



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



## MEMOIRE

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

Filière : Génie minier

Option : Minéralurgie

**Thème : Calcul et choix de l'équipement d'un schéma de traitement d'une production annuelle de 6 million de tonnes de phosphate de Djebel-Onk**

Présenté et soutenu par

**AOUIS DADDA**

Devant le jury:

		Grade	Etablissement
Président :	KRIM Mansour	MAA	Université Larbi Tebessi - Tébessa
Encadreur :	AMIRECH Abdelkrim	MCB	Université Larbi Tebessi - Tébessa
Examineurs :	AOUATI Mourad Salim	MAA	Université Larbi Tebessi - Tébessa

Promotion 2020-2021



Année universitaire : 2020-2021

Tébessa le :

## Lettre de soutenabilité

Noms et prénoms des étudiants :

1 – DADDA AOUIS

Niveau : 2<sup>ème</sup> année Master

Option : Minéralurgie

Thème : Calcul et choix de l'équipement d'un schéma de traitement d'une production annuelle de 6 million de tonnes de phosphate de Djebel-Onk

Nom et prénom de l'encadreur : AMIRECH Abdelkrim

Chapitres réalisés	Signature de l'encadreur
<b>Chapitre I</b> : Géologie et Exploitation de gisement Djebel Onk	
<b>Chapitre II</b> : Recherches bibliographiques	
<b>CHAPITRE III</b> : la chaine de traitement de l'usine de Djebel-Onk	
<b>Chapitre IV</b> : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk	



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية  
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي  
جامعة العربي التبسي - تبسة



مقرر رقم: 126 مؤرخ في: 2021/05/20

يتضمن الترخيص بمناقشة مذكرة الماستر

إن مدير جامعة العربي التبسي بتبسة،

- بموجب القرار الوزاري رقم 318 و المؤرخ في 05 ماي 2021 المتضمن تعيين السيد "قواسمية عبد الكريم" مديرا لجامعة العربي التبسي - تبسة،

- وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم : 12-363 مؤرخ في 8 أكتوبر 2012، يعدل ويتم المرسوم التنفيذي رقم 09 08 المؤرخ في : 04 جانفي 2009 و المتضمن إنشاء جامعة العربي التبسي بتبسة،

- وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم 08-265 المؤرخ في 17 شعبان عام 1429 الموافق 19 غشت سنة 2008 الذي يحدد نظام الدراسات للحصول على شهادة الليسانس وشهادة الماستر وشهادة الدكتوراه، لاسيما المادة 9 منه،

- وبموجب القرار رقم 362 المؤرخ في 09 جوان 2014 الذي يحدد كفايات إعداد ومناقشة مذكرة الماستر، لاسيما المادة 7 منه،

- وبموجب القرار رقم 357 المؤرخ في 15 جوان 2020، المعدل للمحق القرار رقم 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمن تأهيل ماستر الفروع ذات التسجيل الوطني بعنوان السنة الجامعية 2015-2016 بجامعة تبسة، اختصاص دراسة المعادن.

- وبموجب المقرر رقم 074 المؤرخ في 2021/05/19 والمتضمن تعيين لجنة مناقشة مذكرة الماستر،

- وبعد الاطلاع على تقرير لجنة مناقشة مذكرة الماستر المؤرخ في .....

يقرر ما يأتي:

المادة الأولى: يُرخص للطالب(ة) أويس دادة، المولود (ة) بتاريخ 13/06/1996 بـ الرباح – وادي سوف، بمناقشة مذكرة الماستر والموسومة بـ

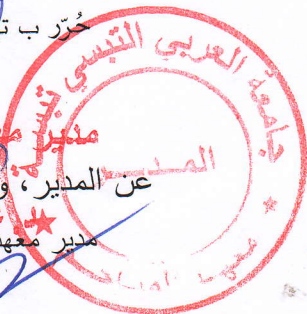
**Calcul et choix des équipements d'un schéma de traitement d'une production annuelle de 6 millions de tonnes de phosphate de Djebel-Onk.**

المادة 2: يكلف رئيس قسم المناجم والجيوتكنولوجيا بتنفيذ هذا المقرر الذي يسلم نسخة عنه إلى الطالب المعني بالمناقشة وأعضاء لجنة المناقشة فور توقيعه، وبضمن نشره عبر فضاءات المؤسسة المادية والرقمية.

المادة 3: تُحفظ نسخة عن هذا المقرر ضمن الملف البيداغوجي للطالب المعني وينشر في النشرة الرسمية لجامعة العربي التبسي.

حُرر ب تبسة، في: 2021/05/20

مدير معهد المناجم بالنيابة  
عن المدير، وبتفويض منه  
مدير معهد المناجم





الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية

وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

جامعة العربي التبسي - تبسة



مقرر رقم 074 مؤرخ في : 2021/05/19

يتضمن تعيين لجنة مناقشة مذكرة الماستر

إن مدير جامعة العربي التبسي بتبسة،

- بموجب القرار الوزاري رقم 318 المؤرخ في 05 ماي 2021 المتضمن تعيين السيد "قواسمية عبد الكريم" مديرا لجامعة العربي التبسي - تبسة،

- وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم : 12-363 مؤرخ في 8 أكتوبر 2012، يعدل ويتم المرسوم التنفيذي رقم 09 - 08 المؤرخ في : 04 جانفي 2009 والمتضمن إنشاء جامعة العربي التبسي بتبسة.

- وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم 08-265 المؤرخ في 17 شعبان عام 1429 الموافق 19 غشت سنة 2008 الذي يحدد نظام الدراسات للحصول على شهادة الليسانس وشهادة الماستر وشهادة الدكتوراه، لاسيما المادة 9 منه،

- وبموجب القرار رقم 362 المؤرخ في 09 جوان 2014 الذي يحدد كفاءات إعداد ومناقشة مذكرة الماستر، لاسيما المادتان 10 و 11 منه،

- وبموجب القرار رقم 357 المؤرخ في 15 جوان 2020، المعدل للملحق القرار رقم 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمن تأهيل ماستر الفروع ذات التسجيل الوطني بعنوان السنة الجامعية 2015-2016 بجامعة تبسة، اختصاص دراسة المعادن.

- وبعد الاطلاع على محضر المجلس العلمي لمعهد المناجم المؤرخ في 2021/05/09،

يقرر ما يأتي:

المادة الأولى: تُعين بموجب هذا المقرر لجنة مناقشة مذكرة الماستر المحضرة من طرف الطالب (ة):

أويس دادة، المولود (ة) بتاريخ 13/06/1996 بـ الرياح - وادي سوف،

والموسومة بـ

Calcul et choix des équipements d'un schéma de traitement d'une production annuelle de 6 millions de tonnes de phosphate de Djebel-Onk.

والمسجل بمعهد المناجم

المادة 2: تتشكل اللجنة المشار إليها في المادة الأولى من الأعضاء الآتي ذكرهم:

رقم	الاسم واللقب	الرتبة	مؤسسة الانتماء	الصفة
1	عبد الكريم عميرش	أستاذ محاضر-ب	جامعة العربي التبسي - تبسة	مؤطرا
2	منصور كريم	أستاذ مساعد-أ	جامعة العربي التبسي - تبسة	رئيسا
3	مراد سليم عواطي	أستاذ مساعد-أ	جامعة العربي التبسي - تبسة	مناقشا

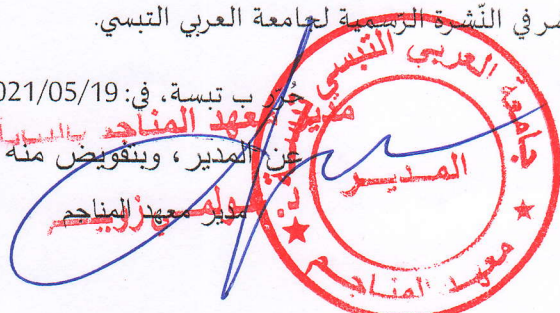
المادة 3: يكلف رئيس قسم المناجم والجيوتكنولوجيا بتنفيذ هذا المقرر الذي يُسلم نسخة عنه إلى كل من الطالب المعني والمشرف على المذكرة وأعضاء لجنة المناقشة فور توقيعه.

المادة 4: تحفظ نسخة عن هذا المقرر في الملف البيداغوجي للطالب المعني، وينشر في النشرة الرسمية لجامعة العربي التبسي.

ب تبسة، في: 2021/05/19

عن المدير، ويفوض منه

مدير معهد المناجم



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية  
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

مؤسسة التعليم العالي : جامعة العربي التبسي - تبسة

تصريح شرفي  
خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

السيد (ة) ..... رادة أويبي ..... الصفة : طالب، أستاذ باحث، باحث دائم : طالب

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : 200390004 و الصادرة بتاريخ 2016/04/27

المسجل بمعهد المناجم - تلمسان قسم الجيولوجيا

و المكلف بانجاز أعمال بحث (مذكرة التخرج، مذكرة ماستر، مذكرة ماجستير، أطروحة دكتوراه)، عنوانها :

Calcul et Choix de l'équipement d'un schéma de traitement d'une production annuelle de 6 million de tonnes de phos phosphate Djebel Onk .

أصرح بشرفي أنني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية و المنهجية و معايير الأخلاقيات المهنية و النزاهة الأكاديمية

المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

13 جاد 2021

التاريخ:

إمضاء المعني (ة)





بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ

## Remerciement

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

Nous tenons à remercier vivement notre encadreur .Monsieur **AMIRECHABDELKRIM** Pour toute sa sollicitude et pour sa précieuse orientation dans le domaine des études et dans la réalisation de cette étude.

Merci aussi à celui qui m'a aidé dans chaque grande et petite chose dans cette recherche

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

**DADDA AOUIS**



## **DEDICACES**

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

A Mes frères et Sœurs

A âme sœur

A toute ma Famille.

A tous mes Amis.

A toute la promotion de génie



# SOMMAIRE

## SOMMAIRE

Remerciement

Dédicace Sommaire

Liste des figures

Liste des tableaux

Introduction générale

Résumé

ملخص

Abstract

### **CHAPITRE I : Géologie et Exploitation de gisement Djebel Onk**

Introduction .....	01
1- Présentation de l'entreprise .....	01
2- Historique.....	02
3- La Géologie du Djebel-Onk .....	03
3-1 Situation géographique.....	03
3-2 Les sites du Phosphate du Djebel Onk_.....	04
3.3.Stratigraphie .....	05
3-3-1- Crétacé .....	05
3-3-2-Tertiaire.....	06
3-3-3- Eocène.....	07
3-3-4- Quaternaire.....	07
3-4- Contexte géologique.....	09
3.4.1-Le gisement de DjemiDjemaZone (II) Ouest,Zone(IEst	09
3.4.2- Le gisement de Kef-Essennoun.....	09
3.4.3- Le gisement de Tarfaya .....	09
3.4.4- Le Gisement de MarguebEttir.....	09
3.4.5 - Le gisement de bled el hadba.....	09
3.4.6- Le gisement de Bettita.....	10
3.4.7- Le Gisement de Djebel Onk- Nord .....	10
3-5 La tectonique .....	11
3-6 Les réserves géologiques .....	12
3-7 Caractéristiques du phosphate .....	13
3-7-1 Composition et origine de la roche ... ..	13

## SOMMAIRE

3.7.2- Caractéristiques physiques .....	14
3.7.3- Caractérisation chimique et minéralogique.....	14
3.7.4-Composition chimique du produit marchand de phosphate de Djebel Onk .....	15
3.7.5-Composition minéralogique du minerai de phosphate de Djebel Onk .....	15
3-8- Technique d'exploitation .....	16
3-8 -1-Méthode d'exploitation .....	16
3-8 -2 -Paramètres de la méthode d'exploitation.....	17
3-8- 3-Travaux de forage et de tir .....	18
3-8-4- Chargement et transport .....	19
Conclusion.....	21

### **CHAPITRE II :Recherchesbibliographiques**

Introduction.....	22
1- Phosphate.....	23
1-1- Définition.....	23
1-2- Différents minerais du phosphate.....	23
2- Situation Actuelle .....	24
2-1-Dans monde.....	24
2-2-En Algérie.....	26
3- La production du phosphate.....	28
3-1-En Algérie.....	28
3-2- Au niveau mondial.....	28
4- La consommation du phosphate au niveau mondial.....	29
5- Les utilisations du phosphate .....	29
5-1- En Algérie.....	29
5-2-Au niveau mondial.....	29
6- Méthodes de traitement du minerai du phosphate.....	31
6-1-Phosphate du Maroc.....	31
6-2-Phosphate du Sénégal.....	32
6-3- Phosphate du d'Angico dos Dias/Caracola(Brésil).....	34
6-4-Phosphate des Etats-Unis .....	36
Conclusion.....	38

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

Introduction.....	39
1- Préparation mécanique.....	39

## SOMMAIRE

1-1 Concassage.....	39
1-2 Broyage.....	40
1-3 Criblage .....	40
2- Voie humide (DKI) .....	43
2-1 Débourage .....	43
2-2 Lavage.....	45
2-3- Séchage.....	46
3- Voie sèche (DKII - DKIII) .....	47
3-1 Séchage .....	47
3-2 Criblage à 2mm.....	47
3-3 Broyage à Percussion.....	48
3-4 Turbo Séparateur Ventilé (TSV <sup>®</sup> 3600 BF).....	48
3-5 Criblage à 0,8mm.....	48
Conclusion.....	50

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

Introduction .....	51
1- Objectif d'échantillonnage.....	51
2-Méthode d'échantillonnage .....	51
2-1- Le séchage.....	51
2-2 -Le quartage .....	51
3- Préparation des échantillons.....	52
4- Analyse granulométrique .....	52
4-1-Présentation des résultats.....	52
5-Analyse physico-chimique.....	53
5.1- Attaque perchlorique.....	53
5.2-Dosage du P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> par la méthode spectrophotométrie automatique (Auto analyseur).....	54
5.3- Dosage du Magnésium MgO par absorption atomique.....	57
5.4-Dosage de l'anhydride carbonique (Par Calcimètre de BERNARD)	60
6- Calcul du schéma de concassage et broyage et choix des équipements.....	65
6-1 On détermine la production théorique d'un atelier de concassage	65
6-2- On calcule et on trace la caractéristique de grosseur du T.V à l'aide du tableau.....	65
6-3- On fixe les degrés de concassage pour chaque étage de concassage	65
6-4 : On détermine les dimensions des morceaux maximums.....	66

## SOMMAIRE

6-5 On détermine les dimensions des fentes de déchargement des concasseurs D'après.....	66
6-6- On détermine les dimensions des ouvertures de chargement des concasseurs (ces ouvertures sont approximativement plus grandes que les dimensions de morceaux maximums qui entre dans les concasseurs de (10 ÷ 20) %).	67
6-7-On fixe l'efficacité des opérations de criblage.....	68
6-8-On fixe les ouvertures des cribles.....	68
6-9 On détermine les poids des produits pour le premier étage de concassage d'après les formules suivantes.....	68
7- Calcul final du schéma de concassage et choix des équipements .....	69
7-1 On fixe les fentes de sortie d'après le calcul préalable.....	69
7-2-On détermine les dimensions des morceaux maximums du minerai d'après le concassage dans chaque étage.....	69
7-3-On calcule les degrés de concassage dans chaque étage.....	69
7-4-On fixe les dimensions des ouvertures des cribles et les efficacités de criblages dans chaque étage.....	70
7-5-On détermine les poids des produits 2 et 3 et leurs rendements.....	70
7-6-On calcule la composition granulométrique du produit 5, (mélange des produits 2 et 4).....	70
7-7-Pour tracer la caractéristique de grosseur du produit 5, il faut prendre 5 points	72
7-8-On détermine les poids des produits 6, 7, 8 et 9.....	73
7-9-On détermine les rendements des produits 6, 7, 8 et 9.....	73
7-10-On détermine les poids des produits 10, 11, 12 et 13.....	73
7-11-On détermine les rendements des produits 10,11, 12 et 13.....	73
7-12-On trace la caractéristique de grosseur du produit 8 (produit concassé de deuxième stade) à l'aide le tableau (19).....	74
8- Calcul du Criblage.....	81
8-1-Pour le premier stade et avant le concassage grossier, on installe un criblage à barreau dont la surface est calculée par la formule.....	81
8-2-On détermine le nombre des cribles qu'il faut installer.....	82
8-3-	
9 -Calcul du schéma de broyage et choix des équipements.....	84
9-1-On détermine les poids des produits 14; 15; 16 et 17.....	84
9-2-On détermine les rendements des produits 14; 15; 16 et 17.....	85
10- Calcul des classificateurs .....	87

## SOMMAIRE

11- La flottation.....	<b>90</b>
11-1-Définition.....	<b>90</b>
11-2- Principe de la flottation .....	<b>90</b>
11-3- Réactifs de la flottation .....	<b>91</b>
11-3-1- Collecteurs .....	<b>91</b>
11-3-2- Déprimants .....	<b>91</b>
11-3-3- Activant .....	<b>91</b>
11-3-4- Moussant .....	<b>92</b>
11-3-5- Régulateurs du milieu .....	<b>92</b>
11-4 : Efficacité de la flottation .....	<b>93</b>
11-4-1- Grosseur du minerai à flotter.....	<b>93</b>
11-4-2- Densité de la pulpe.....	<b>93</b>
11-4-3- Régime des réactifs.....	<b>93</b>
11-4-4- Température de la pulpe.....	<b>94</b>
11-4-5- Intensité de l'aération et de l'agitation de la pulpe.....	<b>94</b>
11-4-6- Intensité de déchargement de la mousse.....	<b>94</b>
11-4-7- Débit de la pulpe.....	<b>94</b>
11-4-8- Schéma de la flottation.....	<b>94</b>
12-Calcul des indices technologique du schéma de flottation .....	<b>95</b>
Conclusion.....	<b>102</b>
Conclusion générale	
Référence bibliographie	

# LISTE DE FIGUER

N°	FIGURES	PAGE
01	Organisation de Somiphos	02
02	Carte de situation géographique de Djebel Onk	04
03	Carte de situation géographique et géologique des gisements de Djebel Onk	05
04	Colonne stratigraphique de la région de Djebel Onk	08
05	Les gisements de Djebel Onk	11
06	Carte géologique des gisements de phosphate actuellement en exploitation au monde.	24
07	Carte géologique des principaux gisements et occurrences de phosphate en Algérie	26
08	Schéma de traitement du minerai phosphaté de Taïba (Sénégal)	33
09	Schéma conceptuel du processus d'enrichissement du minerai phosphaté d'Angico dos Dias/Caracol (Brésil)	35
10	Schéma technologique de préparation mécanique de l'usine du Djebel Onk	41
11	Schéma de l'appareillage de préparation mécanique à la zone de Kef Essenoun	42
12	Schéma d'appareillages de concassage (BABITLESS) et broyage (WEDAG).	42
13	Schéma de l'appareillage Cribles (HAZEMAG).	43
14	Schéma <i>Technologique</i> du débouillage	44
15	Schéma technologique du débouillage	45
16	Schéma technologique de l'atelier lavage	46
17	Schéma technologique de l'atelier séchage	46
18	Schéma Technologique de dépoussiérage	49
19	Opération de quartage	51
20	Courbe d'analyse granulométrique de produit Sortie broyeur	53
21	Schéma d'auto analyseur	55
22	Interaction rayonnement matière	58
23	Schéma de principe du spectrophotomètre d'absorption atomique	58
24	Schéma de Calcimètre de BERNARD	61
25	Schéma de préparation mécanique proposé	65
26	caractéristique de grosseur du tout venant	68
27	la caractéristique de grosseur du produit 4	72
28	caractéristique de grosseur du produit 5	73
29	la caractéristique de grosseur du produit 8	76
30	la caractéristique de grosseur du produit 9	77
31	la caractéristique de grosseur du produit 9	78
32	la caractéristique de grosseur du produit 13	79
33	Schéma d'appareillages	90
34	Adsorption du collecteur pour la surface du minéral	93
35	Schéma de flottation proposé	97

# LISTE DE TABLEAUX

N°	TABLEAUX	PAGE
01	La valeur des réserves de phosphate de Djebel Onk	13
02	La valeur des réserves de phosphate de Djebel Onk <u>Mis à jour</u> de 28/02/2021	13
03	La composition chimique du produit marchand de Djebel Onk	15
04	La composition minéralogique du gisement de Djebel Onk	16
05	Les minerais de phosphates	23
06	Les minerais de phosphates	23
07	Production et réserves mondiales par pays de phosphate naturel en 2016	25
08	La production mondiale de phosphate 2015	28
09	La consommation mondiale de phosphate en agriculture 2014	29
10	Bilan de traitement du phosphate Sénégalais.	33
11	Bilan de traitement du minerai de phosphate de Florida	37
12	Analyse granulométrique de Sortie Broyeur (P 30)	52
13	Analyse chimique de teneur en P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> de Sortie Broyeur	57
14	Analyse chimique de teneur en MgO des de Sortie Broyeur	60
15	Analyse chimique de teneur en CO <sub>2</sub> de Sortie Broyeur	63
16	caractéristique de grosseur du tout venant	67
17	Exigences aux concasseurs a la suite du calcul préalable	70
18	caractéristique de grosseur du produit 4 avec <b>S<sub>1</sub> = 154,41mm</b>	72
19	la caractéristique de grosseur du produit 8 avec <b>S<sub>2</sub> = 29,16mm</b>	75
20	Caractéristique de grosseur du produit 13 avec <b>S<sub>3</sub> = 20 mm</b>	77
21	Tableau récapitulatif des indices technologiques	89
22	les réactifs les plus utilisés pour la flottation des phosphates carbonatés	94
23	Tableau récapitulatif général des indices technologique	102



# 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. Il joue un rôle très important dans le développement économique national.

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.

## ملخص

الفوسفات معدن له استخدامات واسعة وهامة في مختلف المجالات كالزراعة و الكيمياء. .... الخ.

يتكون مجمع جبل أونك للتعدين من جزأين لمصنع معالجة وتعدين مفتوحين. حيث تلعب دورًا مهمًا للغاية في التنمية الاقتصادية الوطنية.

ومن المشاكل التي يطرحها هذا المجتمع عدم كفاية إنتاج منتج السوق بالنسبة للاحتياجات الجيولوجية المتوفرة في منطقة جبل أونك. لهذا اقترحنا خطة علاج جديدة من شأنها زيادة الإنتاج.

يتضمن المخطط المقترح معدات جديدة تم استخدامها لتحقيق الإنتاج الأمثل لمنتج السوق لتزويد أعمدة صناعية جديدة.

**الكلمات المفتاحية:** فوسفات ، جبل أونك ، معالجة ، منتج تسويقي ، احتياجات جيولوجية.

# Abstract

Phosphate is a mineral which finds a wide and important use in various fields namely agriculture, chemistry ... etc.

The Djebel-Onk mining complex consists of two open-pit mining and processing plant parts. It plays a very important role in national economic development.

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

# 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.

## **Objectif de la présente étude:**

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 géologie et exploitation de gisement Djebel Onk .
- \* Dans le deuxième chapitre est recherches bibliographiques
- \* Dans le troisième chapitre, on a représenté la chaîne de traitement actuelle de l'usine de Djebel Onk.
- \* Dans le quatrième chapitre, on a fait les essais schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk

# 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 6 millions de tonnes de phosphates à l’horizon 2025 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 1

### **Introduction :**

Nous débutons notre recherche par la fameuse expression du Prof. Dr. Bart qui relate que "Le phosphore est l'étincelle de la vie et est le constructeur de la structure et l'un des principaux éléments de la nourriture des plantes (fertilisant). Sans phosphore, la vie ne peut pas exister"[1]

Le complexe minier de Djebel Onk se trouve dans la région de Bir el Ater qui est située au Sud-est de l'Algérie, à 100 Km de la ville de Tébessa et à 20 Km de la frontière Tunisienne.

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.

### **1- Présentation de l'entreprise**

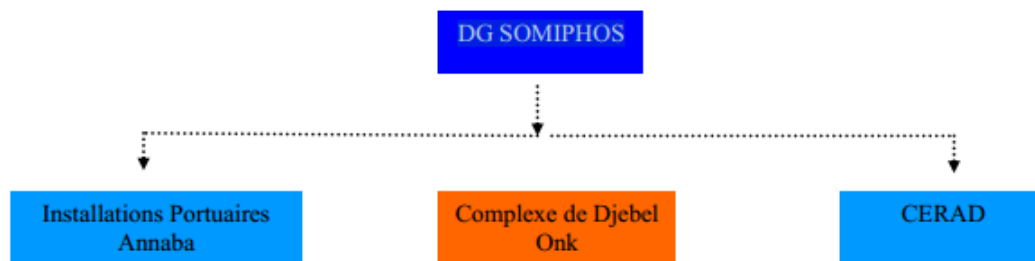
L'entreprise nationale du fer et du phosphate (Ferphos). Est l'une des plus importantes entreprises minières en Algérie. Dans ses activités d'exploitation des mines de phosphate, de fer et de pouzzolane, FERPHOS utilise les technologies et procédés les plus récents, recherche l'excellence, emploie les hommes qualifiés, intègres et motivés.

Société des Mines de Phosphates (Somiphos) Filiale de Ferphos group.

Créée en janvier 2005, suite à la réorganisation de FERPHOS spa, Somiphos

est une société par action à capital public, détenu à 100% par Ferphos group.

Elle a pour objet la recherche, l'exploitation, le traitement, l'enrichissement, la transformation le transport et la commercialisation des phosphates et produits connexes ou analogues.



**Figure (1):** Organisation de Somiphos

**CERAD** : Centre d'études et des recherches appliquées au développement

Somiphos, extrait le phosphate brut du sol à partir 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.

Le complexe du Djebel-Onk est le principal stratégique business Unité de Ferphos pour la production de phosphates.

### 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).

### **3-La Géologie du Djebel Onk[2]**

#### **3-1- Situation géographique :**

La région du Djebel Onk est située en Nord-Ouest du Sahara Algérien. Précisément, à l'est de monts de Nemamcha appartenant à l'Atlas saharien, à une vingtaine de kilomètres de la frontière Algérienne- Tunisienne.

La région appartient à la wilaya de Tébessa. Dont elle est éloignée d'environ 100 km, la localité la plus importante est la ville de Bir El Ater.

Djebel Onk est un massif montagneux calcaire qui culmine à 1338 m et dont le flanc Nord descend en pente douce tandis que le flanc Sud plonge rapidement sous les dépôts dumiocène et du quaternaire.

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 Némemcha qui prolongent vers l'est le massif des Aurès, les altitudes les plus basses au pied du Djebel Onk sont d'environ 635 m.

Au Sud se localisent les gisements de Djemi Djema et Kef Essenoun

Le gisement de Kef Essenoun est situé à environ 02 Km à l'Ouest du gisement de Djemi Djema.

