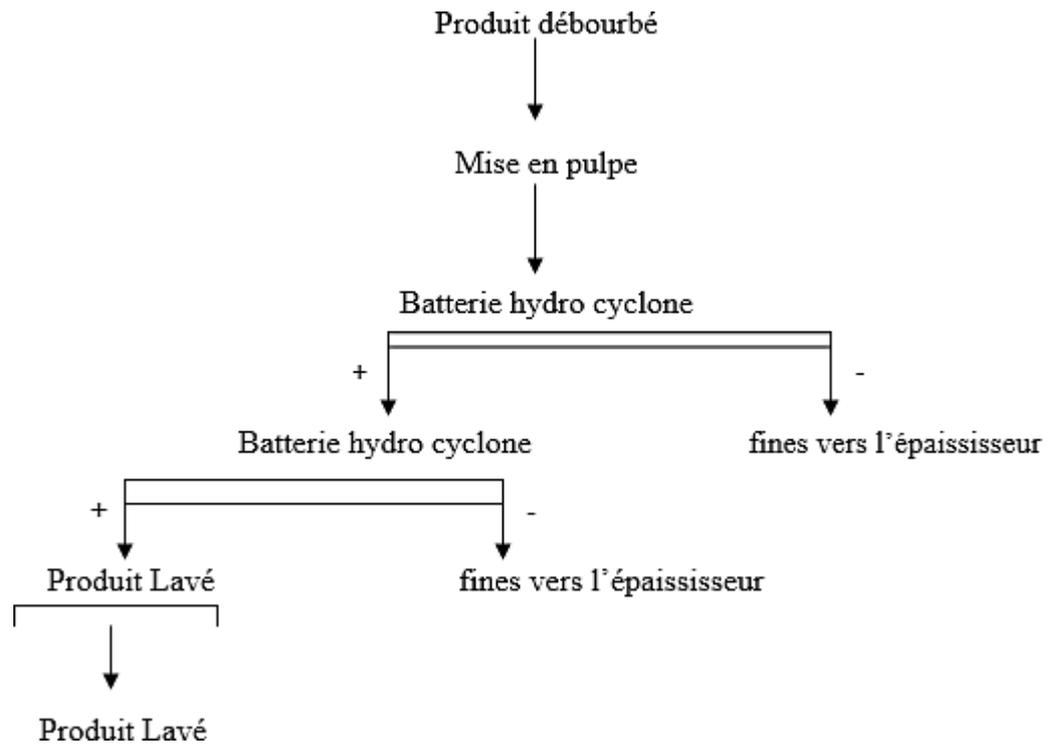


Figure.13 : Schéma technologique de l'atelier lavage.

2-3-Séchage

Le produit débourbé étant un produit semi fini humide et qui nécessite une déshydratation jusqu'à l'obtention d'un produit marchand d'une humidité de 1%. Le séchage se fait au moyen deux méthodes à savoir :

- Séchage par four de calcination
- Séchage par four horizontal

A. -Séchage par four de calcination

Le produit débourbé étant un produit semi fini, préalablement destiné à un traitement pyrotechnique par calcination a des températures allant de 700° jusqu'à 900° C pour fabriquer une gamme de qualités allant de 69 à 75 % TPL, ces qualités ne sont plus fabriquées actuellement.

Des techniciens du complexe CMDO on convertit l'installation de calcination existante en four de séchage vertical avec un débit horaire de 60 t/h/ligne (3lignesX60 t/h=180 t/h/atelier), le souci et de répondre à la demande croissante en matière de production d'une part et d'autre part rentabiliser l'installation de la calcination et le débouillage

B. -Séchage par four horizontal

Cet atelier comporte deux fours horizontaux rotatifs dont la température ajustée est à $105\text{ }^{\circ}\text{C} \pm 5\text{ }^{\circ}\text{C}$. Ces fours sont à mouvement rotatif dans lequel le produit débourbé est séché dans une chambre de fluidisation et ce en formant un lit fluidisé en suspension qui a travers la longueur du four le produit subisse une évaporation de l'eau imbibée dans le produit.

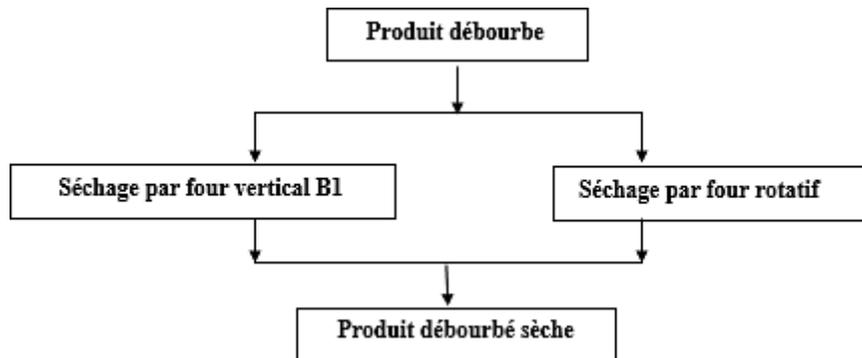


Figure (14) : Schéma du procédé du séchage.

3-Traitement Par Voie sèche (dépoussiérage) [22]

Cette opération s'effectue dans les ateliers de dépoussiérage (DK2 et DK3), est un procédé physico-mécanique d'enrichissement du minerai phosphate pour l'obtention d'un concentré moyen de 29 à 30 % P_2O_5 c'est un procédé issu d'une technologie de traitement à sec, basé essentiellement sur les décarbonations par impacte et aménagement granulométrique. Le but principal de ce type de traitement est d'enrichir à sec un produit provenant de la carrière ayant 54 à 56 % de TPL, broyé et criblé à 15 mm contenant 3 à 7 % d'humidité pour ramener à la qualité commerciale titrant 62.5 % à 63.5 de TPL et des granulométries comprises entre 800 μ et 90 μ . Chaque ligne est d'une capacité de 230 T/h à l'alimentation et 137.5 T/h à la sortie d'un rendement poids de 60 à 62 % pour pouvoir traiter et enrichir à sec le produit il doit subir cinq (5) opérations de préparation et d'enrichissement.

3-1-Séchage à lit fluidisé

Cette opération élimine aussi une partie des solides les plus fines en les entraînant avec les gaz de fluidisation. Il consiste deux fours sécheurs, ils sont divisés en deux comportements :

- Combustion et dilution.

- Séchage par fluidization

3-2-Criblage à 2 mm

Cette opération consiste à éliminer le produit dont la dimension est supérieure à 2mm au moyen des crible équipé d'un tamis de 2mm, permet le rejet les gros supérieurs à 2mm qui sont du calcaire, les moins de 2 mm sont admis et acheminés vers les broyeurs (rendement poids 88%).

3-3- Broyage par attrition

Pour libérer une partie de l'exo gangue aux grains de phosphate, et permettre un meilleur enrichissement final par séparation granulométrique par des broyeurs « Broyeur DRAGAN », équipés d'un rotor sur la quel portés des marteaux et chambre de broyeur.

3-4-Sélection par une turbo sélection ventilée

Microns à l'aide des ventilateurs. Cette opération a pour but d'enrichissement du produit en éliminant les fines particules moins de.

3-5-Criblage à 0,8 mm

Le même principe que les cribles de 2 mm d'où ils ont rejeté les grains de phosphate supérieur à 0,8 mm.

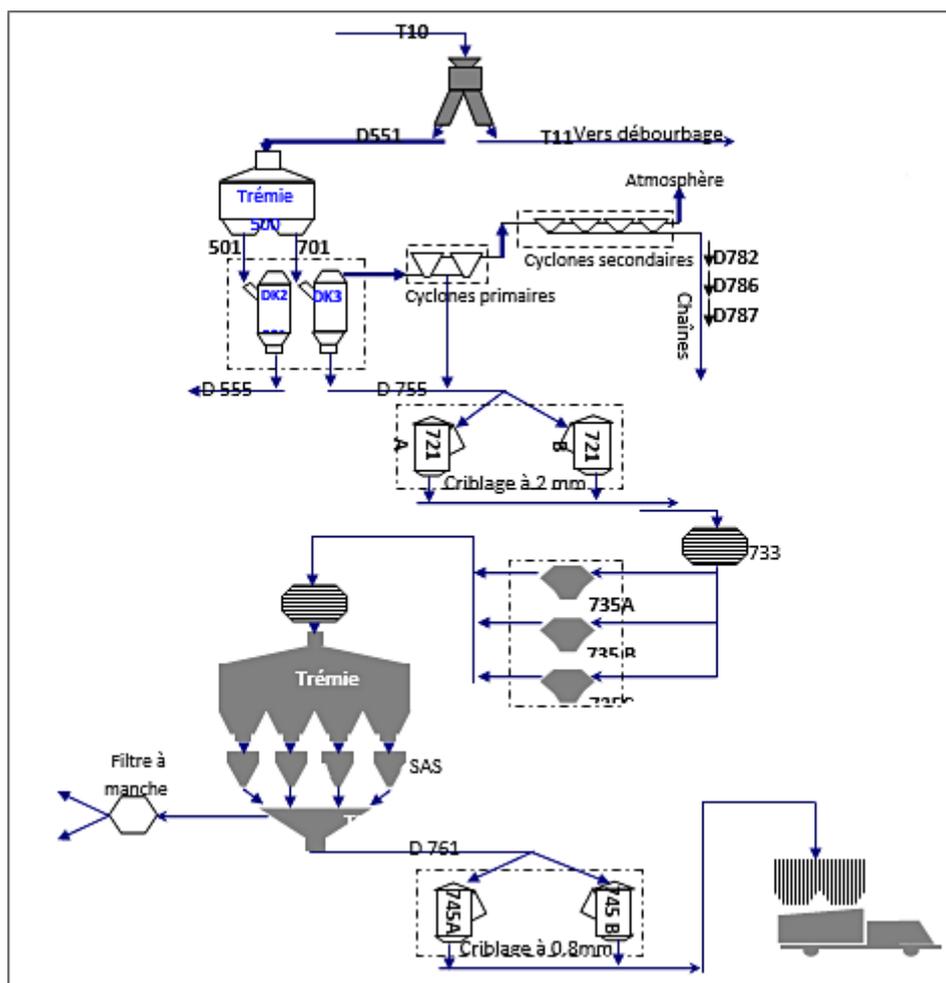


Figure. (15) : Schéma Technologique de dépoussiérage.

Conclusion

Le minerai de phosphate au niveau de Djebel Onk passe en deux étapes d'enrichissement pour l'obtention des produits concentrés (voie humide et voie sèche). Pour subir des traitements par les deux voies, le minerai tout venant de la carrière doit passer par la préparation mécanique.

Le rendement total de la production varie de 69 % pour la voie humide et de 64% pour la voie sèche, ce qui montre qu'il y a une grande perte, en général les refus contiennent une teneur considérable en P₂O₅ comprise entre 22 - 25 %, ils sont considérés comme une nouvelle source de phosphate. Avec une teneur de CO₂ varie de 9 à 11% qui montré que le teneur de P₂O₅ augmente quand le teneur de CO₂ diminue.

Chapitre IV :

**Schéma de traitement proposé pour le
phosphate noir de djebel Onk**

Introduction

Les analyses chimiques complètes de phosphate incluent habituellement CaO, P₂O₅, F-, Cl-, SiO₂, Al₂O₃, Fe₂O₃, Na₂O, K₂O, MgO, CO₂, S, C organique.

Les teneurs des éléments dosés sont exprimées habituellement en anhydrides et en oxydes :

Anhydrides : P₂O₅, SO₃, CO₂ ;

Oxydes: CaO, Al₂O₃, Fe₂O₃, Na₂O, K₂O, MgO, SiO₂.

Sauf les teneurs en fluorures, chlorures et en sulfures qui sont exprimées respectivement en F, Cl, S.

Au laboratoire de Chimie de l'usine de Djebel-Onk, nous avons effectués les analyses chimiques et physiques, des sortie broyeur (Produit 30)

1- Objectif d'échantillonnage

L'objectif de l'échantillonnage est de prélever une partie représentative d'un ensemble ou d'un lot de minerai pour déterminer avec la plus grande précision possible la teneur moyenne en divers éléments de cet ensemble.

2-Méthode d'échantillonnage

2-1- Le séchage

A une température compatible avec les caractéristiques des composants recherchés. Pour les métaux, le séchage des échantillons est le plus souvent réalisé à l'air libre, puis à l'étuve à une température inférieure à 105°C.

2-2 -Le quartage

L'échantillon est divisé en quatre parties égales dont on ne retient que la moitié en réunissant deux quarts opposés. Cette sélection est homogénéisée et un nouveau quartage est effectué, l'opération pouvant se répéter trois ou quatre fois. On obtient ainsi un échantillon représentatif du matériau initial.

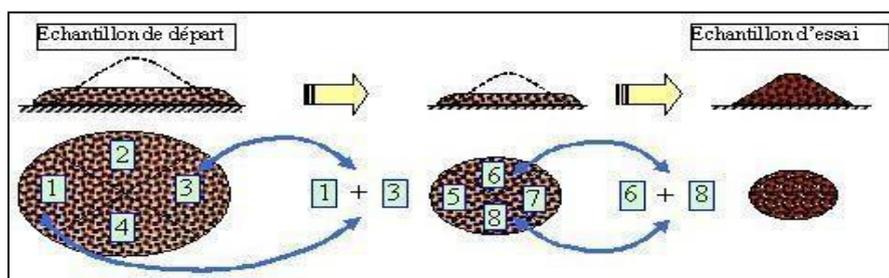


Figure (16). Opération de quartage.

3- Préparation des échantillons

Avant la préparation de l'échantillon le prélèvement est effectué sur la bande de la sortie broyeur (Produit 30).

Le prélèvement de l'échantillon est l'application de la méthode du quartage. La quantité de l'échantillon prélevée est de 2 Kg de chaque échantillon.

Les échantillons prélevés sont acheminés au labo de préparation des échantillons, séchés et divisés (dans deux rifles) jusqu' à l'obtention de 0.5 à 1.5 Kg, pour l'analyse granulométriques ainsi que pour la réserve.

