

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique  
Ecole Nationale Polytechnique



Département Génie Minier

Mémoire de Projet de Fin d'Etudes

Pour l'obtention du diplôme d'Ingénieur d'Etat en Génie Minier

**Amélioration de la blocométrie lors de l'abattage des roches  
dans un massif fissuré pour l'assurance de la qualité des  
granulats, -Cas de la carrière de Keddara Djebel BOURKANE , Cosider -**

Réalisé par : **Meryem BOUDJENIH**

Sous la direction du **Dr. Sami YAHYAOU**  
et du **Pr. Mohamed Aguid BACHAR ASSED**

Présenté et soutenu le 10 novembre 2020

**Composition du jury :**

Président	Mr. Rachid GACEM.	M.A.A	ENP
Promoteur	Dr. Sami YAHYAOU	M.C.A	ENP
Co-promoteur	Dr. Mohamed Aguid BACHAR ASSED	Professeur	ENP
Examineur	Mr. Djamel BENKACI	M.A.A	ENP
Invitée	Mme. Hamida HAMZA.	Assistante de PDG	COSIDER

ENP 2020.



REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique  
Ecole Nationale Polytechnique



Département Génie Minier

Mémoire de Projet de Fin d'Etudes

Pour l'obtention du diplôme d'Ingénieur d'Etat en Génie Minier

**Amélioration de la blocométrie lors de l'abattage des roches  
dans un massif fissuré pour l'assurance de la qualité des  
granulats, -Cas de la carrière de Keddara Djebel BOURKANE, Cosider -**

Réalisé par : **Meryem BOUDJENIH**

Sous la direction du **Dr. Sami YAHYAOU**  
et du **Pr. Mohamed Aguid BACHAR ASSED**

Présenté et soutenu le 10 novembre 2020

**Composition du jury :**

Président	Mr. Rachid GACEM.	M.A.A	ENP
Promoteur	Dr. Sami YAHYAOU	M.C.A	ENP
Co-promoteur	Dr. Mohamed Aguid BACHAR ASSED	Professeur	ENP
Examineur	Mr. Djamel BENKACI	M.A.A	ENP
Invitée	Mme. Hamida HAMZA.	Assistante de PDG	COSIDER

ENP 2020.

## ملخص

الهدف من هذا العمل هو دراسة تحسين حجم الصخور الناتجة بعد تفجير صخور كتلة الحجر الجيري المتشقق. يمكن التحكم في أبعاد الصخور المجزأة من خلال تحسين مخطط التفجير ، ويسمح استخدام برنامج الحاسوب أوب تير للتنبأ بتوزيع أحجام الصخور بعد التفجير المنفذة داخل محجر جبل بركان من خلال نموذج كيزرام التي تعطينا النسبة المئوية للكتل الكبيرة والصغيرة جدا. وأيضاً يسمح لنا البرنامج بدراسة نتائج مخطط التفجير المقترحة مع حساب المتغيرات بواسطة نفس البرنامج وأخيراً اقتراح مخطط تفجير يعطينا توزيع الكتل المراد الحصول عليها و ذلك بعد دراسة ومقارنة مختلف نتائج التعديلات المقترحة.

**الكلمات الدالة:** المتفجرات ، خطة الإطلاق ، توزيع احجام الصخور ، طريقة كوز رام ، برنامج OP-TIR 32 ، التشققات ، التفجير .

## **Abstract**

The objective of this research work is to study the improvement of the blocometry of fragmentation rocks after the blasting rocks of fissured massive limestone.

The dimensions of the fragmented rocks can be controlled by the optimization of the firing pattern, the use of OP-TIR software allows the prediction of the blocometry of shooting carried out in the Djebel BOURNANE quarry by the Kuz-Ram method which gives the percentage of large blocks and fines.

And also, the software allows us to study the results of the firing pattern proposed with parameters calculated by the same software and finally to propose a firing pattern which gives us a fragmentation with the desired blocometry after a comparative study between the results of the modifications proposed.

**Key words:** explosives, firing pattern, size distribution, Kuz-Ram model, OP-TIR 32 software, cracks, fragmentation, quarry of Djebel BOURKANE.

## **RESUME**

L'objectif de ce travail de recherche consiste en l'étude de l'amélioration de la blocométrie des tas rocheux abattus à partir du massif calcaire fissuré.

Les dimensions des roches fragmentées peuvent être contrôlées par l'optimisation des plans de tirs, l'utilisation de logiciel OP-TIR a permis la prédiction de la blocométrie dérivant des tirs effectués au sein de la carrière de Djebel BOURNANE par la méthode de Kuz-Ram qui donne le pourcentage des gros blocs et des fines.

Et aussi le logiciel, nous permet d'étudier les résultats des plans de tirs proposés avec des paramètres calculés par le même logiciel, et proposer à la fin un plan de tir qui nous donne une fragmentation plus ou moins conforme à la blocométrie désirée après une étude comparative entre les résultats des modifications proposées.

**Mots clés :** explosifs, plan de tirs, distribution granulométrique, méthode Kuz-Ram, logiciel OP-TIR 32, Fissures, fragmentation, carrière de Djebel BOURKANE.

## REMERCIEMENTS

Je remercie *Allah* qui m'a donné tant de courage, de volonté et de patience pour réaliser ce projet.

Je tiens à exprimer toute ma gratitude à mon promoteur Dr Sami YAHYAOUI, maître de conférences à l'Ecole Nationale Polytechnique d'Alger, pour avoir assuré la direction de mon travail, et pour la qualité de son encadrement. Tout au long de ce travail, il a su m'apporter son expérience et son soutien scientifique pour la réussite de ce travail.

Je tiens à remercier vivement mon Co-promoteur Dr Mohamed Aguid BACHAR ASSED, Professeur à l'école nationale polytechnique d'Alger, pour son extrême gentillesse. La confiance qu'il m'a accordée et ses nombreux conseils qui m'ont permis de travailler dans les meilleures conditions possibles.

Je tiens à remercier vivement Mme. Hamida HAMZA pour sa disponibilité permanente, pour son aide et orientation précieuses, tout le long de mon stage.

Je remercie aussi Mr Mohamed DOUIDI, Chef de l'unité de Keddara et Mr Abdellah AKLALAS, le Chef d'exploitation de la carrière, qui m'ont réservé le meilleur accueil.

Je remercie Mr Rachid ALLAF, géologue de la direction de Cosider, et aussi Mr Yasser MEHIDI, ingénieur chez Cosider pour leur aide dans la manipulation du logiciel OP-TIR.

Je tiens à la direction de Cosider carrière et ses personnels qui n'ont ménagé aucun effort pour que ce travail voie le jour.

Que Mr Mokhtar ADJOU, Ingénieur d'État en Géologie minière et Experts en études géologiques et minières trouve mon ultime remerciements la contribution dans la mise à ma disposition du Logiciel OPTIR.

Aussi je remercie les honorables membres du jury : Mr Rachid GACEM « Président » du jury, et Mr. Djamel BENKACI, « Examineur » du jury, pour l'honneur qu'ils m'ont accordé en acceptant d'évaluer mon travail de recherche.

Enfin, je tiens à présenter mes remerciements à l'ensemble des enseignants du département génie minier pour l'encadrement et la formation de qualité qu'ils nous ont prodigués durant mon cursus universitaire. Leur présence constante, leurs conseils pratiques sur le terrain, leur dévouement et toutes leurs qualités humaines, m'ont permis d'acquérir des connaissances inestimables. Je leurs dis grand MERCI.

# Dédicace

*Avec l'expression de ma reconnaissance, je dédie ce modeste travail e recherche à ceux qui, quels que soient les termes embrassés, je n'arriverai jamais à leurs exprimer mon amour sincère.*

- *A la mémoire de mon père et à celle de ma sœur Amina. J'espère que, du monde qui est les leurs maintenant, qu'ils apprécient cet humble geste comme preuve de reconnaissance de la part d'une fille qui a toujours prié pour le salut de ses âmes. Puisse Dieu le tout puissant immonde sa sainte miséricorde et les accueille en son vaste paradis !*
- *A la femme qui a souffert sans me laisser souffrir, qui n'a jamais dit non à mes exigences et qui n'a épargné aucun effort pour me rendre heureuse, mon adorable mère.*
- *A mes chères sœurs, spécialement Rania et Hadjer, et mes frères, qui n'ont pas cessé de me conseiller, encourager et soutenir tout au long de mes études.*
- *A mes nièces et mes neveux, surtout mon adorable HIBA, qui sait toujours comment procurer la joie et le bonheur pour toute la famille.*
- *A toutes mes amies.*
- *A toute personne qui m'est chère.*

# Table de matière

Liste des figures

Liste des tableaux

INTRODUCTION GENERALE.....	14
CHAPITRE I : Généralités sur le gisement	
I.1.Présentation de l'entreprise COSIDER.....	17
I.2. Situation géographique de gisement et localisation .....	17
I.2.1. Topographie .....	19
I.2.2. Le climat .....	19
I.2.2.1. Réseau hydrographique.....	20
I.3. Cadre géologique régionale .....	20
I.3.1. Lithostratigraphie régional.....	20
I.3.1.1. Les roches effusives et intrusives.....	23
I.3.2. Cadre géologique locale.....	24
I.3.2.1. Tectonique.....	24
I.3.2.2. Lithostratigraphie de gisement.....	24
I.3.2.3. Structure géologique du gisement du Djebel BOURKANE .....	25
I.4- Propriétés et caractéristiques du massif rocheux de KHADARA.....	26
I.4.1- Propriétés physiques de la roche calcaire .....	26
I.4.1.1. La porosité.....	26
I.4.1.2. La masse volumique.....	26
I.4.1.3. Le coefficient d'absorption .....	27
I.4.2. Propriétés mécaniques de la roche calcaire.....	28
I.4.2.1. Résistance à la compression.....	28
I.4.2.2. Résistance à la traction.....	29
I.4.2.3. Résistance au cisaillement.....	30
I.4.2.4. L'angle de frottement interne ( $\varphi$ ) et la cohésion (C0) .....	30
I.4.3. Propriétés chimiques de la roche calcaire .....	31
I.4.4. Propriétés technologiques de la roche calcaire .....	31
I.4.4.1. Dureté de la roche .....	31
I.4.4.2. Coefficient de foisonnement .....	32
I.4.4.3. Indice de forabilité .....	32
I.4.4.4. Indice de la résistance au contact .....	33
I.4.4.5. Degré de fissuration .....	33

I.4.4.6. Indice de la résistance à la destruction .....	35
I.5. CONDITION MINIERE.....	36
I.5.1. Estimation des réserves géologiques.....	36
I.5.2. Réserves exploitables .....	37
I.5.3. Régime de fonctionnement de la carrière.....	37
I.5.4. Cadence de production et durée de vie de carrière de KEDDARA .....	38
I.5.4.1. Production journalière.....	38
I.5.4.2. Production mensuelle .....	38
I.5.4.3. Production annuelle.....	39
I.5.4.4. Production de la carrière en TVC.....	39
I.5.4.5. La durée de vie de la carrière .....	40
Conclusion.....	40
CHAPITRE II : Les discontinuités du massif	
Introduction .....	42
II.1. La discontinuité du massif .....	42
II.1.1. Caractérisation des discontinuités.....	43
II.2. Les types de discontinuités de la carrière .....	44
II.3. Les différentes anomalies liées au massif rocheux .....	46
II.3.1. La fracturation .....	46
II.3.2. Les failles.....	46
II.3.3. Fissuration arrière (effet arrière).....	46
II.4. Les discontinuités et l'optimisation de plan de tir .....	47
Conclusion.....	48
CHAPITRE III : LE MODE D'OUVERTURE DE GISEMENT DJEBEL BOURKANE.	
Introduction .....	50
III.1. Travaux d'ouverture du gisement.....	50
III.1.1. Mode d'ouverture de la carrière de Djebel Bourkane .....	50
III.1.2. Les différentes étapes lors de l'ouverture.....	52
III.1.3. La piste principale .....	52
III.1.4. Paramètres technologiques de tranchée d'accès .....	52
III.1.4.1. La longueur de piste principale .....	53
III.1.4.2. La largeur de la piste d'accès .....	54
III.1.4.3. La pente de la piste .....	55
III.1.4.4. L'angle du talus de la demi-tranchée.....	55



III.1.4.5. Le volume de la demi-tranchée d'accès .....	56
III.2. Technologie de creusement de la demi-tranchée.....	56
III.3. Les travaux préparatoires (de développement).....	58
Conclusion.....	58
<b>CHAPITRE IV : METHODE ET PROCESSUS D'EXPLOITATION A CIEL OUVERT</b>	
Introduction .....	60
IV.1. Les travaux d'exploitation.....	60
IV.2. Classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert .....	60
IV.2.1. Méthodes d'exploitation basées sur les facteurs géologiques du gisement.....	61
IV.2.1.1. Méthodes d'exploitation par tranchées successives .....	61
IV.2.2. Méthodes d'exploitation basées sur les moyens de déplacements des stériles (MELNIKOV) .....	61
IV.2.2.1. Méthodes avec emploi d'engins de transfert.....	62
IV.3. Méthode d'exploitation de la carrière de Djebel Bourkane .....	62
IV.4. Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert .....	63
IV.4.1. Le bord .....	63
IV.4.2. Le gradin .....	63
IV.4.3. Plate-forme de travail.....	65
IV.5. Processus de l'exploitation du gisement.....	67
IV.5.1. Abattage à l'explosif.....	68
IV.5.1.1. Processus de fragmentation.....	68
IV.5.1.2. Travaux de forage.....	69
IV.5.2. Chargement .....	71
IV.5.2.1. Rendement de la chargeuse .....	71
IV.5.2.2. Nombre des godets nécessaires pour charger un camion .....	72
IV.5.2.3. Durée de chargement d'un camion.....	72
IV.5.3. Travaux de transport.....	73
IV.5.3.1. Rendement des camions .....	74
IV.5.3.2. Nombre des camions .....	76
IV.5.4. Traitement .....	76
Conclusion.....	76
<b>CHAPITRE V : LA THEORIE DE LA CONCEPTION DE PLAN DE TIR</b>	
Introduction .....	78
V.1. Théorie de réalisation de plan de tir .....	78

V.1.1. Règles simples empiriques .....	78
V.1.2. La méthode de Langefors .....	79
V.1.3. Les méthodes de conception et de calcul à l'ordinateur.....	83
V.2. Géométrie du plan de tir et du chargement.....	84
V.3. Paramètre de tir et leur influence.....	85
V.3.1. Le diamètre du trou .....	85
V.3.2. Influence de l'inclinaison des trous sur le degré de fragmentation des roches.....	86
V.3.3. L'excès de forage (sous forage).....	87
V.3.4. Influence de la structure de la charge .....	87
V.3.5. Influence de la hauteur et la qualité des matériaux de bourrage.....	88
V.3.6. Influence du micro retard sur la qualité de la fragmentation des roches .....	89
V.3.7. Influence de la consommation spécifique d'explosif sur la qualité de la fragmentation des roches .....	89
V.4. Facteur influant sur le résultat de tir.....	90
V.4.1. La fissuration naturelle .....	90
V.4.2. Type de l'explosif.....	90
V.5. Généralités sur les explosifs .....	90
V.5.1. Mécanismes de la Fragmentation .....	91
V.5.2. Déflagration et Détonation .....	91
a. Déflagration.....	91
b. Détonation .....	91
V.5.3. Caractéristiques des explosifs.....	92
V.5.3.1. La vitesse de détonation D.....	92
V.5.3.2. Coefficient d'utilisation pratique (C.P.U) .....	92
V.5.3.3. Coefficient de self excitation .....	93
V.5.3.4 Sensibilité au frottement et au choc.....	93
V.5.3.5 Stabilité à la chaleur et au froid .....	93
V.6. Travaux de tir .....	93
V.6.1. Caractéristiques techniques des explosifs utilisés dans la carrière de Cosider.....	94
IV.6.2. Principe de schémas de tir à ciel ouvert .....	95
Conclusion.....	95
<b>CHAPITRE VI : ANALYSE ET OPTIMISATION DE PLAN DE TIR.</b>	
Introduction .....	97
VI.1. La blocométrie .....	97

VI.1.1. Caractéristique de la blocométrie.....	98
VI.1.2. La prédiction de la blocométrie.....	98
VI.2. Modèle de Kuz-Ram .....	99
VI.2.1. La taille moyenne des fragments.....	99
VI.2.2. Formule de Cunningham.....	100
VI.2.3. La distribution granulométrique des particules .....	101
VI.3. Programme OP-TIR .....	102
VI.3.1. Références Techniques de programme OP-TIR.....	103
VI.3.2. Calcul d'un plan de tir.....	103
VI.3.3. Exécution des Calculs .....	104
VI.4. Analyse de tir .....	104
VI.4.1. Modélisation de la courbe de la distribution granulométrique de tas des tirs par la méthode Kuz-Ram .....	106
VI.4.1.1. Les paramètres d'entrée .....	106
VI.4.2. Tir n° 01 .....	107
VI.4.3. Tir n° 02 .....	108
VI.5. Optimisation de plan de tir.....	109
VI.5.1. Les étapes de simulation par le logiciel choisi .....	109
VI.5.2. Modification de schéma de plan de tir .....	110
VI.5.2.1. Augmentation de diamètre de trou .....	110
V.5.2.2. Réduction de la maille .....	112
VI.6. Paramètres de schéma de tir optimisé .....	117
Conclusion.....	119
Conclusion générale .....	89
Bibliographie.....	90
ANNEXE .....	92

## Liste des figures

<b>Figure I. 1.</b> carte de situation géographique de la zone d'étude.....	18
<b>Figure I. 2.</b> Représentation du périmètre de la Carrière Cosider Keddara [Google Earth]. .....	18
<b>Figure I. 3.</b> Carte de situation topographique du gisement (Extrait de la carte de Rouiba, feuille NJ 31 IV 34 Est e=1/25 000). .....	19
<b>Figure I. 4.</b> Le réseau hydrographique de la région.....	20
<b>Figure I. 5.</b> Carte géologique de gisement de Djebel BOURKANE (Extrait de la carte géologique de Palestro 1.50 000. ....	23
<b>Figure I. 6.</b> Extrait de la carte géologique de L'ALGERIE 1.500 000.....	25
<b>Figure I. 7.</b> La structure fissurale de talus niveau 660 m. ....	34
<b>Figure II. 1.</b> Orientation de la discontinuité dans l'espace.....	44
<b>Figure II. 2.</b> Différentes structures géométriques de massif rocheux fracturé(cité Palmström 1995)..	44
<b>Figure II. 3.</b> Les discontinuités du massif de la carrière. ....	45
<b>Figure II. 4.</b> Cavité karstique dans massif de la carrière. ....	45
<b>Figure II. 5.</b> Diaclase et joint de stratification dans massif de la carrière. ....	46
<b>Figure III. 1.</b> Plan d'ouverture du gisement de Djebel BOURKANE. ....	51
<b>Figure III. 2.</b> La piste d'accès principale gisement Djebel BOURKANE. ....	52
<b>Figure III. 3.</b> La piste d'accès secondaire de gisement Djebel BOURKANE. ....	53
<b>Figure III. 4.</b> Schéma de la largeur de la piste de roulage.....	55
<b>Figure III. 5.</b> Les principaux paramètres d'une tranchée d'accès. ....	56
<b>Figure III. 6.</b> Creusement de la demi-tranchée à l'aide d'un perforateur.....	57
<b>Figure III. 7.</b> Forage des trous de relevage. ....	57
<b>Figure III. 8.</b> Culbutage des roches.....	57
<b>Figure IV. 1.</b> Photos représente les gradins de carrière Djebel BOURKANE. ....	62
<b>Figure IV. 2.</b> Eléments géométriques et technologiques d'un gradin. ....	63
<b>Figure IV. 3.</b> Schéma de la plate-forme de travail (abattage à l'explosif). ....	65
<b>Figure IV. 4.</b> Chariot de foration (Photo carrière Cosider). ....	69
<b>Figure IV. 5.</b> Pelle VOLVO (EC360BLC). (Photo carrière Cosider). ....	71
<b>Figure IV. 6.</b> Dumper TEREX TA300 (Cosider carrière).....	74
<b>Figure V. 1.</b> Géométrie et terminologie du plan de tir.....	80
<b>Figure V. 2.</b> Principaux types de maille utilisés pour les tirs en ciel ouvert.....	85
<b>Figure V. 3.</b> Influence du diamètre des trous sur le taux des blocs hors gabarit (dimension des blocs hors gabarits de plus de 1200mm).....	86
<b>Figure V. 4.</b> Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison. ....	87
<b>Figure V. 5.</b> Les zones de fragmentation réglée pour la charge discontinue par rapport à la charge continue. ....	88
<b>Figure V. 6.</b> a) propagation de l'onde de choc, -b) expansion de pression de gaz, Scot et al. (1996). .	92
<b>Figure V. 7.</b> Photo de L'Anfomil et d'un cartouche de Temex (Cosider carrière). ....	94

<b>Figure VI. 1.</b> La courbe granulométrique standard tracée à l'aide des courbes de Rosin-Rammler. .	101
<b>Figure VI. 2.</b> Le tas de tir n01 (Cosider carrière le 18/08/2020). .....	106
<b>Figure VI. 3.</b> Le tas de tir n 2 (Cosider carrière le 10/09/2020). .....	106
<b>Figure VI. 4.</b> Données de tir n° 01. ....	107
<b>Figure VI. 5.</b> Résultat granulométrique de tir N°01. ....	107
<b>Figure VI. 6.</b> Données de tir N° 02. ....	108
<b>Figure VI. 7.</b> Résultat granulométrique de tir N°02. ....	108
<b>Figure VI. 8.</b> Les paramètres de tir et caractéristique de roche à abattre. ....	110
<b>Figure VI. 9.</b> Relation entre la hauteur de gradin et le diamètre du trou. ....	111
<b>Figure VI. 10.</b> Paramètres de tir calculé par OP-TIR pour D=102m. ....	111
<b>Figure VI. 11.</b> La courbe de la distribution granulométrique. ....	112
<b>Figure VI. 12.</b> Les paramètres de tir et caractéristique de roche à abattre. ....	113
<b>Figure VI. 13.</b> Paramètres maille-trou calculé par OP-TIR. ....	113
<b>Figure VI. 14.</b> Les paramètres calculés pour le tonnage à maille fixée. ....	113
<b>Figure VI. 15.</b> La courbe de la distribution granulométrique. ....	114
<b>Figure VI. 16.</b> Les paramètres calculés pour le tonnage à maille fixée. ....	115
<b>Figure VI. 17.</b> Les courbes de la distribution granulométrique des deux modèles proposés. ....	115
<b>Figure VI. 18.</b> Les paramètres calculés pour une maille à tonnage fixée. ....	117

## Liste des tableaux

<b>Tableau I. 1.</b> coordonnées du périmètre (surface 49 ha).....	18
<b>Tableau I. 2.</b> Table climatique de la wilaya de Boumerdes. ....	19
<b>Tableau I. 3.</b> Résistance à la compression.....	29
<b>Tableau I. 4.</b> Table représente les résultats des essais chimiques sur les granulats. ....	31
<b>Tableau I. 5.</b> Indice de forabilité des roches et leur classement.....	33
<b>Tableau I. 6.</b> Classification des massifs suivant la fissuration (V. KOVALENKO). ....	34
<b>Tableau I. 7.</b> Indice acoustique. ....	35
<b>Tableau I. 8.</b> Classification des roches selon l'indice de destruction.....	36
<b>Tableau I. 9.</b> Le calcul des réserves géologiques. ....	37
<b>Tableau I. 10.</b> Les réserves de gisement de Keddara. ....	37
<b>Tableau I. 11.</b> Production de la carrière en TVC. ....	39
<b>Tableau II. 1.</b> L'échelle de chaque type de discontinuité. ....	43
<b>Tableau II. 2.</b> Les anomalies liées au massif rocheux et les solutions possibles . ....	48
<b>Tableau III. 1.</b> Angles du talus de la tranchée en fonction de la dureté selon PROTODICONOV. ....	55
<b>Tableau IV. 1.</b> Paramètres de la méthode d'exploitation de la carrière. ....	67
<b>Tableau IV. 2.</b> Caractéristiques techniques du chariot.....	69
<b>Tableau V. 1.</b> Caractéristiques techniques de Temex II et l'Anfomil. ....	94
<b>Tableau V. 2.</b> Dimensions de Temex II.....	94
<b>Tableau VI. 1.</b> Effets de paramètres de tir sur n, Cunningham (1983).....	100
<b>Tableau VI. 2.</b> Paramètres géométriques des tirs tirs. ....	105
<b>Tableau VI. 3.</b> Quantités d'explosifs de tir n° 01.....	105
<b>Tableau VI. 4.</b> Les résultats des deux modifications.....	115
<b>Tableau VI. 5.</b> Paramètres Maille-Trou et explosif de plan de tir optimisé.....	117

## ***LISTE DES ABREVIATIONS***

**$\rho_s$**  : La masse volumique absolue  
 **$\rho_b$**  : La masse volumique apparent  
**f** : La dureté de la roche  
 **$\sigma_c$**  : La résistance à la compression  
 **$\sigma_t$**  : La résistance à la traction  
 **$\sigma_{cis}$**  : La résistance au cisaillement  
 **$\varphi$**  : L'angle de frottement interne  
**C** : Cohésion  
**Kf** : Coefficient de foisonnement  
**If** : Indice de forabilité  
**Iq** : Indice de tirabilité  
**IC** : Indice de la résistance au contact  
**Ides** : Indice de résistance à la destruction  
**Dv** : Durée de vie de la carrière  
**Pa** : Capacité annuelle de production  
**Pm** : Capacité mensuelle de production  
**Pj** : Capacité journalière de production  
**Pjp** : Capacité journalière par poste de production  
**Ph** : Capacité annuelle de production  
**Ku** : Coefficient d'utilisation de la station de concassage  
**Lpt** : largeur de la plate-forme de travail  
**Vf** : La vitesse d'avancement du front  
**D** : Diamètre de trou  
 **$\beta$**  : L'inclinaison du trou  
**Wmax** : Banquette maximale  
**Ls** : Profondeur de sous forage  
**Lt** : Profondeur de trou  
**Hgr** : Hauteur du gradin  
**B** : La banquette pratique  
**H0** : Hauteur de bourrage  
**E** : Espacement entre les trous d'une même rangée  
**Lf** : Charge du fond  
**Qf** : Poids de la charge de fond  
**Lc** : Charge de colonne  
**QC** : Poids de charge de colonne  
**Qch** : Poids total d'explosif par trou  
**Hch** : Hauteur totale de la charge d'explosif dans un trou  
**qs** : Consommation spécifique d'explosif  
**Vtr** : Volume de la roche abattue par trou  
**Rch** : Le rendement de la chargeuse  
**TC** : Le temps de cycle de chargement  
**Nch** : Nombre de chargeuse nécessaire pour assurer la production annuelle planifiée  
**Rc** : Rendement du camion  
**tc** : Temps de réalisation d'un cycle par camion  
**NC** : Nombre des camions nécessaires pour assurer la production  
**Qinst** : La charge instantanée  
**T** : La largeur de la piste

## INTRODUCTION GENERALE

De plus en plus, les granulats sont devenus des matériaux d'intérêt capital, indispensables à l'établissement des projets d'aménagement du territoire et satisfaire aux besoins de la construction du Bâtiment et Travaux Publics. La demande en granulats reste néanmoins élevée partout dans le monde. Et la production des granulats, devant répondre aux exigences de qualité conformément aux normes standards internationales, demeure tributaire des critères d'assurance devant garantir la fiabilité des projets du marché de construction dans le monde.

La fragmentation résultant des tirs de mines ou carrières, a un impact direct sur la rentabilité de production d'une mine ou carrière, L'évaluation de la fragmentation reste une discussion de plus en plus importante dans l'exploitation minière car c'est la première étape vers la production de granulats. Divers logiciels et méthodes de prédiction et d'analyse du résultat du tir existe, l'un de ces modèles est le modèle Kuz-Ram.

Les fissurations représentent un système de fracturation divisant le massif rocheux dur en blocs structuraux. Les discontinuités influencent les résultats de l'abattage d'une manière très importante, car le type et la nature de ces discontinuités, associées à certains facteurs techniques, peuvent dans une certaine mesure affecter d'une manière directe les résultats du tir.

Dans le cas d'étude de la carrière de Djebel BOURKANE, l'amélioration de la blocométrie par l'optimisation des plans de tir, la simulation numérique par l'outil **OP-TIR** des tas rocheux de tir, nous permettent d'analyser les résultats du schéma de tir de la carrière à partir des courbes granulométriques utilisant la méthode de **Kuz-Ram** ainsi que de prédire les résultats de schéma de tir avec des paramètres proposés pour la réalisation d'un plan de tir optimal conformément aux conditions minières du gisement de la carrière.

Ce mémoire est organisé en six chapitres, leurs contenus ont décrits comme suit :

- Le *premier chapitre* : introduit les conditions naturelles du gisement et les caractéristiques du massif rocheux.
- Le *deuxième chapitre* : sera consacré à l'étude des différents types de discontinuités et leurs caractéristiques, et aussi définir les discontinuités existantes au niveau de la carrière.



- L'objectif principal du *troisième chapitre* : est de détailler le mode et les étapes d'ouverture de la carrière de Djebel BOURKANE.
- Le *quatrième chapitre*, se rapporte aux différents éléments du système d'exploitation et les processus d'exploitation du gisement tout en détaillant la conduite des travaux miniers, de l'amont jusqu'à l'aval.
- Dans le *cinquième chapitre*, on présentera la théorie de conception du plan de tir et l'influence des différents paramètres sur le résultat de tir.
- Dans le *sixième et dernier chapitre*, nous nous intéresserons à l'optimisation du plan de tir en se basant sur l'utilisation de logiciel OP-TIR pour l'analyse de la blocométrie du tas rocheux abattu et la conception d'un nouveau plan de tir conforme à la nature du terrain.
- Enfin, une conclusion générale sera proposée à la fin de ce mémoire, résumant ainsi les principaux résultats obtenus et les perspectives projetées de ce travail de recherche.

# **CHAPITRE I**

---

## **Généralités sur le gisement**

---

## I.1. Présentation de l'entreprise COSIDER

Cosider Carrières Spa, filiale à 100 % du Groupe Cosider, certifiée selon le standard ISO 9001 version 2000, a été créée au cours du 2ème semestre 1995 ; avec un capital social de 745 500000 DA.

