



# MÉMOIRE DE FIN D'ÉTUDES

En vue de l'obtention d'un diplôme de Master

Option : Minéralurgie

**Thème**

## **Augmentation de la production du phosphate à 10 millions de tonnes de concentré pour le cas de Djebel Onk**

Par:

DJAALAB Soufiane

TOUATI Sid Ahmed Tedjani

Devant le jury composé de:

Mr.AMIRECH Abedkrim	MA/A	UNIVERSITÉ TEBESSA	Président
Dr.BOUZENZANA Abedellali	MC/A	UNIVERSITÉ TEBESSA	Encadreur
Mr.LAARABA Mohamed	MA/A	UNIVERSITÉ TEBESSA	Examineur

**Promotion 2016/2017**

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ



# Remerciement

Avant tout nous remercions *dieu* qui nous a donné la patience et la force nécessaire pour terminer ce travail.

Nous exprimons nos profondes gratitude et nos sincères remerciements à nos encadreur **Mr BOUZENZANA Abdellali**, nous le remercions de nous avoir proposé ce sujet et pour les efforts faits durant l'année universitaire. Merci pour vos orientations rigoureuses et conseils constructifs.

Nous tenions à remercier aussi Mr **BOUROROU MOURAD** et Mr **MESSAI ALI** et Melle **Tahri Tourkia** de nous avoir aidé par leurs reconnaissances et leurs idées scientifiques.

Nous n'oublions pas l'ensemble du personnel du complexe minier du Djebel Onk et spécialement Mr **Khazen Zine El Abidine** qui a contribué pour la bonne marche de notre stage.

Nous remercions tous les enseignants de département de génie des mines et tous nos collègues de la promotion 2016-2017.

Enfin nous tenions à remercier tous ceux qui nous ont aidé de près ou de loin pour présenter ce travail.

**Sid Ahmed et Soufiane**

## *Dédicace*

*Je dédie ce travail en première lieu à la lumière de mes jours et les étoiles de mes nuits : ma cher Maman "Aïcha" et Mon cher Père "Mohamed" qui ont sacrifiés toute leur vie pour faire de moi quoi je suis dans cette moment. À mes frères "Oussama" et "Abed El Azize" et mes sœurs "Habiba" et "Imane" et leur marié "Aziz" et ma chère tante "Aïcha" et sa fille "Anfel", et Mon oncle "Mohamed".*

*À tous ma famille "Touati".*

*À mon enseignant "BOUZENZANA Abdellali" qui a été père avant il est enseignant*

*À mes chers amis :*

*"Soufiane", "Mounir", "Saïf", "Oussama", "Hakim", "Walid", "Yassine", "Takié", "Chamsou", "Jaafer", "Abedo", "Ahmed", "Lhac hemi", "Hassouna", "Zikou", "Hmaida", "Amine", "Aziz", "Rabeh", "Wassila", "Ichraf", "Amina", "Meriem", "Khawla", "Salwa", "Amira" et mes collègues.*

*Je dédié ce travail à tous ce qui ont enseigné moi au long de ma vie scolaire.*

*À tous mes collègues de la promotion de génie des mines  
2016-2017*

*Sid Ahmed Tedjani*



# *Dédicace*

*Je dédie ce travail en première lieu à la lumière de mes jours et les étoiles de mes nuits : ma cher Maman Ayacha et Mon Père Slimane qui ont sacrifiés toute leur vie pour faire de moi quoi je suis dans cette moment. Que dieu les garde*

*A mes frères Faissal, Abd nour, lazhar et Abd Alime et masœur Samia et Basma la femme de mon frère*

*A tout ma famille Djaalab*

*A mon enseignant BOUZENZANA Abdellali qui a été père avant il est enseignant*

*A tous mes amies Mrs : Sid Ahmed, Mohamed Amine, Walid, Chamisso, Zikou, Abdo, Yassin, Bahmid, Sife Eddine, Oussama, Hakim, Hachmi, Hassona, Rabeah, Aziz,*

*A tous mes amies Melles : Zahra, Ratiba, Karima, Ayda, Laila, Basma, Hala, Meryem, Ichraf, Amina.*

*A tous mes collègues de la promotion de génie des mines  
2016 - 2017.*

*A tous les personnes lesquels je connais de près ou de loin*

*DJAALAB Soufiane*

# Sommaire

Remerciement	
Dédicace	
Résumé .....	I
Abstract .....	II
ملخص .....	III
Introduction générale .....	IV
Problématique .....	V
Liste des figures .....	VI
Liste des tableaux .....	VII

## Chapitre I : Généralité sur le phosphate

<b>Introduction.....</b>	<b>1</b>
<b>I- La géologie de Djebel Onk .....</b>	<b>1</b>
I-1- Les réserves géologiques.....	1
I-2- Historique .....	2
I-3- Situation géographique des gisements de Djebel Onk .....	2
I-4- Les sites du Phosphate du Djebel Onk .....	3
I-5-Stratigraphie .....	4
I-5-1- Crétacé .....	4
I-5-2-Tertiaire .....	5
I-5-3- Eocène .....	5
I-5-4- Quaternaire .....	6
<b>II-Nature et composition du phosphate.....</b>	<b>8</b>
II-1- Définition .....	8
II-2 -La matière phosphatée .....	8

# Sommaire

II-3-La gangue.....	8
II-3-1-L'endogangue .....	8
II-3-2-L'exogangue .....	9
II-3-3-La gangue carbonatée .....	9
II-3-4-La gangue sulfatée.....	9
II-3-5-La gangue siliceuse (et argileuse).....	9
<b>III – Exploitation .....</b>	<b>9</b>
III -1-Méthode d'exploitation.....	9
III-2-Travaux de forage et de tir .....	10
III-2-1-Foration .....	10
III-2-2-Travaux de tir .....	10
<b>IV – Phosphate dans le monde .....</b>	<b>11</b>
IV-1-Situation Actuelle .....	11
IV -1-1-Dans monde .....	11
A- Les gisements .....	11
B- Les réserves et Production .....	12
IV-1-2 –En Algérie .....	13
A- Les gisements .....	13
B- Les réserves .....	14
<b>V- Utilisation des phosphates .....</b>	<b>14</b>
<b>Conclusion .....</b>	<b>14</b>

## Chapitre II : Chaine de traitement

<b>Introduction .....</b>	<b>15</b>
<b>I- Préparation mécanique.....</b>	<b>15</b>

# Sommaire

I-1-Concassage.....	15
I-2-Broyage.....	15
I-3-Criblage .....	16
<b>II- Voie humide (DKI).....</b>	<b>20</b>
II-1-Débouillage.....	20
II-2- Séchage (Par Four de Calcination) .....	22
II -2-1- Séchage (Par Four Horizontal) .....	23
II-2-2- Calcination .....	23
II-2-3- Lavage Post Calcination.....	23
<b>III- Voie sèche (DKII - DKIII) .....</b>	<b>24</b>
III- 1-Séchage .....	24
III-2-le criblage à 2 mm .....	24
III-3- Broyage à Percussion .....	24
III-4- Turbo Séparateur Ventilé (TSV® 3600 BF) .....	25
III-5-Criblage à 0,8 mm.....	25
<b>Conclusion.....</b>	<b>27</b>

## Chapitre III : Essais et Schéma Proposé

<b>Introduction .....</b>	<b>28</b>
<b>I -Caractérisation complète des rejets .....</b>	<b>28</b>
I-1-Refus de criblage +15 mm et refus de débouillage (Boues).....	28
I-1-1-Commentaire.....	29
I-2- Les Fines de dépoussiérage .....	29
I-2-1-Commentaire .....	29



# Sommaire

<b>II- Détermination expérimentale .....</b>	<b>29</b>
II-1- L'échantillonnage .....	29
II-1-1- Objectif d'échantillonnage .....	29
II-1-2- Méthode d'échantillonnage.....	30
a- Le séchage.....	30
b -Le quartage .....	30
II-1-3- Préparation des échantillons .....	30
II-2- Analyse granulométrique .....	30
II-2-1-Présentation des résultats .....	31
a - Préparation Mécanique.....	31
b - Voie sèche .....	37
c - Interprétations .....	43
II-3- Essai de la densité.....	44
II-3-1-But de travail.....	44
II-3-2-Ordre de travail .....	44
II-3-3- Présentation des notations et des résultats de travail .....	44
II-3-4-Interprétations.....	45
II-4- Essai du coefficient de foisonnement .....	45
II-4-1-But de travail.....	45
II-4-2- Données de base et appareils .....	45
II-4-3-Ordre de travail .....	46
II-4-4- Présentation des notations et des résultats de travail .....	46
II-4-5-Interprétations.....	46
<b>III -Schéma proposé .....</b>	<b>47</b>

# Sommaire

<b>IV-Partie théorique .....</b>	<b>48</b>
IV-1- Calcule final du schéma de concassage et choix des équipements.....	50
IV-2- Calcul du criblage .....	51
<b>V-Partie calcul .....</b>	<b>52</b>
V-1-Données de départ .....	52
V-2-Calcule final du schéma de concassage et choix des équipements .....	60
V-3- Calcul du criblage .....	65
<b>Conclusion.....</b>	<b>70</b>

## **Conclusion Général**

Références

# Liste des figures

N°	Nom des figures	Page
01	Carte de situation géographique de Djebel Onk	3
02	Carte de situation géographique et géologique des gisements de Djebel Onk	4
03	Colonne stratigraphique de la région de Djebel Onk	7
04	Carte géologique des gisements de phosphate actuellement en exploitation au monde	11
05	Schéma Technologique de La Préparation Mécanique	17
06	Schéma de l'appareillage concasseur (BABITLESS)	18
07	Schéma de l'appareillage Scalpeur Broyeur (HAZEMAG)	18
08	Schéma de l'appareillage Cribles (HAZEMAG)	19
09	Schéma Technologique d'atelier du débouillage	21
10	Schéma de l'appareillage Débouillage	22
11	Schéma Technologique du Séchage.	22
12	Schéma de l'appareillage Lavage séchage et mise en stock	23
13	Schéma technologique de l'atelier dépoussiérage	26
14	Opération de quartage	30
15	courbe d'analyse granulométrique de produit Concassé (Babitless)	31
16	courbe d'analyse granulométrique de produit Broyé	32
17	Courbe d'analyse granulométrique de Produit crible < 15 mm WEDAG	33
18	Courbe d'analyse granulométrique de Refus crible >15 mm	34
19	Courbe d'analyse granulométrique de Produit crible < 10 mm HAZEMAG	35
20	Courbe d'analyse granulométrique de Refus crible >10 mm HAZEMAG	36
21	Courbe d'analyse granulométrique de Sortie Four	37
22	Courbe d'analyse granulométrique de Produit Crible 2 mm	38
23	Courbe d'analyse granulométrique de Produit Entre TSV	39
24	Courbe d'analyse granulométrique de Produit Sortie TSV	40
25	Courbe d'analyse granulométrique de Refus > 2 mm et > 0.08 mm	41
26	Courbe d'analyse granulométrique de Fines TSV	42
27	Courbe d'analyse granulométrique de Produit Marchand	43
28	Schéma proposé	47
29	La caractéristique de grosseur du Tout venant	54
30	La caractéristique de grosseur du produit 5	65
31	Schéma d'appareillages	/

# Liste des tableaux

<b>N°</b>	<b>Noms de tableaux</b>	<b>Page</b>
<b>01</b>	La valeur des réserves de phosphate de Djebel Onk	02
<b>02</b>	Production et réserves mondiales par pays de phosphate naturel en 2016	12
<b>03</b>	Analyse granulométrique et chimique de refus +15 mm et refus de débourage	28
<b>04</b>	Analyse granulométrique et minéralogique du refus de dépoussiérage	29
<b>05</b>	Analyse granulométrique de Sortie Concasseur Babbitless	31
<b>06</b>	Analyse granulométrique de produit Broyé	32
<b>07</b>	Analyse granulométrique de Produit crible < 15 mm WEDAG	33
<b>08</b>	Analyse granulométrique de Refus crible >15 mm	34
<b>09</b>	Analyse granulométrique de Produit crible < 10 mm HAZEMAG	35
<b>10</b>	Analyse granulométrique de Refus crible >10 mm HAZEMAG	36
<b>11</b>	Analyse granulométrique de Sortie Four	37
<b>12</b>	Analyse granulométrique de Sortie Crible 2 mm	38
<b>13</b>	Analyse granulométrique d'Entre TSV	39
<b>14</b>	Analyse granulométrique de Produit Sortie TSV	40
<b>15</b>	Analyse granulométrique de Refus > 2 mm et > 0.08 mm	41
<b>16</b>	Analyse granulométrique de Fines TSV	42
<b>17</b>	Analyse granulométrique de Produit Marchand	43
<b>18</b>	Analyse granulométrique du tout venant	54
<b>19</b>	calcul préalable.	60
<b>20</b>	Analyse granulométrique du produit 5.	62
<b>21</b>	Les différentes variantes des trois étages de concassage.	65
<b>22</b>	les différentes variantes des trois étages de criblage	68
<b>23</b>	Tableau récapitulatif des indices technologiques	69



## Résumé

Le Phosphate est un minéral qui trouve une large et importante utilisation dans divers domaines à savoir l'agriculture, la chimie...etc.

Le complexe minier de Djebel Onk se compose de deux parties: mines à ciel ouvert et usine de traitement de phosphate.

Parmi les problèmes posés dans cette société, l'insuffisance de production du produit marchand par rapport les réserves géologiques disponibles dans la région de Djebel Onk. Pour cela on a proposé un nouveau schéma de traitement qui va permettre d'augmenter la production.

Le schéma proposé comprend de nouveaux équipements qui on a permette d'atteindre la production optimale du produit marchand pour l'alimentation des nouvelles pôles industrielles.

**Mots clés :** phosphate, Djebel Onk, traitement, produit marchand, les réserves géologiques.

## **Abstract**

The Phosphate is a mineral which finds a wide and important use in diverse domains to know the agriculture, the chemistry ... etc.

The mining complex of Djebel Onk consists of two parts: opencast mines and processing plant of phosphate.

Among problems posed in this company, the insufficiency of production of the trade product by report the available geologic reserves in the region of Djebel Onk. For it we proposed a new plan of treatment which is going to allow increasing the production.

The proposed plan includes new equipment which we have allows to reach the optimal production of the trade product for the food of new poles manufacturers.

**Keywords:** phosphate, Djebel Onk, treatment, trade product, the geological reserves.

## ملخص

الفوسفات هو المعدن الذي يوجد في نطاق كبير ومهم في مختلف المجالات: الزراعة والكيمياء... الخ. يتكون المركب المنجمي جبل العنق من جزأين: محطة استغلال ومحطة لمعالجة الفوسفات. من بين القضايا التي أثيرت في هذا المجمع، عدم انتاج الكمية اللازمة من منتج تجاري مقارنة بوجود الاحتياطات الجيولوجية المتوفرة في منطقة جبل العنق . لهذا اقترحنا نظام العلاج الجديد الذي سيسمح لزيادة الإنتاج. ويشمل المخطط المقترح المعدات الجديدة التي سوف تحقق الإنتاج الأمثل للمنتج التجاري لتغذية الاقطاب الصناعية الجديدة.

**الكلمات المفتاحية:** جبل العنق, محطة لمعالجة, منتج تجاري, الاحتياطات الجيولوجية, الفوسفات.

## **Introduction générale**

L'industrie minière se base sur l'extraction et le traitement des différents minéraux tout en respectant le cadre environnementale. Elle joue un rôle important dans l'économie du pays. Le potentiel économique de chaque pays sera déterminé sur la base du niveau de production des métaux et diverses substances minérales.

En Algérie, l'activité minière prend de l'envergure et joue un rôle très important dans le développement économique du pays et la société des mines de phosphate (SOMIPHOS) de Djebel-Onk en est l'une des plus brillantes implantées sur le territoire algérien.

Cependant, comme toute entreprise minière elle a de nombreux défis à relever pour cela elle doit résoudre d'une manière technique et scientifique d'importantes questions liées au traitement du minerai :

- Perfectionnement de la technologique de traitement.
- La Production de six (6) millions de tonnes de produit marchands par an.
- Récupération et traitement des rejets phosphatés tout en respectant l'environnement.
- Etablissement et introduction du système de contrôle automatique.

Notre but sera la mise en place d'une nouvelle chaîne de traitement pour augmenter la production et contrôler la quantité.

Les travaux de recherche qui ont été menés dans le cadre de ce travail sont répartis en trois chapitres :

- ◆ Le premier chapitre est consacré généralité sur le phosphate.
- ◆ Dans le deuxième chapitre, on a représenté la chaîne de traitement actuelle de l'usine de Djebel Onk.
- ◆ Dans le troisième chapitre, on a fait les essais schéma proposé.



## **Problématique**

Djebel Onk constitue le plus important gisement de phosphate algérien possède des réserves très importants sont estimé à 2,2 milliard de tonnes, mais la production ne dépasse pas 1,2 million de tonnes par ans ce qui représente un atout pour la société ‘‘FERPHOS’’. Pour répondre à sa stratégie de développement et pour augmenter les capacités de production ainsi que pour atteindre les objectifs tracés à savoir 10 millions de tonnes de phosphates à l’horizon 2020 par l’amélioration ou le changement de la chaine de traitement actuelle et aussi pour assure la quantité nécessaire en plus de l’alimentation du projet de L’usine de transformation du minerai de phosphate en acide phosphorique prévue à Oued Keberit (Souk Ahras) et Aouinate (Tébessa).

# Chapitre I :

## *Généralités sur le phosphate*

## Introduction

Le complexe minier de Djebel Onk se compose de deux parties : mines à ciel ouvert et usine de traitement de phosphate, ce qui nous a permis de comprendre pas mal de choses sur les différents processus de l'exploitation minière et diverses parties de la chaîne de traitement de cette substance utile pour la rendre semi-traitée et la vendre.

En raison de la qualité du phosphate l'exploitation est axée actuellement vers Kef Essenoun. Dans cet endroit ; il existe deux phosphates de deux couleurs différentes qui sont :

- noire.
- beige.

SOMIFOS, extrait le phosphate brut du sol grâce à des carrières à ciel ouvert dans le bassin phosphaté de Djebel Onk. Le minerai est par la suite criblé, lavé et séché. Le minerai traité, est alors expédié aux Installations Portuaires de Annaba, soit par voie ferrée ou par transport routier. La totalité de la production est exportée, comme matière première, à destination de plusieurs pays à travers le monde.

## I- La géologie de Djebel Onk [1]

Le minerai de phosphate de Djebel Onk est de nature sédimentaire stratiforme, le massif est un anticlinal asymétrique orienté Nord-Nord Est, le flanc Nord présente des pentes inférieures à 150m, par contre le flanc Sud au contraire plonge très rapidement et forme une falaise impressionnante avec des pentes dont la pente est parfois verticale. L'ensemble est affecté de failles et de décrochements nombreux à 750 m au Sud de Djebel-Onk apparaît un second anticlinal, le dôme est actuellement en exploitation dont la structure est analogue.

Le gisement est caractérisé par une formation thanétienne dont la base est caractérisée par l'apparition des premiers dépôts de phosphate importants mais fortement argileux. Ces couches succèdent des marnes noires puis l'assise phosphatée, principale puissance du mur au toit d'une centaine de mètres, formée de neuf couches identifiables sans intercalations stériles.

La gangue argileuse de sa partie inférieure, puis devient dolomitique dans la partie supérieure. La dolomite et le phosphate disparaissent au même temps au passage du thanétien à l'hyprésien. Étant donné que le minerai noir est de nature carbonaté dolomitique.

**I-1- Les réserves géologiques [1]****Tableau 01.** La valeur des réserves de phosphate de Djebel Onk

<b>Gisements</b>	<b>Djemi- Djema</b>	<b>Kef Essenoun</b>	<b>Oued Bétita</b>	<b>Bled EL-Hadba</b>	<b>Djebel Onk-nord</b>
<b>Réserves (t)</b>	613217634	510778161	175000000	799689850	92000000
<b>Ciel ouvert (t)</b>	214067634	187278161	-	319689850	31000000
<b>Sous terrain(t)</b>	399150000	323500000	175000000	480000000	61000000

**I-2- Historique [1]**

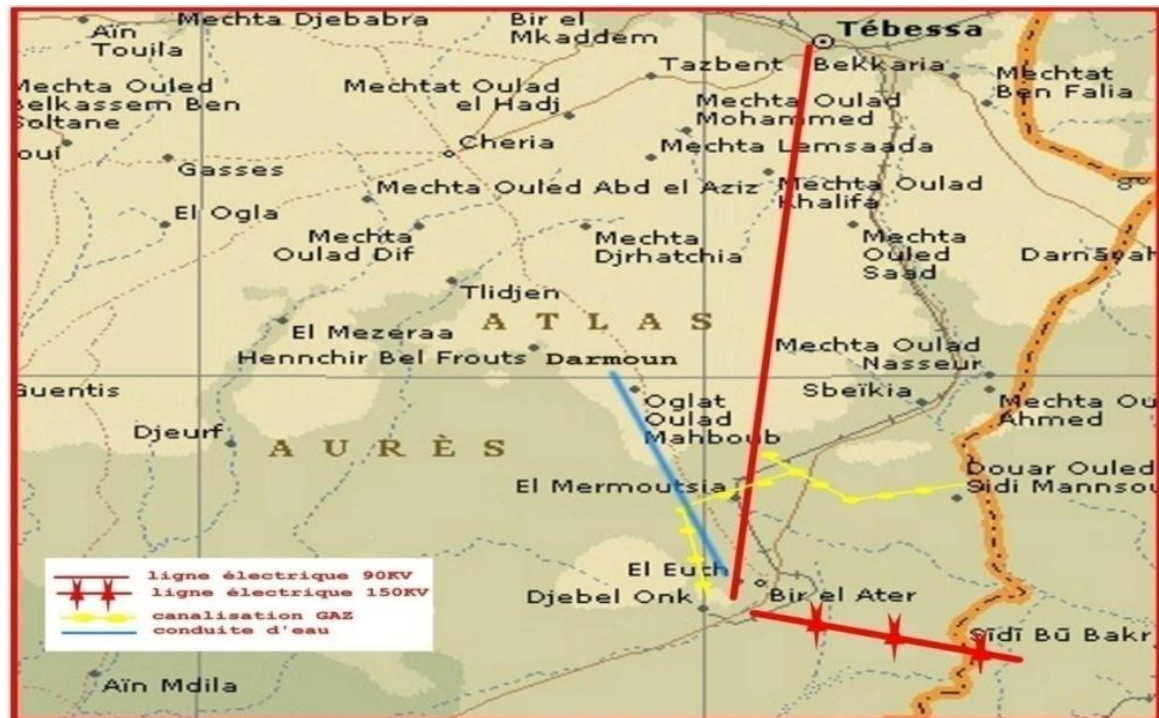
- 1894 : Exploitation du gisement du Kouif situé au Nord de la Wilaya de Tébessa par la compagnie de phosphate de Constantine, CPC (Alors principal producteur de phosphate en Algérie).
- 1930 Amodiation du gisement du Djebel-Onk à la CPC.
- 1930 Création de la Société du Djebel-Onk.
- 1936 Découverte de phosphate aux affleurements de Djebel Onk dans la région de Bir El-Ater, Tébessa.
- 1955 Début de la réalisation du raccordement de chemin de fer de Tébessa –Djebel-Onk.
- 1961 Installation de la Société du Djebel-Onk
- 1965 Mise en activité de la carrière de phosphate de Djemi Djema.
- 1973 Absorption de la Société du Djebel-Onk par la SONAREM.
- 1983 Restructuration de la SONAREM et transfert de l'ensemble de ses activités de fer et de phosphate à FERPHOS.
- 2003 Ouverture d'une nouvelle mine (Kef Essenoun).