4- Analyse granulométrique

La grosseur du mélange des particules de n'importe quel matériau est caractérisée par la composition granulométrique, montrant la distribution qualitative des grains minéraux.

L'analyse granulométrique est effectuée sur les tamis suivants pour les échantillons de la préparation mécanique :

+20 mm ; +10 mm ; +8 mm ; +4 mm ; +2 mm ; +1 mm ; +0.800 mm ; +0.500 mm

+0.315 mm ; +0.100 mm ; +0.08 mm ; < 0.080 mm

4-1-Présentation des résultats

On a fait les analyses pour la préparation mécanique est le suivant :

a - Préparation Mécanique

Tableau (09). Analyse granulométrique de Sortie Broyeur (P 30).

Classes Du Grosseur (mm)	Poids (g)	Rendements (%)		
		Partiel $\sum \gamma$	Cumulé Passé $\sum \gamma^{\nearrow}$	Cumulé Refusé $\sum \gamma^{\searrow}$
- 25 + 20	216.1	26.35	100	26.35
- 20 + 10	8.6	1.04	73.15	26.39
- 10 + 8	4.1	0.5	72.31	26.89
- 8 + 4	22.6	2.75	72.11	29.64
- 4 + 2	4.2	0.51	69.36	30.15
- 2 + 1	11.5	1.40	68.85	31.55
- 1 + 0.800	4.7	0.57	67.45	32.12
- 0.800 + 0.500	29.4	3.58	66.88	35.70
- 0.500 + 0.315	185.7	22.64	63.30	58.34
- 0.315 + 0.100	273.1	33.30	40.66	91.64
- 0.100 + 0.080	20.4	2.48	7.36	94.12
- 0.080 + 0	39.6	4.88	4.88	100
TOTAL	820	100	0	0

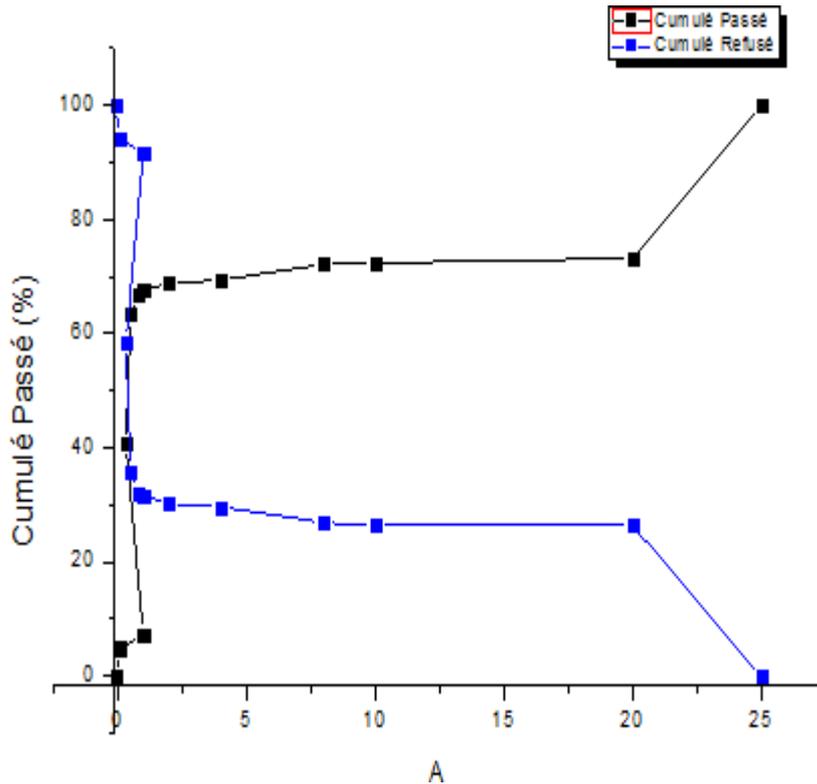


Figure (17). Courbe d'analyse granulométrique de produit Sortie broyeur.

5-Analyse physico-chimique [01]

Le but de l'analyse physico-chimique est de déterminer la composition chimique des divers éléments ou combinaisons qui entrent dans la composition du corps à étudier

5-1- Attaque perchlorique

Au laboratoire d'analyse chimique l'attaque du phosphate naturel s'effectuera habituellement par l'attaque perchlorique ou à défaut par l'attaque nitro-chlorhydrique applicable aux méthodes spectrophotométriques et l'attaque sulfonitrique applicable à la méthode gravimétrique du P_2O_5 .

Principe

Mise en solution à chaud des échantillons de phosphate naturel soit $Ca_3(PO_4)_2$ par l'attaque à l'acide perchlorique $HClO_4$ concentré.

A- REACTIFS

Acide perchlorique pur pour analyse $d = 1,62$; 70% en poids

B- Mode opératoire

Peser 01 g d'échantillon finement moulu dans un Becher de 250 ml ;

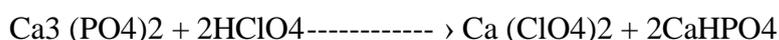
Verser quelque ml de H₂O distillée et ajouter 15 ml de l'acide perchlorique ;

Laisser chauffer au bain de sable jusqu'à disparition de toute coloration blanche ;

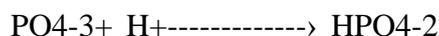
Laisser refroidir transvaser quantitativement dans une fiole jaugée de 500 ml en rinçant soigneusement le Becher avec de l'eau distillée ;

Ajuster au trait de jauge, homogénéiser filtrer sur filtre plissé, rejeter les premier ml du filtrat et recueillir dans un flacon sec.

La réaction d'attaque pour le phosphate naturel est :



La réaction ionique est :

**5-2- Dosage du P₂O₅ par la méthode spectrophotométrie automatique (Auto analyseur)**

Le système Technico Auto analyseur est le dernier né d'une gamme complète d'instruments pour l'analyse chimique automatique en phase liquide. L'Auto analyseur met en œuvre les techniques les plus évoluées de la mécanique de fluide pour réaliser la mesure rapide et fiable des paramètres industriels les plus critiques, à des cadences de dosages pouvant atteindre 120 échantillons par heure. Les systèmes

L'Auto analyseur ont une caractéristique commune, leur conception modulaire. Cette particularité permet de les adapter à tous les besoins analytiques spécifiques et en fait un remarquable outil de recherche doté d'une souplesse extraordinaire.

Dans l'Auto analyseur, les réactions prennent place au sein de veines liquides à écoulement contenu, segmentées par des bulles d'air. Toutes les étapes de l'analyse sont automatiques, depuis l'aspiration de l'échantillon jusqu'à la mesure de la concentration de la substance dosée. L'enregistrement graphique des résultats et éventuellement leur présentation par une imprimante digitale.

Dans le système l'Auto analyseur, on dépose les échantillons dans godets du distributeur. Une pompe proportionnant péristaltique fonctionnement en contenu assure leur prélèvement et les fait avancer ainsi que les étalons et les réactifs dans le circuit analytique. La réaction de coloration prend place dans une bobine de délai ou celle d'un bain-marie. Le colorimètre mesure la densité optique de la solution tandis que les résultats s'inscrivent en une série de pics sur la feuille d'enregistrement. La réponse de l'enregistrement est directement proportionnelle à la concentration de la substance dosée.

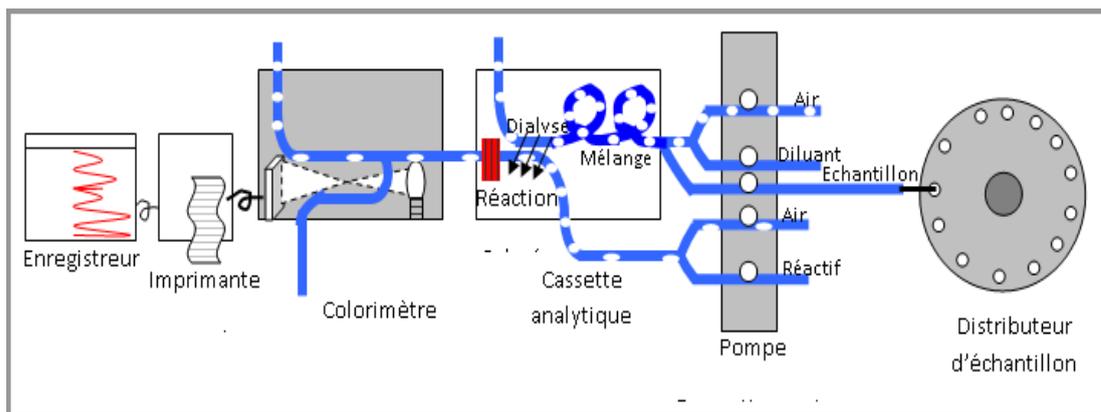


Figure (18) : Schéma d'auto analyseur.

A- Principe

Formation d'un complexe jaune entre les ions phosphoriques vanadiques molybdiques ;

Détermination spectrophotométrie automatique à l'aide de l'auto analyseur Technico.

B- Attaque

Attaque perchlorique

C- Réactifs

Acide nitrique $\text{HNO}_3 = 1.38 \text{ mg/ml}$ ($d = 1.38$, 65% en poids) ;

Acide perchlorique $\text{HClO}_4 = 1.61 \text{ mg/ml}$ ($d = 1.61$, 70% en poids) ;

Réactif vanado-molybdique.

D- Préparation du réactif vanado-molybdique

Mélanger dans l'ordre et en proportion égales les trois solutions :

Solution A : Préparer 2000 ml d'une solution contenant un volume d'acide nitrique et deux volumes d'eau distillée ;

Solution B : Dissoudre 5g de metavanadate d'ammonium (NH_4VO_3) dans 500 ml de l'eau distillée bouillante ;

Ajouter 40 ml d'acide nitrique et compléter à 2000 ml avec de l'eau distillée, après refroidissement.

Solution C : Dissoudre 100 g de molybdate d'ammonium ($\text{Mo}_7\text{O}_{24}(\text{NH}_4)_6, 4\text{H}_2\text{O}$) dans 1500ml de l'eau bouillante et compléter à 200 ml par l'eau distillée chaude.

E- Préparation de la solution étalons d'anhydride phosphorique

Solution mère de concentration 10 mg/ml en P_2O_5 : Préparer la solution étalon mère à partir de $\text{NH}_4\text{H}_2\text{PO}_4$ (phosphate monoammonique) où KH_2PO_4 (phosphate monopotassique) sécher à 105°C pendant 2heures ;

Peser 19,174 g de KH_2PO_4 déjà séché et l'introduire dans une fiole jaugée de 1000 ml avec l'eau distillée ;

Solutions étalons filles : A partir de la solution étalon mère préparé alors sept solutions étalons filles de la façon suivante ;

Dans une série des fioles de 500 ml introduire les volumes de solution mère respectivement : 5, 10, 15, 20, 25 et 30 ml.

Dans toutes les fioles ajouter 15ml d'acide nitrique, compléter le volume au trait de jauge avec de l'eau distillée, homogénéisé. Elles correspondent selon l'attaque perchlorique à des teneurs en % P_2O_5 suivants : 5, 10, 15, 20, 25, 30 et 35%.

F- Appareillage

Matériel courant de laboratoire ;

Auto Analyseur Technico, équipé d'un manifold pour le dosage de l'anhydride phosphorique et muni d'un filtre à de 430 nm

Faire passer les solutions étalons et les solutions analyses dans l'appareil et déterminer les concentrations en % P_2O_5 en fonction des densités optiques pour une longueur d'onde à 430 nm.

Réaction de la formation du complexe phosphovanado-molybdique est :



Le dosage du P₂O₅ nous permet de savoir la teneur du phosphate Tricalcique qui est le TPL (triple phosphate of lime) soit :

$$\%P_2O_5 * 2.185 = \%TPL$$

$$\text{Tel que : } 2.185 = \text{Mm } [Ca_3(PO_4)_2] / \text{Mm } [P_2O_5]$$

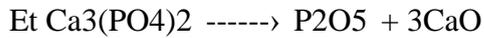


Tableau. (10) : Analyse chimique de teneur en P₂O₅ de Sortie Broyeur :

ECHANTILLONS	%P ₂ O ₅
Global	27.93
+20mm	29.23
+10mm	26.55
+8mm	26.03
+4mm	25.52
+2mm	18.60
+1mm	22.31
+0.800mm	23.80
+0.500mm	29.64
+0.315mm	30.62
+0.100mm	29.52
+0.08mm	24.89
-0.08mm	24.08
Moyenne	26.05

5-3-Dosage du Magnésium MgO par absorption atomique

A- Spectrométrie d'absorption atomique

Dans le cas particulier de l'absorption atomique, on travaille sur des atomes libres à l'état fondamental ($W_i = 0$): ces atomes peuvent absorber des photons et passer ainsi à leurs différents états excités peu nombreux à cause des règles de sélection qui interdisent le nombre total de combinaisons que l'on pourrait réaliser entre les états excités et l'état fondamental

Pour un atome, on peut donc faire de l'absorption sur les raies qui correspondent au passage état fondamental - états excités, mais avec une sensibilité différente liée aux coefficients d'Einstein différents pour chaque niveau excité. Ces raies sont appelées raies de résonance bien que l'on réserve quelquefois cette appellation à la plus sensible d'entre elles

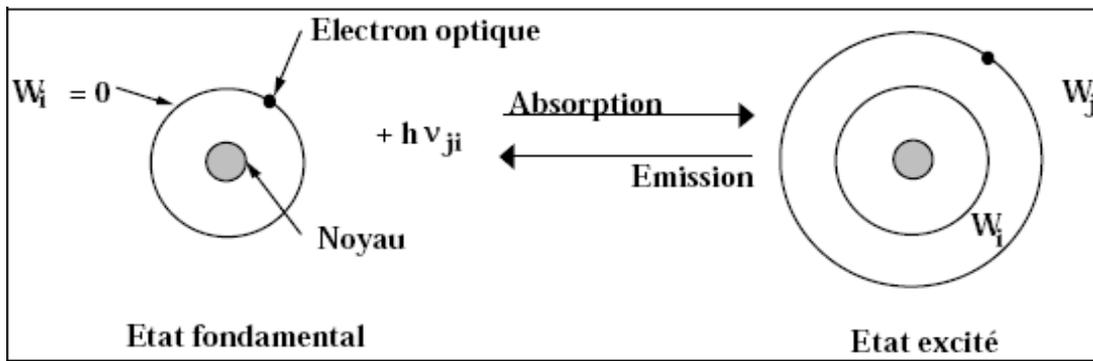


Figure. (19) : Interaction rayonnement matière.

