

**REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE**  
**MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE**  
**SCIENTIFIQUE**  
**ECOLE NATIONALE SUPERIEURE POLYTECHNIQUE**  
**DEPARTEMENT GENIE MINIER**

**Et**



**Group** **مجموعة**  
**SOCIETE DES MINES DE PHOSPHATE**  
**SOMIPHOS spa**  
**COMPLEXE MINIER DE DJEBEL ONK**

**Mémoire de fin d'études présenté pour l'obtention du diplôme d'Ingénieur**  
**d'Etat en Génie Minier**

**Thème :**

**Analyse des paramètres du plan de tir sur la granulométrie des roches abattus**  
**cas du Kef es Sennoun de Djbel Onk Bir AL Ater W. Tébessa**

***Dirigé par :***

*Dr. Mohamed Aguid Bachar Assed*

***Réalisé par :***

**FASSEKH Abed 'El Werth**

**Promotion : 2012**

# *Dédicace*

*Je dédie ce modeste travail à :*

☀ *Ma très chère mère*

☀ *Mon très cher père*

☀ *Mes frères et Ma sœur*

☀ *Mes amis*

# ***REMERCIEMENT***

*Nous remercions le Bon Dieu qui nous a donné le courage et la patience pour achever nos études.*

*Nous dressons nos plus vifs remerciements à notre promoteur **Dr. Mohamed Aguid Bachar Assed** pour avoir dirigé ce travail, nous le remercions également, pour son aide effective et dont les conseils nous ont été très précieux.*

*Nous tenons à remercier vivement l'ensemble des professeurs du département de **Génie Minier**, qui nous ont enseignés ainsi que ceux qui ont contribué à notre formation au sein de notre école, et en particulier ceux qui nous ont aidé pour ce projet de fin d'études :*

***Dr. OULD HAMOU Malek***

***Dr. OMRACI Kamel,***

***Mr. L.CHANANE,***

***Dr. HAZBELLAOUI Mostapha,***

***Dr. AIT YAHYATEN,***

***Dr. CHABOU Salima ,***

***Dr. SAAD,***

***Directeur de complexe minière de FERPHOCE de Djebel ONK***

***LE PDG de complexe minière Mr.MOKHTARI***

### **Résumé :**

Notre objectif est de développer une méthode simple pour mesurer les résultats du tir dans une mine à ciel ouvert. Une mesure numérique des roches minées est requise, et qui est assez sensible pour permettre de comparer les résultats pour des tirs successifs; des mesures sur une longue période de temps sont nécessaires pour pouvoir déceler des tendances performante.

Notre travail propose comment évaluer quantitativement l'efficacité des tirs de mines à ciel ouvert, il est fondé sur la prédiction des distributions de la taille des blocs du massif avant le tir et la mesure de la granulométrie du tas abattu après le tir.

L'analyse granulométrique du tas de roche abattue par traitement d'image, se base sur la distribution de la taille des blocs des tas abattus. La distribution granulométrique est contrôlée par l'extension de la propagation des fractures, adhésion, union et interaction de l'onde de choc en propagation avec quelques surfaces libres, ainsi que les propriétés physiques de la matrice rocheuse. Cette interdépendance est très complexe; cela n'est pas possible encore car il n'existe pas de solution théorique fiable pour ce problème. C'est la première raison qui nous oblige à utiliser les modèles empiriques de prédiction de la distribution granulométrique après le tir. Ces méthodes empiriques ne sont pas très précises mais sont encore utilisable. La plus communément utilisée de nos jours est le modèle Kuz-Ram (Kuznetsov, Cunningham, Lilly).

### **Les mots clé :**

Explosif, fragmentation, méthodes empirique, tir, traitement d'image, abattus.



### **Abstract:**

Our objective is to develop a simple method to measure the results of the shooting in an open-cast mine. A numerical measurement of the mined rocks is necessary, and which is enough sensitive to make it possible to compare the results for successive shootings; measurements over a long period of time are necessary to be able to detect tendencies powerful.

Our work proposes how quantitatively to evaluate the effectiveness of the shootings of open-cast mines, it is founded on the prediction of the distributions of the size of the blocks of the solid mass before the shooting and the measurement of the granulometry of the heap cut down after the shooting

Analyser granulometric of the heap of rock cut down by image processing is based on the distribution of the size of the blocks of the cut down heaps. The granulometric distribution is controlled by the extension of the propagation of the fractures, adhesion, union and interaction of the shock wave in propagation with some free faces, as well as the physical properties of the rock matrix. This interdependence is very complex; that is not possible still because there is not reliable theoretical solution to this problem. It is the first reason which obliges us to use the empirical models of prediction of the granulometric distribution after the shooting. These empirical methods are not very precise but are still usable. Most commonly used nowadays is model Kuz-RAM (Kuznetsov, Cunningham, and Lilly).

### **Key words:**

Explosive, empirical fragmentation, methods, shooting, image processing, cut down.

**Liste des tableaux**

Tableau.1.2 : classes de porosité de la matrice rocheuse (AFTES) .....	15
Tableau.1.4 : classes de perméabilité du massif (AFTES).....	16
Tableau.3.1 : classement des massif suivant l'indice de la fissuration.....	20
Tableau.3.2 : indice de forabilité des roches et leur classement.....	21
Tableau.3.4 : coefficient du dureté selon PROTODIAKONOV .....	22
Tableau.4.3.a : calcule de facteur de sécurité pour les phosphates.....	28
Tableau.4.3.b : calcule facteur de sécurité pour les stériles.....	29
Tableau.2.1 : calcule de réserve.....	32
Tableau.2.6 : moyenne de mécanisation.....	35
Tableau.1 : taux de découverte et les teneuses pour les phosphates.....	48
Tableau.2 : répartition des blocs.....	49
Tableau.3.1: La complexité liée à l'exécution d'un tir dans les massifs rocheux .....	69
Tableau.3.2: Caractéristiques techniques de la sondeuse ROC L 8 .....	75
Tableau.3.3: Caractéristiques techniques de la sondeuse T4BH.....	76
Tableau 3.4: Principaux anciens paramètres de forage et de tir de la mine de.....	77
Kef Essnoun Djebel El Onk 2007 d'après C.E.R.A.D.	
Tableau.5.1: Calcul itératif de $K_B$ pour le diamètre 165 mm.....	114
Tableau.5.2: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 165mm.....	114
Tableau.5.3: Calcul itératif de $K_B$ pour le diamètre 135 mm.....	114
Tableau.5.4: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 135mm.....	114
Tableau.5.5: Calcul itératif de $K_B$ pour le diamètre 125 mm.....	115
Tableau.5.6: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 125mm.....	115
Tableau.5.7: Calcul itératif de $K_B$ pour le diamètre 110 mm.....	116
Tableau.5.8: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 110mm.....	116
Tableau.5.9: Valeur de coefficient d'uniformité n de différents diamètres.....	117
Tableau.5.10: Valeur de la taille caractéristique $X_c$ pour les différents diamètres.....	118
Tableau.5.11: Valeurs de BDR pour les différents diamètres.....	118
Tableau 5.12: Paramètres de la fragmentation ciblée.....	119
Tableau.5.13: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 165 mm.....	120
Tableau.5.14: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 135 mm.....	120
Tableau.5.15: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 110 mm.....	121
Tableau.5.16: Nouveaux paramètres de tir pour le phosphate de Kef Es-sennoun Djebel El Onk	122
Tableau 5.17: Calcul itératif de $K_B$ pour le diamètre 165 mm.....	124
Tableau.5.18: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 165mm.....	125
Tableau.5.19: Calcul itératif de $K_B$ pour le diamètre 135 mm.....	125

---

## Liste des tableaux

---

Tableau.5.20: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 135mm.....	125
Tableau.5.21: Calcul itératif de $K_B$ pour le diamètre 125 mm.....	126
Tableau.5.22: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 125mm.....	126
Tableau.5.23: Calcul itératif de $K_B$ pour le diamètre 110 mm.....	127
Tableau.5.24: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 110mm.....	127
Tableau.5.25: Paramètres de la fragmentation ciblée pour le stérile.....	127
Tableau.5.26: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 165 mm.....	129
Tableau.5.27: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 125 mm.....	129
Tableau.5.28: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 110 mm.....	131
Tableau 5.29: Nouveaux paramètres de tir pour stérile de Kef Essnoun Djebel El Onk.....	131

---

Tableau.5.1: Calcul itératif de $K_B$ pour le diamètre 165 mm.....	114
Tableau.5.2: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 165mm.....	114
Tableau.5.3: Calcul itératif de $K_B$ pour le diamètre 135 mm.....	114
Tableau.5.4: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 135mm.....	114
Tableau.5.5: Calcul itératif de $K_B$ pour le diamètre 125 mm.....	115
Tableau.5.6: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 125mm.....	115
Tableau.5.7: Calcul itératif de $K_B$ pour le diamètre 110 mm.....	116
Tableau.5.8: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 110mm.....	116
Tableau.5.9: Valeur de coefficient d'uniformité n de différents diamètres.....	117
Tableau.5.10: Valeur de la taille caractéristique $X_c$ pour les différents diamètres.....	118
Tableau.5.11: Valeurs de BDR pour les différents diamètres.....	118
Tableau 5.12: Paramètres de la fragmentation ciblée.....	119
Tableau.5.13: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 165 mm.....	120
Tableau.5.14: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 135 mm.....	120
Tableau.5.15: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 110 mm.....	121
Tableau.5.16: Nouveaux paramètres de tir pour le phosphate de Kef Es-sennoun Djebel El Onk	122
Tableau 5.17: Calcul itératif de $K_B$ pour le diamètre 165 mm.....	124
Tableau.5.18: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 165mm.....	125
Tableau.5.19: Calcul itératif de $K_B$ pour le diamètre 135 mm.....	125
Tableau.5.20: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 135mm.....	125
Tableau.5.21: Calcul itératif de $K_B$ pour le diamètre 125 mm.....	126
Tableau.5.22: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 125mm.....	126
Tableau.5.23: Calcul itératif de $K_B$ pour le diamètre 110 mm.....	127
Tableau.5.24: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 110mm.....	127
Tableau.5.25: Paramètres de la fragmentation ciblée pour le stérile.....	127
Tableau.5.26: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 165 mm.....	129
Tableau.5.27: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 125 mm.....	129
Tableau.5.28: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 110 mm.....	131
Tableau 5.29: Nouveaux paramètres de tir pour stérile de Kef Essnoun Djebel El Onk.....	131

---



**Liste des figures**

Fig.2.1 : Plan d'exploitation du massif de la carrière de phosphate secteur Kef Es-sennoun Djebel El Onk. échèle 1/1000 d'après le rapport technique d'exploitation mine.....	02
Fig.2.2 : Carte de situation géographique et géologique des gisements de Djebel Onk (d'après Mezghache et Al, 2002).....	03
Fig.2.3 : Colonne stratigraphique de la région de Djebel Onk – Algérie orientale – (d'après Cielensky, Benchernine et Watkowski).....	08
Fig.2.4 : Coupes géologiques sériées du gisement de Kef Es-Sennoun Djebel Onk – Algérie orientale – (EREM, 1987) .....	12
Fig.2.5 : période de séchresse (1986 – 2011) région Bir AL Ater.....	12
Fig.2.6 : Structure de la couche de phosphate dans la zone de Kef Es-Sennoun et localisation des sondages carottés (BRGM, 1993).....	13
Fig.2.b : principe de l'essai brésilien .....	17
Fig.4.3.a : calcul de la valeur du facteur de sécurité pour le phosphate.....	29
Fig.4.3.b : calcul de la valeur de facteur de sécurité pour le stérile .....	30
Fig.01 : pan topographique.....	39
Fig.01.1 : coupe coté Ouest.....	40
Fig.01.2 : coupe coté Sud-Ouest.....	41
Fig.01.3 : coupe coté Sud.....	42
Fig.01.4 : coupe coté Sud- Est.....	43
Fig.01.5 : coupe coté Est.....	44
Fig.02 : pan d'exploitation 2012.....	47
Fig.4.2.2.1 : largeur de la berme de transport .....	53
Fig.4.2.2.2 : plat forme de travail.....	54
Fig.3.1: Schéma technologique des travaux miniers.....	58
Fig.3.2. Paramètres géométriques.....	58
Fig.3.3: Schéma ancienne de disposition d'explosif par amorçage fond de trou .....	62
Fig.3.4: Schéma représente l'opération de mise à feu dans un bloc.....	63
Fig:3.5: Effet des ondes de choc sur la roche.....	64
Fig.3.6 : Développements de la fissuration .....	65
Fig.3.7: Effet de la haute pression de gaz.....	66
Fig.3.8 : Apparition des fissures radiale sous l'effet de haute pression de gaz .....	67
Fig.3.9 : Fragmentation finale de la roche.....	68
Fig.3.10 : Schéma représente une sondeuse de type Atlas Copco Roc L8 avec de taillants de diamètre 165 mm.....	75
Fig.3.11: Schéma anciens des plans de tir de Kef Es-sennoun Djebel el Onk 2007d'après C.E.R.A.D.....	68
Fig.5.1: Représentation idéalisée des fissures radiales de l'entourage d'un trou simple (Hastrulid) .....	87
Fig 5.2: Deux modèles de tir possible superposé à la roche fissurée.....	87
Fig.5.3 : Représentation schématique du tir dans la direction de pendage (immersion) (Burkle. 1979).....	88
Fig.5.4: Représentation schématique du tir contre le pendage (Burkle, 1979).....	89
Fig.5.5: Représentation schématique du tir le long de la direction de pendage (Burkle, 1979).....	89
Fig.5.6 : Vue de dessus de gradin (banc) d'une disposition de tir à une seule rangée.....	89

---

## Liste des figures

---

Fig.5.7 : Effet de l'augmentation du diamètre sur le fardeau.....	91
Fig.5.8 : le volume de roche lié à un trou de mine.....	97
Fig.5.9: Image ouverte dans le Split pour le redimensionnement et le calibrage.....	104
Fig.5.10: Image redimensionnée et calibrée.....	105
Fig.5.11: Image d'un tas de roche fragmentée a grande échelle prise à l'aide d'un appareil photo numérique panasonic DMC-LC20 .....	106
Fig 5.12: Image d'un tas de roche fragmentée a échelle moyen prise à l'aide d'un appareil photo numérique panasonic DMC-LC20.....	106
Fig 5.13: Image d'un tas de roche fragmentée a échelle moyen prise à l'aide d'un appareil photo numérique panasonic DMC-LC20.....	107
Fig.5.14: Un exemple d'image binaire avec un certain nombre de particules fines et des boules d'échelle.....	108
Fig.5.15 : Image d'un tas de roche contient un certain matériau fin est visible sur la surface.....	109
Fig.5.16 : Image d'un tas de roche gradin de phosphate.....	109
Fig.5.17 : Image redimensionnée et calibrée .....	109
Fig.5.18 : Image binaire d'un tas de roche.....	109
Fig.5.19 : Distribution granulométrique des fragments de phosphate .....	110
Fig.5.20 : Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 165 mm.....	119
Fig.5.21 : Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 135 mm.....	120
Fig.5.22: Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 110 mm.....	121
Fig.5.23: Image d'un tas de roche gradin de stérile.....	123
Fig.5.24 : Image redimensionnée et calibrée .....	123
Fig.5.25: Image binaire d'un tas de roche (stérile).....	123
Fig.5.26 : Distribution granulométrique des fragments de roche dans le gradin de stérile.....	123
Fig.5.27 : Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 165 mm.....	128
Fig.5.28. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 125 mm.....	129
Fig.5.29 : Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 110 mm.....	130
Fig.5.30 : Comparaison des courbes granulométriques du phosphate données par Split Desktop granulométrie actuelle) et la granulométrie prédite par le modèle de prédiction Kuz-Ram (granulométrie ciblée).....	132
Fig.5.31: Comparaison des courbes granulométriques des stériles données par Split Desktop granulométrie actuelle) et la granulométrie prédite par le modèle de prédiction Kuz-Ram (granulométrie ciblée).....	133

---

# ***SOMMAIRE***

<b>Introduction générale.....</b>	<b>i</b>
<b>Chapitre 1 : condition géologique et géographique du gisement de Kef Es sennoun du Djbel Onk.....</b>	<b>01</b>
<b>I.Description des massifs .....</b>	<b>01</b>
<b>II.Géologie régionale .....</b>	<b>02</b>
2.1. Situation géographique des gisements de Djebel El Onk .....	02
2.2. Historique et méthodologie des recherches géologique au Djebel El Onk.....	04
2.3. Stratigraphie.....	05
2.3.1. Crétacé.....	05
2.3.2. Paléogène.....	05
2.3.2.1 Danien.....	05
2.3.2.2Montien.....	05
2.3.2.3Thanétien.....	06
2.3.2.4Yprésien.....	06
2.3.2.5Lutétien.....	07
2.3.3.Miocène.....	07
2.3.4.Quaternaire.....	07
III.géologie locale de Djbel Onk.....	09
3.1. Situation géographique.....	09
3.2. Géologie de gisement.....	09
3.3. Structure géologique du gisement.....	09
3.4. Historique de la mine de phosphate de Kef Es-Sennoun Djebel El Onk .....	10
3.5.1 Climatologie .....	10
3.5.2 Température .....	10
3.5.3 Pluviométrie.....	10
2.5.4 Les vents.....	11
<b>Chapitre 2 : propriété physico-mécanique de la roche.....</b>	<b>14</b>
I.propriété physico-mécanique de la roche.....	14
1.1. densité.....	14
1.2. porosité.....	14
1.3. teneur en eau.....	15
1.4.perméabilité.....	16



II.les résistance de la roche.....	17
- Phosphate.....	17
a) La résistance à la compression.....	17
b) La résistance à la traction.....	17
c) La résistance au cisaillement.....	18
III.calculer les paramètres technologiques de la roche.....	18
1. résistance à la destruction.....	18
2. Forabilité de la roche .....	20
3. résistance au tirabilité.....	21
4. coefficient de dureté.....	21
5. cohésion .....	22
6. angle de frottement.....	22
- Stérile.....	23
a) la résistance à la compression .....	23
b) la résistance à la traction.....	23
c) la résistance au cisaillement .....	23
c) la résistance au cisaillement.....	23
IV.calculer les paramètres technologiques de la roche.....	23
1. résistance à la destruction .....	23
2. Forabilité de la roche .....	23
3. résistance au tirabilité .....	23
4. coefficient de dureté.....	23
5. cohésion .....	23
6. angle de frottement.....	23
V.calculer la stabilité du bord de la carrière .....	24
5.1. objectif d'étude.....	24
5.2. calculer de la stabilité.....	24
a) pour les phosphates.....	24
b) pour les stériles.....	24
5.3. calculer facteur de sécurité.....	24
a) pour les phosphates .....	24
b) pour les stériles .....	24
<b>chapitre 3 : procédé d'ouverture et plan d'exploitation dans la carrière.....</b>	<b>31</b>
I.introduction.....	31
II.condition technique et minière.....	31
2.1. Calculer de réserve.....	32
2.2. Calculer de la réserve industrielle.....	32
2.3. Régime de fonction.....	33
2.4. Capacité de production.....	33

2.4.1. La production annuelle.....	33
2.5. Duré de vie de la carrière.....	34
III.généralité sur le mode d'ouverture.....	36
3.1. critère d'arrété pour l'ouverture du gisement.....	37
3.1.1. Taux de découverte.....	37
3.1.2. Chantier de sable.....	37
3.1.3. Mise à terril.....	37
3.1.4. Situation financier.....	37
3.1.5. Afflux d'eau.....	37
3.2. Schéma d'ouverture et plan topographique du gisement.....	38
3.3 ; élément découverte.....	45
IV. Méthode d'exploitation.....	45
4.1. Détermination les principaux paramètres d'exploitation.....	51
4.1.1. Le gradin.....	51
4.1.1.1. Hauteur du gradin.....	51
4.1.2. La plate forme du travail.....	52
4.1.2.1. la largeur de la plate forme de travaile.....	52
4.2.3. vitesse de déplacement du chantier.....	54
4.2.4. Temps d'extraction d'un bloc.....	54
4.2.5. Avancement de frond.....	54
4.2.6. forme et dimension de bloc maximale.....	55
<b>Chapitre 4 : Analyse des paramètres de forage et de tir de la mine de phosphate cas</b>	
<b>Kef Es-sennoun Djebel El Onk.....</b>	<b>56</b>
4.1. Essence des travaux miniers à ciel ouvert.....	56
4.2. Processus de production et technologie des travaux miniers à ciel ouvert .....	56
4.3. Etude des conditions minières.....	56
4.3.1. Paramètres géométriques.....	58
4.4. Mécanismes de l'abattage à l'explosif.....	59
4.4.1. Les tirs de mines.....	59
4.4.2. Sécurité des travaux de tir.....	59
4.5. Mesures de Sécurité.....	59
4.5.1. Travaux de tirs.....	60
4.5.2. Mesure de sécurité avant et après le tir.....	60
4.5.2.1. Foration.....	60
4.5.2.2. Chargement des trous de mine et mise à feu.....	60
4.5.2.3. Explosif utilise.....	60
4.5.2.4. Vérification du calibrage des trous.....	60

4.5.2.5. Amorçage.....	60
4.5.2.6. Mise en place de la charge.....	61
4.5.2.7. Bourrage.....	61
4.5.2.8. Raccordement de la volée.....	61
4.5.2.9. Mise à feu.....	61
4.5.2.10. Reconnaissance après le tir.....	61
4.5.2.11. En cas de raté.....	62
4.5.2.12. Traitement de raté.....	62
4.6 Mode de tir.....	62
4.7. Fragmentation de la masse rocheuse.....	63
4.7.1. Facteurs influent sur la fragmentation.....	63
4.7.2. Zone détruite.....	64
4.7.3. Zone de fissuration radiale.....	66
4.7.4. Etat final de la fragmentation.....	67
4.8. Paramètres liés aux tirs.....	68
4.9. Facteurs des travaux de forage et de tir.....	70
4.9.1. Forage des trous.....	70
4.9.2. Chargement de tir des charges explosives.....	70
4.9.3. Mode d'utilisation des explosifs.....	71
4.9.3.1. Caractéristique des Marmanites et d'Anfo fabriqués en Algérie .....	72
4.9.3.2. Charge d'explosif dans un trou.....	73
4.9.3.3. Volume abattre dans un trou.....	73
4.9.4. Caractéristiques des sondeuses.....	73
4.10. Chargement.....	78
4.10.1. Les chargeuse sur pneus.....	79
4.10.2. Les capacité de godet de la chargeuse.....	80
4.10.3. le rendement de la chargeuse.....	80
4.10.4. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion.....	81
4.10.5. Nombre de chargeuse.....	82
4.10.6. La duré de chargement d'un camion.....	82
4.11. Transport .....	83
4.11.1. Rendement du camion.....	83
4.11.2. le nombre des camions nécessaires pour assuré la production.....	84
Conclusion.....	85
<b>Chapitre5 : Analyse granulométrique du tas de roche abattue par traitement d'image dans la mine de Kef Es-sennoun Djebel El Onk</b>	
Introduction .....	86

5.1. Traitement d'image par logiciel Split Desktop .....	86
5.2. Discontinuités des massifs rocheux.....	87
5.3. Raisonnement sur la conception du tir de Hastrulid, 1999.....	89
5.3.1. Normes de conception de Ash.....	92
5.3.2. Rapport de fardeau (Ash, 1963).....	93
5.3.3. Rapport de profondeur (hauteur du gradin) (Ash, 1963).....	94
5.3.4. Rapport de sous forage (Ash, 1963).....	94
5.3.5. Rapport de bourrage (Ash, 1963).....	95
5.3.6. Rapport d'espacement (Ash. 1963).....	96
5.3.7. Résumé (Ash, 1963).....	96
5.3.8. Détermination de KB.....	97
5.4. Distribution granulométrique des fine.....	98
5.4.1. Distribution Gaudin-Schaumman.....	99
5.4.2. Modèle DA-GAMA.....	99
5.4.3. Modèle de Kuz-Ram.....	99
5.4.3.1. Equation de Kuznetsov.....	100
5.4.3.2. Coefficient d'uniformité.....	103
5.4.3.3. Effet des paramètres de tir sur n.....	103
5.4.4 Conception du plan de tir optimale de Kef Essnoun Djebel El Onk.....	104
5.4.4.1. Principe de fonctionnement du logiciel « Split Desktop » .....	104
5.4.4.2. Description et techniques de traitement d'image par Split Desktop...	105
5.4.4.3. Outils de traitement d'image par Split Desk top.....	105
5.4.4.4. Nombre d'images à acquérir.....	106
5.4.4.5. Corrections à modifier.....	107
5.4.4.6. Edition de l'image.....	107
5.4.4.7. Procédure d'estimation des fines.....	108
5.4.4.8 Graphe et donnée de sortie .....	108
5.4.4.9 Exemple de la distribution granulométrique des fragments de phosphate d'après le logiciel Split Desk top.....	109
5.5. Calculs des nouveaux paramètres de tir de Kef es-sennoun pour le phosphate.	113
5.5.1. Taille de la fragmentation après le tir dans le phosphate .....	116
5.5.2. Taille moyenne des fragments de roches .....	116
5.5.3. Fragmentation ciblée .....	119
5.5.3.1. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 165 mm .....	119
5.5.3.2. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 135 mm.....	120
5.5.3.3. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 110 mm.....	121
5.5.3.4. Résultats des courbe granulométriques .....	121

5.5.4. Mesure de la granulométrie du calcaire par Split desktop pour les stériles	123
5.5.4.1 Résultat de la courbe.....	124
5.6. Calcul des nouveaux paramètres de tir dans les roches stériles.....	124
5.6.1. Distribution granulométrique des roches stériles.....	127
5.6.2. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 165 mm.....	128
5.6.3. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 125 mm.....	129
5.6.4. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 110 mm.....	130
5.6.5 Résultats des courbes granulométriques.....	130
5.7 Comparaison des résultats par les courbes granulométriques.....	132
Conclusion.....	134
<b>Conclusion générale et recommandations .....</b>	<b>135</b>
<b>Bibliographie.....</b>	<b>136</b>
<b>Annexes [1].....</b>	<b>137</b>
<b>Annexes [2].....</b>	<b>I</b>
<b>Annexes [3].....</b>	<b>II</b>

## **Introduction général :**

Dans de nombreux domaines de l'activité économique, les explosifs interviennent de façon spécifique et parfois même déterminante. Ils apparaissent souvent comme la meilleure solution, quand ce n'est pas la seule, pour réaliser certains travaux et offrent, dans de nombreux cas, des coûts de revient inférieurs aux autres procédés.

Il en est ainsi dans les mines (à ciel ouvert, souterraines), le génie civil et la construction, il en est de même dans l'industrie pétrolière.

La maîtrise du coût du projet (exploitation des carrières) et la réalisation d'un haut rendement nécessite un plan optimal pour la foration et le tir au niveau des mines à ciel ouvert.

Ce dernier est lié étroitement au degré d'influence des paramètres de foration et de tir sur la mise au point finale du plan et sa relation directe avec la classification de la masse rocheuse.

La première phase de ce travail a été mentionnée par une introduction générale qui représente un aperçu général des différents travaux d'optimisation, pour réaliser un plan d'exploitation optimal dans les mines à ciel ouvert.

Dans le premier chapitre on a essayé de donner les conditions géologiques et géographiques du gisement

Le deuxième chapitre on a essayé de donner les caractéristique physico-mécanique de la roche.

Le troisième chapitre on a essayé de donner le procédé d'ouverture et plan d'exploitation.

Le quatrième chapitre vise à analyser les paramètres de forage et de tir ainsi que le processus et la technologie des travaux pour l'extraction de la masse rocheuse.

Le dernier chapitre est consacré à l'analyse granulométrique du tas de roches abattues par traitement d'image, qui se base sur la distribution de la taille des blocs des tas abattus en utilisant le modèle de Kuz-Ram pour la prédiction de la fragmentation des roches afin d'établir un plan d'exploitation optimal de la mine de Djebel El Onk pour l'exploitation future.

Enfin, une conclusion générale suivie de quelques recommandations.

# *Chapitre I :*

Condition géographique et  
géologique du gisement

### I. Description des massifs :

Les phosphates de la région de Djebel El Onk (Sud Est algérien) font partie d'un vaste ensemble de gisements phosphatés formés à la période Fini Crétacé–Eocène sur les rives Sud et Sud Est méditerranéennes.[16] D'autre part l'exploitation du minerai et de stérile se fait par les tirs d'abattage, dont le but est de fragmenter la masse rocheuse afin de permettre son évacuation et pour atteindre la production journalière de minerai et de stérile au niveau de Djebel El Onk il y a un tir pour le stérile et l'autre pour le minerai chaque jour. Les quantités de la charge explosives moyenne de l'ordre de 5 tonnes pour le minerai et 5 tonne pour le stérile pour abattre un volume de masse rocheuse atteindre de 60 à 65 tonnes. La masse rocheuse fragmentée sont chargés par des excavateurs de **4 à 5 m<sup>3</sup>** et sont ensuite transportés par des camions de **30 à 50 tonne**. Le stérile est transporté vers la décharge, mais le minerai est conduit vers le concasseur pour traiter et envoyer à l'usine de traitement. [21]

Selon les résultats obtenu sur terrain, et se basant sur les propriétés physico-chimiques des roches carbonatées formant le gisement de Kef Es-sennoun, qui présentent une résistance difficile au tir, on peut conclure que ces roches fissurées du massif, après explosion, échappent à l'action de la zone réglée de l'effet du tir, elles se détachent du massif à cause d'une importante énergie du tir dissipée à travers les fissures ouvertes séparant ces derniers.

Dans les conditions de la mine de Djebel El Onk, compte tenu des propriétés physico mécanique des roches, les travaux d'abattage de la masse rocheuse sont assurés par les travaux de forage et de tir a l'explosif, d'ou la nécessité de prévoir les limites d'influence des ondes de vibrations sur les constructions et les installations avoisinantes principalement tel que :(l'usine de traitement, la ligne de chemin de fer; la station de concassage, la base de vie la poudrière). [04]





**Fig.2.1. Plan d'exploitation du massif de la carrière de phosphate secteur Kef Es-sennoun Djebel El Onk. Èche 1/1000 d'après le rapport technique d'exploitation de la mine. [03]**

## **II.1. Géologie régionale :**

### **1.2. Situation géographique des gisements de Djebel El Onk**

Le gisement de Kef Es-sennoun , fait partie du bassin phosphaté de Djebel El Onk. Ce dernier est situé au Sud – Est de l'Algérie, à 100 km de la Wilaya de Tébessa et à 20 km de la frontière Algéro – Tunisienne, sur la route qui relie Tébessa à El Oued (Fig.2.1). Cette région constitue la limite géographique naturelle entre les hauts plateaux constantinois et le domaine saharien. Le massif de Djebel El 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 Nmemcha qui prolonge vers l'Est le massif des Aurès. Les altitudes les plus basses au pied du Djebel El Onk sont d'environ 635m. La région de Djebel El Onk est subdivisée en 5 secteurs miniers :

- Gisement de Djemi – Djema,
- Gisement de Kef Es-sennoun,
- Gisement de Djebel El Onk Nord,
- Gisement d'Oued Betita,
- Gisement de Bled El Hadba

Le climat est subaride, caractérisé par un régime continental avec deux saisons très nettes ; 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.

La population est peu dense. Sa situation économique s’est améliorée grâce à l’installation du complexe minier de Bir El Ater ; ce qui a contribué à l’agrandissement et a développement de la ville.

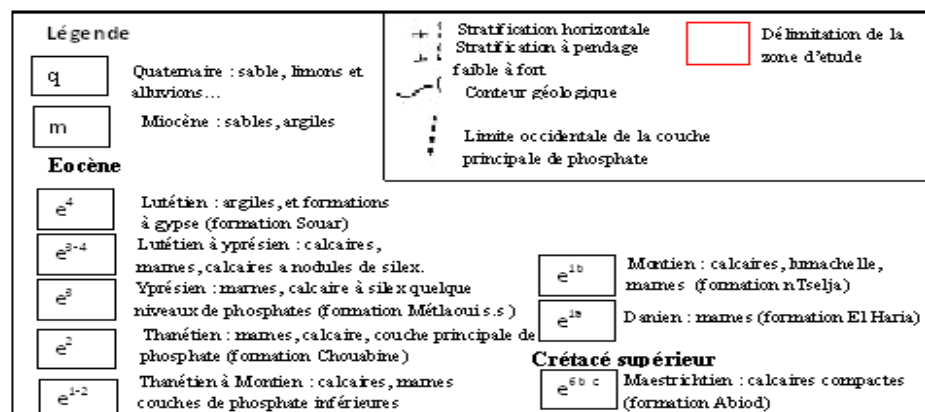
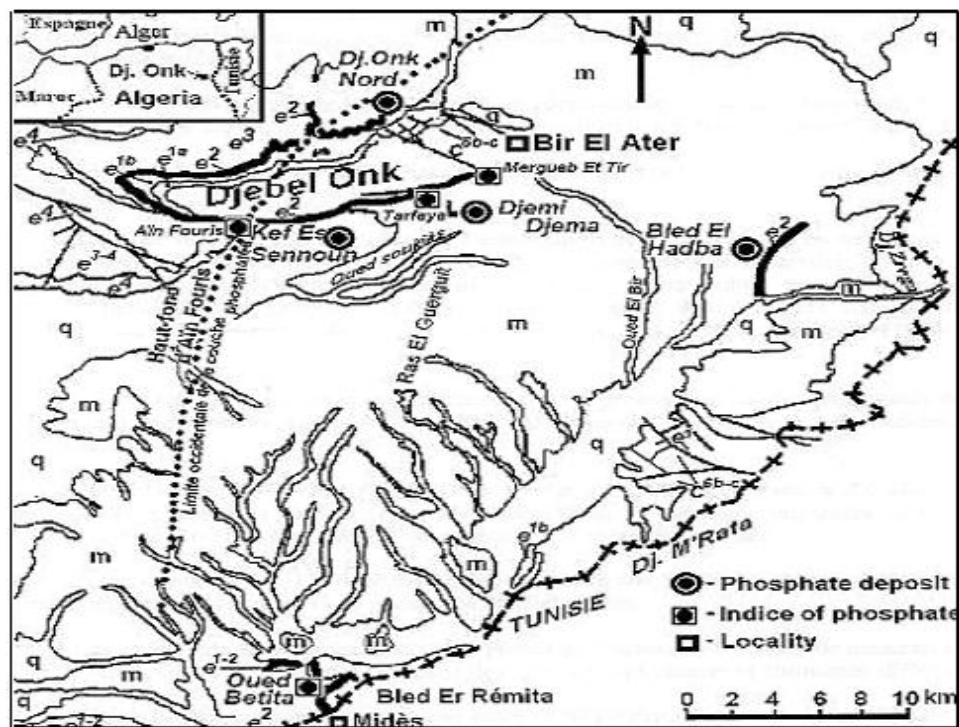


Fig.2.2. Carte de situation géographique et géologique des gisements de Djebel El Onke (D’après Mezghache et al, 2002)

## 2.2. Historique et méthodologie des recherches géologique au Djebel El Onk

Les phosphates Algériens ont été découverts à Boghari par Ph. Thomas (1873) [06], un peu avant les phosphates de Gafsa (1855). Dans la période 1906 / 1907, Joleau a découvert le gisement de Djebel El Onk avec la mise en évidence de deux couches phosphatées dans un ravin de l'Oued de Djemi – Djema au Sud de Djebel El Onk.

En 1912, Dessert a présenté les premières informations sur les gisements phosphatés Algériens avec des coupes lithologiques détaillées des gisements de la zone de Djebel El Onk [06]

La prospection systématique a été débutée par « la compagnie des Phosphates de Constantine » en 1930 et avait confirmé l'existence des réserves considérables, ce qui amené à la création de la société de Djebel El Onk (S.D.O), en 1936 ; mais l'éloignement de la mer, la désertification de la région, le manque de l'eau et de l'énergie et les méthodes de l'exploitation reflètent une exploitation irrationnelle.

La connaissance sur la géologie régionale et des gisements avait progressé avec les études de R. Laffitte (1939), L. Cayeux (1939 – 41 – 50), et R.Flandrin (1948). En 1951, L. Visse a étudié le gisement de phosphate du Djebel Djemi – Djema dont il reprend avec beaucoup de détails la stratigraphie et évalue les réserves (110 Mt de minerai à 24.80 – 25.20 %  $P_2O_5$ , soit 54 – 55 % BPL, pour un total de 600 Mt dans toute la zone de Djebel El Onk. A partir de 1960, dans le cadre de l'industrialisation de l'Algérie (plan de Constantine), le projet d'exploitation des phosphates devient prioritaire. [08]

De 1961 à 1963, des essais de prospection radiométrique aéroportée effectués au – dessus du gisement du Djebel El Onk pour tester la méthode utilisée avec succès par le BRGM dans l'Atlas Tellien le long des affleurements de l'Eocène (Vogt et Belhadj, 1963). Les études ont été reprises par Ranchin (1963) qui avait établi les cartes géologiques à l'échelle 1 / 5000. De 1971 à 1974, les travaux de recherches et de prospection sur les phosphates de l'Est Algérien ont été relancés par la SONAREM en s'appuyant sur un levé aéro – radiométrique (Rudowicz, 1975). De 1985 à 1987, L'E.N. FERPHOS a confié à l' EREM des travaux de recherche et d'évaluation des ressources en phosphate de tous les gisements potentiels de la région de Djebel El Onk, ces importants travaux, réalisés avec la coopération soviétique, ont vu en particulier la réalisation de 97 sondages carottés, totalisant 10732 m de série. [18]

### 2.3. Stratigraphie

La stratigraphie de la région de Djebel El Onk a été établie par Visse (1952). La série sédimentaire affleurante 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 (Fig. 2.3). [16]

#### 2.3.1. Crétacé

Se sont les sédiments les plus anciens au cœur de l'anticlinal de Djebel El Onk tectoniquement très accidentés. Seuls les dépôts du Maestrichtien y affleurent. Les sédiments de cet âge, au cœur de Djebel El Onk, sont représentés par des calcaires à silex et des intercalations de marnes (de 5 à 10 m). Ils représentent à leur partie supérieure, une surface taraudée, rubéfiée, facilement repérable dans la topographie.

#### 2.3.2. Paléogène

Ce sont des sédiments marins représentés par des calcaires, des phosphates et de gypse, dans la région, le Paléogène atteint d'assez grandes épaisseurs de 350 m, les variations lithologiques et les restes des organismes ont permis d'identifier les subdivisions stratigraphiques suivantes :

##### 2.3.2.1 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, où on note la séparation entre le Danien supérieur et le Danien inférieur. L'épaisseur totale du Danien est d'environ 100 m.

**a) Danien inférieur :** Il est représenté par des argiles marneuses schisteuses, de couleur grise foncée à brun vert, intercalé par des marnes dures et irrégulières. L'ensemble est traversé par des filons de gypses de différentes orientations.

**b) 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. Dans la

partie supérieure du Danien, on note la présence d'un banc caractéristique de 1 à 2 m d'épaisseur, formé de calcaire beige à lumachelle surmontés par des marnes en plaquettes blanches. C'est dans cet étage qu'apparaissent les premiers minces niveaux (10 à 30 cm) de marne phosphatée.

### 2.3.2.2. Montien

Cet étage est marqué par la présence d'une série de calcaire, calcaires détritiques, calcaires à lumachelle avec des intercalations de marne et dolomie, ces sédiments se caractérisent par une absence ou une faible quantité de silex. Les huîtres sont abondantes, en bancs gris à noire. Les *Ostera*, *Ostera off digitilina* du bois, *Pittor*, sont des espèces caractéristiques.

### 2.3.2.3 Thanétien

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

**a) 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

**b) 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 El Onk et à Bled El Hadba, et qui diminue jusqu'à la disparition vers le Nord, l'Ouest et le sud de ce gisement se termine généralement par un niveau lumachellique.

La limite entre le Thanétien et l'Yprésien est obtenue seulement par le changement du faciès phosphaté à celui de calcaire marneux à une épaisseur de 0 à 50 m.

### 2.3.2.4. Yprésien

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

**a) Yprésien inférieur :** Il est représenté à la base, 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. On note la présence de couches minces de silex dans les calcaires. L'épaisseur moyenne de l'Yprésien inférieur est de 30 m au maximum.

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

#### 2.3.2.5. Lutétien

Les formations de cet étage recouvrent en concordance les séries Yprésiennes ; elles sont répandues dans la région de Djebel El Onk, on distingue :

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

**b) 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, ce type de faciès termine le cycle de la sédimentation marine Tertiaire inférieur (Paléogène).

#### 2.3.3. Miocène

Il est représenté par un complexe de roches terrigénèses composées de conglomérats, d'argiles, de sables et de schistes. Le Miocène est subdivisé en trois unités de bas en haut

**a) Miocène inférieur :** Il est formé de conglomérats, de sable à gros grains et sables blancs à grains moyens avec de minces couches d'argiles silteuse. Sa puissance est de 200 m.

**b) Miocène moyen :** Il est constitué d'argile marron, d'argile à structure schisteuse, brune, la puissance est d'environ 100 m.

**c) Miocène supérieur :** Il est constitué de roches sablo argileuses, grès à bancs de graviers et contenant de gros blocs arrondis.

#### 2.3.4 Quaternaire

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



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

Fig.2.3. Colonne stratigraphique de la région de Djebel El Onk – Algérie orientale – (D'après Cielenky, Benchernine et Watkowski, 1987)

### **III -GEOLOGIE LOCALE DU DJEBEL ONK:**

#### **GISEMENT DE KEF ES SENNOUN :**

##### **3.1 Situation géographique :**

Le gisement est situé à 6 km au Sud de la Ville de Bir El Ater, et à 2 km à l'Ouest du gisement de Djemi Djema.

Topographiquement, la zone du gisement, située au pied du Djebel Kef Essennoun, constitue un plateau descendant en pente douce vers le Sud-Ouest.

Les cotes topographiques varient de 720 m au Sud –Ouest à 810 m au Nord-Est (dressants Nord).

##### **3.2 Géologie du gisement :**

Le gisement est situé dans le prolongement de la retombée méridionale de la flexure antiforme du Djebel Onk, dont la structuration majeure est due à la tectonique post-Miocène.

Lithologiquement, le gisement de Kef Es Sennoun est constitué de bas en haut, par la série calcaire-dolomitique à silex de l'Ypérite surmontée par les calcaires marneux du Lutétien, puis par les sables du Miocène, et les alluvions du Quaternaire.

La majeure partie du gisement est constituée par une couche unique de phosphate sombre, gris –noir, sans intercalation carbonatée stérile, vers le Nord-Est du gisement appartient une couche de phosphate clair brun –beige oxydée sus-jacente à la couche de phosphate noir, la proportion des deux types de minerai est de 75% pour la première et 25% pour la deuxième.

##### **3.3 Structure géologique et tectonique du gisement :**

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 l'Ouest.

Au sud de la table, on aperçoit une zone de rupture de pente où le pendage des couches atteint 20°.

Une série de trois failles majeures et souples de directions NNO-SSE.

Par contre dans la zone des dressants allongée N75°E.



La tectonique souple et cassante a entraîné un changement brusque du pendage de la couche phosphatée affleurant ou l'angle de pendage est sub – verticale 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 .

### **3.4. Historique de la mine de phosphate de Kef Es-sennoun Djebel El Onk**

Le gisement de Kef Es-sennoun a été reconnu en détail par l'EREM au cours de l'année 1986, grâce à 32 sondages carottés notés S<sub>2</sub> à S<sub>46</sub> réalisés selon une maille de (250\*300) m.

En outre l'EREM a réalisé dans la zone dressant de Kef Es-sennoun 22 tranchées notées T<sub>22</sub> à T<sub>44</sub>.

Des données plus anciennes concernant la zone de Kef Es-sennoun proviennent des recherches réalisées par G. Ranchin en 1963 (puits, K<sup>S1</sup>, K<sup>S2</sup>, KS3), descendrière, Dubuc, tranchées dans les dressants ainsi que plus récemment de 1977 à 1979 par la SONAREM (sondages : S<sup>3</sup>-K, S<sup>4</sup>-K, S<sup>5</sup>-K, tranchées des dressants). **[03]**

Dans le souci de développement de l'activité de Ferphos, un avis d'appel d'offre a été lancé en 1990 afin de rassembler tous les éléments techniques et économiques permettant de projeter les investissements adéquats, ce qui a été réalisé par le consultant français BRGM/SOFREMINES, ce dernier a fourni une expertise géologique de tous les gisements de la région de Djebel El Onk. **[03]**

### **3.5. Climatologie**

La zone d'étude de Djebel El Onk a un climat de transition entre celui de la région semi aride de Tébessa et celui de la région sub-aride de Négrine.

#### **3.5.1. Température**

Sur une moyenne de 5 années, les températures ont la même évolution, en hiver elles fluctuent autour de 7 °C. La température augmente progressivement à partir du mois de

Mai, jusqu'à atteindre des niveaux très haut (45°C) en été, et diminue progressivement en automne.

### 3.5.2. Pluviométrie

Les précipitations durant le mois d'été sont extrêmement rares. Les périodes sans pluies pendant plus d'un mois sont fréquentes. Les périodes pluvieuses varient entre 66 et 107 jours / an, tandis que les précipitations sont de l'ordre de 200 à 400 mm/an. Les orages sont importants et fréquents particulièrement durant le mois d'Août et de Septembre. La neige et le gel sont rares, mais la température descend souvent en dessous de 0°C en hiver.

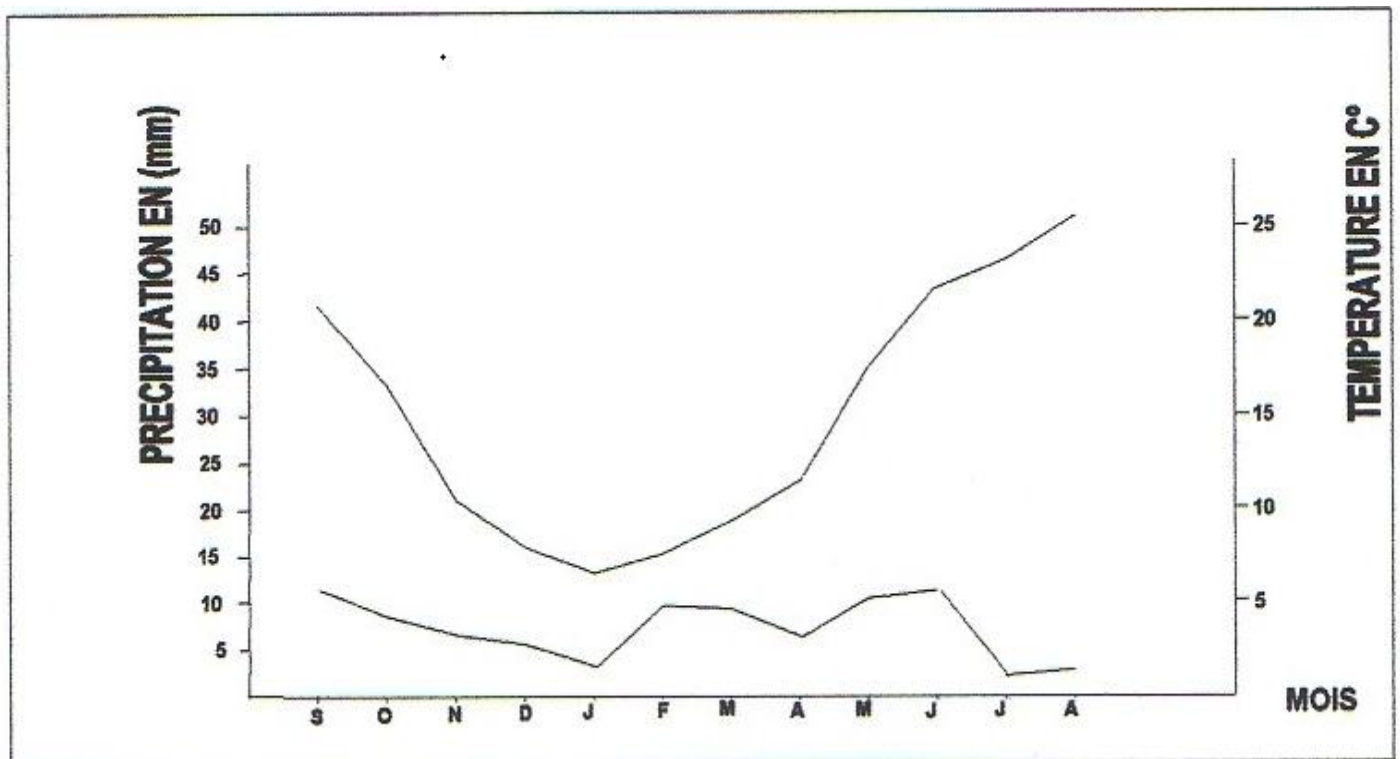
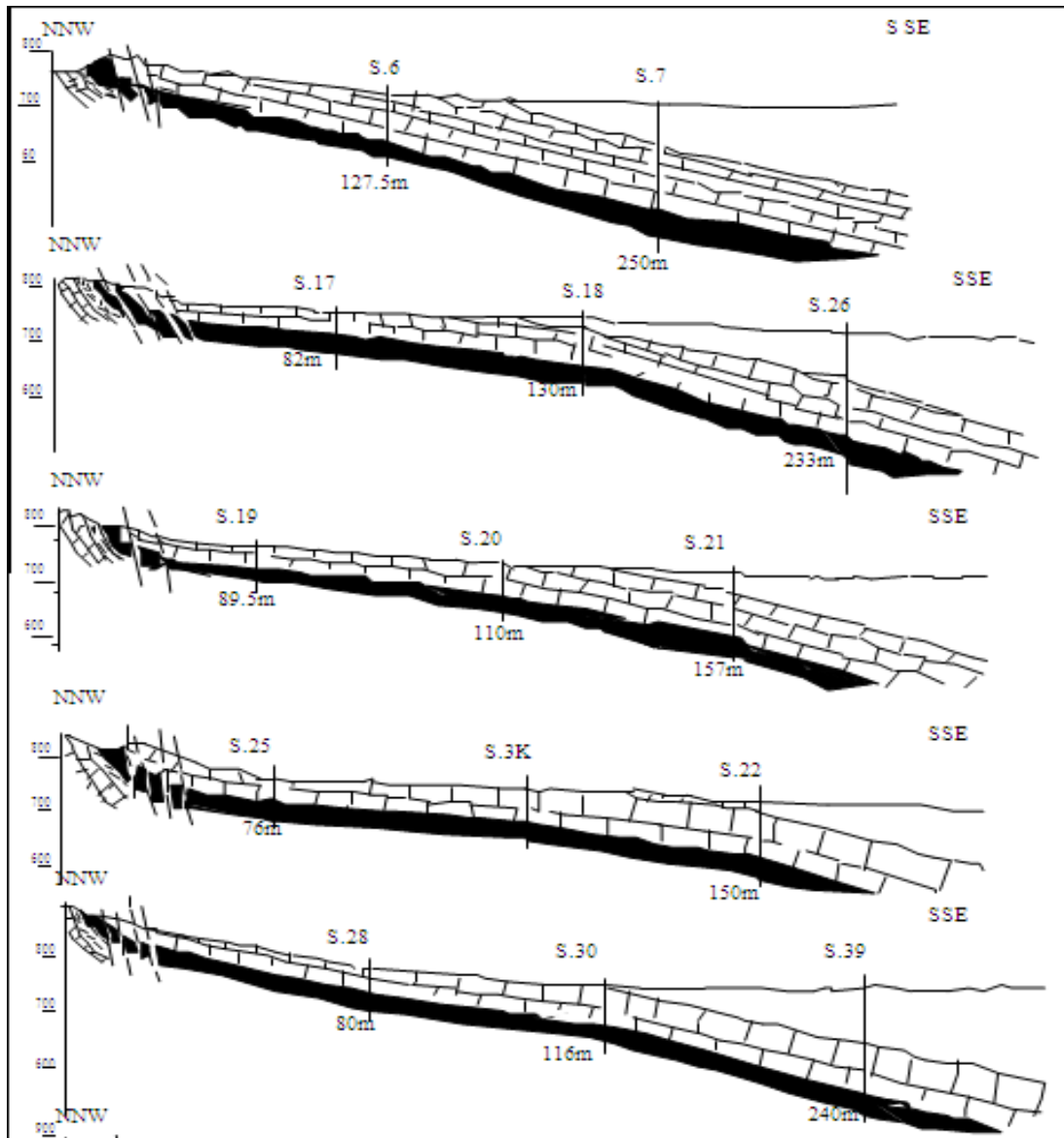


Figure 3.10 : période de sécheresse (1986 – 2011) région Bir El ATER

### 3.5.3. Les vents

Dans la région les vents dominants ne sont pas dirigés vers les habitations, ils soufflent du secteur 0 et 0.N-0, une dominante secondaire provient du S.S-E. La vitesse moyenne des vents est comprise entre 1 et 3m/s.



