الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
République Algérienne Démocratique Et Populaire
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique
جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي – تبسة
Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa
معـــــــهد المـــناجم
Institut des Mines
قسم المناجم و الجيوتكنولوجيا
Département Mines Et Géotechnologie

MEMOIRE

Présenté en vue de l'obtention du diplôme de Master

Filière : Génie minier

Option : Exploitation des mines

Analyse des paramètres de fragmentation au niveau de la carrière de l'unité COSIDER CARRIÈRE C43 W-Biskra

Par

ADJROUD Bouchentouf et HADEF Abdelmalek

Devant le jury :

DEBBOUZ Mokhtar	**Président**	**MAA**	**Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa**
NOUIOUA Ismail	**Encadreur**	**Prof**	**Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa**
DERBAL Chemseddine	**Examinateur**	**MCB**	**Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa**

Année universitaire 2024/2025

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
République Algérienne Démocratique et Populaire

Ministère de l'Enseignement Supérieur
et de la Recherche Scientifique
Université Larbi Tebessi – Tébessa
Institut des Mines
Département mines et géotechnologie

وزارة التعليم العالي و البحث العلمي
جامعة العربي التبسي – تبسة
معهد المناجم
قسم المناجم و الجيوتكنولوجيا

Année universitaire : 2024/2025

Tébessa le : 09/06/2025

Lettre de soutenabilité

Noms et prénoms des étudiants :

1 ADJROUD Bouchentouf

2 HADEF Abdelmalek

Niveau : 02éme Année master **Option :** Exploitation des mines

Thème : Analyse des paramètres de fragmentation au niveau de la carrière de L'unité COSIDER CARRIÈRE C43 W-Biskra

Nom et prénom de l'encadreur : Pr NOUIOUA Ismail

Chapitres réalisés	Signature de l'encadreur
Chapitre I: Généralité sur Cosider carrière C43 et techniques d'exploitation	Prof NOUIOUA I
Chapitre II: Le phénomène de la fragmentation des roches	
Chapitre III: Les parametres de fragmentaion des roches	
Chapitre IV: Partie spéciale	

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

مؤسسة التعليم العالي : جامعة العربي التبسي – تبسة

تصريح شرفي
خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

السيد (ة)..حمادي عبد المالك..الصفة : طالب، أستاذ باحث، باحث دائم : ..طالب..

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : ..2024-11-18.. و الصادرة بتاريخ 21.10.855.72
المسجل بمعهد ..المناجم.. قسم..الاستغلال المنجمي..
و المكلف بانجاز أعمال بحث (مذكرة التخرج، مذكرة ماستر، مذكرة ماجستير، أطروحة دكتوراه)، عنوانها :
..Analyse des paramétrés de fragmentation au niveau de la carriére de l'unité COSIDER CARRIÉRE C43 W-Biskra

أصرح بشرفي أني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية و المنهجية و معايير الأخلاقيات المهنية و النزاهة الأكاديمية المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

التاريخ: 10/06/2025

إمضاء المعني (ة)

عن رئيس المجلس الشعبي البلدي
متصرف إقليمي
سعدي نور الدين

10 جوان 2025

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

مؤسسة التعليم العالي : جامعة العربي التبسي – تبسة

تصريح شرفي
خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

السيد (ة)..عجرود بوشنتوف.....الصفة : طالب، أستاذ باحث، باحث دائم : ..طالب.....

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : .....114056287 و الصادرة بتاريخ 2019-03-14...

المسجل بمعهد .....الحقوق..... قسم.....الاستاذ منجمي.....

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

Analyse des paramétres de Fragmentation au niveau de la carrière de l'unité COSIDER CARRIÉRE EC43 W-Biskra

أصرح بشرفي أني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية و المنهجية و معايير الأخلاقيات المهنية و النزاهة الأكاديمية المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

التاريخ: 10/06/2025

إمضاء المعني (ة)

رقم 06
يخضع للتصديق
على صحة التوقيع أعلاه

عن رئيس المجلس الشعبي البلدي وبتفويض منه
متصرف إقليمي رئيس
سعدي نور الدين

10 جوان 2025

Remerciement

Tout d'abord, nous remercions ALLAH Le Tout Miséricordieux, qui nous a donné la force et le courage pour réaliser ce travail.

Nos vifs remerciements vont à notre encadreur, M. NOUIOUA Ismail, pour ses conseils, son aide précieuse, et pour avoir mis à notre disposition tous les nécessaires à la réalisation de ce mémoire.

Nous exprimons également notre gratitude aux membres du jury : M. DEBBOUZ Mokhter, pour le grand honneur qu'il nous fait en présidant le jury de notre soutenance, ainsi que M. DERBAL Chemseddine, pour l'honneur qu'il nous fait en acceptant d'évaluer notre travail.

Nos sincères remerciements vont aussi à toute l'équipe de la carrière COSIDER CARRIÈRE C43 pour leur accueil chaleureux, leur esprit d'équipe, et en particulier à M. BAGHDADI Ibrahim Khalil pour son accompagnement et son encadrement tout au long de notre stage pratique.

Enfin, nous tenons à remercier toutes les personnes qui nous ont soutenus et conseillés lors de la rédaction de ce mémoire : notre famille, nos amis et nos camarades de promotion.

Merci à vous tous

Dédicace

Je dédie ce mémoire :

A mes chers parents ma mère et mon père,

pour leurs patience, leurs amour, leur

soutien et leur encouragement.

A mon grand-mère et grands-pères.

*A mes sœurs et leur ménesse (*Izdihar, Amira , Loudjain*)*

A mon petit frère Mouatssem billah

A mes amies et mes camarades

A tous mes oncles et tantes

Sans oublier tous professeurs que ce

soit du primaire, du moyen, du

secondaire ou de

L'enseignement supérieur



HADEF ABD EL MALEK

Résumé

الملخص:

في هذا العمل، نقدم دراســـة حول التفتت الصـــخري (التحطيم) على مســـتوى مقلع COSIDER CARRIÈRE C43، حيث تركز هذه الدراســـة على تحليل لمعاملات التفجير مع أخذ بعين الاعتبار وجود عدد كبير من الكتل الصـــخرية الكبيرة في الأكوام الصـــخرية المفجرة، والتي تتجاوز الحد المقبول من حيث التدرج الحجمي، مما يؤثر سلبًا على العمليات المنجمية اللاحقة، مثل الشحن والنقل والتكسير.

وقد حاولنا من خلال هذا العمل فهم ظاهرة التفتت والعوامل المؤثرة فيها، من أجل تشـــخيص وتحديد الأسـباب الحقيقية وراء هذه المشـكلة بدقة. وبناءً على ذلك، نقترح حلولاً تحسـين قابلة للتنفيذ تقنيًا، مجدية اقتصاديًا، وتحترم في الوقت نفسه متطلبات السلامة والقيود البيئية الخاصة بنشاط الاستغلال المنجمي.

Résumé :

Dans ce travail, nous présentons une étude de la fragmentation au niveau de la carrière de COSIDER CARRIERE C43, cette étude est focalisée sur l'analyse des paramètres de fragmentation en tenant compte de présence énormément de blocs de grande taille dans les tas abattus, dépassant le seuil granulométrique acceptable et affectant de manière négative sur les des opérations minières ultérieur, notamment le chargement, le transport et le concassage.

Dont nous avons essayé de comprendre le phénomène de fragmentation et ses acteurs et les facteurs qui l'influencent, afin de diagnostiquer et d'identifier avec précision les causes réelles à l'origine de ce problème. Nous proposons des solutions d'optimisation à la fois techniquement réalisables, économiquement viables, et respectueuses des exigences de sécurité et des contraintes environnementales propres à l'exploitation.

Abstract:

In this work, we present a study on rock fragmentation at the COSIDER CARRIÈRE C43 quarry. The study focuses on analyzing fragmentation parameters, taking into account the significant presence of oversized boulders in the blasted rock piles. These boulders exceed the acceptable granulometric threshold and negatively impact subsequent mining operations, particularly loading, hauling, and crushing.

We aimed to understand the fragmentation phenomenon, its mechanisms, and the factors influencing it, in order to accurately diagnose and identify the root causes of this issue. Based on our findings, we propose optimization solutions that are technically feasible, economically viable, and compliant with safety requirements and the environmental constraints specific to the quarrying operation.

Sommaire

Sommaire :

Introduction Générale	**01**
Chapitre I Généralité sur la carrière de Cosider et techniquesd'exploitation	
I.1. Généralité sur la carrière de Cosider	**02**
I.1.1. Présentation et historique de la carrière	**02**
I.1.2. Situation géographique	**02**
I.1.3. Aperçu géologique et hydrogéologique	**04**
I.1.3.1. Litho stratigraphie	**04**
I.1.3.2. Cadre structurale	**05**
I.1.3.3. Description de gisement	**05**
I.1.3.3.1. Caractéristiques générales et structure	**05**
I.1.3.3.2. Caractéristiques et propriétés physico-mécanique	**06**
I.1.3.3.4. Durée de vie de la carrière	**08**
I.1.3.3.3. Caractéristiques quantitatives	**07**
I.1.3.4. Hydrogéologie	**08**
I.1.3.5. Climatologie	**09**
I.2.Techniques d'exploitation	**11**
I.2.1. Mode d'ouverture	**11**
Introduction	**11**
I.2.1.1. Le choix du mode d'ouverture	**11**
1.2.1.2. Ouverture de gisement Djebel Melaga	**11**
I.2.1. Méthode d'exploitation	**12**
I.2.1.1. Généralité	**12**
I.2.1.2. Choix de la méthode d'exploitation	**12**
I.2.1.3. Les paramètres des éléments de la méthode d'exploitation	**12**
I.2.3. Travaux de chargement et transport	**13**
I.2.3.1. Chargement	**13**
I.2.3.2. Transport	**16**
I.2.3.2. 1 Le choix des Engins de transport	**16**
Chapitre II Les phénomènes de la fragmentation des roches	
II .1. Généralité	**17**
II .2. Définition de la fragmentation des roches	**17**
II .3. La fragmentation mécanique :	**18**
II .3.1. Principe de la fragmentation mécanique	**18**
II .3.2. Mécanismes physiques impliqués	**18**
II .3.3. Technologies utilisées	**19**
II .3.4. Conditions de leur utilisation dans les mines et carrières	**19**
II .3.5. Application dans les carrières de calcaire	**20**
II .4. La fragmentation à l'explosif	**20**
II .4. 1.Principe de la fragmentation à l'explosif	**20**
II .4.2. Eléments théoriques sur l'opération d'abattage	**21**
II .4.2.1. Mécanisme de l'explosion	**21**
II .4.2.2. Dimensionnement d'un schéma de tir	**22**

II .4.3. Composition et type d'explosifs	**23**
II .4.3.1. Constituants des explosifs	**23**
II .4.3.2. Types d'explosifs	**24**
II .4.3.3. Caractéristiques pratiques des explosifs et critères de choix	**25**
II .4.3.3.1. Densité	**25**
II .4.3.3.2. Diamètre critique de détonation	**25**
II .4.3.3.3. Sensibilité à l'amorçage	**25**
II .4.3.3.4. Sensibilité à l'onde explosive	**26**
II .4.3.3.5. Résistance aux sollicitations climatiques	**26**
II .4.3.3.6. Performances des explosifs	**26**
II .4.4. Les produits explosifs de l'ONEX :	**29**
II .4.4.1. Types des produits explosifs de l'ONEX	**29**
II .4.4.2. Caractéristiques des produits explosifs de l'ONEX	**29**
Conclusion	**31**
Chapitre III Les parametres de fragmentaion des roches	
Introduction	**32**
III .1Evaluation des résultats des tirs	**32**
III .1.1Evaluation granulométrique du tas abattu	**32**
III .1.2. Evaluation qualitative et quantitative	**33**
III .2. Caractérisation de la bloc métrie	**34**
III .2.1. Dimension maximale des blocs abattus	**34**
III .2.2. Taille moyenne des blocs	**35**
III .2.3. Détermination du fuseau granulaire	**35**
III .2.4. Facteur d'uniformité (n)	**36**
III .2.5. Le taux de fines	**36**
III .2.6. Indices de fragmentation (P50, P80, P90)	**37**
III .2.7. Coefficient de forme des fragments	**37**
III .3. Les facteurs influences la fragmentation	**37**
Introduction	**37**
III .3.1. Le massif rocheux	**38**
III .3.1.1. La matrice rocheuse	**38**
III .3.1.1.1. Propriétés pétro-physiques	**38**
III .3.1.1.2. Caractéristiques mécaniques	**41**
III .3.1.1.3. Propriétés structurales	**43**
III .3.1.1.4. Comportement de la roche (Résistances et propriétés)	**44**
III .3.1.1.4.1. Module de Young (E)	**45**
III .3.1.1.4.2. Coefficient de Poisson (v)	**45**
III. 3.1.1.4.3. Coefficient de poussée (K)	**45**
III .3.1.1.4.4. Coefficient de foisonnement dynamique (Kfd)	**46**
III .3.1.1.4.5. Compression triaxiale	**46**

III .3.1.2. Discontinuités structurales	**46**
III .3.2. Conditions climatiques (rôle de l'eau sur le processus d'abattage)	**47**
III. 3.2.1. Rôle de l'eau comme élément de couplage de l'explosif au massif rocheux	**47**
III .3.2.2. Rôle de l'eau comme agent de bourrage	**47**
III.3.2.3. Rôle de l'eau contenue dans le massif rocheux dans la transmission des vibrations	**47**
III .3.2.4. Rôle de l'eau dans la résistance du massif rocheux	**47**
III .3.3. Effet général des ondes de choc dans le massif rocheux	**47**
III 3.3.1. Zone de broyage	**47**
III. 3.3.2. Zone de fissuration radiale	**48**
III .3 .2. Consommation spécifique d'explosif	**49**
III .3.2.1. Régularité de distribution de l'explosif	**50**
III .3.2.2. Inclinaison des trous	**50**
III .3.2.3. Tir à microretard	**52**
III.3.2.4. Construction des charges	**52**
III.3.2.5. Diamètre de foration	**53**
III.3.2.6. Géométrie du plan de tir	**54**
Conclusion	**56**
Chapitre IV partie spéciale	
Introduction	**57**
IV .1. ETAPE D'ANALYSE ET DIAGNOSTIC	**57**
IV .1.1. Méthodologie d'analyses et évaluations	**57**
IV .1.1.1. Description des méthodes et outils utilises de mesure de la granulométrie	**57**
IV .1.1.1.1. Généralité	**57**
IV .1.1.1.2. Les différentes méthodes d'analyse	**58**
IV .1.1.1.2.1. Le tamisage manuel	**58**
IV .1.1.1.2.2. La mesure en nombr	**58**
IV. 1.1.1.2.3. La mesure à la ficelle	**60**
IV .1.1.1.2.4. La mesure par l'analyse d'image	**61**
IV .1.1.1.2.5. Prédiction de la blocomètrie	**61**
IV.1.1.2. Etude de cas	**63**
IV .1.1.2.1. Mode de fragmentation utilisé au niveau de la carrière de Cosider Carrière C43-biskra	**63**
IV .1.1.2.2. Exigences (critères) technologiques des travaux de tir	**63**
IV .1.1.2.3. Analyse technique d'objectif de fragmentation	**64**

IV.1.1.2.4. Analyse prédictive de la granulométrie du tas avant le tir	**65**
IV.1.1.2.5. Analyse prédictive de paramètres de plan de tir	**65**
IV.1.1.2.5.1. La forabilité et la tirabilité	**65**
IV .1.1.2.5.2. Calcul de la consommation spécifique de l'explosif	**68**
IV .1.1.2.5.3. Calcul de paramètres géométriques de plan de tir	**70**
IV .1.1.2.5.4. La répartition de la charge dans un trou de mine	**70**
IV .1.1.2.5.5. Analyse prédictive de résultat de tir à l'aide de KUZ-RAM	**73**
IV .1.1.2.6. Analyse prédictive des conditions géologiques	**74**
IV .1.1.2.6.1. Influence des discontinuités sur l'efficacité du tir	**74**
IV .1.1.2.6.2. Analyse d'image de résultat de tir à l'aide de logiciel WIPFRAG	**78**
IV .1.2. Interprétation des résultats et diagnostic critique des cause	**79**
IV .1.2.1. Les courbes de résultats de tirs	**79**
IV .1.2.2. Lecture d'écart entre les résultats ciblés et les résultats obtenus	**80**
IV 2. ETAPE DE PROPOSITION DES SOLUTIONS D'OPTIMISATION	**81**
IV .2.1. Première proposition P1	**81**
IV .2.1.1. Impact d'énergie de choc (type d'explosif)	**81**
IV .2.1.2. Le plan de tir proposé (plan de tir ; phase 02 volée 01)	**82**
IV .2.1.2.1. Calcul de paramètres géométriques de plan de tir	**82**
IV .2.1.2.2. La répartition de la charge dans un trou de mine	**82**
IV .2.1.3. Analyse de résultat de tir 02 (phase 02) volée (01)	**84**
IV .2.2. Deuxième proposition P2	**87**
IV. 2.2.1. Le plan de tir proposé (plan de tir ; phase 02 volée 02)	**88**
V .2.2.2. Analyse de résultat de tir 02 (phase 02) volée (02)	**89**
Conclusion	**92**
Conclusion Générale	**93**

Liste des tableaux :

N°	Nome De tableau de chapitre I	Page
TABLE I.1	Les coordonnées UTM du périmètre d'exploitation.	**03**
TABLE I.2	CLIMATIQUE BISKRA	**10**
TABLE I.3	Les paramètres des éléments de la plateforme de travail	**14**
N°	**Nome De tableau de chapitre II**	**Page**
Tableau II.1	Type de contrainte appliquée	**18**
Tableau II.2	Équipements utilisés	**19**
Tableau II.3	Densité des produits d'explosifs de l'Onex En (g/cm3).	**29**
Tableau II.4	Vitesse de détonation	**30**
Tableau II.5	Comparaison entre l'énergie de choc et l'énergie de gaz.	**30**
N°	**Nome De tableau de chapitre III**	**Page**
Tableau III.1	Catégories de fissuration des roches	**49**
Tableau III.1	Consommations spécifiques d'explosifs	**50**
Tableau III.1	Inclinaisons des trous en degrés	**51**
N°	**Nome De tableau de chapitre IV**	**Page**
Tableau IV.1	Définition du mode de forage en fonction de la résistance au forabilié.	**66**
Tableau IV.2	La classification de la tirabilité des roches, selon RJVESKY	**67**
Tableau IV.3	Comparaison entre les paramètres de tir calculés et les paramètres de plan de tir Cosider C43	**72**
Tableau IV.4	Indice géologique en fonction angle α(°)	**77**

Liste des figures :

N°	Nome De Figure de chapitre I	Page
Figure I.1	Carte administrative de Biskra	**03**
Figure I.2	Situation géographique de la carrière Cosider djebel Melaga	**04**
Figure I.3	Structure des bancs inclinées (Cosider carrières C43 Biskra 2025)	**06**
Figure I.4	Pelle hydraulique (HIDROMEK)	**15**
Figure I.5	Pelle hydraulique (HYUNDAI)	**15**
Figure I.6	Chargement d'un camion pour le transfert des granulats ; cliché personnelle	**16**
N°	**Nome De Figure de chapitre II**	**Page**
Figure II.1	Machine surface miner	**18**
Figure II.2	Engin brise roche débitage secondaire de bloc (Cosider carrière C43)	**19**
Figure II.3	Fragmentation à l'explosifs (google)	**20**
Figure II.4	Fragmentation à l'explosif2 (google)	**21**
Figure II.5	Dimensionnement d'un schéma de tir	**23**
N°	**Nome De Figure de chapitre III**	**Page**
Figure III .1	Différentes conditions de fracturation (Cosider carrière C43, 2025)	**43**
Figure III .2	Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en coupe (wild,1984 [166]).	**43**
Figure III .3	Deux mailles de foration différentes confrontées à un même réseau de discontinuités.	**44**
Figure III .4	Essai de la contrainte de poussée	**45**
Figure III .5	Développement de la fissuration et de la fracturation, (phase 1 à 4)	**48**
Figure III .6	Diamètres des morceaux en fonction de degrés d'inclinaisons des trous	**51**
Figure III .7	Construction de charge	**53**
Figure III .8	Diamètres des trous et fragmentation dans les roches fissurées	**54**
Figure III .9	Principaux types de mailles utilisées pour les tirs en ciel ouvert	**55**
Figure III .10	Effet de rapport a/b et la disposition sur la distance maximale de tout point de tout trou	**55**
N°	**Nome De Figure de chapitre IV**	**Page**
Figure IV .1	Organigramme de méthodes d'analyse de fragmentation	**58**
Figure IV .2	Méthode de mesure en nombre (Hartmann)	**59**
Figure IV .3	Méthode de mesure à la ficelle	**60**
Figure IV .4	Etapes de l'analyse de la fragmentation	**62**
Figure IV .5	cosider Carriere c43 2025	**67**
Figure IV .6	Schéma de chargement d'un trou avec samex et marmanit	**73**
Figure IV .7	Résultat de tir ciblé KUZ-RAM	**74**
Figure IV .8	Le front de taille reprend naturellement (Cosider C43 2025)	**75**
Figure IV .9	Bancs inclinés 45 °	**76**
Figure IV .10	résultat de tir (01) tir témoin	**78**
Figure IV .11	Traitement d'image de tir 01 _ WIPFRAG	**78**
Figure IV .12	Analyse de tir 01 WIPFRAG	**84**
Figure IV .13	Comparaison entre résultat ciblé et résultat de tir 01	**79**
Figure IV .14	Ecole des Mines de DOUAI. Ceficem	**82**
Figure IV .15	Schéma de chargement d'un trou avec samex et marmanit	**84**
Figure IV .16	zone de tir et résultat de tir (02) volée (01)	**85**

Liste des figures

Figure IV .17	Résultat de tir (02) volée (01)	**85**
Figure IV .18	Traitement d'image de tir 02 volée 01 _ WIPFRAG	**86**
Figure IV .19	Analyse de tir 02 volée 01 _ WIPFRAG	**86**
Figure IV .20	Comparaison entre résultat ciblé et résultat de tir 02 volée 01	**87**
Figure IV .21	zone de tir (02) volée (02) ;Cosider carrière c43 (2025**)**	**88**
Figure IV .22	Traitement d'image de tir 02 volée 02 _ WIPFRAG	**89**
Figure IV .23	Analyse de tir 02 volée 02 _ WIPFRAG	**90**
Figure IV .24	Comparaison entre résultat ciblé et résultat de tir 02 volée 02	**90**
Figure IV .25	Diagrammatic representations of (a) shooting with dip, (b) shooting against the dip, and (c) shooting along strike (Burkle, 1979).	**91**
Figure IV .26	zones des tirs sur le plan topographique	**91**

Introduction Générale

Introduction Générale

Dans les industries minières et extractives, l'abattage des roches (la fragmentation) est une étape déterminante qui influence directement la rentabilité des opérations, la sécurité des travailleurs et l'impact environnemental. La fragmentation des roches par explosifs conditionne l'ensemble du processus d'exploitation en affectant les coûts liés au concassage, au broyage, au transport et à la manutention des matériaux extraits. Une fragmentation mal maîtrisée peut entraîner des surcoûts considérables, dus à une consommation excessive d'énergie, une usure prématurée des équipements et une baisse de productivité. À l'inverse, une fragmentation optimisée permet d'améliorer l'efficacité opérationnelle et la compétitivité du site d'exploitation.

L'optimisation des paramètres de fragmentation est donc un levier clé pour réduire les coûts, garantir la sécurité et limiter l'impact environnemental. Une fragmentation bien maîtrisée permet d'adapter la taille des fragments pour minimiser les besoins en concassage secondaire, réduisant ainsi la consommation énergétique et les coûts de traitement. De plus, une bonne répartition des charges explosives permet de limiter les projections dangereuses, les vibrations sismiques et la formation excessive de fines particules, contribuant ainsi à une meilleure sécurité des travailleurs et des infrastructures environnantes.

Dans cette optique, l'analyse des paramètres de fragmentation joue un rôle fondamental dans l'optimisation économique, sécuritaire et environnementale des tirs d'abattage. Elle permet d'évaluer avec précision les propriétés mécaniques et géologiques du massif rocheux (résistance, fissuration, structure) afin d'ajuster les charges explosives, les schémas de forage et les techniques de tir. Une approche rigoureuse permet ainsi d'améliorer l'efficacité énergétique, de prolonger la durée de vie des équipements, de réduire les interruptions de production et de garantir des opérations plus sûres pour les travailleurs.

L'enjeu est d'autant plus important que les exploitants miniers doivent faire face à des contraintes économiques, sécuritaires et environnementales de plus en plus strictes. Une mauvaise fragmentation peut non seulement augmenter les coûts d'exploitation et la consommation de ressources, mais aussi engendrer des risques accrus pour la sécurité du personnel, notamment par des projections incontrôlées et des instabilités de terrain. À l'inverse, une fragmentation optimisée réduit ces risques en assurant une meilleure maîtrise des tirs et une répartition homogène des forces explosives.

Ainsi, l'analyse et l'optimisation des paramètres de fragmentation constituent des leviers essentiels pour garantir une exploitation minière rentable, sécurisée et durable. Une gestion efficace des tirs de mine permet non seulement de réduire les coûts d'exploitation et d'améliorer la productivité, mais aussi de renforcer la sécurité des travailleurs et de limiter l'empreinte environnementale des opérations minières.

Chapitre I :

Généralité sur la carrière de Cosider
Et techniques d'exploitation

I.1. Généralité sur la carrière de Cosider

I.1.1. Présentation et historique de la carrière :

Groupe Cosider est un groupe public algérien de construction et travaux publics. Le groupe construit des bâtiments, des grands ouvrages et des infrastructures de transport.

Cosider est créée en 1979 en tant que société mixte entre la société nationale de sidérurgie (SNS) et l'entreprise danoise Christiani & Nielsen

- En 1982, la SNS rachète les parts de Christiani & Nielsen.
- En 1984, dans le cadre de la restructuration des entreprises publiques, elle est placée sous tutelle du ministère des industries lourdes.
- En 1989, au moment des réformes économiques, elle devient une société par actions (SPA).
- En 1998, la Banque extérieure d'Algérie (BEA) rachète 55 % des actions du groupe
- En 2010, le capital social de l'entreprise qui était détenu par la Société de gestion des participations de l'État "INJAB" et la banque extérieure d'Algérie, a été transféré à 100 % au fonds national d'investissement
- En 2020, le groupe est classé 3e des groupes de BTPH sur le continent African.

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 745 500 000 DA.

Elle intervient dans le domaine de la production et la commercialisation des granulats provenant de gisements massifs ou de concessions d'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)
- TV C (0/100, à 0/400)
- Enrochements (0.5 T à 6T)

Utilisés principalement dans les domaines suivants :

- Routes
- Bâtiments
- Bétons hydrauliques
- Travaux ferroviaires

I.1.2. Situation géographique :

La wilaya de Biskra constitue un trait d'union phare entre le nord, le sud, et l'ouest du fait de sa situation de cote sud-est de l'Algérie.

La wilaya est située au sud - est de I 'Algérie aux portes du Sahara. Avec une altitude de 112 m au niveau de la mer. Ce qui fait d'elle une des villes les plus basses d'Algérie.

Le Chef-lieu de la wilaya est située à 400 km au Sud-est de la capitale, Alger.

La wilaya s'étend sur une superficie de 27671km².

La wilaya de Biskra est délimitée :

- La wilaya de Batna au Nord,
- La wilaya de Khenechla à l'Est,
- La wilaya d'El Oued au Sud,

- La wilaya de M'Sila et la wilaya de Djelfa à l'Ouest

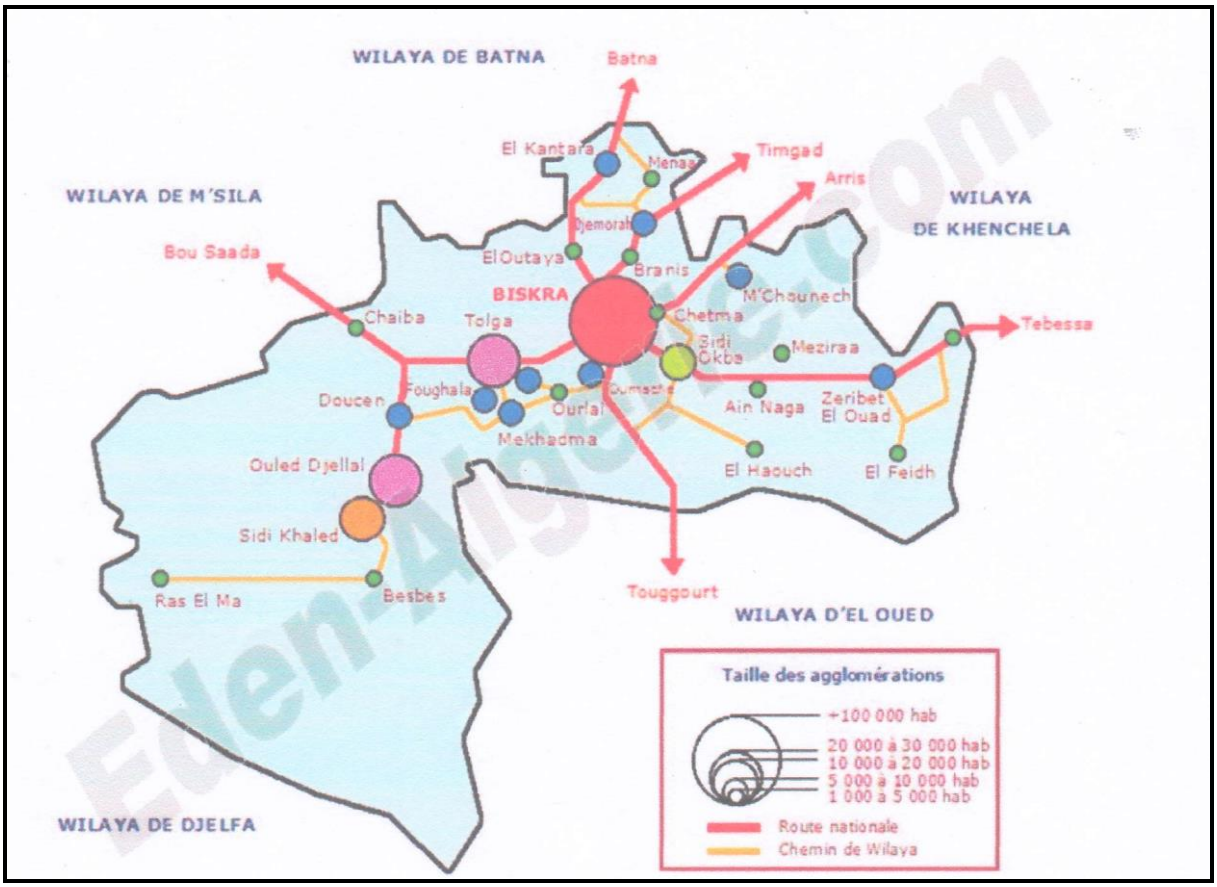


Figure I.1 : carte administrative de Biskra

Le site Djebel Melaga, est situé dans le territoire de la commune de Branis,Wilaya de Biskra

Les coordonnes UTM de ses points-limites sont telles présentées sur le tableau

Tableau I.01 : Les coordonnées UTM du périmètre d'exploitation.