Les photons absorbés étant caractéristiques des éléments absorbants, et leur quantité étant proportionnelle au nombre d'atomes d'élément absorbant, l'absorption permet de mesurer les concentrations des éléments que l'on a décidé de doser. L'appareil est schématisé ci-dessous.

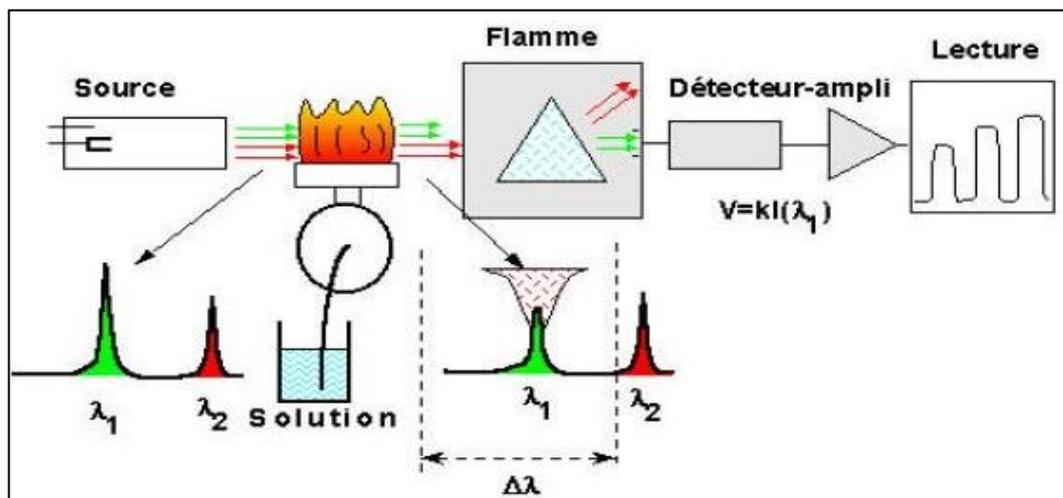


Figure.(20): Schéma de principe du spectrophotomètre d'absorption atomique

B- Principe

Détermination de la teneur en magnésium dans une solution d'essai par spectrométrie d'adsorption atomique en présence de l'oxyde de lanthane ou chlorure de lanthane.

C- Réactifs

Acide chlorhydrique concentré d = 1,19 : 37% en poids ;

Solution étalon mère de : 1g/litre de magnésium ;

Solution fille de : 100 mg/litre en magnésium (50ml dans 500ml de solution) ;

Tampon spectrochimique au lanthane : Peser 58,64 g de (La₂O₃) et le dissoudre.

Dans une fiole jaugée d'un litre puis lentement et avec précaution, ajouter 250ml d'acide chlorhydrique concentré après dissolution ajuster et jauger avec de l'eau distillée.

D- Gamme d'étalonnage

Dans une série des fioles de 100 ml ajouter successivement 0,5ml ; 1ml ; 2ml ; 4ml ; 6 ml de la solution fille puis 2ml d'oxyde de lanthane et 2ml d'acide chlorhydrique dans chaque fiole ajuster aux traits de jauge avec de l'eau distillée.

Ce volume correspond à : 0.5 mg/l ; 1mg/l ; 2mg/l ; 4mg/l et 6mg/l en magnésium.

Appareil spectrométrie d'absorption atomique équipé d'un brûleur air-acétylène et d'une lampe à cathode creuse en magnésium pour une longueur d'onde de 285,2 nm pour ce dosage de magnésium.

E- Appareillage

Matériel courant de laboratoire ;

Spectrophotomètre d'absorption atomique, muni d'une lampe à cathode creuse, pour le dosage du magnésium et d'un brûleur air-acétylène. AAS3300 ;

Installation d'air comprimé ;

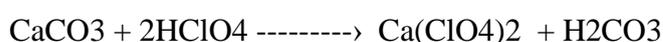
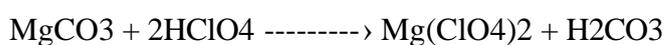
Acétylène.

F- Opérateur

Prélever 5ml de la solution d'attaque perchlorique dans une fiole jaugée de 100ml ajouter 2ml de lanthane et 2ml d'acide chlorhydrique concentré ajuster la fiole à 100ml et passer au spectrophotomètre d'absorption atomique.

A partir de la gamme d'étalonnage et le blanc des réactifs tracer la courbe d'étalonnage en ordonné les absorbances et en abaisse les concentrations en mg/l de magnésium.

Réaction de l'attaque :



G- Calcul

$$\% \text{ MgO} = C \cdot V_t \cdot 200 \cdot 100 / V_P \cdot E = C \cdot 3, 316$$

C = Concentration en mg/l, d'après la courbe d'étalonnage.

V_t = Volume de la solution d'attaque (500ml).

E = Prise d'essai en gramme (1g).

V_P = Volume prélever pour l'essai (5ml).

Tableau. (11) : Analyse chimique de teneur en MgO des de Sortie Broyeur

ECHANTILLONS	%MgO
Global	1.71
+20mm	1.25
+10mm	2.17
+8mm	2.80
+4mm	2.68
+2mm	5.29
+1mm	2.94
+0.800mm	1.31
+0.500mm	1.17
+0.315mm	0.85
+0.100mm	1.25
+0.08mm	2.80
-0.08mm	2.60
Moyenne	2.31

5-4-Dosage de l'anhydride carbonique (Par Calcimètre de BERNARD)

Un Calcimètre permet de mesure le volume de CO₂ dégagé par action de l'acide chlorhydrique (HCl) sur le carbonate de calcium (CaCO₃) d'un échantillon de sol ou de roche.

A- Principe

Attaque du phosphate par l'acide chlorhydrique, en récipient fermé, mesure du volume gazeux dégagé.

Le dégagement éventuel d'hydrogène sulfuré est empêché par addition de sulfate de cuivre.

B- Réactifs

Acide chlorhydrique solution à 50% en volume ;

Sulfate de cuivre anhydre ;

Etalons : carbonate de calcium pur et sec.

C- Appareillage

Appareil de mesure du dégagement gazeux (Calcimètre de BERNARD).



Figure. (21) : Schéma de Calcimètre de BERNARD.

On peut fabriquer un Calcimètre avec :

Fliole d'attaque à fond plat, forme poire de 150ml ;

Tubes à hémolyse de 5ml. (65*13 mm) ;

Billes de verre (diamètre 4mm) ;

Thermomètre ;

Chronomètre ;

Pince en bois ;

Matériel courant

. D- Mode opératoire

Peser un 1g d'échantillon broyé ;

Introduire dans la fiole poire sèche ;

Placer dans la fiole 10 à 12 billes de verre ;

D'autre part, dans des tubes hémolyse introduire 5ml de sulfate de cuivre, l'introduire le tube à hémolyse dans la fiole contenant l'échantillon, sans renverser le liquide ;

Incliner la fiole pour verser le contenu des tubes à hémolyse sur l'échantillon ;

Abaisser le réservoir pour maintenir le liquide à peu près au même niveau dans le tube mesureur et dans le réservoir ;

Agiter la fiole, sans interruption, jusqu'au moment où le niveau du liquide dans le tube mesureur ne varie plus ;

Laisser refroidir sans agiter ;

Noter de 5 en 5 mn la température et le volume dégagé, lorsque la température est égale à la température initiale, noter le volume, en prenant soin d'amener le liquide au même niveau dans le réservoir et dans le tube mesureur.

E- Calcul

Après avoir mesuré le volume dégager on prend la température et la pression dans lesquelles l'opération s'est déroulée puis on calcule le pourcentage de CO₂ par la relation suivante :

$$\% \text{CO}_2 = V \text{CO}_2 \times K$$

Sachant que :

V = volume

K = Coefficient de proportionnalité, calculé à partir de la température T°C et de la pression P mmHg à l'équilibre

Tableau. (12) : Analyse chimique de teneur en CO₂ de Sortie Broyeur

ECHANTILLONS	%CO ₂
Global	8.48
+20mm	7.28
+10mm	10.26
+8mm	9.76
+4mm	10.42
+2mm	17.58
+1mm	13.36
+0.800mm	5.05
+0.500mm	7.35
+0.315mm	6.08
+0.100mm	7.29
+0.08mm	11.40
-0.08mm	10.10
Moyenne	9.57

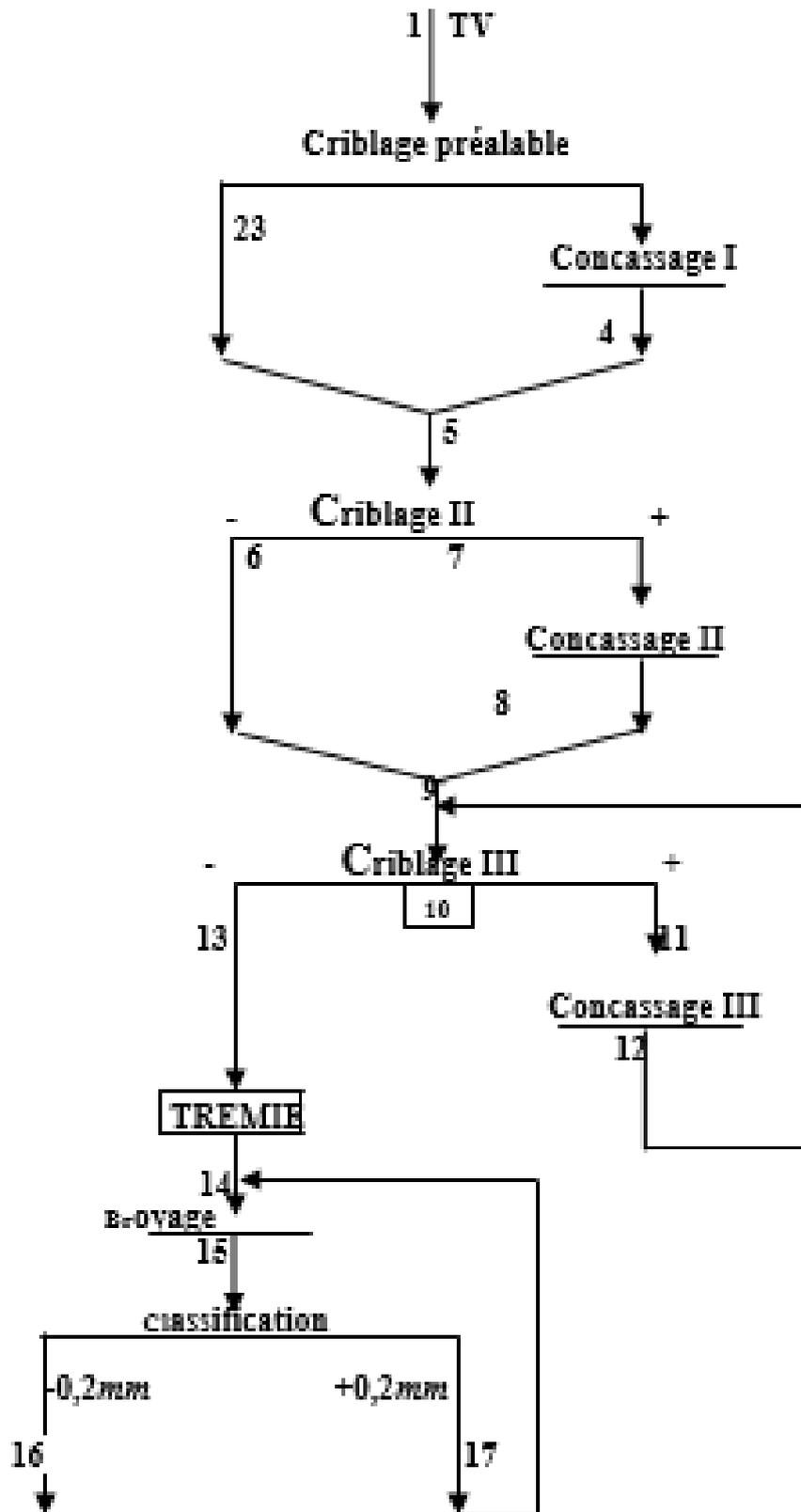


Figure 22 : Schéma de préparation mécanique proposé

Données de départ :

$$D_{\max} = 1000 \text{ mm}$$

$$\alpha \text{ P}_2\text{O}_5 = 26 \%$$

$$\text{Production annuelle } Q_{\text{an}} = 1800000 \text{ t}$$

$$\text{Densité foisonnée} = 3,45 \text{ t/m}^3$$

$$\text{Coefficient de foisonnement} = 1.5$$

$$\text{Humidité} = (3 \div 7) \%$$

Calcul et choix des équipements du schéma de la préparation mécanique :**6-1. On détermine la production théorique d'un atelier de concassage**

$$Q_1 = \frac{Q \cdot M_{\text{br}}}{M_c \cdot N_p \cdot N_h} \text{ t/h}$$

M_{br} : Nombre de jours de travail d'un atelier de broyage = 7 jours

M_c : Nombre de jours de travail atelier de concassage = 7 jours.

N_h : Nombre des heures de travail d'un atelier de concassage par poste = 8 heures

N_p : Nombre des postes de travail d'un atelier de concassage par 24h = 3 postes

Q : La production d'un atelier de broyage t /24h

N_j : Nombre de jours ouvrables par an $N_j = 335$ jours

Donc la production journalière

$$Q = \frac{Q_{\text{an}}}{N_j} \text{ t/j} \Rightarrow Q = \frac{1800000}{335} = 5373.13 \text{ t/j}$$

$$Q_1 = \frac{5373.13 \cdot 7}{7 \cdot 3 \cdot 8} = 223,8 \text{ t/h}$$

Le schéma de préparation mécanique proposé est composé par 3 stades de concassage et un stade de broyage.