**Fig.2.4. Coupes géologiques sériees du gisement de Kef Es-Sennoun  
Djebel El Onk - Algérie orientale – (EREM, 1987) [06]**

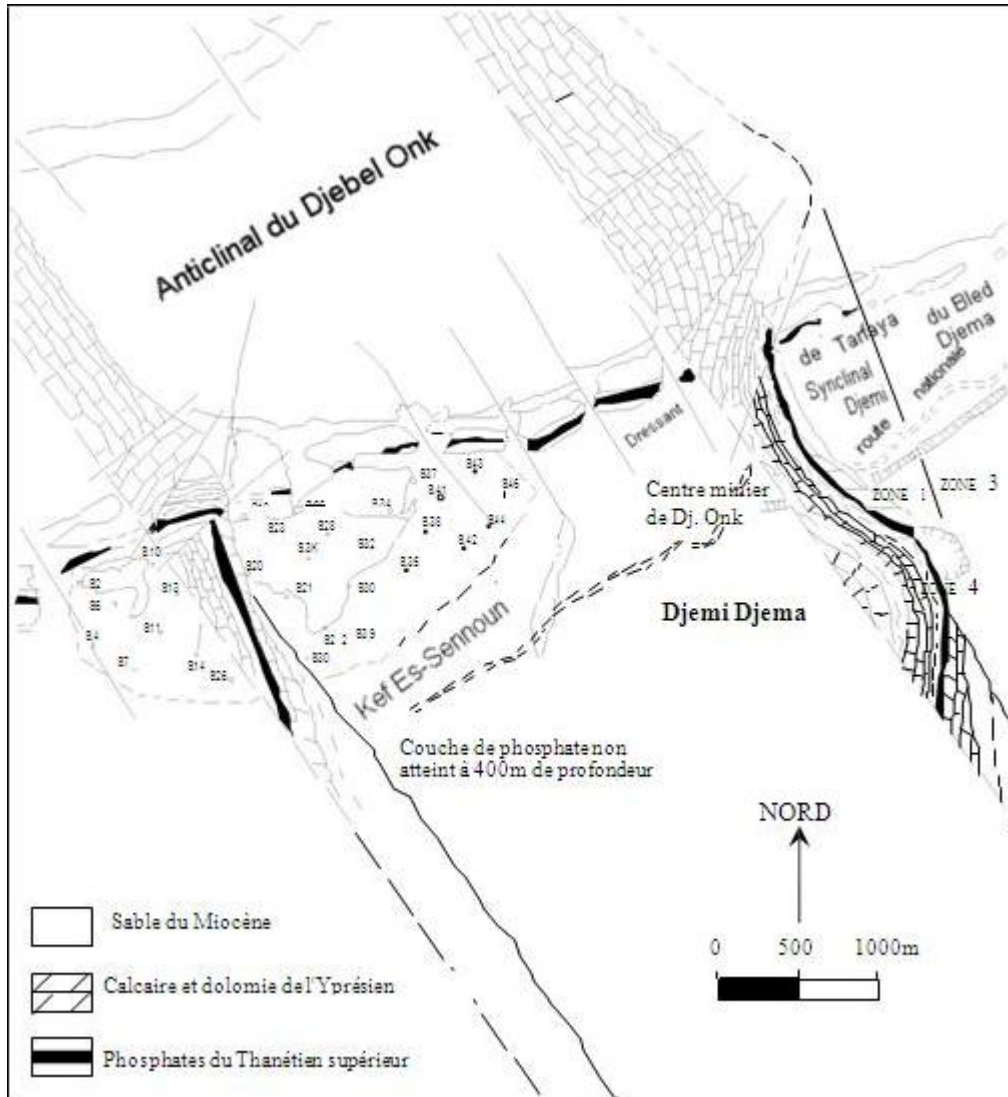


Fig.2.5. Structure de la couche de phosphate dans la zone de Kef Es-sennoun et localisation des sondages carottés (BRGM, 1993)

# *Chapitre II :*

Propriété physico-  
mécanique de la roche

### I. Propriétés physico- mécaniques des roches :

Les propriétés physico – mécaniques des roches sont des facteurs essentiels qui influent sur le caractère de processus se produisant dans le massif rocheux après l'exécution des ouvrages.

Les facteurs principaux déterminant les propriétés physico – mécaniques des roches sont:

- 1) profondeur du gisement;
- 2) tectonique de la région;
- 3) stratigraphie et âge géologique de la roche donnée;
- 4) érosion éolienne;
- 5) présence d'eau et son régime.

Les caractéristiques physico–mécaniques des minéraux et des roches encaissantes influent considérablement sur le choix des méthodes de la conduite des travaux miniers et des engins des principaux processus.

Les principaux Propriétés physico- mécaniques des roches de la carrière de phosphate de Kef Es-sennoun Djebel El Onk sont les suivantes :

#### 1.1. La densité

La densité c'est le rapport de la masse d'un certain volume d'un corps ou d'un échantillon, à celle du même volume d'eau. La densité s'exprime en g/cm<sup>3</sup> ou t/m<sup>3</sup> et dépend de la composition chimique ainsi que de la structure.

La densité apparente moyenne dans la carrière de Kef Es-Sennoun est environ de :

- 2,310 t/ m<sup>3</sup> pour le phosphate
  - pour le stérile :
- 2,412 t/ m<sup>3</sup> pour les marnes phosphatés ;
  - 2,552 t/ m<sup>3</sup> pour calcaire phosphatés ;
  - 2,560 t / m<sup>3</sup> pour les silex ;
  - 2,662 t/ m<sup>3</sup> pour les silex phosphates ;
  - 2,680 t/ m<sup>3</sup> pour les calcaire compacts ;

#### 1.2. La porosité

Elle est définie par le pourcentage en volume de l'ensemble des vides contenus est représentée par la formule suivante :

$$P = V_v/V_t * 100$$

## Chapitre 2 Propriété physico-mécanique et technologique de la roche

La porosité dépend de la structure des roches, de leur composition minéralogique. La porosité des roches varie de 0 à 30 % et influe sur les Propriétés physico- mécaniques des roches.

La porosité moyenne de la carrière de Kef Es sennoun est de :

- 19,70 % pour le phosphate ;
- pour le stérile ;
- 15,20 % pour les marnes phosphatées ;
- 10,39 % pour les calcaires phosphates ;
- 0,01 % pour les silex ;
- 9,98 % pour les silex phosphates ;
- 2,54 % pour les calcaires compacts ;

Les classes de la porosité de la matrice rocheuse des roches sont classifiées dans le tableau suivant (AFTES 2001).

**Tableau.1.2: classes de la porosité de la matrice rocheuse (AFTES 2001) [13]**

Classes	Porosité	observation
<b>P<sub>1</sub></b>	0 % <math>p < 1\%</math>	Porosité très faible
<b>P<sub>2</sub></b>	1% <math>p < 5\%</math>	Porosité faible
<b>P<sub>3</sub></b>	5 % <math>p < 15\%</math>	Porosité moyenne
<b>P<sub>4</sub></b>	15 % <math>p < 30\%</math>	Porosité forte
<b>P<sub>5</sub></b>	<math&gt;p &gt;="" 30\%&lt;="" math&gt;<="" td=""><td>Porosité très forte</td></math&gt;p>	Porosité très forte

- **D'après le tableau le phosphate a une porosité forte**

### 1.3. Teneur en eau

Elle correspond au rapport entre la masse d'eau contenue dans une roche et la masse des solides qui les constituent, la teneur en eau se situe généralement entre 1 à 5 %, elle joue un rôle positif dans la transmission de l'énergie de l'explosif.

A la mine de Kef Es-sennoun la teneur en eau est généralement nulle ;

### 1.4. Perméabilité

La perméabilité  $K$  correspond à la vitesse de percolation de l'eau dans une roche, elle s'exprime en m/s la perméabilité contrôle la présence d'eau dans le massif ce qui est important dans un tir en fonction de la sensibilité des explosifs utilisés.

Les classes de perméabilité du massif sont présentées suivant AFTES 2001 sur le tableau suivant:

**Tableau.1.4 : classes de perméabilité du massif suivant AFTES 2001[13]**

Classe	Perméabilité du massif (km)	Nature de perméabilité
<b>K<sub>1</sub></b>	$Km < 10^{-8}$	Perméabilité faible
<b>K<sub>2</sub></b>	$10^{-8} < Km < 10^{-6}$	Perméabilité moyenne
<b>K<sub>3</sub></b>	$10^{-6} < Km < 10^{-4}$	Perméabilité forte
<b>K<sub>4</sub></b>	$Km > 10^{-4}$	Perméabilité très forte
<b>K<sub>5</sub></b>	Infinie	De type karstique

La perméabilité au niveau de Kef Es-sennoun est répartie comme suit :

- 5,49% pour le phosphate ;
- 1.41% pour le stérile ;
- 3,90 % pour les marnes phosphatés ;
- 2,61 % pour les calcaires phosphatés ;
- 0,21 % pour les silex ;
- 0,67 % pour les silex phosphatés ;
- 0,18 % pour les calcaires compacts ;



### II. les résistances de la roche :

Donnée de départ pour l'étude géotechnique du gisement de Kef es sennoun :

#### ➤ Phosphate :

##### a. Résistance à la compression :

La résistance à la compression correspond au rapport de la contrainte normale sur la surface appliquée; et se détermine par la formule suivante :

$$\sigma_c = F_{\max}/S \quad [\text{Kgf /Cm}^2]$$

Ou:  $F_{\max}$ : la force de la compression maximal en [Kg]

S : la surface sur la quelle les efforts appliquées [Cm<sup>2</sup>]

- Limite de la **résistance à la compression** :

$$\sigma_c = 500 - 600 \text{ Kgf/Cm}^2 \quad [1]$$

##### B. la résistance à la traction :

La mesure de la résistance à la traction  $\sigma_{tr}$  suivant l'essai brésilien est faite d'une manière indirecte en appliquant un effort de compression diamétral.

L'éprouvette doit avoir un élancement (H/D) égal à 0.5 de manière à générer une traction uniforme et homogène. L'effort de compression est augmenté jusqu'à la rupture de l'éprouvette. Pour une force de compression F, la contrainte de traction générée BT est :

$$\sigma_{tr} = 2 * F / (\pi * H * D)$$

Avec : H et D sont les dimensions de éprouvette

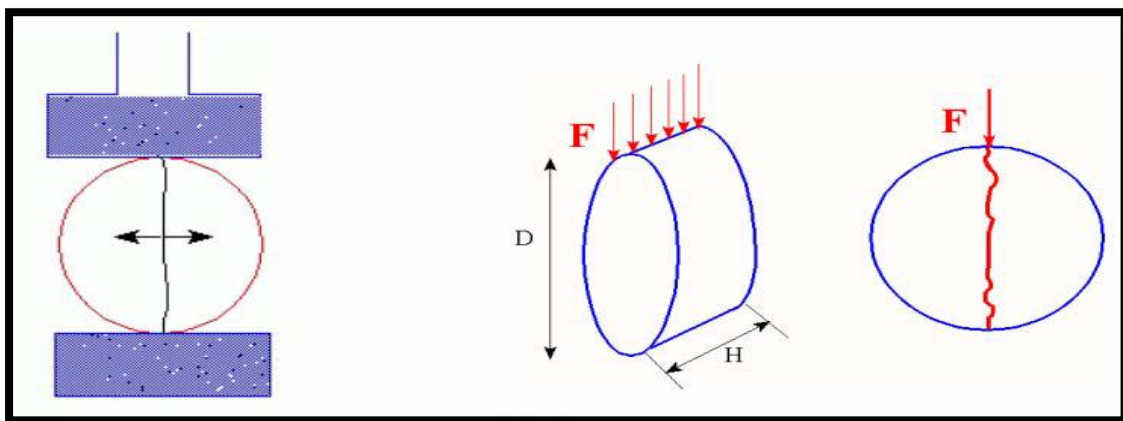


Figure 1 : Principe de l'essai brésilien

Notons que la résistance à la traction d'une roche est très faible par rapport à sa compression à cause des surfaces d'affaiblissement structurales qu'elle renferme. On peut déterminer la résistance à la traction en fonction de la résistance à la compression, par la relation suivante :

- Limite de **la résistance à la traction** :

$$\begin{aligned}\sigma_{tr} &= (0,08 \text{ à } 0,12) * \sigma_c \\ \sigma_{tr} &= 40 \text{ à } 60 \text{ Kgf/Cm}^2\end{aligned}\quad [2]$$

### C. la résistance au cisaillement :

Approximativement elle est déterminée par rapport à la résistance à la compression par la formule suivante :

$$\sigma_{cis} = \sigma_c / 3 \quad [\text{Kgf/Cm}^2]$$

- Limite de **la résistance au cisaillement** :

Elle est calculée d'après le diagramme de résistance :

$$\sigma_{cis} = 75 \text{ à } 105 \text{ Kgf/Cm}^2 \quad [3] ;$$

### III. Calcul les paramètres technologique de la roche :

#### 1- Résistance à la destruction :

A été développé par l'académicien R. Jevesky.

La résistance à la destruction caractérise la conduite de la roche sous l'action des différents instruments machines ou procédés technologique lors de la destruction, la roche éprouve les diverses contraintes telle que les contraintes de la compression de l'attraction et cisaillement.

Les contraintes agissent ensemble et créent de nouvelles surfaces dégagées entre les particules des roches.

Le résultat de la destruction et l'apparition des fissures dans la roche et le déplacement d'une certaine partie de la roche dans cette relation l'indice de la résistance à la destruction doit tenir compte l'indice de la fissurité et de la mass volumique.

L'indice de la résistance à la destruction de la roche est calculé d'après la formule :

## Chapitre 2 Propriété physico-mécanique et technologique de la roche

---

$$I_{des} = 0,005 * A_1 * (\sigma_c * \sigma_{tr} * \sigma_{cis}) + 0,5 * \gamma$$

Ou :

$A_1$  : indice acoustique tenant compte de la fissurité il est calculé d'après la formule :

$$A_1 = [V_m / V_0]^2$$

Ou :

$V_0$  : vitesse des ondes longitudinales dans l'échantillon de la roche, m/s ;

$V_m$  : même vitesse dans le massif composé de même roche, m/s ;

L'indice acoustique est en fonction de la catégorie de la fissurité du massif.

On a la roche d'indice acoustique est de 0,6 à 1 on prend

$$A_1 = 1.$$

$\sigma_c$  : résistance à la compression (Kgf/Cm<sup>2</sup>)

$\sigma_{tr}$  : résistance à l'attraction (Kgf/Cm<sup>2</sup>)

$\sigma_{cis}$  : résistance au cisaillement (Kgf/Cm<sup>2</sup>)

$\gamma$  : masse volumique (Grs/Cm<sup>3</sup>)

On a  $A_1 = 1$ ,  $\sigma_c = 500 - 600$ ,  $\sigma_{tr} = 40 - 72$ ,  $\sigma_{cis} = 175 - 105$ ,  $\gamma = 1,43$

Donc:  $I_{des} = 3,79 - 4,6$

[4]

**Tableaux 3.1 Classification des massifs suivant l'indice de la fissuration (V.KOVALENKO) :**

Catégorie de fissuration des roches	Degré de fissuration du massif en blocs	Distance moyenne entre les fissures, [m]	Proportion dans le massif des blocs (%) avec les dimensions en mètre			
			0,3	0,5	0,7	1,0
I	Roches exclusivement fissurées	Jusqu'à 0,1	Jusqu'à 10	Jusqu'à 5	à peu près 0	Ne contient pas
II	Roches de grandes fissurations	0,1 – 0,5	10 – 70	5 – 40	Jusqu'à 30	Jusqu'à 5
III	Roches de moyenne fissuration	0,5 – 1,0	70 – 100	40 – 100	40 – 80	5 – 40
IV	Roches de faible fissuration	1,0 – 1,5	100	100	80 – 90	40 – 80
V	Roches pratiquement monolithiques	>1,5	100	100	100	100

D'après le livre d'exploitation des carrières; V.KOVALENKO; page 20 (Tableau 2-3 classification des roches selon la dureté du prof, PROTODIAKONOV.M)

Donc la roche est classée dans la classe I et la catégorie 4 et 5 ; la caractéristique de la roche est mi-dure.

### 2- forabilité de la roche :

Le forage des trous est une opération importante durant le processus de la préparation des roches à l'extraction à l'explosif. Ceci exige beaucoup de dépenses des forces humaines ainsi que les machines.

Pour évaluer la forabilité (perforabilité) l'académicien RJEVSKY V, a proposé son indice de forabilité  $I_f$  basé sur les thèses scientifiques suivantes :

1. Les efforts de compression et de déplacement jouent un grand rôle dans le forage ; par contre les efforts de traction n'ont pas une importance pratique dans ce procédé;
2. Vu le petit diamètre des trous, la fissurité n'influe guère sur la forabilité;
3. Considérant que dans le processus de forage on évacue les débris du fond du trou vers l'extérieur, il est normal de tenir compte de la masse volumique.

## Chapitre 2 Propriété physico-mécanique et technologique de la roche

Donc l'indice de forabilité est calculé d'après la formule suivante :

$$I_f = 0,007 * (\sigma_c + \sigma_{cis}) + 0,7 * \gamma$$

Les membres de cette formule sont expliqués ci- dessus :

$$I_f = 5,026 \text{ à } 5,936 \text{ unités}$$

Donc la roche est classée dans la classe II catégorie 7 ; c'est une roche de forabilité facile.

**Tableau 3.2 :** Indice de forabilité (If) des roches et leur classement :

1. Forabilité très facile	If = (1 à 5)
2. Forabilité facile	If = (5,1 à 10)
3. Forabilité moyenne	If = (10,1 à 15)
4. Forabilité difficile	If = (15,1 à 20)
5. Forabilité très difficile	If = (20,1 à 25)

### 3. Résistance au tirabilité :

Est caractérisée par l'indice appelé consommation spécifique d'explosif étalonné.

Cet indice a été proposé par l'académicien R. Jevesky , avec cela on a pris que la portion de participation des contraintes de compression , de traction et de cisaillement est pareille à la consommation d'énergie sur le déplacement de la masse explosée et proportionnelle à la mass volumique de la roche.

Consommation spécifique d'explosif étalonné et qui est calculé d'après la formule suivante :

$$\sigma_{tir} = 0,02 * (\sigma_c + \sigma_{tr} + \sigma_{cis}) + 2 * \gamma \quad \text{Grs/m}^3$$

Donc:  $\sigma_{tir} = 16,16 \text{ à } 18,40 \text{ Grs/m}^3$

La roche est classée dans la classe II catégorie 8- 9 elle est moyennement explosée.

### 4. Coefficient de dureté :

A été proposé pour classer les roches par le PR .PROTODIAKONOV maintenant ce paramètre est très souvent aux entreprise minière. En sachant la valeur de limite de résistance de la roche à la compression, le coefficient de dureté est calculé d'après l'équation connue de PROTODIAKONOV :

$$f = \sigma_c / \sigma_{ce} \quad \text{ou :}$$

## Chapitre 2 Propriété physico-mécanique et technologique de la roche

$\sigma_{ce}$  : limite de résistance étalonnée de la même roche à la compression D'après PROTODIAKONOV

$$\sigma_{ce} = 100 \text{ Kgf/Cm}^2 \quad \text{donc on obtient la formule :}$$

$$f = \sigma_c / 100 = 5 \text{ à } 6 \text{ unités}$$

tableau 3.4 : coefficient de la dureté selon PROTODIAKONOV

Caractéristiques des roches	Coefficient de la dureté selon PROTODIAKONOV	Angle de talus du gradin
Extrêmement dure	15-20	75-85°
Dure	8-14	65-75°
Dureté moyenne	3-7	55-65°
Tendre	1-2	40-55°
Meuble et végétal	0.6-0.8	25-40°

D'après le tableau la roche est de dureté moyenne.

### 5. cohésion:

Elle exprime le degré de cimentation des grains composant la roche, elle est donnée par la relation :

$$C = \sigma_c * \sigma_{tr} / 2\sqrt{(6\sigma_c * 6\sigma_{tr} - 3 \sigma_c \sigma_{tr}^2)}$$

$\sigma_c$ : résistance de compression =500 Kgf/cm<sup>2</sup> ;

$\sigma_{tr}$ : résistance à la traction =40 Kgf/cm<sup>2</sup> ;

Donc : C= 75 Kgf/cm<sup>2</sup> ;

Voir figures A, A<sub>1</sub> et B,

### 6. Angle de frottements internes :

C'est un angle fictif qui caractérise l'obliquité d'une couche, il est déterminé par la relation :

$$\Phi = \arcsin [(6\sigma_c - 4 * \sigma_{tr}) / (6\sigma_c - 2 * \sigma_{tr})]$$

Ou :

$\sigma_c$ : résistance de compression = 500 Kgf/cm<sup>2</sup> [5] ;

$\sigma_{tr}$ : résistance à la traction = 40 Kgf/cm<sup>2</sup> [6] ;

## Chapitre 2 Propriété physico-mécanique et technologique de la roche

---

$\Phi$  : angle de frottement interne =  $60^\circ$  ;

➤ **Stérile :**

a. Limite de **la résistance à la compression** :

$$\sigma_c = 600 - 700 \text{ Kgf/cm}^2$$

b. Limite de **la résistance à la traction** :

$$\sigma_{tr} = (0,08 \text{ à } 0,12) * \sigma_c$$

$$\sigma_{tr} = 72 \text{ à } 84 \text{ Kgf/cm}^2$$

c. Limite de **la résistance au cisaillement** est calculée d'après le diagramme de résistance (fig A et A1)

$$\sigma_{cis} = 105 \text{ à } 120 \text{ Kgf/cm}^2 ;$$

**1. Résistance à la destruction :**

$$I_{des} = 4,635 \text{ à } 5,27 \text{ unités}$$

La classification de la roche est classe I catégorie 5 roche mi-dure ;

**2. Forabilité :**

$$I_f = 5,685 \text{ à } 6,49$$

Roche classe II catégorie 7 , forabilité facile

**3. Résistance des roches au tirage :**

$$I_t = 16,29 \text{ à } 18,83 \text{ Grs/m}^3$$

Roche classe II catégorie 20 moyennement explosée

**4. Coefficient de dureté :**

$$f = 6 \text{ à } 7 \text{ d'après le tableau de PR .PROTODIAKONOV}$$

les roches de dureté moyenne

**5. Cohésion :**

$$C = 120 \text{ Kgf/cm}^2 \quad (\text{Voir figures A, A1 et B})$$

**6. Angle de frottement interne :**

$$\Phi = 51^\circ \quad (\text{voire figures A, A1 et B})$$

**les caractéristique géotechnique des minerais de phosphate et stérile indiqué par l'EREM ,1985/1987.(1),(2),(3),...et (5).**

#### IV. Etude de la stabilité du bord de la carrière :

##### 4.1 Objectif d'étude :

Le but de calculé de la stabilité du bord est de déterminer a valeur du facteur de sécurité ( $F_s$ ).

A l'issue des expériences réelles classification à été proposer par la société de la mécanique des roches qui est la sécurité :

$F_s < 1$	Talus instable
$1 < F_s < 1,5$	Glissement possible
$F_s > 1,5$	Talus généralement stable

##### 4.2 Calcule la stabilité du bord :

Lors du calcul de la stabilité du bord de la carrière, il faut déterminer la disposition de la plus faible surface sur laquelle le rapport des efforts provoquant et résistant au gisement des roches et du minerai est minimal.

Cette surface s'appelle surface de glissement bien que plus précisément cette surface doit s'appeler la plus faible surface ou « surface de calcul » détermination de la disposition de la surface de glissement est premier et l'essentielle étape du calcul de la stabilité de la carrière. Il faut savoir que la surface de glissement cette forme au moment de la violation de la stabilité du bord.

Plusieurs observation sur la déformation des bords de la carrière réelle et la recherche sur des modèles au laboratoire à l'aide des composant des matériaux équivalents montre que la surface de glissement de la forme curviligne ou la forme plate et que cette surface est finie en haut par la fissure verticale d'arrachement.

On peut construire la surface de glissement en supposant que le bord donné se trouve en état d'équilibre limite dans ce cas dans le massif homogène, les surfaces de glissement dans n'importe quel point du massif sont inclinée par rapport à la direction des contraintes normales maximales sous l'angle :

$$\alpha = 45 - (\phi^2 / 2) * K_t \quad \text{degré } (^\circ) \quad \text{ou :}$$

$\phi$  : angle de frottement interne obtenu au labo



## Chapitre 2 Propriété physico-mécanique et technologique de la roche

Après avoir déterminé la valeur de la profondeur  $H_0$  on commence à construire la surface de glissement qui peut avoir soit la forme plate curviligne (pour les roches de dureté moyenne et tendre), soit la forme plate (pour les roches dure et fissurées).

On a la roche de dureté moyenne, donc la forme de la surface est curviligne.

La méthode d'après laquelle on construit la surface de glissement de la forme curviligne est la suivante :

- 1- On construit la section transversale verticale du bord de la carrière à l'échelle prévue. On prend d'abord n'importe quel angle d'inclinaison du bord ( $A_n$ ). on sait que cet angle pour les roches de dureté moyenne et tendre varie de  $20^\circ$  à  $60^\circ$  suivant les données pratiques.
- 2- On porte la valeur de profondeur  $H_0$  sur le dessin de bord sous la forme de la droite horizontale.
- 3- On baisse la perpendiculaire du point A sur le niveau de la profondeur  $H_0$ , on obtient aussi le point A'.
- 4- On calcule l'angle  $\tau = 45 + (\phi^2/2) * K_t$  et on le porte dans le point A' on obtient ainsi la droite (A'N).
- 5- On calcule l'angle  $\alpha = (A_n + \phi * K_t)/2$  et on le construit dans le point C entre l'horizontale et la droite CE, obtient ainsi le point E.
- 6- On construit la droite EB' qui est égale à la droite EA'.
- 7- On construit la fissure verticale d'arrachement BB'.
- 8- On calcule l'angle  $\alpha = 45 - (\phi^2/2) * K_t$  et on le construit dans le point C, on obtient la droite CD.
- 9- On construit le perpendiculaire dans le point C par rapport à la droite CD et la perpendiculaire dans le point E par rapport à la droite EB'.

Le point d'intersection de ces deux perpendiculaire O, est le centre ou installe la branche de compas pour dessiner l'une partie de la surface de glissement CE sous la forme de l'arc de la circonférence.

On obtient finalement la surface de glissement CEB' et la fissure d'arrachement vertical BB'.

### a) Pour le phosphate :

$$\text{On a } \tau = 50^\circ \quad (1)$$

$$\alpha = 45 - (\phi^2/2) * K_t$$

$K_t$  : coefficient de diminution de l'angle de frottement interne  $k_t = 0,8$

$$\text{Donc } \alpha = 25^\circ$$

$$\tau = 45 + (\phi^2/2) * K_t = 65^\circ \quad (2)$$

$$\alpha = 30^\circ \text{ à } 50^\circ$$

$$\text{On a } K_c = K_d = 75 \text{ à } 105 \text{ Kgf/Cm}^2$$

$$D = 1,43 \text{ t/m}^3$$

$$\phi = 50 \text{ à } 60^\circ$$

$$H_0 = (2 * K_c / D) * \cotg(45 - \phi/2) \quad (3)$$

$$\text{Ou } K_c = K_c^1 * K_f * K_w * K_t$$

On a :

$K_f$  : pour les roches exclusivement fissurée (monolithe),  $K_f = 0,01$  : coefficient de diminution de la valeur de cohésion tenant compte de la fissurité du massif rocheux sans dimension.

$K_w$  : coefficient de diminution de la valeur de cohésion à cause de l'humidité naturelle des roches,  $K_w =$  varie de 0,2 à 1,0

$K_t$  : coefficient de diminution du coefficient de cohésion à cause du temps,  $K_t = 0,7$  à 0,8

$\gamma^2$  : l'angle de frottement interne obtenu au labo

$K_t$  : coefficient de diminution de la valeur de frottement interne des roches se trouvant dans la massif sans dimension,  $K_t = 0,8$  ;

Donc :  **$H_0 = 15,18 \text{ m}$**

### b) Pour le stérile :

$$H_0 = 2 * K_c / D * \cotg(45 - \phi/2) \quad (4)$$

$$\text{Ou } K_c = 120 \text{ Kg/Cm}^2$$

Donc  $K_c$  corrigé = 5,4 MPa

$$\phi = 40,8 ; D = 1,5 \text{ t/m}^3$$

Donc :  **$H_0 = 17,70 \text{ m}$**

le dessin de la surface de glissement est fait si on procède au calcul de stabilité du bord de la carrière.

La condition de glissement (instabilité du bord) est évalué par l'équation suivante :

$$\sum S1 < \sum T1$$

Ou

$\sum S1$ : Somme des forces résistant au glissement des roches calculé le long de la surface de glissement.

$\sum T1$  : Somme des forces provoquant le glissement des roches calculé le long de la surface de glissement.

Au contraire le bord de la carrière est stable si :

$$\sum S1 > \sum T1$$

## Chapitre 2 Propriété physico-mécanique et technologique de la roche

Le bord de la carrière est à l'état limite si :

$$\sum S_1 = \sum T_1$$

Le rapport entre les forces résistant au glissement et les force provoquant le glissement s'appelle le facteur de sécurité :

$$N = \frac{\sum S_1}{\sum T_1}$$

Dans la pratique minière on prend la valeur du facteur de sécurité dans les limites  $N > 1,15$

à cause des raisons suivantes :

- 1- Erreurs des méthodes de calcul de la stabilité du bord.
- 2- Incertitudes expérimental de la détermination des propriétés des roches.
- 3- Incertitudes de la détermination de l'influence de fissurité sur les propriétés du massif.
- 4- Influence des charges dynamique provoqué par le tir en masses, mouvement des moyens des transports et tremblement de terre.
- 5- Incertitude de la détermination de la valeur moyenne des poids volumique des roches composantes le massif.

On calcule la valeur de facteur de sécurité pour la surface de glissement présenté par la curviligne d'après la méthode suivante :

- 1- On dessine la coupe vertical du bord de la carrière et on construit la surface de glissement ci-dessus.
- 2- On partage l'aire limite par la surface du glissement et par la ligne de bord en quelques colonnes de même épaisseur.
- 3- On calcule pour chaque colonne les forces résistant au glissement. Des force dues à la force du poids des roches se trouvant dans la colonne donnée, cette dernière est calculée d'après la formule :

$$Q_1 = F_1 \cdot D \cdot 1$$

$F_1$  : surface de colonne en m<sup>2</sup>

$D$  : poids volumique moyenne de roche se trouvant dans la colonne en Tf/m<sup>3</sup>

Cette force est décomposée en 2 forces :

- Normale par rapport à la surface de glissement

$$H_1 = Q_1 \cdot \cos(\beta_1) \quad (Tf)$$

- Tangentielle qui provoque le glissement

$$T_1 = Q_1 \cdot \sin(\beta_1)$$

La force résistant au glissement est calculée d'après la formule :

$$S_1 = fN_1 + K_c \cdot L_1 \quad (Tf)$$

$f$  : coefficient de frottement interne

$K_c$  : coefficient de cohésion (Tf/m<sup>2</sup>)

$L_1$  : longueur de surface de glissement (m)

**NB :**

**Les données d'étude de la stabilité du bord de la carrière de gisement de Kef-Essnoun indiqué par le center et de recherche appliquées au développement C.E.R.A.D (1),(2),(3) et (4)**

### 4.3 Calcule de facteur de sécurité :

❖ **Phosphate :**

O 1	F1 (m3)	Q1 .Tf	B1 (°)	L1 (m)	T1 .Tf	S1 .Tf
1	88	125,84	27	12,5	51, 60	136 ,88
2	225	321,75	32	10,0	154, 44	308 ,12
3	330	471,19	37	10,5	289 ,15	401 ,86
4	425	607,75	47	13,0	407 ,19	529 ,81
5	500	715 ,00	48	13 ,0	486 ,20	542 ,41
6	515	736,45	58	14,5	581 ,79	487, 52
7	425	607 ,75	59	17 ,5	486 ,20	421 ,52
8	250	387 ,50	62	21,5	293 ,15	284, 93

$$N_{ph} = \sum S1 > \sum T1 = 1,15$$

**Des glissement possibles peuvent se produire**

❖ **Stérile :**

O1	F1 (m3)	Q1 .Tf	B1 (°)	L1 (m)	T1.Tf	S1.Tf
1	81	120 75	26	11 5	47 95	144 09
2	310	315 00	32	8 5	151 75	350 26
3	320	480 00	40	10 5	282 13	344 05
4	425	622 50	42	13 0	381 53	434 18
5	490	735 00	49	14 0	511 49	466 28
6	515	772 50	54	16 0	579 46	464 43

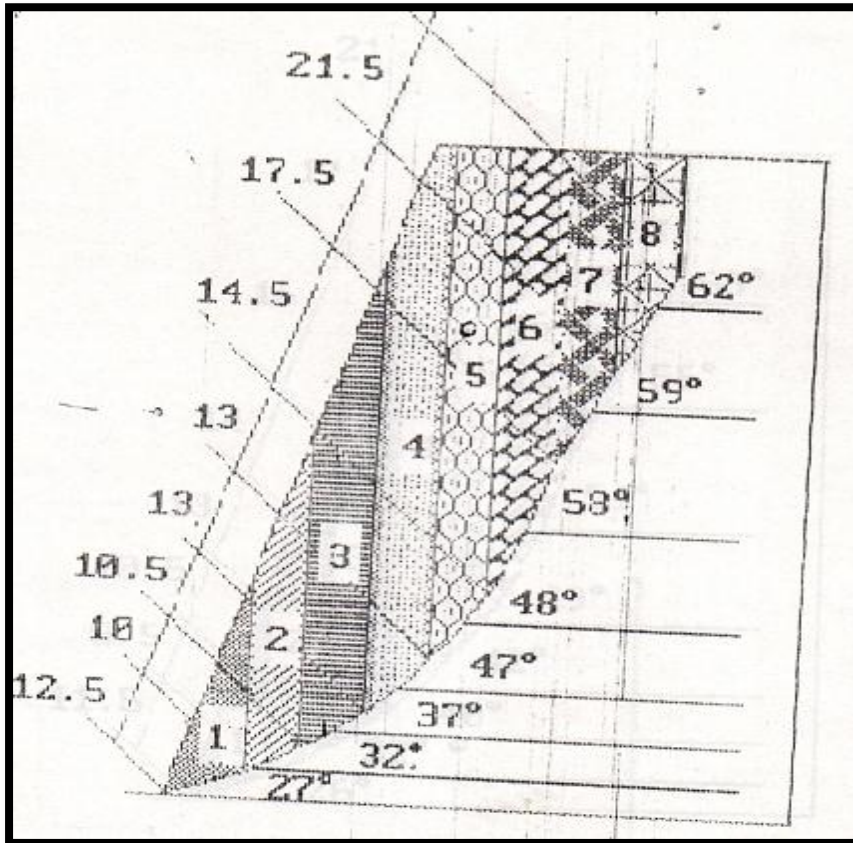
## Chapitre 2 Propriété physico-mécanique et technologique de la roche

7	430	643 00	55	17 0	490 46	401 34
8	260	390 00	65	21 0	332 12	264 18

$$N_{st} = \sum S1 > \sum T1 = 1,26$$

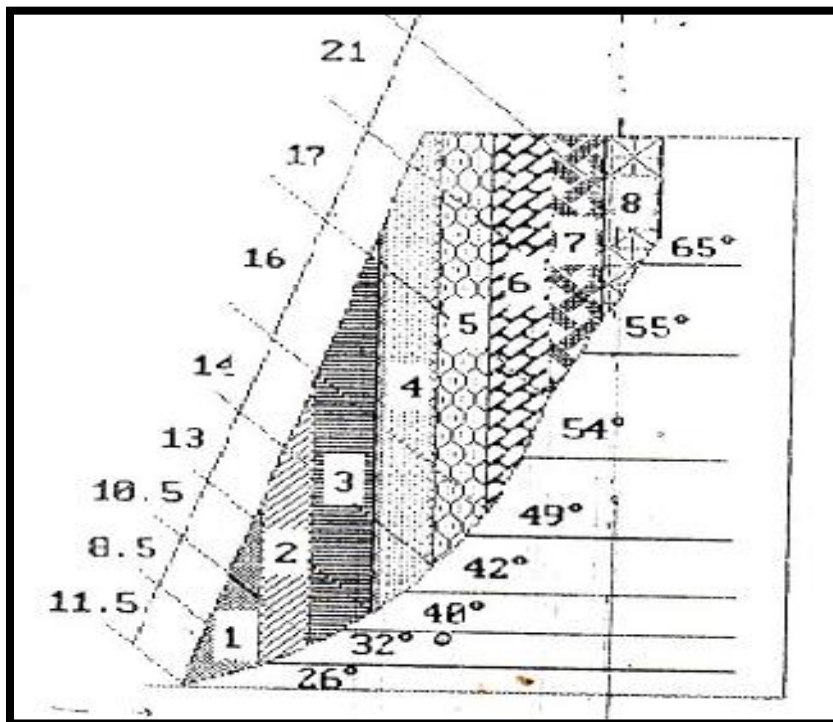
Des glissement possible peuvent se produire

❖ Schéma du calcul de la valeur du facteur de sécurité (ph) :



## Chapitre 2 Propriété physico-mécanique et technologique de la roche

- ❖ Schéma de calcul de la valeur de facteur de sécurité (st) :



# *Chapitre III :*

Procédé d'ouverture et  
méthode d'exploitation

## Chapitre 3 procédés d'ouverture et méthode d'exploitation

### I. Introduction :

L'ouverture du gisement est le creusement des excavations spéciales et elle a pour but de réaliser l'accès aux moyens de transport de la superficie vers les niveaux de travail.

Elle consiste à creuser des tranchées plus ou moins inclinées qui sont appelées les tranchées d'accès ou bien principale.

Le schéma d'ouverture doit être établi en fonction des :

- Conditions géologie : relief de la surface, forme et dimension du gisement ainsi que ses caractéristique (puissance Q, profondeur A, angle de pendage  $\alpha$ ...).
- Conditions minières : la production prévue par projet, la durée de service de la carrière, les moyens de mécanisation et la sécurité de travail.
- Condition économique : des dépenses capitales pour la construction de la carrière, des indices économiques de l'exploitation.

### II. Condition technico-minièrre du gisement :

#### 2.1. Calcule des réserves de la table de Kef es sennoun :

Le calcule de la surface peut se faire soit en divisant la coupe en plusieurs figures géométriques élémentaires dont la méthode de détermination de l'aire est connue, soit en utilisant la méthode d'ABAQUE.

Si ces deux méthodes s'avèrent inefficace par complexité géométrique, on utilise « la méthode de planimètre », connaissant la puissance moyenne entre les positions du front, on calcule les volumes correspondant à chaque étape

Calcule de surface de chaque coupe (sens Ouest - Est) :

$$V_i = (S_i + S_{i+1}) / 2 * h ; V_t = \sum_{i=1}^N V_i$$

Avec :

$V_i$  : le volume du corps compris entre de deux coupes successives, en (m<sup>3</sup>);

$S_i, S_{i+1}$  : les surfaces des coupes successives, en (m<sup>2</sup>);

$h$ : la distance entre les deux coupes successives, en (m).

$V_t$ : volumes des réserves en zone exploitables

$$1^{er} \text{ Etape : } S_{1t} = 67562,2 \text{ m}^2$$

$$2^{eme} \text{ Etape: } S_{2t} = 169200 \text{ m}^2$$

$$3^{eme} \text{ Etape : } S_{3t} = 175037,5 \text{ m}^2$$

$$4^{eme} \text{ Etape : } S_{4t} = 212500 \text{ m}^2$$

$$5^{eme} \text{ Etape : } S_{5t} = 202625 \text{ m}^2$$

$$6^{eme} \text{ Etape : } S_{6t} = 161475 \text{ m}^2$$

$$7^{eme} \text{ Etape : } S_{7t} = 161437,5 \text{ m}^2$$

$$8^{eme} \text{ Etape : } S_{8t} = 182325 \text{ m}^2$$



## Chapitre 3 procédés d'ouverture et méthode d'exploitation

9<sup>ème</sup> Etape :  $S_{9i} = 182687,5 \text{ m}^2$

10<sup>ème</sup> Etape:  $S_{10i} = 176050 \text{ m}^2$

11<sup>ème</sup> Etape :  $S_{11i} = 136000 \text{ m}^2$

12<sup>ème</sup> Etape :  $S_{12i} = 110500 \text{ m}^2$

13<sup>ème</sup> Etape :  $S_{13i} = 65700 \text{ m}^2$

Etape	Prog. Front (m)	Puis. Phosphate (m)	Puis. Stérile (m)	Surface (m <sup>2</sup> )	Volume Phosphate (m <sup>3</sup> )	Volume Stérile (m <sup>3</sup> )	Réserves (T)
1-2	175	34,30	115,40	67562,50	2317393,75	7796712,50	17875674,71
2-3	220	45,95	137,05	169200,00	7774740,00	23188860,00	17881902,00
3-4	195	42,60	80,15	175037,50	7456597,50	14029255,63	17150174,25
4-5	250	39,35	51,60	212500,00	8361875,00	10965000,00	19232312,50
5-6	225	35,10	54,90	202625,00	7112137,50	11124112,50	16357916,25
6-7	175	35,15	83,30	161475,00	5675845,25	13450867,50	13054446,38
7-8	175	33,10	54,40	161437,00	5343581,25	8782200,00	12290236,88
8-9	200	33,40	71,35	182325,00	6089655,00	1300888,85	14006206,50
9-10	250	34,80	72,60	182687,50	6357525,00	13263112,50	14622307,50
10-11	225	36,15	81,35	176050,00	6364207,50	14321667,50	14637677,25
11-12	200	35,08	107,85	136000,00	4766800,00	14667600,00	10963640,00
12-13	200	30,10	104,00	110500,00	3326050,00	11492000,00	7446584,09
13-14	285	32,66	113,33	65700,00	2145762,00	7445781,00	17480921,69
					<b>Reserve totales : 193 000 000 T</b>		

$$Q_{\text{exp}} = 193\,000\,000 \text{ T (phosphate + stérile)}$$

➤ Phosphate :  $V_{\text{ph}} = 29\,370\,629 \text{ m}^3$  ; donc :  $Q_{\text{exp}} = V_{\text{tph}} * Y$  ; ou :  $Y = 1,43 \text{ T/m}^3$

$$Q_{\text{exp}} = 29\,370\,629 * 1,43 = 42\,000\,000 \text{ T ; donc : } Q_{\text{exp}} = 42\,000\,000 \text{ T ;}$$

➤ Stérile :  $V_{\text{st}} = 100\,666\,667 \text{ m}^3$  ;  $Q_{\text{exp}} = V_{\text{tst}} * Y$  ; ou :  $Y = 1,5 \text{ T/m}^3$

$$Q_{\text{exp}} = 100\,666\,667 * 1,5 = 151\,000\,000 \text{ T ; donc : } Q_{\text{exp}} = 151\,000\,000 \text{ T}$$

### 2.2. Calcule des réserves industriels de la table Kef es sennoun :

Les réserves industrielles sont déterminées par la formule suivant :

$$V_{\text{mi}} = V_{\text{mg}} * C_{\text{ex}} = V_{\text{mg}} * (100 - C_{\text{p}}) / 100 \quad ; \quad (\text{m}^3)$$

$V_{\text{mg}}$  : réserve géologique  $(\text{m}^3)$  ;

$C_{\text{ex}}$  : coefficient d'extraction du minerai (0,9 à 0,92) ;

$C_{\text{p}}$  : coefficient de perte de minerai (%) ;

$C_{\text{p}}$  est déterminé comme suit :

$$C_{\text{p}} = C'_{\text{p}} * C_1 * C_2 * C_3$$

## Chapitre 3 procédés d'ouverture et méthode d'exploitation

$C'_p$  : valeur de perte de minerai

$C_1$  : coefficient dépendant de la puissance du gite

$C_2$  : coefficient qui tient compte de la présence des intercalations stérile (mince) dans le gite

$C_3$  : coefficient tenant compte de l'influence de la hauteur du gradin (m) sur les pertes

Avec :

$C'_p = 2,0$  ;  $C_1 = 1,1$  ;  $C_2 = 1,0$  ;  $C_3 = 1,5$  ..... (1) ;

$$C_p = 2,0 * 1,1 * 1,0 * 1,5 = 3,3\%$$

Avec :  $V_{mg} = 193,000,000$  T

$$V_{mi} = 193000000 * (100 - 3,3) / 100$$

$$V_{mi} = 186\,631\,000$$
 T

(Ces valeurs (1) données par le service géologique de FERPHOS 1994 Djbel Onk)

### 2.3. Régime de fonctionnement :

L'exploitation du gisement de Kef ES sennoun fonctionne selon le régime suivant :

- Le nombre de jours ouvrables par an .....300 jours/an ;
- Le nombre de jours ouvrables par semaine .....5jours /semaine ;
- Le nombre de postes de travail par jour :
  - 2 postes/jour pour stérile ;
  - 3 postes/jour pour phosphate ;
- Le nombre d'heures de travail par poste .....8 heures /poste.

### 2.4. Capacité de production :

#### 2.4.1 La production annuelle $P_a$ [t/an] :

Pour déterminer la production annuelle de la carrière, il est nécessaire de tenir compte:

- du régime de fonctionnement de la carrière;
- de la production (capacité) horaire de concasseur ;
- du taux de rejet au niveau du concasseur;
- des pertes globales d'exploitation (abattage, chargement, transport,...).

## Chapitre 3 procédés d'ouverture et méthode d'exploitation

On a donc, la production horaire en tout venant ( $P_h$ ) est déterminée par la formule suivante :

$$P_h = P_c * (1 + P_r) * (1 + P_{exp}) \quad \text{ou :}$$

$P_c$  : la production horaire du concasseur primaire en tout venant, 345 T/h .... (1)

$P_r$  : le taux de rejet au niveau de concasseur, 20% = 0,2 ..... (2)

$P_{exp}$  : le taux des pertes globales d'exploitation, 15% = 0,15 ..... (3)

**[(1), (2), (3) : indiqué par la fiche technique de concasseur primaire HAZIMAG]**

$$P_h = 345 * (1 + 0,2) * (1 + 0,15) ; \text{ donc : } P_h = 476 \text{ T/h}$$

Et la production annuelle en tout venant de la carrière est déterminée par la formule suivante :

$$P_a = P_h * N_{p/j} * N_h * N_j$$

$P_h$  : production horaire en tout venant, 476 T/h ;

$N_{p/j}$  : nombre de post par jour, 3 postes ;

$N_h$  : nombre d'heures du travail par poste, 8 h avec 1h de reposer donc : 7h ;

$N_j$  : nombre de jour ouvrable dans l'année, 300 jours ;

Donc : 
$$P_a = 476 * 3 * 7 * 300$$

- $P_a = 3, 000,000 \text{ T/an pour le phosphate}$
- $P_a = 10, 000,000 \text{ T/an pour le stérile (Indiqué par BRGM 1992)}$

### 2.5. Durée de vie de la carrière :

La durée de vie de la carrière est estimée par la formule suivante :

$$T_t = Q_{exp} / P_a \quad (\text{ans})$$

Ou :

$Q_{exp}$  : les réserves exploitables ;

$P_a$  : production annuelle en tout venant de la carrière (t/ans)

- **Phosphate** :  $Q_{exp} = 42\ 000\ 000 \text{ T}$  ;  $P_a = 3\ 000\ 000 \text{ T/an}$

$$T_t = 42\ 000\ 000 / 3\ 000\ 000 = 14 \text{ ans ; donc : } T_t = 14 \text{ ans ;}$$

- **Stérile** :  $Q_{exp} = 163\ 536\ 057,9 \text{ T}$  ;  $P_a = 10\ 000\ 000 \text{ T/an}$

$$T_t = 163\ 536\ 057,9 / 10\ 000\ 000 = 15,1 \text{ ans ; } T_t = 15,1 \text{ ans ;}$$

## Chapitre 3 procédés d'ouverture et méthode d'exploitation

### 2.6. Les moyennes de mécanisation dans la carrière de Kef es sennoun :

TYPE D'ENGINS	PREVUS	RENDEMENT HORAIRE	ECART
SONDEUSES CHENILLARD	739-741	45 M/H	00
	745	30 M/H	
SONDEUSES PNEUMATIQUES	684-686	30 M/H	00
CHARGEUSES CAT	607	300 T/H	00
	658-666	350 T/H	
PELLES	613-614-615 03 <del>Nouv. Pelles</del>	600 T/H	+01
CAMIONS CAT+HITACHI	571-572-573-574-575- 576-577-578-579-580- 581-582-583-584-585  586-587-04 <del>Nouv. Camions</del> CAMIONS RESERVES 02 <del>Nouv. Camions</del>	(100-200) T/H	00
CAMIONS MERCEDES	392-393-395-397-399	60 T/H	06
BULLS	655 03 <del>Nouv. bulls</del>	/	00
NIVELLEUSES	665-746 01 <del>Nouv. NivL</del>	/	00
CAMIONS CITERNES	420-421-422	/	00
SURFACE MINER	990	/	00

### III. Généralités sur mode d'ouverture de la carrière :

L'ouverture de la carrière est une opération déterminante pour le déroulement du processus d'exploitation. Dans l'exploitation à ciel ouvert le mode d'ouverture des gisements se fait par différents systèmes parmi lesquels on distingue :

- L'ouverture par tranchée;
- L'ouverture par des gradins de différentes hauteurs avec une berme de sécurité au minimum de 4 m (plate forme supérieures sans transport).

La tranchée est une excavation à ciel ouvert de grande longueur par rapport à sa largeur et de profondeur, de section trapézoïdale. Ses parois latérales s'appellent bords et la paroi inférieure et dite sole de tranchée. Les tranchées peuvent être pentes, horizontales ou pente et horizontale ensuite.

On distingue :

- Les tranchées principales qui donnent l'accès au gisement.
- Les tranchées de découpage qui préparent le champ de carrière à l'exploitation, autrement dit, ces tranchées permettent de réaliser un front initial des travaux d'exploitation.
- Les tranchées spéciales destinées à la recherche, à l'exhaure, au drainage,... etc.

Les tranchées principales sont inclinées. Lorsqu'elles sont destinées au transport par locomotives et wagons, leur pente est de 0.025 à 0.040.

Cette pente varie de 0.050 à 0.150 pour le transport par camions et de 0.250 à 0.330 lors de l'emploi des convoyeurs.

Les tranchées équipées par skips peuvent avoir une pente très forte. Quant aux tranchées de découpage ; elles sont pratiquement horizontales. Dans le plan, la trace d'une tranchée peut être droite, en boucle ou en spirale.

- Les modes d'ouvertures de la carrière sont classés généralement suivant le type d'ouvrages donnant l'accès au gisement, leur disposition par rapport au champ de carrière, leur nombre et destination.

- Lorsque l'ouverture se fait par tranchées, elles peuvent être disposées en dehors du contour de la carrière ou à l'intérieur de celle-ci. Dans le premier cas, elles sont dites tranchées extérieures, dans le second, tranchées intérieures.

❖ Le choix du mode d'ouverture dépend : les paramètres de la carrière nécessitant d'être retenue et qui doivent faire l'objet d'une étude détaillée sont :

- dimension de la carrière en plan ;
- profondeur finale ;
- réserve en minéraux utiles et volume des roches stériles dans le contour de la carrière ;
- production annuelle ;
- durée de l'exploitation de la carrière (durée de vie) ;
- les conditions géologiques et hydrogéologiques du gisement ;
- les capacités des engins miniers (bulldozer, chargement, transport, foration et abattage) et ses caractéristiques dimensionnelles (longueur et largeur).

Il existe plusieurs modes d'ouverture dont les principaux sont les suivants :

1. Par tranchées isolées ;
2. Par tranchées de groupe ;
3. Par tranchées communes ;
4. Par tranchées doublées ;
5. sans tranchées ;
6. par ouvrage souterrains ;
7. mode d'ouverture combinée.

### 3.1 Critères arrêtés pour l'ouverture du gisement de Kef es sennoun :

Les critères que nous avons jugés nécessaires pour l'ouverture du gisement de Kef es sennoun (contraintes à résoudre) sont les suivants :

**3.1.1 Taux de découverte :** les résultats d'analyse des variantes proposées pour l'étude du sens optimal de progression des travaux miniers ont montré que seule la variante **Nord-Sud** qui répond aux critères de choix (variante optimale). Dans cette dernière, le minimum de stérile à dégager sera dans la partie centrale (absence des sables), par apport aux parties **Est** et **Ouest** (volume très important de sable). La projection des ouvrages d'ouverture dans cette partie donne l'avantage de construire rapidement la carrière par rapport à l'**Est** et l'**Ouest**.

**3.1.2 Chantier sable :** la répartition des sables dans le gisement de Kef es sennoun n'est pas homogène, elle touche beaucoup plus les deux parties Est et Ouest, les résultats de calcul ont montrés qu'il faut dégager 24760296 m<sup>3</sup> du coté Est et 9162468 m<sup>3</sup> les deux chiffres marquent l'importance du volume de sable à excaver dans le gisement de Kef es sennoun la technologie d'extraction de ce dernier consiste à utiliser un extracteur de sable dont le transport s'effectuera par bondes vers des décharges extérieures de part et d'autres du gisement (la projection des ouvrage d'ouverture dans la partie centrale permettra d'éviter le sable au moins au début d'exploitation et facilitera l'utilisation de bandes pour le transport du sable).

**3.1.3 Mise à terril :** une fois que le minerai de la partie centrale est épuisé l'espace sera utilisé comme décharge intérieure pour le calcaire de la partie Ouest et celui de la partie Ouest sera utilisé par la partie est.

**3.1.4 Situation financière :** la situation financière de l'entreprise exige qu'on doit penser sérieusement à l'enveloppe qui doit être dégagée pour la construction de la carrière soit minimisée le maximum possible et seule la projection des ouvrages d'ouverture dans la partie centrale nous donnera cette possibilité (nombre de gradins formés est moins que celui dans les parties Est et Ouest. Par conséquent, moins de matériels et moins de main d'œuvre).

**3.1.5 Afflux d'eau :** la projection des ouvrages d'ouverture dans la partie centrale permettra d'éviter le péril qui peut être provoqué par les deux oueds qui traversent le gisement de Kef es sennoun et donnera la possibilité de les observer en période d'écoulement pour évaluer le niveau de danger et envisager les solutions adéquates.

### 3.2. Schéma d'ouverture et plan topographique du gisement :

Le schéma d'ouverture du gisement consistera au creusement des tranchées intérieures communes qui relient à la surface tous les gradins de la carrière. Ces tranchées doivent être développées au fur et à mesure qu'on avance dans l'exploitation vers le sud . Tandis que l'exploitation vers l'ouest s'étend aisément (voir planche) alors que du coté Est il est nécessaire d'élargir les bermes de sécurité aux largeurs demandées.

