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 المـــــناجم
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

Planification de tirs pour l'extraction des Blocs surdimensionnés (hors gabarit) -cas de l'E.N.G-unité Sidi Ali Benyoub.

Par

KEBECHE Abdelillah Ghanem et FERHAT Khelifa Zine eddine

Devant le jury :

SAADAOUI Saleh	**Président**		**Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa**
BOUTERFIF Leila	**Encadreur**		**Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa**
MERAH Chafia	**Examinateur**		**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 :10/06/2025

Lettre de soutenabilité

Noms et prénoms des étudiants :

1-KEBECHE Abdelillah Ghanem.

2- FERHAT Khelifa Zine eddine.

Niveau : 2eme master. **Option :** Exploitation des mines.

Thème : Planification de tirs pour l'extraction des Blocs surdimensionnés (hors-Gabarit)-cas de l'E.N.G-unité Sidi Ali Benyoub.

Nom et prénom de l'encadreur : BOUTERFIF Leila.

Chapitres réalisés	Signature de l'encadreur
Chapitre I : Généralités sur la carrière de l'E.N.G.	
Chapitre II : Théorie d'abattage dans les mines à ciel ouvert.	
Chapitre III : Paramètres influençant les résultats de fragmentation à l'explosif.	
Chapitre IV : Caractéristiques des Blocs Extraits pour l'Enrochement.	
Chapitre V : plan de tir proposé.	

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) فرحات خليفة أبي الدين ..... الصفة : طالب، أستاذ باحث، باحث دائم : ..... B

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : 141437181815 ..... والصادرة بتاريخ 2021/02/18

المسجل بمعهد ..... قسم .....

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

Planification de Tirs Pour L'evaluation de Blocs Horizontal/Sur d'Indentations en Cour de L'ENO, unité Sahili Bongomb

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
مفتش الرئيس
سعدي نور الدين

2025 جوان 10

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 ادناه،

السيد (ة)..... الصفة : طالب، استاذ باحث، باحث دائم : .....

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : ..... و الصادرة بتاريخ .....

المسجل بمعهد ..... قسم .....

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

.....

.....

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

التاريخ: .....

إمضاء المعني (ة)

2025 جوان 10

بسم الله الرحمان الرحيم

Remerciements

Nous voudrions tout d'abord adresser toute notre reconnaissance à l'encadrant de notre mémoire, Mme. BOUTERFIF Leila.

Nous désirons aussi remercier Mr Mohamed REZOUG et l'unité de l'ENG Sidi Ali Benyoub, qui nous ont fourni les outils nécessaires à la réussite de notre mémoire.

Nous tenons à remercier spécialement nos familles qui nous ont soutenus tout au long de notre parcours académique à l'université.

Nous voudrions exprimer notre reconnaissance à l'endroit des amis et collègues qui nous ont apporté leur précieux soutien moral et intellectuel tout au long de notre démarche.

Résumé

Résume :

Français :

Ce mémoire traite de l’optimisation des tirs d’abattage pour l’extraction de blocs surdimensionnés à l’unité Sidi Ali Benyoub. L’étude s’appuie sur une analyse géologique, technique et expérimentale. Des logiciels comme Kuz-Ram et WipFrag ont été utilisés pour évaluer la fragmentation. Les résultats permettent d’améliorer la qualité des blocs et de réduire les coûts. Ce travail propose une méthode rationnelle et efficace adaptée au contexte local.

العربية :

يتناول هذا البحث طرق تحسين عمليات التفجير لاستخراج الكتل الصخرية الكبيرة في وحدة سيدي علي بن ويوب ; اعتمدت الدراسة على تحليل جيولوجي وتقني وتجريبي تم استخدام برامج مثل wipfragو kuzram لتقييم تفتت الصخور. أظهرت النتائج تحسناً في جودة الكتل وتقليصاً في التكاليف. يقترح هذا العمل طريقة فعالة ومناسبة للواقع المحلي.

Anglais :

This thesis focuses on optimizing blasting operations to extract oversized blocks at the Sidi Ali Benyoub unit. The study involves geological, technical, and experimental analysis. Software such as Kuz-Ram and WipFrag was used to assess rock fragmentation. Results show improved block quality and reduced costs. The work proposes an efficient and locally adapted blasting method.

List des figures

N°	Généralités sur la carrière de l'E.N.G.	Page
Figure 1	SITUATION DE LA CARRIERE – FEUILLE TOPOGRAPHIQUE DE TELAGH NI 30 XVIII OUEST AU 1/50 000.	**05**
Figure 2	Carte géologique de sidi ali beyoub échelle :1/50000.	**06**
Figure 3	Colonne litho stratigraphique du Membre B, Djebel El Kraloua (d'après le Sondage mécanique S2, 1978).	**06**
Figure 4	Chariot de foration.	**10**
Figure 5	Plan de chargement de trou.	**13**
Figure 6	Détonateur.	**13**
Figure 7	Cartouche de marmanit.	**14**
Figure 8	Schéma de sautage en (V) ouvert.	**14**
Figure 9	Schéma de connexion de trous.	**14**
Figure 10	Chargeuse Caterpillar.	**15**
Figure 11	Dumpers TEREX TR60.	**16**
Figure 12	Post primaire (0/1000mm).	**18**
Figure 13	Pré stock (0/300mm).	**18**
Figure 14	Poste secondaire (0/3, 3/8, 8/15, 15/25, 25/40 mm).	**19**
	Théorie d'abattage dans les mines à ciel ouvert.	
Figure 1	Les ondes de compression et la formation des fissures radiales.	**23**
Figure 2	Pénétration des gaz dans les fissures formées.	**23**
Figure 3	Expansion du trou de mine en fonction du temps.	**24**
Figure 4	Modes d'abattage à l'explosif.	**25**
Figure 5	Choix du couple diamètre-hauteur de front.	**28**
Figure 6	Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison.	**28**
Figure 7	Disposition du bourrage dans un trou.	**29**
Figure 8	La banquette maximale.	**29**
Figure 9	Rapport de maille.	**30**
Figure 10	Blocométrie et charge d'explosif.	**30**

Figure 11	Maître cordeau ou cordeau principal.	**33**

Paramètres influençant les résultats de fragmentation à l'explosif.

Figure 1	Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage.	**41**
Figure 2	Déviation due aux discontinuités.	**42**
Figure 3	Effet de Les déviations de forages.	**42**
Figure 4	Influence de la poussée axiale sur les déviations des trous.	**43**
Figure 5	Adéquation diamètre du trou – hauteur du gradin.	**44**
Figure 6	La rupture de la roche au pied du gradin.	**45**
Figure 7	Dynamique d'abattage.	**46**
Figure 8	Principaux types de mailles utilisées pour les tirs en ciel ouvert.	**47**

Caractéristiques des Blocs Extraits pour l'Enrochement

Figure 1	Tas d'enrochement.	**52**
Figure 2	Modèle parfait d'enrochement.	**53**
Figure 3	Enrochement artificielle.	**56**

Plan de tir proposé.

Figure 1	La distance entre site 2 et station de concassage Jaune (ancienne route) bleu (route proposé).	**61**
Figure 2	Zone d'étude sur la carte topographique.	**62**
Figure 3	Zone d'étude (Gradin Niveau 780).	**62**
Figure 4	Mesure des caractéristiques des discontinuités géologiques à l'aide de la boussole	**64**
Figure 5	Présentation stéréographique de discontinuité**.**	**65**
Figure 6	Présentation sérigraphique a) Projection des fissures par apport au gradin 780 b) Nombre de familles existes.	**66**
Figure 7	Géométrie et terminologie du plan de tir.	**72**
Figure 8	Courbe granulométrique de résultat de tir**.**	**77**
Figure 9	Dimensionnement du schéma de tir**.**	**77**
Figure 10	Plan de chargement de trou**.**	**78**
Figure 11	Schéma de tir.	**78**
Figure 12	Amorçage ponctuel postérieur.	**80**

Figure 13 Front avant et après le tir. **80**

Figure 14 Courbe granulométrique de tas abattue. **81**

Figure 15 Résultat de traitement par WIPFRAG. **81**

Figure 16 La zone dangereuse. **83**

List des tableaux

List des tableaux

N°	Généralités sur la carrière de l'E.N.G.	Page
Tableau 1	Le volume de différents blocs des réserve géologiques.	**07**
Tableau 2	Les volumes des différents blocs des réserves exploitables.	**08**
Tableau 3	Paramètres des éléments de la plateforme de travail.	**09**
Tableau 4	Les volumes prévisionnel total à extraire en 2025.	**10**
Tableau 5	Donnes techniques de plan de tir.	**11**
Tableau 6	Description des explosifs à utiliser.	**11**
Tableau 7	Estimation de la production par tir d'explosif.	**11**
Tableau 8	Consommation en explosive de marmanit..	**12**
Tableau 9	Consommation en explosive de anfomil.	**12**
Tableau 10	Caractéristique de la pelle chargeuse Caterpillar.	**15**
Tableau 11	Temp de cycle de chargement.	**16**
Tableau 12	Rendement de chargeuse.	**16**
Tableau 13	Caractéristique du dumper (Marque TEREX TR 60).	**17**
Tableau 14	Temps de cycle de transport.	**17**
Tableau 15	Rendement de camion dumper (Marque TEREX TR 60	**17**
	Paramètres influençant les résultats de fragmentation à l'explosif.	
Tableau 1	Paramètres de tir de mines.	**40**
	Caractéristiques des Blocs Extraits pour l'Enrochement.	
Tableau 1	Composition minéralogiques et masse volumique apparente des Principaux types des roches utilisées en enrochement.	**54**
Tableau 2	Classes de résistances.	**55**
	Plan de tir proposé.	
Tableau 1	Tableau Récapitulatif des Données.	**66**
Tableau 2	Effets de paramètres de tir sur n, Cunningham (1983).	**70**
Tableau 3	Les paramètres selon la méthode LANGEFORS.	**75**
Tableau 4	La représentation des roches abattus	**76**

List des tableaux

Tableau 5 Rayon de la zone dangereuse. **82**

Tableau 6 Coefficient dépendant des propriétés du sol de fondation. **83**

Sommaire

Sommaire

Introduction générale…….. 02

Chapitre I Généralités sur la carrière de l'E.N.G

Présentation et historique de la carrière…….. 04

Situation géographique …….. 04

Aperçu géologique et hydrogéologique ……. 05

Litho stratigraphie 05

Cadre structurale ……... 06

Description de gisement 07

Hydrogéologie…….. 08

Etat actuel des travaux d'exploitation 09

Méthodes d'exploitation adoptées 09

Organisation et régime de travail de la mine 10

Travaux d'Abattage ……..... 10

Travaux de chargement et transport 15

Traitement 18

Conclusion..... 19

Chapitre II Théorie d'abattage dans les mines à ciel ouvert.