Points	COORDONNEES	
	X	Y
1	748 000	3 867 100
2	748 300	3 867 100
3	748 300	3 866 900
4	748 000	3 866 900

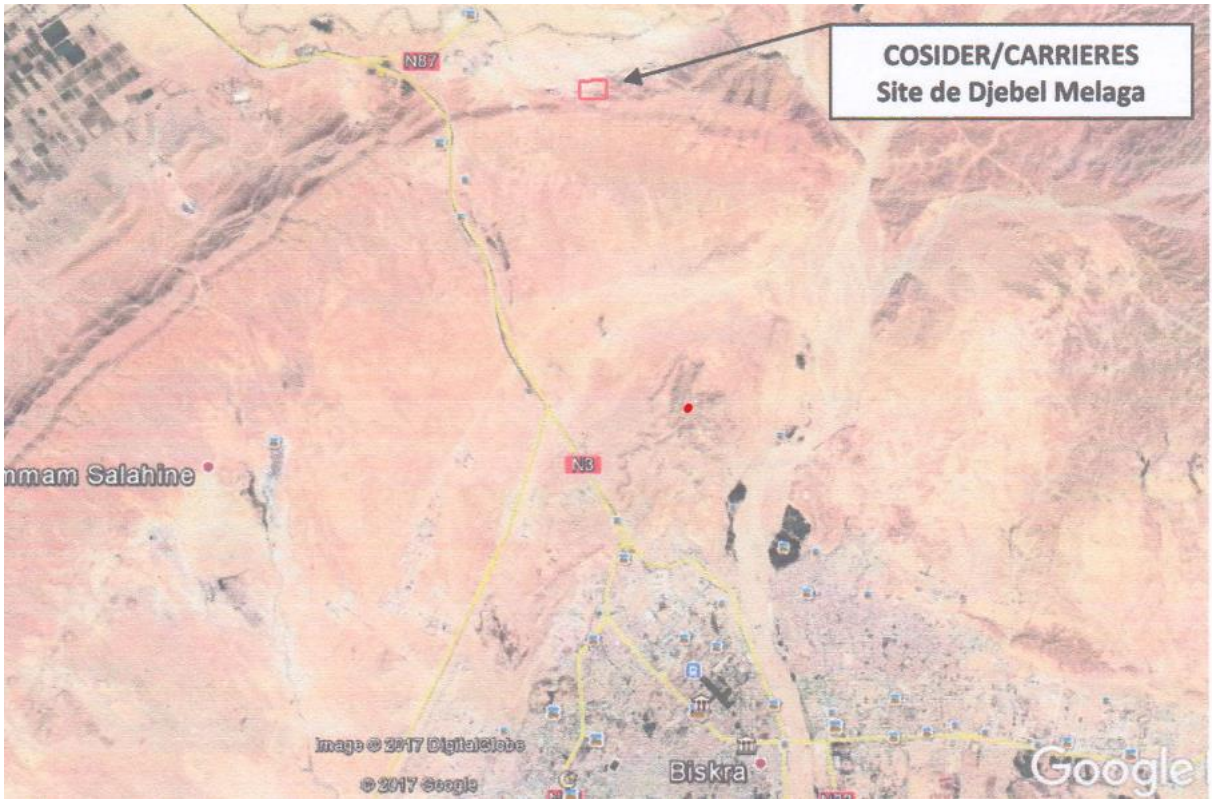


Figure I.2 : Situation géographique de la carrière Cosider djebel Melaga

I.1.3. Aperçu géologique et hydrogéologique :

I.1.3.1. Litho stratigraphie :

La Carrière Djebel Melaga occupe le flanc nord de Djebel Melaga, représentée par sa structure escarpée, avec des formations allongées nord nord-est sud sud-ouest, inclinées de 45°vers le nord-ouest, formée de bancs de calcaires cristallins, compacts massifs attribués au Crétacé supérieur (Campanien Maestrichtien).

lls ce présentent en bancs métriques à décimétriques, allongés en direction Nord -Est, parfois Est Ouest Le pendage des couches est de 45'vers le Nord-Nord-Ouest (NNW).ces calcaires sont blancs rouille en patine, blancs en cassure.

L'effet de la stratification, direction de dépôt limite de bancs et le réseau de fractures secondaire a permis le découpage de la roche en en blocs similaires.

Entre les bancs de calcaire dolomitique, s'intercalent des couches de marne argileuses de puissance entre 0.5 à 0.8m, de couleur verdâtre et grise.

Considérée comme roche inutile, elle participe dans l'augmentation de stérile pendant l'exploitation.

I.1.3.2. Cadre structurale :

La partie Nord de la région de Biskra se situe entièrement dans le domaine atlasique. Elle montre le passage des structures de l'Aurès à celle de la région de M'Doukel Biskra.

En effet, il est aisé de constater la disparition des plis amples et réguliers de l'Aurès tronqué au niveau d'une importante zone de fracture d'orientation générale NW-SE.

Les structures Auresiènnes occupent l'essentielle du territoire Nord de Biskra. du Nord-ouest vers le Sud-est, on rencontre ainsi successivement :

- Le flanc méridional de l'anticlinal du Djebel M'lili, qui dessine ici une amorce de plis coffrés.
- Le synclinal d'El Kantara.
- L'Anticlinal du Draa ElZemla.
- Le repli synclinal de Beni Ferah Oued Tahrit.
- Le synclinal très pincé qui s'interrompt au voisinage de Gueddila et se poursuit vers le Nord Est en direction de Bouzia.
- L'amorce de periclinal très téctonisé de l'anticlinal du Djebel El Azreg.

Quelques plis s'observent également ailleurs, ils correspondent au péri anticlinal du Djebel Mekrizane, au Nord duquel se développe le synclinal du Djebel El Guetoul et enfin le synclinal néogène de l'Oued Djemmoura dont le flanc méridional est localement renversé ou tronqué.

De nombreuses failles découpent les zones méridionales de la région et Djebel M'lili. Les plus importantes s'orientent selon les directions NW-SE, certains accidents ayant joués à plusieurs reprises et de façon variable.

Le Djebel El Melah d'El Outaya comme celui de M'lili correspondent à des extrusions de type pseudo-diapirique localiser dans la zone de convergence de plusieurs accidents importants.

I.1.3.3. Description de gisement :

I.1.3.3.1. Caractéristiques générales et structure :

Les réserves géologiques du gisement de calcaire Djebel Melaga, situé dans la commune de Branis, Daïra de Djemorah. Wilaya de Biskra.

La Carrière Djebel Melaga occupe le flanc nord de Djebel Melaga, représentée par sa structure inclinée de 45° vers le nord, formée de bancs de calcaire cristallin, intercalés par des bancs de marne et argile.

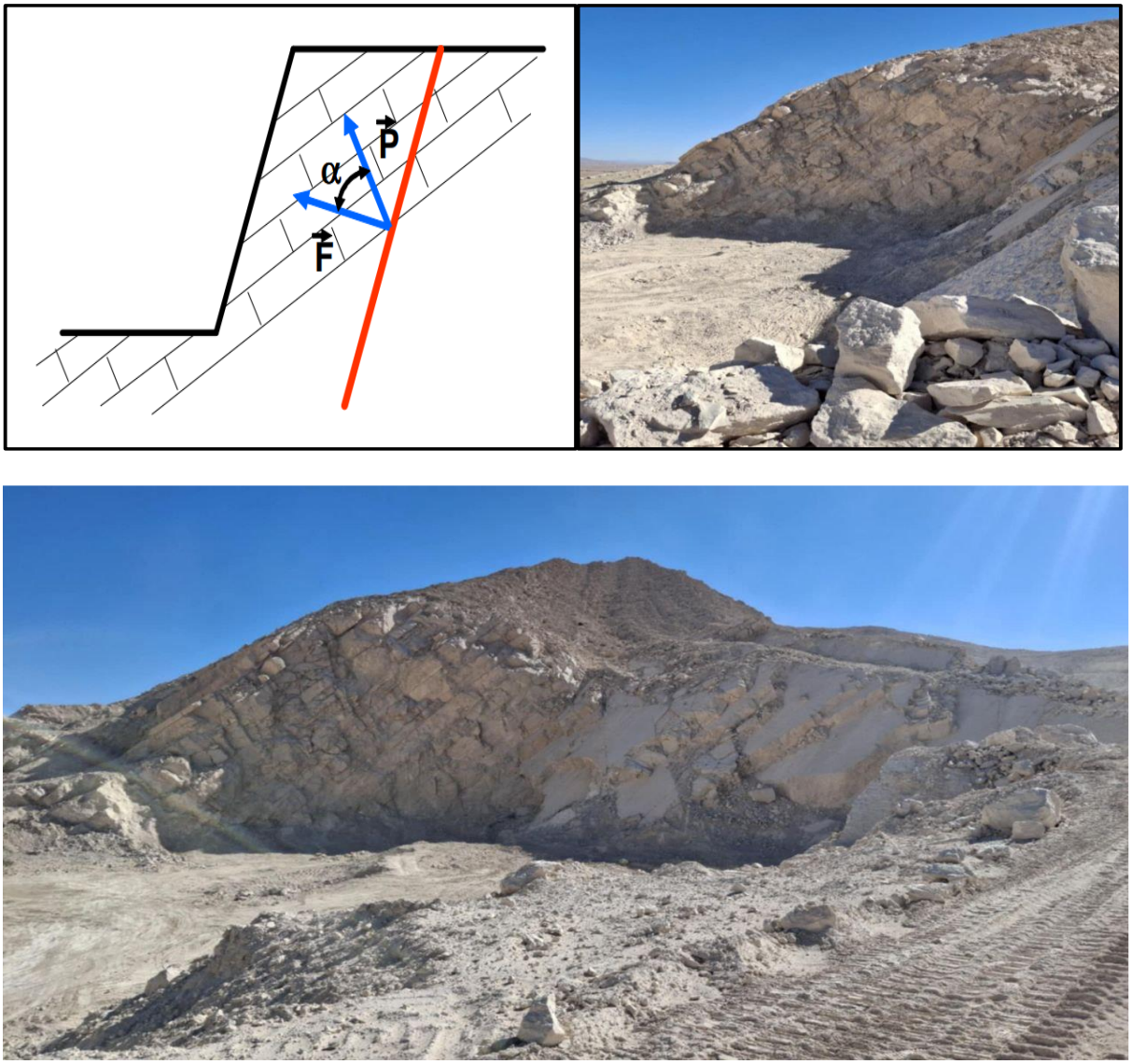


Figure I. 3 : structure des bancs inclinées (Cosider carrières C43 Biskra 2025)

I.1.3.3.2. Caractéristiques et propriétés physico-mécanique :

- Origine de la roche : calcaire naturel
- Nature de la roche : massive
- Mode de préparation : concassage, broyage, criblage
- Masse volumique : 2,6 t/m 3
- Absorption d'eau : 0,89%
- Porosité :3,37%
- Los Angeles (AN) : 25,3 % ± 4%
- Micro Deval humide (MDE) : 12,6% ± 3,0 %
- Résistance à la compression : 310 kg /cm2.

I.1.3.3.3. Caractéristiques quantitatives :

Les réserves géologiques dans les limites du périmètre d'exploitation sont calculées et évaluées sur trois blocs, du niveau 170 jusqu'au niveau 230m.
Considérant que le niveau bas d'exploitation est à la côte 170m.

La méthode de calcul utilisée est celle des coupes parallèles (Voir coupes géologiques). [1]
Les formules de calcul appliquées sont les suivantes :

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

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 :

$$V=\frac{(S1+S2+V.S1.S1+S2)}{3}\times D \qquad (2)$$

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

N° des coupes	Surface 1(m2)	Surface 2(m2)	Distance(m)	Formule de calcul	Volume (m3)
Coupe aa'bb'	**7709**	**4113**	**100**	**(2)**	**581764**
Coupe bb'cc'	**4113**	**5580**	**100**	**(1)**	**484650**
Coupe cc'dd'	**5580**	**9709**	**100**	**(2)**	**754982**
TOTAL					**1821395**

Le volume des réserves géologiques en place est de 1821395m^3/ 4735628 T.

- Les réserves exploitables sont toujours inferieur aux réserves géologiques, elles représentent au maximum 80% de ces dernières.
- Les réserves exploitables sont estimées à 80% des réserves géologiques, vue la nature du terrain et sa morphologie.

N" des coupes	Réserves géologiques (M^3)	Réserves Exploitables (M^3)	Réserves Exploitable (T)
Coupe aa'bb'	581764	465411	1210068
Coupe bb'cc'	484650	387720	1008072
Coupe cc'dd'	754982	603985	1570362
TOTAL	**1821395**	**1457116**	**3788502**

I.1.3.3.4. Durée de vie de la carrière :

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 : **01 poste**
Nombre d'heures de travail fictif par jour : **08 heures**

Capacité de production :

La capacité théorique de la station de concassage est de 120T/h, soient 274 560 T/an, tenant compte du coefficient d'utilisation des équipements de production et de la station de concassage qui est estimé à 85%,la production réele sera de : 233 376T/an, soit (134 640m3/an, foisonné).

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

$$Dv=Re/Pa$$

$$Dv= 3\ 788\ 502T\ /233\ 376$$

Dv= 16.23 ans.

I.1.3.4. Hydrogéologie :

Les eaux souterraines constituent la principale ressource hydraulique dans la wilaya, Elles proviennent de 04 nappes :

1) Nappe phréatique du quaternaire : Située dans les accumulations alluvionnaires, elle a une profondeur de 60 à 100 m et une capacité de 100Hm³. Ses eaux sont de mauvaise qualité, salées ou très salées, et impropres à la consommation humaine ou à l'irrigation, bien qu'elles soient exploitées pour l'irrigation.

2) Nappe des sables : Formée de dépôts continentaux récents, elle a une profondeur de 100 à 300 m et une capacité de 200 Hm³. Ses eaux sont également salées et inutilisables pour la consommation ou l'irrigation, mais elles sont largement exploitées.

3) Nappe des calcaires : Constituée de calcaires de l'Éocène, elle est peu profonde et très fissurée. Ses eaux sont douces et potables, ce qui en fait la source d'eau la plus utilisable.

4) Nappe profonde du Continental Intercalaire : Avec une épaisseur d'environ 700 m et une profondeur allant jusqu'à 2600 m, cette nappe contient des eaux moins minéralisées (2 g/l de sels dissous)

Les eaux souterraines de la région proviennent principalement des puits artésiens situés dans les zones d'Argoub, Tarb, Gueddila, Oued Brahim et Djammourah. Cependant, dans la zone étudiée, en raison de la structure géologique (flanc de montagne), il n'y a aucune possibilité de présence d'une nappe aquifère.

I.1.3.5. Climatologie

Biskra à un climat désertique. Tout au long de I'année, la pluie y est techniquement inexistante. Selon la classification de Kôppen-Geiger, le climat est de type BWh. Biskra affiche une température annuelle moyenne de 21.8'C. Sur l'année, la précipitation moyenne est de 141 mm.

TABLE I.02: CLIMATIQUE BISKRA

	JAN	FEV	MAR	AVR	MAI	JUIN	JUI	AOUT	SEP	OCT	NOV	Déc
T moy(c°)	10.9	12.8	16.3	20.3	25.2	30.4	33.6	32.9	28.4	22.2	16.1	12
Te mini moy(C°)	5.8	7.6	10.2	13.8	18.2	23.7	26.6	26.4	22.5	16.4	11	7
T maxi(c°)	16.1	18	22.4	26.8	32.2	37 .2	40.6	39.5	34.4	28	21.3	17
T moy(F°)	51.6	55.0	61.3	68.5	77.4	86.7	92.5	91.2	83.1	72.0	61	53.6
T mini moy(F°)	42.4	45.7	50.4	56.8	64.8	74.7	79 .9	79.5	72.5	61.5	51.8	44.6
Te maxi (F°)	61.0	64.4	72.3	80.2	90.0	99.0	105.1	103.1	93.9	82.4	70.3	62.6
Précipatations(mm)	14	10	15	11	13	6	2	5	18	17	19	11

La variation des précipitations entre le mois le plus sec et le mois le plus humide est de 17mm. Sur l'année, la température varie de 22.7°C. Avec une température moyenne de 33.0°c, le mois de Juillet est le plus chaud de l'année. Avec une température moyenne de 10.9°c, le mois de Janvier est le plus froid de l'année. La variation des précipitations entre le mois le plus sec et le mois le plus humide est de 17mm. Sur l'année, la température varie de 22.7°c.

I.2.Techniques d'exploitation

I.2.1. Mode d'ouverture :

Introduction

L'ouverture d'un gisement a pour but 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 qui permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitations.

I.2.1.1. Le choix du mode d'ouverture

Lors de l'exploitation d'un gisement à ciel ouvert, il est rationnel de choisir le mode d'ouverture répondant aux conditions les plus efficaces de l'exploitation. Généralement l'ouverture d'un gisement exploitable à ciel ouvert dépend des facteurs dont les principaux sont : les facteurs géologiques, miniers et économiques.

Les facteurs géologiques :

- Relief de terrain.
- Forme et dimensions du gisement.
- Puissance, profondeur et pendage de gîte.
- Les facteurs techno-miniers :
- Productivité de la carrière.
- Durée de service de la carrière.
- Moyen de mécanisation et sécurité de travail.

Les facteurs économiques :

- Dépenses capitales de la construction de la carrière.
- Rendement
- Le choix du schéma d'ouverture doit assurer
- Le fonctionnement des engins ou régime favorable.
- L'exploitation du gisement la plus rentable.
- La production planifiée.
- La sécurité du travail.

I.2.1.2. Ouverture de gisement Djebel Melaga

Etant donné que le gisement de Djebel Melaga est un relief montagneux, alors le mode d'ouverture choisi pour ce type de gisement est l'ouverture par demi tranchée d'accès à partir des niveaux 210 m jusqu'au sommet 340m.

Le choix de la forme du tracé dépend de la pente, des dimensions du flanc de coteau, et de la demi-tranchée dans la carrière montagneuse ; on utilise les tracés en forme de spirale.

La largeur du fond de la demi tranchée est définie par le type de transport utilisé ou par le mode de creusement, elle ne doit pas être inférieure à la somme de largeur, des moyens de transport, de la distance de sécurité, de la largeur de rigole et des autres éléments de Djebel Melaga le type de transport à utiliser est le transport par camions dans la largeur minimale ; pour ce type de transport d'après la pratique est :

Pour le transport à une seule voie : (6 -10) m.

Pour le transport à double voie : (15 - 25) m.

Dans la carrière ce, Djebel Melaga la circulation se fait à seule voie

I.2.1. Méthode d'exploitation :

I.2.1.1. Généralité

Une méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux miniers assurant d'extraction de la substance utile en qualité bien réglée et qualifiée dans les conditions rationnelles de l'exploitation des gisements.

Lors du choix d'une méthode d'exploitation, on prend en considération les facteurs suivants :

- Les dimensions du gisement ;
- La position du gisement ;
- Les puissances de stériles et du minerai ;
- Le relief du gisement ;

Le niveau de développement des équipements miniers et de transport.

La capacité et le nombre d'engins mis en œuvre, dépendent du rendement planifié de la carrière. Les paramètres de la méthode d'exploitation sont liés aux dimensions des machines minières existantes ou planifiées.

La méthode d'exploitation choisie prédétermine les principaux paramètres et les indices technico-économiques de fonctionnement de la mine.

❖ Les paramètres principaux sont :

- La hauteur de gradin ;
- La largeur d'enlevure ;
- La largeur de la plate-forme du travail.

❖ Les indices technico-économiques :

- La vitesse d'avancement du front ;
- La vitesse d'approfondissement de la carrière.

I.2.1.2. Choix de la méthode d'exploitation

D'après les données topographiques et géologiques, il est donné que pour le gisement de la carrière Djebel Melaga est un relief montagneux**.**

La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière Djebel Melaga se fera en partant au niveau +210m et exploité le gisement de calcaire de haut vers le bas par des gradins de hauteur 10m, c'est une méthode d'exploitation simple selon les travaux de forage et de tir.

I.2.1.3. Les paramètres des éléments de la méthode d'exploitation

- **Hauteur du gradin** : Le choix de la hauteur du gradin se fait en dépendance de la production de la carrière et la sécurité des travaux, ainsi que les moyens de la mécanisation des travaux miniers.

Dans la carrière Djebel Melaga la hauteur de gradin 10m.

- **Largeur d'enlevure** : Lors du choix de la largeur d'enlevure, on prend en considération :

- Les propriétés des roches ;
- Le mode d'abattage des roches ;

- Le type et les dimensions des engins de chargement.

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

$$A = W + (n - 1) \times b \ ; m$$

Où :

W : la ligne de moindre résistance W=4m ; (paramètre existant dans la carrière);

N : nombre de rangées ; n = 2 rangées ;

b : Distance entre deux rangées successives ;

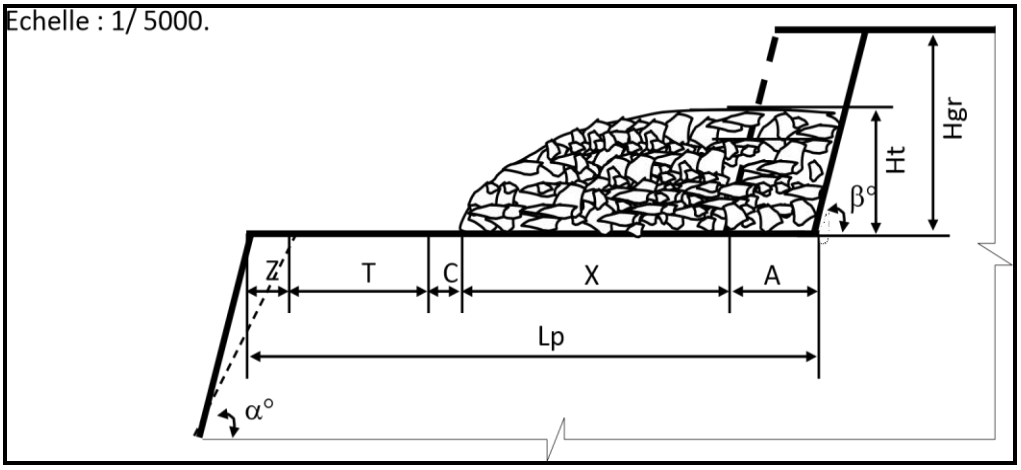
Carriere djbel Melaga

$$A=4+(2- 1) \times 4$$

$$A=8m$$

- **La largeur de la plateforme du travail** : La largeur de la plateforme de travail est déterminée en fonction des propriétés physique et mécaniques des roches, des dimensions des tas des roches abattues, des paramètres techniques des engins de chargement et de transport. Lors de l'abattage des roches par explosif, et transport par camion la largeur de plateforme de travail est déterminée par la formule suivante :

$$Lpt = A + X + C + T + Z \ ; (m)$$



Où :

A : est la largeur d'enlevure ; A= **8m** ;

X : largeur réduite du tas des roches abattus ; **X=13m ;**

C : distance de sécurité comprise entre le tas et bande de transport (C=1÷3m).

Dans le cas de la carrière de djebal Melaga **C = 3m ;**

T : largeur de la bande de transport ; **T=8 m** ;

Z : largeur de prisme d'éboulement ; **Z=2.56 m** ;

$$Lpt=8+13+ 3+8+2.56$$

$$Lpt= 34.56m$$

Tableau I.03 : Les paramètres des éléments de la plateforme de travail

Les éléments de la plateforme de travail	Symbole	Valeur
Hauteur du gradin (m)	**Hg**	**10**
Largeur d'enlevure (m)	**A**	**8**
Largeur en d'dehors d'enlevure (m)	**X**	**13**
Prisme d'éboulement (m)	**Z**	**2.56**
Distance de sécurité (m)	**C**	**3**
Largeur de berme de transport (m)	**T**	**8**
Largeur de la plateforme de travail(m)	**Lp**	**34.56**

I.2.3. Travaux de chargement et transport :

I.2.3.1. Chargement :

Les équipements de chargement sont jugés être un des composants cruciaux de la chaîne technologique dans l'exploitation minière à ciel ouvert, étant donné qu'ils fixent le niveau de production de la carrière. Pour optimiser leur performance, les entreprises d'exploitation minière ont généralement l'habitude d'accroître de manière significative la capacité de leurs équipements de chargement.

Dans les mines à ciel ouvert, les équipements d'extraction et de chargement comprennent essentiellement les pelles à godet unique ou à plusieurs godets, les chargeuses sur mesurées, les racleurs et divers autres appareils.

Les excavateurs à godet unique sont développés pour manipuler la roche avec un seul godet, tandis que les excavateurs à plusieurs godets emploient divers godets fixés à une chaîne continue ou à une roue pour accomplir cette opération.

La détermination du type d'engin d'extraction et de chargement est basée sur :

- Les facteurs naturels
- Les caractéristiques des roches et plus particulièrement leur excitabilité :
  - La méthode d'exploitation ;
  - La production envisagée ;
  - Les mesures de sécurité ;

L'adoption des engins de grandes capacités est conditionnée par les dimensions et les réserves du gisement.

Au niveau de la carrière de Djebel Melaga, les engins utilisés pour l'extraction et chargement des roches préalablement abattues par travaux de forage et de tir sont les pelles sur chenilles.

Dans la carrière Djebel Melaga, le chargement se fait par Deux pelles hydraulique (HIDROMEK, HYUNDAI)



Figure I.4 : Pelle hydraulique (HIDROMEK*)*



Figure I.5 : Pelle hydraulique (HYUNDAI)

I.2.3.2. Transport :

Le transport est l'un des processus les plus importants dans l'exploitation des carrières ou mine à ciel ouvert. Les frais de transport constituent entre 20% et 30% du coût total d'exploitation.

L'objectif principal du transport est de transférer la masse minière précisément fragmentée depuis les sites d'extraction (front de taille) vers les lieux de déchargement (concasseur, trémies de réception, dépôts ou terrils).

I.2.3.2.1. Le choix des Engins de transport :

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

Dans la carrière de Djebel Melaga le transport s'effectue par des camions de marque (Benne Nissan 22T)



Figure I.6: Chargement d'un camion pour le transfert des granulats ; cliché personnelle

Chapitre II :

Le phénomène de fragmentation des roches

II.1. Généralité

Dans le domaine de l'exploitation minière, la fragmentation des roches constitue une étape fondamentale du cycle de production. Elle intervient dès les premières phases de l'extraction et a pour objectif principal de transformer un massif rocheux compact en fragments de dimensions réduites, facilitant ainsi leur manipulation, leur transport et leur traitement ultérieur.

La réussite de cette opération conditionne directement la performance globale de la chaîne d'exploitation. En effet, une fragmentation bien maîtrisée permet non seulement d'optimiser le rendement des équipements de chargement et de transport, mais aussi de réduire les coûts énergétiques associés au concassage et au broyage. À l'inverse, une fragmentation inadéquate peut entraîner des surcoûts, des interruptions de production, ou encore une usure prématurée des machines.

Ce phénomène de fragmentation peut être naturel, lorsqu'il résulte de processus géologiques tels que les diaclases, les altérations ou les contraintes tectoniques, ou mécanisé, lorsqu'il est provoqué intentionnellement par des moyens technologiques, principalement le forage et le sautage.

Comprendre les mécanismes de la fragmentation, ainsi que les paramètres qui l'influencent (propriétés mécaniques de la roche, disposition des trous de mine, type d'explosif, etc.), est donc indispensable pour concevoir des plans d'abattage efficaces, assurer la sécurité des opérations, et garantir la rentabilité de l'exploitation.

II.2.Définition de la fragmentation des roches :

La fragmentation des roches en abattage minier est le processus de réduction de la roche massive en blocs ou particules de plus petite taille à l'aide d'une énergie appliquée, dans le but de faciliter son extraction, son transport et son traitement. Cette fragmentation peut être réalisée par des moyens mécaniques (pression, cisaillement, impact) ou par des explosifs (ondes de choc et gaz de détonation), en fonction des caractéristiques du massif rocheux et des objectifs techniques.

Sur le plan physique, la fragmentation correspond à la rupture du matériau rocheux lorsque l'énergie transmise dépasse sa résistance à la traction ou à la compression. Elle fait appel aux principes de la mécanique des roches, de la mécanique de la rupture et de la dynamique des matériaux hétérogènes.

Deux approches principales sont utilisées :

- **La fragmentation mécanique** repose sur l'application contrôlée d'une force continue ou pulsée par des équipements tels que les brise-roches hydrauliques, les fraiseuses ou les concasseurs. Elle offre une bonne maîtrise de la granulométrie et génère peu de nuisances environnementales, mais reste limitée dans les roches très dures et sur de grands volumes.
- **La fragmentation par explosifs** consiste à forer des trous dans la roche, les charger avec des explosifs, puis déclencher une détonation. Cette méthode, plus puissante, permet une fragmentation massive en peu de temps, mais engendre des effets secondaires tels que les vibrations, les projections, et la fissuration du massif résiduel. Elle est particulièrement adaptée aux roches dures et aux grands volumes à abattre.

Le choix entre ces deux méthodes dépend des caractéristiques géomécaniques de la roche (résistance, fracturation, vitesse des ondes), des contraintes environnementales

(proximité d'infrastructures, bruit, sécurité), ainsi que des objectifs économiques et opérationnels (productivité, coût, granulométrie souhaitée).

II.3.La fragmentation mécanique :

II .3.1. Principe de la fragmentation mécanique

La fragmentation mécanique est une technique d'abattage qui consiste à briser la roche par l'application de forces physiques directes (pression, impact, cisaillement, abrasion), sans recourir à des explosifs. Elle agit par la création et la propagation de fissures jusqu'à la rupture de la roche.

II .3.2. Mécanismes physiques impliqués

Tableau II.1 : Type de contrainte appliquée

Type de contrainte appliquée	**Description**
Impact	Force impulsive transmise par percussion (BRH, marteaux hydrauliques).
Cisaillement	Usure ou découpe par frottement ou lame (fraiseuses, surface miners).



Figure II.1 : machine surface miner

II .3.3. Technologies utilisées

Tableau II.2 : équipements utilisés

Équipement	Principe	Utilisation typique
Brise-roche hydraulique (BRH)	Percussion (impact localisé)	Roches dures en blocs, déblais après tir
Surface miner	Fraisage par tambour rotatif	Extraction continue de roches tendres
Marteau piqueur/pelle hydraulique	Impact/cisaillement	Travaux localisés, en surface



Figure II.2 : Engin brise roche débitage secondaire de bloc (Cosider carrière C43)

II .3.4. Conditions de leur utilisation dans les mines et carrières

- ✓ **Facteurs favorables à l'usage de la fragmentation mécanique :**
  - Nature tendre ou moyennement dure de la roche : comme le calcaire tendre ou altéré, dolomie friable, marne.
  - Présence de stratification naturelle ou de discontinuités.
  - Exigences environnementales strictes : absence de vibrations ou de projections (zones urbaines ou protégées).
  - Abattage à faible profondeur ou sur des petits volumes (décapage, tranchées, réouverture de fronts).
  - Objectif de sélectivité (différenciation des couches, production de blocs calibrés).

II .3.5. Application dans les carrières de calcaire

Les carrières de calcaire constituent un domaine d'application important pour la fragmentation mécanique, en particulier pour :

- ❖ Carrières de calcaire tendre ou altéré :
- Utilisation de surface miners pour découper directement les couches.
- Extraction possible sans forage ni explosif.
- Produit final calibré et prêt pour le transport (moins de concassage requis).
- ❖ Carrières en zone urbaine ou sensible :
- Interdiction des explosifs (recours au BRH ou pelle mécanique).
- Extraction lente mais contrôlée, idéale pour les chantiers à proximité d'infrastructures (routes, habitations, lignes électriques).
- ❖ Production de blocs pour l'industrie de la pierre de taille:
- Fragmentation plus précise, moins de microfissures (blocs de meilleure qualité).
- Moins de poussière, respect des normes de qualité des matériaux.