Dans le schéma d'ouverture proposé nous pouvons constater clairement :

**1<sup>er</sup> variante :** elle consiste à récupérer les phosphates la table coté nord dont le contour est délimité par les sondages suivante :

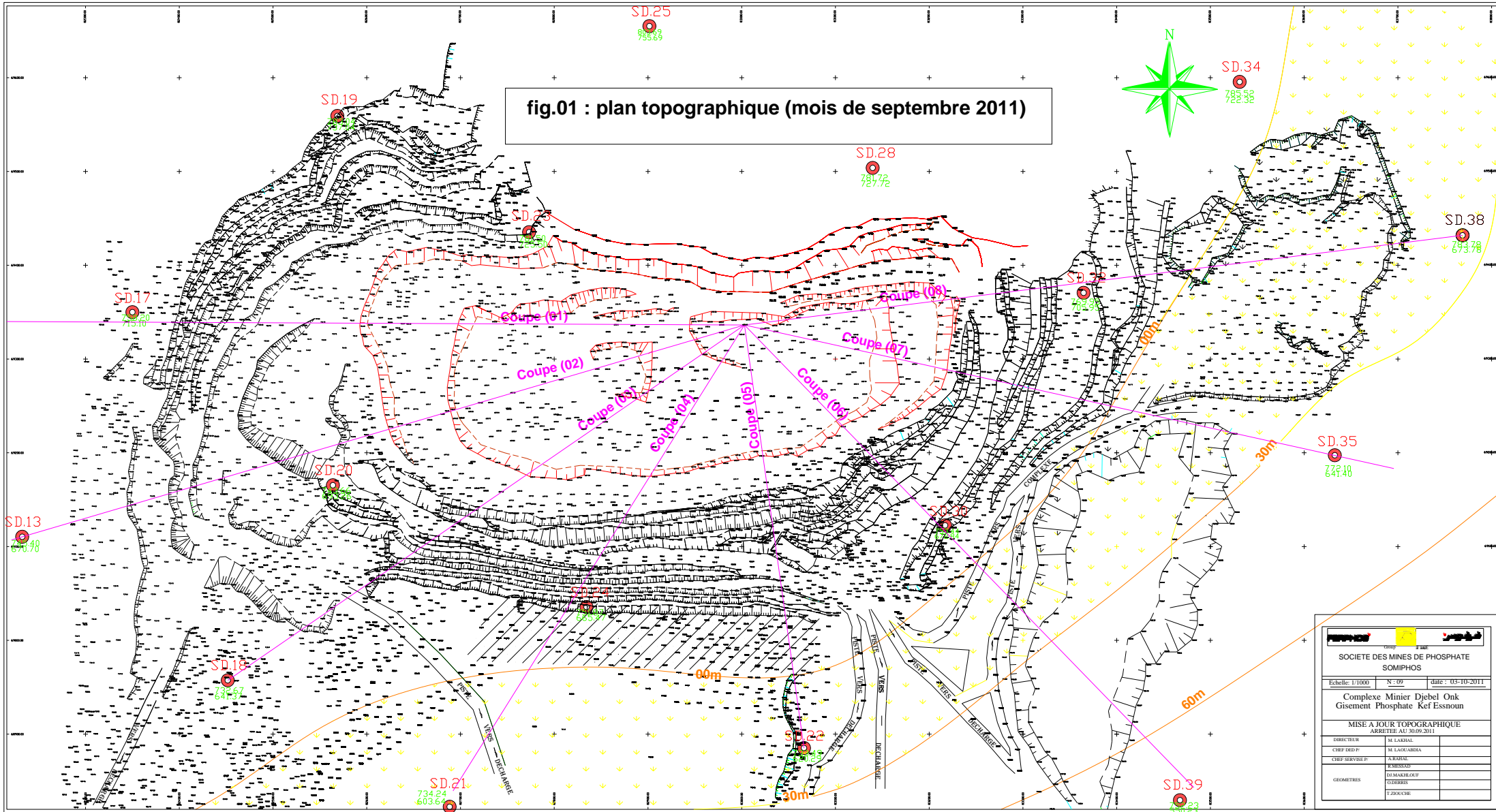
**S<sub>2</sub> , S<sub>19</sub> , S<sub>37</sub> , S<sub>25</sub> , S<sub>43</sub> .**

L'exploitation jusqu'à cette limite risqué de gêner par la suite l'exploitation des dressants (affleurement) . Dans cette variante nous pouvons constater deux sous variantes (formation des gradins).

**2<sup>ème</sup> variante :** elle consiste principalement de faire glisser le contour vers le sud pour ne pas gêner l'exploitation postérieure des dressant.

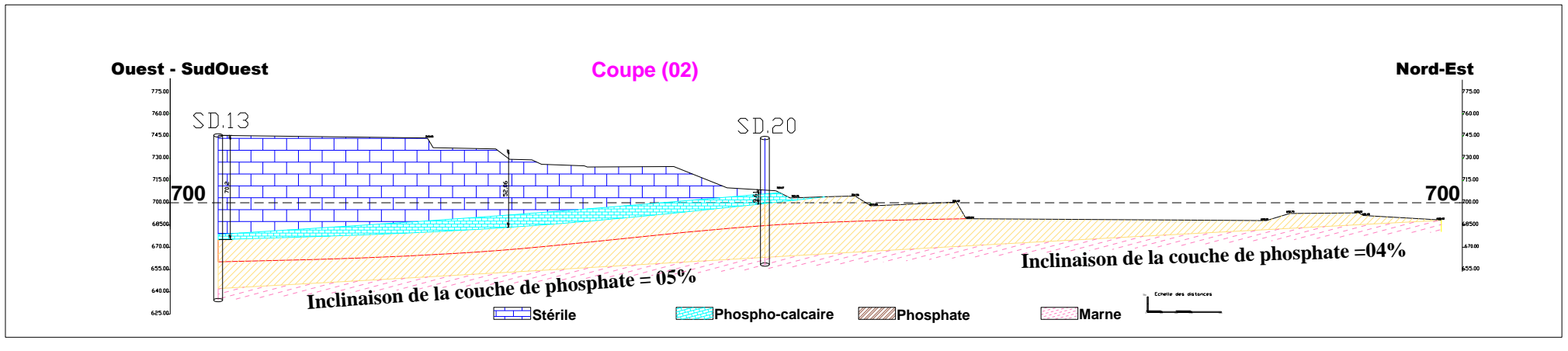
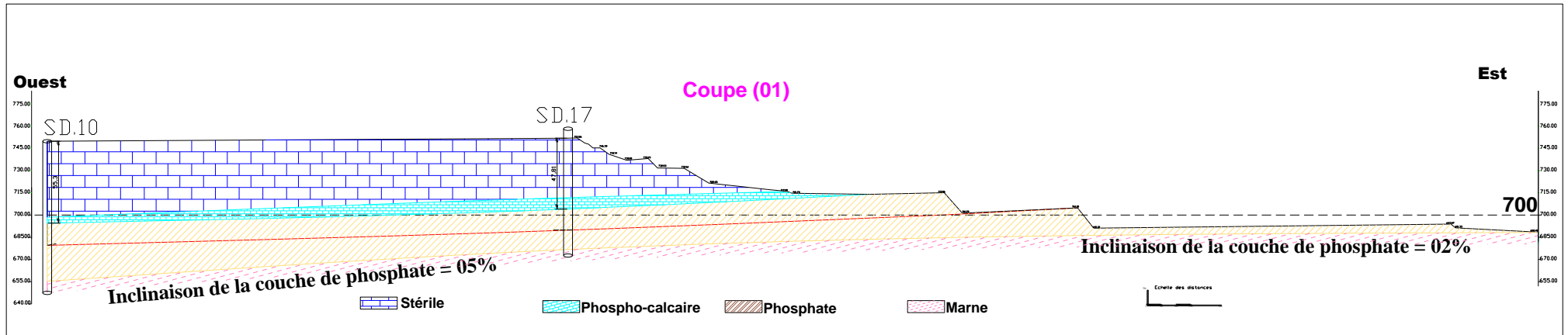
(voir le plan topographique fig 01)

# Chapitre 3 procédés d'ouverture et méthode d'exploitation

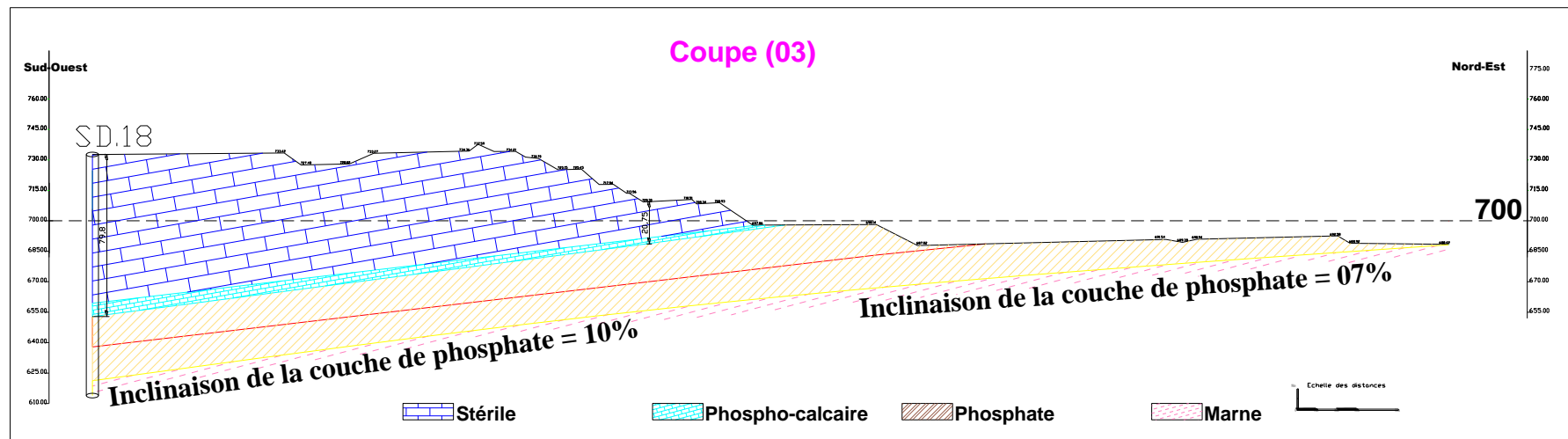




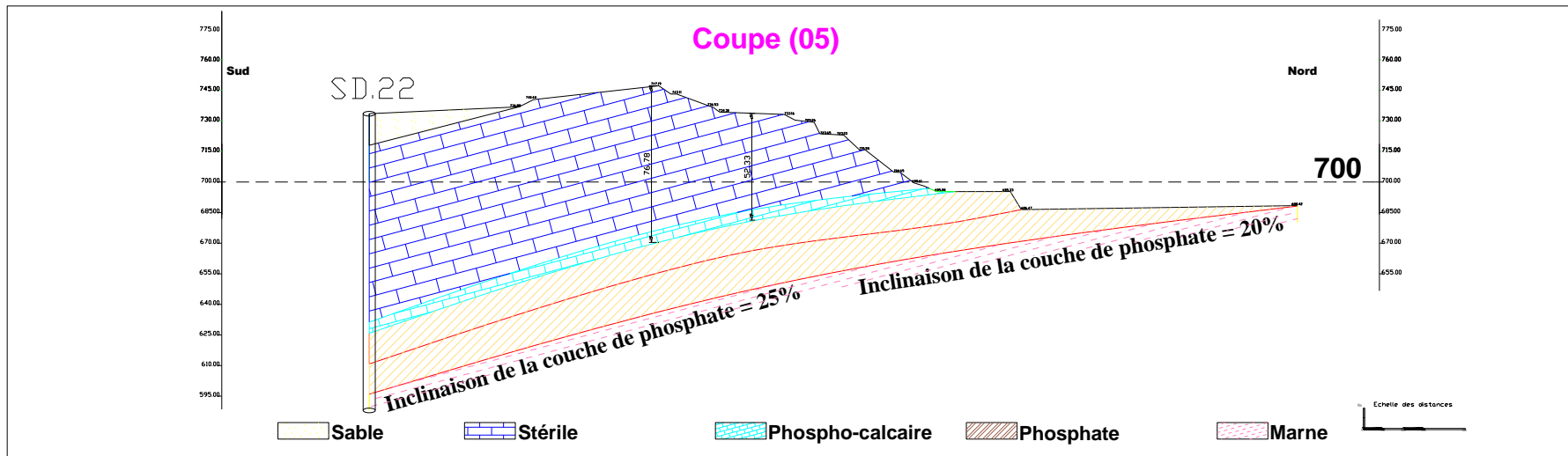
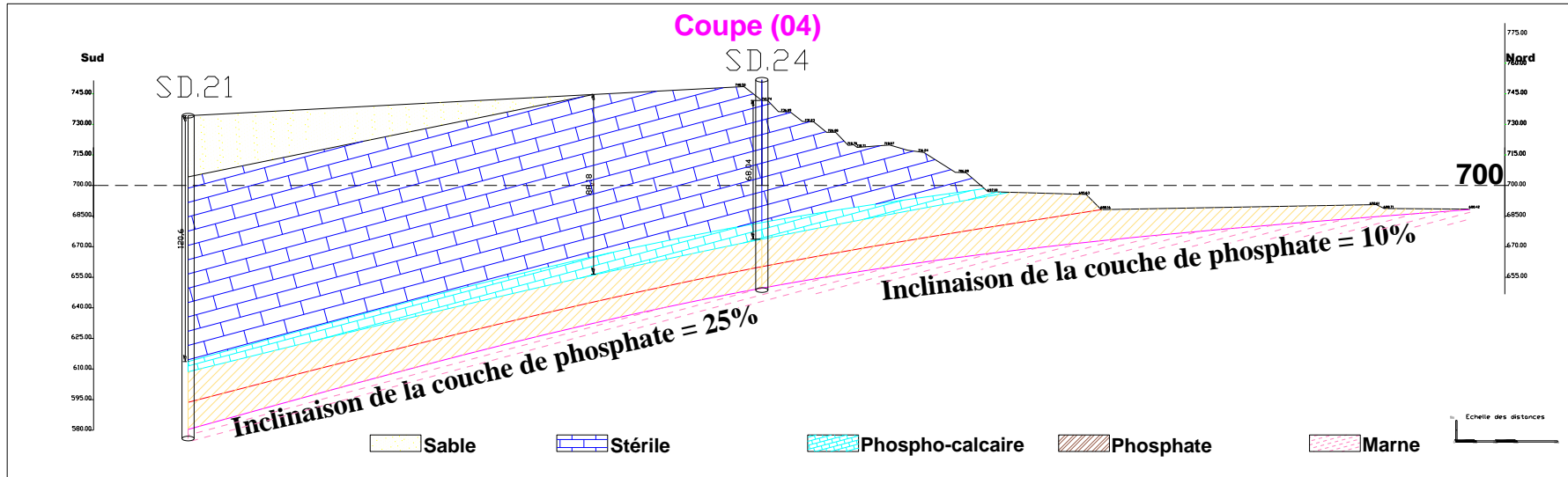
# COUPES COTE OUEST



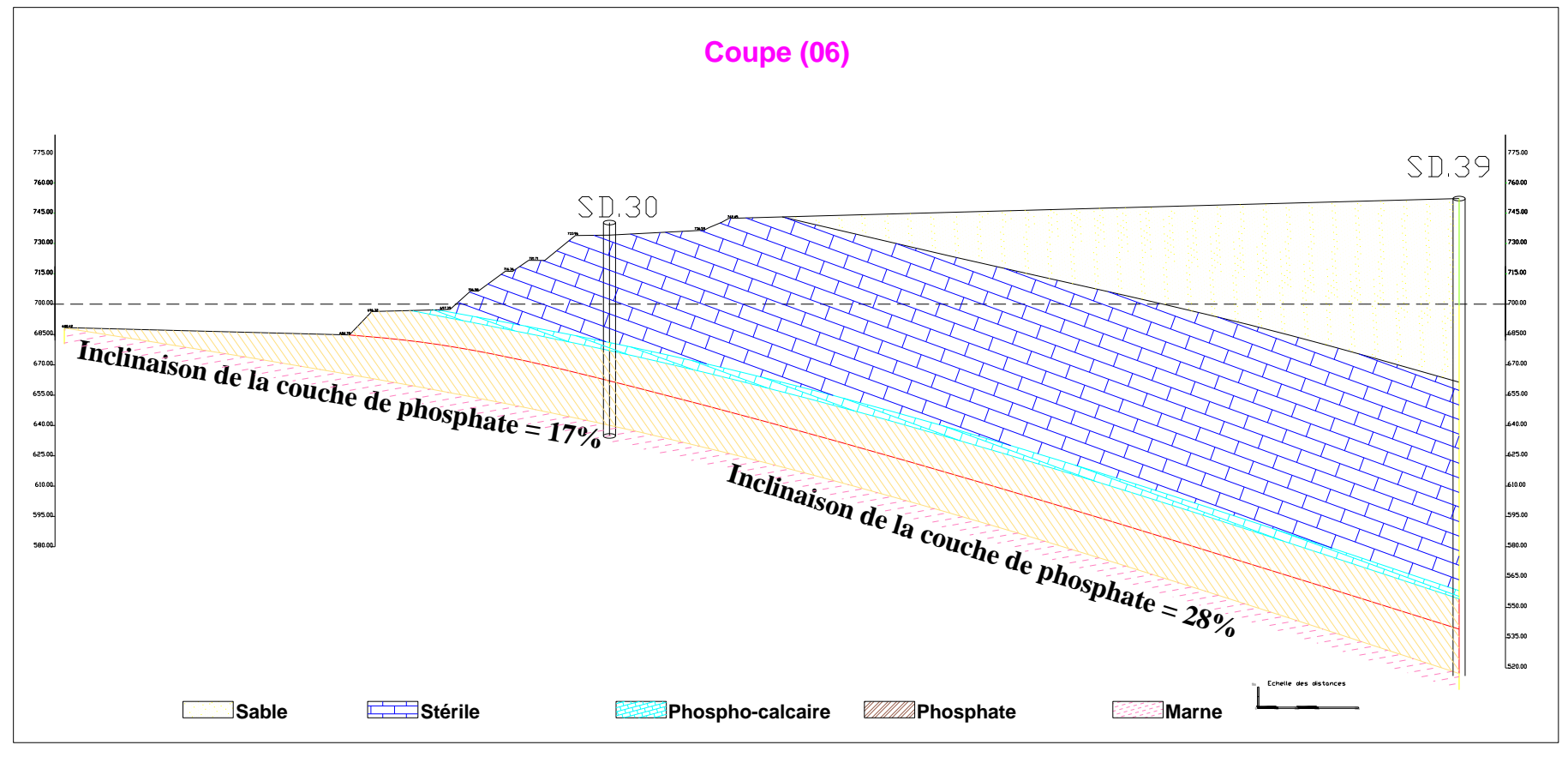
# COUPE COTE SUD-OUEST



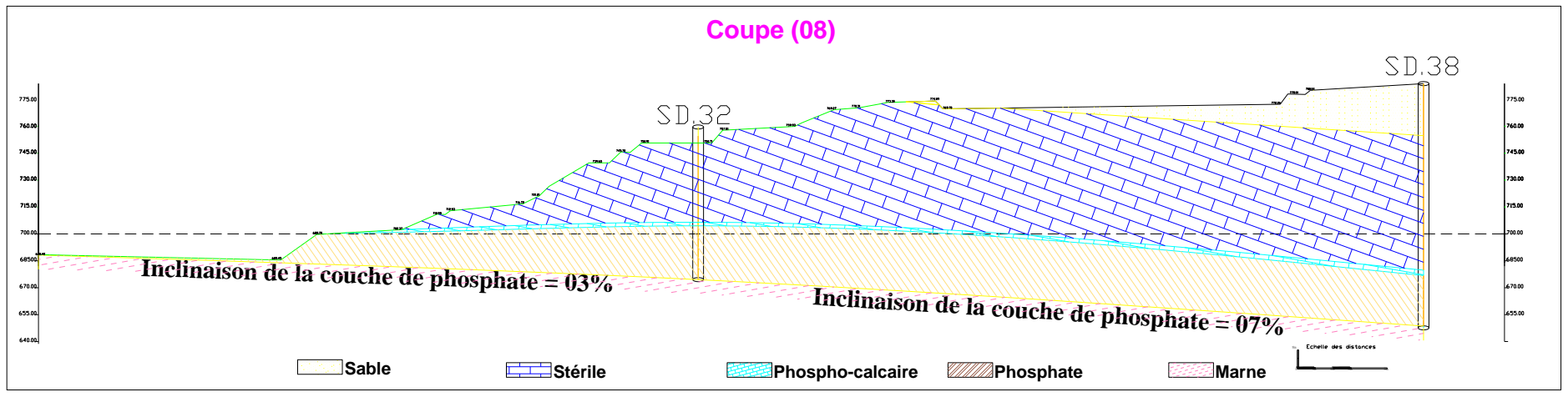
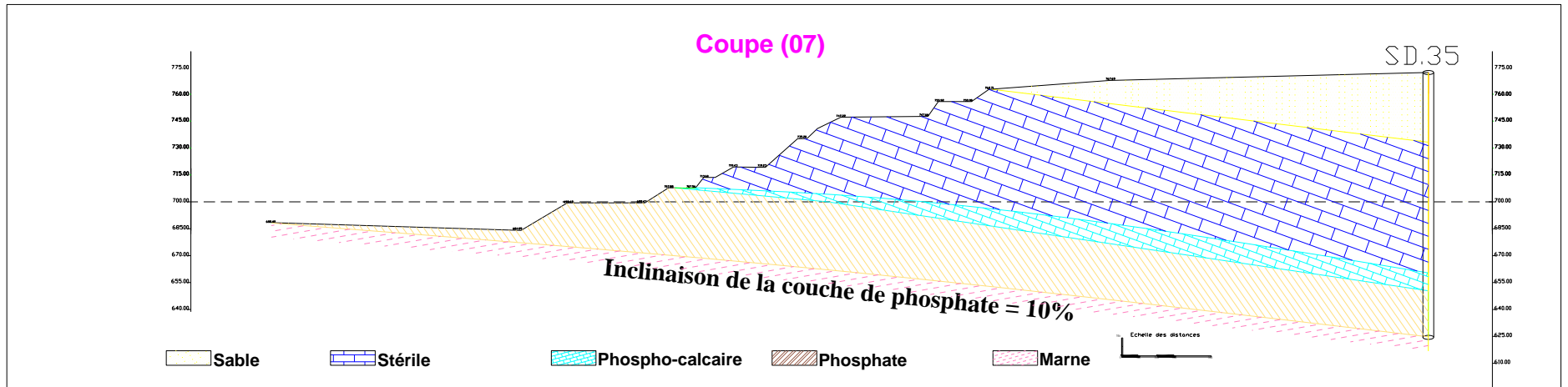
# COUPES COTE SUD



# COUPE COTE SUD-EST



# COUPES COTE EST



### 3.3 Elément découverte :

#### 1<sup>er</sup> variante : (coté Nord de la table)

- Le volume du stérile à dégager : 15000000 tonnes soit 625000 m<sup>3</sup>
- Le volume de minerai à récupérer : 4767000 tonnes
- Le taux de recouvrement :

$$k = 625000 / 4767000 = 0,13$$

#### 2<sup>ème</sup> variante : (coté Sud de la table)

- Le volume du stérile à dégager : 6589000 m<sup>3</sup>
- Le volume de minerai à récupérer : 5294000 tonnes
- Le taux de recouvrement :

$$k = 6589000 / 5294000 = 1,24 \text{ m}^3/\text{tonnes}$$

### IV. Méthode d'exploitation :

La méthode d'exploitation consiste à la réalisation d'un complexe de travaux miniers afin d'assurer la découverte et l'extraction en quantité et qualité planifiée dans les conditions de sûreté absolue. Nous signalons que la méthode d'exploitation pour les phosphates et les calcaires sera similaire à celle utilisée actuellement (Djemi-Djema), avec un seul bord exploitable.

Les travaux pour la partie centrale se développent du Nord vers le sud la préparation des se fait par les travaux de forage et de tir (selon la dureté), la mise à terril va être extérieure au début, et intérieure au fur et à mesure qu'on avance dans l'exploitation.

#### 4.1 Plan d'exploitations 2012 :

- Le plan topographique et les coupes géologiques ci-joints, expriment d'une manière très claire, l'épaisseur de la couche de phosphate, ainsi que le stérile, les teneurs en P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, MgO, et l'inclinaison de la couche de phosphate.

(Voir les données récapitulées dans le tableau N° 01 et figure N° 01).

- Le taux de découverte moyen, permettra de choisir les blocs les plus adéquats pour l'exercice 2012 (Voir tableau N° 02 et figure N° 02).
- Le présent plan d'exploitation 2012 a été élaboré suivant les objectifs arrêtés

par l'entreprise soient :

I- Stérile :	<b>10.000.000 Tonnes.</b>
II- Phosphate :	<b>3.000.000 Tonnes.</b>
III- Produits Marchands :	<b>1.600.000 Tonnes</b>

## Chapitre 3 procédés d'ouverture et méthode d'exploitation

---

- La masse rocheuse est assurée dans sa totalité à partir de la carrière de Kef Es senoun, dont le taux de découverte moyen du gisement est environ de : 3 La situation actuelle de la carrière nous oblige à orienter les travaux d'exploitation 2012, vers l'ouest et sud-ouest, ou le taux de découvertures moyen varie entre (1.12-1.9), ainsi que le retard enregistré en matière d'enlèvement du stérile durant les années précédentes en l'occurrence 2010, 2011, en outre l'acquisition retardée du nouveau matériel (camions, pelles) durant l'année 2011, afin de répondre aux objectifs à temps (stérile- phosphate) et la préparation d'une plate forme de phosphate comme ressource préparée pour l'exercice de l'année 2011.

❖ *stérile :*

**10.000.000 Tonnes** de stérile à extraire ce qui reflètent une quantité de phosphate comme ressource préparée **4.800.000 Tonnes** répartie comme suit :

**-Coté Ouest :**

**9.000.000 Tonnes** afin de découvrir **4.560.000 Tonnes** de phosphate (ressource préparée).

**-Coté Sud Ouest :**

**1000.000 Tonnes** pour découvrir **240.000 Tonnes** de phosphate (Ressource préparée).

❖ *Phosphate :*

**3.000.000 Tonnes** (TV) qui sont réparties comme suit :

\***1.200.000 Tonnes** à extraire de la plate forme de phosphate prête à l'exploitation (ressource exploitable), et cela à partir du : **31/12/2011**.

\***1.800.000 Tonnes** : cette quantité sera prête à l'exploitation

(ressource exploitable), et déduite de la quantité découverte (**4.800.000 Tonnes**) après l'enlèvement de **10.000.000 Tonnes** de stérile.

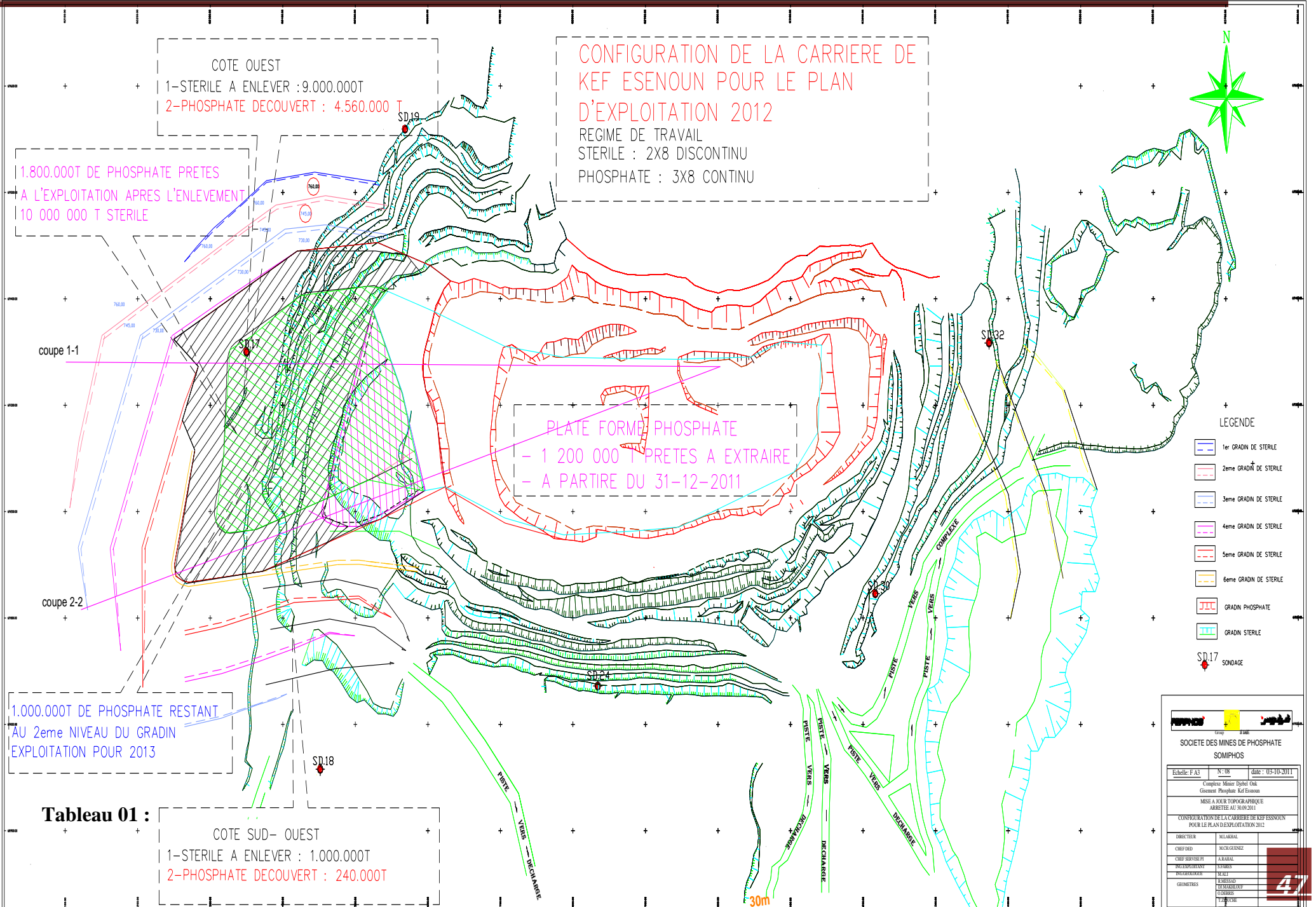
**N.B** : Après satisfaction en matière de Tout-venant en phosphate, le restant évalué de :

**3.000.000 Tonnes** qui sont réparties comme suit :

\***2.000.000 Tonnes** plate forme de travail (ressource récupérable éventuellement).

\***1.000.000 Tonnes** ressource exploitable pour l'année 2013.

# Chapitre 3 procédés d'ouverture et méthode d'exploitation



**COTE OUEST**  
 1-STERILE A ENLEVER : 9.000.000T  
 2-PHOSPHATE DECOUVERT : 4.560.000 T

**CONFIGURATION DE LA CARRIERE DE KEF ESENOUN POUR LE PLAN D'EXPLOITATION 2012**  
 REGIME DE TRAVAIL  
 STERILE : 2X8 DISCONTINU  
 PHOSPHATE : 3X8 CONTINU

1.800.000T DE PHOSPHATE PRETES  
 A L'EXPLOITATION APRES L'ENLEVEMENT  
 10 000 000 T STERILE

**PLATE FORME PHOSPHATE**  
 - 1 200 000 T PRETES A EXTRAIRE  
 - A PARTIR DU 31-12-2011

1.000.000T DE PHOSPHATE RESTANT  
 AU 2eme NIVEAU DU GRADIN  
 EXPLOITATION POUR 2013

**Tableau 01 :**

**COTE SUD- OUEST**  
 1-STERILE A ENLEVER : 1.000.000T  
 2-PHOSPHATE DECOUVERT : 240.000T



**LEGENDE**

- 1er GRADIN DE STERILE
- 2eme GRADIN DE STERILE
- 3eme GRADIN DE STERILE
- 4eme GRADIN DE STERILE
- 5eme GRADIN DE STERILE
- 6eme GRADIN DE STERILE
- GRADIN PHOSPHATE
- GRADIN STERILE
- SD.17 SONDAGE

**SOCIETE DES MINES DE PHOSPHATE SOMIPHOS**

Echelle: F A3 N° 108 Date: 05-10-2011  
 Compagnie Mines Djebel Onk  
 Gisement Phosphate Kef Ezenoun  
 MISE A JOUR TOPOGRAPHIQUE  
 ARRETEE AU 30/09/2011

**CONTOURNEMENT DE LA CARRIERE DE KEF ESENOUN  
 POUR LE PLAN D'EXPLOITATION 2012**

DIRECTEUR	M. LAHJAL
CHEF DE D	M. COLGRENZ
CHEF SERVICE PT	A. KARAL
INGENIEUR EN CHARGE	S. PAGES
PROFESSEUR	T. KATI
GEOMETRES	K. BENSAD M. BOUKAROUF O. BERRA T. BOUYE



## Chapitre 3 procédés d'ouverture et méthode d'exploitation

Carrière	Coté	sondages	Epaisseur de phosphate (m)	Epaisseur de stérile (m)		teneurs				Nature de phosphate	Inclinaison de la couche phosphate (%)	Taux de découverte
				dolomie phosphatée	calcaire	Couche supérieure H=15 m		Couche inférieure H= 8 à 15 m				
						%P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	%MgO	%P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	%MgO			
K.E.S	Ouest	17	28	10	36	26.10	/	25.8	/	noir	02	1.6
		10	39	4	51.3	27.7	2.29	27.16	2.51	noir	05	1.4
	Sud-Ouest	13	33	3	66.7	27.42	2.43	26.89	2.55	noir	05	2.2
		20	30	0	50	26.22	3.12	26.25	3.14	noir	04	1.6
		18	31.62	6.5	73.3	27.04	/	24.46	/	noir	07 à 10	2.5
	Sud	24	23	07	70	26.29	3.15	27.25	2.17	noir	10	3.3
		21	28.3	5	120.6	26.79	2.65	25.67	2.18	noir	25	4.5
		22	29.8	5.5	102.2	24.49	3.03	25.60	2.55	noir	20 à 25	3.6
	Sud-	30	30	04	72	26.8	2.29	25.11	2.99	Beige et noir	17	2.5
		39	37	4	194	27.36	4.6	25.19	2.72	Beige et noir	28	5.3
	Est	32	30	03	64	24.95	3.75	27.26	2.4	Beige et noir	03	2.2
		35	25.6	10	110.7	24.17	2.62	25.49	3.61	Beige	10	4.7
		38	28	3	104	26.13	2.96	26.28	2.99	Beige	07	3.8

Tableau 01 :

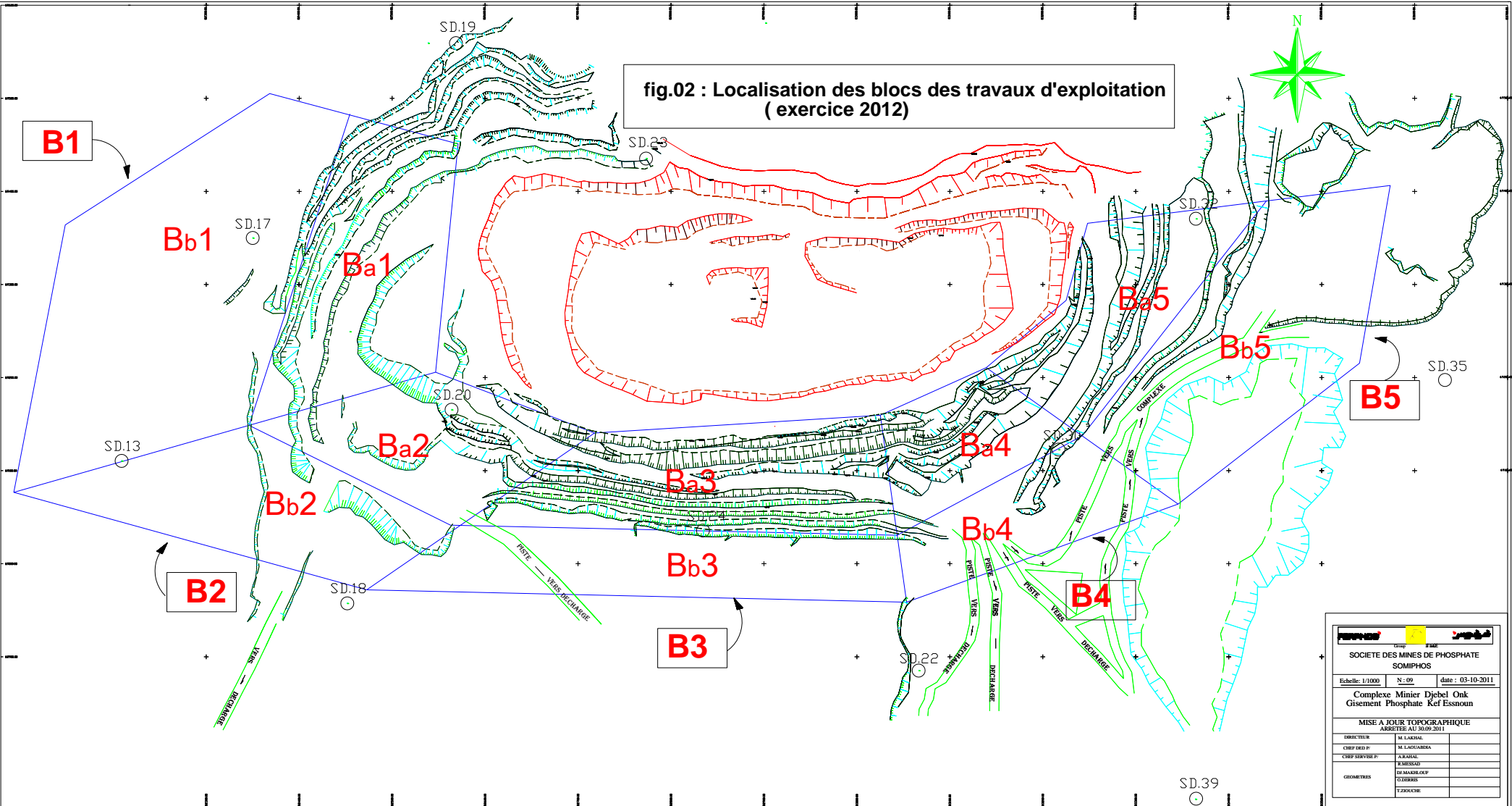
## Chapitre 3 procédés d'ouverture et méthode d'exploitation

Blocs	Sous blocs	Stérile (T)	Phosphate (T)	Taux de découverte (linéaire)	Total stérile (T)	Total phosphate (T)	Td (linéaire) moyen
B <sub>1</sub>	Ba <sub>1</sub>	2 400 000	2 800 000	0.85	11 100 000	9 000 000	1.12
	Bb <sub>1</sub>	8 700 000	6 200 000	1.4			
B <sub>2</sub>	Ba <sub>2</sub>	2 800 000	2 000 000	1.4	9 200 000	4 700 000	1.9
	Bb <sub>2</sub>	6 400 000	2 700 000	2.37			
B <sub>3</sub>	Ba <sub>3</sub>	4 600 000	2 900 000	1.58	12 500 000	5 500 000	2.3
	Bb <sub>3</sub>	7 900 000	2 600 000	3			
B <sub>4</sub>	Ba <sub>4</sub>	1 900 000	1 400 000	1.3	7 500 000	3 000 000	2.4
	Bb <sub>4</sub>	5 600 000	1 600 000	3.5			
B <sub>5</sub>	Ba <sub>5</sub>	3 400 000	2 200 000	1.54	16 200 000	6 100 000	2.4
	Bb <sub>5</sub>	12 800 000	3 900 000	3.28			
<b>TOTAL</b>					<b>56 500 000</b>	<b>28 300 000</b>	<b>2</b>

Tableau 02

# Chapitre 3 procédés d'ouverture et méthode d'exploitation

fig.02 : Localisation des blocs des travaux d'exploitation (exercice 2012)



### 4.2 Classification du système exploitations :

La classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert peut être comme suit :

- 1) méthode d'exploitation sans transport : cette méthode est divisée en deux types :
  - *Simple* : les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs directement par les excavateurs;
  - *Avec remaniement des déblais au terril* : les déblais peuvent être ensuite remaniés dans les terrains;
- 2) Méthode avec emploi d'engins de transfert : les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs au moyen d'engins de transfert mobiles (ponts de transfert);
- 3) Méthode spéciale : les déblais sont évacués au moyen des engins suivants : excavateurs à tourelle, scrapers à roues, appareils hydromécaniques, grues.
- 4) Méthode avec transport des déblais : les déblais sont transportés par locomotives et wagons ou par des camions vers des terrils externes ou internes;
- 5) Méthodes mixtes : les déblais provenant des gradins supérieurs sont transportés jusqu'aux terrils intérieurs ou extérieurs au moyen d'excavateurs ou d'engins de transferts.

### 4.2 Détermination des principaux paramètres de la méthode d'exploitation :

#### 4.2.1. Le gradin :

Le gradin c'est la façon la plus rationnelle pour abattre la roche qui consiste en l'exécution de travaux appropriés.

Un gradin bien dimensionné et de forme idoine présente les avantages suivants :

- Le travail se fait plus rapidement ;
- La production journalière est plus élevée;
- Le déroulement des travaux est amélioré;
- Le front d'attaque et le plan de tir se présentent mieux;
- Le prix revient se trouve diminué.

L'élément fondamental des exploitations à ciel ouvert est le gradin. Les gradins sont caractérisés par :

- Leur hauteur;
- Le talus;
- L'angle du talus du gradin;
- Arête inférieure et supérieure du gradin;
- Tranches d'enlèvement;
- La largeur des plates-formes de travail supérieure et inférieure.

#### 4.2.1.1 Hauteur du gradin : elle est rationnelle si on assure :

- le production exigée des minéraux utiles et des stérile.

## Chapitre 3 procédés d'ouverture et méthode d'exploitation

- un rendement efficace des équipements miniers.
- la sécurité de travail.
  - La hauteur du gradin influe considérablement sur les indices d'exploitation suivant :
- qualité du minerai utile extrait
- Vitesse d'avancement du front de la carrière.
- Angle du bord de la carrière.

Il est nécessaire de vérifier que  $H_g \leq 1,5 H_{cr \text{ max}}$  (selon les caractéristique de l'engin de chargement).

Dans notre cas le choix de la hauteur du gradin était baser essentiellement sur :

- La qualité du minerai utile
- La sécurité du travail.

Suit une analyse de la teneur du phosphate  $P_2O_5$  et en  $MgO$  (2 contraintes principale pour commercialiser notre phosphate) il s'est avéré qu'on utilisation du gradin de 15 m on peut répondre facilement aux exigences de l'usine de traitement et même si on prend la totalité de la couche on n'amélioré guère la teneur on signale ici que  $H_g = 15$  m répond d'avantage aux normes de sécurité (diminution des risque).

- Analyse de l'épaisseur de la couche de phosphate pour un choix rationnel de la hauteur d'un gradin :

le choix de la hauteur du gradin est déterminant soit pour les condition de sécurité. Soit pour les conditions moins rationnelles de la hauteur.

L'épaisseur de la couche utile est aussi un facteur de base alors en se basant sur ces critères on a fait une analyse de l'épaisseur de la couche (analyse du  $P_2O_5$  et  $MgO$  ).

### 4.2.2. La plate forme du travail :

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée par les dimensions des engins de chargement; du transport; ainsi que la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure); les paramètres de ce dernier dépendent des propriétés physico-mécaniques des roches; des paramètres de l'explosif (consommation spécifique); et des éléments du système d'exploitation. La largeur minimale de la plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins.

#### 4.2.2.1 Largeur de la plate forme de travail :

Elle est choisie et calculée d'après le type d'engin utilisé et leur disposition dans les lieux du travail. Elle est donnée par l'expression suivante :

$$L_{pt} = Z + T + C + X + A$$

Ou :

Z : largeur du prisme d'éboulement (m)

$$Z = H_g (\cot(\Theta) - \cot(\alpha))$$

$\alpha$  : angle du talus de gradin

- Phosphate + Calcaire :  $\alpha = 80^\circ$

## Chapitre 3 procédés d'ouverture et méthode d'exploitation

- Sable :  $\alpha = 35^\circ$

$\Theta$  : angle du talus stable

- Phosphate + calcaire :  $\Theta = 70^\circ$

- Sable :  $\Theta = 28^\circ$  et  $38^\circ$

Donc :  $Z = 3$  m pour phosphate et stérile

$Z = 5$  à  $10$  m pour le sable

$b_s$ : la berme de sécurité

$$b_s = 0,2 * h_g ; b_s = 0,2 * 15 ; b_s = 3 \text{ m}$$

$T$  : largeur de la berme de transport

$$T = 2 * (A + C) + X + r ; \text{ ou :}$$

$A$  : la largeur de la benne de la camion MAN =  $4,6$  m

$C$  : la largeur de la bande de sécurité déterminé par la relation :

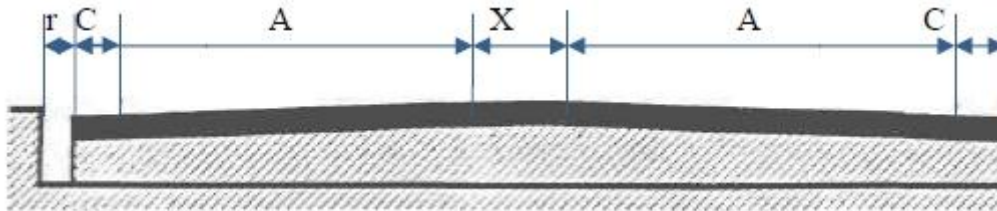
$$C = 0,5 + 0,005 * V ; \text{ ou } V = 20 \text{ km/h : vitesse moyenne des camions}$$

$$C = 0,6 \text{ m}$$

$X$  : la distance entre les bennes des camions,  $X = 2 * C$ ,  $X = 1,2$  m ;

$r$ : largeur de la rigole d'évacuation d'eau,  $r = 0,4$  m ;

$$T = 12 \text{ m}$$



**Fig 4.2.2.1 : largeur de la berme de transport**

$A$  : largeur d'enlèvement : La largeur de l'enlèvement en massif «  $A$  » est égale à l'entrée des dents de ripage qui est égale à la largeur moyenne du trapèze défoncé par le ripper =  $W = 7$  m

$x$  : largeur du tas abattu est donnée par :

$$x = A * ((2K_f * H_g / H_t) - 1) ; \quad (\text{m})$$

Ou :  $K_f$  : est coefficient de foisonnement des roches abattues =  $1,6$

$H_t$  : hauteur du tas abattus (m)

$$H_t = 0,7 \text{ à } 1 * H_g$$

$$H_t = 0,9 * 15 = 13,5 \text{ m alors : } x = 21 \text{ m}$$



## Chapitre 3 procédés d'ouverture et méthode d'exploitation

Largeur minimale de plate forme de travail sera :

$L_{pt} = 3 + 12 + 3 + 20 + 8 = 46$  m, ici on n'oublie pas d'ajouter une plate forme complémentaire pour les engins et les transports auxiliaires. Alors la plate forme sera  $L_{pt} = 50$  m. la plate forme pour le chantier sable sera en fonction du matériel utilisé (technologie choisie) donc  $L_{pt} > 50$  m.

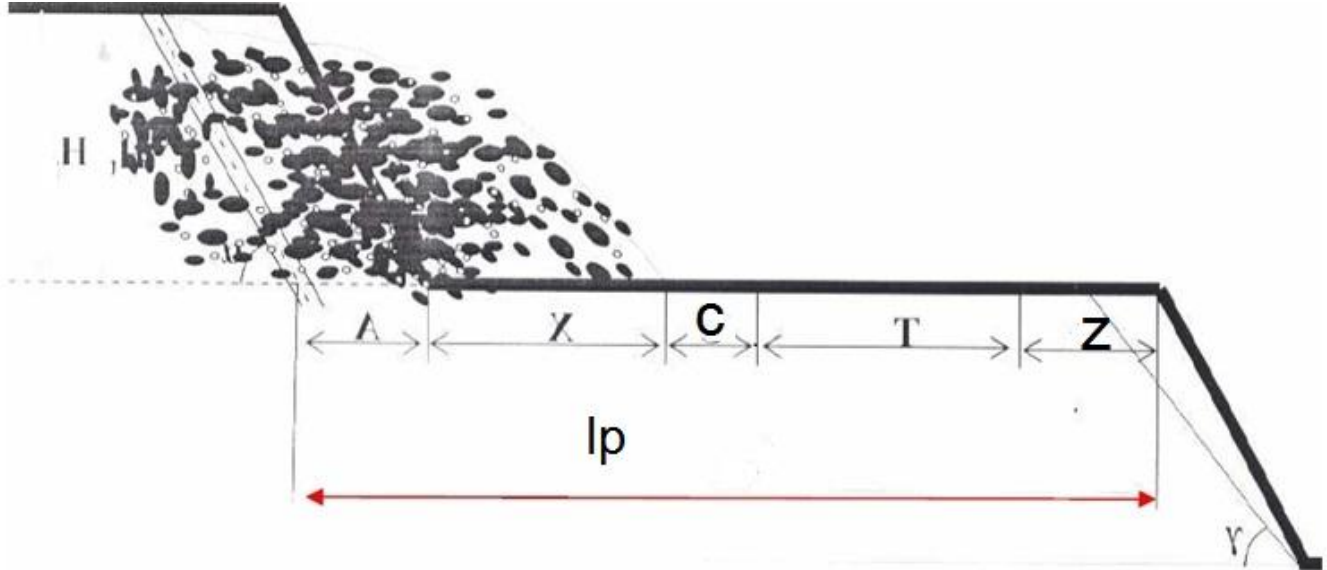


Schéma de la plate forme du travail (abattage à l'explosif)

### 4.2. 3. Vitesse du déplacement du chantier :

$$V_{ch} = Q_{ex} / A \cdot H_g \quad (\text{m/j})$$

Où :  $Q_{ex}$  : rendement journalier de l'excavateur ( $\text{m}^3/\text{j}$ )  
 $A$  : largeur de l'enlèvement.

Donc :  $V_{ch} = 2688 * 3 / 7 * 15 = 77$  m/j.

- Pour le stérile :  $V_{ch} = 2688 * 2 / 7 * 15 = 51,2$  m/j

### 4.2.4 . Temps d'extraction d'un bloc :

Est donnée par :

$$T_{eb} = L_b / V_{ch} \quad (\text{jour})$$

$L_b$  : longueur du bloc, on prend  $L_b = 200\text{m}$  (Ph et St)

- Pour le phosphate  $T_{eb} = 200/77 = 2,6$  jours
- Pour le stérile  $T_{eb} = 200/51,2 = 4$  jours

### 4.2.5. Avancement annuel du front de travail de la carrière :

$$V_f = R_c / (L_{ft} \cdot H_c) \quad (\text{m/an})$$

Où  $R_c$  : production annuelle du carrier (stérile, minéral)

$L_{ft}$  : longueur totale du front des travaux (pour tous les gradins) (m)

$H_c$  : profondeur de la carrière

- Pour le phosphate  $V_f = 5200000 / 900 * 60 = 97$  m/an
- Pour le stérile  $V_f = 4472000 * 2,4 / 900 * 60 = 199$  m/an

## Chapitre 3 procédés d'ouverture et méthode d'exploitation

### 4.2.6. Forme et dimensions du bloc maximal abattu :

La forme et les dimensions du tas de roches abattues influent également sur le rendement des engins, la sécurité et l'efficacité des travaux miniers à ciel ouvert.

Les exigences aux dimensions et à la forme du tas de roche sont dictées par la technologie appliquée et par le type d'engins utilisés.

Les principales exigences du tas des roches abattues sont les suivantes :

- Bon remplissage du godet d'excavateur tout le long du tas ;
- Sécurité du travail.

Suivant la sécurité, la hauteur du tas ne doit pas dépasser la hauteur maximale de creusement de l'excavateur et près du talus elle doit être minimale.

Les dimensions maximales admissibles des blocs de roches explosées se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir :

- la capacité du godet de l'excavateur (E), 3,5 m<sup>3</sup>:

$$\begin{aligned}d &\leq 0,8 \times \sqrt[3]{E}, (\text{m}); \\d &\leq 0,8 \times \sqrt[3]{3,5} \\d &\leq \mathbf{1,5 \text{ m.}}\end{aligned}$$

- la capacité de la benne du camion (Vc), 12m<sup>3</sup>:

$$\begin{aligned}d &\leq 0,5 \times \sqrt[3]{Vc}, (\text{m}); \\d &\leq 0,5 \times \sqrt[3]{12}, \\d &\leq \mathbf{1,1 \text{ m.}}\end{aligned}$$

- de l'ouverture du concasseur (0,8 m)

Il est nécessaire non seulement que les blocs ne dépassent pas les dimensions admissibles mais aussi que toute la masse minière soit fragmentée à telle granulométrie où ces engins aient la productivité maximale.

Le tas répondant aux exigences indiquées assure la meilleure utilisation des excavateurs, des moyens de transport, de main-d'œuvre ainsi que la sécurité maximale des travaux dans le chantier.

La forme et les dimensions du tas peuvent être réglées par les paramètres des travaux de forage et de tir et par l'explosion successive des charges en utilisant le tir à microretard



# *Chapitre IV :*

Analyse des processus  
d'exploitations dans la carrière

### 1. Essence des travaux miniers à ciel ouvert

Les travaux miniers à ciel ouvert sont l'ensemble des travaux, dont les processus de la production minière, nécessaires à l'extraction des minéraux utiles et des stériles du sous-sol se réalisent à la surface terrestre. L'ensemble des ouvrages miniers, servant pour l'exploitation des gisements à ciel ouvert est effectué par une entreprise minière à caractère autonome s'appelle carrière (pour les matériaux de construction).

### 2. Processus de production et technologie des travaux miniers à ciel ouvert

Les travaux miniers comprenant l'extraction, le déplacement et le stockage des minéraux utiles et des roches stériles [01]. La destination principale de l'opération d'abattage est la modification de l'état naturel de la roche par sa fragmentation avec l'utilisation des explosifs. On distingue les processus principaux suivants de la production minière : [10]

- Analyse de la méthode d'abattage et préparation des roches ;
- Travaux d'extraction et de chargement ;
- Transport des minéraux utiles et des roches stériles ;
- Déchargement ou bien stockage des minéraux utiles.