Elle intervient dans le domaine de la production et la commercialisation des granulats provenant des gisements rocheux massifs ou de concession des Oueds à savoir :

- Sable 0/4
- Agrégats (4/8,8/16,16/25)
- Grave concassée (0/25, 0/31.5)
- Ballast (25/40, 25/50)
- TVC (0/100, à 0/400)
- Enrochements (0.5 T à 6T)

Utilisés principalement dans les domaines du BTP tels que les réseaux routiers/autoroutiers, bâtiments, bétons hydrauliques, travaux ferroviaires, etc.

L'Entreprise détient dans son portefeuille 23 Gisements, dont 20 gisements de calcaires, un gisement de Gypse et deux Sablières. [1]

## I.2. Situation géographique du gisement et localisation

Le gisement de calcaire de Djebel Bourkane est situé à 30km du chef-lieu de la wilaya de Boumerdes et à 2 km du chef-lieu de la commune de Bouzegza-Keddara. Ce site de gisement rocheux, est exploité par la société Cosider depuis l'année 2014 avec permis minier N°2340 PXC.

L'accès à cette carrière est assuré à partir de la route nationale N°29 reliant Boudouaou à Lakhdaria. [2]

La carrière du gisement de calcaire est implantée à :

- *Lieu-dit* : Djebel Bourkane
- *Commune* : Bouzegza-Keddara
- *Daïra* : Boudouaou
- *Wilaya* : Boumerdes

**SUPERFICIE**

La superficie du périmètre est de : 49 hectares.



Figure I. 1. : carte de position géographique de la zone d'étude.

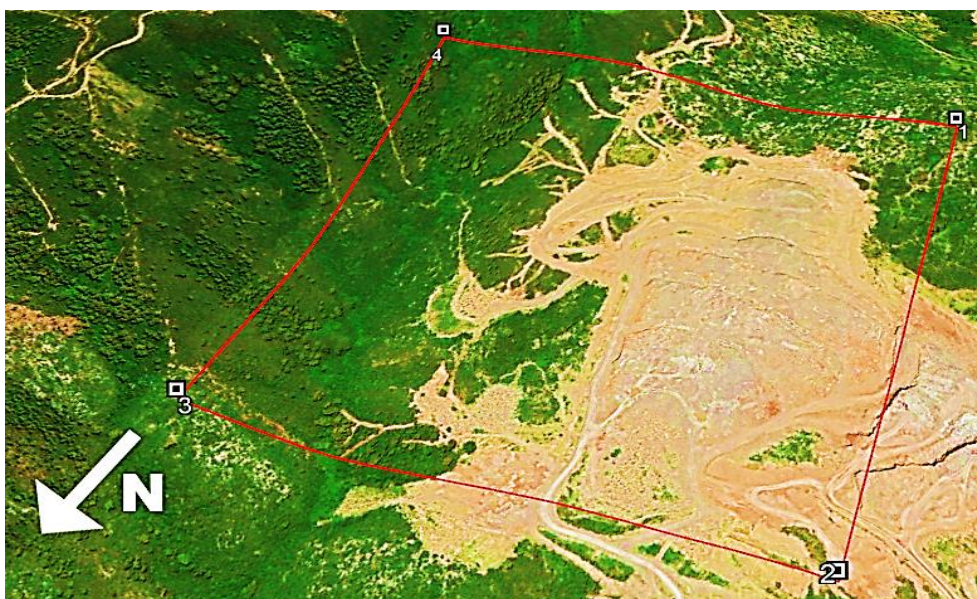


Figure I. 2. : Représentation du périmètre de la Carrière Cosider Keddara [photo Google Earth].

Le périmètre faisant objet de cette étude est délimité par 04 bornes dont les coordonnées sont illustrées dans le tableau ci-dessous :

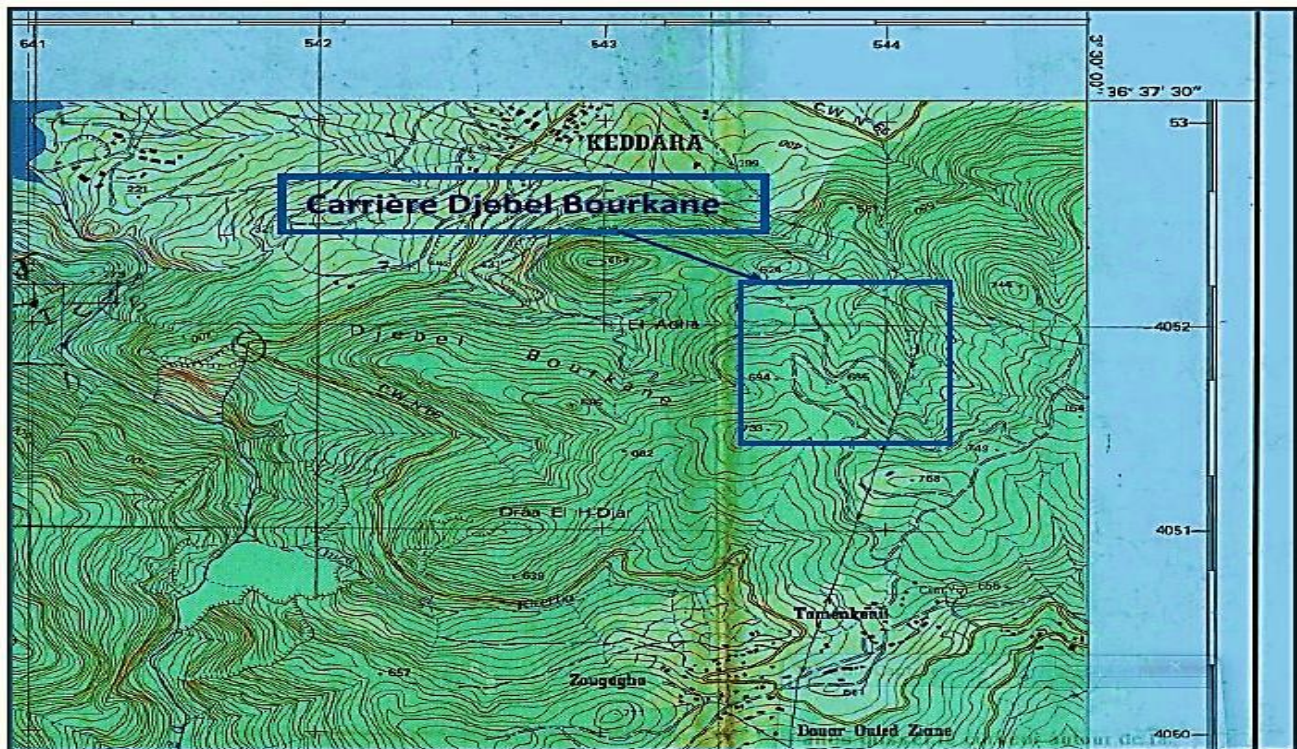
Tableau I. 1. : coordonnées du périmètre (surface 49 ha)

Coordonnées UTM Nord Sahara fuseau 31		
Borne	X (m)	Y (m)
1	543 500	4 051 400
2	543 500	4 052100
3	544 200	4 052100
4	544 200	4 051 400



### I.2.1. Topographie

Le gisement de calcaire Djebel Bourkane, occupe le flanc Nord de Djebel Bourkane, il est représenté par une topographie moyennement accidentée. Les côtes absolues dans les limites du gisement varient de 600m à 730m. [2]



**Figure I. 3. :** Carte de situation topographique du gisement (Extrait de la carte de Rouiba, feuille NJ 31 IV 34 Est e=1/25 000).

### I.2.2. Le climat

La wilaya de Boumerdes est caractérisée par un climat méditerranéen (hiver froid et humide et été chaud et sec). La pluviométrie est irrégulière et varie de 500 et 1300 mm/an.

Les amplitudes thermiques annuelles, sont en général faibles dans la wilaya ; ceci étant dû à la proximité de la mer. La température moyenne est de 18°C près de la côte et de 25°C à l'intérieur des terres. [2]

**Tableau I. 2. :** Table climatique annuelle de la wilaya de Boumerdes.

	J	F	M	Av	Mai	Juin	Jui	A	S	O	Nov	Déc
T moy (°C)	11.2	11.7	13.7	15.7	18.8	22.3	25.3	26.3	23.9	19.8	15.5	12.3
Te mini moy (°C)	6.8	7.3	9.2	11	14	17.4	19.9	20.8	19.4	15.3	11.3	7.8
T maxi (°C)	15.7	16.2	18.3	20.5	23.6	27.2	30.8	31.9	28.4	24.4	19.7	16.8
T moy (°F)	52.2	53.1	56.7	60.3	65.8	72.1	77.5	79.3	75.0	67.6	59.9	54.1
T mini moy (°F)	44.2	45.1	48.6	51.8	57.2	63.3	67.8	69.4	66.9	59.5	52.3	46.0
Te maxi (°F)	60.3	61.2	64.9	68.9	74.5	81.0	87.4	89.4	83.1	75.9	67.5	62.2
Précipitations (mm)	108	84	74	60	41	17	2	4	37	76	106	130

### I.2.2.1. Réseau hydrographique

La région est sillonnée par un réseau hydrographique bien développé, identifié par un ensemble Oueds, dont Oued Boudouaou, Oued Isser, Oued Corso et Oued El Hamiz, reliés à de nombreux affluents pour former un important bassin versant qui a favorisé la réalisation de deux barrages devant alimenter en eau potable et industrielle les agglomérations d'Alger et de Boumerdès. Le débit de ce réseau hydrographique est généralement faible, et demeure tributaire des fluctuations pluviométriques. [2]

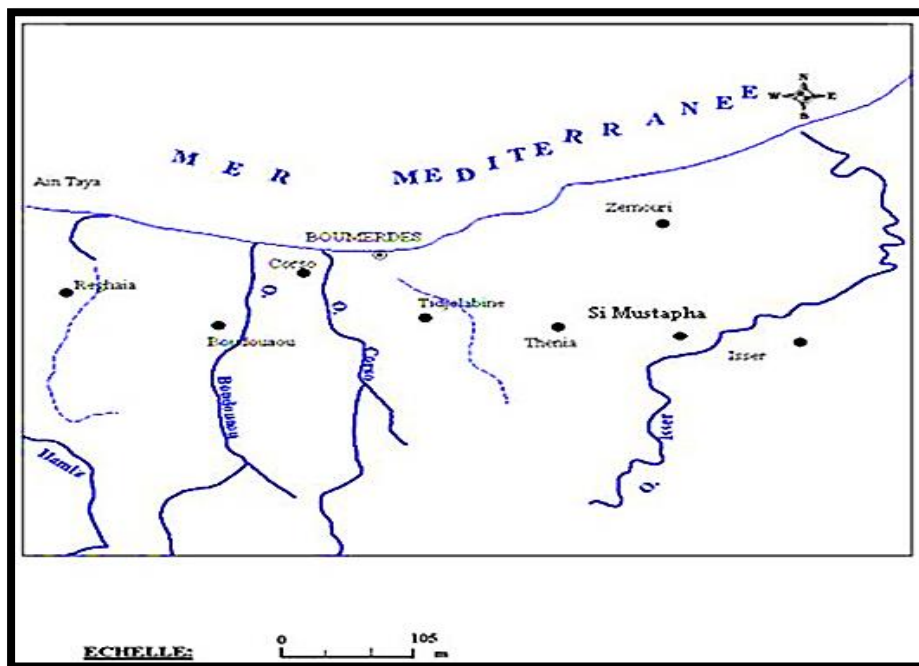


Figure I. 4. : Le réseau hydrographique de la région de Boumerdes .

L'émergence des eaux souterraines est en fonction des quantités des précipitations annuelles, qui peuvent atteindre parfois 800 mm/an.

Aucune résurgence d'eaux souterraines ne se manifeste à la surface du périmètre du gisement.

## I.3. Cadre géologique régionale

### I.3.1. Lithostratigraphie régionale

Le gisement de calcaire de Djebel Bourkane (Keddara), est associé au domaine géologique de l'Atlas Tellien, dominé par une lithologie calcaire, se poursuivant de Djebel Bouzegza à l'Ouest jusqu'à Koudiet El Maroune à l'Est, il s'agit des terrains dont l'âge varie du précambrien au quaternaire.

## Précambrien

Représenté essentiellement par une variété des schistes métamorphisés (phyllithes), intercalés par des bancs étroits de quartzites gris à gris-clair. La puissance de ces dépôts dépasse les 200m.

## Trias

Très répandu dans les limites de la chaîne calcaire, rencontré sur tous les grès quartzeux et les arkoses rouges. On rencontre aussi des inter-couches de gravelâtes et de poudings, des couches d'argiles roses, ces dépôts développent une puissance sont de 500m.

## Jurassique

Représenté par le Jurassique inférieur (Lias) et le Jurassique supérieur (Malm)

- *Jurassique inférieur* : il est subdivisé en deux unités :
  - *Unité inférieure* : Représentée essentiellement par des calcaires et dolomies massives gris clair, d'une puissance de 500m environ.
  - *Unité supérieure* : Repérée sur les versants Sud de Djebel Bouzegza et Draa-Samar, en concordance sur les calcaires massifs de l'unité inférieure, constituée essentiellement de calcaires argileux gris, d'une puissance de 150m environ.
- *Jurassique supérieur* (Malm) : Il est rencontré sous forme de petites écailles au niveau d'un grand accident sub-latitudinal, longeant le versant Sud de la chaîne calcaire, entre les terrains du crétacé supérieur et du paléogène. Constitué par des argiles rougeâtres, avec des radiolarites siliceuses de couleur verdâtre à rouge.

## Crétacé

Représenté essentiellement par des formations flychoïdes, il est subdivisé en néocomien-aptien et aptien-albien.

- *Néocomien-aptien*

Structuré en grande éaille, représentée par une alternance régulière des couches de grès-quartzeux blancs, grès et d'argilites, sa puissance est de 500 à 700m environ.

- *Aptien-albien*

Constitué de flysch, formé par une alternance régulière des couches de grès et surtout des argilites, développant une puissance de 100m environ.

Dans le Crétacé supérieur, Le cénomanien est représenté par des marnes schisteuses uniformes grises et gris-foncé d'une puissance dépassant les 100m. Il est en contact avec des dépôts du crétacé inférieur et du paléogène, et est séparé de ceux-ci par des accidents disjonctifs.

**Paléogène** : Il est subdivisé en deux unités Eocène et Oligocène.

- *Eocène* : comprend l'étage moyen et supérieur :

-Eocène moyen (Lutétien)

Se rencontre sous forme de blocs tectoniques en nappes et en écaillés. Ce sont des calcaires massifs gris et gris-clair, renfermant de nombreux foraminifères, avec une assise d'une puissance de 100m environ.

Au-dessus de cette assise, repose une formation flyschoïde, formée de grés grisâtre, alternant avec des argiles calcaires gris et des marnes. Cette formation est d'une puissance de 100m environ.

-Eocène supérieur - Oligocène inférieure

C'est une formation flyschoïde, en lits moyens avec présence des arkoses, calcaires grisâtre alternes avec des marnes micacées grises à gris verdâtre. Par endroit dans la partie Sud de la région étudiée, cette formation flyschoïde contient des couches de conglomérats polygéniques, la puissance de ces dépôts est de 600 à 800m environ.

## Oligocène

C'est une formation de Flyschs, alternée par des grés et des marnes. Dans la partie inférieure de l'assise prédominent les grés arkosiques, calcaires polygéniques grossiers gris. Dans la partie supérieure de l'assise, il y a une alternance de bancs, dont la puissance est de 5 à 10m de grés-gris, calcaires, à quartz-micas et de marnes micacées.

## Quaternaire

Il est représenté en général par :

- Un type alluvionnaire, se trouvant sur les terrasses et dans les lits actuels des Oueds;
- Type diluviaux-proluviaux des creux et des versants ;
- Travertins affleurant en surface et traversant des couches de roches carbonatées.

La puissance des dépôts du quaternaire varie de 1.5 à 3m. [2]



### I.3.1.1. Les roches effusives et intrusives

Le massif de granodiorites de THENIA, connu aussi sous le nom du massif de Thénia, occupe une superficie de 8Km<sup>2</sup> sur les versants Sud de la crête de Bou-Arous, et s'étendant dans une direction sensiblement E-W. Vues d'en haut, les granodiorites affleurent en surface sous forme de coin.

Le massif des granodiorites (par l'intermédiaire des grandes failles Sud-Ouest et Nord-Est) est inséré entre les schistes cristallins précambriens et les formations volcano-sédimentaires helvétiques. Sa partie Sud-Est, est recouverte par des conglomérats de base de l'Helvétien inférieur. Les roches sont intensément fissurées et ont subi une forte altération. Par endroits, le massif est recouvert d'épaisses couches d'arène quartzo-feldspathique avec de rares îlots de roches mères en affleurements. [2]



**Figure I. 5.** : Carte géologique de gisement de Djebel BOURKANE (Extrait de la carte géologique de Palestro 1.50 000.

### I.3.2. Cadre géologique locale

#### I.3.2.1. Tectonique

La région comprend deux types de déformation :

##### 1- Déformations souples

Elles se manifestent par un vaste dôme anticlinal à grand rayon de courbure, dont l'axe est de direction Est-Ouest.

##### 2- Déformations cassantes

La région est affectée par des accidents discontinus, avec un pendage fort de 60° environ, on note aussi la présence des cavités karstiques, généralement remplies par des argiles.

Il existe aussi des diaclases, formant un réseau de cassures dans toutes les directions. Celles-ci se traduisent par des accidents, s'organisant en plusieurs familles suivant leur direction :

- a) Les accidents transversaux de direction Nord-Ouest – Sud-Est.
- b) Les accidents Nord-Sud qui interceptent les accidents Est-Ouest.
- c) Un grand accident de direction Est-Ouest, situé au Nord, mettant en contact la série des Flyschs avec les formations calcaires. [2]

#### I.3.2.2. Lithostratigraphie du gisement

Le gisement de calcaire de Djebel Bourkane (Keddara), est associé au domaine géologique de l'Atlas Tellien, dominé par une lithologie calcaire, se poursuivant de Djebel Bouzegza à l'Ouest jusqu'à Koudiet El Maroune à l'Est.

La Carrière Djebel Bourkane, est un anticlinal de direction Est-Ouest, constitué de formations distinctes de roches métamorphiques et sédimentaires, où en rencontre du Sud vers le Nord les différents compartiments suivants :

- Au niveau de la limite Sud du site, on rencontre des calcaires massifs de part et d'autre de cette limite, caractérisés par une fissuration intense, apparente en surface, présentant des karsts et remplissage avec des produits argileux.

Le plongement de cette formation de calcaire, est clair vers le Nord, avec un pendage sub-vertical, en contact anormal de direction Est-Ouest, avec les schistes des formations métamorphique à 150m vers le Nord.

- Se prolongeant toujours dans le même sens Sud-Nord, les terrains de schistes métamorphiques, de couleur marron au niveau des fissures, gris-foncé au niveau des cassures. Cette formation se poursuit sur environs 145m.

- Plus au Sud, ces formations de schistes, chevauchées par un paquet de dépôts sédimentaires, débutant par des marnes noires, très fissurées, à remplissage de calcite, sidérite et formation de petits Filons de baryte. Suivie de calcaires gris-foncé, durs, fissurés, de direction Est-Ouest à pendage sub-vertical, s'étendant jusqu'à l'approche de la limite Nord. [2]



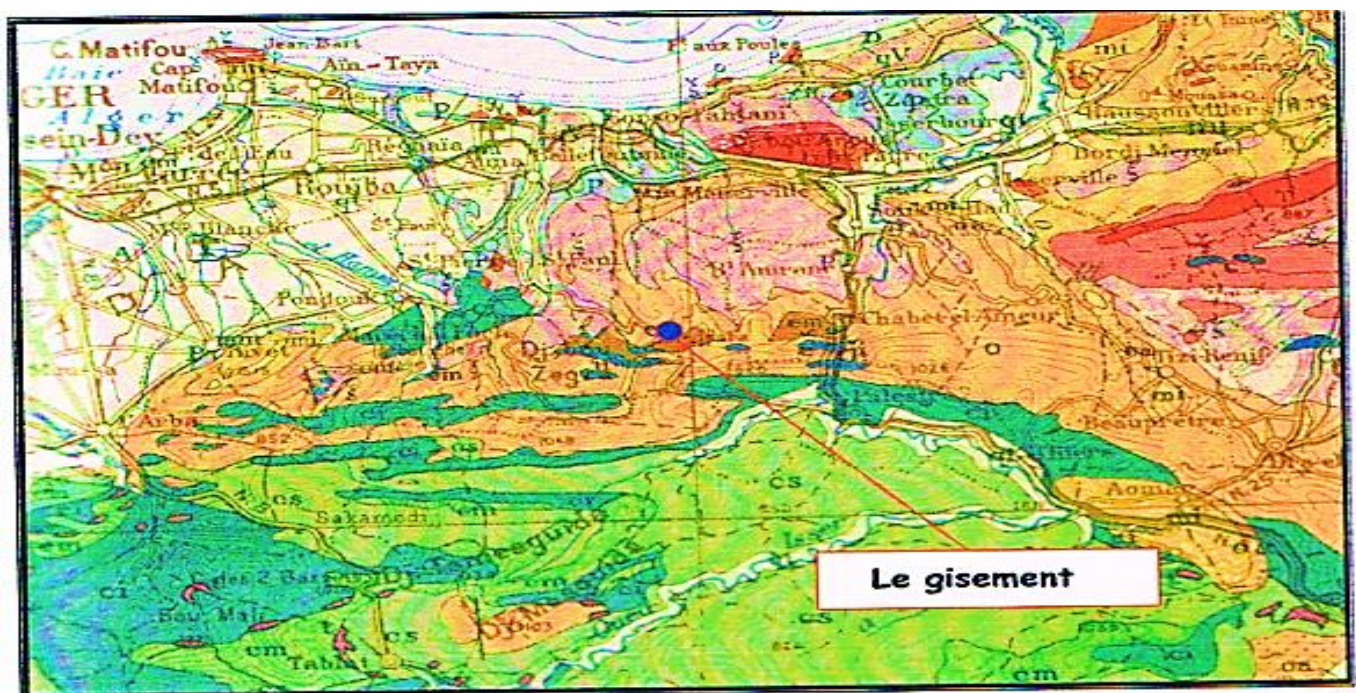
I.3.2.3. Structure géologique du gisement du Djebel BOURKANE

Les formations du lutétien inférieur et supérieur, et de l'Oligocène, formant des plis de direction Est-Ouest, sont découpées par des accidents tectoniques de différentes directions.

D'après les restes fossiles, les dépôts du Lutétien, formés par des calcaires, des marnes, des argiles et des calcaires gréseux, sont subdivisés en lutétien inférieur et supérieur, à la base de la coupe, les calcaires du Lutétien inférieur, sont jaunâtres et grisâtres avec des intercalations de marnes noires.

Au sommet de la coupe, les calcaires deviennent gris-foncé, gréseux, passant graduellement au dépôt du Lutétien supérieur, représenté par des calcaires gréseux, des marnes et des argiles.

Du point de vue structural, ces formations forment un grand anticlinal de direction Est-Ouest. Cette structure est complexée par des plis anticlinaux et synclinaux de faible importance, de direction Sub-latitudinale. Des structures disjonctives (failles) de direction Nord-Est à Sud-Ouest recoupant les axes de ces structures. [2]



Légende

<b>A</b>	Alluvions actuelles	<b>oa</b>	Aquitanién continental
<b>qt</b>	Quaternaire continental	<b>ob</b>	Oligocène continental
<b>qc</b>	Calabrien	<b>o</b>	Oligocène marin
<b>qu</b>	Vilafanchien	<b>em</b>	Eocène moyen marin
<b>pv</b>	pliocène continental et Villafranchien non séparé	<b>ec</b>	Eocène moyen et inférieur continental
<b>pc</b>	pliocène continental	<b>ei</b>	Eocène inférieur marin
<b>p</b>	pliocène marin	<b>cs</b>	Crétacé supérieur marin
<b>mp</b>	Portien	<b>cm</b>	Crétacé moyen
<b>ms</b>	Miocène terminal marin et lagunaire	<b>tu</b>	Turonien
<b>mm</b>	Miocène supérieur marin	<b>cn</b>	Cénomanién
<b>mc</b>	Miocène continental antippotien	<b>t</b>	Trias
<b>mi</b>	Miocène inférieur marin		

Figure I. 6. Extrait de la carte géologique de L'ALGERIE au 1.500 000.

## I.4- Propriétés et caractéristiques du massif rocheux de KHADARA

### I.4.1- Propriétés physiques de la roche calcaire

#### I.4.1.1. La porosité

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

$$P = \frac{V_v}{V_t} * 100$$

La porosité varie de quelques pourcentages à plus de 40 % dans les roches sédimentaires. Selon la porosité, les roches sont classées en :

- Roches de faible porosité :  $0 < p < 5 \%$
- Roches de porosité moyenne :  $5 < p < 10 \%$
- Roches de porosité élevée :  $10 < p < 20 \%$
- Roches de grande porosité :  $p > 20 \%$ . [3]

La détermination de la porosité a été réalisée, par le laboratoire central des matériaux, selon les modalités de la norme NF EN 1097-3.

Pour l'ensemble du gisement, la valeur moyenne de la porosité des roches calcaires du gisement de COSIDER de l'unité de Keddara est  $p = 4,46\%$ . [4]

Donc la roche de calcaire de Keddara à une faible porosité.

#### I.4.1.2. La masse volumique

C'est la masse de l'unité de volume de la roche ( $\text{g}/\text{cm}^3$ ), elle est représenté par la formule suivante :

$$\rho = \frac{M}{V}$$

**M** : la masse du matériau sec (**g**)

**V** : le volume de l'échantillon ( $\text{cm}^3$ )

On définit :

**• Masse volumique apparente**

C'est la masse volumique d'un mètre cube de matériau pris d'un tas, comprenant les vides intra et intergranulaires. La masse volumique apparente d'un matériau pourra avoir une valeur différente suivant qu'elle sera déterminée à partir d'un matériau compact ou non.

**• Masse volumique absolue**

C'est la masse par unité de volume de la matière qui constitue le granulat, sans tenir compte des vides intra et interparticules (les pores intragranulats et intergranulats).

Les résultats des essais effectués sont :

- La masse volumique absolue de la roche calcaire est :  $\rho_s = 2.7 \text{ t/m}^3$ .
- La masse volumique apparente de la roche calcaire est :  $\rho_b = 1.5 \text{ t/m}^3$ . [4]

**I.4.1.3. Le coefficient d'absorption**

Le coefficient d'absorption, est défini comme étant le rapport de l'augmentation de la masse de l'échantillon après imbibition par l'eau, à la masse sèche de l'échantillon dans l'eau pendant 24 heures à 20°C. Le coefficient d'absorption ( $A_b$ ) est défini par la relation :

$$A_b = \frac{m_a - m_s}{m_s} \times \rho \times 100 \text{ en } (\%)$$

**$m_s$**  : masse de l'échantillon sec, après passage à l'étuve à 105°C.

**$m_a$**  : masse de l'échantillon imbibé.

Sachant que :

- Le coefficient d'absorption d'un granulat doit être inférieur à 5 %,
- Un bon sable pour béton à un coefficient d'absorption de 0,5 % à 1,5 %,
- Un gros granulat de bonne qualité à une absorption de 0,3 % à 1 %.

La détermination du coefficient d'absorption a été réalisée, par le laboratoire central des matériaux, selon les modalités de la **norme NF EN 1097-6**. Le résultat des essais effectués, ont donné une valeur moyenne du coefficient d'absorption qui est de :  $A_b = 0.644\%$ . [4]

## I.4.2. Propriétés mécaniques de la roche calcaire

### I.4.2.1. Résistance à la compression

La résistance à la compression est déterminée par l'essai de compression simple. Dans cet essai, l'échantillon est pris sous la forme d'une carotte (éprouvette cylindrique), d'élanement L/D (L : hauteur, D : diamètre) compris entre 2 à 2,5 cm, à deux faces planes, lisses et parallèles obtenues par une rectification soignée.

L'échantillon, est ensuite placé entre les plateaux d'une presse et la force axiale augmentée jusqu'à la rupture de l'éprouvette.

La résistance à la compression (notée  $\sigma_c$ ), est définie comme étant la contrainte maximale supportée par l'échantillon avant la rupture lors d'un essai de compression. La valeur maximale **F** de la force permet de calculer la résistance en compression uniaxiale de la roche.

$$\sigma_c = \frac{F_{\max}}{S} \text{ (Kgf/cm}^2\text{)}$$

où :

**F<sub>max</sub>** : La force de compression maximale en (kgf).

**S** : La surface sur laquelle l'effort est appliqué (cm<sup>2</sup>).

La résistance à la compression, peut être déterminée aussi en fonction de la dureté de la roche par la formule suivante :

$$f = \sigma_c/100 \rightarrow \sigma_c = f \times 100 \text{ (Kgfcm}^2\text{)}, \quad \text{où, } f : \text{représente la dureté.}$$

Les essais de la résistance à la compression, réalisés par LCM selon la norme de référence **NF EN 1926**, ont fourni les résultats suivants :

Tableau I. 3. : Résistance à la compression. [4]

	Dimensions h*d	h/d	Poids (Kg)	Densité	Compression		
					Charge (KN)	R (MPa)	R.moy (MPa)
01	69.1 * 64	1.07	0.606	2.72	342.8	139.2	137
02	65.9 * 64	1.03	0.575	2.7	362.3	136.3	
03	67.7 * 64	1.06	0.594	2.72	282.7	138	
04	71.2 * 64	1.11	0.619	2.69	292.5	134.8	

Donc la valeur de la résistance à la compression :  $\sigma_c = 137\text{MPa}$ . [4]

#### I.4.2.2. Résistance à la traction

*Traction directe* : En soumettant une éprouvette cylindrique à une traction uniaxiale, la résistance à la traction simple est égale à la contrainte limite de traction produisant la décohésion des échantillons des roches massives, donc elle est donnée par la formule suivante:

$$\sigma_t = \frac{P_{\max}}{A_0} \text{ (Kgf/cm}^2\text{)}$$

**P<sub>max</sub>** : Valeur finale atteinte par l'effort appliqué ;

**A<sub>0</sub>** : Surface transversale.

La *traction indirecte* : correspond à l'essai de résistance à la traction indirecte, appelé aussi essai brésilien, est réalisé 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  $\sigma_t$  est :

$$\sigma_t = 2 \times \frac{F}{\pi \times H \times D} \text{ (Kgf/cm}^2\text{)}$$

Avec :

**H** et **D** qui correspondent aux dimensions de l'éprouvette.

On peut déterminer la résistance à la traction en fonction de la résistance à la compression, par la relation suivante :

$$\sigma_t = 0,1 \times \sigma_c$$

$$\sigma_t = 0,1 \times 137$$

$$\sigma_t = 13.7 \text{ MPa}$$

On remarque que la résistance à la traction d'une roche est très faible par rapport à sa résistance à la compression à cause des surfaces d'affaiblissement structurales qu'elles renferment.