Introduction 21

Les types d'abattage …….. 21

Principes théoriques d'abattage par explosive 22

Les explosives..... 25

Paramètres de conception de tir 27

Préparation du coup de mine 31

L'Effet de tir sur l'environnement…… 34

Conclusion……... 37

Sommaire

Chapitre III Paramètres influençant les résultats de fragmentation à l'explosif

Introduction 39

Influence des différentes variables sur la qualité de la fragmentation des roches……..... 39

Les variables contrôlables 40

Paramètres liés aux trous 40

Paramètres liés au bourrage 45

Paramètres liés au plan de tir 46

Conclusion……. 48

Chapitre IV Caractéristiques des blocs extraits pour l'enrochement.

Introduction…….. 50

Types d'enrochement……... 51

Enrochement naturel …….. 51

Enrochement artificielle ……. 56

Conclusion……. 57

Chapitre V Plan de tir proposé.

Introduction et problématique 60

Description de la zone d'étude 61

Levé des Discontinuités 62

Exigences principales pour la planification de tir visant des blocs surdimensionnés…… 66

Méthodologie d'analyse avec les logiciels :……..... 68

Étapes méthodologiques……. 71

Calcul des paramètres du tir……. 72

Prédiction de résultat de fragmentation (kuz-ram) :…….. 76

Schéma de tir et d'amorçage ……... 77

Acquisition des images post-tir……..... 80

Traitement des résultats avec wipfrag……..... 81

Etude de sécurité …… 82

Sommaire

Conclusion générale et recommendation…….. 86

Références bibliographiques…….. 88

Introduction générale

Introduction :

L'unité ENG de Sidi Ali Benyoub exploite deux carrières distinctes (sites I et II). Actuellement, les roches abattues au niveau du site II sont transportées sur une distance de 4 km jusqu'à la station de concassage, engendrant des coûts logistiques élevés**,** principalement liés au transport.

Dans une logique d'optimisation des coûts et de réduction du temps de cycle, une réflexion stratégique a été engagée, aboutissant à la conception d'un nouveau tracé de 1,5 km. Ce dernier vise à rapprocher la zone d'extraction du concasseur, à réduire la consommation de carburant, à diminuer le nombre de camions nécessaires**,** et surtout à gagner un temps d'exploitation appréciable**.**

Ce projet repose sur la création d'une tranchée d'accès qui permettra la connexion directe des deux sites (I et II**)**. Cette liaison se fera par un déblai progressif des gradins du site II, en partant du niveau 840 m vers le niveau 800 m**.** Pour cela, il est indispensable de mettre en œuvre un plan de tir spécifique visant à extraire des blocs surdimensionnés, qui seront ensuite évacués directement vers le client, sans passer par le concassage.

La réussite de cette opération repose sur une stratégie de tir soigneusement étudiée, adaptée à l'extraction de gros blocs intacts, avec des paramètres spécifiques (charge réduite, espacement large, confinement ciblé), garantissant à la fois la stabilité du front et la qualité des blocs produits.

Ce mémoire présente donc les différentes étapes de conception, d'analyse et de validation d'un plan de tir spécifique au contexte géologique et économique du site, en vue d'une exploitation plus rationnelle et durable du gisement.

Notre travail est structuré selon le plan méthodologique, la majorité des données essentielles pour la réalisation de notre projet de fin d'études ont été réunies lors de notre stage.

- Le 1er chapitre fait ressortir les caractérisations géologiques et présentation de la mine …….
- Le 2éme chapitre présente la théorie d'abattage dans les mines à ciel ouvert,
- Le 3éme chapitre traite des paramètres influençant le tir à l'explosif,
- Le 4éme chapitre traite les caractéristiques des blocs surdimensionnées utilisé dans l'enrochement,
- Le 5éme et dernier chapitre analyse des paramètres d'un plan de tir les résultats obtenus sont comparés par le modèle KUZ-RAM.

Une conclusion générale achève notre modeste travail.

Généralités sur la carrière de l'E.N.G

CHAPITRE I Généralités sur la carrière de l'E.N.G

I. Présentation et historique de la carrière :

L'Entreprise Nationale des Granulats "ENG" issue de la restructuration de la SNMC (Société Nationale des Matériaux de Construction) a été créé par décret N° 86.270 du 04 novembre 1986, avec effet à partir du 1er Janvier 1987.

L'Entreprise Nationale des Granulats est passée à l'autonomie et est devenue une société par actions. Le capital social de la société est de 3 milliards de dinars Algériens.

Les actions de l'ENG étaient :

- Réparties entre le fonds de participation construction, mines et chimie pharmacie, à partir du 05 mai 1990,
- Puis dans le portefeuille du Holding Public Mines à partir de 1996,
- Et enfin dans le portefeuille de la Société de Gestion des Participations (SGP) SOMINES à compter d'octobre 2001 à décembre 2011,
- Actuellement l'ENG fait partie du groupe industriel minier MANADJIM EL DJAZAIR « MANAL »,
- Le capital social de la société est passé de 112 millions de dinars Algériens. En 1990 à 3 milliards de dinars Algériens. En 2007,
- Le siège de l'entreprise est implanté au Gué de Constantine – Alger,

L'Entreprise Nationale des Granulats "ENG" est chargée de la gestion des activités de production, de commercialisation et de développement des granulats, du carbonate de calcium et des pierres ornementales. A compter de l'année 2000, la relance de l'activité économique est ressentie, ce qui a permis à l'ENG de renforcer davantage son activité en confortant sa présence sur le marché national et en réalisant des performances en matière de production et des résultats financiers**. [1]**

II. Situation géographique :

Ce site est situé au lieu-dit Djebel Kraoula, commune de Sidi Ali Ben Youb, Wilaya de Sidi Bel Abbes, à 30 kilomètres au sud du chef-lieu de Wilaya. Il est localisé dans une zone anciennement boisée dégradée, a une altitude de 950 m sur le flanc sud du Djebel Kraoula Ce gisement est rattaché à la feuille topographique de Telagh NI 30 XVIII Est.[1]

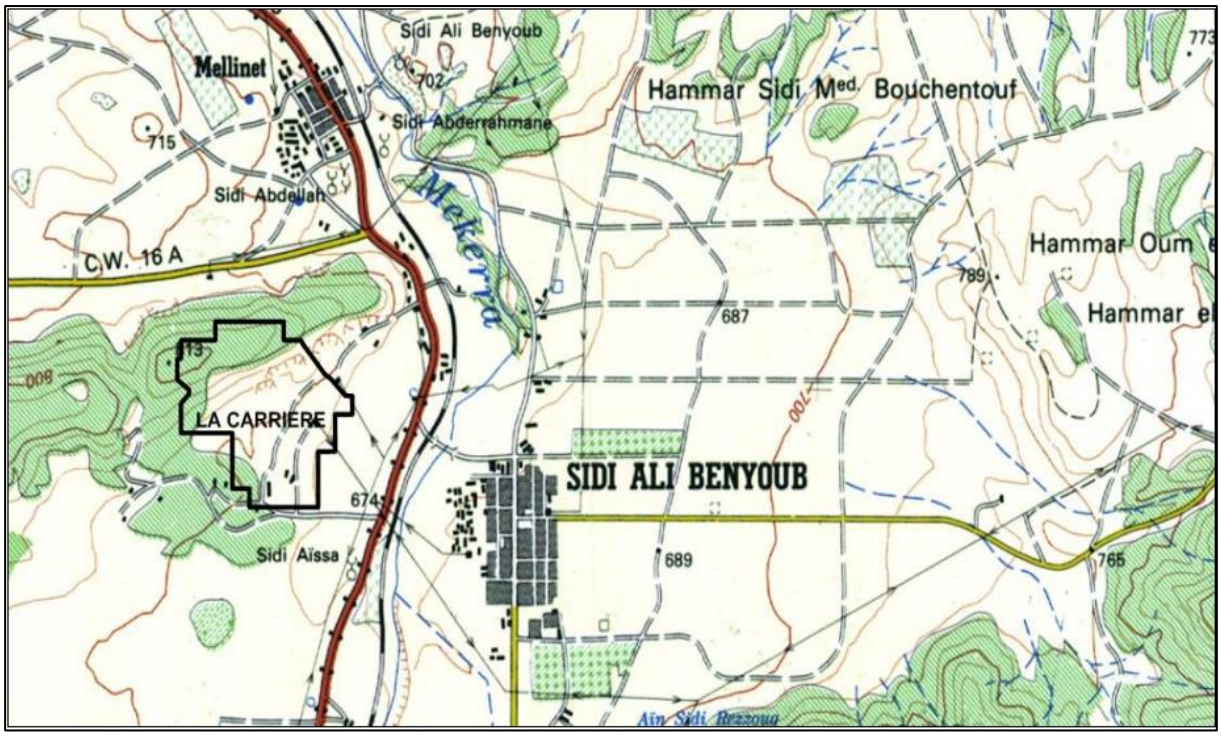


Figure I.1 : SITUATION DE LA CARRIERE – FEUILLE TOPOGRAPHIQUE DE TELAGH NI 30 XVIII OUEST AU 1/50 000. [1]

III. Aperçu géologique et hydrogéologique :

III.1 Litho stratigraphie :

Se caractérise par la présence d'une puissante formation

Carbonatée appelée « calcaires de Remailia ». L 'évolution spatio-temporelle de cette Formation d'age jurassique supérieur crétacé inferieur permet d'individualiser trois Principaux membres. 1l s'agit de bas en haut.

- Membre A des calcaires de Remailia (calcareo-dolomitique) (Kimméridgien Supérieur -Portlandien). 1l n 'est pas représenté dans la feuille de Chanzy.
- Membre B du calcaire de Remailia (marno-calcaire) (portlandien Purbeckien).
- Membre C des calcaires de Remailia (marno-calcaire) (Berriasien-Valanginier).
- Membre D des calcaires de Remailia (calcareo-gréseux) (Valanginien supérieur-Hauterivien).