L'utilisation d'explosif joue un rôle fondamental sur la fragmentation, cette technique liée aux paramètres des tirs pour analyse a portée essentiellement sur le type de roche, le diamètre des trous, l'inclinaison des trous, la position du front réel par rapport au front théorique, la maille, le type d'explosif, l'amorçage et la séquence du tir au niveau de la mine de Djebel El Onk. Dans le cas d'un gisement compact, l'extraction des roches nécessite l'emploi d'explosifs. Les tirs de mines sont réalisés par des spécialistes (les mineurs « boutefeux ») et aujourd'hui optimisés par ajustement d'un plan de tir d'une très grande précision. Les tirs de mines permettent de fragmenter une roche trop dure, ou trop compacte pour être exploitée directement. [26]

### 3. Etude des conditions minières

Le gisement de phosphate du Kef Es-sennoun Djebel El Onk est caractérisé par un relief montagneux dans le nord et peu incliné dans le sud dont l'angle de pendage varie de (10 à 15 °) et un pendage doux vers l'est et le ouest. La couche de stérile qui enveloppe la couche de phosphate peut atteindre 55m à l'ouest et à l'est de la mine, mais dans le sud augmente jusqu'à (60 à 70) m de profondeur.

La hauteur des gradins projetée est de 30 m avec un angle de talus de (70 à 75°).

## Chapitre 4 Analyse des processus d'exploitation dans la carrière

---

Cette hauteur du gradin est considérée comme grande, ce qui n'assure pas dans ce cas une sécurité suffisante surtout lors de l'exploitation vers le sud; le sud ouest et le sud est de la mine, mais l'expérience mondiale, pour ce type d'exploitation recommande une hauteur du gradin de 12 à 15 m.

Cette limitation est dictée par la sécurité du travail tant pour le personnel que pour la mécanisation

Dans la mine de Kef Es-sennoun Djebel El Onk on observe que le schéma technologique des travaux miniers au terme de la préparation est représenté comme suit : [10]

Travaux de forage réalisés par des sondeuses de 165 mm et des crawler de 110 mm



Travaux de tir réalisés par l'explosif (anfo, marmanite, cordeau détonant,)



Chargement réalisé par des chargeuses et des pelles électriques



Transport réalisé par des camions



Concasseur primaire Hazimag et concasseur Babbitless



Transport par convoyeur à bande vers l'usine

Ce schéma technologique est recommandé largement pour les gisements peu inclinés et plats constituées pour les roches dures qui exigent l'opération des travaux de forage et de tir.

Les fragments (dont les plus importants peuvent être réduits sur place) sont chargés et acheminés vers la zone de traitement. [26]

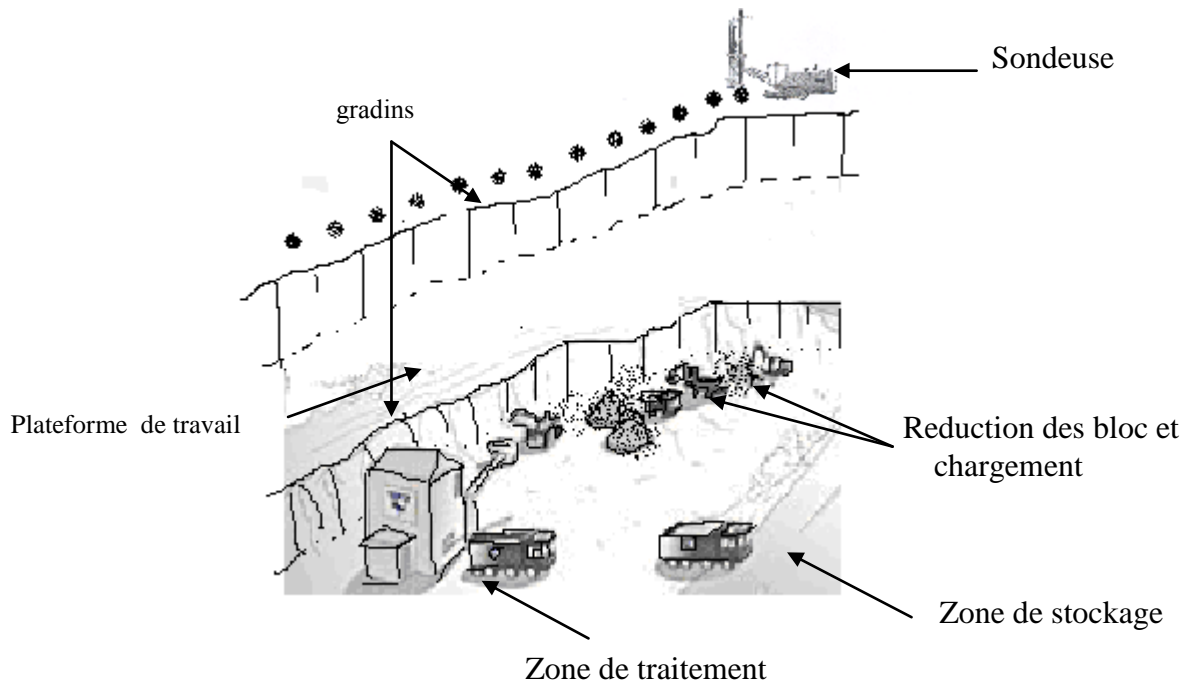


Fig.3.1. Schéma technologique des travaux miniers [26]

### 3.1. Paramètres géométriques :

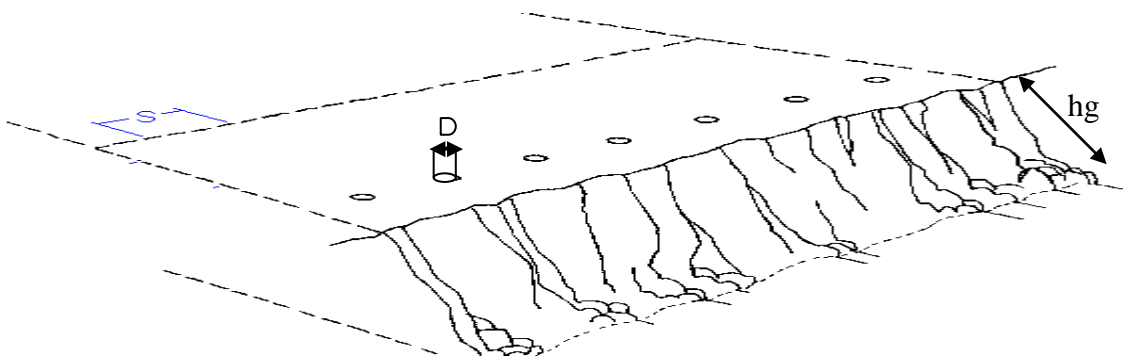
Les paramètres qui définissent la géométrie sont:

Le diamètre du trou

La longueur du trou

L'inclinaison du trou

La disposition du trou dans les gradins



D : diamètre du trou

S : espacement entre les trous

Hg : hauteur du gradin

Fig.3.2. Paramètres géométriques [11]

### 4. Mécanismes de l'abattage à l'explosif

Le degré de fragmentation est conditionné par les discontinuités naturelles au sein de la masse rocheuse, les propriétés de la matrice rocheuse, les propriétés de l'explosif et la conception du tir. Le tir à l'explosif dans les mines à ciel ouvert joue un rôle important à la réalisation d'une exploitation optimale du point de vue technico-économique ; dans tout les cas, il est souhaitable d'obtenir une granulométrie optimale compte tenu de la chaîne chargement-transport et éventuellement concassage en aval. [09]

#### 4.1. Les tirs de mines

Les tirs de mines permettent de fragmenter une roche trop dure, ou trop compacte pour être exploitée directement, les tirs de mines généraient autrefois d'importantes nuisances.

Aujourd'hui, des techniques sophistiquées permettent de maîtriser parfaitement le plan de tir. Les experts du groupe Vicat [26] se sont donné des seuils de tolérance, en matière de vibrations et de bruit, bien inférieurs aux seuils réglementaires. Ils s'attachent à démontrer qu'un tir de mine optimisé, économe en explosifs, est préférable pour tous. Le principe est de générer une onde de choc qui fissure le matériau, suivie d'un dégagement de gaz assez important pour s'engouffrer dans ces fissures et abattre la roche par effondrement des fragments.

Les tirs de mines permettent de fragmenter une roche trop dure, ou trop compacte pour être exploitée directement. [26]

#### 4.2. Sécurité des travaux de tir

Le déroctage à l'explosif s'accompagne mutuellement de l'émission de vibrations sur l'environnement.

La maîtrise de cette émission, c'est à dire la limitation du niveau vibratoire à un seuil limite, s'impose à tout exploitant.

Les structures à étudier et à expertiser seront définies en fonction de leur nature (type de construction ou d'ouvrage) et de leur position par rapport au projet. Les phénomènes de vibrations peuvent poser des problèmes d'une grande diversité en fonction de l'origine des vibrations et de la nature des constructions soumises aux vibrations. [04]

### 5. Mesures de sécurité

Les mesures de sécurité, lors des travaux de tirs se résument comme suit:

## Chapitre 4 Analyse des processus d'exploitation dans la carrière

---

### 5.1. Travaux de tirs

Tout plan de tir doit prendre en compte les informations suivantes:

Le nombre des trous;

La profondeur des trous;

La maille;

L'inclinaison des trous;

La nature et la charge des explosifs utilisés.

### 5.2. Mesure de sécurité avant et après le tir

#### 5.2.1. Foration

Quand la foration est terminée, il serait convenable de repérer et de boucher les trous à l'aide d'un tampon en bois afin d'éviter la chute dans les trous d'objets quelconques. Tous les trous qui représentent une fissure de plus de 50 cm de hauteur, doivent être rebouchés avec le produit de la foration. Un autre trou de remplacement sera foré à une distance d'au moins un mètre du trou rebouché.

#### 5.2.2. Chargement des trous de mine et mise à feu

#### 5.2.3. Explosif utilisé

Les explosifs utilisés au niveau de la mine de phosphate sont :

Marmanite

Anfo

#### 5.2.4. Vérification du calibrage des trous

Avant l'introduction de la charge, le calibrage et la profondeur de chaque trou doivent être vérifiés à l'aide de bourroir à corde (en bois).

#### 5.2.5. Amorçage

Chaque mine profonde doit être amorcée en amorçage postérieur à l'aide d'une cartouche détonatrice.

Le cordeau détonant doit être de bonne résistance à la traction et sera convenablement amorcé à la première cartouche par deux ligatures.

La cartouche amorcée sera descendue avec précaution au fond du trou en veillant à ce que les cordons détonants soient convenablement guidés et tendus afin d'éviter leur détérioration en particulier sur les bords des trous. La bobine du cordeau détonant sera montée sur un tourillon susceptible d'être freiné dans le trou.

## Chapitre 4 Analyse des processus d'exploitation dans la carrière

---

### 5.2.6. Mise en place de la charge

Les charges d'explosifs qui peuvent être continues ou alternées avec des parties inertes, seront mises en place conformément au plan de tir. La cartouche amorcée ayant été mise en place, sa position au fond du trou sera vérifiée à l'aide du bourroir à corde, puis les autres cartouches constituant la charge seront mises en place dans le trou en chute libre une par une. Si au cours du chargement, une cartouche restera accrochée à sa descente, il y a lieu de faire pénétrer avec précaution le bourroir et par des petits coups essayer de la dégager pour qu'elle poursuive sa descente jusqu'au fond.

Si une obstruction sérieuse du trou se produit, soit par éboulement, soit par cartouche coincée et qu'il sera inutile d'insister pour déboucher le trou, il faut dans ce cas précis compléter la charge du trou proportionnellement à l'espace vide restant.

### 5.2.7. Bourrage

Chaque trou de mine sera obturé à sa partie supérieure par un bourrage dont la longueur soit au moins égale à la largeur de tranché à abattre. Le bourrage sera constitué par la matière pulvérulente provenant de la foration.

### 5.2.8. Raccordement de la volée

L'amorce doit être soigneusement attachée à l'explosif. L'explosion de charge d'explosif sera réalisée par allumage électrique avec détonateur électrique instantané micro retard ou pyrotechnique.

### 5.2.9. Mise à feu

Le responsable du tir fait évacuer le périmètre dangereux et donne le signal (trois coups de trompe prolongés) annonçant qu'il va procéder à la mise à feu. Après cela, il effectue l'allumage, mettant en œuvre le cordeau détonant par l'intermédiaire d'un détonateur à partir de son abri de tir.

### 5.2.10. Reconnaissance après le tir

Tout le personnel doit rester à l'abri et la garde du périmètre dangereux toujours maintenue ;

-Pendant un délai de 5 minutes, si le tir s'est déroulé sans incident

-Pendant un délai de 10 minutes dans le cas d'un allumage à mèche lente, et si on n'a pas entendu distinctement le nombre d'explosions prévues.

## Chapitre 4 Analyse des processus d'exploitation dans la carrière

Après ce temps d'attente, le responsable du tir visite le chantier, si aucune anomalie n'est signalée le personnel à l'abri et les proposes ainsi en leurs informons la possibilité de rejoindre le chantier.

### 5.2.11. En cas de raté

Deux coups de trompes prolongés (demandant le maintien du personnel a l'abri) annonçant qu'il va être Procéder a une nouvelle mise a feu.

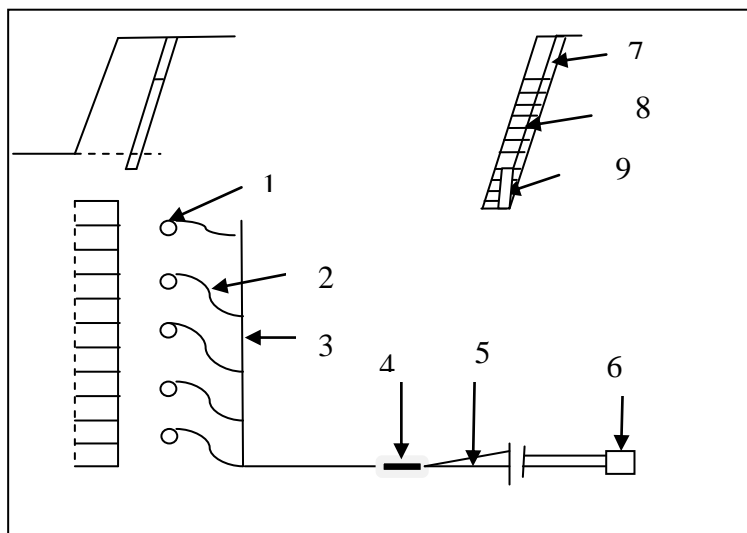
### 5.2.12. Traitement de rate

Deux trous de mine profonds et verticaux seront forés de part et d'autre du raté, en retrait de celui-ci, ces trous seront implantés et orientés de telle façon que l'on est une certitude qu'il ne se rapprocheront en aucune manière d'au moins un mètre du rate à traiter .Après enlèvement complet des déblais provenant du tir précédent, il sera procédé de la même façon pour le traitement de chaque coups raté

## 6. Mode de tir

Les tirs sont réalisées avec des détonateurs instantanés et micro-retard (DMR).La connexion est réalisée avec le cordeau détonant et les détonateurs électriques.

La mise à feu est électrique. [27]



1) trou de mine ; 2) cordeau détonant ; 3) cordeau détonant principale ; 4) détonateur électrique ; 5) fil de tir ; 6) exploseur ; 7) bourrage ; 8) explosif ; 9) charge d'amorçage

**Fig.3.3. Schéma ancienne de disposition d'explosif par amorçage fond de trou**



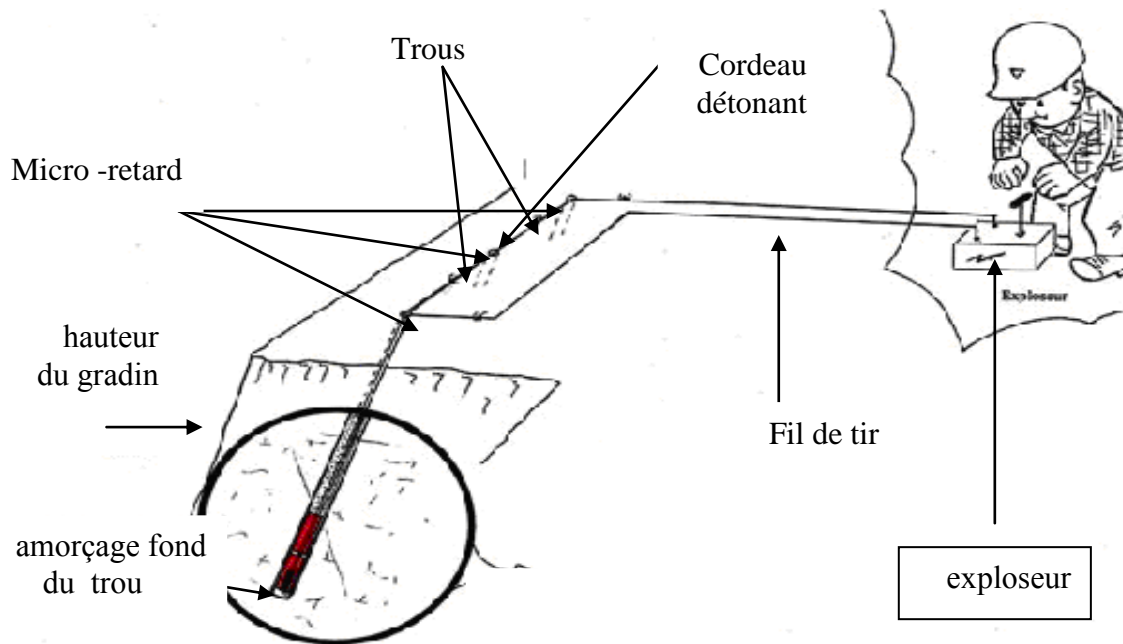


Fig.3.4.Schéma représente l'opération de mise à feu dans un bloc [26]

### 7. Fragmentation de la masse rocheuse

Pour réaliser une fragmentation optimale de la roche, il est nécessaire de considérer l'abattage comme le premier élément dans le processus de réduction de la dimension de la roche. La détonation de la charge transmet au massif des contraintes qui peuvent engendrer des déformations transitoires ou bien irréversibles.

Le but de l'optimisation des tirs n'est pas de réduire uniquement les coûts des opérations d'abattage (forage et tir), mais d'optimiser l'ensemble de la chaîne d'extraction : forage, tir, chargement, transport et concassage. Les objectifs visés sont donc d'avoir un niveau de dégagement du front satisfaisant, qui ne pénalise pas les opérations de chargement et de transport, et une taille de blocs ne dépassant pas les dimensions du concasseur avec un taux d'éléments fins acceptable (moins de 20%). [25]

#### 7.1. Facteurs influent sur la fragmentation

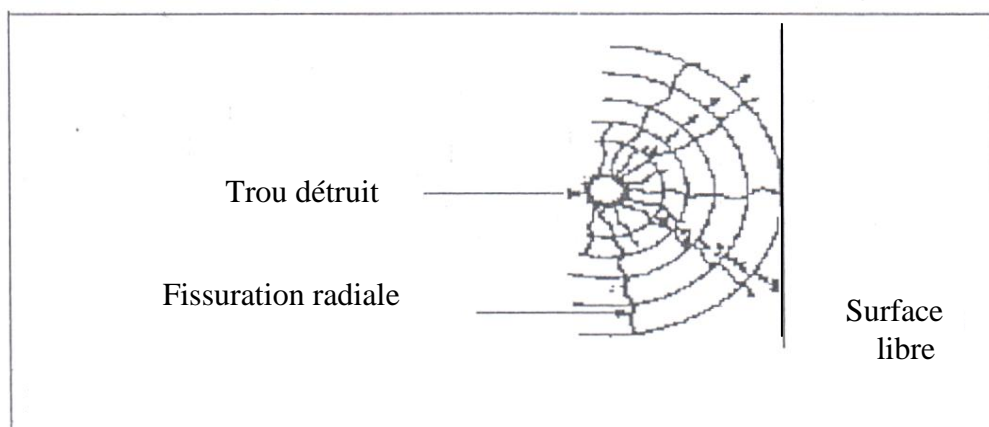
Plusieurs facteurs qui contribuent à la fragmentation servent à la déformation du massif rocheux et parmi ces facteurs on peut citer deux facteurs principaux induits par le tir qui doivent être considérés.

- \* L'action dynamique ;
- \* L'action quasi – statique des hautes pressions des gaz ;

## Chapitre 4 Analyse des processus d'exploitation dans la carrière

Le premier est l'action dynamique de l'onde de choc, qui dure quelques millisecondes, et qui émanent de la détonation du trou de mines. L'épaisseur de la zone sur fragmentée dépend essentiellement de la pression maximale à la paroi du trou et des propriétés dynamiques de la roche. La pression à la paroi du trou dépend de la nature, densité du massif et de la vitesse de détonation. Cette dernière dépend de la densité de l'explosif par conséquent, l'épaisseur de la zone écrasée peut être modifiée en variant de la densité du chargement.

La pression maximal de l'onde générer un écrasement autour de la charge qui sert a l'augmentation le diamètre du trou de quelque centimètres .cette variation résulte des contraintes de traction importante qui se traduisent par une fissuration radiale. (Voir fig. 3.4)

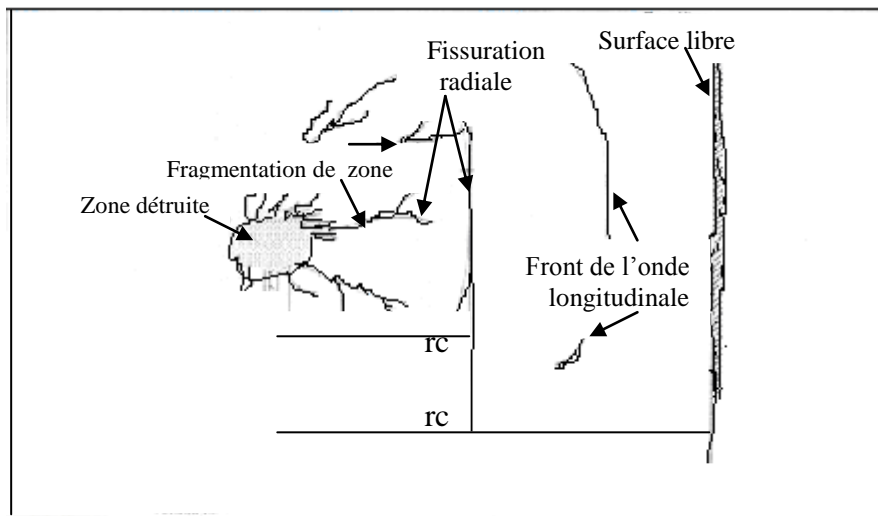


**Fig.3.5. Effet des ondes de choc sur la roche. [09]**

### 7.2. Zone détruite

La résistance à la compression de la roche est liée étroitement par les contraintes de compression à proximité de la paroi du trou, et des propriétés dynamiques de la roche. Cette dernière dépend de la densité du massif et de la vitesse de détonation qui liée approximativement par la densité de l'explosif. La décroissance des contraintes est toutefois très rapide de sorte que, de 3 à 5  $r_c$  (rayon de la charge), elles reviennent en deçà de la résistance à la compression de la roche. Voir (fig. 3.5)

D'autre part et dans le milieu rocheux était homogène et indéfini on n'observe pas des effets de l'onde de choc donc le front d'onde rencontre assez rapidement des discontinuités. [9]

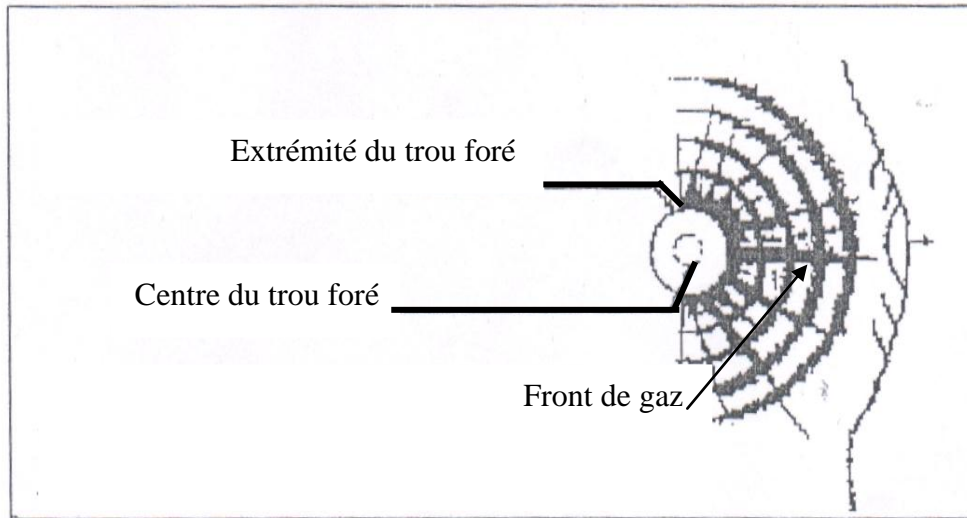


**Fig.3.6. Développements de la fissuration. [09]**

Le second est l'action quasi-statique des hautes pressions des gaz générées pendant le tir immédiatement après la détonation, le trou de mine est rempli de produits de la détonation des gaz sous de hautes pressions à haute température. A proximité immédiate du trou de mines, la pression de ces gaz est suffisante pour générer une contrainte de compression dans la roche, généralement plus élevée que la résistance à la compression de la roche elle-même. Cela crée un anneau de roche broyée autour du trou, les fragments de roches sont typiquement réduits à la taille millimétrique.

Plus loin à partir du trou de mines, cependant, l'onde de choc en propagation induit des contraintes de traction dans la matrice de roche, causant la propagation et l'union des pores et fissures naturelles. Ce processus de fragmentation particulier évolue par la suite par l'action des hautes pressions des gaz du tir qui pénètrent à l'intérieur de ces fissures en les élargissant ensuite. Cette fragmentation macroscopique du tir est accentuée par la réflexion de l'onde de choc sur les surfaces libres de la masse rocheuse. (Fig. 3. 6) [9]

La distribution granulométrique est contrôlée par l'extension de la propagation des fractures, adhésion, union et interaction de l'onde de choc en propagation avec quelques surfaces libres, ainsi que les propriétés physiques de la matrice rocheuse.

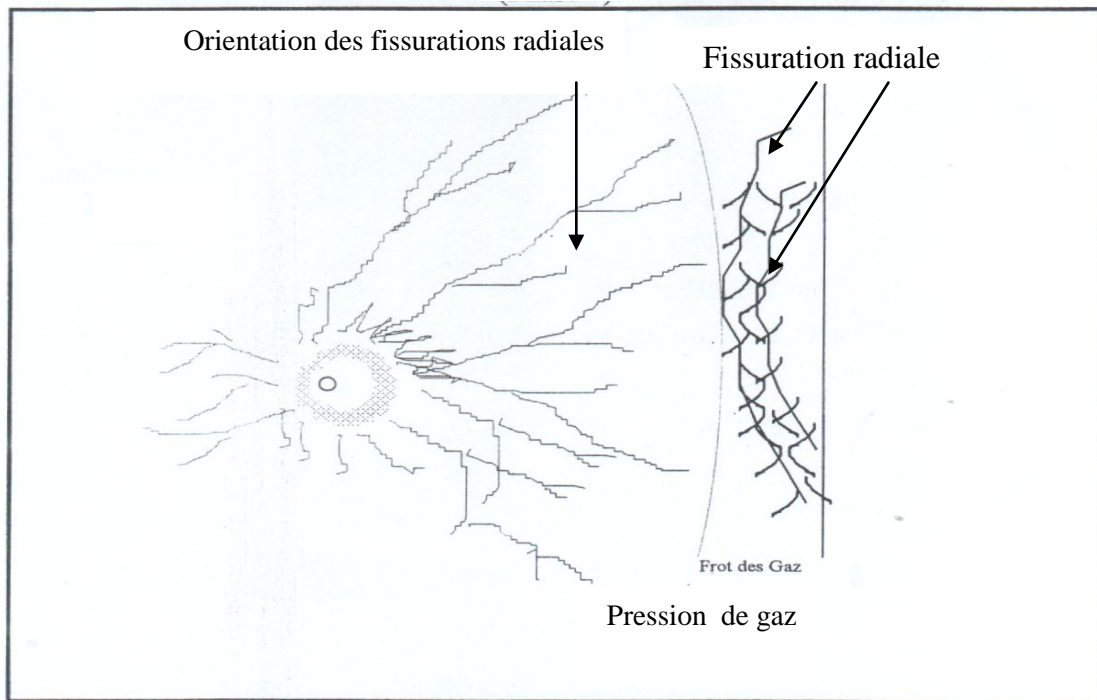


**Fig.3.7. Effet de la haute pression de gaz. [09]**

### **7.3. Zone de fissuration radiale**

Généralement, le mécanisme de la propagation des fissures n'est pas aussi clair. Fourney et Al (1983), d'après des essais au laboratoire des tirs (sur modèle physique) et en utilisant la méthode photographique, a conclu que ces fissures sont initiées et propagées à partir des fractures préexistantes dans le massif rocheux.

Des fissures radiales se développent autour de la cavité jusqu'à ce que la contrainte tangentielle devienne inférieure à la résistance dynamique en traction de la roche. Ceci peut couvrir des distances comprises entre 20 et 50  $r_c$

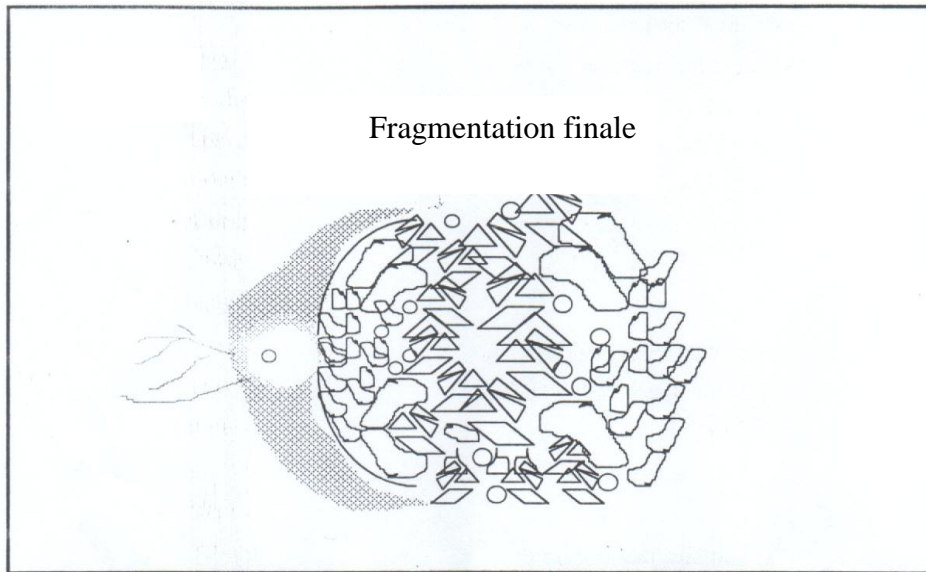


**Fig.3.8. Apparition des fissures radiale sous l'effet de haute pression de gaz. [09]**

### 7.4. Etat final de la fragmentation

La propagation des ondes dans la masse rocheux et liée à la propriété physico mécanique de la matrice rocheux tel que la résistance à la traction qui joue un rôle importante de la matrice rocheux pour l'abattage, il est généralement admis que la fissuration et la fragmentation de la roche se réalise un régime de contrainte de traction.

Jaeger et Cook (1979) prétendent que le gaz libérés est le facteur principal de la fragmentation donc la pression de gaz est le responsable de la fragmentation finale. La propagation de la détonation engendre une pression dynamique sur la paroi du trou, qui augmente quelques centimètres. Cette pression à la paroi crée des contraintes de traction longitudinal tendent à allonger le trou qui provoque la détruisent la roche (onde de choc) d'un niveau élevé à la zone d'écrasement. Au voisinage de cette zone ces contrainte excédent largement les résistances en traction et en compression de la roche qui est écrasée. La contrainte tangentielle maximale qui se trouve loin de la charge, reste supérieur à la résistance en traction aide à l'apparition d'une fissuration radiale dense est développée, selon la géométrie du tir.



**Fig.3.9. Fragmentation finale de la roche. [09]**

### **8. Paramètres liés aux tirs**

Le massif se présente sous la forme d'un empilement de couches minces et intercalations de joints plus ou moins ouverts. La matrice rocheuse calcaire est considérée comme résistante ; néanmoins la roche est altérée en surface sur la partie supérieure, mais surtout il existe une zone de faiblesse constituée de remplissages argileux se présentant d'une manière hétérogène zone dite de faille.

Du fait de la proximité de riverains dans l'environnement, les tirs en découverte étaient traités selon une approche conventionnelle, limitant le volume concerné par tir.

Il est possible d'optimiser le plan de tir qui produit une distribution des fragments de telle manière à assurer une cible prédéterminée.

La sélection des paramètres du plan de tir commence souvent avec certaines règles, concernant l'erreur induite par les particules fines. Les principaux paramètres du plan de tir sont les paramètres contrôlables (paramètres géométriques, paramètres liés à l'énergie explosive) et les paramètres incontrôlables (paramètres du massif en place, paramètres hydrologique). Tableau (3.1)

La hauteur du gradin et le diamètre du trou sont généralement déterminés par les conditions de terrain locales et de l'équipement disponible. Le fardeau au front de la rangée peut varier de 20 – 40 fois le diamètre du trou. L'espacement entre les trous peut être de 1 – 2 fois le fardeau (25 – 80 fois le diamètre du trou). Le sur forage est typiquement égal à 8 – 12 fois le diamètre du trou. Le bourrage est égal à 20 – 30 fois le diamètre du trou. La sélection de l'explosif dépend largement des conditions du terrain réel. Pour les terrains secs, la densité de l'explosif (qui influe grandement sur la résistance au tir) peut varier de 800 à 1300 kg/m<sup>3</sup>.

## Chapitre 4 Analyse des processus d'exploitation dans la carrière

Dans des terrains humides, la densité des explosifs disponibles varie de 1100 à 1300 kg/m<sup>3</sup>. Le tableau (3.1) donne une idée de la complexité liée à l'exécution d'un tir dans les massifs rocheux. [9]

**Tableau 3.1: la complexité liée à l'exécution d'un tir dans les massifs rocheux [20]**

<b>Paramètres contrôlables</b>	<b>Paramètres incontrôlables</b>
<b>Paramètres géométriques</b> Hauteur du gradin Longueur de foration Sur profondeur de foration Inclinaison du trou Longueur de bourrage Matériel de bourrage Hauteur du talus Géométrie de la maille Rapport espacement de la maille Configuration globale de la géométrie du tir Direction d'abattage Nombre de face libre Taille de volée	<b>Paramètres du massif en place</b> Géologie Résistance et propriété des matériaux Discontinuités préexistantes dans le Massif  <b>Paramètres hydrologiques</b> Eau
<b>Paramètres liés à l'énergie explosive</b> Type d'explosif utilisé Energie (choc, gaz) Configuration de chargement Type d'amorçage Séquence d'initiation	<b>Autres</b> Temps

### 9. Facteurs des travaux de forage et de tir

La préparation des roches à l'extraction renferme la destruction du massif des roches jusqu'à l'obtention des morceaux de dimension nécessaires et admissibles par le travail efficace de tous les complexes d'extraction et de transport. [11]

Dans les carrières actuelles, on applique largement la méthode de préparation des roches par les travaux de forage et de tir qui comprend :

1. le forage des trous ;
2. le chargement ;
3. mode d'utilisation d'explosifs ;

#### 9.1- Forage des trous

L'emplacement de la charge explosif par rapport aux surface libres et son confinement jouant un rôle primordial pour le rendement des tirs, il est donc nécessaire de forer les trous à partir du bon endroit avec la bonne orientation, la bonne largeur et le bon diamètre, la précision avec laquelle ces paramètres seront respectés aura une grosse influence sur les résultats.

Le technique de formation doit être déterminé en fonction des caractéristiques mécaniques de la roche qui constituent des contraintes non maîtrisables.

Le forage des trous s'effectue à l'aide d'outils spéciaux ayant différents types d'action : cisaillement, coupe et abrasion et même sans action mécanique des outils, lorsqu'on applique les phénomènes de l'action physique sur la roche.

Les travaux de forage et de tir en carrières doivent assurer : [12]

1. La réalisation de degrés nécessaires et de forme régulée de la fragmentation des roches ;
2. Formation du tas de la masse minière explosée avec la forme et dimensions nécessaire ;
3. Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement ;
4. Action sismique minimale pour les installations aux jours et à l'environnement ;
5. Dépense minimale et grande sécurité de travail.

#### 9.2. Chargement de tir des charges explosives

On appelle charge une quantité déterminée d'explosif préparé pour le tir et destiné à la destruction, l'abattage d'un certain volume de minerai ou de roche de découvert. La charge appliquée sur la surface du volume à détruire est dite charge superficielle, d'autre part la charge est dite enformée si elle se trouve à l'intérieur du milieu à détruire.



## Chapitre 4 Analyse des processus d'exploitation dans la carrière

---

En pratique, pour provoquer la détonation d'un explosif il faut créer à son contact ou ordre de choc, pour amorcer l'explosion une action extérieure qu'on impulse initiale et indisponible.

Dans les carrières modernes on utilise les méthodes de tir suivantes :

- Tir à mèche lente ;
- Tir aux cordeaux détonants ;
- Tir électrique.

La conception générale du tir doit prendre en compte de :

- L'adaptation de l'explosif en massif (afin d'optimiser l'énergie transmise) ;
- La création d'un maxi

La création d'un maximum de réflexion d'ordres des contraintes qui créent la fissuration.

### 9.3. Mode d'utilisation des explosifs

Pour abattre un volume des roches, il faut réaliser l'opération de tir qui lie directement au type d'explosif, dans l'industrie utilisant l'explosif du type nitrate fuel. Les nitrate-fuels ou L'Anfo . D'autre part les explosifs nitrates qui constitués d'une proportion importante de nitrate d'ammonium, auquel s'ajoute un sensibilisant. Ils sont également encartouchés, et parmi les deux variétés les plus utilisées en Kef Es-sennoun sont la série des marmanite, leur vitesse de détonation varie de 3500 – 4000 à 6500 m/s [05]

Les marmanite 1, 2 et 3 fait partie des explosifs nitrates produits et commercialisés par l'ONEX, de diamètre de 50mm, 65mm et 80mm. et de cordeau détonant pour la connexion du circuit de tir. Pour faire la mise à feu on utilise la mèche lente et détonateur n° 8 et par fois on utilise le tir électrique qui consiste un exposeur et le fil électrique.

Généralement deux types d'explosifs sont utilisés pour les tirs d'abattage au niveau de la carrière de Kef Es-sennoun ; l'Anfo et la marmanite. Le pourcentage utilisé est de 10 à 15% de marmanite et de 85 à 90 % d'Anfo.

Dans la carrière de phosphate de Djebel El Onk les explosifs utilisés sont les suivants :

- Anfo
- Marmanite.3 de diamètre de 50 .65 .80 mm
- Cordeau détonant de 12g/m et 20g/m
- Micro retard
- Mèche lente
- Détonateur électrique
- Fil de tir

- Exploseur

### 9.3.1. Caractéristique des Marmanites et d'Anfo fabriqués en Algérie

**D'après (ONEX) :**

#### **A. Anfo**

##### ➤ **Description**

- couleur blanche rose
- aspect pulvérulent.
- Il est amorcé au moyen de cordeaux détonants
- Peu sensible aux actions mécaniques
- Considéré comme explosif de sûreté
- Très facile à manipuler
- Mauvaise résistance à l'eau
- Sa vitesse de détonation diminue avec le diamètre des trous

##### ➤ **Usage**

Cet explosif est particulièrement recommandé en milieu sec pour des terrains à roches tendres et des travaux à ciel ouvert. [05]



**Fig 1.2. Explosifs pulvérulents sans NGL de type ANFO [05]**

#### **B. Marmanit 1, 2 et 3**

##### ➤ **Description**

- Explosif à base de nitrate d'ammonium
- Sensibilisé au moyen d'un explosif brisant
- De couleur grise
- Aspect pulvérulent
- Considéré comme un explosif de sûreté
- Sensible à l'eau

### ➤ Usage

Utilisés dans les régions sèches .Il sont adaptés aux terrains à roches tendres ou de dureté moyenne.



Fig.1.7. Explosifs pulvérulents sans NGL de type Marmanit 1, 2 et 3 [05]

### 9.3.2. Charge d'explosif dans un trou

La charge d'explosif par trou est déterminée par la formule suivante : [27]

$$Q = q.a.w.h \quad \text{kg/trou} \quad (4.1)$$

Où

q : consommation spécifique d'explosif, kg/m<sup>3</sup>

a : distance entre les trous d'une même rangée, m

w : ligne de moindre résistance au pied du gradin, m

h : hauteur du gradin, m

### 9.3.3. Volume à abattre dans un trou de mines

$$V = H_g \times W \times a \times K_f \quad \text{m}^3 \quad (4.2)$$

Où

H<sub>g</sub>: Hauteur du gradin

W : Ligne de moindre résistance

A : distance entre les trous

K<sub>f</sub> : Coefficient de foisonnement

## 9.4. Caractéristiques des sondeuses

Dans les mines à ciel ouvert ou souterraine l'exploitation minière fixe préalablement son mode de forage suivant le cadre de la projection minière, conformément aux propriétés physico-mécaniques des roches. Selon cette dernière et au niveau du Kef Es-sennoun Djebel el Onk les travaux de forage réalisés par des sondeuses roto-percutante de type :

-3 sondeuses sur chenil de type ATLAS-COPCO ROC L8 avec un diamètre de 165mm

-2 sondeuses pneumatique de type T4BH avec un diamètre de 165mm



## Chapitre 4 Analyse des processus d'exploitation dans la carrière

<b>Volumes</b>	
Réservoir d'huile hydraulique	3001
Système hydraulique total	3801
Réservoir de carburant	7501
Réducteur de déplacement	31
Huile compresseur (normale)	751
Huile compresseur (avec refroidissement supplémentaire)	901
Réservoir d'huile de graissage	2*51
Moteur diesel	301
Système de refroidissement du moteur	681
<b>Climatisation</b>	
Red Dot Corporation	
Réfrigérant, type	R134A
Réfrigérant, quantité	2.53kg
Autres : extincteur	

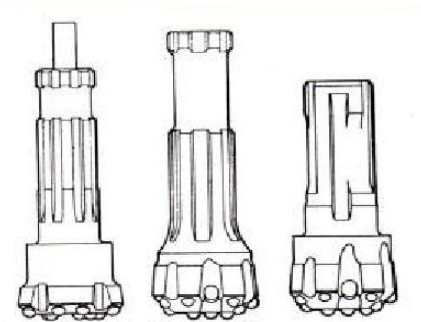
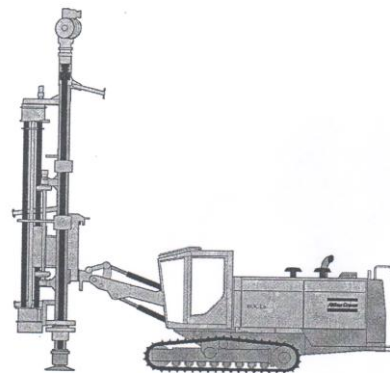


Fig. 3.16. Down the hole hammer bits.



**Fig.3.10. Schéma représente une sondeuse de type ATLAS COPCO ROC L8 avec des taillants de diamètre 165 mm [14]**

**Tableau 3.3. Caractéristiques techniques de la sondeuse T4BH [15]**

Model	900 HR 2
N° série	3709
Référence	317577
Alternateur Caterpillar	24 V. 75 A
<b>Compresseur</b>	
Bouteille	
N° série	76 - 278
Mouvement	400 PSI - 650F
<b>Moteur de la machine</b>	
Série	67415879
Bars	2202 tr /m
<b>Démarrreur</b>	
Série	6T 0647      24 KW
<b>Thermostat soupape</b>	
Model	1-1 / 23 HCT 15020
Série	57 /70 821

Le mode de forage adopté par les mine à ciel ouvert n'est pas contesté, car il est destiné en principe pour le forage des roches dure et très dure.

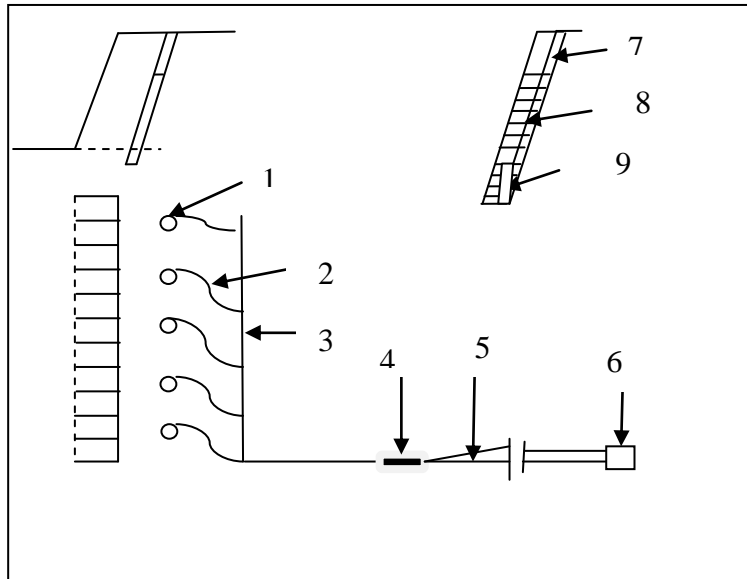
Dans les conditions de la mine de Kef Es-sennoun Djebel El Onk, et compte tenu des propriétés physico mécanique des roches, les travaux de foration de la masse rocheuse sont assurés par des sondeuses, du caractéristiques présenté si dessus dans les tableaux (3.2 et 3.3).

Au niveau de la mine de phosphate de Kef Es-sennoun Djebel El Onk, les principaux anciens paramètres des travaux de forage et de tir qui, utilisés pendant l'ouverture sont représentés dans les tableaux (3.4).

## Chapitre 4 Analyse des processus d'exploitation dans la carrière

**Tableau 3.4: Principaux anciens paramètres de forage et de tir de la mine de Kef Es-sennoun Djebel El Onk 2007 d'après C.E.R.A.D. [04]**

Paramètres	Unités	Minerai	Stérile
Hauteur du gradin	M	30	30
Diamètre do forage D	M <sub>M</sub>	160	160
Inclinaison du trou	°	70	70
Ligne de moindre résistance W	M	05	05
Distance entre les trous a	M	05.5	05.5
Longueur du trou incline Ltr	M	32	32
Nombre de rangers		01	01
Volume abattu par trou Vab	m <sup>3</sup>	825	825
Volume abattu par 1 m de trou Vab	m <sup>3</sup> /m	26	26
Quantité d'explosif dans un trou	Kg	382	382
Longueur de bourrage	M	05	05
Nombre de trou par tir	Trous	52	50
Consommation spécifique d'explosif Csp	Kg/m <sup>3</sup>	0.46	0.46
Production prévue par tir	t/tir	100 000	100 000
Quantité d'explosifs par tir Q	Kg	20 000	19170
La charge est constitué de			
-Anfo	Kg	18000	17253
-Marmanite	Kg	2000	1917
Mise à feu	Electrique ou pyrotechnique		



1) trou de mine ; 2) cordeau détonant ; 3) cordeau détonant principale ; 4) détonateur électrique ; 5) fil de tir ; 6) exploseur ; 7) bourrage ; 8) explosif ; 9) charge d'amorçage

**Fig.3.11. Schéma anciens des plans de tir de Kef Es-sennoun Djebel El Onk 2007 d'après C.E.R.A.D**

#### 4. Chargement :

Les travaux d'extraction et de chargement consistent en l'abattage des roches du massif vierge ou préalablement ameubli et leur chargement dans les engins de transport. Dans certains cas on déplace les roches directement au terril. Pour leur exécution, on utilise les excavateurs de différents types, chargeuses, scrapers et d'autres engins.

Durant les dernières années, nous assistons au développement des chargeuses qui concurrence fortement la pelle mécanique dans les conditions correspondantes d'exploitation des gisements à ciel ouvert. Dans les carrières contemporaines les chargeuses souvent remplacent les excavateurs, entre autres les pelles mécaniques. Avec création des grosses chargeuses sur pneus, à châssis articulé, la pelle mécanique à câble disparaît peu à peu des exploitations à ciel ouvert.

Cela est devenu possible grâce aux avantages considérables des chargeuses en comparaison avec les excavateurs.



## Chapitre 4 Analyse des processus d'exploitation dans la carrière

---

### 4.1. La chargeuse sur pneus

L'engin est avant tout très mobile, mais sensiblement moins puissant que la pelle. Il est alors préférable que le tas soit bien étalé, d'une hauteur réduite, afin d'éviter l'effet de «mur» que peut constituer un tas trop compact. La granulométrie avec une reprise à la chargeuse doit être répartie. Les blocs sont aisément triés et stockés, mais il n'y a aucun calibrage et cela peut conduire à des discontinuités dans l'alimentation du concasseur primaire. Quelque soit le type d'engin, en fin de reprise de tas, il est impératif que le pied soit bien sectionné afin que le talus soit plan et la géométrie claire pour l'implantation des tirs à venir.

Les godets les plus petits offrent un intérêt certain pour la manutention des blocs rocheux. En carrières on détermine la dimension des plus gros blocs que peut traiter le concasseur en fonction de l'ouverture du godet ou de sa largeur de déversement par le fond. Grâce à quoi on réduit les risques d'arrêt du concasseur.

Si l'on ne prend pas garde de la capacité du godet de la chargeuse et de la dimension des blocs qui peuvent être chargés, le concasseur peut se bloquer ainsi que toute la chaîne, s'arrête (concasseur, camion, chargeuse).

La seule manière d'éviter un arrêt total de l'exploitation est de prévoir un stock intermédiaire. Ce qui permet aux deux tiers de l'exploitation de continuer à tourner.

Les principaux paramètres des chargeuses qui caractérisent les possibilités technologiques de l'équipement de travail suspendu sont les suivants :

- capacité de charge;
- force d'arrachement;
- hauteur de déchargement du godet;
- angle de basculement du godet lors du chargement.

La capacité de charge est celle de relever la charge maximale lorsque la stabilité nécessaire est assurée. On distingue la capacité de charge des chargeuses en état stationnaire et celle en mouvement (nominale). Habituellement, lors du mouvement la capacité de charge est de 2-2,5 fois inférieure à celle de l'état stationnaire.

Le temps du cycle de travail d'une chargeuse comprend : temps de chargement, temps de transport de la charge (fonction de la distance); temps de déchargement; temps de retour de l'engin (fonction de la distance).

### 4.2. La capacité de godet de la chargeuse

Pour un meilleur choix de type de chargement utilisé on est obligé de calculer la capacité de godet de la chargeuse (équation 22) :

$$V = (t_c * K_f * P_a) / (3600 * \gamma * K_r * T * K_u) ; m^3 \dots (22)$$

Avec :

***P<sub>a</sub>*** : la production souhaitée par l'entreprise;

***t<sub>c</sub>*** : le temps d'un cycle du chargement;

***K<sub>f</sub>*** : coefficient de foisonnement;

***γ*** : la masse volumique de la roche (t/m<sup>3</sup>);

***K<sub>r</sub>*** : coefficient de remplissage du godet;

***T*** : durée d'un poste de travail;

***K<sub>u</sub>*** : coefficient d'utilisation de la chargeuse;

### 4.3. Le rendement de la chargeuse

Le rendement de la chargeuse est déterminé par l'équation 23 suivante:

$$R = (3600 E * K_r * \gamma * T_p * K_u) / (t_c * K_f) ; t/post \dots 23$$

Où :

***E*** : capacité du godet de la chargeuse, m<sup>3</sup> ;

***K<sub>r</sub>*** : coefficient de remplissage du godet de la chargeuse;  $K_r = 0,8-1,2$  pour les roches dures foisonnées;

***γ*** : masse volumique, t/m<sup>3</sup>;

***T<sub>p</sub>*** : durée d'un poste de travail, h;

***K<sub>u</sub>*** : coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste,  $k_u = 0,6-0,8$ ;

***K<sub>f</sub>*** : coefficient de foisonnement de la roche.

La durée du travail d'un cycle de la chargeuse lors de la réalisation des travaux de chargement et de transport (*t<sub>c</sub>*) est égal à :

$$t_c = t_r + t_{ch} + t_d + t_v , \text{sec} \dots \dots \dots 24$$

Où:

***t<sub>r</sub>*** : 10-15 sec - durée de remplissage du godet;

***t<sub>ch</sub>*** : durée de parcours de la chargeuse chargé vers le lieu du déchargement (sec).

***t<sub>d</sub>*** : 7-15 sec - durée de déchargement du godet;

## Chapitre 4 Analyse des processus d'exploitation dans la carrière

$t_v$  : durée de parcours à vide vers le lieu du chargement (sec).

La durée de parcours en charge vers le lieu du déchargement est déterminée par la formule suivante :

$$T_{ch} = (3,6 * L_{ch}) / V_{ch}, \text{ sec ... 25}$$

Où :

$L_{ch}$  : longueur de parcours de la chargeuse vers le lieu du déchargement, m;

$V_{ch}$  : vitesse de parcours en charge, km/h.

La durée de parcours à vide vers le lieu du chargement est donnée par l'expression suivante :

$$T_v = (3,6 * L_v) / V_v, \text{ sec ... 26}$$

où :

$L_v$  : longueur de parcours à vide, m;

$V_v$  : vitesse de la chargeuse à vide, km/h.

La vitesse de parcours des chargeuses dépend de leurs constructions, de la distance à parcourir et de la qualité de la route. Lorsque le godet de la chargeuse est bien rempli, la vitesse ne dépasse pas 2,5-4 km/h. Du lieu de chargement vers le lieu du déchargement (la distance ne dépasse pas 20-30 m) et au contraire, à

vide la chargeuse se déplace avec une vitesse respectivement de 3,5-6 et de 8-11 km/h.

Lorsqu'on utilise les chargeuses sur pneus en qualité d'engins de chargement et de transport pour les distances importantes (50-100 m et plus), la vitesse de mouvement de parcours sur les pistes des exploitations à ciel ouvert varie de 10 à 15 km/h.