**I-3- Situation géographique des gisements de Djebel Onk [1]**

La région de Djebel 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 ( Figure 01). Cette région constitue la limite géographique



naturelle entre les hauts plateaux constantinois et le domaine saharien. Le massif de Djebel Onk forme 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 Nemémcha qui prolonge vers l'Est le massif des Aurès. Les altitudes les plus basses au pied du Djebel Onk sont d'environ 635m.

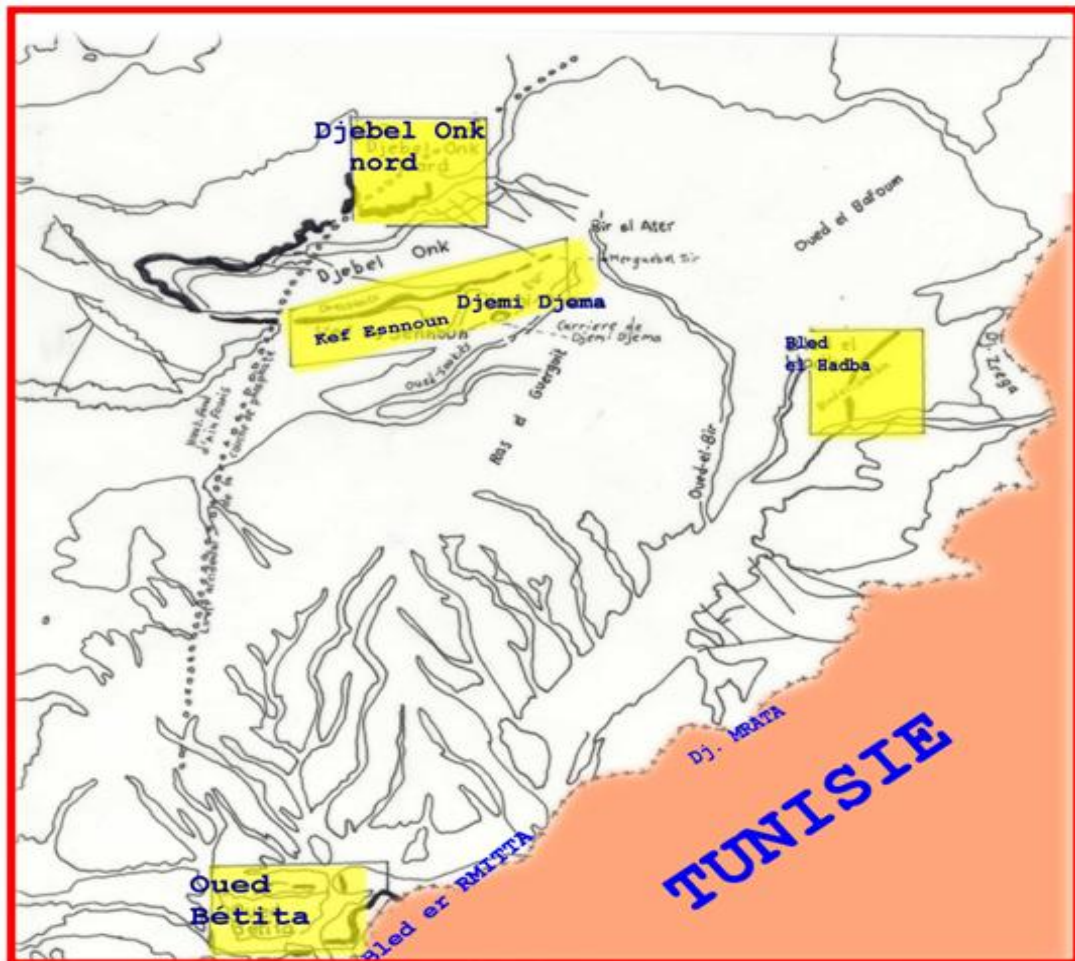


**Figure 01.** Carte de situation géographique de Djebel Onk

#### I-4- Les sites du Phosphate du Djebel Onk [1]

La région du Djebel Onk est subdivisée en 5 secteurs miniers :

- 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]

### I-5-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)

#### I-5-1- 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).

**I-5-2-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 grise foncée 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 calcaire, calcaires 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 :

**1-Thanétien inférieur :** Caractérisé par des schistes marneux irrégulièrement intercalés de calcaire. Ces schistes sont de couleur grise foncée 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

**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.

**I-5-3- 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 ou 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, grés, sables, argile) et des schistes argilo – gréseux. Tandis que les sédiments de la région de Bled El Hadba sont composés de nombreux fragments silicifiés.

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 200 m.

**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, grés à blanc de graviers, le matériel est très grossier nettement stratifié.

#### **I-5-4- Quaternaire**

Les formations Quaternaires couvrent de vastes surfaces dans la région ; elles sont essentiellement représentées par des éboulis, de dépôts sableux éoliens, fluviaux et des dépôts alluviaux.



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-Célécitine 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.

## II-Nature et composition du phosphate

### II-1- Définition

Le phosphate est un minéral caractérisé par le radical  $(\text{PO}_4)^{3-}$ . 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 ; chalcolite).

Elle 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.) [3]

### II-2 -La matière phosphatée

Comprend de l'apatite et les minéraux associés. Elle résulte de l'association d'une fluoroapatite carbonatée de la formule :  $(\text{P}_{0,88}\text{C}_{0,12}\text{O}_4)_6\text{Ca}_{10}\text{F}_2$ , et d'un sulfcarbonate fluoré alcalino-terreux, et peut être hydraté de formule :  $(\text{S},\text{CO}_4)_6(\text{K}, \text{Na}, \text{Ca}, \text{Mg})\text{F}_2\text{nH}_2\text{O}$ , Avec:  $\text{K}$  et  $\text{Mg} \ll \ll \text{Na}$  et  $\text{Ca}$ .

Dans tous les gisements de la zone du Djebel Onk, la couche productive de phosphate est surmontée par une couche de dolomies phosphatée, décapée et non exploitée, d'une épaisseur de un à plusieurs mètres, avec :

des teneurs de 14 à 18 %  $\text{P}_2\text{O}_5$ , 5 à 10 %  $\text{MgO}$ ,  $\text{Ca}/\text{P}_2\text{O}_5=2,5$  à 3.

### II-3-La gangue

Le minéral de phosphate comporte deux types de gangue qui sont l'endogangue et l'exogangue.

#### II-3-1-L'endogangue

L'endogangue représente environ 5,3% et est formé d'opale, quartz, illite, eau, matière organique, éléments accessoires, elle contient des teneurs en  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{NaCl}$

### II-3-2-L'exogangue

Elle est formée de trois gangues l'une carbonatée, la deuxième sulfatée, et la troisième siliceuse.

### II-3-3-La gangue carbonatée

La gangue carbonatée est composée de dolomite (la calcite ne représente que 0,5%) de formule générale  $(Ca_{1,07}, Mg_{93})(CO_3)_2$ .

### II-3-4-La gangue sulfatée

Le sulfate est plus rare que la calcite. On retrouve des traces d'epsomite de formule :  $MgSO_4 \cdot 7H_2O$ , il se solubilise facilement dans l'eau.

### II-3-5-La gangue siliceuse (et argileuse)

Elle a une composition très variées, la silice libre se manifeste par la présence de quartz, l'opale et la silice amorphe, la présence de silicates tels que : le feldspath qui est l'anorthoclase  $(Na, K) AlSi_3O_8$  avec  $K > Na$ . La zéolithe (l'heulandite) .

Les glauconites, la formule est de  $(Si_7Al)(Al, Fe, Mg) 4O_{20}(OH)_4(K, Na)$  le minerai contient (0,3-0,6)% de glauconite.

L'illite qui a la formule chimique suivante  $(OH)_2Al_2Si_{(4-x)}Al_xO_{10}$  avec  $0,75 > x > 0,5$ .

## III – Exploitation [1]

### III-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, suivants des normes :

- La hauteur des gradins : 15 m
- 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 :

**1<sup>ère</sup> opération** : Terrassement par bulldozer

**2<sup>ème</sup> opération** : Foration avec des sondeuses

**3<sup>ème</sup> 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).

### **III-2-Travaux de forage et de tir**

#### **III-2-1-Foration**

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

$\varnothing = 165$  mm.

$\varnothing = 110$  mm.

#### **III-2-2-Travaux de tir**

Les explosifs utilisés à Djebel Onk sont :

- Anfomil 25 Kg
- Marmanite  $\varnothing_{80}$  ;  $\varnothing_{65}$  ;  $\varnothing_{50}$ .
- Cordeau 12 g/t ; 20 g/t.
- Mèche lente ; relais (détonateur à micro retard) ; détonateur.
- Fils électrique.
- Exploseur.
- DEMR (détonateur électrique à micro retard).
- Testeur



## IV – Phosphate dans le monde

### IV-1-Situation Actuelle

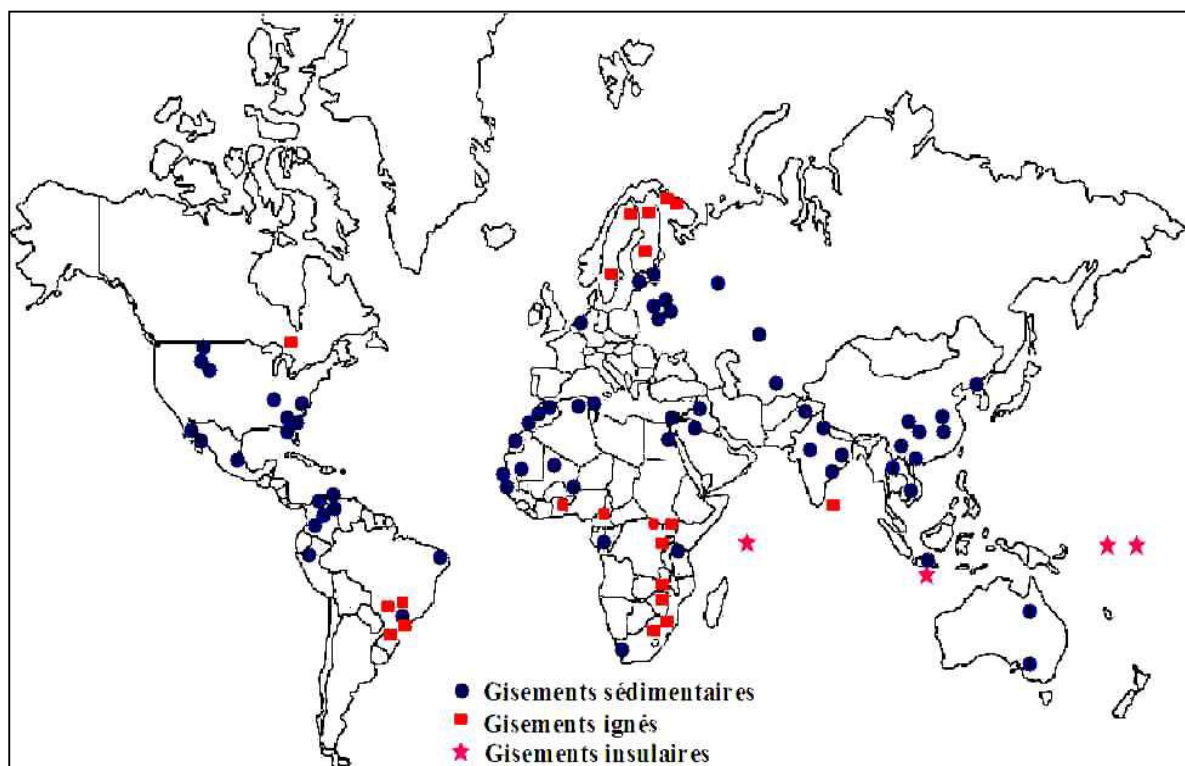
#### IV -1-1-Dans monde

##### A- Les gisements [4]

Les gisements de phosphate sont limités en trois grands groupes soit sédimentaires, ignés ou insulaires. Cette limite est posée d'après les méthodes de formation de chacun et autres facteurs.

Les gisements sédimentaires ont fourni environ 80 à 90 % de la production mondiale des dix dernières années. Ils se trouvent dans des formations d'âge géologique très différent, montrent une gamme très large de compositions chimiques et de formes physiques, se trouvent souvent en couches épaisses relativement horizontales, et peuvent être à la base de terrains de recouvrement peu profonds. Les gisements qui représentent la majeure partie de la production mondiale sont au Maroc, Algérie et dans d'autres pays africains, aux Etats-Unis, au Proche Orient et en Chine...

Les gisements ignés ont fourni environ 10 à 20 % de la production mondiale des dix dernières années. Ils sont exploités dans la Fédération de Russie, au Canada, Brésil... etc.



**Figure 04.** Carte géologique des gisements de phosphate actuellement en exploitation au monde.

## B- Les réserves et Production [5]

Tableau 02. Production et réserves mondiales par pays de phosphate naturel en 2016

Pays	Production (10 <sup>6</sup> kg)	Part mondiale (%)	Réserve mondiale (10 <sup>6</sup> kg)
Afrique du Sud	1 700	0,65	1 500 000
Algérie	1 500	0,57	2 200 000
Australie	2 500	0,96	1 100 000
Brésil	6 500	2,49	320 000
Chine	138 000	52,87	3 100 000
Égypte	5 500	2,11	1 200 000
États-Unis	27 800	10,65	1 100 000
Inde	1 500	0,57	65 000
Jordanie	8 300	3,18	1 300 000
Kazakhstan	1 800	0,69	260 000
Mexique	1 700	0,65	30 000
Maroc et Sahara occidental	30 000	11,49	50 000 000
Pérou	4 000	1,53	820 000
Russie	11 600	4,44	1 300 000
Arabie saoudite	4 000	1,53	680 000
Sénégal	1 250	0,48	50 000
Syrie	-	0,34	1 800 000
Togo	900	0,34	30 000
Tunisie	3 500	1,34	100 000
Viêt Nam	2 800	1,07	30 000
Autres pays	2 410	0,92	810 000
<b>Total</b>	<b>261 000</b>	<b>100</b>	<b>68 000 000</b>

**IV-1-2 –En Algérie****A -Les gisements [6]**

Les plus importantes richesses naturelles du pays de phosphate principalement localisés dans l'Est du pays, avec près de deux milliards de tonnes de ressources/réserves. Elles doivent être divisées selon la situation géologique à deux grandes familles sont :

-Un premier groupe est situé au Sud des Hauts-Plateaux, près de la frontière tunisienne, proximité de Tébessa : ce sont les gisements du Djebel El Kouif, du Djebel Onk et du Djebel Dyr.

-Un second groupe se trouve au Nord des Hauts-Plateaux, de Bordj-Bou Arreridj à l'Ouest vers Souk-Ahras à l'Est, en passant par Sétif : Tocqueville, Bordj Ghdyr, M'Zaïta, Djebel Dekhna.

On les divise suivant le cas actuel d'exploitation (Exploité, Non Exploité) à deux parties sont :

- Gisements exploités qui sont :

-Djebel Onk (Nord et Sud).

-M'Zaïta.

-Bordj Ghdyr.

-Tocqueville

- Gisements non exploités qui sont :

- Djebel Dekhna : qui fut le premier exploité en 1912, fut vite abandonné, car la teneur du phosphate était trop faible.
- Djebel Dyr : le même cas de Djebel Dekhna.
- Djebel El Kouif : il est exploité la première fois en 1947, et abandonné à cause des basses teneurs de  $P_2O_5$ .

Ces gisements restent comme des réserves futuribles en cas de diminution de production des autres gisements ou l'augmentation de demande mondiale de phosphate algérien.

**B -Les réserves [7]**

Les réserves ne constituent qu'une partie de celles que recèleraient les bassins de phosphate. Au rythme actuel de la production, la durée de vie de ces réserves/ressources approcherait deux siècles. Les réserves sont près de deux milliards de tonnes de ressources/réserves principalement localisés dans l'Est du pays, les réserves connues dans le temps actuelle se divisent à :

- Djebel Onk Sud : 500 Mln tonnes.
- Djebel Onk Nord : 100 Mln tonnes.
- M'Zaïta : 29 Mln tonnes.
- El Kouïf : 27 Mln tonnes.
- Djebel Dyr : 8 Mln tonnes.

**V- Utilisation des phosphates [8]**

Les phosphates constituent des composés de base indispensable à toute forme de vie végétale ou animale. Ils sont utilisés surtout pour la fabrication d'engrais mais aussi dans l'industrie des détergents (comme agents anticalcaires), l'alimentation animale et comme stabilisant dans l'alimentation humaine. L'intérêt des phosphates, dont plus de 80 % de la production mondiale est utilisé par l'agriculture. Ils se révèlent être indispensables à la vie du monde végétale.

**Conclusion**

Le phosphate algérienne est la ressource minier 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 couche de phosphate productive (minerai brut) dans tous les gisements de Djebel Onk est surmontée par une couche des dolomies phosphatées qui est décapée et non le phosphate de Djebel Onk comporte deux propriétés qui sont le type de la gangue recouvert du minérale utile:

-l'endogangue qui forme par des teneurs en  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ...etc ;ce qui nécessite une traitement thermique (calcination ; cuisson...etc)

-l'exogangue est formée de gangue carbonates, sulfates et argileuse qui l'on traite par lavage.

**Chapitre II:**

**Chaîne Traitement**

## Introduction

L'usine de traitement se situe à proximité des gites en exploitation, plus précisément à 2,5 Km du site de Kef-Essnoun et à moins de 1000 m du site de Djemi-Djma, ce qui rend l'alimentation de tout venant issue de ces carrières facile et moins coûteuse.

La préparation mécanique est destinée à réduire les dimensions des morceaux du minerai pour le but de libérer les composants utiles de leur gangue. Elle peut être effectuée en une ou plusieurs étapes car elle dépend de plusieurs facteurs tels que : les dimensions du minerai (tout-venant), ainsi que sa dureté, sa composition minéralogique, le rendement des appareils utilisés et leurs consommations de l'énergie.

### I -Préparation mécanique [1]

Ce secteur consiste trois opérations essentielles, dans le but est de libérer la substance utile de la gangue et de réduire les dimensions des blocs. Ces opérations sont respectivement comme suite :

#### I-1-Concassage

Cette opération a pour but la réduction de la taille des blocs de 1000mm à 200 mm au maximum.

Elle se fait au moyen d'un concasseur à cône giratoire « BABITLESS » d'une capacité de 1000 t/h à un rapport de réduction de cinq (5), conçu essentiellement pour les produits de la carrière de Djemi-djema.

Pour ce qui est du tout venant de Kef essnoun, 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. à un taux de réduction allant jusqu'à soixante (60).

Le produit concassé de Djemi-djema passe à l'étape suivante. (Figure 05 et 06).

#### I -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.(Figure05 et 06).

**I -3-Criblage**

Consiste à éliminer le produit dont la dimension est supérieur 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 recyclé 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 est le but essentiel de la préparation mécanique. (Figure05 et 07 et 08).