II.4.La fragmentation à l'explosif :

II .4.1. Principe de la fragmentation à l'explosif :

La fragmentation par explosif consiste à forer des trous dans le massif rocheux, à y introduire des explosifs, puis à provoquer une détonation contrôlée. L'énergie libérée sous forme d'ondes de choc et de gaz en expansion rapide crée des fissures, fragmente la roche, et éjecte les matériaux.

La fragmentation par explosif est la méthode dominante dans les grandes carrières de calcaire, en particulier lorsqu'il s'agit de produire de grands volumes à faible coût. Elle offre une puissance de fragmentation inégalée, mais nécessite une maîtrise technique rigoureuse pour limiter les nuisances, optimiser la sécurité, et garantir la qualité du matériau abattu.



Figure II.3 : fragmentation à l'explosifs (google)



Figure II.4 : fragmentation à l'explosif (google)

II .4.2. Eléments théoriques sur l'opération d'abattage :

II .4.2. 1.Mécanisme de l'explosion

Les explosifs sont utilisés depuis des siècles pour abattre la roche.

Cependant, il n'existe pas encore de théorie fondamentale dans le domaine. La manière dont la détonation d'un explosif participe à la fragmentation de la roche n'est pas encore parfaitement connue, mais a été étudiée et décrite en détail.

Le principe de l'explosion repose sur la transformation d'une énergie chimique potentielle en énergie mécanique communiquée au milieu extérieur.

Un explosif est un mélange de substances chimiques peu stables, qui, par un apport d'énergie (thermique ou mécanique par exemple) est susceptible de se décomposer rapidement.

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.

La détonation est une réaction chimique exothermique qui se propage dans l'explosif, couplée à une onde de choc. Ces deux phénomènes conduisent à une vitesse de détonation stable, en général de 2000 m/s à 7000 m/s pour les explosifs civils. L'énergie dégagée par la décomposition de l'explosif auto-entretient le phénomène.

Cette réaction chimique exothermique dégage des gaz, principalement du CO_2, de l'H_2O et des NOx, libérés à des températures allant de 1000°C à 4000°C et des pressions comprises entre 1000 et 25000 MPa.

Le phénomène ainsi présenté correspond au régime stable de la détonation. En pratique, les caractéristiques de l'onde de détonation sont liées aux caractéristiques de l'explosif (composition chimique, densité…) mais aussi à la géométrie et au confinement utilisés. Ainsi, en pratique, un confinement important ou un gros diamètre de cartouche va permettre de se rapprocher de la détonation idéale. Plus le diamètre et le confinement sont faibles, plus les pertes latérales vont réduire la vitesse de détonation. Il existe ainsi un diamètre minimal

(diamètre critique) en dessous duquel l'énergie latérale dissipée devient trop importante : il ne reste plus suffisamment d'énergie pour que la propagation de la zone de réaction s'auto entretienne et le phénomène de détonation s'arrête.

L'énergie dégagée par un explosif au cours d'une détonation se manifeste sous deux formes :

- une énergie de choc véhiculée par une onde de choc (c'est-à-dire une onde mécanique de contrainte) et transmise dans le milieu connexe ;
- une énergie de gaz qui s'exprime sous la forme d'un gaz dans des conditions de très hautes température et pression.

Dans les caractéristiques d'un explosif sont donc présentées les données d'énergie de choc, énergie de gaz et énergie totale libérée ; cette dernière varie entre 2 et 5 MJ/kg d'explosif. En réalité, il est peut-être plus parlant et plus significatif de regarder la puissance libérée, car le phénomène de détonation se produit pendant des temps très courts (de l'ordre de la milliseconde). Les puissances libérées par des explosifs civils atteignent quelques gigawatts.

II .4.2. 2.Dimensionnement d'un schéma de tir

Pour abattre un massif à l'explosif, on réalise un ensemble de trous de mines: les paramètres géométriques et les paramètres de chargement qui interviennent sont ainsi définis :

- la **plateforme**, zone sur laquelle évolue les engins, définit un plan nommé **carreau** ;
- le **front** est la surface libre qui va être abattue. Les paramètres essentiels du front sont sa hauteur (règlementairement limitée à 15 m), son inclinaison et sa régularité;
- les distances entre deux rangées (ou bien distance entre le front et la première rangée) doivent être égales ; on appelle cette distance **banquette** ;
- l'**espacement** est la distance entre deux trous d'une même rangée ;
- on désigne par **maille** le couple banquette-espacement ;
- l'**inclinaison** des trous par rapport à la verticale détermine la **longueur à forer** en fonction de la hauteur du front. La longueur de foration additionnelle par rapport au carreau est désignée par **sur foration** ;
- l'explosif placé en fond de trou est désigné par **charge de pied**, la **charge de colonne** étant la charge restante. De manière plus générale, on désigne par **pied** la partie inférieure du gradin, et par **tête** ou **colonne** sa partie supérieure ;
- un bourrage est un matériau inerte, placé soit entre deux charges (**bourrage intermédiaire**), soit en haut de trou (**bourrage terminal** ou **final**) ;
- la **séquence d'amorçage** est l'ordre dans lequel détonnent les différents détonateurs placés dans les mines. L'ensemble de ces paramètres constitue un **schéma de tir** (voir figure II.5).

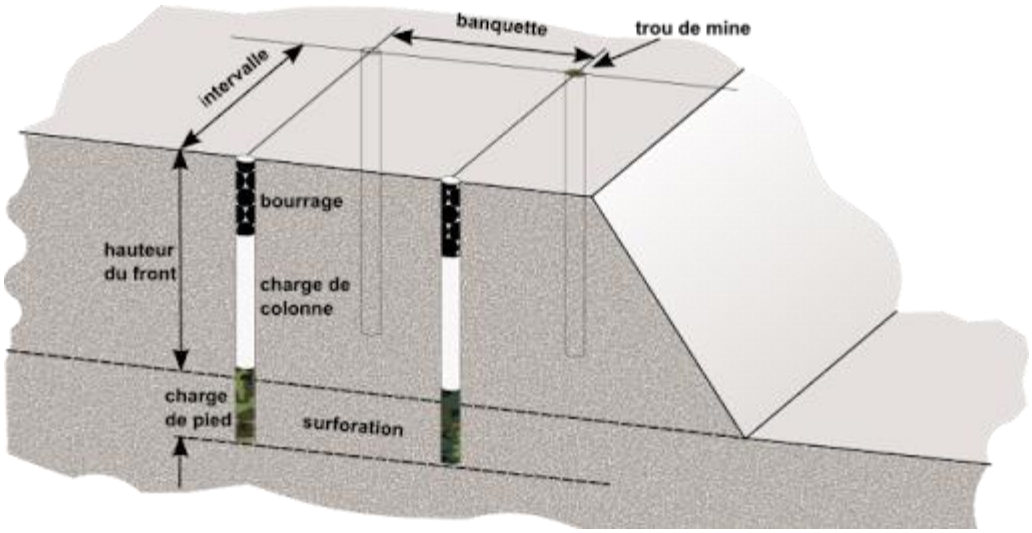


Figure II.5 : Dimensionnement d'un schéma de tir

II .4.3. Composition et type d'explosifs

II .4.3. 1.Constituants des explosifs

Certains explosifs sont des corps purs, correspondant à une formule chimique bien précise (exemple : penthrite, trinitrotoluène), mais en général les explosifs industriels sont des mélanges dont les constituants peuvent être :

- **Des composés chimiques explosifs :** obtenus en fixant sur une molécule organique des groupements nitrés contenant de l'oxygène, qui sert à brûler le carbone et l'hydrogène de la molécule : nitroglycérine, dinitroglycol, coton azotique … ;
- **Des comburants :** dont le rôle est d'apporter de l'oxygène pour permettre la combustion complète des composés organiques explosifs présents, et la combustion des ingrédients non explosif : il s'agit, en général, de nitrates de minéraux comme le nitrate d'ammonium ou le nitrate de soude ;
- **Des combustibles :** tourbe, farine de bois, aluminium, gomme de guar,… Certains combustibles ont un rôle annexe particulier comme par exemple:

L'absorption de la sensibilité au choc de l'explosif : cas de la tourbe ou de la farine de bois dans les dynamites pulvérulentes ;

L'apport d'énergie complémentaire à l'explosif : cas de l'aluminium.

- **Des matières internes et des additifs :** pour conférer à l'explosif telle ou telle autre propriété particulière, ou pour en faciliter la fabrication, par exemple:
  - Le stérate de calcium, produit hydrofuge améliorant la résistance à l'eau de l'explosif ;
  - Les allégeants, mouillants, gélifiants utilisés dans les bouillies ;
  - L'eau associée à un gélifiant, qui assure une bonne résistance à l'humidité, des bouillies.

II .4.3. 2.Types d'explosifs

Actuellement on utilise six grands types d'explosifs industriels :

1. **Les dynamites**

Les dynamites contiennent de 10 à 90% de nitroglycéroglycol (NGL), mélange de nitroglycérine et de dinitroglygol. C'est la proportion de dinitroglycol qui assure la qualité antigel d'une dynamite (le point de congélation de la nitroglycérine pure est de-15,4 °C). Les autres composants sont des combustibles et des comburants. Selon le taux de NGL, on distingue :

- Les dynamites plastiques, contenant plus de 20% en masse de NGL dans une gangue de coton azotique ;
- Les dynamites pulvérulentes, contenant 10 à 20% de NGL.

2. **Les explosifs nitratés**

Les explosifs nitratés sont à base de nitrate d'ammonium (80% environ en masse) et d'un explosif pur.

3. **Les nitrates fuels**

Les nitrates fuels sont constitués de nitrate d'ammonium et d'huiles minérales, en général du fuel domestique, dans une proportion voisine de 5 à 6%. Dans certains cas, les nitrates fuels peuvent contenir une quantité plus ou moins importante de poudre d'aluminium.

4. **Les explosifs bouillis**

Les explosifs de type bouilli sont constitués par un mélange de combustible (aluminium, huiles minérales, par exemple), de comburants (nitrates organiques, nitrate d'ammonium) et de matière inerte, pouvant contenir un composé chimique explosif, mais contenant au moins 5% d'eau. Ces explosifs sont utilisés sous deux formes distinctes :

- Les gels à consistance pâteuse, qui sont généralement encartouchés ;
- Les bouillies pompables, dont la consistance liquide permet le chargement en vrac par pompage.

5. **Les émulsions**

Les émulsions sont des mélanges de nitrate d'ammonium en solution aqueuse sous forme de gouttelettes microscopiques emprisonnées dans une matrice liquide à base d'huile contenant une faible proportion d'émulsifiant.

6. **Les nitrates fuels alourdis**

Les nitrates fuels alourdis sont constitués par du nitrate fuel (25 à 75%) enrobé dans une matrice d'explosif bouillie ou d'émulsion (25 à 75%) dont le rôle est d'améliorer les performances et la résistance à l'eau du nitrate fuel sans en accroître la sensibilité.

Les nitrates fuels alourdis sont surtout utilisés en vrac. Ils se présentent sous la forme :

- De produits granulaires plus ou moins collants lorsque la proportion de nitrate fuel est supérieure à 40%. Dans ce cas, leur chargement en vrac s'effectue par gravité ;
- De pâtes plus ou moins visqueuses contenant des granulés épars de nitrate fuel lorsque la proportion de celui-ci est inférieure à 40%. Dans ce cas, leur chargement en vrac s'effectue par pompage.

II .4.3. 3.Caractéristiques pratiques des explosifs et critères de choix

La plupart des mesures effectuées sur les explosifs présentent un caractère strictement comparatif : on s'intéresse au comportement d'un explosif par rapport à celui d'autres explosifs dans des conditions expérimentales données, conditions pouvant être plus ou moins éloignées de conditions réelles d'utilisation.

II .4.3. 1.Densité

La densité des explosifs industriels et celle de leurs caractéristiques physico- chimiques qui à le plus d'influence sur leur comportement explosif (vitesse de détonation, énergie volumique…).

La densité commerciale des explosifs encartouchés est obtenue en mesurant et en pesant l'explosif contenu par une cartouche commerciale.

En pratique pour la définition du plan de tir on utilise la densité réelle de chargement des explosifs dans les trous de mine, et qui dépend du comportement mécanique de l'explosif en fonction du mode de chargement.

Par exemple, le chargement par chute libre des cartouches dans les trous de mines verticaux profonds et le poids de la colonne d'explosif et éventuellement la présence d'eau peuvent provoquer des variations de quelques pourcents de la densité initiale des explosifs.

II .4.3.2. Diamètre critique de détonation

C'est le plus petit diamètre à partir duquel la détonation d'un explosif est possible à l'air libre.

Bien que l'utilisation dans un trou de mine puisse du fait du confinement exercé par les terrains, abaisser la valeur du diamètre critique de détonation de l'explosif, il est évidemment souhaitable que le diamètre du trou soit supérieur au diamètre critique de détonation mesuré à l'air libre.

Le diamètre critique de détonation conditionne le type de chantier ou l'explosif peut être utilisé :

- Les explosifs destinés à une utilisation en travaux souterrains doivent avoir un diamètre critique de détonation relativement faible, compte tenu des valeurs usuelles des diamètres de foration en travaux souterrains (moins de 50 mm);
- En ciel ouvert où les diamètres de foration sont plus importants, peut utiliser des explosifs à diamètre critique de détonation élevé.

II .4.3. 3.Sensibilité à l'amorçage

Pour qu'une molécule d'explosif se décompose il faut lui apporter un minimum d'énergie, dite énergie d'activation. De plus cette énergie doit être apportée par unité de volume. Plus cette énergie sera faible et plus on pourra dire que l'explosif considéré est sensible.

En conséquence, la facilité de mise en œuvre des explosifs et le prix de revient d'un tir sont modifiés si l'amorçage des explosifs nécessite des artifices particuliers.

II .4.3.4. Sensibilité à l'onde explosive

Au cours du chargement d'un trou de mine avec un explosif encartouché, il peut se produire que la file de cartouches soit interrompue par un intervalle d'air ou par la présence de fines de foration. La limitation des risques de ratés impose à l'explosif qu'il ait une certaine aptitude à transmettre la détonation entre cartouches non jointives.

Cette aptitude est caractérisée par le Coefficient de Self Excitation (C.S.E.) de l'explosif considéré.

Le **C.S.E** exprime numériquement la faculté que possède la détonation de se transmettre d'une charge à une autre charge et particulièrement d'une cartouche à une autre.

Cette transmission de la détonation dépend : de l'onde de choc et de la réception de la cartouche au voisinage de celle qui explose.

Il est défini comme étant la distance, en cm entre deux cartouches identiques à laquelle la détonation de l'une des cartouches se transmet à la seconde avec probabilité de 50%. Le C.S.E est mesuré à l'air libre avec des cartouches de diamètre 30 mm et de masse 50 g, l'explosif étant encartouché à densité déterminée.

L'aptitude d'un explosif à transmettre la détonation entre cartouches non jointives peut être accrue, en pratique, du fait du confinement exercé par le trou de mine, et de la plus grande importance du diamètre des charges utilisées.

II .4.3. 5.Résistance aux sollicitations climatiques

On peut attendre des explosifs qu'ils aient certaines aptitudes à supporter les sollicitations climatiques comme l'humidité, le gel ou les températures atmosphériques élevées.

L'humidité réduit la sensibilité à l'amorce et l'aptitude à la transmission de la détonation. Il en est de même pour les basses températures.

La chaleur peut provoquer une exsudation de nitroglycérine qui est très dangereuse. Cependant l'effet le plus courant d'une élévation de la température (30 à 40 °C), sera un ramollissement de la cartouche et une accélération du vieillissement de l'explosif.

II .4.3.6. Performances des explosifs

1. Vitesse de détonation

La vitesse de détonation d'un explosif détermine l'effet de brisance sur le matériau. Plus la vitesse de détonation est élevée plus l'explosif est brisant et les déblais obtenus sont plus fragmentés.

Pour la plupart des explosifs, la vitesse de détonation croit avec la densité de l'explosif jusqu'à une certaine valeur ou elle présente un maximum au delà duquel la détonation peut devenir impossible. Cette valeur de la densité ne peut être atteinte en pratique que si les explosifs sont comprimés accidentellement et de manière excessive au cours de tir.

La vitesse de détonation croit aussi avec le diamètre de la charge jusqu'à une certaine valeur, dite vitesse idéale, qui n'est pas atteinte avec les diamètres usuels.

La vitesse de détonation croit avec le confinement, c'est-à-dire avec la résistance du matériau entourant la charge.

Par définition, la détonation de l'explosif est obtenue lorsque le front de décomposition atteint un régime permanent de progression dans la charge. La vitesse devient plus ou moins

rapidement constante selon l'intensité de l'amorçage. C'est pourquoi les cartouches amorces ou les boosters utilisés en fond de trou lorsque la charge principale n'est pas amorçable par un simple détonateur doivent être constitués par un explosif aussi puissant que possible. Dans le cas où la charge est amorcée latéralement par un cordeau détonant, la supériorité de la vitesse de détonation du cordeau détonant par rapport à celle de l'explosif est telle que le régime permanent est difficilement atteint.

2. Énergie des explosifs

Il est possible d'obtenir les caractéristiques principales de la détonation d'un explosif par un calcul thermodynamique. On peut définir le potentiel théorique de l'explosif, à peu près égal à la quantité de chaleur qu'il dégage par décomposition chimique à volume constant. C'est le travail maximum que peuvent fournir les gaz d'explosion dans une détente illimitée. Cette valeur est calculable en supposant complète la décomposition de l'explosif. Les valeurs que l'on obtient sont alors des limites supérieures qui en pratique ne seront jamais dépassées. On peut donc dire qu'au cours d'un tir, l'énergie explosive réellement utilisée à l'abattage ne représente qu'une faible part de l'énergie chimique théorique. Le mode d'utilisation de cette énergie dépend dans une large mesure des conditions de tir : densité de chargement, diamètre de la charge, confinement, mode d'amorçage.

a) Mesure de l'énergie par détonation sous l'eau

Lorsque une charge est tirée dans l'eau elle génère une onde de choc qui se propage dans l'eau et un volume de gaz qui oscille autour de sa position d'équilibre.

- Énergie de choc

L'énergie de choc au capteur est donnée par :

$$e_c = (k_m * 4\pi R^2) / ((\rho_w * c_s) * \int (P(t))^2 \, dt)$$

e_c **:** énergie de choc au capteur;
R **:** distance charge-capteur;
ρ_w **:** masse volumique de l'eau;
c_s **:** vitesse du son dans l'eau;
$P(t)$ **:** relation pression temps;
K_m **:** coefficient lié à la chaîne de mesure;
L'énergie de choc libéré par l'explosif est obtenue par :

$$E_c = \mu * k_f * e_c$$

E_c **:** énergie de choc de l'explosif;
μ **:** coefficient d'absorption de l'énergie de choc par l'eau de la piscine (fonction de la densité et de la vitesse de détonation);
k_f **:** coefficient lié à la forme de la charge

- Énergie de gaz

L'énergie de la bulle de gaz est obtenue par la relation :

$$T = k_1 * e^{1/3} + c *(k * e^{1/3})^2$$

e_g **:** énergie de la bulle de gaz;
T **:** durée de la première oscillation de la bulle de gaz;

$$K_1 = 1{,}135 * c^{1/2} / p^{5/2}$$

c_c **:** coefficient de correction de dimension de la piscine (en pleine mer c_c=0) ;
p_h **:** pression hydrostatique totale.

L'énergie des gaz à la détonation est donnée par :

$$E_g = k_f * e_g$$

- Énergie totale
L'énergie totale E_t est :

$$E_t = E_c + E_g = K_f * (\mu * e_c + e_g)$$

Donc l'enregistrement des valeurs de pression en fonction du temps permet la mesure des énergies de choc et de gaz.

Notons que cette méthode est la seule qui permette de mesurer les énergies de choc et de gaz sur des masses convenables d'explosif (0,5 à 1 kg).

b) Indice d'énergie (Weight Strength)

En Suède le professeur Langefors définit l'indice d'énergie comme étant la somme respective des rapports de la chaleur d'explosif **Q** et de volume de gaz **V** (en prenant comme référence une dynamite dont les caractéristiques sont les suivantes **Q** = 1160 kcal/kg, $\mathbf{v_0}$ = 650 l/kg), son expression est comme suit :

$$S = 5/6 * (Q/Q_0) + 1/6 *(v/v_0)$$

Où $\mathbf{Q_0}$, $\mathbf{v_0}$ représentent la chaleur et le volume de gaz dégagés d'un explosif de référence.

c) La brisance

La brisance d'un explosif est son aptitude à fragmenter un matériau placé en son voisinage, la grandeur importante caractérisant cette dernière : c'est la pression de détonation. Certains auteurs ont proposé de prendre comme valeur de la brisance l'expression :

$$B = \rho * \delta^2$$

Où $\boldsymbol{\rho}$ représente la densité de chargement de l'explosif et δ sa vitesse de détonation.

Les méthodes expérimentales les plus couramment utilisées pour déterminer la brisance sont : la méthode de KAST et celle de HESS.

La méthode de HESS est basée sur l'écrasement d'un petit cylindre en plomb (normalisé) et la méthode de KAST est basée sur l'écrasement d'un petit cylindre (normalisé)

en cuivre. Dans les deux cas on mesure à l'aide d'un micromètre la diminution de la hauteur du cylindre qui est comparé par la suite à l'effet d'un explosif de référence (en France l'explosif de référence choisie est l'acide picrique). Ce rapport qualifie bien la puissance d'un explosif par rapport à un autre.

II .4.4. Les produits explosifs de l'ONEX :

II .4.4.1. Types des produits explosifs de l'ONEX

L'ONEX nous offre deux types de produits explosifs :

Gélatineux pour les terrains dures et humides.

Ex : Gélanit, Samex et Temex

Pulvérulentes pour les terrains secs et tendres.

Ex : Marmanit, Anfomil et Milanit

II .4.4.2. Caractéristiques des produits explosifs de l'ONEX :

Tableau II.3 : densité des produits d'explosifs de l'Onex En (g/cm3).

Explosif	Catégorie	Densité
Gilanit	I	1.45
	II	1.50
Témex	I	1.22
	II	1.22
Samex	I	0.95 - 1.25
	II	0.95 - 1.25
Marmanit	I	0.96
	II	1.05
	III	1.00
Milanit	I	0.90
ANFOmil	I	0.85

Tableau II.4 : vitesse de détonation**.**

Explosif	Catégorie	Vitesse de détonation(m/s)
Gilanit	I	5800
	II	5500
Témex	I	4500-5500
	II	4000-5000
Samex	I	4500-5500
	II	4500-5500
Marmanit	I	4400
	II	4500
	III	4200
Milanit	I	3000-3500
ANFOmil	I	2600

Tableau.II.5 : comparaison entre l'énergie de choc et l'énergie de gaz.

Les explosifs	L'énergie
Gilanit	Energie de choc > Energie de gaz
Témex	**Ec > Eg**
Samex	**Ec > Eg**
Marmanit	**Ec ≥ Eg**
Milanit	**Ec = Eg**
ANFOmil	**Ec < Eg**

Conclusion :

La méthode de fragmentation à l'explosif est en général utilisée dans les carrières de roches massives et dures. En effet, dans le cas de roches dures, les procédés d'extraction continus ne sont pas possibles, l'abattage à l'explosif est alors une alternative qui présente l'avantage de fragmenter des volumes de roche importants, et ce avec des moyens limités en termes d'engins (foreuse et engins de chantiers pour la reprise) et une mise en œuvre assez restreinte. De plus, l'étendue actuelle des possibilités en termes d'explosifs et les compétences qui existent aujourd'hui dans le domaine ont contribué à la banalisation de ce procédé.

A partir d'une succession d'opérations a priori simples, implantation et foration de trous, chargement et amorçage des explosifs, l'abattage à l'explosif va avoir différents objectifs :

- assurer la sécurité, c'est à dire pas de projections et pas de tirs bloqués ou pas non abattus ;
- abattre un grand volume de roche, avec :
  - ❖ Une granulométrie adaptée aux installations, avec une proportion de blocs et de fines la plus réduite possible ;
  - ❖ Un épanchement du tas et un foisonnement adapté aux engins de reprise du tas ;
- assurer une bonne géométrie des fronts sur la carrière avec :
  - ❖ Une bonne sortie du pied ;
  - ❖ Un bon alignement des fronts et de la plateforme ;
  - ❖ Des effets arrière réduits.

Chapitre III :

Les Paramètres de fragmentation des roches

Introduction

Les paramètres de fragmentation des roches sont des indicateurs fournissent des informations précises sur la répartition granulométrique des blocs obtenus après l'abattage. Ils permettant d'évaluer la qualité du tir de mine et d'optimiser les opérations en aval (chargement, transport et concassage). Une bonne fragmentation améliore la productivité et réduit les coûts d'exploitation.

Dans les opérations d'extraction à ciel ouvert, notamment dans les carrières de calcaire, la fragmentation des roches par tir de mine constitue une étape cruciale qui conditionne l'efficacité de l'ensemble des opérations en aval.

III .1. Evaluation des résultats des tir

Pour évaluer les résultats d'un tir, considérons les phénomènes qu'engendre un tir d'abattage dans son environnement :

- la fragmentation du massif rocheux tout d'abord, qui est le but recherché de l'opération;
- l'onde vibratoire solide, qui se propage dans le massif rocheux ;
- l'onde vibratoire aérienne, ou onde sonore, qui se propage dans l'air.

Ces deux derniers phénomènes ne participent pas à la réalisation du but recherché, à savoir la fragmentation du massif rocheux. On considère donc ces ondes comme des pertes d'énergie ou des nuisances, mais ces aspects font tout de même partie intégrante d'un tir d'abattage.

Pour déterminer les résultats d'un tir, il va donc falloir évaluer le déroulement du tir d'une part, puis regarder dans quelle mesure l'abattage atteint le but recherché et limite les pertes annexes.

III .1.1. Evaluation granulométrique du tas abattu

Le but recherché par les carriers via l'opération d'abattage est de fragmenter le massif rocheux. Le matériel abattu est destiné à passer dans des installations de concassage criblage pour être fragmenté plus finement et trié, c'est donc par rapport à cet objectif que vont être regardés certains paramètres qui évaluent le résultat direct du tir. A ce titre, nous allons considérer les éléments qui influent directement sur le rendement des opérations en aval, c'est-à-dire le chargement et le transport, et le concassage primaire. Les éléments principaux qui interviennent sont donc :

- la granulométrie : elle est l'information principale qui caractérise le tas abattu. Dans l'information granulométrique, les éléments importants sont d'une part les proportions des tailles extrêmes de la distribution (gros blocs et fines), et d'autre part la répartition des classes granulométriques moyennes. C'est une information assez difficilement accessible. Différentes appréciations qualitatives ou indirectes peuvent cependant en être faites ;

- la forme du tas abattu : en fonction de sa forme, et essentiellement de son étalement, le tas abattu va être plus ou moins facile à charger par les engins de chantier. Un tas très étalé par

exemple va être plus adapté à une reprise par chargeuse, un tas assez concentré va quant à lui plutôt nécessiter l'emploi de pelles hydrauliques ou pelles à câbles. L'étalement du tas peut être évalué en mesurant des paramètres géométriques de forme du tas, ou par reconstitution par analyse d'images. Dans le travail d'option, nous n'avons pas cherché à évaluer l'étalement du tas, mais nous nous sommes concentrés sur la mise en place d'outils permettant d'évaluer la distribution granulométrique du matériel abattu.

III .1.2. Evaluation qualitative et quantitative

Tout d'abord, une appréciation qualitative de la granulométrie du tas peut être donnée par le chauffeur de pelle. Celui-ci connaît en effet les limites de son concasseur primaire, et sélectionne les blocs chargés en conséquence. S'il se trouve obligé de trier et mettre de côté une quantité importante de gros blocs, nous pouvons estimer que la granulométrie obtenue est peu satisfaisante. Cela nous donne ainsi un indicateur qualitatif de la granulométrie du tas abattu.

Une autre appréciation, plus indirecte, de la granulométrie du tas abattu peut être faite à partir des temps de fonctionnement et temps d'arrêt du concasseur primaire : ils nous renseignent en effet sur la facilité de passage des produits de l'abattage dans le concasseur, qui indique si la fragmentation obtenue en sortie de tir est adaptée aux installations de concassage primaire (typiquement, les blocs de taille trop importante, qui sont chargés malgré le tri effectué par le chauffeur de pelle, peuvent bloquer dans les mâchoires du concasseur).

Ces deux indicateurs sont cependant relatifs et incomplets, car ils se concentrent surtout sur les blocs dont la taille est trop importante, et ne renseignent pas sur la quantité de fines du tas, ou sur les classes granulométriques moyennes. C'est pourquoi il nous a paru utile de mettre en place un indicateur quantitatif de la granulométrie du tas abattu. Une estimation quantitative de l'efficacité du tir peut être faite à partir du calcul de l'indice de fragmentation Fc, rapport entre les tailles caractéristiques du massif rocheux Xcr et celle de tas abattu X cm.

$$Fc = \left[\left(\frac{Xcr}{Xcm}\right)\right]$$

Équation 01, indice de fragmentation

Ainsi, un indice de fragmentation très proche de 1 indiquerait que la fragmentation par le tir n'a été pas efficace, par contre un indice de 2 pourrait indiquer une fragmentation d'environ 50% par rapport à la taille initiale. Afin de tenir compte la forme des courbes granulométriques dans ce type d'analyse, on peut introduire un indice de qualité de fragmentation (FQF) basé sur le rapport entre les indices de forme des ajustements de Rosin-Ramler nr et nm (massif rocheux et tas abattu respectivement)

$$FQF = \left[\left(\frac{n_r}{n_m}\right)\right]$$

Équation 02, indice de qualité de fragmentation

Un FQF égal à 1 indique que la fragmentation est uniforme sur toutes les tailles de distribution, un indice inférieur à 1 signifie qu'il existe une meilleure efficacité de fragmentation des gros blocs et une moins bonne efficacité de fragmentation pour les plus petites tailles; de la même façon, on peut faire le raisonnement inverse pour un indice supérieur à1.

Ces paramètres quantitatifs peuvent permettre de synthétiser les informations granulométriques sur l'efficacité du tir. La courbe indicatrice de granulométrie reste cependant plus parlante.

III .2. Caractérisation de la blocométrie

La bloc métrie qui est l'appréciation de la distribution des blocs, selon leur dimension, dans le tas de roches abattues, peut être représentée par :

- la dimension maximale des blocs ;
- la taille moyenne des blocs ;
- le taux de fines ;
- le fuseau granulaire.

III .2.1. Dimension maximale des blocs abattus

C'est la plus grande dimension observée après l'explosion. En pratique, cette dimension se détermine en fonction des paramètres des engins miniers.

1. Capacité du godet de l'excavateur (CE) :

$$\mathbf{dmax <= 0{,}8 * (CE)^{1/3}\ ,\ m}$$

2. Dimension d'ouverture de la trémie de réception ou du concasseur (Z) :

$$\mathbf{dmax <= 0{,}8 * Z\ ,\ m}$$

3. capacité de la benne du camion (Cb) :

$$\mathbf{dmax <= 0{,}5 * (Cb)^{1/3}\ ,\ m}$$

4. Largeur de la bande du convoyeur (Lc) :

$$\mathbf{dmax <= 0,5 * Lc + 0,1 , m}$$

Les blocs qui ne satisfont pas à ces conditions sont considérés comme hors-gabarits.
Si **Dmax** est trop élevé (Présence de blocs hors-gabarit nécessitant un brise-roche ou une reprise par tir secondaire).
Si **Dmax** est bien contrôlé (La chaîne de production (transport, concassage) fonctionne efficacement).
Facteurs influençant **Dmax** :

- ✓ Le rapport espacement / hauteur du trou de mine.
- ✓ La quantité d'explosif utilisée.
- ✓ La nature de la roche **(**fracturée ou massive**)**.
- ✓ Le type d'explosif utilisé.