### 4.4. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion

Le nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion est calculé par la relation suivante :

$$N_g = (Q_c * K_f) / (V * K_r * \gamma) \text{ ... 27}$$

Avec :

$Q_c$  : capacité du camion,

$K_f$  : coefficient de foisonnement;

$V$  : capacité du godet de la chargeuse;

$K_r$  : coefficient de remplissage du godet;

$\gamma$  : poids volumique de la roche;

## Chapitre 4 Analyse des processus d'exploitation dans la carrière

### 4.5. le nombre de chargeuses :

- pour 2 postes (phosphate) :

Période	1995 - 2000		2000 - 2005		2005-2010		2010 -2012	
	minerai	stérile	minerai	stérile	minerai	stérile	minerai	stérile
Capacité								
E =7 ,65 m3	2,00	4,00	3,00	6,00	4,00	7,00	5,00	11,00
E= 10 m3	2,00	3,00	3,00	4,00	3,00	5,00	4,00	8,00
E= 13 m3	1,00	2,00	2,00	3,00	2,00	4,00	3,00	6,00

- Pour 3 postes (phosphate) :

Période	1995 - 2000		2000 - 2005		2005-2010		2010 -2012	
	minerai	stérile	minerai	stérile	minerai	stérile	minerai	stérile
Capacité								
E =7 ,65 m3	1,00	4,00	2,00	6,00	3,00	7,00	3,00	11,00
E= 10 m3	1,00	3,00	2,00	4,00	2,00	5,00	2,00	8,00
E= 13 m3	1,00	2,00	2,00	3,00	2,00	4,00	2,00	6,00

### 4.6. La durée de chargement d'un camion :

La durée de chargement d'un camion est calculée par la relation suivante:

$$T_{ch} = t_c * N_g, \text{ sec ... 28}$$

$t_c$  : la durée d'un cycle de chargeuse;

$N_g$  : nombre de godets nécessaires pour le chargement d'un camion;

## 5. TRANSPORT :

Un des processus principaux dans les mines à ciel ouvert est le transport des minéraux utiles et des roches stériles, dont le pourcentage dans le prix de revient total d'exploitation atteint 30-70% (in Kovalenko, 1974).

Le transport à ciel ouvert prédétermine le mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, des équipements miniers, le mode de mise à terril...etc.

## Chapitre 4 Analyse des processus d'exploitation dans la carrière

Le but principal du transport de carrière est le déplacement de la masse minière des chantiers aux points de déchargement qui sont les terrils pour les roches stériles et les stocks ou les trémies de réception des usines de traitement pour les minéraux utiles.

Le choix du type de transport dépend des propriétés des minéraux utiles et des roches stériles, des conditions géologiques du gisement, des dimensions des exploitations, de sa profondeur, de la distance du transport et du rendement de la mine à ciel ouvert.

Dans les exploitations à ciel ouvert contemporaines du monde entier, on applique largement le transport par camion. Il est répandu lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des fosses minières. La grande efficacité du transport sur roue des minéraux utiles et roches stériles sur une distance relativement courte, la simplicité de construction des engins de transport, la manoeuvrabilité, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation de travail caractérisent fort bien cette méthode de transport.

### 5.1. Rendement des camions

Le rendement du camion par poste est donné par la formule suivante (équation 29) :

$$R = (3600 * Q_c * T * K_{ch}) / t_c, \text{ t/post ... 29}$$

Ou :

$Q_c$  : capacité de la benne du camion (t)

$T$  : la durée d'un poste de travail (h);

$K_{ch}$  : coefficient de chargement du camion

$t_c$  : temps de réalisation d'un cycle;

$$t_c = T_{ch} + T_{tr} + T_d + T_m, \text{ sec ... 30}$$

$T_{ch}$  : temps de chargement du camion;

$T_{tr}$  : temps du trajet;

$T_d$  : temps de déchargement du camion;

$T_m$  : temps de manoeuvre;

### 5.2. Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production

Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est donné par la formule suivante:

$$N_c = (P_j * K_j) / R_c \dots 31$$

*N<sub>c</sub>* : le nombre des camions;

*P<sub>d</sub>* : la production journalière souhaitée par l'entreprise;

*k<sub>i</sub>* : coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0,8 et 1,2);

*R<sub>c</sub>* : rendement du camion durant un poste de travail.

### Conclusion

L'explosion est une méthode très répandue utilisée pour la fragmentation des roches dans les mines à ciel ouvert. Elle est principale pour la préparation des roches ayant une importante dureté. Compte tenu des résultats obtenus ainsi que l'emplacement des installations et des infrastructures avoisinantes des zones d'activité on conclue ce que suit:

Pour protéger ces installations contre les effets des ondes de chocs nous suggérons le respect strict des règles de sécurité suivantes :

- \* respect des limites d'exploitations et contrôle rigoureux des quantités d'explosifs ;
- \* Augmenter la fréquence de tir avec l'augmentation de la production et l'avancement de front de taille vers les installations et les infrastructures ;

# *Chapitre V :*

Analyse granulométrique du  
tas de roche abattue  
par traitement d'image dans  
la mine du phosphate de Kef  
Es-sennoun Djebel El Onk

## **Introduction**

L'optimisation des opérations du tir, concassage et broyage, est pleine de défis. L'une des tâches les plus difficiles, est l'échantillonnage précis et la détermination de la distribution granulométrique du tas de roche abattue et du matériau concassé à un coût raisonnable. La tâche est difficile en raison de la grande taille des fragments et du tonnage impliqué. C'est la première raison qui nous oblige à utiliser les modèles empiriques de prédiction de la distribution granulométrique après le tir, mais pas de manière quantitative. Sur ce point ces méthodes empiriques ne sont pas très précises mais sont encore populaires et utiles. La plus communément utilisée de nos jours est le modèle Kuz-Ram (Kuznetsov, Cunningham, Lilly) [11]

### **5.1. Traitement d'image par logiciel Split Desk top**

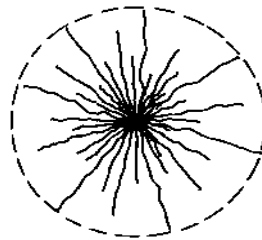
La technologie de classement par taille optique pour mesurer la distribution granulométrique de la roche réduite en fragments a été utilisée et répandue ces dernières années (Franklin et al, 1996).[11] Les systèmes de classement par taille de fragmentation de WipFrag, Split Engineering, (Split-Desktop 2.0 Demo), ont été à l'origine conçus pour mesurer la distribution granulométrique de la roche abattue à l'explosif, en utilisant un appareil photo numérique ou une caméra vidéo (Maerz et al, 1987; Maerz et al, 1996; Maerz, 1998) [11], avec la technologie de classement par taille optique. Les ingénieurs des mines ont pu évaluer, réévaluer, et remodeler leurs minages, tout en comprenant l'effet de leur conception sur leur produit final. En outre ils pourraient commencer à évaluer quantitativement l'effet de la structure géologique sur leurs tirs. Bien que l'exactitude de cette méthode a été basse, sujette à plusieurs types d'erreurs de mesure, cette utilisation de la technologie de classement par taille optique a connu un succès parce qu'il n'y avait simplement aucune alternative.

Par ce contrôle de la granulométrie en temps réel, le producteur est parfaitement au courant de la qualité de son produit et peut apporter les corrections qui s'imposent afin de se conformer aux normes, spécifications et économie d'énergie, sans arrêter la chaîne technologique qui fonctionne en continu.



## 5.2. Discontinuités des massifs rocheux

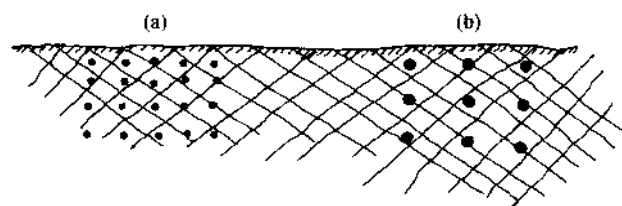
La figure 5.1 montre le type de fissures radiales que l'on pourrait prévoir en tirant un trou simple dans une formation de roche fragile et massive. Il y aura relativement peu de longues fissures (6-8) espacées uniformément autour du trou. La longueur maximum ( $R_c$ ) des fissures radiales pour un explosif donné et type de roche peut être directement dépendante du rayon du trou. Ainsi à mesure que le diamètre de trou est augmenté de 150 millimètres à 310 millimètres, on s'attendrait à ce que la longueur des plus longues fissures double environ. [16] Si la force de l'explosif utilisé dans un trou de diamètre donné est augmentée ou diminuée, le rayon externe de fente devrait changer en conséquence. Ceci est reflété en la valeur de  $K_B$  choisie. Puisqu'en général, un trou de plus grand diamètre est moins cher à forer qu'un plus petit diamètre (sur une base de coût / volume) la conclusion normale serait de forer en tant que possible des trous de grand diamètre. Malheureusement les considérations de fragmentation suggéreraient juste l'opposé, c.à.d. les trous devraient être plus petits pour distribuer mieux l'explosif dans toute la masse de roche. [16]



**Fig.5.1. Représentation idéalisée des fissures radiales de l'entourage d'un trou simple (Hastrulid) [16]**

Pour une fragmentation acceptable, il y a une limite pour les diamètres de trou/ fardeaux / espacements. Il est connu qu'une masse réelle de roche contient généralement beaucoup de discontinuités de différents types. Les plus communes sont [16]

- Joints,
- Plans de stratification/litages,
- Foliation,
- Failles.



**Fig.5.2. Deux modèles de tir possible superposé à la roche fissurée [16]**

La figure (5.2) montre deux modèles de forage possible superposés à la roche fissurée. Les trous de petit diamètre et les trous étroitement espacés rapportent presque un trou par bloc et on s'attendrait à ce que la fragmentation soit bonne. D'autre part les trous plus grands sur des espacements larges ont pu rapporter un grand nombre de blocs.

Le modèle (a) aurait associé des coûts de forage et de tir plus élevés que le modèle (b). En assignant le coût au degré de fragmentation, un modèle optimum peut être déterminé. L'orientation des structures principales peut avoir un effet significatif sur les résultats du tir. Il y a trois cas à considérer (Burkle, 1979) : [16]

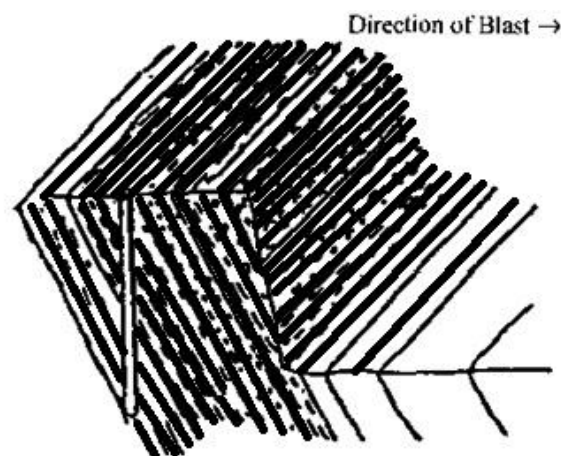
- Tir avec le pendage
- Tir contre le pendage
- Tir le long de la direction de pendage (Strike)

Dans le tir avec le pendage (Fig. 5.3) on trouve :

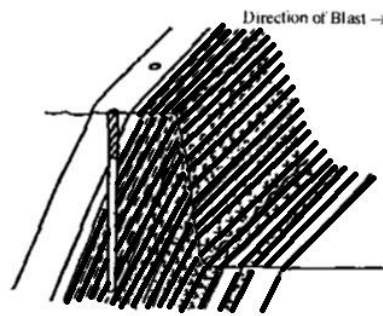
- (a) une tendance d'obtenir plus de coupure d'entaille
- (b) moins de problèmes de pied
- (c) un plancher de mine plus lisse
- (d) Plus de mouvement loin de la face et donc un profil de tas inférieur.

En tirant contre le pendage (Fig. 5.4) on trouve :

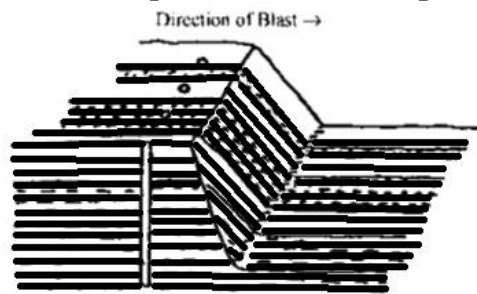
- (a) moins de coupure arrière puisque les strates plongent dans le mur.
- (b) le pied est plus difficile à tirer.
- (c) un état plus approximatif de plancher.
- (d) la pile peut être plus haute avec moins de mouvement de la face.



**Fig.5.3. Représentation schématique du tir dans la direction de pendage (immersion) (Burkle, 1979) [16]**



**Fig.5.4. Représentation schématique du tir contre le pendage (Burkle, 1979) [16]**



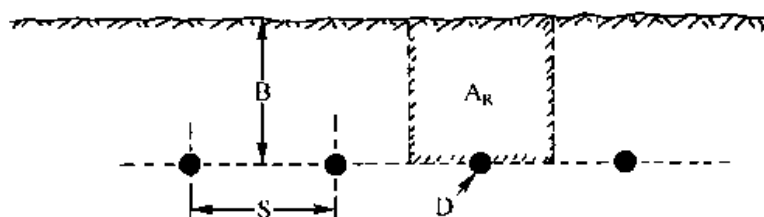
**Fig.5.5. Représentation schématique du tir le long de la direction de pendage (Burkle, 1979) [16]**

En conclusion, en tirant le long de la direction de pendage (Fig. 5.5) on constate que le plancher peut être fortement denté en raison des différents types de roche en intersection avec le plancher. Pour les mêmes raisons la coupure arrière est irrégulière. Pour surmonter ceci, la taille en activité peut être réorientée à des conditions plus favorables. Dans les formations de roches ignées et métamorphiques, on devrait considérer l'alignement des rangées des trous parallèle à l'alignement du système commun dominant. Dans les roches de formation sédimentaires, les trous de forage devraient être placés dans les rangées forées parallèlement à la ligne de direction de pendage. [16]

Au niveau de Kef es-sennoun et d'après l'échelle de Protodiaconov la dureté des roches est de 6 à 7 avec l'absence de fissuration mise à part quelques unes au nord de la carrière.

### 5.3. Raisonnement sur la conception du tir de Hastrulid, 1999

Cette section présente un raisonnement pour le type de géométrie du dessin utilisé dans la plupart des mines à ciel ouvert aujourd'hui. Cinq différentes conceptions seront présentées.



**Fig.5.6. Vue de dessus de gradin (banc) d'une disposition de tir à une seule rangée**  
Considérez d'abord la vue de plan (Fig. 5.6) d'un banc dans lequel est indiqué l'espacement de trou (S) et le fardeau (B).

En voyant la figure on peut observer que l'espacement des trous peut être exprimé comme une constante ( $K_S$ ) fois le fardeau

$$S = K_S * B \quad (5.1)$$

où  $K_S$  constante relatant l'espacement au fardeau.

**C'est la première relation fondamentale de la conception.**

Chaque trou de diamètre D peut être considéré comme devant abattre son propre secteur individuellement ( $A_R$ ) comme décrit par les lignes tirées, dans la figure.

$$A_R = B * S \quad (5.2)$$

Le volume exigé pour être abattu par un trou d'une unité de longueur est:

$$V_R = B * S * L \quad (5.3)$$

Une certaine quantité d'énergie explosive par unité de volume ( $E_V$ ) doit être appliquée pour assurer la fragmentation de la roche.

L'énergie totale ( $E_R$ ) exigée est donc:

$$E_R = V_R * E_V = B * S * E_V \quad (5.4)$$

La combinaison des équations (5.1) et (5.4) de l'énergie exigée devient:

$$E_R = K_S * B^2 * E_V \quad (5.5)$$

Par conséquent l'énergie exigée de fragmentation est proportionnelle au carré du fardeau.

$$E_R \propto B^2 \quad (5.6)$$

La quantité d'énergie explosive disponible ( $E_A$ ) est déterminée par le volume explosif  $V_e$  présent dans cette unité de longueur de forage

$$V_E = \pi / 4 * D_e^2 \quad (5.7)$$

où  $D_e$  = diamètre de l'explosif, multiplié par l'explosive Bulk Strength exprimé comme l'énergie par unité de volume ( $E_e$ ):

$$E_A = \pi / 4 * D_e^2 * E_e \quad (5.8)$$

En utilisant les explosifs en cartouches et aux périmètres de la mine là où les techniques du tir de périmètre sont utilisées, le diamètre de charge ( $D_e$ ) peut être inférieur à celui du trou (D).

Cependant, dans le tir de production en utilisant les agents explosifs en vrac, la section entière du trou est remplie d'explosif.

Ainsi le diamètre de trou ( $D$ ) et le diamètre d'explosif ( $D_e$ ) sont les mêmes. Cette prétention est employée ici.

Ainsi l'énergie disponible est proportionnelle au carré du diamètre de trou:

$$E_A \propto D^2 \quad (5.9)$$

En réglant les énergies explosives requises et disponibles égales l'une de l'autre on constate que le fardeau  $B$  est proportionnel au diamètre de trou  $D$ .

$$B \propto D \quad (5.10)$$

En introduisant la constante de proportionnalité  $K_B$ , la relation peut être écrite ainsi

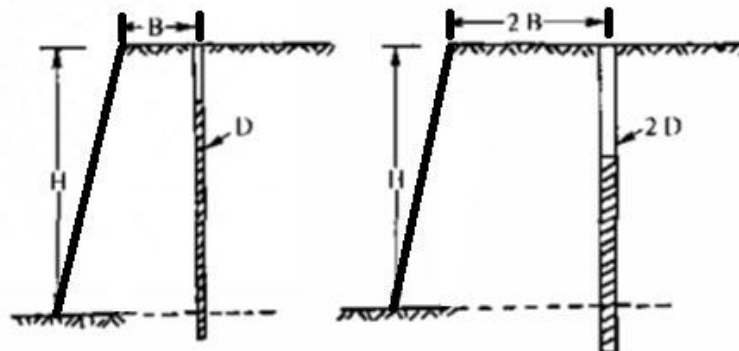
$$B = K_B D \quad (5.11)$$

où  $K_B$  = constante relatant le fardeau au diamètre de trou.

**C'est la seconde relation fondamentale de conception.**

La constante  $K_B$  incorpore à la fois les facteurs de l'énergie explosive et la densité de roche.

La relation de conception (5.11) suggère une augmentation linéaire du fardeau avec le diamètre de trou supposant que le même explosif est employé (Fig. 5.7).



**Fig.5.7. Effet de l'augmentation du diamètre sur le fardeau [16]**

Pour abattre le pied confiné, la pression de trou de forage devrait être aussi haute que possible. Comme la pression d'explosion ( $P_e$ ) est proportionnelle au carré de la vitesse de détonation

$$P_e \propto (VOD)^2 \quad (5.12)$$

La hauteur dans le trou où la vitesse d'état d'équilibre est atteinte, ne devrait pas être plus haute que la hauteur du pied du gradin.

Pour conserver la distance run-up minimale, on la prend égale à  $6 D$ .

En outre, l'amorce est rarement placée directement au fond du trou dû à la présence des découpages et de l'eau. Une distance normale est de l'ordre de  $2D$ . Ainsi, la distance de l'extrémité du trou foré à la hauteur du pied (la distance  $J$  de sous forage) doit être

$$J = 8D \quad (5.13)$$

Comme il a été montré la proportionnalité entre le fardeau et le diamètre du trou

$B \propto D$  et donc le sous forage  $J$  peut être exprimé comme la relation suivante :

$$J = K_J B \quad (5.14)$$

Où  $K_J$  = constante reliant la distance de sous forage au fardeau.

**C'est la troisième relation fondamentale de conception.**

Comme sera vu plus tard, la dimension du fardeau ( $B$ ) pour la plupart des explosifs en vrac et types de roche est de l'ordre de

$$B = (25 - 35) D \quad (5.15)$$

**D'après les formules 5.14 et 5.15 on aura**

$$K_J = 0.23 \dots 0.32$$

La valeur typique utilisée pour la conception est  $K_J = 0.3$ .

Près du collier du trou, l'élévation de l'explosif doit être prise de telle sorte que la possibilité d'éjection vers le haut (vers la surface libre horizontale) soit `difficile 'ou ` plus difficile ' que de se projeter, comme voulu, vers la face libre vertical.

$$T = K_T B \quad (5.16)$$

Où

$K_T$  : constante reliant la longueur de bourrage au fardeau

**Elle devient la quatrième relation fondamentale de conception.**

La cinquième et dernière relation fondamentale de conception est:

$$H = K_H B \quad (5.17)$$

$K_H$  = constante reliant la hauteur de banc au fardeau. La valeur de  $K_H$  est  $\geq 1$

### 5.3.1. Normes de conception de Ash [36]

Dans l'introduction à la partie II, Ash (1963) constate qu'il n'est pas assez juste de comprendre ce qui se produit pendant le tir. Probablement la chose la plus importante à savoir est comment les effets de tir peuvent-ils être commandés pour satisfaire aux exigences de son opération.

À cet égard il y a cinq normes de base disponibles pour évaluer les tirs, toutes sont des relations dimensionnelles.

Elles peuvent être appliquées à la fois pour les tirs à ciel ouvert et en souterrain avec un succès égal.

Pour la simplicité, cependant, leur utilisation sera discutée pour le tir à ciel ouvert. Les normes sont définies comme suit:

1. Le rapport de fardeau : le rapport de la longueur du fardeau sur le diamètre du trou  
$$K_B = \frac{B}{D} ;$$
2. Le rapport de hauteur du gradin : le rapport de la hauteur du gradin sur la longueur du fardeau  $K_H = \frac{H}{B} ;$
3. Le rapport de sous forage : le rapport de la longueur de sous forage sur la longueur de fardeau  $K_J = \frac{J}{B} ;$
4. Le rapport de bourrage : le rapport de la longueur de bourrage sur la longueur du fardeau  $K_T = \frac{T}{B} ;$
5. Le rapport d'espacement : le rapport d'espacement entre les trous sur la longueur du fardeau  $K_S = \frac{S}{B} .$

### 5.3.2. Rapport de fardeau (Ash, 1963)

La dimension la plus critique et la plus importante pour le tir est celle du fardeau. Il y a deux conditions nécessaires pour le définir correctement. Pour couvrir toutes les conditions, le fardeau devrait être considéré comme la distance d'une charge mesurée perpendiculaire à la face libre la plus proche et dans la direction dans laquelle le déplacement se produira très probablement. Sa valeur réelle dépendra d'une combinaison de variables y compris les caractéristiques de roche, l'explosif utilisé, etc. Mais quand la roche est complètement réduite en fragments et peu déplacé ou pas du tout, on peut supposer que la valeur critique a été approchée. Habituellement, une quantité légèrement moins que la valeur critique est préférée par la plupart des praticiens. [16] Il y a beaucoup de formules qui fournissent approximativement les valeurs du fardeau mais la plupart exigent des calculs gênant ou complexe pour l'homme moyen du terrain.

Beaucoup exigent également la connaissance de diverses quantités de la roche et des explosifs, comme les résistances à la traction et les pressions de détonation, etc. En règle générale, l'information nécessaire n'est pas aisément disponible, ni bien comprise. [16]

Un guide commode qui peut être utilisé pour estimer le fardeau, est le  $K_B$  ratio.

L'expérience montre que quand  $K_B = 30$ , le tireur peut habituellement s'attendre à des résultats satisfaisants pour des états de terrain moyens. Pour fournir un plus grand jet, la valeur du  $K_B$  devrait être réduite en-dessous de 30, et s'attendre par la suite à ce qu'également une granulométrie du tas plus fine résulte. [16]

Les explosifs de faible densité, comme les mélanges in-situ d'ANFO, exigent nécessairement l'utilisation de bas ratios de  $K_B$  (20 à 25), tandis que les explosifs denses, comme les boues (sleuries) et les gélatines, permettent l'utilisation de  $K_B$  proche de 40.

La valeur finale choisie devrait être le résultat des ajustements faits pour convenir non seulement à la roche et aux types et densités d'explosifs mais également au degré de fragmentation et de déplacement désiré. [16]

Pour estimer la valeur de  $K_B$  désirée on devrait savoir que les densités pour les explosifs sont rarement plus grandes que 1.6 ou moins que 0.8 g/cm<sup>3</sup>. En outre, pour la plupart des roches exigeant le tir, la densité en g/cm<sup>3</sup> excède rarement 3.2 ni est moins que 2.2 avec 2.7 de loin la valeur la plus commune. [16]

Ainsi, l'ingénieur, en rapprochant d'abord le fardeau à un  $K_B$  de 30 fait les évaluations simples vers 20 (ou 40) pour convenir à la roche et aux caractéristiques explosives, densités, pour le dernier exerçant l'influence plus grande.

Ainsi

- pour les explosifs lourds dans les roches faiblement denses  $K_B = 40$
- pour les explosifs légers dans les roches denses  $K_B = 20$
- pour les explosifs légers dans les roches moyennement denses  $K_B = 25$
- pour les explosifs lourds dans les roches moyennement denses  $K_B = 35$

### 5.3.3. Rapport de profondeur (hauteur du gradin) (Ash, 1963)

Comme règle, un trou de mines devrait ne jamais être foré à une profondeur moins que la dimension du fardeau si on veut éviter les hors gabarits et les cratères. Dans la pratique les trous de mines sont généralement forés de 1,5 à 4 fois la dimension du fardeau. Plus fréquemment, le tir est fait avec une valeur de  $K_H$  de 2.6 [36]



#### **5.3.4. Rapport de sous forage (Ash, 1963)**

La raison première de forage des trous de mines au-dessous du niveau de la plate forme du gradin est de s'assurer que toute la face du gradin sera abattue. Des plates formes inégales provoquées par des bosses créent généralement des problèmes par la suite pour les tirs suivants, aussi bien que pour les opérations de chargement et de transport. Pour la plupart des conditions, le sous forage requis ( $J$ ) ne doit jamais avoir une dimension moins de 0.2 fois le fardeau, un  $K_J$  au moins de 0.3 étant préféré pour les rebords massifs. [16]

La quantité de forage supplémentaire (sur forage) nécessaire dépend logiquement des caractéristiques structurales et de densité du rebord, mais également de la direction des trous de mines, les trous inclinés exigent moins de sur forage, et les trous horizontaux aucuns sur forage. Pour certains cas, aucun sur forage n'est exigé également pour les trous verticaux, comme c'est le cas pour beaucoup de découvertes de charbon ou de carrières de roche ayant un départ prononcé au niveau du plancher. Cependant pour le forage relativement massif de roche, au moins 0.3 le fardeau au-dessous du plancher assurera que les tailles du rebord (pied du gradin) sont obtenues, avec bien sûr l'utilisation d'un  $K_H$  approprié. [16]

#### **5.3.5. Rapport de bourrage (Ash, 1963)**

Le collier (bouche du trou) et le bourrage sont parfois utilisés pour exprimer la même chose. Cependant, le bourrage se rapporte au remplissage des trous de mines dans la région du collier avec des matériaux tels que les débris de forage pour confiner les gaz explosifs. Mais le bourrage et la quantité de collier, le dernier étant la partie déchargée d'un trou de mines, assurent d'autres fonctions en plus des gaz de confinement. Puisqu'une onde d'énergie traversera beaucoup plus rapidement dans la roche solide que dans un matériau de bourrage non consolidé moins dense, la soumission à la contrainte se produira beaucoup plus tôt dans un matériau solide que sur du matériau de bourrage. Ainsi la quantité de collier laissée ( $T$ ), bourrage utilisé ou non, détermine le degré d'équilibre d'effort dans la région. L'utilisation du matériau de bourrage aide alors à confiner les gaz, par une action de retardement qui devrait être assez longue dans le temps pour permettre d'effectuer le travail nécessaire avant que le mouvement d'éjection et de refoulement de roche puisse se produire. Pour l'équilibre d'effort dans le tir de gradin de matériau massif la valeur de  $T$  devrait égaler la dimension de  $B$ . [16]

Habituellement une valeur de  $K_T$  moins de 1 causera un cratère au niveau du pied du gradin, avec le découpage arrière, en particulier pour l'amorçage des charges de collier. Cependant, s'il y a des discontinuités structurales dans la région de collier, la réflexion et la réfraction des ondes d'énergie réduisent les effets dans la direction de la longueur de charge. Ainsi la valeur de  $K_T$  peut être réduite dans de telles circonstances, la quantité dépendant du degré de réduction d'énergie à la densité ou les interfaces structurales. L'expérience de terrain montre qu'une valeur de  $K_T$  de 0.7 est une approximation raisonnable pour le contrôle de l'onde de choc et l'équilibre de contrainte dans la région de collier. [16]

### **5.3.6. Rapport d'espacement (Ash, 1963)**

Le tir industriel exige habituellement l'utilisation de trous de mines multiples, rendant nécessaire pour les praticiens de savoir s'il y a des effets mutuels entre les charges. Si des charges adjacentes sont amorcées séparément (dans l'ordre), avec un intervalle de retard de temps de durée suffisante pour permettre à chaque charge d'accomplir son action de minage entièrement, il n'y aura aucune interaction entre leurs ondes d'énergie. Cependant si l'intervalle de temps pour amorcer les charges adjacentes est réduit, alors des effets complexes résulteront.

La façon dans laquelle la zone de la roche entre les trous est fragmentée dépend alors non seulement du système particulier de déclenchement-synchronisation utilisé mais également sur la dimension de l'espacement. L'équilibrage idéal d'énergie entre les charges est habituellement accompli quand la dimension d'espacement est presque égale au double du fardeau ( $K_S = 2$ ) quand les charges sont amorcées simultanément. Pour le long intervalle de retard, l'espacement devrait rapprocher le fardeau, ou  $K_S = 1$ . Pour la période de retard courte, la valeur  $K_S$  changera de 1 à 2 dépendant de l'intervalle employé. [16]

### **5.3.7. Résumé (Ash, 1963)**

La plupart des difficultés du tir se produisent en raison d'un manque de compréhension dans la façon dont la roche est fragmentée et l'utilisation inexacte de la charge-placement et les pratiques en matière d'amorçage-synchronisation. Les indices quant à ce qui pourrait être erroné sont souvent indiqués par la façon dont un tir s'exécute: si un abattage non uniforme résulte, des pieds de gradins sont laissés, des hors gabarits apparaissent, et des effets

indésirables semblables existent. À condition que les explosifs appropriés sont utilisés pour les conditions de fonctionnement, certaines normes peuvent être appliquées, pour aider dans l'évaluation des tirs. Ces normes peuvent également aider à fournir des directives quant à quels ajustements de direction devraient être faits pour corriger toutes les difficultés. Les normes sont pratiques et simples pour s'appliquer, basées sur deux principes fondamentaux, quantités habituellement connues: diamètres d'explosifs et hauteur de gradin. [16]

Les normes sont les suivantes:

$K_B = 20$  à  $40$  (30 en moyenne),  $K_H = 1,5$  à  $4$  (2,6 en moyenne),  $K_J = 0,3$  au minimum,  $K_T = 0,5$  à  $1$  (0,7 en moyenne),  $K_S = 1$  à  $2$ .

Les normes s'avéreront tout à fait commodes et utiles, après la très petite pratique, non seulement pour la conception initiale des tirs mais également en fournissant les directives pour corriger des difficultés formelles des tirs qui se produisent invariablement de temps en temps. Cependant on doit se rendre compte que les normes elles-mêmes ne sont pas suffisantes, car les tirs dépendent lourdement sur des considérations de coût et de sûreté aussi bien que sur les catégories d'explosifs employés, les caractéristiques des matériaux, et les techniques de tir utilisées. [16]

### 5.3.8. Détermination de $K_B$

Les dimensions principales exigées dans le développement d'une conception de tir sont basées sur le fardeau qui, alternativement, est lié au diamètre de forage par le facteur de fardeau  $K_B \cdot B = K_B D$  la valeur pour  $K_B$ .  $K_B = 25$  a été trouvé par Hastrulid (1999) et d'autres (Ash, 1963) pour mieux travailler pour un éventail de diamètres de trou en utilisant ANFO dans les roches de densité moyenne ( $SG = 2,65$ ). Quelques conseils concernant le choix de  $K_B$  en utilisant des explosifs dans les roches d'autres densités est nécessaire. On propose l'approche décrite dans cette section comme première approximation. Le développement de l'équation de base pour  $K_B$  est d'abord donné en utilisant les unités du système international [16]. En plus de ces paramètres déjà présentés ce qui suit est nécessaire.  $SG_E$  = densité de l'explosif,  $SG_R$  = densité de la roche,  $PF_{EXP}$  = facteur de poudre (kg/t),  $TF$  = Facteur de tonnage ( $m^3/t$ ).

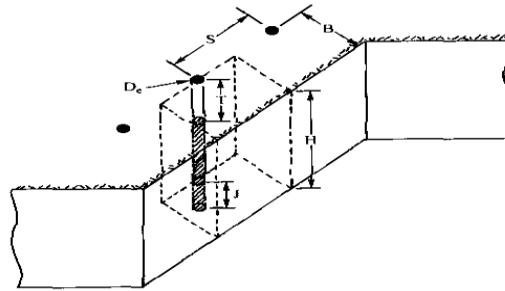
La géométrie de base est montrée sur le schéma 5.8 où un trou de mines a été isolé. Le nombre de tonnes ( $T_R$ ) abattu est donné par

$$T_R = K_S \times K_H \times B^3 \times SG_R \times PF_{H_2O} \quad (5.18)$$

Où

$B$  = fardeau (m),  $\rho_{H_2O}$  = densité de l'eau ( $t/m^3$ );  $\rho_{H_2O} = 1 t/m^3$

Puisque dans le système métrique



$D$  : diamètre du trou ;  $S$  : espacement entre les trous ;  $B$  : fardeau  
 $H$  : hauteur du gradin ;  $J$  : sous forage

**Fig.5.8. le volume de roche lié à un trou de mine [16]**

Connaissant le facteur de poudre requis pour assurer le degré désiré de fragmentation ( $PF_{EXP}$ ), la quantité d'explosif exigée ( $E_{RQD}$ ) est

$$E_{RQD} = T_R \times PF_{EXP} = K_S \times K_H \times B^3 \times SG_R \times PF_{EXP} \quad (5.19)$$

Le montant total de l'explosif disponible ( $E_{AVL}$ ) est

$$E_{AVL} = \frac{\pi}{4} (D_e)^2 (BK_H + BK_J - BK_T) SG_E = B \frac{\pi}{4} (D_e)^2 (K_H + K_J - K_T) SG_E; \quad (5.20)$$

où  $D_e$  = diamètre de l'explosif (m).

Réglant la quantité d'explosif exigée à celle disponible on a

$$K_S \times K_H \times B^3 \times PF_{EXP} = B \frac{\pi}{4} (D_e)^2 (K_H + K_J - K_T) SG_E \quad (5.21)$$

Résolvant l'équation (5.21) pour  $B$  on trouve que

$$B = D_e \left[ \left( \frac{\pi}{4} \right) \left( \frac{SG_E}{SG_R} \right) \left( \frac{1}{PF_{EXP}} \right) \left( \frac{K_H + K_J - K_T}{K_S * K_H} \right) \right]^{1/2} \quad (5.22)$$

Comme peut être vu en comparant l'équation 5.22 et 5.11,  $K_B$  est égal à

$$K_B = \left[ \left( \frac{\pi}{4} \right) \left( \frac{SG_E}{SG_R} \right) \left( \frac{1}{PF_{EXP}} \right) \left( \frac{K_H + K_J - K_T}{K_S * K_H} \right) \right]^{1/2} \quad (5.23)$$

Le facteur de poudre basé sur l'explosif réel employé ( $PF_{EXP}$ ) sera remplacé dans l'équation (5.23) par le facteur de poudre équivalent d'ANFO ( $PF_{ANFO}$ )

$$PF_{EXP} = PF_{ANFO} / S_{ANFO} \quad (5.24)$$

où  $S_{ANFO}$  = puissance Relative Weight Strength de l'explosif EXP à ANFO.

L'équation (5.23) devient alors

$$K_B = \left[ 2000 \left( \frac{\pi}{4} \right) \left( \frac{SG_E}{SG_R} \right) \left( \frac{S_{ANFO}}{PF_{EXP}} \right) \left( \frac{K_H + K_J - K_T}{K_S * K_H} \right) \right]^{1/2} \quad (5.25)$$

#### 5.4. Distribution granulométrique des fines

Deux options pour la distribution dans les fines sont disponibles dans le programme Split : Rosin-Rammler et Schuhman, dont il est nécessaire de tenir compte de l'estimation des fractions fines et développer en conséquence un autre modèle pour la prédiction des fractions fines. La mesure de la granulométrie des roches par l'analyse d'image sert à réduire les problèmes liés au tamisage, pour cela cette technique donne :

La première distribution est une distribution de Schuhman

$$\% \text{ volume} < \text{taille } x = 100 * (x/\text{TOP})^m$$

Où: TOP = taille supérieure et m une constante du matériau

La seconde distribution est celle de Rosin-Rammler

$$\% \text{ volume} < \text{taille } x = 100 * (1 - \exp(-0.693(x/x_{50})^n))$$

$x_{50}$  = 50% de la taille des passants et n est l'indice d'uniformité.

##### 5.4.1. Distribution Gaudin-Schaumman

La distribution de Gaudin Schaumman est représentée par la formule suivante. [17]

$$Y = 100. [(1-X) / X_{\max}]^n \quad (5.26)$$

Y : Pourcentage des passants

$X_{\max}$  : Taille maximale de la coupe

n : constante (représentant la taille de la régularité de la distribution de morceaux

$n=1$  Distribution régulière

$n > 1$  : le pourcentage des morceaux fines est élevé cependant celui des grandes morceaux est diminuée.

$n < 1$  : le pourcentage des morceaux fines est diminuée cependant celui des grandes morceaux est élevé.

##### 5.4.2. Modèle DA-GAMA

1983 DA-GAMA a proposé un moyen de prédire la taille des blocs résultant durant l'explosion et conclure une relation générale suivante [17] :

$$P_n = a. W^b. (S/B)^c \quad (5.27)$$

Où

$P_n$  : Proportion des passants de taille S

W : L'énergie totale de l'unité de poids d'une roche coupé

B : coupure.

a.b.c : facteurs relatifs au type d'explosif utilisé et caractéristiques de la roche et le forage

### 5.4.3. Modèle de Kuz-Ram

Le modèle Kuz-Ram combine deux formules semi empiriques dans le but de prédire la distribution des dimensions des fragments de roche abattus.[17]. A son tour en 1982, Cunningham a développé une formulation plus généralisée de l'équation de Kuznetsov valable pour les autres explosifs commercialisés. Plus tard, en 1987, Cunningham incorpore à ce modèle le concept de Lilly, concernant le facteur de tir comme mesure valable de la fragmentation des roches par le tir à l'explosif. [17]

La distribution des dimensions des fragments est présentée comme la fonction de Rosin-Rammler, avec une forme très similaire à l'équation décrivant la longueur des blocs intacts dans la masse rocheuse (Priest and Hudson, 1981). La probabilité d'une longueur intacte de la roche moins que la dimension spécifiée est donnée par l'équation (5.3) : [17]

$$F(x) = 1 - \exp. (- a X) \quad (5.28)$$

Où

a densité moyenne des fractures

X distance entre les fissures (m)

Cette équation indique que la forme de la courbe de distribution des fragments de Kuz-Ram dépend de la distribution des fissures et discontinuités préexistantes dans la masse rocheuse. Ainsi, le mécanisme de l'abattage à l'explosif décrit ci-dessus, assumé par le modèle Kuz-Ram, est une extension et union de fractures préexistantes dû aux contraintes de traction du massif générées par les trous des mines. [17]

#### 5.4.3.1. Equation de Kuznetsov

La formule développée par Kuznetsov (1973) a été utilisée pour prédire le diamètre du morceau moyen du tas de roche abattu, qui se base sur l'utilisation du TNT comme explosif

$$X = A.(V_0/Q_e)^{4/5} .Q_e^{1/6} \quad (5.29)$$

Conformément au modèle Kuz-Ram, le diamètre du morceau moyen peut être calculé par l'équation suivante :

$$X = A \times (V_0/Q_e)^{0,8} \times Q_e^{0,167} \times (E / 115)^{-0,633} ; \quad (5.30)$$

Où:

X : Taille moyenne de fragment, cm ;

A : Facteur de la roche

Pour les roches de dureté moyenne  $A = 7$

Pour les roches dure et sérieusement fissurées  $A=10$

Pour les roche dure et quelques fissures  $A = 13$

L'indexe de tirabilité (facteur de roche) proposé initialement par Lily (1986) a été adapté pour cette application (Cunningham, 1987), est donnée ci-dessous.

$$A = 0.06 \times (RMD + JF + RDI + HF) \quad (5.31)$$

Ou RMD : Description de la masse rocheuse, JF : Facteur de fissure, RDI: influence de la densité de la roche, HF : facteur de dureté

Dans la carrière de Kef Es-sennoun Djebel El Onk les gradins de phosphate et stérile le facteur de la roche est de :  $A = 0.06 \times (RMD + JF + RDI + HF) \quad A = 13$

$V_0$  : volume de la roche abattue ( $m^3$ )

$$V_0 = h_g \times a \times w = 15 \times 4.57 \times 4.57 = 313.27 \text{ m}^3$$

$Q_e$  : masse d'explosif par trou (kg)

$$Q_e = q \times a \times w \times h_g$$

$$q = q_{et} \times K_{ex} \times K_{fiss} \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd} ; \quad (g/m^3)$$

1).  $q_{et}$  : tirabilité des roches ;

$$q_{et} = 0.02 (sc + sd + st) + 2 \times g$$

$g$  : densité de la roche =  $2,4 \text{ t/m}^3$

$sc$  : résistance à la compression :  $sc = 100 \times f = 100 \times 7 = 700 \text{ Kgf/cm}^2$

$f$  : la dureté de la roche selon l'angle du talus du gradin dans la carrière Djabel El Onk est de  $75^\circ$ . ( $f = 7$ ).

$sd$  : résistance du déplacement ;  $sd = (0.2, 0.33) \times sc$

$$sd = 0.3 \times 700 ; \quad sd = 210 \text{ Kgf/cm}^2$$

$st$  : résistance de la traction ;  $\text{Kgf/cm}^2$

$$st = sc / 10 = 700 / 10 = 70 \text{ Kgf/cm}^2$$

$$q_{et} = 0.02 (700 + 210 + 70) + 2 \times 2.7 = 25 \text{ gr/m}^3$$

$$q_{et} = 25 \text{ gr/m}^3$$

2).  $K_{ex}$  : Coef de transformation de l'explosif étalon celui utilisé en carrière ;

**Kex** = Aet/Aut=360/360=1.00 ; selon les caractéristiques de l'explosif.

3). **Kfiss** : Coef tient compte de la fissurité du massif :

$$\mathbf{Kfiss} = 1,2 * Lm + 0,2$$

**Lm** : dimension moyenne du bloc dans le massif (m) : Lm=0.85 m

$$\mathbf{Donc : Kfiss} = (1,2 * 0,85) + 0,2 = 1,22$$

4). **Kd** : Coef qui tient compte du degré de fragmentation ;

**Kd**=0.5/Dm ; ou :Dm dimension moyenne du morceau de la roche fragmentée

$$\mathbf{Dm} = (0.15, 0.3)$$

$$\mathbf{Kd} = 0,5 / 0,30$$

$$\mathbf{Kd} = 1.66$$

5) **Kc** : Coef qui tient compt de degré de concentration réelle de charge ;

$$\mathbf{Kc} = (1.1, 1.2) ; \text{ en prend : } Kc = 1,2$$

6). **Kv** : Coef qui tient compte de l'influence du volume de la roche abattue pour les gradins de (15,18)

$$\mathbf{Kv} = (15/Hg)$$

$$\mathbf{Kv} = (15/15)$$

$$\mathbf{Kv} = 1$$

7) **Ksd** : Coef qui tient compte de la disposition de la charge et du nombre de surface du massif attirées par cas en deux surfaces libres, alors Ksd = 8

**Donc :**

$$\mathbf{q} = 25 * 1 * 1.22 * 1.72 * 1.2 * 1 * 8 = 503.616 \text{ gr/m}^3$$

$$\mathbf{q} = 0,503 \text{ Kg/m}^3.$$

$$\mathbf{Q_e} = 0.503 * 4.57 * 4.57 * 15 = 157.57 \text{ kg/t}_r$$

**E**: relative weight strenght, puissance relative de l'explosif (ANFO = 100) et TNT=115

$$V_0/Q_e = \frac{1}{K} \tag{5.32}$$

$V_0/Q_e$  est l'inverse de la consommation spécifique K

Donc l'équation (5.30) sera :

$$X = A (K)^{0.8} Q_e^{0.167} (100/115)^{-0.633} \tag{5.33}$$

$$K = \left[ \frac{A}{X} Q_e^{1/6} (115/S_{ANFO})^{19/30} \right]^{1.25} \tag{5.34}$$

Au niveau de la carrière de Kef Es-sennoun- Djebel El Onk, les paramètres nécessaire pour calculer l'indice d'uniformité sont les mêmes pour les deux types des masses rocheuses



(stérile et minerai de phosphate) selon le Protodiaconov , la dureté des roches variée de 6 à 7 avec présence de quelques fissures.

Une estimation de la distribution des dimensions des fragments est donnée par l'équation de Rosin-Rammler, qui est une fonction exponentielle négative, de la forme :

$$R(x) = 1 - \exp(- (X / X_c)^n) \quad (5.35)$$

Où:

- R proportion (%) du matériau passant le crible d'ouverture X
- X ouverture du crible (cm)
- X<sub>c</sub> dimension caractéristique (cm), (calculée à partir du diamètre moyen)
- n coefficient d'uniformité

Le modèle mathématique de l'équation de Rosin-Rammler s'avère très répandu. Il propose une description de la proportion des blocs de taille supérieure à une certaine valeur

$$Y = e^{-(X/X_c)^n} \quad (5.36)$$

la taille caractéristique (X<sub>c</sub>) simplement un facteur , c'est la taille par laquelle 63.2% de particules passent .

L'équation (5.36) donne la valeur de X

en prend y = 0.5 pour les particule de 50% des matiriau passerait, donc l'équation (5.36) sera a la forme

$$0,5 = e^{-(X/X_c)^n} \quad (5.37)$$

$$X_c = X / (0.693)^{1/n} \quad (5.38)$$

#### 5.4.3.2. Coefficient d'uniformité

Le coefficient d'uniformité est déterminé par le plan de tir et la hauteur du gradin, à travers l'équation (5.39), qui inclus le diamètre des trous, le fardeau (banquette), l'espacement entre trou, la longueur de la charge, la précision du forage (déviation) et la hauteur du gradin.

n : coefficient d'uniformité varie habituellement entre 0,8 et 2,0, [17] les valeurs élevées de l'indice d'informaté indiquent le classement par une taille relativement uniforme tandis qu'une faible valeur indiquent à la fois une forte proportion de fines et de hors gabarits. Donc pour les plans quinconces n augmente et calculé d'après la formule suivante

L'indice d'uniformité n est donné par

$$n = [2,2 - (14 \times (B/d))] \times [1 + (S/B)/2]^{0.5} \times [(1 - (W/B))] \times (L/H) \quad (5.39)$$

Où:

**D)** diamètre de la charge (mm) ; **B)** fardeau (m) ; **W)** déviation standard de la précision de forage (m) ; **S)** espacement (m) ; **H)** hauteur du gradin (m) ; **L)** longueur de la charge (m)

#### 5.4.3.3. Effet des paramètres de tir sur n

- fardeau (m) /diamètre du trou	diminue
- déviation standard de la précision de forage	augmente
- espacement / fardeau	augmente
- longueur de la charge /hauteur du gradin	augmente

#### 5.4.4. Conception du plan de tir optimale de Kef Es-sennoun Djebel El Onk

Assistant à plusieurs tirs et prélevons des échantillons dans chaque tas par la prise des images photographique grâce a un appareil photo numérique de type Panasonic DMC-LC20. C'est grâce au logiciel Split Desktop que l'analyse granulométrique de ces tas a été effectuée. Cette analyse granulométrique donne la courbe granulométrique de ces différents tas de roche obtenus après chaque tir (voir annexe 2)

Dans notre recherche l'analyse granulométrique du tas de roche abattue par traitement d'image est résulte d'après trois gradins de hauteur de 15 m, deux pour le stérile et l'autre gradin de phosphate.

##### 5.4.4.1. Principe de fonctionnement du logiciel « Split Desk top »

Le Principe de fonctionnement du logiciel et les différents résultats de traitement d'images pour le stérile et le phosphate sont représentés dans les (annexes 2 et 3).

Les photos sont chargées sur un support informatique, dont le traitement de ces images par le logiciel « Split desk top » nous permet d'établir la courbe granulométrique des fragments des roches. Il existe cinq étapes pour traiter une image.

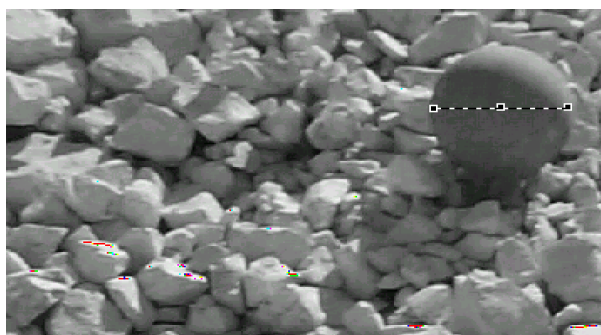
Etape 1 redimensionnement et calibrage ;

Etape 2 délimitation des particules ;

Etape 3 éditer l'image ;

Etape 4 estimation des tailles ;

Etape 5 graphe et données de sortie.



**Fig.5.9. Image ouverte dans le Split pour le redimensionnement et le calibrage [11]**



**Fig.5.10. Image redimensionnée et calibrée [11]**

#### **5.4.4.2. Description et techniques de traitement d'image par Split Desk top**

La technologie de classement par taille optique pour mesurer la distribution granulométrique de la roche réduite en fragments a été utilisée et répandue ces dernières années (Franklin et al, 1996). Les systèmes de classement par taille de fragmentation de WipFrag, Split Engineering, (Split-Desktop 2.0 Demo), ont été à l'origine conçus pour mesurer la distribution granulométrique de la roche abattue à l'explosif, en utilisant un appareil photo numérique ou une caméra vidéo (Maerz et al, 1987; Maerz et al, 1996; Maerz, 1998). avec la technologie de classement par taille optique. Les ingénieurs des mines ont pu évaluer, réévaluer, et remodeler leurs minages, tout en comprenant l'effet de leur conception sur leur produit final. En outre ils pourraient commencer à évaluer quantitativement l'effet de la structure géologique sur leurs tirs. Bien que l'exactitude de cette méthode ait été basse, sujette à plusieurs types d'erreurs de mesure, cette utilisation de la technologie de classement par taille optique a connu un succès parce qu'il n'y avait simplement aucune alternative.

Par ce contrôle de la granulométrie en temps réel, le producteur est parfaitement au courant de la qualité de son produit et peut apporter les corrections qui s'imposent afin de se conformer aux normes, spécifications et économie d'énergie, sans arrêter la chaîne technologique qui fonctionne en continue.

#### **5.4.4.3. Outils de traitement d'image par Split Desktop**

Pour donné des mesures bien précises il faut prendre des nombres approximativement égaux d'images de chaque catégorie d'échelle. (Echelle large, Echelle moyenne, Petite échelle), d'autre part l'image doit être à une lumière égale dans toute l'image ce que vous n'avez pas respecté lors de vos prises de vues ;.

Les meilleurs outils pour cette méthode sont les boules en caoutchouc avec des poignées de sorte qu'une corde puisse être attachée entre les boules et puisse être employée pour récupérer les boules.

#### **5.4.4. Nombre d'images à acquérir**

L'opération demande et exige un nombre d'images pour calculer la distribution granulométrique d'un échantillon de matériau et ce dernier n'est pas fixe et ne change pas d'un cas à l'autre. Donc la réalisation d'une courbe complète de distribution dépend de prendre les trois échelles (grand, moyen, petit) et l'évaluation de la fraction de matériau plus fine. C'est pour cela nous demandons un nombre correct d'image à acquérir pour notre échantillon. Le nombre d'images à acquérir dépend :

1) Taille physique du matériau à mesurer: Si ce qui est sur la surface du matériau en question est considéré être représentant de la population entière du matériau, alors des images couvrant la superficie entière du matériau devraient être prises. Une considération principale en évaluant la superficie est l'homogénéité du matériau sur la surface. Si la superficie expose des fractions variables en taille, alors des images de la surface entière devraient être acquises. Comme la surface du tas de roche abattu est rarement représentatif de la fragmentation à l'intérieur de la pile, les images doivent être prises après que la pelle ait avancé vers le milieu de la pile. [11]

2) Fraction de taille d'intérêt: Comme recommandé précédemment, des images devraient être acquises de la surface à trois échelles (gamme étendue, gamme moyenne et petite gamme). Ceci permet à des données réelles d'être mesurées aux différentes échelles qui par la suite seront fusionnées ensemble dans une distribution granulométrique cumulative. [11]



**Fig.5.11. Image d'un tas de roche fragmentée a grand échelle à l'aide d'un appareil photo numérique Panasonic DMC-LC20**

**Fig 5.12. Image d'un tas de roche fragmentée a échelle moyen à l'aide d'un appareil photo numérique Panasonic DMC-LC20**



**Fig 5.13. Image d'un tas de roche fragmentée a petite échelle prise à l'aide d'un appareil photo numérique Panasonic DMC-LC20**

#### **5.4.4.5. Corrections à modifier**

Dans le cas où l'image n'est pas claire il faut faire des corrections manuelles à l'image binaire avant la conversion en niveaux de gris pour la compléter. Pour donner des photos prises en lumière naturelle, les plus importantes corrections à modifier sont les suivantes :

- 1) Fusion de grosses particules qui sont plus divisés ;
- 2) définir les grosses particules qui ont été sous divisés ;
- 3) Remplissez les zones de vide ;
- 4) Supprimer les objets non désirés et des domaines, tels que le ciel en arrière-plan, à partir de la taille d'analyse ;

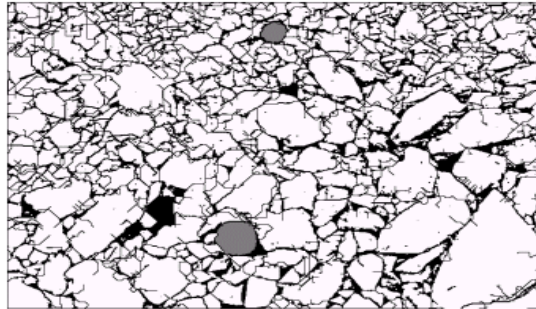
Pour une particule de taille correcte, elle doit être complètement entourée par une ligne continue. Les ruptures dans la ligne de démarcation entre les particules sont poussées à être considéré comme une des plus grandes particules. Le programme d'identification de la taille des particules calcul et convertit l'image en niveaux de gris à une image binaire. Ce dernier permet en fait trois niveaux de couleurs, le blanc (valeur = 0) pour les particules, en noir (valeur = 255) des frontières et de vide, et le gris (valeur = 128) pour les zones qui ne comptent pas dans la distribution de taille.