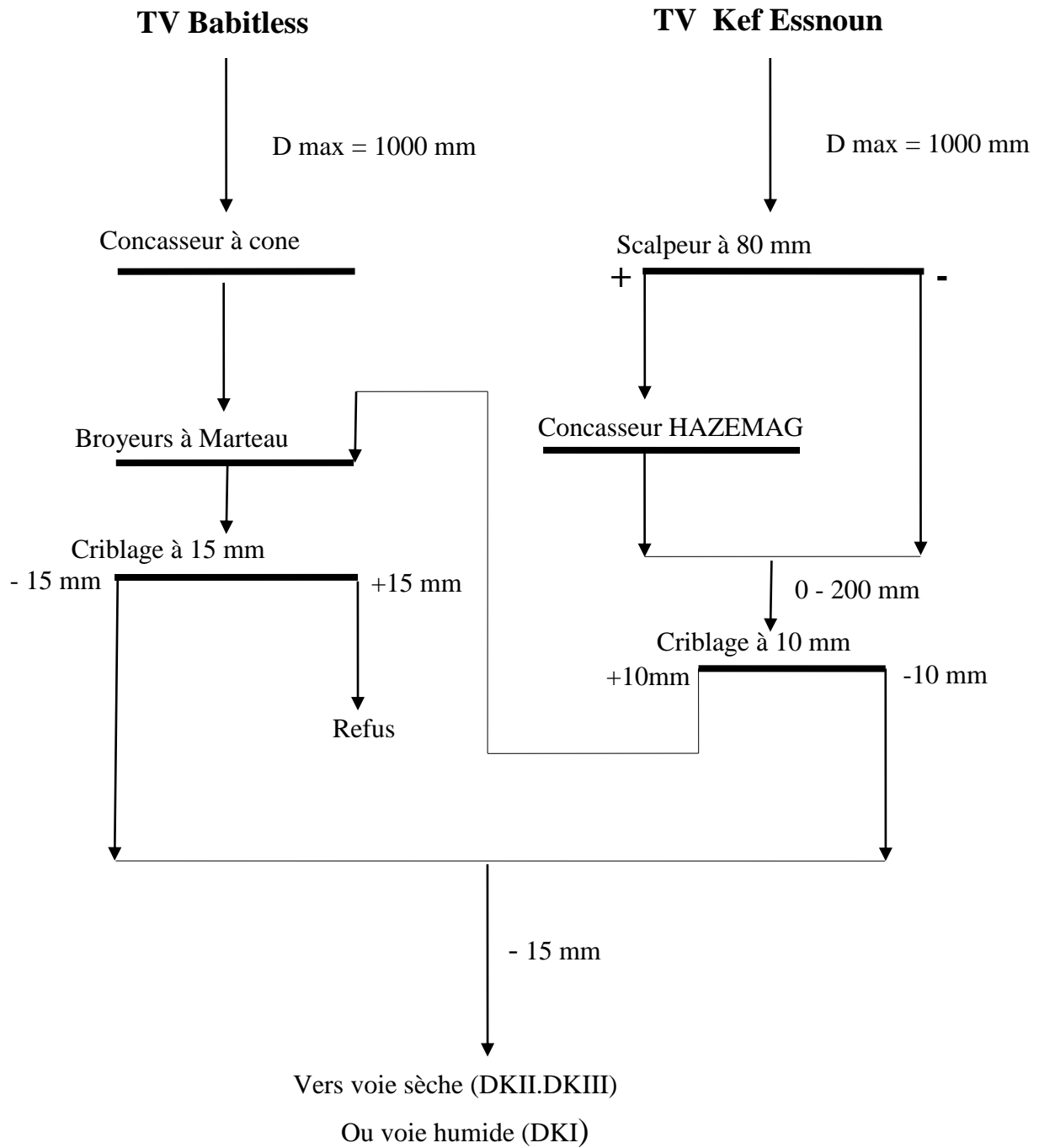
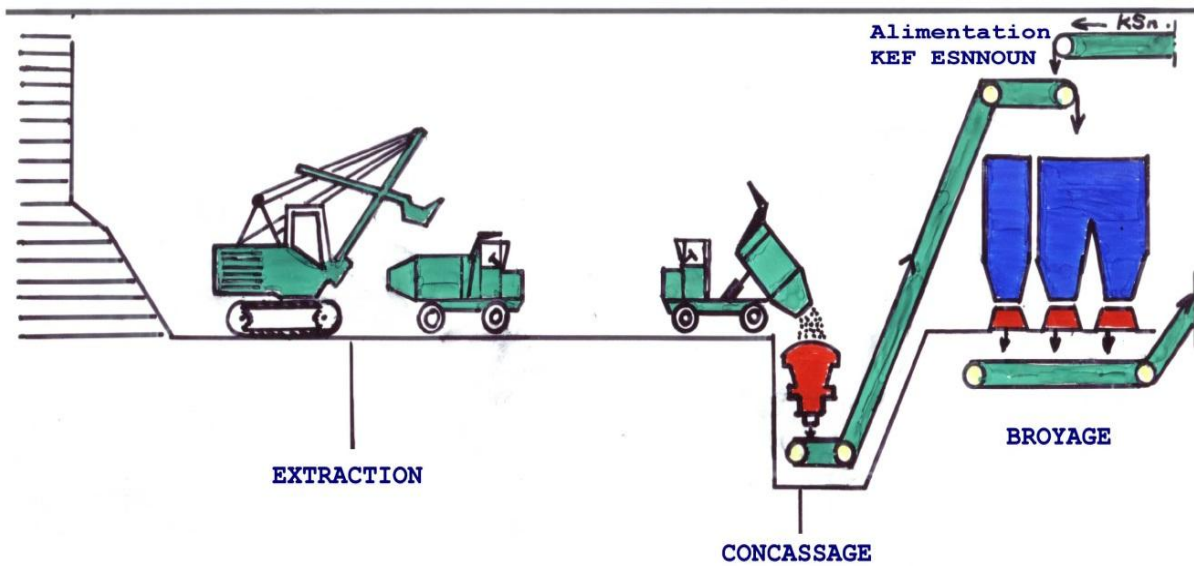


Figure 05.Schéma Technologique de La Préparation Mécanique





**CONCASSEUR**

- 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

**BROYEURS**

- 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



Figure 06. Schéma de l'appareillage concasseur (BABITLESS)

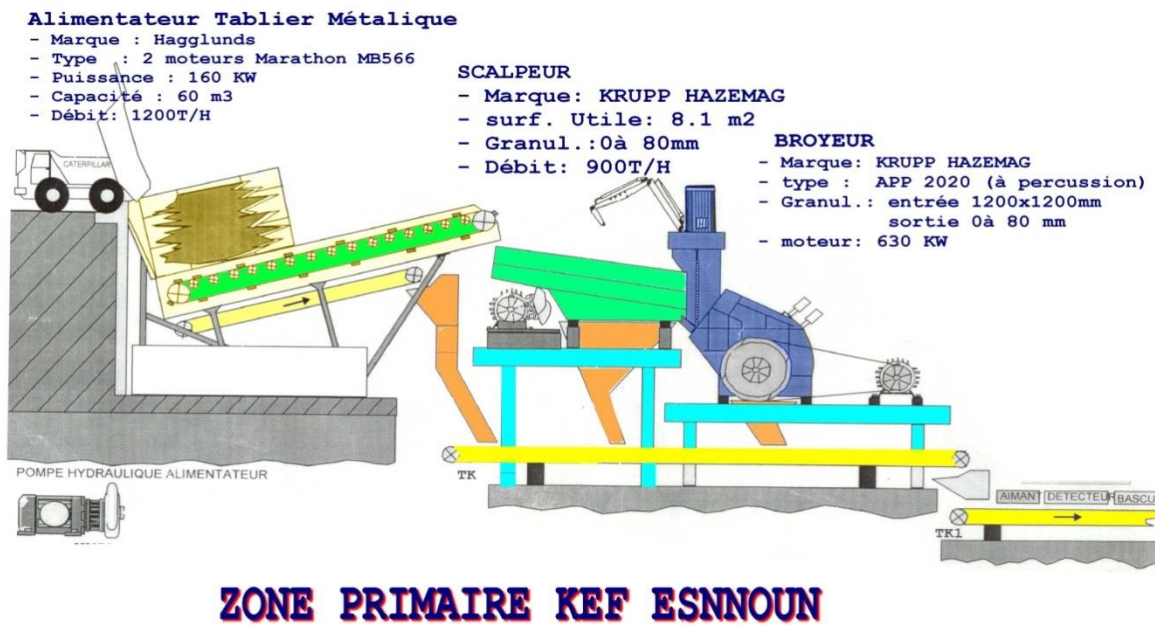


Figure 07. Schéma de l'appareillage Scalpeur Broyeur (HAZEMAG)

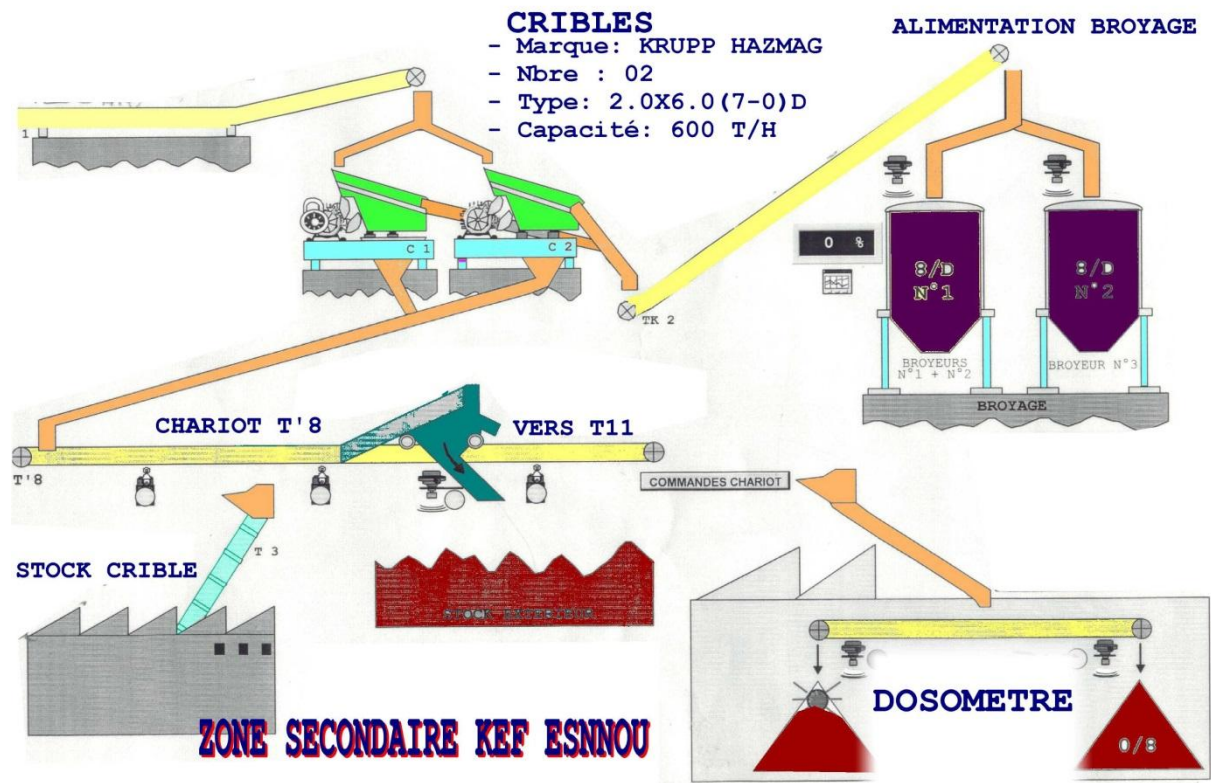


Figure 08. Schéma de l'appareillage Cribles (HAZEMAG).

## II- Voie humide (DKI) [1]

### II-1-Débourbage

Il existe trois lignes de production similaire d'une capacité de production de 90 t/h /ligne. Le débouillage consiste à la mise en pulpe du produit criblé dans une proportion liquide/solide de 60 %, pour ensuite alimenter un stade de criblage en humide afin d'éliminer les matières siliceuses et argileuses supérieures à 1mm (appelé coupure haute), au moyen d'une (1) grille courbes et une (01) grilles courbe de contrôle commune pour les trois lignes qui permet de récupérer les grains inférieurs à 1 mm cimentés aux refus.(Figure 09 et 10).

Enfin, le refus de cette grille de contrôle sera acheminé vers une trémie de déchargement pour ensuite les transportés a des terrils a l'intérieur des fosses créés par l'exploitation.

Tandis que le passant alimente une batterie d'hydro-cyclones dont le but est d'éliminer les fines particules inférieures à 80µm, en sur verses (appelé coupure basse), cette eau boueuse (schlamms) passe vers l'épaississeur, ce dernier a pour but la régénération d'eau industrielle, Qui sera injecté dans le circuit de mise en pulpe.(Figure 09 et 10).

Les sous verses seront acheminés vers un filtre à bande pour réduire l'humidité du produit jusqu'à 13 %.

Le rendement poids moyen du procédé est de 73 %, la teneur du produit varie dans la fourchette de 62 à 64 % TPL selon la qualité du tout-venant.

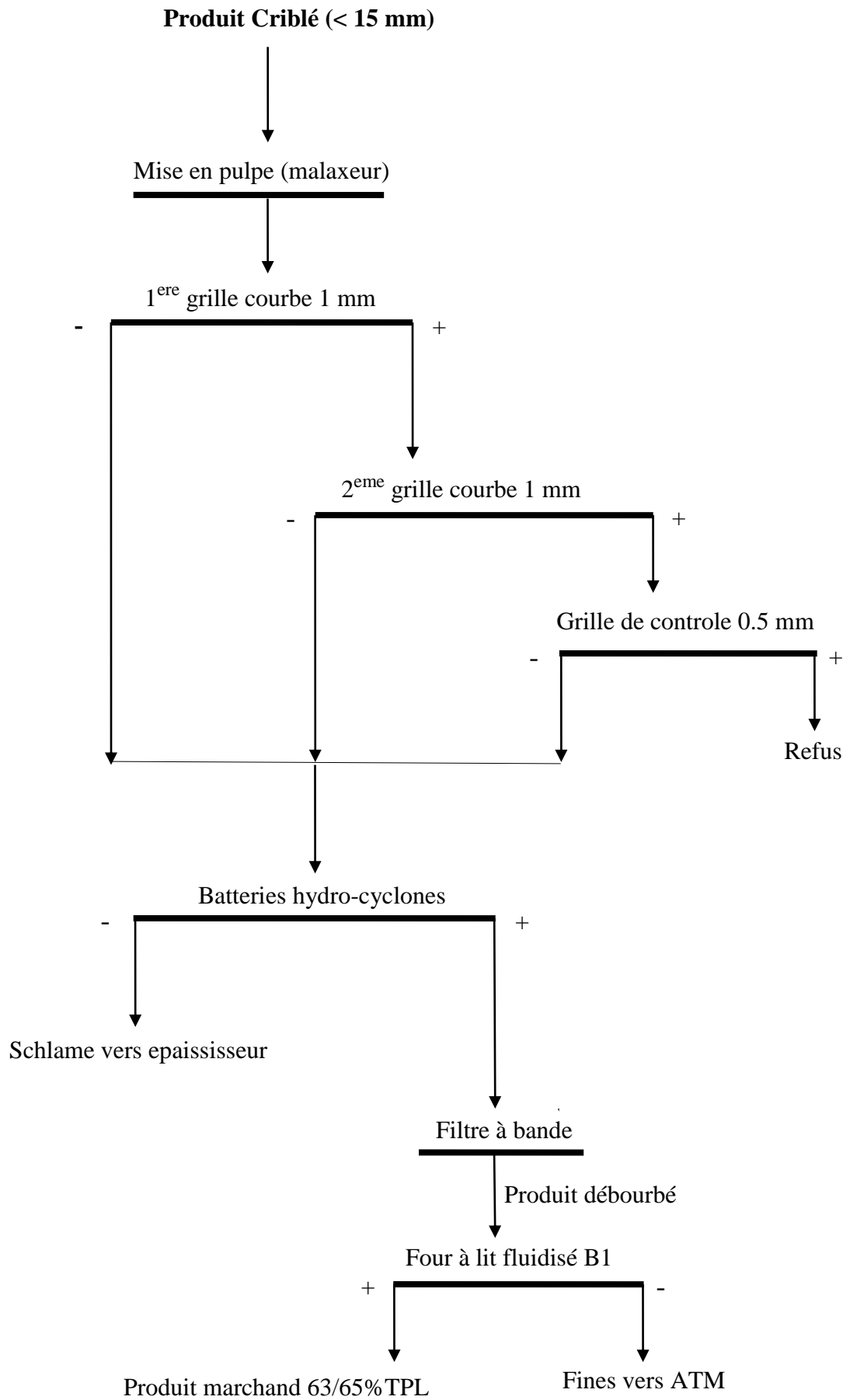


Figure 09.Schéma Technologique d'atelier du débouillage

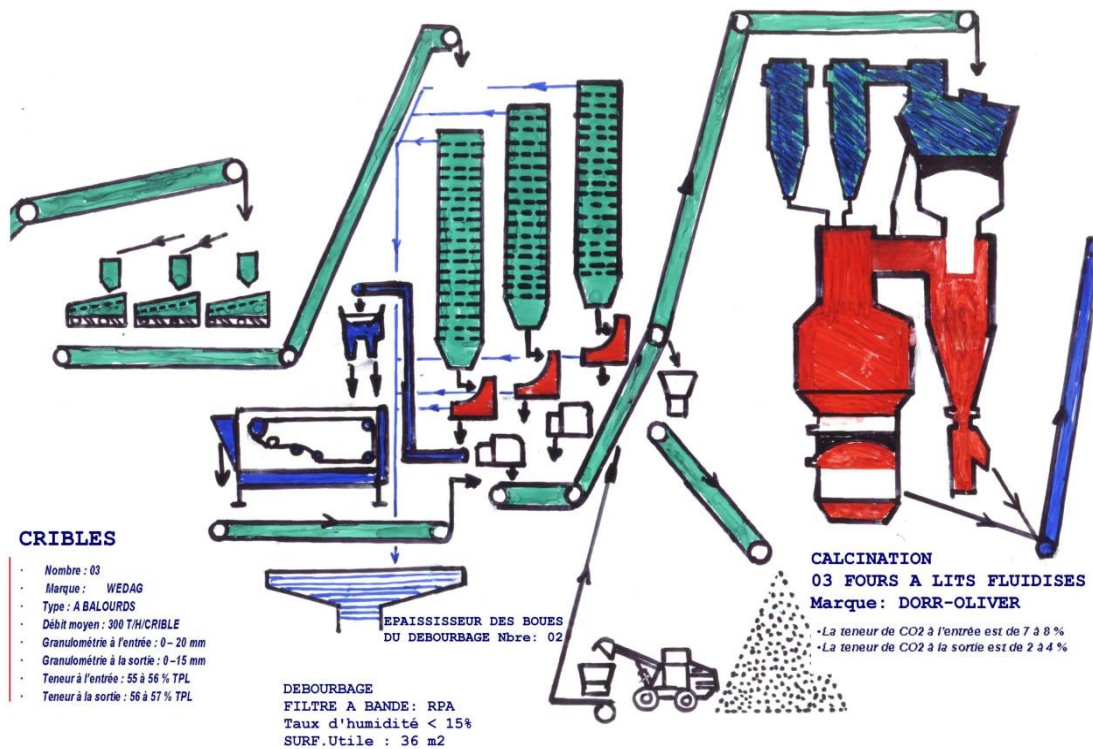


Figure 10. Schéma de l'appareillage Débourage.

**II-2- Séchage (Par Four de Calcination)**

Le produit débourbé étant un produit semi fini, préalablement destiné a 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 fabriquer 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 (3lignes x 60 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 débourage.

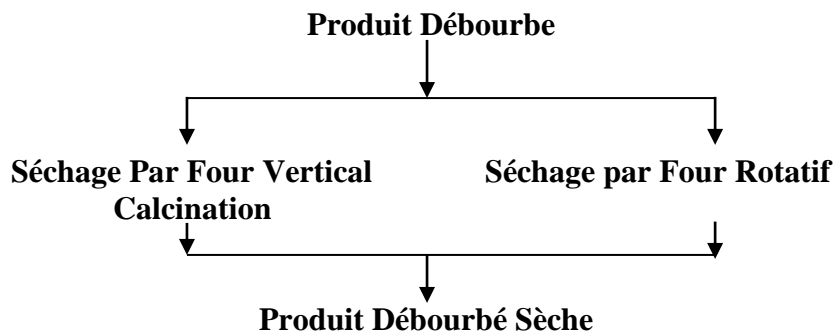


Figure 11. Schéma Technologique du Séchage.



### II-2-1- Séchage (Par Four Horizontal)

Cet atelier comporte (02) deux fours horizontaux rotatifs dont la température ajustée est à  $105^{\circ}\text{C} \pm 5^{\circ}\text{C}$  l'humidité est réduite à 1 %.

### II-2-2- Calcination

Le rôle de la calcination est la décomposition des carbonates, l'élimination de la matière organique et des matières volatiles se trouvant dans le phosphate débourbé par le procédé thermo-chimique

Le taux de  $\text{CO}_2$  a l'alimentation et de 7 à 8 % il sera réduit 2 à 4 % par calcination selon la température. La teneur en  $\text{P}_2\text{O}_5$  peut atteindre 30 %. En partant d'une alimentation qui titre de 28 à 29 %  $\text{P}_2\text{O}_5$ . (Figure11).

### II-2-3- Lavage Post Calcination

Le rôle de cet atelier est l'élimination des oxydes issus de l'atelier de calcination.

Cette opération s'opère dans des bacs pulsés et des coupures basses par des hydro-cyclones. (Figure12).

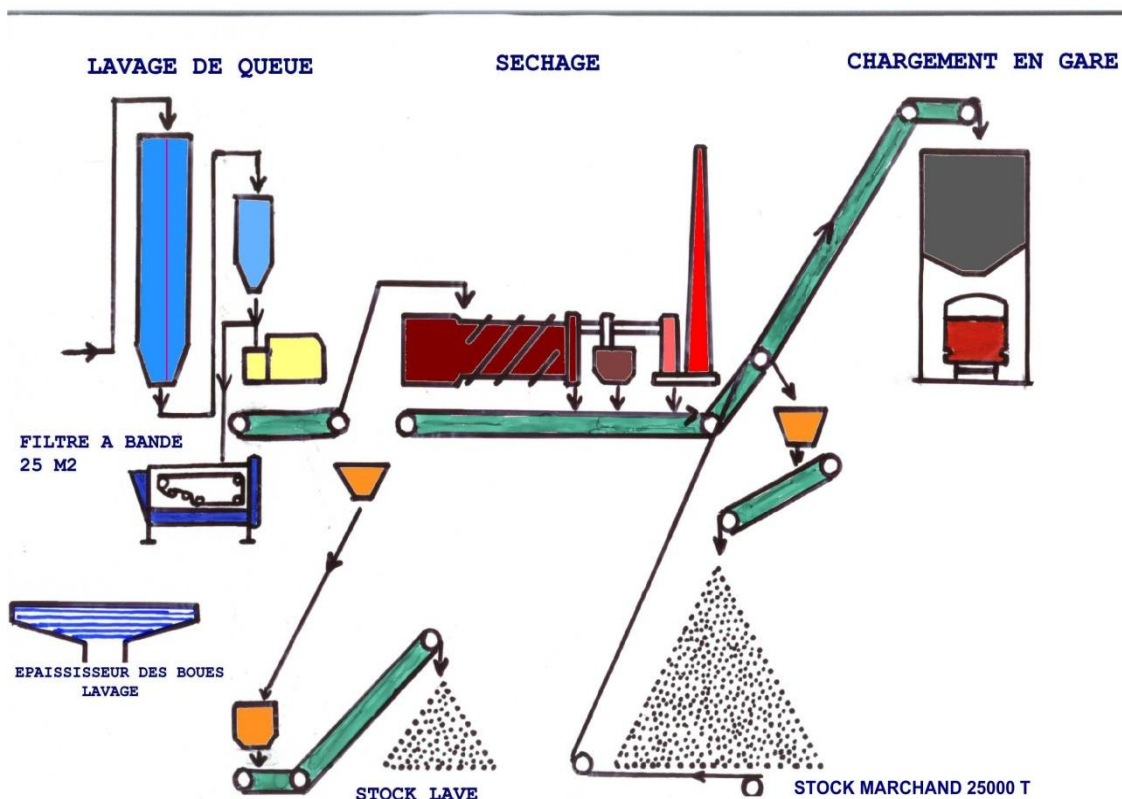


Figure 12. Schéma de l'appareillage Lavage séchage et mise en stock

### III – Voie sèche (DKII - DKIII) [1]

#### III- 1-Séchage

Le produit dont la granulométrie est inférieure à 15mm, avec 7 % d'humidité est séché presque entièrement et ce pour permettre une désagrégation favorable.