#### I.4.2.3. Résistance au cisaillement

La résistance au cisaillement, représente la contrainte tangentielle limite avant la rupture dans un essai de cisaillement. Elle est déterminée à partir de la résistance à la compression par la relation :

$$\sigma_{\text{cis}} = \frac{\sigma_c}{3};$$

On obtient :

$$\sigma_{\text{cis}} = \frac{137}{3}$$

$$\sigma_{\text{cis}} = 45.67 \text{ MPa.}$$

On distingue :

- Cisaillement simple
- Cisaillement par torsion
- Cisaillement par compression

#### I.4.2.4. L'angle de frottement interne ( $\varphi$ ) et la cohésion ( $C_0$ )

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

$$\varphi = \text{arc. sin} \frac{\sigma_c - 4 \times \sigma_t}{\sigma_c - 2 \times \sigma_t}$$

Où :

$\sigma_c$  : Résistance à la compression (Kgf/cm<sup>2</sup>) ;

$\sigma_t$  : Résistance à la traction (Kgf/cm<sup>2</sup>).

$$\varphi = \text{arc. sin} \frac{137 - 4 \times 13.7}{137 - 2 \times 13.7}$$

$$\varphi = 48.59^\circ$$

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

$$C_0 = \frac{\sigma_c \times \sigma_t}{2 \times \sqrt{\sigma_c \times \sigma_t - 3\sigma_t^2}}$$



$$C_o = \frac{137 \times 13.7}{2 \times \sqrt{137 \times 13.7} - 3 \times 13.7^2}$$

$$C_o = 0.75 \text{ MPa.}$$

### I.4.3. Propriétés chimiques de la roche calcaire

Les analyses ont été effectuées au laboratoire central des matériaux, Conformément à la demande interne N°117/B/2019, en date du 15/10/2019, et ont donné les résultats suivants. [4]

**Tableau I. 4.** : Table représente les résultats des essais chimiques sur les granulats.

Essai		Résultats	
01	Teneur en soufre	0.46	
02	Sulfates solubles dans l'acide exprimé en % SO <sub>3</sub>	0.32	
03	Chlorures solubles dans l'eau (Cl) %.	0.0026	
04	Sulfates solubles dans l'eau SO <sub>4</sub> %.	Trace	
05	Perte au feu exprimé en PAF (%).	25.97	
06	Teneur en calcite par calcimètre exprimé en (CaCO <sub>3</sub> ) (%).	54.14	
07	Polluants Organiques	Matières humiques (Couleur de la solution par apport à la solution étalon).	Couleur Claire.
08		Acide Fulvique (Couleur de la solution par apport à la solution étalon).	Couleur Claire.

### I.4.4. Propriétés technologiques de la roche calcaire

#### I.4.4.1. Dureté de la roche

La dureté, représente l'un des paramètres les plus importants. Elle se caractérise par la capacité de la roche à résister à la pénétration d'un autre corps.

D'après le professeur **PROTODIAKONOV**, la relation qui donne la dureté de la roche est la suivante :

$$f = \frac{\sigma_c}{100}$$

Où,  $\sigma_c$  : La résistance à la compression (kgf/cm<sup>2</sup>).

Cette loi est applicable pour une roche saine et intacte.

La valeur de la dureté dépend de la solidité, viscosité, structure ainsi que de la composition minéralogique. La dureté de la roche calcaire de Keddara est :  $f = 8$ .

#### I.4.4.2. Coefficient de foisonnement

Le coefficient de foisonnement, exprime l'indice de fragmentation du volume après l'abattage du massif, pendant l'exploitation des roches. Les valeurs du coefficient de foisonnement sont différentes pour divers types de roches et dépendent de leur densité, structure, aspérité, ...etc.

Pour la même roche, le coefficient de foisonnement, dépend de la méthode de fragmentation, du temps, de tassement et de la pression de cavage. Ce coefficient s'exprime par la formule suivante :

$$Kf = \frac{Vf}{Vp} > 1$$

Où :

- $Kf$  : le coefficient de foisonnement de la roche ;
- $Vp$  : volume des roches en place ;
- $Vf$  : volume des roches foisonnées.

Généralement, Les hautes valeurs du coefficient de foisonnement influent négativement sur les processus de l'exploitation minière. Elles diminuent le degré de remplissage des godets, des excavateurs et des chargeuses, l'utilisation de la capacité des bennes des engins de transport, augmente la surface nécessaire des terrils et des stocks piles. Pour les roches calcaires, on prendra la valeur  $Kf=1.6$ .

#### I.4.4.3. Indice de forabilité

Le forage des trous de mine, est une opération indispensable durant le processus de la préparation des roches à l'abatage par explosif.

Pour évaluer la forabilité (perforabilité), l'académicien **V. RJEVSKY**, a proposé un indice de forabilité  $If$ , il est déterminé d'après la formule suivante :

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

$\sigma_c$  : Résistance à la compression en  $\text{kgf/cm}^3$  ;

$\sigma_{cis}$  : Résistance au cisaillement ;

$\gamma$  : La masse volumique.

$$\text{A.N : } \quad \mathbf{If = 0,007 \times (1370 + 456.7) + 0,7 \times 2,7}$$

$$\quad \quad \quad \mathbf{If=14,68}$$

Suivant l'indice de forabilité, les roches sont divisées en 5 classes, dont chacune d'elle se répartit en 5 catégories :

**Tableau I. 5.** : Indice de forabilité des roches et leur classement.

Forabilité très facile	If= (1÷5)
Forabilité facile	If= (5.1÷10)
Forabilité moyenne	If= (10.1÷15)
Forabilité difficile	If= (15.1÷20)
Forabilité très difficile	If= (20.1÷25)

Dans notre cas,  $\mathbf{If = 14,68}$ , ce qui classe la forabilité de la roche de la carrière de KEDDARA dans la catégorie « moyenne à forer ».

#### I.4.4.4. Indice de la résistance au contact

C'est un indice qui caractérise l'action de l'outil de foration, Il est donné par la relation :

$$\mathbf{Ic = 1,9 \times \sigma c^{1,5}}$$

Avec  $\sigma c$  : Résistance à la compression exprimée en (MPa).

$$\text{A.N : } \quad \mathbf{Ic = 1,9 \times 137^{1,5}}$$

$$\quad \quad \quad \mathbf{Ic = 3\ 046.73}$$

#### I.4.4.5. Degré de fissuration

En général, les massifs des roches dures et mi-dures, sont divisés en blocs naturels par les systèmes de fissures, appelé la fissuration. Cette dernière joue un rôle important, et la connaissance de la fissuration permet à la fois de choisir la méthode d'exploitation la plus rationnelle, et de résoudre correctement le problème de stabilité des bords et des gradins des carrières et d'autre problème y compris le processus de la préparation des roches à l'extraction.

La fissuration des roches, s'évalue par la distance moyenne entre les fissures, est déterminée par la formule suivante :

$$\mathbf{m = \frac{L}{n}}, \text{ (m)}$$

Où,  $l$  : Longueur de la partie du massif mesuré ( $m$ ) ;

$n$  : Nombre des fissures sur la partie mesurée, (pièces).

Pour calculer la distance  $m$ , on a calculé le nombre de fissures existantes dans une partie de section d'un mètre (1 m) du talus, comme il est illustré dans la figure suivante :



**Figure I. 7.** : La structure fissurale de talus au niveau 660 m.

**Tableau I. 6.** : Classification des massifs suivant 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
<b>II</b>	Roches exclusivement fissurées	Jusqu'à 0,1%	Jusqu'à 10%	Jusqu'à 5%	À peu près 0	Ne contient pas
<b>II</b>	Roches à grande fissuration	0,1 – 0,5	10 – 70	5 – 40	Jusqu'à 30%	Jusqu'à 5%
<b>III</b>	Roches à moyenne fissuration	0,5 – 1,0	70 – 100	40 – 100	40 – 80	5 – 40
<b>IV</b>	Roches à Faible fissuration	1,0 – 1,5	100	100	80 – 90	40 – 80
<b>V</b>	Roches pratiquement monolithiques	>1,5	100	100	100	100

Donc :

$$m = \frac{1}{2} = 0,5 m$$

On peut déduire, que la catégorie de la fissuration de la roche est intermédiaire entre la catégorie II et III, ou qu'il s'agit d'une roche à fissuration moyenne.

#### I.4.4.6. Indice de la résistance à la destruction

La résistance à la destruction caractérise le comportement 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, l'attraction et cisaillement.

Les contraintes agissent ensemble et créent de nouvelles surfaces dégagées entre les particules des roches. Le résultat de la destruction est 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 de l'indice de fissuration et la masse volumique, à ce titre, l'indice de la résistance à la destruction est déterminé d'après la formule suivante :

$$I_{des} = 0,005 \times A_i \times (\sigma_c + \sigma_t + \sigma_{cis}) + 0,5 \times \rho_i$$

Où,  $A_i$  : est l'Indice acoustique tenant compte de la fissuration, il est calculé d'après la formule :

$$A_i = \frac{V_m^2}{V_0}$$

Avec,

$V_m$  : vitesse des ondes longitudinales dans l'échantillon de la roche (m/s) ;

$V_0$  : vitesse des ondes longitudinales dans le massif composé de même roche (m/s).

$\rho_i$  : Masse volumique (g/cm<sup>3</sup>) ;

$\sigma_c, \sigma_t, \sigma_{cis}$  : exprimé en (kgf/cm<sup>2</sup>).

Tableau I. 7. : Indice acoustique.

Catégorie des roches suivant la fissuration	I	II	III	IV	V
$A_i$	<0,1	0,1÷0,25	0,25÷0,4	0,4÷0,6	0,6÷1

La fissuration de la roche du gisement de Djebel BOURKANE est intermédiaire entre la catégorie II et III.

Donc :  $A_i = 0.25$

A.N :  $I_{des} = 0.005 \times 0.25 \times (1370 + 137 + 456.7) + 0.5 \times 2.7$

**Ides = 3.8.**

**Tableau I. 8.** : Classification des roches selon l'indice de destruction

Degré de destruction des roches	Ides	Classe	Catégories
Destruction facile	<5	<b>1</b>	1, 2, 3, 4, 5
Destruction moyenne	5,1÷10	<b>2</b>	6, 7, 8, 9,10
Destruction difficile	10,1÷15	<b>3</b>	11, 12, 13,14,15
Destruction très difficile	15,1÷20	<b>4</b>	16,17,18,19,20
Destruction extrêmement difficile	20,1÷25	<b>5</b>	21,22,23,24,25

En se basant sur la classification de l'indice de destruction des roches selon **R. JEVESKY** (voir le tableau ci-dessus), on déduit que le calcaire de la carrière de Keddara a un indice de destruction facile (classe 1, catégorie 3).

## I.5. CONDITION MINIERE

### I.5.1. Estimation des réserves géologiques

Les réserves géologiques dans les limites du périmètre d'exploitation, sont calculées et évaluées sur deux blocs, du niveau 630m jusqu'au niveau 730m. La méthode de calcul utilisée est celle des coupes parallèles.

Les formules de calcul appliquées sont les suivantes :

$$V = \frac{(S1 + S2)}{2} \times D \dots \dots \dots (1)$$

Où :

**S1** : surface coupe 1

**S2** : surface coupe 2

**D** : distance entre deux coupes voisines.

Cette formule, est appliquée dans le cas où la différence entre les deux coupes est inférieure à 40% de la plus grande surface.

Dans le cas contraire, on applique le coefficient de correction suivant :

$$V = \frac{(S1 + S2 + \sqrt{S1 \cdot S2})}{3} \times D \dots \dots (2)$$

Les réserves géologiques calculées dans les limites du périmètre d'exploitation sont :

**Tableau I. 9.** : le calcul des réserves géologiques

N° des coupes	Surface 1 (m <sup>2</sup> )	Surface 2 (m <sup>2</sup> )	Distance (m)	Formule de calcul	Volume (m <sup>3</sup> )
Coupe aa' bb'	23 117	21 414	176	(1)	3 918 728
Coupe bb' cc'	21 414	8 297	173	(2)	2 481 994
Total					6 400 722

### I.5.2. Réserves exploitables

Les réserves exploitables, sont toujours inférieures aux réserves géologiques.

Les réserves exploitables pour le gisement de Djebel BOURKANE sont estimées à 80% des réserves géologiques, et sont données dans le tableau suivant :

**Tableau I. 10.** : Les réserves de gisement de Keddara.

N° des coupes	Réserves géologiques (m <sup>3</sup> )	Réserves exploitables (m <sup>3</sup> )	Réserves exploitable (T)
Coupe aa' bb'	3 918 728	3 134 982	8 150 954
Coupe bb' cc'	2 481 994	1 985 595	5 162 548
Total	6 400 722	5 120 578	13 825 561

Les réserves exploitables sont estimées à : 5 120 578m<sup>3</sup> (13 825 561Tonnes). [4]

### I.5.3. Régime de fonctionnement de la carrière

Le régime de travail de la carrière est comme suit :

- Nombre de jours ouvrables par an : 286 jours
- Nombre de jours ouvrables par semaine : 06 jours
- Nombre de postes de travail par jour : 02 postes
- Nombre d'heures de travail fictif par poste : 06 heures
- Nombre d'heures de travail fictif par jour : 12 heures.

## Capacité de production

La capacité théorique de la station de concassage est de 250 T/h, soit 858 000T/an, tenant compte du coefficient d'utilisation des équipements de production et de la station de concassage qui est estimé à 85%, la production réelle sera de : 729 300 T/an, soit (270 111m<sup>3</sup>/an).

La production annuelle planifiée pour l'année 2019 est de 720 000 tonnes.

### I.5.4. Cadence de production et durée de vie de la carrière de KEDDARA

#### I.5.4.1. Production journalière

La capacité théorique de la station de concassage est de 250 T/h.

La production journalière est donnée par la formule suivante

$$P_J = P_h \times N_h \times C_u, \quad (\text{tonnes})$$

Où :

**P<sub>h</sub>** = production par heure ;

**N<sub>h/j</sub>** = nombre d'heure par jour, N<sub>h/j</sub> = 12h ;

**C<sub>u</sub>** = coefficient d'utilisation de station de concassage, pris pour **C<sub>u</sub>** = 0,85.

$$\text{AN :} \quad P_j = 250 \times 12 \times 0.85$$

$$P_j = 2\,550 \text{ tonne.}$$

La capacité de production journalière est d'environ 2 550 tonnes.

#### I.5.4.2. Production mensuelle

La production journalière est donnée par la formule suivante :

$$P_m = P_J \times N, (\text{tonnes})$$

Où :

**P<sub>J</sub>** : Production journalière ;

**N<sub>m</sub>** : nombre de jour ouvrable par mois, en moyenne, N<sub>m</sub> ≈ 23j.

$$\text{AN :} \quad P_m = 2\,550 \times 23$$

$$P_m \approx 58\,650 \text{ tonnes}$$

La capacité de production par mois est d'environ 58 650 tonnes.



### I.5.4.3. Production annuelle

La production annuelle est donnée par la formule suivante :

$$Pa = PJ \times NJ, (\text{tonne})$$

Sachant que :

**PJ** = production journalière ;

**Nj** = nombre de jours ouvrables par an, NJ =286j.

$$Pa = 2\,550 \times 286.$$

$$Pa = 729\,300 \text{ tonnes.}$$

La capacité de production annuelle est d'environ 729 300 tonnes.

### I.5.4.4. Production de la carrière en TVC

La production annuelle planifiée est 720 000 tonnes. Pour obtenir cette production concassée, la production annuelle du tout-venant en carrière, en tenant compte d'un taux de perte de 10 à 12% (dû aux pertes des fines, pour un TP = 12%), on obtient :

$$TVC = \frac{Pa}{0.88}$$

$$TVC = \frac{720\,000}{0.88}$$

$$TVC = 818\,182 \text{ tonnes.}$$

Production de la carrière en TVC, sera de :

**Tableau I. 11.** : Production de la carrière en TVC.

Production de la carrière en TVC						
Production	Annuelle		Mensuelle		Journalier	
	Tonnage (T)	Volume (m <sup>3</sup> )	Tonnage (T)	Volume (m <sup>3</sup> )	Tonnage (T)	Volume (m <sup>3</sup> )
	818 182	314 685	68 182	25 252	2 964	1 097

#### I.5.4.5. La durée de vie de la carrière

La durée de vie de la carrière est calculée comme suit :

$$Dv = \frac{Re}{Q \text{ abattu}}$$

Où,

**RE** : réserves exploitables ;

**Pa** : production annuelle en tout venant (TVC) de la carrière (tonne/an).

**AN** :

$$Dv = \frac{13\ 825\ 561}{818\ 182} = 17 \text{ ans}$$

La durée de vie de la carrière KEDDARA est 17 années.

### Conclusion

Le gisement de calcaire de Djebel Bourkane de **COSIDER-CARRIHERES**, est localisé au Sud de la localité Keddara.

Il renferme un volume important de réserves géologiques et exploitables, la **roche calcaire du massif** est **d'âge Lutétien** D'après les restes fossiles, ce massif se subdivise en lutétien inférieur et supérieur, à la base de la coupe, les calcaires du Lutétien inférieur sont jaunâtres et grisâtres avec des intercalations de marnes noires.

On rencontre des calcaires massifs de part et d'autre au niveau de la limite Sud du site, caractérisé par une fissuration intense, apparente en surface, présentant des karsts et remplissage avec des produits argileux.

Les essais de laboratoire réalisés, confirment l'aptitude de la matière première à la production des granulats pour des bétons hydrauliques et bitumineux, destinés aux travaux des constructions des BTP, routes, ouvrages d'art et ballast de voies ferroviaires.

Les réserves exploitables sont estimées à **5 120 578 m<sup>3</sup>**, soit 13 825 561 Tonnes.

## **CHAPITRE II**

---

### **Les discontinuités du massif**

---

## Introduction

La masse rocheuse à abattre est généralement constituée de blocs élémentaires plus ou moins continus (la matrice rocheuse) séparés par des discontinuités, liées à l'origine de la roche (discontinuités syngénétiques) ou à son évolution plus tardive (discontinuités diagénétiques).

Les discontinuités syngénétiques, sont identifiées principalement par la stratification, la schistosité ou la foliation. Les fractures, les joints, les diaclases, les microcavités témoignent en général d'une évolution postérieure.

Toutes ces discontinuités, sont généralement des plans de faiblesses du massif rocheux (avec des altérations souvent argileuses qui gênent la foration) propices aux glissements, circulation d'eau et pertes de pression des gaz de détonation lors de tirs. De plus, pour un massif donné, la présence des discontinuités, a un rôle déterminant dans les conditions de foration.

L'étude des différents types et la caractérisation des discontinuités existant dans le massif de Djebel BOURKANE est très importante, car elle permet de mieux conduire les travaux miniers d'exploitation d'une manière plus sécurisable, et de mieux gérer les différents problèmes liés à différentes anomalies du massif rocheux.

### II.1. La discontinuité du massif

Le terme technique *discontinuité*, désigne toute interruption physique de la roche qui, résulte de la genèse et de l'histoire géologique du massif rocheux. Elle peut être donc d'origine magmatique, sédimentaire ou métamorphique, se manifestant par des plans de stratification, diaclases, prismatisons de basaltes, plans de foliation, ou d'origine tectonique : fractures, failles, schistosité.

L'étude des discontinuités est basée sur deux aspects importants :

- L'aspect géométrique, qui est lié à leurs caractéristiques dont l'aspect (orientation, extension et densité).
- L'aspect mécanique, qui est caractérisé par de nombreux paramètres (état de surface, remplissage, rugosité, etc.) et en particulier par la résistance au cisaillement. [5]

**Tableau II. 1.** : L'échelle de chaque type de discontinuité. [6].

Type de discontinuité	L'échelle de chaque type
Joints de grain, Microfissures	Matrice rocheuse (mm)
Fissures, schistosité, foliation	Échantillon (cm)
Diaclases	Bloc (dm)
Contacts lithologiques Zone fracturée	Massif rocheux (m)
Joints de stratification Failles	Massif rocheux (dam)

### II.1.1. Caractérisation des discontinuités

L'étude géométrique des discontinuités visera à déterminer leurs classabilités en familles (orientation voisines), car elles structurent le massif rocheux en blocs (continuité connectivité importante). La caractérisation de chaque discontinuité va ainsi reposer sur les paramètres suivants :

- La mesure de l'azimut, c'est -à- dire, la direction par rapport au Nord de l'horizontale passant par le plan de fracture. Cette mesure, permet notamment de représenter les fissures sur un plan.
- La mesure du pendage ou inclinaison du même plan de fracture par rapport à l'horizontale. Cette mesure, est le complément indispensable à la mesure de l'azimut pour faire l'étude statistique de l'orientation des fissures et pour déterminer l'existence des différentes familles.
- La mesure de l'ouverture de la détermination de la nature du remplissage éventuel de la fissure selon l'érosion ou le remplissage qu'elle subit.
- La mesure des distances entre fractures appartenant à une même famille d'orientation, ce qui permet de calculer la fréquence d'apparition de celle-ci.
- L'analyse de l'état de surface, la surface d'une fracture peut être lisse, rugueuse ou striée, régulière ou irrégulière, elle peut aussi présenter une croûte d'altération superficielle importante ou non ; et l'évaluation du déplacement lorsqu'il s'agit d'une faille. [5]

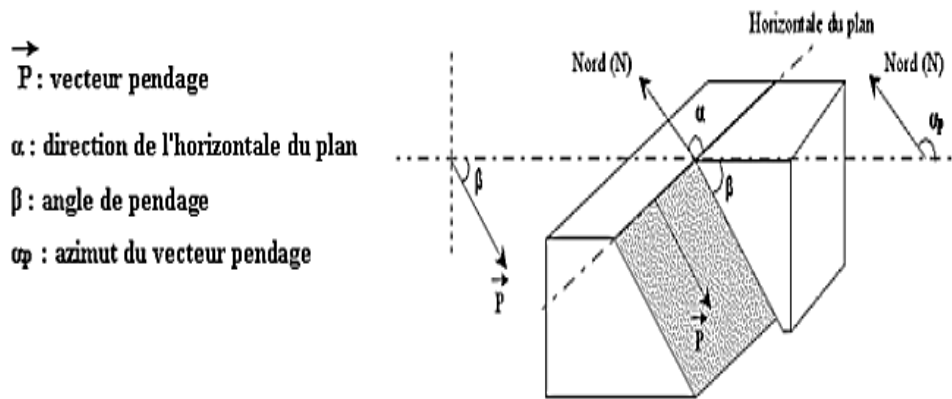


Figure II. 1. Orientation de la discontinuité dans l'espace.

## II.2. La structure fissurale des massifs de calcaire

On distingue les massifs à blocs polyédriques, équidimensionnels, prismatiques ou en colonnes, les massifs à bancs minces, dont l'épaisseur est moins épaisse que la longueur, et les massifs comprenant plusieurs familles de fractures.

On constate, que le massif de Djebel BOURKANE est fracturé par un ensemble des familles de fissurations divisant le massif rocheux dur en blocs rhomboédriques.

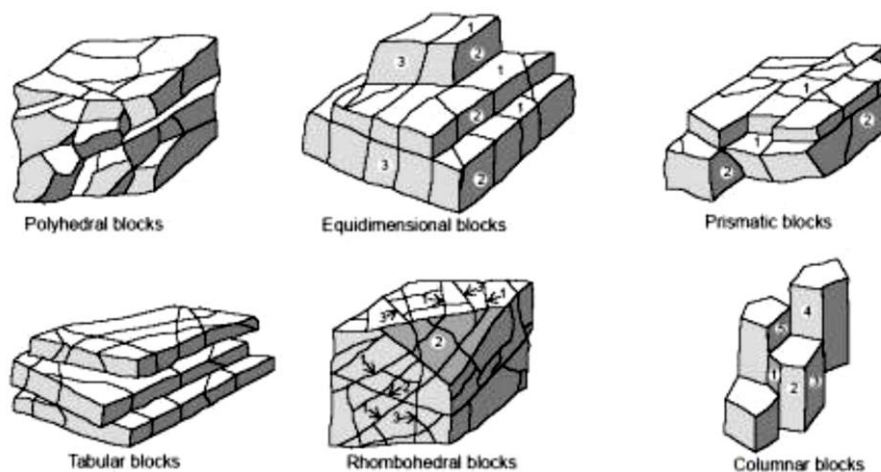


Figure II. 2. Différentes structures géométriques du massif rocheux fracturé (cité Palmström 1995).

## II.2. Les types de discontinuités de la carrière

Au niveau de la carrière de Djebel BOURKANE, nous avons identifié plusieurs types de discontinuités, des joints stratigraphiques, des diaclases, des karsts et des failles.

La région est affectée par des accidents discontinus, avec un pendage fort de  $60^\circ$  environ, on note aussi la, présence des cavités karstiques, généralement remplies par des argiles.

Il existe aussi des diaclases, formant un réseau de cassures dans toutes les directions. Celles-ci, se traduisent par des accidents s'organisant en plusieurs familles de différentes directions.

Des failles de direction Nord-Est/ Sud-Ouest recoupent les axes de ces structures. Elles résultent de la rupture du massif qui a subi un grand effort de cisaillement.

Au niveau de la limite Sud du site, on rencontre des calcaires massifs de part et d'autre de cette limite, caractérisé par une fissuration intense apparente en surface, présentant des karsts et remplissage avec des produits argileux. Suivie de calcaires gris-foncé, durs, fissurés de direction Est-Ouest, à pendage sub-vertical, ce jusqu'à l'approche de la limite Nord.



**Figure II. 3.** Les discontinuités du massif de la carrière.



**Figure II. 4.** Diaclase et joint de stratification dans le massif de la carrière.





Figure II. 5. Cavitité karstique dans massif de la carrière.

## II.3. Les différentes anomalies liées au massif rocheux

### II.3.1. La fracturation

Deux types de fractures sont présents au niveau de la carrière, l'une, est causée par des contraintes tectoniques, et l'autre, sous l'effet des explosifs. Cette fracturation initiale du massif induit deux effets opposés :

- D'une part, elle fragilise le massif, et donc réduit globalement sa résistance mécanique,
- D'autre part, elle contrarie l'action mécanique de l'explosif, par atténuation de l'onde de choc lors de son passage à travers les discontinuités, et par détente des gaz dans les fissures. [7]

### II.3.2. Les failles

Les failles correspondent fréquemment à une zone broyée. Elles perturbent la continuité de la stratigraphie et affleurements. Certaines failles, qui ont un faible rejet, peuvent passer inaperçues, leur continuité à travers le massif rocheux, leur faible résistance au cisaillement est due au fait que les lèvres ont déjà subi un déplacement relatif, et contribuent à développer des surfaces potentielles de glissement particulièrement dangereuses. [7]

### II.3.3. Fissuration arrière (effet arrière)

Suite à un tir de mine, il se génère occasionnellement des fissurations parallèles au front de taille (fig.6).

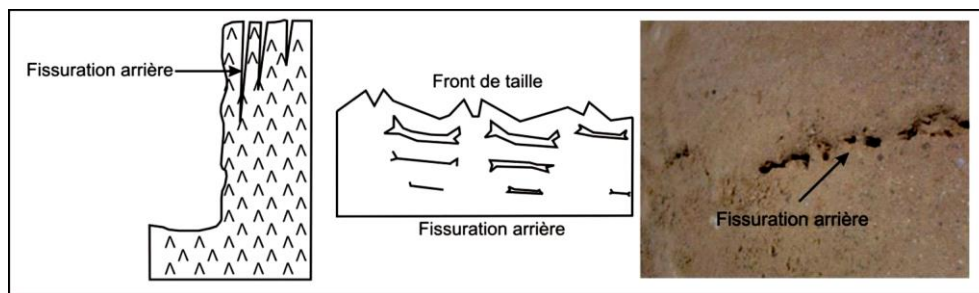


Ses fissurations ont les caractéristiques suivantes :

- Des fissures dont l'ouverture diminue, alors que l'écartement entre les fissures augmente lorsque l'on s'éloigne du front de taille,
- Que seule la partie supérieure du front de taille est affectée,
- Un découpage « en dentelle », les creux sont situés entre deux mines successives.

Cette anomalie est caractéristique d'une onde de traction réfléchi trop importante. L'intensité de cette contrainte, dépasse la résistance à la traction de la roche au-delà du plan défini par les mines. Ces fissurations, causeront un obstacle pour la prochaine foration au même lieu, et leurs causes probables sont :

- La première ligne amorcée est trop loin du front de taille,
- L'explosif en colonne est trop puissant (trop d'effet de choc),
- Mauvaise implantation du tir par rapport à la fracturation naturelle (le plan des mines est parallèle à celui des fissurations naturelles du terrain). [7]



**Figure II. 6.** Fissuration causée suite à un tir de mine.

#### II.4. Les discontinuités et l'optimisation du plan de tir

Sur le chantier, toutes les anomalies évoquées précédemment, peuvent être pour la plupart du temps détectées au moment de la foration par le sondeur ou par un examen direct des couches en affleurement. La plupart de ces anomalies de tir en liaison directe avec la structure du massif rocheux peuvent être évitées.

Le tableau suivant, récapitule les anomalies de tir liées au massif rocheux et les solutions possibles que les dirigeants de la carrière peuvent les suivre.

**Tableau II. 2.** : Les anomalies liées au massif rocheux et les solutions possibles .

Type de discontinuité	La solution proposé
- Les joints de stratification	Procéder aux bourrages étagés
<b>-Karst</b> <ul style="list-style-type: none"> <li>• Petite cavité.</li> <li>• Grande cavité</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Bourrer le vide par du sable humide.</li> <li>• Éviter la foration au lieu du karst et renfoncer la charge des trous cernant le karst.</li> </ul>
<b>-Fissurations.</b> <ul style="list-style-type: none"> <li>• Si la fissuration est verticale ou subverticale.</li> <li>• Si la fissuration est inclinée.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• La foration doit être réalisée en avant et en arrière de la fissure.</li> <li>• Le trou de mine doit croiser la fissure à un angle inférieur à 45°</li> </ul>

## Conclusion

La structure des massifs rocheux est pour la plupart des cas, non homogène, car il existe toujours des surfaces de discontinuités qui interrompent physiquement la continuité de la matrice rocheuse et de ses propriétés mécaniques, hydrauliques et thermiques.