#### **5.4.4.6. Edition de l'image**

D'après l'opération de correction on passe pour éditer l'image à l'aide des outils de gommage ; du seau de remplissage, de la brosse à peindre individuellement, avant de faire partie de la distribution de taille ou de passer l'édition et exécuter les binaires de gris à l'étape de distribution et de la taille de concert. Les particules tracées sont blanches et le fond est



noir. Les régions non tracées noires dans cette image consistent la plupart du temps en espace vide entre les particules et les fines, et en traitant cette image on supposera qu'une partie ou toute la région noire représente des fines.



**Fig. 5.14. Un exemple d'image binaire avec un certain nombre de particules fines et des boules d'échelle. [11]**

Une technique a été développée pour estimer exactement la distribution de grandeurs des fragments des roches, y compris des particules de manière significative au-dessous de la

résolution du système de formation image. L'information utilisée inclut le pourcentage des Pixel noirs dans une image comme montré dans le schéma (5.14).

#### **5.4.4.7. Procédure d'estimation des fines**

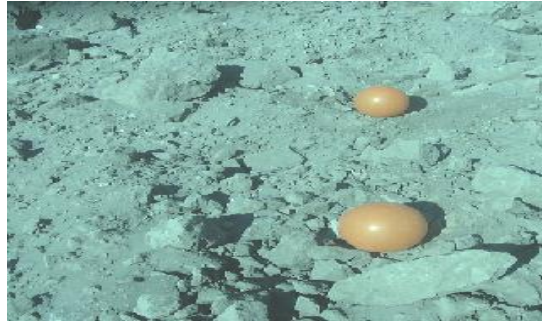
La procédure pour estimer la contribution du matériau fin à la distribution de grandeurs doit utiliser la partie noire (de non-particule) des images tracées en plus des plus petites particules tracées dans une image. Les Pixel plus noirs dans une image, par exemple, indique que le pourcentage des fines est élevé. En outre, la taille maximum du matériau fin représenté par les Pixel noirs doit être estimée à partir de la taille des fragments tracés de l'image, et une forme pour la distribution du matériau fin doit être assumé.

#### **5.4.4.8. Graphe et donnée de sortie**

Pour obtenir la courbe granulométrique des fragmenets il faut montré les passants des fragments en fonction des dimensions. Le traitement d'image par logiciel Split desk top ont donné les distrubtions granulométrique de différents tas après le tirs

Pour réalisée les étapes de cet logiciel on prend le cas du gradin de phosphate, comme montré dans la figure si dessous a l'aide d'un appareil numérique pour traiter l'image d'un tas de

roche contient un certain matériau fin est visible sur la surface. Exemple, une image des fragments de roche sur une pile est montrée sur la fig. (5.15)



**Fig.5.15. Image d'un tas de roche contient un certain matériau fin est visible sur la surface**

Pour corriger les problèmes d'éclairage et pour examiner les images inacceptables on utilise la méthode de la double échelle objet pour réaliser la récolte des matières qui ne sont pas dans le même plan que la pente de l'image, tel que défini par l'échelle des objets. Le traitement et l'édition doivent être réalisés individuellement, avant de faire partie de la distribution de taille ou de passer l'édition et exécuter les binaires de gris à l'étape de distribution et de la taille de particules.

#### **5.4.4.9. Exemple de la distribution granulométrique des fragments de phosphate d'après le logiciel Split Desk top**



**Fig.5.16. Image d'un tas de roche gradin de Phosphate**



**Fig.5.17. Image redimensionnée et calibrée**

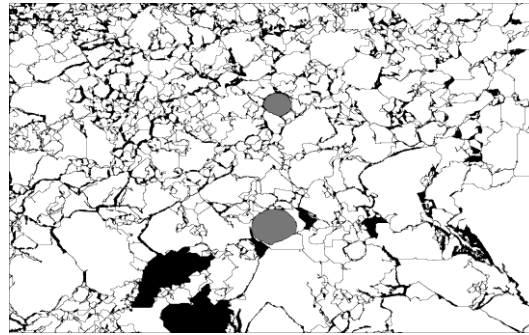


Fig.5.18. Image binaire d'un tas de roche

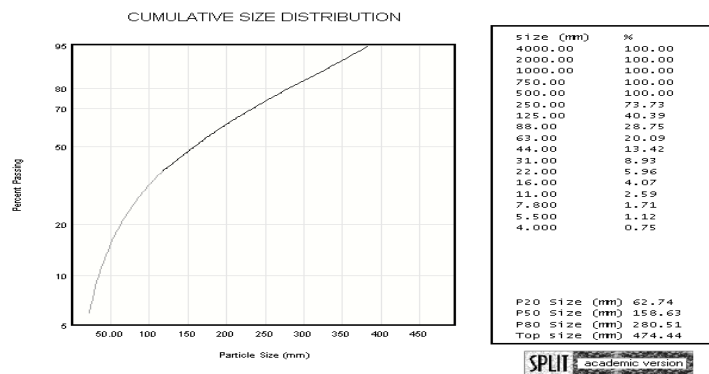


Fig.5.19. Distribution granulométrique des fragments de phosphate

La distribution granulométrique des fragments de phosphate montre que :

- 20 % des fragments de roches ont un diamètre inférieur ou égal de 62.74 mm
- 50 % des fragments de roches ont un diamètre inférieur ou égal de 158.63 mm
- 80 % des fragments de roches ont un diamètre inférieur ou égal de 280.51 mm

Cette figure aussi montre la taille maximale des blocs qui est égale 474.44 mm

Le rapport de hauteur de gradin  $K_H$  dépend du fardeau qui dépend alternativement de  $K_B$ . Par conséquent il changera. L'approche est, donc, d'écrire l'équation (5.31) deux fois en utilisant des indices inférieurs pour dénoter l'explosif 1 et l'explosif 2.

Effet du changement de l'explosif

Explosif 1:

$$K_{B1} = \left[ \left( \frac{\pi}{4} \right) \left( \frac{SG_{E1}}{SG_R} \right) \left( \frac{S_{ANFO}}{PF_{EXP}} \right)_1 \left( \frac{K_H + K_J - K_T}{K_S K_H} \right)_1 \right]^{\frac{1}{2}} \quad (5.40)$$

Explosif 2:

$$K_{B2} = \left[ \left( \frac{\pi}{4} \right) \left( \frac{SG_{E2}}{SG_R} \right) \left( \frac{S_{ANFO}}{PF_{EXP}} \right)_2 \left( \frac{K_H + K_J - K_T}{K_S K_H} \right)_2 \right]^{\frac{1}{2}} \quad (5.41)$$

Prenant le rapport des équations (5.40) et (5.41) on trouve



$$\frac{K_{B2}}{K_{B1}} = \left[ \left( \frac{SG_{E2}}{SG_{E1}} \right) \left( \frac{PF_{ANFO(1)}}{PF_{ANFO(2)}} \right) \left( \frac{S_{ANFO(2)}}{S_{ANFO(1)}} \right) \left( \frac{\left( \frac{K_H + K_J - K_T}{K_S K_H} \right)_2}{\left( \frac{K_H + K_J - K_T}{K_S K_H} \right)_1} \right) \right]^{\frac{1}{2}} \quad (5.42)$$

Si le facteur de poudre équivalent d'ANFO est maintenu constant (souvent le cas), alors l'équation (5.42) se réduit à

$$\frac{K_{B2}}{K_{B1}} = \sqrt{\frac{(SG_E \times S_{ANFO})_2}{(SG_E \times S_{ANFO})_1}} \times \sqrt{\left( \frac{K_H + K_J - K_T}{K_H \times K_S} \right)_2} \times \sqrt{\left( \frac{K_H \times K_S}{K_H + K_J - K_T} \right)_1} \quad (5.43)$$

Si la variation de  $K_H$  avec le fardeau changeant est négligée alors

$$\left( \frac{K_H + K_J - K_T}{K_H \times K_S} \right)_2 = \left( \frac{K_H \times K_S}{K_H + K_J - K_T} \right)_1 \quad (5.44)$$

et l'expression simplifiée devient

$$\frac{K_{B2}}{K_{B1}} = \sqrt{\frac{(SG_E \times S_{ANFO})_2}{(SG_E \times S_{ANFO})_1}} \quad (5.45)$$

Ainsi, comme première approximation, le rapport de  $K_B$  est égal à la racine carrée du rapport bulk strength (résistance en bloc) pour les explosifs impliqués.

Pour raffiner la valeur de  $K_{B2}$  un procédé d'itération impliquant les trois équations dans l'ordre est employé.

$$B_2 = K_{B2} D_e \quad (5.46)$$

$$K_{H2} = \frac{H}{B_2} \quad (5.47)$$

$$K_{B2} = K_{B1} \sqrt{\frac{(SG_E \times S_{ANFO})_2}{(SG_E \times S_{ANFO})_1}} \sqrt{\frac{K_{H2} + K_J - K_T}{K_{H2} \times K_S}} \sqrt{\frac{K_{H1} \times K_S}{K_{H1} + K_J - K_T}} \quad (5.48)$$

La valeur initiale de  $K_{B2}$ , est substituée dans l'équation (5.46) et résolu pour  $B_2$ . La valeur de  $K_{H2}$  est alors trouvée de l'équation (5.47) qui est alors entrée dans l'équation (5.42). La valeur résultante de  $K_{B2}$  est comparée à l'évaluation initiale. Si elles sont les mêmes, le processus s'arrête. Sinon cette nouvelle valeur de  $K_{B2}$ , est entrée dans l'équation (5.46) et le processus continue. Elle converge rapidement vers une solution stable.

*Example 2:*

Ce même procédé peut être employé pour évaluer l'effet de changer d'autres variables. La densité de roche est un paramètre d'intérêt. L'équation (5.25) est écrite assumant deux matériaux ayant différentes densités.

Densité de Matériau 1:

$$K_{B1} = \left[ \left( \frac{\pi}{4} \right) \left( \frac{SG_E}{SG_R} \right)_1 \left( \frac{S_{ANFO}}{PF_{ANFO}} \right)_1 \left( \frac{K_H + K_J - K_T}{K_H \times K_S} \right)_1 \right]^{\frac{1}{2}} \quad (5.49)$$

Densité de Matériau 2:

$$K_{B2} = \left[ \left( \frac{\pi}{4} \right) \left( \frac{SG_E}{SG_R} \right)_2 \left( \frac{S_{ANFO}}{PF_{ANFO}} \right)_2 \left( \frac{K_H + K_J - K_T}{K_H \times K_S} \right)_2 \right]^{\frac{1}{2}} \quad (5.50)$$

Bien que non nécessaire on supposera que les paramètres suivants restent constants

- Diamètre du trou ;
- Explosif ;
- Hauteur du gradin ;
- Rapport d'espacement des trous  $K_S$  ;
- Rapport de sous forage  $K_J$  ;
- Rapport de bourrage  $K_T$ .

Le rapport  $K_H$  de la hauteur du gradin dépend du fardeau qui dépend alternativement de  $K_B$  et par conséquent il changera. Divisant l'équation (5.50) par l'équation (5.49) on trouve

$$\frac{K_{B2}}{K_{B1}} = \left[ \left( \frac{SG_{R1}}{SG_{R2}} \right) \left( \frac{K_{H2} + K_J - K_T}{K_{H2} \times K_S} \right) \left( \frac{K_{H1} \times K_S}{K_{H1} + K_J - K_T} \right) \right]^{\frac{1}{2}} \quad (5.51)$$

Si la variation de  $K_H$  avec le fardeau changeant est négligeable, alors comme première approximation

$$\frac{K_{B2}}{K_{B1}} = \sqrt{\frac{SG_{R1}}{SG_{R2}}} \quad (5.52)$$

Lorsque la valeur initiale de  $K_{B2}$  est trouvée, un procédé d'itération impliquant les trois équations suivantes est exécuté jusqu'à ce qu'une valeur stable pour  $K_{B2}$  soit obtenue.

$$B_2 = K_{H2} D_e \quad (5.53)$$

$$K_{H2} = \frac{H}{B_2} \quad (5.54)$$

$$\frac{K_{B2}}{K_{B1}} = \sqrt{\frac{SG_{R1}}{SG_{R2}}} \sqrt{\frac{K_{H1} \times K_S}{K_{H1} + K_J - K_T}} \sqrt{\frac{K_{H2} + K_J - K_T}{K_{H2} \times K_S}} \quad (5.55)$$

Dans le système anglais, l'équation (5.31) devient

$$K_B = (2000) \left[ \left( \frac{\pi}{4} \right) \left( \frac{SG_E}{SG_R} \right) \left( \frac{S_{ANFO}}{PF_{ANFO}} \right) \left( \frac{K_H + K_J - K_T}{K_H \times K_S} \right) \right]^{\frac{1}{2}} \quad (5.56)$$

En utilisant le procédé d'itération il est important de maintenir un ensemble cohérent d'unités.

Ainsi si le fardeau est exprimé en inch, le diamètre de trou dans l'équation (5.46), par exemple, doit également être en inch.

### 5.5. Calculs des nouveaux paramètres de tir de Kef es-senoun pour le phosphate

Dans la carrière de Kef es-sennoun les paramètres de tir ne changent pas d'un tir à l'autre, on remarque toujours les même diamètres de trou et les mêmes mailles.

Pour cela nous allons ajuster les paramètres existants par les différents modèles mathématiques tels que (Kuznetsov, Cunningham, Lilly, Rosin- Rammler, Ash) pour avoir un plan de tir optimal du gradin de 15 m du phosphate et de stérile. Donc on change les diamètres de trou pour trouver une valeur rationnelle du rapport  $K_B$  qui est basé sur le fardeau qui, alternativement, est lié au diamètre de forage par le facteur de fardeau.

Donc les normes de Ash sont les suivantes:

$$K_B = 30$$

$$K_H = 2.6$$

$$K_J = 0.3$$

$$K_T = 0.7$$

$$K_S = 1.5$$

Les caractéristiques du phosphate et de l'explosif sont

Densité du phosphate :  $SG_{ROCHES} = 2.3$  ; Densité de l'Anfo :  $SG_{ANFO} = 0.9$

Puissance relative de l'explosif ou relative weight strength :  $S_{ANFO} = 0.75$

Au niveau de Kef es-sennoun et d'après l'échelle de Protodiaconov la dureté de la roches est de 6 à 7 et les études faites par le département des études et développement de Somiphos le facteur de poudre  $PF_{ANFO} = 0.35 \text{ kg/m}^3$ . par contre la marmanite III sera utilisée comme explosif d'amorçage de l'explosif Anfo d'une pourcent de 5 % de la charge explosive .sa quantité est négligeable par rapport à l'Anfo

$$K_B = [2000 \left(\frac{\pi}{4}\right) (0.9/2.3) (0.75/0.35) (2.6 + 0.3 - 0.7/1.5 * 2.6)]^{1/2}$$

$$K_B = 27.23$$

Rapport de fardeau  $K_B = \frac{B}{D}$  donc  $B = K_B \times D = 27.23 \times 0.165 = 4.49\text{m}$

$$K_H = H/B = 15/4.45 = 3.34$$

$$\text{Donc } K_B = \left[ 1314.90 \left( \frac{3.34 + 0.3 - 0.7}{3.34 \times 1.5} \right) \right]^{1/2} = 27.75$$

$$B = 27.75 \times 0.165 = 4.57$$

$$K_H = H/B = 15/4.57 = 3.28$$

Réitérons jusqu'à l'obtention d'une valeur stable

**Tableau.5.1: Calcul itératif de  $K_B$  pour le diamètre 165 mm**

$K_B$	27.23	27.75	27.73	27.73	27.73
B	4.49	4.57	4.57	4.57	4.57
$K_H$	3.34	3.28	3.28	3.28	3.28

Après réitération nous avons  $K_B = 27.73$

**Tableau.5.2: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 165mm**

$K_B$	$K_H$	$K_J$	$K_T$	$K_S$	B, m	S, m	J, m	T, m
27.73	3.28	0.3	0.7	1.5	4.57	6.85	1.37	3.19

- **Le facteur de poudre**

$$PF_{ANFO} = \left( \frac{\left(\frac{\pi}{4}\right) (0.165)^2 (15 + 1.37 - 3.19) (0.9) (2000)}{(4.57)(6.85)(15)(2.3)} \right) = 0.46 \text{ kg/m}^3$$

pour des trous de 135 mm de diametr, la premier approximation pour le fardeau serait

$$B = K_B \times D = 27.23 \times 0.135 = 3.67$$

$$\text{Donc } K_H = \frac{15}{3.67} = 4.08$$

$$K_B = \left[ 1314.90 \left( \frac{4.08 + 0.3 - 0.7}{4.08 \times 1.5} \right) \right]^{1/2} = 28.11$$

Réitérons jusqu'à l'obtention d'une valeur stable

**Tableau.5.3: Calcul itératif de  $K_B$  pour le diamètre 135 mm**

$K_B$	27.23	28.11	28.06	28.06	28.06	28.06
-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------

B	3.67	3.79	3.78	3.78	3.78	3.78
K <sub>H</sub>	4.08	3.95	3.96	3.96	3.96	3.96

Après réitération nous avons K<sub>B</sub> = 28.06

**Tableau.5.4: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 135mm**

K <sub>B</sub>	K <sub>H</sub>	K <sub>J</sub>	K <sub>T</sub>	K <sub>S</sub>	B ,m	S, m	J, m	T, m
28.06	3.96	0.3	0.7	1.5	3.78	5.67	1.13	2.64

- **Le facteur de poudre**

$$PF_{ANFO} = \left( \frac{\left(\frac{\pi}{4}\right)(0.135)^2(15+1.13-2.64)(0.9)(2000)}{(3.78)(5.67)(15)(2.3)} \right) = 0.45 \text{ kg} / \text{m}^3$$

pour des trous de 125 mm de diametr, la premier approximation pour le fardeau serait

$$B = K_B \times D = 27.23 \times 0.125 = 3.40$$

$$\text{Donc } K_H = \frac{15}{3.40} = 4,41$$

$$K_B = \left[ 1314,90 \left( \frac{4,41+0,3-0,7}{4,41 \times 1,5} \right) \right]^{\frac{1}{2}} = 28.22$$

Réitérons jusqu'à l'obtention d'une valeur stable

**Tableau.5.5: Calcul itératif de K<sub>B</sub> pour le diamètre 125 mm**

K <sub>B</sub>	27.23	28.22	28.18	28.18	28.18
B	3.40	3.52	3.52	3.52	3.52
K <sub>H</sub>	4.41	4.26	4.26	4.26	4.26

Après réitération nous avons K<sub>B</sub> = 28.18

**Tableau.5.6: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 125mm**

K <sub>B</sub>	K <sub>H</sub>	K <sub>J</sub>	K <sub>T</sub>	K <sub>S</sub>	B ,m	S, m	J, m	T, m
28.18	4.26	0.3	0.7	1.5	3.52	5.28	1.05	2.46

- **Le facteur de poudre**

$$PF_{ANFO} = \left( \frac{\left(\frac{\pi}{4}\right)(0.125)^2(15+1.05-2.46)(0.9)(2000)}{(3.52)(5.28)(15)(2.3)} \right) = 0.41 kg / m^3$$

pour des trous de 110 mm de diametr, la premier approximation pour le fardeau serait

$$B = K_B \times D = 27.23 \times 0.110 = 2.99$$

$$\text{Donc } K_H = \frac{15}{2.99} = 5.01$$

$$K_B = \left[ 1314.90 \left( \frac{5.01+0.3-0.7}{5.01 \times 1.5} \right) \right]^{\frac{1}{2}} = 28.39$$

Réitérons jusqu'à l'obtention d'une valeur stable

**Tableau.5.7: Calcul itératif de  $K_B$  pour le diamètre 110 mm**

$K_B$	27.23	28.39	28.34	28.34	28.34
B	2.99	3.12	3.11	3.11	3.11
$K_H$	5.01	4.80	4.82	4.82	4.82

Après réitération nous avons  $K_B = 28.34$

**Tableau.5.8: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 110mm**

$K_B$	$K_H$	$K_J$	$K_T$	$K_S$	B ,m	S, m	J, m	T, m
3.11	4.82	0.3	0.7	1.5	3.11	4.66	0.93	2.17

- **Le facteur de poudre**

$$PF_{ANFO} = \left( \frac{\left(\frac{\pi}{4}\right)(0.110)^2(15+0.93-2.17)(0.9)(2000)}{(3.11)(4.66)(15)(2.3)} \right) = 0.44 kg / m^3$$

### 5.5.1. Taille de la fragmentation après le tir dans le phosphate

pour la détermination en applique le modèle de Kuz- Ram qui sert à donner :

Taille moyenne des fragment de roches ;

Taille maximum des hors gabarits ;

Distribtion granulométrique des fragments.

### 5.5.2. Taille moyenne des fragments de roches

La taille moyenne est donné par l'équation

$$X = A (K)^{0.8} Q^{0.167} (E/115)^{-0.633}$$

Le modèle mathématique de l'équation de Rosin-Rammler s'avère très répandu. Il propose une description de la proportion des blocs de taille supérieure à une certaine valeur

$$Y = e^{-(X/X_c)^n}$$

la taille caractéristique ( $X_c$ ) simplement un facteur .  $c$ 'est la taille par la quelle 63.2% de particules passent .

L'équation (5.10) donne la valeur de X

en prend  $y = 0.5$  pour les particule de 50% des matiriau passerait, donc l'équation sera a la forme

$$0,5 = e^{-(X/X_c)^n}$$

$$X_c = X / (0.693)^{1/n}$$

**L'indice d'uniformité n est donné par**

$$n = [2,2 - (14 \times (B/d))] \times [1 + (S/B)/2]^{0.5} \times [(1 - (W/B))] \times (L/H)$$

**la langueue de la charge est calculé d'après :**

$$L_{ch} = L_t - T$$

**L'inclinaison du gradin est de 75°**

$$L_t = hg/\sin \alpha + j$$

Pour diamètre de 165 mm

$$n = [2,2 - (14 \times (4.57/165))] \times [1 + (6.85/4.57)/2]^{0.5} \times [(1 - (0.45/4.57))] \times [13.18/15]$$

$$n = 1,68$$

Pour diamètre de 135mm

$$n = [2,2 - (14 \times (3.78/135))] \times [1 + (5.67/3.78)/2]^{0.5} \times [(1 - (0.45/3.78))] \times [13.18/15]$$

$$n = 1.58$$

$$n = [2,2 - (14 \times (3.52/125))] \times [1 + (5.28/3.52)/2]^{0.5} \times [(1 - (0.45/3.52))] \times [13.59/15]$$

$$n = 1.56$$

Pour diamètre de 110mm

$$n = [2,2 - (14 \times (3.11/110))] \times [1 + (4.66/3.11)/2]^{0.5} \times [(1 - (0.45/3.11))] \times [13.76/15]$$

$$n = 1.54$$

**Tableau.5.9: Valeur de Coefficient d'uniformité n de différents diamètres**

Diamètre du tou d,	Fardeau Banquette	Déviaton de forage du	Espacement/ Fardeau S/B,	longueur de la charge	Hauteur de gradin,	Inde x n
--------------------	-------------------	-----------------------	--------------------------	-----------------------	--------------------	----------

mm	B	trou W,m	m	L , (m)	H,m	
165	4.57	0.45	1.49	13.18	15	1.68
135	3.78	0.45	1.5	13.18	15	1.58
125	3.52	0.45	1.5	13.59	15	1.56
110	3.11	0.45	1.49	13.76	15	1.54

D'après la formule (5.33) la taille moyenne des fragments X pour défferent diamètres

$$X = A \times (V_0/Q_e)^{0.8} \times Q_e^{0.167} \times (E/115)^{-0.633} ;$$

Pour diamètre 165 mm

$$X = 13 (313.27/174.49)^{0.8} \times (174.49)^{0.167} \times (100/115)^{-0.633}$$

$$X = 53.65 \text{ m}$$

Pour diamètre 135 mm

$$X = 13 (214.32/119.37)^{0.8} \times (119.37)^{0.167} \times (100/115)^{-0.633}$$

$$X = 50.47 \text{ m}$$

Pour diamètre 125 mm

$$X = 13 (185.85/103.52)^{0.8} \times (103.52)^{0.167} \times (100/115)^{-0.633}$$

$$X = 49.33 \text{ m}$$

Pour diamètre 110 mm

$$X = 13 (145.08/80.81)^{0.8} \times (80.81)^{0.167} \times (100/115)^{-0.633}$$

$$X = 47.29 \text{ m}$$

La taille moyenne des fragments des roches abattues du phosphate est donne par l'équation suivante :

$$X_c = X / (0.693)^{1/n}$$

$$\text{Pour diamètre 165 mm } X_c = 53.65 / (0.693)^{1/1.68} = 67.06 \text{ cm}$$

$$\text{Pour diamètre 135 mm } X_c = 50.47 / (0.693)^{1/1.58} = 63.88 \text{ cm}$$

$$\text{Pour diamètre 125 mm } X_c = 49.33 / (0.693)^{1/1.56} = 62.44 \text{ cm}$$

$$\text{Pour diametre 110 mm } X_c = 47.29 / (0.693)^{1/1.54} = 59.86 \text{ cm}$$

**Tableau.5.10: Valeur de la taille caractéristique Xc pour les différents diamètres**

Diamètre du tou D, mm	Taille moyenne des fragments X cm	Taille caractéristique Xc ,cm	Index n
165	53.65 cm	67.06	1.68
135	50.47 cm	63.88	1.58
125	49.33 cm	62.44	1.56
110	47.29 cm	59.86	1.54



Taille maximum des hors gabarit

L'expression donnant la prédiction de la taille des hors gabarit est donnée par

$$BDR = X_C \left( \ln \frac{1}{0.02} \right)^{1/n}$$

**Tableau 5.11: valeurs de BDR pour les différents diamètres**

Diamètre du tou D, mm	BDR , cm	Taille caractéristique Xc ,cm	Index n
165	149.54	67.06	1.68
135	150.75	63.88	1.58
125	149.23	62.44	1.56
110	143.06	59.86	1.54

### 5.5.3 Fragmentation ciblée

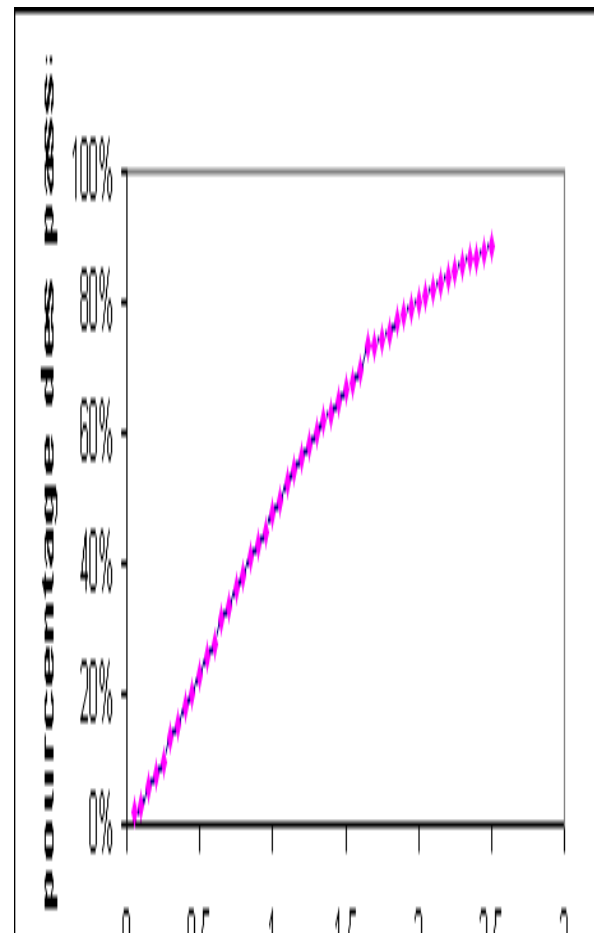
D'après le département des études et développement de Somiphos et les caractéristiques du concasseur, les paramètres de chargement ainsi que la qualité du phosphate, on prend les paramètres de la fragmentation selon le tableau suivant:

**Tableau 5.12: Paramètres de la fragmentation ciblée**

Diamètre maximal des fragments, m	0.8
Diamètre optimal des fragments, m	0.2
Diamètre minimal des fragments, m	0.01

#### 5.5.3.1. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 165 mm

Dimension m	Pourcentage %	Dimension m	Pourcentage %
0,05	2%	1,05	50%
0,1	3%	1,1	52%
0,15	6%	1,15	54%
0,2	8%	1,2	56%
0,25	10%	1,25	58%
0,3	13%	1,3	60%
0,35	15%	1,35	62%
0,4	18%	1,4	63%
0,45	20%	1,45	65%
0,5	23%	1,5	67%
0,55	26%	1,55	68%
0,6	28%	1,6	70%
0,65	31%	1,65	73%
0,7	33%	1,7	73%
0,75	36%	1,75	74%
0,8	38%	1,8	75%



0,85	41%	1,85	77%
0,9	43%	1,9	78%
0,95	45%	1,95	79%
1	48%	2	80%
		2,05	81%
		2,1	82%
		2,15	83%
		2,2	84%
		2,25	85%
		2,3	86%
		2,35	87%
		2,4	87%
		2,45	88%
		2,5	89%

### Dimension des fragments

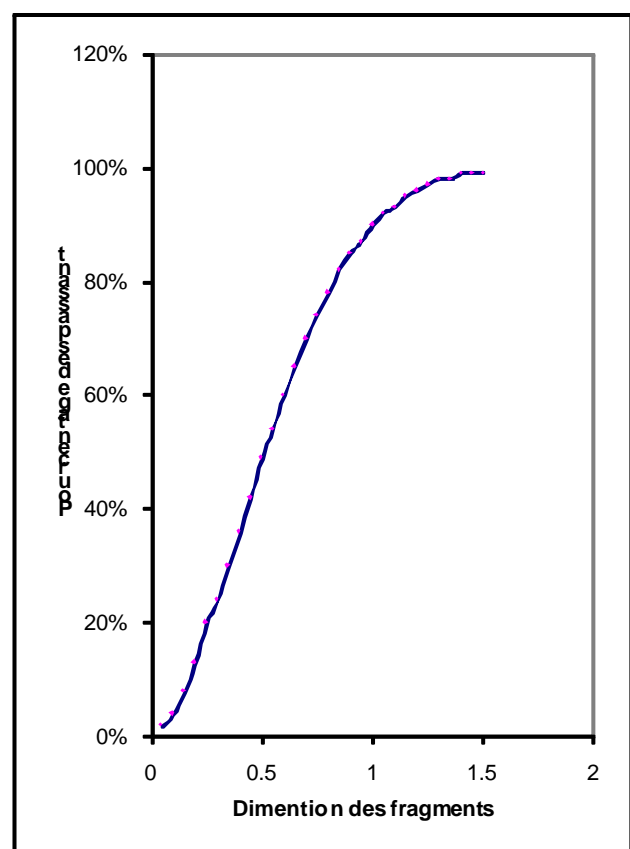
Fig.5.20. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 165 mm

Tableau.5.13: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 165 mm

	Pourcentage de fragment prédite pour diamètre 165mm
Pourcentage des hors gabarit	54.2%
Pourcentage de la taille ciblée	45.5%
Pourcentage des fines	0.3%

#### 5.5.3.2. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 135 mm

Dimension m	Pourcentage %	Dimension m	Pourcentage %
0,05	2%	1,05	92%
0,1	4%	1,1	93%
0,15	8%	1,15	95%
0,2	13%	1,2	96%
0,25	20%	1,25	97%
0,3	24%	1,3	98%
0,35	30%	1,35	98%
0,4	36%	1,4	99%
0,45	42%	1,45	99%
0,5	49%	1,5	99%
0,55	54%		
0,6	60%		
0,65	65%		
0,7	70%		
0,75	74%		



0,8	78%		
0,85	82%		
0,9	85%		
0,95	87%		
1	90%		

### Dimension des fragments

Fig.5.21. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 135 mm

Tableau.5.14: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 135 mm

	Pourcentage de fragment prédite pour diamètre 135mm
Pourcentage des hor gabarit	11.4%
Pourcentage de la taille ciblée	88.5%
Pourcentage des fines	0.1%

### 5.5.3.3. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 110 mm

Dimension x, m	Pourcentage %	Dimension x, m	Pourcentage %
0,05	3%	1,05	97%
0,1	7%	1,1	98%
0,15	13%	1,15	98%
0,2	20%	1,2	99%
0,25	27%		
0,3	35%		
0,35	42%		
0,4	50%		
0,45	57%		
0,5	63%		
0,55	69%		
0,6	74%		
0,65	78%		
0,7	82%		
0,75	86%		
0,8	88%		
0,85	91%		
0,9	93%		
0,95	94%		
1	96%		

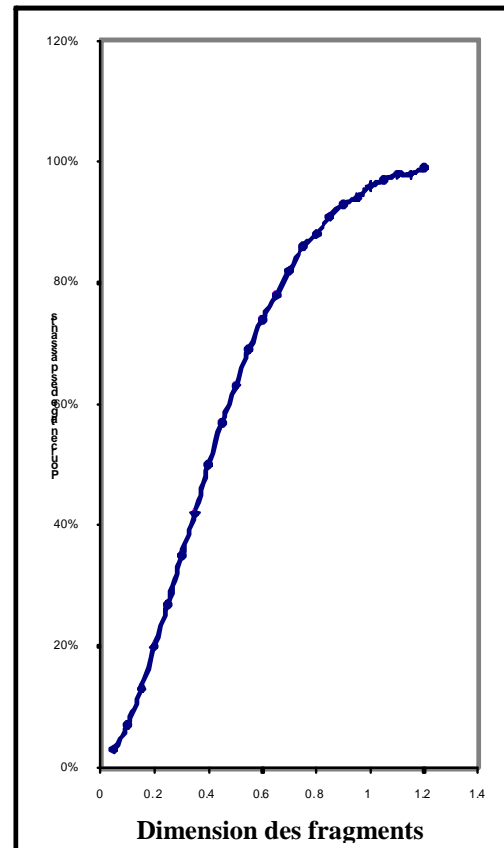


Fig.5.22. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 110 mm

Tableau.5.15: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 110 mm

	<b>Pourcentage de fragment prédite pour diamètre 110mm</b>
<b>Pourcentage des hor gabarit</b>	<b>16.1%</b>
<b>Pourcentage de la taille ciblée</b>	<b>83.3%</b>
<b>Pourcentage des fines</b>	<b>0.6%</b>

#### 5.5.3.4. Résultats des courbes granulométriques

D'après l'analyse des courbes de différent diamètres , nous avons conclu qu'avec la diminution de diametre :

Le pourcentage des hors gabarit diminue dans le tas et la taille des hors gabarit diminue

Le Pourcentage de la taille ciblée diminue et son pourcentage augmente dans le tas

Le Pourcentage des fines ne change pas beaucoup et leur pourcentage est élevée

En conclusion, nous avons remarqué que le diamètre de 135 mm résulte une distribution granulométrique conforme aux exigences de la mine de Kef Es-sennoun Djebel El Onk, alors nous proposons avec ce diamètre un plans rationnel d'abattage dans les gradins de phosphate de 15 m.

**Tableau.5.16: Nouveaux paramètres de tir pour le phosphate de Kef Es-sennoun Djebel El Onk**

<b>Paramètres</b>	<b>Unités</b>	<b>Valeur Actuelles</b>	<b>Valeur optimale</b>
La charge d'explosif dans un trou	Kg/ trou	249	119.37
Hauteur du gradin Hg	m	15	15
Diamètre de forage D	mm	165	135
Inclinaison du trou	°	75	75
Poids volumique	t/m <sup>3</sup>	2,3	2,3
Longueur du front à tirer	m	150	102.06
Tonnage prévu par mois	T	400000	400000
Tonnage abattu par tir	T/tir	17250	18181
Ligne de moindre résistance W, fardeau	m	5	3.78
Distance entre les trous a	m	5	3.78
Longueur du trou Ltr	m	17.27	16.13
Nombre de rangers		1	1
Tonnage abattu par trou Vab	T/trou	900	492.94
Nombre de trou par tir	trous	21	27
Consommation spécifique d'explosif	g/t	287.30	200
Longueur de bourrage	m	4.95	2.64
Hauteur de la charge d'explosif	m	12.32	13.76
Nombre de tirs par mois	Tir / mois	22	22
Quantité d'explosifs par tir Q	Kg/tir	4956	4403
Quantité d'explosifs par mois	Kg/mois	109032	96866

Mise à feu	Electrique ou pyrotechnique
------------	-----------------------------

#### 5.5.4. Mesure de la granulométrie du calcaire par Split desk top pour les stériles



Fig.5.23. Image d'un tas de roche gradin de stéril

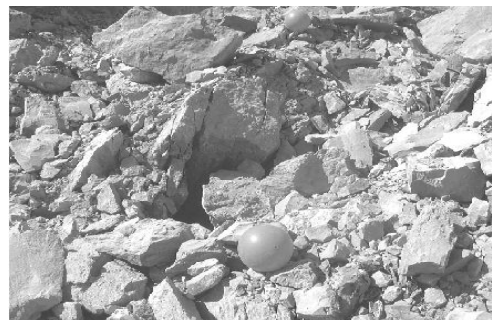


Fig.5.24. Image redimensionnée et calibrée

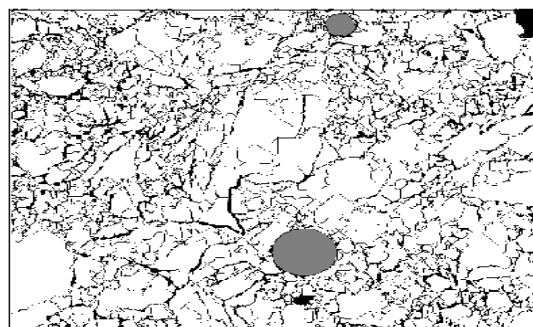
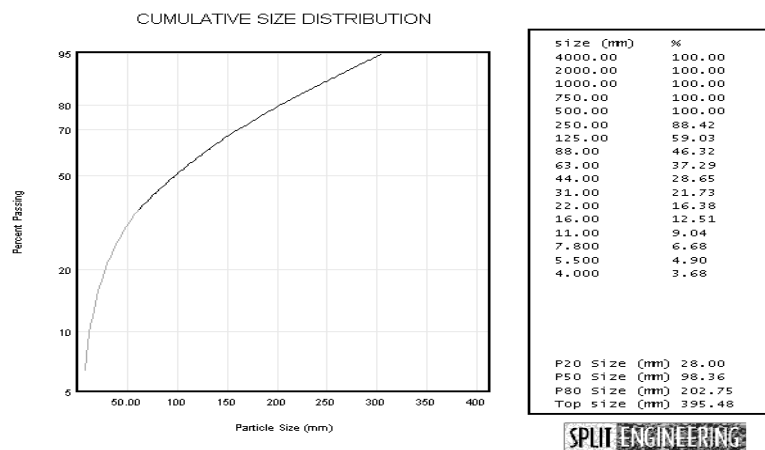


Fig.5.25. Image binaire d'une tas de roche (stérile )



**Fig.5.26. Distrubtion granulométrique des fragments de roche dans le gradin de stérile**

Cette courbe granulométrique nous indique que :

20 % des fragment des roches ont un diamètre inferieur à 28.00 mm

50 % des fragment des roches ont un diamètre inferieur à 98.36 mm

80 % des fragment des roches ont un diamètre inferieur à 202.75mm

La taille maximal des fragment des roches est 395.46 mm

#### 5.5.4.1. Résultat de la courbe

Les roches stériles ne subissent aucun traitement, leur granulométrie sera définie en fonction des engins de chargement et de transport. Selon le plan d'exploitation élaboré par les départements d'exploitation, etude et développement, on remarque d'après cette courbe que 80 % des roches fragmentées ont une granulométrie de 202.75 mm ce qui est traduit par une influence négative sur le processus de chargement et de transport surtout au niveau de la carrière , la pénétration du godet de l'engin de chargement sera faible, donc résulte une baisse de la productivité.

#### 5.6. Calcul des nouveaux paramètres de tir dans les roches stériles

Les caractéristiques du stérile et de l'explosif sont

Densité é du stérile :  $SG_{ROCHES} = 2.4$  ; Densité de l'Anfomil :  $SG_{ANFO} = 0.9$

Puissance relative de l'explosif ou relative weight strength :  $S_{ANFO} = 0.75$

Au niveau de Kef es-sennoun et d'après l'échelle de protodiaconov la dureté de la roches est de 6 à 7 et suite le département des études et développement de Somiphos le facteur de poudre  $PF_{ANFO} = 0.35 \text{ kg/m}^3$ .par contre la marmanit III sera utilisée comme explosif d'amorçage de l'explosif Anfo d'une pourcent de 5% de la charge explosive .sa quantité est négligeable par rapport à l'Anfo

Pour le diamètre de 165 mm

$$K_B = [2000 \left( \frac{\pi}{4} \right) (0.9/2.4) (0.75/0.35) (2.6 + 0.3 - 0.7/1.5 * 2.6)]^{1/2}$$

$$K_B = 26.66$$

Rapport de fardeau  $K_B = \frac{B}{D}$  donc  $B = K_B \times D = 26.66 \times 0.165 = 4.39\text{m}$

$$K_H = H/B = 15/4.39 = 3.41$$

Donc  $K_B = \left[ 1260.51 \left( \frac{3.41+0.3-0.7}{3.41 \times 1.5} \right) \right]^{1/2} = 27.24$

$$B = 27.24 \times 0.165 = 4.49$$

$$K_H = H/B = 15/4.49 = 3.34$$

Réitérons jusqu'à l'obtention d'une valeur stable

**Tableau.5.17: Calcul itératif de  $K_B$  pour le diamètre 165 mm**

$K_B$	26.66	27.24	27.17	27.17	27.17
B	4.39	4.49	4.48	4.48	4.48
$K_H$	3.41	3.34	3.34	3.34	3.34

Après réitération nous avons  $K_B = 27.17$

**Tableau.5.18: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 165mm**

$K_B$	$K_H$	$K_J$	$K_T$	$K_S$	B, m	S, m	J, m	T, m
27.17	3.34	0.3	0.7	1.5	4.48	6.72	1.34	3.13

- **Le facteur de poudre**

$$PF_{ANFO} = \left( \frac{\left( \frac{\pi}{4} \right) (0.165)^2 (15+1.34-3.13) (0.9) (2000)}{(4.48)(6.72)(15)(2.4)} \right) = 0.46 \text{kg} / \text{m}^3$$

Pour le diamètre de 135 mm

$$K_B = [2000 \left( \frac{\pi}{4} \right) (0.9/2.4) (0.75/0.35) (2.6 + 0.3 - 0.7/1.5 * 2.6)]^{1/2}$$

$$K_B = 26.66$$

Rapport de fardeau  $K_B = \frac{B}{D}$  donc  $B = K_B \times D = 26.66 \times 0.135 = 3.59\text{m}$

$$K_H = H/B = 15/3.59 = 4.17$$

Donc  $K_B = \left[ 1260.51 \left( \frac{4.17+0.3-0.7}{4.17 \times 1.5} \right) \right]^{1/2} = 27.56$

$$B = 27.56 \times 0.135 = 3.72$$

$$K_H = H/B = 15/3.72 = 4.03$$

Donc  $K_B = 4.03$

Réitérons jusqu'à l'obtention d'une valeur stable

**Tableau.5.19: Calcul itératif de  $K_B$  pour le diamètre 135 mm**

$K_B$	26.66	27.56	27.50	27.50	27.50
B	3.59	3.72	3.71	3.71	3.71
$K_H$	4.17	4.03	4.04	4.04	4.04

Après réitération nous avons  $K_B = 27.50$

**Tableau.5.20: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 135mm**

$K_B$	$K_H$	$K_J$	$K_T$	$K_S$	B, m	S, m	J, m	T, m
27.50	4.04	0.3	0.7	1.5	3.71	5.56	1.11	2.59

$$PF_{ANFO} = \left( \frac{\left(\frac{\pi}{4}\right) \left( (0.135)^2 (15+1.11-2.59)(0.9)(2000) \right)}{(3.71)(5.56)(15)(2.4)} \right) = 0.46 \text{ kg/m}^3$$

Pour le diamètre de 125 mm

$$K_B = [2000 \left(\frac{\pi}{4}\right) (0.9/2.4) (0.75/0.35) (2.6 + 0.3 - 0.7/1.5 * 2.6)]^{1/2}$$

$$K_B = 26.66$$

$$\text{Rapport de fardeau } K_B = \frac{B}{D} \text{ donc } B = K_B \times D = 26.66 \times 0.125 = 3.33\text{m}$$

$$K_H = H/B = 15/3.33 = 4.50$$

$$\text{Donc } K_B = \left[ 1260.51 \left( \frac{3.33+0.3-0.7}{3.33 \times 1.5} \right) \right]^{1/2} = 27.20$$

$$B = 27.20 \times 0.125 = 3.40$$

$$K_H = H/B = 15/3.40 = 4.41$$

Réitérons jusqu'à l'obtention d'une valeur stable

**Tableau.5.21: Calcul itératif de  $K_B$  pour le diamètre 125 mm**

$K_B$	26.66	27.20	27.63	27.61	27.61
B	4.50	3.40	3.45	3.45	3.45
$K_H$	3.37	4.41	4.34	4.34	4.34

Après réitération nous avons  $K_B = 27.61$

**Tableau.5.22: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 125mm**



$K_B$	$K_H$	$K_J$	$K_T$	$K_S$	B, m	S, m	J, m	T, m
27.61	4.34	0.3	0.7	1.5	3.45	5.17	1.03	2.41

• **Le facteur de poudre**

$$PF_{ANFO} = \left( \frac{\left(\frac{\pi}{4}\right) \left( (0.125)^2 (15+1.03-2.41) (0.9) (2000) \right)}{(3.45)(5.17)(15)(2.4)} \right) = 0.46 \text{ kg/m}^3$$

Pour le diamètre de 110 mm

$$K_B = [2000 \left(\frac{\pi}{4}\right) (0.9/2.4) (0.75/0.35) (2.6 + 0.3 - 0.7/1.5 * 2.6)]^{1/2}$$

$$K_B = 26.66$$

Rapport de fardeau  $K_B = \frac{B}{D}$  donc  $B = K_B \times D = 26.66 \times 0.110 = 2.93\text{m}$

$$K_H = H/B = 15/2.93 = 5.11$$

$$\text{Donc } K_B = \left[ 1260.51 \left( \frac{5.11+0.3-0.7}{5.11 \times 1.5} \right) \right]^{1/2} = 27.81$$

$$B = 27.81 \times 0.110 = 3.05$$

$$K_H = H/B = 15/4.50 = 4.91$$

Réitérons jusqu'à l'obtention d'une valeur stable

**Tableau.5.23: Calcul itératif de  $K_B$  pour le diamètre 110 mm**

$K_B$	26.66	27.77	27.77	27.77	27.77
B	2.93	3.05	3.05	3.05	3.05
$K_H$	4.91	4.91	4.91	4.91	4.91

Après réitération nous avons  $K_B = 27.77$

**Tableau.5.24: Modèle résultant avec les trous de diamètre de 110mm**

$K_B$	$K_H$	$K_J$	$K_T$	$K_S$	B, m	S, m	J, m	T, m
27.77	4.91	0.3	0.7	1.5	3.05	4.57	0.91	2.13

• **Le facteur de poudre**

$$PF_{ANFO} = \left( \frac{\left(\frac{\pi}{4}\right) \left( (0.110)^2 (15+0.91-2.13) (0.9) (2000) \right)}{(3.05)(4.57)(15)(2.4)} \right) = 0.46 \text{ kg/m}^3$$

### 5.6.1. Distribution granulométrique des roches stériles

Dans la carrière de Kef Es-sennoun Djebel El Onk, les paramètres utilisés pour le phosphate sont les mêmes pour le stérile, ainsi selon les processus principaux de la production minière, (travaux d'extraction et de chargement, transport des roches stériles, déchargement ; et d'après les départements d'Exploitation, Etude et de Développement au niveau de la carrière de phosphate Kef Es-sennoun Djebel El Onk,

- l'engin de chargement : la dimension moyenne  $D_{moy} = 1.30$  m
- l'engin de transport : La dimension moyenne  $D_{moy} = 2.35$  m pour les camions 50 tonne.

Donc les paramètres de la fragmentation ciblée pour le stérile est représentent dans le tableau suivant 5.9

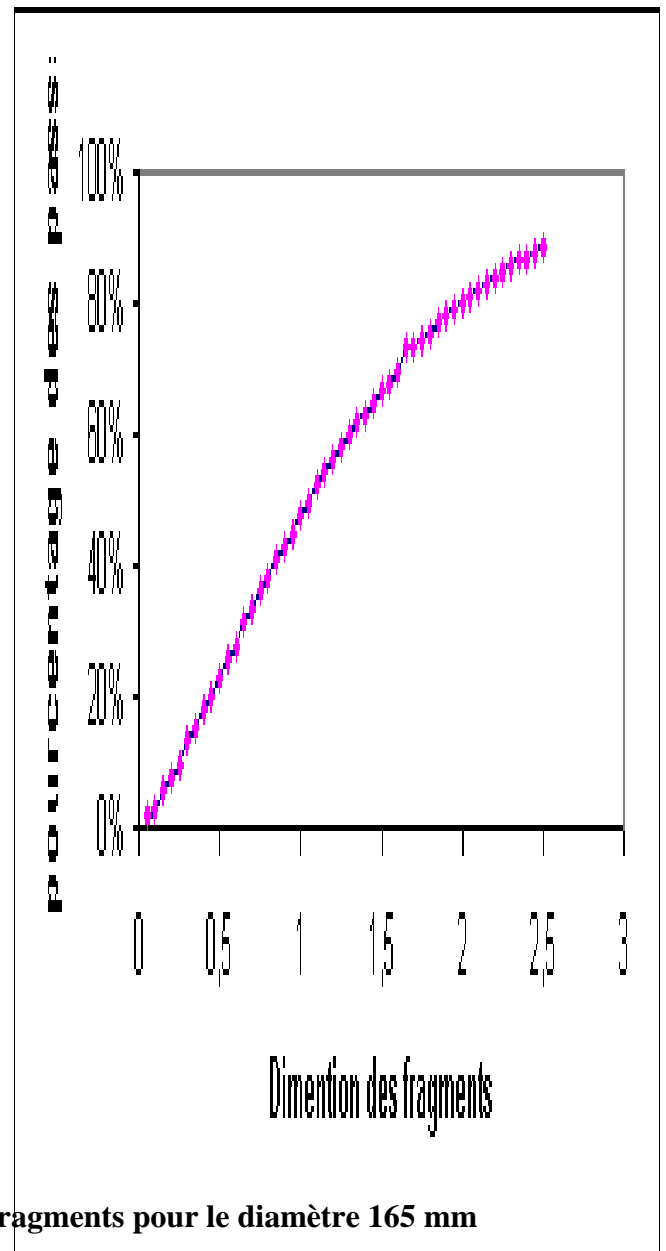
**Tableau.5.25: Paramètres de la fragmentation ciblée pour le stérile**

<b>Diamètre maximal des fragments, m</b>	<b>1.30</b>
<b>Diamètre moyenne des fragments, m</b>	<b>0.8</b>
<b>Diamètre minimal des fragments, m</b>	<b>0.01</b>

Dimension m	Pourcentage %	Dimension m	Pourcentage %
0,05	2%	1,05	50%
0,1	3%	1,1	52%
0,15	6%	1,15	54%
0,2	8%	1,2	56%
0,25	10%	1,25	58%
0,3	13%	1,3	60%
0,35	15%	1,35	62%
0,4	18%	1,4	63%
0,45	20%	1,45	65%
0,5	23%	1,5	67%
0,55	26%	1,55	68%
0,6	28%	1,6	70%
0,65	31%	1,65	73%
0,7	33%	1,7	73%
0,75	36%	1,75	74%
0,8	38%	1,8	75%
0,85	41%	1,85	77%
0,9	43%	1,9	78%
0,95	45%	1,95	79%
1	48%	2	80%
		2,05	81%
		2,1	82%
		2,15	83%
		2,2	84%
		2,25	85%
		2,3	86%
		2,35	87%
		2,4	87%
		2,45	88%
		2,5	89%

**Dimension des fragments**

**5.6.2. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 165 mm**



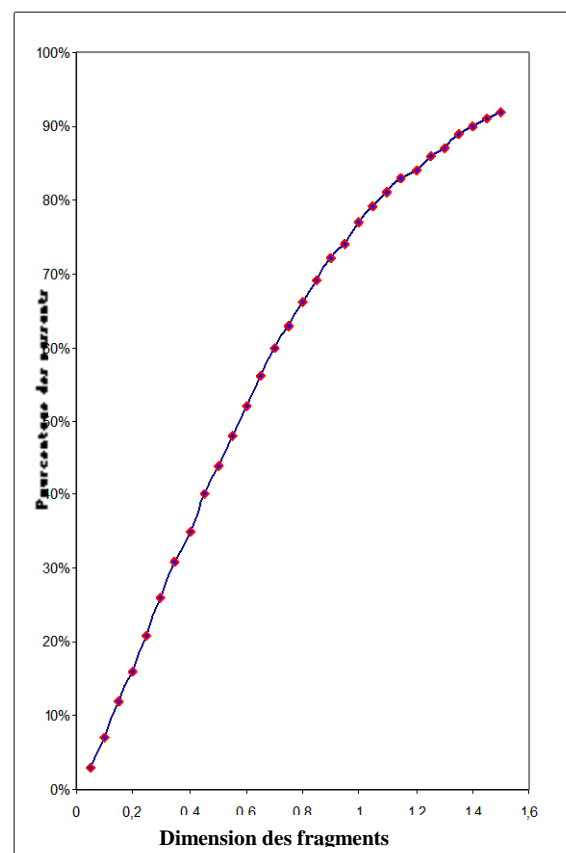
**Fig.5.27. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 165 mm**

**Tableau.5.26: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 165 mm**

	<b>Pourcentage de fragment prédite pour diamètre 165mm</b>
<b>Pourcentage des hor gabarit</b>	<b>54.2%</b>
<b>Pourcentage de la taille ciblée</b>	<b>45.5%</b>
<b>Pourcentage des fines</b>	<b>0.3%</b>

**5.6.3. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 125 mm**

Dimension m	Pourcentage %	Dimension m	Pourcentage %
0,05	3%	1,05	79%
0,1	7%	1,1	81%
0,15	12%	1,15	83%
0,2	16%	1,2	84%
0,25	21%	1,25	86%
0,3	26%	1,3	87%
0,35	31%	1,35	89%
0,4	35%	1,4	90%
0,45	40%	1,45	91%
0,5	44%	1,5	92%
0,55	48%		
0,6	52%		
0,65	56%		
0,7	60%		
0,75	63%		
0,8	66%		
0,85	69%		
0,9	72%		
0,95	74%		
1	77%		



**Fig.5.28. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 125 mm**

**Tableau.5.27: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 125 mm**

	<b>Pourcentage de fragment prédite pour diamètre 125mm</b>
<b>Pourcentage des hors gabarit</b>	<b>18 %</b>
<b>Pourcentage de la taille ciblée</b>	<b>81.4 %</b>
<b>Pourcentage des fines</b>	<b>0.6 %</b>

#### 5.6.4. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 110 mm

Dimension x ,m	Pourcentage %	Dimension x ,m	Pourcentage %
0,05	3%	1,05	97%
0,1	7%	1,1	98%
0,15	13%	1,15	98%
0,2	20%	1,2	99%
0,25	27%		
0,3	35%		
0,35	42%		
0,4	50%		
0,45	57%		
0,5	63%		
0,55	69%		
0,6	74%		
0,65	78%		
0,7	82%		
0,75	86%		
0,8	88%		
0,85	91%		
0,9	93%		
0,95	94%		
1	96%		

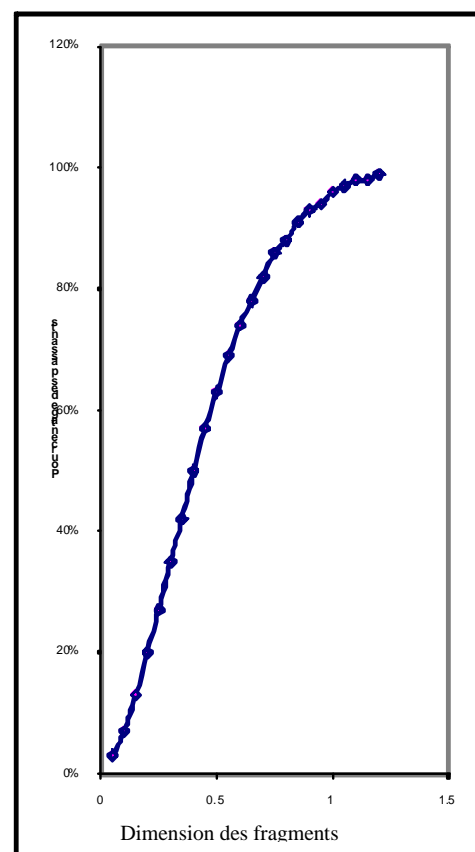


Fig.5.29. Distribution de la taille des fragments pour le diamètre 110 mm

Tableau.5.28: Pourcentage de la fragmentation prédite pour le diamètre 110 mm

	Pourcentage de fragment prédite pour diamètre 110mm
Pourcentage des hors gabarit	16.1%
Pourcentage de la taille ciblée	83.3%
Pourcentage des fines	0.6%

### 5.6.5. Résultats des courbes granulométriques

D'après l'analyse des courbes de différents diamètres, nous avons conclu qu'avec la diminution des diamètres le pourcentage des hors gabarit a diminué c'est-à-dire (les hors gabarit diminue dans le tas).