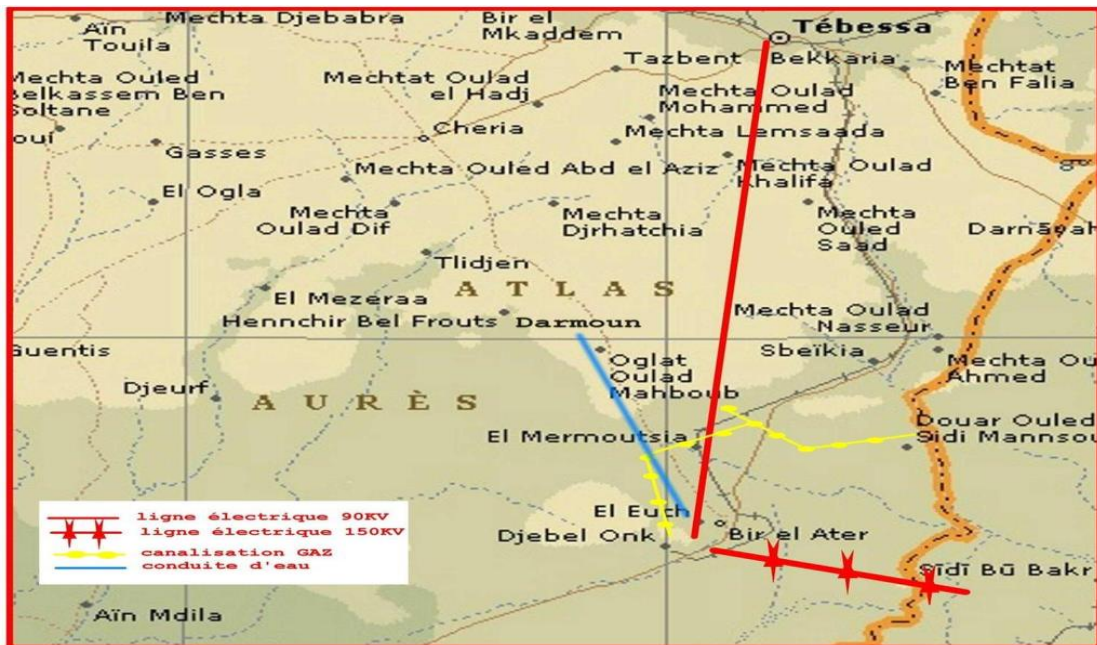
Du Nord vers le Sud, les gisements sont traversés par un réseau enchevêtré d'Oueds comblés par des alluvions torrentiels du quaternaire tel que : Oued el Abiod et oued El Bir. Tarfaya représente les affleurements de la couche productive au niveau du flanc sud de Djebel Onk. Ces coordonnées LAMBERT sont :

X = 981.5 ----- 984.5

Y = 168.0 ----- 170.0

Les côtes topographiques varient de 720m au Sud-ouest à 810m au Nord-est (dressant Nord).

Le climat est subaride, caractérisé par un régime continentale avec deux saisons très nette ; un hiver froid et rigoureux et un été où les températures peuvent dépasser 45°C. Les précipitations sont peu abondantes avec une moyenne de 300 mm / an



**CARTE DE LA SITUATION DE LA WILAYA DE TEBESSA**

**Figure 02. Carte de situation géographique de Djebel Onk**

### **3-2- Les sites du Phosphate du Djebel Onk :**

- Gisement du Djemi-Djema.
- Gisement du Kef Essenoun.
- Gisement de Djebel El Onk Nord.
- Gisement d'Oued Bétita.
- Gisement du Bled El Hadba.

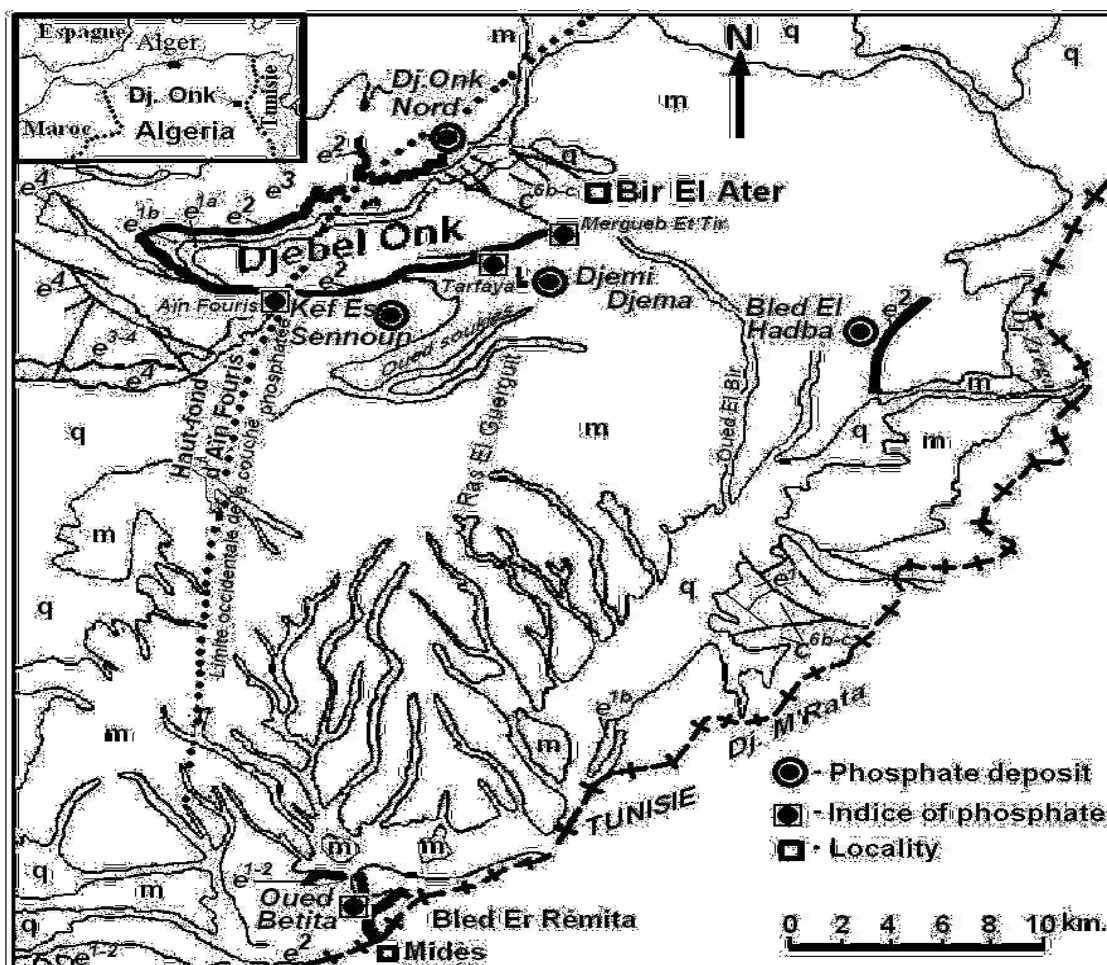


Figure 03. Carte de situation géographique et géologique des gisements de Djebel Onk

### 3-3- Stratigraphie :

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)

#### **3-3-1- Crétacé :**

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

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

### 3-3-2-Tertiaire

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

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

- **Danien inférieur** : Il est représenté par des argiles marneuses schisteuses, de couleur 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 calcaires, alaires détritiques, calcaires à lumachelle avec des intercalations de marne et dolomie, ces sédiments se caractérisent par une absence ou une faible quantité de silex.

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

**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.

### 3-3-3- Eocène

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

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

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

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

**1- Lutétien inférieur** : il est marqué par un changement de faciès 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 solidifiés.

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

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

### 3-3-4- Quaternaire

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

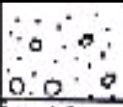
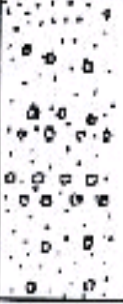
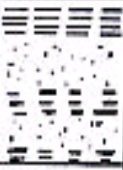

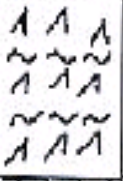
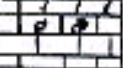
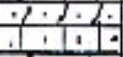


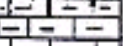

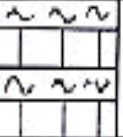
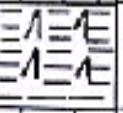
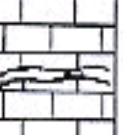
QUATERNAIRE			Eboulis et formations alluvionnaires sableuses
MIOCENE	SUP (350m)		Sables, grès à grains grossiers
	MOY (250m)		Argiles, schistes argileux de couleur marron, bronze avec intercalation de sables blancs
	INF (100m)		Sables fins blanches avec des couches de grès et argiles
LUTETIEN	SUP (100m)		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 pseudolithiques, coprolithiques, gris et noirs
	INF		Marnes sombres schistifiées
MONTIEN (100m)			Minéralisation en Baryto-Céladonite 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 04. Colonne stratigraphique de la région de Djebel Onk

### **3-4 Contexte géologique [2]**

La région de Djebel Onk est divisée en plusieurs gisements.

#### **3. 4.1 - Le gisement de Djemi Djema Zone (II) Ouest, Zone(I) Est**

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

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

#### **3. 4. 2 - Le gisement de Kef – Essennoun**

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

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

Au plan structural, le gisement peut être assimilé au plongement Sud-Ouest du synclinal de Bled Djemi Djema.

Lithologiquement le gisement de Kef-Es Sennoun est identique à celui de Djemi Djema, il se distingue de ce dernier par l'importance de la puissance de la couche phosphatée (couche productive) qui peut atteindre jusqu'à 43 m (S7), et par des teneurs moyennes en P<sub>205</sub> (25,05 à 27,94 %) de la couche productive, plus riches comparativement à celles de Djemi Djema.

#### **3. 4. 3 - Le gisement de Tarfaya**

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

#### **3. 4. 4 - Le Gisement de Margueb Ettir**

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

#### **3. 4. 5 - Le gisement de bled el hadba**

Situé à 14km au Sud-est de Djebel ONK et à 6km de la frontière Algero-

Tunisienne. Marqué par la réapparition de la couche phosphate a l'affleurement sur le flanc Sud de la mégastructure synclinal, séparent les anticlinaux des djeb Onk et du djebel Zrega. La couche de phosphate est épaisse que sur le flanc Sud du djebel Onk .mais la sédimentation phosphatée est plus hétérogène avec diminution de la fréquence des grains.

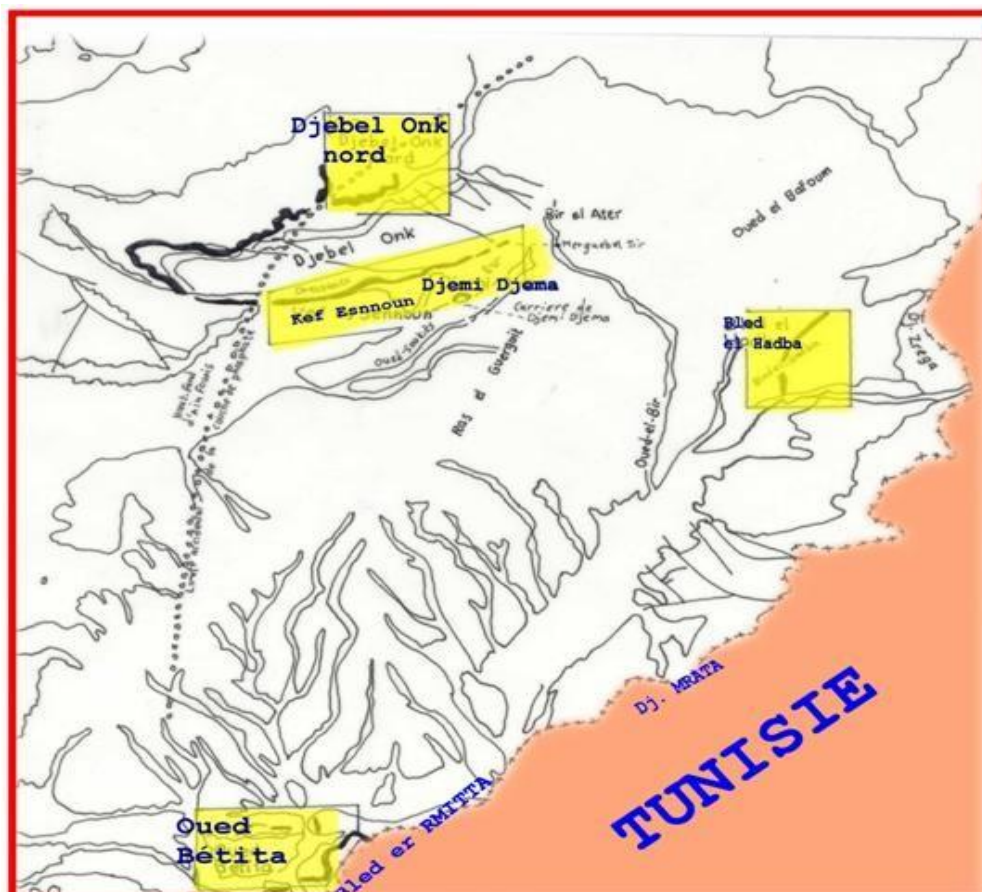
### **3. 4.6 - le gisement de Bettita**

Est le plus éloigné de tous les gisements il est située a 45km au SudEst du centre minier du DjemiDjema. Et n'est distant que de 2 a 4km du gisement de Mides et tunise. La série de phosphate d'une épaisseur enverons35a45m.

### **3. 4.7 - Le Gisement de Djebel Onk - Nord**

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





Figure(5) : Les gisements de Djbel Onk [2]

### 3-5 La tectonique [1]

La région de Djebel Onk. est un massif montagneux calcaire se caractérise par une flexure anticlinale dont le flanc méridional a cause de pendages élevés de  $50^{\circ}$  a  $90^{\circ}$ , contrairement a ceux du versant Nord qui n'excèdent pas au les pendages  $15a20^{\circ}$ . C'est un anticlinal typique par ailleurs, par ce que limite à l'Est comme à l'Ouest, par deux terminaisons péricentrales orientales, est notamment bien individualisée vers Bir el Ater.

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

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

Le gisement de DjemiDjema est un brachyantoclinal bien individualise avec son flanc Sud, son flanc Nord et ses deux terminaison périclitâmes, orientale et occidentale .il reproduit en tous points l'allure tectonique du djebel Onk, flanc méridional a fort pendage, flanc septentrional a pendage peu élève.

Il est également affecté par un système de failles. Ces deux formations anticlinales sont reliées par le synclinal à faible rayon de courbure de Djemidjema.

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

Au Sud de la table, on aperçoit une zone de rupture de pente où le pendage des couches atteint 20° entre les sondages S-n et S-7, S-8 et S-6, S-21 et S-26. Une série de trois failles majeures et souples de directions NNW

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

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

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

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

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

### **3-6- Les réserves géologiques [1]**

Le gisement de Djebel Onk, avec des réserves importantes se classe parmi les grands gisements dans le monde.

La localisation dans la région de Bir El-Ater a contribué au développement de la ville, de plus une partie considérable de la population constitue la main d'œuvre du complexe.

### **Tableau 01. La valeur des réserves de phosphate de Djebel Onk**

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

**Tableau 0 2. La valeur des réserves de phosphate de Djebel Onk Mis à jour de 28/02/2021**

**TABLEAU 02 : RESSOURCES GEOLOGIQUES EN PHOSPHATES DES GISEMENTS DE DJEBEL ONK 28/02/2021**

Gisements	Catégorie de réserve	Mine à ciel ouvert	Mine Sous Terrainne	Total (t)	Hypothétique (t)	Total (t)
DJEMIDJEMA	B	68 935 761,03	/	422 935 761,03	185 150 000	608 085 761,03
	C1	31 000 000	/			
	C2	109 000 000	214 000 000			
KEF ES SENOUN	B	149 009 041,1	/	298 009 041,1	188 500 000	486 509 041,1
	C1	/	50 000 000			
	C2	14 000 000	85 000 000			
TARFAYA	C2	14 000 000	/	14 000 000	/	14 000 000
TOTAL DJEBEL-ONK SUD		385 944 802,13	349 000 000	734 944 802,13	373 650 000	1 108 594 802,13
BLED EL HADBA	B	210 772 096	/	737 784 315	151 387 630	889 171 945
	C1	232 515 209	/			
	C2	294 497 010	/			
DJ-ONK NORD	C1	31 000 000	61 000 000	92 000 000	/	92 000 000
OUED BETITA	C2	/	125 000 000	125 000 000	50 000 000	175 000 000
TOTAL BEH-OB-DJ-O-N		768 784 315	186 000 000	954 784 315	201 387 630	1 156 171 945
TOTAL GENERAL		1 154 729 117,13	535 000 000	1 689 729 117,13	575 037 630	2 264 766 747,13

Les gisements de phosphate de la région de Djebel Onk sud sont importants:

- Qualité de minerai
- Réserves géologiques
- Conditions géo minières favorables
- Paramètres techniques d'ouverture simple
- La simplicité d'exploitation).

### **3-7 Caractéristiques du phosphate [5]**

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

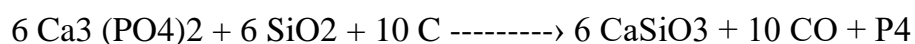
fonds marins, les carbonates ont été remplacés par du fluor ce qui a pour effet de rendre le minerai plus stable.

**3.7.2- Caractéristiques physiques: Les caractéristiques physiques des phosphates naturels** ont moins d'importance que leur composition chimique quant à la disponibilité du phosphore. Elles ont tout de même un impact sur celle-ci.

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

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

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



Il y a au moins huit variétés allotropiques de phosphore pur selon le degré de caténaire.

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

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

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

### 3.7.4-Composition chimique du produit marchand de phosphate de Djebel Onk [6]

**Tableau (3) : La composition chimique du produit marchand de Djebel Onk [6]**

Elements Majeure	%
Anhydride Phosphorique (P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )	29,50----30,00
Anhydride Carbonique (CO <sub>2</sub> )	6,50----7,20
Anhydride Sulfurique (SO <sub>3</sub> )	2,50----3,00
Oxyde de calcium (CaO)	48,50----50,00
Oxyde de Magnésium (MgO)	0,90----1,35
Oxyde de Fer (Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	0,35----0,40
Oxyde de d'Aluminium (Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	0,40----0,50
Oxyde de Sodium (Na <sub>2</sub> O)	1,00----1,20
Oxyde de Potassium (K <sub>2</sub> O)	0,08----0,15
Oxyde de Silicium (SiO <sub>2</sub> )	2,00----3,00
Humidité (H <sub>2</sub> O)	0,80----2,00
Perte au feu (CO <sub>2</sub> déduit)	2,50----4,00
Fluor (F)	2,50----3,50
Chlore (Cl) en ppm	400----900
C-Org	0,20----1,00

### 3-7-5-Composition minéralogique du minerai de phosphate de Djebel Onk [5]

**Tableau (4) : La composition minéralogique du gisement de Djebel Onk [6]**

Eléments	Symbole chimique
Phosphate tricalcique	Ca <sub>3</sub> (PO <sub>4</sub> ) <sub>2</sub>
Carbonate de calcium	Ca CO <sub>3</sub>
Carbonate de magnésium	Mg CO <sub>3</sub>
Dolomie	Ca Mg (CO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub>
Oxyde de fer	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Gypse	Ca SO <sub>4</sub>
Sulfate de soude	Na <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>
Chlorure de calcium	Ca Cl <sub>2</sub>
Quartz	Si O <sub>2</sub>
Alumine	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Sulfate, fluore et matières organiques	S, F, C

### **3-8 Technique d'exploitation [1].**

#### **3-8 -1-Méthode d'exploitation :**

La méthode d'exploitation du gisement dans cette mine est a ciel ouverte, 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 meilleurs conditions. la méthode d'exploitation du gisement de Kef Essenoun est avec un seul bord exploitable, suivants des normes :

- La hauteur des gradins : 15m
- La largeur de la route de déplacement des engants : 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).

### **3-8 -2 -Paramètres de la méthode d'exploitation[9]**

#### **1<sup>er</sup> gradin de stérile:**

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

#### **2<sup>ème</sup> gradin de stérile:**

- La hauteur H: 16m.
- Niveau Est: 767-774.
- Niveau Nord: 785-798.
- Niveau Ouest: 785-799.
- Largeur de plate forme: 36m.
- Longueur: 1010m.

#### **Gradin de phosphate:**

- La hauteur H: 22m.
- Niveau Est: 725-729.
- Niveau Nord: 732-743.
- Niveau Ouest: 734-744.

- Largeur de plate forme ; mur phosphate : 54m.
- Langueur: 230m.
- Angle du talus: 70°-75°.

#### **II.4. Régime de travail**

*Transport de tout venant* : 3x8 continue.

*Stérile* : 3x8 continue.

*Foration* : 1x8 discontinu.

*Arrosage* : 2x8 discontinu.

*Niveleuse* : 2x8 discontinu.

*Traitement* : 3x8 continu.

##### ***Engins utilisés :***

- Sondeuse.
- Chariot.
- Pelle.
- Bulle.
- Chargeuse (KOMATSU 6.1 m<sup>3</sup>).
- Camions (CAT 50t, HITACHI 62t) pour les distances de transports suivants:
  - Phosphate: 2600m.
  - Stérile: 1500m.
- Niveleuse (bulle pneumatique).
- Arroseuse.
- Camion explosif.

#### **3-8-3-Travaux de forage et de tir**

##### **a) Foration :**

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

Ø = 165 mm.

Ø = 110 mm.



b) Travaux de tir

**Les explosifs utilisés à Djebel Onk sont :**

Anfomil 25 Kg

Marmanite Ø80 ; Ø65 ; Ø50.

Cordeau 12 g/t ; 20 g/t.

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

Fils électrique.

Exploseur.

DEMR (détonateur électrique à micro retard).

Testeur

### **3-8-4- Chargement et transport**

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

a) Chargement

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

diverses chargeuses est de l'ordre de 359 t/h pour un prévu de l'ordre de 180 t/h, résultat positif dégageant un écart excessif, qui explique également les performances des moyens déchargements.

b) Transport

- ❖ **Stérile**: Le rendement horaire moyen réalisé par les camions était de l'ordre de 199 t/h pour un prévu de 140 t/h ce qui reflète un écart positif de l'ordre de 19 t/h, ce qui explique une bonne rationalisation des moyens de transport.
- ❖ **Phosphate** : le rendement horaire réalisé par le camion était de l'ordre de 134t/h pour de 140t/h ce qui résulte un déficit de 06t/h pour la contrainte suivante :
  - vieillissement des états des camions CATERPILLAR.
  - Eloignement des chantiers par rapport au concasseur (BABITLESS).
  - Longue attente auprès de la station de concassage pour le non admission de l'aval. [7]

### 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

### **Introduction**

Le phosphate naturel est un terme général qui décrit les assemblages minéraux naturels contenant une concentration élevée de minéraux phosphatés. Le terme se rapporte aussi bien aux minerais phosphatés non enrichis qu'aux produits concentrés.

Le phosphate est principalement recherché pour le phosphore qu'il contient, désigné en chimie par la lettre (P), c'est un constituant essentiel de tous les organismes vivants, le corps humain contient environ 1 % en masse de cet élément, présent à plus de 85 % dans les os et les dents sous forme de phosphate de calcium.

Les végétaux prennent leur phosphore dans le sol où il est apporté sous forme d'engrais produits à partir de phosphates minéraux. Le phosphore est présent dans les roches essentiellement sous forme de minéraux complexes de phosphates de calcium et d'autres métaux accessoires.

Les gisements sédimentaires ont fourni environ 80 à 90 pour cent de la production mondiale des dix dernières années. Les gisements qui représentent la majeure partie de la production mondiale de Phosphate Naturel sont au Maroc et dans d'autres pays africains, aux Etats-Unis, au Proche Orient et en Chine. La plupart des gisements sédimentaires contiennent de la fluoro apatite carbonatée appelée francolite (McConnell, 1938).

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

## 1- Phosphate

### 1-1- 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; chalcophile).

Il est une roche sédimentaire marine (sauf la phosphorite) contenant des minéraux phosphatés sous forme amorphe ou cryptocristalline (collophane), ou sous forme finement cristalline (variétés proches de l'apatite), en quantité suffisante pour être exploitée (industrie des engrais p. ex.). Ces phosphates dérivent de l'apatite des roches magmatique, mise en solution dans la mer et fixée par des végétaux et des animaux (par exemple : os avec 60% de phosphates, dents avec 90%, excréments,...etc.) [10]

### 1-2- Différents minerais du phosphate

Tableau 5 : Les minerais de phosphates [11]

N°	Désignation	Poids Spécifique	Durété	Couleur	Formule Chimique
1	Xénotite	4,4-5,1	4-5	Brun, jaunâtre	$\text{YPO}_4$
2	Monazite	4,6-5,4	5-5,5	Brun, rouge, vert	$(\text{Ce,La,Th})\text{PO}_4$
3	Ambylgonite	2,9-3,1	5,5-6,5	Blanc à lait	$(\text{Li,Na})\text{Al}(\text{PO}_4)_2(\text{Fe,OH})$
4	Apatite	3-3,2	5	Vert, bleu, transparent	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3(\text{F,Cl,OH})$
5	Pyromorphite	6,5-7,1	3,5-4	Variable	$\text{Pb}_5(\text{PO}_4)_3\text{Cl}$
6	Turquoise	2,6-2,8	5-6	Bleu ciel, vert	$\text{Cu,Al}_6(\text{PO}_4)_4(\text{OH})_8\text{H}_2\text{O}$
7	Chalcosiderite	3,25	4,5	Vert, transparent	$\text{CuFe}_6(\text{PO}_4)_4(\text{OH})_8\text{H}_2\text{O}$
8	Libethentite	3,9	4	Vert olive	$\text{PO}_4\text{OH}$
9	Lazulite	3,1	5-6	Bleu azure	$(\text{Mg,Fe})\text{Al}_2(\text{PO}_4)_2(\text{OH})_3\text{H}_2\text{O}$
10	Wavelline	2,3	3,5-4	Incolore, blanc	$\text{Al}_3(\text{PO}_4)_2(\text{OH})_3\text{H}_2\text{O}$
11	Childrenite	3,2	5	Brun, jaune	$(\text{Fe,Mn})\text{Al}(\text{PO}_4)(\text{OH})_2\text{H}_2\text{O}$
12	Pseudomalachite	4-4,3	4,5-5	Vert	$\text{Cu}_5(\text{PO}_4)_2(\text{OH})_4\text{H}_2\text{O}$
13	VanisciteStrengite	2,6-2,9	3,5-4,5	Vert pale	$\text{Al}(\text{PO}_4)_2\text{H}_2\text{O,Fe}(\text{PO}_4)_2\text{H}_2\text{O}$
14	Lithiophilite	3,3-3,5	4-5	Gris, bleuâtre	$\text{Li}(\text{Fe,Mn})\text{PO}_4$
15	Ludlomite	3,1-3,2	3,5	Vert	$(\text{Fe,Mg,Mn})_3(\text{PO}_4)_2\text{H}_2\text{O}$
16	Vivanite	2,6-2,7	1,5-2	Transparent	$\text{Fe}_3(\text{PO}_4)_8\text{H}_2\text{O}$

## **2- Situation Actuelle**

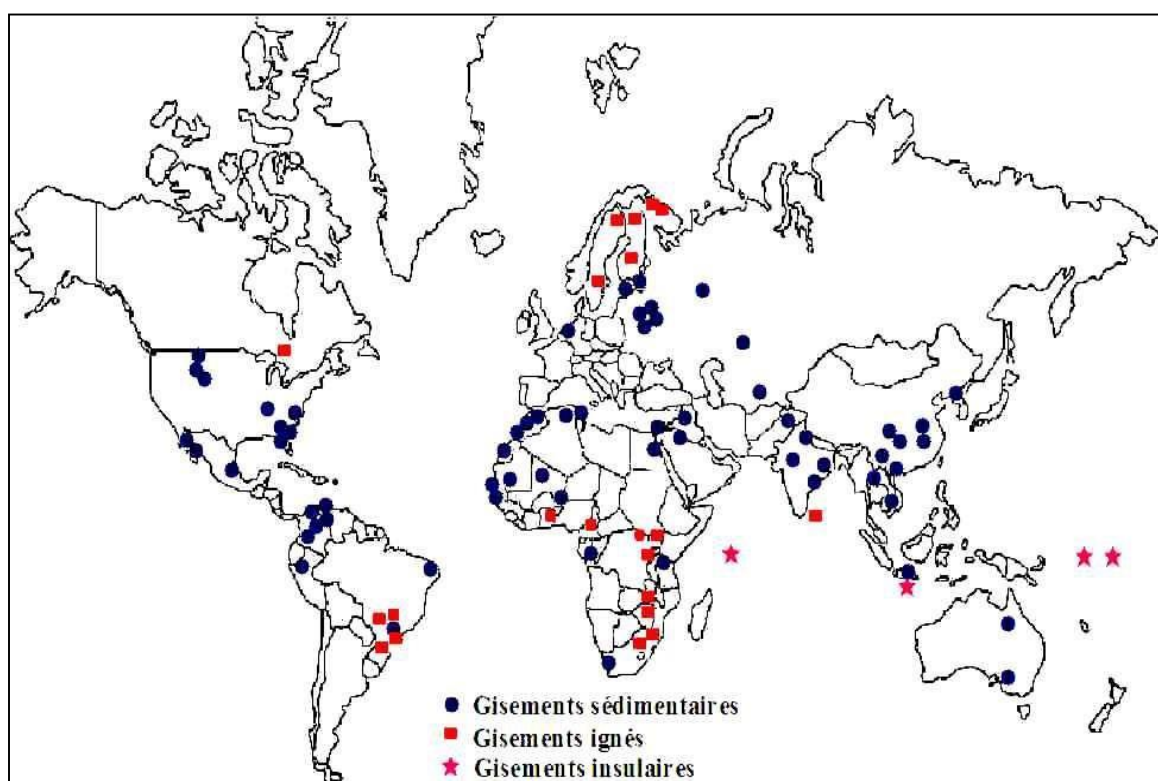
### **2-1 -Dans monde**

#### **A- Les gisements [9]**

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

**B- Les réserves et Production [8]**

**Tableau 06.** Production et réserves mondiales par pays de phosphate naturel en 2016 :

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



2-2 : En Algérie [11]