La caractérisation de chaque discontinuité, va reposer sur les paramètres d'orientation (pendage et azimut), intensité, l'ouverture et type de matériau de remplissage et aussi du caractère de surface.

Les discontinuités, peuvent intervenir selon leurs orientations, fréquences, continuités, matériaux de remplissage, épaisseur et caractéristiques mécaniques. Il est donc clair, qu'il faudrait les prendre en compte dans la mise en œuvre des tirs miniers. Malheureusement, aucune règle explicite n'est aujourd'hui disponible pour pouvoir tenir compte quantitativement de leurs effets dans les tirs miniers. Il existe cependant, des règles de l'art basées sur des expériences (réduites en nombres).

Toutes ces anomalies, peuvent être pour la plupart du temps détectées au moment de la foration. Pour cela, il est bon d'instituer une fiche de foration, signalant les anomalies rencontrées par le foreur. Les analyseurs des paramètres de foration, en particulier l'enregistrement des vitesses instantanées d'avancement, des pressions d'air de soufflage, des variations de vitesses de rotation et de couple permettent d'établir avec une bonne précision la lithographie des terrains traversés. Il reste alors à transmettre ces informations au mineur qui modifiera le plan de tir en conséquence.

## **CHAPITRE III**

---

# **LE MODE D'OUVERTURE DU GISEMENT DE DJEBEL BOURKANE.**

---

## Introduction

L'ouverture d'un gisement, consiste à donner l'accès aux engins miniers et de transport jusqu'à la couche minéralisée et avoir un espace suffisant, et aménager une tranchée de découpage. Elle a pour objet, la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation.

Elle consiste à creuser des tranchées, qui donnent l'accès au gisement et des tranchées de découpages permettant de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitations.

### III.1. Travaux d'ouverture du gisement

Les travaux d'ouverture d'une exploitation à C.O, comprennent des travaux de découverte, qui sont l'ensemble des processus de dégagement et déplacement des roches stériles recouvrant la substance utile, et les travaux d'accès au niveau supérieur du site par la construction de la piste principale.

L'ouverture des champs de la carrière, consiste au creusement d'excavations à ciel ouvert, appelée tranchées ou demi tranchées, afin de permettre l'accès au gisement à partir de la surface, et assurer le lieu de transport entre les horizons d'activité de la carrière et les points de chargement. On distingue toutefois :

- Les demi-tranchées principales qui donnent accès au gisement.
- Les demi-tranchées de découpage qui préparent le champ de la mine à l'exploitation. [8]

#### III.1.1. Mode d'ouverture de la carrière de Djebel Bourkane

Étant donné que, le gisement de Djebel Bourkane à Boumerdès, correspond à un relief montagneux, présentant des pentes +/- douces, ce qui favorise le mode d'ouverture appliqué à ce type de gisement par l'ouverture des demi-tranchée d'accès à partir du niveau de 630 m jusqu'au dernier niveau de 730m avec une piste serpentine voire (Figure II.1).

L'ouverture se fait par creusement de deux pistes d'accès, l'une, commence à partir de la station de concassage (niveau 630m) vers tous les niveaux de la carrière jusqu'au sommet (niveau 730m) Ouest de la carrière. Tandis que la deuxième piste, passe par le côté Est de la carrière pour faciliter le déplacement des engins de chargement, de foration et de transport.

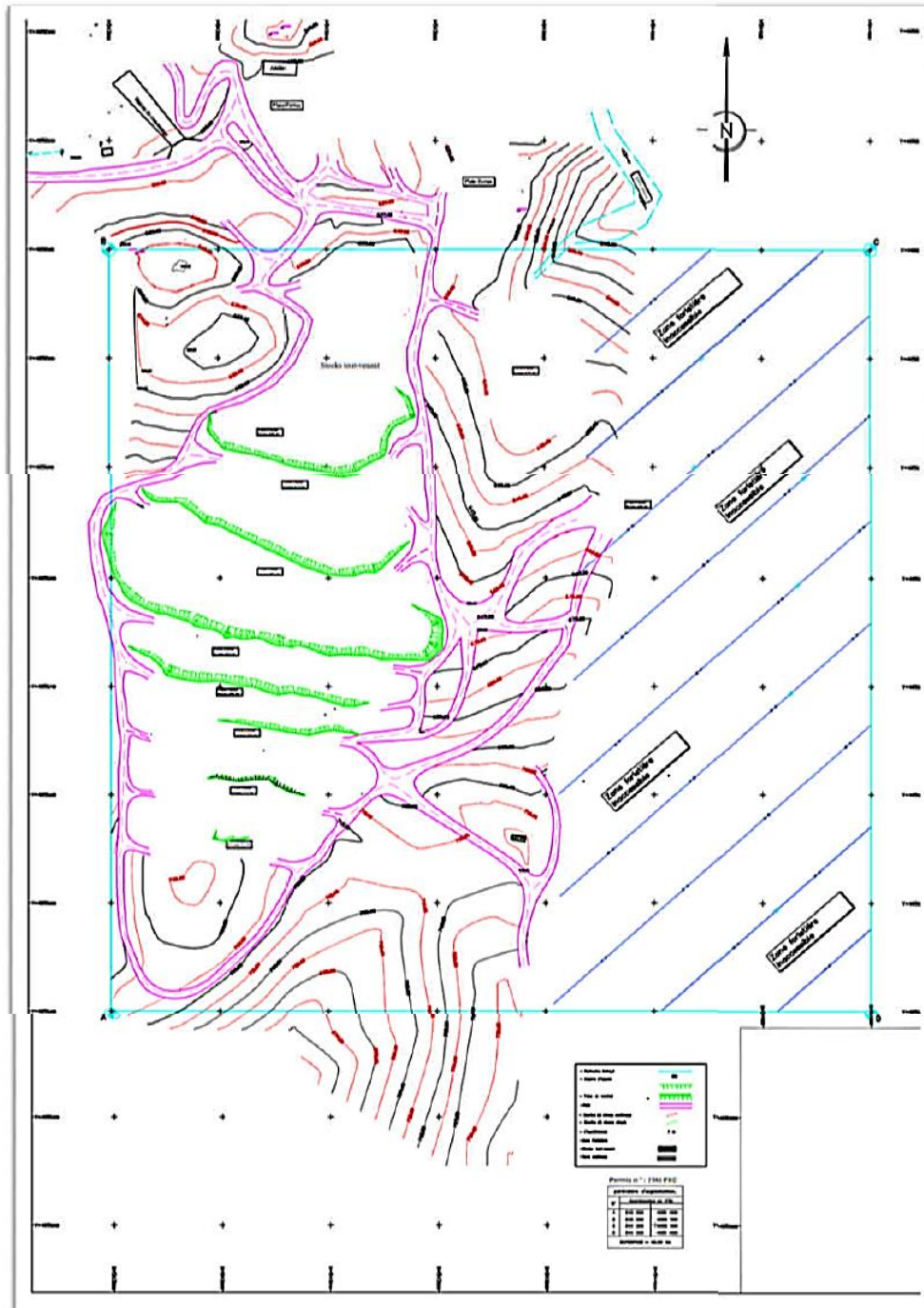


Figure III. 1. Plan d'ouverture du gisement de Djebel BOURKANE.

### III.1.2. Les différentes étapes lors de l'ouverture

- Le creusement de la demi-tranchée d'accès ;
- Le creusement de la tranchée de jonction ;
- Le creusement de la tranchée de découpage.

Ces différents ouvrages, sont réalisés par les travaux de forage et de tir suivant la dureté de calcaire. [9]

### III.1.3. La piste principale

La piste principale, est planifiée en tenant compte de la topographie du gisement, Les dimensions techniques des engins de transport (largeur/gabarit de la benne), la production et la durée de vie de la carrière ou mine à Ciel Ouvert.

La piste principale, démarre de la station de concassage, où le relief est pratiquement plat jusqu'au point supérieur au premier point à ouvrir si cette piste présente un virage, celui-ci, va avoir un rayon de courbure supérieur au rayon de braquage du camion.



**Figure III. 2.** La piste d'accès principale gisement Djebel BOURKANE.

### III.1.4. Paramètres technologiques de tranchée d'accès

La tranchée d'accès, appelée aussi piste d'accès, est liée à tous les gradins de la carrière.



La forme de tracé est simple et ces caractéristiques sont :

- La longueur ;
- La largeur ;
- La pente longitudinale ;
- L'angle du talus ;
- Le volume.



**Figure III. 3.** La piste d'accès secondaire de gisement Djebel BOURKANE.

#### III.1.4.1. La longueur de la piste principale

La piste principale, commence à partir de la station de concassage (point de départ) Jusqu'au sommet de la carrière (limite supérieure) au niveau de 730 m, la longueur de la piste (**L**) sera calculée par la formule suivante :

$$L = \frac{H_f - H_i}{i} \times K_a$$

Avec **Hf** : niveau supérieur de la piste principale (m).

**Hi** : niveau de base de la piste principale (m).

**i** : pente de la piste d'accès.

**Ka** : Coefficient d'allongement du tracé ( $K_a = 1,1$  pour le raccordement à pente directrice).

$$\text{AN : } L = \frac{730-630}{0,10} \times 1,1$$

$$L = 1320 \text{ m}$$

La longueur de la piste déterminée par Auto-CAD est de 1300m pour la piste principale et 255m pour la piste qui passe à côté du gisement.

### III.1.4.2. La largeur de la piste d'accès

La largeur de la chaussée des routes, dépend des gabarits des engins de transport, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation.

➤ Circulation à une seule voie (pour les pistes secondaires) :

$$T = a + (2 \times C), (\text{m})$$

Où,

**T** : largeur de la piste (m) ;

**a** : largeur de la benne du camion, (a = 3 m);

**C** : largeur de la bande de sécurité, (m) ;

$$C = 0.5 + 0.005 V, (\text{m})$$

**V** : vitesse moyenne de circulation des camions (V = 15km / h).

Donc :  $C = 0.57 \text{ m}$

Alors  $T = 3 + (2 \times 0.60)$

➤ Donc, la largeur de la piste pour une circulation à une seule voie est :

$$T = 4.15 \text{ m}$$

Circulation à double voie (pour la piste principale) comme illustré dans la (figure II.2) :

$$T = 2 \times (a + C) + X + r$$

**r** : largeur de la rigole d'évacuation d'eau = 0.4 m.

**X**: distance entre les bennes des camions,

$$X = 2 \times C (\text{m}).$$

$$X = 1.14 \text{ m}$$

Alors  $T = 2 \times (3 + 0.57) + 1.14 + 0.4 = 08,68 \approx 9 \text{ m}.$



➤ Donc, la largeur de la piste pour une circulation à double voie est de : **T = 9m**

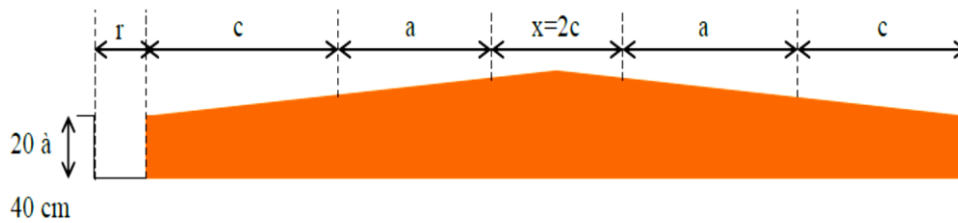


Figure III. 4. Schéma de la largeur de la piste de roulage.

### III.1.4.3. La pente de la piste

La pente des pistes, est un facteur important pour l'obtention de bonnes conditions de travail et de sécurité pour les engins du transport de la matière utile des fronts d'exploitation vers l'atelier de préparation mécanique. La réalisation des pistes de circulation des camions pour le transport des roches abattues, doit être minutieusement étudiée, elle ne doit pas dépasser **12%** en ligne droite, avec une variation de **5 à 6%** dans les virages.

Dans le cas de notre carrière, la pente de la piste est de **10%**.

### III.1.4.4. L'angle du talus de la demi-tranchée

L'angle du talus de la tranchée, dépend des propriétés physico-mécaniques de la roche, et la valeur approximative des matériaux rocheux est donnée par rapport à la dureté de la roche.

Tableau III. 1. : Angles du talus de la tranchée en fonction de la dureté, selon PROTODICONOV.

Types des Tranchées	Angles des talus des tranchées (°)			
	Dureté des roches			
	2-4	5-9	10-14	14-20
Accès	60°	65°	70°	80°
Découpage	60°	70°	75°	80° - 85°

Dans notre cas d'étude de la roche de calcaire du gisement de Djebel Bourkane, la dureté est de l'ordre de **8**, donc les angles des talus de la tranchée d'accès et de découpage sont respectivement égaux à **65°** et **70°** .

### III.1.4.5. Le volume de la demi-tranchée d'accès

Le volume de la tranchée est déterminé par la formule suivante :

$$V = \frac{T^2 \times \text{Sin}\alpha \times \text{Sin}\beta \times L}{2 \times \text{Sin}(\alpha - \beta)}$$

Tel que,  $\alpha$  : Angle du bord de la tranchée d'accès ( $65^\circ$ ) ;

$\beta$  : Angle du flanc de coteau ( $12^\circ$ ) .

AN: 
$$V = \frac{T^2 \times \text{Sin}65 \times \text{Sin}12 \times 1320}{2 \times \text{Sin}(65-12)}$$

$$V = 9966.20 \text{ m}^3.$$

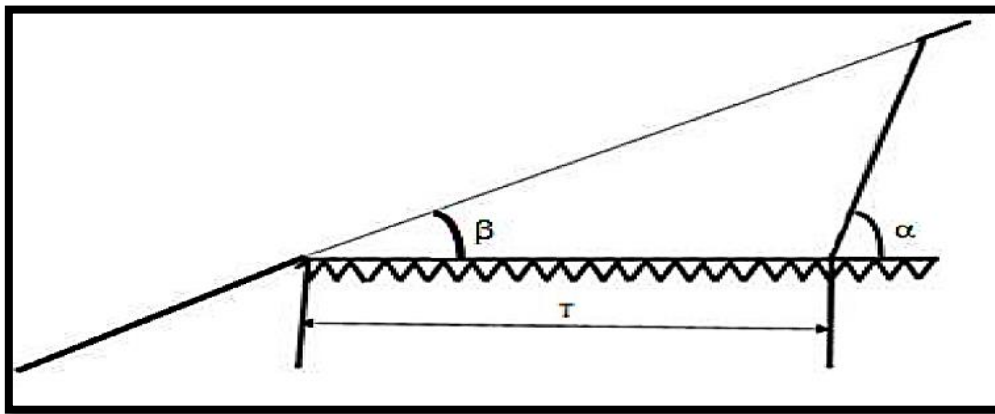


Figure III. 5. Les principaux paramètres d'une tranchée d'accès.

Donc les paramètres technologiques de la demi-tranchée sont :

- Longueur de la demi-tranchée : 1,3 km
- Largeur du fond de la demi-tranchée : 4,15m (piste secondaire) et 9m (piste principale).
- La pente de la demi-tranchée : 10%.
- Angle du bord de la demi-tranchée :  $65^\circ$  (tranchée d'accès) et  $70^\circ$  (tranchée de découpage).
- Le volume :  $9966.20 \text{ m}^3$

## III.2. Technologie du creusement de la demi-tranchée

Le creusement de la demi-tranchée pour les conditions des roches de la carrière de Djebel BOURKANE est assuré par les travaux de forage et de tir.

Suivant le relief, il est plus nécessaire d'assurer le creusement de la demi-tranchée par des trous verticaux à l'aide d'un perforateur à main.

Après le tir, on utilise, le bulldozer pour niveler la surface afin de faciliter l'accès de la sondeuse. Cette dernière, est utilisée pour la réalisation des trous horizontaux ou peu inclinés (les trous de relevage), dans le but d'élargir l'accès et de créer un nouveau gradin avec un talus bien formé (voir les figures suivantes). [9]

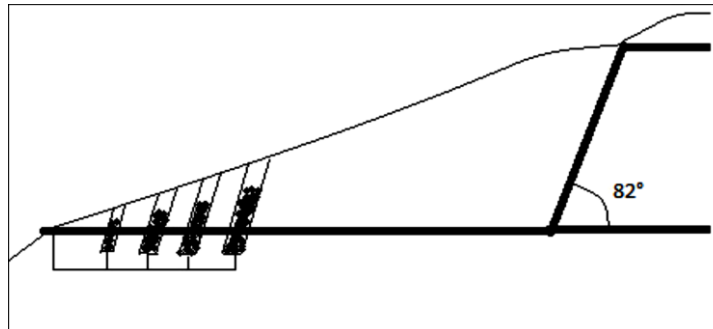
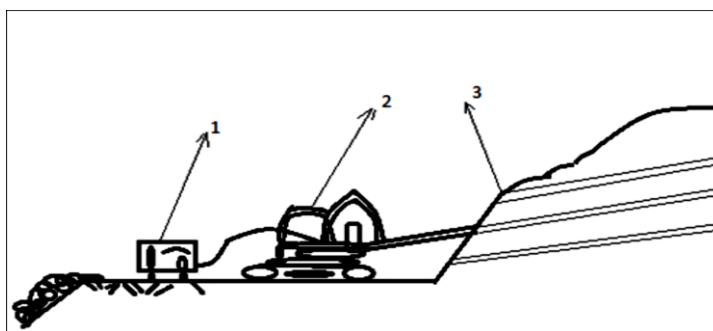


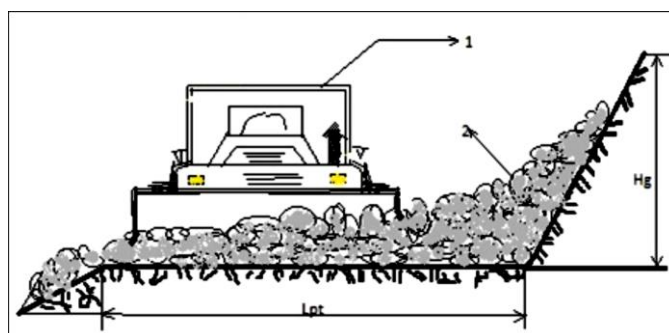
Figure III. 6. Creusement de la demi-tranchée à l'aide d'un perforateur.



**Légende**

- 1 : un compresseur.
- 2 : la sondeuse.
- 3 : les trous de relevage.

Figure III. 7. Forage des trous de relevage.



**Légende**

- 1 : Bulldozer.
- 2 : les roches abattues.
- Hgr** : la hauteur de gradin.
- Lpt** : la largeur de la plateforme de travail.

Figure III. 8. Culbutage des roches.

### III.3. Les travaux préparatoires (de développement)

Correspondent à tous les travaux qu'il y a lieu d'entreprendre dans le cadre de la préparation des *gradins d'exploitation* à C.O d'un gisement ; et on procède par les opérations suivantes :

- Accéder à une tranchée d'accès à partir de la cote de démarrage de la construction de la plateforme de travail,
- Préparer la construction du gradin qui évoluera au fur et à mesure de l'avancement des travaux jusqu'à atteindre la cote finale pour laquelle ce gradin atteint la hauteur fixée dans le projet d'exploitation. [10]

### Conclusion

L'ouverture du gisement de Djebel Bourkane, se fait par le creusement de la demi-tranchée d'accès à partir du niveau **630m** jusqu'au dernier niveau de **730m**, avec une piste serpentine constituant la piste principale d'accès d'une longueur de 1,3km, et une autre piste qui passe par le côté Est de la carrière.

## **CHAPITRE IV**

---

# **METHODE ET PROCESSUS D'EXPLOITATION A CIEL OUVERT**

---

## Introduction

La méthode d'exploitation consiste en 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 et sécurité dont l'optique de garantir le respect de l'environnement.

Avant l'acquisition du matériel et les équipements miniers nécessaires, ainsi que le recrutement et la formation du personnel spécialisé dans les travaux miniers, il est indispensable de réaliser une étude de faisabilité technique. Cette étude, devra répondre aux besoins de l'entreprise, notamment le nombre et types d'engins appropriés à utiliser et nécessaires à la réalisation des différentes opérations et travaux miniers tels que le forage, transport et chargement.

L'abattage à l'explosif, est aujourd'hui la technique la plus usuelle, simple et la plus répandue et dominante dans les carrières de roches massives. Elle permet de fragmenter d'importants tonnages de volumes de rocheux pour la récupération et le traitement des tas rocheux abattu.

### IV.1. Les travaux d'exploitation

Les travaux d'exploitation à ciel ouvert, concernent la découverte et l'extraction du minerai, traduisant le recul des gradins au cours d'opérations d'exploitation à C.O, et les gradins qui sont en production et en fin d'exploitation au niveau supérieur, sont limités par des plateformes étroites (0.1 - 0.2)H qui, sont destinées à augmenter la stabilité des talus.

Ces plateformes (*banquettes*) et les gradins, en fin d'exploitation sont appelées gradins en liquidation. [10]

### IV.2. Classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert

En définissant une méthode d'exploitation comme une forme et un ordre d'exécution des travaux miniers dans le temps, avec des gradins constituant les bords, on retient deux catégories :

- Une classification suivant les facteurs géologiques du gisement ;
- Une classification suivant les moyens de déplacement du stérile. [11]

### IV.2.1. Méthodes d'exploitation basées sur les facteurs géologiques du gisement

Les méthodes d'exploitation dépendant des facteurs géologiques du gisement, peuvent être classées en deux types principaux :

- Les gisements en forme d'amas et de filon (dressants et semi dressants) ;
- Les gisements subhorizontaux ou tabulaires (horizontal).

On distingue :

- Méthode par fosses emboîtées ;
- Méthodes d'exploitation par tranchées successives. [11]

#### IV.2.1.1. Méthodes d'exploitation par tranchées successives

Dans le cas des gisements subhorizontaux ou en plateures (*gisements à couches de faible pendage, inférieur à 25°*), l'exploitation se développe horizontalement, et en s'efforce pour diminuer la distance de transport du stérile, et le déposer dans la fosse aussitôt après avoir extrait le minerai. Ce remblayage, peut être fait, soit par un seul engin (pelle ou dragline de découverte), soit au moyen de pont de transfert ou des sauterelles, soit par des camions à bennes associés aux bulldozers.

Cette méthode, est appelée méthode par tranchées successives, c'est-à-dire des terrains en place, recouvrant la couche minéralisée, sont déplacés et remis en arrière là où on a déjà enlevé le minerai. [11]

### IV.2.2. Méthodes d'exploitation basées sur les moyens de déplacements des stériles (MELNIKOV)

Les moyens mis en œuvre pour déplacer les stériles, déterminent les principaux paramètres de la méthode d'exploitation à ciel ouvert :

- La hauteur et le nombre des gradins des stériles et du minerai ;
- La largeur des plateformes de travail ;
- Le nombre d'inclinés pour le transport ;
- Le nombre des fronts d'abattage, l'ordre et système de déplacement des fronts des travaux ;
- La quantité des réserves découvertes et préparées.

Ainsi, on distingue cinq méthodes d'exploitation, en se basant sur le mode de transport des déblais au sein de la carrière, avec formation des terrils intérieurs ou extérieurs.

- La méthode sans transport ;
- La méthode avec emploi d'engins de transfert ;
- La méthode spéciale ;
- La méthode avec transport des déblais ;
- La méthode mixte. [11]

#### IV.2.2.1. Méthodes avec emploi d'engins de transfert

La méthode est employée, lorsque les déblais sont rejetés dans le terril intérieur au moyen d'engins de transport mobile (sauterelles et ponts de transfert) et les matériels d'exploitation tels les excavateurs à godets multiples. La méthode est utilisée lors de l'exploitation des couches horizontales ou subhorizontales de recouvrement meuble et d'une grande épaisseur. [11]

### IV.3. Méthode d'exploitation de la carrière de Djebel Bourkane

Dans la carrière de Djebel Bourkane à Keddara, l'exploitation a atteint 7 gradins de 10 à 15 m de hauteur. Le principe d'exploitation, est réalisé selon la méthode classique à ciel ouvert du haut vers le bas, en créant des gradins avec des plateformes de travail conformes à la mécanisation adoptée. L'abattage est effectué par explosifs et le transport par 3 camions de type TEREX TA300.

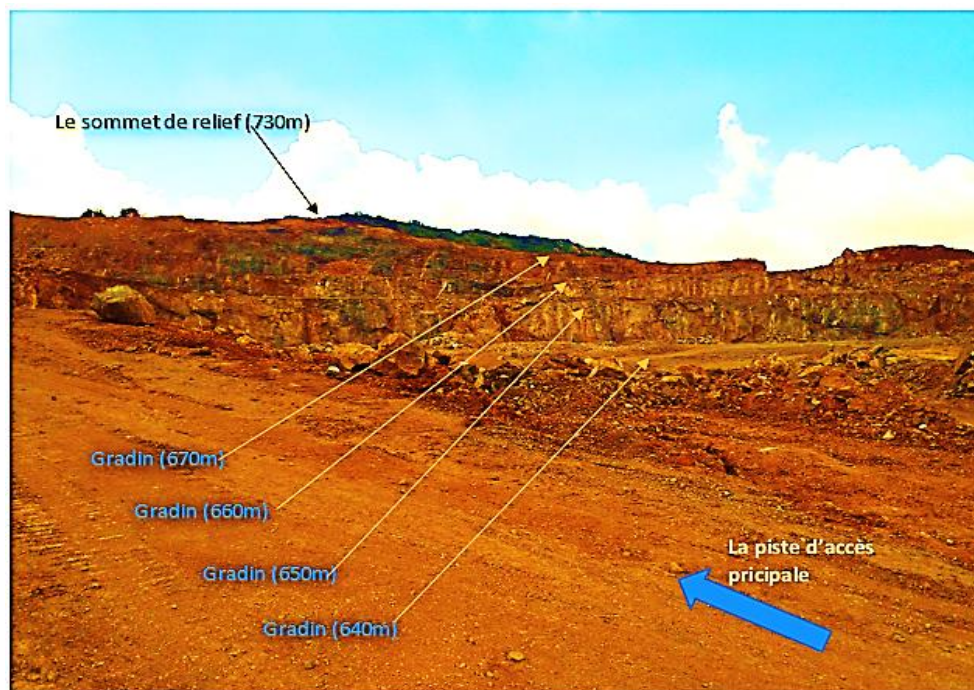


Figure IV. 1. Photos représentant les gradins de carrière Djebel BOURKANE.



## IV.4. Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert

Tous les systèmes d'exploitation à ciel ouvert, ont des éléments communs, qui sont :

- Les bords.
- Les gradins.
- Les plateformes de travail.
- Les fronts des travaux du gradin et de la carrière...

### IV.4.1. Le bord

Les bords de la carrière, sont des surfaces latérales limitant les vides créés par l'exploitation. Ce sont des plateformes et des talus des gradins. On distingue :

- Les bords de travail
- Les bords inexploités.

Les bords de travail, représentent un ensemble de gradin sur lesquels les travaux d'exploitation sont exécutés progressivement.

Les bords inexploités, sont des bords où l'on n'effectue pas de travaux d'exploitation, et sont utilisés pour l'évacuation des produits et la sécurité des travaux. [11]

### IV.4.2. Le gradin

Le gradin, correspond à la façon la plus rationnelle pour abattre la roche, et consiste en l'exécution de gradin approprié. Chaque gradin a généralement deux surfaces dégagées, le front d'attaque et le talus du gradin.

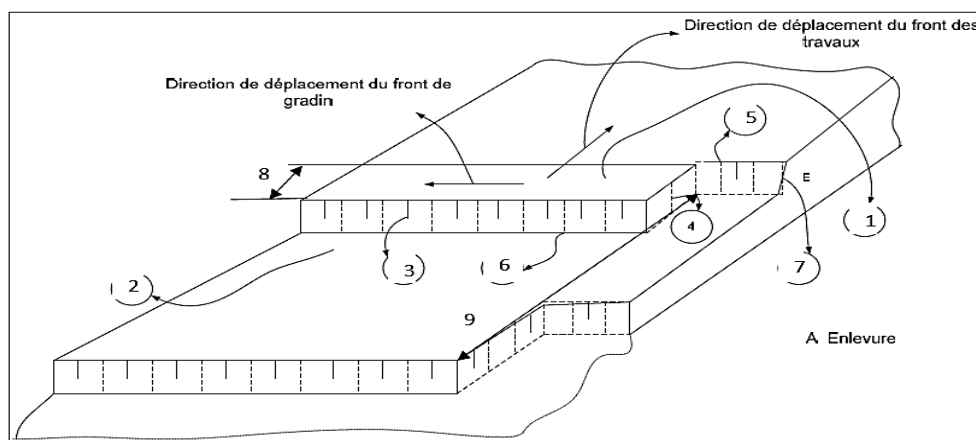


Figure IV. 2. Eléments géométriques et technologiques d'un gradin..

1. *Toit du gradin* : c'est la surface horizontale, limitant le gradin à sa partie supérieure,
2. *Mur* : c'est la surface horizontale, limitant le gradin à sa partie inférieure,
3. *Talus* : la surface latérale inclinée, limitant le gradin du côté vide de l'exploitation,
4. *Front d'attaque* : c'est l'emplacement où l'excavateur travaille,
5. *Arrête supérieure* : c'est la ligne d'intersection entre le toit et le talus,
6. *Arrête inférieure* : c'est la ligne d'intersection entre le mur et le talus
7. *Angle du gradin* : c'est l'angle formé entre le mur et le talus. Cet angle est choisi suivant la nature des roches, et particulièrement en fonction de leur nature.
8. *Enlevures A*.
9. Les largeurs des plateformes de travail supérieur et inférieur. [11]

Les deux importants paramètres du gradin qui influent sur le choix du système d'exploitation sont :

#### a. *La hauteur du gradin*

Une série de facteurs intervient dans la détermination de la hauteur du gradin :

- Caractéristiques des excavateurs employés,
- Stabilité des roches,
- Nécessité d'exécuter des tirs d'abattage,
- Règles de sécurité,
- Production annuelle.

Dans les normes minières Algérienne, la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m.

Pour les roches du gisement de Djebel Bourkane, la hauteur maximale des gradins est fixée à 10 à 15 m, ce qui est conforme à la hauteur de sécurité retenue, et en général à la hauteur de gradin du gisement qui est de 13m.