Le produit criblé pénètre par le haut d'un four sécheur à lit fluidisé maintenu à une température de  $105^{\circ}\text{C} \pm 5^{\circ}\text{C}$ , pour subir deux opérations instantanées à la fois, la déshydratation qui vise à éliminer toute trace d'eau dans le produit, et l'attrition qui libère les fines particules par le frottement des grains de phosphates entre eux.

L'entraînement et la suspension de ces grains, suivant leur finesse, est causé par un mélange de courant d'air ascendant qui est constitué d'air de combustion pour maintenir instantanément le lit de phosphate en fluidisation et à hauteur constante.

A cet effet, les fines particules issues de la fluidisation sont récupérées dans une batterie de cyclones primaires (02) dont le rôle est de récupérer les grains de phosphates échappés avec les fines, ensuite ces fines particules passeront à une deuxième batterie de cyclones secondaires (04) qui serviront d'un côté à recueillir les fines inférieures à  $80\ \mu\text{m}$  pour les évacuer ensuite vers la trémie des refus, et d'un autre côté à dégager les particules ultra fines c'est-à-dire les inférieures à  $40\ \mu\text{m}$  vers l'atmosphère.

On tient à préciser qu'il existe (02) deux fours de séchage avec un débit d'alimentation de : DKII = 120 t/h, DKIII= 170 t/h. (Figure13)

#### III-2-le criblage à 2mm

Le produit séché est reconduit par un convoyeur à bande vers l'atelier de criblage pour être tamiser au moyen de (04) quatre cribles vibrants à résonances d'un débit horaire de 120 t/h/crible et d'une maille de 2mm, donc le passant de ces cribles sera acheminé vers l'atelier de broyage, cependant les refus sont transportés vers la trémie des refus.(Figure13).

#### III-3- Broyage à Percussion

Cette opération vise à libérer les fines particules qui enveloppent les grains de phosphate au moyen de (03) broyeurs à percussion d'un débit horaire de 100 t/h entraînant ainsi une attrition (frottement des particules entre elles).

Les fines dégagées de ces broyeurs seront collectées à travers une tuyauterie d'aspiration d'air poussiéreux qui finira par des cyclones et cheminées d'évacuation.(Figure13).

**III-4- Turbo Séparateur Ventilé (TSV® 3600 BF)**

La finalité de cette installation est d'obtenir, par une sélection pneumatique plus efficace, une augmentation de la production ainsi qu'une qualité accrue du produit fini et cela en se basant sur les paramètres de vitesse de turbine du TSV et de débit d'alimentation la maîtrise de ces paramètres décide quant à l'optimisation de la qualité produite.

Cette partie est détaillée dans la partie spéciale de ce travail, On tient à souligner que le débit d'alimentation du TSV est de 250 t/h.

**III-5-Criblage à 0,8mm**

Cette dernière opération nous permet d'obtenir le produit final à travers (04) quatre cribles vibrants à résonances d'un débit horaire de 100 t/h/crible et d'une maille de 0.8 mm.

A cette étape on obtient un produit marchand dépoussiéré de granulométrie ]- 800  $\mu\text{m}$  +90  $\mu\text{m}$  [et qui titre > 63 % TPL.

Les refus sont acheminés vers une trémie de déchargement pour les transportés par camions vers des terrils au niveau des espaces créés par l'exploitation. (Figure13).



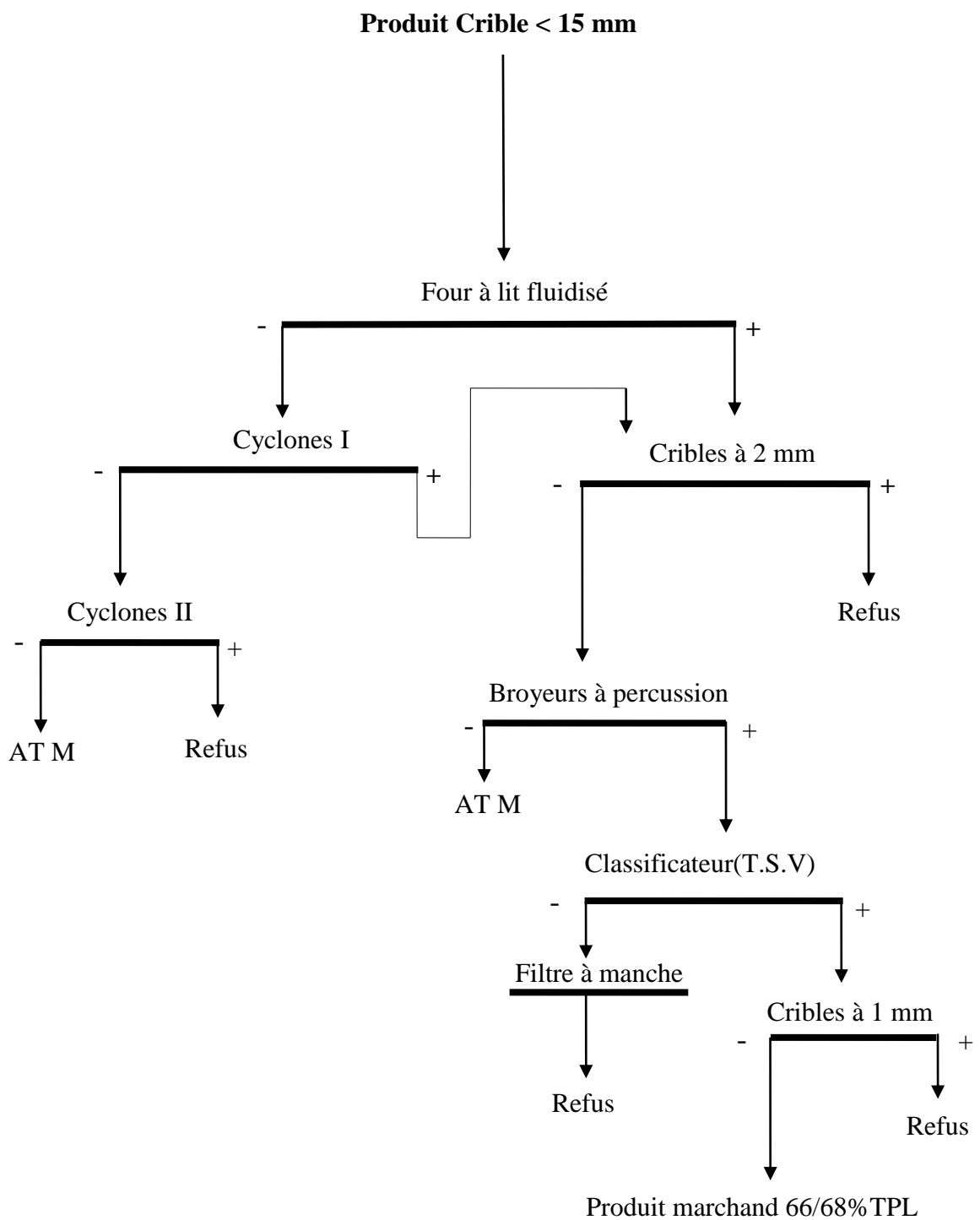


Figure 13. Schéma technologique de l'atelier dépolvérisage

### Conclusion

Le minerai brut (tout venant) de phosphate de Djebel el Onk doit premièrement passer par la préparation mécanique qui comprend le concassage ; le broyage et le criblage).

Pour son le traitement le phosphate de Djebel El Onk passé par deux voies d'enrichissement pour obtenir des produits concentrés (voie humide et voie sèche)

La teneur moyenne pour la voie humide varie de (63/65) % TPL et de (65/68) % TPL pour la voie sèche avec une teneur de CO<sub>2</sub> de 9 à 11% qui démontre que le teneur de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> augmente quand la teneur de CO<sub>2</sub> diminue.

# **Chapitre III:**

## ***Essais et Schéma Proposé***

## Introduction

Dans ce chapitre on a fait une caractérisation (analyse granulochimique) concernant des différents points de la chaîne de traitement de Djebel Onk (refus +15 mm ; refus débourage et refus de dépoussiérage).

Afin de développer la production à 10 million de tonnes par an, on a proposé un nouveau schéma de traitement.

## I -Caractérisation complète des rejets

### I-1-Refus de criblage +15 mm et refus de débourage (Boues) [4]

**Tableau 03.**Analyse granulométrique et chimique de refus +15 mm et refus de débourage

ECHANTILLONS	%P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	%CO <sub>2</sub>	%MgO	%Poids
<b>Refus crible +15mm Global</b>	22.70	13.76	4.54	
+20mm	12.86	24.16	6.81	32.80
+14mm	21.17	15.44	5.07	35.59
+10mm	22.99	13.09	4.36	16.96
+8mm	25.43	10.74	3.38	0.83
+6.30mm	26.37	9.26	2.60	0.87
+5mm	26.96	8.73	2.32	0.38
+4mm	26.20	9.40	2.55	0.23
+2mm	23.92	11.41	3.58	0.56
+0.800mm	22.72	12.75	3.78	0.30
+0.500mm	28.35	7.38	1.45	0.80
+0.100mm	27.84	8.39	1.87	8.74
-0.100mm	17.83	16.44	5.31	1.88
<b>Moyenne</b>	<b>19.46</b>	<b>17.08</b>	<b>5.15</b>	99.94
<b>Ecart par rapport au global</b>	<b>3.24</b>	<b>3.32</b>	<b>0.61</b>	0.06
<b>Refus débourbé +1mm (Global)</b>	20.37	16.16	5.04	//
+10mm	19.26	18.18	5.64	3.89
+8mm	19.16	17.17	5.34	11.75
+6.30mm	20.55	15.15	4.97	12.48
+5mm	20.37	14.81	5.01	14.92
+4mm	19.90	15.65	4.76	11.38
+2mm	20.07	15.48	5.04	6.96
+1mm	21.87	13.97	4.25	12.66
+0.800mm	24.56	11.78	3.27	3.48
+0.500mm	28.16	7.41	1.96	0.58
+0.100mm	27.11	8.75	2.19	18.84
-0.100mm	10.72	21.21	6.38	3.03
<b>Moyenne</b>	<b>21.49</b>	<b>14.20</b>	<b>4.38</b>	99.97
<b>Ecart par rapport au global</b>	1.21	3.98	0.66	0.03

**I-1-1-Commentaire**

Concernant les refus +15mm le grand pourcentage en poids se concentre dans la classe (+8mm -20mm) qui est de 86.20% avec une teneur moyenne en  $P_2O_5$  de 20.61, tandis que la tranche noble (+0.1mm -0.5mm) représente 9% en poids pour une teneur de 27.84% en  $P_2O_5$ , et le global de ce refus +15mm est de 22.70%  $P_2O_5$ . Pour le refus du débouillage +1mm le poids en pourcent de la tranche noble est de 26% avec une teneur de 59% TPL. Donc une perte considérable pour la chaîne de traitement.

**I-2- Les Fines de dépeussierage [4]****Tableau 04.** Analyse granulométrique et minéralogique du refus de dépeussierage

ECHANTILLONS	% $P_2O_5$	% $CO_2$	% $MgO$
<b>Refus dépeussieré -Trémie 546Global</b>	24.14	12.04	3.73
+4mm	22.70	14.08	4.53
+2mm	23.23	13.04	3.83
+1mm	24.11	12.06	3.75
+0.800mm	29.05	7.86	1.54
+0.125mm	30.05	7.36	1.23
+0.100mm	26.35	10.03	2.72
+0.080mm	22.72	12.21	3.98
-0.080mm	21.68	13.06	4.33
<b>Fine de dépeussierage TSV Global</b>	26.90	10.03	2.85
+0.100mm	28.05	8.70	2.16
+0.080mm	23.96	12.71	3.98
-0.080mm	23.38	13.38	4.21

**I-2-1-Commentaire**

Concernant les refus de l'atelier de dépeussierage (trémie) des tranches (+1mm -2mm fines). Nous constatons que le grand pourcentage en poids se concentre dans la classe grossière +1mm qui est de 47.76% avec un % moyen en  $P_2O_5$  de 22.81 %, tandis que la tranche noble (+0.1mm -1mm) Représente 29.99% en poids pour une teneur moyenne de 28.51%  $P_2O_5$ , les fines + 0.1mm représente 22.25% en poids avec une teneur en  $P_2O_5$  est de 22.16%, et le global de ces refus est de 24.14%  $P_2O_5$ .

En conclusion il y a une perte de produit noble (+0.1mm -1mm) de 30% en poids.

**II- Détermination expérimentale****II-1- L'échantillonnage [9]****II-1-1- 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.

### II-1-2- Méthode d'échantillonnage

#### a- 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.

#### b -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.

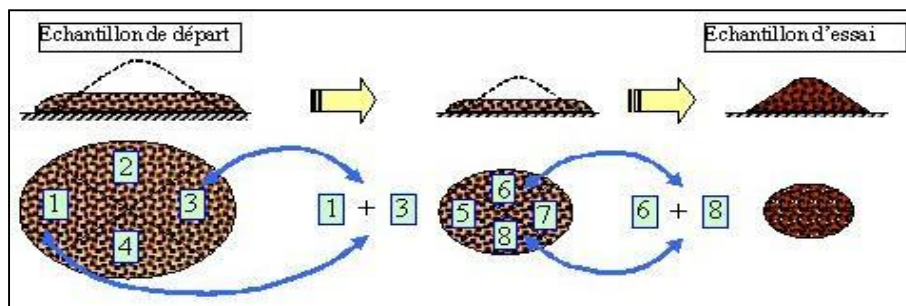


Figure 14. Opération de quartage

### II-1-3- Préparation des échantillons

Avant la préparation de l'échantillon le prélèvement est effectué sur tous les produits de la préparation mécanique et le voie sèche.

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.

### II-2- 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 :

+15 mm ; +10 mm ; +8 mm ; +4 mm ; +2 mm ; +1 mm ; +0.8 mm ; +0.5 mm ; +0.1 mm ; +0.08 mm ; < 0.080 mm.

L'analyse granulométrique est effectuée sur les tamis suivants pour les échantillons de voie sèche :

+4 mm ; +2 mm ; +1 mm ; +0.8 mm ; +0.5 mm ; +0.1 mm ; +0.08 mm ; < 0.080 mm.

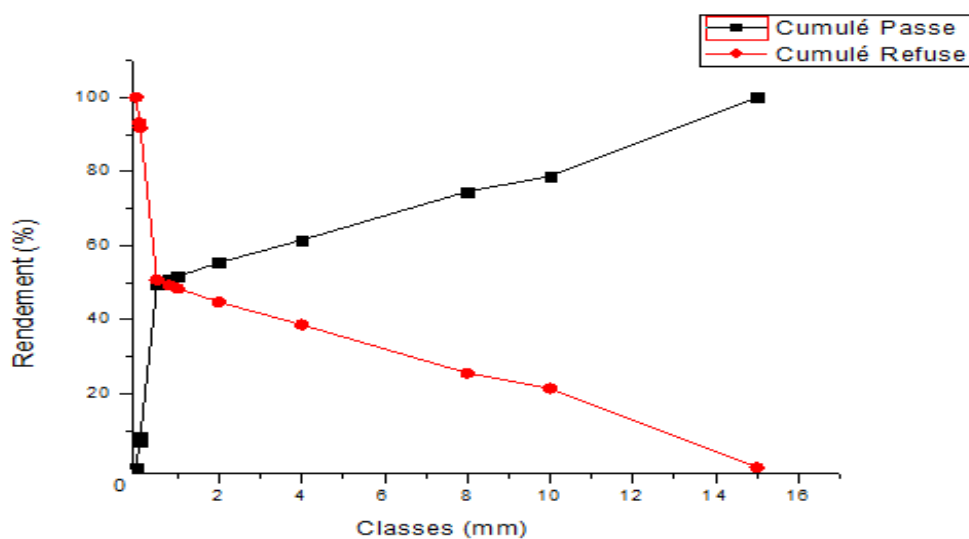
**II-2-1-Présentation des résultats**

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

**a - Préparation Mécanique**

**Tableau 05.**Analyse granulométrique de Sortie Concasseur Babbitless

Classes Du Grosseur (mm)	Poids (g)	Rendements (%)		
		Partiel $\sum y$	Cumulé Passé $\sum y \nearrow$	Cumulé Refusé $\sum y \nwarrow$
- 15 + 10	107.21	21.29	100	21.29
- 10 + 8	21.19	4.20	78.71	25.49
- 8 + 4	65.80	13.06	74.51	38.55
- 4 + 2	30.93	6.15	61.45	44.70
- 2 + 1	18.70	3.71	55.30	48.41
- 1 + 0.800	3.95	0.80	51.59	49.21
- 0.800 + 0.500	7.35	1.46	50.79	50.67
- 0.500 + 0.100	207.09	41.12	49.33	91.79
- 0.100 + 0.080	6.67	1.32	8.21	93.11
- 0.080 + 0	34.69	6.89	6.89	100
<b>TOTAL</b>	<b>503.58</b>	<b>100</b>	<b>0</b>	<b>100</b>



**Figure.15.**Courbe d'analyse granulométrique de produit Concassé (Babbitless).

Tableau 06. Analyse granulométrique de produit Broyé.

Classes Du Grosseur (mm)	Poids (g)	Rendements (%)		
		Partiel $\sum y$	Cumulé Passé $\sum y \nearrow$	Cumulé Refusé $\sum y \searrow$
- 15 + 10	105.47	20.87	100	20.87
- 10 + 8	12.66	2.50	79.13	23.37
- 8 + 4	51.55	10.20	76.63	33.57
- 4 + 2	28.93	5.72	66.43	39.29
- 2 + 1	18.52	3.66	60.71	42.95
- 1 + 0.800	4.40	0.88	57.05	43.83
- 0.800 + 0.500	9.5	1.88	56.17	45.71
- 0.500 + 0.100	238.79	47.28	54.29	92.99
- 0.100 + 0.080	5.09	1.05	7.01	94.04
- 0.080 + 0	30.06	5.96	5.96	100
<b>TOTAL</b>	504.97	100	0	100

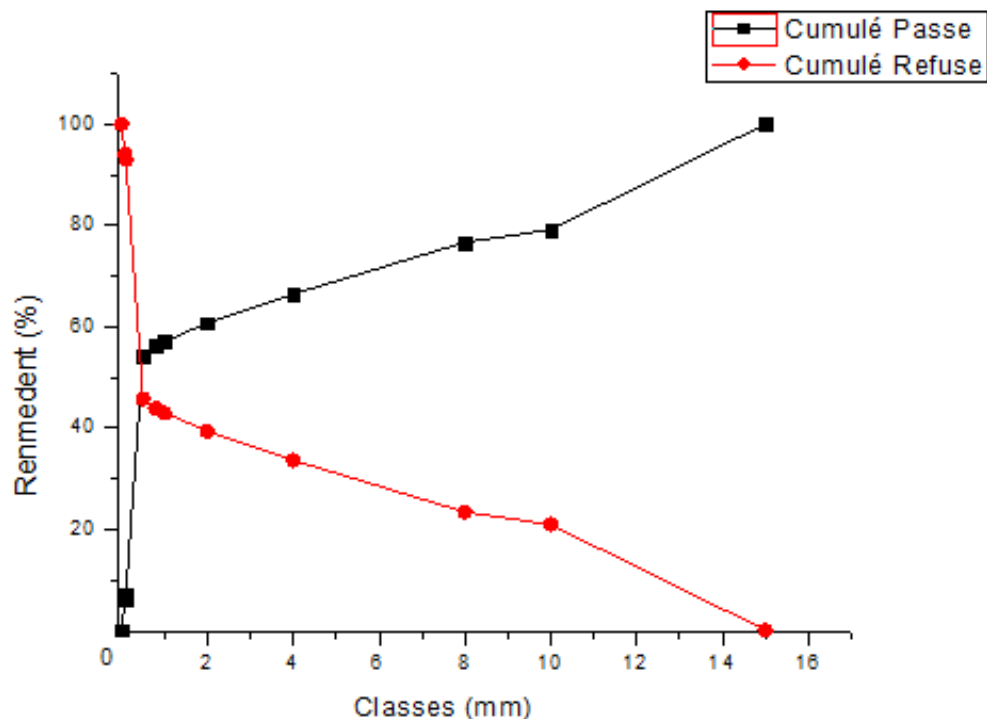


Figure 16. Courbe d'analyse granulométrique de produit Broyé.