III .2.2. Taille moyenne des blocs

C'est la dimension moyenne des morceaux de roche après l'explosion. Elle est souvent exprimée en millimètres **(mm)** ou centimètres **(cm)**.
D'après Kuznetzov, la taille moyenne des blocs dans le tas abattu est donnée par:

$$\mathbf{Xmoy = K * (E*B*H)^{1/6} * Es(-0,633) , (m)}$$

Avec :
***E* :** espacement des trous de mine (m);
***B* :** banquette, (m);
***H* :** hauteur du gradin, (m);
***Es* :** énergie spécifique de la volée (kj/t);
***K* :** coefficient dépendant de la nature de la roche,
- *K = 7* : roche moyennement fissurée ;
- *K = 10* : roche dure, très fissurée ;
- *K = 12* : roche dure, faiblement fissurée.

Une taille moyenne bien contrôlée facilite le chargement et le concassage.
Si **Xmoy** est trop grande : Présence de blocs surdimensionnés nécessitant des opérations de secondaire (brise-roche, reprise par explosion).
Si **Xmoy** est trop petite : Excès de fines pouvant poser des problèmes de poussière, de transport et de rendement énergétique au concassage.

III .2.3. Détermination du fuseau granulaire

Pour caractériser totalement le fuseau granulaire, Cunningham élabora le modèle, ci-après, dit modèle de Kuz-Ram:

$$\mathbf{F(x) = 1 – exp\ (-ln\ (2) * (X/Xo)^n)}$$

$$n = (2{,}2 - 14 * B/D)*(1- w/B)*(1 + (E/B - 1)/2) * (L/H)$$

Avec :
F(x) : fraction des passants à travers le tamis ;
X : ouverture du tamis ;
D : diamètre du trou de mine (mm) ;
W : déviation de foration (mm) ;
n : coefficient caractérisant la forme de la courbe (en général n varie de 0,8 à 2,2).
L = longueur de la charge totale (m).
Le plan de tir doit prendre en considération ces objectifs et adopter les paramètres de tir pour y répondre.

III .2.4. Facteur d'uniformité (n)

Il indique si la répartition des tailles est homogène ou dispersée.
Si **n** est grand **(2,5 - 4,0)** → La fragmentation est bien contrôlée, avec peu de blocs surdimensionnés.
Si **n** est faible **(< 2,0)** → Il y a une grande variation de taille, donc des difficultés en concassage et en chargement.

III .2.5. Le taux de fines

Le taux de fines représente la proportion de fragments dont la taille est inférieure à un seuil critique, souvent fixé à **20 mm**, **10 mm** ou parfois même **5mm** selon les spécificités de l'installation de traitement.

$$\text{Taux de fines } (\%) = \frac{\text{Masse des fragments} < \text{seuil}}{\text{Masse totale des fragments}} \times 100$$

Trop de fines (Problèmes de poussière, obstruction des convoyeurs, pertes de rendement énergétique).

Trop peu de fines (Mauvais compactage et transport plus difficile).

Le pourcentage de fines est influencé par plusieurs facteurs comme :

- ✓ La charge spécifique d'explosif (kg/m³).
- ✓ La structure du massif rocheux (fissures, diaclases).
- ✓ Le type d'explosif utilisé.

Avantages (dans certaines limites) :

- Favorise un meilleur remplissage du concasseur primaire.
- Améliore la libération des minéraux dans le cas de traitement métallurgique.

Inconvénients (en cas d'excès) :

- Génère de la poussière (impact environnemental et sanitaire).

- Augmente l'usure des convoyeurs et cribles.
- Risque de colmatage dans les alimentateurs et trémies.
- Réduction du rendement énergétique de l'installation.

III .2.6. Indices de fragmentation (P50, P80, P90)

Ces indices permettent d'exprimer la taille des fragments en fonction d'un pourcentage cumulé.

P50 : Taille en dessous de laquelle **50 %** du matériau est plus petit.

P80 : Taille en dessous de laquelle **80 %** du matériau est plus petit (paramètre clé en concassage).

P90 : Taille en dessous de laquelle **90 %** du matériau est plus petit.

Exemple d'interprétation :

Si **P80 = 250 mm**, cela signifie que **80 %** des fragments ont une taille inférieure à **250 mm**.

En général, **P80** doit être adapté à l'ouverture du concasseur primaire.

Si P80 **est trop grand** : Problème d'alimentation du concasseur (risque de blocage).

Si P80 est trop petit : Risque d'excès de fines et de sous-utilisation du concasseur.

III .2.7. Coefficient de forme des fragments

Décrit la morphologie des morceaux de roche après le tir :

- **Cubique** (idéal pour le concassage).
- **Lamellaire (plat)** (moins efficace, peut poser des problèmes au concassage et au transport).
- **Allongé** (peut engendrer des bourrages dans les cribles et convoyeurs).

III .3. Les facteurs influences la fragmentation

Introduction

L'un des maillons des processus technologiques de l'exploitation des gisements des minéraux à ciel ouvert est la préparation des roches à l'extraction. Cette étape de préparation prédétermine le rendement des engins, la sécurité du travail et, en général, l'efficacité des travaux à ciel ouvert. Dans la plupart des cas, la préparation des roches à l'extraction repose sur la destruction (à l'explosifs) du massif des roches jusqu'à l'obtention de morceaux de dimensions nécessaires et admissibles pour le travail normal de tout le complexe d'extraction et de transport.

La fragmentation des roches dépend de plusieurs facteurs variables et invariables représentant le souci des ingénieurs et spécialistes.

Les facteurs qui influent sur la qualité de la fragmentation des roches sont plusieurs, parmi lesquels les plus importants sont :

- Le massif rocheux ;
- La consommation spécifique d'explosif ;
- La régularité de la distribution de l'explosif ;
- L'inclinaison des trous ;
- L'utilisation des microretards ;

- La construction des charges ;
- Le diamètre de foration ;
- Géométrie du plan de tir.

III .3.1. Le massif rocheux

Le massif rocheux est un ensemble constituant de deux éléments :

- **La matrice :** c'est la matière constitutive du massif, dont la nature très variable est fonction de ses conditions de genèse. A l'échelle d'un tir, on est souvent en présence de roches de nature diverses, du fait de phénomènes syn/post génétiques, qui peuvent transformer plus ou moins localement la nature de la roche préexistante (altération par exemple), ou mettre en présence de formations différentes.
- **Les discontinuités :** ce sont tous les éléments qui viennent interrompre la continuité de la matrice, certains sont syn-génétiques de la matrice : plans de stratification dans le cas de roches sédimentaires, ou post-génétiques : facteurs et structures diverses (joint ou diaclases, failles, etc…).De plus, en fonction des conditions climatiques et géologiques, le massif pourra aussi contenir de l'eau sous diverses formes (eau interstitielle, nappe, karst, etc…).

III .3.1.1. La matrice rocheuse

C'est la matière de la roche comprise entre les discontinuités. Pour chaque roche, elle est composée d'un assemblage de minéraux dont la nature et l'agencement son fonction des conditions de genèse.

La matrice n'est pas un milieu totalement continu. Différents types de discontinuités l'affectent:

• les limites entre particules élémentaires constitutives (minéraux, grains, etc...)
• les contacts entre minéraux, cimentés ou non (roches sédimentaires et magmatique)
• les vides ou porosité (de pore ou de fissure) : différentes techniques permettent de les analyser et de les quantifier (microscope, mesure de porosité, ondes ultrasonores, etc…).

La matrice va influencer la foration et le tir à partir de ses propriétés petro-physique : Minéralogiques, porosité, teneur en eau, vitesse de propagation d'ondes, etc. et mécaniques: résistance à la compression et au cisaillement, abrasivité, etc.

III .3.1.1.1. Propriétés pétro-physiques

On désigne par propriétés pétro-physiques d'une roche les propriétés intrinsèques qui dépendant de composition minéralogique, de sa texture, de la présence de vide et d'eau, les principales propriétés qui sont utiles pour l'utilisation d'explosif sont les suivantes :

A) Masse volumique

C'est la masse de la roche par unité de volume, y compris les vides éventuels, la masse volumique ρ s'exprime en (kg/m3), elle est de l'ordre de 2200 à 3000 kg/m3 pour la majorité des roches et dans le cas des roches minéralisées, peut aller de 1900 à 5000 kg/m3.

La densité est un paramètre sans dimension et correspond au rapport de la masse volumique à la masse de même volume d'eau. Pour un tir, ce paramètre intervient dans le calcul de l'impédance de la roche.

B) Porosité

La porosité n décrit la présence des vides au sein de la matrice rocheuse, elle est définie par le pourcentage en volume de l'ensemble des vides continus (Annexe 4).

$$n = \frac{V_v}{V_t} \times 100 \qquad \text{(III.1)}$$

Avec
- Vv : volume des vides
- Vt : volume totale de l'échantillon.

La porosité peut s'exprimer aussi en fonction de la densité d de la roche et de la densité dm des grains minéraux

$$n = 1 - \frac{d}{d_m} \qquad \text{(III.2)}$$

La porosité varie de 0 et 30% selon la nature et type de roche, l'emploi de l'indice de continuité, mesure grâce aux ultrasons, permet de distinguer dans une roche la part des porosités de pore (entre les grains) et de fissure (contacts entre les minéraux et micro fissuration).

La porosité contrôle au niveau de la matrice l'action de l'explosif en particulier celle de l'énergie de gaz qui joue un rôle primordial dans la propagation des fissures créées par l'énergie de choc.

C) teneur en eau

La teneur en eau (w) est le premier paramètre qui permet de rendre compte de la présence de l'eau et de son influence sur le comportement d'une roche, elle correspond au rapport entre la masse d'eau contenue dans une roche et la masse des solides qui le constituant, la teneur en eau des roches se situe généralement entre 1 et 15%, elle joue un rôle positif dans la transmission de l'énergie de l'explosif.

D) la perméabilité

La perméabilité K correspond à la vitesse de percolation de l'eau dans une roche. Elle s'exprimer donc en m/s et peut être mesurée en laboratoire en faisant simplement percoler de l'eau à travers une éprouvette. La limite entre une roche perméable et une roche imperméable est fixée autour de 10-9 m/s. cette perméabilité se mesure aussi à l'échelle du massif. (Annexe 5)

La perméabilité contrôle la présence d'eau dans le massif, ce qui est important dans un tir en fonction de la sensibilité des explosifs utilisés à ce paramètre (nitrate fuel en particulier). L'eau peut aussi avoir un rôle positif (meilleur transmission d'énergie de l'explosif dans le massif) ou négatif (déclenche d'instabilité au niveau d'un trou, d'un gradin ou d'un flanc de fosse).

E) vitesse de son et impédance acoustique

La vitesse de « son » correspond en fait à la vitesse de propagation d'une onde ultrasonore longitudinale (onde de compression P) dans la roche. Elle est mesurée en laboratoire par la technique dite en transparence, l'échantillon étant situé entre 2 capteurs piézoélectrique (un

émetteur et un récepteur). La connaissance de la vitesse permet d'accéder à plusieurs paramètres indicatifs de la qualité de la roche.

➢L'indice de continuité

La vitesse du son Vp d'une roche dépend de sa composition minéralogique ainsi que de sa porosité et de son niveau de fissuration et d'altération. La vitesse du son d'un cristal pur de quartz par exemple avoisine 8000 m/s, mais la vitesse du son d'un granite altéré et fissuré peut décroitre jusqu'à atteindre 1000 m/s. on définit ainsi l'indice de continuité d'une roche IC comme étant le rapport entre la vitesse du son mesurée sur une éprouvette en laboratoire et la vitesse théorique résultant de sa composition minéralogique (Annexe 6).

$$IC = \frac{V_m}{V_t} \times 100 \qquad \text{(III.3)}$$

Avec :
• Vm : vitesse mesurée expérimentalement (m/s)
• Vt : vitesse théorique de la roche, fonction de sa composition minéralogique (m/s)

➢Le degré de fissuration

Si on connait la porosité n de l'échantillon et l'indice de continuité IC, des études expérimentales ont montré qu'on pouvait en déduire le degré de fissuration Df :

$$D_f = \frac{1}{22} \times \left(\frac{IC}{100} - 1 + 1.6 \times n\right) \qquad \text{(III.4)}$$

➢L'impédance acoustique

Le produit de la masse volumique ρ par la vitesse du son Vp définit l'impédance acoustique d'une roche :

$$IM = \rho \times Vp \qquad \text{(III.5)}$$

Cette porosité conditionne le transfert d'énergie entre l'explosif et le milieu rocheux. L'impédance acoustique de l'explosif correspond aussi au produit de sa masse volumique par sa vitesse de détonation. Pour assurer un bon transfert de l'énergie de choc entre l'explosif et la roche, il faut essayer de réduire l'écart entre ces deux valeurs d'impédance.

F) Altérabilité

On désigne sous ce terme le fait qu'une roche puisse perdre progressivement sa cohésion et sa dureté, sous l'action de phénomène physico-chimique qui dégradent les liaisons entre minéraux et les minéraux eux-mêmes. On distingue l'altération météorique (due au climat) de l'altération hydrothermale qui est d'origine profonde (solutions chaudes liées à la genèse magmatique en particulier). L'altération météorique se développe principalement en surface, mais peut affecter l'intérieur de massif rocheux grâce aux discontinuités existantes, qui sont

autant de lignes de faiblesse à partir desquelles l'altération pénètre et se développe progressivement. Elle sera fonction :

- Du climat : abondance d'eau (d'autant plus que l'eau sera chaud et acide), température (chaleur, cycle gel-dégel)
- De la présence des minéraux hydrolysables (feldspath et micas) et des minervaux hydrophiles (l'argile) qui vont retenir l'eau dans la matrice et permettre à l'hydrolyse de se prolonger.

Le cas le plus typique sous nos climat l'arénisation des granites : la roche se délite en sable qui entoure la partie de roche seine qui forme des boules. C'est aussi La karstification des massifs calcaires, les résidus de l'altération étant la terre rouge, qui remplit les fissures ou comble des cavités crées. Sous des climats chaud (tropicaux-équatoriaux), c'est le développement de latéritisation qui a lieu (hydrolyse des minervaux et concentration sur place des insolubles: hydroxydes de fer et d'aluminium).

L'altération influence l'état et les propriétés des matériaux abattus est découpés ce qui affecte l'industrie des granulats, des matières premières minérales et des roches ornementales. Elle a aussi des conséquences sur la mise en œuvre et le rendement des tirs.

Le tir à l'explosif peut lui-même être source d'altération du fait de la création de fissures dans le massif (effets arrière). Ceci facilite l'action des phénomènes physico-chimique décrits ci-dessus et peut être préjudiciable à long terme à la stabilité définitive des talus finaux, voire d'ouvrage réalisés ultérieurement aux tirs.

G) Abrasivité

L'abrasivité d'une roche caractérise sa capacité à provoquer une usure des outils mécanique. Elle dépend de sa teneur en minéraux durs (quartz par exemple) et de la résistance de l'assemblage des grains. La mesure de l'abrasivité, type LCPC par exemple (laboratoire central des ponts et des chaussées) se fait par la mise en rotation rapide d'une palette d'acier pour broyer la roche ; la perte du poids de la palette par usure, exprimée en gramme d'acier par tonne de roche traitée, représente l'abrasivité de la roche (Annexe 7 et Annexe 8).
Pour les tirs, ce paramètre est important car il influe sur l'usure des outils de foration utilisés pour réaliser les trous de tirs. Les roche siliceuse (le granite, le quartzite etc.), entraineront une forte usure par rapport aux autres (calcaires, basaltes etc.).

III .3.1.1.2. Caractéristiques mécaniques

On désigne par caractéristiques mécaniques d'une roche les propriétés qui permettent de décrire son comportement en termes de résistances et de déformabilités lorsqu'elle est sollicitée par un chargement mécanique donné.
Ces caractéristiques sont donc déterminées en effectuant des essais en laboratoire ou in situ, en faisant varier à chaque fois le chargement appliqué : cisaillement, traction, compression simple et triaxiale.

A) Résistance mécanique

La résistance mécanique d'une roche en compression est déterminée par des essais de compression simple ou des essaye de compression triaxiale. Lorsqu'elle est soumise à une compression simple, la rupture de la roche se produit lorsque la contrainte axiale appliquée atteint la résistance en compression simple RC (Annexe 9). En revanche, lorsqu'elle est

confinée latéralement avec un confinement Q, la roche présente une résistance à la rupture RR supérieure qui est donnée par la relation :

$$R_R = R_C + K_P \times Q \quad (\text{kgf/m}^2) \qquad \text{(III.6)}$$

Le coefficient KP est appelé coefficient de confinement et donne l'augmentation de la résistance de la roche apporté par le confinement. Ceci explique la nécessité d'utiliser une plus forte énergie pour les tirs en souterrains.

Notons ici que la résistance en compression simple est le paramètre le plus utilisé pour caractériser une roche. Contrairement à la compression, la roche offre une très faible résistance en traction RT. Celle-ci est mesuré par un essaye indirecte appelé essaye de brésilien. Il consiste à appliquer une compression diamétrale pour générer une traction au milieu de l'éprouvette. Le rapport entre la résistance en compression RC et la résistance en traction RT peut varier de 1/10 jusqu'à 1/20 selon la nature de la roche. Ceci montre que le meilleur moyen pour casser une roche consiste à la faire travailler sous le régime ou elle résiste le moins, c.à.d. la traction. C'est ce que l'on cherchera à faire le plus souvent avec l'explosif.

B) Déformabilité

La déformabilité d'une roche est essentiellement caractérisée au cours d'un essai de compression simple ou triaxiale en mesurant la variation de la hauteur H et la variation du diamètre D de l'éprouvette. On définit ainsi le module d'élasticité E (module de Yong) comme étant la pente de la phase linéaire du diagramme donnant la contrainte axiale en fonction de la déformation longitudinale ΔH/H.

Le coefficient de poisson correspond à la pente de la phase linéaire du diagramme donnant la déformation transversale (ΔD/D) en fonction de la déformation longitudinal. Le module de cisaillement G est définit à partir de module d'élasticité E et le coefficient de poisson ν selon la relation :

$$G = \frac{E}{2\times(1+\upsilon)} \qquad \text{(III.7)}$$

Le coefficient de poisson ne varie pas beaucoup d'une roche a une autre (ν moyen = 0.25).

C'est surtout le module d'élasticité E qui varie beaucoup. Ce paramètre décrit donc la déformabilité et la rigidité de la roche (Annexe 10). Il intervient au niveau du tir dans la faculté d'une roche à mieux propagé l'énergie de choc qui lui est transmise par l'explosif.

C) Indice de fragilité : FR

Il est défini par le rapport entre les résistances à la compression simple et à la traction. Cet indice permet d'évaluer la formabilité et le comportement à la rupture de roche dure (σC > 25 MPA) (Annexe 11).

III .3.1.1.3. Propriétés structurales

Les caractéristiques géologiques de la matrice rocheuse abattue représentent le facteur d'influence à la fois le plus important et le moins contrôlable dans les tirs à l'explosif.
(La Figure III.1 illustre les conditions radicalement différentes de structure pour la masse rocheuse à abattre). Les plans de discontinuités arrêtent la propagation de fractures dans la roche ; la microstructure de la roche abattue et les imperfections naturelles influencent et compliquent le processus de fracturation dynamique (création de fractures multiples et bifurcation des fractures individuelles).



Figure III .1 : Différentes conditions de fracturation (Cosider carrière C43, 2025)

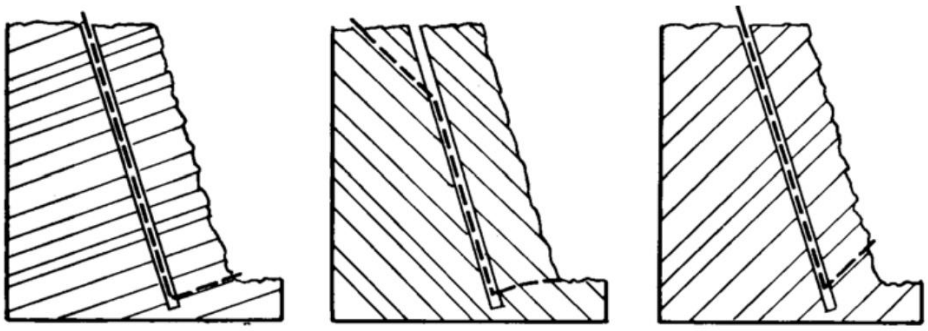


Figure III .2: Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en coupe (wild,1984 [166]).

Dans des conditions où la fréquence spatiale d'un ou plusieurs jeux de discontinuités est importante, il est notoirement préférable de tirer les gradins avec un diamètre de trou réduit ; ceci permet en effet une maille de foration plus serrée à consommation spécifique équivalente.

Une maille de foration trop lâche dans ce type de situation peut conduire à des portions entières du gradin peu ou non fragmentées (voir Figure III.3 ci-après). Cette remarque s'applique également au tir dans les roches conglomératiques.

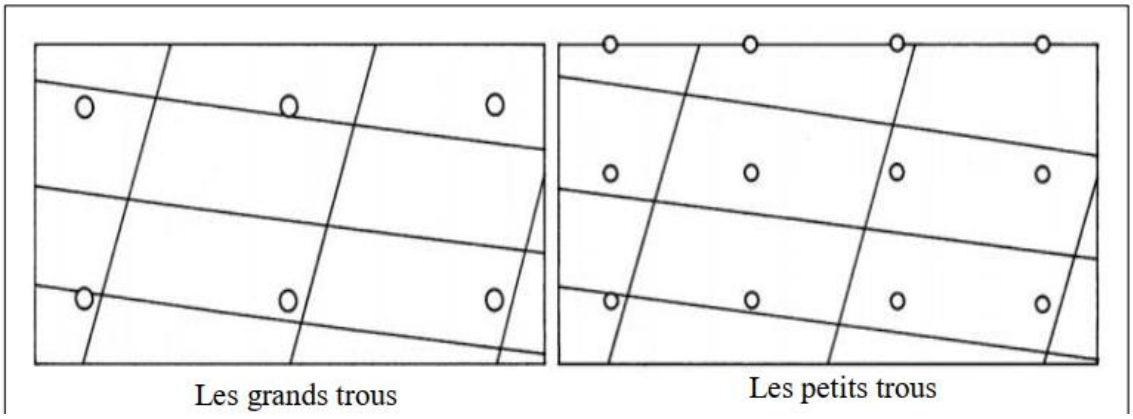


Figure III.3: Deux mailles de foration différentes confrontées à un même réseau de discontinuités

En contexte industriel standard, il est impossible d'obtenir une description structurale complète de la masse rocheuse abattue. En revanche, il est possible d'enregistrer des informations de surface limitées, par exemple:

- Intersection de plans de discontinuités avec le front du gradin ou la plateforme supérieure ;
- Imagerie de paroi de trous forés.

III .3.1.1.4. Comportement de la roche (Résistances et propriétés)

La mécanique des roches modélise le comportement des roches en laboratoire à partir de tests de durée limitée. Les propriétés mécaniques des roches dépendent de leur nature pétrographique, de leur état d'altération et de leur structure. Ce sont des caractéristiques intrinsèques du matériau.

Les principaux tests mécaniques comportent des essais de compression simple ou triaxiale permettent d'établir des modules ou des coefficients (Young, Poisson, poussée, etc.), ainsi des différentes résistances qui caractérisent le comportement de la roche sous des contraintes telles que :

- **Pression statique :** poussée des terrains,
- **Pression dynamique :** action des explosifs.

La résistance à la traction est théoriquement la propriété mécanique la plus importante de la masse rocheuse pour l'abattage. En effet, il est généralement admis que la fissuration et la fragmentation de la roche se réalisent surtout sous un régime de contrainte de traction.

Par ailleurs, les essais réalisés par certains chercheurs, sur des matériaux naturels et synthétiques ont indiqué une relation entre la banquette critique et la résistance à la traction.

Quant à la résistance à la compression, elle détermine le comportement de la roche au voisinage de la charge de détonation.

III .3.1.1.4.1. Module de Young (*E*)

Le module de Young est une indication de déformabilité de la matrice rocheuse. Plus celui-ci est important, plus il est difficile pour le gaz de l'explosion de comprimer et rompre la roche. Pour traduire que la déformation est proportionnelle à la contrainte, on utilise la "loi de Hooke" entre la contrainte σ et la déformation longitudinale εl. Le coefficient obtenu est appelé module de Young E.

$$E = \sigma/\varepsilon l \qquad \text{(III.8)}$$

III .3.1.1.4.2. Coefficient de Poisson (*v*)

C'est le rapport entre l'écrasement et la dilatance. Il traduit l'aptitude de la roche à se comprimer sur elle-même (serrage) et à transmettre latéralement les pressions qu'elle supporte (poussée). Le coefficient de Poisson est le rapport de deux rapports, donc il n'a pas d'unité.

$$v = \frac{\frac{\delta\emptyset}{\emptyset_0}}{\frac{\delta\lambda}{\lambda_0}} = \varepsilon t/\varepsilon l \qquad \text{(III.9)}$$

III. 3.1.1.4.3. Coefficient de poussée (*K*)

Soit un échantillon de roche A soumis à une contrainte de poussée Qp, on cherche à évaluer la valeur de la contrainte Pi induite. On recherche la relation qui existe entre les deux contraintes telles que $\boldsymbol{Pi = K.\,Qp}$ **(III.10)**

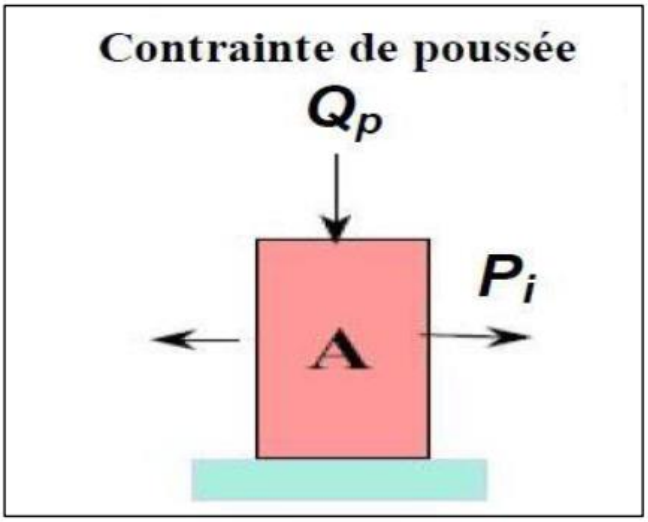


Figure III.4 : Essai de la contrainte de poussée

$$K_{fd} = \frac{\delta V}{Vi} = \varepsilon l - 2\varepsilon t \qquad \text{(III.12)}$$

Si le coefficient *K* est proche de 1, la roche sera très « poussante », elle sera facile à « tirer ».

A l'inverse si on a un coefficient proche de 0,1 on a des roches très solides, difficiles à « tirer ».

III .3.1.1.4.4. Coefficient de foisonnement dynamique (Kfd)

$$K_{fd} = \frac{\delta V}{Vi} = \varepsilon l - 2\varepsilon t \qquad \text{(III.12)}$$

•δV**:** La variation de volume en fonction de la contrainte.
•Vi**:** Le volume initial de l'échantillon.
- Pour une valeur négative, la roche est en phase de serrage.
- Pour une valeur voisine de 0, la roche est stabilisée, elle se trouve en phase élastique.
- Une valeur positive indique un début de fissuration, la rupture est proche.

III .3.1.1.4.5. Compression triaxiale

L'essai de compression simple n'est pas représentatif de la roche en place. Chaque élément de roche in-situ est soumis à une contrainte normale (σ) qui s'exerce dans toutes les directions de l'espace. Elle est proportionnelle à la profondeur d'enfouissement. On la note

$$\sigma = \rho_r \times g \times h \qquad \text{(III.13)}$$

• ρr: densité de la roche.
• g: accélération de la pesanteur.
• h: profondeur.

III .3.1.2. Discontinuités structurales

C'est un fait bien connu que l'efficacité du tir est affectée par les discontinuités structurales y compris failles, joints et autres. Des résultats expérimentaux montrent que l'efficacité du tir est plus influencée par les discontinuités structurales que par les propriétés de l'explosif.

La distance entre les discontinuités a également une grande influence sur l'efficacité d'un tir. Les tendances récentes sur le tir sont dirigées vers l'utilisation de large diamètre de trous, ce qui entraîne de larges espaces et lignes de moindres résistances cependant les discontinuités géologiques deviennent plus prononcées.

Les discontinuités engendrent la réflexion des ondes de contraintes qui agissent conjointement avec celles crées par la charge. Ceci entraîne la concentration des contraintes et par conséquent une meilleure fragmentation dans la zone, par contre, la zone qui se trouve de l'autre côté de la discontinuité tend à être moins fragmentée.

Lorsque les discontinuités sont ouvertes, les gaz générés par l'explosion s'échappent par celle-ci. Cela s'accompagne d'un abaissement rapide de la pression de sorte que l'énergie de gaz perde son efficacité. Cependant, une mauvaise fragmentation et un médiocre déplacement du tas en résultent.

Donc on peut dire que les discontinuités dans le massif rocheux ont une grande influence sur les travaux miniers, surtout, sur le travail de l'explosif pendant les travaux d'abattage des roches.

III .3.2. Conditions climatiques (rôle de l'eau sur le processus d'abattage)

La présence d'eau dans un terrain est toujours une source de préoccupation pour le mineur, elle joue généralement quatre rôles à savoir :

III. 3.2.1. Rôle de l'eau comme élément de couplage de l'explosif au massif rocheux

L'eau occupe l'espace annulaire compris entre l'explosif (encartouché) et la paroi.

L'impédance acoustique globale des produits de détonation se voit ainsi augmentée (par augmentation de leur densité) améliorant par là le transfert de l'énergie au massif rocheux, de même la présence d'eau limite la détente des gaz de détonation, augmentation donc de la pression exercée sur la paroi**.**

III .3.2.2. Rôle de l'eau comme agent de bourrage

L'expérience montre que le bourrage à l'eau est efficace ; sur le plan théorique, l'inertie de la masse d'eau est suffisante pour permettre une montée en pression des gaz de détonation dans le trou, avant l'éjection de la colonne liquide.

III.3.2.3. Rôle de l'eau contenue dans le massif rocheux dans la transmission des vibrations

Si l'eau contenue dans la matrice rocheuse est vraisemblablement sans influence sur la propagation des vibrations, celle contenue dans les discontinuités joue un rôle favorable dans la transmission des vibrations. Il est connu en effet que l'eau, comme la plupart des fluides, transmet bien les vibrations longitudinales (mais non les ondes de cisaillement) ; ainsi l'eau assure « un couplage hydraulique » des différents blocs constituant le massif rocheux. L'amortissement de la vibration est donc réduit de façon significative. Ainsi la présence d'eau doit favoriser légèrement le travail de l'explosif dans les massifs fracturés.

III .3.2.4. Rôle de l'eau dans la résistance du massif rocheux

On sait que l'eau altère la résistance au cisaillement des discontinuités ; le massif rocheux est donc globalement moins résistant et par conséquent plus apte à être abattu. La présence d'eau doit donc faciliter l'abattage du massif, par réduction globale de sa résistance.

III .3.3. Effet général des ondes de choc dans le massif rocheux

La détonation d'une charge s'accompagne de déformations dans le massif selon trois zones distinctes :

- La zone de broyage
- La zone de fissuration radiale
- La zone sismique.

III 3.3.1. Zone de broyage

Les contraintes de compression subies à proximité de la paroi du trou dans les premiers temps de la propagation généralement excèdent la résistance à la compression de la roche.
Tout se passe comme si cette zone était soumise à un régime hydrodynamique (figure III.5 phase I).