A- Les Gisements :

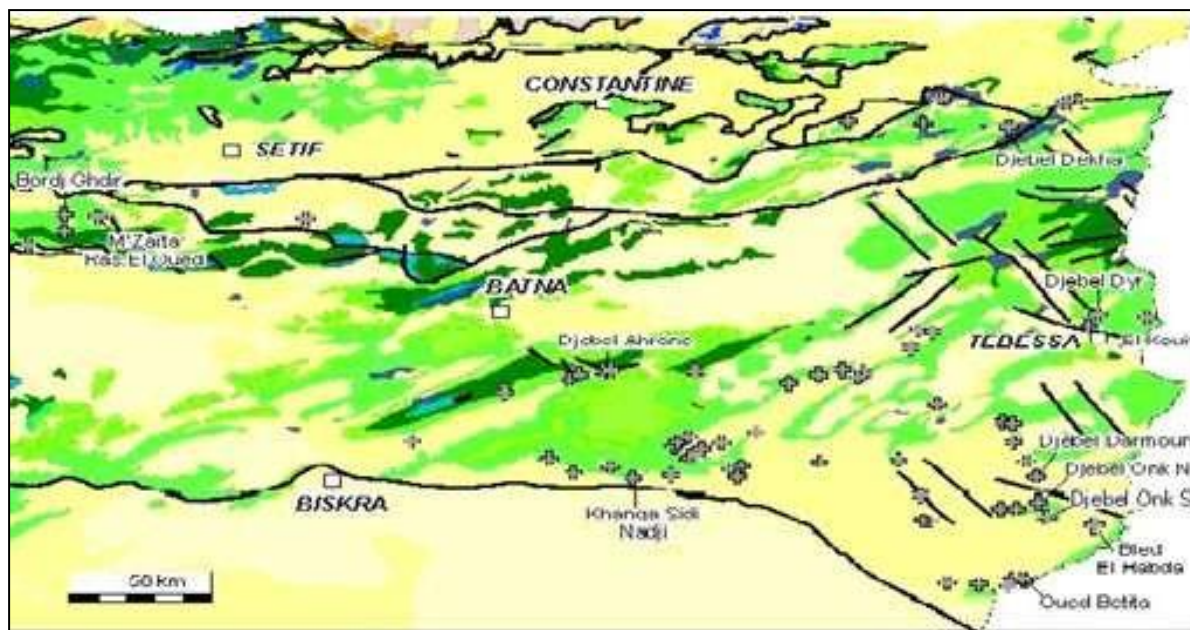
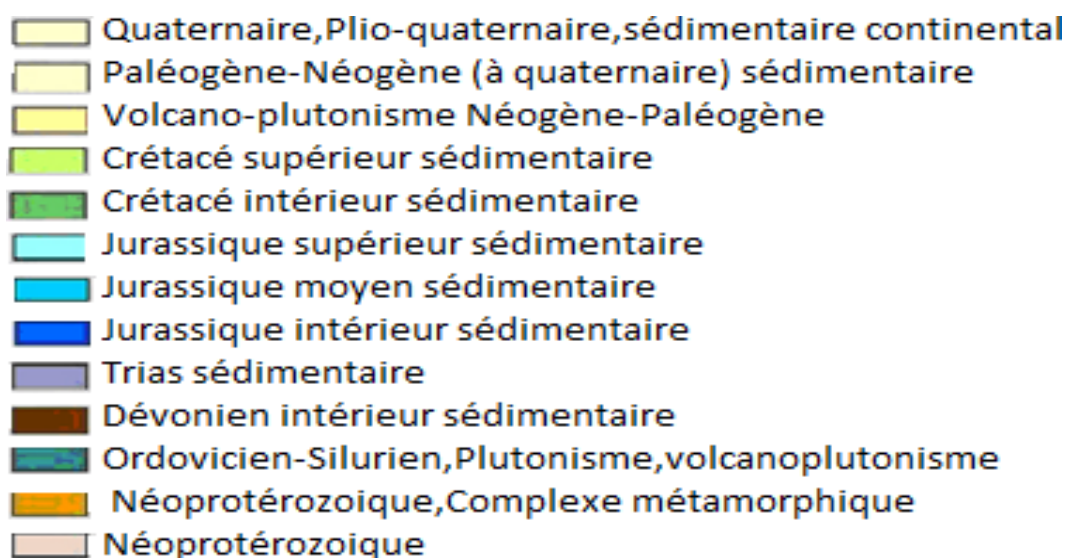


Figure (7): Carte géologique des principaux gisements et occurrences de phosphate en Algérie



Les plus importantes richesses naturelles de phosphate du pays principalement sont 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, à 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 Ghdjr, M'Zaïta, Djebel Dekhna.

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

- ✓ Gisements en cas d'exploitation qui sont:
  - Djebel Onk (Nord et Sud).
  - M'Zaïta.
  - Bordj Ghdyr.
- ✓ 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 futures en cas de diminution de production des autres gisements ou l'augmentation de demande mondiale de phosphate algérien.

### **B- Les réserves [11]**

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, 24 - 30 % en  $P_2O_5$  et 2-3% en MgO
- Djebel Onk Nord : 100 Mln tonnes, 20-26 % en  $P_2O_5$  et 3.1 % en MgO
  - M'Zaïta : 29 Mln tonnes, 23 % - 31% en  $P_2O_5$
  - El Kouif : 27 Mln tonnes, 25 % - 30 % en  $P_2O_5$
  - Djebel Dyr : 8 Mln tonnes

### **3-La production du phosphate :**

#### **3-1- En Algérie [13]**














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

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

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

#### **3-2- Au niveau mondial**

**Tableau (7) : La production mondiale de phosphate 2015[14]**

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

#### **4 - La consommation du phosphate au niveau mondial**

**Tableau (8) :** La consommation mondiale de phosphate en agriculture 2014 [14]

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

#### **5- Les utilisations du phosphate**

##### **5-1- En Algérie [15]**

Les phosphates algériens, sans être aussi riches que ceux du Maroc et des Etats-Unis, ont néanmoins la même valeur que ceux de Tunisie. Leur teneur en phosphate tricalcique est comprise entre 63 et 68 TPL %.

Leurs usages principaux sont l'agriculture, qui les emploie sous forme d'engrais phosphatés, superphosphates...etc.

L'industrie des superphosphates, qui est actuellement très florissante en Algérie, est la conséquence de l'existence dans la colonie de ces importants gisements de phosphates. Trois usines, employant plus de 200 ouvriers, se livrent à cette fabrication, qui consiste en un traitement du phosphate par l'acide sulfurique. Le phosphate est arrivées des mines de M'Zaïta, et Djebel El Kouif .

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

D'autre coté ; la production des engrais phosphate ès est assurée par la société

ASMIDAL (Wilaya Annaba) qui est alimenté par le phosphate de Djebel El Onk

### **5-2- Au niveau mondial [16]**

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

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

#### **A- L'alimentation pour bétail :**

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

#### **B- Les engrais phosphatés simples :**

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

- ✓ Les phosphates moulus : sont obtenus par broyage très fin du minerais de phosphate, leur teneur moyenne varie entre 26 et 33 % de  $P_2O_5$
- ✓ Les phosphates calcinés : sont obtenus après broyage et calcination du phosphate à haute température de l'ordre de 600 à 1000 C°, ils sont de moins en moins utilisés à cause de leur cout énergétique.
- ✓ Le super phosphate simple (SSP) : est obtenu par attaque du phosphate par l'acide sulfurique, c'est un engrais à bas titre (18% de  $P_2O_5$ ).
- ✓ Le triple superphosphate : il est obtenu par réaction entre le phosphate et l'acide phosphorique, c'est un engrais d'un seul élément fertilisant contenant environ 46 % de  $P_2O_5$

### C- Produits basés sur L'acide phosphorique

L'on regroupe en deux catégories qui:

➤ *les engrais phosphatés composés*

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

- ✓ Le phosphate mono ammoniacque (MAP) ; est obtenu par la neutralisation de l'acide phosphorique par  $\text{NH}_3$
- ✓ Le phosphate diaimmonique (DAP) ; est obtenu grâce à la neutralisation d'une mole de l'acide phosphorique par 2 moles de  $\text{NH}_3$
- ✓ Le sulfate-phosphate d'ammonium ; est obtenu par la réaction entre l'acide phosphorique, l'ammoniac et l'acide sulfurique.
- ✓ Le phosphate nitrate d'ammonium ; est obtenu par la réaction entre l'acide phosphorique, l'ammoniac et l'acide nitrique.
- ✓ Le phosphate d'ammonium urée ; est obtenu par la réaction entre l'acide phosphorique, l'ammoniac et l'urée.
- ✓ Le nitrophosphate ; est obtenu par attaque directe de phosphate par l'acide nitrique.

➤ *l'industrie chimique*

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

D- L'acide phosphorique

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

### 6- Méthodes de traitement du minerai du phosphate :

#### **6-1- Phosphate du Maroc [17]**

Le procédé de flottation des phosphates est une technique innovante adoptée par la direction des exploitations minières de Khouribga qui permet d'améliorer la qualité des phosphates extraits.

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

Les phosphates de cette zone sont de nature sédimentaire et sont caractérisées par la présence d'une gangue carbonatée plus ou moins

dolomitique et siliceuse avec présence d'argiles dans les fractions fines. Il y a actuellement trois mines en exploitation à ciel ouvert : Sidi Douai, MerahLahrach, Sidi Chennane.

Les qualités de phosphate sont classées en fonction de leurs teneurs en Tricalcium Phosphate, plus connu sous le nom de Bon Phosphate of Lim (BPL) :

- Un phosphate à haute teneur doit contenir 70 % TPL
- La moyenne teneur se situe entre 68 % et 70 % TPL
- La basse teneur est comprise entre 61% et 68% TPL
- En dessous de 61%, le phosphate est considéré comme étant à très basse teneur de TPL

### **6-2- Phosphate du Sénégal [18]**

Le minerai est constitué d'éléments phosphatés englobés dans l'argile en présence de silex et de quartz. Les éléments de phosphate tricalcique représentent la forme minéralogique la plus abondante. Leur teneur en  $P_2O_5$  est de l'ordre de 39% il y a aussi des grains phosphatés alumineux et ferrifères et des mixtes phosphatés.

Les constituants non phosphatés sont principalement :

- la silice sous forme de silex souvent de grand dimension (>200mm) ;
- Quartz particulièrement abondant entre 40 et 600 $\mu$ m ;
- des minéraux argileux (essentiellement montmorillonite, accompagnées de kaolinite) ;
- la teneur en phosphate du minerai brut en place est de l'ordre de 24%  $P_2O_5$ .

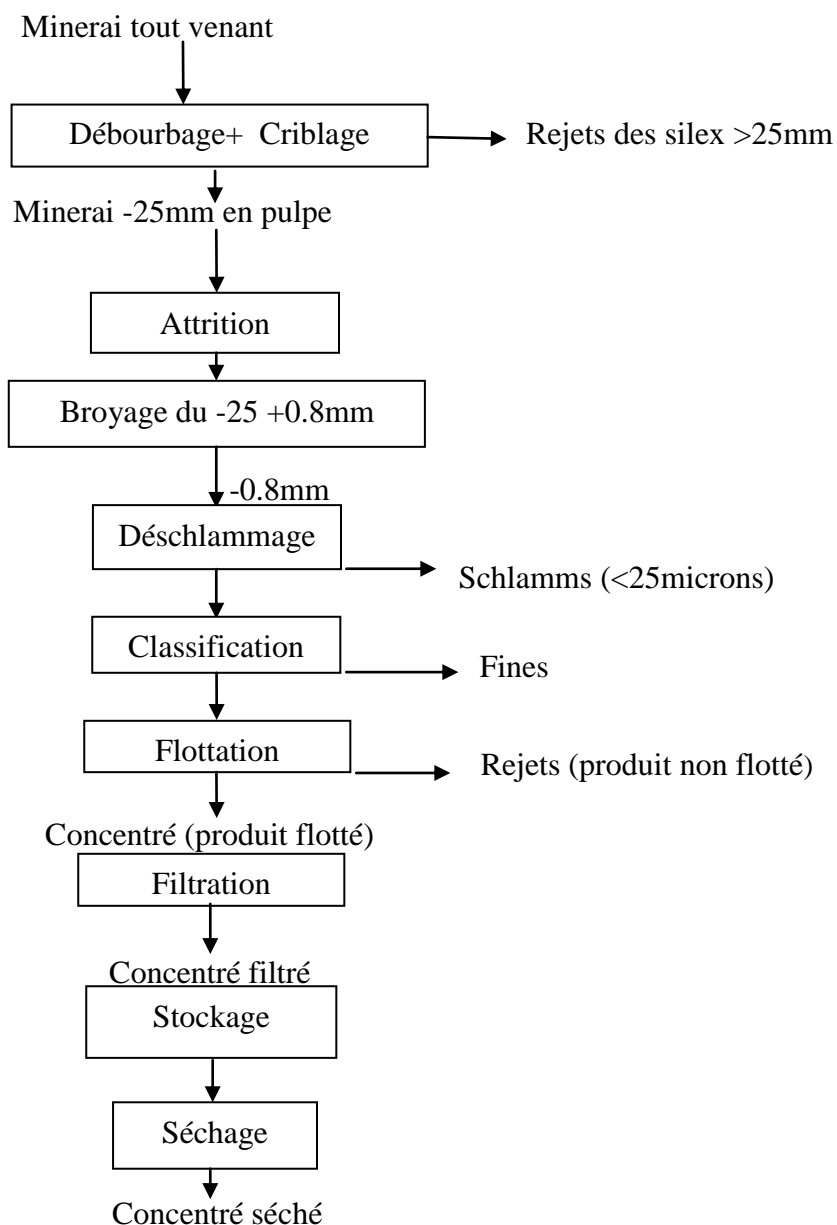
Après l'élimination des silex grossiers, le traitement ad'abord pour but d'effectuer, en voie humide, la dispersion des éléments fins et leur élimination et le nettoyage correct des particules soumises à la flottation.

La flottation nécessite les réactifs suivants, classique pour ce type de flottation : talloil et diesel oil comme collecteurs, soude de sodium

pour la dépression du quartz dans le circuit des fins, AP845 comme produit moussant et « améliorant » du talloil. La consommation en poids des réactifs collecteurs est de l'ordre de 5 kg/t

**Tableau (9) : Bilan de traitement du phosphate Sénégalais.**

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



**Figure (8) : Schéma de traitement du minerai phosphaté de Taïba (Sénégal)**



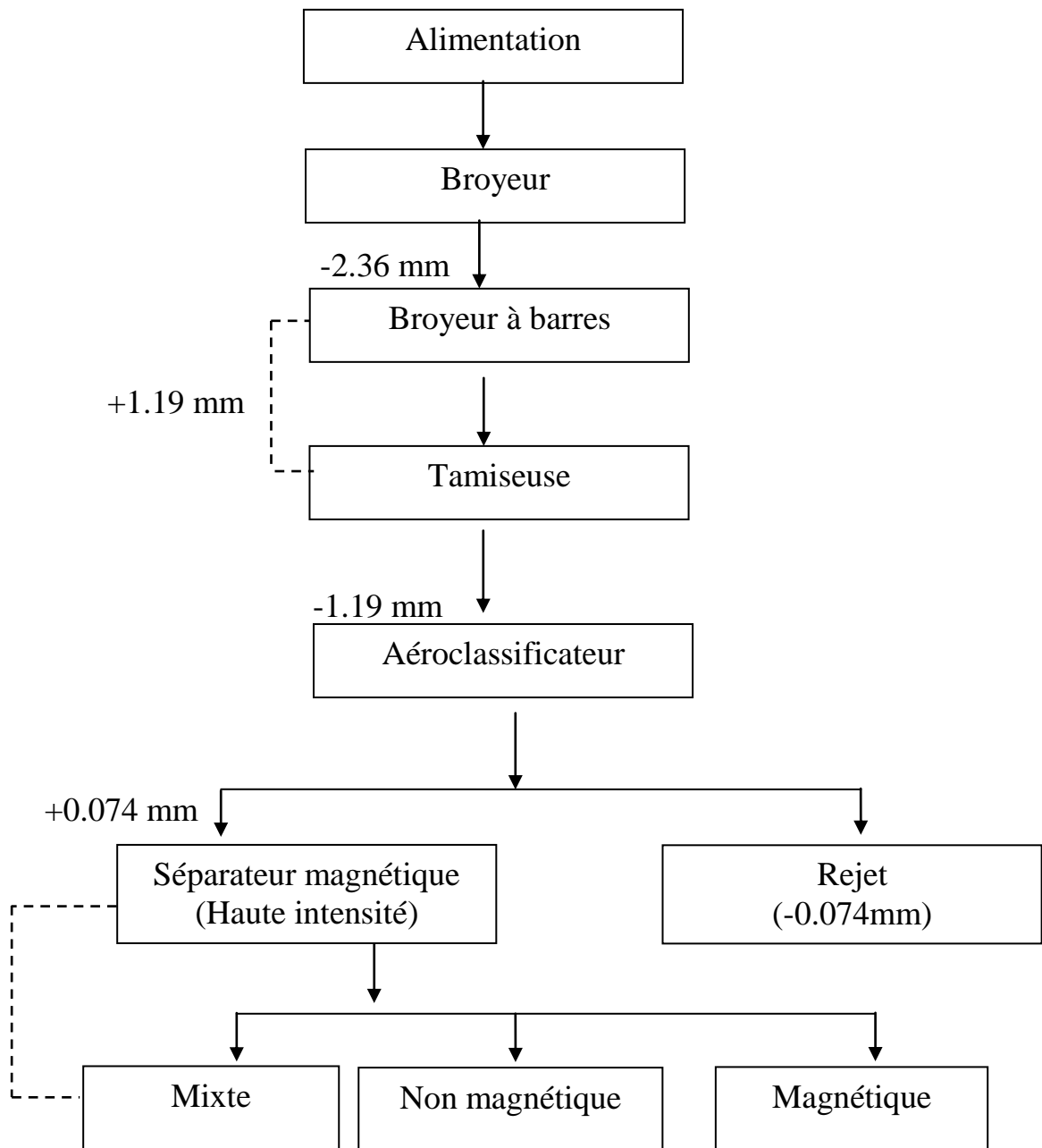
### 6-3 - Phosphate du d'Angico dos Dias/Caracol (Brésil) [14]

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

La distribution en  $P_2O_5$  dans le produit non magnétique est de 60.08%. L'attrition n'a, par conséquent, eu aucun effet quant à la récupération du phosphate. Ce concentré présent, néanmoins, une teneur en  $P_2O_5$  légèrement plus importante et des teneurs en  $Fe_2O_3$  et  $Al_2O_3$  plus faibles (en adéquation avec les spécifications liées à la production d'acide phosphorique).

Ce concentré contient également 0.55% de  $(REE)_2O_3$ ,  $Nd_2O_3$  n'ayant toutefois pas été analysé. Considérant que la teneur de cet oxyde est similaire (voire supérieure) à celle de  $Ce_2O_3$ , la teneur totale en oxydes lanthanidiques de ce concentré peut se situer aux alentours de 1%.

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



**Figure (09):** Schéma conceptuel du processus d'enrichissement du minerai phosphaté d'Angico dos Dias/Caracol (Brésil)

#### 6-4- Phosphate des Etats-Unis [19]

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

- récupération des pebbles (nodules phosphatés de quelques millimètres en dimension) par lavage, attrition, criblage ;
- Elimination des schlamms (<0.1mm) ;
- Enrichissement par flottation pelliculeuse des particules 0.5-1mm, avec épuisage du non flotté par flottation en cellules ;
- Enrichissement par flottation en cellule conventionnelles du 0.1-0.5mm par flottation directe aux acides gras, suivie d'une phase de désorption des réactifs collecteurs de la surface des particules flottés, puis d'une flottation inverse aux amines ;
- les concentrés sont égouttés, éventuellement filtrés et séchés ;
- les rejets (schlamms et rejets de flottation) sont stockés dans des zones d'épandage et font l'objet d'un suivie adéquat pour permettre la réhabilitation du site.

Typiquement la consommation de réactifs pour la flottation directe est de 400 à 800g d'un mélange de talloil et d'acides gras par tonne d'alimentation de la flottation,

500 à 2000g/t de gazole, 50 à 100g/t de soude ou ammoniacque pour obtenir un PH de 8 à 9au conditionnement.

Le temps de conditionnement est d'environ 5 minutes et celui de flottation de 3 à 5 minutes avec une pulpe initialement à 25 % de solides.

La phase de désorption-déshuilage du matériau flotté est réalisée par attrition à PH acide obtenu par addition d'acide sulfurique.

La seconde flottation (flottation cationique pour éliminer le quartz résiduel) consomme environ 100g/t entrant en flottation d'un collecteur aminé. Le temps de flottation est d'environ 5 minutes.

La flottation des grosses particules (typiquement 0.5à 1 mm ou 1.5mm) étant difficile en cellules conventionnelles de flottation par écumes, on utilise, pour les phosphates de Floride, la technique de l'agglomération et celle de la flottation pelliculeuse.

La séparation entre agglomérats phosphatés et quartz est souvent faite en spirales.

**Tableau (10) : Bilan de traitement du minerai de phosphate de Florida**

<b>Produits</b>	<b>%poids du minerai brut</b>	<b>%TP L</b>	<b>%Mg O</b>
<b>Alimentation</b>	100	22.6	
<b>Rejets : schlamms (&lt;0.1mm)</b>	23.1	17.5	
<b>Refus grossiers</b>	1.1	45.5	
<b>Rejets desflottations</b>	52.3	5.5	
<b>Total des rejets</b>	76.5	9.7	
<b>Phosphate enrichi :</b>			
<b>Nodules (pebbles)</b>	11.6	61.2	1.1
<b>+1mm</b>	3.3	65.5	0.5
<b>Concentré de spirale (0.54-1mm)</b>	2.5	68.2	0.5
<b>Concentré grossiers (0.43-0.54mm)</b>	6.1	69.6	0.5
<b>Concentré fin (0.1-0.43mm)</b>			
<b>Total des produits enrichis</b>	23.5	64.7	0.8

### **Conclusion :**

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

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

# CHAPITRE III

### **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 utilisées et leurs consommation de l'énergie. [3]

### **1 -Préparation mécanique [5]**

#### **1-1Concassage**

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 :

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 salage 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 10 et 11).

#### **Les caractéristiques du concasseur à cône giratoire**

- Type : BABITLESS.
- Capacité : 1000 à 1200t/h.
- Poids : 1500kg.
- Débit : 600 à 700 T/h
- Degré de réduction I=6 fois

### 1-2-Broyage :

Cette opération consiste à réduire la taille du produit concassé jusqu'à une dimension de 20 mm un taux de réduction de dix (10). Et ce au moyen de (03) broyeurs à marteaux articulés (WEDAG) d'une capacité de production de 300t/ h pour un broyeur, le produit broyé sera ensuite acheminer vers l'atelier de criblage.(Figure 10 et 12)

#### **Les caractéristiques technologiques du broyeur à marteaux**

- ✓ Type : WEDAG REVER.
- ✓ Capacité : 250 à 300 t/h.
- ✓ Finesse : 0 à 20mm.
- ✓ Vitesse de rotation : 45,5 tr/min

### 1-3-Criblage

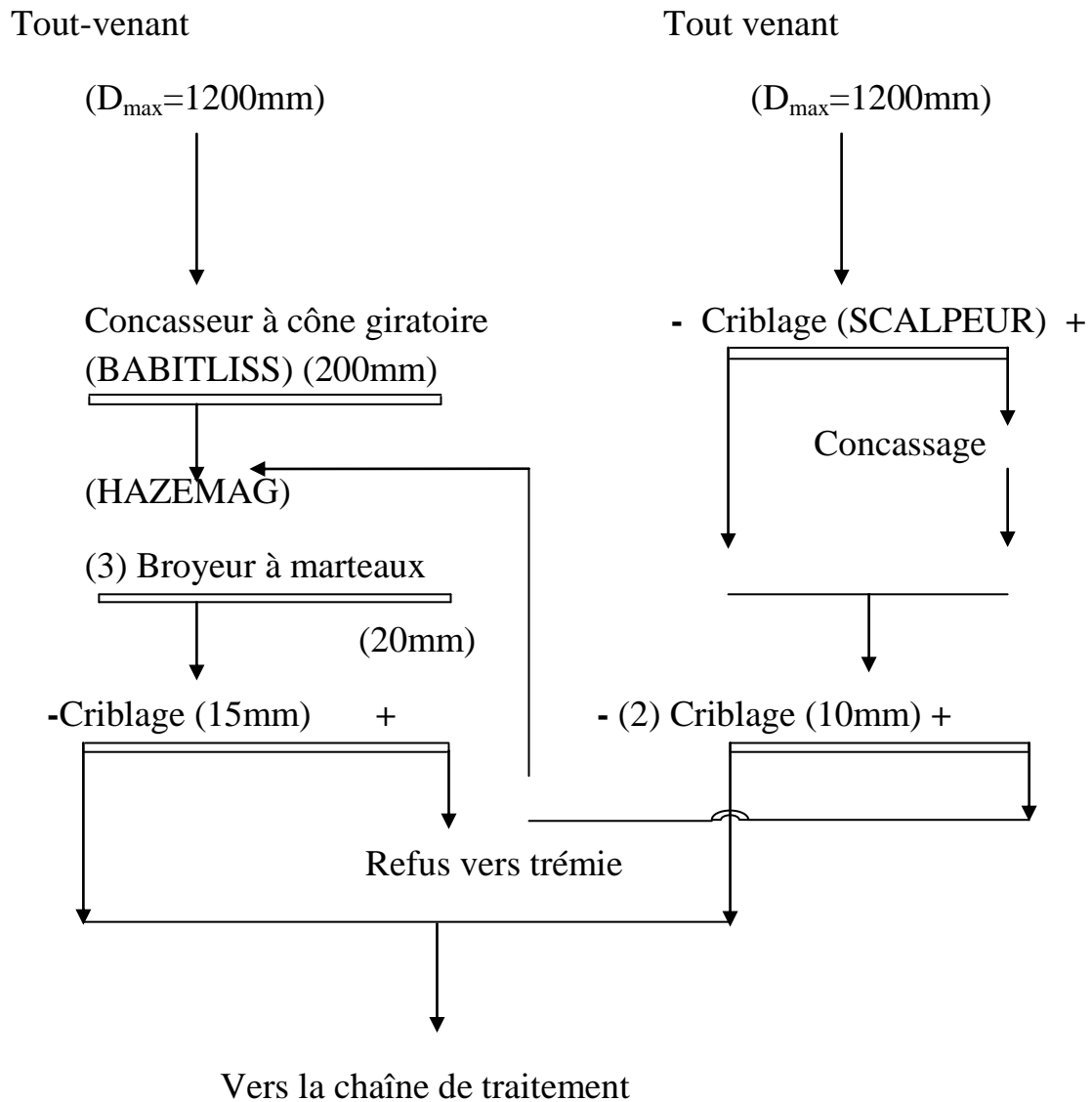
Consiste à éliminer le produit dont la dimension est supérieur à 15 mm au moyen de trois (03) cribles vibrants (WEDAG) en aval du BABITLESS d'une capacité de 250 t/ h/ crible.