6.2. On calcule et on trace la caractéristique de grosseur du T.V à l'aide du tableau :(09)

$$D_{\max} = 1000 \text{ mm}$$

6.3. On fixe les degrés de concassage pour chaque étage de concassage

* Le degré général est égal à :

$$i_g = \frac{D_{\max}}{d_{\max}} = \frac{1000}{20} = 50$$

* Pour les concasseurs à cônes ou à mâchoires à concassage grossier du premier stade

$$I1 = 3 \div 5$$

Donc on fixe $I1=4$; $I2=3$

$$I3 = \frac{i_g}{I1 \cdot I2} = \frac{50}{4 \cdot 3} = 4.1$$

6-4 -On détermine les dimensions des morceaux maximums

$$d = \frac{d_1}{5} = \frac{1000}{5} = 250 \text{ mm}$$

$$d = \frac{d_5^{I1}}{9 \cdot I2} = \frac{250^4}{3} = 83.3 \text{ mm}$$

$$d_{11} = \frac{d_1}{I1 \cdot I2 \cdot I3} = \frac{1000}{4 \cdot 3 \cdot 4.1} = 20 \text{ mm}$$

Tableau (13) : caractéristique de grosseur du tout-venant :

Tranches granulométriques en fonction de D max	Tranche Granulométriques (mm)	Rendement %		
		Rendement des classes	Rendement Cumulé Refusé	Rendement Cumulé passé
$-D_{\max} \quad +3/4 D_{\max}$	-1000 +750	12	12	100
$-3/4 D_{\max} + 1/2 D_{\max}$	-750 +500	15	27	88
$- 1/2 D_{\max} + 1/4 D_{\max}$	-500 +250	18	45	73
$- 1/4 D_{\max} + 1/8 D_{\max}$	-250 +125	25	70	55
$- 1/8 D_{\max} + 0$	-125 +0	30	100	30
TOTAL	/	100	/	/

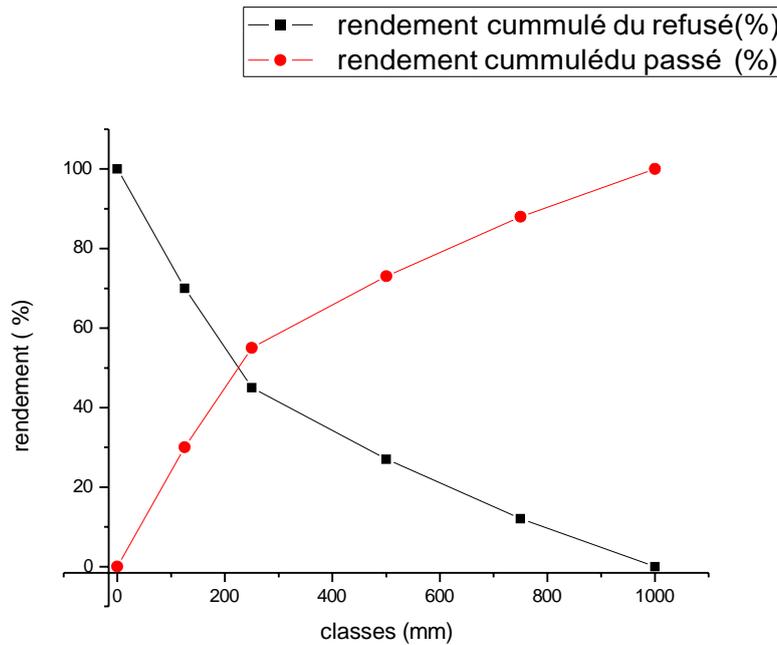


Figure (23): caractéristique de grosseur du tout-venant.

6.5. On détermine les dimensions des fentes de déchargement des concasseurs

Pour le minerai dur :

$Z_1 = 1,7$: pour les concasseurs à mâchoires

$Z_2 = 3$: pour les concasseurs à cône à concassage intermédiaire.

$Z_3 = 3,5$: pour les concasseurs à cône à concassage fin.

Z : Grosseur relative des produits concassés (rapport de la dimension des ouvertures) du tamis à travers lequel passe 95 % du matériau, envers une longueur d'une fente d'un concasseur.

On détermine les fentes de déchargement des concasseurs de chaque stade :

$$S_1 = \frac{d_5}{Z_1} = \frac{250}{1,7} \Rightarrow S_1 = 147 \text{ mm}$$

$$S_2 = \frac{d_9}{Z_2} = \frac{83,3}{3} \Rightarrow S_2 = 27 \text{ mm}$$

$$S_3 = 0,8 \cdot d_{11} = 0,8 \cdot 20 \Rightarrow S_3 = 16 \text{ mm}$$

$S_1; S_2$ et S_3 : Fentes de déchargement des concasseurs

6.6. On détermine les dimensions des ouvertures de chargement des concasseurs (ces ouvertures sont approximativement plus grandes que les dimensions de morceaux maximums qui entre dans les concasseurs de (10 ÷ 20) %).

$$\text{Alors : } B_1 = (1,1 \div 1,2) d_1 = 1,15 (1000) \Rightarrow B_1 = 1150 \text{ mm}$$

$$B_2 = (1,1 \div 1,2) d_5 = 1,1 (250) \Rightarrow B_2 = 275 \text{ mm}$$

$$B_3 = (1,1 \div 1,2) d_9 = 1,2 (83,3) \Rightarrow B_3 = 99,96 \text{ mm}$$

$B_1 ; B_3$ et B_2 : les ouvertures de chargement des concasseurs

6-7 : On fixe l'efficacité des opérations de criblage :

Pour le criblage préalable on installe un crible à barreaux fixes :

$$E_1 = (60 \div 70) \% \text{ fixe} \quad E_1 = 65 \%$$

E : efficacité

Pour le deuxième et le troisième étage on installe des cribles vibrants ; leur efficacité est comprise entre 80 et 85% donc on fixe :

$$E_2 = E_3 = 80 \%$$

6-8 : On fixe les ouvertures des cribles.

$d_5 > L_1 > S_1$; avec $E_1 = 65 \%$ (de criblage de 1^{er} étage)

$d_9 > L_2 > S_2$; avec $E_2 = 80 \%$ (de criblage de 2^{ème} étage)

On prend souvent dans les calculs préalables :

$L_1 = d_5$ et $L_2 = d_9$ et $L_3 = d_{11}$ (pour le cycle fermé)

Donc :

$$L_1 = 250 \text{ mm}$$

$$L_2 = 83,3 \text{ mm}$$

$$L_3 = 20 \text{ mm}$$

6-9 : On détermine les poids des produits pour le premier étage de concassage d'après les formules suivantes :

$$Q_2 = B_1^{-L_1} \cdot E_1 \cdot Q_1$$

$$Q_3 = Q_1 - Q_2$$

On détermine la valeur $B_1^{-L_1}$ d'après la caractéristique de grosseur du T. V

$$B_1^{-L_1} = B_1^{-250} = 0,47$$

Donc :

$$Q_2 = 0,47 \cdot 0,65 \cdot 223,8 \quad \Rightarrow Q_2 = 68,37 \text{ t/h}$$

$$Q_3 = 223,8 - 68,37 \quad \Rightarrow Q_3 = 155,43 \text{ t/h}$$

$$Q_4 = Q_3 \quad \Rightarrow Q_4 = 155,43 \text{ t/h}$$

$$Q_1 = Q_2 + Q_3 = Q_5 \quad \Rightarrow Q_5 = 223,8 \text{ t/h}$$

$$Q_7 = Q_5 - Q_6$$

$$Q_7 = Q_8$$

Dans le deuxième étage :

On prend $\gamma_7 = 85\%$ c'est le produit entrant dans le concasseur et le minerai dur

$$\gamma_7 = \frac{Q_7}{Q_1} \cdot 100 = Q_7 = \frac{\gamma_7 \cdot Q_1}{100} = \frac{85}{100} \cdot 223,8 \quad \Rightarrow Q_7 = 190,23 \text{ t/h}$$

$$Q_6 = Q_5 - Q_7 = 223,8 - 190,23 \quad \Rightarrow Q_6 = 33,57 \text{ t/h}$$

$$Q_8 = Q_7 \quad \Rightarrow Q_8 = 190,23 \text{ t/h}$$

$$Q_9 = Q_5 = Q_1 \quad \Rightarrow Q_9 = 223,8 \text{ t/h}$$

$$Q_{10} = Q_9 + Q_{13}$$

$$Q_{12} = Q_{13}$$

Pour la charge circulante (cycle fermé) $Q_{11} = Q_1 \cdot \gamma_{11}$ d'un minerai dur :

$\gamma_{11} = (130 \div 160) \%$ on prend

$$\gamma_{11} = 140 \% \text{ donc : } Q_{11} = 223,8 \cdot 1,4 \Rightarrow Q_{11} = 313,32 \text{ t/h}$$

$$Q_{12} = Q_{11} \Rightarrow Q_{12} = 313,32 \text{ t/h}$$

$$Q_{10} = Q_9 + Q_{12} = 223,8 + 313,32 \Rightarrow Q_{10} = 537,12 \text{ t/h}$$

$$Q_{13} = Q_{10} - Q_{12} = 537.12 - 313.32 \Rightarrow Q_{13} = 223.8 \text{ t/h}$$

Tableau :(14) Exigences aux concasseurs à la suite du calcul préalable

Concasseurs	Dimension de l'ouverture de chargement en (mm)	Dimension de fonte de déchargement en (mm)	Capacité de production en (t/h)
1 ^{er} étage	B ₁ =1150	S ₁ =147.05	Q ₃ =155.43
2 ^{ème} étage	B ₂ =275	S ₂ =27.77	Q ₇ =190.23
3 ^{ème} étage	B ₃ =99.96	S ₃ =16	Q ₁₂ =313.32

7. Calcul final du schéma de concassage et choix des équipements

7-1. On fixe les fentes de sortie d'après le calcul préalable ;

$$S_1 = 147 \text{ mm}$$

$$S_2 = 27 \text{ mm}$$

$$S_3 = 16 \text{ mm}$$

7-2 : On détermine les dimensions des morceaux maximums du minerai d'après le concassage dans chaque étage :

$$d_4 = S_1 \cdot Z_1 = 147 \cdot 1,7$$

$$\Rightarrow d_4 = 249.985 \text{ mm}$$

$$d_8 = S_2 \cdot Z_2 = 27 \cdot 3$$

$$\Rightarrow d_8 = 81 \text{ mm}$$

$$d_{13} = d_{\max} = 20 \text{ mm}$$

$$\Rightarrow d_{13} = 20 \text{ mm}$$

7-3 : On calcule les degrés de concassage dans chaque étage :

$$I_1 = \frac{d_1}{d_4} = \frac{1000}{249.985} = 4$$

$$I_2 = \frac{d_5}{d_8} = \frac{250}{81} = 3$$

$$I_3 = \frac{d_9}{d_{13}} = \frac{83.3}{20} = 4,2$$

7-4 : On fixe les dimensions des ouvertures des cribles et les efficacités de criblages dans chaque étage

$$d_5 > L_1 > S_1 \quad 250 > 250 > 147,05 \Rightarrow L_1 = 250 \text{ mm}$$

$$d_9 > L_2 > S_2 \quad 83,3 > 83,3 > 27,77 \Rightarrow L_2 = 81 \text{ mm}$$

$$L_3 = d_{11} \Rightarrow L_3 = 20 \text{ mm}$$

Avec : E₁ = 65 % efficacité de criblage dans le premier étage

E₂ = E₃ = 80 % efficacité de criblage dans le deuxième et le troisième étage

7-5 : On détermine les poids des produits 2 et 3 et leurs rendements :

$$Q_2 = Q_1 \cdot B_1^{-L1} \cdot E_1 \quad \text{ou } E_1 = 65 \%$$

$$B_1^{-L1} = 0.47$$

$$Q_2 = 223,8 \cdot 0,47 \cdot 0,65 \quad \Rightarrow Q_2 = 68.37 \text{ t/h}$$

$$Q_3 = Q_1 - Q_2 = 223.8 - 68.37 \quad \Rightarrow Q_3 = 155.43 \text{ t/h}$$

$$Q_4 = Q_3 \Rightarrow Q_4 = 155.43 \text{ t/h}$$

$$Q_5 = Q_4 + Q_2 = 155.43 + 68.37 \quad \Rightarrow Q_5 = 223.8 \text{ t/h}$$

On calcule les rendements :

$$\gamma_2 = \frac{Q_2}{Q_1} \cdot 100 = \frac{68.37}{223.8} \cdot 100 \quad \Rightarrow \gamma_2 = 30.54\%$$

$$\gamma_3 = \frac{Q_3}{Q_1} \cdot 100 = \frac{155.43}{223.8} \cdot 100 \quad \Rightarrow \gamma_3 = 69.45\%$$

$$\gamma_4 = \gamma_3 \Rightarrow \gamma_4 = 69,45\%$$

7-6 : On calcule la composition granulométrique du produit 5, (mélange des produits 2 et 4)

Pour cela il faut trouver la caractéristique de grosseur du produit 4

On compose le tableau dont la forme est analogue à celle des produits

Brut (T. V).