Le pourcentage de la taille ciblée augmente ainsi que sa taille dans le tas.

Pourcentage des fines ne change pas beaucoup et reste élevée

En conclusion, on remarque que le diamètre de 110 mm résulte une distribution granulométrique conforme aux exigences de la carrière de Kef Es-sennoun Djebel El Onk, alors nous proposons avec ce diamètre un plan rationnel d'abattage dans les gradins de stérile de 15 m.

**Tableau 5.29: Nouveaux paramètres de tir pour stérile de Kef Es-sennoun Djebel El Onk**

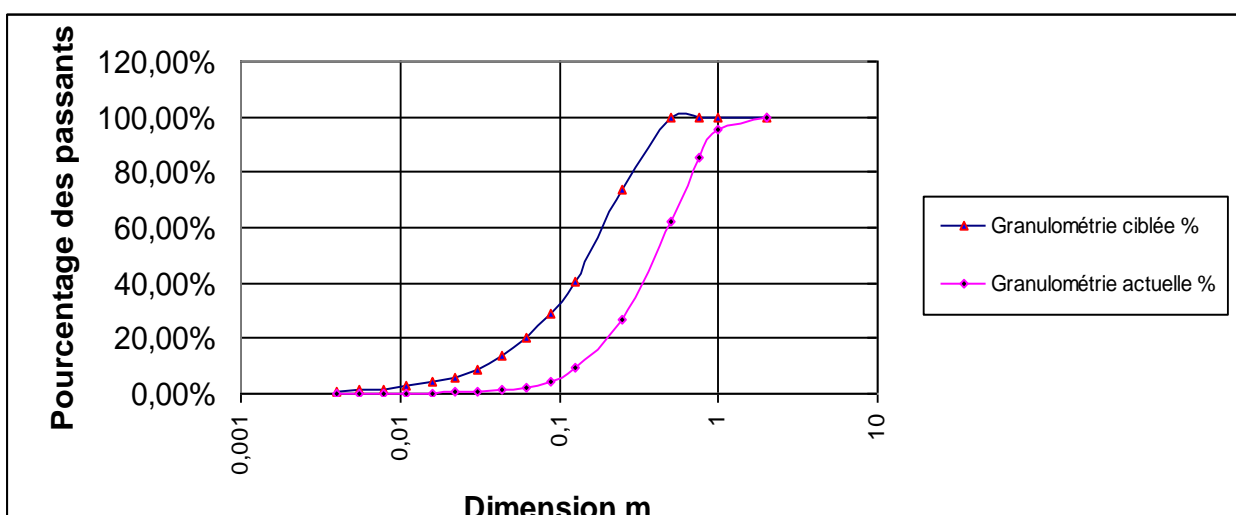
Paramètres	Unités	Valeurs actuelles	Valeurs optimales
La charge d'explosif instantanée	Kg/ trou	249	77.72
Hauteur du gradin Hg	m	15	15
Diamètre de forage D	mm	165	110
Inclinaison du trou	°	70	75
Poids volumique	t/m <sup>3</sup>	2,4	2,4
Longueur du front à tirer	m	150	122
Tonnage prévu par mois	T	300000	300000
Ligne de moindre résistance W, fardeau B	m	5	3.05
Distance entre les trous a	m	5	3.05
Longueur du trou incliné Ltr	m	17.27	15.91
Nombre de rangers		1	1
Tonnage abattu par trou Vab	T/trou	900	334.89
Nombre de trou par tir	trous	15	40
Consommation spécifique d'explosif	g/t	236.91	191
Longueur de bourrage	m	4.95	2.13
Hauteur de la charge d'explosif	m	12.32	13.76
Tonnage abattu par tir	T/tir	13000	13636
Nombre de tirs par mois	Tir / mois	22	22
Quantité d'explosifs par tir Q	Kg/tir	3735	3108.8
Quantité d'explosifs par mois	Kg/mois	82170	68393.6
Mise à feu	Electrique ou pyrotechnique		

### 5.7. Comparaison des résultats par les courbes granulométriques

Après l'analyse des différents courbes granulométriques optimale dans les deux types de roches, la comparaison avec ces courbes granulométriques obtenues par logiciel Split Desk Top (granulométrie actuel) et la granulométrie prédite par le modèle de prédiction Kuz- Ram (granulométrie ciblée) donne les résultats suivants :

- courbe granulométrique de phosphate

Dimension m	Passant (%)	Passant (%)
0,004	0,75%	0,04%
0,0055	1,12%	0,06%
0,0078	1,71%	0,11%
0,011	2,59%	0,20%
0,016	4,07%	0,35%
0,022	5,96%	0,58%
0,031	8,93%	1,02%
0,044	13,42%	1,80%
0,063	20,09%	2,40%
0,088	28,75%	4,30%
0,125	40,39%	9,56%
0,25	73,73%	26,88%
0,5	100,00%	62,32%
0,75	100,00%	85,01%
1	100,00%	95,23%
2	100,00%	99,99%

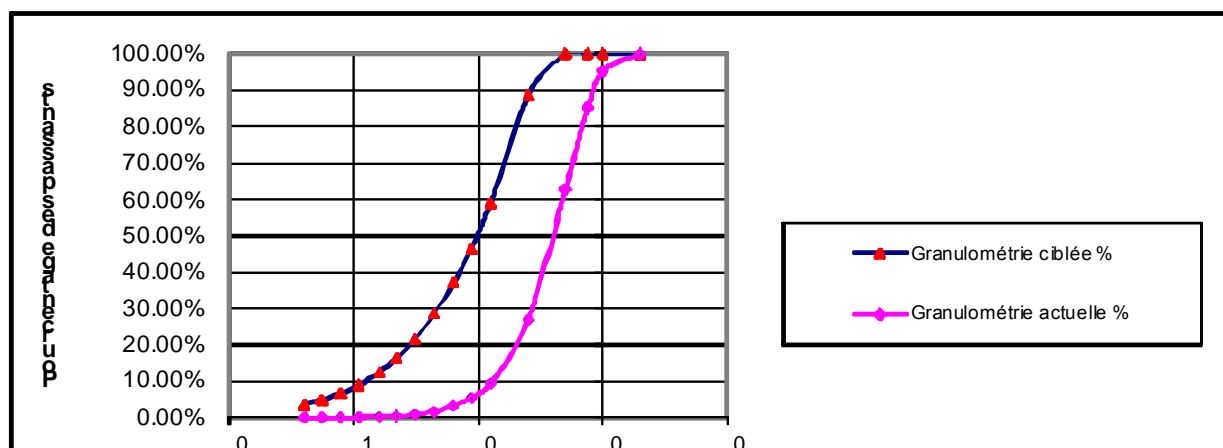


**Fig.5.30. Comparaison des courbes granulométriques du phosphate données par Split Desktop granulométrie actuelle) et la granulométrie prédite par le modèle de prédiction Kuz-Ram (granulométrie ciblée)**

la Figure (5.30) montre les résultats de distribution granulométrique sur une distribution de Rosin-Rammler (double log-log). Une distribution de Rosin-Rammler est représentée comme une ligne droite sur cette distribution. Une meilleure représentation de la distribution de Rosin-Rammler a été également adaptée à partir des résultats de distribution granulométriques. La distribution estimée de Rosin-Rammler a un X 50 de 0.13 mètres et un indice d'uniformité (n) de 1.58

- Courbe granulométrique de stérile

Dimension m	Passant (%)	Passant (%)
0,004	3,63%	0,10%
0,006	4,90%	0,10%
0,008	6,68%	0,20%
0,011	9,04%	0,19%
0,016	12,51%	0,40%
0,022	16,38%	0,60%
0,031	21,73%	1,10%
0,044	28,65%	1,80%
0,063	37,29%	3,30%
0,088	46,32%	5,50%
0,125	59,03%	9,60%
0,250	88,42%	26,90%
0,500	100%	62,90%
0,750	100%	85,10%
1,000	100%	95,30%
2,000	100%	99,99%





**Fig.5.31. Comparaison des courbes granulométriques du stérile données par Split Desktop granulométrie actuelle) et la granulométrie prédite par le modèle de prédiction Kuz-Ram (granulométrie ciblée)**

la Figure (5.31) montre les résultats de distribution granulométrique sur une distribution de Rosin-Rammler. Une distribution de Rosin-Rammler est représentée comme une ligne droite sur cette distribution. Une meilleure représentation de la distribution de Rosin-Rammler a été également adaptée à partir des résultats de distribution granulométriques. La distribution estimée de Rosin-Rammler a un X50 de 0.1 mètres et un indice d'uniformité (n) de 1.54

**Conclusion**

Le modèle de Kuz-Ram a été largement appliqué dans les conditions minières pour donner les conceptions et les analyses qui ont été prouvées dans la réalité sur la gamme complète de diamètres de trou d'abattage et des types d'explosifs, avec la prédiction des courbes granulométriques désirées des roches fragmentées. Ceci rejoint l'objectif d'intégrer les améliorations à un outil destiné à la conception des tirs à l'explosif dans la mine. Les exemples précédents montrent le genre de relation entre les paramètres de tir est la fragmentation à prévoir. Au niveau de la granulométrie des fragments de roche et suivant l'analyse des deux figures ci-dessus nous trouvons un très large décalage entre les deux courbes c'est-à-dire cette dernière montre une très grande différence entre les granulométries des fragments. Une meilleure représentation de la distribution de Rosin-Rammler a été également adaptée à partir des résultats de distribution granulométriques. La distribution estimée de Rosin-Rammler a un X 50 de 0.13 mètres et un indice d'uniformité (n) de 1.58 pour le phosphate et de 0.10 mètres et un indice d'uniformité (n) de 1.54 pour le stérile.

# ***Conclusion général***

## **Conclusion générale et recommandation**

En terme de conclusion générale de l'étude de la carrière de Kef Essnoun Djebel El Onk, on a aboutit que les résultats obtenus à partir de notre recherche confirme l'importance majeure pour déterminer la qualité de la masse rocheuse. Après avoir étudié les éléments influents sur les paramètres de forage et de tir pour construire un plan optimal parallèlement à ces résultats performants en matière d'amélioration de la qualité de fragmentation des roches avec faible taux de blocs hors gabarit.

La connaissance détaillée du massif et sa classification géotechnique permet d'élaborer un plan de tir adéquat afin d'obtenir la granulométrie désirée. Les modèles d'optimisation du minage comme celui de Kuznetsov – Rammler (Kuz-Ram) sert à donner les conceptions et les analyses qui ont été prouvés dans la réalité sur la gamme complète de diamètres de trou d'abattage et des types d'explosifs. Les résultats obtenus par les recherches en cours confirment la grande importance de connaître la qualité et la classification des massifs rocheux et ce, à travers l'étude des facteurs qui influent sur les résultats du tir (granulométrie et consommation spécifique d'explosif).

Notre travail nous oblige à utiliser les modèles empiriques de prédiction de la distribution granulométrique après le tir pour évaluer quantitativement l'efficacité des tirs de mines tel que le modèle Kaz Ram. Ce dernier est fondé sur la prédiction des distributions de la taille des blocs du massif avant le tir et la mesure de la granulométrie du tas abattu après le tir avec l'utilisation le logiciel de Split Desk Top 2.0. Une meilleure représentation de la distribution de Rosin-Rammler a été également adaptée à partir des résultats de distribution granulométriques. La distribution estimée de Rosin-Rammler a une dimension X 50 de 0.13 mètres et un indice d'uniformité (n) de 1.58 pour le phosphate et de 0.10 mètres et un indice d'uniformité (n) de 1.54 pour le stérile.

Ces résultats nous permettent d'aboutir à la conception de la forme idéale du système de forage et d'explosion.

Nous avons été sollicités pour faire des recommandations concernant la carrière. Ces recommandations découlent de l'analyse effectuée précédemment et sont basés sur le postulat qu'il ne faut, en aucune manière, se mettre dans une situation analogue à celle qui a prévalu au moment de l'accident.

## Annexes

### Annexe [1]

#### Spécifications et Conditionnement des explosifs produits en Algérie

##### GEONIT

###### Spécifications

- Densité d'encartouchage : 1,5 g/cm<sup>3</sup>
- Vitesse de détonation : 5800 m/s
- Puissance RWS sur mortier balistique : 77 %
- Coefficient d'utilisation pratique : 11,5 %
- Coefficient de self excitation : 15 cm
- Ecrasement selon méthode de KAST: 7,3 mm
- Sensibilité au choc : 0,15 kgm
- Sensibilité au frottement : 30 kgP
- Volume de gaz : 760 l/kg

###### Conditionnement - En cartouches

Diamètre (mm)	25	30	50	65	80
Longueur (mm)	130	230	370	500	340
Nature	Papier paraffiné	Papier paraffiné	Gaine plastique	Cartouche plastique	Cartouche plastique
Poids (g)	100	250	1250	2500	2500

##### Gelanit

###### Conditionnement - En cartouches

Type de la Gelanit	1	2	3
Densité d'encartouchage (g/cm <sup>3</sup> )	1,40	1,45	1,33
Vitesse de détonation (m/s)	6300	6000	6500
Puissance RWS sur mortier balistique (%)	85	82	86
Coefficient d'utilisation pratique (%)	1,33	1,27	1,2
Coefficient de self excitation (cm)	8	6	12
Ecrasement selon méthode de KAST(mm)	4,7	4,3	5,5
Sensibilité au choc (kgm)	0,4	0,5	0,7
Sensibilité au frottement (kgP)	36	36	36
Volume de gaz (l/kg)	861	808	872

## Annexes

<b>Diamètre (mm)</b>	<b>25</b>	<b>30</b>	<b>50</b>	<b>65</b>	<b>80</b>
<b>Longueur (mm)</b>	<b>130</b>	<b>230</b>	<b>370</b>	<b>500</b>	<b>340</b>
<b>Nature</b>	<b>Papier paraffiné</b>	<b>Papier paraffiné</b>	<b>Gaine plastique</b>	<b>Cartouche plastique</b>	<b>Cartouche plastique</b>
<b>Poids (g)</b>	<b>100</b>	<b>250</b>	<b>1250</b>	<b>2500</b>	<b>2500</b>

### CARRINIT

#### Spécifications

- Densité d'encartouchage : 0,95 g/cm<sup>3</sup>
- Vitesse de détonation: 4500 m/s
- Puissance RWS sur mortier balistique : 84 %
- Coefficient d'utilisation pratique : 1,23 %
- Coefficient de self excitation : 15 cm
- Ecrasement selon méthode de KAST: 3,4 mm
- Sensibilité au choc : 0,5 kgm
- Sensibilité au frottement : 36 kgP
- Volume de gaz : 901 l/kg

**Conditionnement** - En cartouches

<b>Diamètre (mm)</b>	<b>30</b>	<b>50</b>	<b>65</b>
<b>Longueur (mm)</b>	<b>135</b>	<b>610</b>	<b>750</b>
<b>Nature</b>	<b>Papier paraffiné</b>	<b>Gaine plastique</b>	<b>Cartouche plastique</b>
<b>Poids (g)</b>	<b>100</b>	<b>1250</b>	<b>2500</b>

### MARMANIT 4

#### Spécifications

- Densité d'encartouchage : 0,9 g/cm<sup>3</sup>
- Vitesse de détonation : 3570 m/s
- Puissance RWS sur mortier balistique : 77 %
- Coefficient d'utilisation pratique : 1,13 %
- Coefficient de self excitation : 1,13 cm
- Ecrasement selon méthode de KAST: 4,40 mm
- Sensibilité au choc : 0,3 kgm
- Sensibilité au frottement : 36kgP
- Volume de gaz : 930 l/kg

**Conditionnement** - En cartouches

<b>Diamètre (mm)</b>	<b>30</b>	<b>50</b>	<b>65</b>
----------------------	-----------	-----------	-----------

## Annexes

Longueur (mm)	135	610	750
Nature	Papier paraffiné	Gaine plastique	Gaine plastique
Poids (g)	250	1250	2500

### MARMANIT 1, 2 et 3

Numéro de la marmanit	1	2	3
Densité d'encartouchage (g/cm <sup>3</sup> )	0,95	0,98	1,33
Vitesse de détonation (m/s)	4000	4100	6500
Puissance RWS sur mortier balistique (%)	83	82	80
Coefficient d'utilisation pratique (%)	1,28	1,27	1,18
Coefficient de self excitation (cm)	5	3	3
Ecrasement selon méthode de KAST(mm)	3,25	2,90	2,30
Sensibilité au choc (kgm)	1,50	1,50	2
Sensibilité au frottement (kgP)	36	36	36
Volume de gaz (l/kg)	842	868	902

### Conditionnement - En cartouches

Diamètre (mm)	30	50	65	80
Longueur (mm)	135	610	750	500
Nature	Papier paraffiné	Gaine plastique	Cartouche plastique	Cartouche plastique
Poids (g)	250	1250	2500	2500

### MILANIT

#### Spécifications

- Vitesse de détonation : 4100 m/s

## Annexes

---

- Puissance RWS sur mortier balistique : 75 %
- Coefficient d'utilisation pratique : 1,16%
- Sensibilité au choc : 2 kgm
- Sensibilité au frottement : 36kgP
- Volume de gaz : 915 l/kg

### Conditionnement

En sac de polypropylène de 25 Kg

### N 18

#### Spécifications

- Densité d'encartouchage : 0,95 g/cm<sup>3</sup>
- Vitesse de détonation : 4200 m/s
- Puissance RWS sur mortier balistique : 78 %
- Coefficient d'utilisation pratique : 1,16 %
- Coefficient de self excitation : 4,5 cm
- Ecrasement selon méthode de KAST: 2,7 mm
- Sensibilité au frottement : 30 kg

Conditionnement - En cartouches

<b>Diamètre (mm)</b>	<b>50</b>	<b>65</b>	<b>80</b>
<b>Longueur (mm)</b>	<b>580</b>	<b>660</b>	<b>570</b>
<b>Nature</b>	<b>Gaine plastique</b>	<b>Gaine plastique</b>	<b>Gaine plastique</b>
<b>Poids (g)</b>	<b>1000</b>	<b>2000</b>	<b>2500</b>

### ANFO

#### Spécifications

- Vitesse de détonation : 3000 m/s
- Puissance RWS sur mortier balistique : 78 %
- Coefficient d'utilisation pratique : 1,15%
- Sensibilité au choc : 2 kgm
- Sensibilité au frottement : 36kgP
- Volume de gaz : 975 l/kg

Conditionnement

En sac de polypropylène de 25 Kg

### CORDEAUX

#### Spécifications

<b>Diamètre (mm)</b>	<b>MILACORD 1</b>	<b>ONACORD</b>	<b>MILACORD 2</b>
<b>Poids de la penthrite (g)</b>	<b>12</b>	<b>20</b>	<b>40</b>

## Annexes

Diamètre du cordeau (mm)	5,3	6,9	9
Vitesse de détonation (m/s)	6500	6500	6500
Résistance à la rupture (kg/24h)	40	40	40
Stockage à chaud	+ 50 °C/4h	+ 50 °C/4h	+ 50 °C/4h
Stockage à froid	-20 °C/4h	-20 °C/4h	-20 °C/4h
Transmission de détonation / nœud	Bonne	Bonne	Bonne
Test au choc	Bon	Bon	Bon
Test de sécurité	Bon	Bon	Bon
Étanchéité après 24 heures	Bonne détonation	Bonne détonation	Bonne détonation
Test d'amorçage	positif	positif	positif

### Conditionnement

En bobines de 100 et 125 m

### MECHE LENTE

#### Spécifications

- Nature : gaine en plastique
- Durée de combustion : 90 s/m – 120 s/m
- Résistance à la rupture : 40 Kg
- Résistance à l'eau : au moins 24 h sous 50 cm d'eau
- Stockage à chaud : + 50 °C/4h
- Stockage à froid : -20 °C/4h

### Conditionnement

- En anneaux de 10 m
- En bobines de 50,100 et 125 m

### DETONATEURS

#### DETONATEUR PYROTECHNIQUE

##### Spécifications techniques

- Désignation : Déto. N°8
- Tube (douille) : en aluminium
- Longueur du tube : 50 mm
- Essai à la plaque de plomb : >7,2 mm
- Essai au bloc de plomb TRAUZL : 620 cm<sup>3</sup>

### Conditionnement

- 100 détonateurs dans une boîte pliante en carton
- 50 boîtes pliées dans une caisse en bois

#### DETONATEUR ELECTRIQUE SISMIQUE

##### Spécifications techniques

- Désignation : DES
- Type : sismique
- Tube : en aluminium



## Annexes

---

- Longueur du tube : 50 mm
- Diamètre du tube : 7,30 mm
- Matériau du fil conducteur : cuivre
- Résistance du pont (filament) :
  - basse intensité : 1,5  $\Omega$
  - moyenne intensité : 0,6  $\Omega$
  - haute intensité : 0,06  $\Omega$
- Temps de réaction : < 1 ms
- Étanchéité à l'eau (après 6 h) : bonne
- Résistance des parties internes du détonateur : bonne
- Impulsion d'amorçage électrique:
  - Avec 16 ohm : positive
  - Avec 65 ohm : négative
- Amorçage en série et aptitude à l'amorçage : sans raté

### Conditionnement

- 10 détonateurs dans une boîte pliante en carton
- 40 boîtes pliantes dans une caisse en bois

### **DETONATEUR ELECTRIQUE INSTANTANE**

#### **Spécifications techniques**

- Désignation : DEI
- Type : instantané
- Tube : en aluminium
- Longueur du tube : 50 mm
- Diamètre du tube : 7,30 mm
- Matériau du fil conducteur : cuivre
- Résistance du pont (filament) :
  - basse intensité : 1,5  $\Omega$
  - Moyenne intensité : 0,6  $\Omega$
  - haute intensité : 0,06  $\Omega$
- Temps de réaction : < 3 ms
- Étanchéité à l'eau (après 6 h) : bonne
- Résistance des parties internes du détonateur : bonne
- Impulsion d'amorçage électrique:
  - Avec 16 ohm : positive
  - Avec 65 ohm : négative
- Amorçage en série et aptitude à l'amorçage : sans raté

### **Conditionnement**

- 25 détonateurs dans une boîte pliante en carton
- 16 boîtes pliantes dans une caisse en bois

### **DETONATEUR ELECTRIQUE DEMI-RETARD**

#### **Spécifications techniques**

- Désignation : DER
- Type : à retard
- Tube : en aluminium
- Longueur du tube (forme conique) : 63 à 88 mm
- Diamètre du tube : 7,16 mm d'un côté, 7,50 mm de l'autre côté
- Matériau du fil conducteur : cuivre
- Résistance du pont (filament) :
  - basse intensité : 1,5  $\Omega$

## Annexes

---

- basse intensité : 0,6  $\Omega$
- basse intensité : 0,06  $\Omega$
- Numéro de retard : 1 à 12
- Intervalle de temps : 0,5 s pour N°1  
                                6 s pour N°12
- Temps de réaction : 500 ms
- Étanchéité à l'eau (après 6 h) : bonne
- Résistance des parties internes du détonateur : bonne
- Impulsion d'amorçage électrique:
  - Avec 16 ohm : positive
  - Avec 65 ohm : négative
- Amorçage en série et aptitude à l'amorçage : sans raté

### **Conditionnement**

- 25 détonateurs dans une boîte pliante en carton
- 24 boîtes pliantes dans une caisse en bois

## **DETONATEUR ELECTRIQUE MICRO- RETARD**

### **Spécifications techniques**

- Désignation : DMR
- Type : Micro -retard
- Tube : en aluminium
- Longueur du tube (forme conique) : 63 à 88 mm
- Diamètre du tube : 7,16 mm d'un côté, 7,50 mm de l'autre côté
- Matériau du fil conducteur : cuivre
- Résistance du pont (filament) :
  - basse intensité : 1,5  $\Omega$
  - moyenne intensité : 0,6  $\Omega$
  - haute intensité : 0,06  $\Omega$
- Numéro de retard : 1 à 12
- Intervalle de temps : 20 ms pour N°1  
                                240 ms pour N°12
- Temps de réaction : 20 ms
- Étanchéité à l'eau (après 6 h) : bonne
- Résistance des parties internes du détonateur : bonne
- Impulsion d'amorçage électrique:
  - Avec 16 ohm : positive
  - Avec 65 ohm : négative
- Amorçage en série et aptitude à l'amorçage : sans raté

### **Conditionnement**

- 25 détonateurs dans une boîte pliante en carton
- 24 boîtes pliantes dans une caisse en bois

### Annexe [2]

#### Principe de fonctionnement de Split-Desktop software (USA)

##### Étape 1: Entrée de l'image pour traitement

###### Entrée image:

Ouvrir Split-Desktop software

Select FILE menu item and select OPEN. Split-Desktop will open color TIFF (TIF) and JPEG (JPG) formatted images as well as grayscale TIFF (TIF) formatted images.

Split-Desktop automatically converts the color TIFF or JPEG to a grayscale image.

###### Crop/Resize the Image:

Maximum size image that can be processed using Split-Desktop is 1680 x 1400 pixels.

To check the size of an image you are reading, select the FILE drop-down menu within Split-Desktop and select GET INFO. If your image resolution is greater than 1680 x 1400, you must reduce the resolution (size) of the image before processing.

##### Étape 1: Entrée de l'image pour traitement

You may also wish to resize images so that they can be processed faster and require less editing.

Resizing can be done two ways:

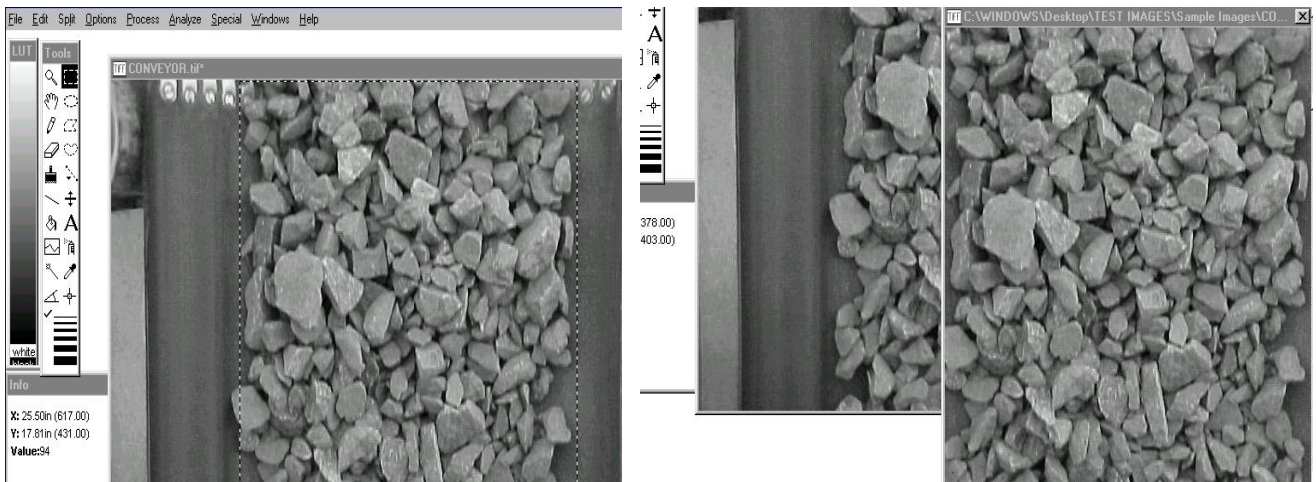
**Crop:** Select the Selection/Crop Tool from the vertical toolbar at the left of the screen. Use the tool to select the portion of the image you want to keep and analyze, thereby cutting out unnecessary pixels. Unnecessary portions that should be cut include the sky, ground in front of pile, high wall behind the sloping muck pile or machinery in the picture. Cropping it now will save time in editing later.

When using the dual object scaling method try to crop out material that is not in the same plane as the slope of the image as set by the scaling objects. It is better to eliminate the material in question than have the particles sized in a distorted fashion.

## Annexes

---

Once the area is selected that you want to keep either hit CNTL-D or select FILE menu item and select DUPLICATE SELECTION. Split-Desktop will create a new image named [filename]copy.



### Dual Objects Method:

Very similar to the steps for One-Known Object Method with some additional steps. From the vertical toolbar along the left of the screen, select the Line Selection Tool/Scaling Tool. Click on one edge of the object of known size and keep the left mouse button depressed and drag the line to the other edge of the object. Click here for help on drawing

Scaling line. Once the scaling apparatus in the image has the scale on it, shown by a dashed line, right-click on the mouse or double-click on the Line Selection Tool on the Toolbar and it should bring up the following dialog box. First, set the units of the scale. Then, in the Known Distance box input the known number of units that were just scaled using the Line Selection Tool/Scaling Tool. Hit OK to close the dialog box.

Depending on the type of image, it will automatically saved as a grayscale TIFF image or you will be prompted to save it as a grayscale TIFF. Also, if you have cropped or re-sized the image, you will be prompted to SAVE AS.

Rangefinder: Select SPLIT menu item and select SCALE IMAGE. Select the appropriate radio button and input the required parameters. You must enter the width of the CCD array (in mm), the focal length at the time the image was captured (in mm), the distance to the top and bottom of the image. When complete, hit OK to scale the image. Split-Desktop will automatically prompt you to save the newly scaled image.

## Annexes

**Image Information:** This section of the box will always display the scale of the image in pixels per unit at the top of the image and the bottom of the image as well as the units in which the image was scaled.

**Other Important Notes on Scaling:** Once the image is scaled, it should not be resized or cropped if the dual objects method is used. If you want to crop the image for any reason, make sure you rescale the image after it is cropped, otherwise the scaling information for the uncropped image will be applied to the cropped image and it will be incorrect.

Select the SPLIT menu item and select SCALE IMAGE.

This will open this dialog box.

**Do Split Scale**

Range Finder       Single Object       Dual Objects

Sensing Array width (mm)            

Focal Length (mm)       Slope Angle       Higher Object Scale (pixels/units)

Distance to top       Distance to Bottom      

Distance to Bottom       1.0 for 90.0 deg

Lower Object Scale (pixels/units)

Note: All distances must be in units of fragment calculation, ie: in. or mm.

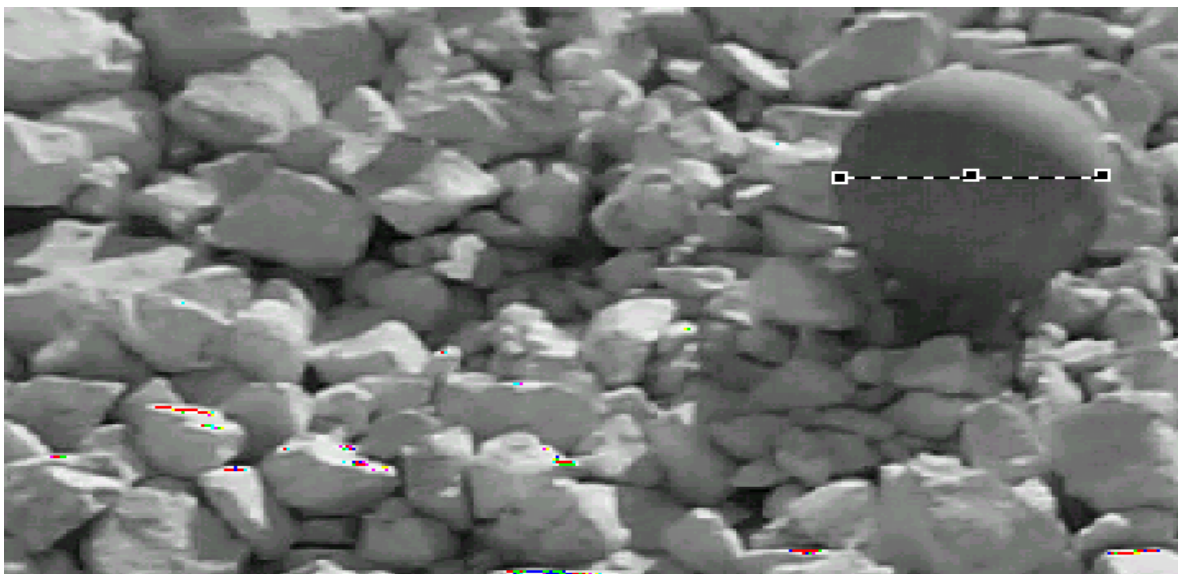
    

**Image information**

Units of Measure       Scale at Top (pixels/units)

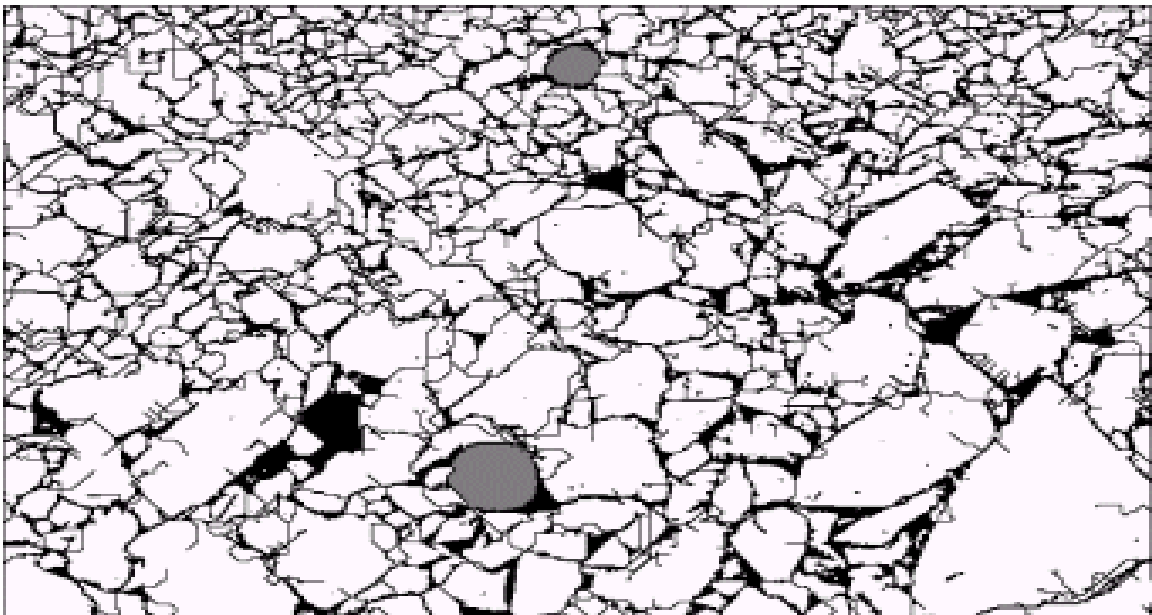
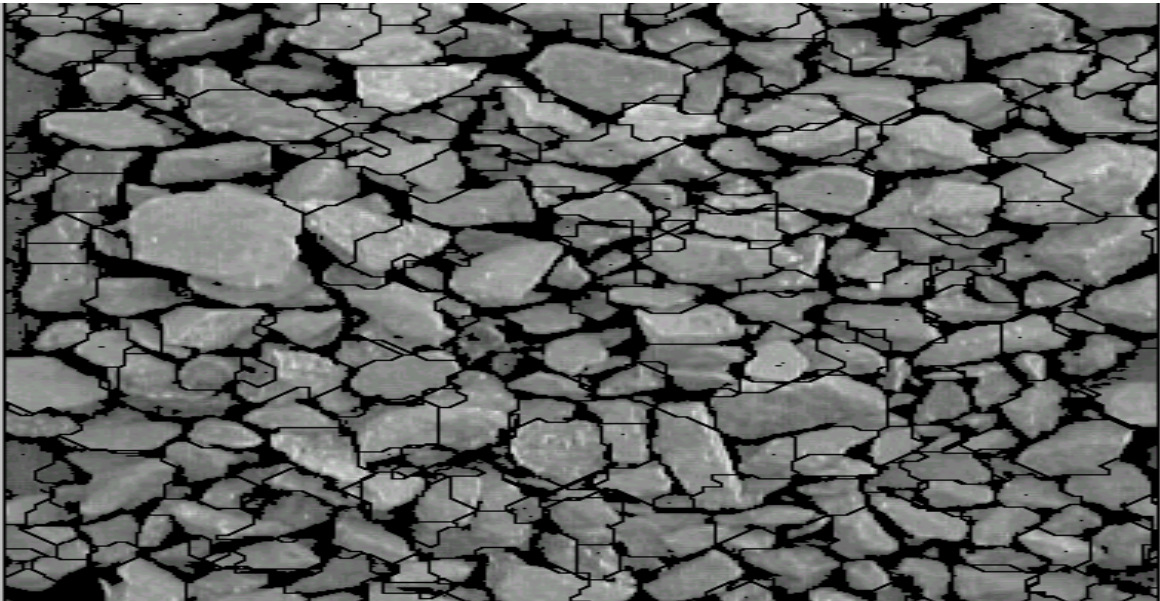
Scale at Bottom (pixels/units)

### Draw Scale Line

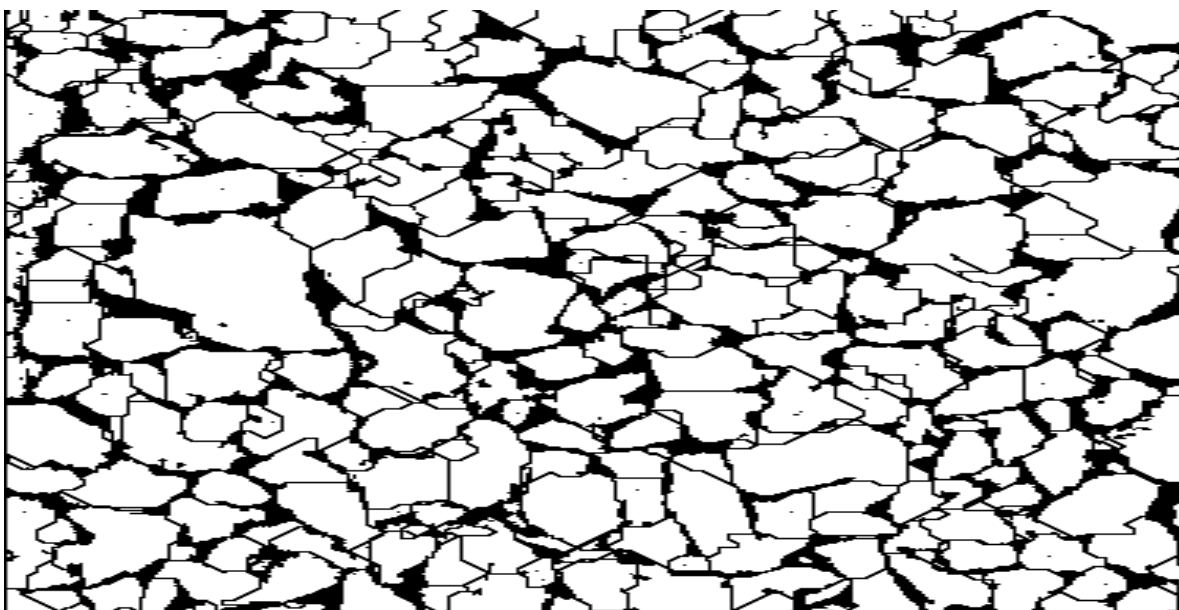
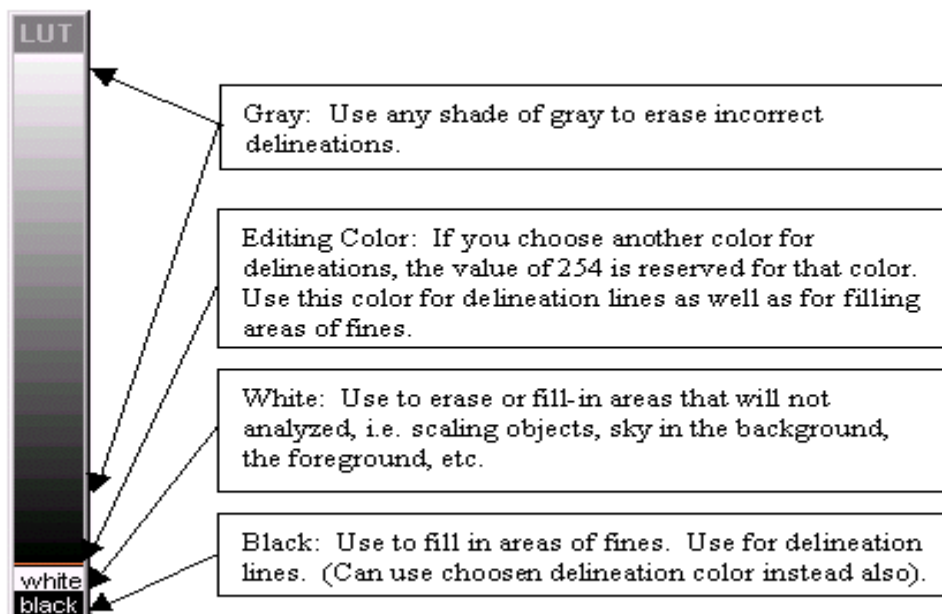
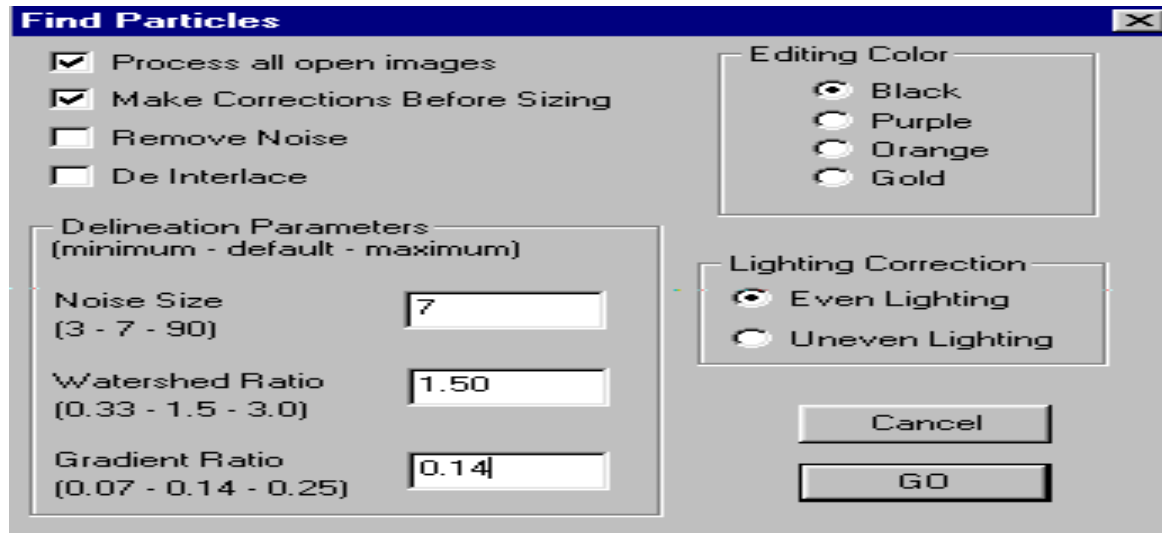


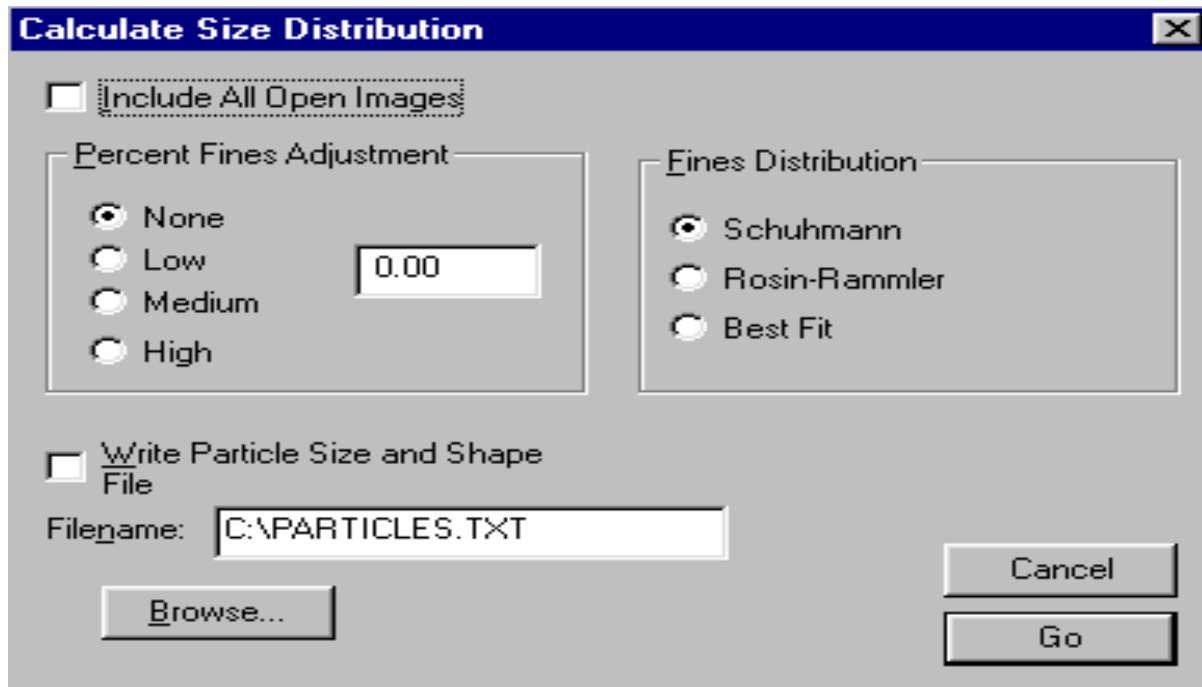
Select the SPLIT menu item and select FIND PARTICLES. This brings up the following dialog box:

FIND PARTICLES



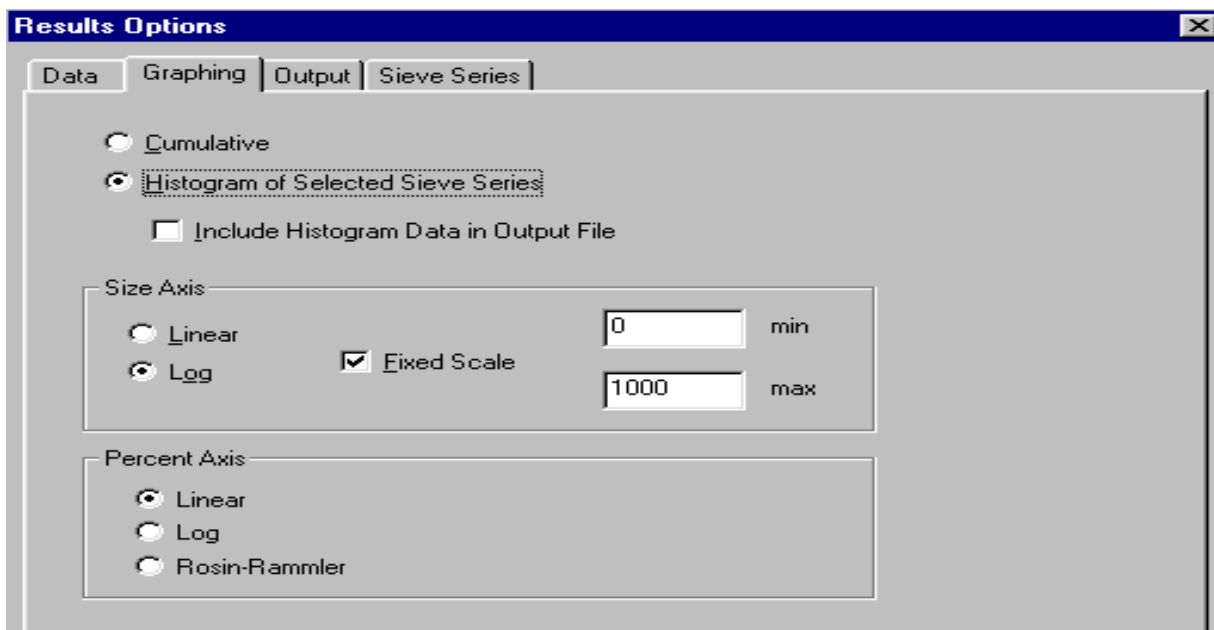
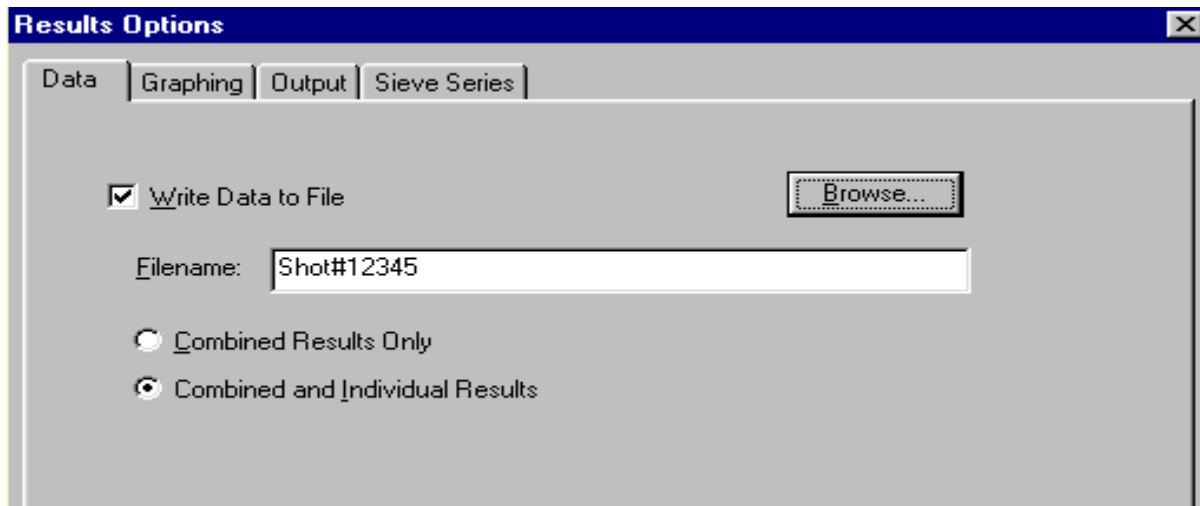