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 créés par l'exploitation.

Le passant du crible ayant une granulométrie inférieure à 15 mm alimente les deux voies qui sont le but essentiel de la préparation mécanique. (Figure 10 et 12 et 13)





(Voie sèche ; Voie humide)

**Figure.10** : Schéma technologique de préparation mécanique de l'usine du Djebel Onk

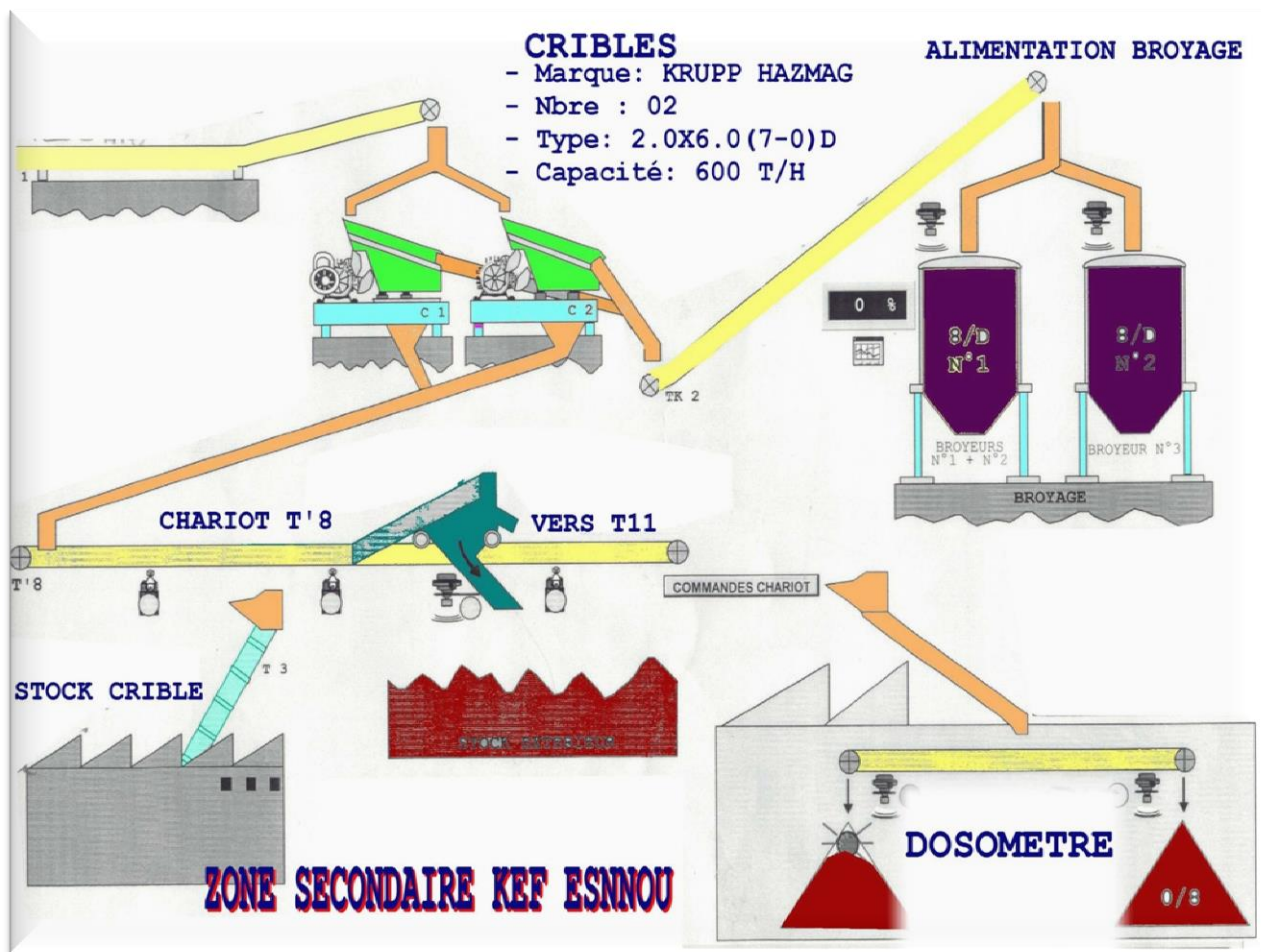


Figure.11 : Schéma de l'appareillage de préparation mécanique à la zone de Kef Essen

(Le concasseur HAZEMAG)

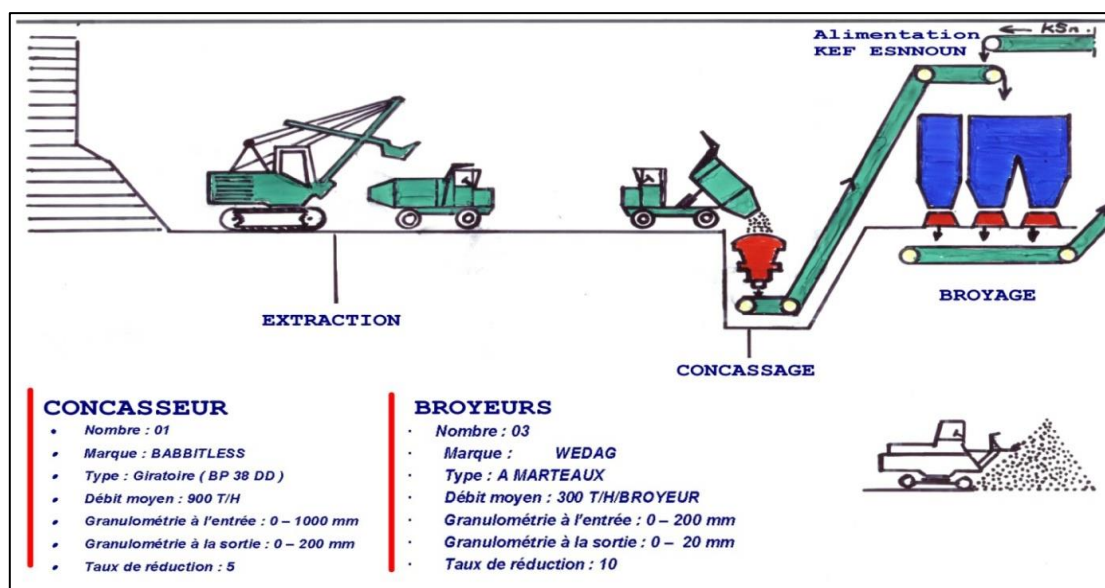


Figure.12: Schéma d'appareillages de concassage (BABITLESS) et broyage (WEDAG).

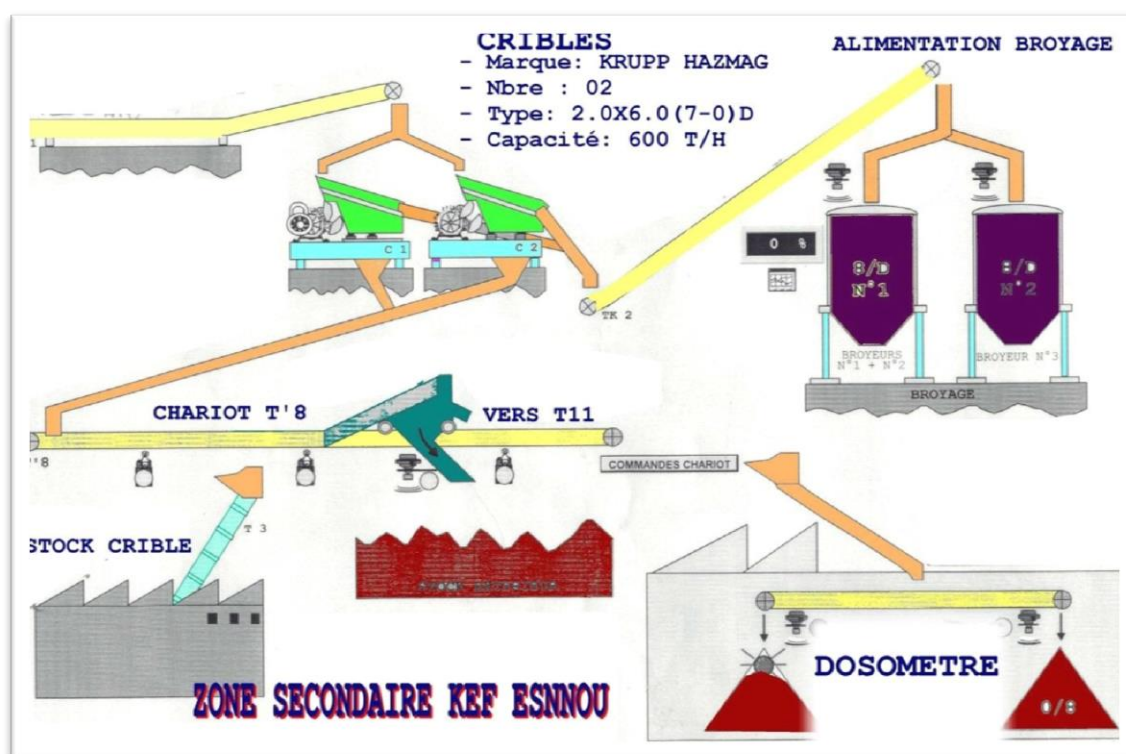


Figure 13.Schéma de l'appareillage Cribles (HAZEMAG).

## 2- Voie humide (DKI) [5]

### 2-1Débourbage

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 (schlamm) 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 14 et 15).

### CHAPITRE III: la chaîne de traitement de l'usine de Djebel-onk

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.

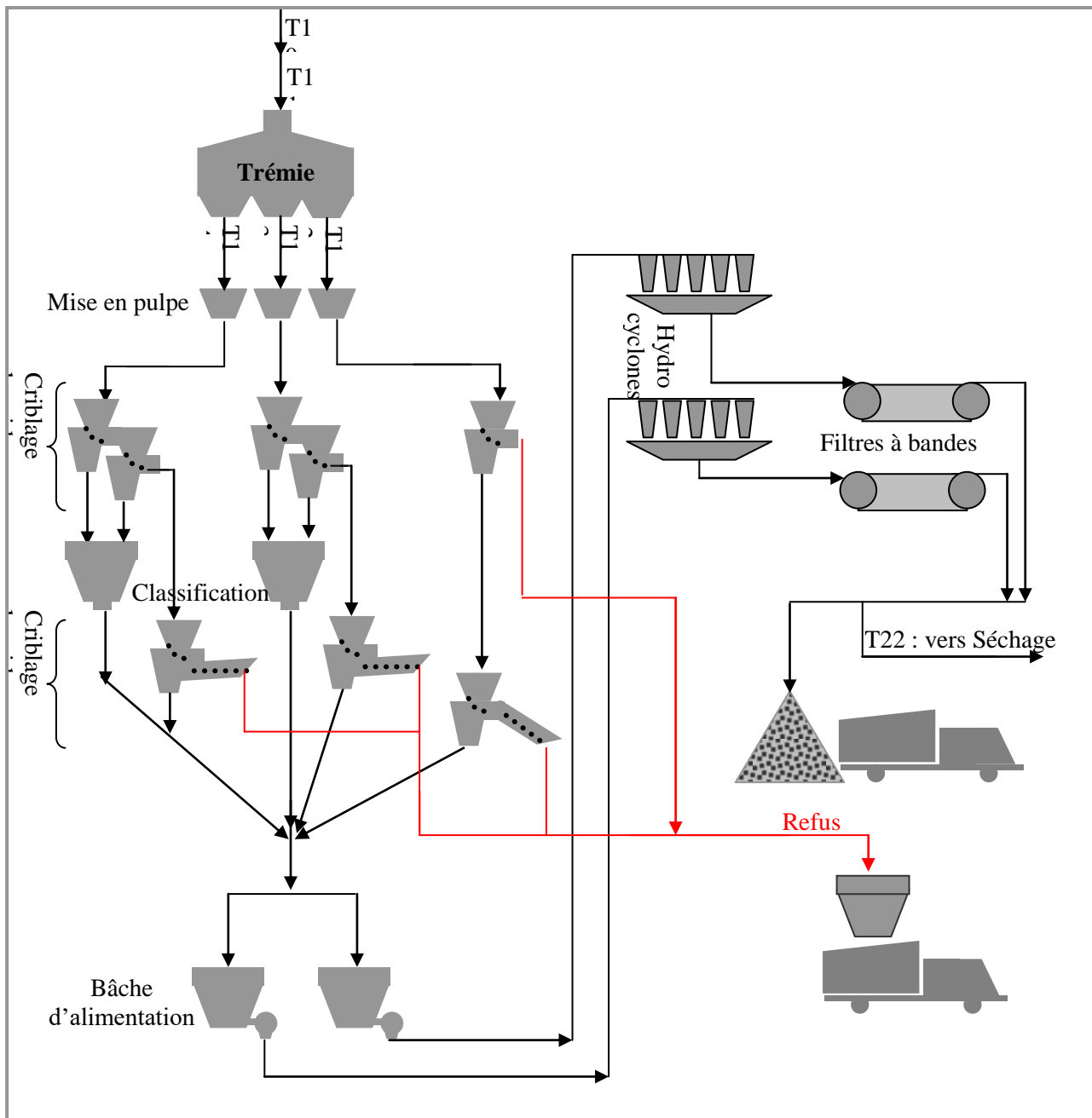
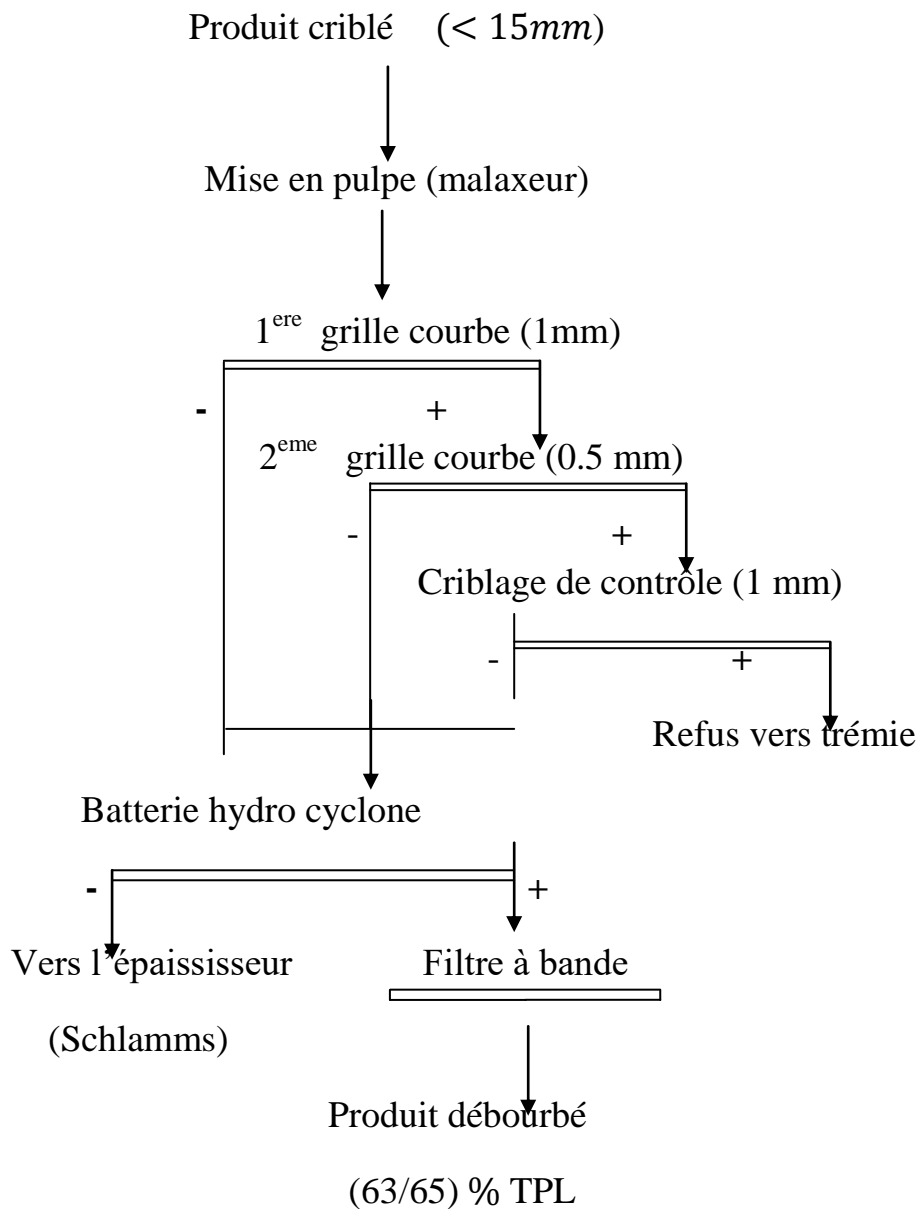


Figure.14 : Schéma Technologique du débourbage

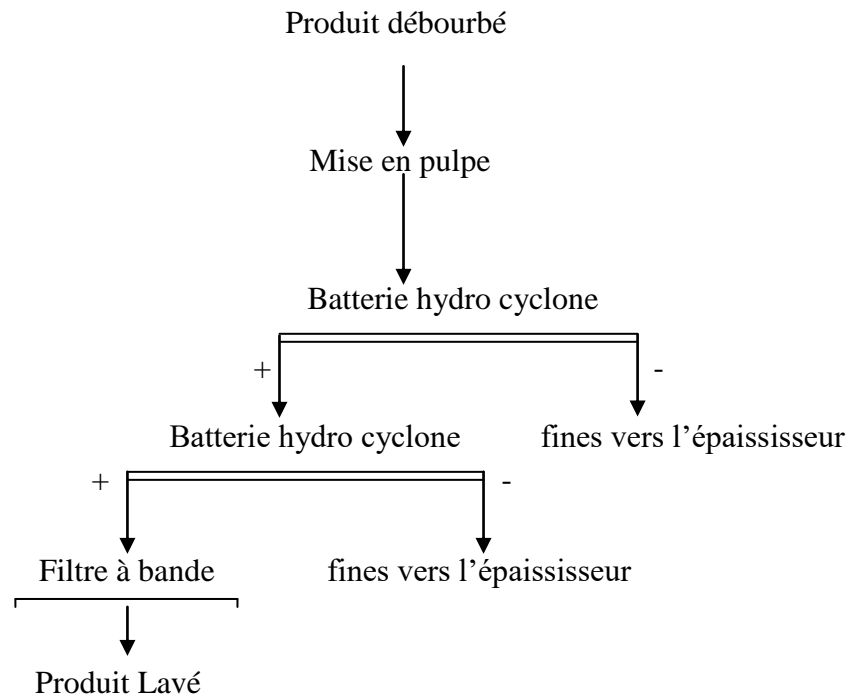


**Figure.15** : Schéma technologique du débouillage

### 2-2-Lavage

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

L'eau après lavage sera destinée vers l'épaississeur lavage pour éliminer les schlamms et récupérer l'eau qui sera utilisée dans l'opération de débouillage



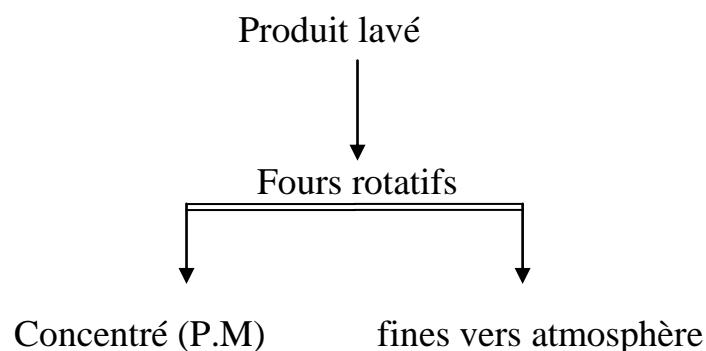
**Figure.16** : Schéma technologique de l'atelier lavage

### 2-3- Séchage

Le but de cette opération est réduire la teneur en eau dans le produit phosphaté lavé, humidité 13 % jusqu'à 1% par séchage.

Le produit débourbé et lavé subies un séchage dans un four sécheur rotatif réglé à une température de  $105^{\circ}\text{C} \pm 5^{\circ}\text{C}$  (température de vaporisation d'eau).

Ce four rotatif est pour sécher le produit phosphaté par rotation.



**Figure.17** : Schéma technologique de l'atelier séchage

### 3– Voie sèche (DKII - DKIII) [5]

#### 3-1-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. (Figure18)

#### 3-2-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.(Figure18).

Les particules de dimension supérieure à 2 mm seront rejetées par contre les moins fines seront cyclonnées pour purifier la gamme.

- ✓ Type : REWUM
- ✓ Séparation : 0 à 2 et > 2 mm
- ✓ Capacité : 115 à 125 t/h

- ✓ Humidité de produit : 1 à 1,8
- ✓ Densité apparente de produit : 1,3

### 3-3- 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.(Figure18).

Cette gamme subit un broyage au moyen d'un broyeur à attrition dans le but d'enrichir cette gamme.

- ✓ Type : DRAGON
- ✓ Capacité : 155 à 200 t/h
- ✓ Vitesse de rotation : 725 tr/min
- ✓ Poids : 12 t

### 3-4- 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.

### 3 -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  $\mu$ m +90  $\mu$ m [et qui titre > 63 % TPL.



## CHAPITRE III: la chaîne de traitement de l'usine de Djebel-onk

Les refus sont acheminés vers une trémie de déchargement pour les transportés par camions vers des terrils au niveau des espaces crée par l'exploitation. (Figure18).

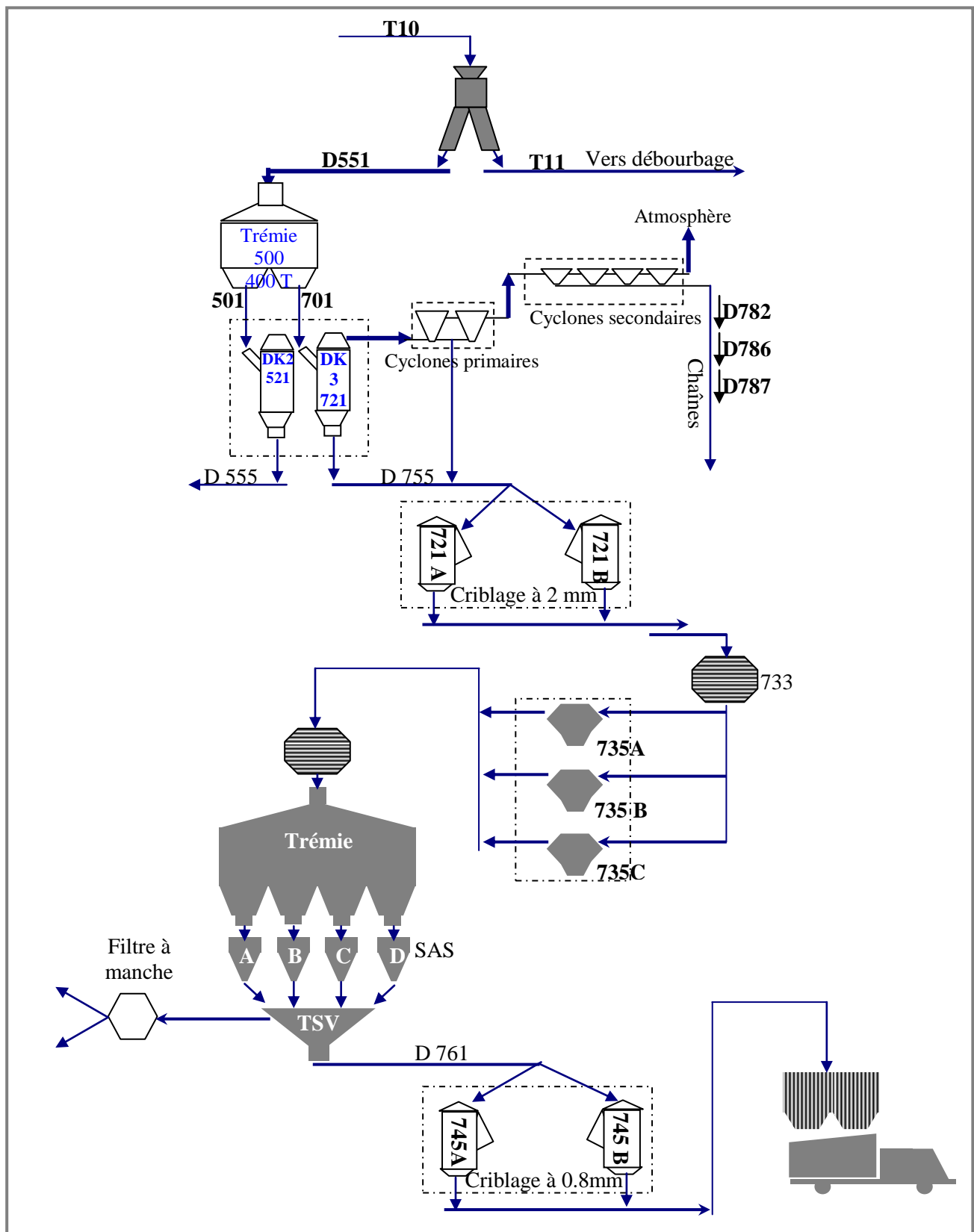


Figure.18 : Schéma Technologique de dépoussiérage

### **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).

Le minerai de phosphate au niveau de Djebel Onk passe en deux étapes d'enrichissement pour l'obtention des produits concentrés (voie humide et voie sèche).

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. [3]

# Chapitre IV

### Introduction

Les analyses chimiques complètes de phosphate incluent habituellement CaO, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, F, Cl, SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Na<sub>2</sub>O, K<sub>2</sub>O, MgO, CO<sub>2</sub>, S, C organique.

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

- Anhydrides : P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, SO<sub>3</sub>, CO<sub>2</sub> ;
- Oxydes: CaO, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Na<sub>2</sub>O, K<sub>2</sub>O, MgO, SiO<sub>2</sub>.

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

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

### 1- Objectif d'échantillonnage

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

### 2-Méthode d'échantillonnage

#### 2-1- Le séchage

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

#### 2-2 -Le quartage

L'échantillon est divisé en quatre parties égales dont on ne retient que la moitié en réunissant deux quarts opposée. 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.