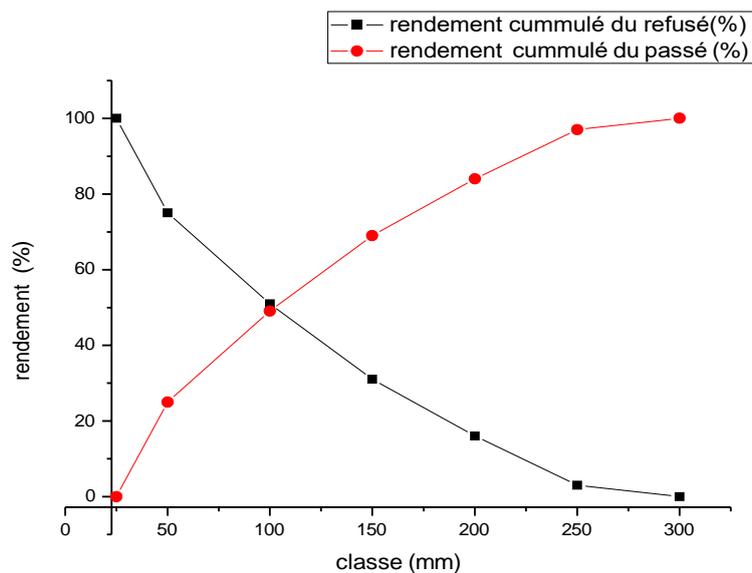
La composition granulométrique du produit 5 est calculée comme un mélange des produits 2 et 4 d'après la formule suivante :

$$B_5^{-d} = \frac{Q_2 \cdot B_2^{-d} + Q_4 \cdot B_4^{-d}}{Q_1}$$

On trace la caractéristique de grosseur du produit 4 avec $S_1 = 147 \text{ mm}$

Tableau (15) : caractéristique de grosseur du produit 4 avec $S_1 = 147\text{mm}$

Tranches granulométriques en fraction de $S_1=147\text{ mm}$		Tranches granulométriques En (mm)		Rendement %		
	$2 S_1$	+29 4		Rendement en classe %	Rendement Cumulé refusé %	Rendement Cumulé Passé %
- $2 S_1$	+ $1,75S_1$	-294	+ 257	0	0	100
- $1,75 S_1$	+ $1,5 S_1$	-257	+220	3	3	97
- $1,5 S_1$	+ S_1	-220	+ 147	13	16	84
- S_1	+ $0,7S_1$	-147	+ 110	15	31	69
- $0,75 S_1$	+ $0,5 S_1$	-110	+74	20	51	49
- $0,5 S_1$	+ $0,2S_1$	- 74	+37	24	75	25
- $0,25 S_1$	+ 0	-37	+ 0	25	100	0
Total		-		100	-	-

**Figure (24)** la caractéristique de grosseur du produit 4

7.7. Pour tracer la caractéristique de grosseur du produit 5, il faut prendre 5 points

$$B_5^{-300}; B_5^{-200}; B_5^{-150}; B_5^{-100}; B_5^{-50}$$

Nous avons

$$E_1=0,65$$

$$\text{Donc : } B_5^{-d}=B_1^{-d} \cdot E_1 + (1-B_1^{-L1} \cdot E_1) B_4^{-d}$$

$$B_1^{-300} = 0,53 = 53 \% \quad \text{ce qui correspond à } B_4^{-300} = 0,92 \%$$

$$B_1^{-200} = 0,37 = 37 \% \quad \text{ce qui correspond à } B_4^{-200} = 0,81 = 81 \%$$

$$B_1^{-150} = 0,31 = 31 \% \quad \text{ce qui correspond à } B_4^{-150} = 0,63 = 63 \%$$

$$B_1^{-100} = 0,26 = 23 \% \quad \text{ce qui correspond à } B_4^{-100} = 0,44 = 44 \%$$

$$B_1^{-50} = 0,09 = 9 \% \quad \text{ce qui correspond à } B_4^{-50} = 0,23 = 23 \%$$

On calcule les teneurs du produit 5 :

$$B_5^{-300} = B_1^{-300} \cdot E_1 + (1 - B_1^{-L1} \cdot E_1) \cdot B_4^{-300}$$

$$B_5^{-300} = 0,53 \cdot 0,65 + (1 - 0,47 \cdot 0,65) \cdot 0,92 \quad \Rightarrow B_5^{-300} = 1$$

$$B_5^{-200} = 0,37 \cdot 0,65 + (1 - 0,47 \cdot 0,65) \cdot 0,81 \quad \Rightarrow B_5^{-200} = 0,67$$

$$B_5^{-150} = 0,28 \cdot 0,65 + (1 - 0,47 \cdot 0,65) \cdot 0,63 \quad \Rightarrow B_5^{-150} = 0,48$$

$$B_5^{-100} = 0,23 \cdot 0,65 + (1 - 0,47 \cdot 0,65) \cdot 0,44 \quad \Rightarrow B_5^{-100} = 0,49$$

$$B_5^{-50} = 0,14 \cdot 0,65 + (1 - 0,47 \cdot 0,65) \cdot 0,23 \quad \Rightarrow B_5^{-50} = 0,74$$

A l'aide de ces valeurs on trace la caractéristique de grosseur du produit 5

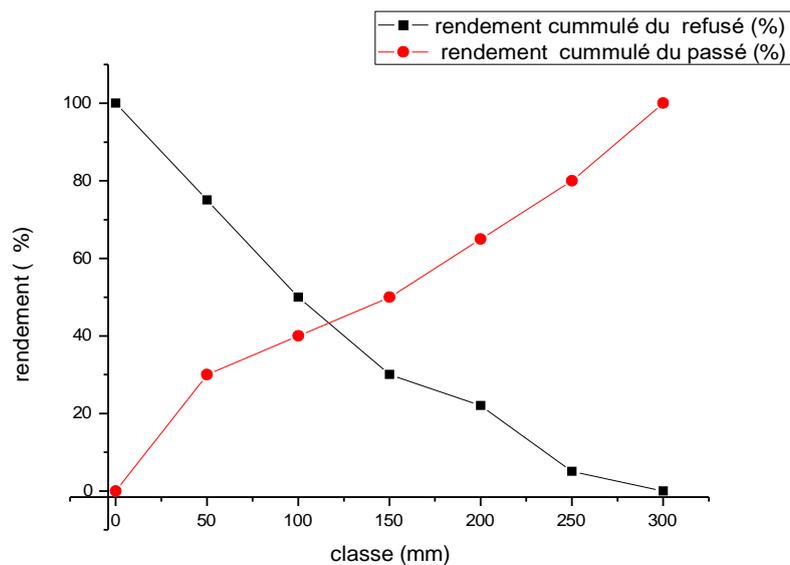


Figure (25): la caractéristique de grosseur du produit 5

7-8 . On détermine les poids des produits 6, 7, 8 et 9 :

$$Q_7 = Q_5 \cdot B_5^{-L1} \cdot E_2 \quad \text{ou } E_2 = 85 \%$$

$$B_5^{-300} = 1 \%$$

$$Q_7 = 223,8 \cdot 1 \cdot 0,85 \Rightarrow Q_7 = 190,29 \text{ t/h}$$

$$Q_6 = Q_5 - Q_7 = 223,8 - 190,29 \Rightarrow Q_6 = 33,57 \text{ t/h}$$

$$Q_8 = Q_7 \Rightarrow Q_8 = 190,29 \text{ t/h}$$

$$Q_9 = Q_5 = Q_1 \Rightarrow Q_9 = 223,8 \text{ t/h}$$

7-9 : On détermine les rendements des produits 6, 7, 8 et 9 :

$$\begin{aligned} \gamma_5 &= \gamma_1 \Rightarrow \gamma_5 = 100\% \\ \gamma_6 &= \frac{Q_6}{Q_1} \cdot 100 = \frac{33,57}{223,8} \cdot 100 \Rightarrow \gamma_6 = 15\% \\ \gamma_7 &= \frac{Q_7}{Q_1} \cdot 100 = \frac{190,23}{223,8} \cdot 100 \Rightarrow \gamma_7 = 85\% \\ \gamma_7 &= \gamma_8 \Rightarrow \gamma_8 = 85\% \\ \gamma_9 &= \frac{Q_9}{Q_1} \cdot 100 = \frac{223,8}{223,8} \cdot 100 \Rightarrow \gamma_9 = 100\% \end{aligned}$$

7-10 : On détermine les poids des produits 10, 11, 12 et 13 :

Pour la charge circulante (cycle fermé) $Q_{11} = Q_1 \cdot \gamma_{12}$ d'un minerai dur :

$\gamma_{12} = (130 \div 160) \%$ on prend

$\gamma_{12} = 150 \%$ donc : $Q_{11} = 223,8 \cdot 1,4 \Rightarrow Q_{11} = 313,32 \text{ t/h}$

$Q_{11} = Q_{12} \Rightarrow Q_{12} = 313,32 \text{ t/h}$

$Q_{10} = Q_9 + Q_{12} = 223,8 + 313,32 \Rightarrow Q_{10} = 537,12 \text{ t/h}$

$Q_{13} = Q_{10} - Q_{11} = 537,12 - 313,32 \Rightarrow Q_{13} = 223,8 \text{ t/h}$

7-11 : On détermine les rendements des produits 10, 11, 12 et 13 :

$$\begin{aligned} \gamma_{10} &= \frac{Q_{10}}{Q_1} \cdot 100 = \frac{537,12}{223,8} \cdot 100 \Rightarrow \gamma_{10} = 240\% \\ \gamma_{11} &= \frac{Q_{11}}{Q_1} \cdot 100 = \frac{313,32}{223,8} \cdot 100 \Rightarrow \gamma_{11} = 140\% \\ \gamma_{12} &= \frac{Q_{12}}{Q_1} \cdot 100 = \frac{313,32}{223,8} \cdot 100 \Rightarrow \gamma_{12} = 140\% \\ \gamma_{13} &= \frac{Q_{13}}{Q_1} \cdot 100 = \frac{223,8}{223,8} \cdot 100 \Rightarrow \gamma_{13} = 100\% \end{aligned}$$

7-12 : On trace la caractéristique de grosseur du produit 8 (produit concassé de deuxième stade) à l'aide le tableau (16)

tranches		Tranches		Rendements %		
Granulométriques		Granulométries		rendement en	Rendement	Rendeme
				classe %	Cumulé	Cumulé
en fraction de S ₂ =27mm		en mm			Refusé %	Passé %
	2,5 S ₂	67,5				
- 2,5 S ₂	+ 2,25S ₂	- 67,5	+ 60,75	4	4	100
-2,25 S ₂	+ 2S ₂	- 60,75	+ 54	7	11	96
-2 S ₂	+ 1,5 S ₂	- 54	+ 40,5	13	24	89
-1,5 S ₂	+ 1,25S ₂	- 40,5	+33,75	10	34	76
- 1,25 S ₂	+ S ₂	- 33,75	+ 27	15	49	66
-S ₂	+ 0,5 S ₂	- 27	+ 13,5	23	72	51
- 0,5 S ₂	+ 0,25 S ₂	- 13,5	+ 6,75	17	89	28
- 0,25 S ₂	+ 0	- 6,75	+ 0	11	100	11
Total		-		100	-	-

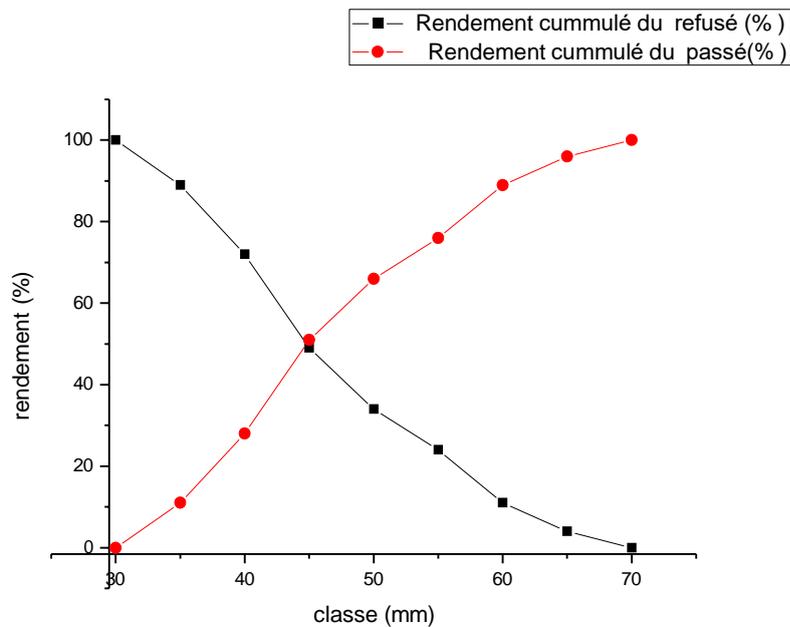


Figure (26): la caractéristique de grosseur du produit 8

On calcule les teneurs du produit 9 :

On détermine la composition granulométrique du produit 9 d'après la formule suivante :

$$\beta_9^{-d} = \beta_5^{-d} \times E_2 + (1 - \beta_5^{-L_2} \times E_2) \times \beta_8^{-d}; \text{ Alors :}$$

$$\beta_9^{-70} = \beta_5^{-70} \times E_2 + (1 - \beta_5^{-75} \times E_2) \times \beta_8^{-70}$$

$$\beta_9^{-70} = 0,45 \times 0,8 + (1 - 0,47 \times 0,8) \times 1 \quad \Rightarrow B_9^{-70} = 0,98$$

$$\beta_9^{-65} = 0,42 \times 0,8 + (1 - 0,47 \times 0,8) \times 0,94 \quad \Rightarrow B_9^{-65} = 0,92$$

$$\beta_9^{-60} = 0,4 \times 0,8 + (1 - 0,47 \times 0,8) \times 0,85 \quad \Rightarrow B_9^{-60} = 0,85$$

$$\beta_9^{-55} = 0,3 \times 0,8 + (1 - 0,47 \times 0,8) \times 0,72 \quad \Rightarrow B_9^{-55} = 0,71$$

$$\beta_9^{-30} = 0,18 \times 0,8 + (1 - 0,47 \times 0,8) \times 0,92 \quad \Rightarrow B_9^{-30} = 0,71$$