Le gisement faisant l'objet d'exploitation se situe dans le membre « B » des calcaires De Remailia qui forme l'ensemble de Djebel Tassa, Djebel Ras Ez Zeboudj et Djebel Kraoula.[1]



.**Figure I.2 : Carte géologique de sidi ali beyoub échelle :1/50000.**[1]

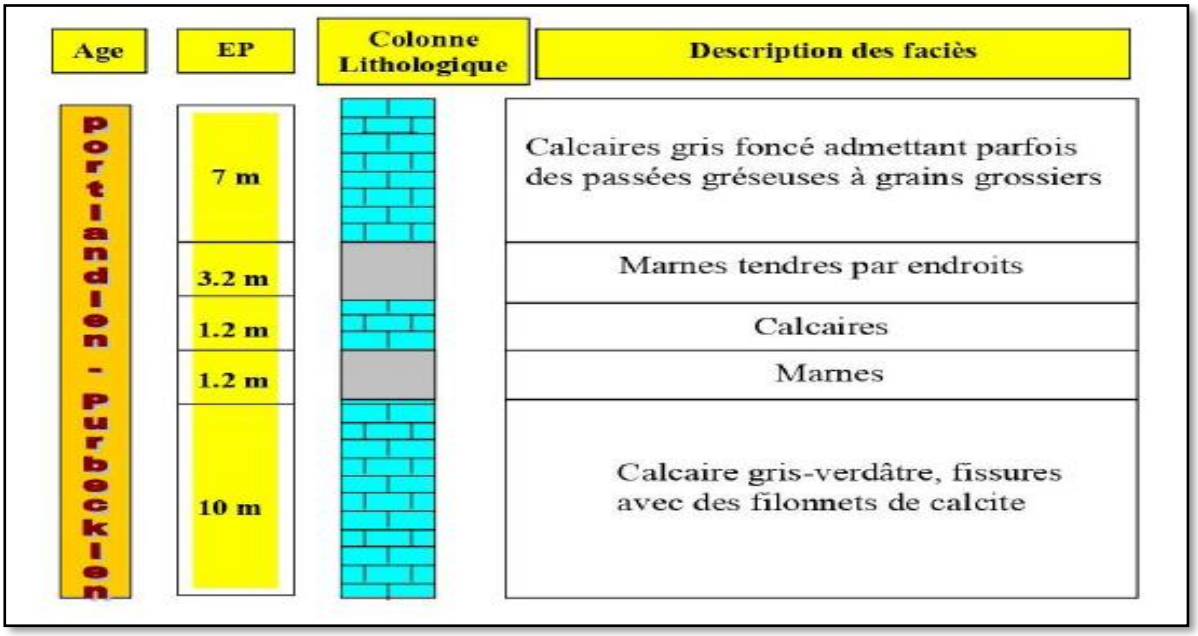


Figure I.3 : Colonne litho stratigraphique du Membre B, Djebel El Kraloua (d'après le Sondage mécanique S2, 1978). [1]

III.2 Cadre structurale :

Structurellement, la région se caractérise par une structure plus en moins tabulaire (Pendage faible et parfois divergent), affectée par une tectonique de type cassante. On Note, des accidents de direction Est Ouest (failles bordières), NNW-SSE-NW-SE et Enfin WSW-ENE (voir carte géologique figure en annexe). Ce style tectonique permet La mise en évidence d'une structure ayant subi une distension qui s'exprime par une Découpage en « Horst » et « Graben ». [1]

III.3 Description de gisement :

1. Caractéristiques générales et propriétés physico-mécanique :

- Origine de la roche : calcaire naturel
- Nature de la roche : massive
- Masse volumique absolue : 2,633 t/m 3
- Masse volumique réelle : 2,730 t/m 3
- Absorption d'eau : 0,78%
- Porosité :3,90%
- Los Angeles (AN) : 28% ± 3%
- Micro Deval humide (MDE) : 22,5 % ± 6,0 %
- Résistance à la compression : 1116 kg /cm2**.** [1]

2. Caractéristiques quantitatives :

2.1 Les réserves géologiques :

Hectares a mis en évidence des réserves probables calculées par la méthode de coupes délimitant des blocs géologiques. L'estimation des réserves économiquement exploitables s'élève à 34 MT ce qui permet l'ouverture d'une carrière d'extraction de calcaires destinés pour la production de granulats de différentes classes granulaires (produits finis) d'une unité de production de 400T/Heures pour une période de 23 ans [1].

Les volumes des différents blocs sont récapitulés dans le tableau ci-dessous :

Tableau I.1 : Le volume de différents blocs des réserve géologiques. [1]

	SURFACE (m2)	VOLUME Bloc –I (m^3)	VOLUME Bloc –II (m^3)	VOLUME Bloc –III (m^3)	VOLUME Bloc –IV (m^3)
SURFACE: A-B	22610	2689000			
SURFACE: D-E	4280				
SURFACE: C-E	12340		3184000		
SURFACE: F-H	3490				
SURFACE: G-H	590			266500	
SURFACE: I-J	4740				311500
SURFACE: K-L	1490				

Le volume global des Réserves géologiques = **6451000 m^3** ou **16127377 tonnes**

2.2 Les réserves exploitables :

Quatre (04) blocs : I, II, III et IV ont été déterminés par la méthode des coupes géologiques.

Le bloc I est délimité par les lignes des coupes A-B et D-E longue de 500 m et distance de 200 m.

Le bloc II est délimité par les lignes des coupes C-E et F-H longue de 600 m et distance de 400 m.

Le bloc III est délimité par les lignes des coupes G-H et I-J longue de 500 m et Distance de 100 m. [1]

Tableau I.2 : Les volumes des différents blocs des réserves exploitables. [1]

	SURFACE (m2)	VOLUME Bloc –I (m^3)	VOLUME Bloc – II (m^3)	VOLUME Bloc –III (m^3)	VOLUME Bloc –IV (m^3)
SURFACE: A-B	16730	1989860			
SURFACE: D-E	3170				
SURFACE: C-E	9200		2356160		
SURFACE: F-H	2580				
SURFACE: G-H	440			197210	
SURFACE: I-J	3510				230510
SURFACE: K-L	1110				

Les réserves exploitables en place à l'intérieur du périmètre minier sont estimées par La méthode de coupes à :

Réserves exploitables = **4773740 m^3** ou **11934350 tonnes.**

III.4 Hydrogéologie :

La Wilaya de Sidi Bel Abbes et ses environs sont assez favorisés en eau bien que la pluviométrie y soit médiocre, les précipitations ne dépassant guère en moyenne 400mm/an, celles-ci sont aisément absorbées par les terrains perméables Oligocènes et Pliocènes.

La nappe certainement abondante que retiennent les marnes sous-jacentes est malheureusement chlorurée en beaucoup de points.

- Les eaux de la Mekerra sont dérivées sur tout son parcours par l'irrigation, le débit de la rivière étant faible, il est renforcé par l'apport d'une série de sources qui jaillissent le long des berges, à la base des grès Oligocènes et des conglomérats.

- Dans le pliocène récent, les puits rencontrent l'eau habituellement potable, dans les lentilles de poudingues qui s'intercalent au milieu des limons.

Dans les limites du gisement à exploiter et au vu de la nature des roches qui le composent aucune manifestation hydrogéologique n'a été décelée au niveau du Périmètre. [10]

IV. Etat actuel des travaux d'exploitation :

IV.1 Méthodes d'exploitation adoptées :

La carrière sera exploitée par la méthode à ciel ouvert avec des gradins successifs. L'ouverture des gradins est identique pour tous les niveaux.
Les travaux d'abattage de la roche ont été réalisés à l 'aide de l'explosif et par des Marteaux brise roche et ont concerné dans l'ensemble les niveaux d'exploitation. [1]

1. Largeur de la piste :

La largeur moyenne de la piste devrait est proche de 8.80 m.

2. Pente de la piste :

Et afin d 'éviter, que les engins miniers et transport ne sortent de la piste, on envisage un léger devers qui doit être inferieur a 3%. [1]

3. Rayon de virage :

Les rayons de virage doivent être au minimum égal au rayon de braquage des camions. Ainsi donc, On choisira un rayon égal à 8 m. [1]

4. Largeur de la plateforme de travail :

la largeur de la plateforme de travail est : [1]

Lp (Plateforme de travail) = 28 m

Tableau. I.3 : paramètres des éléments de la plateforme de travail.

Les éléments de la plateforme de travail	Symbole	Valeur
Hauteur du gradin (m)	Hg	11
Largeur d'enlevure (m)	A	5
Largeur en d'dehors d'enlevure (m)	X	10.9
Prisme d'éboulement (m)	Z	2.31
Distance de sécurité (m)	C	3
Largeur de berme de transport (m)	T	8.80
Largeur de la plateforme de travail(m)	Lp	30
Hauteur de tas abattu (m)	Ht	7.15

5. PERIMETRE D'EXPLOITATION PREVU EN 2025 :

Les travaux d'extraction et d'abattage de la roche ont été réalisés à l'aide de substances explosives et parfois par marteaux brise roche et ont concerné dans l'ensemble les niveaux d'exploitation compris entre 746 m à 714 m. Les zones exploitées sont situées dans la partie nord et sud-ouest de la carrière. Le volume prévisionnel à extraire durant cette période correspondante, s'élèvera à **300000 m3** de calcaire.
Volume exploité en 2024 : **441 910 m3**. [1]

Tableau. I.4 : Les volumes prévisionnel total à extraire en 2025. [1]

Niveaux	Longueur moyenne (m)	Avancée moyenne (m)	Hauteur (m)	Volume (m^3)	Densité de la roche g/cm^3	Tonnage
752	400	5	10	20000	2,6	52000
742	440	20	10	88000	2,6	228800
732	490	40	10	196000	2,6	509600
Total				304000		790400

IV.2 Organisation et régime de travail de la mine :

La production au niveau de la carrière est organisée suivant le régime de travail suivant **:**

- Nombre de jours ouvrables par an : **310 jours.**
- Nombre de jours œuvrés par semaine : **06 jours.**
- Nombre de poste par jour : **02 postes.**
- Durée du poste (heures) : **07 heures.** [1]

Effectif :

	Cadre	Maitrise	Exécution	Total
Effectif	**11**	**28**	**48**	**88**

IV.3 Travaux d'Abattage :

1. La foration :

ces travaux de se fait par deux chariots de foration, équipés de marteaux hors du trou muni de taillants à boutons avec un diamètre de 89 mm, La production d'air comprimé est assurée par deux compresseurs. [1]



Figure I.4 : chariot de foration.

2. Modèle de plan de tir :

Tableau. I.5 : donnes techniques de plan de tir. [1]

Désignation	Symb	Unité	Quantité Volée N°1
Hauteur du front	H	Mètre	10
Banquette	B	Mètre	3
Espacement	Et	Mètre	3.2
Souforation	Sf	Mètre	1
Longueur du trou	L	Mètre	11
Diamètre foration	D	Mètre	0,105
Nombre de trou	Nb	U	24
Nombre de rangées	NR	U	2
Inclinaison des trous	a	%	90
Longueur de la volée	L.V	Mètre	36.8

Tableau. I.6 : Description des explosifs à utiliser. [1]

Désignation	Unité	Références
Explosif Marmanit 3/80	Kg	80 x 500 x 2500, Caisse = 25 Kg
Explosif Milanit	Kg	Sac = 25 Kg, Densité = 0.95
Cordeau détonant	m	20 gr/m, Bobine = 125 m
Détonateur DMR	P	Retard : 20 millisecondes

Tableau. I.7 : Estimation de la production par tir d'explosif. [1]

Désignation	Symb	Unité	Volée N°1	Volée N°2
Diamètre foration	D	m	0,105	0,105
Densité	d		2,5	2,5
Volume à abattre par trou	V	m^3	105.6	105.6
Production par trou	P	T	264	264
Production par mètre foré	Pmf	m^3	9.60	9.60
Surforation	Sf	m	1	1
Longueur du Trou	L	m	11	11
Prévision production totale (T)	Pp	Tonne	6336	6336
Prévision production totale (m^3)	Pp	m^3	2534.40	2534.40
Métrage à forer (volume)	Vf	m	264	264
Nombre de trous	Ntr	U	24	24

Tableau. I.8 : consommation en explosive de marmanit.[1]

Désignation	Unité	Volée N°1
Rayon du trou	m	0,0525
(Rayon)² du trou	m^2	0,0028
Hauteur de la cartouche	m	0,5
Nombre de cartouche/trou	U	10
Nombre total de cartouches	U	240
Poids total marmanit	Kg	600,00
Poids marmanit par trou	Kg	25

Tableau. I.9 : consommation en explosive de anfomil.[1]

Désignation	Unité	Volée N°1
Surface du cylindre	m^2	0,0087
Volume charge colonne	m3	0,0091
Densité ANFOMIL	-	0,95
Poids ANFOMIL /trou	kg	10
Poids total ANFOMIL	kg	240,00

3. Travaux de tirs :

L'établissement d'un plan de tir comprenant les renseignements exacts de tir (le nombre des trous de mine, leur profondeur, le diamètre, la maille de foration, la charge de chaque trou, la nature de l'explosif utilisé est la méthode de mise à feu).