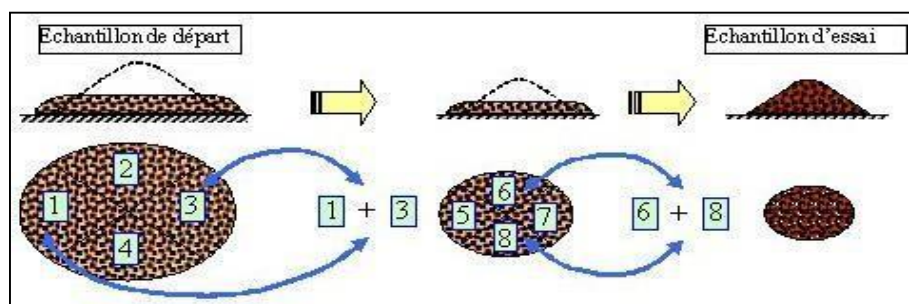


Figure19. Opération de quartage

### 3- Préparation des échantillons

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

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

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

### 4- Analyse granulométrique

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

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

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

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

#### 4-1-Présentation des résultats

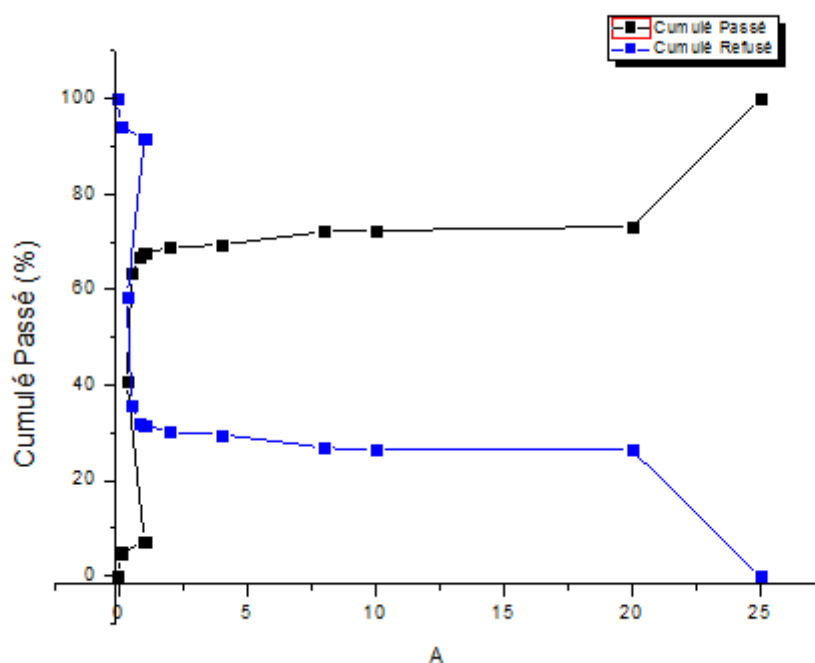
On a fait les analyse pour la préparation mécanique est le suivant :

##### a - Préparation Mécanique

Tableau 12. Analyse granulométrique de Sortie Broyeur (P 30)

Classes Du Grosseur (mm)	Poids (g)	Rendements (%)		
		Partiel $\sum \gamma$	Cumulé Passé $\sum \gamma^{\nearrow}$	Cumulé Refusé $\sum \gamma^{\searrow}$
- 25 + 20	216.1	26.35	100	26.35
- 20 + 10	8.6	1.04	73.15	26.39
- 10 + 8	4.1	0.5	72.31	26.89
- 8 + 4	22.6	2.75	72.11	29.64

- 4 + 2	4.2	0.51	69.36	30.15
- 2 + 1	11.5	1.40	68.85	31.55
- 1 + 0.800	4.7	0.57	67.45	32.12
- 0.800 + 0.500	29.4	3.58	66.88	35.70
- 0.500 + 0.315	185.7	22.64	63.30	58.34
- 0.315 + 0.100	273.1	33.30	40.66	91.64
- 0.100 + 0.080	20.4	2.48	7.36	94.12
- 0.080 + 0	39.6	4.88	4.88	100
<b>TOTAL</b>	820	100	0	0



**Figure.20.**Courbe d'analyse granulométrique de produit Sortie broyeur

## 5-Analyse physico-chimique [01]

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

### 5-1- Attaque perchlorique

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

#### **A- Principe**

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

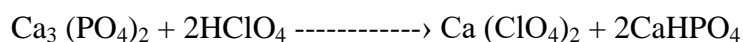
#### **B- Réactifs**

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

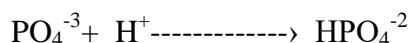
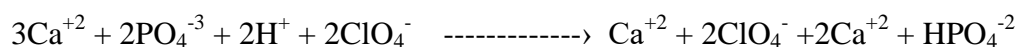
#### **C- Mode opératoire**

- ✓ Peser 01 g d'échantillon finement moulu dans un Becher de 250 ml ;
- ✓ Verser quelque ml de  $H_2O$  distillée et ajouter 15 ml de l'acide perchlorique ;
- ✓ Laisser chauffer au bain de sable jusqu'à disparition de toute coloration blanche;
- ✓ Laisser refroidir transvaser quantitativement dans une fiole jaugée de 500 ml en rinçant soigneusement le Becher avec de l'eau distillée ;
- ✓ Ajuster au trait de jauge, homogénéiser filtrer sur filtre plisser, rejeter les premier ml du filtrat et recueillir dans un flacon sec.

La réaction d'attaque pour le phosphate naturel est :



La réaction ionique est :



### 5-2- Dosage du $P_2O_5$ par la méthode spectrophotométrie automatique (Auto analyseur)

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

## Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk

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

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

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

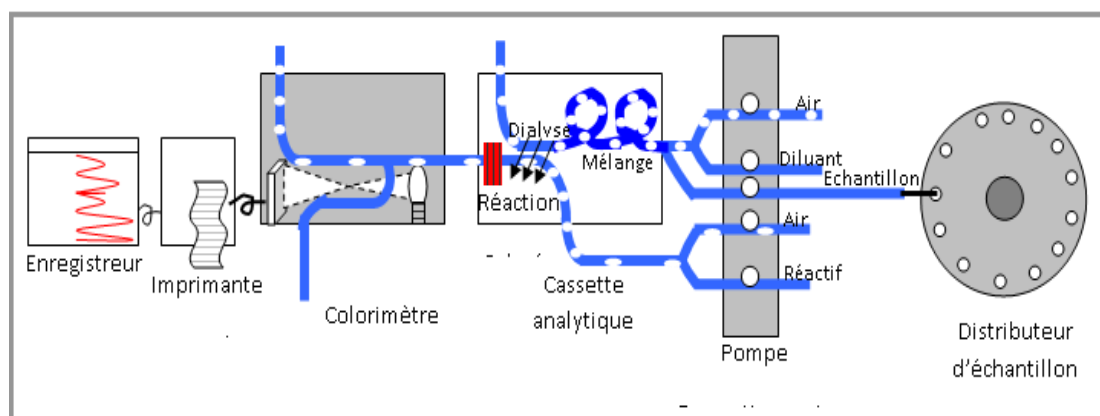


Figure.21: Schéma d'auto analyseur

### A- Principe

- ✓ Formation d'un complexe jaune entre les ions phosphoriques vanadiques molybdiques ;
- ✓ Détermination spectrophotométrie automatique à l'aide de l'auto analyseur Technico.

### B- Attaque

Attaque perchlorique.



### C- Réactifs

- ✓ Acide nitrique  $\text{HNO}_3 = 1.38 \text{ mg/ml}$  ( $d = 1.38$ , 65% en poids) ;
- ✓ Acide perchlorique  $\text{HClO}_4 = 1.61 \text{ mg/ml}$  ( $d = 1.61$ , 70% en poids) ;
- ✓ Réactif vanado-molybdique.

### D- Préparation du réactif vanado-molybdique

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

- ✓ Solution A : Préparer 2000 ml d'une solution contenant un volume d'acide nitrique et deux volumes d'eau distillée ;
- ✓ Solution B : Dissoudre 5g de metavanadate d'ammonium ( $\text{NH}_4\text{VO}_3$ ) dans 500 ml de l'eau distillée bouillante ;  
Ajouter 40 ml d'acide nitrique et compléter à 2000 ml avec de l'eau distillée, après refroidissement.
- ✓ Solution C : Dissoudre 100 g de molybdate d'ammonium ( $\text{Mo}_7\text{O}_{24}(\text{NH}_4)_6, 4\text{H}_2\text{O}$ ) dans 1500ml de l'eau bouillante et compléter à 200 ml par l'eau distillée chaude.

### E- Préparation de la solution étalons d'anhydride phosphorique

- ✓ Solution mère de concentration 10 mg/ml en  $\text{P}_2\text{O}_5$  : Préparer la solution étalon mère à partir de  $\text{NH}_4\text{H}_2\text{PO}_4$  (phosphate monoammonique) ou  $\text{KH}_2\text{PO}_4$  (phosphate monopotassique) sécher à  $105^\circ\text{C}$  pendant 2heures ;  
Peser 19,174 g de  $\text{KH}_2\text{PO}_4$  déjà séché et l'introduire dans une fiole jaugée de 1000 ml avec l'eau distillée ;
- ✓ Solutions étalons filles : A partir de la solution étalon mère préparé alors sept solutions étalons filles de la façon suivante ;  
Dans une série des fioles de 500 ml introduire les volumes de solution mère respectivement : 5, 10, 15, 20, 25 et 30 ml.

Dans toutes les fioles ajouter 15ml d'acide nitrique, compléter le volume au trait de jauge avec de l'eau distillée, homogénéiser. Elles correspondent selon l'attaque perchlorique à des teneurs en %  $\text{P}_2\text{O}_5$  suivants : 5, 10, 15, 20, 25, 30 et 35%.

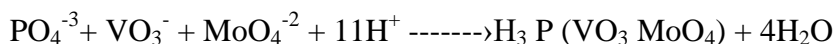
### F- Appareillage

- ✓ Matériel courant de laboratoire ;
- ✓ Auto Analyseur Technico, équipé d'un manifold pour le dosage de l'anhydride phosphorique et muni d'un filtre à de 430 nm.

## Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk

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

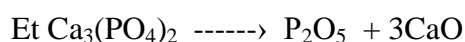
Réaction de la formation du complexe phosphovanado-molybdique est :



Le dosage du  $P_2O_5$  nous permet de savoir la teneur du phosphate Tricalcique qui est le TPL (triple phosphate of lime) soit :

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

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



**Tableau.13** : Analyse chimique de teneur en  $P_2O_5$  de Sortie Broyeur

ECHANTILLONS	% $P_2O_5$
<b>Global</b>	27.93
+20mm	29.23
+10mm	26.55
+8mm	26.03
+4mm	25.52
+2mm	18.60
+1mm	22.31
+0.800mm	23.80
+0.500mm	29.64
+0.315mm	30.62
+0.100mm	29.52
+0.08mm	24.89
-0.08mm	24.08
<b>Moyenne</b>	<b>26.05</b>

### 5-3-Dosage du Magnésium MgO par absorption atomique

#### **A- Spectrométrie d'absorption atomique**

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

## Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk

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

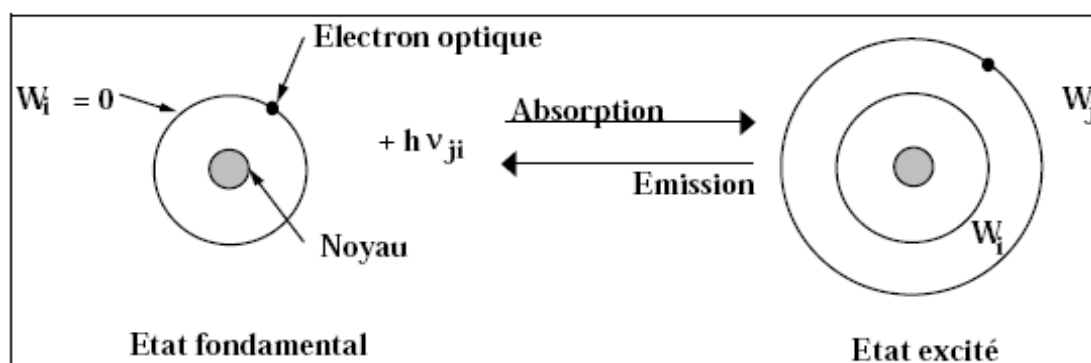


Figure.22: Interaction rayonnement matière

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

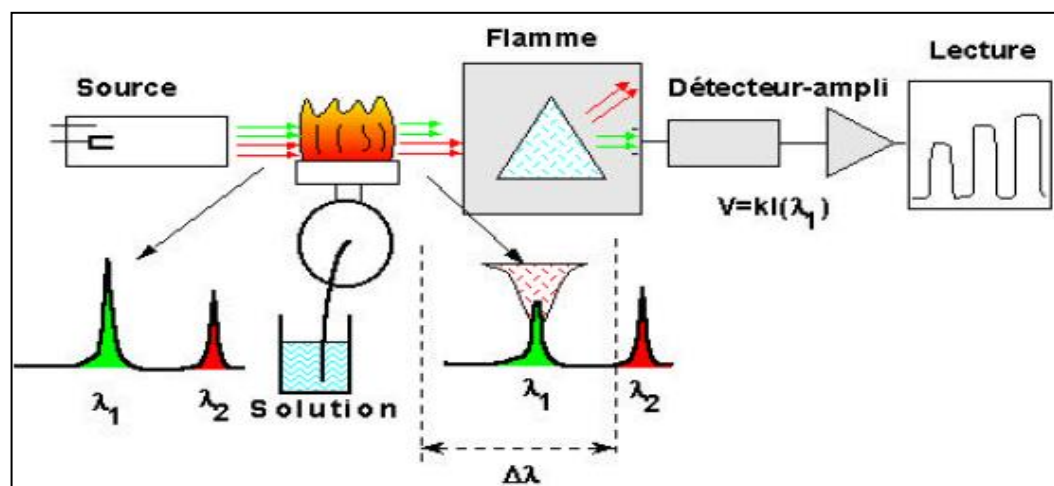


Figure.23: Schéma de principe du spectrophotomètre d'absorption atomique

### B- Principe

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

### C- Réactifs

- ✓ Acide chlorhydrique concentré  $d = 1,19 : 37\%$  en poids ;
- ✓ Solution étalon mère de : 1g/litre de magnésium ;

## Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk

- ✓ Solution fille de : 100 mg/litre en magnésium (50ml dans 500ml de solution) ;
- ✓ Tampon spectrochimique au lanthane : Peser 58,64 g de (La<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) et le dissoudre.

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

### D- Gamme d'étalonnage

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

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

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

### E- Appareillage

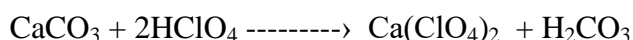
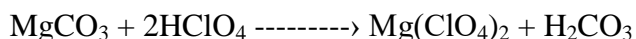
- Matériel courant de laboratoire ;
- Spectrophotomètre d'absorption atomique, muni d'une lampe à cathode creuse, pour le dosage du magnésium et d'un brûleur air-acétylène. AAS3300 ;
- Installation d'air comprimé ;
- Acétylène.

### F- Opératoire

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

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

Réaction de l'attaque :



### G- Calcul

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

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

V<sub>t</sub> = Volume de la solution d'attaque (500ml).

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

V<sub>p</sub> = Volume prélever pour l'essai (5ml).

**Tableau.14** : Analyse chimique de teneur en MgO des de Sortie Broyeur

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

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

Un Calcimètre permet de mesure le volume de CO<sub>2</sub> dégagé par action de l'acide chlorhydrique (HCl) sur le carbonate de calcium (CaCO<sub>3</sub>) d'un échantillon de sol ou de roche.

#### **A- Principe**

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

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

#### **B- Réactifs**

- Acide chlorhydrique solution à 50% en volume ;
- Sulfate de cuivre anhydre ;
- Etalons : carbonate de calcium pur et sec.

#### **C- Appareillage**

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



**Figure.24:** Schéma de Calcimètre de BERNARD

On peut fabriquer un Calcimètre avec :

- ✓ Fiole d'attaque à fond plat, forme poire de 150ml ;
- ✓ Tubes à hémolyse de 5ml. (65\*13 mm) ;
- ✓ Billes de verre (diamètre 4mm) ;
- ✓ Thermomètre ;
- ✓ Chronomètre ;
- ✓ Pince en bois ;
- ✓ Matériel courant

### D- Mode opératoire

- ✓ Peser un 1g d'échantillon broyé ;
- ✓ Introduire dans la fiole poire sèche ;
- ✓ Placer dans la fiole 10 à 12 billes de verre ;
- ✓ D'autre part, dans des tubes hémolyse introduire 5ml de sulfate de cuivre, l'introduire le tube à hémolyse dans la fiole contenant l'échantillon, sans renverser le liquide ;
- ✓ Incliner la fiole pour verser le contenu des tubes à hémolyse sur l'échantillon ;
- ✓ Abaisser le réservoir pour maintenir le liquide à peu près au même niveau dans le tube mesureur et dans le réservoir ;
- ✓ Agiter la fiole, sans interruption, jusqu'au moment où le niveau du liquide dans le tube mesureur ne varie plus ;
- ✓ Laisser refroidir sans agiter ;
- ✓ Noter de 5 en 5 mn la température et le volume dégagé, lorsque la température est égale à la température initiale, noter le volume, en prenant soin d'amener le liquide au même niveau dans le réservoir et dans le tube mesureur.

### E- Calcul

Après avoir mesuré le volume dégager on prend la température et la pression dans lesquelles l'opération c'est déroulée puis on calcule le pourcentage de CO<sub>2</sub> par la relation suivante :

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

Sachant que :

V = volume

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

**Tableau.15** : Analyse chimique de teneur en CO<sub>2</sub> de Sortie Broyeur

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



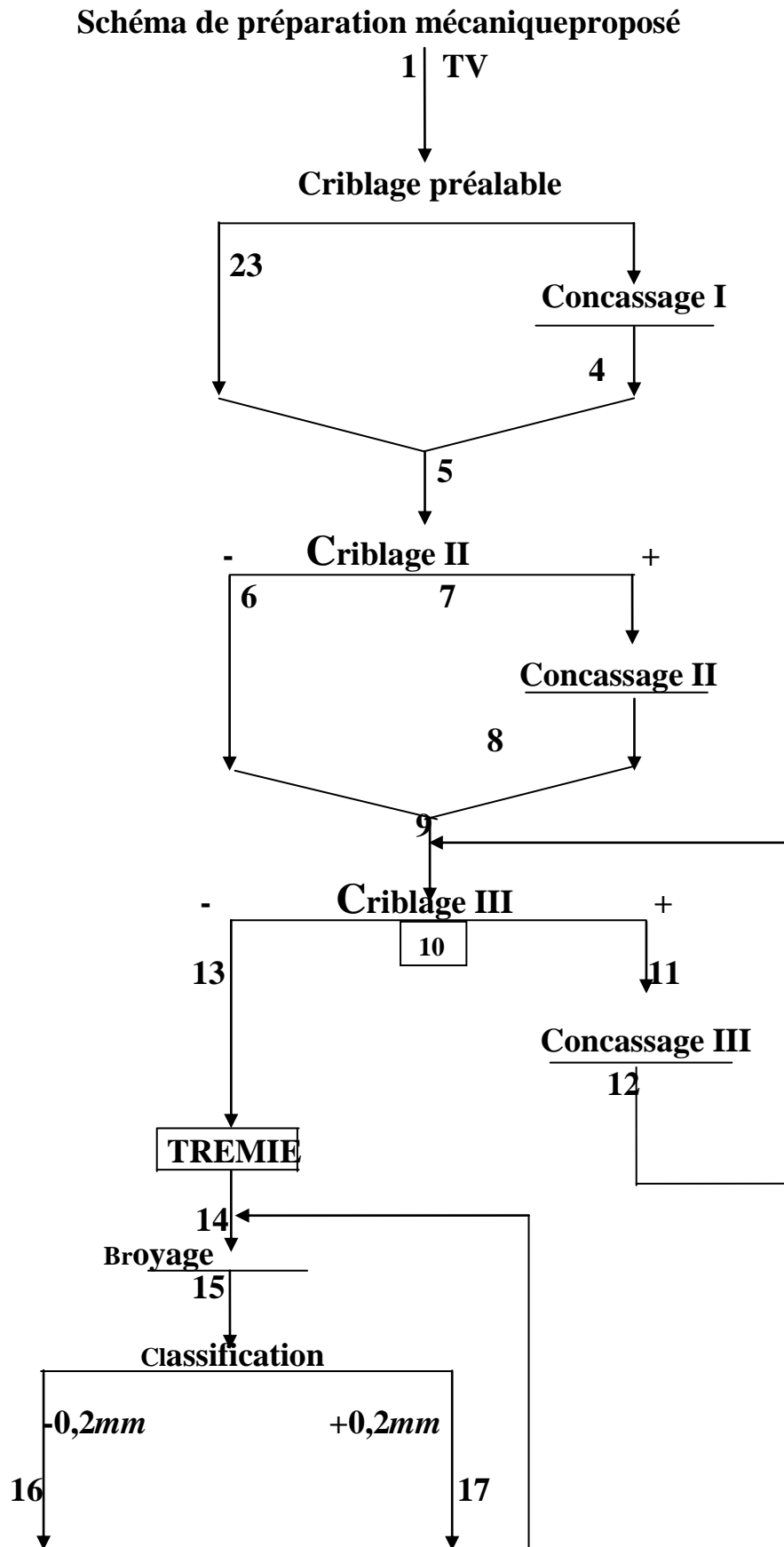


Figure 25 : Schéma de préparation mécanique proposé

### Données de départ

- $D_{\max} = 1050 \text{ mm}$
- $\alpha \text{ P}_2\text{O}_5 = 29 \%$
- Production annuelle  $Q_{\text{an}} = 6000000 \text{ t}$
- Production horaire  $Q_1 = 746,26 \text{ t/h}$
- Densité foisonnée =  $1,75 \text{ t/m}^3$
- Coefficient de foisonnement =  $2,4$
- Humidité =  $(5 \div 6) \%$

### 6-Calcul du schéma de concassage et broyage et choix des équipements

(Calcul préalable) :

6-1 : On détermine la production théorique d'un atelier de concassage.

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

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

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

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

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

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

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

Donc la production journalière

$$Q = \frac{Q_{\text{an}}}{N_j} \text{ t/j} \Rightarrow Q = \frac{6000000}{335} = 17910,44 \text{ t/j}$$
$$Q_1 = \frac{17910,44 \cdot 7}{7 \cdot 3 \cdot 8} = 746,26 \text{ t/h}$$

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

6-2 : On calcule et on trace la caractéristique de grosseur du T.V à l'aide du tableau :(16)

$D_{\max} = 1050 \text{ mm}$

6-3 : On fixe les degrés de concassage pour chaque étage de concassage

\* Le degré général est égal à :

$$i_g = \frac{D_{\max}}{d_{\max}} = \frac{1050}{25} = 42$$

## Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk

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

$$I_1 = 3 \div 5$$

Donc on fixe  $I_1=4$  ;  $I_2=3$

$$I_3 = \frac{i_g}{I_1 \cdot I_2} = \frac{42}{4 \cdot 3} = 3,5$$

**6-4 : On détermine les dimensions des morceaux maximums :**

$$d_5 = \frac{d_1}{I_1} = \frac{1050}{4} = 262,5 \text{ mm}$$

$$d_9 = \frac{d_5}{I_2} = \frac{262,5}{3} = 87,5 \text{ mm}$$

$$d_{11} = \frac{d_1}{I_1 \cdot I_2 \cdot I_3} = \frac{1050}{4 \cdot 3 \cdot 3,5} = 25 \text{ mm}$$

**Tableau (16) :** caractéristique de grosseur du tout venant

Tranches granulométriques en fonction de D max	Tranche Granulométriques (mm)	Rendement %		
		Rendement des classes	Rendement Cumulé Refusée	Rendement Cumulé passée
$-D_{\max} + 3/4 D_{\max}$	- 1050 + 787,5	16	16	100
$-3/4 D_{\max} + 1/2 D_{\max}$	- 787,5 + 525	22	38	84
$- 1/2 D_{\max} + 1/4 D_{\max}$	- 525 + 262,5	29	67	62
$- 1/4 D_{\max} + 1/8 D_{\max}$	- 262,5 + 131,25	15	82	33
$- 1/8 D_{\max} + 0$	- 131,25 + 0	18	100	18
<b>TOTAL</b>	-	100		

**6-5 : On détermine les dimensions des fentes de déchargement des concasseurs**

**D'après :**

- Pour le minerai dur :

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

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

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

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

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

$$S_1 = \frac{d_5}{Z_1} = \frac{262,5}{1,7} \Rightarrow S_1 = 154,41 \text{ mm}$$

$$S_2 = \frac{d_9}{Z_2} = \frac{87,5}{3} \Rightarrow S_2 = 29,16 \text{ mm}$$

$$S_3 = 0,8 \cdot d_{11} = 0,8 \cdot 25 \Rightarrow S_3 = 20 \text{ mm}$$

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

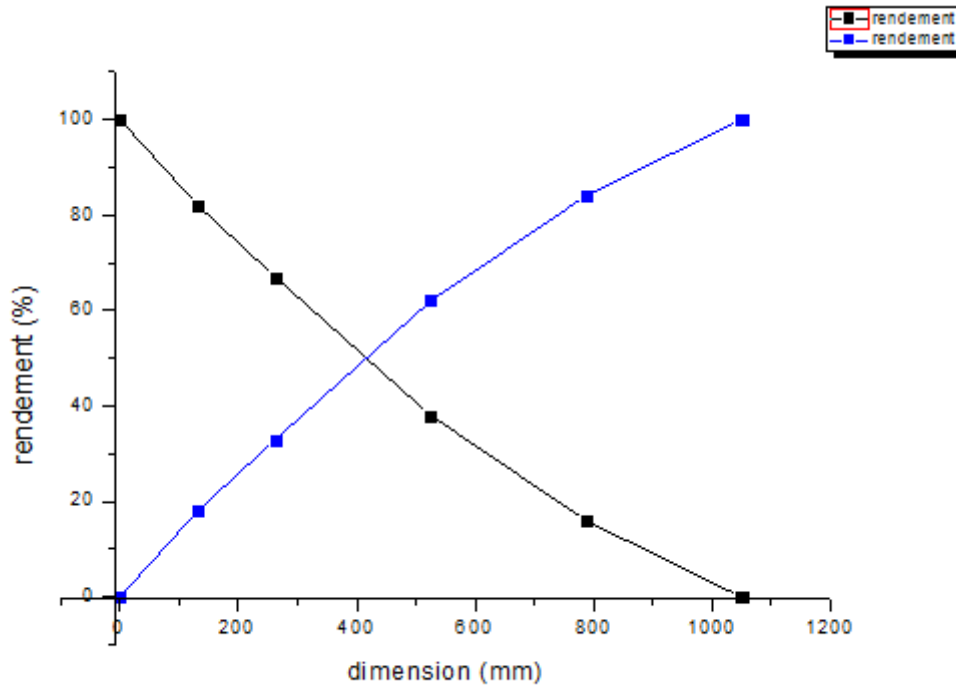


Figure (26) caractéristique de grosseur du tout venant

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

$$\text{Alors : } B_1 = (1,1 \div 1,2) d_1 = 1,2 (1050) \Rightarrow B_1 = 1260 \text{ mm}$$

$$B_2 = (1,1 \div 1,2) d_5 = 1,1 (262,5) \Rightarrow B_2 = 288,75 \text{ mm}$$

$$B_3 = (1,1 \div 1,2) d_9 = 1,15 (87,5) \Rightarrow B_3 = 100,62 \text{ mm}$$

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

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

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

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

E : efficacité

## Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk

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

$$E_2 = E_3 = 80 \%$$

**6-8 : On fixe les ouvertures des cribles.**

- $d_5 > L_1 > S_1$  ; avec  $E_1 = 65 \%$  (de criblage de 1<sup>er</sup> étage)
- $d_9 > L_2 > S_2$  ; avec  $E_2 = 80 \%$  (de criblage de 2<sup>ème</sup> étage)

On prend souvent dans les calculs préalables :

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

Donc :

$$L_1 = 262,5 \text{ mm}$$

$$L_2 = 87,5 \text{ mm}$$

$$L_3 = 25 \text{ mm}$$

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

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

$$Q_3 = Q_1 - Q_2$$

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

$$B_1^{-L_1} = B_1^{-262,5} = 0,33$$

Donc :

$$Q_2 = 746,26 \cdot 0,33 \cdot 65 \Rightarrow Q_2 = 160,07 \text{ t/h}$$

$$Q_3 = 746,26 - 160,07 \Rightarrow Q_3 = 586,19 \text{ t/h}$$

$$Q_4 = Q_3 \Rightarrow Q_4 = 586,19 \text{ t/h}$$

$$Q_1 = Q_2 + Q_3 = Q_5 \Rightarrow Q_5 = 746,26 \text{ t/h}$$

$$Q_7 = Q_5 - Q_6$$

$$Q_7 = Q_8$$

Dans le deuxième étage :