-A l'aide de ces valeurs on trace la caractéristique de grosseur du produit 9

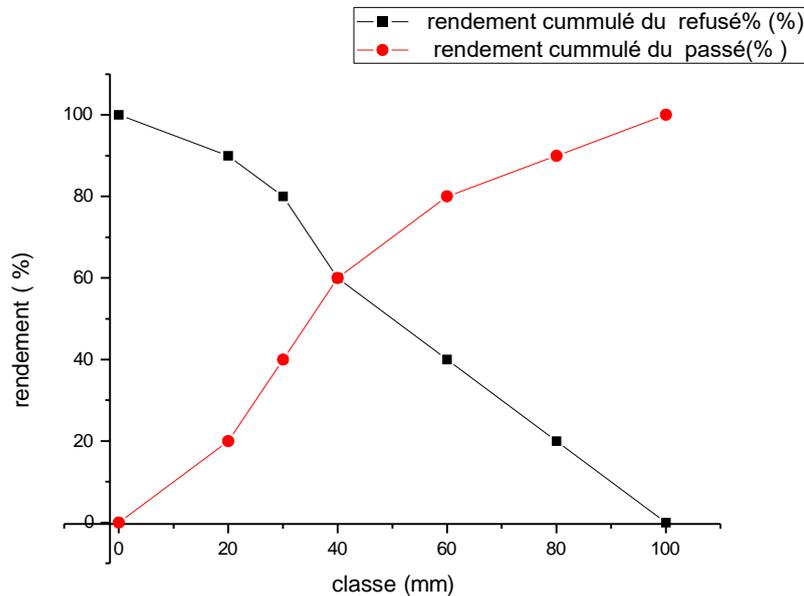


Figure (27) : la caractéristique de grosseur du produit 9

On trace la caractéristique du produit 13 (produit concassé après troisième étage) à l'aide le tableau (17) ;

Tableau (17) : Caractéristique de grosseur du produit 13

Tranches		Tranches		Rendements %		
Granulométriques		Granulométriques		rendement en	Rendement	Rendement
en fraction de $S_3=16\text{mm}$		en mm		classe %	CumuléPassé %	CumuléRefus
	3,5 S_3	56		5	5	100
- 3,5 S_3	+ 3 S_3	- 56	+ 48	12	17	95
- 3 S_3	+ 2,5 S_3	- 48	+ 40	11	28	83
- 2,5 S_3	+ 2,25 S_3	- 40	+ 36	7	35	72
- 2,25 S_3	+ 2 S_3	- 36	+ 32	10	45	65
- 2 S_3	+ 1,5 S_3	- 32	+ 24	20	65	55
- 1,5 S_3	+ 1,25 S_3	- 24	+ 20	8	73	35
- 1,25 S_3	+ S_3	- 20	+ 16	7	80	27
- S_3	+ 0,5 S_3	- 16	+ 8	12		
- 0,5 S_3	+ 0,25 S_3	- 8	+ 4	4		
- 0,25 S_3	+ 0	- 4	+ 0	4		4
Total		-		100	- -	-

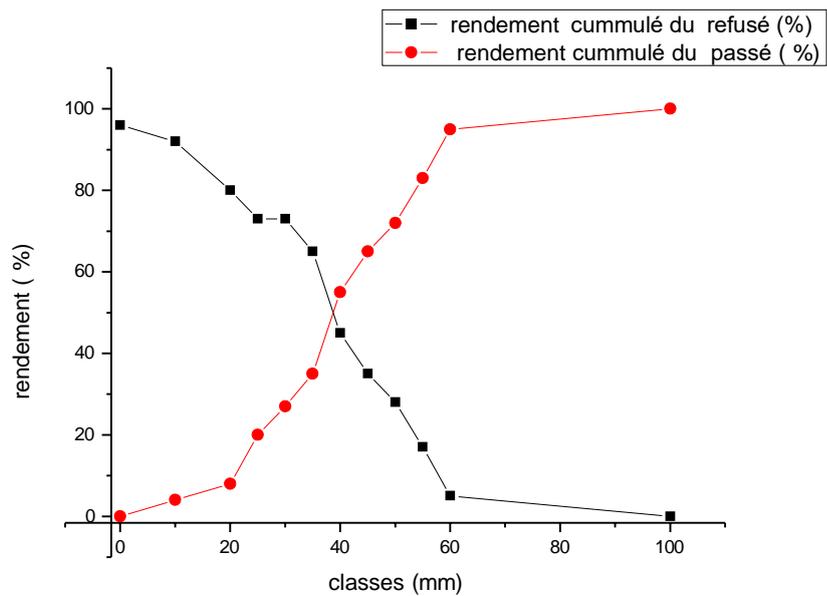


Figure (28) : la caractéristique de grosseur du produit 13

Pour tracer la caractéristique de grosseur du produit 10, il faut prendre 5 valeurs : 65 ; 50 ; 35 ; 24 et 15 le produit 10 est le mélange des produits 9 et 13 pour calculer les teneurs du produit 6 on applique la formule suivante :

$$B_{10}^{-d} = \frac{Q_9 \cdot B_9^{-d} + Q_{13} \cdot B_{13}^{-d}}{Q_9 + Q_{13}}$$

$$B_9^{-65} = 0,87$$

$$B_9^{-50} = 0,69$$

$$B_9^{-35} = 0,5$$

$$B_9^{-24} = 0,27$$

$$B_9^{-15} = 0,14$$

$$B_{10}^{-65} = \frac{223,8 \cdot 0,87 + 223,8 \cdot 0,94}{447,6} \Rightarrow B_{10}^{-65} = 0,9$$

$$B_{10}^{-50} = \frac{223,8 \cdot 0,69 + 223,8 \cdot 0,72}{447,6} \Rightarrow B_{10}^{-50} = 0,7$$

$$B_{10}^{-35} = \frac{223,8 \cdot 0,5 + 223,8 \cdot 0,34}{447,6} \Rightarrow B_{10}^{-35} = 0,4$$

$$B_{10}^{-24} = \frac{223,8 \cdot 0,27 + 223,8 \cdot 0,17}{447,6} \Rightarrow B_{10}^{-24} = 0,22$$

$$B_{10}^{-15} = \frac{223,8 \cdot 0,14 + 223,8 \cdot 0,06}{447,6} \Rightarrow B_{10}^{-15} = 0,1$$

ce qui correspond à $B_{13}^{-65} = 0,94\%$

ce qui correspond à $B_{13}^{-50} = 0,72\%$

ce qui correspond à $B_{13}^{-35} = 0,34\%$

ce qui correspond à $B_{13}^{-24} = 0,17\%$

ce qui correspond à $B_{13}^{-15} = 0,06\%$

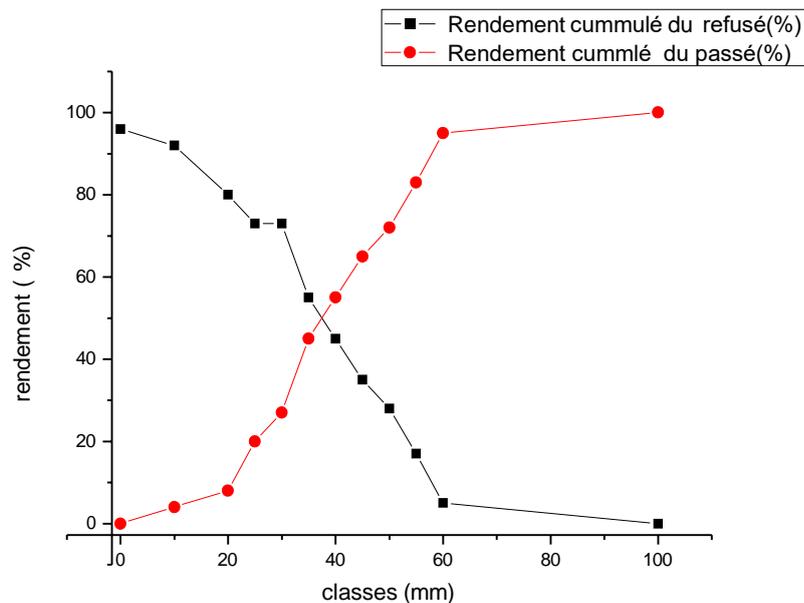


Figure (29) : la caractéristique de grosseur du produit 10

Remarque : le poids spécifique est égale à : 1,75 t/m

On choisit finalement le concasseur du premier étage. Pour ce choix, il faut déterminer les facteurs suivants :

Qualité de la matière à concasser.

Dimensions maximales des morceaux.

On a :

$$B_1 = 1150 \text{ mm}$$

$$D_{\max} = 1000 \text{ mm}$$

$$S_1 = 147,05 \text{ mm}$$

$$Q_3 = 155,43 \text{ t/h}$$

- D'après ces données, on installe au **premier étage de concassage** un concasseur à mâchoires à doubles effet «CMD 15 x 21»

On détermine le débit du concasseur d'après la formule :

$$Q_C = Q_s \cdot \delta \quad \text{ou : } \delta : \text{ densité foisonnée}$$

$$S_3 = 147,05$$

$$Q_{\max} = 550 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$Q_{\min} = 310 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$S_{\max} = 300 \text{ mm}$$

$$S_{\min} = 130 \text{ mm}$$

$$Q_s = Q_{\max} - \frac{Q_{\max} - Q_{\min}}{S_{\max} - S_{\min}} (S_{\max} - S_1)$$

$$Q_s = 550 - \frac{550 - 310}{300 - 130} (300 - 147,05)$$

$$Q_s = 334,08 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$Q_C = Q_s \cdot \delta = 334,08 \cdot 3,45 = 1152,57 \text{ t/h}$$

On calcule le nombre de concasseurs qu'il faut installer au premier étage :

$$n_1 = \frac{Q_3}{Q_s} = \frac{155,43}{334,08} = 0,46$$

Donc on installe un concasseur «CMD 15 x 21»

Donc on installe un concasseur au premier étage

Caractéristique techniques du concasseur «CMD 15 x 21»

Dimension de l'ouverture de chargement B x L : 1200 x 1500 mm.

Dimension du morceau maximal de l'alimentation : 1000 mm.

Puissance du moteur électrique : 160 Kw.

Masse du concasseur sans équipements électriques M=120 t

Pour le deuxième stade de concassage il faut :

$$B_2 = 275 \text{ mm}$$

$$d_9 = 83,3 \text{ mm}$$

$$S_2 = 27,77 \text{ mm}$$

$$Q_7 = 190,23 \text{ t/h}$$

On installe au deuxième étage, un concasseur à cône à concassage intermédiaire de type : « **CCCI 1200B** »

On détermine le débit du concasseur :

$$S_2 = 27 \text{ mm}$$

$$Q_{\max} = 300 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$Q_{\min} = 160 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$S_{\max} = 60 \text{ mm}$$

$$S_{\min} = 25 \text{ mm}$$

$$Q_s = Q_{\max} - \frac{Q_{\max} - Q_{\min}}{S_{\max} - S_{\min}} (S_{\max} - S_2)$$

$$Q_s = 300 - \frac{300-160}{60-25} (60-27)$$

$$Q_s = 168 \text{ m}^3/\text{h}$$

Donc , $Q_c = Q_s \cdot \delta$

$$Q_c = 168,3,45 = 579,6 \text{ t/h}$$

On calcule le nombre des concasseurs nécessaire qu'il faut installer pour le deuxième étage :

$$n_1 = \frac{Q_c}{Q_s} = \frac{190,23}{579,6} = 0,31$$

Donc on installe un concasseur au deuxième étage de type «CCCI 1200B».

Caractéristique techniques du concasseur «CCCI 2200B» :

Largeur de l'ouverture de chargement : 300 mm.

Largeur de l'ouverture de déchargement jusqu'à : 100 mm.

Puissance du moteur électrique : P=250 Kw.

Masse du concasseur sans équipements électriques M=79,6 t.

- On choisie le concasseur de **troisième étage** d'après le poids de produit 12.

On installe un concasseur à cône à concassage fin «CCCF 2200-400 ».

On a :

$$B_3 = 99,99 \text{ mm}$$

$$S_3 = 16 \text{ mm}$$

$$Q_{13} = 223,8 \text{ t/h}$$

$$Q_c = Q_s \cdot \delta$$

$$Q_s = Q_{\max} - \frac{Q_{\max} - Q_{\min}}{S_{\max} - S_{\min}} (S_{\max} - S_{\min})$$

$$S_3 = 20 \text{ mm}$$

$$Q_{\max} = 120 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$Q_{\min} = 40 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$S_{\max} = 15 \text{ mm}$$

$$S_{\min} = 5 \text{ mm}$$

$$\text{Donc } Q_s = 120 - \frac{120-40}{15-5} (16 - 15)$$

$$Q_s = 112 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$Q_c = 112,3,45$$

$$\Rightarrow Q_c = 386,4$$

On calcule le nombre des concasseurs nécessaire qu'il faut installer pour le troisième étage de concassage

$$N = \frac{Q_{12}}{Q_c} = \frac{313,32}{386,4} \Rightarrow N = 0,81$$

Donc on installe un concasseur a cone a concassage au troisième étage de type «CCCF 2200-400 ».