#### b. *L'angle de talus du gradin*

Pour la détermination de l'angle du talus, on tient compte des paramètres physico – mécaniques de la roche et des engins miniers, pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre  $60^\circ$  et  $80^\circ$  par rapport à l'horizontale.

Pour notre cas, pour assurer la stabilité des gradins, leur exploitation doit s'y conformer au respect d'un angle  $\alpha = 80^\circ$  par rapport à l'horizontal, autrement dit, un angle de  $\beta = 10^\circ$  par rapport à la verticale. (il s'agit de l'angle requis, retenu et utilisé dans la carrière).

### IV.4.3. Plateforme de travail

C'est la plateforme sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée par les dimensions des engins de chargement et transport, ainsi que la technique d'abattage (largeur du tas de roches abattues en dehors de l'enlevure).

La largeur minimale de la plateforme de travail, doit permettre un déplacement libre des engins. La largeur de la plateforme est déterminée par la formule suivante :

$$L_{pt} = A + X + C + T + bs + Z ; (m).$$

Où :

**$L_{pt}$**  : Largeur de la plateforme de travail (m) ;

**$A$**  : Longueur de l'enlevure en massif (m) ;

**$X$**  : Largeur du tas de roches abattues en dehors de l'enlevure en massif (m) ;

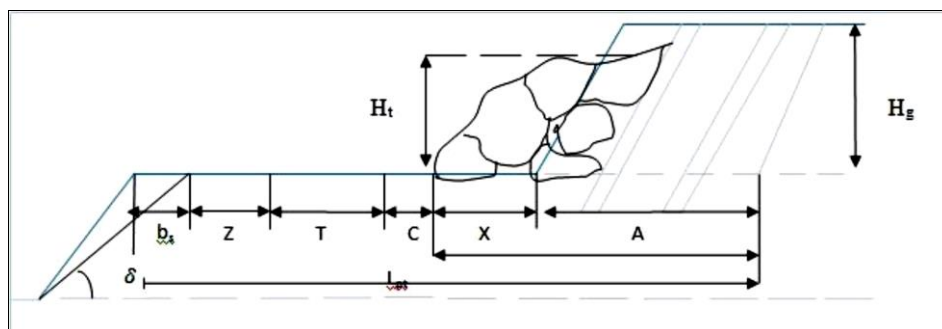
**$C$**  : Berme de sécurité, c'est la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport (m);

**$T$**  : Largeur de la voie de transport (m) ;

**$bs$**  : Largeur du prisme éventuel d'éboulement (m),  $bs = (2.5 \div 3.0)$  , m

**$Z$**  : Largeur entre la voie de transport et le prisme d'éboulement (m).

**$w$**  : La ligne de moindre résistance, (3.56m) [d'après les paramètres du plan de tir théoriques];



**Figure IV. 3.** Schéma de la plateforme de travail (abattage à l'explosif).

- **Calcul de la largeur de la plateforme**

➤ Largeur d'enlevure

Lors de l'exploitation des roches dures avec l'abattage à l'explosif, la largeur d'enlevure se détermine par la formule suivante :

$$A = W + (n-1) \times b \text{ (m)}$$

Où :

- **W** : La ligne de moindre résistance (3,65 m),
- **n** : Nombre de rangées ; n = 2 rangées,
- **b** : Distance entre 2 rangées successives, b = 3 m ; donc A= 6,65m.

**X** : largeur réduite du tas des roches abattus (m) ;

$$X = A \left( 2Kf \frac{Hg}{Ht} - 1 \right)$$

Où :

- **kf** : coefficient de foisonnement des roches, pour les roches dures, on a **kf** = (1.4 -1.6) ; à Prendre pour **kf** = 1.5
- **Hg, Ht** : sont respectivement la hauteur de gradin et du tas des roches abattus  $Ht = (0,5 \div 0,9) Hg$ .
- **Hg** (m), en général, dans le cas de deux rangées :

$$Ht = (0.7 - 1) Hg$$

$$Ht = 0.9 \times 13 = 11.7 \text{ m}$$

$$X = 6 \times \left( 2 \times 1,5 \times \frac{13}{11,7} - 1 \right)$$

$$X = 13.88 \text{ m}$$

**C** : distance de sécurité, comprise entre le tas et la bande de transport **T**,

$$C = 0.2 Hg$$

$$C = 0.2 \times 132.6 \text{ m}$$

**T** : largeur de la bande de transport (chaussée) ; (m).

$$T = 9 \text{ m}$$

**Ba** : largeur de la bande auxiliaire, destinée à l'emplacement des engins ou installations axillaires, Ba = (3-8) (m).

$$Ba = 3 \text{ m}$$

**Z** : Largeur du prisme d'éboulement.

$$\mathbf{Z} = \mathbf{H} \times (\cotg \alpha - \cotg \varphi) , (\mathbf{m})$$

$\varphi$  : l'angle de talus de gradin en exploitation,  $\varphi = 80^\circ$

$\alpha$  : L'angle du talus en liquidation ( $60^\circ - 70^\circ$ ),  $\alpha = 70^\circ$

AN: 
$$\mathbf{Z} = 13 (\cotg 70 - \cotg 80)$$

$$\mathbf{Z} = 2.44 \text{ m}$$

Donc : 
$$\mathbf{Lpt} = 6 + 13,88 + 2,6 + 9 + 3 + 2,44$$

$$\mathbf{Lpt} = 36,92 \text{ m.}$$

**Tableau IV. 1.** : Paramètres de la méthode d'exploitation de la carrière.

Paramètre d'exploitation	Valeur
Hauteur des gradins Hg	13 m
L'angle des gradins $\alpha$	80°
La largeur de l'enleveur A	6 m
La largeur de la plate-forme de travail Lpt	36,92 m

#### IV.5. Processus de l'exploitation du gisement

On distingue quatre opérations principales de l'exploitation du gisement qui sont :

- Abattage des roches.
- Chargement des roches.
- Déplacement et transport des roches.
- Traitement.

A chaque opération principale, des travaux auxiliaires correspondent pour faciliter son exécution.

### IV.5.1. Abattage à l'explosif

L'abattage des roches, est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière qui, consiste à la destruction des roches au niveau du massif, et leur obtention sous-forme de morceaux abattus de grosseurs et de volumes différents, nécessaires et admissibles pour le travail efficace des engins de chargement et transport, ainsi que le traitement mécanique (concassage primaire).

La méthode d'abattage à l'explosif, est en général utilisée dans les carrières de roches massives et dures.

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches ;
- État normal du pied du gradin, c'est-à-dire, la surface plate sans rebords ;
- Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimensions nécessaires ;
- Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement ;
- Action sismique minimale pour l'installation ;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail. [10]

D'après les critères de choix de la méthode d'abattage des roches, le mode d'abattage à l'explosif est appliqué dans le massif rocheux- calcaire du gisement de Djebel Bourkane.

Les principales opérations réalisées pendant un cycle d'abattage sont :

1. Foration selon un plan de tir établi d'avance ;
2. Chargement de trou de mines ;
3. Connexion ;
4. Amorçage.

#### IV.5.1.1. Processus de fragmentation

- Le processus général de fragmentation des roches à l'explosif, peut se résumer :
- à l'enchaînement des phénomènes de décomposition de la matière explosive en gaz à haute pression et haute température,
  - à la propagation d'ondes de contrainte dans le massif,
  - à la rupture ou endommagement de la roche,
  - à la détente des gaz à travers les zones de fragilité créées,

permettant d'ouvrir de manière franche des fissures, et finalement, la mise en mouvement et l'éjection des fragments de matériaux.

#### IV.5.1.2. Travaux de forage.

Dans la carrière de Djebel Bourkane, l'opération de forage des trous de mines est assurée par un chariot de foration de type (ATLAS COPCO T35), avec compresseur à vis pour le forage des trous de mine, les deux sont en bonne état de fonctionnement.

Le tableau suivant renferme les caractéristiques techniques du chariot :

**Tableau IV. 2.** : Caractéristiques techniques du chariot.

Modèle	ATLAS COPCO T35
Moteur diesel	168 KW
Type du marteau	Roto- percutant
Diamètre du trou	64-115 mm
Longueur de la tige	3.5m
Pression d'air comprimé	127 litre/seconde
Mode du forage	Hors de trou



**Figure IV. 4.** Chariot de foration (Photo carrière Cosider).

##### IV.5.1.2.1. Rendement du chariot de foration

Le rendement du chariot de foration est déterminé par le nombre des trous forés durant un poste de travail, qui est calculé par la formule suivante [12] :

$$Rs = \frac{T \times Ku}{Tf}$$

Où :

**Rs** : Rendement de la foreuse (trous/poste) ;

**T** : Durée d'un poste de travail (7 heures = 420 min) ;

**Ku** : Coefficient d'utilisation du chariot de foration, ( $k_u = 0.85$ ) ;

**Tf** : Durée de réalisation d'un trou, (min).

Avec :

$$Tf = \frac{Ltr}{Va}$$

Où, **Ltr** : longueur du trou de mine (14 m) ;

**Va** : vitesse d'avancement, ( $Va = 33.6 \text{ m/h} = 0.56 \text{ m/min}$ ).

$$Tf = 25 \text{ min}$$

Donc, le Rendement du chariot de foration est :

$$Rs = \frac{240 \times 0,85}{25} = 14,28$$

$$Rs = 14 \text{ trous/poste}$$

#### IV.5.1.2.2. Nombre de chariot de foration

Le nombre du chariot de foration nécessaire pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est déterminé par la formule suivante [13] :

$$Ns = \frac{Pa \times Kr}{Rs \times Np/j \times Nj/a \times Qtrou}$$

Où :

**Ns** : Nombre du chariot de foration ;

**Pa** : Production annuelle, ( $Pa = 720\,000 \text{ t/an}$ ) ;

**Kr** : Coefficient de réserve du chariot de foration [1.2 – 1.25], On prend ( $Kr = 1.25$ ) ;

**Np/j** : Nombre de postes de travail par jour, (2 postes) ;

**Nj/a** : Nombre de jours de travail du chariot de foration au cours de l'année ( $Nj/a = 303 \text{ jours}$ )

**Qtr** : Quantité de la roche abattue par un trou ( $Qtr = 332.91 \text{ t/trou}$ ) ;

**Rs** : Rendement du chariot de foration (trous/post).

$$Ns = \frac{720\,000 \times 1,2}{14 \times 2 \times 286 \times 332,91} = 0,32$$

$$Ns = 1 \text{ chariot de foration}$$



### IV.5.2. Chargement

Pour assurer le rendement de l'entreprise, le chargement est un processus important dans la chaîne technologique de l'exploitation minière à ciel ouvert. Le choix de l'engin de chargement, est un facteur important qui influe directement sur les procédés d'extraction des roches abattues en général.

Le type d'engin d'extraction et de chargement dans l'exploitation à ciel ouvert, est lié à la quantité de matériau à extraire (la production envisagée), à la nature de ces matériaux (l'indice d'excavabilité des roches), aux caractéristiques géométriques de l'exploitation (hauteur de gradin, plate plate-forme de travail) et aussi les mesures de sécurité pendant le travail.

Le chargement au niveau de la Carrière de Djebel BOURKANE, s'effectue à l'aide d'une pelle de marque VOLVO type (EC360BLC), avec capacité du godet de 2m<sup>3</sup>.



Figure IV. 5. Pelle VOLVO (EC360BLC). (Photo carrière Cosider).

#### IV.5.2.1. Rendement de la chargeuse

Le rendement de la pelle est déterminé par l'expression suivante [13] :

$$Rch = \frac{3600 \times Vg \times Kr \times Ku \times T \times \rho}{tc \times Kf}$$

Où :

**Vg** : Capacité du godet de la chargeuse (2 m<sup>3</sup>) ;

**Kr** : Coefficient de remplissage du godet (Kr = 0.9) ;

**T** : Durée d'un poste de travail (T = 6 h) ;

**Ku** : Coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail [85 – 87] %, est pris pour (Ku = 0.85) ;

**ρ** : Masse volumique de la roche (ρ = 2.7 t/m<sup>3</sup>) ;

**Kf** : Coefficient de foisonnement de la roche (Kf = 1.6) ;

**tc** : Durée d'un cycle de chargement (s).

La durée d'un cycle de chargement, est calculée par la formule suivante :

$$t_c = t_r + t_{mc} + t_{déch} + t_{mv} + t_{man}$$

Où :

**$t_r$**  : Temps de remplissage du godet. Il est en fonction de la difficulté de pénétration du godet dans le tas et le coefficient de foisonnement ;

**$t_{mc}$**  : Temps de marche à charge ;

**$t_{déch}$**  : Temps de déchargement ;

**$t_{mv}$**  : Temps de marche à vide ;

A prendre directement la durée d'un cycle de chargement en raison de l'utilisation de la pelle hydraulique à chenille :  $t_c = 20$  s

Donc :

$$Rch = \frac{3600 \times 2 \times 0,9 \times 0,85 \times 6 \times 2,7}{20 \times 1,6}$$

$$Rch = 2\,788.43 \text{ t/poste}$$

#### IV.5.2.2. Nombre des godets nécessaires pour charger un camion

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

$$Ng = \frac{Cc \times Kf}{Vg \times Kr \times p}$$

Où :

**$Cc$**  : la capacité de la benne du camion TEREX TA300 (25 t).

$$Ng = \frac{25 \times 1,6}{2 \times 0,9 \times 2,7} = 8.23$$

$$Ng = 8 \text{ godets}$$

#### IV.5.2.3. Durée de chargement d'un camion

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

$$t_{ch} = t_c \times Ng$$

$$t_{ch} = 20 \times 8 = 160$$

$$t_{ch} = 160 \text{ s}$$

Le nombre des pelles est donné par la formule suivante :

$$Nch = \frac{Pa}{Rch \times Np/j \times Nj/an}$$

Où :

**Pa** : production annuelle de la carrière (Pa = 720 000 t/an) ;

**Rch** : Rendement d'exploitation de la pelle par poste ;

**Np/j** : Nombre de poste par jour (2 postes) ;

**Nj/an** : Nombre de jour ouvrable par année (Nj/an = 286 jours).

AN :

$$Nch = \frac{720\ 000}{2\ 788 \times 2 \times 286}$$

$$Nch = 0,45$$

$$Nch = 1 \text{ chargeuse.}$$

### IV.5.3. Travaux de transport

Le transport de la matière du front d'abattage vers la station de concassage est l'un des principaux processus dans les mines à ciel ouvert.

Le but principal du transport dans la carrière est le déplacement des roches, de la carrière vers la trémie réceptrice de la station de concassage, et les moyens d'évacuation des produits abattus doivent assurer une bonne sécurité et un rendement maximal.

Le mode de transport utilisé dans la carrière de Keddara est le transport par camions de marque TEREX, le type TA300 de capacité de 25 tonnes.

Au niveau de la carrière de Djebel BOURKANE, le Transport du tout-venant vers la station de concassage est assuré par quatre camions, deux camions sont de marque **ASTRA**, type TA300, et un autre de marque TEREX d'une capacité de 25 tonnes, plus un camion de marque NISSAN.



Figure IV. 6. Dumper TEREX TA300 (Cosider carrière).

#### IV.5.3.1. Rendement des camions

Le rendement du dumper est donné par la formule suivante [13] :

$$Rc = \frac{3600 \times Qd \times Tp \times Kq \times Ku}{Tc}$$

Où :

**Qd** : Capacité de la benne du camion (25t).

**Tp** : Durée d'un poste de travail (6 h) ;

**Kq** : Coefficient d'utilisation de la capacité de charge de la benne du camion ( $Kq \leq 1$ , pris généralement pour  $Kq = 0.9$ ) ;

**Ku** : coefficient d'utilisation du camion durant un poste de travail [85 - 87] % ; pris pour  $Ku = 0.85$  ;

**Tc** : Durée d'un cycle de transport ;

- La durée d'un cycle de transport est donnée par la formule suivante :

$$Tc = tch + tmc + tdéch + tmv + tmn$$

-Temps de chargement d'un camion (TEREX TA300), (tch)

Les mesures des temps de chargement sur le terrain d'un camion (3 mesures sont prêtes) :

133 s, 130 s, 147 s,

La valeur moyenne de ces temps est prise pour **tch** = 137 s ;

-Temps de marche à charge ( $t_{mc}$ ) est donnée par la formule suivante :

$$t_{mc} = \frac{L \times 3600}{V_{mc}}$$

Où :

$V_{mc}$  : vitesse du camion à charge (15 km/h) ;

$L$  : longueur de la piste (0.9 km).

$$t_{mc} = \frac{0,9 \times 3600}{15} = 216$$

$$t_{mc} = 216 \text{ s}$$

- Temps de déchargement ( $t_{déch}$ )

Les mesures des temps de déchargement sur le terrain sont : 20 s, 18 s, 19 s.

La valeur moyenne de ces temps est prise pour  $t_{déch} = 19$  s.

- Temps de marche à vide est donnée par la formule suivante :

$$t_{mv} = \frac{L \times 3600}{V_{mv}} = \frac{0,9 \times 3600}{17} = 190$$

$$t_{mv} = 190 \text{ s.}$$

- Temps nécessaire aux manœuvres ( $t_{mn}$ )

Les mesures des temps de manœuvre sur le terrain (3 mesures) sont prêtes : 52 s, 47 s, 54 s.

La valeur moyenne de ces temps est prises pour  $t_{mn} = 51$  s ; et  $t_{mch} = 15$  s

$$T_c = 137 + 216 + 19 + 190 + 66 = 628 \text{ s.}$$

$$T_c = 628 \text{ s.}$$

Donc :

$$R_c = \frac{3600 \times 25 \times 6 \times 0,9 \times 0,85}{628}$$

$$R_c = 657.8 \text{ t/poste}$$

### IV.5.3.2. Nombre des camions

Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production prévue, est donné par la formule suivante :

$$Nc = \frac{Pj \times Kirr}{Rc \times Np}$$

Où :

**Pj** : la production journalière. ( $Pj = 2517.48$  t/j) ;

**Kirr** : Coefficient d'irrégularité. (Varie entre [0.8 - 1.2], pris pour ( $Kirr = 1.2$ )).

AN :

$$Nc = \frac{2517.48 \times 1,2}{657.8 \times 2} = 2,29$$

**Nc = 3 camions.**

### IV.5.4. Traitement

L'unité Keddara est dotée d'une station de concassage de Marque *Alite*, de capacité 250 t/h, où les calcaires subirent le traitement suivant :

- Concassage *primaire* : Les produits du tout-venant déversés dans une trémie d'ouverture de 1 m.
- Concassage *secondaire* : Il est réalisé par un concasseur à percussion.
- Groupe *tertiaire* : Il est réalisé par un concasseur à percussion.

Les produits de granulats sont : 0/3, 3/8, 8/15, 15/25, 0/31.5, 30/60, 0/60.

## Conclusion

Le mode d'exploitation adoptée est celui de l'exploitation à ciel ouvert avec transport par camions. La carrière est exploitée en gradins de 13 m de hauteur par la méthode des tranchées horizontales successives.

Le processus de l'exploitation en général, se résume en trois étapes essentielles assurant la fragmentation des roches de massif en bloc moins de 1m, et le chargement et transport jusqu'à la station de concassages.

L'abattage des roches se fait à l'explosif, Cela nécessite la foration des trous par un chariot de foration de type (ATLAS COPCO T35).

Ensuite, le chargement des tas du calcaire abattus est assuré par une pelle de capacité du godet de 2m<sup>3</sup>, et on utilise comme moyens de transport, des camions d'une capacité de 25 tonnes.

## **CHAPITRE V**

---

# **LA THEORIE DE LA CONCEPTION DU PLAN DE TIR**

---

## Introduction

Ce chapitre nous a renseignés sur les différentes méthodes de conception de plan de tir, les paramètres géométriques et leurs influences sur la fragmentation des roches.

Ainsi que les phénomènes associés à l'explosion et les difficultés de contrôler les résultats des tirs à l'explosif qui en résultent. Il est déjà important de pouvoir identifier les paramètres qui peuvent influencer l'opération et indiquer dans une certaine mesure la manière dont ces paramètres, pris isolément, affectent la fragmentation.

### V.1. Théorie de réalisation de plan de tir

Les différentes méthodes de conception de plan de tir sont utilisées pour déterminer les schémas de tir. Pour simplifier répartissons les en trois groupes principaux :

- Les règles simples empiriques ;
- La méthode de Langefors ;
- Les méthodes de conception et calcul à l'ordinateur. [14]

#### V.1.1. Règles simples empiriques

Le respect de la consommation spécifique d'explosif estimée satisfaisante pour le massif et l'objectif économique est probablement encore la méthode la plus utilisée. Ce facteur s'exprime généralement en grammes d'explosif utilisé pour abattre une tonne de rocher (ou encore en g d'explosif par m<sup>3</sup> de roche). Le facteur utilisé en France varie entre 80 g/t pour les roches tendres à 250 g/t dans les roches raides. Cette règle (trop simple) tend à être remplacée par le respect d'une énergie spécifique donnée.

Malgré sa facilité d'emploi, la méthode précédente ne prend pas en compte toutes les données et objectifs de l'exploitation. De plus, de nombreuses combinaisons des paramètres des tirs peuvent donner la même consommation ou énergie spécifique. Précisons que la répartition de la charge dans le trou, le diamètre de foration, le rapport de maille, la vitesse de détonation, les rapports de surfuration, bourrage et bien d'autres facteurs ne sont pas respectivement pris en compte dans une telle méthode globale.

Pour mieux prendre en compte les données particulières du chantier, les utilisateurs tendent à moduler le facteur de consommation ou d'énergie spécifique à l'aide de règles simples



généralement qualitatifs et parfois d'abaques :

- Pour les fronts de hauteur inférieure à deux fois la banquette, il est souvent nécessaire d'augmenter la consommation ou l'énergie spécifique d'explosif. Cette surconsommation devient très faible en amorçage en fond de trou avec bourrage soigné.
- Pour assurer l'arrachement du pied, la charge spécifique au pied doit être beaucoup plus élevée que la charge en colonne. Certains utilisent la règle qui dit la moitié de la charge doit se trouver dans le 1/3 inférieur du trou ;
- La consommation spécifique augmente généralement lorsque la fragmentation obtenue diminue en particulier la taille moyenne des blocs (Figure. IV.1) ;
- Pour une même consommation ou énergie spécifique la taille moyenne des fragments de roche abattue augmente lorsque le diamètre de foration (donc la maille) augmente. C'est surtout le cas dans les massifs résistants et fracturés ;
- La consommation et l'énergie spécifique doivent augmenter lorsqu'on désire un meilleur étalement du tas et un meilleur foisonnement ;
- Pour une même structure du massif, la consommation spécifique augmente en fonction de la résistance de la matrice rocheuse, plus précisément en fonction de la résistance à la traction de la roche qui est l'un des facteurs les plus déterminants. L'impédance acoustique joue bien sûr dans le même sens. [14]

### V.1.2. La méthode de Langefors

LANGEFORS a bâti sa méthode sur de nombreuses observations sur le terrain. Les hypothèses de départ de cette méthode sont :

- Trous surforés de  $0.3 B$
- Charge de pied s'étendant sur  $1.3 B$
- Hauteur de bourrage égale à  $B$
- Charge de colonne occupant la longueur restante du trou.

$B$  est l'épaisseur de la tranche abattue entre la première ligne de trous et le front ou entre deux lignes de trous et s'appelle la banquette.

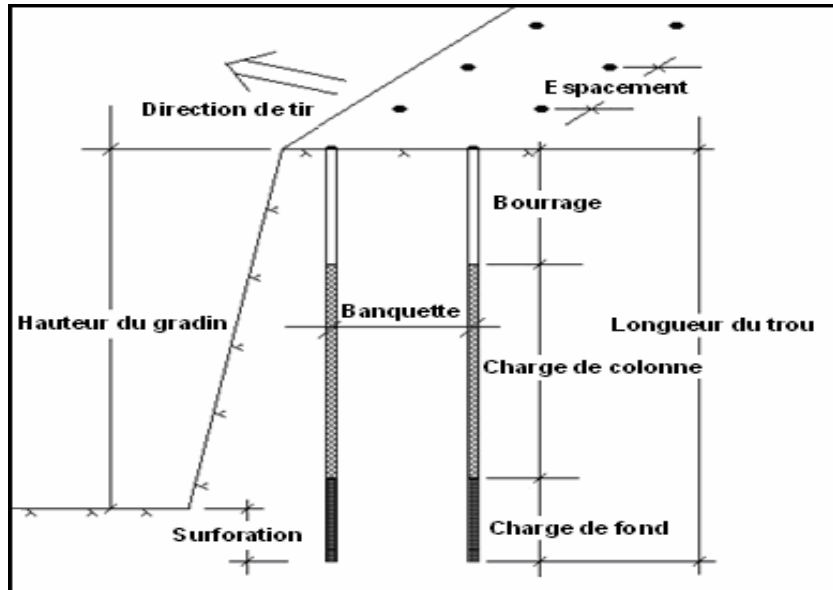


Figure V. 1. Géométrie et terminologie du plan de tir.

### 1. Banquette maximale : $W_{max}$

$$W_{max} = \frac{D}{33} \times \sqrt{\frac{\rho \times Sp}{c \times f \times \left(\frac{E}{B}\right)}}, (m)$$

Avec :

$Sp$  : puissance de la charge de fond de l'explosif ; (weight strength)

$f$  : facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine ( $\alpha$ ).

Pour  $\alpha = 0 ; 10 ; 20 ; 30$ , les valeurs de  $f$  seront respectivement 1 ; 0,95 ; 0,9 ; 0,85.

$E/B$  : rapport de la maille (Espacement des trous/Largeur de la Banquette).

$C$  :  $C = R + 0,04$  avec  $R$  : résistance au tirage de la roche. [15]

Langefors définit le coefficient  $Sp$  par :

$$Sp = \frac{5}{6} \times \left(\frac{Et}{Et0}\right) + \frac{1}{6} \times \left(\frac{Vg}{Vg0}\right)$$

$Et$  : énergie totale dégagée par l'explosif ;

$Vg$  : volume de gaz dégagé par l'explosif ;

$Et0$  et  $Vg0$  sont les valeurs correspondant à celle de la dynamite suédoise (dynamite de référence) ; la "DYNAMEX M" :

- $Et0 = 4700 \text{ kJ/kg}$
- $Vg0 = 900 \text{ l/kg}$  (dans les conditions normales N.T.P.)
- $Vd = 5000 \text{ m/s}$  (vitesse de détonation) de la dynamex M

$\rho_e = 1,4 \text{ kg/dm}^3$  (poids volumique) de la dynamex M.

Cependant ne disposant pas des valeurs de  $V_g$  et  $E_t$  pour les différents explosifs fabriqués en Algérie, on pourra utiliser les rapports des coefficients d'utilisation pratique (CPU) en fixant une dynamite de référence (GELANIT II). [14]

$\rho$  : densité de chargement de l'explosif de la charge de fond ;

$$\rho = \rho_c \times K_{ch} \times \left(\frac{D_e}{d}\right)^2, (\text{kg/dm}^3)$$

$\rho_c$  : densité commerciale de l'explosif, ( $\text{kg/dm}^3$ )

$D_e$  : diamètre de la charge d'explosif, (mm)

$d$  : diamètre du trou de mine, (mm)

$K_{ch}$  : coefficient de tassement de l'explosif.

**2. Longueur de trou :**  $L_t = \frac{H_g}{\cos \beta} + L_s, (\text{m}).$

$\beta$  : L'inclinaison du trou de mine par rapport à l'horizontal.

**3. Déviation de forage w :**

Cette banquette Max doit être corrigée pour tenir compte de l'imprécision du positionnement des trous et des déviations des forages. La correction appliquée par *Langefors* est la diminution de la banquette Max d'une valeur égale à 0.05 fois la hauteur du gradin. D'autres auteurs utilisent la formule suivante :

$$Cor = \frac{3D}{1000} + \frac{3L_t}{100}.$$

**4. Banquette pratique :**  $B = W_{\max} - Cor, (\text{m}).$

**5. Longueur de trou :**  $L_t = \frac{H_g}{\cos \alpha} + L_s, (\text{m}).$

$H_g$  : La hauteur du gradin.

$\alpha$  : l'inclinaison du trou de mine.

**6. Espacement pratique des trous : E**

Pour une bonne fragmentation, :  $E = (1,2 \text{ à } 1,5) \times B, (\text{m})$

Pour un bon profil de front :  $E = (1 \text{ à } 1,2) \times B, (\text{m})$

Pour la production d'embrochement :  $E = B.$

**7. Charge linéaire : Lf**

C'est la quantité d'explosif par mètre linéaire de trou. Pour les explosifs livrés en vrac, cette quantité se calcule en multipliant le volume d'un mètre de trou par la densité du produit. Pour

les produits livrés en cartouches, on calcule le nombre de cartouches ou fraction de cartouche qui occupe un mètre de longueur de trous. On y applique un coefficient de tassement différent en fonction de la nature de l'explosif et on multiplie le résultat par le poids unitaire d'une cartouche.

La charge linéaire minimale de pied (Kg/m) nécessaire pour briser la roche est donnée par la relation empirique suivante :

$$Cp = (0,88 \times \frac{f}{Sp} \times \frac{E}{B} \times (\frac{0,07}{B} + C + 0,004B)) \times B^2, (\frac{kg}{m})$$

Par ailleurs, la charge linéaire de pied se calcule comme suit :  $Lp = \frac{\rho \times \pi \times D^2}{4}$  (02)

Avec : D : diamètre du trou de mine ; mm

$\rho$  : densité de la charge d'explosif.

### 8. Charge linéaire de colonne :

L'énergie massique nécessaire en colonne est inférieure à celle nécessaire en pied.

La charge de colonne ou charge médiane est fixée par Langefors à environ 1 /2.7 fois la charge de colonne. Son expression exacte est :  $Lc = 0.4 \times Lp$ , (kg/m). [15]

Connaissant les longueurs du pied et de la colonne qui sont :

**Pied :**  $lp = 1.3 B$ .

**Bourrage :**  $lb = B$ .

**La sur foration :**  $ls = 0,3B$ .

**Colonne :**  $lc = lt - lp - lb$ .

Avec :  $lt$  : longueur totale du trou.

$lb$  : longueur du bourrage.

### 9. Quantité d'explosif de la charge de pied et colonne :

Les quantités d'explosifs sont calculées comme le produit des charges linéaires par les longueurs correspondantes.