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

$$\gamma_7 = \frac{Q_7}{Q_1} \cdot 100 = Q_7 = \frac{\gamma_7 \cdot Q_1}{100} = \frac{85 \cdot 746,26}{100} \Rightarrow Q_7 = 634,32 \text{ t/h}$$

$$Q_6 = Q_5 - Q_7 = 746,26 - 634,32 \Rightarrow Q_6 = 111,94 \text{ t/h}$$

$$Q_8 = Q_7 \Rightarrow Q_8 = 634,32 \text{ t/h}$$

$$Q_9 = Q_5 = Q_1 \quad \Rightarrow Q_9 = 746,26 \text{ t/h}$$

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

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

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

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

$$\gamma_{11} = 150 \% \text{ donc : } Q_{11} = 746,26 \cdot 1,5 \Rightarrow Q_{11} = 1119,39 \text{ t/h}$$

$$Q_{12} = Q_{11} \Rightarrow Q_{12} = 1119,39 \text{ t/h}$$

$$Q_{10} = Q_9 + Q_{12} = 746,26 + 1119,39 \Rightarrow Q_{10} = 1865,65 \text{ t/h}$$

$$Q_{13} = Q_{10} - Q_{12} = 1865,65 - 1119,39 \Rightarrow Q_{13} = 746 \text{ t/h}$$

**Tableau :(17) Exigences aux concasseurs a la suite du calcul préalable**

Concasseurs	Dimension de l'ouverture de chargement en (mm)	Dimension de fonte de déchargement en (mm)	Capacité de production en (t/h)
1 <sup>er</sup> étage	$B_1 = 1260$	$S_1 = 154,41$	$Q_3 = 586,19$
2 <sup>ème</sup> étage	$B_2 = 288,75$	$S_2 = 29,16$	$Q_7 = 634,32$
3 <sup>ème</sup> étage	$B_3 = 100,62$	$S_3 = 20$	$Q_{12} = 1119,39$

### 7 : Calcul final du schéma de concassage et choix des équipements

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

$$S_1 = 154,41 \text{ mm}$$

$$S_2 = 29,16 \text{ mm}$$

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

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

$$d_4 = S_1 \cdot Z_1 = 154,41 \cdot 1,7 \quad \Rightarrow d_4 = 262,49 \text{ mm}$$

$$d_8 = S_2 \cdot Z_2 = 29,16 \cdot 3 \quad \Rightarrow d_8 = 87,48 \text{ mm}$$

$$d_{13} = d_{\max} = 25 \text{ mm} \quad \Rightarrow d_{13} = 25 \text{ mm}$$

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

$$I_1 = \frac{d_1}{d_5} = \frac{1050}{262,5} = 4$$

$$I_2 = \frac{d_5}{d_9} = \frac{262,5}{87,5} = 3$$

$$I_3 = \frac{d_9}{d_{13}} = \frac{87,5}{25} = 3,5$$

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

$$d_5 > L_1 > S_1 \quad 262,5 > 262,5 > 154,41 \Rightarrow L_1 = 263 \text{ mm}$$

$$d_9 > L_2 > S_2 \quad 87,5 > 87,5 > 29,16 \Rightarrow L_2 = 88 \text{ mm}$$

## Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk

$$L_3 = d_{11}$$

$$\Rightarrow L_3 = 25 \text{ mm}$$

Avec :  $E_1 = 65$  % efficacité de criblage dans le premier étage  
criblage dans le deuxième et le troisième étage

$$E_2 = E_3 = 80 \text{ % efficacité de}$$

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

$$Q_2 = Q_1 \cdot B_1^{-L_1} \cdot E_1 \quad \text{ou } E_1 = 65 \%$$

$$B_1^{-L_1} = 0,33$$

$$Q_2 = 746,26 \cdot 0,33 \cdot 0,65$$

$$\Rightarrow Q_2 = 160,07 \text{ t/h}$$

$$Q_3 = Q_1 - Q_2 = 746,26 - 160,07$$

$$\Rightarrow Q_3 = 586,19 \text{ t/h}$$

$$Q_4 = Q_3 \Rightarrow Q_4 = 586,19 \text{ t/h}$$

$$Q_5 = Q_4 + Q_2 = 586,19 + 160,07$$

$$\Rightarrow Q_5 = 746,26 \text{ t/h}$$

On calcule les rendements :

$$\gamma_2 = \frac{Q_2}{Q_1} \cdot 100 = \frac{160,07}{746,26} \cdot 100$$

$$\Rightarrow \gamma_2 = 21,44\%$$

$$\gamma_3 = \frac{Q_3}{Q_1} \cdot 100 = \frac{586,19}{746,26} \cdot 100$$

$$\Rightarrow \gamma_3 = 78,55\%$$

$$\gamma_4 = \gamma_3 \Rightarrow \gamma_4 = 78,55\%$$

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

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

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

Brut (T. V).

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

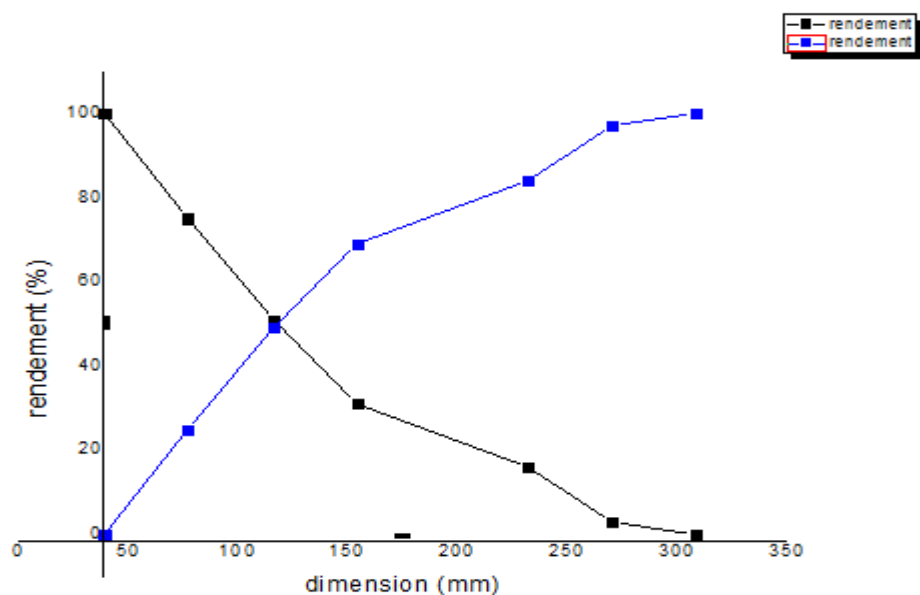
$$B_5^{-d} = \frac{Q_2 \cdot B_2^{-d} + Q_4 \cdot B_4^{-d}}{Q_1}$$

On trace la caractéristique de grosseur du produit 4 avec  $S_1 = 154,41 \text{ mm}$

**Tableau(18) :** caractéristique de grosseur du produit 4 avec  $S_1 = 154,41 \text{ mm}$

## Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk

Tranches granulométriques en fraction de $S_1=154$ mm	Tranches granulométriques en (mm)	Rendement %		
		Rendement en classe %	Rendement Cumulé refusée %	Rendement Cumulé Passée %
$2 S_1$	+308			
$-2 S_1$ $+1,75 S_1$	- 308      + 270	0	0	100
$-1,75 S_1$ $+1,5 S_1$	-270      +232	3	3	97
$-1,5 S_1$ $+ S_1$	-232      + 154	13	16	84
$- S_1$ $+0,75 S_1$	- 154      + 116	15	31	69
$-0,75 S_1$ $+0,5 S_1$	-116      +77	20	51	49
$-0,5 S_1$ $+0,25 S_1$	- 77      +39	24	75	25
$-0,25 S_1$ $+ 0$	- 39      + 0	25	100	0
<b>Total</b>	—	100	—	—



**Figure 27** la caractéristique de grosseur du produit 4



7-7 : Pour tracer la caractéristique de grosseur du produit 5, il faut prendre 5 points

$$B_5^{-265}; B_5^{-304}; B_5^{-220}; B_5^{-177}; B_5^{-130}$$

Nous avons

$$E_1=0,65$$

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

$$B_1^{-265} = 0,32 = 32 \% \quad \text{ce qui correspond à } B_4^{-265} = 0,95 \%$$

$$B_1^{-304} = 0,37 = 37 \% \quad \text{ce qui correspond à } B_4^{-304} = 1 \%$$

$$B_1^{-220} = 0,28 = 28 \% \quad \text{ce qui correspond à } B_4^{-220} = 0,81 = 81 \%$$

$$B_1^{-177} = 0,23 = 23 \% \quad \text{ce qui correspond à } B_4^{-177} = 0,73 = 73 \%$$

$$B_1^{-130} = 0,14 = 14 \% \quad \text{ce qui correspond à } B_4^{-130} = 0,41 = 41 \%$$

On calcule les teneurs du produit 5 :

$$B_5^{-265} = B_1^{-265} \cdot E_1 + (1 - B_1^{-L1} \cdot E_1) \cdot B_4^{-265}$$

$$B_5^{-265} = 0,32 \cdot 0,65 + (1 - 0,32 \cdot 0,65) \cdot 0,95 \Rightarrow B_5^{-265} = 0,96$$

$$B_5^{-304} = 0,37 \cdot 0,65 + (1 - 0,32 \cdot 0,65) \cdot 1 \Rightarrow B_5^{-304} = 1$$

$$B_5^{-220} = 0,28 \cdot 0,65 + (1 - 0,32 \cdot 0,65) \cdot 0,81 \Rightarrow B_5^{-220} = 0,82$$

$$B_5^{-177} = 0,23 \cdot 0,65 + (1 - 0,32 \cdot 0,65) \cdot 0,73 \Rightarrow B_5^{-177} = 0,72$$

$$B_5^{-130} = 0,14 \cdot 0,65 + (1 - 0,32 \cdot 0,65) \cdot 0,41 \Rightarrow B_5^{-130} = 0,42$$

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

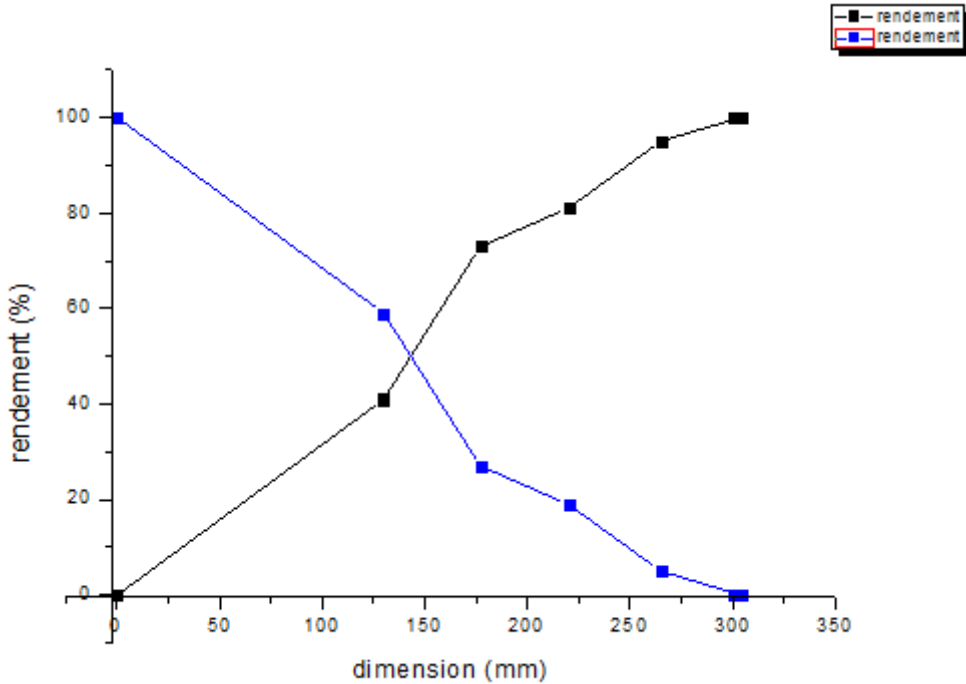


Figure 28: la caractéristique de grosseur du produit 5

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

$$Q_7 = Q_5 \cdot B_5^{-L1} \cdot E_2 \quad \text{ou } E_2 = 80 \%$$

$$B_5^{-263} = 0,93 \%$$

$$Q_7 = 746,26 \cdot 0,93 \cdot 80 \Rightarrow Q_7 = 555,21 \text{ t/h}$$

$$Q_6 = Q_5 - Q_7 = 746,26 - 555,21 \Rightarrow Q_6 = 191,05 \text{ t/h}$$

$$Q_8 = Q_7 \Rightarrow Q_8 = 555,21 \text{ t/h}$$

$$Q_9 = Q_5 = Q_1 \Rightarrow Q_9 = 746,26 \text{ t/h}$$

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

$$Y_5 = Y_1 \Rightarrow Y_5 = 100 \%$$

$$Y_6 = \frac{Q_6}{Q_1} \cdot 100 = \frac{191,05}{746,26} \cdot 100 \Rightarrow Y_6 = 25 \%$$

$$Y_7 = \frac{Q_7}{Q_1} \cdot 100 = \frac{555,21}{746,26} \cdot 100 \Rightarrow Y_7 = 74 \%$$

$$Y_7 = Y_8 \Rightarrow Y_8 = 74 \%$$

$$Y_9 = \frac{Q_9}{Q_1} \cdot 100 = \frac{746,26}{746,26} \cdot 100 \Rightarrow Y_9 = 100 \%$$

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

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

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

$$\gamma_{12} = 150 \% \text{ donc : } Q_{11} = 746,26 \cdot 1,5 \Rightarrow Q_{11} = 1119,39 \text{ t/h}$$

$$Q_{11} = Q_{12} \Rightarrow Q_{12} = 1119,39 \text{ t/h}$$

$$Q_{10} = Q_9 + Q_{12} = 746,26 + 1119,39 \Rightarrow Q_{10} = 1865,65 \text{ t/h}$$

$$Q_{13} = Q_{10} - Q_{11} = 1865,65 - 1119,39 \Rightarrow Q_{13} = 746,26 \text{ t/h}$$

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

$$Y_{10} = \frac{Q_{10}}{Q_1} \cdot 100 = \frac{1865,65}{746,26} \cdot 100 \Rightarrow Y_{10} = 250 \%$$

$$Y_{11} = \frac{Q_{11}}{Q_1} \cdot 100 = \frac{1119,39}{746,26} \cdot 100 \Rightarrow Y_{11} = 150 \%$$

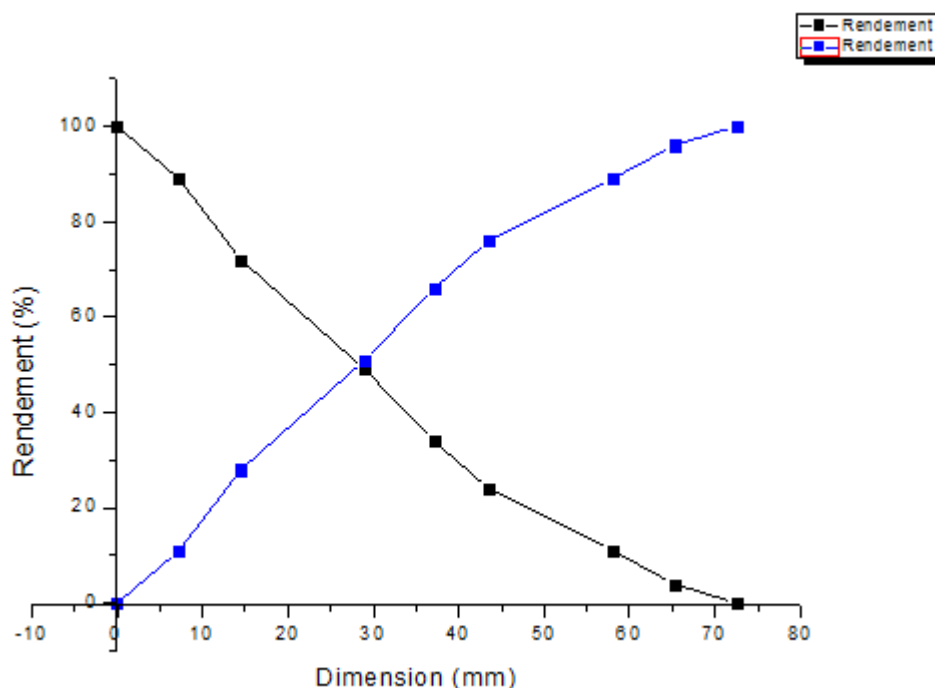
$$Y_{12} = \frac{Q_{12}}{Q_1} \cdot 100 = \frac{1119,39}{746,26} \cdot 100 \Rightarrow Y_{12} = 150 \%$$

## Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk

$$Y_{13} = \frac{Q_{13}}{Q_1} \cdot 100 = \frac{746,26}{746,26} \cdot 100 \quad \Rightarrow Y_{13} = 100\%$$

**7-12 : On trace la caractéristique de grosseur du produit 8 (produit concassé de deuxième stade) à l'aide le tableau (19)**

tranches Granulométriques en fraction de $S_2=29\text{mm}$	Tranches granulométries en mm	Rendements %		
		rendement en classe %	Rendement Cumulé Refusée %	Rendement Cumulé Passée %
2,5 $S_2$	72,5			
- 2,5 $S_2$ + 2,25 $S_2$	- 72,5      + 65,25	4	4	100
-2,25 $S_2$ + 2 $S_2$	- 65,25      + 58	7	11	96
-2 $S_2$ + 1,5 $S_2$	- 58      + 43,5	13	24	89
-1,5 $S_2$ + 1,25 $S_2$	- 43,5      +37,12	10	34	76
- 1,25 $S_2$ + $S_2$	- 37,12      + 29	15	49	66
- $S_2$ + 0,5 $S_2$	- 29      + 14,5	23	72	51
- 0,5 $S_2$ + 0,25 $S_2$	- 14,5      + 7,25	17	89	28
- 0,25 $S_2$ + 0	- 7,25      + 0	11	100	11
Total	-	100	-	-



**Figure 29:** la caractéristique de grosseur du produit 8

On calcule les teneurs du produit 9 :

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

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

$$\beta_9^{-80} = \beta_5^{-80} \times E_2 + (1 - \beta_5^{-88} \times E_2) \times \beta_8^{-80}$$

$$\beta_9^{-80} = 0,25 \times 0,8 + (1 - 0,27 \times 0,8) \times 1$$

$$\Rightarrow B_9^{-80} = 1$$

$$\beta_9^{-70} = 0,21 \times 0,8 + (1 - 0,27 \times 0,8) \times 0,98$$

$$\Rightarrow B_9^{-70} = 0,93$$

$$\beta_9^{-60} = 0,18 \times 0,8 + (1 - 0,27 \times 0,8) \times 0,91$$

$$\Rightarrow B_9^{-60} = 0,85$$

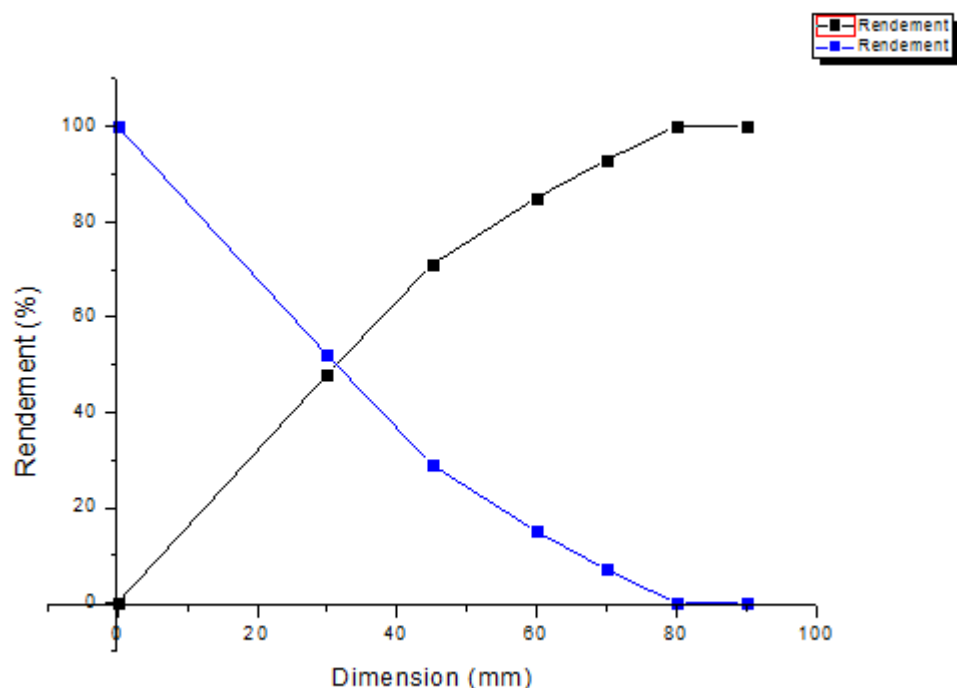
$$\beta_9^{-45} = 0,14 \times 0,8 + (1 - 0,27 \times 0,8) \times 0,77$$

$$\Rightarrow B_9^{-45} = 0,71$$

$$\beta_9^{-30} = 0,10 \times 0,8 + (1 - 0,27 \times 0,8) \times 0,52$$

$$\Rightarrow B_9^{-30} = 0,48$$

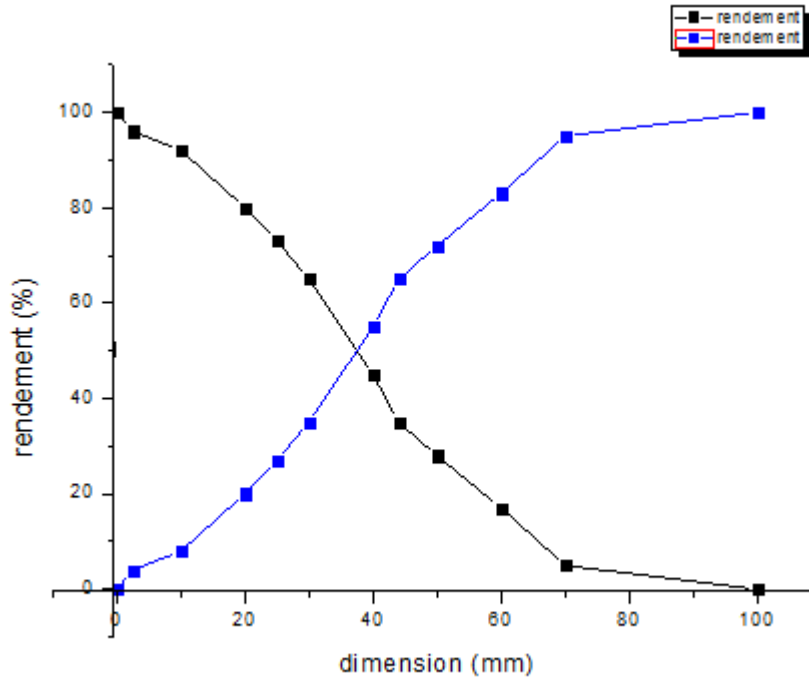
A l'aide de ces valeurs on trace la caractéristique de grosseur du produit 9



**Figure 30:** la caractéristique de grosseur du produit 9

On trace la caractéristique du produit 13 (produit concassé après troisième étage) à l'aide le tableau (20) ; **Tableau (20):**Caractéristique de grosseur du produit 13

tranches Granulométriques en fraction de $S_3=20\text{mm}$	tranches granulométriques en mm	Rendements %		
		rendement en classe %	Rendement CumuléPass é %	Rendement CumuléRef usé %
3,5 $S_3$	70	5	5	100
- 3,5 $S_3$ + 3 $S_3$	- 70              + 60	12	17	95
-3 $S_3$ +2,5 $S_3$	- 60              + 50	11	28	83
-2,5 $S_3$ + 2,25 $S_3$	- 50              + 44	7	35	72
-2,25 $S_3$ + 2 $S_3$	- 44              +40	10	45	65
- 2 $S_3$ + 1,5 $S_3$	- 40              + 30	20	65	55
-1,5 $S_3$ + 1,25 $S_3$	- 30              + 25	8	73	35
- 1,25 $S_3$ + $S_3$	- 25              + 20	7	80	27
- $S_3$ + 0,5 $S_3$	- 20              +10	12	92	20
- 0,5 $S_3$ + 0,25 $S_3$	- 10              +2,5	4	96	8
- 0,25 $S_3$ + 0	- 2, 5            + 0	4	100	4
Total	-	100	-	-



**Figure 31:** la caractéristique de grosseur du produit 13

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

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

$B_9^{-65} = 0,89$

ce qui correspond à  $B_{13}^{-65} = 0,89\%$

$B_9^{-50,5} = 0,76$

ce qui correspond à  $B_{13}^{-50,5} = 0,72\%$

$B_9^{-35,5} = 0,56$

ce qui correspond à  $B_{13}^{-35,5} = 0,48\%$

$B_9^{-24} = 0,38$

ce qui correspond à  $B_{13}^{-24} = 0,25\%$

$B_9^{-15,5} = 0,24$

ce qui correspond à  $B_{13}^{-15,5} = 0,14\%$

$B_{10}^{-65} = \frac{746,26 \cdot 0,89 + 746,26 \cdot 0,89}{1492,52} \Rightarrow B_{10}^{-65} = 0,89$

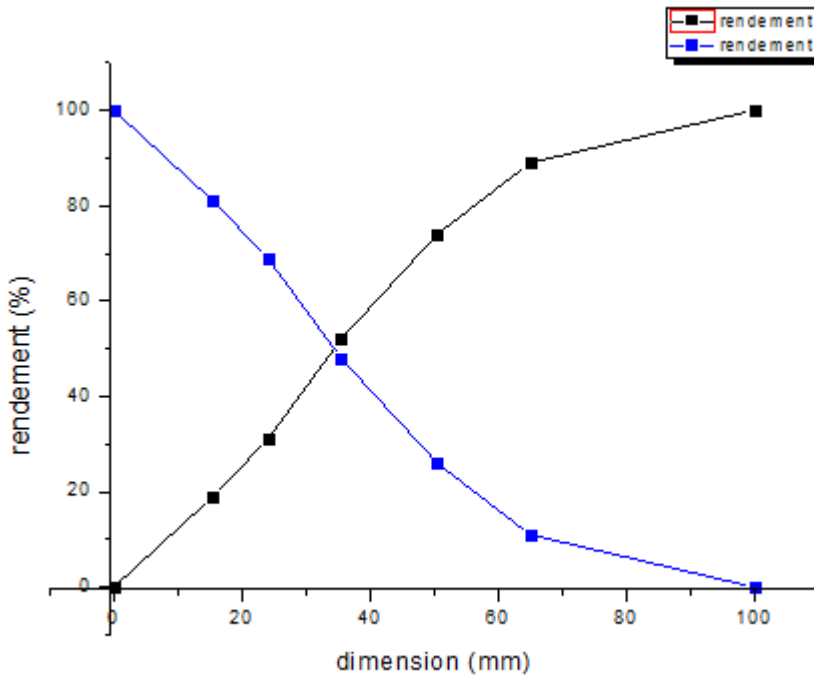
$B_{10}^{-50,5} = \frac{746,26 \cdot 0,76 + 746,26 \cdot 0,72}{1492,52} \Rightarrow B_{10}^{-50,5} = 0,74$

$B_{10}^{-35,5} = \frac{746,26 \cdot 0,56 + 746,26 \cdot 0,48}{1492,52} \Rightarrow B_{10}^{-35,5} = 0,52$

$B_{10}^{-24} = \frac{746,26 \cdot 0,38 + 746,26 \cdot 0,25}{1492,52} \Rightarrow B_{10}^{-24} = 0,31$

$B_{10}^{-15,5} = \frac{746,26 \cdot 0,24 + 746,26 \cdot 0,14}{1492,52} \Rightarrow B_{10}^{-15,5} = 0,19$

On trace la caractéristique du produit 10 :



**Figure 32:** la caractéristique de grosseur du produit 10

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

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

- Qualité de la matière à concasser.
- Dimensions maximales des morceaux.