Le chargement des trous de mines par l'explosif et la mise à feu et faite par des boutefeus de la carrière.

La charge du trou unitaire comprend :

- Une charge de pied constitué d'un explosif encartouché.
- Une charge de colonne constituée d'explosif en vrac.
- Le tout surmonté d'un bourrage de cuttings de foration. [1]

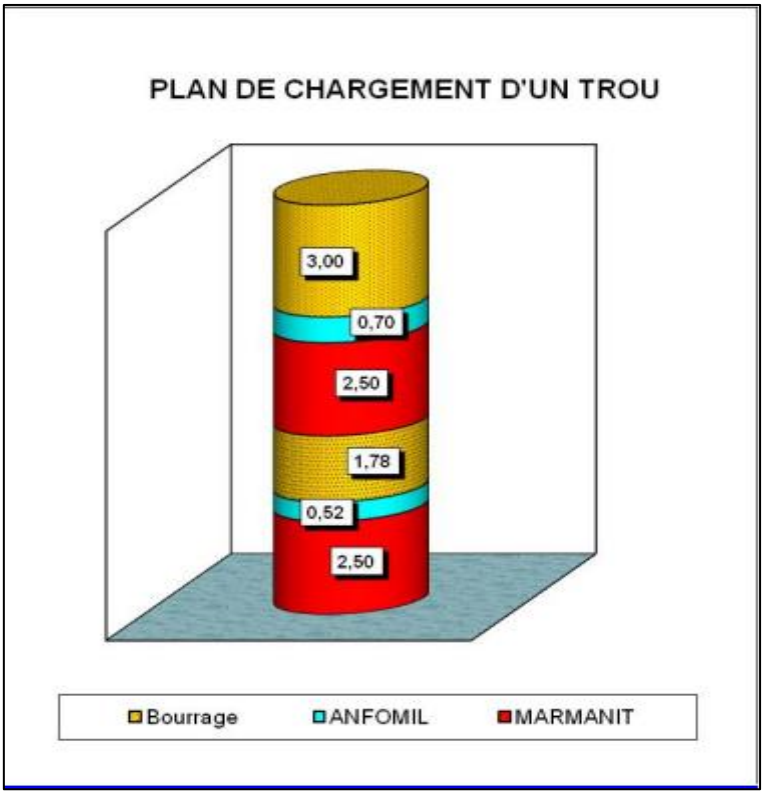


Figure I.5 : plan de chargement de trou. [1]



Figure I.6 : détonateur



Figure I.7 : cartouche de marmanit.

4. L'amorçage :

L'amorçage de la charge est réalisé latéralement au cordeau détonant de 12 g/m, lesté au fond du trou d'une cartouche de marmanit. Il est relié en surface à un détonateur BT à microretard de 20 ms.

La mise à feu est effectuée au moyen d'un exploseur relié à la ligne de tir. [1]

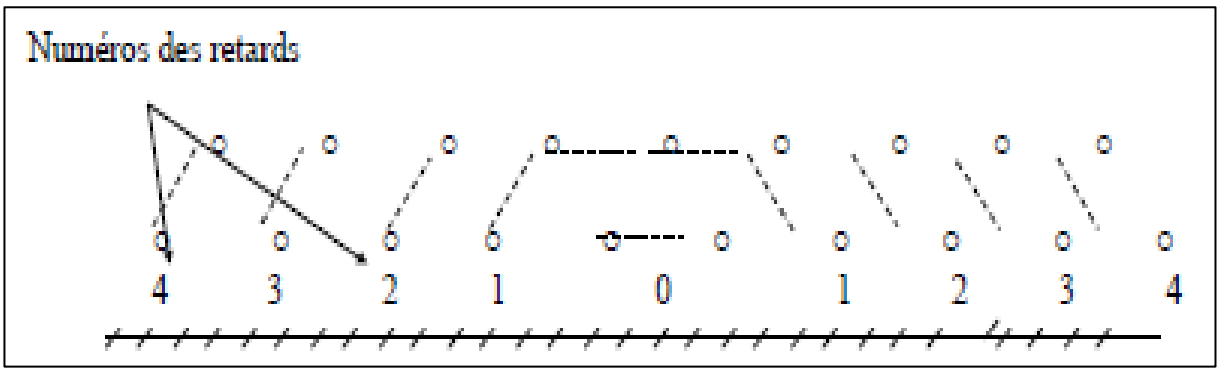


Figure I.8 : schéma de sautage en (V) ouvert. [1]

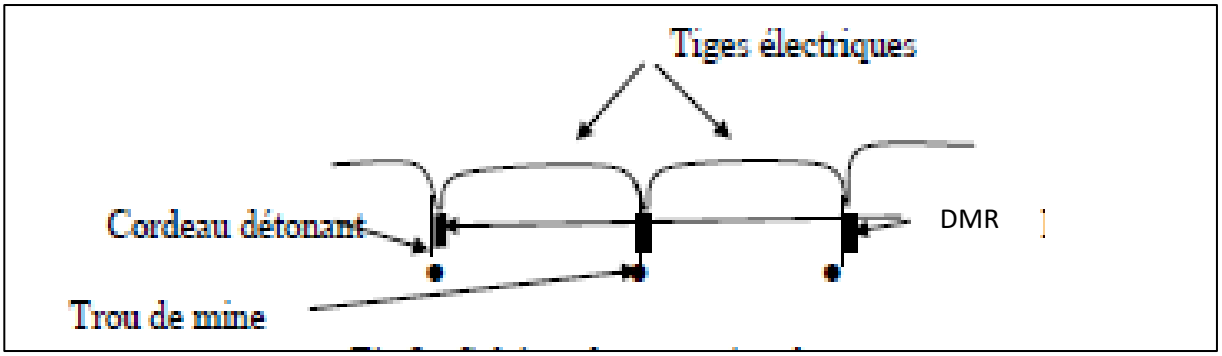


Figure I.9 : schéma de connexion de trous. [1]

IV.4 Travaux de chargement et transport :

1. Chargement :

Le chargement des roches abattues se fait par des pelles chargeuses. Les matériaux une fois chargés sont transportés par camions ou dumper vers le concasseur pour transformation. Les matériaux abattus sont repris par des chargeurs sur pneus équipé d'un godet de 6.9 m3.[1]



Figure I.10 : chargeuse Caterpillar.

Tableau. I.10 : Caractéristique de la pelle chargeuse Caterpillar. [1]

Puissance	373,00 kw
Masse	49,80 t
Longueur (l)	12,29 m
Largeur (l)	3,98 m
Hauteur (h)	4,13 m
Généralités	
Empattement (e)	4,55 m
Hauteur de déverse maxi. Godet basculant a 45° (h)	3,41 m
Portée av maxi. Pour hauteur de déverse maxi. (p)	2,08 m
Transmission	C.c. / p.s.
Châssis : articule - rigide	A
Dimensions des pneumatiques standards	35/65r x 33
Rayon de braquage hors tout	8,69 m
Vitesse maxi av/ar	36/24 km/h
Moteur	
Marque	Caterpillar
Type	C 18
Vitesse de rotation	1800 tr/min
Godet standard	
Capacité avec dôme	6900 l
Largeur	3,98 m
Charge de basculement statique	29,4 t

Tableau. I.11 : temps de cycle de chargement. [1]

Temps de positionnement (s)	40
Temps de chargement godet (s)	15
Temps de vidage (s)	15
Temps de manouvre (s)	20
Nombre de godets (s)	6
Temps de chargement pour un TEREX (s)	340

Tableau. I.12 : rendement de chargeuse. [1]

Total cycle chargement (secondes)	340
Nombre de cycle/heure	10,59
Rendement théorique chargement (m3/poste)	336
Rendement théorique chargement (t/poste)	837.6

2. Transport :

Le transport des matériaux est assuré par des dumpers TEREX TR60 de puis le front d'abattage vers l'ancienne station de concassage d'une distance de 4 000 m. [1]



Figure I.11 : dumpers TEREX TR60.

Tableau. I.13 : Caractéristique du dumper (Marque TEREX TR 60). [1]

Puissance	462,00 kw
Masse	41,30 t
Longueur (l)	9,13 m
Largeur (l)	4,47 m
Hauteur (h)	4,44 m
Protection vol	Non
Actuel	Non
Généralités	
Hauteur de la benne levée (h1)	8.05 m
Hauteur de chargement latéral (h)	3.68 m
Empattement (e)	4.17 m
Garde au sol (g)	66 cm
Rayon de braquage hors tout	10,50 m
Répartition de la charge sur l'essieu av (%)	34
Répartition de la charge sur l'essieu ar (%)	66
Dimensions des pneumatiques standards	24/r-35
Moteur	
Marque	Cummins
Type	Qsk 19 c 650
Vitesse de rotation	2100 tr/min
Transmission	C.c. / p.s.
Performances	
Capacité de la benne a ras	26 m3
Capacité de la benne avec dôme	35 m3
Charge utile	55 t

Tableau. I.14 : temps de cycle de transport. [1]

Vitesse à vide (m/s)	4,2
Vitesse en charge (m/s)	2,8
Temps de chargement (s)	340
Temps aller à vide (s)	281.71
Temps retour en charge (s)	428,75
Temps de déchargement (s)	60
Temps d'attente (s)	60
Temps de cycle transport (s)	1168,701
Temps de cycle transport (min)	19,48

Tableau. I.15 : rendement de camion dumper (Marque TEREX TR 60). [1]

Nombre de cycle /heure	3
Rendement théorique m3/heure	37,78
Rendement réel m3/heure	76,2
Rendement réel 80%	60,96

IV.5 Traitement :

La matière première sera acheminée vers l'installation de concassage Dragon, qui est Composée des postes principaux suivants :

- **Le poste primaire** : compose d 'une installation de concassage de marque Dragon, traitant le tout venant de la carrière et permettant notamment de réduire la matière première des dimensions 0/1000 mm a une granulométrie de 0/300mm avec élimination des stériles 0/40 mm. [1]