La décroissance des contraintes est toutefois très rapide de sorte que de 3 à 5rc (rayon de la charge), elles reviennent en deçà de la résistance à la compression de la roche.

L'épaisseur de la zone de broyage dépend essentiellement de la pression maximale à la paroi du trou et des propriétés dynamiques de la roche. Les roches cristallines à porosité faible

offrent une résistance plus importante au broyage que le roches tendres et /ou poreuses. La pression à la paroi du trou dépend de la densité de l'explosif. Par conséquent, l'épaisseur de la zone broyée peut être modifiée en variant la densité du chargement.

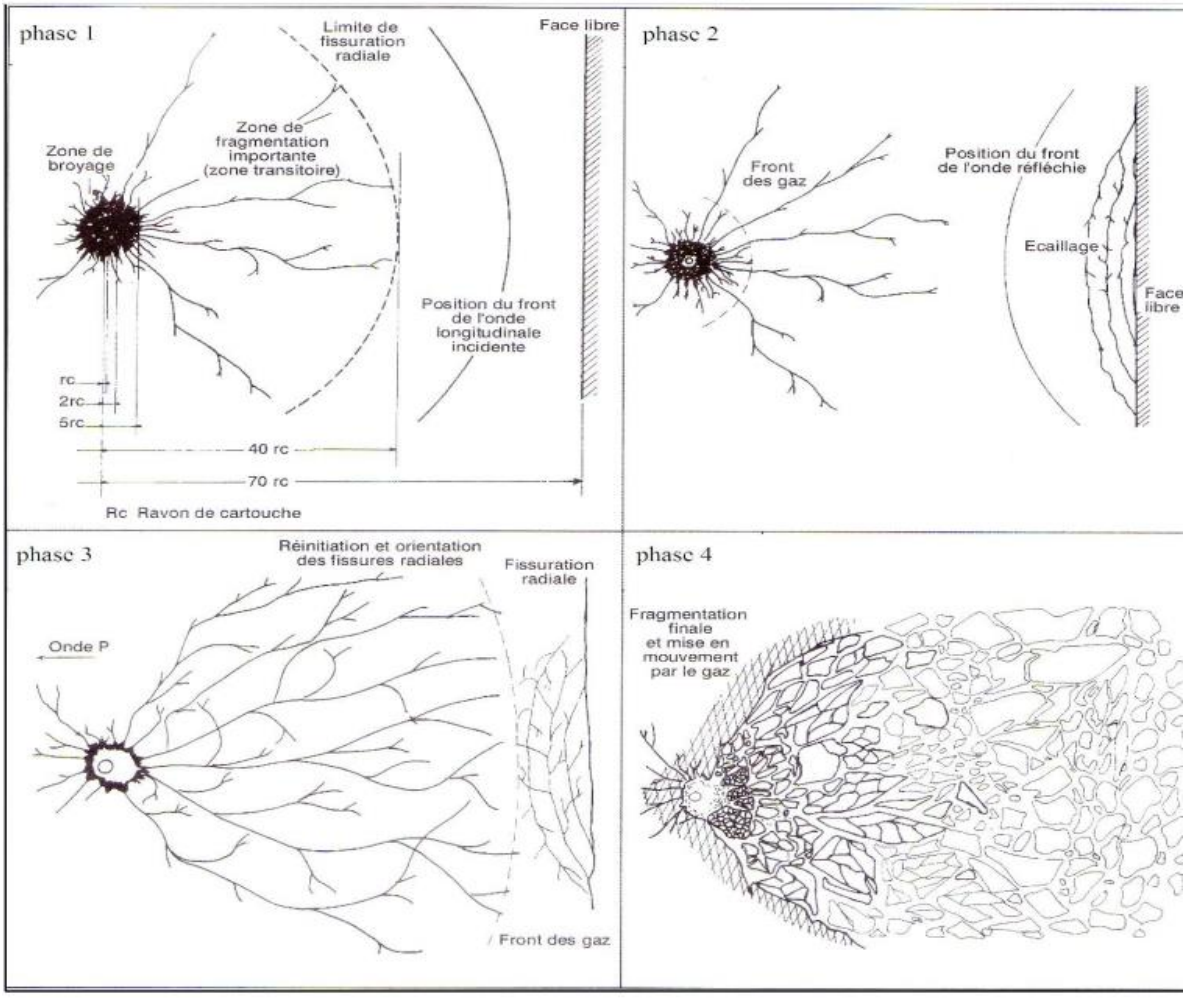


Figure III.5: Développement de la fissuration et de la fracturation, (phase 1 à 4)

III. 3.3.2. Zone de fissuration radiale

Dans cette zone (figure III.5 phase 2), la roche subit, en plus de la contrainte de compression, une contrainte tangentielle en traction ; Des fissures radiales se développent autour de la cavité jusqu'à ce que la contrainte tangentielle devienne inférieure à la résistance dynamique en traction de la roche. Ceci peut couvrir des distances comprises entre 20 et 50rc (rayon de la charge).

Toutefois, le mécanisme de la propagation de ces fissures n'est pas aussi clair, d'après des essais au laboratoire des tirs (sur modèle physique) et en utilisant la méthode photographique, a conclu que ces fissures sont initiées et propagées à partir des fractures préexistantes dans le massif rocheux. Cela peut indiquer que les contraintes résiduelles jouent un rôle important dans la propagation de ces fissures.

Dans cette zone, aucune fissuration marquante n'apparaît et le massif rocheux suit un modèle classique de comportement élastique.

III .3 .2. Consommation spécifique d'explosif

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 ce qui a permis à certains chercheurs de dire que tous les problèmes de la fragmentation sont résolus par le réglage de la consommation spécifique d'explosif. Nous pensons que cette hypothèse n'est pas vraie pour toutes les roches. A cet effet, un ensemble d'essais ont montré que pour les roches monolithiques, l'augmentation de la charge de 2,3 fois provoque une diminution proportionnelle des classes de grosses fractions. Cette diminution n'est que de 1,3 fois pour les modules fissurés.

Tableau III.1 : catégories de fissuration des roches

catégorie	Roches	Distance entre les fissures (m)	Densité de fissuration Nombre de fissures par mètre linéaire
I	Extrêmement fissurées	< 0.1	>0.1
II	Très fissurées	0.1-0.5	20-10
III	Fissuration moyenne	0.5-1.0	1.0-2.0
IV	Peu fissurées	1.0-1.50	1.0-0.65
V	Monolithe, non fissurées	>1.50	<0.65

La consommation spécifique de l'explosif est déterminée par la formule suivante :

$$qp = qet \times Kex \times Kf \times Kd \times Kc \times Kv \times Ksd \qquad (g/m3) \qquad \textbf{(III.14)}$$

• qet : La consommation spécifique étalon de l'explosif
• Kex : Coefficient de conversion de l'explosif étalon à celui utilisé
• Kf : Coefficient tenant compte l'influence de la fissuration du massif
• Kd : Coefficient qui tient compte de degré de la fragmentation demandée
• Kc : Coefficient tenant compte de degré de concentration de la charge
• Kv : Coefficient qui tient compte de l'influence du volume des roches à fragmenter par explosif.
• Ksd : Coefficient tenant compte du nombre de surfaces dégagées.

Tableau III.2 : Consommation spécifiques d'explosifs

	Catégories de fissuration				
	I	**II**	**III**	**IV**	**V**
Diamètres des morceaux en mm	**Consommation spécifique d'explosifs en kg/m3**				
300	1.9	2	-	-	-
400	1.4	1.7	2.2	-	-
500	0.8	1.4	1.6	2	-
600	0.4	0.9	1.3	1.7	2
700	0.3	0.6	1	1.4	1.6
800	0.2	0.3	0.6	0.9	1.3
900	-	-	0.4	0.6	0.9
1000	-	0.2	0.2	0.4	0.7
1100	-	-	-	0.3	0.4
1200	-	-	-	-	0.3

III .3.2.1. Régularité de distribution de l'explosif

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 de deux fois provoque une diminution des hors gabarit de 7 à 12 % et celle de la consommation spécifique de 8 à 14%. Ces mêmes expériences montrent que le degré d'influence du diamètre de la charge sur la fragmentation dépend de la fissuration des roches.

III .3.2.2. Inclinaison des trous

Les trous inclinés favorisent l'efficacité de la fragmentation des roches et ce par la diminution de la zone de fragmentation réglée, les pertes d'énergie de charge dans le massif et la perte d'énergie pour la destruction du pied du gradin. La pratique de l'abattage montre que l'utilisation de trous inclinés diminue la production des blocs hors gabarit de 8-10 % à 15-25 % et augmente le rendement des pelles mécaniques de 1.5 fois .

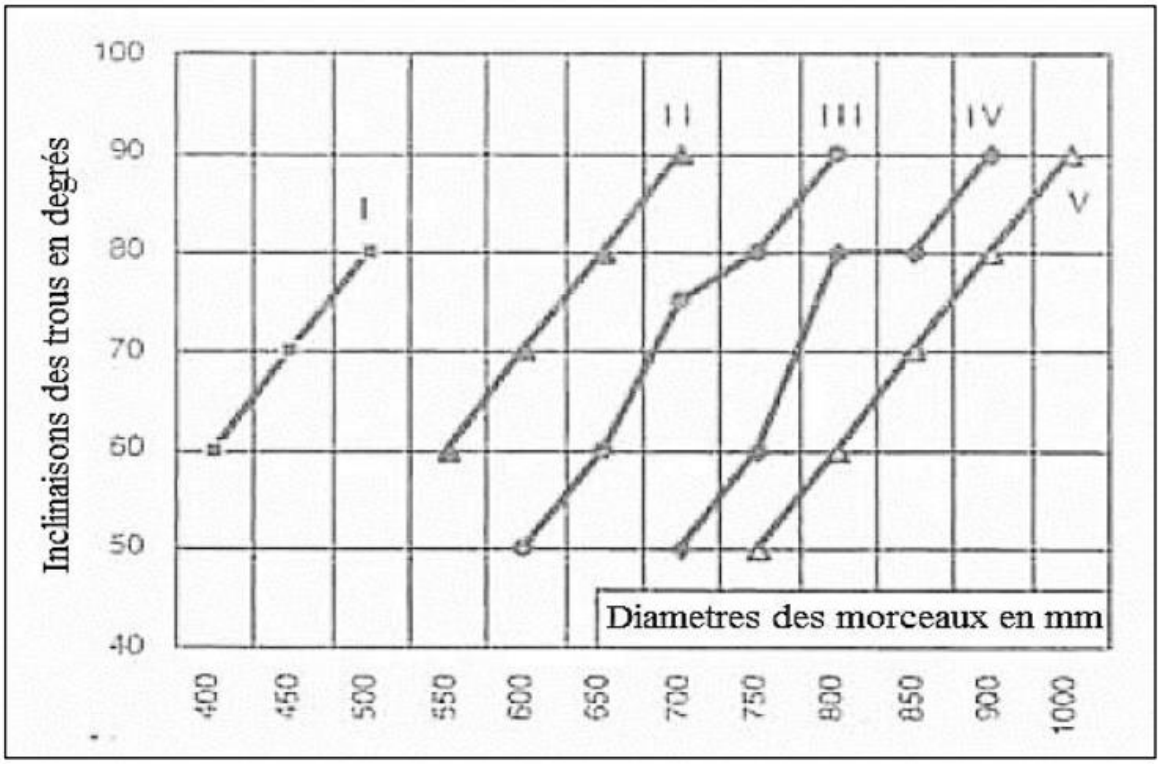


Figure III.6 : Diamètres des morceaux en fonction de degrés d'inclinaisons des trous

Tableau III.3 : Inclinaisons des trous en degrés.

	Catégories de fissuration I	II	III	IV	V
Diamètres des morceaux en mm	**Inclinaisons des trous en degré**				
400	60	-	-	-	-
450	70	1.4	-	-	-
500	80	-	-	-	-
550	-	60	-	-	-
600	-	70	50	-	-
650	-	80	60	-	-
700	-	90	75	50	-
750	-	-	80	60	50
800	-	-	90	80	60
850	-	-	-	80	70
900	-	-	-	90	80
1000	-	-	-	-	90

III .3.2.3. Tir à microretard

L'intervalle optimal du retard doit être déterminé avec exactitude, puisque tout écart diminue l'effet de son utilisation. Parallèlement à la sécurité, l'utilisation du microretard a une grande influence sur la qualité de la fragmentation. Le choix de microretard n'est pas important pour les roches dont la catégorie de fissuration est de l à III. Par contre, pour les roches à grands blocs (catégories III à V), l'utilisation des tirs à microretard diminue la production des blocs hors gabarit de 1.6 à 2 fois.

III.3.2.4. Construction des charges

La pratique des travaux de tirs et les recherches sur ce domaine, montrent que la qualité de fragmentation et son indice technico-économique dépendent considérablement de la construction des charges. Cette dernière est en liaison avec les propriétés des roches et avec l'exigence qualitative de la fragmentation.

Toute construction de charge en carrière peut être divisée en trois groupes selon l'indice énergétique de tir:

- les charges cylindriques correspondant aux charges verticales et inclinées continues et utilisant le même explosif;
- le deuxième groupe renferme des charges avec différents explosifs et utilisant deux ou plusieurs points d'amorçage;
- le troisième groupe renferme des charges de différentes formes et poches permettant de modifier la densité de l'explosif. L'utilisation des charges dispersées avec chambre d'air, améliore considérablement la fragmentation des roches. Tout comme elle permet de diminuer la consommation d'explosif jusqu'à 10% sans changement de la fragmentation. La longueur de l'espace d'air est généralement prise en fonction de la catégorie de fissuration des roches.

Enfin, on remarque que la qualité de la fragmentation influe directement sur le rendement des engins de chargement et de transport. Plus le diamètre moyen des morceaux est petit, plus le rendement de l'excavateur (pelle hydraulique) est grand et de même pour les camions.

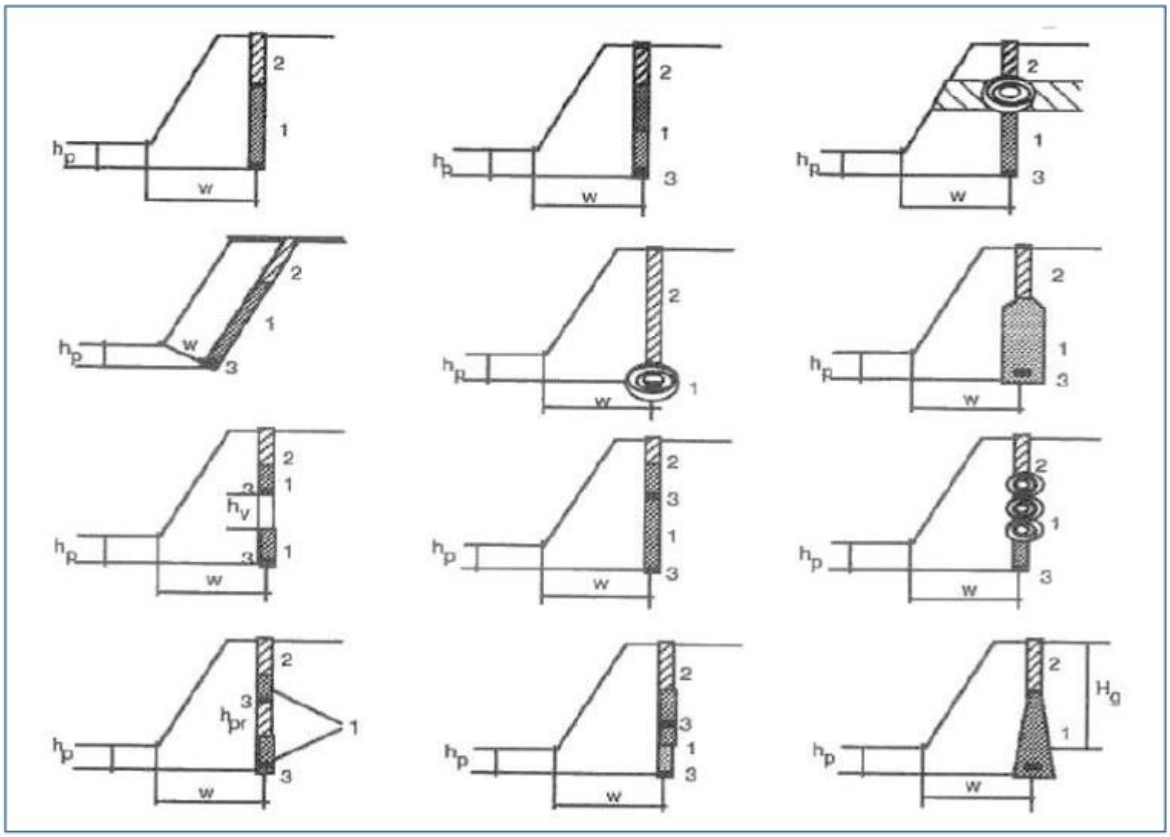


Figure III.7: Construction des charges. 1: Explosif.- 2: Bourrage. 3: Points d'amorçage. Hg: Hauteur du gradin. Hp: Sous forage. Hv: Espace vide. Hpr: Bourrage intermédiaire.

III.3.2.5. Diamètre de foration

Le tir avec un diamètre de foration réduit permet une meilleure répartition de l'énergie explosive fournie au sein du massif, et permet de déjouer les difficultés techniques posées par des réseaux de discontinuités resserrés. Ces avantages sont obtenus au détriment des coûts de foration. D'autre part, le diamètre des charges explosives influence leur vitesse de détonation ; notamment, les performances en détonation du nitrate-fuel diminuent significativement pour les diamètres inférieurs à 40 mm

L'application de trous de grands diamètres provoque la projection des roches et contribue à la détérioration de l'atmosphère et peut aussi engendrer des fissures excessives dans le massif rocheux. Notons que pour toute application de trou de grand diamètre nous devrons mener une étude des conséquences d'un gain obtenu et les problèmes qui en découlent le choix du diamètre du trou dépend aussi de certaines données à savoir :

- L'environnement : le niveau de vibration et de bruit dépend de la charge explosive, établie en fonction du diamètre et la profondeur du trou.
- La structure du massif à un effet fondamental sur la granulométrie, donc influera directement sur le choix du diamètre de trou.
- L'engin de chargement, qui nécessité un type de fragmentation et de foisonnement des roches abattues.
- La nature de l'explosif, qui peut par exemple avec l'augmentation du diamètre, avoir une vitesse de détonation plus élevée.

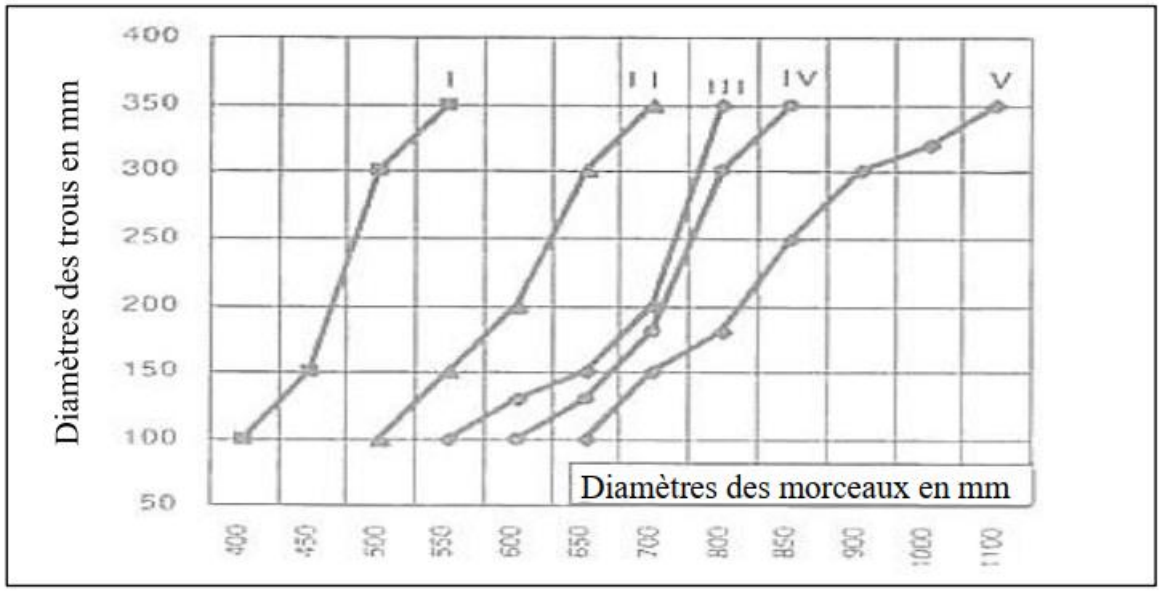


Figure III.8: Diamètres des trous et fragmentation dans les roches fissurées

III.3.2.6. Géométrie du plan de tir

La banquette, l'espacement et l'inclinaison des trous, la hauteur du front sont des paramètres que l'on sent évidemment liés mais qui sont difficiles à intégrer dans un indicateur unique. Les études sur la géométrie du tir sont réalisées le plus souvent paramètre par paramètre.

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

La valeur de l'espacement est gouvernée par le ratio espacement/banquette, a/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 .

Dans son article sur les tirs à haut rendement de bloc, Cappello, propose une maille dissymétrique avec des charges découplées. Cette méthode donnant de bons résultats, on peut penser que la symétrie de la maille a une influence sur le mode de rupture. Pour la hauteur du front, le rapport entre hauteur du bourrage et hauteur du front indique approximativement la proportion de bloc de bourrage non fragmenté lors du tir à l'explosif

Les lignes de tir sont classiquement disposées en configuration parallèle ou en quinconce.

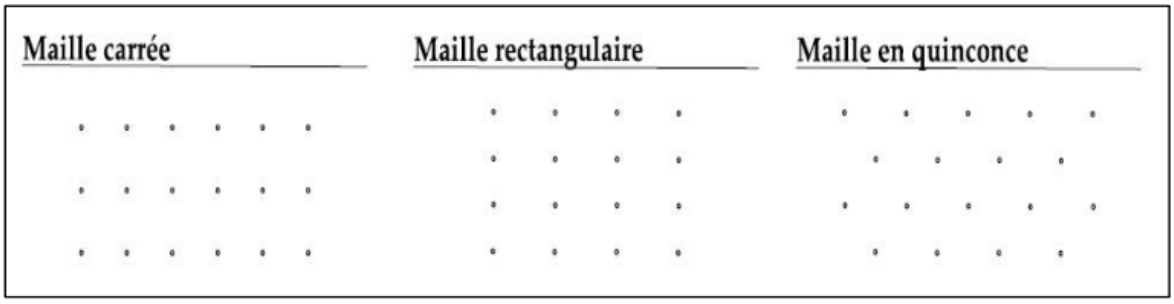


Figure III.9 : Principaux types de mailles utilisées pour les tirs en ciel ouvert

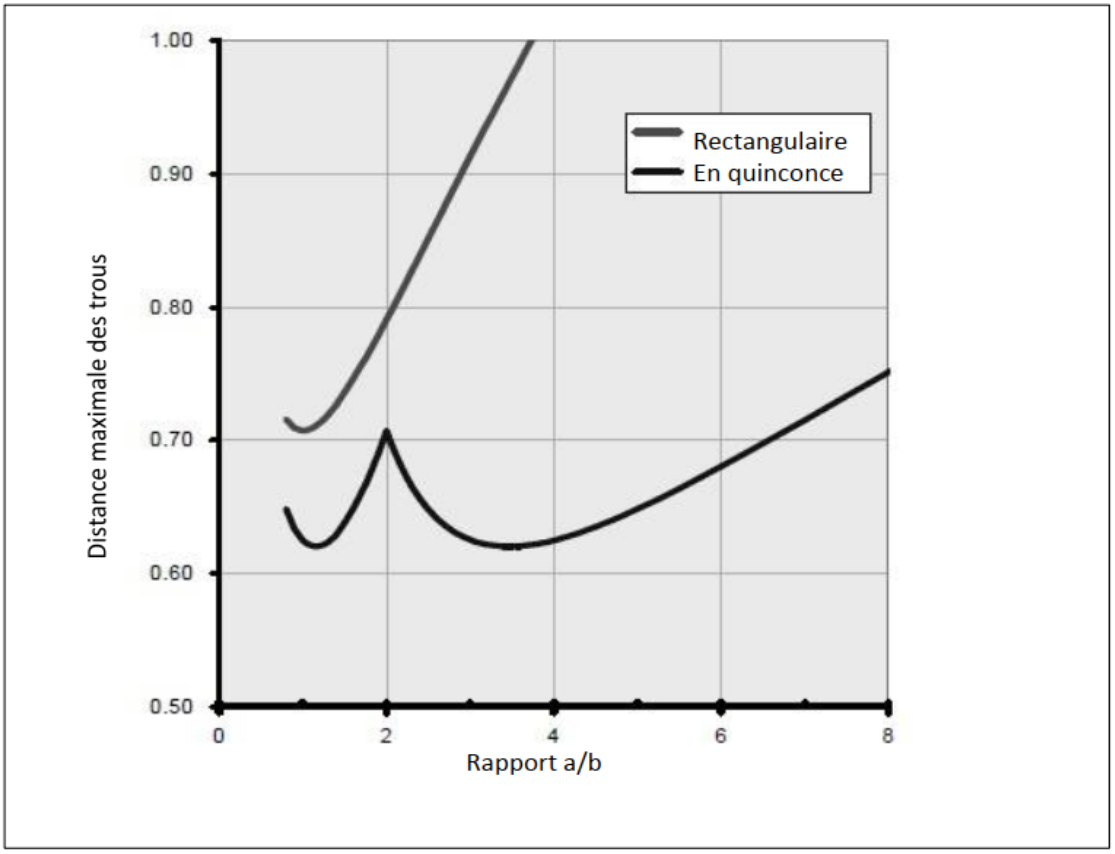


Figure III.10: Effet de rapport a/b et la disposition sur la distance maximale de tout point de tout trou

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. Un diamètre plus grand a pour conséquence une vitesse de détonation plus élevée dans le cas de l'amorçage latéral et donc plus stable. Ceci favorise un rendement meilleur de l'énergie qui aide à la fragmentation du massif. La longueur et l'inclinaison du trou déterminent la distribution de l'énergie dans le volume à abattre. La distribution idéale de la charge est difficile à obtenir pour les trous longs.

La disposition des trous dans l'espace règle la taille de banquette et le rapport de maille, deux paramètres ayant une forte influence sur les résultats du tir.
Le Bourrage son objectif est le diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. Il dépend à la fois de la banquette et de l'amorçage.
Si l'utilisation des différentes plages de microretard dans les plans de tirs est classique et impérative afin de réduire les vibrations et permettre le dégagement successif des lignes, le réglage fin des microretards permis par les détonateurs électroniques se heurte en revanche à la méconnaissance et aux incertitudes qui subsistent au sujet des mécanismes de fragmentation dynamique.

Les joints, les discontinuités et l'homogénéité du massif doivent subir une évaluation soigneuse. La fragmentation est souvent définie par la structure de la roche, en particulier lorsque les joints sont plus espacés que la maille de forage.

Chapitre IV :

Partie spéciale

Introduction

La fragmentation des roches après le tir de mines est un facteur clé dans le bon déroulement des opérations d'exploitation en carrière. Une mauvaise fragmentation peut provoquer l'apparition de gros blocs, augmenter les temps de chargement et de concassage, et faire grimper les coûts de production.

Dans notre étude, nous nous intéressons à la carrière de COSIDER CARRIERE C43, où des problèmes de fragmentation ont été observés. Pour mieux comprendre et résoudre ces problèmes, nous avons suivi trois étapes principales :

L'analyse, pour examiner les paramètres actuels de forage et de tir utilisés sur le site ;
Le diagnostic, pour identifier les causes des mauvaises fragmentations, comme la géométrie des trous, la nature du calcaire ou le type d'explosif ;
La proposition de solutions, afin d'ajuster les paramètres techniques et améliorer les résultats des tirs.

L'objectif est d'optimiser la fragmentation pour rendre le travail plus efficace, plus sûr et moins coûteux.

IV .1. ETAPE D'ANALYSE ET DIAGNOSTIC :

Analyser un échantillon consiste avant tout à procéder à son évaluation minutieuse en attribuant à chacune de ses caractéristiques des valeurs précises et mesurables. Cette première étape est essentielle pour transformer les observations brutes en données structurées, exploitables pour une étude approfondie. Une fois les mesures établies, elles sont ensuite converties et traduites en un ensemble de données normalisées, prêtes à être comparées aux standards ou aux objectifs préétablis. Lorsque les résultats obtenus correspondent aux normes de référence, cela indique que le processus suivi est à la fois correct et efficace, confirmant la maîtrise des paramètres de production ou d'analyse. En revanche, si un écart est constaté entre les résultats observés et les valeurs attendues, cela révèle l'existence d'un défaut ou d'une anomalie. Ce décalage nécessite alors un travail de diagnostic rigoureux visant à identifier les causes sous-jacentes : erreurs méthodologiques, variabilité naturelle des matériaux, dérives instrumentales ou défaillances du processus opérationnel. Comprendre ces écarts est indispensable pour ajuster, corriger et optimiser les pratiques, afin d'assurer la qualité et la fiabilité des futures analyses.

IV .1.1. Méthodologie d'analyses et évaluations

IV .1.1.1. Description des méthodes et outils utilises de mesure de la granulométrie

IV .1.1.1.1. Généralité

L'analyse de la fragmentation repose sur plusieurs paramètres granulométriques qui permettent de quantifier la taille des blocs produits après le tir. Ces paramètres sont généralement obtenus à partir d'analyses visuelles, photographiques ou par tamisage, et peuvent être modélisés par des lois de distribution (comme la loi de Rosin-Rammler ou de Kuz-Ram). De nombreux chercheurs ont développé des méthodes permettant de prédire la taille

moyenne des fragments dans le tas de déblais avant les opérations de forage et de dynamitage, compte tenu de l'importance de la fragmentation des roches.

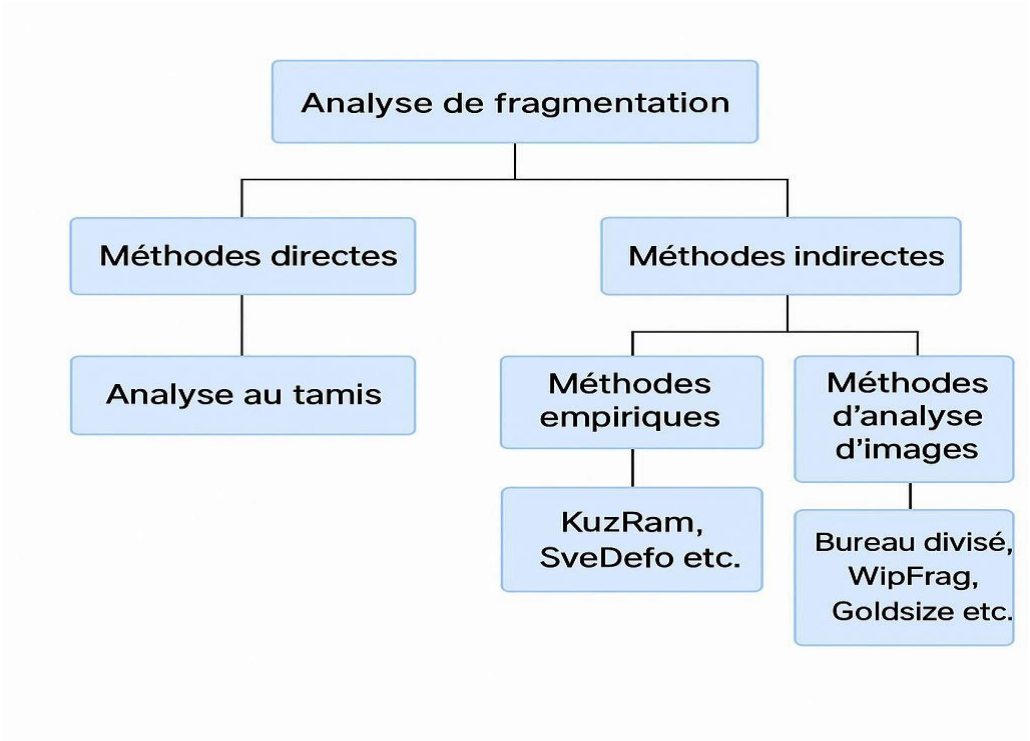


Figure IV .1 : Organigramme de méthodes d'analyse de fragmentation

IV .1.1.1.2. Les différentes méthodes d'analyse

IV .1.1.1.2.1. Le tamisage manuel

C'est la méthode traditionnelle et normalisée (AFNOR, CE) pour mesurer une granulométrie. Elle est rarement employée sur les produits d'abattage à l'explosif en raison du volume d'échantillon à sélectionner mais plutôt en aval du processus dans les installations de concassage. Le principe est simple, on choisit d'abord les n tamis qui vont servir au tracé du graphique. Ces tamis ont des dimensions qui sont en général choisies pour être équidistants dans l'échelle logarithmique des diamètres par exemple 1; 2; 5; 10; 20; 31,5; ... soit 0; 0.3; 0.6… en (LOG D). On réalise ensuite les opérations de tamisage de l'échantillon en partant du tamis ayant le plus grand diamètre. On pèse pour chaque tamis la masse de refus. On obtient donc en premier lieu « une courbe » en refus par tamis qu'il est aisé de transformer en « une courbe » en passant cumulé. On peut ensuite tracer cette courbe granulométrique dans un diagramme semi- logarithmique (LOG D) à qui l'on préfère parfois un diagramme LOG-LOG. Le choix de l'échelle logarithmique, pour les diamètres, peut être discuté mais il s'agit d'un changement de variable qui permet de représenter et comparer des granulométries très dissymétriques.