- Pour la quantité d'explosif au pied est égale à :  $Qp = Lp \times lp = 1,3 \times B \times Lp$ .
- Pour la colonne :  $Qc = Lc \times lc = Lc \times (lt - 2 \times B)$

**10. Charge totale d'explosif par trou de mine :**  $Qt = Qf + Qc$ , (kg).

**11. Volume de roche abattue par la détonation de la charge d'un trou de mine :**

V0

$$V0 = H \times E \times B, (m^3).$$

**12. Consommation spécifique d'explosif : qs**

$$qs = Qt / V, (kg/m^3)$$

$$qs = Qt / (\rho \times V^0, (kg/T).$$

**13. Détermination du nombre de trou de mine : Nt**

Si l'objectif de production est de P alors :  $Nt = \frac{P}{(\rho \times V)}$ .

Sachant cela, la production effective par volée sera :

$$Peff = (\rho * V) * Nt (t).$$

**14. Quantité totale d'explosif utilisé : Qvolée [15]**

$$Qvolée = Qt \times Nt, (kg)$$

**V.1.3. Les méthodes de conception et de calcul à l'ordinateur**

La présentation faite dans l'analyse détaillée de conception d'un tir est lourde et conduit généralement à de très nombreuses combinaisons techniques dont il faut ensuite analyser l'estimation économique.

Les règles de calcul présentées précédemment sont parfois simplistes et s'appliquent à des cas bien tranchés. Elles ne peuvent pas prendre en compte des phénomènes d'évolution qui sont continus. De plus, elles ne sont pas en mesure de respecter des objectifs de granulométrie ou de foisonnement et, par conséquent, prédire les résultats et respecter les contraintes d'environnement.

Compte tenu de toutes ces difficultés, les concepteurs de tirs ont été amenés à utiliser l'ordinateur et à se faire assister par des logiciels de tirs.

Dans ce domaine, il y aurait lieu de distinguer :

- les logiciels simples de calcul fondés sur les règles précédentes (de Langefors par exemple) utilisables en fait avec des ordinateurs ou calculateurs de poche ;

- les programmes complets qui répondent à toutes les réflexions précédemment présentées et qui reposent sur des bases nouvelles (généralement empiriques mais avec des banques de données importantes).

- les programmes scientifiques qui s'appuient sur toute la théorie de la physique de l'abattage, la mécanique des roches et la détonique. Ce sont les logiciels Blaspa et Sabrex d'origine américaine et anglo-canadienne. Ces deux logiciels sont généralement utilisés avec des ordinateurs puissants et leur coût d'utilisation est relativement élevé. [14]

## V.2. Géométrie du plan de tir et du chargement

Pour abattre la roche, les trous de mine sont disposés en plusieurs lignes selon une géométrie théoriquement définie, dictée majoritairement par le diamètre de foration utilisé.

L'épaisseur de roche entre lignes, appelée banquette, doit être proportionnelle au diamètre de trou :

$$B = K_B \cdot D$$

Où  $K_B$  est une constante influencée par le mode d'interaction entre roche et explosif, et  $D$  le diamètre des charges. La détermination de cette constante relève encore à ce jour de l'expérience pratique et aucune méthodologie générale ne peut être appliquée. Elle peut varier entre 20 et 40.

En fonction de la banquette choisie, plusieurs paramètres sont déduits :

- . La hauteur de bourrage des trous  $l_b$  ;
- . La profondeur de surforation  $l_s$  ;
- . L'espacement entre trous d'une même ligne  $E$ .

La valeur de l'espacement est gouvernée par le ratio espacement/banquette,  $E/B$ , dont l'ordre de grandeur varie en pratique entre 1 et 2. En fonction de la séquence d'amorçage, la banquette et l'espacement effectifs entre trous peut varier de manière significative. L'utilisation de ratios espacement/banquette élevés s'avère dans de nombreuses circonstances plus efficaces en termes de fragmentation que la mise en œuvre de mailles resserrées.

La hauteur de bourrage  $l_b$  théoriquement préconisée est de l'ordre de  $B$  et peut être adaptée en fonction du contexte (par exemple, le matériau de bourrage utilisé). La profondeur de surforation normalement préconisée est de  $l_s=B/3$ , et peut ici encore être modifiée significativement si les conditions du massif rocheux le nécessitent (pendage des couches ou dureté de la roche abattue).

Les préconisations de géométries de tir précédentes dérivent largement du travail de Langefors & Kihlström qui reste à ce jour considéré comme la référence en la matière. Les lignes de tir sont classiquement disposées en configuration parallèle ou en quinconce comme montré la figure suivante [16]:

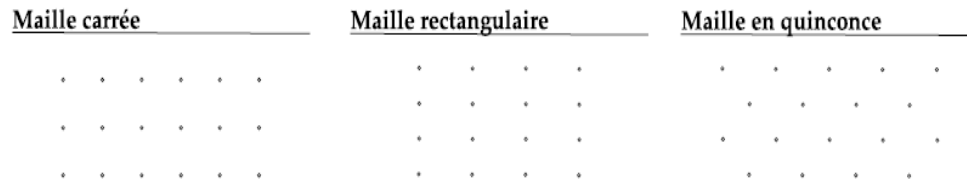


Figure V. 2. Principaux types de maille utilisés pour les tirs en ciel ouvert.

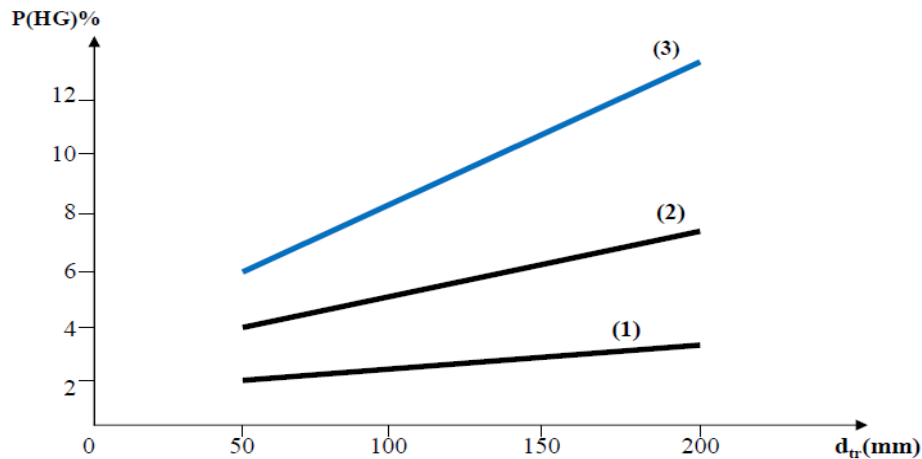
### V.3. Paramètre de tir et leur influence

#### V.3.1. Le diamètre du trou

Les résultats des travaux de certains chercheurs montrent qu'avec l'augmentation du diamètre de sondage, le degré de fragmentation diminue. Argumentent qu'avec l'emploi de petits diamètres, on obtient une bonne régularité de distribution de l'explosif et un accroissement du nombre de blocs du massif se trouvant dans la zone d'action de l'explosion. De même, on signale une diminution de perte d'énergie de charge et un accroissement du travail utile des explosifs.

Le diamètre du trou doit être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage. Un diamètre de charge plus grand a pour conséquence une vitesse de détonation plus élevée et donc plus stable. Ceci favorise un rendement meilleur de l'énergie qui aide à la fragmentation du massif. Cependant, cela peut conduire aussi à une distribution moins efficace de la charge, due à une longueur de bourrage assez importante. En outre, dans le cas où le massif est assez fracturé, une grande maille, conséquence d'un diamètre plus grand, n'arrivera pas à effectuer la fragmentation désirée.

Le diamètre du trou influe sur la concentration de l'explosif dans le massif. Ainsi l'augmentation du diamètre engendre l'augmentation de la charge concentrée et provoque le plus souvent l'augmentation du nombre de morceaux hors gabarit. Les expériences réalisées en carrières montrent que la diminution du diamètre de la charge provoque une diminution des hors gabarit.



**Figure V. 3.** Influence du diamètre des trous sur le taux des blocs hors gabarit (dimension des blocs hors gabarits de plus de 1200mm).

(1) pour les roches à faible résistance au tir.

(2) Pour les roches à moyenne résistance au tir.

(3) Pour les roches à grande résistance au tir.

D'après la figure V.4. On peut conclure que la diminution du degré de fragmentation avec l'augmentation du diamètre du trou, dépend aussi de la résistance des roches au tir. [17]

### V.3.2. Influence de l'inclinaison des trous sur le degré de fragmentation des roches

L'inclinaison des trous améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer de la complication sur le plan organisationnel des processus de forage et de tir.

L'abattage par trous inclinés contribue à l'amélioration de la sécurité du travail tout en assurant des résultats stables et désirables, dans le cadre d'une granulométrie planifiée.

Les avantages des trous inclinés sont les suivants :

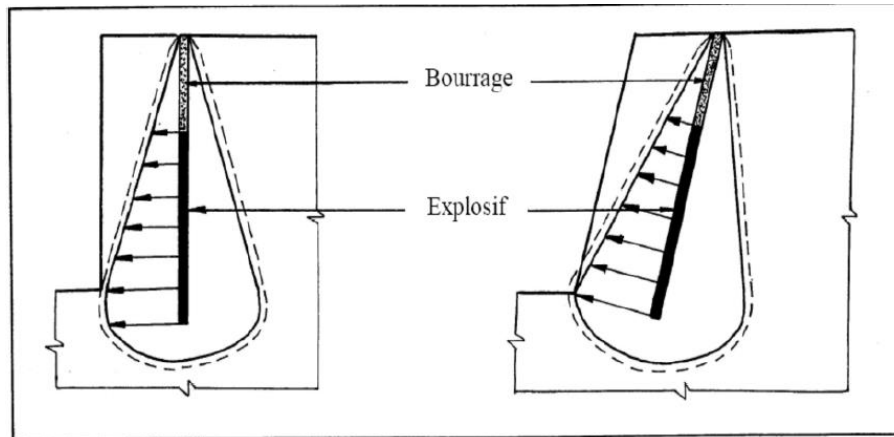
- La répartition la plus régulière de l'énergie d'explosif ;
- Améliore la qualité de fragmentation et le traitement du pied du gradin ;
- Diminue simultanément la ligne de moindre résistance ;
- La consommation en explosif est optimale ;
- Le défaut du rebord (pied du gradin) sera éliminé.

La pratique de l'abattage montre que l'utilisation de trous inclinés diminue la production des blocs hors gabarit de 15-25 % à 8-10 % et augmente le rendement des pelles mécaniques de 1,5 fois.



Suivant leurs investigations, les auteurs montrent que l'application de trous forés suivant une inclinaison qui varie de  $10^\circ$  et  $30^\circ$  donne une meilleure fragmentation.

Pour améliorer la fragmentation et diminuer la résistance du pied du gradin on propose d'utiliser des trous inclinés à cause des avantages cités ci-dessus. [17]



**Figure V. 4.** Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison.

### V.3.3. L'excès de forage (sous forage)

Ce dernier sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin, en créant les conditions normales de travail des engins de chargement.

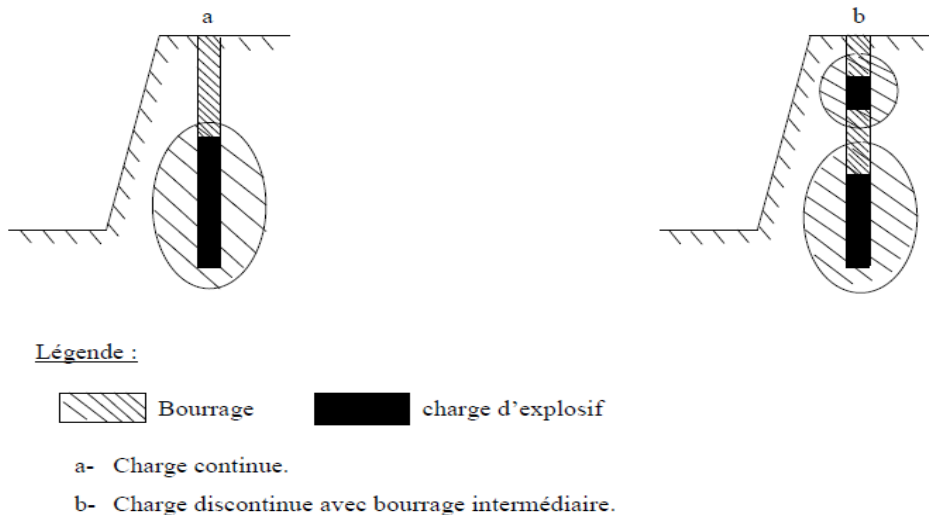
La longueur de surforation dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosif, des propriétés physiques et mécaniques des roches, etc. Celle-ci est liée essentiellement à la banquette. Elle doit être voisine de 0,3 fois la banquette.

### V.3.4. Influence de la structure de la charge

Le degré de fragmentation peut être réglé par le changement de la construction de la charge à l'intérieur du trou. Au cours du tir d'un mètre de trou et avec la même consommation spécifique, la charge discontinue provoque l'amélioration de la fragmentation en comparaison avec la charge continue suite à l'augmentation de la zone de fragmentation réglée. D'habitude le tir avec une charge continue est caractérisé par la fragmentation irrégulière du massif abattu puisqu'une charge continue fait son travail uniquement aux limites de la zone de

fragmentation réglée, par contre dans la partie supérieure où l'on dispose de bourrage, on obtient souvent des morceaux hors gabarits de différentes dimensions.

Dans le but d'améliorer cette fragmentation on propose d'utiliser des charges discontinues à l'intervalle bourrée. On constate qu'avec l'utilisation de la charge discontinue, la zone de la fragmentation réglée augmente. La figure V.5 montre les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges continues et discontinues. [17]



**Figure V. 5.** Les zones de fragmentation réglée pour la charge discontinue par rapport à la charge continue.

### V.3.5. Influence de la hauteur et la qualité de matériau de bourrage

Le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs, il doit être suffisant pour éviter le travail "en cratère" de la dernière charge. En général, il dépend de la banquette. Dans les trous profonds, sa longueur doit être égale à la banquette, et il peut descendre à (0,5 de la banquette) dans les courts trous. Dans la majorité des cas en mines et carrières à ciel ouvert, le bourrage se dispose en fonction de fissures, de l'hétérogénéité du gradin et de l'utilisation de gros diamètres des trous. Le bourrage intermédiaire permet dans le premier cas d'obtenir un abattage sélectif, dans le second d'éviter la perte d'énergie, et dans le troisième d'éviter une surconsommation d'explosif.

En général, les produits de foration sont utilisés comme bourrage dans les mines et carrières Algériennes, mais les expériences montrent que dans ces cas toujours il y a des projections et débouillage important au moment du tir. Les tirs expérimentaux montrent que le bourrage aux gravillons (4/6) donne une meilleure utilisation de l'énergie explosive.

### V.3.6. Influence du micro retard sur la qualité de la fragmentation des roches

L'introduction du tir à micro retard été une innovation dans la mesure où il contribua dans de larges limites au perfectionnement du processus de préparation des roches durant l'exploitation des gisements par carrière. Ce procédé se distingue des autres par ses larges possibilités de réglage de la qualité de fragmentation des roches. L'effet de réglage peut être porté à un niveau maximal lorsque la durée optimale du tir à micro retard est respectée.

L'amorçage instantané facile à réaliser correctement, il présente une grande sécurité contre les ratés de tir, mais il provoque l'ébranlement des terrains avoisinants et de fractionner insuffisamment les roches.

L'emploi des détonateurs à microretards, nous permet de contrôler le processus de la fragmentation de la roche parce que, à la mise à feu de chaque charge un temps mort est créé ce qui vas donner l'avantage à la prochaine charge explosive de travailler suivant plus d'une surface de dégagement.

L'intervalle optimal du retard doit être déterminé avec exactitude, puisque tout écart diminue l'effet de son utilisation (L'intervalle de 25ms est le plus souvent adopté).

Parallèlement à la sécurité, l'utilisation du microretard a une grande influence sur la qualité de la fragmentation. L'utilisation des tirs à microretard diminue la production des blocs hors gabarits. L'emploi du micro retard a les avantages suivants :

- Créé une surface libre.
- Travail de l'explosif le plus rentable.
- Augmentation du volume abattu par trou chargé. [17]

### V.3.7. Influence de la consommation spécifique d'explosif sur la qualité de la fragmentation des roches

On entend par cette notion, la quantité d'explosif nécessaire pour fragmenter un bloc d'un mètre cube ou d'une tonne suivant une loi de fragmentation régie par plusieurs facteurs caractérisant la roche et l'explosif utilisé. L'expérience des travaux de tir témoigne que la variation de la consommation spécifique de l'explosif dans un massif est très difficile parce que l'anisotropie du milieu est très compliquée. Comme on sait que les propriétés physiques et mécaniques des roches influent énormément sur la résistance au tir, il serait donc difficile d'évaluer exactement la consommation spécifique de l'explosif dans le massif.

La pratique des travaux de tir à travers plusieurs mines à ciel ouvert montre que le changement de la consommation spécifique provoque une large variation de la fragmentation.

Cependant l'expérience et les observations sur le terrain permettent de donner une appréciation relative sur la résistance au tir. [17]

## **V.4. Facteur influant sur le résultat de tir**

### **V.4.1. La fissuration naturelle**

La structure d'un massif a une influence très importante sur le tir. Elle détermine tout d'abord la taille des blocs in situ, elle conditionne la mise en œuvre du tir (foration et plan de tir), le fonctionnement même de l'énergie explosive et sa transmission au massif tir puisque l'énergie des ondes n'est pas totalement consommée par la fragmentation ce qui diminue la qualité de la fragmentation des roches puisqu'une grande partie s'échappe à travers les fissures et par conséquent, l'apparition d'un taux élevé de hors-gabarits, et peut occasionner des problèmes de stabilité au niveau des trous de tir ou de gradins. [17]

### **V.4.2. Type de l'explosif**

Généralement, on choisit le type d'explosif en fonction de la nature du massif. Les roches dures peu fracturées nécessitent des explosifs ayant de forte densité et des vitesses de détonation élevées. Un explosif de forte brisance est indispensable pour créer de nouvelles surfaces pendant la fragmentation. Par contre dans les massifs fracturés, où les blocs du tas abattu sont délimités en grande partie par des discontinuités préexistantes (peu de création de nouvelles surfaces pendant l'abattage), un explosif de faible densité ayant une vitesse de détonation moins importante serait plus efficace. Dans ce cas, et surtout lorsque les fractures sont ouvertes, il faut prendre en compte la perméabilité au gaz du massif rocheux comme un paramètre essentiel.

## **V.5. Généralités sur les explosifs**

Un explosif est un composé ou mélange chimique capable de se transformer très rapidement, sous l'influence de la chaleur ou d'une action mécanique particulière, en produisant une grande quantité de gaz porté à haute température. L'explosion considérable du volume de ces gaz produit des effets mécaniques dont la nature varie avec la vitesse de transformation de la matière.

Lors de la détonation, les explosifs libèrent leur énergie sous deux formes principales :

- Une énergie de choc véhiculée par une onde de choc, c'est-à-dire de contrainte et qui est transmise dans le milieu.
- Une énergie de gaz qui se manifeste sous la forme d'un gaz à très haute température et de pression.

L'énergie fournie sert à arracher la masse rocheuse qui se trouve devant lui, en direction de la surface libre ou de la ligne de moindre résistance. [15]

### **V.5.1. Mécanismes de la Fragmentation**

La détonation de la charge transmet au massif des contraintes pouvant engendrer des déformations transitoires ou bien irréversibles.

### **V.5.2. Déflagration et Détonation**

#### **a. Déflagration**

La déflagration de la substance explosive est provoquée par la décomposition de la molécule suivie par une combustion des atomes de carbone et d'hydrogène contenus dans la matière. La vitesse de décomposition est relativement lente et est comprise entre 10 et 400 m/s. [14]

#### **b. Détonation**

Lors de la détonation, la décomposition de la substance explosive est rapide et il y a naissance d'une onde de choc. La vitesse de décomposition est dans ce cas comprise entre 2000 et 9000 m/s. La détonation d'un explosif engendre un choc et une poussée utilisés principalement dans les travaux d'abattage et de démolition.

Le mécanisme d'abattage résultant s'effectue selon divers processus indissociables :

- Fissuration sous l'effet de l'onde de choc, de la roche à divers niveaux (zone de broyage, zone de fissuration radiale, zone sismique), (Figure 5-a).
- Accentuation sous l'effet de la pression des gaz, des fissures précédentes ou celles préexistantes dans le massif, créant ainsi une fragmentation de la roche en place (Figure 5-b).

- Étalement, sous l'effet de la poussée exercée par les gaz résiduels, des roches fragmentées. [14]

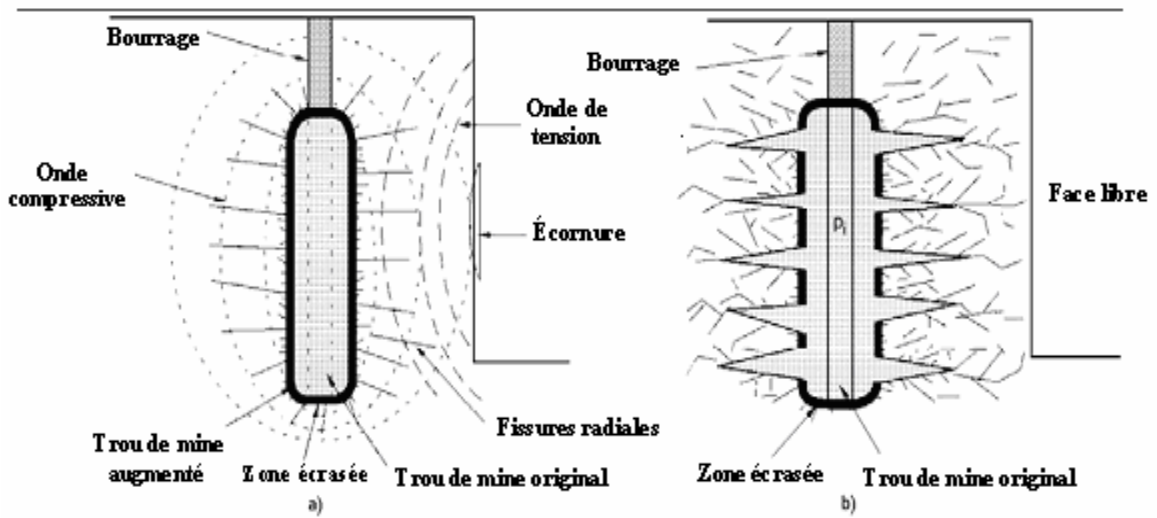


Figure V. 6. a) propagation de l'onde de choc, -b) expansion de pression de gaz.

### V.5.3. Caractéristiques des explosifs

Il existe plusieurs types d'explosif, avec différentes caractéristiques qu'il faut les connaître pour effectuer un choix d'explosif, ses caractéristiques sont :

#### V.5.3.1. La vitesse de détonation D

Elle représente la vitesse de propagation de l'onde explosive dans la masse de l'explosif, mesurée en mètre par seconde, et elle dépend de :

- La composition chimique de l'explosif.
- La résistance des matériaux entourant la charge.
- La densité de l'explosif.
- Le diamètre de la charge.

#### V.5.3.2. Coefficient d'utilisation pratique (C.P.U)

Il caractérise la puissance des divers explosifs, et pour le déterminer, on pose une masse variable d'explosif (diamètre 25 mm) dans un bloc de plomb de manière à obtenir le même volume que 15 g d'acide picrique (explosif de référence) tiré dans les mêmes conditions.

$$\text{C.U.P \%} = \text{poids d'explosif de référence} / \text{poids d'explosif essayé} * 100$$

### **V.5.3.3. Coefficient de self excitation**

Il permet d'exprimer la sensibilité de l'explosif, ou pour une masse d'explosif donnée placée au voisinage d'une autre masse de même nature, c'est-à-dire la distance à partir de laquelle, l'explosion de l'une des charges explosives entraîne une fois sur deux l'explosion de l'autre (ces deux charges explosives doivent être placées dans le même axe) Le C.S.E dépend de la nature de l'explosif, du diamètre de la cartouche et du taux d'humidité.

### **V.5.3.4 Sensibilité au frottement et au choc**

Certains explosifs sont sensibles et doivent donc être maniés avec précaution (chargement des trous de mine, transport, exc..). La sensibilité au choc est exprimée suivant la plus ou moins grande hauteur de laquelle un marteau ou un poids étalons doit tomber sur une charge (étalonnage pour la faire détoner).

### **V.5.3.5 Stabilité à la chaleur et au froid**

A une grande importance, en particulier quand l'explosif doit être employé sous des climats excessifs, cependant la grande majorité des explosifs industriels sont traités pour résister aux grands écarts de température. [15]

## **V.6. Travaux de tir**

Le rôle de l'ingénieur au sein de la carrière consiste à préparer aux tirs dont en inclus la préparation de plan de tir, la commande d'explosifs, les recevoir et de faire abattre la roche. Le tir est confectionné suivant un plan de tir dont il doit prendre en considération des :

1. Propriétés physiques de la roche.
2. Volume à abattre.
3. La production ciblée.
4. Hauteur du gradin.
5. Quelques mesures de sécurité.

Au niveau de la carrière Djebel BOURKANE, le tir est généralement programmé deux tirs par mois à deux niveaux différents. Ils ont utilisé deux types d'explosif le Temex II et l'Anfomil.

### V.6.1. Caractéristiques techniques des explosifs utilisés dans la carrière de Cosider

La carrière de Djebel BOURKANE unité de Cosider utilise Temex II (pour la charge pied) et l'Anfomil (pour la charge colonne). Le tableau suivant présente les caractéristiques des deux explosifs :

**Tableau V. 1.** Caractéristiques techniques de Temex II et l'Anfomil. [18]

Explosifs	Temex II	ANFOMIL
Densité d'encartouchage (g/cm <sup>3</sup> )	1.22	0.85
Vitesse de détonations (m/s)	4000-5000	2600 ± 100
Essais du bloc plomb 10 g/cm <sup>3</sup>	>260	/
Puissance RWS sur mortier balistique (%)	80	78
Coefficient de self excitation (mm)	40-80	0
Resistance a l'eau	Très bonne	Médiocre
Volume de gaz (l/kg)	/	967



**Figure V. 7.** Photo de L'Anfomil et d'un cartouche de Temex (Cosider carrière).

**Tableau V. 2.** Dimensions de Temex II. [18]

Désignations	Valeur
Diamètre (mm)	65
Longueur (mm)	500
Poids (g)	2000



Les accessoires d'explosifs utilisés :

- Cordeau détonant 12g ;
- DMR : Détonateur à micro retards ;
- DEI : Détonateur électrique instantané.

#### IV.6.2. Principe de schémas de tir à ciel ouvert

La principale source d'énergie utilisée par les mineurs est l'explosif. Pour la plupart des travaux d'abattage, de creusement, le tir est préféré à la coupe par outils. L'élaboration d'un plan de tir prend en considération les paramètres suivants :

- La blocométrie ;
- La foration ;
- Le choix de l'explosif ;
- L'amorçage ;
- Les paramètres géométriques du schéma de tir ;
- Vibrations (nuisances).

### Conclusion

Les paramètres géométriques déterminent la répartition de la charge dans l'espace. Ceci concerne les paramètres du trou de mine tels que son diamètre, sa longueur et son inclinaison ainsi que la disposition des trous dans le gradin.

Le principe de l'explosion repose sur la transformation d'une énergie chimique potentielle en énergie mécanique communiquée au milieu extérieur. Les substances explosives, selon leur régime de décomposition, ont des comportements différents : combustion, déflagration, détonation. Les puissances dégagées vont varier en fonction du type de décomposition. La détonation est le régime de décomposition le plus rapide : la puissance transmise au moment de la détonation sera donc la plus importante. C'est le mécanisme qui va ainsi générer les effets mécaniques les plus importants, c'est donc ce qui est le plus souvent recherché dans l'utilisation des explosifs.

## **CHAPITRE VI**

---

# **ANALYSE ET OPTIMISATION DU PLAN DE TIR.**

---

## Introduction

Pour des raisons économiques et techniques, l'efficacité de tir est très importante dans toute exploitation minière. Commenant par l'abattage comme processus d'exploitation qui devrait être conduit de manière optimale afin d'obtenir une granulométrie permettant d'optimiser les opérations en aval de l'exploitation (chargement, transport, concassage et broyage).

La qualité de fragmentation est déterminée par la blocométrie qui prédétermine :

- En grande partie, le rendement des engins miniers, la chargeuse et ainsi le camion ;
- La sécurité du travail ;
- L'efficacité globale de l'exploitation à ciel ouvert.

Les exigences dimensionnelles du tas abattu :

- blocométrie des éléments abattus devant rester compatible avec les dimensions d'ouverture du concasseur primaire,
- courbe granulométrique du tout-venant abattu ; trop d'éléments fins est souvent un inconvénient, car les opérations de sélection primaire vont éliminer une tranche 0/30 ou 0/40 dont la quantité affecte bien entendu le rendement global ;

Les modèles de fragmentation (de prévision) sont largement utilisés dans les méthodes de conception et calcul par ordinateur, parmi ces modèles, la formule de *Langefors et le modèle de Kuz-Ram*.

La modélisation des distributions granulométriques du tas, est un processus essentiel pour connaître l'aspect du tir. A cet effet il faut adopter les paramètres de tir optimal.

### VI.1. La blocométrie

La forme et les dimensions des roches abattues influent largement sur le rendement des engins et l'efficacité des travaux miniers à ciel ouvert.

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

1. De la capacité du godet de l'excavateur ( $E = 2m^3$ ) :

La dimension maximale admise est :  $D \leq 0, \times \sqrt{E3} \rightarrow D=1.0079 \text{ m}$ .

2. De la capacité de la benne du camion ( $V_c = 17.5\text{m}^3$ ) :

$$D \leq 0, \times \sqrt{V_c^3} \rightarrow D = 1.298 \text{ m.}$$

3. Largeur de la bande du convoyeur ( $L_c$ ) :

$$D_{\max} \leq 0,5 * L_c + 0,1, \text{ m}$$

4. De l'ouverture de la trémie du concasseur ( $b = 1\text{m}$ ) :

L'ouverture de la trémie est de  $b = 1 \text{ m}$ , Donc on aura : [10]

$$D \leq 0, \times b \rightarrow D \leq 0.8\text{m.}$$

Les blocs de dimensions supérieures à 0.8m seront considérés comme des blocs hors gabarits. Le tas répondant aux exigences indiquées, assure la meilleure utilisation des excavateurs, des moyens de transport ainsi que la sécurité maximale lors du traitement du tout-venant.