On a :

- **$B_1 = 1260$  mm**
- **$D_{max} = 1050$  mm**
- **$S_1 = 154,41$  mm**
- **$Q_3 = 586,19$  t/h**

D'après ces données, on installe au **premier étage de concassage** un concasseur à mâchoires à doubles effet «CMS 12 x 15»

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

$$Q_c = Q_s \cdot \delta$$

ou :  $\delta$  : densité foisonnée

- $Q_3 = 280 \text{ m}^3/\text{h}$   
 $Q_s = 280 \times 1,75 = 490 \text{ t/h}$
- $n_1 = \frac{Q_t}{Q_s} = \frac{586,19}{490} = 1,19$

Donc on installe Deux concasseur au premier étage

Caractéristique techniques du concasseur «CMD 12 x 15»

- Dimension de l'ouverture de chargement B x L : 1200 x 1500 mm.
- Dimension du morceau maximal de l'alimentation : 1000 mm.
- Puissance du moteur électrique : 160 Kw.
- Masse du concasseur sans équipements électriques M=120 t

**Pour le deuxième stade de concassage il faut :**

- **$B_2 = 288,75 \text{ mm}$**
- **$d_9 = 87,5 \text{ mm}$**
- **$S_2 = 29 \text{ mm}$**
- **$Q_7 = 634,32 \text{ t/h}$**
- 

On installe au deuxième étage, un concasseur à cône à concassage intermédiaire de type : «CCCI 1750 B»

On détermine le débit du concasseur :

$$S_2 = 29 \text{ mm}$$

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

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

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

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

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

$$\text{Donc : } Q_s = 300 - \frac{300-160}{60-25} (60 - 29) \Rightarrow Q_s = 176 \text{ m}^3/\text{h}$$

**Le débit du concasseur :**

$$Q_c = Q_s \cdot \delta = 176 \cdot 1,75$$

$$\Rightarrow Q_c = 308 \text{ t/h}$$

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

$$N = \frac{Q_7}{Q_c} = \frac{634,32}{308} \Rightarrow N = 2$$

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



## Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk

---

Caractéristiques techniques du concasseur «CCCI 1750B» :

- Largeur de l'ouverture de chargement : 250 mm.
- Largeur de l'ouverture de déchargement jusqu'à : 100 mm.
- Puissance du moteur électrique : P=160 Kw.
- Masse du concasseur sans équipements électriques M=46,9 t.

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

On installe un concasseur à cône à concassage fin «CCCFRH 1750 ».

On a :

- $B_3 = 100,62 \text{ mm}$
- $S_3 = 20 \text{ mm}$
- $Q_{13} = 1119,39 \text{ t/h}$

$$Q_c = Q_s \cdot \delta$$

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

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

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

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

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

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

$$\text{Donc : } Q_s = 120 - \frac{120-40}{15-5} (20 - 15)$$

$$Q_s = 560 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$Q_c = 560 \cdot 1,75$$

$$\Rightarrow Q_c = 980$$

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

$$N = \frac{Q_{12}}{Q_c} = \frac{1119,39}{980} \Rightarrow N = 1,14$$

**Donc on installe deux concasseur au troisième étage de type «CCCFRH 1750».**

Caractéristique techniques du concasseur «CCCFRH 1750» :

- Largeur de l'ouverture de chargement : 130 mm.
- Largeur de fonte de déchargement : 20 mm
- Dimension du morceau : 100 mm.
- Puissance du moteur électrique : P=250÷280 Kw.
- Masse du concasseur sans équipements électriques M=73 t.

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

Type	Nombre	Débit (t/h)		Coefficient D'exploitation	Poids ( t )		Puissance (KW)	
		L'un	Tous		L'un	Tous	L'un	Tous
<b>CMD 12x15</b>	<b>2</b>	490	980	$\frac{586,19}{490} = 1,19$	120	240	160	320
<b>CCCI 1750 B</b>	<b>2</b>	308	616	$\frac{634,32}{308} = 2$	46,9	93,8	160	320
<b>CCCFRH 1750</b>	<b>2</b>	140	280	$\frac{1119,39}{980} = 1,14$	47,2	94,4	160	320

## 8 : Calcul du Criblage :

**8-1 : Pour le premier stade et avant le concassage grossier, on installe un criblage à barreau dont la surface est calculée par la formule :**

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

Ou  $B = (2d_1 + 100)$  en m.

$$L = 2B$$

$$S = B \cdot L$$

**S** : Surface de criblage en  $m^2$

**B** : Largeur du crible ; **m**

**L** : Longueur du crible ; **m**

$$\text{Donc : } B = 2 \times 1050 + 100 \quad \Rightarrow B = 2200 \text{ mm} = 2,2 \text{ m}$$

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

$$\text{Alors : } S = B \times L = 2,2 \times 4,4 \quad \Rightarrow S = 9,68 \text{ m}^2$$

## Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk

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

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

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

**q** : Débit spécifique d'un crible par rapport au volume foisonné en **m<sup>3</sup> / m<sup>2</sup>.h**

**δ**: Densité foisonnée du minerai

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

$$\text{On a : } Q = Q_7 = 634,32 \text{ t / h .}$$

$$\delta = 1,75 \text{ t / m}^3.$$

q : on a :  $L_2 = 87.5 \text{ mm}$  ; après l'annexe 14 :

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

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

$$\text{Alors : } \rightarrow [(87.5 \times 56) / 80] = 61$$

$$q = 61 \text{ m}^3/\text{m}^2 \cdot \text{h}$$

n = 1 pour matériaux concassés

p = 1 pour l'ouverture du tamis

$$O = 1$$

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

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

$$m = 1,3$$

$$K : \text{on a : } \beta_5^{-1/2 L_2} = \beta_5^{-43,75} = 85\%$$

$$80\% \rightarrow 1,8$$

$$90\% \rightarrow 2,0$$

$$K = 1,9$$

$$L : \text{on a : } \beta_5^{+L_2} = \beta_5^{+87,5} = 27\%$$

$$25\% \rightarrow 1,00$$

$$30\% \rightarrow 1,05$$

$$L = 1.08$$

Donc :

$$F = \frac{634,32}{61 \cdot 1,75 \cdot 1,9 \cdot 1,08 \cdot 1,3 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1} \Rightarrow F = 2,23 \text{ m}^2$$

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

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

S : surface de criblage choisie  $S = 3,12 \text{ m}^2$ .

Donc :

$$n = \frac{2,23}{3,12} \Rightarrow n = 0,71 \approx 1 \text{ Crible}$$

Il faut installer seul cribles de type «CIL-32»

## Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk

Caractéristiques techniques du crible «CIL-32» :

- Dimension du tamis
  - Largeur : 1,25 m
  - Longueur : 2,5 m
  - Surface de criblage  $S = 3,12 \text{ m}^2$
- Dimension de l'ouverture du tamis (mm)
  - Supérieure : 20 - 25-40
  - Inférieure : 12 -16-20-25
  - Capacité : (360) t/h.

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

On a :  $Q_{11} = 1119,39 \text{ t/h}$ .

$$\delta = 1,75 \text{ t/m}^3.$$

q : on a :  $L_2 = 25 \text{ mm}$  ; après l'annexe 14

$$q = 31 \text{ m}^3/\text{m}^2.\text{h}$$

$n = 1$  pour matériaux concassés

$p = 1$  pour l'ouverture du tamis

$$O = 1$$

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

80% → 1,3

$$m = 1,3$$

$$K : \text{on a : } \beta_5^{-1/2 L_3} = \beta_5^{-12,5} = 95\%$$

$$90\% \rightarrow 2,0$$

$$K = 2,1$$

$$L : \text{on a : } \beta_5^{+L_3} = \beta_5^{+25} = 8\%$$

$$10\% \rightarrow 1,00$$

$$L = 0,8$$

$$F = \frac{1119,39}{31.1,75.2,1.0,8.1,3.1.1.1} \Rightarrow F = 9,44 \text{ m}^2$$

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

S : surface de criblage choisie  $S=8 \text{ m}^2$ .

$$n = \frac{9,44}{8} \Rightarrow n = 1,18 \approx 2 \text{ crible}$$

Donc il faut installer deux (2) cribles de type «CIL-61»

Caractéristiques techniques du crible «CIL-61» :

- Dimension du tamis
  - Largeur : 2,0 m
  - Longueur : 4,0 m

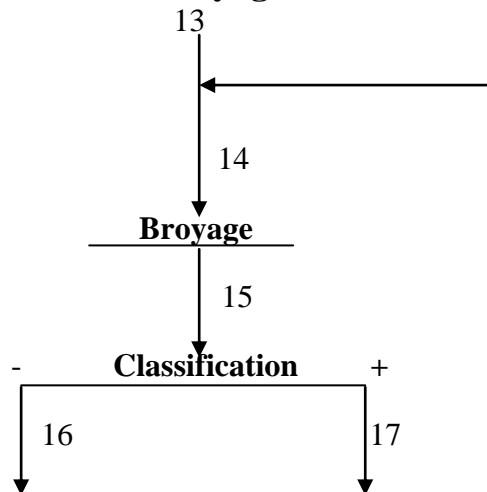
## Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk

- Surface de criblage  $S = 8 \text{ m}^2$
- Capacité : 900 t/h.

On choisit les cribles ayant la surface suffisante de criblage :

Type	Nombre	Surface ( $\text{m}^2$ )		Coefficient D'exploitation	Masse (t)		Puissance (KW)	
		L'un	Tous		L'un	Tous	L'un	Tous
CIL- 32	1	3.12	3.12	$\frac{2.23}{3.12} = 0,71$	3.23	3.23	10	10
CIL-61	2	8	16	$\frac{9,44}{8} = 1,18$	9,5	19	32	64

### 9 : Calcul du schéma de broyage et choix des équipements :



#### 9-1 : On détermine les poids des produits 14; 15; 16 et 17 :

- ✓ On détermine la production théorique d'atelier de broyage d'après la formule suivante :
  - $Q_{11}^{BR} = Q/24 = 17910,44 / 24$   
 $Q_{11}^{BR} = 746,26 \text{ t/h}$
- ✓ En fixant le rendement du sable dans le cycle de broyage (charge circulaire-C) de 250 jusqu'à 600%. La charge circulante dépend des conditions de broyage ; puisque le minerai est dur alors :  
 $\gamma_{17} = (5 \text{ à } 7) \gamma_{11}$  ; (C = 500-700%)  
 Donc :  $\gamma_{17} = 600 \%$
- ✓ On détermine le poids de produits d'après les formules suivantes :
  - $Q_{14} = Q_{11}^{br} + Q_{17} = Q_{11}^{br} + Q_{11}^{br} \cdot \gamma_{17} = 7Q_{11}^{br}$   
 $Q_{14} = 5223,82 \text{ t/h}$
  - $Q_{15} = Q_{14} = 5223,82 \text{ t/h}$
  - $Q_{16} = Q_{11}^{BR} = 746,26 \text{ t/h}$

•  $Q_{17} = Q_{11}^{br} \cdot \gamma_{17} = 4477,56 \text{ t/h}$

**9-2 On détermine les rendements des produits 14; 15; 16 et 17 :**

$$\gamma_{13} = \frac{Q_{13}}{Q_1} \cdot 100 = \frac{746,26}{746,26} \cdot 100 \Rightarrow \gamma_{13} = 100\%$$

$$\gamma_{14} = \frac{Q_{14}}{Q_1} \cdot 100 = \frac{5223,82}{746,26} \cdot 100 \Rightarrow \gamma_{14} = 700\%$$

$$\gamma_{14} = \gamma_{15} \Rightarrow \gamma_{15} = 700\%$$

$$\gamma_{16} = \frac{Q_{16}}{Q_1} \cdot 100 = \frac{746,26}{746,26} \cdot 100 \Rightarrow \gamma_{16} = 100\%$$

$$\gamma_{17} = \frac{Q_{17}}{Q_1} \cdot 100 = \frac{4477,56}{746,26} \cdot 100 \Rightarrow \gamma_{17} = 600\%$$

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

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

Où :

- $K_b$  : coefficient prenant en considération la distinction en broyabilité du minerai qui est projeté au traitement et du minerai étalon, dans notre cas  $K_b = 1$
- $K_g$  : Coefficient prenant en considération la distinction en grosseur de produit avant et après le broyage en comparaison des conditions étalon
- $K_t$  : 1,1 – 1,15
- $q_e$  : 1
- $K_b = 1$
- $K_t = 1,1$
- $K_g = 1$
- $K_d$  : Coefficient prenant en considération la distinction en diamètres de broyeur calculé et broyeur étalon

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

**$D_e$  : Diamètre nominal du broyeur étalon  $D_e = 2,7 \text{ m}$ .**

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

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

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

$$K_{D1} = \frac{\sqrt{D_1 - 0,15}}{\sqrt{D_e - 0,15}} = \frac{\sqrt{2,7 - 0,15}}{\sqrt{2,7 - 0,15}} = 51.96$$

## Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk

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

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

Donc :

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

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

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

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

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

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

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

$$Q_{D1} = 1960$$

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

$$Q_{D2} = 513$$

$$Q_{D3} = 75$$

En calculant le nombre des broyeurs pour chaque type :

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

On choisit le type 01 :

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

Type	Nombre des broyeurs		Coefficient D'exploitation	Poids (t)		Puissance (KW)	
	D'après calcul	Il faut installer		L'un	Tous	L'un	Tous
<b>2700×3600</b>	<b>2,01</b>	<b>2</b>	<b>2,02 / 2 = 1.01</b>	<b>78.5</b>	<b>157</b>	<b>400</b>	<b>800</b>
<b>2700×2100</b>	<b>10,18</b>	<b>11</b>	<b>10,18 / 11 = 0,92</b>	<b>68</b>	<b>748</b>	<b>315</b>	<b>3465</b>
<b>2100×3000</b>	<b>6.9</b>	<b>7</b>	<b>6,9 / 7 = 0.98</b>	<b>40.3</b>	<b>281</b>	<b>200</b>	<b>1700</b>

### 10 : Calcul des classificateurs :

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

$$D = -0,07 + 0,11 \sqrt{\frac{Q_d}{m \cdot a \cdot b}} \quad \text{en (m)}$$

D : Diamètre de la spirale ; m

m : Nombre des spirales dans un classificateur

b : Correction de la densité du matériau.

a : Correction de la grosseur dans le débordement

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

$$Q_d = \frac{Q_{16} \cdot 24}{n} = \Rightarrow Q_d = \frac{746,26 \cdot 24}{4} = 4477,56 \text{ t/j}$$

n = 4 : Nombre des broyeurs

On a :

$$m=2$$

$$a=1$$

$$b=1$$

Donc :

$$D = -0,07 + 0,115 \sqrt{\frac{4477,56}{1 \cdot 1 \cdot 2}} \Rightarrow D = 2,12 \text{ (m)} = 2120 \text{ mm}$$

On installe un classificateur à deux spirales immergées

- Type : «2 CSI 12»

- Nombre de spirales : 2

- Diamètre de la spirale : 2400 mm

- dimension de la cuve (en mm)

- Largeur : 8400 mm
- Longueur : 2600 mm

- Vitesse de rotation des spirales (4,1 à 8,3) tr / min

- Puissance des moteurs électriques : 3.5 KW

- Masse du classificateur sans équipements électriques M = 16 tonnes.

On installe **2 classificateur à spirale immergé 2 CSI-12**



## **Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk**

---

Tableau :(21) Tableau récapitulatif des indices technologiques :

<b>Produit</b>	<b>Q(t/h)</b>	<b><math>\gamma(\%)</math></b>
1	746,26	100
2	160,07	21
3	586,19	79
4	586,19	79
5	764,26	100
6	191,05	25
7	555,21	74
8	555,21	74
9	746,26	100
10	1865,65	250
11	1119,39	150
12	1119,39	150
13	746,26	100
14	5223,82	700
15	5223,82	700
16	746,26	100
17	4477,56	600

## Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de Djebel Onk

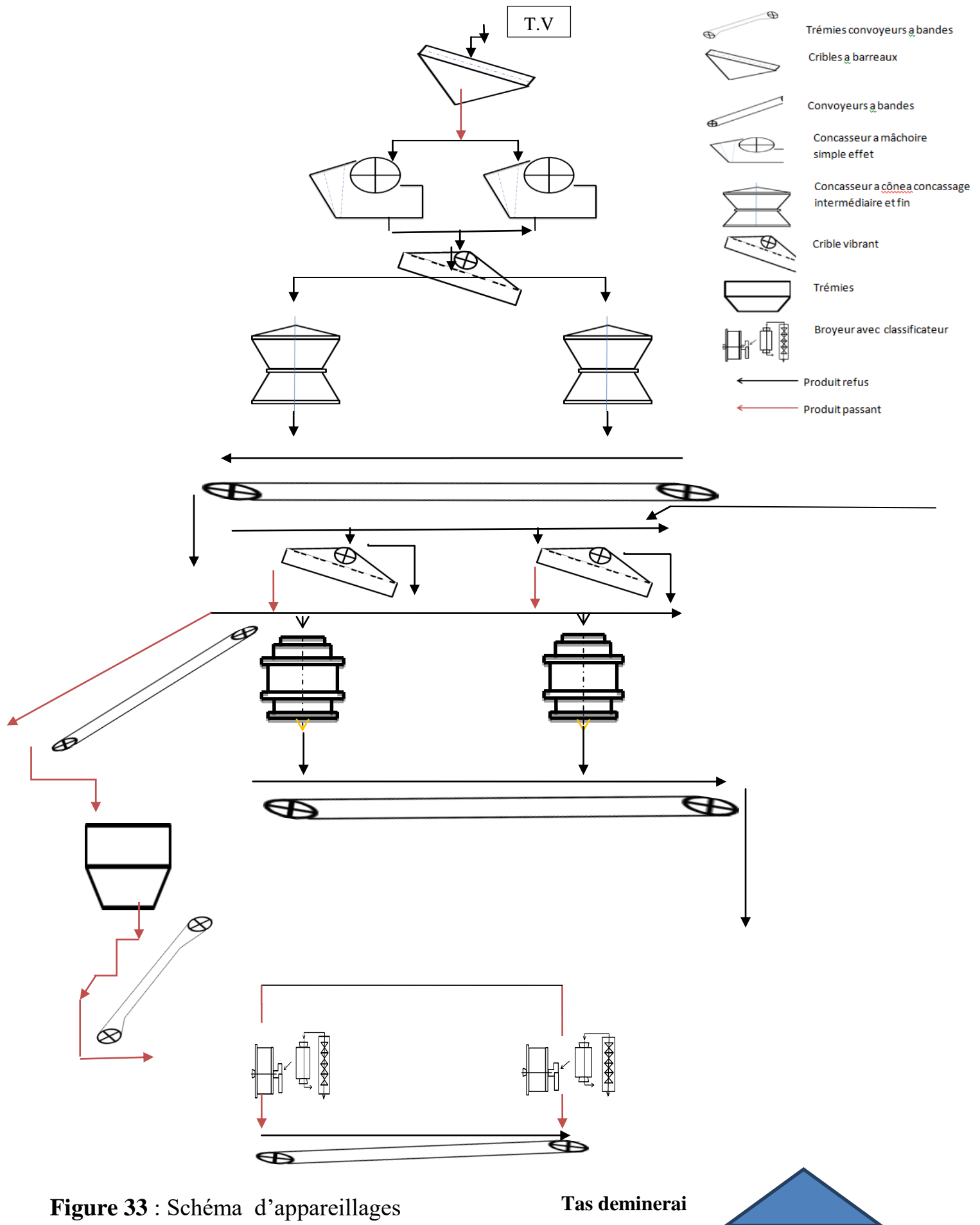


Figure 33 : Schéma d'appareillages

Tas de minerai



### 11-La flottation

#### 11-1- Définition [20]

La flottation est une méthode d'enrichissement consiste à faire flotter des particules de minéraux. Elle utilise la différence des propriétés physicochimiques des surfaces des minéraux.

#### 11-2- Principe de la flottation [21]

Le principe de la flottation peut être décrit de la manière suivante : les particules solides que l'on désire séparer et qui doivent être idéalement constituées d'une seule phase. Sont mises en suspension dans l'eau. On traite tout d'abord cette pulpe avec certains réactifs chimiques (ce qui constitue la phase de conditionnement) dont le rôle est de rendre hydrophobe la surface de certains solides, de manière à ce qu'elle ait une plus grande affinité pour l'air que pour l'eau.

Parais les réactifs qui sont utilisés, un ou plusieurs sont appelés collecteurs (ou plus généralement surfactants) et ont pour fonction de donner l'hydrophobicité à la surface des particules.

Les autres réactifs sont connus sous le nom de modificateurs et sont utilisés afin de rendre sélective l'action du ou des collecteurs par activation ou par dépression. On dit qu'un solide est activé lorsque ne flottant pas avec une combinaison cannée de réactifs comprenant un collecteur, l'addition d'un nouveau réactif (l'activant) le fait flotter on dit qu'un sel de est déprimé lorsque flottant avec une combinaison donnée de réactifs, l'addition d'un nouveau réactif (le déprenant) l'empêche de flotter.

A la fin de la phase de conditionnement la surface des particules constituées de la phase solide que l'on désire séparer est seule devenue hydrophobe, ce qui permet de réaliser une flottation différentielle (séparation des sulfures entre eux, ou d'oxydes entre eux par exemple).

La pulpe ainsi conditionnée est alors introduite dans des cellules de flottation c'est à dire des réacteurs munis d'agitateurs de diaphragmes ou de l'électrode qui dispersent ou engendrent des bulles d'air dans la suspension. Les bulles d'air, dont la dimension est conditionnée par le mode d'introduction l'agitation et la présence d'un agent surfactant à l'interface liquide-gaz (le moussant) vont se fixer sur les particules dont la surface est hydrophobe. Sous l'action de la poussée d'Archimède résultante, l'ensemble particule + bulle d'air (bulle flotte à la surface du réacteur) suivant la quantité et le type de moussant. On peut former une écume dynamiquement stable à la partie supérieure de la cellule de flottation dans la quelle vont se rassemblent les particules qui flottent. L'écume enrichie en phase solide à solide à séparé peut être enlevée de la cellule à fin de former le concentré de flottation.

La flottation peut être décomposée en un certain nombre d'opérations élémentaires :

a) Adsorption de collecteurs à l'interface solide / solution aqueuse a fin de conférer une hydrophobicité suffisante a interface.

b) Modulation de l'adsorption de ces collecteurs.

c) Contact entre les particules solides et les bulles d'air.

d) Transfert de l'agglomérat élémentaire particule / bulle l'écume.

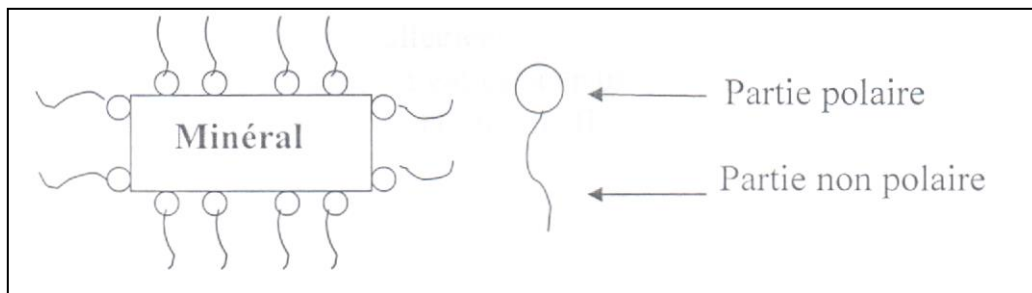
### 11-3- Réactifs de la flottation [21]

Les réactifs de flottation peuvent être d'origine organique ou non organique la classification actuelle des réactifs est basé sur leurs rôle, on distingue les classes suivantes des réactifs :

#### 11-3-1- Collecteurs :

Les collecteurs sont des molécules organiques ou des ions qui sont adsorbés sélectivement sur certaine surface afin de les rendre hydrophobes, se sont donc les agents de flottation les plus importants et les plus critique.

Les collecteurs sont généralement des composés hétéro polaires comme il est possible de le constater à la figure suivante :



**Figure.34 :** Adsorption du collecteur pour la surface du minéral

La partie polaire est adsorbée à la surface de la particule tandis que la partie non polaire est orienté vers l'extérieur pour exposé une surface hydrophobe. Les principaux collecteurs sont les acides gras.

Leur rôle est de rendre la surface minérale hydrophobe, de façon à ce que le contact bulle-particule puisse avoir lieu et aussi de réduire le temps d'induction pour s'assurer que l'attachement particule-bulle se produise durant la période où la particule et la bulle sont en contact Parmi les plus utilisés on a le kérosène, l'acide oléique...etc.

#### 11-3-2- Déprimants :

Ils sont des composés inorganique dans l'action consiste habituellement à enduire les surfaces d'une façon sélective dans le but de les rendre plus hydrophile et de diminuer leur affinité pour les collecteurs. L'utilisation des déprimant augmente la sélectivité de la flottation on prévenant la flottation des particules indésirables. L'activité des déprimant varie en fonction de PH de la pulpe. Parmi les plus utilisés on a les sulfates du zinc, les cyanures de sodium, les bichromates, verre liquide...etc.

#### 11-3-3- Activant :

Les activant sont généralement des sels solubles qui s'ionisent on milieu aqueux. Les ions on solution réagissent avec les surfaces pour favoriser l'adsorption

## Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de djebel onk

des collecteurs. Les activateurs sont utilisés lorsque les collecteurs et les moussants ne parviennent pas à accomplir la flottation d'une manière adéquate comme dans le cas des collecteurs et déprimants ; l'activité des activateurs varie en fonction du pH du milieu. Ils facilitent la fixation des collecteurs sur la surface des minéraux, donc leur action permet la réduction ou l'augmentation de la mouillabilité des minéraux ainsi que la formation d'une écume stable et durable.

Exemples d'activateurs :

-Sulfate de cuivre ( $\text{CuSO}_4$ )

-Sulfure de sodium ( $\text{Na}_2\text{S}$ ).

### 11-3-4- Moussant :

Les moussants sont des agents tensioactifs hétéro polaires de matière organique qui sont absorbés sur l'interface [air-eau] (bulles) les particules des moussants comportent une tête polaire orientée vers l'eau et la non polaire vers l'air. Parmi les plus utilisés on a huile de pin et alcool aliphatique...etc

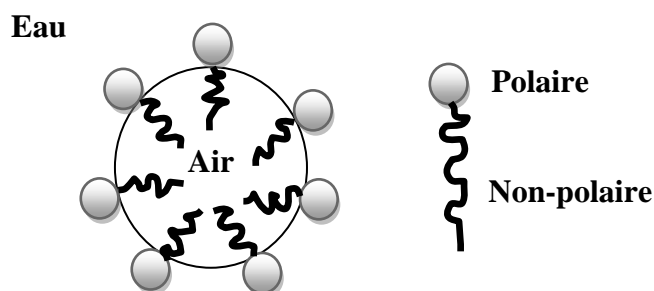


Figure.35 : Action du moussant

### 11-3-5- Régulateurs du milieu :

Les régulateurs du milieu sont réactifs influent sur les processus d'interaction des collecteurs, des déprimants et des activateurs avec la surface minérale. Leur rôle principal est de régler la composition ionique de la pulpe, le processus de dispersion et la coagulation des fines.

Parmi les plus utilisés on a : l'acide phosphorique, l'acide sulfurique ( $\text{H}_2\text{SO}_4$ ), Soude caustique ( $\text{NaOH}$ )...etc.

Les réactifs les plus utilisés pour la flottation des phosphates carbonatés sont données par le tableau suivant:

**Tableau.22** : les réactifs les plus utilisés pour la flottation des phosphates carbonatés

Réactifs	Flottation des carbonates	Consommation Kg/t	Flottation des phosphates	Consommation Kg/t
Collecteur	Acide oléique	1,4	Acide oléique	1,4
Déprimants	Verre liquide	0,5	Verre liquide	0,5
Régulateur	Acide phosphorique	pH à 4,8- 5,2	Carbonate de sodium	pH à 7,5 - 8,5
Moussants	Huile de pin	0,055	Huile de pin	0,055

### **11-4 : Efficacité de la flottation [22]**

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

#### **11-4-1- Grosseur du minerai à flotter**

Cette grosseur doit assurer la fixation de la particule sur la bulle d'air. Elle dépend de l'hydrophobie, la surface, la densité et la forme des particules à flotter.