IV .1.1.1.2.2. La mesure en nombre

Cette méthode est couramment employée car elle peut être utilisée alors même que les fines de l'échantillon ont disparu. Cette méthode a été développée par Hartmann en 1969 (figure IV-02). Il présente des exemples divers et notamment des données issues de l'abattage à l'explosif.

La méthode est la suivante :

On cumule le nombre de blocs inférieurs à un diamètre D. On trace ensuite dans un diagramme Log-Log les nombres de blocs cumulés en fonction des diamètres. Dans la plupart des cas, la courbe obtenue est « linéaire » sur une large plage de diamètre. La pente (et l'intersection avec l'axe des diamètres) est caractéristique de la granulométrie étudiée. L'intérêt de cette méthode est de pouvoir travailler sur un échantillon tronqué ou sur un échantillon où l'on ne peut accéder à certaines fractions granulométriques par l'effet de la ségrégation, et notamment sur des mesures réalisées en surface d'échantillon. Cette technique est donc intéressante car elle peut être mise en œuvre très simplement sur le terrain ou, à partir de photographies, sur tout type d'échantillon.

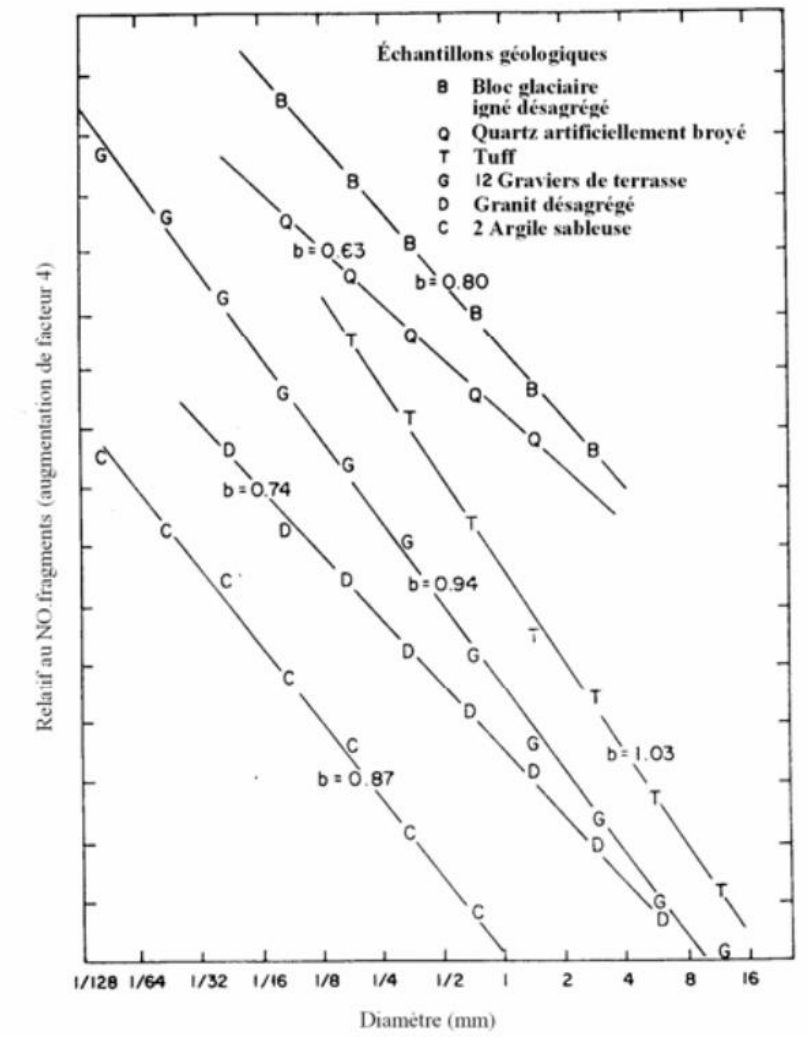


Figure IV .2: Méthode de mesure en nombre (Hartmann)

IV. 1.1.1.2.3. La mesure à la ficelle

La méthode est la suivante : on tend une ficelle le plus près possible du tas que l'on souhaite mesurer. Cette ficelle doit être de 10 à 40 fois plus longue que le plus gros bloc intersecté par elle. Soit Mt la longueur de la ficelle. On choisit une limite de longueur apparente Li des blocs au-dessous duquel on ne fera pas de mesure. Cette limite doit être fixée pour que l'on ait à mesurer au moins de 50 à 100 blocs. Pour chaque galet recouvert par la ficelle, on notera d'une part sa plus grande longueur apparente Ls (que l'on considérera comme une estimation du diamètre D du bloc) et d'autre part la longueur intersectée m. Les m étant considérés comme proportionnels aux volumes des différentes fractions considérées ; la différence entre Mt et la somme des m permet de calculer la proportion de fine **(Mt - Σ(m))/Mt**. Cette méthode a été proposée par A. Cailleux notamment, (figure IV-03). Le choix de Ls, comme estimation du diamètre du bloc, est peut être discutable, il serait peut-être souhaitable lorsque les blocs sont manipulables de mesurer le diamètre réel du bloc. En tout cas, cette méthode de mesure est encore largement utilisée. Ce qui montre qu'elle permet, pour le moins, de comparer des granulométries. C'est aussi une méthode économique en équipement mais fastidieuse à mettre en œuvre.

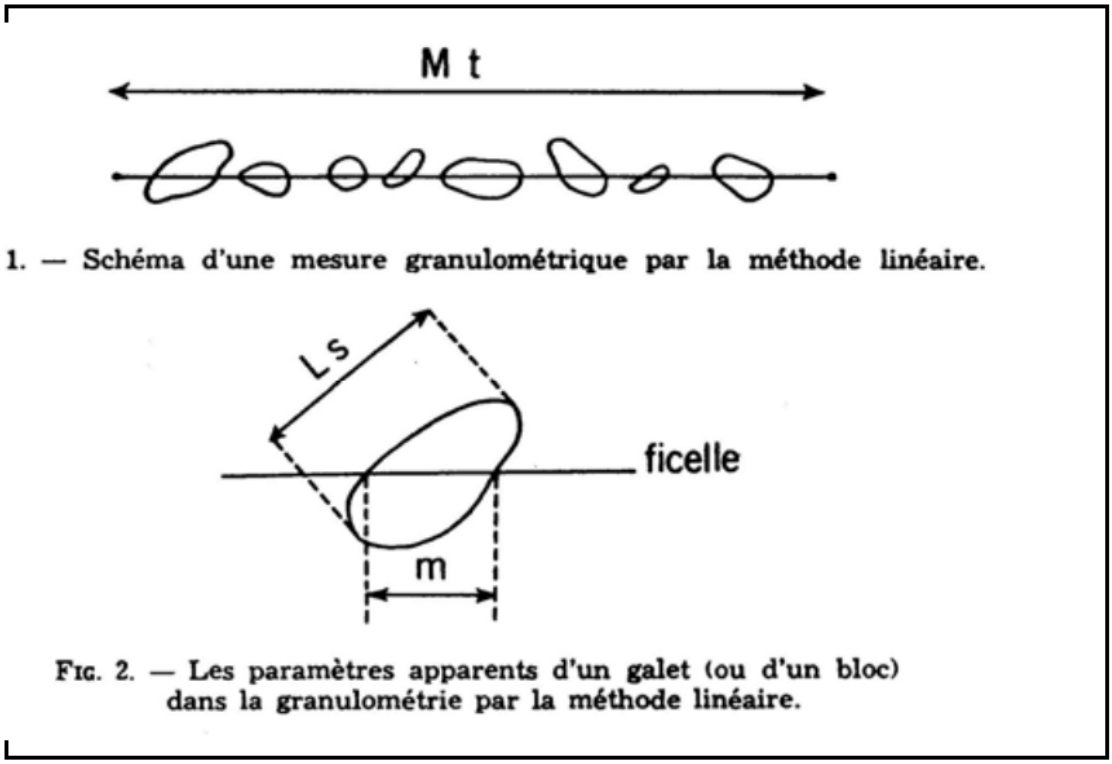


Fig. 1. — Schéma d'une mesure granulométrique par la méthode linéaire.

Fig. 2. — Les paramètres apparents d'un galet (ou d'un bloc) dans la granulométrie par la méthode linéaire.

Figure IV .3 : Méthode de mesure à la ficelle.

Si l'on considère un volume V, par exemple cubique de dimension L*L*L.; et l'on considère des éléments de volume horizontaux de type dS*L, alors la granulométrie de V est exactement décrite par l'intégrale des granulométries de tous ces éléments de volume dS*L, si ces granulométries ont été réalisées avec la méthode décrite ci-

dessus (en utilisant le diamètre réel des blocs). En utilisant cette méthode à la surface d'un tas on commet plusieurs erreurs:

- La proportion de fine n'est pas mesurée mais on en donne une estimation probablement assez aléatoire.

- On utilise comme échantillon une projection des n premiers centimètres du tas et non une coupe (linéaire) du tas. Les problèmes liés à la configuration de l'échantillon: ségrégation, répartition non homogène des différentes classes granulométriques à l'intérieur du tas…, demeurent.

IV .1.1.1.2.4. La mesure par l'analyse d'image

C'est la méthode la plus récente. Elle a vu le jour grâce au progrès de l'informatique et au développement de la morphologie mathématique. Son avantage principal réside dans les possibilités d'automatisation des processus d'acquisition et de traitement de données.

Le principe est le suivant: On prend une photographie de la surface de l'échantillon de blocs que l'on souhaite mesurer. Cette image numérique (en pixels), la plupart du temps en 256 niveaux de gris, est traitée pour obtenir une image binaire ou les pixels blancs représentent les blocs à mesurer et les pixels noirs les contours. Dans le cas de Fragscan, la surface des blocs, pour chaque classe granulométrique, est alors obtenue par une méthode d'érosion-dilatation propre à la morphologie mathématique, basée sur la technique dite des ouvertures à partir des contours partiels. On obtient donc comme résultat, dans un premier temps, un vecteur qui pour chaque classe granulométrique donne une surface en pixels. D'autres produits, Wipfrag et Split entre autres, cherchent à détecter les contours entiers de chaque bloc. Sur les blocs ainsi isolés, on effectue des analyses dimensionnelles. Pour la suite du calcul, c'est à dire, pour passer de cette mesure en pourcentage de surface, à un besoin en pourcentage de masse, divers modèles existent, notamment des modèles cubiques, sphériques ou par ellipsoïdes … En considérant cette méthode comme une généralisation de la méthode de mesure à la ficelle, on peut faire le raisonnement suivant:
Soit un volume V cubique de dimension L*L*L contenant un échantillon de bloc de granulométrie G. Alors cette granulométrie est exactement décrite par la somme des granulométries réalisées sur des éléments de volume horizontaux dz*L*L. On prend pour chaque bloc les deux paramètres suivants: le diamètre D et la surface intersectée par l'élément de volume de dz*L*L. En prenant une photographie à la surface du tas, on effectue donc une projection des n premiers centimètres.

IV .1.1.1.2.5. Prédiction de la blocomètrie

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, X50, est calculée et certains des modèles décrivent la distribution granulométrique entière des blocs. Les paramètres d'entrée aux modèles sont les 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 les essais simples, mais il est plus difficile d'obtenir les propriétés mécaniques des roches, c'est à dire, la force des roches dans la roche hétérogène et des propriétés communes dans le plan de tir où aucune surface libre ne peut être trouvée. Les difficultés obtenant les propriétés de roche donne que l'exactitude des modèles de fragmentation est relativement pauvre, mais elles donnent un conseil de l'influence de changer la conception de tir. Les modèles prévoient seulement la taille des passants et ne considère pas la forme des particules ou l'affaiblissement du matériel, dû aux micro-fissures provenues 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 et d'autres modèles sont décrits ci-dessous. Le modèle de TCM et le modèle de CZM sont des développements ultérieurs du modèle de Kuz-Ram.

Kuz-Ram est la combinaison des équations de Kuznetsov et de Rosin-Rammler, et le modèle empirique de fragmentation. Depuis son introduction par Cunningham, le modèle de Kuz-Ram a été utilisé par beaucoup des ingénieurs de mine pour prédire la fragmentation des roches résultant de tir, et beaucoup de chercheurs ont essayés d'améliorer ce modèle de Kuz-Ram pour la prédiction de fragmentation (Cunningham, 1983 et 1987).

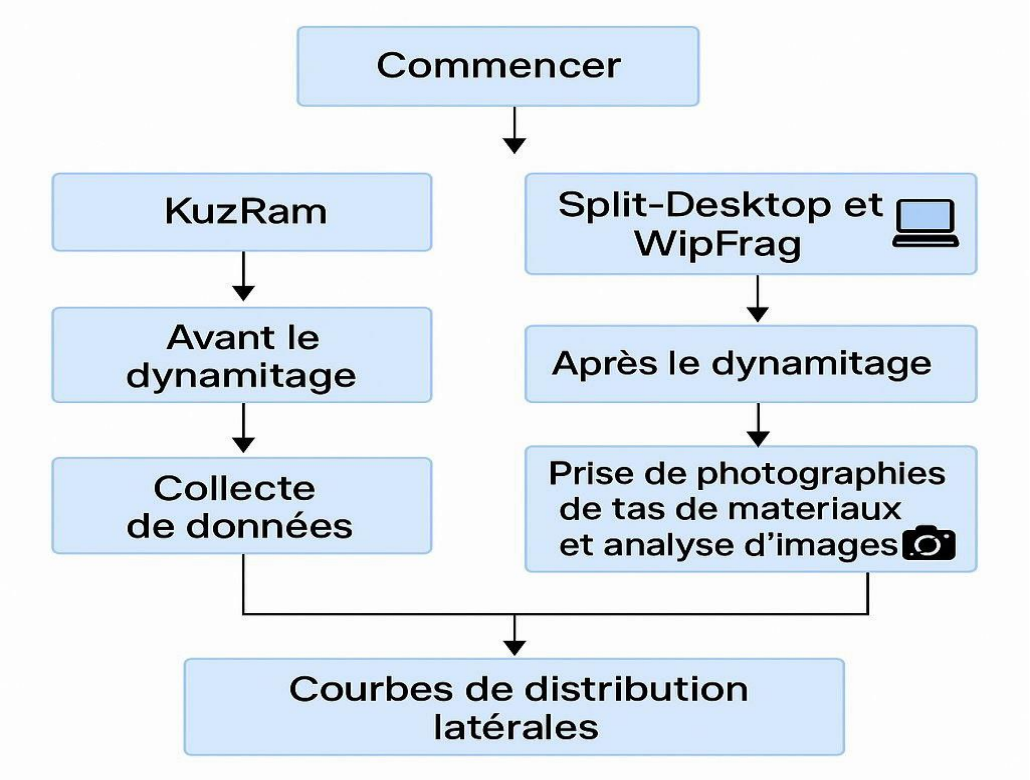


Figure IV .4: Etapes de l'analyse de la fragmentation

IV.1.1.2. Etude de cas

IV .1.1.2.1. Mode de fragmentation utilisé au niveau de la carrière de Cosider Carrière C43-biskra

En raison de son faible coût pour l'exploitation en carrière de calcaire, le forage et le dynamitage constituent la méthode la plus répandue pour fragmenter les roches. L'utilisation d'engins de chargement, de transport et de concassage est dictée par la taille globale des fragments de roche obtenus par dynamitage. Une roche efficacement concassée nécessite moins d'énergie pour être chargée ou concassée. De plus, il offre un remplissage adéquat de la capacité de charge utile du dumper et un matériel standard bien calibré pour alimenter le concasseur.

IV .1.1.2.2. Exigences (critères) technologiques des travaux de tir:

En utilisant des outils et des méthodes d'analyse granulométrique, on peut ajuster les paramètres de tir pour obtenir une fragmentation idéale selon les exigences du site d'exploitation

a. Pour l'engin de chargement :

$$\boldsymbol{Dmax < 0.8 \times 3\sqrt{E}}$$

E: Capacité du godet de la pell-hydraulique. **E=2.5 m^3**

$$\boldsymbol{Dmax = 1.10\ m}$$

b.Pour un camion :

$$\boldsymbol{Dmax < 0.5 \times 3\sqrt{V}}$$

V **:** Capacité de la benne du camion. **V=13.5 m^3**

$$\boldsymbol{Dmax = 1.20\ m}$$

c.Pour le concasseur :

$$\boldsymbol{Dmax < 0.8 \times B}$$

B **:** Dimension caractérisent l'ouverture de concasseur. **B=0.8 m**

$$\boldsymbol{Dmax = 0.64\ m}$$

Les morceaux des roches abattues qui dépassent 0.64 m de dimension, seront considérés comme blocs hors gabarit et feront l'objet d'un débitage secondaire.

IV .1.1.2.3. Analyse technique d'objectif de fragmentation

La fragmentation dans une carrière a pour objectif de réduire la taille des blocs extraits afin d'assurer leur traitement efficace dans les installations de concassage. L'un des points critiques de ce processus est l'adéquation entre la dimension des blocs après tir et les caractéristiques du concasseur primaire.

1. **Paramètres de base du concasseur primaire**
   - **Type de concasseur** : Concasseur à mâchoires Alice
   - **Dimensions** : 1000 mm (largeur) × 800 mm (ouverture)
   - **Ouverture utile verticale (gape)** : 800 mm

Dimension maximale admissible des blocs pour le concasseur primaire :

$$\mathbf{D_{max} = 0{,}8 \times 800 = 640\ mm}$$

Dimension $\mathbf{D_{50}}$ admissible des blocs pour le concasseur primaire :

$$\mathbf{D_{50} = 800\ x\ (50\ \%\ ) = 400\ mm}$$

2. **Cas d'étude (Conséquences et Influence de la granulométrie)**
   a. **Blocs trop gros (D_{max}> 640 mm)**
   - Blocage du concasseur
   - Arrêts de production
   - Nécessité d'interventions manuelles (brise-roches)
   - Risques pour la sécurité
   - Usure prématurée

   b. **Blocs trop petits (D_{50} < 400 mm)**
   - Sous-utilisation du concasseur (tonnage traité < capacité nominale)
   - Rendement énergétique faible (plus de kWh/tonne)
   - Usure non justifiée des pièces de concassage
   - Augmentation inutile des coûts de production

3. **Lien avec les facteurs influençant (paramètres de tir de mine et caractéristiques géologiques)**

La granulométrie des blocs (paramètres de fragmentation) dépend des facteurs suivants :

a) Géométrie de forage
b) Charge spécifique (kg/m³)
c) Type d'explosif et répartition
d) Temps de détonation (délai de séquençage)
e) Caractéristiques de la roche

Une fragmentation bien contrôlée vise un **D80** proche de **500-600 mm** pour un concasseur à gape de **800 mm**.

4. **Recommandations opérationnelles pour l'optimisation**

a) Ajuster les paramètres de tir pour produire des blocs de dimension compatible avec l'ouverture du concasseur.
b) Effectuer un suivi granulométrique régulier (analyse approfondie).
c) Éviter les sur-fragmentations (fines) qui gaspillent énergie et explosifs.
d) Optimiser le ratio **[**énergie consommée / tonne produite**]** à chaque étape.
e) Réorienter progressivement le sens d'attaque du front de taille

IV.1.1.2.4. Analyse prédictive de la granulométrie du tas avant le tir :

Pour que le rendement de la préparation mécanique soit acceptable il faut atteindre une granulométrie moyenne de roche de 40 à 64 cm.
Calcul de D_{50} de la granulométrie voulue :
En utilisant la formule de scientifique russe Kuznetsov :

$$D_{50} = R_f * (pf)^{-0.8} * [(\frac{ch}{2.2})^{1/6}] * [(\frac{115}{E})^{19/30}]$$

PF : c'est la charge spécifique d'explosif en kg/m3.
Ch : c'est la charge par trou en kg
E : c'est coefficient d'explosif … pour ANFO = 100.
R*f* : le facteur de roche
Pour les roches tendres **R*f* = 6 – 7**
Pour les roches moyen **R*f* = 9**

Pour les roches dures **R*f*** = 12 – 14
On a pour notre cas
PF = 0.400 kg/m3 ; Ch = 32.5 kg ; E = 100 ; **R*f*** = 9

$$\mathbf{D50} = 9(0.400)^{-0.8} * [(32.5/2.2)^{1/6}] * [(125/100)^{19/30}] = 33.79$$

D50 = 33.79 cm

IV.1.1.2.5. Analyse prédictive de paramètres de plan de tir :
IV.1.1.2.5.1. La forabilité et la tirabilité :

Le choix de mode dépend de l'indice de forabilité ; qui est proposé devant l'académicien RJEVSKY ; qui se base sur la dureté et la densité de la roche,

La dureté de la roche (calcaire : 8)

La densité de la roche (calcaire : 2,6 t/m3)

L'indice de forabilité : **Df = 0,007 (σc +σdepl) + 0,7 γ**
σc : la résistance à la compression ; **Kgf/cm2**.
f = σ/100 ; d'où **f** duretés des roches

σc =500 Kgf/cm2**.**

σdepl : la résistance au déplacement ou cisaillement Kgf/cm2

γ : la masse volumique de la roche.

Donc :

Df = 6.16

Alors on choisit le mode de forage selon le tableau suivant :

Tableau IV.01 : Définition du mode de forage en fonction de la résistance au forabilié.

Sondeuse	Diamètre des trous (mm)	Indice de forabilité
A molette	160 190- 243 243-262	5-10 7-12 8-14
A vis	125 160	1-3 1-6
Roto percutant	76-89-105-125	6-15
	185 200	10-25 10-25
Thermique	180-400	12-25

Pour notre cas ; on choisit le mode de forage roto percutant de diamètre de forage varie de {76-89-105-125}, comme la prduction elle est grand donc : D= 89 mm



Figure IV .5: cosider Carriere c43 2025

Tableau IV.02 : La classification de la tirabilité des roches, selon RJVESKY

Tirabilité	qet, g/m3	Classe	Catégorie
Facile	<10	I	1, 2, 3, 4, 5
Moyenne	**10,1 – 20**	**II**	**6, 7, 8, 9, 10**
Difficile	20,1 – 30	III	11, 12, 13, 14, 15
Très difficile	30,1 – 40	IV	16, 17, 18, 19, 20
Exclusivement difficile	40,1- 50	V	21, 22, 23, 24, 25

- Pour notre cas ; la roche est de classe 2 (moyenne)

IV .1.1.2.5.2. Calcul de la consommation spécifique de l'explosif

a) Consommation spécifique étalon (qét) :

$$\textbf{qét} = 0{,}02\ (\delta comp + \delta t + \delta dép) + 2\gamma\ ;\ g/m^3$$

Où :

δcomp : résistance des roches à la compression ;

δcomp = 310 Kgf/cm²

γ : densité de la roche exploitée ; γ = 2.6 g/m³

δt : résistance de la roche à la traction ;

$$\textbf{δt} = (0.08 + 0.12)\ \delta comp\ ;\ kgf/cm^2\ ;$$

$$\textbf{δt} = 31\ kgf/cm^2$$

δdép : résistance des roches au déplacement (cisaillement) ; Kgf/cm²

δdép = 0.3 * δcomp ; Kgf/cm² ;

δdép = 93 Kgf/cm² ;

qét = 13.94 g/m³.

b) La consommation spécifique de l'explosif de projet (qp) :

$$\textbf{qp} = \textbf{qét} \times \textbf{Kex} \times \textbf{Kf} \times \textbf{Kd} \times \textbf{Kc} \times \textbf{Kv} \times \textbf{Ksd} \qquad \textbf{(g/m³)}$$

Où :

Kex : Coefficient de conversion de l'explosif étalon à celui utilisé

$$\textbf{Kex}=\frac{\text{Aét}}{\text{Aut}}$$

Aét : Aptitude de travail de l'explosif étalon, Aét = 360 cm^3 ;

Aut : Aptitude de travail de l'explosif utilisé

Travail spécifique de marmite = 370 cm³/g

Travail spécifique de l'anfomile = 300 cm³/g

$$\text{Aut}==\frac{300\times67+370\times33}{100}$$

$$\textbf{Aut}=323.1$$

Donc :

$$\mathbf{Kex}=\frac{360}{323.1}=1.11$$

Kf: Coefficient tenant compte de l'influence de la fissuration du massif

$$\mathbf{Kf}= 1,2 \times lm + 0,2$$

Où :

lm : Dimension moyenne du bloc dans le massif.

La valeur moyenne entre 02 fissures, est estimée à 1 m.

Donc :

$$\mathbf{Kf}= 1,2 \times 1 + 0,2 = 1,4$$

Kd : Coefficient qui tient compte du degré de fragmentation demandée

$$\mathbf{Kd} = \frac{0,5}{dm}$$

dm = $0,175 \times \sqrt[3]{E^2}$

E : Capacité du godet de chargeuse utilisé dans la carrière ; E = 2.5 m³

$$\mathbf{dm} = 0,175 \times \sqrt[3]{2.5^2} = 0,32$$

Donc :

$$\mathbf{Kd} = 0,5 / 0,32 = 1.56$$

Kc : Coefficient tenant compte de degré de concentration de la charge, **Kc** = (1,1 ÷ 1,2)

Kv : Coefficient qui tient compte de l'influence du volume des roches à fragmenter par explosif.

$$\mathbf{Kv}=\sqrt[3]{\frac{15}{HG}}$$

la hauteur du gradin est de l'ordre de 10 m.

Donc ;

$$\mathbf{Kv}=\sqrt[3]{\frac{15}{10}}=1.14$$

Ksd : Coefficient tenant compte du nombre de surfaces dégagées.

Ksd = 10 pour une surface dégagée

Donc :

$$\mathbf{qp} =13.94\times1.1\times1.4\times1.56\times1.1\times1.14\times10 = \mathbf{0.41\ kg/m^3}$$

IV .1.1.2.5.3. Calcul de paramètres géométriques de plan de tir

Les paramètres calculés d'après les formules de Lange fors

1) **La banquette pratique (B)**

Elle est calculée par l'équation suivante **:**

$$\mathbf{B} = D_t \times 30 \text{ ; (m)}$$

$$\mathbf{B} = 2.67 \text{ m}$$

Avec :

Dt : diamètre du trou **= 89 mm**

2) **L'espacement (E)**

Elle est calculée par l'équation suivante :

$$\mathbf{E} = 1 \times B \text{ ; (m)}$$

$$\mathbf{E} = 2.67 \text{ m}$$

3) **Longueur de sous foration (Ls)**

Elle est calculée par équation suivante :

$$\mathbf{Ls} = 0.3 \times B; \text{ (m)}$$

$$\mathbf{Ls} = 0.80 \text{ m}$$

4) **Longueur du trou (L tr)**

Elle est calculée par l'équation suivante :

$$\mathbf{Ltr} = Hg / \cos\beta + Ls; \text{ (m)}$$

$$\mathbf{Ltr} = 10.95 \text{ m}$$

Hg : la hauteur du gradin **= 10 (m)**

β : inclinaison de trou **10°**

IV .1.1.2.5.4. La répartition de la charge dans un trou de mine

Les paramètres calculés d'après les formules de Lange fors

1) **La longueur de la charge du pied :**

$$\mathbf{L_{ChP}} = 1{,}3 \times B \text{ (m)}$$

$$\mathbf{L_{ChP}} = 3.47 \text{ m}$$

2) **La longueur de bourrage :**

$$\mathbf{L_b} = B\ (m)$$

$$\mathbf{L_b} = 2.67\ m$$

3) **La longueur de la charge de colonne :**

$$\mathbf{L_{ChC}} = Ltr - L_{ChP} - L_b$$

$$\mathbf{L_{ChC}} = 10.95 - 3.47 - 2.67$$

$$\mathbf{L_{ChC}} = 4.81\ m$$

4) **Charge linéaire du pied (MARMANITE)**

Cartouche Marmanite (2.5 Kg) de diamètre 65 mm x 75 cm hauteur.**[**ONEX**]**

C-à-d :

$$\mathbf{Ch_{Lmar}} = 3.33\ kg/m$$

5) **Quantité d'explosif au pied du gradin**

$$\mathbf{Q\ p} = L_{chp} \times Ch_{Lmar}\ (Kg)$$

$$\mathbf{Q\ p} = 3.47 \times 3.33$$

$$\mathbf{Q\ p} = 11.6\ kg$$

6) **Charge linéaire de colonne (ANFOMIL)**

C-à-d :

$$\mathbf{Ch_{LC}} = 5.3\ kg/m\ (\ D_{trou} = 89\ mm)\ [ONEX]$$

7) **Quantité d'explosif en colonne**

$$\mathbf{Qc} = L_{ChC} \times C_{LC}\quad (Kg)$$
$$\mathbf{Qc} = 3.77 \times 5.3$$
$$\mathbf{Qc} = 20\ kg$$

8) **Quantité de charge d'explosif dans un trou**

$$\mathbf{Q_{tot}} = Qc + Qp\quad (Kg)$$
$$\mathbf{Q_{tot} = 20 + 11.6}$$
$$\mathbf{Q_{tot}} = 31.6\ kg/trou$$

Tableau IV.03: Comparaison entre les paramètres de tir calculés et les paramètres de plan de tir Cosider C43

Paramètre de tir	Calculé	Cosider C43	Unité de mesure
Hauteur du gradin	10	10	m
Inclinaison du trou	10	10	°
Longueur de sur forage	0.80	0.90	m
Longueur de bourrage	2.67	2.75	m
Longueur du trou	10.95	11.10	m
Banquette	2.67	2.75	m
Distance entre les trous	2.67	2.75	m
Hauteur de pied	3.47	3.75	m
Charge de pied	11.60	12.5	Kg
Hauteur de colonne	4.81	4.6	m
Charge de colonne	20	20	Kg
Densité de roche	2.6	2.6	t/m3
La charge spécifique	410	400	g/m3
La charge de l'explosive par trou	31.6	32.5	Kg
La charge totale d'ANFOMILE	11.6	12.5	Kg
La charge totale de MARMANIT	20	20	Kg

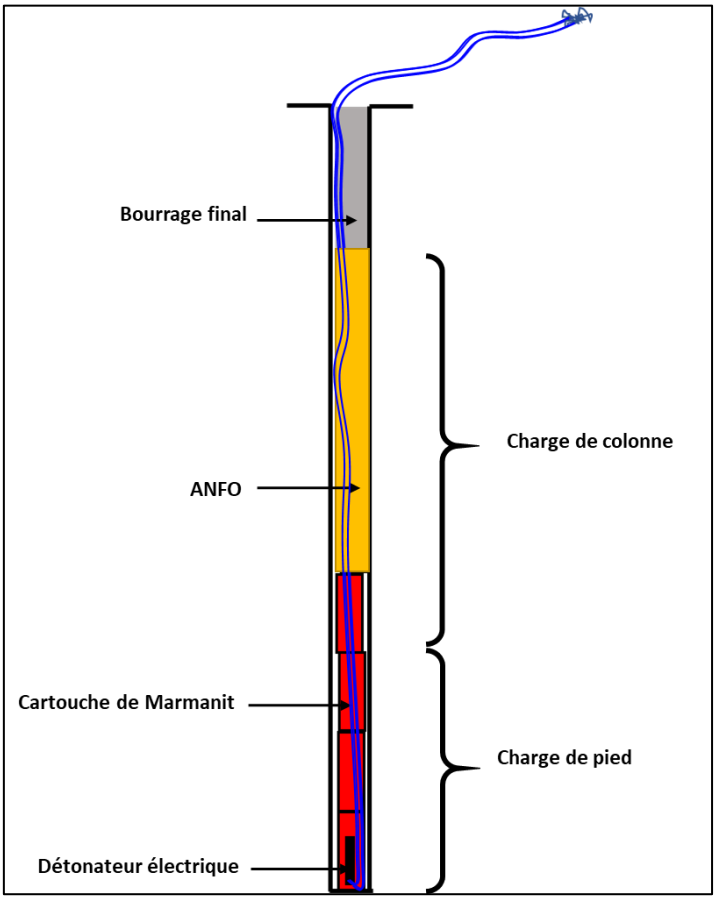


Figure IV .06: Schéma de chargement d'un trou avec samex et marmanit

IV .1.1.2.5.5. Analyse prédictive de résultat de tir à l'aide de KUZ-RAM :

Le modèle KUZ-RAM est une méthode empirique permettant de prédire la distribution granulométrique des matériaux fragmentés après un tir de mine. Cette étude applique ce modèle à la carrière de COSIDER CARRIERE C43 pour évaluer l'adéquation des paramètres actuels de forage et de tir, et proposer des ajustements pour une fragmentation optimale. L'objectif est de réduire les incidents liés aux gros blocs et les coûts de traitement.