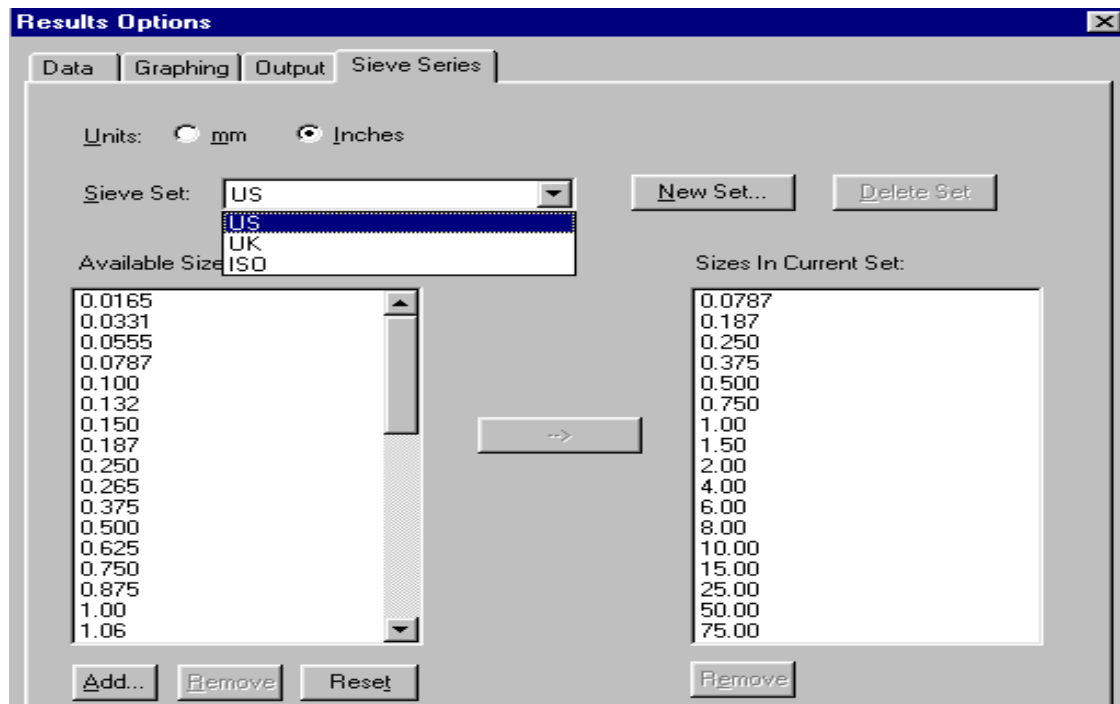
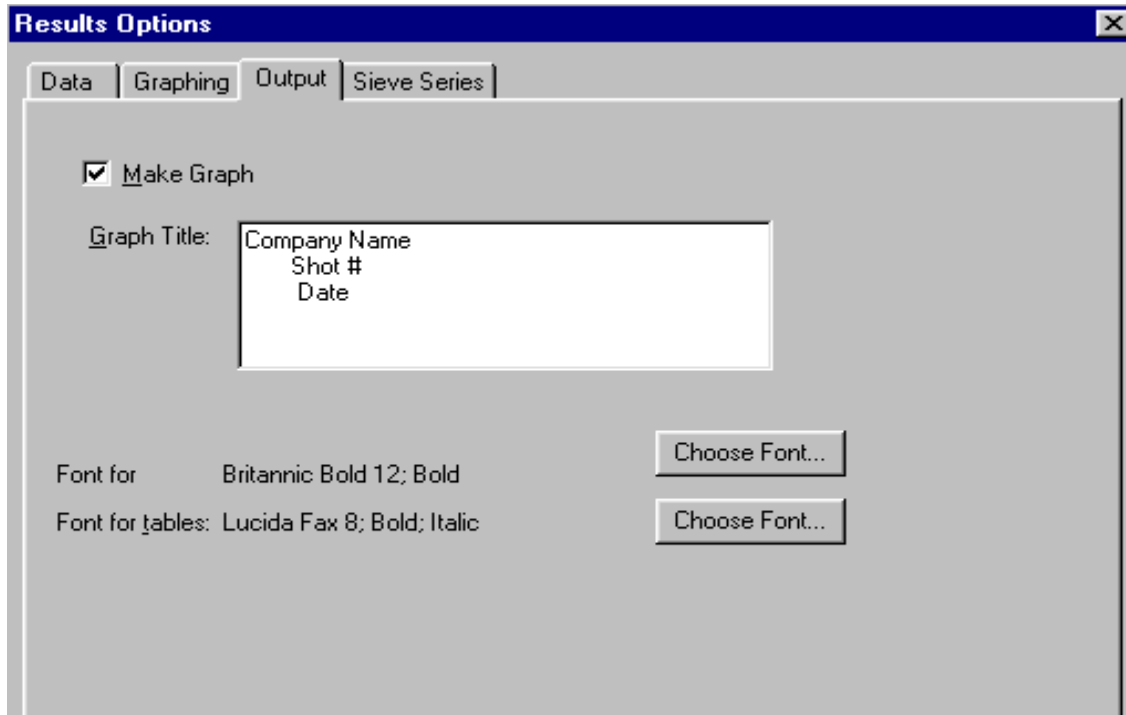


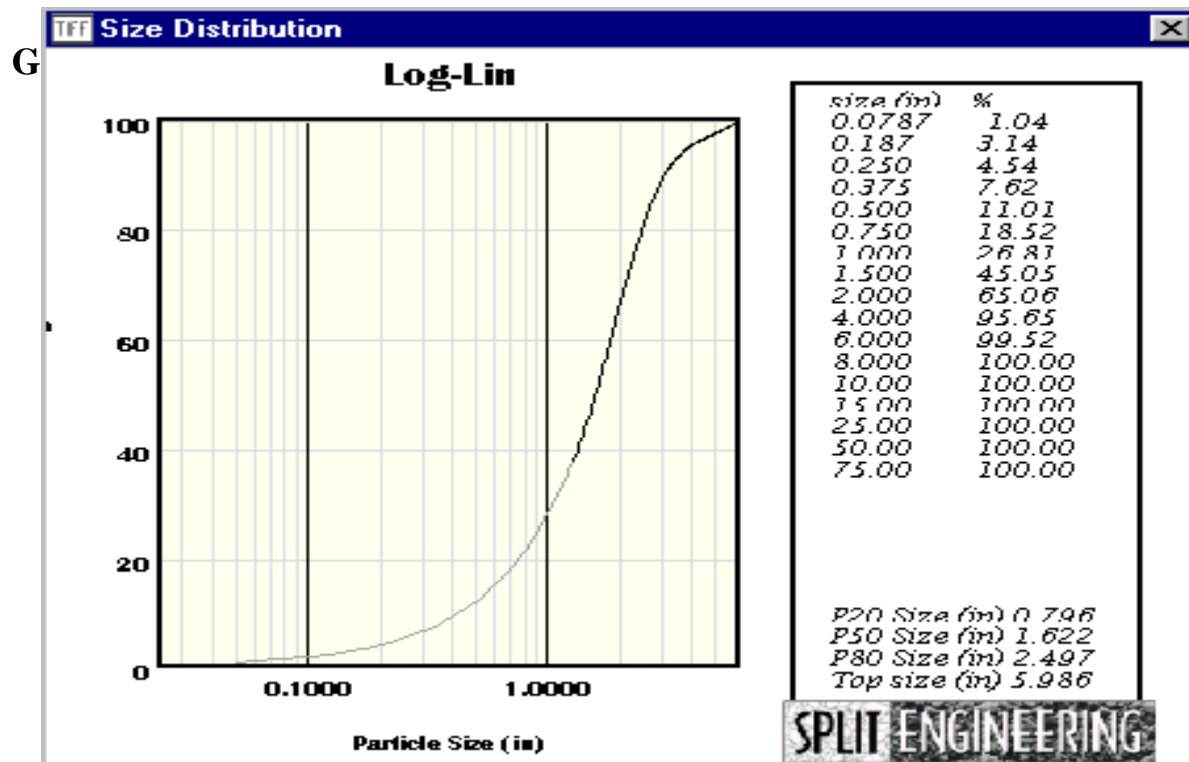




## Étape 5: Graphes et Sorties







## Annexes [3]

### Les différents traitements d'image des deux gradins des stériles



Image d'un tas de roche gradin de stérile

Image redimensionnée et calibrée

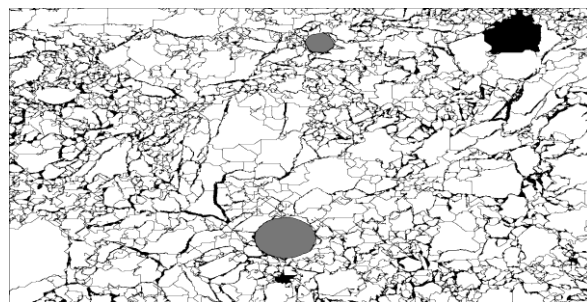
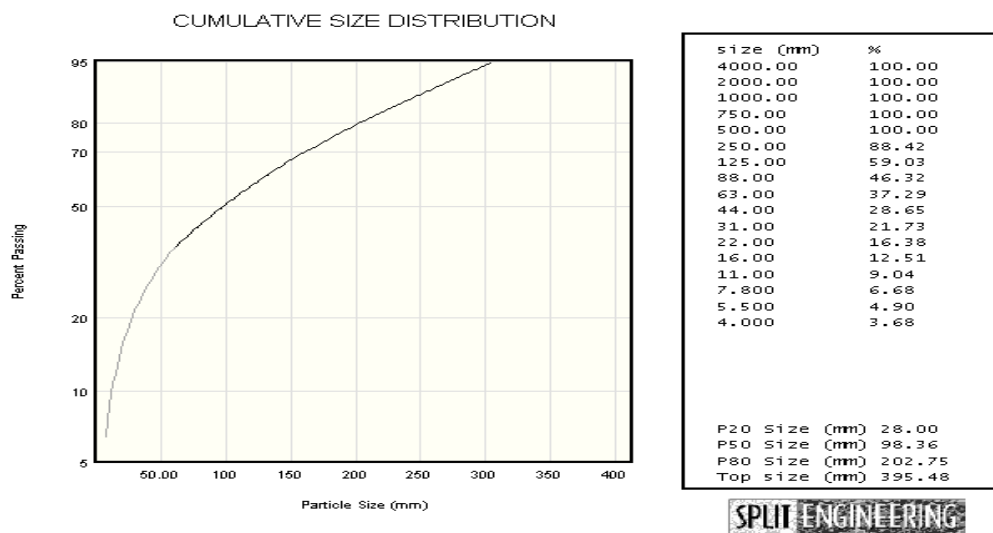


image binaire d'un tas de roche



Distribution granulométrique des fragments de roche dans le gradin de stérile



Image d'un tas de roche gradin de stérile



Image redimensionnée et calibrée

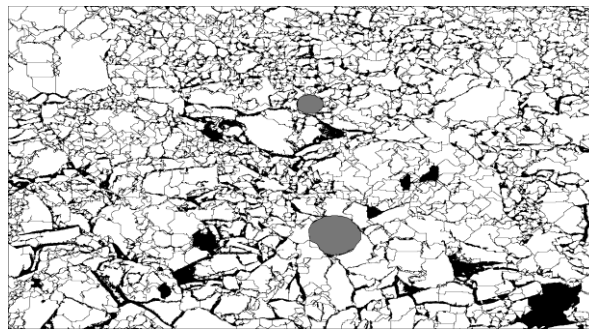
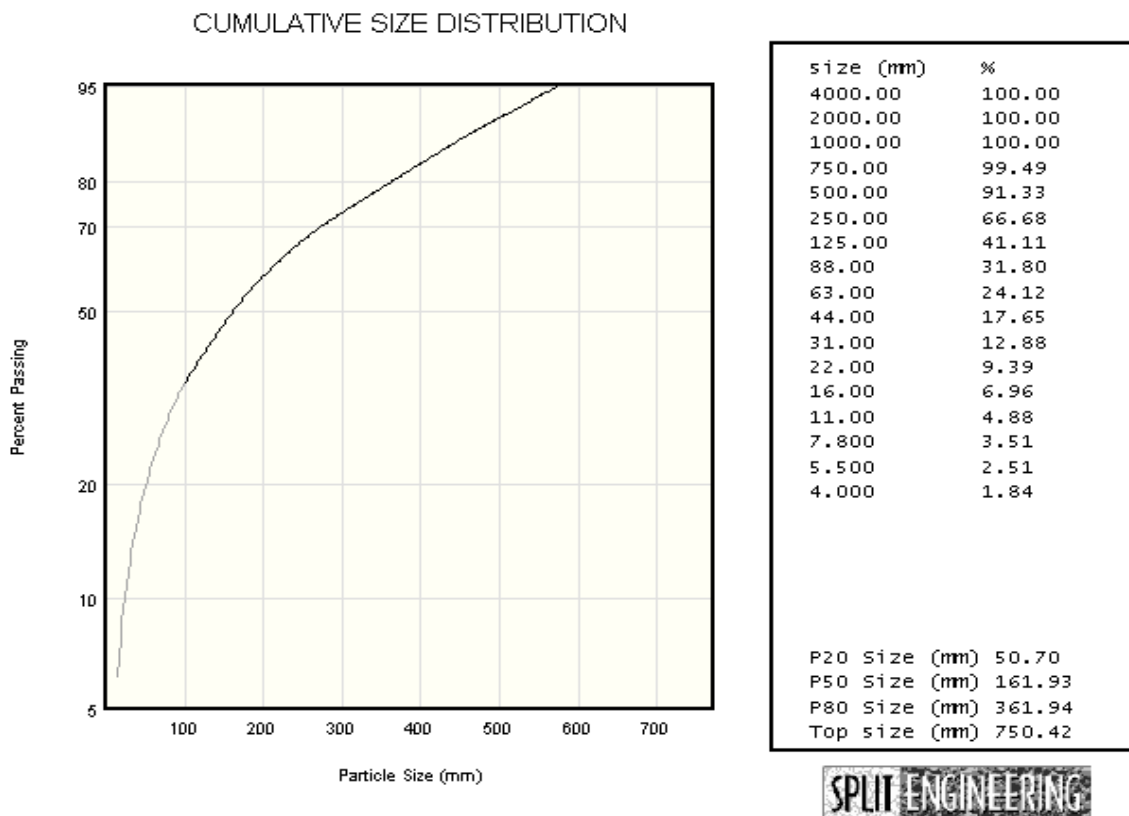


Image binaire d'un tas de roche



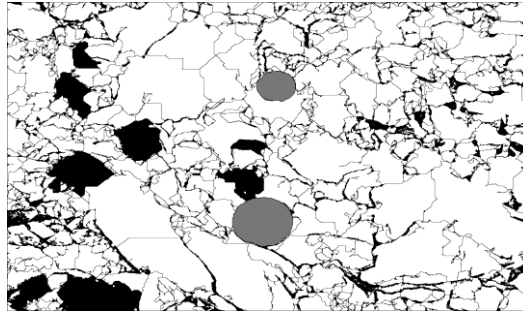
Distribution granulométrique des fragments de roche dans le gradin de stérile



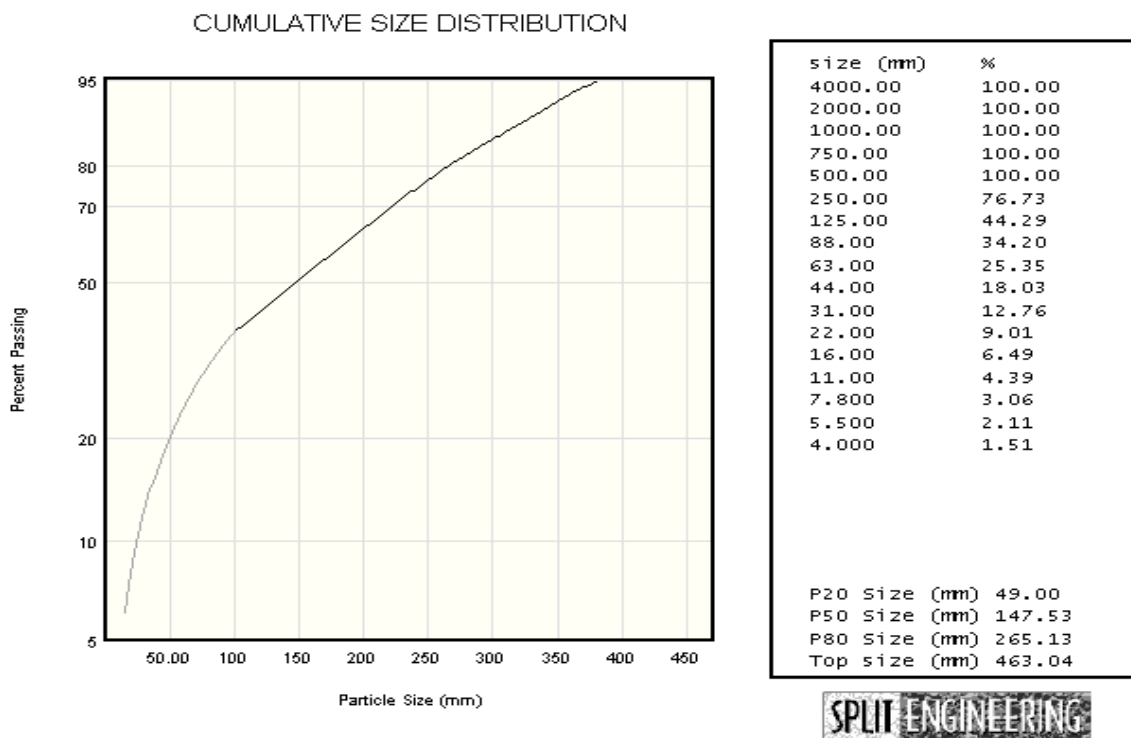
**Image d'un tas de roche gradin de stérile**



**Image redimensionnée et calibrée**



**Image binaire d'un tas de roche**



**Distribution granulométrique des fragments de roche dans le gradin de stérile**





Image d'un tas de roche gradin de stérile



Image redimensionnée et calibrée

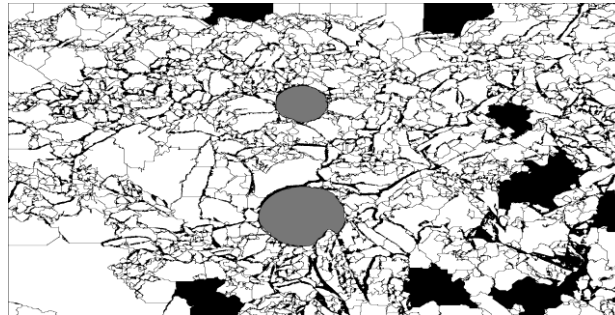
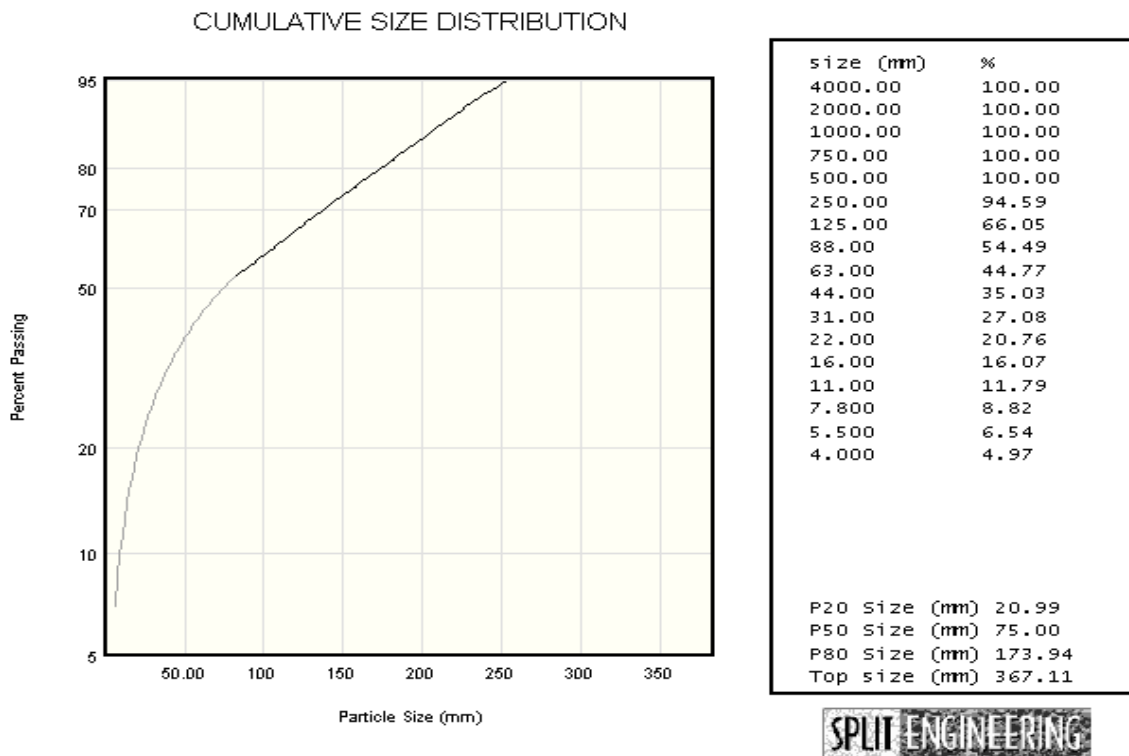


Image binaire d'un tas de roche



Distribution granulométrique des fragments de roche dans le gradin de stérile



Image d'un tas de roche gradin de stérile



Image redimensionnée et calibrée

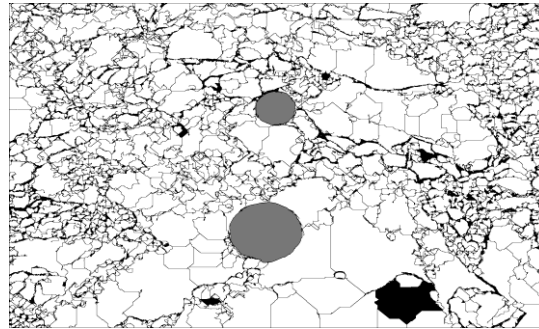
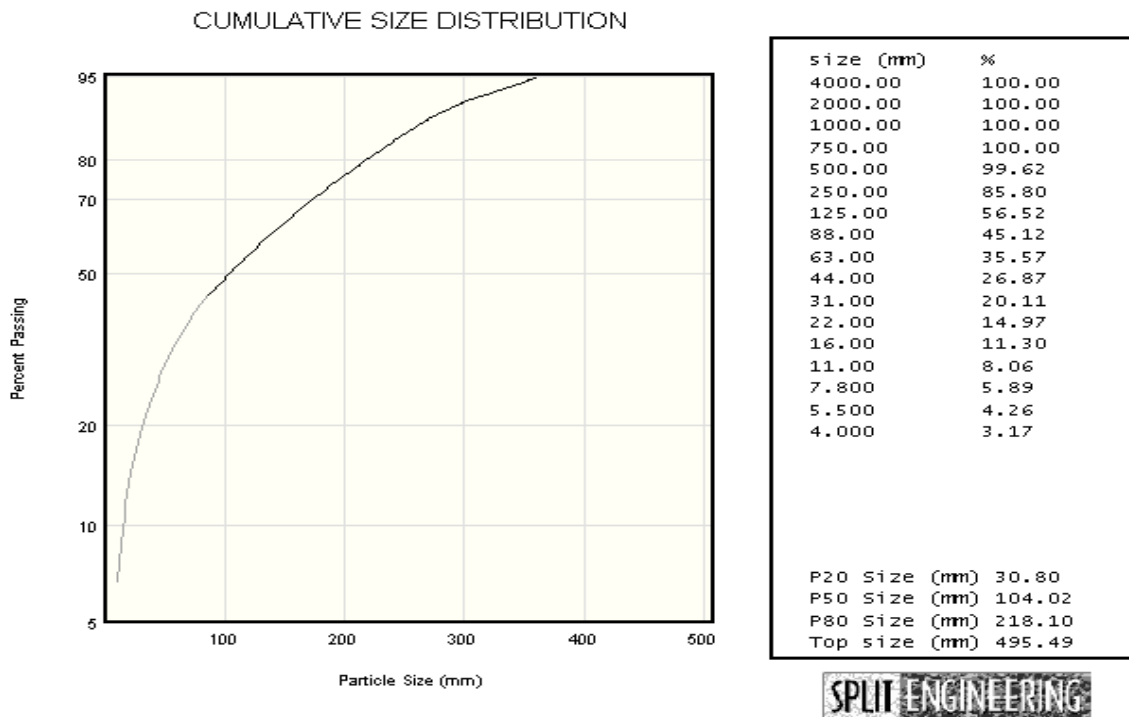


Image binaire d'un tas de roche



Distribution granulométrique des fragments de roche dans le gradin de stérile



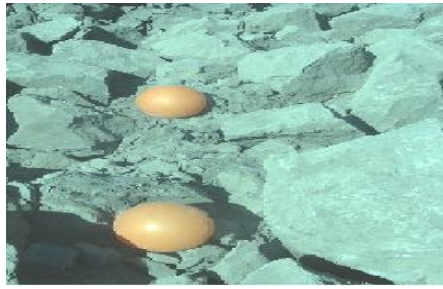


Image d'un tas de roche gradin de stérile



Image redimensionnée et calibrée

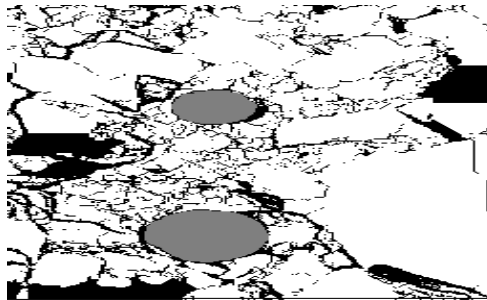
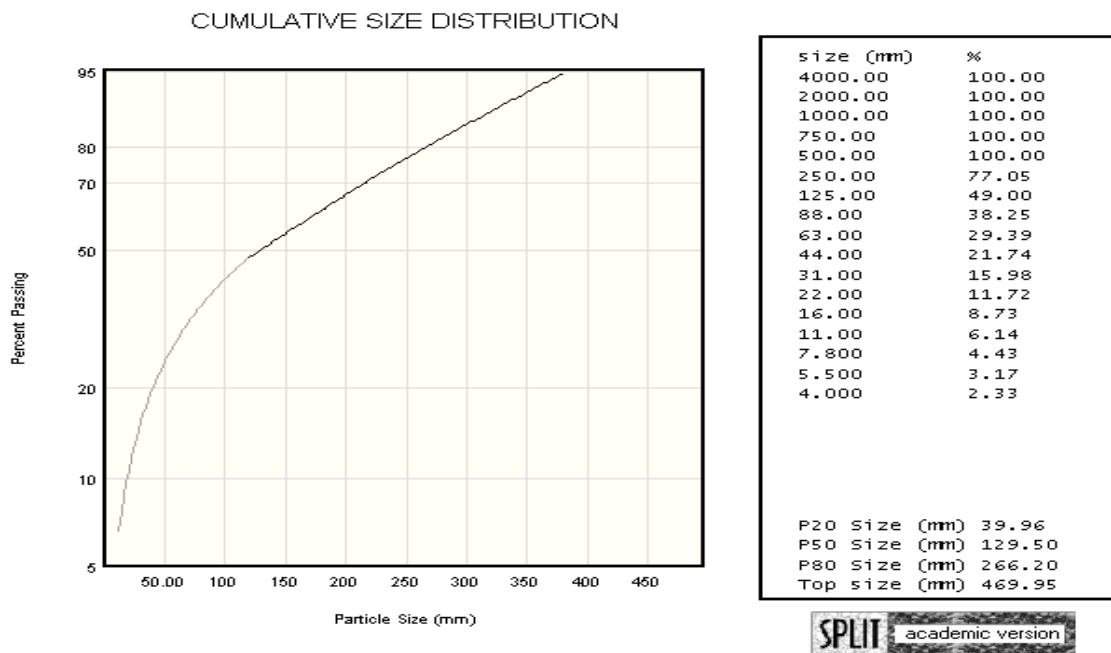


Image binaire d'un tas de roche



Distribution granulométrique des fragments de roche dans le gradin de stérile



Image d'un tas de roche gradin de stéril



Image redimensionnée et calibrée

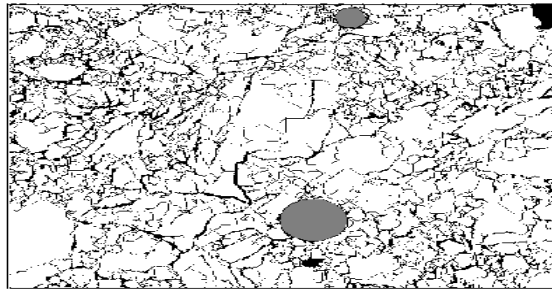
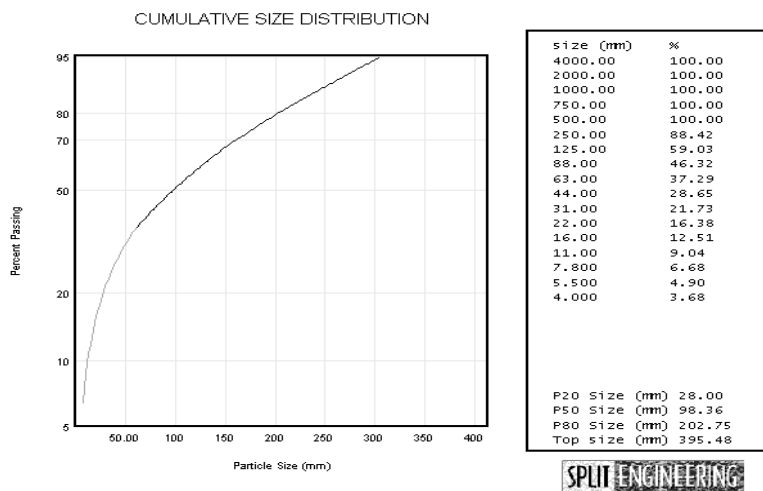


image binaire d'un tas de roche (stérile)



Distribution granulométrique des fragments de roche dans le gradin de stérile

# Annexes

Annexes [3] :

## Traitement d'image pour le gradin de phosphate



Image d'un tas de roche gradin de phosphate

Image redimensionnée et calibrée

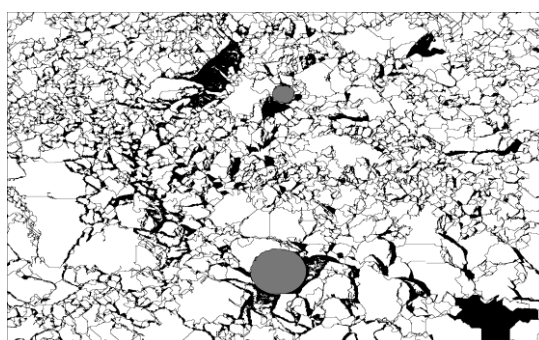
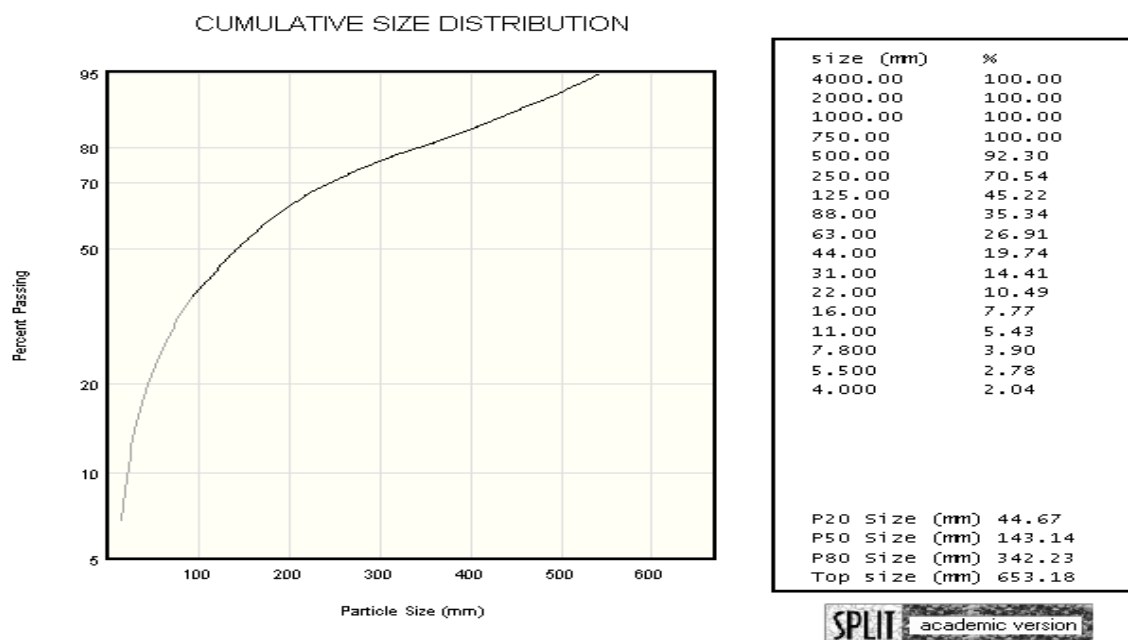


image binaire d'un tas de roche



Distribution granulométrique des fragments de roche dans le gradin de phosphate

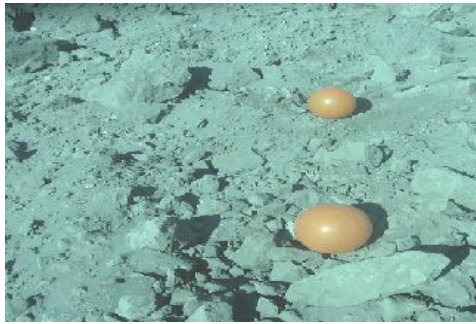


Image d'un tas de roche gradin de phosphate



Image redimensionnée et calibrée

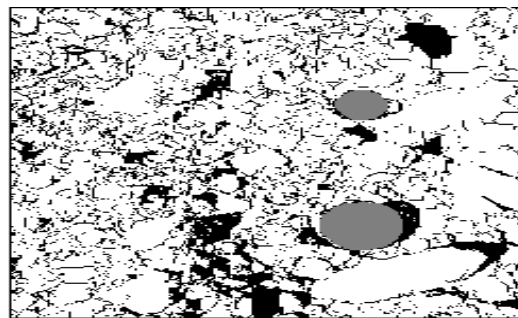
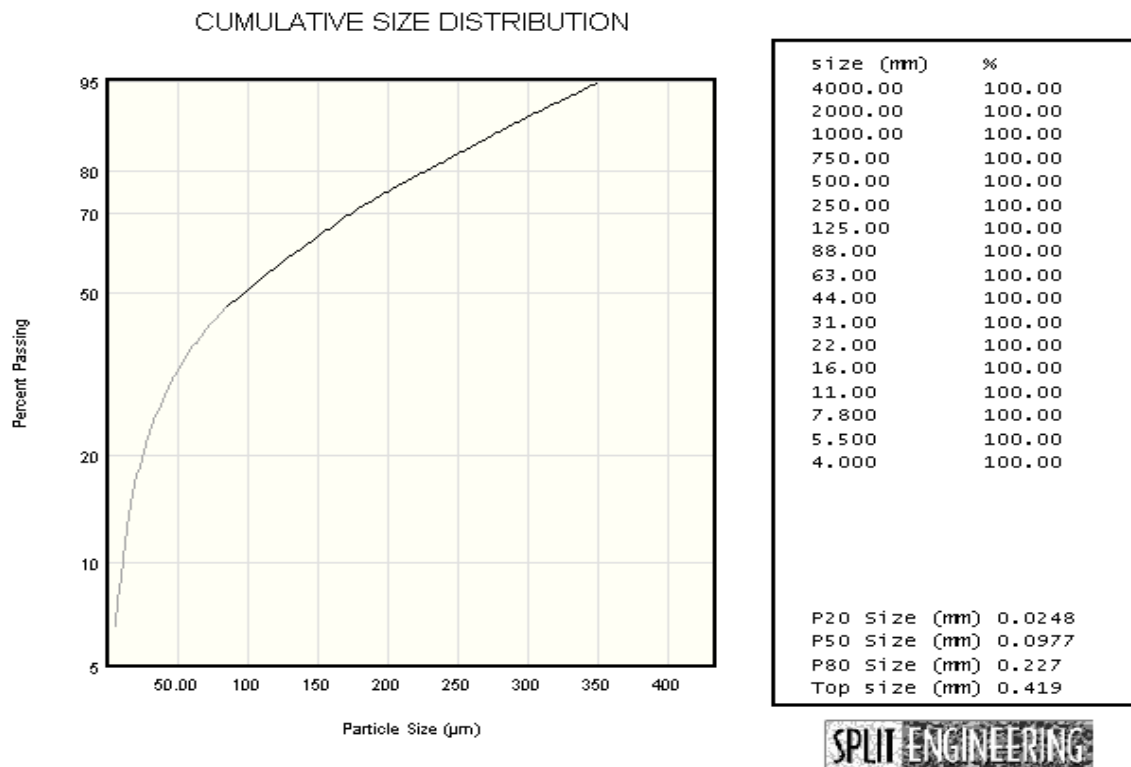


image binaire d'un tas de roche



Distribution granulométrique des fragments de roche dans le gradin de phosphate





Image d'un tas de roche gradin de phosphate

Image redimensionnée et calibrée

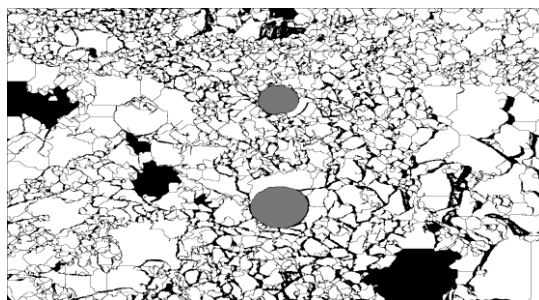
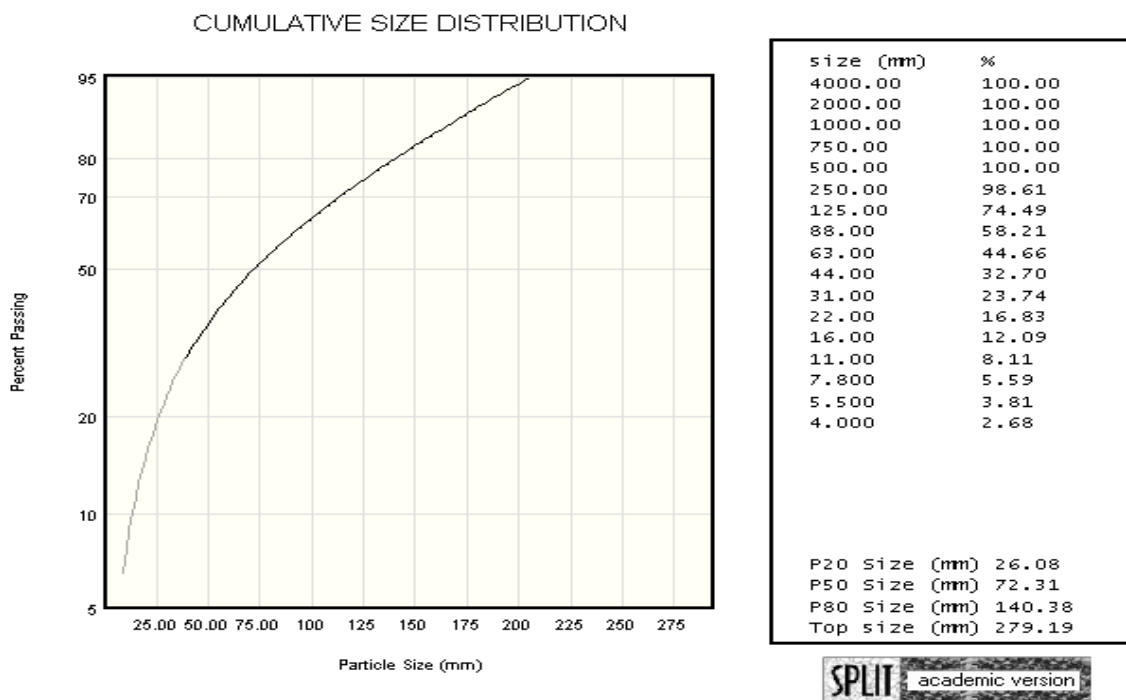


Image binaire d'un tas de roche



Distribution granulométrique des fragments de roche dans le gradin de phosphate



Image d'un tas de roche gradin de phosphate

Image redimensionnée et calibrée

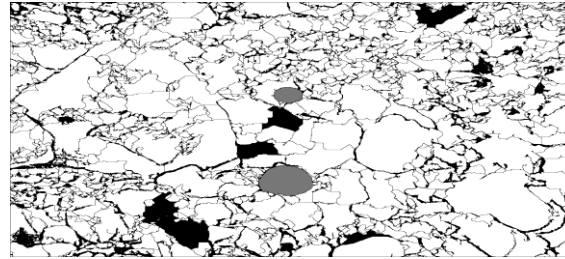
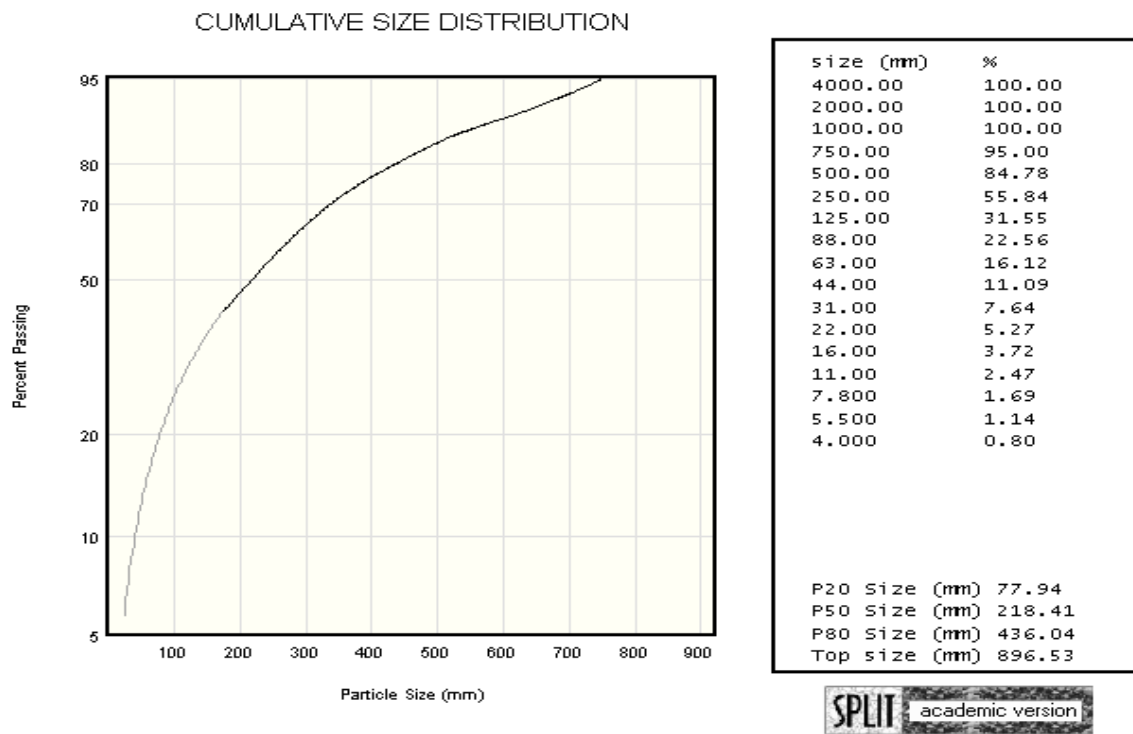


Image binaire d'un tas de roche



Distribution granulométrique des fragments de roche dans le gradin de phosphate



Image d'un tas de roche gradin de phosphate

Image redimensionnée et calibrée

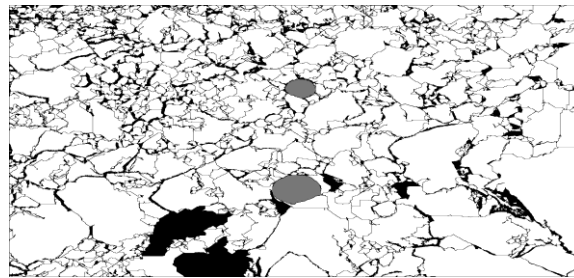
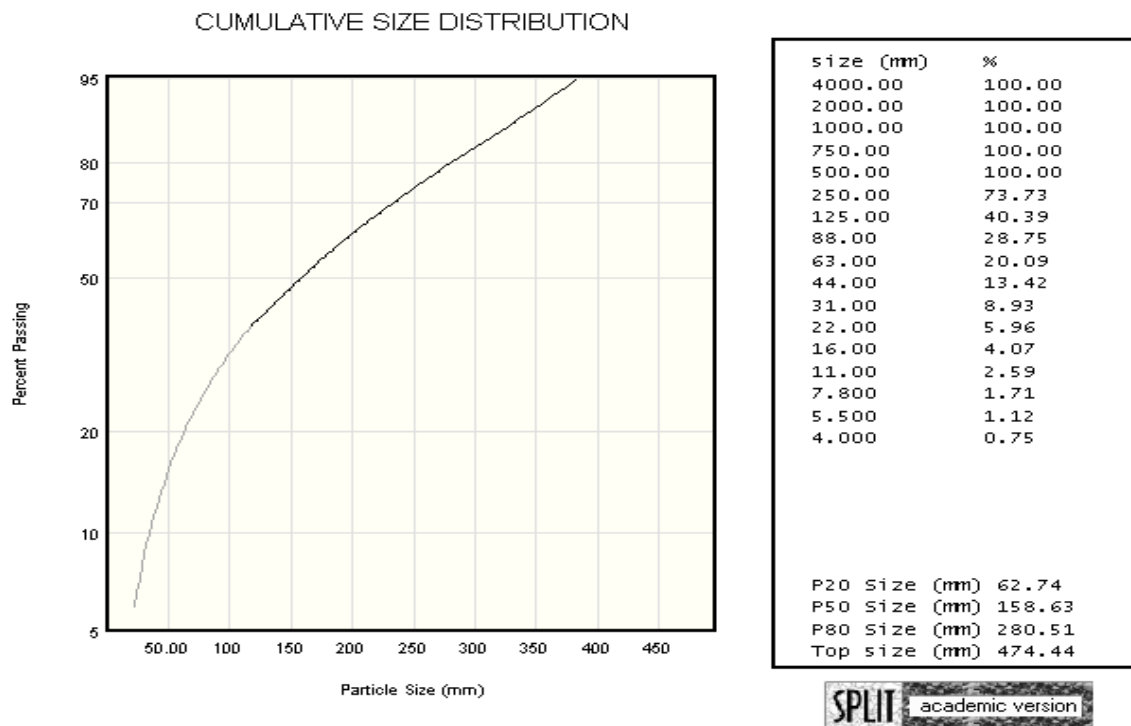


Image binaire d'un tas de roche

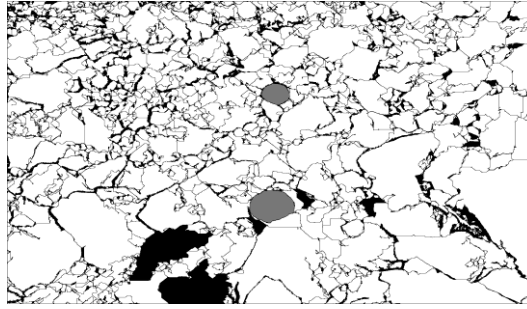


Distribution granulométrique des fragments de roche dans le gradin de phosphate

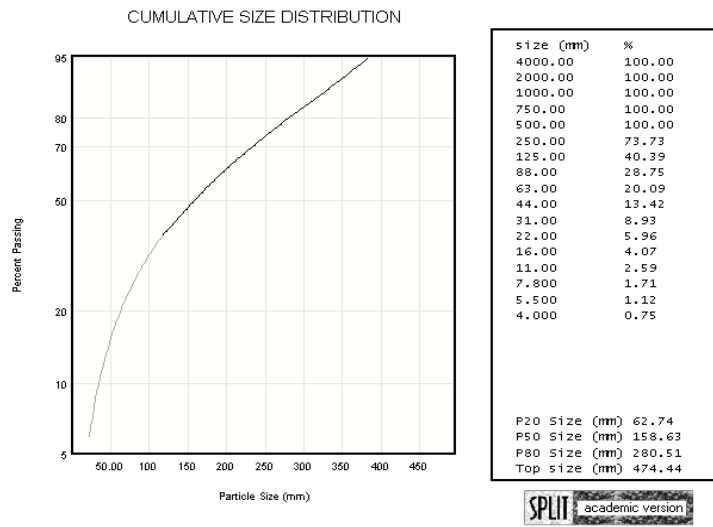


Image d'un tas de roche gradin de Phosphate

Image redimensionnée et calibrée



**Fig.5.21: Image binaire d'un tas de roche**



**Distribution granulométrique des fragments de roche dans le gradin de phosphate**



### *Bibliographie*

- [01]: **V,Covalenco., N, Ambartsoumian. , K, M lahmer .** Exploitation des carrières ofifice des publications universitaires 1 place centrale de Ben Aknoun (Alger) codification 2.09.2092 p 301.
- [02] : **B, Boky.** exploitation des carrières, techniques soviétiques pp140 -143
- [03] : **FERPHOS.** Rapport technique de l'exploitation de la carrière de Djebel El Onk plan d'exploitation préliminaire du gisement de Bir el Ater rapport interne.
- [04] : **C.E.R.A.D 2000.** Centre de recherche appliqué au développement
- [05] : **O.N.E.X.** Office national des substances explosives, fiche technique des propriétés et caractéristique des explosifs, présentation les produits de l'entreprise.
- [06] : **Dass, Amiour Mohamed. 2006.** Evaluation de la quantité du produit marchand à l'aide de méthodes géostatistiques dans les blocs d'exploitation du gisement de phosphate de Kef Es-Sennoun (Algérie Orientale) thèse de magister p 110 Annaba.
- [07] : **N, Korobeinikov. 1973.** Principes de la physique des roches travaux de laboratoire de l'institut de métallurgie et de mine Annaba.
- [08] : **Laffitte, R. 1939.** Etude géologique des Aurès. thèse de doctorat. bull. serv. carte géol. Algérie, 2e série, n° 15, 484 p.
- [09] : **Behloul, fatiha. 2006.** simulation de la fragmentation des roches à l'explosif thèse de magister, Annaba pp 12-17.
- [10] : **Bouhedja, ahcène. 1987.** Etude des méthodes de débitage secondaire à l'explosif et argumentation de leurs paramètres dans les gisements carbonatés d'Algérie ( exemple de la carrière de Hdjar- Soud thèse de magister, Annaba pp 14-26.
- [11] : **Serradj, Tayeb. 17-18-mars 2003.** Les nouvelles technique d'exploitation des carrière le concept mine to mill, séminaire national organisé par le CETIM Boumerdes hôtel mercure CD.ROM du séminaire.
- [12] : **Chain, Rabeh. 2006.** Influence des travaux de forage et de tir sur la stabilité des talus et des gradins des mines a ciel ouvert (cas : mine de fer de l'Ounza) thèse doctorat d'état pp 14 -15 Annaba.
- [13] : **Kimour, Mohamed. 2006.** Caractérisations des discontinuités du massif en vue de l'abattage à l'explosif suivant le concept mine to mill cas de la carrière de Socar d'Héliopolis Guelma thèse de magister pp 77-80 Annaba.

## Bibliographie

---

- [14] : **Service A.M.E.R.O Somiphos** : caractéristiques Atlas Copco Roc L 8 notice de l'opérateur.
- [15] : **Service A.M.E.R.O Somiphos** : Rapport et fiche technique des T4BH.
- [16] : **Serradj, Tayeb. Avril 2009.** Institut Algérien des mines I, A, M 2 eme session Tamanrasset CD.ROM de la formation.
- [17] : **Djeribi, Djemel. 2001.** Etude des paramètres de forage et de tir dans les mines a ciel ouvert cas de la carrière socar ex réal Sider Annaba thèse de magister, 103p.
- [18] : **E.R.E.M. 19 85 1987.** Travaux des prospections et des variations des phosphates dans la région de Bir el Ater.
- [19] : **R,D,Lama.V,S,Vutukuri . First printing 1978.** Handbook on mechanical prosperites of rocks testing technique and results- volume IV by division of applied geomechanics , department of mining engineering broken hill division university of new south wales Australia classification de rock pp 284 -287.
- [20] : **Soltani, Belgecem. 1998.** Paramètres influent sur le résultat d'abattage à l'explosif thèse de magister Annaba, 140 p.
- [21] : **Philipe, weber. Novembre 2007.** Analyse du gisement de terrain de l'exploitation de Kef Es-sennoun conséquences sur la poursuite des travaux d'exploitation Tébessa.
- [22]: **Baron, L., A. A, Skochinskii, September–October, 1968.** institut of mining. translated from fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh, No. 5, pp. 23–29.
- [23] : **Serradj, Tayeb. 30, 31 mai et 1<sup>er</sup> juin 2006.** Optimisation de l'opération de minage ,LEC documentation scientifique, technique, formation, conseil et assistance UBMA Université Badji Mokhtar Annaba , laboratoire ressources naturelles et aménagement CD.ROM du séminaire.
- [24] : **S.Lovla , B. Kaplan , V Maiorov , I.Koupalov-Yaropolk.** Prospection sismique a l'explosif éditions, école supérieur Moscou centre africain des hydrocarbures et du textile. Boumerdes bibliothèque classique n d'inventaire 13.150/005 P322.
- [25]: [http://www.cesmat.asso.fr/Francais/Anciens\\_bulletins\\_liaison/Bull\\_68.pdf](http://www.cesmat.asso.fr/Francais/Anciens_bulletins_liaison/Bull_68.pdf)
- [26]: [http://www.granulats-vicat.fr/pages/carrière/extraction\\_roche-massves.html](http://www.granulats-vicat.fr/pages/carrière/extraction_roche-massves.html).
- [27]: <http://www.enof-mines.com/downloads/bejaia.pdf> pp 8.