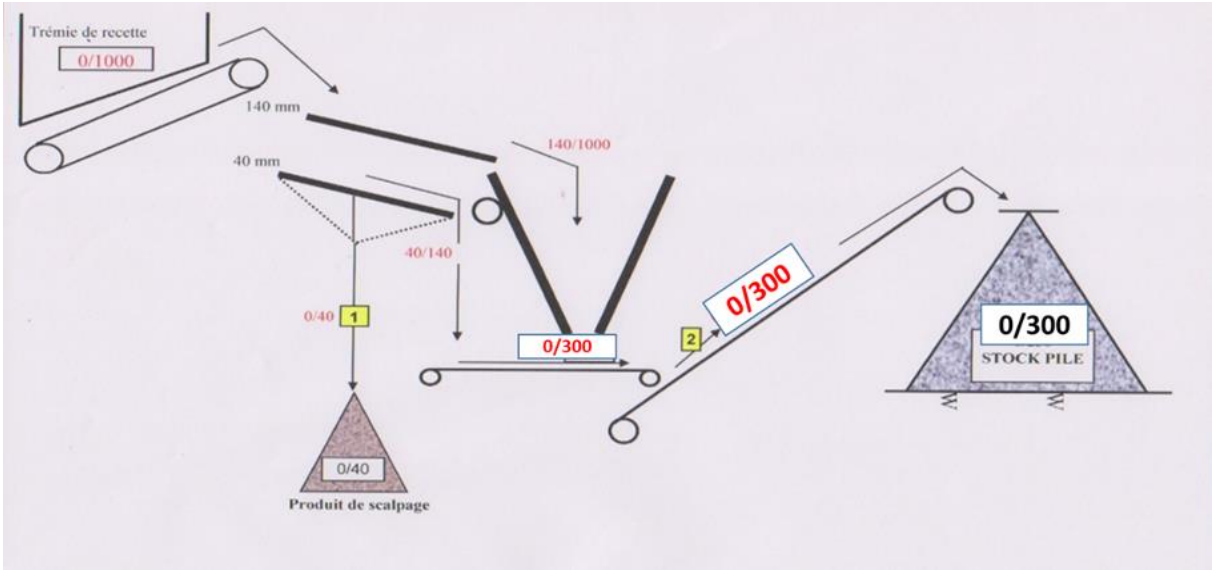


Figure I.12 : post primaire (0/1000mm). [1]

- **Le poste intermédiaire :** c'est le pré-stock du 0/300 mm dont la capacité permet une autonomie de travail à la station secondaire en cas d'entretien ou de panne du concasseur primaire. [1]



Figure I.13 : pré stock (0/300mm).

- **Le poste secondaire** : équipe d'un ensemble de cribles, de broyeurs et de transporteurs permettant de transformer le produit 0/300mm suivant un processus élaboré en différente classes granulaires marchande (0/3, 3/8, 8/15, 15/25, et 25/40). [1]



Figure I.14 : poste secondaire (0/3, 3/8, 8/15, 15/25, 25/40 mm).

V. Conclusion :

L'étude menée dans ce chapitre a permis de dresser un cadre global et structuré de la carrière exploitée par l'Entreprise Nationale des Granulats (E.N.G), tant sur les plans historique, géographique que géologique. L'analyse du contexte lithostratigraphique, hydrogéologique et structural a permis de caractériser précisément le gisement du Djebel Kraoula, soulignant la prédominance des calcaires de Remailia, en particulier le membre B, comme ressource principale pour la production de granulats.

L'évaluation des réserves géologiques et exploitables, réalisée selon des méthodes géométriques rigoureuses, confirme la viabilité économique du projet pour une exploitation à long terme. Les données techniques relatives aux paramètres d'exploitation (dimensions des pistes, plateformes, méthodes d'abattage, etc.) montrent une planification conforme aux normes industrielles, assurant à la fois la sécurité, l'efficacité opérationnelle et la productivité.

Par ailleurs, la description des équipements de forage, de minage, de chargement, de transport et de traitement met en évidence une organisation logistique bien structurée, articulée autour d'un rendement optimal et d'un régime de travail adapté.

Ainsi, ce chapitre jette les bases techniques indispensables pour aborder, dans les sections suivantes, les aspects économiques, environnementaux et opérationnels de l'exploitation de la carrière.

Théorie d’abattage dans les mines à ciel ouvert.

Introduction :

L'abattage des roches est l'un des principaux procédés de la chaine technologique minière.

L'abattage des roches consiste à la destruction des roches au niveau du massif et leur obtention sous-forme de morceaux abattus de grosseurs et de volumes différents.

Le choix de la méthode d'abattage est généralement guidé par la dureté de la roche.

En pratique minière, il existe un certain nombre de méthodes d'abattage à savoir l'abattage par moyen mécanique pour les roches tendres, et l'abattage à l'explosif pour les roches dures et semi dures.

Dans le cas de minerai tendre, l'abattage se fait par des pelles est des excavateurs de différents types qui réalisent en même temps le chargement.

Et dans le cas des roches dures et semi dures un abattage à l'explosif est indispensable.

L'ensemble des travaux d'abattage a l'explosif doit satisfaire a plusieurs impératifs que lui imposent les particularités de l'exploitation a ciel ouvert notamment :

- La sécurité des personnels et de l'Equipment.
- La garantie des réserves suffisantes du minerai abattu pour la production planifiée en assurant une activité interrompue de la carrière. Pour ce faire il convient de maintenir un avancement constant des travaux d'abattage par rapport au front de chargement.

I. Les types d'abattage :

I.1 Abattage mécanique :

L'abattage par pelle et par excavateur est pratiqué dans les milieux rocheux tendres, les excavateurs sont des machines destinées à la prise de la roche dans le massif vierge par leur godet jusqu'au lieu de déversement (engin de transport).

I.2 Abattage par l'explosif :

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.

- **Objectifs de l'abattage par explosif :**

  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 : [3]

  - Assurer la sécurité, c'est à dire pas de projections et pas de tirs bloqués ou pans 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 ;
  - La sécurité de travail avant tout ;
  - La formation du tas de déblai de forme et dimension nécessaire ;

II. Principes théoriques d'abattage par explosive :

La roche est affectée par un explosif détonant en trois étapes principales.

Dans la première étape, à partir du point de mise à feu, le trou de mine s'élargit en écrasant les parois du trou. Cela est dû à la pression élevée au moment de la détonation.

Dans la deuxième étape, des ondes de contrainte compressive se propagent dans toutes les directions à partir du trou de mine à une vitesse égale à celle des ondes sonores dans la roche. Lorsque ces ondes compressives se réfléchissent contre une surface libre de la roche, elles provoquent des contraintes de traction dans la masse rocheuse entre le trou de mine et la face libre. Si la résistance à la traction de la roche est dépassée, la roche se fracture dans la zone de fardeau, ce qui se produit dans un tir correctement conçu.

Dans la troisième étape, le volume de gaz libéré « pénètre » dans la formation des fissures sous haute pression, ce qui entraîne l'expansion de celles-ci. Si la distance entre le trou de mine et la face libre est correctement calculée, la masse rocheuse située entre le trou de mine et la face libre cédera et sera projetée vers l'avant.

La réaction de l'explosif dans le trou de mine est très rapide, et le travail effectif de l'explosif est considéré comme terminé lorsque le volume du trou de mine s'est dilaté

jusqu'à atteindre 10 fois son volume initial, ce qui prend environ 5 millisecondes. [4]

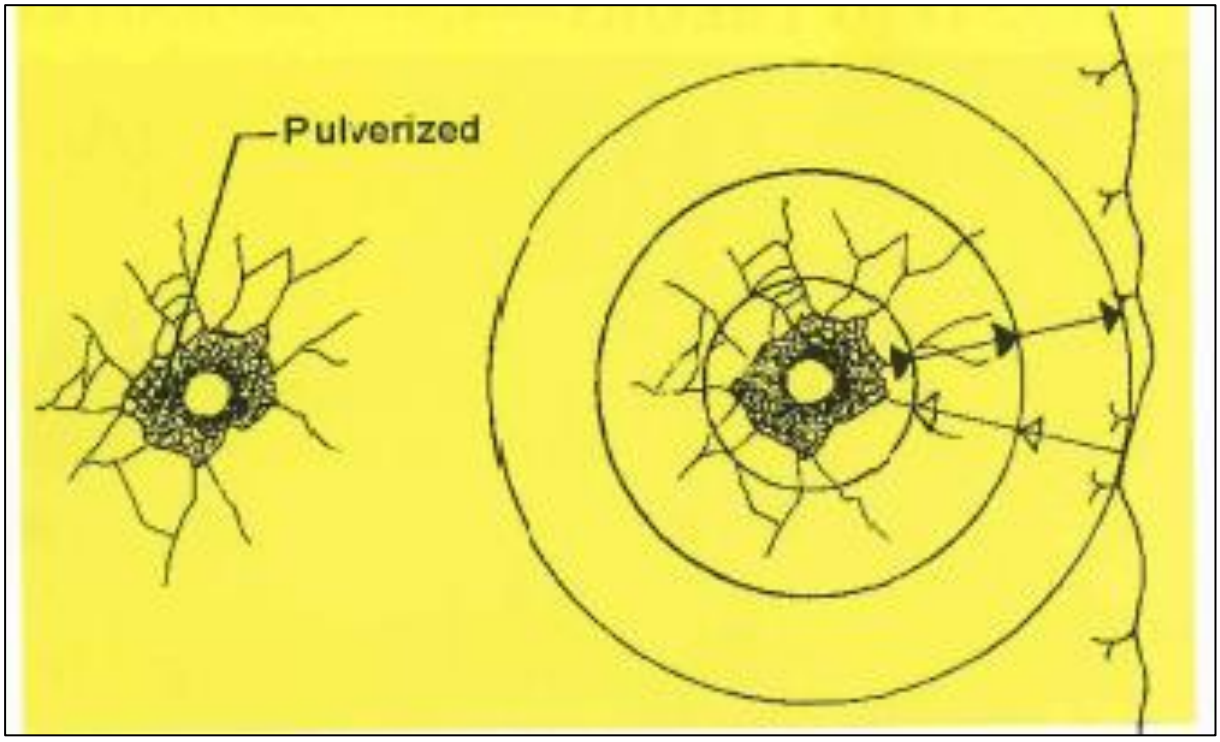


Figure. II.1 : les ondes de compression et la formation des fissures radiales. [4]