[Données annexe IV – 01]

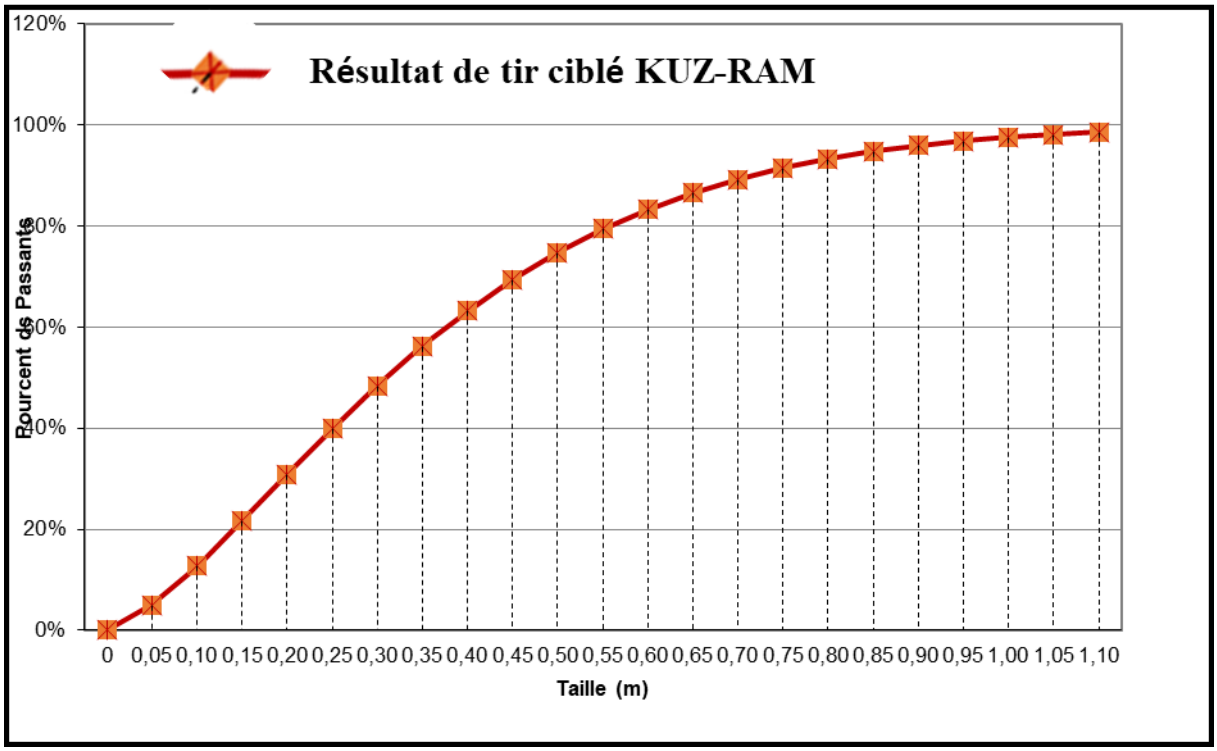


Figure IV .07: Résultat de tir ciblé KUZ-RAM

IV .1.1.2.6. Analyse prédictive des conditions géologiques :

Dans les opérations d'abattage en carrière, la réussite d'un tir dépend non seulement des paramètres techniques (type d'explosif, charge, espacement), mais également de la géologie du massif, en particulier de l'orientation des discontinuités naturelles.

Ces discontinuités peuvent soit faciliter, soit freiner la fragmentation, en fonction de leur orientation par rapport au sens de tir.

IV .1.1.2.6.1. Influence des discontinuités sur l'efficacité du tir :

Sur la Carrière Djebel Melaga, carrière de COSIDER CARRIERS C43 Biskra, l'étude géologique a mis en évidence les familles de discontinuités sur le site (stratification, …). Nous ne retiendrons que la stratification comme paramètre géologique significatif. Ce choix peut paraître totalement arbitraire lorsque l'on visite la carrière, car pour les autres discontinuités les plans sont parfois plus nombreux et moins espacés, mais ce plan de stratification est un plan de glissement très important et dès que cela est possible le front de taille reprend naturellement ce pendage.



Figure IV .08: Le front de taille reprend naturellement (Cosider C43 2025)

L'étude géologique montre également la présence de zones représentée par sa structure inclinée de 45° vers le nord, formée de bancs de calcaire cristallin, intercalés par des bancs de marne et argile. Les tirs correspondants à ces zones seront distingués par un index d'état de la roche.

Les paramètres géologiques retenus seront donc les suivants :

La direction des deux familles de diaclases, qui sont pratiquement à 45°.

Le calcul de cet index géologique sera basé sur le produit vectoriel des vecteurs normaux des différents plans considérés.

$$IG = \vec{P} \wedge \vec{F} * CS = \sin \alpha * CS$$

P : vecteur unitaire normal à la discontinuité géologique.
F : vecteur unitaire normal au plan de foration.
α : angle formé par les deux vecteurs.

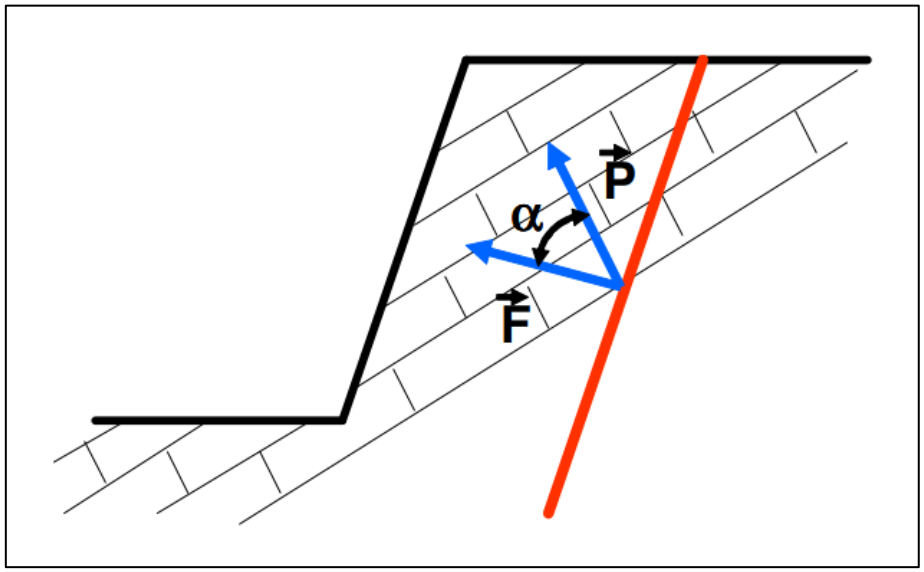


Figure IV .09: Bancs inclinés 45 °

a) Définition de l'indice géologique (IG) :

Dans un massif rocheux, les discontinuités (plans de stratification, joints, diaclases, failles, etc.) influencent fortement la propagation des ondes de choc générées par l'explosion. Ces discontinuités peuvent agir comme des réflecteurs ou des guides d'ondes, selon leur orientation par rapport au plan de foration (sens de tir).

On définit l'Indice Géologique (IG) comme un facteur d'efficacité géométrique des discontinuités dans le transfert de l'énergie explosive. Il s'agit d'un coefficient sans unité compris entre 0 (inefficacité maximale) et CS (efficacité maximale).

Trois cas types :

1) IG = 0 :

Lorsque le plan de foration est parallèle aux discontinuités, les ondes de choc se propagent le long des discontinuités sans provoquer de rupture transversale.

- ✓ L'explosif est alors inefficace pour fragmenter la roche : l'énergie est dissipée sans provoquer de rupture significative.

2) IG = CS :

Lorsque le plan de foration est perpendiculaire aux discontinuités, les ondes croisent directement les plans faibles, qui se fracturent facilement.

- ✓ L'énergie est pleinement exploitée, et la fragmentation est maximale. CS est ici un coefficient structurel dépendant de la nature des discontinuités (espacement, remplissage, résistance au cisaillement, continuité).

3) Cas intermédiaire – IG variable :

Lorsque le plan de foration forme un angle α avec les discontinuités, l'efficacité est partielle. Elle est exprimée par la relation :

$$IG = \sin(\alpha) \times CS$$

- ✓ Cette formule permet de quantifier l'efficacité du tir en fonction de l'orientation relative. Par exemple :

Si α = 0° …… IG = 0 (plans parallèles, inefficace)

Si α = 45° …… IG ≈ 0.71 × CS (plans intermédiaires, efficacité moyenne)

Si α = 90° …….. IG = CS (plans perpendiculaires, efficacité maximale)

b) Définition du coefficient structurel (CS) :

Le coefficient structurel (CS) est une grandeur empirique définie selon :

- ✓ La densité de discontinuités (nombre/mètre),
- ✓ Leur orientation dominante,
- ✓ Leur continuité et ouverture,
- ✓ La qualité géomécanique de la roche.

CS est généralement évalué entre **0.4** et **1.0**, selon la facilité avec laquelle les discontinuités permettent la propagation des effets du tir. Une roche très fracturée et homogène aura un CS proche de **1.0**, tandis qu'un massif peu fracturé ou avec des discontinuités fermées aura un CS faible.

Tableau IV.04: Indice géologique en fonction angle α(°)

Angle α (°)	**sin(α)**	**IG (si CS = 0.8)**
0°	0.000	0.00
30°	0.500	0.40
45°	**0.707**	**0.57**
60°	0.866	0.69
90°	1.000	0.80

Les conséquences pour notre cas :

Facteur	**Conséquence à α = 45°**
Fragmentation	Moyenne, hétérogène
Consommation d'explosifs	Supérieure à l'optimum
Taille des blocs	Dimension de blocs > 0.64 **m**
Traitement en aval	Rendement réduit, bourrages possibles
Stabilité du front	Potentiel glissement ou rupture anormale

IV .1.1.2.6.2. Analyse d'image de résultat de tir à l'aide de logiciel WIPFRAG :

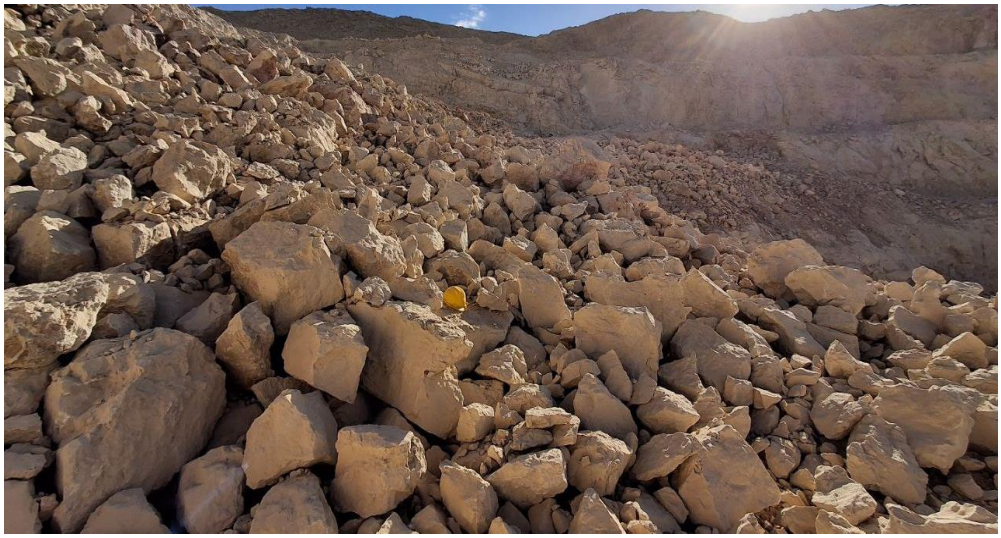


Figure IV .10: Résultat de tir (01) tir témoin

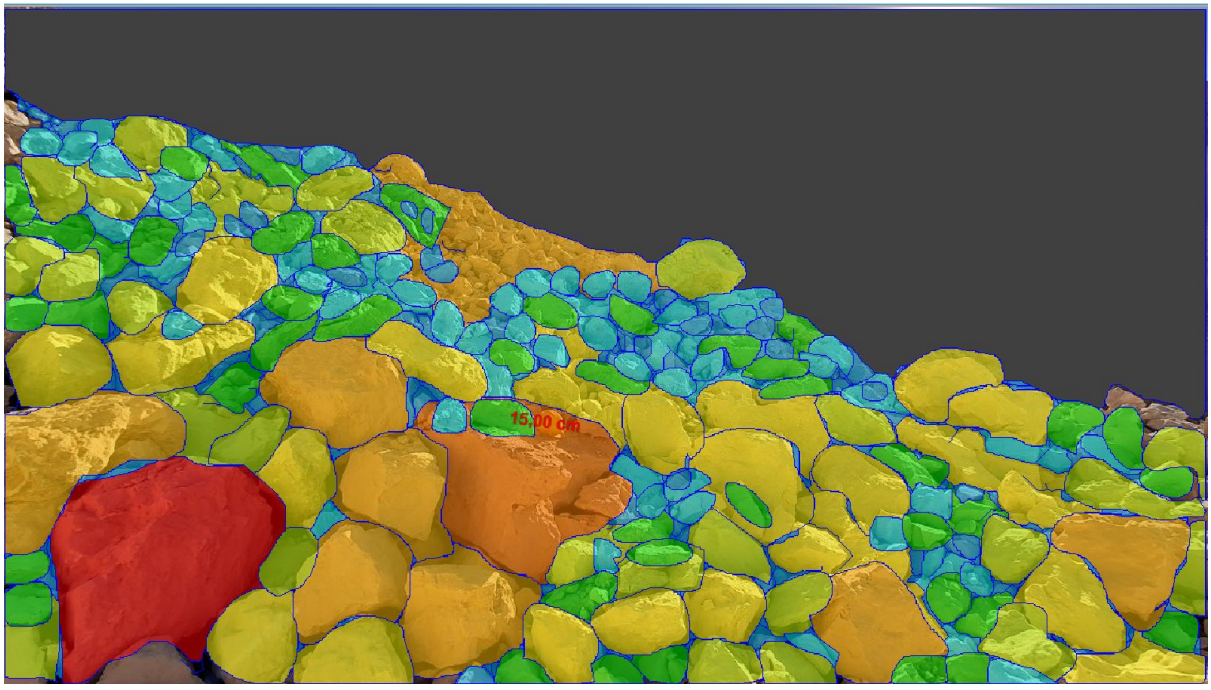


Figure IV .11: Traitement d'image de tir 01 _ WIPFRAG

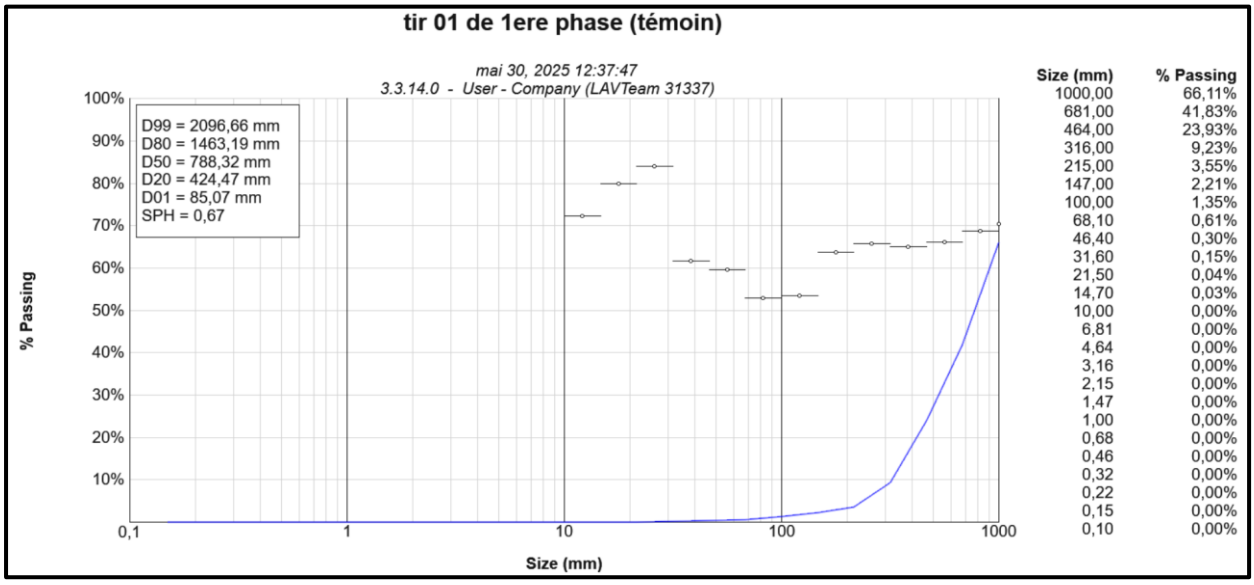


Figure IV .12: Analyse de tir 01 WIPFRAG

IV .1.2. Interprétation des résultats et diagnostic critique des causes

IV .1.2.1. Les courbes de résultats de tirs

Utilisation du modèle Kuz-Ram comme référence théorique

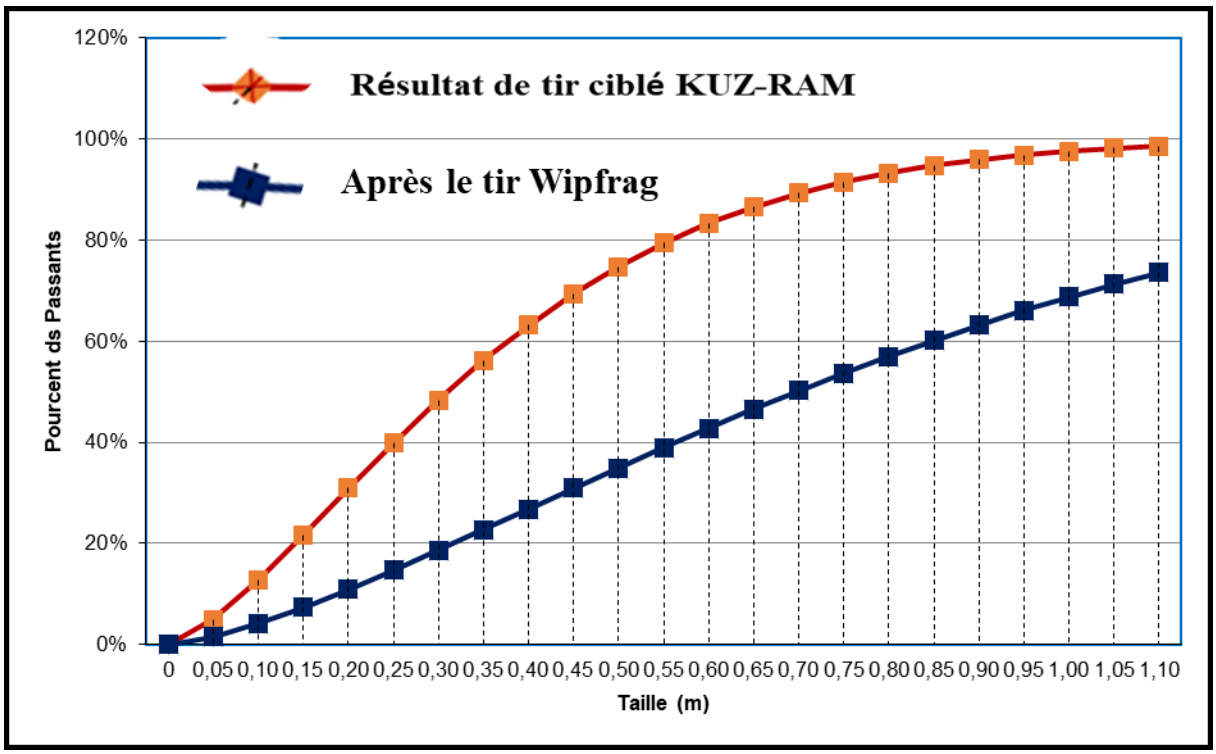


Figure IV .13: Comparaison entre résultat ciblé et résultat de tir 01

IV .1.2.2. Lecture d'écart entre les résultats ciblés et les résultats obtenus

La lecture analytique des courbes de fragmentation, notamment la comparaison entre la courbe théorique prédite par le modèle de Kuz-Ram et celle mesurée par le logiciel WIPFRAG après le tir, constitue un outil fondamental pour diagnostiquer la performance d'un plan de tir.

- Une superposition partielle ou totale des deux courbes indique une bonne adéquation entre le plan de tir théorique et les conditions réelles, et donc une fragmentation efficace.
- Une divergence (écart) marquée, notamment par un excès de blocs de grande taille dans la courbe réelle, signale une fragmentation insuffisante.

Un écart significatif, particulièrement visible par la présence excessive de blocs de grande taille dans la courbe réelle, met en évidence un défaut de fragmentation.

L'écart entre les courbes du modèle Kuz-Ram et celle du traitement d'image de tas abattus après le tir par le logiciel WIPFRAG ne résulte pas uniquement de facteurs géométriques ou mécaniques, mais traduit aussi un déséquilibre énergétique dans le tir. Une propagation inadéquate des ondes de choc, causée par une vitesse trop faible, une énergie insuffisante, ou des conditions géologiques défavorables, constitue la cause profonde de cette sous-fragmentation. Ces constats doivent guider les ajustements du design de tir pour optimiser la performance future.

Cette divergence est souvent le symptôme d'un problème énergétique, étroitement lié à la propagation des ondes de choc (sens et vitesse) dans le massif rocheux. Trois causes principales peuvent expliquer cet échec de fragmentation :

1. Vitesse de propagation des ondes trop faible

Lorsque les ondes de choc générées par la détonation se propagent à une vitesse insuffisante, elles atteignent certaines zones du massif avec un retard. Ce décalage temporel perturbe le synchronisme du tir, réduit l'effet de superposition des fronts d'onde (essentiel pour fracturer la roche efficacement), et entraîne une dissipation précoce de l'énergie. Ainsi, des blocs entiers peuvent rester intacts, apparaissant comme surdimensionnés dans la courbe réelle.

2. Énergie d'explosion insuffisante

Une quantité d'énergie libérée trop faible, que ce soit par un sous-dosage en explosif, une mauvaise qualité de l'explosif, ou une distribution inappropriée des charges, ne permet pas de générer des ondes de choc capables de couvrir l'ensemble du volume rocheux ciblé. Cette carence énergétique réduit le rayon de fracturation primaire et limite l'effet de fragmentation secondaire (radial). Résultat : la roche n'est pas fragmentée jusqu'au seuil granulométrique requis (D_{max}), et la courbe réelle présente un net recul par rapport à la courbe Kuz-Ram pour les petites tailles de blocs.

3. Obstacles géologiques ou distance excessive

La présence d'obstacles naturels (discontinuités : diaclases fermées, zones stériles, couches denses ou très dures) ou une grande distance entre la charge et certaines parties du massif peuvent bloquer ou atténuer la propagation des ondes, agit comme des barrières ou

ralentisseurs à la propagation des ondes de choc. Ces zones deviennent alors des poches énergétiquement mortes, échappant à l'effet des ondes de choc. Cela se traduit par une fragmentation incomplète ou inexistante, d'où l'apparition d'un excès de gros blocs mesurés après le tir.

IV 2. ETAPE DE PROPOSITION DES SOLUTIONS D'OPTIMISATION

L'optimisation des paramètres de fragmentation au niveau de la carrière de Cosider C43 de Djabel Malega a mis en évidence deux possibilités rationnelles, l'une avec l'augmentation d'énergie de choc, la seconde solution avec le changement de sens de tir par apport de sens de discontinuité. A chacun de ces deux diamètres de forage possibles correspondent des paramètres de plan de tir rationnels. La granulométrie ciblée dans le modèle Kuz-Ram est 50% de 33.79cm dans le tas abattu.

IV .2.1. Première proposition P1 :

Pour résoudre ce problème, plusieurs approches combinées peuvent être mises en œuvre :

IV .2.1.1. Impact d'énergie de choc (type d'explosif)

Cette approche nous indiquerait que seuls la MARMANIT et certains encartouchés sont suffisamment énergétiques pour abattre la roche à COSIDER CARRIERE C43 BISKRA. Il faut néanmoins nuancer ce premier résultat: l'abattage réalisé avec d'autres explosifs notamment l'ANFO fonctionne en pratique (avec cependant des résultats mitigés).

En fait, cette approche avec le rapport d'impédances est intéressante pour déterminer l'explosif à utiliser en pied : le cisaillement du pied est l'opération la plus difficile pour l'explosif, car c'est dans la partie inférieure du front qu'il existe le moins de surfaces de réflexion, et surtout le moins de surfaces de dégagement possibles. Cette approche en termes de rapports d'impédance nous permet donc de déterminer les types d'explosifs utilisables pour le cisaillement du pied à COSIDER CARRIERE C43 BISKRA. En considérant ces aspects, l'explosif a priori assez puissant est la MARMANIT.

En observant la faible valeur de Z pour l'ANFO, on peut néanmoins se demander si cet explosif n'est réellement pas adapté au type de roche exploité à COSIDER CARRIERE C43 BISKRA: selon cette approche, l'énergie développée par l'explosif ANFO serait assez mal transmise au massif rocheux.

A COSIDER CARRIERE C43 BISKRA, on utilise habituellement de la MARMANIT encartouchées de diamètre 65 mm en explosif de pied. Le chargement de colonne est en général réalisé au ANFO (explosif moins cher, pratique et rapide à charger), Ce chargement standard apparaît satisfaisant, il est cependant toujours possible de travailler certains points (dans le cas la deuxième proposition).

Cette approche en termes d'impédances est parfois contestée ; l'efficacité de l'onde de choc dépend en effet de la fracturation du massif, qui va affecter la transmission de l'onde. D'autre part, cette approche ne se réfère qu'à la première phase du mécanisme de l'explosion, c'est-à-dire l'action de l'onde de choc, et ne prend pas en compte l'action des gaz d'explosion.

Mais cette théorie expérimentale nous donne un premier élément, à éventuellement ajuster par des observations et des interprétations qualitatives.

Où on utilise (SAMEX ou TEMEX ou GELANIT) [tableau d'explosifs d'ONEX] des émulsions encartouchées de diamètre 65 mm en chargement de pied et on utilise de la MARMANIT en chargement de colonne.

IV .2.1.2. Le plan de tir proposé (plan de tir ; phase 02 volée 01)

IV .2.1.2.1. Calcul de paramètres géométriques de plan de tir

Toujours les mêmes paramètres géométriques et mêmes conditions géologiques que le plan de tir n° 01 (tir témoin) mais, on a changé les types des charges d'explosives (charge de pied et charge de colonne).