Caractéristique techniques du concasseur «CCCF2200-400» :

- Largeur de l'ouverture de chargement : 130 mm.
- Largeur de fonte de déchargement : 20 mm
- Dimension du morceau : 100 mm.
- Puissance du moteur électrique : P=250÷280 Kw.
- Masse du concasseur sans équipements électriques M=82,1 t

En formant le tableau suivant qui présente les différentes variantes des trois étages de concassage

Type	Nombre	Débit (t/h)		Coefficient 'exploitation	Poids (t)		Puissance W)	
		L'un	Tous		L'un	Tous	L'un	Tous
CMD ×15	1	334,08	334,08	$\frac{155,43}{334,08} = 0,46$	120	120	160	160
CCCI 120	1	579,6	579,6	$\frac{190,23}{579,6} = 0,31$	46,9	46,9	160	160
CCCF 00-400	1	386,4	386,4	$\frac{313,32}{386,4} = 1,14$	82,1	82,1	280	280

Calcul du Criblage 8-

4-1 : Pour le premier stade et avant le concassage grossier, on installe un criblage à barreau dont la surface est calculée par la formule :

$$S = B \cdot L \quad \text{en m}^2.$$

$$\text{Ou } B = (2d_1 + 100) \quad \text{en m.}$$

$$L = 2B$$

$$S = B \times L$$

S : Surface de criblage en **m²**

B : Largeur du crible ; **m**

L : Longueur du crible ; **m**

$$\text{Donc : } B = 2 \times 1000 + 100 \quad \Rightarrow B = 2100 \text{ mm} = 2,1 \text{ m}$$

$$L = 2B = 2,1 \times 2 \quad \Rightarrow L = 4,2 \text{ m}$$

$$\text{Alors : } S = B \times L = 2,1 \times 4,2 \quad \Rightarrow S = 8,82 \text{ m}^2$$

La surface nécessaire de criblage pour les cribles du deuxième et troisième étage est déterminée par la formule suivante :

$$F = \frac{Q}{q \cdot \delta \cdot K \cdot L \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p} \quad \text{en m}^2$$

Q : Débit d'un crible par rapport à l'alimentation initiale. **t/h**

q : Débit spécifique d'un crible par rapport au volume foisonné en **m³ / m².h**

δ: Densité foisonnée du minerai

K.L.m.n.o.p: Les coefficients de correction

$$\text{On a : } Q = Q_7 = 190,23 \text{ t / h .}$$

$$\delta = 3,45 \text{ t / m}^3.$$

$$q : \text{on a : } L_2 = 83.3 \text{ mm ; après l'annexe 14 :}$$

$$80 \text{ mm} \rightarrow 56$$

$$100 \text{ mm} \rightarrow 63$$

$$\text{Alors : } \rightarrow [(83.3 \times 56) / 80] = 58$$

$$q = 58 \text{ m}^3/\text{m}^2.\text{h}$$

$n = 1$ pour matériaux concassés

$p = 1$ pour l'ouverture du tamis

$O = 1$

m : on a : $E_2 = 80\%$; d'après l'annexe 6 :

80% → 1,3

$m = 1,3$

K : on a : $\beta_5^{-1/2 L^3} = \beta_5^{-41,5} = 85\%$

80% → 1,8

90% → 2,0

$K = 1,9$

L : on a : $\beta_5^{+L^3} = \beta_5^{+25} = 8\%$

25 → 1,00

30% → 1,05

$L = 1,1$

$$F = \frac{168,29}{58.3.45.1.9.1.1.1.3.1.1.1} \Rightarrow F = 0,3m^2$$

On détermine le nombre des cribles qu'il faut installer : 8-2

$$n = \frac{F}{S}$$

S : surface de criblage choisie $S = 1,28 m^2$.

Donc :

$$n = \frac{0,3}{1,28} \Rightarrow n = 0,23 \approx 1 \text{ Crible}$$

Il faut installer seul cribles de type «CG-2»

Caractéristiques techniques du crible «CG-2» :

Dimension du tamis

Largeur : 0,8 m

Longueur : 1,6 m

Surface de criblage $S = 1,28 m^2$

Dimension de l'ouverture du tamis (mm)

Supérieure : 4;6;14;18;24;30

Inférieure : /

Capacité : (56) t/h.

Pour le troisième étage, on installe un ou plusieurs cribles vibrants :

On a: $Q_{11} = 313.32 t/h$.

$\delta = 3,45 t / m^3$.

q : on a : $L_2 = 20 mm$; après l'annexe 14

$q = 14 m^3/m^2.h$

$n = 1$ pour matériaux concassés

$p = 1$ pour l'ouverture du tamis

$O = 1$

m : on a : $E_2 = 80\%$; d'après l'annexe 6 :

80% → 1,3

$m = 1,3$

- $K = 2,1$

$L = 0,8$

$$F = \frac{313,32}{14.3,45.2,1..0,8.1,3} \Rightarrow F = 2,97m^2$$

On détermine le nombre des cribles qu'il faut installer : 8-3

S : surface de criblage choisie $S=3.12 m^2$.

$$n = \frac{2.97}{1.28} \Rightarrow n = 2,32 \approx 3 \text{ crible}$$

Donc il faut installer trois cribles de type «CGD-2»

Caractéristiques techniques du crible «CGD-2» :

Largeur : 0,8 m

Longueur : 1,6 m

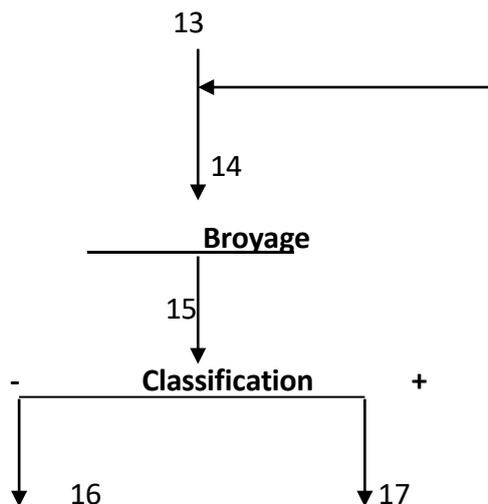
Surface de criblage $S = 1.28 m^2$

Capacité : 56 t/h.

On choisit les cribles ayant la surface suffisante de criblage :

Type	Nombre	Surface (m ²)		Coefficient d'exploitation	Masse (t)		Puissance (KW)	
		L'un	Tous		L'un	Tous	L'un	Tous
CG- 2	1	1,28	1.28	$\frac{0.3}{1.28} = 0,23$	0.632	0.632	1.7	1.7
CGd-2	3	1,28	3.84	$\frac{2.97}{1.28} = 2,32$	0.589	1.76	2.8	8.4

8-Calcul du schéma de broyage et choix des équipements :



8-1-On détermine les poids des produits 14; 15; 16 et 17

On détermine la production théorique d'atelier de broyage d'après la formule suivante :

$$Q_{13}^{BR} = Q/24 = 5373,13 /24$$

$$Q_{13}^{BR} = 223,8 \text{ t/h}$$

En fixant le rendement du sable dans le cycle de broyage (charge circulaire-C) de 250 jusqu'à 600%. La charge circulante dépend des conditions de broyage ; puisque le minerai est dur alors :

$$\gamma_{17} = (5 \text{ à } 7) \gamma_{11} ; (C = 500-700\%)$$

$$\text{Donc : } \gamma_{17} = 600 \%$$

On détermine le poids de produits d'après les formules suivantes :

$$Q_{14} = Q_{13}^{br} + Q_{17} = Q_{13}^{br} + Q_{13}^{br} \cdot \gamma_{17} = 7Q_{13}^{br}$$

$$Q_{14} = 1566,6 \text{ t/h}$$

$$Q_{15} = Q_{14} = 1566,6 \text{ t/h}$$

$$Q_{16} = Q_{13}^{BR} = 223,8 \text{ t/h}$$

$$Q_{17} = Q_{13}^{BR} \cdot \gamma_{17} = 1342,8 \text{ t/h}$$

8-2 On détermine les rendements des produits 14; 15; 16 et 17 :

$$\gamma_{13} = \frac{Q_{13}}{Q_1} \cdot 100 = \frac{223,8}{223,8} \cdot 100 \quad \Rightarrow \quad \gamma_{13} = 100\%$$

$$\gamma_{14} = \frac{Q_{14}}{Q_1} \cdot 100 = \frac{1566,6}{223,8} \cdot 100 \quad \Rightarrow \quad \gamma_{14} = 700\%$$

$$\Rightarrow \gamma_{15} = 700\%$$

$$\gamma_{16} = \frac{Q_{16}}{Q_1} \cdot 100 = \frac{223,8}{223,8} \cdot 100 \quad \Rightarrow \quad \gamma_{16} = 100\%$$

$$\gamma_{17} = \frac{Q_{17}}{Q_1} \cdot 100 = \frac{1342,8}{223,8} \cdot 100 \quad \Rightarrow \quad \gamma_{17} = 600\%$$

En fonction de la productivité donnée de la fabrique, on choisit l'espèce de broyeur par la comparaison de différents types. En appliquant la formule suivante :

$$q_d = q_e \cdot K_b \cdot K_g \cdot K_D \cdot K_t$$

Où :

K_b : coefficient prenant en considération la distinction en broyabilité du minerai qui est projeté au traitement et du minerai étalon, dans notre cas $K_b = 1$

K_g : Coefficient prenant en considération la distinction en grosseur de produit avant et après le broyage en comparaison des conditions étalon

$$K_t : 1,1 - 1,15$$

$$q_e : 1$$

$$K_b = 1$$

$$K_t = 1,1$$

$$K_g = 1$$

K_d : Coefficient prenant en considération la distinction en diamètres de broyeur calculé et broyeur étalon

$$K_D = \sqrt{\frac{D - 0,15}{D_e - 0,15}}$$

D_e : Diamètre nominal du broyeur étalon $D_e = 2,7$

Broyeur 1 : à barres à déchargement centrale ; $D_1 L_1 = 2700 \times 3600$

Broyeur 2 : à boulets à déchargement centrale ; $D_2 L_2 = 2700 \times 2100$

Broyeur 3 : à boulets et à grille ; $D_3 L_3 = 2100 \times 3000$

$$K_{D1} = \frac{\sqrt{D_1 - 0,15}}{\sqrt{D_e - 0,15}} = \frac{\sqrt{2,7 - 0,15}}{\sqrt{2,7 - 0,15}} = 51,96$$

$$K_{D2} = \frac{\sqrt{D_2 - 0,15}}{\sqrt{D_e - 0,15}} = \frac{\sqrt{2,7 - 0,15}}{\sqrt{2,7 - 0,15}} = 51,96$$

$$K_{D3} = \frac{\sqrt{D_3 - 0,15}}{\sqrt{D_e - 0,15}} = \frac{\sqrt{2,1 - 0,15}}{\sqrt{2,7 - 0,15}} = 45,8$$

Donc :

$$q_{d1} = 51,96 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,15 \Rightarrow q_{d1} = 57,12 \text{ t/m}^3 \cdot \text{h}$$

$$q_{d2} = 51,96 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,15 \Rightarrow q_{d2} = 57,12 \text{ t/m}^3 \cdot \text{h}$$

$$q_{d3} = 45,80 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,1 \Rightarrow q_{d3} = 50,38 \text{ t/m}^3 \cdot \text{h}$$

- ✓ On détermine la production théorique de chaque broyeur en t/h. On ne prend pas en considération la charge circulante :

$$Q_{D1} = q_{D1} \cdot \pi (D_1 - 0,15)^2 L_1 / 4 (B_{16}^{-0,074} - B_{11}^{-0,074})$$

$$\text{On a: } B_{16}^{-0,074} = 60 \%$$

$$B_{11}^{-0,074} = 10 \%$$

$$Q_{D1} = 1960$$

La même méthode sera appliquée pour les deux autres broyeurs ; alors, on obtenu :

$$Q_{D2} = 513$$

$$Q_{D3} = 57$$

En calculant le nombre des broyeurs pour chaque type :

- Type 01 : $n_1 = Q_{14} / Q_{D1} = ; n \approx 2$
- Type 02 : $n_2 = Q_{14} / Q_{D2} = ; n \approx 10$
- Type 03 : $n_3 = Q_{14} / Q_{D3} = ; n = 7$
- On choisit le type 01

Broyeur à barres **2700×3600** parce que le plus petit consommateur d'énergie électrique :

Type	Nombre des broyeurs		Coefficient D'exploitation	Poids (t)		Puissance (KW)	
	D'après calcul	Il faut installer		L'un	Tous	L'un	Tous
2700×3600	2,6	2	2,6 / 2 = 1,3	78,5	157	400	800
2700×2100	10,18	11	10,18 / 11 = 0,92	68	748	315	3465
2100×3000	6,9	7	6,9 / 7 = 0,98	40,3	281	200	1700

9- Calcul des classificateurs :

On détermine le diamètre du classificateur à installer (classificateur à spirale immergée) d'après :

$$D = -0,07 + 0,115 \sqrt{\frac{Q_d}{m \cdot a \cdot b}} \quad \text{en (m)}$$

D : Diamètre de la spirale ; m

m : Nombre des spirales dans un classificateur

b : Correction de la densité du matériau.

a : Correction de la grosseur dans le débordement

Q_d : Quantité de solide dans débordement de chaque classificateur (Rendement de chaque classificateur selon un matériau solide dans un débordement) en t / 24h

$$Q_d = \frac{Q_{16,24}}{n} = \frac{223,8 \cdot 24}{2} = 1342,8 \text{ t/j}$$

n = 2 : Nombre des broyeurs

On a :

$$m=2$$

$$a=1$$

$$b=1$$

Donc :

$$D = -0,07 + 0,115 \sqrt{\frac{1342,8}{1 \cdot 1 \cdot 2}} \Rightarrow D = 2909 \text{ (m)} = 2909 \text{ mm}$$

On installe un classificateur à deux spirales immergées

- Type : «2 CSI 12»
- Nombre de spirales : 2
- Diamètre de la spirale : 2400 mm
- dimension de la cuve (en mm)
- Largeur : 8400 mm
- Longueur : 2600 mm
- Vitesse de rotation des spirales (4,1 à 8,3) tr / min
- Puissance des moteurs électriques : 3.5 KW
- Masse du classificateur sans équipements électriques M = 16 tonnes.

On installe 2 classificateurs à spirale immergé 2 CSI-12

Tableau :(18) Tableau récapitulatif des indices technologiques :

Produit	Q(t/h)	γ (%)
1	223.8	100
2	68,37	30
3	155,43	69
4	155,43	69
5	223.8	100
6	33,57	15
7	190.23	85
8	190.23	75
9	223.8	100
10	537,12	240
11	313.32	140
12	313.32	140
13	223.8	100
14	1566,6	700
15	1566,6	700
16	223.8	100
17	1342,8	600

10- La calcination

10-1_INTRODUCTION.

Sur le plan international le phosphate est enrichi aussi par calcination. Le traitement thermique des phosphates consiste à chauffer le minerai et arriver à une certaine température dans le but de décomposer le CaCO_3 , et MgCO_3 à CaO , MgO et CO_2

On applique la calcination pour dissocier par voie thermique les carbonates qui se trouvent dans le minerai à une température comprise entre 850 et 1000 ° C (. Avant de réduire les quantités de CaO et MgO par rapport au P_2O_5 , on applique une opération d'hydratation de ces oxydes . un lavage suit la calcination dans le but d'éliminer les oxydes alcalinoterreux.

Le séchage est une étape commune au traitement par voie humide des phosphates et à la calcination. Presque toutes les méthodes de traitement sont précédés par la

préparation mécanique du minerai (le concassage, le broyage et le criblage et classification afin de réduire la dimension et libérer les minéraux entre eux).

La calcination du phosphate est nécessaire pour obtenir un produit approprié pour la fabrication de l'acide phosphorique etc.