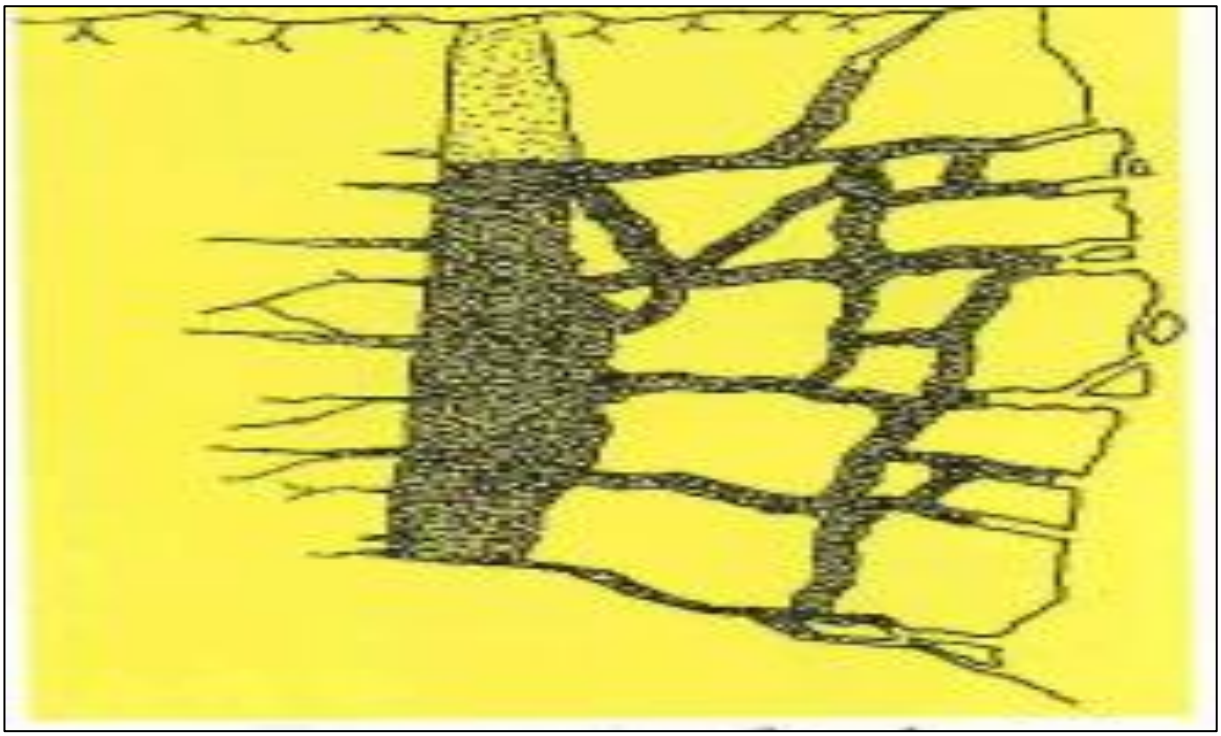


Figure. II.2 : pénétration des gaz dans les fissures formées. [4]

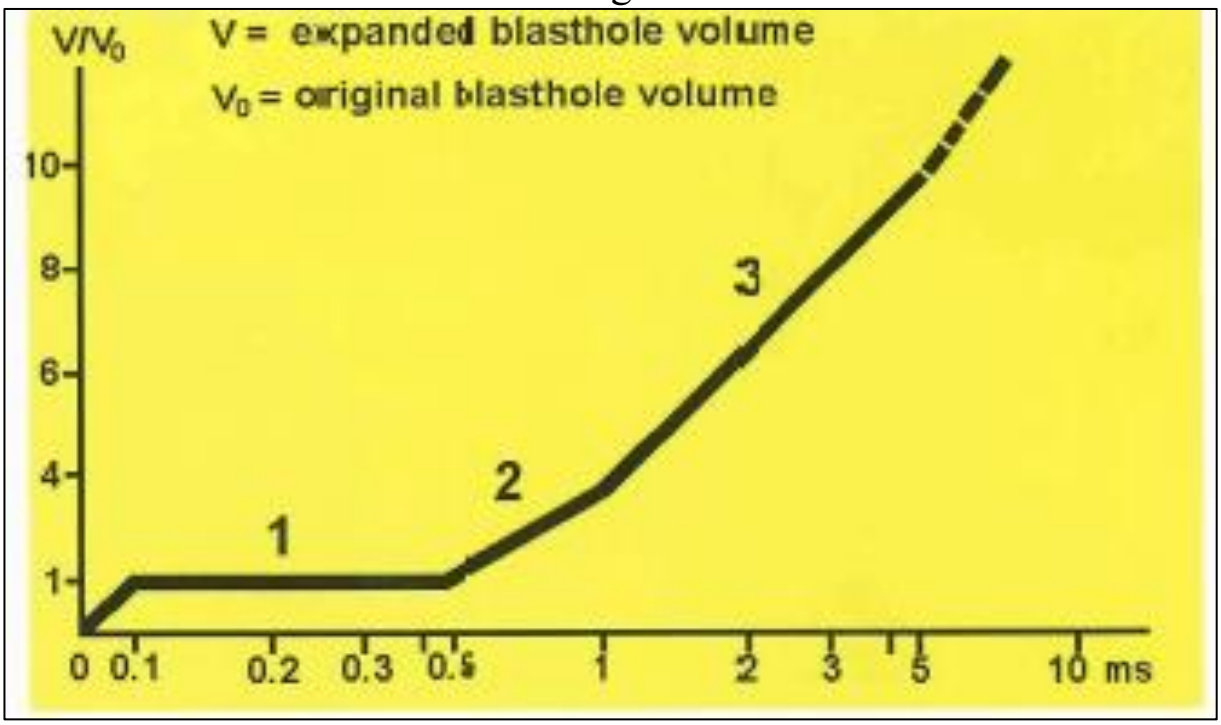


Figure. II.3 : expansion du trou de mine en fonction du temps. [4]

V = volume du trou de mine élargi / Vo= volume du trou de mine d'origine.

1-Initiation de l'onde de choc dans l'écrasement de la roche. Le trou de mine s'élargit jusqu'à atteindre deux fois son volume initial (2V). Il reste à ce volume pendant un temps relativement long (de 0,1 à 0,4 ms) avant que les fissures radiales ne commencent à s'ouvrir.

2-En plus des fissures naturelles, de nouvelles fissures se forment principalement par l'interaction entre le champ de contraintes autour du trou de mine et les contraintes de traction générées par la réflexion de l'onde de choc sortante sur la face libre. Les produits de réaction se dilatent à partir du trou de mine (dont le volume est maintenant quadruplé) et pénètrent dans les fissures. La fragmentation commence.

3-Le gaz continue de se dilater et accélère la masse rocheuse. [4]

II.2 Principales méthodes d'abattage à l'explosif :

L'abattage à explosif peut être réalisé :

- par trous de mine de 1,5 à 5 m de profondeur et de 32 à 75 mm de diamètre ayant l'emploi dans des petites carrières de matériaux de construction et lors de l'abattage sélectif de la substance utile ;
- par trous profonds de profondeur allant jusqu'à 50 m et de diamètre jusqu'à 320 mm ; ce mode d'abattage est le plus repandu ;
- par charge de poche placée dans la chambre d'explosion au pied du gradin ;
-par fourneaux de mine (la charge est placée dans les chambres spécialement creusées à cet effet) ; ce mode est pratiqué pour le déplacement des roches

dans un sens nécessaire ou pour la réalisation des tranchées. [3]

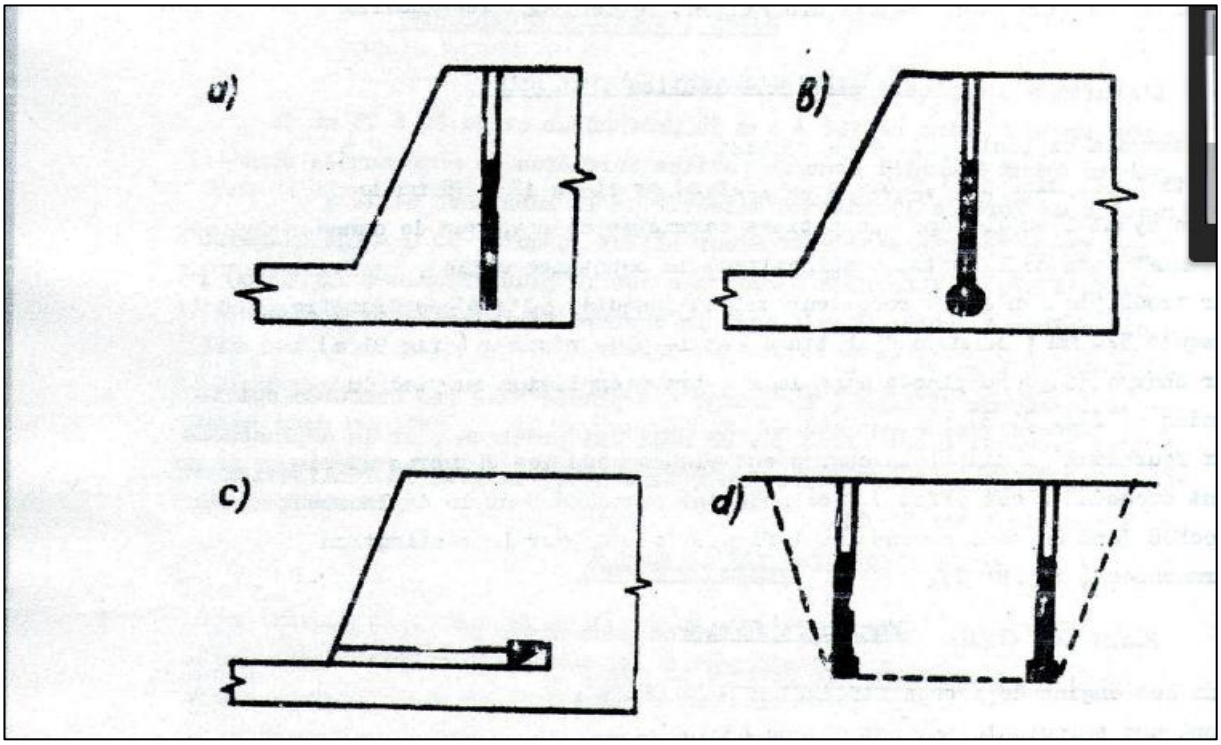


Figure. II.4 : Modes d'abattage à l'explosif. [3]

III. Les explosives :

Un explosif est défini comme un composé ou un mélange de composés qui, lorsqu'il est initié par la chaleur, un impact, une friction ou un choc, subit une décomposition rapide, libérant d'énormes quantités d'énergie sous forme de chaleur, de gaz et de choc.

Pour définir les différentes classifications utilisées par les organismes de réglementation, il est nécessaire de comprendre la distinction entre détonation et déflagration. [5]

- **La détonation :** se produit lorsque la vitesse de réaction dans le produit explosif dépasse la vitesse du son (vélocité sonique) dans ce produit, créant ainsi une onde de choc. Les vitesses de détonation des explosifs commerciaux varient de 1 500 à 7 830 m/s, ce qui est bien supérieur aux vitesses soniques. [5]
- **La déflagration :** est un processus dans lequel la réaction se produit à des vitesses bien inférieures à la vitesse du son dans le matériau explosif, de sorte qu'aucune onde de choc (onde de pression primaire) n'est produite à l'intérieur du matériau explosif. [5]

Les explosifs utilisés dans l'exploitation minière peuvent aujourd'hui être classés comme suit :

- **Explosifs brisants**
- **Agents de sautage**

Les explosifs brisants se caractérisent par une vitesse de détonation Élevée, une onde de choc à haute pression, une densité élevée et une sensibilité au détonateur.