Tableau 07. Analyse granulométrique de Produit crible < 15 mm WEDAG

Classes Du Grosseur (mm)	Poids (g)	Rendements (%)		
		Partiel $\sum y$	Cumulé Passé $\sum y \nearrow$	Cumulé Refusé $\sum y \nwarrow$
- 15 + 10	34.45	6.80	100	6.80
- 10 + 8	9.79	1.93	93.20	8.73
- 8 + 4	41.47	8.18	91.27	16.91
- 4 + 2	32.06	6.33	83.09	23.24
- 2 + 1	24.80	4.90	76.76	28.14
- 1 + 0.800	4.99	0.98	71.86	29.12
- 0.800 + 0.500	10.11	2.00	70.88	31.12
- 0.500 + 0.100	305.51	60.33	68.88	91.45
- 0.100 + 0.080	8.80	1.76	8.55	93.21
- 0.080 + 0	34.42	6.79	6.76	100
<b>TOTAL</b>	<b>506.40</b>	<b>100</b>	<b>0</b>	<b>100</b>

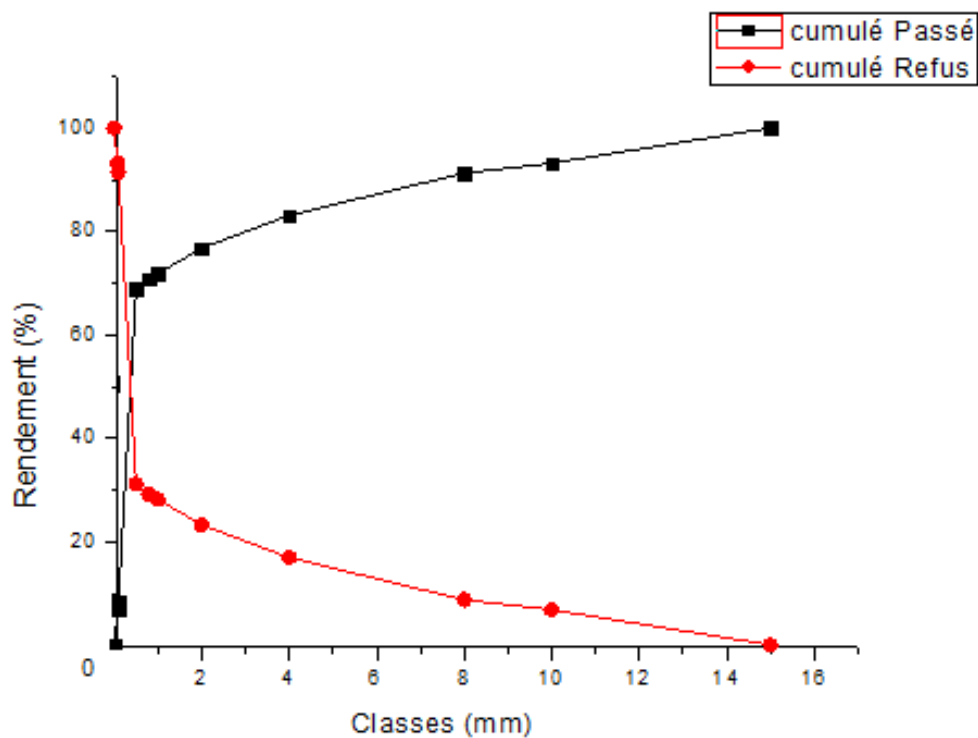


Figure 17. courbe d'analyse granulométrique de Produit crible < 15 mm WEDAG

Tableau 08. Analyse granulométrique de Refus crible &gt;15 mm

Classes Du Grosseur (mm)	Poids (g)	Rendements (%)		
		Partiel $\sum y$	Cumulé Passé $\sum y \nearrow$	Cumulé Refusé $\sum y \searrow$
- 15 + 10	271.87	54.06	100	54.06
- 10 + 8	26.24	5.22	45.94	59.28
- 8 + 4	51.20	10.13	40.72	69.41
- 4 + 2	20.24	4.03	30.59	73.44
- 2 + 1	9.81	1.96	26.56	75.40
- 1 + 0.800	2.02	0.41	24.60	75.81
- 0.800 + 0.500	4.21	0.84	24.19	76.65
- 0.500 + 0.100	92.23	18.34	23.35	94.99
- 0.100 + 0.080	1.93	0.39	5.01	95.38
- 0.080 + 0	23.20	4.62	4.62	100
<b>TOTAL</b>	502.92	100	0	100

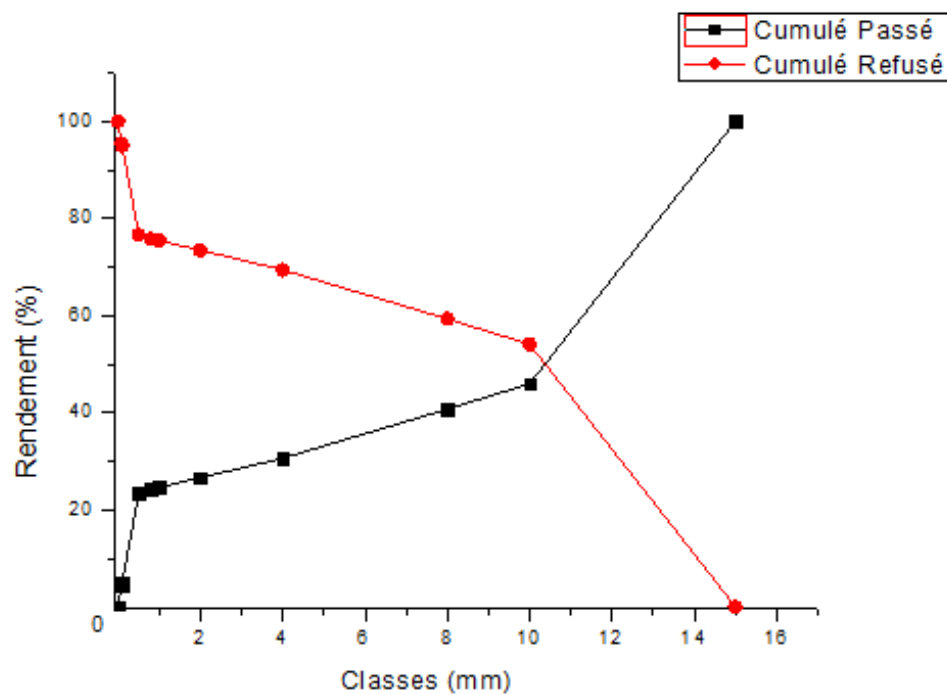


Figure 18. Courbe d'analyse granulométrique de Refus crible &gt;15 mm

Tableau 09. Analyse granulométrique de Produit crible &lt; 10 mm HAZEMAG

Classes Du Grosseur (mm)	Poids (g)	Rendements (%)		
		Partiel $\sum y$	Cumulé Passé $\sum y \nearrow$	Cumulé Refusé $\sum y \searrow$
- 15 + 10	18.47	3.78	100	3.78
- 10 + 8	7.05	1.44	96.22	5.22
- 8 + 4	23.59	4.83	94.78	10.05
- 4 + 2	26.24	5.37	89.95	15.42
- 2 + 1	21.78	4.48	84.58	19.90
- 1 + 0.800	6.56	1.34	80.10	21.24
- 0.800 + 0.500	11.88	2.43	78.76	23.67
- 0.500 + 0.100	321.36	65.78	76.33	89.45
- 0.100 + 0.080	13.76	2.82	10.55	92.27
- 0.080 + 0	37.76	7.73	7.73	100
TOTAL	488.56	100	0	100

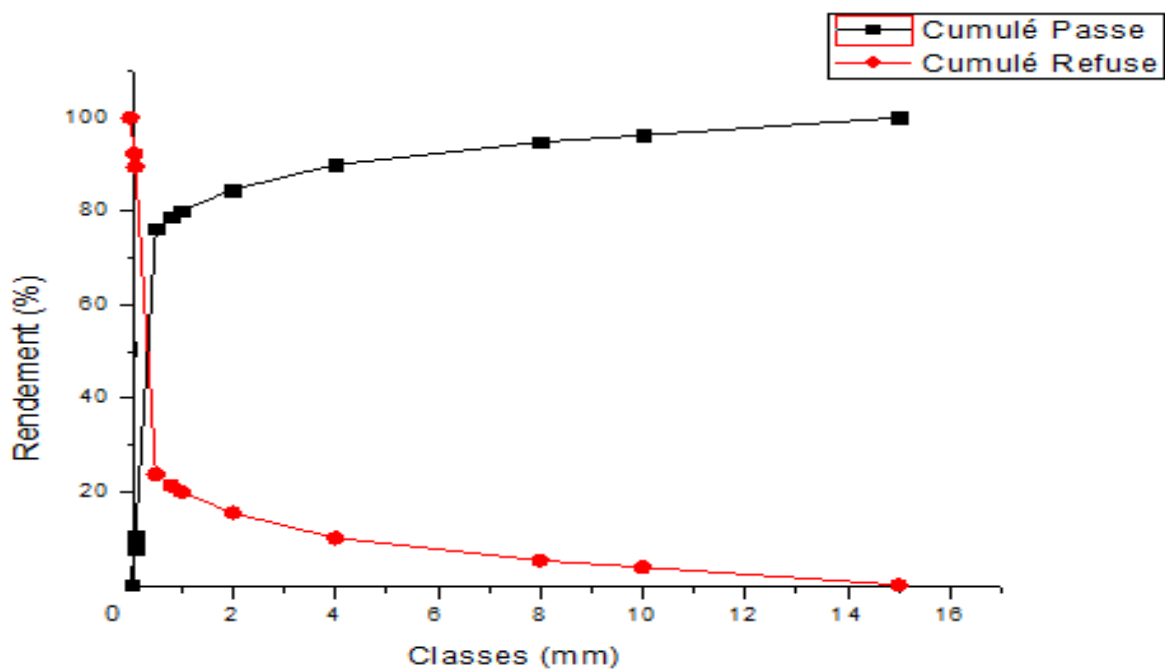


Figure 19. courbe d'analyse granulométrique de Produit crible &lt; 10 mm HAZEMAG

Tableau 10. Analyse granulométrique de Refus crible >10 mm HAZEMAG

Classes Du Grosseur (mm)	Poids (g)	Rendements (%)		
		Partiel $\sum y$	Cumulé Passé $\sum y \nearrow$	Cumulé Refusé $\sum y \searrow$
- 15 + 10	117.27	23.20	100	23.20
- 10 + 8	38.88	7.69	76.8	30.89
- 8 + 4	67.66	13.39	69.11	44.28
- 4 + 2	35.88	7.1	55.72	51.38
- 2 + 1	25.40	5.02	48.52	56.40
- 1 + 0.800	6.10	1.20	43.60	57.60
- 0.800 + 0.500	14.88	2.94	42.40	60.54
- 0.500 + 0.100	162.77	32.19	39.46	92.73
- 0.100 + 0.080	3.42	0.67	7.27	93.40
- 0.080 + 0	33.37	6.60	6.60	100
<b>TOTAL</b>	<b>505.63</b>	<b>100</b>	<b>0</b>	<b>100</b>

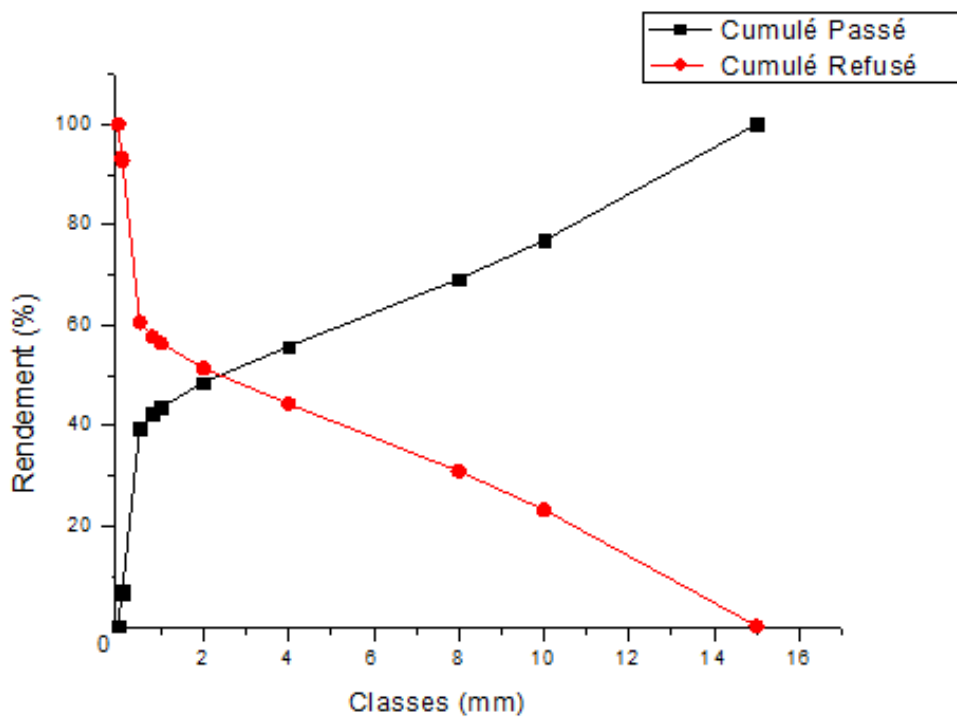


Figure 20. courbe d'analyse granulométrique de Refus crible >10 mm HAZEMAG

b - Voie sèche

Tableau 11. Analyse granulométrique de Sortie Four

Classes Du Grosseur (mm)	Poids (g)	Rendements (%)		
		Partiel $\sum y$	Cumulé Passé $\sum y \nearrow$	Cumulé Refusé $\sum y \nwarrow$
- 2 + 1	85.95	17.74	100	17.74
- 1 + 0.800	4.31	0.90	82.26	18.64
- 0.800 + 0.500	5.44	1.12	81.36	19.84
- 0.500 + 0.100	348.60	78.85	80.24	91.69
- 0.100 + 0.080	11.67	2.41	8.39	94.10
- 0.080 + 0	28.38	5.90	5.90	100
<b>TOTAL</b>	<b>484.35</b>	<b>100</b>	<b>0</b>	<b>100</b>

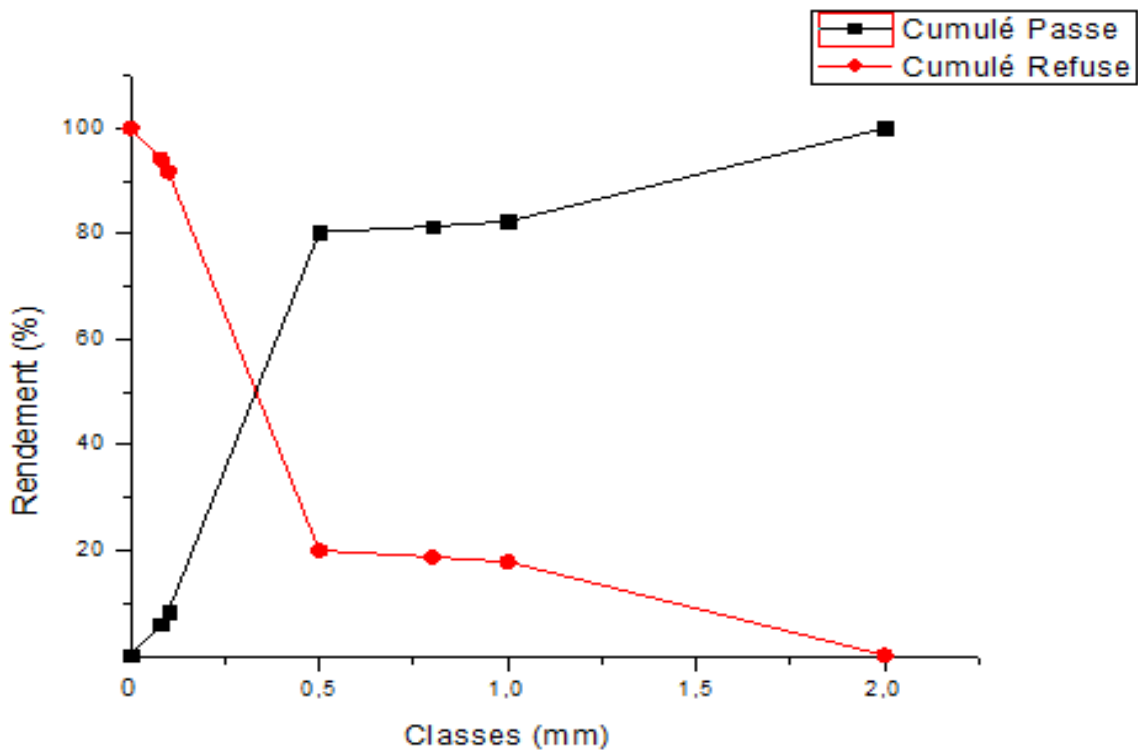


Figure 21. courbe d'analyse granulométrique de Sortie Four

Tableau 12. Analyse granulométrique de Sortie Crible 2 mm

Classes Du Grosseur (mm)	Poids (g)	Rendements (%)		
		Partiel $\sum y$	Cumulé Passé $\sum y \nearrow$	Cumulé Refusé $\sum y \nwarrow$
- 2 + 1	6.92	1.41	100	1.41
- 1 + 0.800	2.13	0.43	98.59	1.84
- 0.800 + 0.500	5.93	1.21	98.16	3.05
- 0.500 + 0.100	403.37	81.97	96.95	85.02
- 0.100 + 0.080	23.95	4.86	14.98	89.88
- 0.080 + 0	49.79	10.12	10.12	100
<b>TOTAL</b>	492.09	100	0	100

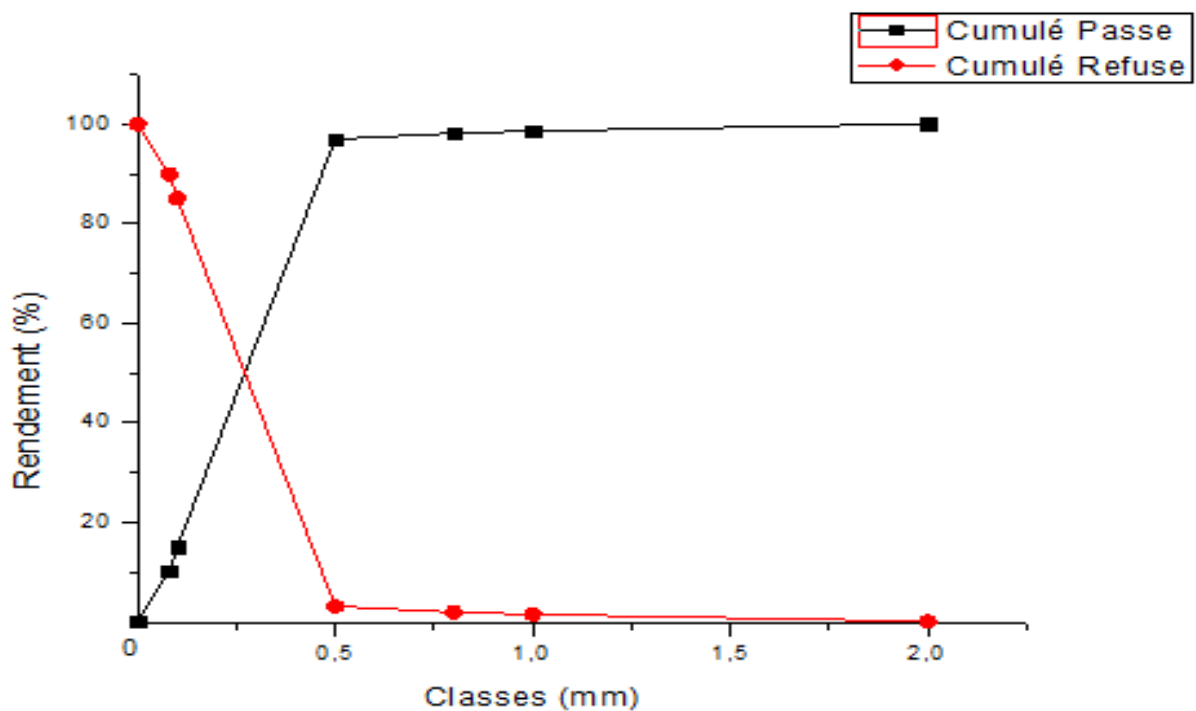


Figure 22. courbe d'analyse granulométrique de Produit Crible 2 mm

Tableau 13. Analyse granulométrique d'Entre TSV

Classes Du Grosseur (mm)	Poids (g)	Rendements (%)		
		Partiel $\sum y$	Cumulé Passé $\sum y \nearrow$	Cumulé Refusé $\sum y \searrow$
- 2 + 1	3.74	0.76	100	0.76
- 1 + 0.800	1.18	0.24	99.24	1
- 0.800 + 0.500	3.60	0.73	99	1.73
- 0.500 + 0.100	389.18	78.89	98.27	80.62
- 0.100 + 0.080	36.21	7.43	19.38	87.96
- 0.080 + 0	59.38	12.04	12.04	100
TOTAL	493.29	100	0	100

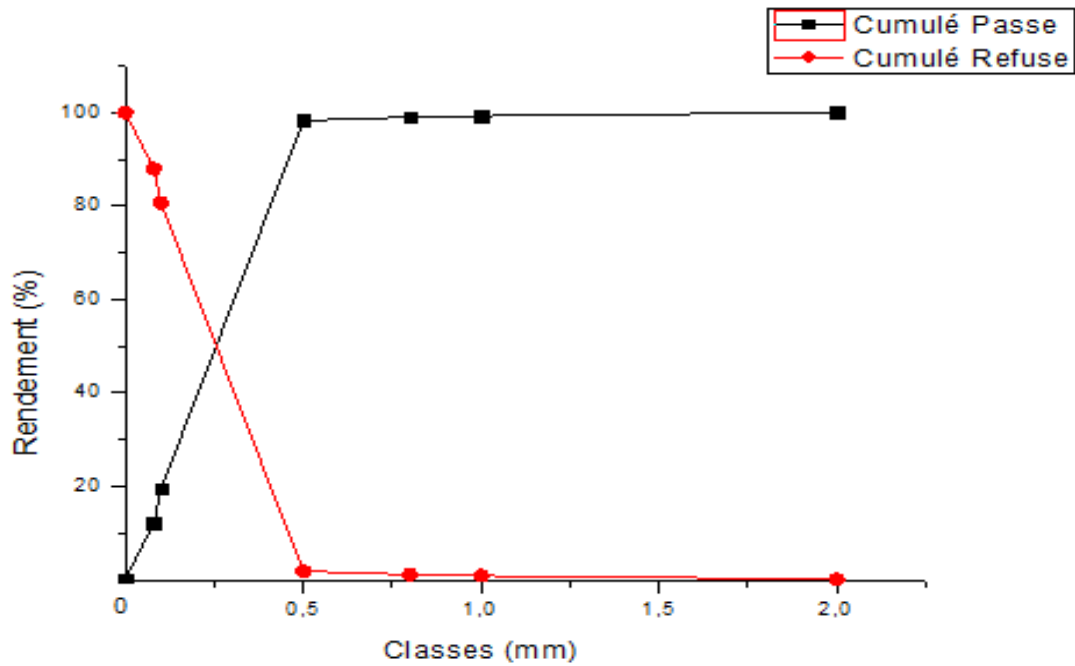


Figure 23. courbe d'analyse granulométrique de Produit Entre TSV

Tableau 14. Analyse granulométrique de Produit Sortie TSV

Classes Du Grosseur (mm)	Poids (g)	Rendements (%)		
		Partiel $\sum y$	Cumulé Passé $\sum y \nearrow$	Cumulé Refusé $\sum y \nwarrow$
- 2 + 1	7.21	1.43	100	1.43
- 1 + 0.800	2.05	0.42	98.57	1.83
- 0.800 + 0.500	3.61	0.72	98.17	2.55
- 0.500 + 0.100	461	91.76	97.45	94.31
- 0.100 + 0.080	8.27	1.65	5.69	95.96
- 0.080 + 0	20.28	4.04	4.04	100
<b>TOTAL</b>	502.42	100	0	100