10-2- but du calcination [24]

Le but de calcination est d'augmenter la teneur en P₂O₅ du phosphate tout en brûlant les matières organiques contenues dans le minerai .

Sur le plan international le phosphate est enrichi aussi par calcination. Le traitement thermique des phosphates consiste à chauffer le minerai et arriver à une

certaine température dans le but de décomposer le CaCO₃, et MgCO₃ à CaO, MgO et CO₂.

La combustion des matières organiques apporte une grande quantité de l'énergie nécessaire à la dissociation des carbonates, à l'élimination de l'eau de constitution à la formation des silicates, et à la combustion des sulfures

10-3- principe du calcination [25]

On applique la calcination pour dissocier par voie thermique les carbonates qui se trouvent dans le minerai à une température comprise entre 850 et 1000 ° C , Avant de réduire les quantités de CaO et MgO par rapport au P₂O₅, on applique une opération d'hydratation de ces oxydes . un lavage suit la calcination dans le but d'éliminer les oxydes alcalinoterreux.

Le séchage est une étape commune au traitement par voie humide des phosphates et à la calcination. Presque toutes les méthodes de traitement sont précédés par la préparation mécanique du minerai (le concassage, le broyage et le criblage et classification afin de réduire la dimension et libérer les minéraux entre eux).

La calcination du phosphate est nécessaire pour obtenir un produit approprié pour la fabrication de l'acide phosphorique etc

10-4- PRINCIPALES ETAPES DE LA CALCINATION [26]

Les principales étapes de la calcination du phosphate sont:

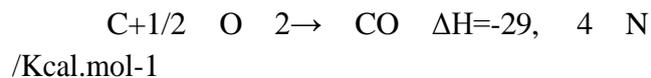
- ▶ Préchauffage entre 120 et 150 ° C Séchage (élimination de l'eau) ;
- ▶ Chauffage entre 650 et 750 ° C pour l'élimination de la matière organique et en même temps pour oxyder le carbone résiduel. Dans ce cas, des réactions exothermiques ont lieu à ce niveau de température (calcination);
- ▶ chauffer entre 850 et 1000 °C pour la dissociation des carbonates. La décomposition de derniers est une réaction fortement endothermique qui exige une grande consommation d'énergie (calcination)
- ▶ chauffage jusqu'à 1350°C pour la défluorisation ;

10-5- Réactions chimiques associées à la calcination [26]

Suivant la composition ,minéralogique et chimique et la complexité des phosphates, la calcination fait intervenir plusieurs réactions chimiques

III_1 Réactions exothermiques**A_ C'est la combustion de la matière organique,**

Le complément de chaleur nécessaire pour la calcination du phosphate. La combustion du carbone organique concerne la plus grande quantité du carbone organique et se fait à la température de calcination. Le carbone organique résulte probablement du monoxyde de carbone (CO) suivant la réaction :



Il s'oxyde au cours du refroidissement des gaz conformément à la réaction



L'addition de ces deux réactions caractérise la conversion du carbone en CO.

B_ Chaleur de combustion des sulfures minéraux

Si l'on considère que les pyrites sont des sulfures minéraux à une température inférieure à 800°C, deux réactions sont possibles

Réaction de combustion

formation de CaS d'après la réaction suivante

**C_ Chaleur de formation des silicates de calcium**

Les principales réactions concernent essentiellement la formation de la wollastonite (CaSiO₃) et de Laranite Ca₂SiO₄ à partir du quartz(SiO₂) et de la chaux(CaO).



III_2 Réactions endothermiques.

A Décomposition des carbonates

Seules les réactions de la décomposition de la dolomite et de la calcite sont habituelles lors de la calcination. Ca Mg (CO₃)₂, la dolomite est un minéral commun qu'on peut trouver dans des couches peu épaisses le plus souvent, couches alternées. Elle ressemble beaucoup à la calcite (Composée uniquement du calcium)

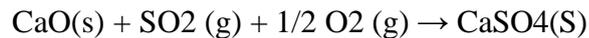


La décarbonation de la calcite se fait entre 600 et 800 °C et se fait suivant

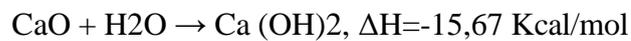
La réaction :



Par la présence, dans le phosphate brut, du dioxyde de soufre ou des sulfures minéraux, la chaux ainsi produite peut subir une sulfatation exothermique avec excès de l'air selon la réaction suivante :



L'hydroxyde (chaux éteinte) est obtenu par addition d'eau à la chaux vive:



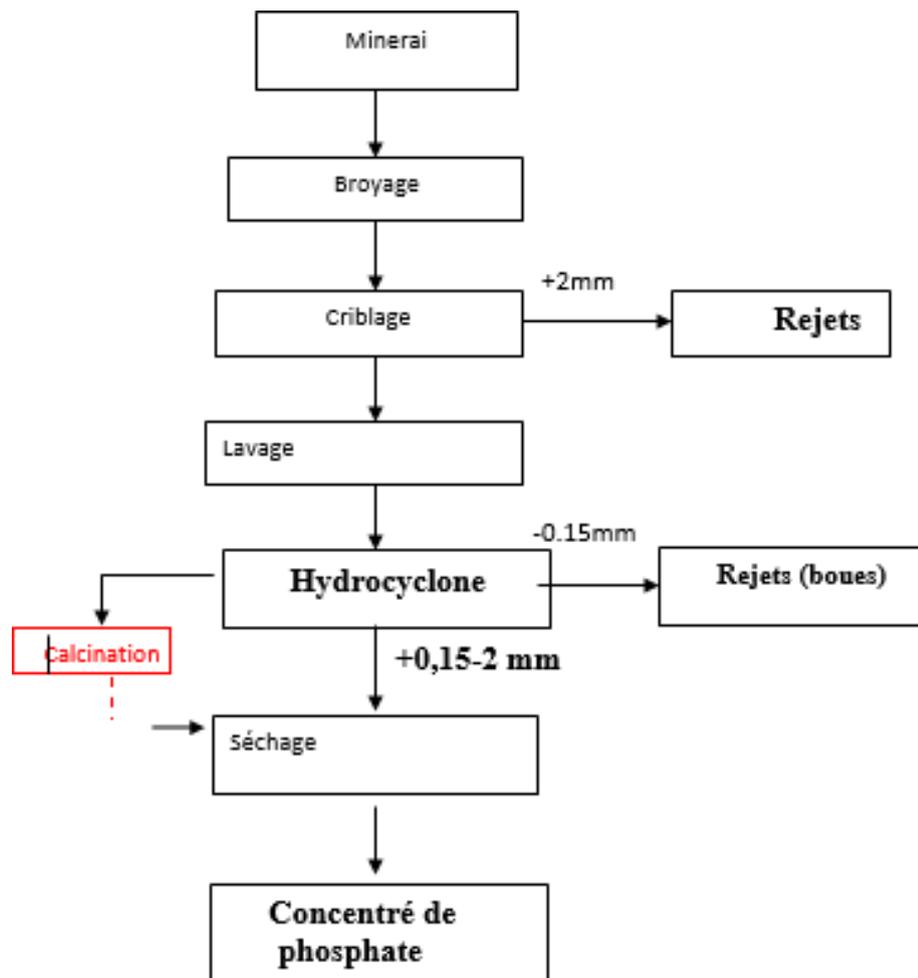


Schéma (30) : de traitement du minerai carbonaté T2 par procédé de calcination

Conclusion

Le schéma de traitement du minerai de phosphate de Djebel Onk élaboré est un schéma de préparation mécanique : qui est destiné à obtention d'un produit avec une granulométrie inférieure à 2 mm. Au cours de l'élaboration du schéma de la préparation mécanique, le calcul de ce dernier est réalisé en deux étapes :

- Un calcul préalable qui détermine approximativement les poids des produits et on établit les exigences qui déterminent le choix des concasseurs, cribles.

- Un calcul final à partir duquel on détermine les poids des produits en fonction des caractéristiques de la grosseur et des différents paramètres des équipements.

A partir des résultats du calcul, on a fait le choix des équipements nécessaires permettant d'obtenir une grosseur optimale des particules pour chaque étage.

Le schéma proposé comprend trois étages de concassage, dans ces derniers on installe :

- Un concasseur à mâchoire double effet au premier étage
- un concasseur à cône à concassage intermédiaire au deuxième étage.
- un concasseur à cône à concassage fin au troisième étage de concassage,

Permettant d'avoir une dimension à 2mm .on a installe des cribles vibrant pour les trois étages.

La calcination est un traitement thermique effectué pour la transformation du calcaire en chaux sous l'effet de la chaleur (frittage). Elle permet la désulfuration des différents sulfures présents dans le minerai, la transformation des carbonates, la déshydratation des silicates hydratés et une destruction totale de la matière organique, qui en présence d'oxygène, conduit à sa volatilisation sous forme de dioxyde de carbone.

Conclusion générale

Conclusion générale

Le phosphate algérien est la ressource minière nationale la plus exploitée après le pétrole, elle est considérée comme une importante source d'entrer de devise d'un part et comme un élément capital du secteur minier d'autre part.

La mine de Djebel Onk présente un important pôle industriel de phosphate en Algérie, elle se compose deux parties : la carrière et l'usine de traitement.

La chaine de traitement actuelle permet d'obtenir une production de 1,2 millions de tonnes de produits marchand

Les exigences du marché mondial et le développement du domaine d'agriculture ont imposées de développer les installations de traitement du phosphate ce qui doit se traduire par l'implantation de nouvelles unités industrielles, parmi lesquelles on a le projet d'unité d'Oued Kabarit (Souk Ahras) pour la fabrication de l'acide phosphorique.

La calcination des phosphates joue un rôle important dans la qualité de l'acide phosphorique, les concentrés de phosphate utilisés après calcination sont riches en phosphore et présentent des teneurs faibles en carbonates éliminés dans l'opération de calcination, où la majeure partie de CO₂ est éliminée. L'acide phosphorique obtenu présente une qualité meilleure dans le cas des concentrés ayant subi une calcination. Les concentrés de phosphate utilisés peuvent également servir de matériau de base pour l'obtention de produits finis tels que les engrais phosphatés et autres.

Références bibliographiques

BIBLIOGRAPHIE

- [1] : complexe minier djebble onk bir ater –tebessa, direction d'étude et développement.
- [2] : Mémoire de fin d'étude pour obtenir diplôme d'ingénieur ; Elaboration d'un schéma de traitement des rejets +15 mm du phosphate de Djbel Onk pour une production de quatre millions de tonnes ; - KHAZEN ZIN EL ABIDINE ; Page : 04
- [3] : les brochures établis au niveau laboratoire chimique de l'entreprise somiphos bir el ater 2017
- [4] : Mémoire d'ingénieur –Minéralurgie : caractéristique de minerai du phosphate de djebble onk pour son utilisation dans la fabrication des produits chimiques Farce Moktar (2010)
- [5] : les fiches des analyses chimiques réalisées par laboratoire chimique de l'entreprise somiphos bir el ater.
- [6] : Mémoire de D-E-D –A-Minéralurgie : Elaboration d'une technologie d'enrichissement d'un minerai de phosphate à gangue carbonatée Hadj.Said et Zeroualia .K(1997)
- [7] : Ministère d'énergie et des mines, année 2014.
- [8] : Dictionnaire de géologie ; page 250.
- [9] : mémoire d'ingénieur –minéralurgie : caractéristique de minerai du phosphate de djebel Onk pour son utilisation dans la fabrication des produits chimiques Fares Moktar (2010)
- [10] : Mémoire de fin d'étude pour obtenir diplôme d'ingénieur ; Elaboration d'un schéma de traitement des rejets +15 mm du phosphate de Djbel Onk pour une production de quatre millions de tonnes ; - KHAZEN ZIN EL ABIDINE ; Page : 31
- [11] : Mémoire de fin d'étude pour obtenir diplôme d'ingénieur ; Elaboration d'un schéma de traitement des rejets +15 mm du phosphate de Djbel Onk pour une production de quatre millions de tonnes ; - KHAZEN ZIN EL ABIDINE ; Page :31
- [12] : Asmidal;groupe industriel au service du développement agricole.
- [13] : série technologie N 02 ; la valorisation du phosphate en Afrique, Tome 1: production des engrais simple (pages 5, 6,7).
- [14] : le site officiel de société PHERFOS
- [15] : rapport d'oic ; organisation internationale du commerce,année 2010
- [16] : Expérience et nouvelles techniques d'enrichissement des phosphates marocains CERPHOS (www.ocpgroup.ma/excellence mondiale/leadership-industriel/sites-de-production).
- [17] : Industrie chimique de Sénégal (www.brgm.fr).
- [18] : Gimmel'farb, BM Zakonomernosti razmeshcheniia mestorozhdenii fosforitov SSSR i ikh geneticheskaia klassifikatsiia. Moscou, 1965

BIBLIOGRAPHIE

- [19] : livre de La minéralurgie des phosphates procédés et réalisation Mai 2000 ; page 54
- [20] : Livre Mémento des mines et des carrières, Aide-mémoire de l'exploitation 1996 ; société de l'industrie minérale. p362-366.
- [21] : ALLEG Samir, Mémoire de magister en valorisation, recyclage des eaux et récupération des schlamms phosphate issus des procédés de classification gravimétrique, université d'Annaba page 32, année 2010
- [22] : Les brochures établir au niveau de département d'étude et développement DED de l'Entreprise SOMIPHOS Bir El Ater 2017
- [24] : M. Hoenig, S. Dupire et R. Wollast, L'atomisation électrothermique en spectroscopie d'absorption atomique et son application dans les études d'environnement, Cebedoc, Liège (1981).
- [25]: M. Abouzeid, Physical And Thermal Treatment Of Phosphate Ores — An Overview. Cairo University, Faculty of Engineering, Department Of Mining, Giza, Egypt, Pp. 1- 2, (2007).
- [26]: N. Bezzi, Gestion de la qualité et valorisation des minerais de phosphate de bled el Hadba, djebel Onk – Tébessa. Thèse doctorat université Ferhat Abbas –Sétif, (2005).