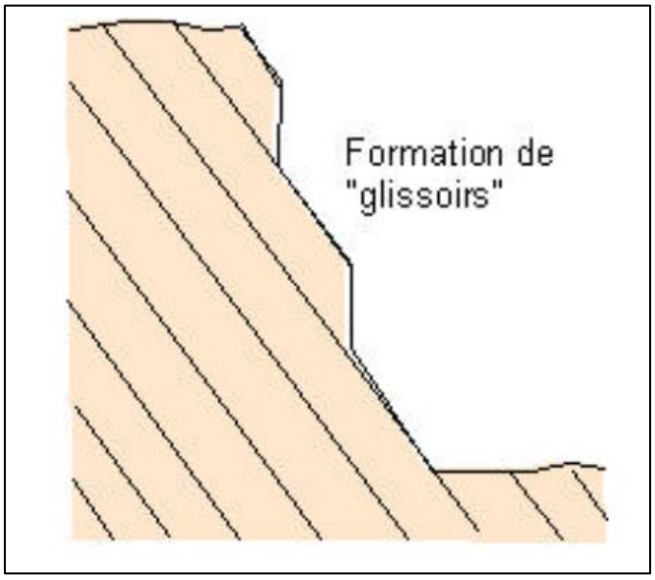


Figure IV .14: Ecole des Mines de DOUAI. Ceficem

IV .2.1.2.2. La répartition de la charge dans un trou de mine

Les paramètres calculés d'après les formules de Langefors

1) **La longueur de la charge du pied :**

$$L_{ChP} = 1{,}3 \times B \text{ (m)}$$

$$L_{ChP} = 3.47 \text{ m}$$

2) **La longueur de bourrage :**

$$L_b = B \text{ (m)}$$

$$L_b = 2.67 \text{ m}$$

3) **La longueur de la charge de colonne :**

$$\mathbf{L_{ChC}} = Ltr - L_{ChP} - L_b$$

$$\mathbf{L_{ChC}} = 10.95 - 3.47 - 2.67$$

$$\mathbf{L_{ChC}} = 4.81 \text{ m}$$

4) Charge linéaire du pied (SAMEX)

Cartouche SAMEX (2 Kg) de diamètre 65 mm x 55 cm hauteur **[**ONEX**]**

C-à-d **:**

Ch_{Lsamex} = 4 kg/m (prendre en compte le tassement des cartouches d'émulsion)

5) Quantité d'explosif au pied du gradin

$$\mathbf{Q\ p} = L_{chp} \times Ch_{Lsamex}\ (Kg)$$

$$\mathbf{Q\ p} = 3.47 \times 4$$

$$\mathbf{Q\ p} = 13.88 \text{ kg}$$

$$\mathbf{Q\ p} = 14 \text{ kg}$$

Sept **(07)** Cartouches de SAMEX

6) Quantité d'explosif en colonne

- Cartouche MARMANTE (2.5 Kg) de diamètre 65 mm x 75 cm hauteur **[**ONEX**]**

C-à-d **:**

$$\mathbf{Ch_{LC}} = 3.33 \text{ kg/m}$$

Quatre **(04)** cartouches **(dix (10) kg)**

- Cartouche SAMEX (**2 Kg**) de diamètre 65 mm x 55 cm hauteur [ONEX]

C-à-d **:**

Ch_{Lsamex} = 4 kg/m (prendre en compte le tassement des cartouches d'émulsion)

Trois **(03)** cartouches (**six (06) kg**)

$$\mathbf{Qc} = 16 \text{ kg}$$

7) Quantité de charge d'explosif dans un trou

$$Q_{tot} = Qc + Qp \text{ (Kg)}$$

$$Q_{tot} = 16 + 14$$

$$Q_{tot} = 30 \text{ kg/trou}$$

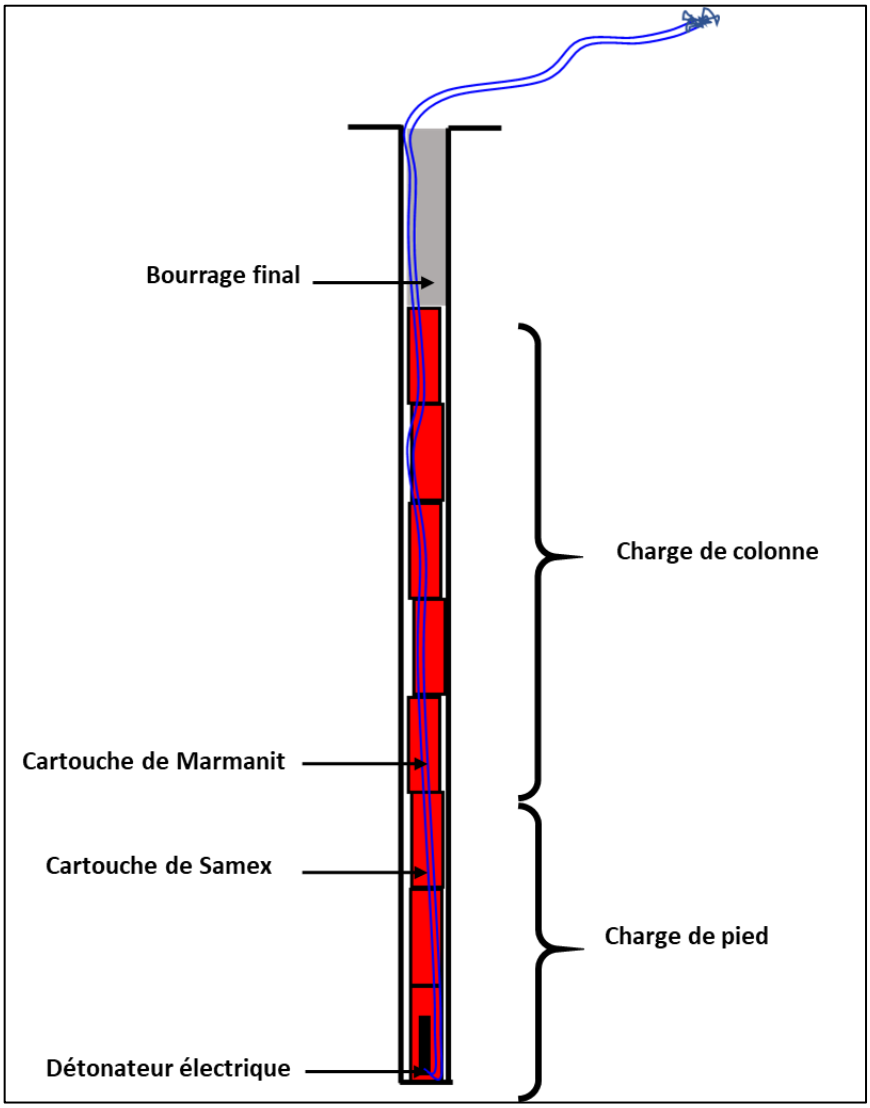


Figure IV .15: Schéma de chargement d'un trou avec samex et marmanit

IV .2.1.3. Analyse de résultat de tir 02 (phase 02) volée (01)

Analyse approfondie : Étude des résultats de fragmentation obtenus durant la 2eme phase (tir 02 volée 01).

- Déclenchement de tir optimisé.
- Observation sur le terrain : évaluation visuelle immédiate de la fragmentation et mesures blocométriques sur site.
- Prise de photos de la zone après tirs pour le traitement d'images via logiciel

WIPFRAG..

- Analyse comparative avec les données de la phase 1ere (initiale) du stage.



Figure IV .16: zone de tir et résultat de tir (02) volée (01)



Figure IV .17: Résultat de tir (02) volée (01)

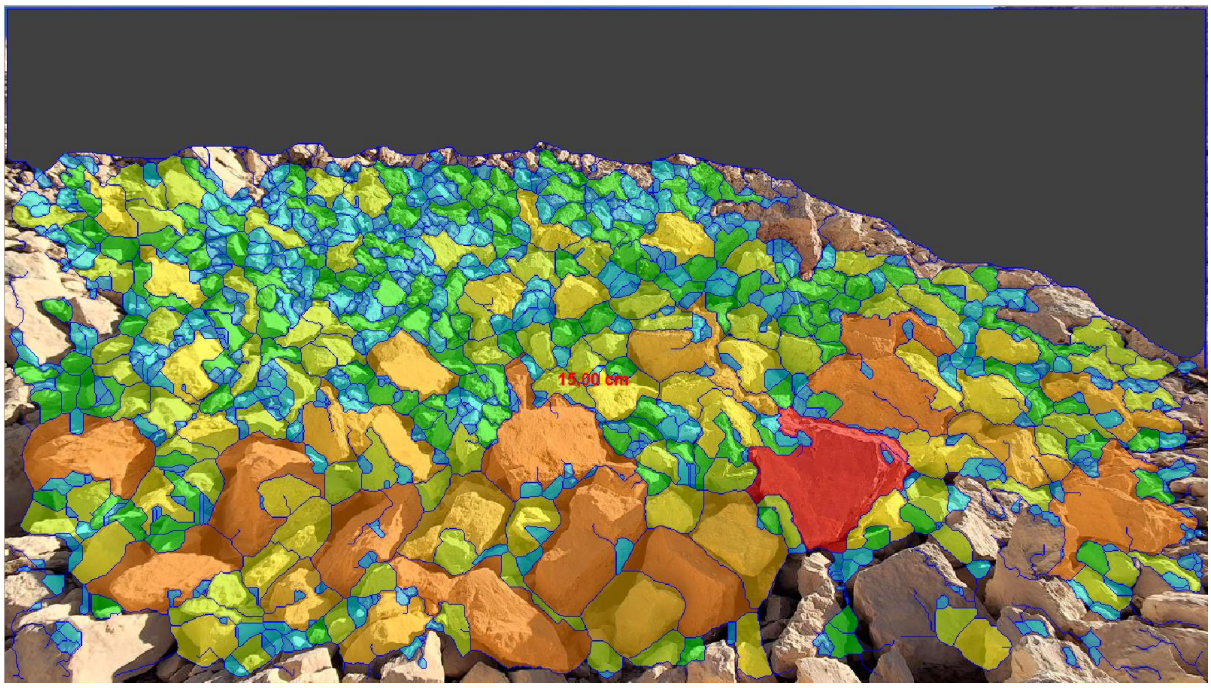


Figure IV .18: Traitement d'image de tir 02 volée 01 _ WIPFRAG

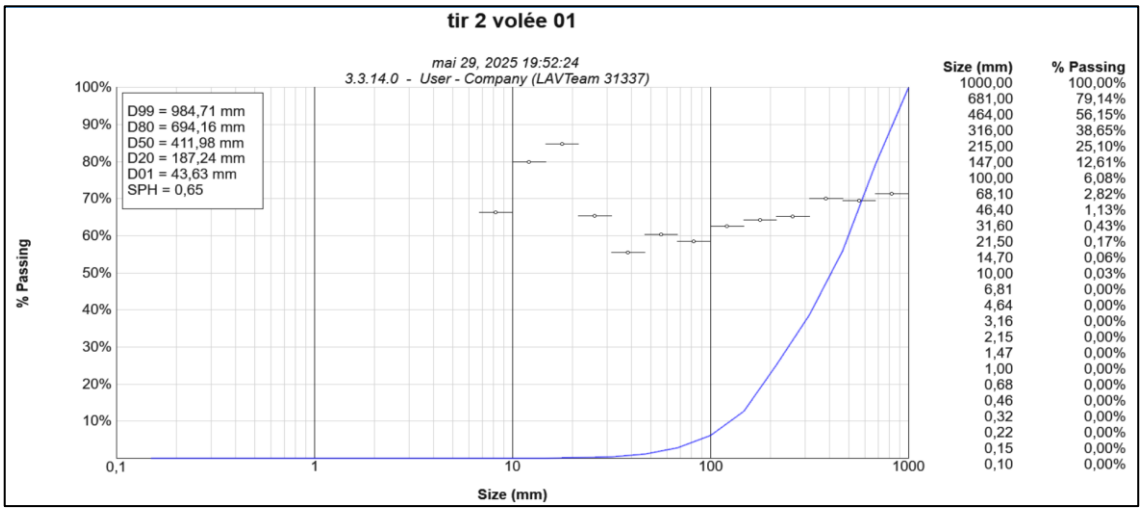


Figure IV .19: Analyse de tir 02 volée 01 _ WIPFRAG

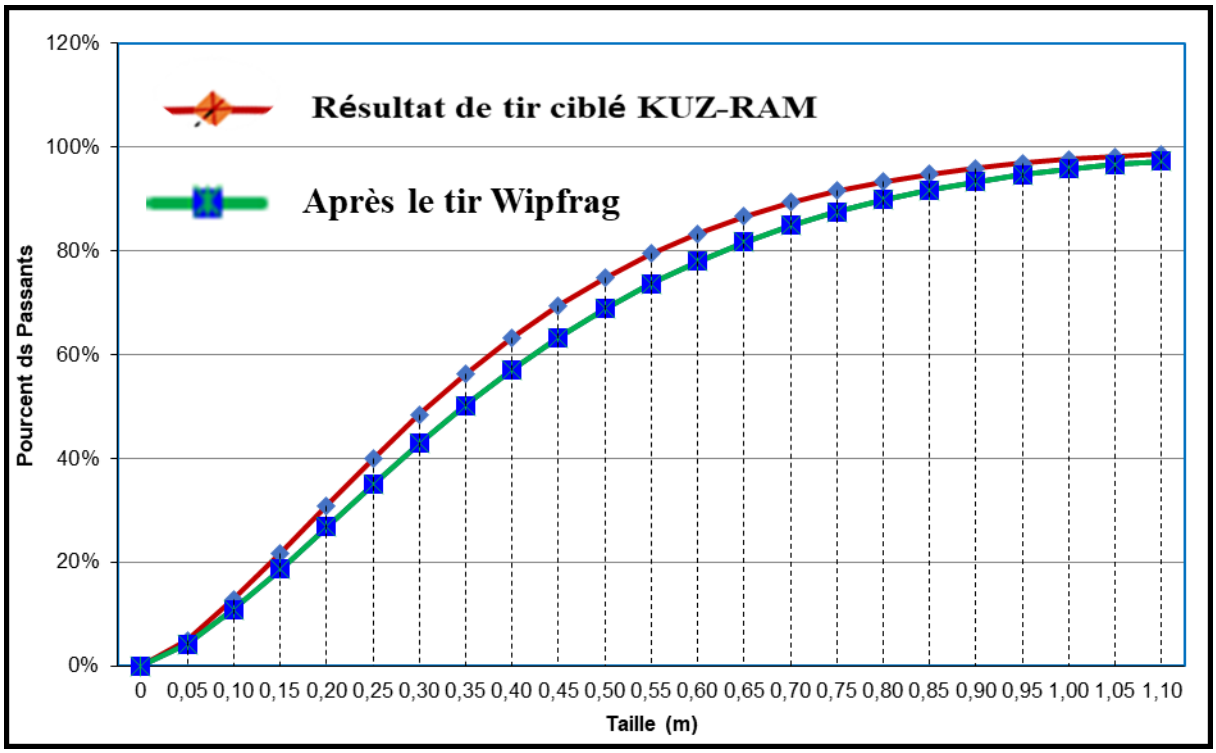


Figure IV .20 : Comparaison entre résultat ciblé et résultat de tir 02 volée 01

Lecture analytique :

Une superposition partielle ou totale des deux courbes indique une bonne adéquation entre le plan de tir théorique et les conditions réelles, et donc une fragmentation efficace.

IV .2.2. Deuxième proposition P2 :

Nous ajouterons à ces indices de tir, un indice à caractère plus « géologique » qui permettra de prendre en compte la direction du plan de foration en relation avec les directions des principales discontinuités géologiques.

Il apparaît à tous l'importance de facteurs géologiques sur le résultat du tir.

Dans notre cas, il ne s'agit pas de comparer différentes carrières, différents types de roches mais de voir à l'intérieur de chaque carrière supposée homogène d'un point de vue « géologique », si la direction des tirs, par rapport aux discontinuités géologiques, peut, de manière significative, influencer le résultat du tir.

A partir de l'étude géologique réalisée par le (Cosider carriere C43), il a donc été nécessaire de sélectionner un plan ayant à priori une influence sur le résultat du tir.

Si on réoriente le sens d'attaque du front de taille, c'est-à-dire qu'on change la direction générale d'avancement de l'exploitation, cela peut être une solution stratégique à moyen ou long terme pour optimiser la fragmentation en fonction de la géologie du massif.

IV. 2.2.1. Le plan de tir proposé (plan de tir ; phase 02 volée 02)

Mêmes paramètres géométriques de plan de tir et énergétiques que le premier tir (tir n° 01) mais, dans un d'autre endroit [schéma topographique] dont le sens de tir est perpendiculaire aux discontinuités.



Figure IV .21: zone de tir (02) volée (02) ;Cosider carrière c43 (2025*)*

V .2.2.2. Analyse de résultat de tir 02 (phase 02) volée (02)



Figure IV .22: *T*raitement d'image de tir 02 volée 02 _ WIPFRAG

Analyse approfondie : Étude des résultats de fragmentation obtenus durant la 2eme phase (tir 02 volée 02).

- Mesures blocométriques et traitement d'image via logiciel WIPFRAG.
- Analyse comparative avec les données de la phase 1^{ere} (initiale) du stage.

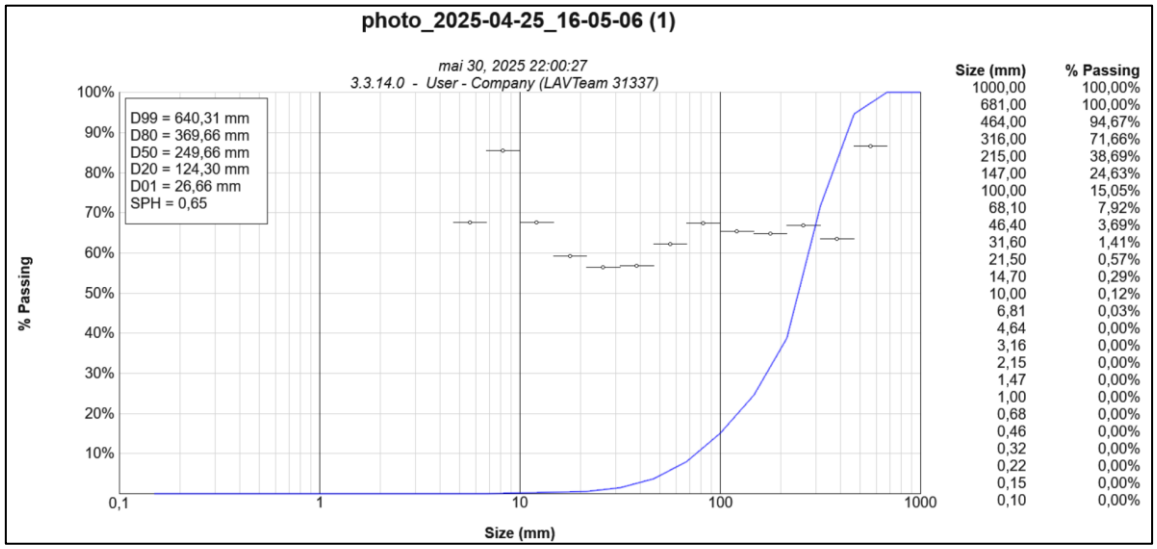


Figure IV .23: Analyse de tir 02 volée 02 _ WIPFRAG

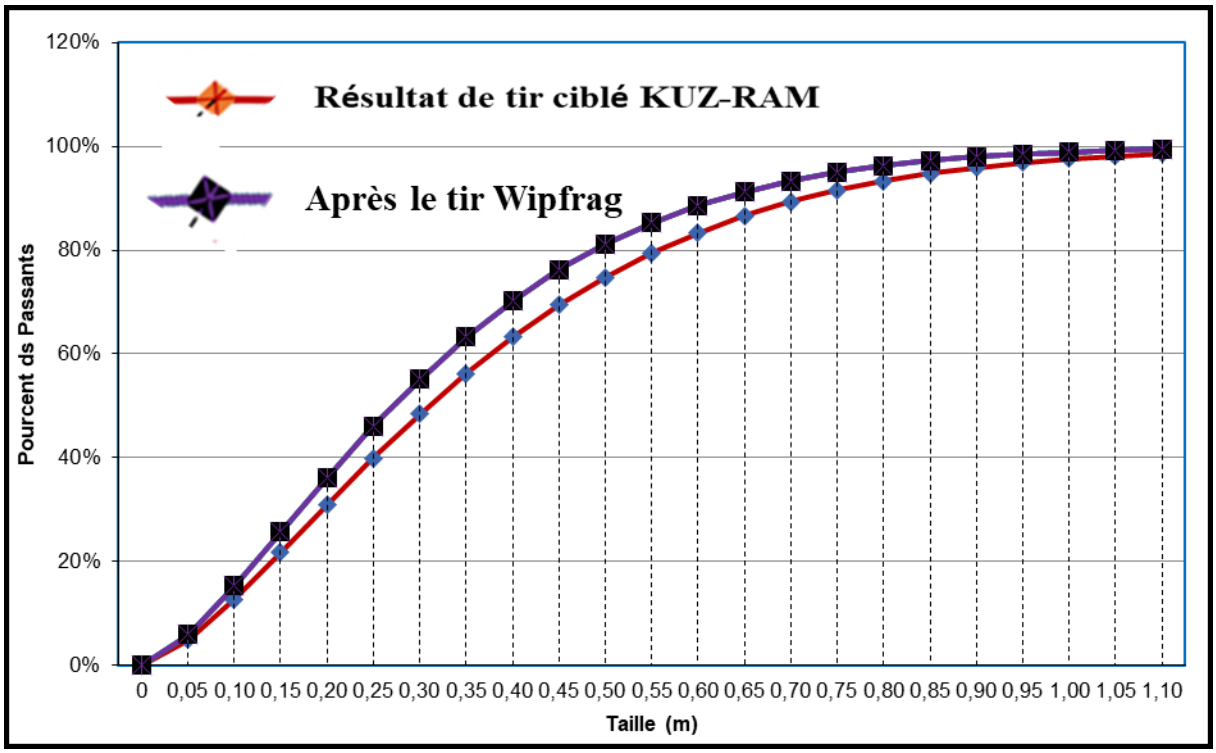


Figure IV .24: Comparaison entre résultat ciblé et résultat de tir 02 volée 02

Lecture analytique :

Une superposition partielle ou totale des deux courbes indique une bonne adéquation entre le plan de tir théorique et les conditions réelles, et donc une fragmentation efficace.

P.K. Singh et al. / Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering 8 (2016) 225–237

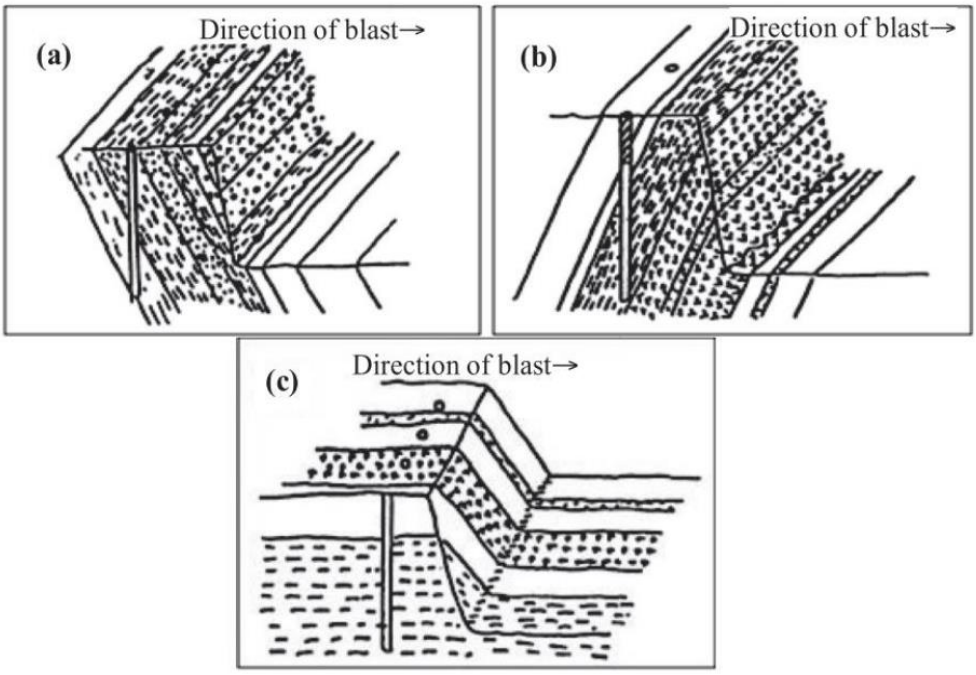


Figure IV .25: Diagrammatic representations of (a) shooting with dip, (b) shooting against the dip, and (c) shooting along strike (Burkle, 1979).

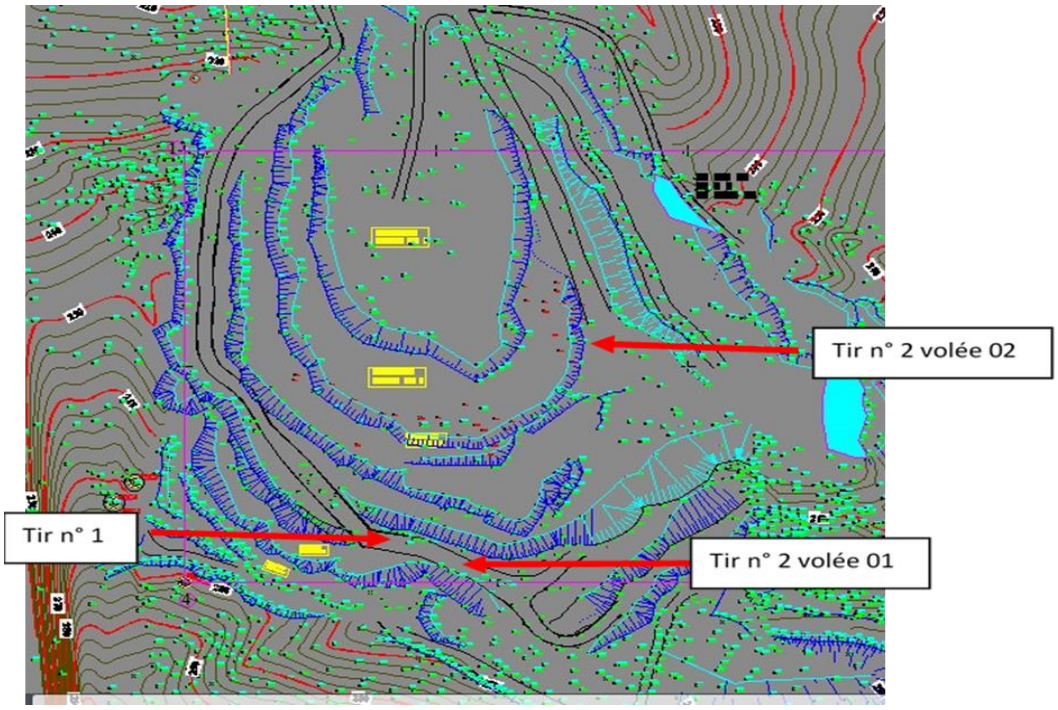


Figure IV .26 : zones des tirs sur le plan topographique

Conclusion

L'application de ces deux solutions a permis une nette amélioration de la fragmentation des roches. Le changement d'explosif a accru l'efficacité de l'énergie de choc sans créer de sur-fragmentation, tandis que le choix d'un nouveau sens de tir adapté à la géologie a limité les effets négatifs liés à l'inclinaison naturelle des bancs. Ces résultats démontrent l'importance d'adapter en permanence les plans de tir aux conditions du terrain.

Ces solutions ont permis d'améliorer la fragmentation de la roche, d'optimiser le rendement des équipements et de réduire les coûts d'exploitation tout en garantissant une production plus efficace et conforme aux besoins du chantier

Conclusion Générale

Conclusion Générale

Dans ce travail, nous présentons une étude de la fragmentation au niveau de la carrière de COSIDER CARRIERE C43, cette étude est focalisée sur l'analyse des paramètres de fragmentation en tenant compte de présence énormément de blocs de grande taille dans les tas abattus, dépassant le seuil granulométrique acceptable et affectant de manière négative sur les des opérations minières ultérieur, notamment le chargement, le transport et le concassage.

Dont nous avons essayé de comprendre le phénomène de fragmentation et ses acteurs et les facteurs qui l'influencent, afin de diagnostiquer et d'identifier avec précision les causes réelles à l'origine de ce problème.

Nous avons utilisé une approche combinée, intégrant à la fois la modélisation prédictive Kuz-Ram pour estimer la granulométrie théorique post-abattage, et l'analyse d'images numériques à l'aide du logiciel Wipfrag pour évaluer la distribution réelle des fragments dans les tas abattus. Cette double approche a permis de confronter les résultats estimés et observés, afin d'affiner notre diagnostic.

Nous proposons deux solutions d'optimisation à la fois techniquement réalisables, économiquement viables, et respectueuses des exigences de sécurité et des contraintes environnementales propres à l'exploitation :

Dans la première solution, en conservant les mêmes conditions géologiques, mais nous avons utilisé des explosifs différents de ceux habituellement employés : nous avons remplacé le marmanite par le samex dans la charge de pied, et utilisé la marmanite à la place de l'anfo dans la charge de colonne, dans le but d'augmenter l'énergie de fragmentation (les ondes de choc). L'analyse des résultats granulométriques via Wipfrag a montré des pourcentages de fragmentation satisfaisants, en accord avec les prévisions du modèle Kuz-Ram.

La deuxième solution, nous avons conservé les types d'explosifs habituels, mais nous avons modifié l'emplacement du tir (la direction de l'explosion). Nous avons ainsi contourné les contraintes géologiques liées à l'inclinaison des couches (strates inclinées), ce qui nous a permis d'obtenir des résultats très satisfaisants sur le plan de la fragmentation, confirmés également par les analyses Wipfrag.

L'application de ces deux solutions a permis une nette amélioration de la fragmentation des roches. Le changement d'explosif a accru l'efficacité de l'énergie de choc sans créer de surfragmentation, tandis que le choix d'un nouveau sens de tir adapté à la géologie a limité les effets négatifs liés à l'inclinaison naturelle des bancs. Ces résultats démontrent l'importance d'adapter en permanence les plans de tir aux conditions du terrain. Ces solutions ont permis d'améliorer la fragmentation de la roche, d'optimiser le rendement des équipements et de réduire les coûts d'exploitation tout en garantissant une production plus efficace et conforme aux besoins de la carrière

Références bibliographie

BIBLIOGRAPHIE

- https://www.u-picardie.fr/beauchamp/cours-sed/sed-3.htm
- https://www.youtube.com/watch?v=Kpwb7TLfHPE
- A MODEL STUDY TO MEASURE FRAGMENTATION BY BLASTING , Mouloud NEFIS, Korichi TALHI ; 2016
- Ceficem, Le forage des roches, Ecole des Mines de DOUAI.
- Rapport géologique2018 Du gisement djbel malegua COSIDER CARRIERE C43 BISKRA.
- Mouloud NEFIS 2010. Modèle d'un plan de tir En vue de l'obtention du diplôme de MAGISTER en Mines Université Annaba.
- Hagan T.N. _ The influence of Controllable Blast Parameters on Fragmentation and Mining Costs.In Proceedings of the 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, 1983.
- STIG O OLOFSSON, «Applied Explosives Technology for Construction and Mining», second edition, Sweden, pages 66_82.
- Kuznetsov. R, 1973: The mean diameter of fragments formed by blasting rock, soviet mining science, 9, 1973. CARLOS LOPEZ JIMENO, EMILIO LOPEZ JIMENO et FRANCISCO
- JAVIER AYALA CARCEDO, [1995], «Drilling and Blasting of Rocks», Geomining Technological, istitute of Spain, pages 182_201.
- Langefors U. and Kihlström H., 1963, the Modern Technique of Rock Blasting. John Wiley & Sons Inc.

BIBLIOGRAPHIE

- C´ecile Coulombez. ANALYSE ET OPTIMISATION DES PRATIQUES D'ABATTAGE A L'EXPLOSIF DANS UNE CARRIERE DE GRANULATS. 2007.
- Livre: "TIRS", tome I (theories ET technologies), les technique de l'industrie minérale N° 13/mars 2002-ISSN 1296-9281.
- Scott A. _ Effective Blast Engineering. In Proceedings of the Explo '99 Conference, (pages 57_63), 1999.
- Rustan A, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting, 3rd Int Sympo on Rock

  Fragmentation by Blasting, Brisbance, pp 303-310, 1990.
- Abattage des roches, Elaboration et mise en œuvre du plan de tir, Conception et analyse du plan de tir (Cours de l'Ecole des Mines de Douai).
- Ash R.L., Konya C.J. and Rollins R.R., Enhancement Effects from Simultaneously Fired Explosive Charges, Trans. Soc. Nin. Eng. A. 1 .M.E. Vol .244, pp.427-435.
- Hagan, T.N, 1979, The control of fines through improved blast design. Proceedings of the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, September 1979, Austria, pp: 9-20.
- Djoudi MERABET, Hamid KHERBACHI Université de BEJAIA (Algérie), Djamel

MEHRI Université d'ANNABA (algérie) « amélioration de la qualité de fragmentation des roches fissurées lors de l'abattage à l'explosif dans les mines à ciel ouvert », revue française de géotechnique N°78, 1er trimestre 1997.

- Fourney et al, Fragmentation by Blasting, the First International symposium on Rock
  Fragmentation August 22-26 (1983).
- Persson P.-A.,Holmberg R. and Lee J. _ Rock Blasting and Explosives Engineering,
  chapter 6. Principles of Charge Calculation for Surface Blasting, pages 184_185. CRC Press, 1994.
- Ash R.L. _ The mechanics of rock breakage _ Part II : Standards for blasting design. In Pit and Quarry 56(3), pages 118_122, 1963.
- Cappello, avril 1994, Analyse tectonique et minage appliqués à la production
  d'enrochement. Revue de l'Industrie Minérale « Mines et Carrières », pp 47-50.
- Hagan T.N. _ The influence of Controllable Blast Parameters on Fragmentation and
  Mining Costs. In Proceedings of the 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, 1983.