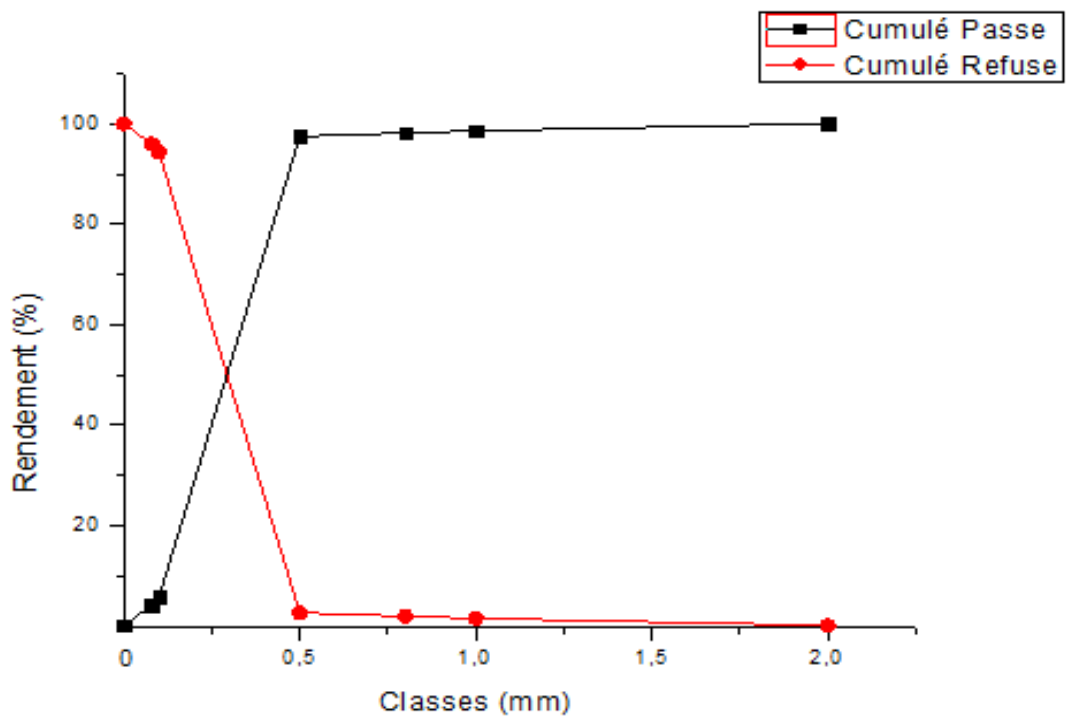


Figure 24. courbe d'analyse granulométrique de Produit Sortie TSV



Tableau 15. Analyse granulométrique de Refus &gt; 2 mm et &gt; 0.08 mm

Classes Du Grosseur (mm)	Poids (g)	Rendements (%)		
		Partiel $\sum y$	Cumulé Passé $\sum y \nearrow$	Cumulé Refusé $\sum y \searrow$
- 2 + 1	369.39	75.22	100	75.22
- 1 + 0.800	4.20	0.85	24.78	76.07
- 0.800 + 0.500	5.36	1.09	23.93	77.16
- 0.500 + 0.100	76.64	15.62	22.84	92.78
- 0.100 + 0.080	4.71	0.96	7.22	93.74
- 0.080 + 0	30.75	6.26	6.26	100
TOTAL	491.05	100	0	100

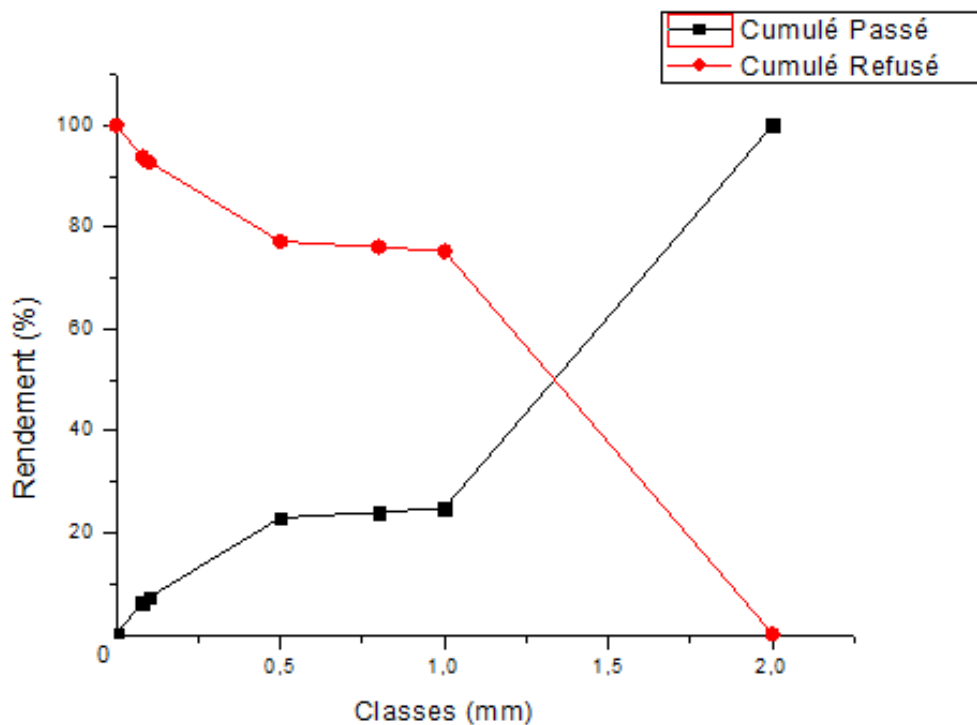


Figure 25. courbe d'analyse granulométrique de Refus &gt; 2 mm et &gt; 0.08 mm

Tableau 16. Analyse granulométrique de Fines TSV

Classes Du Grosseur (mm)	Poids (g)	Rendements (%)		
		Partiel $\sum y$	Cumulé Passé $\sum y \nearrow$	Cumulé Refusé $\sum y \searrow$
- 0.800 + 0.500	1.33	0.26	100	0.26
- 0.500 + 0.100	385.92	76.37	99.74	76.63
- 0.100 + 0.080	42.55	8.42	23.37	85.05
- 0.080 + 0	75.57	14.95	14.95	100
<b>TOTAL</b>	<b>505.37</b>	<b>100</b>	<b>0</b>	<b>100</b>

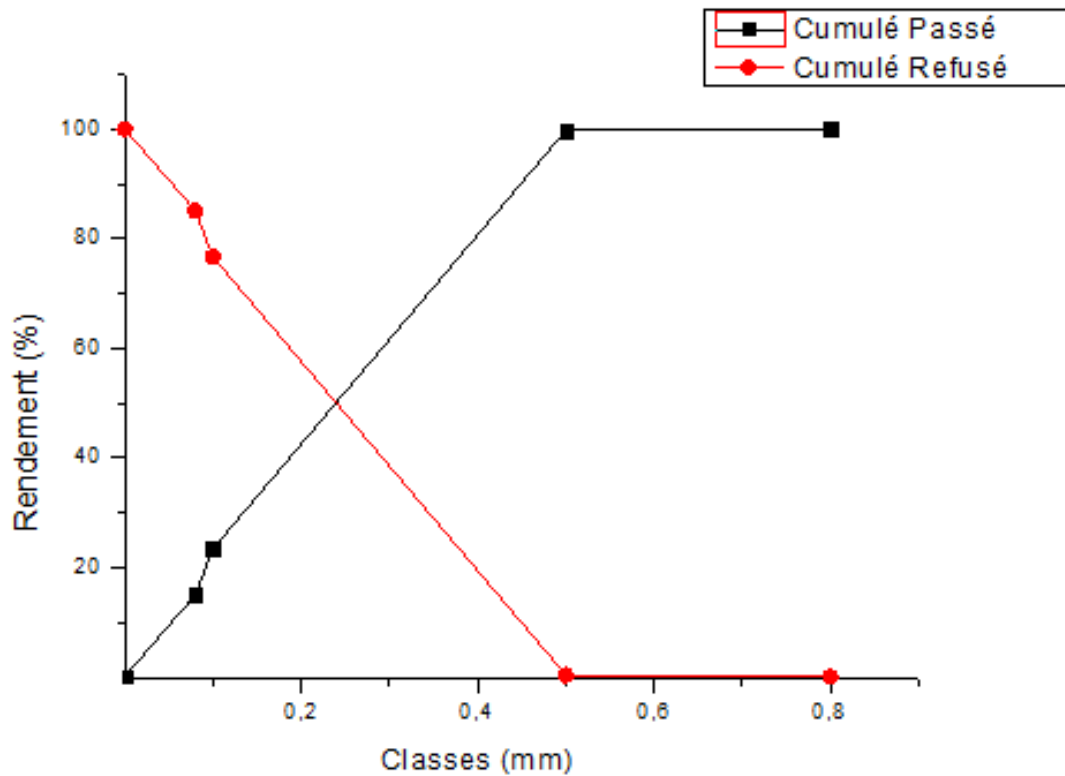


Figure 26. courbe d'analyse granulométrique de Fines TSV

Tableau 17. Analyse granulométrique de Produit Marchand

Classes Du Grosseur (mm)	Poids (g)	Rendements (%)		
		Partiel $\sum y$	Cumulé Passé $\sum y \nearrow$	Cumulé Refusé $\sum y \nwarrow$
- 2 + 1	5.30	1.00	100	1.00
- 1 + 0.800	1.51	0.31	99	1.31
- 0.800 + 0.500	5.95	1.19	98.69	2.50
- 0.500 + 0.100	471.90	93.70	97.5	96.20
- 0.100 + 0.080	7.64	1.54	3.8	97.74
- 0.080 + 0	11.35	2.26	2.26	100
<b>TOTAL</b>	503.65	100	0	100

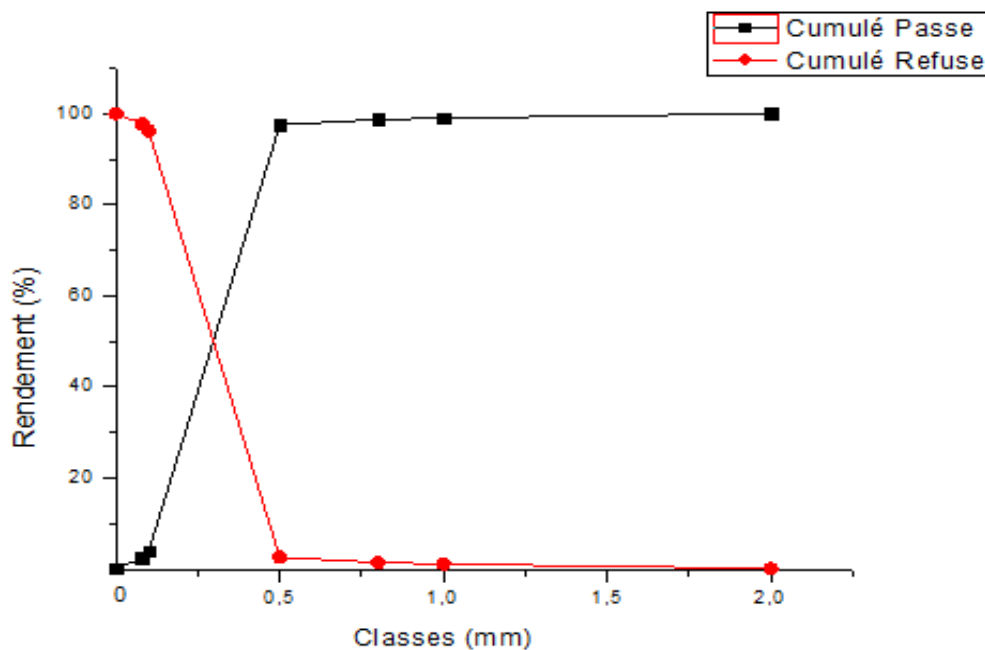


Figure 27. courbe d'analyse granulométrique de Produit Marchand

### c - Interprétations

Dans ces essais de l'analyse granulométrique on détermine le pourcentage des rendements cumulé passe et refus.

Aussi on peut déterminer le type de minerai (tender, demi dur et dur) d'après la forme de graphe :

- **concave**, indique que il Ya plus des particules fine que des particules grosse donc le minerai **tender**.

- **convexe**, indique que il Ya plus des particules grosse qui des particules fine donc le minerai **dur**.
- **linge**, indique que il Ya équivalence des particules fine et des particules grosse donc le minerai **demi dur**.

## II-3- Essai de la densité

### II-3-1-But de travail

Prendre connaissance de la méthode de détermination de la densité d'une tranche granulométrique de minerai de phosphate a l'aide du pycnomètre.

Donnes de base et appareils :

- 1) Echantillon de minerai de phosphate.
- 2) Balance technique.
- 3) 02 Pycnomètre.
- 4) Eau.
- 5) Éprouvette.

### II-3-2-Ordre de travail

- 1) On pèse le pycnomètre vide (P1) (en Grammes).
- 2) On met l'échantillon du minerai dans le pycnomètre (une couche  $\approx 1$  à 1,5 mm), et on le pèse (P2) (g).
- 3) On remplit le pycnomètre d'eau et on le pèse (P3) (g).
- 4) On décharge l'échantillon et l'eau du pycnomètre.
- 5) On remplit le pycnomètre avec de l'eau et on le pèse (P4) (g).

### II-3-3- Présentation des notations et des résultats de travail

- $V_0=100_{ml}$
- Poids de pycnomètre vide (P1) : 69 g
- Poids d'échantillon du minerai dans le pycnomètre (P2) : 154.1 g
- Poids de minerai  $=P_2 - P_1$

Phosphate :  $154.1 - 69 = 85.1$  g

- Poids de pycnomètre d'eau(P3) : 219.1 g
- Poids de l'eau dans le mélange avec le minerai :  $P_3 - P_2$

Phosphate :  $219.1 - 154.1 = 65$  g

- Poids de mélange (l'eau + pycnomètre + minéral) (P<sub>4</sub>) : 164 g.

- $P_{et} = P_4 - P_1$

Phosphate :  $164 - 69 = 95$  g

- Poids spécifique de l'eau :

$$\Delta = \frac{P_4 - P_1}{V_0} \text{ (g/cm}^3\text{)} = \frac{P_{et}}{V_0} \quad \Rightarrow \quad \Delta_{(ph)} = \frac{95}{100} = 0.950 \text{ g/cm}^3$$

- Volume d'eau avec mélange :

$$V_e = \frac{P_3 - P_2}{\Delta} \text{ (cm}^3\text{)} \quad \Rightarrow \quad V_{e(ph)} = \frac{65}{0.950} = 68,37 \text{ cm}^3$$

- Poids spécifique du minéral (densité) :

$$\delta = \frac{P_2 - P_1}{V_0 - V_e} \text{ (g/cm}^3\text{)} = \frac{P_m}{V_m} \quad \Rightarrow \quad \delta_{(ph)} = \frac{85.1}{100 - 68,37} = 2.56 \text{ g/cm}^3$$

### II-3-4-Interprétations

On remarque que la détermination de la densité par la méthode psychométrique est une méthode très efficace qui donne des résultats acceptables en général.

## II-4- Essai du coefficient de foisonnement

### II-4-1- But de travail

- Apprendre la méthode de la détermination du coefficient de foisonnement pour les matières fines et morcelées.
- Calculer le coefficient de foisonnement de phosphate.

### II-4-2- Données de base et appareils

- Echantillon de phosphate.
- Une éprouvette graduée pour but d'évaluer le volume de sable (100 ml).
- Une éprouvette graduée pour ajouter l'eau.
- Une balance.
- Quantité d'eau.

**II-4-3- Ordre de travail**

- En prenant une éprouvette de volume connue, la peser et noter sa masse.
- On déverse le phosphate jusqu'aux abords de l'éprouvette.
- En pesant l'ensemble et notant les résultats.
- On déverse l'eau jusqu'aux abords de l'éprouvette.
- En pesant tous et notant les résultats.

**II-4-4- Présentation des notations et des résultats de travail**

- Le poids de l'éprouvette : 96,2g.
- La masse volumique d'eau : 1 g/cm<sup>3</sup>.
- La masse volumique de phosphate dans la voie saturée est : 2,7 g/cm<sup>3</sup>.
- La première étape : le phosphate
  - Le poids de l'éprouvette + l'échantillon de phosphate = 255,8 g.
  - Le poids après le déversement d'eau = 289,4 g
  - Le volume abordé = 100 cm<sup>3</sup>

Donc : le poids d'eau est égale à :

$$P_{\text{eau}} = 289,4 - 255,8 = 33,6 \text{ g}$$

$$\text{C'est-à-dire : } V_{\text{eau}} = 33,6 \text{ cm}^3$$

$$V_{\text{solide}} = 100 - 33,6 = 66,4 \text{ cm}^3 ;$$

$$\text{Alors : } P_{\text{solide}} = 66,4 \times 2,7 = 77,2 \text{ g}$$

- Le coefficient de foisonnement :

$$F_f = V_s \times 100 / V_t = 66,4 \times 100 / 100$$

$$F_f = 66,4\%$$

**II-4-5-Interprétations**

On remarque que le coefficient de foisonnement est en rapport avec la dimension des particules de l'échantillon.

III -Schéma proposé

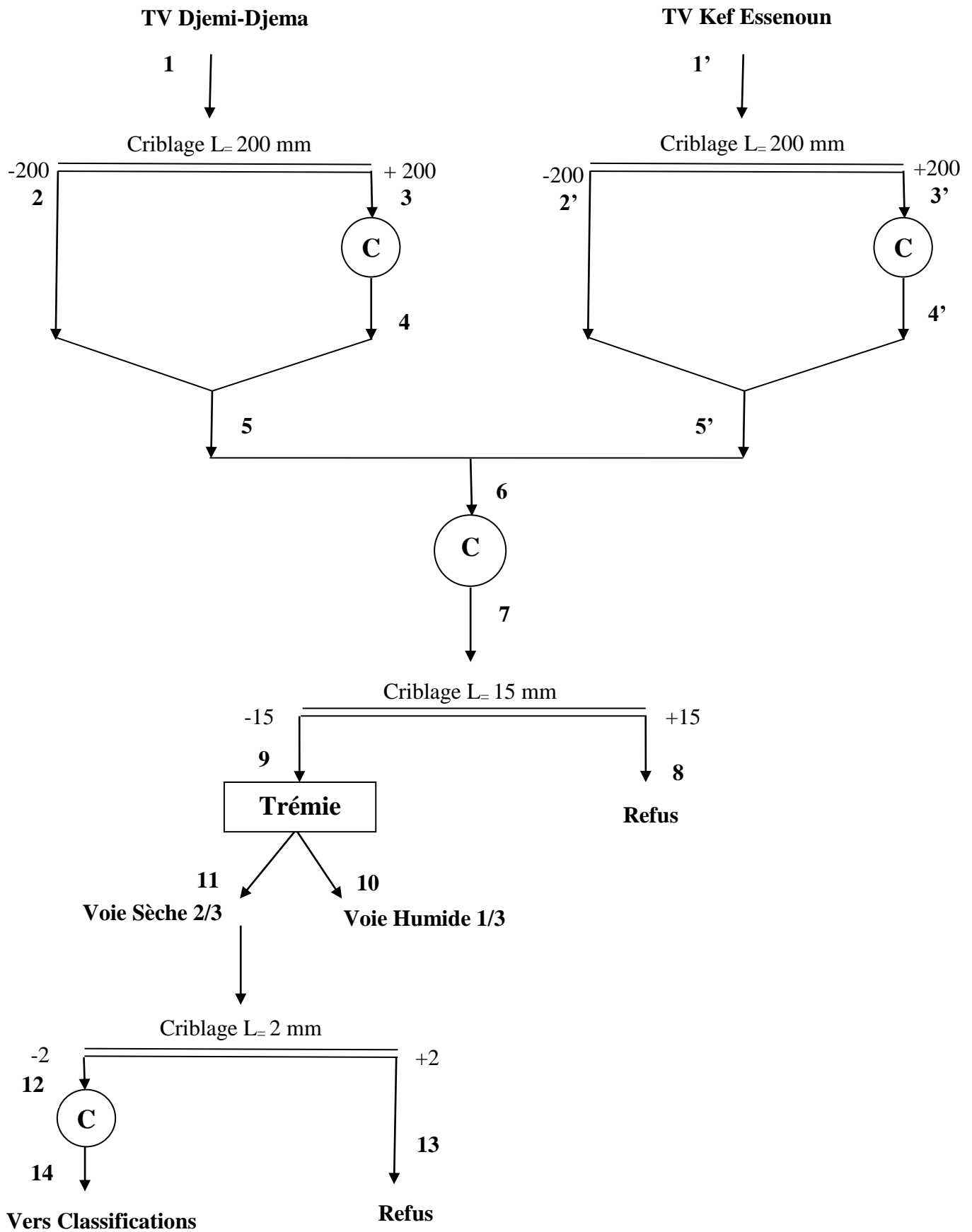


Figure 28.Schéma proposé

### IV-Partie théorique

1- On détermine la production théorique d'un atelier de concassage d'après la formule suivante :

$$Q = \frac{Q}{M_c N_p N_h} ; \text{Où} :$$

$M_c$ : Nombre de jours de travail atelier de concassage

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

$N_p$  : Nombre des postes de travail d'un atelier de concassage t/ 24h

2- On trace la caractéristique de grosseur du TV.

3-On calcul les degrés de concassage pour chaque étage de concassage

Le degré général est égal  $I_g = \frac{D_{\max}}{d_{11}}$  On a plus :  $I_g = i_1 \times i_2 \times i_3$

$D_{\max}$ : Dimension maximale des morceaux du minerai avant le concassage.

$d_{11}$  : Dimension maximale des morceaux du minerai après le concassage.

4- On détermine les dimensions des morceaux maximums

$$d_5 = \frac{d_1}{i_1} \text{ mm}$$

$$d_9 = \frac{d_1}{i_1 \cdot i_2} \text{ mm}$$

$$d_{11} = \frac{d_9}{i_3} \text{ mm}$$

5- On calcul les dimensions des fentes de déchargement des concasseurs parce que votre catégorie de la dureté du minerai est inconnu.

On détermine la fente de déchargement d'après :

- $S_1 = S_1' = d_5 / i_1$  mm ;  $S_1$  : Fente de déchargement du concasseur du premier étage
- $S_2 = d_5 / i_2$  mm ;  $S_2$  : Fente de déchargement du concasseur de 2<sup>ème</sup> étage
- $S_3 = 0,8 \cdot d_{11}$  m m ;  $S_3$  : Fente de déchargement du concasseur de 3<sup>ème</sup> étage



6- On détermine les dimensions des ouvertures de chargement des concasseurs, ces ouvertures sont approximativement plus grandes que les dimensions des morceaux maximums qui entrent dans les concasseurs de  $(10 \div 20)$  %.