Les agents de sautage sont des mélanges composés d'un système combustible-oxydant, dans lequel aucun des ingrédients n'est classé comme explosif et qui, à l'état non confiné, ne peut pas être détoné à l'aide d'un détonateur de test n°8. Les agents de sautage doivent être amorcés à l'aide d'un détonateur primaire. L'ANFO est un exemple typique d'agent de sautage. [4]

Les différentes conditions de travail ont rendu nécessaire la fabrication d'explosifs aux propriétés variées, adaptées aux usages multiples auxquels ils sont destinés.

Dans des conditions idéales, comme des trous de mine secs, un explosif simple peut être utilisé, tandis qu'en conditions humides, des produits plus sophistiqués sont requis. Pour pouvoir sélectionner l'explosif idéal pour chaque usage, il est nécessaire de prendre en compte les propriétés de base des explosifs disponibles. [4]

- **Les caractéristiques les plus importantes d'un explosif sont :**

  -la vitesse de détonation (VOD)
  -la puissance.
  -la stabilité de la détonation.
  -la sensibilité (capacité de propagation).
  -la densité.
  -la résistance à l'eau.
  -la sensibilité (à l'amorçage).
  -la sécurité de manipulation.
  -les propriétés environnementales.
  -la résistance au gel.
  -l'équilibre en oxygène.
  -la durée de conservation.

- **Critères de choix d'explosifs :**

  Le choix des explosifs dépend du travail requis (par exemple : abattage, rupture,). En général, le choix des explosifs repose essentiellement sur deux conditions :

- **Par rapport au massif rocheux**

  L'humidité détermine une première sélection forcément respectée ; un explosif résistant à l'eau est choisi dans une roche humide. Mais de plus, l'explosif doit être « adapté » à la roche, ce choix peut se faire par l'examen du rapport d'impédance ou plus simplement par le choix d'un explosif de vitesse de détonation élevée dans une roche résistante. Si le massif est facturé, on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée (quantifiée par son énergie des gaz et par son volume des gaz). [6]

- **Par rapport à la productivité de l'entreprise :**

  Ce critère est souvent pris en considération par plusieurs entreprises. Des grandes carrières travaillent avec des sondeuses à fort diamètre pour garantir une cadence de production élevée. Ce qui implique de choisir des cartouches d'explosifs à grand diamètre. [6]

IV. Paramètres de conception de tir :

IV.1 La hauteur du front de taille :

La hauteur adoptée est de 10 à 15m. Mais de fréquentes dérogations sont accordées pour des fronts de 20 à 25m maximum, si le gisement est reconnu comme sûr et sous réserves de conditions particulières d'exploitation. Des raisons techniques, économiques ou de sécurité sont à prendre en compte.

IV.2 Le diamètre du trou :

Le diamètre du trou doit être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage. [7]

IV.3 Géométrie du front et nombre de rangées :

Ces deux paramètres de base liés d'ailleurs entre eux dépendent :

- de l'objectif de production, c'est-à-dire du volume de production par tir;
- des performances des engins de chargement : une pelle rétro s'adapte bien à un nombre important de rangées mais pas à un front élevé. Le chargeur sur pneus orientera le choix de façon presque opposée;
- de l'engin de foration. Celui-ci n'intervient que par sa comptabilité avec la hauteur du front à cause des problèmes de déviations qui varient d'ailleurs avec le type d'équipement et le diamètre conformément

- de l'environnement qui limite parfois la charge du trou (donc la hauteur du front) pour respecter les valeurs admissibles de vibrations.

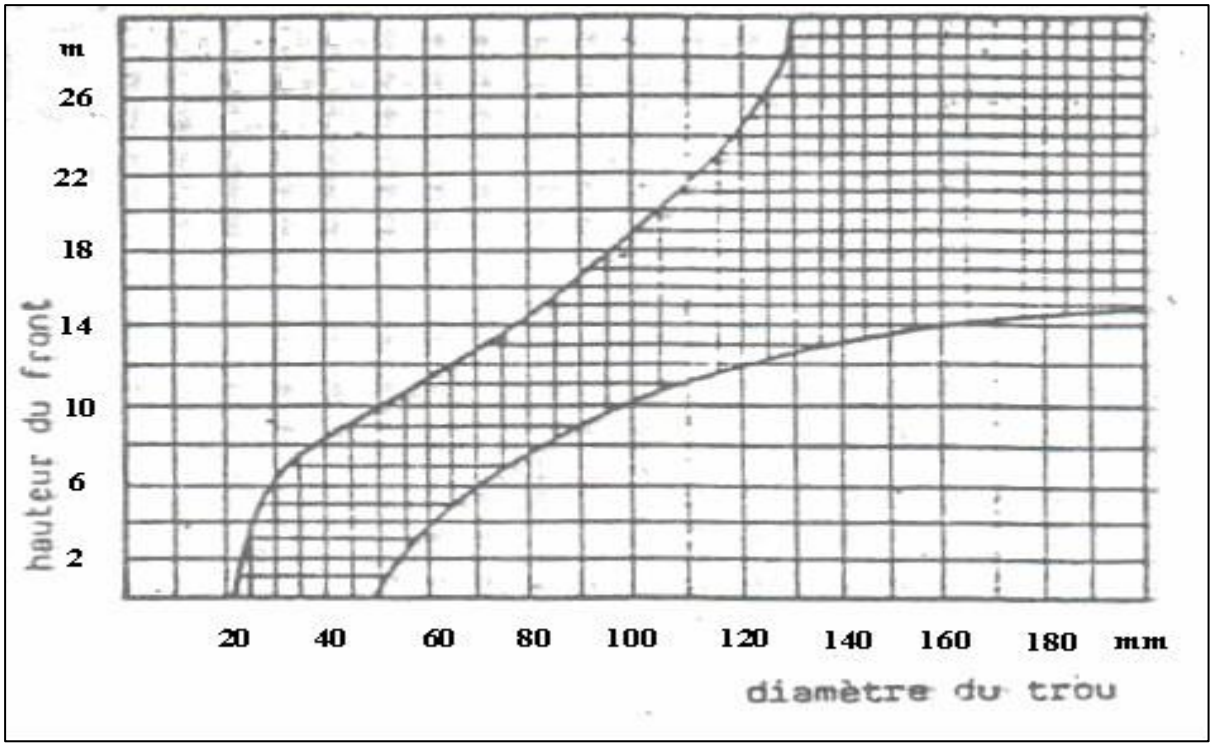


Figure. II.5 : Choix du couple diamètre-hauteur de front.

IV.4 L'inclinaison du trou :

Le trou incliné améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer une hausse sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus de forage et de tir.

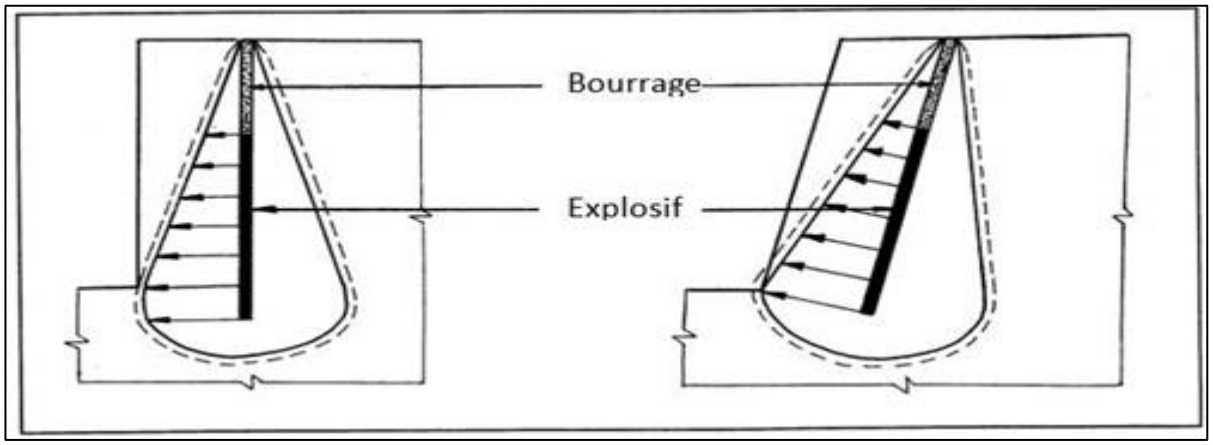


Figure. II.6 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison. [7]

IV.5 L'excès de forage (sous forage) :

Ce dernier sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin, en créant les conditions normales de travail des engins de chargement. [7]

IV.6 Longueur du trou :

Elle dépend essentiellement : de la hauteur du gradin, de l'inclinaison et de la longueur d'excès.

Elle détermine la distribution de l'énergie dans le volume à abattre. La distribution idéale de la charge est difficile à obtenir pour les trous longs. [7]

IV.7 Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous :

Le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs, il doit être suffisant pour éviter le travail "en cratère" de la dernière charge. En général, il dépend de la banquette. Dans les trous profonds, sa longueur doit être égale à la banquette, et il peut descendre à (0,5 de la banquette) dans les courts trous.[7]

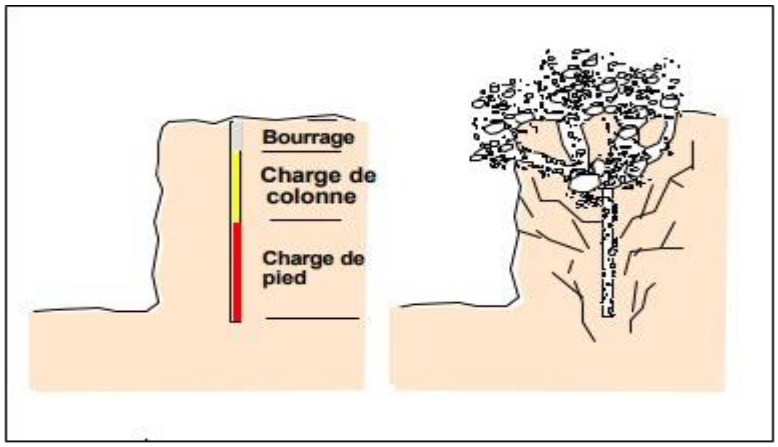


Figure. II.7 : Disposition du bourrage dans un trou.[8]

IV.8 Banquette :

Les distances entre deux rangées (ou bien distance entre le front et la première rangée) doivent être égales ; on appelle cette distance banquette.