### VI.1.1. Caractéristique de la blocométrie

La blocométrie est l'appréciation de la distribution des blocs selon leur dimension dans le tas de roches abattues, et peut être représentée par :

- la dimension maximale des blocs ;
- la taille moyenne des blocs ;
- le taux de fines ;
- le fuseau granulaire.

### VI.1.2. La prédiction de la blocométrie

Un certain nombre de différents modèles de fragmentation ont été développés au cours des années. Dans la plupart des modèles, la taille moyenne des blocs ( $X_{50}$ ) est calculée, et certains des modèles décrivent la distribution granulométrique entière des blocs.

Les paramètres d'entrée aux modèles sont inhérents aux propriétés de la roche, les propriétés d'explosif et la conception géométrique du plan de tir. Les paramètres de tir sont connus et les propriétés d'explosif pour les modèles peuvent être trouvées par des essais simples, mais il est plus difficile d'obtenir les propriétés mécaniques des roches, c'est à dire, la force des roches dans un massif hétérogène et des propriétés communes dans le plan de tir où aucune surface libre ne peut être trouvée.

Les modèles prévoient seulement la taille des passants et ne considère pas la forme des particules ou l'affaiblissement du matériel dû aux microfissures provenant du taux de chargement élevé de tir.

Le modèle de *Kuz-Ram* a été introduit par *Cunningham* (1983) et (1987), les modèles TCM et CZM de JKMRC. Cependant, le modèle de TCM et le modèle de CZM sont des développements ultérieurs du modèle de *Kuz-Ram*. [14]

## VI.2. Modèle de *Kuz-Ram*

Le modèle *Kuz-Ram* est la combinaison des équations de *Kuznetsov* et *Rosin-Rammler*, et le modèle empirique de fragmentation. Depuis son introduction par *Cunningham*, le modèle de *Kuz-Ram* a été utilisé par beaucoup d'ingénieurs des mines pour prédire la fragmentation des roches résultant du tir, et beaucoup de chercheurs ont essayé d'améliorer ce modèle de *Kuz-Ram* pour la prédiction de fragmentation.

Le modèle à deux facteurs principaux ;

- La taille moyenne des fragments ( $X_{50}$ ) : est donnée par le modèle de *Kuznetsov*.
- L'indice d'uniformité ( $n$ ) : il est basé sur des paramètres géométriques de foration et de plan de tir. [14]

Il Comprend les paramètres suivants :

- Propriétés de la roche en place ; nature de roche, densité de la roche, module d'élasticité et de compression de simple résistance UCS ;
- Fissuration ; espacement, pendage et direction des fissures et taille des blocs en place ;
- Explosifs ; densité, RWS (%ANFO), vitesse nominale et effectif optimale de détonation ;
- Paramètres du schéma de tir ; diamètre, longueur, inclinaison de trou, espacement, hauteur de gradin...
- Fragmentation ciblée ; taille optimale de blocs, surévalué et sous-évalué.

### VI.2.1. La taille moyenne des fragments

La taille moyenne des blocs  $X_{50}$ , était suggérée avec le volume donné des roches abattues et d'explosifs formulés par *Kuznetsov*.

$$X_{50} = A \times \left( \frac{V_0}{Q} \right)^{0.8} \times Q^{\frac{1}{6}} \times \left( \frac{E}{115} \right)^{-\frac{19}{30}}$$

$V_0$  : Volume des roches abattues (m<sup>3</sup>),

$Q$  : poids de la charge (kg),

$E$  : force d'explosif (% ANFO),

$A$  : facteur de roche.

La distribution granulométrique du tas après le tir, est déterminée par ces deux principaux facteurs. Cependant, ce modèle original de fragmentation de *Kuz-Ram* a une limitation d'application et une grande marge d'erreur.

### VI.2.2. Formule de Cunningham

*Cunningham* proposa la formule suivante pour la détermination de l'indice d'uniformité.

$$n = \left( 2.2 - 14 \times \left( \frac{B}{D} \right) \right) \times \left( 1 - \left( \frac{W}{B} \right) \right) \times \sqrt{\left( \frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right)} \times \left( 0.1 + \text{abs} \left( \frac{BCL - CCL}{L} \right) \right)^{0.1} \times \left( \frac{L}{H} \right)$$

$B$  = Banquette (m),

$S$  = espacement (m),

$D$  = diamètre du trou (mm),

$W$  = facteur de déviation (de 0,75 à 1,50 en m),

$BCL$  = longueur de la charge de pied (m),

$CCL$  = longueur de la charge de colonne (m),

$H$  = hauteur du gradin (m)

$L$  = longueur de la charge totale (m).

L'indice d'uniformité  $n$ , détermine la forme de la courbe de fragmentation.

Les effets des paramètres de tir sur  $n$  sont donnés dans le tableau 1.

**Tableau VI. 1.** : Effets de paramètres de tir sur  $n$ .

Paramètre	Augmentations de $n$ comme paramètre
Banquette	Diminutions
Exactitude de forage	Augmentations
Longueur de le charge /Hauteur du gradin	Augmentations
Espacement / Banquette	Augmentations
Modèle Décalé	Augmentations de 10%

*Cunningham* utilisa le modèle de *Rosin-Rammler* pour l'analyse du tir. Si la taille caractéristique ( $X_{50}$ ) et l'indice d'uniformité ( $n$ ) sont connus, la distribution granulométrique sera obtenue à partir de l'équation ci-dessous.

### VI.2.3. La distribution granulométrique des particules

La fonction de distribution, comme une représentation analytique de la composition de tailles des fragments, a été proposée par le modèle de *Rosin-Rammler*.

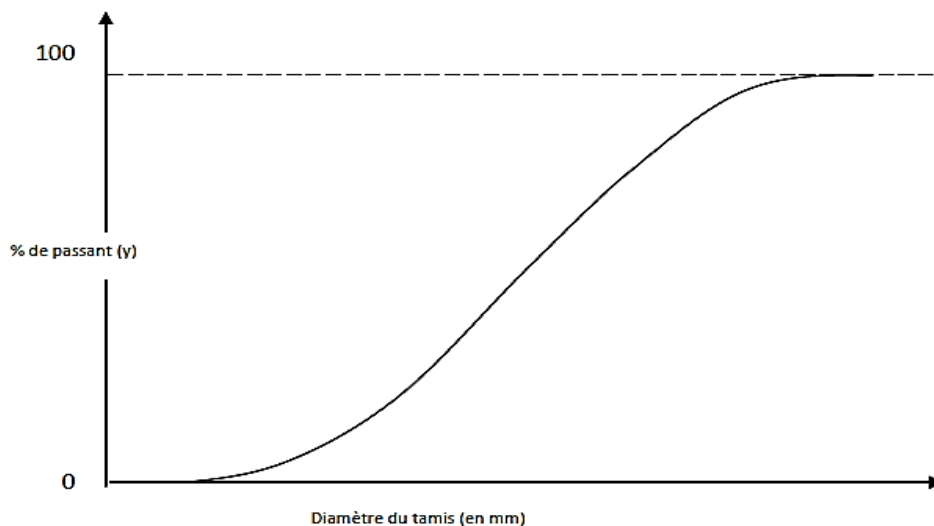
$$P(x) = 100 \left( 1 - \exp \left( - \ln 2 \left( \frac{X}{X_{50}} \right)^n \right) \right)$$

$P(x)$  : Pourcentage des particules inférieures à la taille  $X$ , (%).

$X$  : taille des particules, (m).

$X_{50}$  : taille moyenne, (m).

$n$  : indice d'uniformité.



**Figure VI. 1.** : La courbe granulométrique standard tracée à l'aide des courbes de Rosin-Rammler.

### VI.3. Programme OP-TIR

OPTIR-32 est un programme de dimensionnement et optimisation des tirs d'abattage à l'explosif en gradins.

#### PARAMETRAGE DU PROGRAMME.

Les paramètres configurables sont regroupés par types et comprennent :

➤ Trous de forage et gradin

- Hauteur du gradin en mètre ;
- Diamètre des trous en mm ;
- Inclinaison des trous en degrés par rapport à la verticale ;
- Rapport de maille, soit le quotient de l'espacement des trous par la banquette.
- Facteur par lequel il faut multiplier la banquette pour obtenir la longueur du bourrage (en général 1.0)

➤ Références pour le calcul du *Weight Strength*

Le *Weight Strength*, est calculé comme le quotient du CUP de l'explosif utilisé par celui d'un explosif de référence. Faire

introduire le nom et le CUP de l'explosif de référence, et notez que cet explosif est sans liaison avec le fichier explosifs même s'il y figure.

➤ Références pour la correction de la banquette

Afin d'offrir une souplesse maximum, cette option a été ajoutée de

telle manière à déroger aux règles strictes de *Langefors*. Ce dernier utilise une correction égale à 0.05 fois la hauteur du gradin. D'autres méthodes utilisent la deuxième formule.

Cliquez sur celle que vous désirez que le programme utilise.

➤ Roche et explosifs par défaut

Cliquez sur la flèche pour afficher la liste et cliquez sur l'élément désiré.



Il comporte comme fichiers,

➤ **Fichier roches**

Il peut contenir un maximum de 50 roches différentes. Chaque roche est représentée par un enregistrement comprenant les informations suivantes :

1. Nom de la roche :
2. Masse volumique exprimée en  $t/m^3$  :
3. Résistance au tirage de la roche :
4. Coefficient de foisonnement :
5. Vitesse de propagation des ondes dans la roche.

➤ **Fichier explosif**

Le fichier peut contenir un maximum de 25 explosifs. Chaque explosif est représenté par un enregistrement comprenant les champs suivants :

- Nom commercial de l'explosif.
- Type.
- Nature.
- Résistance à l'eau.
- Coefficient d'utilisation pratique (CUP).
- Densité.
- Vitesse de détonation Min et Max.
- Essai Trauzl.
- Utilisation préconisée.
- 5 explosifs encartouchés avec pour chacune le diamètre, la longueur, le poids, la couleur et le type. [19]

### **VI.3.1. Références Techniques de programme OP-TIR**

Les références techniques de programme OP-TIR sont :

- Méthode de LANGEFORS ;
- Méthode Kuz-Ram ;
- Vibration CHAPOT.

### **VI.3.2. Calcul d'un plan de tir**

Premièrement, il faut saisir des paramètres de calcul. Les éléments à définir sont :

- Roche à abattre ;
- Géométrie du trou et rapport de maille ;
- Explosifs utilisés.
- Type de chargement de la colonne et pied.

Deuxièmement, la vérification de la pertinence des paramètres :

- Adéquation Diamètres trous - Hauteur Gradins.[19]

### VI.3.3. Exécution des Calculs

1- Vérification des données saisies : le programme vérifie la validité des données numériques.

2- Résultats préliminaires :

- Calcul de la banquette Max selon la formule classique de *Langefors*, et affichage des résultats préliminaires.
- La valeur de la banquette est cruciale puisqu'elle détermine tous les autres paramètres et affiche :
  - Résultats complets ;
  - Calcul de maille pour un tonnage donné ;
  - Calcul du tonnage pour une maille donnée. [19]

### VI.4. Analyse de tir

Deux tirs effectués ont été étudiés, avec utilisation du programme *Op-tir* pour la prédiction de la blocométrie du tas abattu.

- Un tir a été effectué le 18 août 2020 au niveau de gradin 650m.
- Un tir a été effectué le 10 Septembre 2020 gradin 660m.

Les paramètres du schéma des trois tirs sont représentés dans le tableau suivant :

**Tableau VI. 2.** : Paramètres géométriques des tirs tirs.

Caractéristiques techniques	Unité	La valeur	
		Tir01	Tir02
Nombre de trous	U	73	50
Hauteur de gradin	m	13	13
Inclinaison	degré	80°	80°
Longueur de trou	m	13,7	13,7
Diamètre de trou	mm	89	89
Nombre de rangées	U	02	02
Espacement	m	3	3
La banquette	m	3	2.8
Masse volumique	T /m3	2,7	2,7
Distance entre trous	m	3	3
Volume abattu	m <sup>3</sup>	9 001	5 651.5
Tonnage abattu	T	24 302.7	17 262
Consommation spécifique	kg/T	0.13	0.141
Longueur de la charge de pied	m	4,5	4,5
Longueur de la charge de colonne	m	4.5	4.5
Longueur de sous forage	m	0,7	0,7

Les quantités d'explosifs et accessoires sont représentés dans le tableau suivant:

**Tableau VI. 3.** : Quantités d'explosifs de tir n° 01.

Désignation	Unité	Quantité	
		Tir 01	Tir 02
Temex II	Kg	1 314	900
Anfomil	Kg	1 825	1 250
DEI	UM	12	8
DMR	UM	61	42
Fil de tir	MI	759	795
Cordeau détonant 12g	MI	520	486



**Figure VI. 2.** : Le tas de tir n01 (Cosider carrière le 18/08/2020).



**Figure VI. 3.** : Le tas de tir n 2 (Cosider carrière le 10/09/2020).

#### **VI.4.1. Modélisation de la courbe de la distribution granulométrique du tas des tirs par la méthode Kuz-Ram.**

##### **VI.4.1.1. Les paramètres d'entrée**

Le logiciel exige des données d'entrées parmi lesquelles :

- Propriétés de la roche

Nature de roche, densité de la roche, module d'élasticité et compression de simple résistance UCS.

- Fissuration

Espacement, pendage et direction des fissures et taille des blocs en place (tous ces paramètres sont calculés sur terrain à l'aide de géologue).

- Explosifs

Densité, RWS (% ANFO), vitesse nominale et effectif optimal de détonation.

- Paramètres du schéma de tir

Le diamètre, la longueur de charge d’explosif, inclinaison de trou, espacement, banquette, précision de forage, hauteur du gradin et direction de gradin.

- La fragmentation ciblée

Taille optimale des blocs, surévalué et sous-évalué.

**VI.4.2. Tir n° 01**

La figure ci-dessous représente la fenêtre des paramètres d’entrée dans le logiciel OP-TIR :

Méthode KuzRam | Formule Russe | Calcul Pondéral | Vibrations (Chapot) | Vibrations |

PROPRIETES ROCHE EN PLACE		PATTERN DESIGN		Blastabilité index	
Nature de la Roche	2	Staggered of square	1,05	Blastabilité index	5,81
Rock specific Gravity (SG)	2,70	Diam. Trou (mm)	89,00	Average Size of mat. (cm)	24,07
Elastic Modulus (GPa)	70,00	Long. Chargée (m)	9,00	Uniformity exponent	1,23
UCS Compression Simple	137,00	Fardeau (m)	3,00	Caracteristic size (m)	0,32
FISSURATION		Espacement (m)	3,00	FRAGMENTATION CIBLEE	
Spacing (m)	0,60	Precision forage (m)	0,10	Oversize (m)	0,80
Dip (°)	51,00	Hauteur Gradin (m)	13,00	Optimum (m)	0,40
Dip Direction (°)	60,00	Face Dip Direction (°)	85,00	Undersize (m)	0,04
In Situ Block (m)	0,60	Powder Factor (Kg/t)	0,18	FRAGMENTATION CALCULEE	
EXPLOSIFS		Densité Chargt.(Kg/m3)	0,49	Percent Oversize	0,05
Density (SG)	1,02	Charge/trou (Kg/trou)	57,11	Percent in Range	0,89
RWS (%ANFO)	81,00				
Nominal VOD (m/s)	2 600,00				
Effective VOD (m/s)	2 700,00				
Explosive Strength	0,87				

Granulometrie | Calculer

Figure VI. 4. Données de tir n° 01.

Après l’entrée des données, le programme nous donne la courbe suivante :

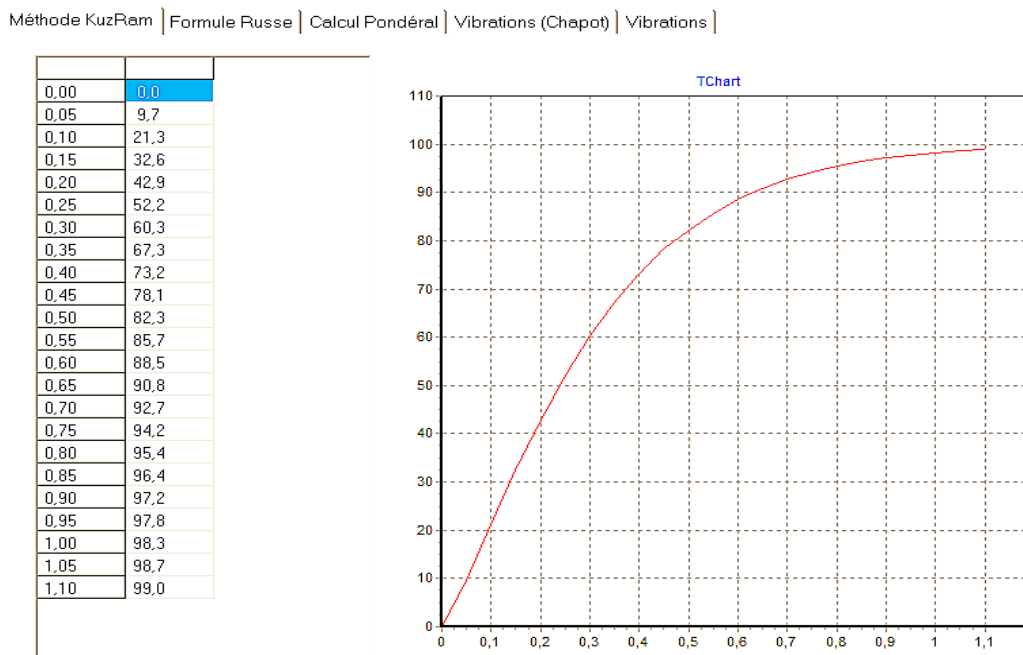


Figure VI. 5. : Résultat granulométrique du tir N°01.

Les résultats de la courbe *Kuz-Ram* pour le tir N° 01.

- ✓ 8.8 % de fines inférieures à 0.04 m ;
- ✓ 50 % des particules du tas abattu sont de taille entre 0.2 m et 0.7m ;
- ✓ 4.6 % de blocs de taille supérieure à 0.80 m.

Ceci représente 1 118 tonnes de roches nécessitant un débitage secondaire. Le taux des fines est de 7.8 %, représentant 2 138 tonnes de roches difficiles à être valoriser.

### VI.4.3. Tir n° 02

La figure ci-dessous, représente la fenêtre des paramètres d'entrée dans le logiciel OP-TIR :

Méthode KuzRam		Formule Russe		Calcul Pondéral		Vibrations (Chapot)		Vibrations			
<b>PROPRIETES ROCHE EN PLACE</b>					<b>PATTERN DESIGN</b>					<b>Blastabilité index</b>	
Nature de la Roche		2	Staggered of square		1.05	Blastabilité index				5.81	
Rock specific Gravity (SG)		2.70	Diam. Trou (mm)		89.00	Average Size of mat. (cm)				22.96	
Elastic Modulus (GPa)		70.00	Long. Chargée (m)		9.00	Uniformity exponent				1.27	
UCS Compression Simple		137.00	Fardeau (m)		2.80	Characteristic size (m)				0.31	
<b>FISSURATION</b>					<b>FRAGMENTATION CIBLEE</b>						
Spacing (m)		0.60	Espacement (m)		3.00	Oversize (m)				0.80	
Dip (°)		51.00	Precision forage (m)		0.10	Optimum (m)				0.40	
Dip Direction (°)		60.00	Hauteur Gradin (m)		13.00	Undersize (m)				0.04	
In Situ Block (m)		0.60	Face Dip Direction (°)		85.00	<b>FRAGMENTATION CALCULEE</b>					
<b>EXPLOSIFS</b>					<b>FRAGMENTATION CALCULEE</b>						
Density (SG)		1.02	Powder Factor (Kg/t)		0.19	Percent Oversize				0.04	
RWS (%ANFO)		81.00	Densité Chargt.(Kg/m3)		0.52	Percent in Range				0.89	
Nominal VOD (m/s)		2 600.00	Charge/trou (Kg/trou)		57.11	Percent Undersie				0.07	
Effective VOD (m/s)		2 700.00									
Explosive Strength		0.87									
										Granulometrie    Calculer	

Figure VI. 6. : Données du tir N° 02

Après l'entrée des données, le programme nous donne la courbe suivante :

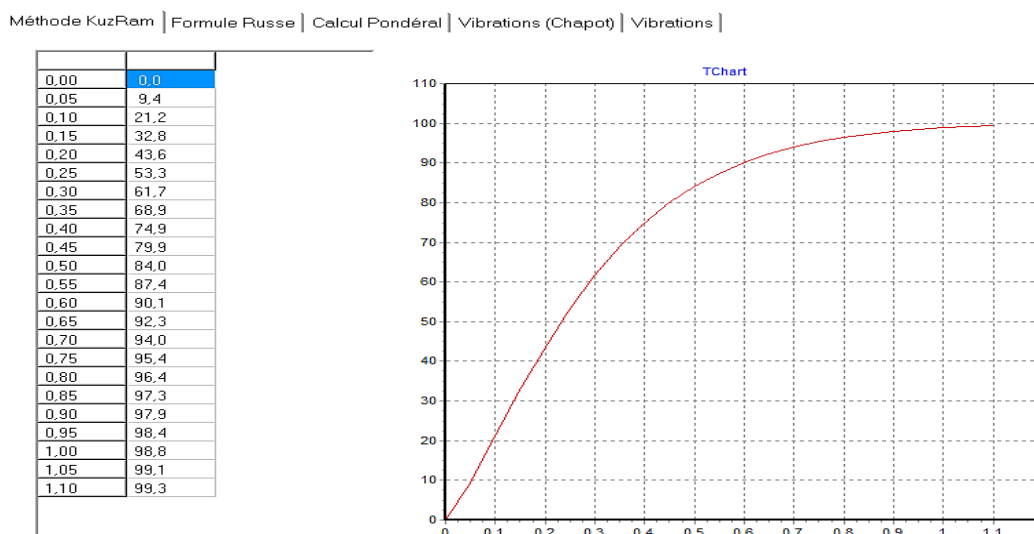


Figure VI. 7. : Résultat granulométrique du tir N°02.

La courbe *Kuz-Ram* du tir N° 02, montre que 3.6 % de blocs sont de taille supérieure à 0.80m, ceci représente 621 tonnes de roches nécessitant un débitage secondaire. Le taux des fines est de 8.5 %, représentant 1 467 tonnes de roches difficiles à être valoriser. Et 32 % des particules sont de taille entre 0.3m et 0.7m.

### **VI.5. Optimisation du plan de tir**

D'après les résultats d'analyse du tas abattu, traités à l'aide du logiciel OP-TIR, version-3.0, les différents graphes de la distribution granulométrique, nous indiquent que la blocométrie du tas de tirs n'est pas optimale à cause du taux non négligeable des hors gabarités et des fines dus au non-respect des paramètres de tir, soit aux caractéristiques du massif rocheux. Donc, la solution appropriée proposée, a consisté à simuler les différentes hypothèses de tir à l'aide de logiciel OP-TIR.

Pour l'obtention de la blocométrie convenable, le plan de tir, peut être optimisé conformément aux conditions et paramètres suivant :

- Les caractéristiques du massif : caractéristique mécanique, fissuration ;
- La géométrie du tir : hauteur du front, diamètre, inclinaison, déviation de la foration ;
- Les caractéristiques des explosifs : nature, densité, vitesse de détonation, énergie ;
- Les coûts d'explosifs, foration, amorçage.

Toutes ces données, constituent la base avec laquelle le logiciel peut simuler un tir, c'est-à-dire, pour une maille déterminée, nous donne une estimation de la granulométrie d'abattage. Un autre mode d'accès, est le calcul de la maille qui permet d'obtenir un objectif choisi, la granulométrie pour le cas présent.

#### **VI.5.1. Les étapes de simulation par le logiciel choisi**

Dans cette démarche, les étapes suivantes ont été successivement franchies :

- Saisie des références du massif à partir des premiers tirs réalisés et de leurs résultats ;
- Introduction des souhaits en termes de sortie de pied, foisonnement et surtout la granulométrie ;
- Simulations des différents schémas de tirs.

Dans un premier temps, la maille permettant de réaliser les objectifs granulométriques a été évaluée.



Selon les simulations, le respect des objectifs granulométriques conduit, à un accroissement de la consommation en explosif, à une diminution de la maille de foration et à une augmentation équivalente du coût sec de l'abattage. Donc la solution proposée doit prendre en compte le critère économique qui est l'objectif principal de l'étude.

### VI.5.2. Modification de schéma du plan de tir

Le logiciel OP-TIR, nous permet de proposer des modifications des paramètres de tir et de choisir les résultats optimaux afin d'atteindre les objectifs du tir.

Donc, deux paramètres du plan de tir sont variés :

1. Augmentation du diamètre du trou de foration ;
2. Réduction de maille ( $E/V = 1.2$ ) : pour deux cas :
  - a) Avec bourrage intermédiaire ;
  - b) Sans bourrage intermédiaire.

#### VI.5.2.1. Augmentation de diamètre du trou

On va augmenter le diamètre du trou de 89mm à 102 mm, et le rapport est pris pour  $E/V=1.2$

<b>ROCHE</b> Calcaire moyen à dur		[H] Hauteur Gradin (m) 13	<b>GEOMETRIE</b>	
Densité (T/m <sup>3</sup> )	2.70	[φ] Diamètre Trou (mm) 102		
Résistance au Tirage	0.35	[α] Inclinaison (°) 10		Test D-H
Vit. Prop. Ondes (m/s)	3500	[E/V] Rapport de Maille 1.25		Defaults
<b>EXPLOSIFS</b>		<b>[P] PIED</b>	<b>[C] COLONNE</b>	
NOM	Temex 2 65		Anfomil	
Weight Strength	1.27		0.77	
Masse Volumique (T/m <sup>3</sup> )	1.22		0.85	
Vitesse Détonation (m/s)	5000		2700	
Diamètre Cartouche (mm) (0 si vrac)	65		0	
Coefficient de Tassement	1		1	

Ch.Col.:  Continue  Discontinue

Figure VI. 8. : Les paramètres de tir et caractéristique de roches à abattre.



Le test D-H, montre que le diamètre de 102mm est convenable avec la hauteur du gradin 13m.

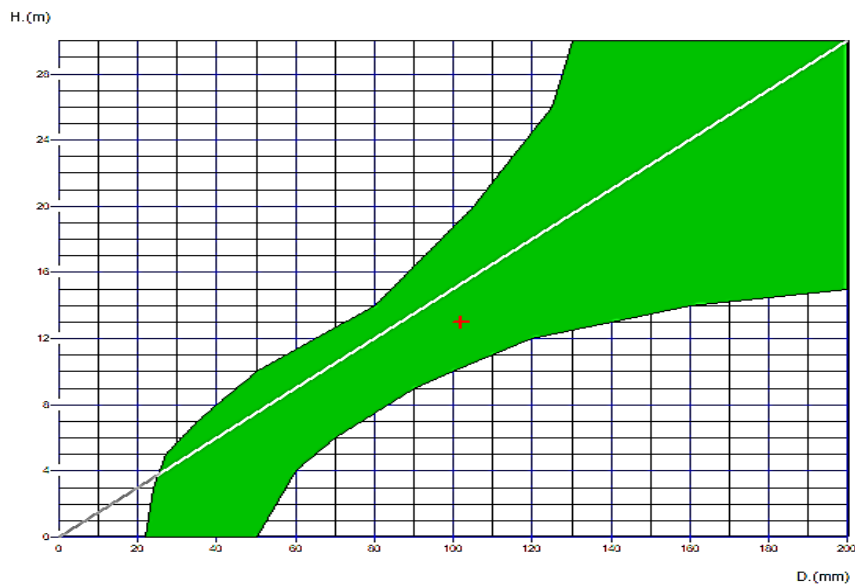


Figure VI. 9. : Relation entre la hauteur de gradin et le diamètre du trou.

### 1. Paramètre du tir calculé

Paramètres de Tir calculés | Tonnage à Maille Fixée | Maille à Tonnage Fixé

MAILE	TROU
Hauteur gradin (m) <b>13</b>	Diamètre (mm) <b>102</b>
Rapport E/V <b>1.25</b>	Inclinaison (°) <b>10</b>
<b>Banquette Max (m) 3.52</b>	<b>Longueur Totale (m) 14.13</b>
<b>Banquette Corrigée (m) 3.05</b>	<b>Longueur Bourrage (m) 6.09</b>
<b>Espacement des trous (m) 3.81</b>	<b>Longueur Colonne (m) 4.08</b>
<b>Surface Maille (m2) 11.42</b>	<b>Longueur Pied (m) 3.96</b>
<b>Banquette selon l'horizontale (m) 3</b>	<b>Dont Sur-Foration (m) 0.91</b>
	<b>Forage spécifique (m/m3) 0.05</b>

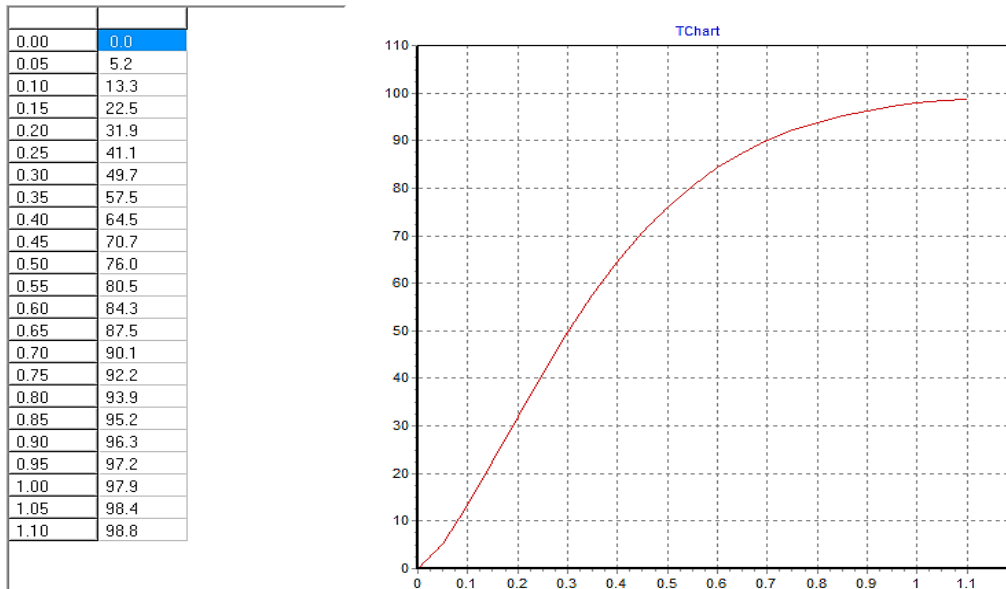
Figure VI. 10. : Paramètres de tir calculé par OP-TIR pour D=102m.