- $B_1 = (1,1 \div 1,2) d_1$  mm ;  $B_1$  : Dimension de l'ouverture et de chargement de concasseur de premier étage.
- $B_2 = (1,1 \div 1,2) d_5$  mm ;  $B_2$  : Dimension de l'ouverture de chargement du concasseur de 2<sup>ème</sup> étage.
- $B_3 = (1,1 \div 1,2) d_9$  mm ;  $B_3$  : Dimension de l'ouverture de chargement du concasseur de 3<sup>ème</sup> étage.

7- On fixe les dimensions des ouvertures des cribles :  $L_1$  ;  $L_2$  ;  $L_3$ .

$$d_5 > L_1 = S_1$$

$$d_9 > L_2 = S_2$$

$$d_{11} = L_3$$

-On prend souvent dans le calcul préalable :

$$L_1 = d_5 \text{ et } L_2 = d_9 \text{ et } L_3 = d_{11}$$

8- On fixe l'efficacité des opérations de criblage.

- Pour le criblage préalable  $E_1 = (60 \div 70)$  %
- Pour le deuxième criblage  $E_2 = 85$  %
- Pour le troisième criblage  $E_3 = 85$  %

9- On détermine le poids des produits pour le 1<sup>er</sup> étage de concassage d'après les formules suivantes :

$$Q_2 = Q_1 \cdot \beta_1^{-L_1} \cdot E_1$$

$$Q_3 = Q_1 - Q_2$$

- On détermine la valeur  $\beta_1^{-L_1}$  d'après la caractéristique de grosseur du TV

10- On détermine les rendements des produits dans le deuxième et troisième étage de concassage.

### IV-1- Calcule final du schéma de concassage et choix des équipements

1- On fixe les fentes de sortie d'après le calcul préalable ; $S_1$  ; $S_2$  ; $S_3$ .

2- On détermine les dimensions des morceaux maximum du minerai après le concassage dans chaque étage.

3- On calcule les degrés de concassage

- $i_1 = d_1 / d_5$  ; Le degré du concassage de premier étage
- $i_2 = d_5 / d_9$  ; Le degré du concasseur de deuxième étage
- $i_3 = d_9 / d_{11}$  ; Le degré du concasseur de troisième étage

4- on fixe les dimensions des ouvertures des cribles et les efficacités de criblage dans chaque étage.

- $d_5 > L_1 > S_1$  avec  $E_1 = 60\%$  (de criblage de 1<sup>er</sup> étage)
- $d_9 > L_2 > S_2$  avec  $E_2 = 85\%$  (de criblage de 2<sup>ème</sup> étage)
- $L_2 > d_{13} > S_3$  avec  $E_3 = 85\%$  (de criblage de 3<sup>ème</sup> étage)

5- la composition granulométrique du produit 5.

6- On choisit les concasseurs

$$\text{Coefficient d'exploitation } K_e = \frac{Q_t}{n \cdot Q}$$

Où :  $Q_t$  : Le débit du produit qui entre dans le concasseur en t/h.

$Q$  : Le débit du produit qui sort de concasseur en t / h.

$n$  : Nombre des équipements (des concasseurs dans chaque étage).

- On détermine le débit du concasseur :

$$Q_c = Q_s \cdot \delta$$

\*  $\delta$  : Densité foisonnée

\*  $Q_s$  : Débit d'un concasseur pour une fente calculée

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

Q max: Débit du concasseur pour une fente maximale.

Q min : Débit du concasseur pour une fente minimale.

S max : Fente de déchargement maximale.

S min : Fente de déchargement minimale.

\* La densité foisonnée est égale à :

$$S = \gamma \cdot K\delta$$

$\gamma$  : Masse volumique du minerai

$K\delta$  : Coefficient de foisonnement.

- On calcul, le nombre des concasseurs nécessaire pour les trois étages.

#### IV-2- Calcul du criblage

1- La surface est calculée comme suit :

$$S = B.L \quad [m^2]$$

Où:

$$B = (2d_1 + 100) \div 3 \quad d_1 \text{ en [m]}$$

$$L = 2B \quad [m]$$

S : Surface de criblage pour un crible à barreau [m<sup>2</sup>]

B : Largeur du crible ; m

L : Longueur du crible ; m

2-On calcul la surface de criblage nécessaire pour les cribles dans le 2<sup>ème</sup> et 3<sup>ème</sup> de concassage par la formule suivante :

$$F = \frac{Q}{q \cdot \delta \cdot K \cdot L \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p} [m^2]$$

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

q : Débit spécifique d'un crible par rapport au volume

Foisonné lors d'une ouverture donnée

$\delta$  : Densité foisonnée du minerai

K ; L ; m ; n ; p : Les coefficients de correction

3- En détermine le nombre de crible qu'il faut installer d'après

$$N = F/S$$

S : Surface de criblage du crible choisi

F : la surface de criblage nécessaire.

**V-Partie calcul****V-1-Données de départ**

- $D_{\max} = 1000 \text{ mm}$
- $\alpha_{P205} = 27 \%$
- Production annuelle de produit marchand  $Q_{an} = 10000000 \text{ t/an}$
- Densité foisonnée =  $1.78 \text{ t/m}^3$
- Coefficient de foisonnement =  $0,66$
- Humidité =  $(5 \div 6) \%$

**Remarque :** L'alimentation de TV dans une heure est 10 camions chaque camion a une capacité de 50 tonne. Le concasseur de Djemi-Djema travaille 24 H et de Kef Essnoun travaille 8 H. la production annuelle de produit marchand de l'entreprise est  $1200000 \text{ t/an}$ . (DED)

On a calculé l'alimentation annuelle de TV selon les informations précédemment

- L'alimentation pour une heure  $10 \times 50 = 500 \text{ t/h}$
- L'alimentation journalier de Djemi-Djema :  $500 \times 24 = 12000 \text{ t/j}$
- L'alimentation annuelle de Djemi-Djema :  $12000 \times 360 = 4320000 \text{ t/an}$
- L'alimentation journalier de Kef Essnoun :  $500 \times 8 = 4000 \text{ t/j}$
- L'alimentation annuelle de Kef Essnoun :  $4000 \times 360 = 1440000 \text{ t/an}$
- L'alimentation annuelle Totale :  $4320000 + 1440000 = 5760000 \text{ t/an}$

$5760000 \text{ t/an (de TV)} \longrightarrow 1200000 \text{ t/an (de Produit Marchand)}$

$Q \text{ (de TV)} \longrightarrow 10000000 \text{ t/an (de Produit Marchand)}$

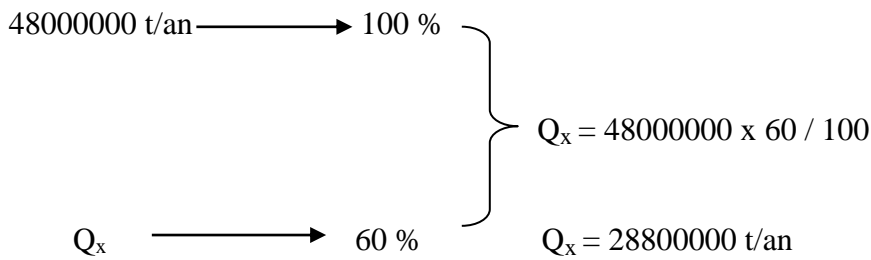
$$Q = 5760000 \times 10000000 / 1200000$$

$$Q = 48000000 \text{ t/an (de TV).}$$

- L'alimentation annuelle de TV  $Q = 48000000 \text{ t/an}$ .

1- On détermine la production théorique d'un atelier de deux concasseurs

-Pour le concasseur de Djemi-Djema elle consommé 60 % L'alimentation annuelle



On a :  $Q_j = \frac{Q_{an}}{N_j} = \frac{28800000}{360}$  t/h

Où : N<sub>j</sub> = 360 jours

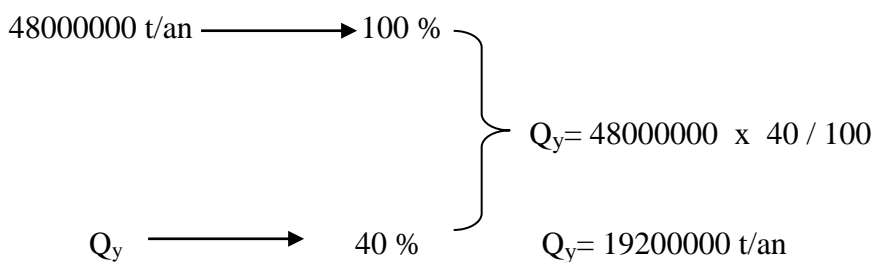
Alors : Q<sub>j</sub> = 80000 t/j

On a :  $Q_l = \frac{Q_x}{M_c N_p N_h}$  t/h

Avec : M<sub>c</sub> = 7 jours ; N<sub>p</sub> = 3 postes ; N<sub>h</sub> = 8 heures

$$Q_l = \frac{80000}{7.3.8} = 476,2 \text{ t/h}$$

-Pour le concasseur de Kef Essnoun elle consommé 40 % L'alimentation annuelle



On a :  $Q_j = \frac{Q_{an}}{N_j} = \frac{19200000}{360}$  t/h

Où : N<sub>j</sub> = 360 jours

Alors : Q<sub>j</sub> = 53333,33 t/j

On a :  $Q_1' = \frac{Q_y}{M_c N_p N_h}$  t/h

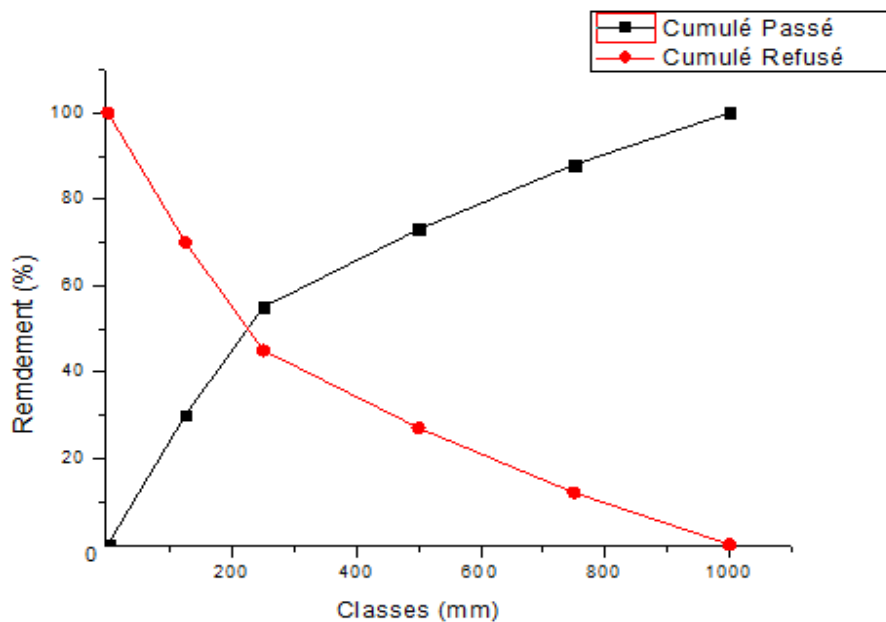
Avec :  $M_c = 7$  jours ;  $N_p = 3$  postes ;  $N_h = 8$  heures.

$$Q_1' = \frac{53333,33}{7.3.8} = 317,46\text{t/h}$$

2- On trace la caractéristique de grosseur du TV :

**Tableau 18.** Analyse granulométrique du tout venant. [13]

Classes De la Grosseur (mm)	Rendements (%)		
	Partiel $\sum y$	Cumulé Passé $\sum y \nearrow$	Cumulé Refusé $\sum y \nwarrow$
- 1000+ 750	12	100	12
- 750+ 500	15	88	27
- 250+ 200	18	73	45
- 200+ 125	25	55	70
- 125+ 0	30	30	100
<b>TOTAL</b>	100		



**Figure 29.** La caractéristique de grosseur du Tout venant

**Remarque :** on à la même analyse granulométrique de Tout venant de Kef Essnoun et Djemi-Djema parce que la fente de déchargement  $S_1 = S_1' = 200$  mm

3-On calcul les degrés de concassage pour chaque étage de concassage

$$I_g = \frac{D_{max}}{d_{11}} = \frac{1000}{2} = 500 \text{ fois}$$

$$i_1 = \frac{1000}{200} = 5 \text{ fois}$$

$$i_2 = \frac{200}{15} = 13,33 \text{ fois}$$

$$i_3 = \frac{15}{2} = 7,5 \text{ fois}$$

$$I_g = i_1 \times i_2 \times i_3 = 5 \times 13,33 \times 7,5 = 500 \text{ fois}$$

4- On détermine les dimensions des morceaux maximums

$$d_5 = \frac{d_1}{i_1} \Rightarrow d_5 = \frac{1000}{5} = 200 \text{ mm}$$

$$d_9 = \frac{d_1}{i_1 \cdot i_2} \Rightarrow d_9 = \frac{1000}{5 \times 13,33} = 15 \text{ mm}$$

$$d_{11} = \frac{d_9}{i_3} \Rightarrow d_{11} = \frac{15}{7,5} = 2 \text{ mm}$$

5- On calcul les dimensions des fentes de déchargement des concasseurs parce que votre catégorie de la dureté du minerai est inconnu. On détermine la fente de déchargement d'après :

$$S_1 = S_1' = \frac{d_1}{i_1} \Rightarrow S_1 = S_1' = \frac{1000}{5} = 200 \text{ mm}$$

$$S_2 = \frac{d_5}{i_2} \Rightarrow S_2 = \frac{200}{13,33} = 15 \text{ mm}$$

$$S_3 = 0,8 \times d_{11} \Rightarrow S_3 = 0,8 \times 2 = 1,6 \text{ mm}$$

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

- $B_1 = (1,1 \div 1,2) d_1 = 1,1 \times 1000 = 1100 \text{ mm}$
- $B_2 = (1,1 \div 1,2) d_5 = 1,1 \times 200 = 220 \text{ mm}$
- $B_3 = (1,1 \div 1,2) d_9 = 1,1 \times 15 = 16,5 \text{ mm}$

7- On fixe les dimensions des ouvertures des cribles :  $L_1$  ;  $L_2$  ;  $L_3$ .

- $d_5 = L_1 \Rightarrow L_1 = 200 \text{ mm}$
- $d_9 = L_2 \Rightarrow L_2 = 15 \text{ mm}$
- $d_{11} = L_3 \Rightarrow L_3 = 2 \text{ mm}$

8- On fixe l'efficacité des opérations de criblage :

- Pour le criblage préalable  $E_1 = 60 \%$
- Pour le deuxième criblage  $E_2 = 85 \%$
- Pour le troisième criblage  $E_3 = 85 \%$

7- On détermine le poids des produits pour le 1<sup>er</sup> étage de concassage d'après les formules suivantes :

$$Q_2 = Q_1 \cdot \beta_1^{-L_1} \cdot E_1$$

$$Q_2' = Q_1' \cdot \beta_1^{-L_1} \cdot E_1$$

❖ On détermine la valeur  $\beta_1^{-L_1}$  d'après la caractéristique de grosseur du TV

$$\beta_1^{-L_1} = \beta_1^{-200} = 0,45$$

- $Q_2 = 476,2 \times 0,45 \times 0,60$

$$Q_2 = 128,57 \text{ t/h}$$

- $Q_2' = 317,46 \times 0,45 \times 0,60$

$$Q_2' = 85,71 \text{ t/h}$$

- $Q_3 = Q_1 - Q_2$

- $Q_3 = 476,2 - 128,57$

$$Q_3 = 347,63 \text{ t/h}$$

- $Q_3' = Q_1' - Q_2'$

- $Q_3' = 317,46 - 85,71$

$$Q_3' = 231,75 \text{ t/h}$$



- $Q_4 = Q_3$

$$Q_4 = 347,63 \text{ t/h}$$

- $Q_4' = Q_3'$

$$Q_4' = 231,75 \text{ t/h}$$

- $Q_5 = Q_2 + Q_4$

- $Q_5 = 128,57 + 347,63$

$$Q_5 = 476,2 \text{ t/h}$$

- $Q_5' = Q_2' + Q_4'$

- $Q_5' = 85,71 + 231,75$

$$Q_5' = 317,46 \text{ t/h}$$

- $Q_6 = Q_5 + Q_5'$

- $Q_6 = 476,2 + 317,46$

$$Q_6 = 793,66 \text{ t/h}$$

- $Q_7 = Q_6$

$$Q_7 = 793,66 \text{ t/h}$$

- ❖ Pour le produit entrant dans le concassage, son rendement  $\gamma_9$  est compris entre 70% et 80%

Donc on fixe :  $\gamma_9 = 80\%$

- $Q_9 = \frac{Q_9 \times Q_7}{100}$

- $Q_9 = \frac{80 \times 793,66}{100}$

$$Q_9 = 634,92 \text{ t/h}$$

- $Q_8 = Q_7 - Q_9$

- $Q_8 = 793,66 - 634,92$

$$Q_8 = 158,73 \text{ t/h}$$

- $Q_{11} = \frac{2}{3} \times Q_9$

- $Q_{11} = \frac{2}{3} \times 634,92$

$$Q_{11} = 423,28 \text{ t/h}$$

- $Q_{10} = Q_9 - Q_{11}$

- $Q_{10} = 634,92 - 423,28$

$$Q_{10} = 211,64 \text{ t/h}$$

❖ Pour le produit entrant dans le concassage, son rendement  $\gamma_{12}$  est compris entre 50% et 65%

Donc on fixe :  $\gamma_{12} = 50\%$

- $Q_{12} = \frac{Q_{10} \times \gamma_{12}}{100}$

- $Q_{12} = \frac{50 \times 211,64}{100}$

$$Q_{12} = 105,82 \text{ t/h}$$

- $Q_{13} = Q_{11} - Q_{12}$

- $Q_{13} = 423,28 - 105,82$

$$Q_{13} = 317,46 \text{ t/h}$$

- $Q_{14} = Q_{12}$

$$Q_{14} = 105,82 \text{ t/h}$$

10- On détermine les rendements des produits dans le deuxième et troisième étage de concassage.

- $\gamma_1 = 60 \%$

- $\gamma_1' = 40 \%$

- $\gamma_2 = \frac{Q_2}{Q_1} \times 60$

- $\gamma_2 = \frac{128,57}{476,2} \times 60$

$$\gamma_2 = 16,19\%$$

- $\gamma_2' = \frac{Q_2'}{Q_1'} \times 40$

- $\gamma_2' = \frac{85,71}{317,46} \times 40$

$$\gamma_2' = 10,79 \%$$

- $\gamma_3 = \gamma_1 - \gamma_2$

- $\gamma_3 = 60 - 16,19$

$$\gamma_3 = 43,81 \%$$

- $\gamma_3' = \gamma_1' - \gamma_2'$

$$\gamma_3' = 29,21 \%$$

- $\gamma_4 = \gamma_3$

$$\gamma_4 = 43,81\%$$

- $\gamma_4' = \gamma_3'$

$$\gamma_4' = 29,21 \%$$

- $\gamma_5 = \gamma_1$

$$\gamma_5 = 60 \%$$

- $\gamma_5' = \gamma_1'$

$$\gamma_5' = 40 \%$$

- $\gamma_6 = \gamma_5 + \gamma_5'$

$$\gamma_6 = 100 \%$$

- $\gamma_6 = 60 + 40$

- $\gamma_7 = \gamma_6$

$$\gamma_7 = 100 \%$$

- $\gamma_9 = 80 \%$

- $\gamma_8 = \gamma_7 - \gamma_9$

- $\gamma_8 = 100 - 80$

$$\gamma_8 = 20 \%$$

- $\gamma_{10} = \frac{Q_{10}}{Q_9} \times 80$

- $\gamma_{10} = \frac{211,64}{634,92} \times 80$

$$\gamma_{10} = 26,66 \%$$

- $\gamma_{11} = \gamma_9 - \gamma_{10}$

- $\gamma_{11} = 80 - 26,66$

$$\gamma_{11} = 53,34 \%$$

- $\gamma_{12} = 50 \%$

- $\gamma_{13} = \gamma_{11} - \gamma_{12}$

- $\gamma_{13} = 53,34 - 50$

$$\gamma_{13} = 3,34\%$$

- $\gamma_{14} = \gamma_{12}$

$$\gamma_{14} = 50 \%$$

❖ On re ve le calcul pr alable qui est clarifi  dans le tableau suivant :

**Tableau 19.**calcul pr alable.

Concasseur Du	Dimension de l'ouverture de chargement (mm)	Dimension de l'ouverture de d�chargement (mm)	Capacit� de la production (t/h)
1 <sup>�re</sup> �tage	$B_1 = 1100$	$S_1 = 200$	$Q_3 = 347,63$
	$B_1' = 1100$	$S_1' = 200$	$Q_3' = 231,75$
2 <sup>�me</sup> �tage	$B_2 = 220$	$S_2 = 15$	$Q_6 = 793,66$
3 <sup>�me</sup> �tage	$B_3 = 16,5$	$S_3 = 1,6$	$Q_{12} = 396,77$

### V-2-Calcule final du sch ma de concassage et choix des  quipements

1 -En fixant les fentes de d chargement de concasseurs ; c'est- -dire :

$$S_1 = 200 \text{ mm} ; S_2 = 15 \text{ mm} ; S_3 = 1,6 \text{ mm}$$

2-On détermine des dimensions de morceaux maximums de minerai après le concassage dans chaque étage :

- $d_5 = \frac{d_1}{i_1} \Rightarrow d_5 = \frac{1000}{5} = 200 \text{ mm}$
- $d_9 = \frac{d_1}{i_1 \cdot i_2} \Rightarrow d_9 = \frac{1000}{5 \times 13,33} = 15 \text{ mm}$
- $d_{11} = \frac{d_9}{i_3} \Rightarrow d_{11} = \frac{15}{7,5} = 2 \text{ mm}$

3 -On calcule les degrés de concassage

- $i_1 = \frac{d_1}{d_5} = \frac{1000}{200} = 5 \text{ fois}$
- $i_2 = \frac{d_5}{d_9} = \frac{200}{15} = 13,33 \text{ fois}$
- $i_3 = \frac{d_9}{d_{11}} = \frac{15}{2} = 7,5 \text{ fois}$