D'après l'expérience la grosseur de minerai à flotter pour le phosphate (minerai léger) est de 0.15 à 0.20 mm

#### **11-4-2- Densité de la pulpe**

Elle caractérisée par la dilution (le rapport liquide solide).la densité optimale de la pulpe dépend de la grosseur et de la densité du minerai à flotter.

#### **11-4-3- Régime des réactifs**

Le régime des réactifs consiste à définir leur nomenclature et la durée de contact entre la pulpe et les réactifs.

- La gamme des réactifs de flottation.
- Le dosage des réactifs de flottation.
- Les points de chargement des réactifs.
- Durée du contact des réactifs de flottation avec la pulpe.

### **11-4-4- Température de la pulpe**

La flottation est accompagnée par les processus physicochimique qui dépendant de la température. Donc il est nécessaire de bien contrôler ceux-ci.

### **11-4-5- Intensité de l'aération et de l'agitation de la pulpe**

L'aéragé de la pulpe est nécessaire pour la formation des bulles d'air, il est caractérisé par la quantité d'air passant pendant l'unité du temps à travers l'unité de surface de cellule de flottation.

L'agitation de la pulpe augmente les forces détachant les particules des bulles d'air donc le degré d'extraction diminue et augmente la consommation de l'énergie électrique.

### **11-4-6- Intensité de déchargement de la mousse**

On utilise deux modes de déchargement de la mousse :

- Déchargement intensif : dans ce cas la couche de la mousse est évacuée d'après toute la hauteur, on utilise ce mode dans les opérations de la flottation principale et de contrôle.
- Déchargement non intensif : dans ce cas on décharge la partie supérieure de la couche de la mousse, on utilise ce mode dans les opérations de relevage.

### **11-4-7- Débit de la pulpe**

La vitesse de la flottation dépend du volume de la pulpe passant à travers la machine de flottation en unité de temps. Le débit de la pulpe dépend de :

- Type de la machine de flottation.
- Volume des cellules.

### **11-4-8- Schéma de la flottation**

Lors de l'élaboration d'un schéma de flottation en tient compte du caractère, dimension et flottabilité des minéraux utiles et leur teneur dans le minerai. il existe trois type de flottation :

- La flottation principale : opération d'extraction des minéraux, on obtient un concentré non conditionné (pauvre) et les rejets riches.
- La flottation de relevage : pour but d'améliorer la qualité du concentré. Le nombre de celle-ci égale à 2-4.
- La flottation de contrôle : son but est la réception des rejets sans valeur. Le nombre des opérations est de 2-3.

12- Calcul des indices technologique du schéma de flottation

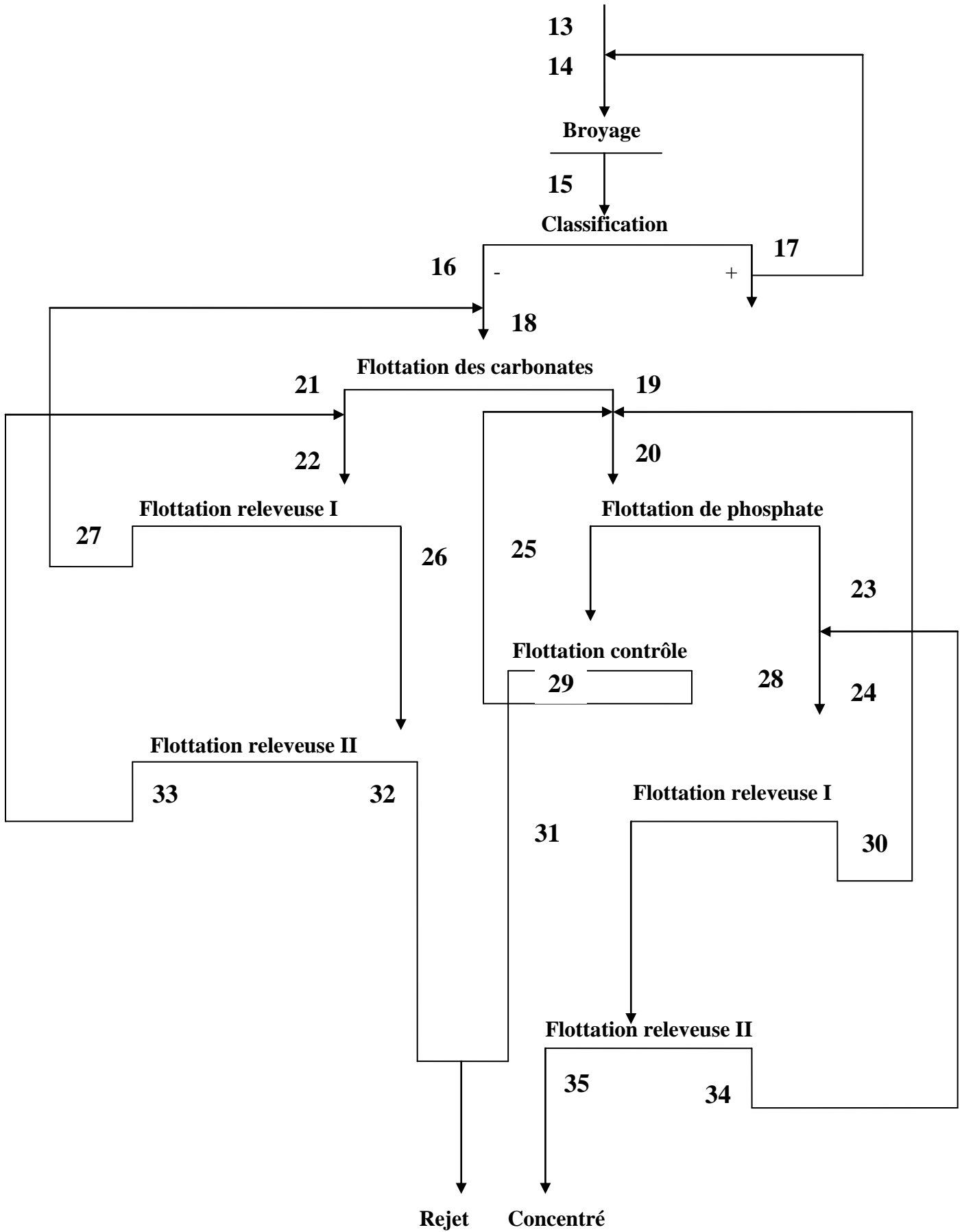


Figure (35) : Schéma de flottation proposé



## **Chapitre IV : Schéma de traitement proposé pour le phosphate de djebel onk**

---

-On détermine le nombre nécessaire des indices de départ d'après la formule suivante :

$$N = C \cdot (1 + N_s - A_s) - 1$$

Avec

C : nombre des produits de séparation (concentre et rejet) N<sub>s</sub> : nombre des composants de calcul

A<sub>s</sub> : nombre des opérations de séparation

$$\text{Ou : } C=2, N_s=14, A_s=7$$

$$\text{Alors } N=2 \cdot (1+14-7)-1 \quad N=15$$

- On détermine le nombre des indices de départ se rapportant aux produits de traitement d'après la formule suivante :

$$N_c = C \cdot (N_s - A_s) = 2 \cdot (14 - 7) \quad N=14$$

Donc, il faut 14 données pour faire les calculs

Donnée de départ :

$$x_{16}=100\% , x_{18}=125\% , x_{19}=81\% , x_{28}=20\% , x_{30}=30\% , x_{23}=96\% \\ x_{34}=30\% ; x_{25}=35\% ; x_{28}=20\% ; x_{31}=96\% ; x_{35}=66\%$$

$$B_{16} = 27\% , B_{18} = 19.5\% , B_{19} = 24.5\% , B_{23} = 27.5\% , B_{26} = 11.5\%$$

$$B_{30} = 20\% , B_{31} = 29\% , B_{28} = 15\% , B_{34} = 23\% , B_{35} = 33.5\%$$

**12.1- Calcul des rendements de poids ( $\gamma$ ) en %**

$$\gamma_{16} = 100\%$$

$$\gamma_{18} = \gamma_{16} + \gamma_{27}$$

$$\gamma_{27} = \gamma_{18} - \gamma_{16} = 125 - 100 = 25\%$$

$$\gamma_{27} = 25\%$$

$$\gamma_{18} = \gamma_{21} + \gamma_{19}$$

$$\gamma_{21} = \gamma_{18} - \gamma_{19} = 125 - 81 = 44\%$$

$$\gamma_{21} = 44\%$$

$$\gamma_{20} = \gamma_{19} + \gamma_{28} + \gamma_{30} = 81 + 20 + 30 = 131\%$$

$$\gamma_{20} = 131\%$$

$$\gamma_{24} = \gamma_{23} + \gamma_{34} = 96 + 30 = 126\%$$

$$\gamma_{24} = 126\%$$

$$\gamma_{20} = \gamma_{23} + \gamma_{25}$$

$$\gamma_{25} = \gamma_{20} - \gamma_{23} = 131 - 96 = 35\%$$

$$\gamma_{25} = 35\%$$

$$\gamma_{25} = \gamma_{28} + \gamma_{29}$$

$$\gamma_{29} = \gamma_{25} - \gamma_{28} = 35 - 20 = 15\%$$

$$\gamma_{29} = 15\%$$

$$\gamma_{24} = \gamma_{31} + \gamma_{30} = 96 + 30 = 126\%$$

$$\gamma_{24} = 126\%$$

$$\gamma_{16} = \gamma_{32} + \gamma_{29} + \gamma_{35}$$

$$\gamma_{32} = \gamma_{16} - \gamma_{29} - \gamma_{35} = 100 - 15 - 66 = 19\%$$

$$\gamma_{32} = 19\%$$

$$\gamma_{26} = \gamma_{32} + \gamma_{33}$$

$$\gamma_{33} = \gamma_{26} - \gamma_{32} = 39 - 19 = 20\%$$

$$\gamma_{33} = 20\%$$

$$\gamma_{22} = \gamma_{21} + \gamma_{33} = 44 + 20 = 64\%$$

$$\gamma_{22} = 64\%$$

**12.2- Calcul des teneurs (B) en  $P_2O_5$ (%)**

$$B_{16} = 27 \%$$

$$B_{18} = 19.5 \%$$

$$B_{19} = 24,5 \%$$

$$B_{23} = 27.5 \%$$

$$B_{26} = 11,5 \%$$

$$B_{30} = 20 \%$$

$$B_{31} = 29 \%$$

$$B_{28} = 15 \%$$

$$B_{34} = 22 \%$$

$$B_{35} = 33,5 \%$$

$$- \gamma_{18} \cdot B_{18} = \gamma_{16} \cdot B_{16} + \gamma_{27} \cdot B_{27}$$

$$- B_{27} = (\gamma_{18} \cdot B_{18} - \gamma_{16} \cdot B_{16}) / \gamma_{27} = (125 \cdot 19,5 - 100 \cdot 27) / 25$$

$$\mathbf{B_{27} = 10,5 \%$$

$$- \gamma_{18} \cdot B_{18} = \gamma_{21} \cdot B_{21} + \gamma_{19} \cdot B_{19}$$

$$- B_{21} = (\gamma_{18} \cdot B_{18} - \gamma_{19} \cdot B_{19}) / \gamma_{21} = (125 \cdot 19,5 - 81 \cdot 24,5) / 44$$

$$\mathbf{B_{21} = 10,30 \%$$

$$- \gamma_{20} \cdot B_{20} = \gamma_{19} \cdot B_{19} + \gamma_{28} \cdot B_{28} + \gamma_{30} \cdot B_{30}$$

$$- B_{20} = (\gamma_{19} \cdot B_{19} + \gamma_{28} \cdot B_{28} + \gamma_{30} \cdot B_{30}) / \gamma_{20} = (81 \cdot 24,5 + 20 \cdot 15 + 30 \cdot 20) / 131$$

$$\mathbf{B_{20} = 22,01 \%$$

$$- \gamma_{24} \cdot B_{24} = \gamma_{23} \cdot B_{23} + \gamma_{34} \cdot B_{34}$$

$$- B_{24} = (\gamma_{23} \cdot B_{23} + \gamma_{34} \cdot B_{34}) / \gamma_{24} = (96 \cdot 27,5 + 30 \cdot 22) / 126$$

$$\mathbf{B_{24} = 26,4 \%$$

$$- \gamma_{20} \cdot B_{20} = \gamma_{23} \cdot B_{23} + \gamma_{25} \cdot B_{25}$$

$$- B_{25} = (\gamma_{20} \cdot B_{20} - \gamma_{23} \cdot B_{23}) / \gamma_{25} = (131 \cdot 22,01 - 96 \cdot 27,5) / 35$$

$$\mathbf{B_{25} = 6,95 \%$$

$$- \gamma_{25} \cdot B_{25} = \gamma_{28} \cdot B_{28} + \gamma_{29} \cdot B_{29}$$

$$- B_{29} = (\gamma_{25} \cdot B_{25} - \gamma_{28} \cdot B_{28}) / \gamma_{29} = (35 \cdot 6,95 - 20 \cdot 15) / 15$$

$$\mathbf{B_{29} = 3,78 \%$$

$$- \gamma_{16} \cdot B_{16} = \gamma_{32} \cdot B_{32} + \gamma_{29} \cdot B_{29} + \gamma_{35} \cdot B_{35}$$

$$- B_{32} = (\gamma_{16} \cdot B_{16} - \gamma_{29} \cdot B_{29} - \gamma_{35} \cdot B_{35}) / \gamma_{32} = (100 \cdot 27 - 15 \cdot 3,78 - 66 \cdot 33,5) / 19$$

$$\mathbf{B_{32} = 22 \%$$

$$- \gamma_{26} \cdot B_{26} = \gamma_{32} \cdot B_{32} + \gamma_{33} \cdot B_{33}$$

$$- B_{33} = (\gamma_{26} \cdot B_{26} - \gamma_{32} \cdot B_{32}) / \gamma_{33} = (39 \cdot 11,5 - 19,22) / 20$$

$$B_{33} = 1,50 \%$$

$$- \gamma_{22} \cdot B_{22} = \gamma_{21} \cdot B_{21} + \gamma_{33} \cdot B_{33}$$

$$- B_{22} = (\gamma_{21} \cdot B_{21} + \gamma_{33} \cdot B_{33}) / \gamma_{22} = (44 \cdot 10,30 + 20 \cdot 1,05) / 64$$

$$B_{22} = 7,40 \%$$

### 12.3- Calcul des degrés d'extraction : $\epsilon$

On a  $\epsilon_n = \gamma_n \cdot B_n / B_{16}$  avec :  $B_{16} = 27$

- $\epsilon_{18} = \gamma_{18} \cdot B_{18} / B_{16} = 125 \cdot 19,5 / 27$	$\epsilon_{18} = 90,27 \%$
- $\epsilon_{19} = \gamma_{19} \cdot B_{19} / B_{16} = 81 \cdot 24,5 / 27$	$\epsilon_{19} = 73,50 \%$
- $\epsilon_{20} = \gamma_{20} \cdot B_{20} / B_{16} = 131 \cdot 22,01 / 27$	$\epsilon_{20} = 106,78 \%$
- $\epsilon_{21} = \gamma_{21} \cdot B_{21} / B_{16} = 44 \cdot 10,30 / 27$	$\epsilon_{21} = 16,78 \%$
- $\epsilon_{22} = \gamma_{22} \cdot B_{22} / B_{16} = 64 \cdot 7,40 / 27$	$\epsilon_{22} = 17,54 \%$
- $\epsilon_{23} = \gamma_{23} \cdot B_{23} / B_{16} = 96 \cdot 27,5 / 27$	$\epsilon_{23} = 97,77 \%$
- $\epsilon_{24} = \gamma_{24} \cdot B_{24} / B_{16} = 126 \cdot 26,40 / 27$	$\epsilon_{24} = 123,2 \%$
- $\epsilon_{25} = \gamma_{25} \cdot B_{25} / B_{16} = 35 \cdot 6,95 / 27$	$\epsilon_{25} = 9,00 \%$
- $\epsilon_{26} = \gamma_{26} \cdot B_{26} / B_{16} = 39 \cdot 11,5 / 27$	$\epsilon_{26} = 16,6 \%$
- $\epsilon_{27} = \gamma_{27} \cdot B_{27} / B_{16} = 25 \cdot 10,50 / 27$	$\epsilon_{27} = 9,72 \%$
- $\epsilon_{28} = \gamma_{28} \cdot B_{28} / B_{16} = 20 \cdot 15 / 27$	$\epsilon_{28} = 11,11 \%$
- $\epsilon_{29} = \gamma_{29} \cdot B_{29} / B_{16} = 15 \cdot 3,78 / 27$	$\epsilon_{29} = 2,10 \%$
- $\epsilon_{30} = \gamma_{30} \cdot B_{30} / B_{16} = 30 \cdot 20 / 27$	$\epsilon_{30} = 22,22 \%$
- $\epsilon_{31} = \gamma_{31} \cdot B_{31} / B_{16} = 96 \cdot 29 / 27$	$\epsilon_{31} = 106,7 \%$
- $\epsilon_{32} = \gamma_{32} \cdot B_{32} / B_{16} = 19 \cdot 22 / 27$	$\epsilon_{32} = 16,00 \%$
- $\epsilon_{33} = \gamma_{33} \cdot B_{33} / B_{16} = 20 \cdot 1,5 / 27$	$\epsilon_{33} = 1,11 \%$
- $\epsilon_{34} = \gamma_{34} \cdot B_{34} / B_{16} = 30 \cdot 22 / 27$	$\epsilon_{34} = 25,55 \%$
- $\epsilon_{35} = \gamma_{35} \cdot B_{35} / B_{16} = 66 \cdot 33,5 / 27$	$\epsilon_{35} = 81,90 \%$

### 12.4- Calcul des débits horaires : Q (T/h)

Le débit de matière dans chaque point du schéma est calculé par la formule suivante :

$$Q_n = (Q_{16} \cdot x_n) / 100 \text{ (T/h)}, \text{ Avec } Q_{16} = 746,26 \text{ t/h}$$

- $Q_{18} = (Q_{16} \cdot x_{18}) / 100 = (746,26 \cdot 125) / 100$	$Q_{18} = 932,82 \text{ t/h}$
- $Q_{19} = (Q_{16} \cdot x_{19}) / 100 = (746,26 \cdot 81) / 100$	$Q_{19} = 604,26 \text{ t/h}$
- $Q_{20} = (Q_{16} \cdot x_{20}) / 100 = (746,26 \cdot 131) / 100$	$Q_{20} = 977,77 \text{ t/h}$
- $Q_{21} = (Q_{16} \cdot x_{21}) / 100 = (746,26 \cdot 44) / 100$	$Q_{21} = 328,24 \text{ t/h}$
- $Q_{22} = (Q_{16} \cdot x_{22}) / 100 = (746,26 \cdot 64) / 100$	$Q_{22} = 477,64 \text{ t/h}$
- $Q_{23} = (Q_{16} \cdot x_{23}) / 100 = (746,26 \cdot 96) / 100$	$Q_{23} = 716,16 \text{ t/h}$
- $Q_{24} = (Q_{16} \cdot x_{24}) / 100 = (746,26 \cdot 126) / 100$	$Q_{24} = 939,96 \text{ t/h}$
- $Q_{25} = (Q_{16} \cdot x_{25}) / 100 = (746,26 \cdot 35) / 100$	$Q_{25} = 261,1 \text{ t/h}$
- $Q_{26} = (Q_{16} \cdot x_{26}) / 100 = (746,26 \cdot 39) / 100$	$Q_{26} = 290,94 \text{ t/h}$
- $Q_{27} = (Q_{16} \cdot x_{27}) / 100 = (746,26 \cdot 25) / 100$	$Q_{27} = 186,5 \text{ t/h}$
- $Q_{28} = (Q_{16} \cdot x_{28}) / 100 = (746,26 \cdot 20) / 100$	$Q_{28} = 149,2 \text{ t/h}$
- $Q_{29} = (Q_{16} \cdot x_{29}) / 100 = (746,26 \cdot 15) / 100$	$Q_{29} = 111,9 \text{ t/h}$
- $Q_{30} = (Q_{16} \cdot x_{30}) / 100 = (746,26 \cdot 30) / 100$	$Q_{30} = 223,8 \text{ t/h}$
- $Q_{31} = (Q_{16} \cdot x_{31}) / 100 = (746,26 \cdot 96) / 100$	$Q_{31} = 716,16 \text{ t/h}$
- $Q_{32} = (Q_{16} \cdot x_{32}) / 100 = (746,26 \cdot 19) / 100$	$Q_{32} = 141,74 \text{ t/h}$
- $Q_{33} = (Q_{16} \cdot x_{33}) / 100 = (746,26 \cdot 20) / 100$	$Q_{33} = 149,2 \text{ t/h}$
- $Q_{34} = (Q_{16} \cdot x_{34}) / 100 = (746,26 \cdot 30) / 100$	$Q_{34} = 223,8 \text{ t/h}$
- $Q_{35} = (Q_{16} \cdot x_{35}) / 100 = (746,26 \cdot 66) / 100$	$Q_{35} = 492,36 \text{ t/h}$

**Tableau (23) : Tableau récapitulatif général des indices technologique**

<b>Les produits</b>	<b>Q (t/h)</b>	<b><math>\gamma</math> %</b>	<b>B (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> %)</b>	<b><math>\epsilon</math> %</b>
<b>1</b>	746,26	100	27	/
<b>2</b>	160,07	21	/	/
<b>3</b>	586,19	79	/	/
<b>4</b>	586,19	79	/	/
<b>5</b>	764,26	100	/	/
<b>6</b>	191,05	25	/	/
<b>7</b>	555,21	74	/	/
<b>8</b>	555,21	74	/	/
<b>9</b>	746,26	100	/	/
<b>10</b>	1865,65	250	/	/
<b>11</b>	1119,39	150	/	/
<b>12</b>	1119,39	150	/	/
<b>13</b>	746,26	100	/	/
<b>14</b>	5223,82	700	/	/
<b>15</b>	5223,82	700	/	/
<b>16</b>	746,26	100	27	/
<b>18</b>	932,82	125	19,50	90,27
<b>19</b>	604,26	81	24,50	73,50
<b>20</b>	977,77	131	22,01	106,78
<b>21</b>	328,24	44	10,30	16,78
<b>22</b>	477,64	64	7,40	17,54
<b>23</b>	716,16	96	27,5	97,77
<b>24</b>	939,96	126	26,40	123,20
<b>25</b>	261,10	35	6,95	9,00
<b>26</b>	290,94	39	11,5	16,60
<b>27</b>	186,50	25,3	10,5	9,72
<b>28</b>	149,20	20	15	11,11
<b>29</b>	111,90	15	3,78	2,10
<b>30</b>	223,80	30	20	22,22
<b>31</b>	716,16	96	29	106,7
<b>32</b>	141,74	19	22	16,00
<b>33</b>	149,20	20	1,50	1,11
<b>34</b>	223,80	30	22	25,55
<b>35</b>	492,36	66	33,5	81,90

### 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 inférieure à 2 mm. Au cours de l'élaboration du schéma de la préparation mécanique, le calcul de ce dernier est réalisé en deux étapes :

- Un calcul préalable qui détermine approximativement les poids des produits et on établit les exigences qui déterminent le choix des concasseurs, cribles.
- Un calcul final à partir 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.
- deux concasseurs à cône à concassage intermédiaire au deuxième étage.
- deux concasseurs 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.

Le schéma de flottation proposé contient les opérations suivantes : le broyage jusqu'à 0.8mm, une classification avec une charge circulante, une opération de flottation des carbonates ; et une opération de flottation des phosphates ; notre schéma proposé ne contient pas beaucoup de stades soit de préparation mécanique ou de flottation, donc il est économique et efficace au même temps.

L'autre avantage de flottation c'est pouvoir augmenter cette teneur suivant la demande et les besoins des clients en introduisant des opérations releveluses.

# 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'autrepart.

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

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

Les exigences du marché mondial et le développement du domaine d'agriculture ont imposées de développer les installations de traitement du phosphate ce qui doit se traduire par l'implantation de nouvelles unités industrielles, parmi lesquelles on a le projet d'unité 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, dans ces derniers on installe:

- deux concasseurs à mâchoire double effet au premier étage qui son installés en parallèle.

- Trois concasseurs à cône à concassage intermédiaire au deuxième étage.

- cinq concasseurs 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.

Le schéma qu'on a proposé va permettre d'atteindre une production de 06 millions de tonnes de concentré qui suffira pour l'alimentation des nouvelles usines de transformation et de traitement du phosphate et pour lesexportations.



## Références bibliographiques

---

- [1] : Complexe Minier Djebel Onk BirAter -TEBESSA , Direction d'étude et développement.
- [2] : Mémoire de fin d'étude pour obtenir diplôme d'ingénieur ;Elaboration d'un schéma de traitement des rejets +15 mm du phosphate de Djbel Onk pour une production de quatre millions de tonnes ; - KHAZEN ZIN EL ABIDINE ;  
Page : 04
- [03] : Mémoire de fin d'étude pour obtenir diplôme d'ingénieur ;Augmentation de la production du phosphate à 10 millions de tonnes De concentré pour le cas de Djebel Onk ; DJAALAB Soufiane ; Année 2017/page 27
- [4] : Dictionnaire de géologie ; page 250.
- [5] : Les brochures établir au niveau de département d'étude et développement DED de l'Entreprise SOMIPHOS Bir El Ater 2017
- [6] : Les fiches des analyses chimiques réalisées par laboratoire chimique de l'entreprise SOMIPHOS Bir El Ater.
- [7] : Plan d'exploitation établir par les ingénieurs de l'Entreprise SOMIPHOS Bir El Ater 2017.
- [8]: Le site de wikipedia(<https://fr.wikipedia.org/wiki/Phosphate>).
- [9] : 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 20.
- [10]: Ministère d'énergie et des mines, année 2014.
- [11] : Mémoire de fin d'étude pour obtenir diplôme d'ingénieur ; Evaluation des caractéristiques chimiques et minéralogiques dans le procédé de traitement du minerai de phosphate de gisement de Kef esennoun de Djebel Onk (Tebessa) ; BATTOU Karim ; Année 2015 Page : 04
- [11] : Le site officiel de ministre d'industries et des mines.
- [12] : Alger, Algérie : documents algériens, Série économique : mines ; Les mines en Algérie, mise sur site le 7-03-2005
- [13] : Ministère d'énergie et des mines, année 2014.

## Références bibliographiques

---

- [14] : Mémoire de fin d'étude pour obtenir diplôme d'ingénieur ;Elaboration d'un schéma de traitement des rejets +15 mm du phosphate de Djbel Onk pour une production de quatre millions de tonnes ; - KHAZEN ZIN EL ABIDINE ; Page : 31
- [15] : ASMIDAL; Groupe industriel au service du développement agricole.
- [16] : Série technologie N° 02 ; La valorisation du phosphate en Afrique, Tome 1 : Production des engrais simple (Pages 5, 6, 7).
- [17] : Expérience et nouvelles techniques d'enrichissement des phosphates marocains SERPHOS ([www.ocpgroup.ma/excellence mondiale/leadership industriel/sites-de production](http://www.ocpgroup.ma/excellence-mondiale/leadership-industriel/sites-de-production)).
- [18] : Industrie chimique de Sénégal ([www .brgm.fr](http://www.brgm.fr)).
- [19] : Livre Mémento des mines et des carrières, Aide-mémoire de l'exploitation 1996 ; société de l'industrie minérale. p362-366.
- [20] : 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 57.
- [21] : CHAABIA R. (2010). Caractérisation et choix d'un schéma de traitement des rejets phosphatés +15 mm Cas «Mine de Djebel Onk, Tébessa ».mémoire de Master.
- [22] : Blazy P. et El Aïd Jdid.E. Flottation, Mécanismes et réactifs .Techniques de l'ingénieur. J3350.