La consommation spécifique est 113 g/t.

## 2. La courbe granulométrique par la méthode KuzRam.

Pour une maille donnée, après l'introduction des données, le programme nous donne la courbe suivante :

Méthode KuzRam | Formule Russe | Calcul Pondéral | Vibrations (Chapot) | Vibrations |



**Figure VI. 11.** La courbe de la distribution granulométrique.

La courbe Kuz-Ram nous montre :

- 6.1% de blocs sont de taille supérieure à 800mm.
- 4.3% de blocs sont de taille inférieure à 40mm.
- 64.5% sont de taille inférieure à 400mm.
- Entre le tamis de 500 et 300 mm, la courbe donne un pourcentage de 26 %.
- Entre le tamis de 300 et 100 mm, la courbe donne un pourcentage de 36 %.

### V.5.2.2. Réduction de la maille

1. Pour une maille ( $E/B = 1.2$ ) sans bourrage intermédiaire :

La maille de foration est réduite à (3/2.5) et le diamètre de foration reste 89mm, comme le montre la figure suivante :

<b>ROCHE</b> Calcaire moyen à dur	[H] Hauteur Gradin (m) 13	<b>GEOMETRIE</b>
Densité (T/m <sup>3</sup> ) 2.70	[φ] Diamètre Trou (mm) 89	Test D-H
Résistance au Tirage 0.35	[α] Inclinaison (°) 10	Defaults
Vit. Prop. Ondes (m/s) 3500	[E/V] Rapport de Maille 1.2	

<b>EXPLOSIFS</b>	<b>[P] PIED</b>	<b>[C] COLONNE</b>
NOM Temex 2 65	Anfomil	
Weight Strength 1.27	0.77	
Masse Volumique (T/m <sup>3</sup> ) 1.22	0.85	
Vitesse Détonation (m/s) 5000	2700	
Diamètre Cartouche (mm) 65	0	
Coefficient de Tassement 1	1	

Ch.Col:  Continue  Discontinue

Figure VI. 12. : Les paramètres de tir et caractéristique de roche à abattre.

1. Paramètre de tir calculé

Paramètres de Tir calculés	Tonnage à Maille Fixée	Maille à Tonnage Fixé
<b>MAILE</b>		<b>TROU</b>
Hauteur gradin (m) 13		Diamètre (mm) 89
Rapport E/V 1.20		Inclinaison (°) 10
Banquette Max (m) 3.59		Longueur Totale (m) 13.97
Banquette Corrigée (m) 2.54		Longueur Bourrage (m) 5.08
Espacement des trous (m) 3.05		Longueur Colonne (m) 5.60
Surface Maille (m <sup>2</sup> ) 7.62		Longueur Pied (m) 3.30
Banquette selon l'horizontale (m) 2.50		Dont Sur-Foration (m) 0.76
		Forage spécifique (m/m <sup>3</sup> ) 0.08

Figure VI. 13. : Paramètres maille-trou calculé par OP-TIR.

La consommation spécifique est 158 g/t (246 g/cm<sup>3</sup>).

- Tonnage à maille fixée : Pour un nombre de trous égal à 30 et un nombre de rangée égal à 2, on trouve les résultats suivants :

Tonnage à Maille Fixée	Maille à Tonnage Fixé
Nombre de Rangées: 2	
Nombre de Trous/Rangée: 30	
Nombre total de forages 60	
Longueur totale à forer (m) 838.43	
Quantité Explosif de Pied (Kg) 788	
Quantité Explosif de Colonne (Kg) 1744	
Quantité totale d'Explosif (Kg) 2532	
Volume en place de Roche abattue (m <sup>3</sup> ) 5742	
Volume foisonné (m <sup>3</sup> ) 10336	
Tonnage Roche (T) 15504	

Figure VI. 14. : Les paramètres calculés pour le tonnage à maille fixée.

2. La courbe granulométrique par la méthode Kuz-Ram : Pour une maille de forme quelconque, après l'introduction des données, le programme nous donne la courbe suivante :

Méthode KuzRam | Formule Russe | Calcul Pondéral | Vibrations (Chapot) | Vibrations |

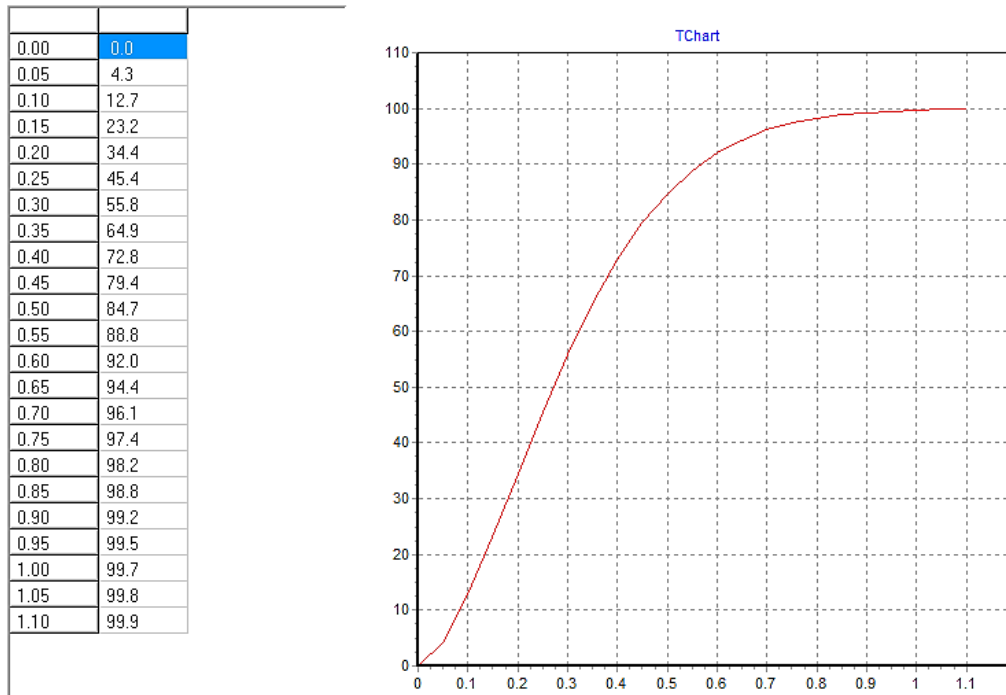


Figure VI. 15. : La courbe de la distribution granulométrique.

La courbe Kuz-Ram nous montre :

- 1.8 % de blocs sont de taille supérieure à 800mm ;
- Entre 500 et 300 mm, la courbe donne un pourcentage de 29 % ;
- Entre 300 et 100 mm, la courbe donne un pourcentage de 43 % ;
- 2.5 % de blocs sont de taille inférieure à 40mm.

2. Pour une maille ( $E/B = 1.2$ ) avec bourrage intermédiaire :

Avec le bourrage intermédiaire, la simulation numérique nous donne la même courbe granulométrique, mais moins de consommation spécifique qui est de 103g/T.

- Tonnage à maille fixée : Pour un nombre de trous égal à 30, et un nombre de rangée égal à 2, on trouve les résultats suivants :

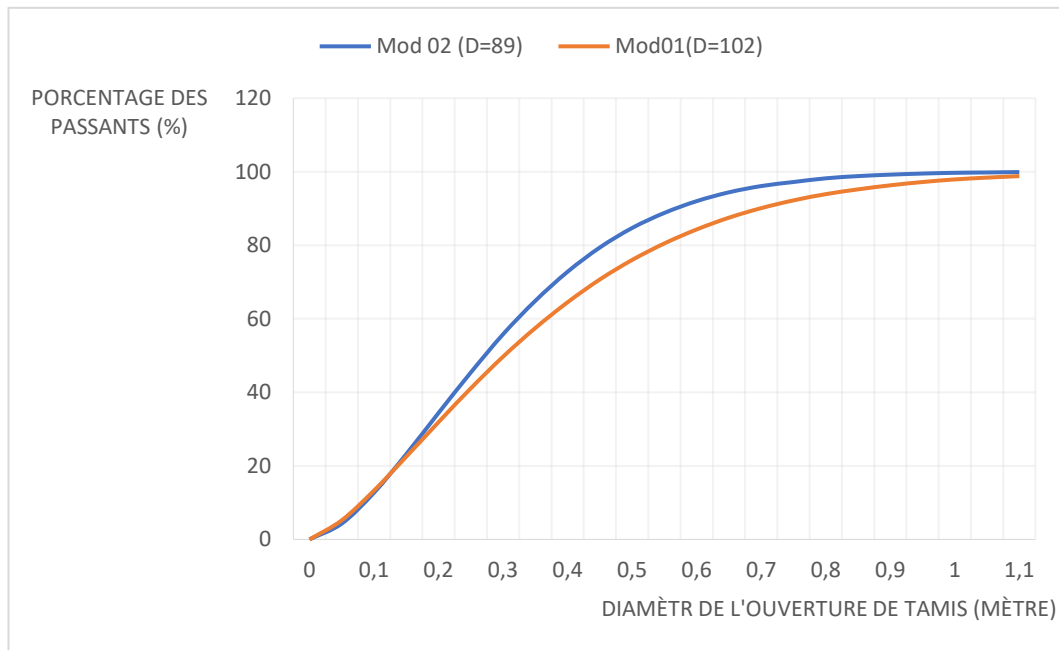
Tonnage à Maille Fixée	Maille à Tonnage Fixé
Nombre de Rangées:	2
Nombre de Trous/Rangée:	30
Nombre total de forages	60
Longueur totale à forer (m)	838.43
Quantité Explosif de Pied (Kg)	788
Quantité Explosif de Colonne (Kg)	859
Quantité totale d'Explosif (Kg)	1646
Volume en place de Roche abattue (m3)	5742
Volume foisonné (m3)	10336
Tonnage Roche (T)	15504

Figure VI. 16. : Les paramètres calculés pour le tonnage à maille fixée.

D'après le tableau VI. 4. donné ci-après, on constate que la valeur de la consommation spécifique la plus petite a été obtenue pour un diamètre de 89mm et un rapport (E/B) égal à 1.2, dans le cas d'une réduction de maille avec un bourrage intermédiaire de l'ordre de 105g/T. Cette consommation est optimale par rapport aux deux autres solutions ( $105 < 113 < 158$ ), ce qui implique moins de quantité d'explosifs et un coût minimal. Donc, selon le critère économique, ceci représente une solution optimale.

Tableau VI. 5. : Les résultats des deux modifications.

Les modifications	D=102 (E/B=1.25)	D=89 ; (E/B=1.2)	
		Sans bourrage intermédiaire	Avec bourrage intermédiaire
Hors gabarit (%)	6.1	1.8	1.8
Les fine (%)	3.4	2.5	2.5
La consommation spécifique (g/T)	113	158	105



**Figure VI. 17.** : Les courbes de la distribution granulométrique des deux modèles proposés.

### Interprétation

Les courbes granulométriques construites par le logiciel OP-TIR, utilisant la méthode *Kuz-Ram* avec les paramètres modifiés, montrent une différence de résultats entre les deux modifications, où on constate :

La réduction de la maille à (3/2.5), nous donne de bons résultats et arrive à un très faible pourcentage de hors gabarits et diminue le taux des fines (2.5%).

L'augmentation du diamètre de trous (de 89 à 102mm), ne démunie pas les blocs hors gabarits (6%), par conséquent, elle a diminué le pourcentage des matériaux des fines (4.3%).

Il est clair que, la courbe de modification de diamètre de trou, a montré qu'un diamètre de 102 mm, a donné un pourcentage moyen de fines et gros blocs mais non faible (6.1%).

Donc, il est clairement recommandé de choisir le schéma de tir avec un diamètre de trou de 89mm et le bourrage intermédiaire, du fait que les paramètres de tir proposés sont optimaux pour les blocs hors gabarits ainsi que pour les matériaux des fines (donnant un faible taux) et aussi pour la consommation spécifique.

## VI.6. Paramètres de schéma de tir optimisé

Les paramètres géométriques du schéma de tir et les explosifs utilisés et proposés pour l'amélioration de la blocométrie de la carrière de Djebel BOURKANE, sont illustrés dans le tableau VI.5 suivant :

**Tableau VI. 6.** : Paramètres Maille-Trou et explosif du plan de tir optimisé.

MAILLE		TROU	
Hauteur gradin(m)	13	Diamètre (mm)	89
Rapport E/B	1.2	Inclinaison de trou (°)	10
Banquette max	3.59	Longueur totale	13.97
Banquette corrigée(m)	2.54	Longueur bourrage (m)	5.08
Espacement des trous (m)	3.05	Longueur colonne (m)	5.6
Surface maille (m2)	7.62	Longueur pied (m)	3.30
Banquette selon l'horizontale (m)	2.50	Dont surforation (m)	0.76
Les explosifs utilisé sont TEMEX charge pied et l'Anfomil.			
Consommation spécifique (g/T)	158		
Quantité d'explosif charge pied(kg)	13.12		
Quantité d'explosif charge colonne(kg)	14.32		
Quantité d'explosif par trou (kg)	27.44		

La production mensuelle de la carrière est 68 182 tonnes avec deux tirs par mois, donc le tonnage à produire pour un tir, soit 34091 tonnes.

OP-TIR est utilisé pour déterminer la maille pour un tonnage fixée à 34091 tonnes, avec un nombre de rangées égal à deux, comme il est vérifié par les résultats suivants :

Paramètres de Tir calculés		Tonnage à Maille Fixée	Maille à Tonnage Fixé
Nombre de Rangées		2	
Tonnage MIN Roche		34091	<b>Calculer</b>
Nombre total de Trous		<b>130</b>	Longueur du front (m) <b>195.0</b>
Nombre de Trous par Rangée		<b>65</b>	Enlevure (m) <b>5</b>
Longueur totale à Forer (m)		<b>1816.6</b>	Surface Volée (m2) <b>974.8</b>
Quantité Explosif de Pied (Kg)		<b>1706</b>	Volume en place de Roche abattue (m3) <b>12673</b>
Quantité Explosif de Colonne (Kg)		<b>1861</b>	Volume foisonné (m3) <b>22811</b>
Quantité totale Explosif (Kg)		<b>3567</b>	Tonnage Roche (T) <b>34216</b>

**Figure VI. 18.** : Les paramètres calculés pour une maille à tonnage fixée.

➤ Calcul de la charge instantanée

La charge instantanée, se définit par la quantité d'explosifs qui s'explode en même temps. Le dommage prévisible en cas d'explosion accidentelle, aux personnes et aux biens, sur la base de la réglementation en vigueur et de la classification internationale, sont dus à trois types d'influence :

- La projection de roches ;
- L'effet aérien ;
- L'onde de choc. [10]

1- Pour la protection contre la projection des roches, la charge instantanée est déterminée comme suit :

La distance la plus proche par rapport au front d'extraction, est la station de concassage de la carrière qui est distante de 287.8m.

$$Ri = Ki \times \sqrt[3]{Q}$$

Avec,  $i = 1$  à  $5$  et pour  $i = 5$ , on a :  $K5 = 44$  et  $R5 = 287.8m$ .

Donc :

$$Q = \left(\frac{287.8}{44}\right)^3 = 280Kg$$

En définitif, la charge instantanée théorique d'explosifs qu'il convient de prendre en considération est de 280 kg.

Le nombre des trous qui s'explodent en même temps (ont le même retard) est déterminé par :

$$N_{tro} = \frac{Q_{inst}}{Q_{tot}} = \frac{280}{27.5} = 10$$

Donc la charge instantanée réelle est de :

$$Q_{inst} = N_{tr} \times Q_{tot} = 10 \times 27.5 = 275.$$

En l'Algérie, il y a 13 retards (un D.E.I et 12 D.M.R), qu'ils conviennent à la quantité d'explosif par volée est :

$$Q_v = 275 \times 13 = 3\,575 \text{ kg.}$$

- Nombre de volée le jour de tir :

C'est le rapport de la quantité d'explosifs par tir par quantité d'explosifs d'une volée :

$$N_v = \frac{Q_{tir}}{Q_v} = \frac{3\,567}{3\,575} = 0.997 \approx 1 \text{ volée.}$$

Le nombre de volée par tir est de 01, où la quantité d'explosifs par volée est inférieure à 3 291.6 kg.



## Conclusion

La modélisation des distributions granulométriques du tas abattu, est un processus essentiel, afin de connaître la distribution des tailles de blocs après le tir, qui a une influence sur le rendement de différentes opérations minières et donc sur le cout d'exploitation.

La taille des plus gros blocs pouvant être traités par le concasseur est déterminée en fonction des différents éléments de la mécanisation minière par le fond afin d'assurer un rendement minier élevé.

Dans ce chapitre, on utilise le logiciel OP-TIR, pour l'analyse du tas abattu avec deux tirs pour la prédiction de la distribution granulométrique, représenté par des courbes utilisant la méthode de Kuz-Ram dans le but de produire des blocs adaptés à l'ouverture du concasseur de la carrière qui est de l'ordre de 0.8 mètre.

Les courbes granulométriques, ont montré de gros blocs et des fines avec un pourcentage non négligeable, pour cela, on a proposé deux solutions, la première, consiste à augmenter le diamètre du trou de forage, et la deuxième, à réduire la maille avec le rapport E/B, soit égal à 1.2 avec ou sans bourrage. Après la simulation à l'aide des paramètres proposés, visant la détermination d'un schéma de plan de tir optimisé, réalisable pour la solution de la réduction de la maille avec bourrage intermédiaire, favorisant une distribution granulométrique avec minimum de gros bloc et mois de fines.

---

## **Conclusion générale**

---

L'objectif de ce travail de recherche s'inscrit dans l'amélioration de la blocométrie du tas abattu, résultant de l'abattage des massifs calcaires fissurés, pour assurer la qualité de granulats devant satisfaire la demande des clients.

La conception d'un plan de tir conforme à la nature du terrain fissuré, répondant aux exigences dimensionnelles, nous amène à l'utilisation du logiciel OP-TIR comme outil de la simulation numérique des résultats de tir et la prédiction de la blocométrie par le modèle de Kuz-Ram, qui utilise l'ensemble des paramètres (propriétés de la roche en place, fissuration, explosifs, schéma de tir), pour calculer un fuseau de courbe de distribution de taille granulométrique.

La prédiction de la blocométrie de deux tirs effectués au niveau de la carrière, objet de notre cas d'étude, était la première étape, qui nous a montré des pourcentages non négligeables de gros blocs et de fines.

La deuxième étape, vise à la réalisation d'un plan de tir optimal pour arriver au résultat désiré. A cet effet, on a proposé deux solutions : l'une est d'augmenter le diamètre du trou, et l'autre, propose de diminuer la maille du schéma de tir selon deux cas de figures : avec ou sans bourrage intermédiaire. Le logiciel calcule les paramètres de la maille et du trou de foration par la méthode de LANGEFORS, ensuite, on utilise la méthode de Kuz-Ram pour la prédiction de la blocométrie. Suite à la comparaison entre les résultats des différentes modifications, nous avons conclu que la solution qui nous garantit une meilleure fragmentation (moins de fines et de gros blocs), ainsi que moins de consommation spécifique, est la réduction de la maille avec le bourrage intermédiaire.

En ce qui concerne les **perspectives de ce travail de recherche**, nous pouvons citer :

- L'utilisation d'un plan de tir proposé pour l'amélioration de la blocométrie en relation avec les résultats de tirs de roches abattues.
- L'utilisation d'autres méthodes ou modèles pour la prédiction de la fragmentation, comme le modèle bi-modaux et le modèle Kuznetsov-Cunningham-Ouchterlony (KCO). Aussi, il est recommandé de rechercher et d'utiliser d'autres logiciels beaucoup plus performants pour la détermination de la blocométrie in-situ avec une meilleure précision.

---

# **Bibliographie**

---

- [1] [www.cosider-groupe.dz](http://www.cosider-groupe.dz).
- [2] Rapport géologique Cosider carrière, 2019.
- [3] H. LE BISSONNAIS, « caractérisation du massif », document pédagogique.
- [4] Rapport d'essai N° R/LCM\_B\_257/2020.
- [5] MENACER Kamel, « Influences des discontinuités et de l'emplacement du détonateur sur les résultats de l'abattage des calcaires sur modèle réduit (cas de Chouf-Amar M'SILA) », Mémoire de MAGISTER, UNIVERSITE BADJI MOKHTAR ANNABA, 2011.
- [6] Fleurisson Jean-Alain, « Caractérisation géologique et géomécanique des massifs rocheux pour l'abattage à l'explosif »,
- [7] BOUSSAID Bachir, « Caractéristiques d'un massif rocheux et anomalies de tir », FACULTE DES SCIENCES DE LA NATURE DE LA VIE DES SCIENCES DE LA TERRE ET DE L'UNIVERS, 2015.
- [8] N. CHIBKA, « Exploitation des gisements métallifères », Edition Office des publications universitaires, 1980.
- [9] BEDDIAR Mohammed Ismail, HERAIZ Hocine, « Élaboration d'un plan de tir pour améliorer la qualité de la fragmentation », Mémoire de projet de fin d'études, École Nationale Polytechnique, 2015.
- [10] CHENINA Fahima, « ETUDE TECHNICO-ECONOMIQUE DE L'EXTENSION DU G.M.U DE LA CARRIERE N°29 COSIDER-TIARET », Mémoire de projet de fin d'études, École Nationale Polytechnique, 2018.
- [11] N. KAMULETE MUDIANGA, « Cours d'exploitation des mines à ciel ouvert », cours UNIVERSITE DE LUBUMBASHI FACULTE POLYTECHNIQUE.
- [12] F. LOUNIS, « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha », Mémoire de projet de fin d'études, École Nationale Polytechnique, 2007.
- [13] F. CHELOUCHE, « Ouverture et l'exploitation du gisement de baryte de Draïssa (Wilaya de Bechar) », Mémoire de projet de fin d'études, École Nationale Polytechnique, 2010.

- [14] GHARBI Kouider, « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie Un enjeu capital pour un haut rendement minier », Mémoire de projet de fin d'études, École Nationale Polytechnique, 2007.
- [15] BRACHEMI Malek Salim, DJERIOU Walid, « L'amélioration de la qualité des granulats sur la base d'étude des fractures du gisement de Si-Mustapha », *Mémoire de projet de fin d'études*, École Nationale Polytechnique, 2015.
- [16] Florent DELILLE, « Recherche d'une prédiction de fragmentation charge par charge pour les tirs à ciel ouvert », Thèse de Doctorat, l'École nationale supérieure des mines de Paris, 2012.
- [17] Khelifa Mouaad, Yekhlef Souhib, « Amélioration de la fragmentation de la roche à l'explosif dans les conditions de la carrière des granulats d'Adrar Oufernou », Mémoire de Master, UNIVERSITE ABDERRAHMANE MIRA, 2015.
- [18] O.N.E.X. : Guide technique des explosifs fabriqués et accessoires
- [19] AJOU Mokhtar, « DIMENSIONNEMENT ET OPTIMISATION DE TIRS D'ABATTAGE A L'EXPLOSIF EN GRADINS », MANUEL D'UTILISATION de programme OP-TIR,

---

# **ANNEXE**

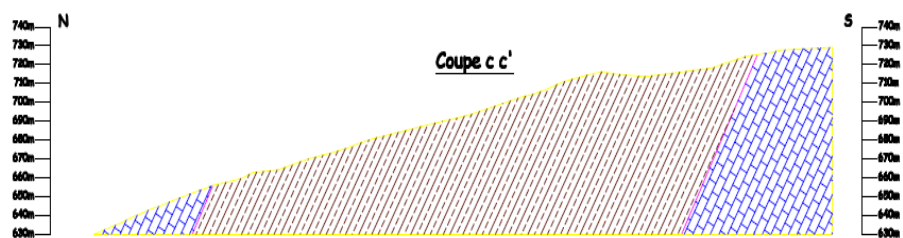
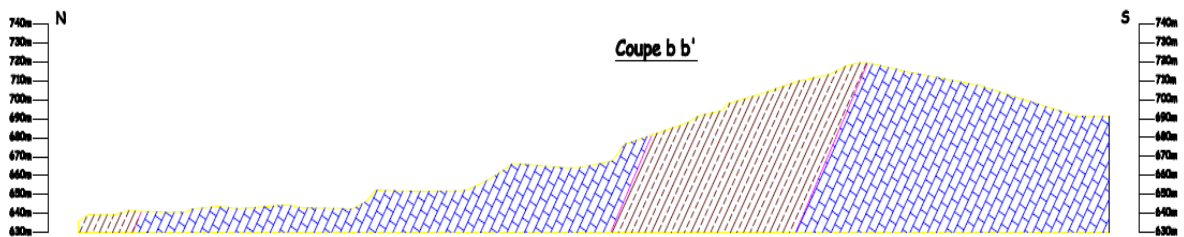
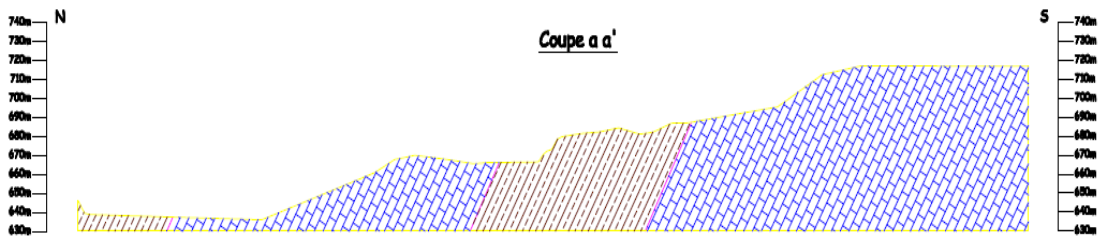
---

## ANNEXE A : LES DIFFERENTES COUPE GEOLOGIQUE UTILISEE POUR LE CALCUL DE RESERVE

COSIDER CARRIERE : GISEMENT DE CALCAIRE DOLOMITIQUE DE DJEBEL BOURKANE, KEDDARA C35

### Coupes géologiques:

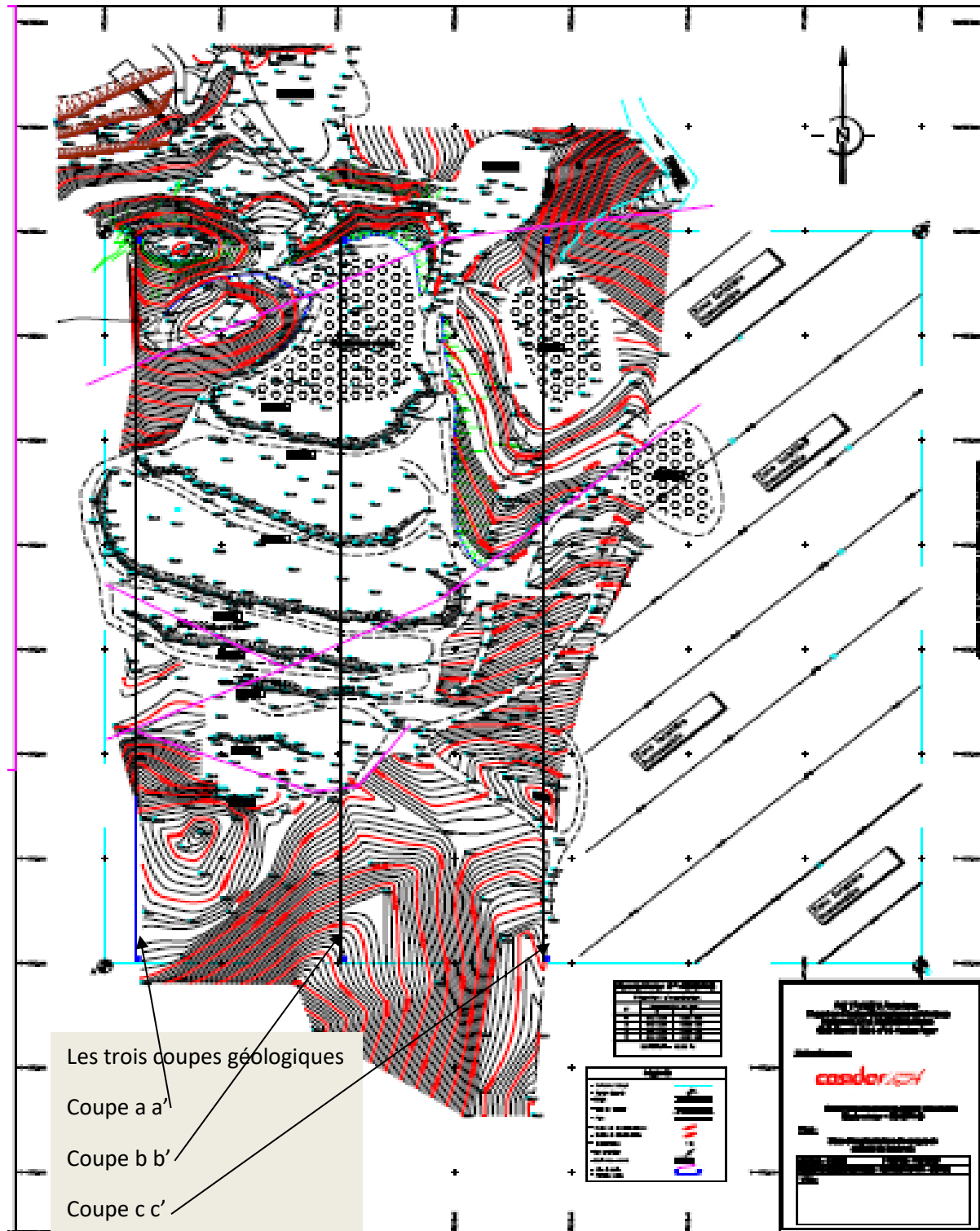
Echelle des coupes: 1/2000



**Légende:**  Calcaire gris foncé  Schiste et marne schisteuse



COSIDER CARRIERE : GISEMENT DE CALCAIRE DOLOMITIQUE DE DJEBEL  
BOURKANE, KEDDARA C35



Plan d'implantation des coupes géologiques.