4- on fixe les dimensions des ouvertures des cribles et les efficacités de criblage dans chaque étage :

- $L_1 = 200 \text{ mm}$
- $L_2 = 15 \text{ mm}$
- $L_3 = 2 \text{ mm}$
- $E_1 = 0,60 = 60 \%$
- $E_2 = 0,85 = 85 \%$
- $E_3 = 0,85 = 85 \%$

5 - On détermine la composition granulométrique du produit 5 (mélange de produits 2 et 4) d'après la formule suivante :

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} \times E_1^{-L_1} + (1 - \beta_1^{-L_1} \times E_1^{-L_1}) \times \beta_4^{-d}$$

- $\beta_5^{-200} = \beta_1^{-200} \times E_1^{-200} + (1 - \beta_1^{-200} \times E_1^{-200}) \times \beta_4^{-200}$
- $\beta_5^{-200} = 0,45 \times 0,6 + (1 - 0,45 \times 0,6) \times 1$
- $\beta_5^{-200} = 1 = 100 \%$

- $$\beta_5^{-15} = \beta_1^{-15} \times E_1^{-200} + (1 - \beta_1^{-200} \times E_1^{-200}) \times \beta_4^{-15}$$

$$\beta_5^{-15} = 0,037 \times 0,6 + (1 - 0,45 \times 0,6) \times 0,995$$

$$\beta_5^{-15} = 0,7485 = 74,85 \%$$
- $$\beta_5^{-12} = \beta_1^{-12} \times E_1^{-200} + (1 - \beta_1^{-200} \times E_1^{-200}) \times \beta_4^{-12}$$

$$\beta_5^{-12} = 0,0315 \times 0,6 + (1 - 0,45 \times 0,6) \times 0,872$$

$$\beta_5^{-12} = 0,6555 = 65,55 \%$$
- $$\beta_5^{-9} = \beta_1^{-9} \times E_1^{-200} + (1 - \beta_1^{-200} \times E_1^{-200}) \times \beta_4^{-9}$$

$$\beta_5^{-9} = 0,027 \times 0,6 + (1 - 0,45 \times 0,6) \times 0,7663$$

$$\beta_5^{-9} = 0,5755 = 57,55 \%$$
- $$\beta_5^{-6} = \beta_1^{-6} \times E_1^{-200} + (1 - \beta_1^{-200} \times E_1^{-200}) \times \beta_4^{-6}$$

$$\beta_5^{-6} = 0,0227 \times 0,6 + (1 - 0,45 \times 0,6) \times 0,6797$$

$$\beta_5^{-6} = 0,5098 = 50,98 \%$$
- $$\beta_5^{-3} = \beta_1^{-3} \times E_1^{-200} + (1 - \beta_1^{-200} \times E_1^{-200}) \times \beta_4^{-3}$$

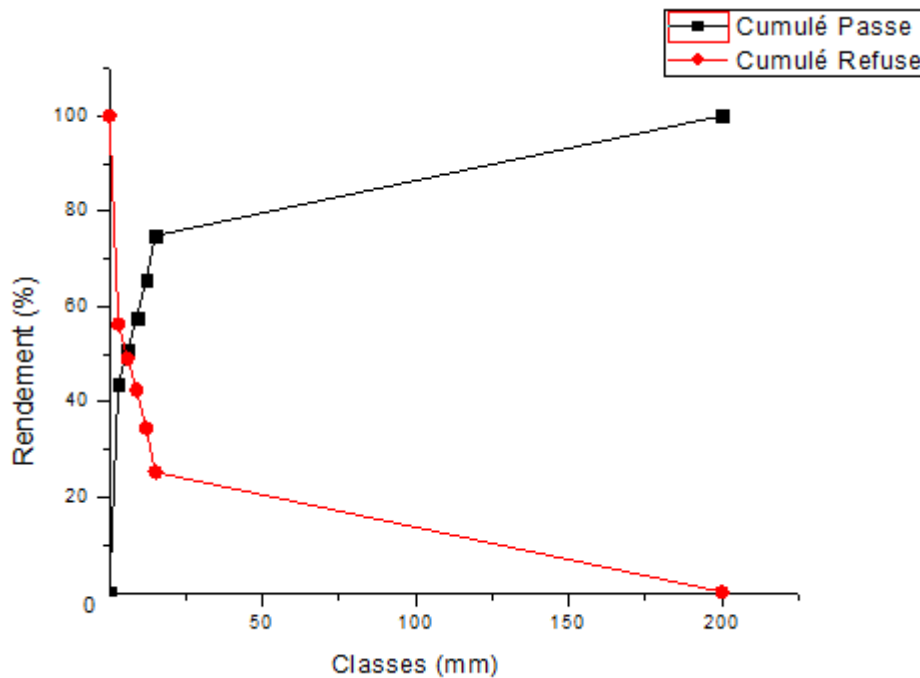
$$\beta_5^{-3} = 0,0186 \times 0,6 + (1 - 0,45 \times 0,6) \times 0,584$$

$$\beta_5^{-3} = 0,4374 = 43,74 \%$$

À l'aide de ces teneurs on trace la courbe du rendement de refus et passants cumulés :

**Tableau 20.** Analyse granulométrique du produit 5.

Classes De la Grosseur (mm)	Rendements (%)		
	Partiel $\sum y$	Cumulé Passé $\sum y \nearrow$	Cumulé Refusé $\sum y \nwarrow$
- 200+ 15	25,15	100	25,15
- 15+ 12	09,3	74,85	34,45
- 12+ 9	08	65,55	42,45
- 9+ 6	06,57	57,55	49,02
- 6+ 3	07,24	50,98	56,26
- 3+ 0	43,47	43,47	100
<b>TOTAL</b>	100		



**Figure 30.**trace la caractéristique de grosseur du produit 5

❖ Remarque : le poids spécifique est égale à :  $1,78 \text{ t/m}^3$

6- On choisit les concasseurs en raison de la comparaison techno-économique des plusieurs variantes possibles. On exécute la comparaison d'après la grandeur de la puissance installée qui caractérise les dépenses d'exploitation et d'après le poids de concasseurs proportionnels à la valeur de dépenses d'installation. En choisissant les concasseurs pour les trois étages, donc :

❖ Pour le premier étage :

D'après les caractéristiques qui existent «CMD 12×15» est la plus convenable pour concassage de produit 3 et 3' ; alors :

- $Q_c = 280 \text{ m}^3/\text{h}$
- $Q_c = 280 \times 1,78 = 498,4 \text{ t/h}$
- $n_1 = \frac{Q_3}{Q_c} = \frac{347,63}{498,4} = 0,69 \approx 1 \text{ Concasseur}$
- $n_1' = \frac{Q_3'}{Q_c} = \frac{231,75}{498,4} = 0,46 \approx 1 \text{ Concasseur}$

❖ Pour le deuxième étage :

D'après les caractéristiques qui existent «CCCI 2200 B» est la plus convenable pour concassage de produit 6 ; alors :

$$Q_c = Q_{\max} - \frac{Q_{\max} - Q_{\min}}{S_{\max} - S_{\min}} \times (S_{\max} - S_2) \quad \text{avec :}$$

$$Q_{\min} = 120 \text{ t/m}^3 = 213,6 \text{ t/h}$$

$$Q_{\max} = 340 \text{ t/m}^3 = 605,2 \text{ t/h}$$

$$S_{\max} = 30 \text{ mm}$$

$$S_{\min} = 10 \text{ mm}$$

$$S_2 = 15 \text{ mm}$$

$$\text{Donc :} \quad Q_c = 605,2 - \frac{605,2 - 213,6}{30 - 10} \times (30 - 15)$$

$$Q_c = 311,5 \text{ t/h}$$

- $n_2 = \frac{Q_6}{Q_c} = \frac{793,66}{311,5} = 2,54 \approx 3 \text{ Concasseurs}$

❖ Pour le troisième étage :

D'après les caractéristiques qui existent « CCCF 2200- 400 » est la plus convenable pour concassage de produit 12 ; alors :

$$Q_c = Q_{\max} - \frac{Q_{\max} - Q_{\min}}{S_{\max} - S_{\min}} (S_{\max} - S_3) \quad \text{avec :}$$

$$Q_{\min} = 75 \text{ t/m}^3 = 133,5 \text{ t/h}$$

$$Q_{\max} = 220 \text{ t/m}^3 = 391,6 \text{ t/h}$$

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

$$S_{\min} = 05 \text{ mm}$$

$$S_3 = 1,6 \text{ mm}$$



Donc :  $Q_c = 391,6 - \frac{391,6 - 133,5}{15 - 5} \times (15 - 1,6)$

$Q_c = 46,01 \text{ t/h}$

- $n_3 = \frac{Q_{12}}{Q_c} = \frac{396,77}{46,01} = 8,62 \approx 9 \text{ Concasseurs}$

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

**Tableau 21.** Les différentes variantes des trois étages de concassage.

Etage	Type	Nombre	Débit (t/h)		Coefficient D'exploitation	Poids (t)		Puissance (KW)	
			L'un	Tous		L'un	Tous	L'un	Tous
Premier étage	CMD 12×15	1	498,4	498,4	$\frac{347,63}{498,4} = 0,69$	120	120	160	160
		1	498,4	498,4	$\frac{231,75}{498,4} = 0,46$	120	120	160	160
Deuxième Etage	CCCI 2200 B	3	311,5	934,5	$\frac{793,66}{934,5} = 0,84$	80,1	240,3	250	750
Troisième Etage	CCCF 2200- 400	9	46,01	414,09	$\frac{396,77}{414,09} = 0,95$	82,1	738,9	250	2250

### V-3-Calcul du criblage

1- Dans le premier étage du concassage avant chaque CMD il faut installer un crible vibrant, la surface de crible doit être non moins que la surface déterminée d'après les formules suivantes :

- $B = (2d_1 + 100) \div 3d_1$

- $L = 2B$

- $S = B \times L$

On a :

- $B = (2 \times 1000 + 100) \div 3 \times 1000 = 2100 \div 3000 \text{ (mm)}$

- $B = 2,1 \text{ m}$

- $L = 2 \times 2,1 = 4,2 \text{ m}$

Donc :  $S = 2,1 \times 4,2 = 8,82 \text{ m}^2$

- Nombre de crible :

- $n_1 = n_1' = \frac{S_{\text{calculé}}}{S_{\text{crible}}} = \frac{8,82}{8} = 1,1 \approx 2 \text{ cribles}$

2-On calcul la surface de criblage nécessaire pour les cribles dans le 2<sup>ème</sup> et 3<sup>ème</sup> de concassage par la formule suivante :

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

❖ pour le deuxième étage :

- $Q_7 = 793,66 \text{ t/th}$
- $\delta = 1,78 \text{ t/m}^3$
- $q$  : on a :  $L_2 = 15 \text{ mm}$  ; après l'annexe 14 :  
 $10 \text{ mm} \rightarrow 19$   
 $20 \text{ mm} \rightarrow 28$   
 Alors :  $15 \text{ mm} \rightarrow 23,5$  ; donc :  
 $q = 23,5$
- $k$  : on a :  $\beta_5^{-1/2 L_2} = \beta_5^{-7,5} = 75 \%$  ; d'après l'annexe 6 :  
 $70\% \rightarrow 1,6$   
 $80\% \rightarrow 1,8$   
 Alors :  $75\% \rightarrow 1,7$  ; donc :  
 $K = 1,7$
- $l$  : on a :  $\beta_5^{+L_2} = \beta_5^{+15} = 10 \%$   
 $10\% \rightarrow 0,94$  ; donc :  
 $K = 0,94$
- $m$  : on a :  $E_2 = 85\%$  ; d'après l'annexe 6 :  
 $80\% \rightarrow 1,3$   
 $90\% \rightarrow 1$   
 Alors :  $85\% \rightarrow 1,3 + 1 / 2 = 1,15$  ; donc :  
 $m = 1,15$
- $n$  : le matériau concassé est sauf charbon = 1
- $o$  : l'ouverture du tamis plus que 15 mm = 1,5
- $p$  : l'ouverture du tamis plus que 15 mm = 1

$$F = \frac{793,66}{23,5 \cdot 1,78 \cdot 1,7 \cdot 0,94 \cdot 1,15 \cdot 1 \cdot 1,5 \cdot 1}$$

$$F = 6,88 \text{ m}^2$$

- Nombre de crible :

$$\bullet n_2 = \frac{S_{\text{calculé}}}{S_{\text{crible}}} = \frac{6,88}{7,87} = 0,87 \approx 1 \text{ crible}$$

❖ pour le troisième étage :

$$\bullet Q_{11} = 423,28 \text{ t/th}$$

$$\bullet \delta = 1,78 \text{ t/m}^3$$

$$\bullet q : \text{on a : } L_3 = 2 \text{ mm ; après l'annexe 14 :}$$

$$q = 5,5$$

$$\bullet k : \text{on a : } \beta_5^{-1/2} L_3 = \beta_5^{-1} = 70 \% ; \text{ d'après l'annexe 6 :}$$

$$k = 1,6$$

$$\bullet l : \text{on a : } \beta_5^{+L_3} = \beta_5^{+2} = 22,5 \%$$

$$20 \% \rightarrow 0,97$$

$$25 \% \rightarrow 1$$

$$l = 0,985$$

$$\bullet m : \text{on a : } E_2 = 85 \% ; \text{ d'après l'annexe 6 :}$$

$$80 \% \rightarrow 1,3$$

$$90 \% \rightarrow 1$$

$$\text{Alors : } 85 \% \rightarrow 1,3 + 1 / 2 = 1,15$$

$$\bullet n : \text{le matériau concassé est sauf charbon} = 1$$

$$\bullet o : \text{l'ouverture du tamis plus que } 2 \text{ mm} = 1,5$$

$$\bullet p : \text{l'ouverture du tamis plus que } 2 \text{ mm} = 1$$

$$F = \frac{423,28}{5,5 \cdot 1,78 \cdot 1,6 \cdot 0,985 \cdot 1,15 \cdot 1 \cdot 1,5 \cdot 1}$$

$$F = 15,90 \text{ m}^2$$

- Nombre de crible :

$$\bullet n_3 = \frac{S_{\text{calculé}}}{S_{\text{crible}}} = \frac{15,90}{12,5} = 1,27 \approx 2 \text{ cribles}$$

❖ On choisit les cribles ayant la surface suffisante de criblage :

**Tableau 22.**les différentes variantes des trois étages de criblage

Étage	Type	Nombre	Surface (m <sup>2</sup> )		Coefficient D'exploitation	Masse (t)		Puissance (KW)	
			L'un	Tous		L'un	Tous	L'un	Tous
Premier étage	CIL 61	2	8	16	$\frac{8,82}{16} = 0,55$	9,5	19,6	32	64
		2	8	16	$\frac{8,82}{16} = 0,55$	9,5	19,6	32	64
Deuxième étage	CILG 52	1	7,87	7,87	$\frac{6,88}{7,87} = 0,87$	3,46	3,46	10	10
Troisième étage	CIL 71	2	12,5	25	$\frac{15,90}{25} = 0,63$	13,4	26,8	30	60

Tableau 23. Tableau récapitulatif des indices technologiques.

produit	Quantité(t/h)	Rendement(%)
1	$Q_1 = 476,2$	$\gamma_1 = 60$
1'	$Q_{1'} = 317,46$	$\gamma_{1'} = 40$
2	$Q_2 = 128,57$	$\gamma_2 = 16,19$
2'	$Q_{2'} = 85,71$	$\gamma_{2'} = 10,79$
3	$Q_3 = 347,63$	$\gamma_3 = 43,81$
3'	$Q_{3'} = 231,75$	$\gamma_{3'} = 29,21$
4	$Q_4 = 347,63$	$\gamma_4 = 43,81$
4'	$Q_{4'} = 231,75$	$\gamma_{4'} = 29,21$
5	$Q_5 = 476,2$	$\gamma_5 = 60$
5'	$Q_{5'} = 317,46$	$\gamma_{5'} = 40$
6	$Q_6 = 793,66$	$\gamma_6 = 100$
7	$Q_7 = 793,66$	$\gamma_7 = 100$
8	$Q_8 = 158,73$	$\gamma_8 = 20$
9	$Q_9 = 634,92$	$\gamma_9 = 80$
10	$Q_{10} = 211,64$	$\gamma_{10} = 26,66$
11	$Q_{11} = 423,28$	$\gamma_{11} = 53,34$
12	$Q_{12} = 396,77$	$\gamma_{12} = 50$
13	$Q_{13} = 26,51$	$\gamma_{13} = 3,34$
14	$Q_{14} = 396,77$	$\gamma_{14} = 50$

## Conclusion

D'après notre travail expérimentale on a atteint des résultats concerne des analyses granulométrique et chimique qui vise sur une comparaison entres notre valeur et les données réel de la densité et le coefficient de foisonnement.

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 inférieur 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 du quel 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:

- deux concasseurs à mâchoire double effet au premier étage qui son installés en parallèle.
- 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 inférieure à 2 mm. on a installe des cribles vibrant pour les trois étages.

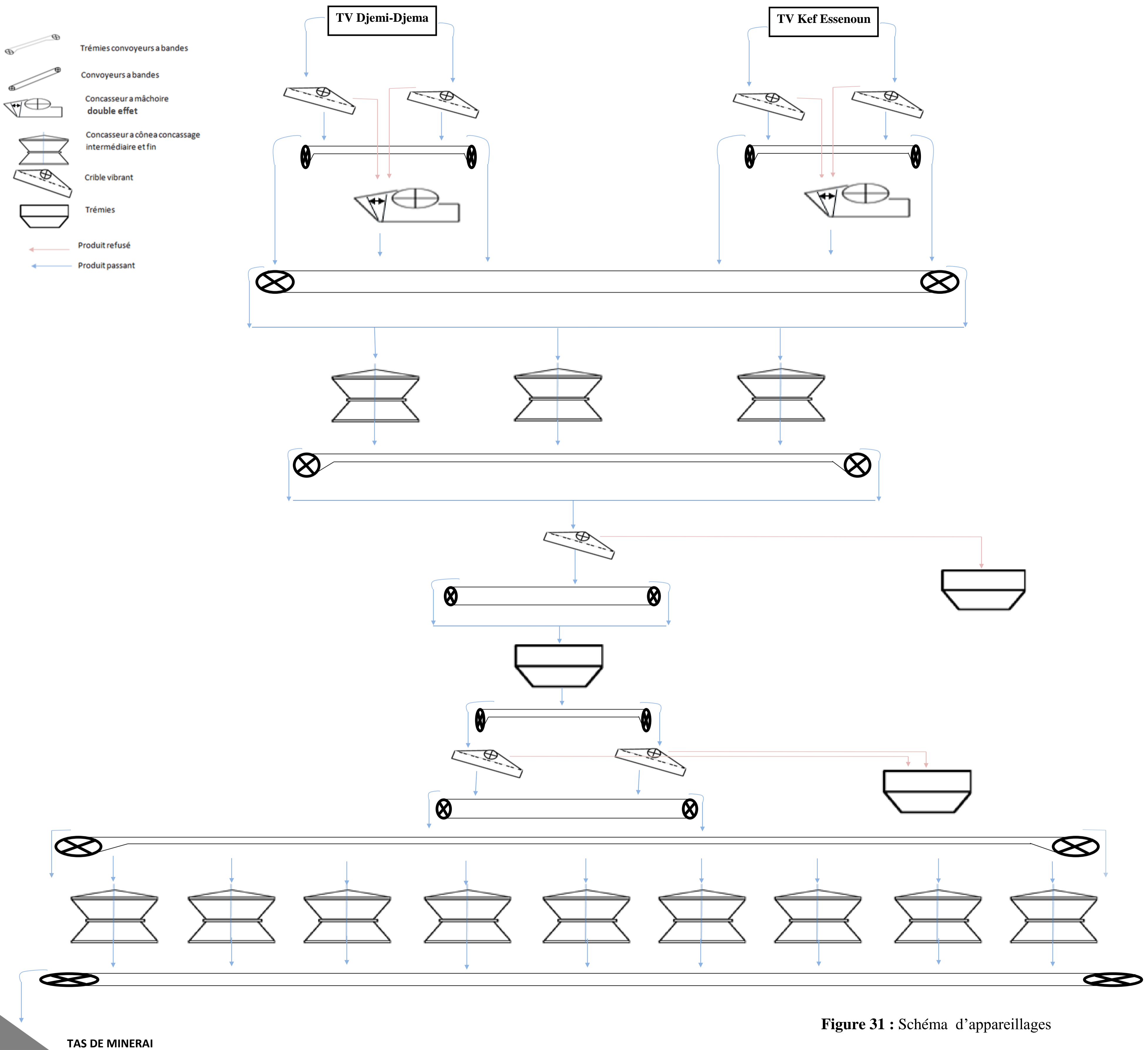


Figure 31 : Schéma d'appareillages

## **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 chaîne 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 de Oued Kabarit (Souk Ahras) pour la fabrication de l'acide phosphorique.

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 et criblage, dans ces derniers on installe:

- deux concasseurs à mâchoire double effet au premier étage qui son installés en parallèle.
- 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 inférieure à 2 mm.
- des cribles vibrant pour les trois étages.

Le schéma qu'on a proposé va permettre d'atteindre une production de 10 millions de tonnes de concentré qui suffira pour l'alimentation des nouvelles usines de transformation et de traitement du phosphate et pour les exportations.



# Bibliographie

[1] : Complexe Minier Djebel Onk Bir Ater -TEBESSA , Direction d'étude et développement.

[2] : J.P.Prian , Ph.Cortial, 1993 .

[3] : Dictionnaire de géologie ; page 250.

[4] : MESSAI Ali, (2016), Mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention de diplôme Master 2, Caractérisation et choix d'un schéma de traitement des rejets phosphatés +15 mm cas mines Djebel Onk-TEBESSA, université de Tebessa, page 5.

[5] : Le site de wikipedia (<https://fr.wikipedia.org/wiki/Phosphate>).

[6] : Le site officiel de ministre d'industries et des mines.

[7] : Alger, Algérie : documents algériens, Série économique : mines ; Les mines en Algérie, mise sur site le 7-03-2005.

[8] : KECHICHED Rabah, Mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention de diplôme Magister en Géologie, typologie géochimique et géostatistique des minerais du phosphate du gisement de Bled El Hadba –Djebel Onk- TEBESSA (Algérie Orientale) , université d'Annaba page 13 , année 2011.

[9] : Procédure exigée des échantillonneurs de la mine #2 LAMAQUE - Paul Bédard, 2 mai 1977.