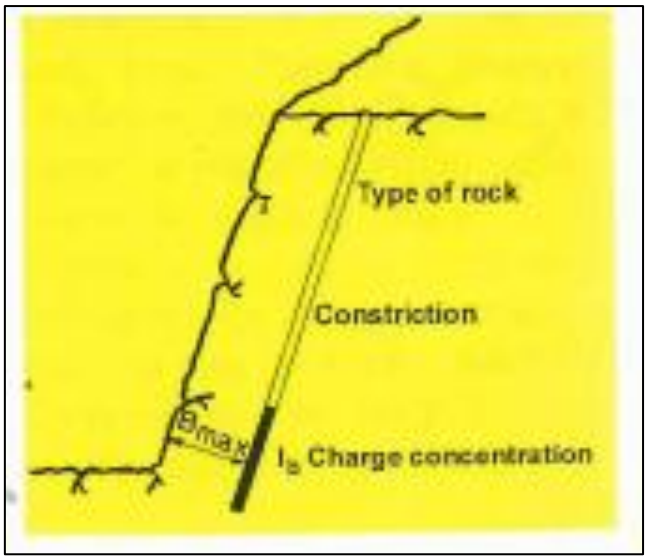


Figure. II.8 : La banquette maximale. [4]

IV.9 L'espacement :

C'est la distance qui sépare deux trous voisins. En général, un espacement égal à 1,25 fois la banquette donne de bons résultats. [7]

IV.10 Rapport de maille : Le rapport de maille est égal à la valeur de l'espacement sur celle de la banquette.

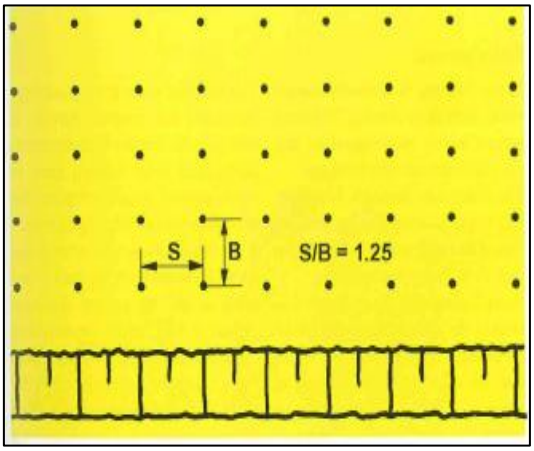


Figure. II.9 : Rapport de maille. [4]

IV.11 Consommation spécifique d'explosif :

Le terme de consommation spécifique désigne la quantité d'explosif que l'on charge dans un trou de mine pour abattre 1m3 de roche (ou 1t), elle est donc donnée en kg/m3.C'est un paramètre à adapter au massif rocheux à abattre et liée à la ligne de moindre résistance comme le montre la figure suivante.

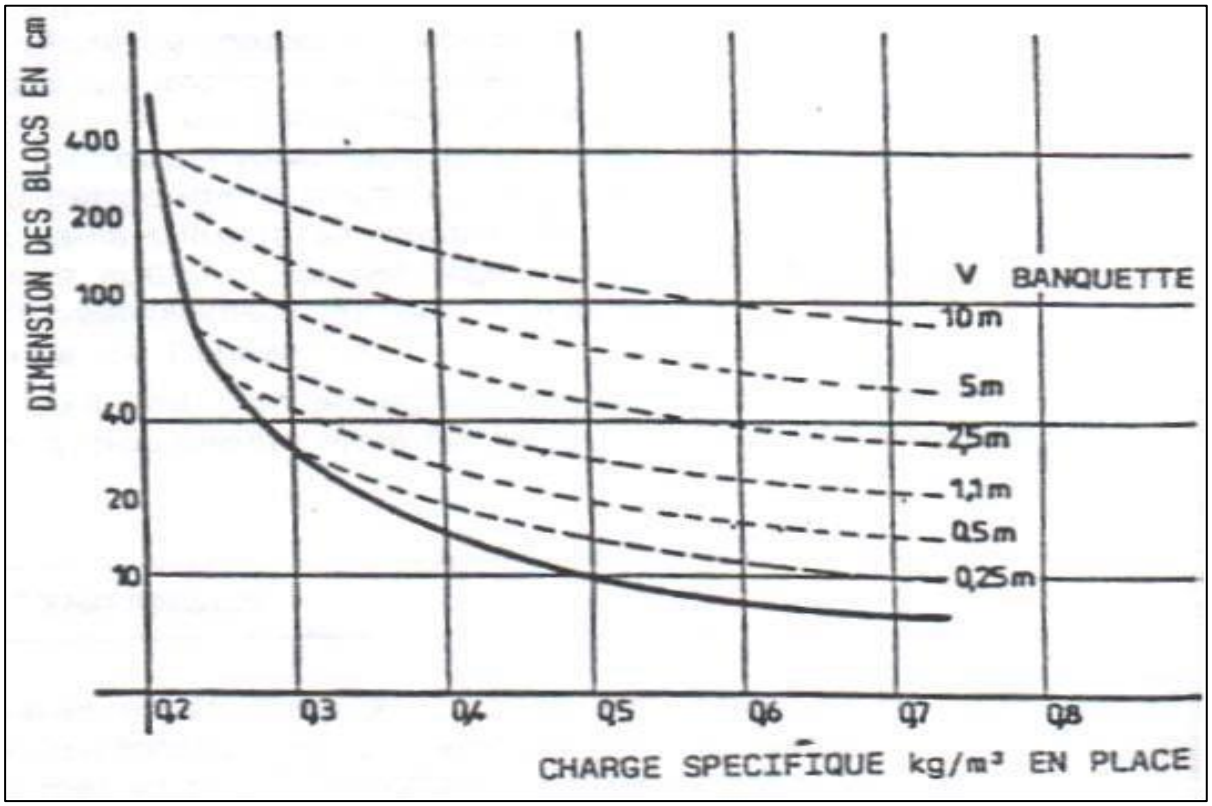


Figure. II.10 : Blocométrie et charge d'explosif.

IV.12 Amorçage :

Celui-ci dépend :

- de l'explosif : l'amorçage (et non l'initiation traitée ci-après) résulte essentiellement des caractéristiques de l'explosif ; sa force dépend de la sensibilité de l'explosif;
- du diamètre du trou de mine : la sensibilité de l'explosif augmente avec le diamètre (et le confinement);
- de l'environnement : l'amorçage en fond de trou diminue généralement les vibrations;
- les objectifs du chantier : les objectifs de forme de tas ou de qualité de plateforme donnent généralement la préférence à l'amorçage en fond de trou.

IV.13 Séquence d'initiation :

Son choix dépend essentiellement :

- de l'environnement : le niveau de vibration limite la charge unitaire admissible par retard, par conséquent le nombre de trous détonant au même instant;
- du nombre de rangées : la gamme de retards disponibles étant généralement limitée (sauf dispositifs particuliers), le choix de la séquence dépend du nombre de rangées. Des règles sont à respecter pour le retard entre trous d'une rangée et le retard entre rangées surtout si on veut à la fois respecter un étalement correct du tas et éviter les projections. Un retard entre rangées multiples de trois retards entre trous est un choix satisfaisant;
- des objectifs : le tir à retard intervient directement sur la fragmentation et il a été établi que celle-ci est optimisée par le choix du retard. Les retards entre trous d'une même rangée fixés à 20 ms ainsi que la règle précédente sur l'écart entre rangées permettent de créer les faces libres nécessaires au phénomène de fissuration.

V. Préparation du coup de mine :

La préparation du coup de mine est une opération qui consiste au chargement des trous de mine jusqu'à la mise à feu. Le chargement des trous de mine se fait soit par cartouches cylindriques, soit à l'aide des explosifs en grains (ANFO), soit enfin au moyen d'explosifs sous forme d'émulsion. [9]

Les différentes opérations de la préparation du coup de minage sont :

1. Le curage :

Il se fait pendant et après le forage de la profondeur projetée (par jet d'air comprimé ou par jet d'eau). Cette opération se fait également à la veille d'un minage primaire en découverte. [9]

2. Amorçage et chargement d'explosif :

L'amorçage est la période technique durant laquelle l'énergie circule des explosifs d'initiation sensibles et puissants utilisés en quantité faible vers les explosifs relativement sensibles utilisés en quantité importante en vue de la

désagrégation du massif rocheux. [9]

2.1 Artifices d'amorçage :

- **Cordeau détonant :** il permet l'amorçage de n'importe quel explosif sans recours à un détonateur. Cependant, pour son propre amorçage, il exige les chocs violents provoqués soit par un détonateur électrique, soit par un détonateur ordinaire sur lequel une mèche de sûreté est sertie. [9]

2.2 Amorçage :

Il se fait normalement par le cordeau détonant, soit par cartouche amorce, soit sans cartouche initiatrice. [9]

2.3 Chargement de l'explosif :

L'efficacité du minage peut aussi résulter du choix d'explosifs et de leur répartition dans le trou de mine lors de chargement d'explosifs. De ce fait, on distingue trois cas suivants : [9]

- **Trou contenant de l'eau :** dans ce cas, on préfère l'amorçage des trous de mine par le fond en utilisant la cartouche contenant des explosifs très forts et résistants à l'eau comme cartouche amorce. Le cordeau détonant est normalement utilisé comme cordeau secondaire ou dérivé car il résiste à l'eau**.** [9]
- **Trous de mine dont les roches ont des constitutions différentes :** dans ce cas, on repartit la charge d'explosifs alternativement suivant la composition des roches**.** [9]
- **Trous de mine sans eau :**

  Une seule cartouche amorce marmanit booster et puis on verse L'explosif en grains (ANFO) dans les trous de mine ou on pompe des explosifs sous forme d'émulsion. Faisons remarquer que l'émulsion garde ses propriétés pendant longtemps dans les trous de mine en présence d'eau car elle est étanche à l'eau et inaltérable. Elle a une grande vitesse de détonation 4200 à 5200 m/s. D'où sa grand brisance. On utilise le cordeau détonant, 10 g/m, simple (diamètre 5 mm) charge de rupture, qui ne résiste pas à l'eau comme cordeau secondaire. [9]

3. Bourrage :

Il se fait après la pose de la charge explosive dans le trou de mine. Ce bourrage se fait soit :

- Au moyen des cuttings de forage.
- Au moyen de stériles.

- Au moyen des sacs de sable. [9]

4. Maître cordeau ou cordeau principal :

Après avoir fait le bourrage, on découpe le cordeau dérivé ou secondaire sortant du trou d'une longueur de 0.5 m. Toutes les extrémités des cordeaux dérivés sont alors raccordées au maître cordeau ou cordeau principal qui est déroulé en suivant le schéma prévu pour la mise à feu. Le cordeau principal est déposé en évitant les coudes brusques. Tous les cordeaux dérivés sont fixés sur le maître cordeau soit à l'aide :

- Des nœuds.
- D'une ligature très serrée sur 5 à 6 m.
- D'une cordelette.
- D'une bande isolante.

Ces cordeaux dérivés doivent être dirigés dans le sens de détonation ou dans le sens d'où vient le feu. [9]

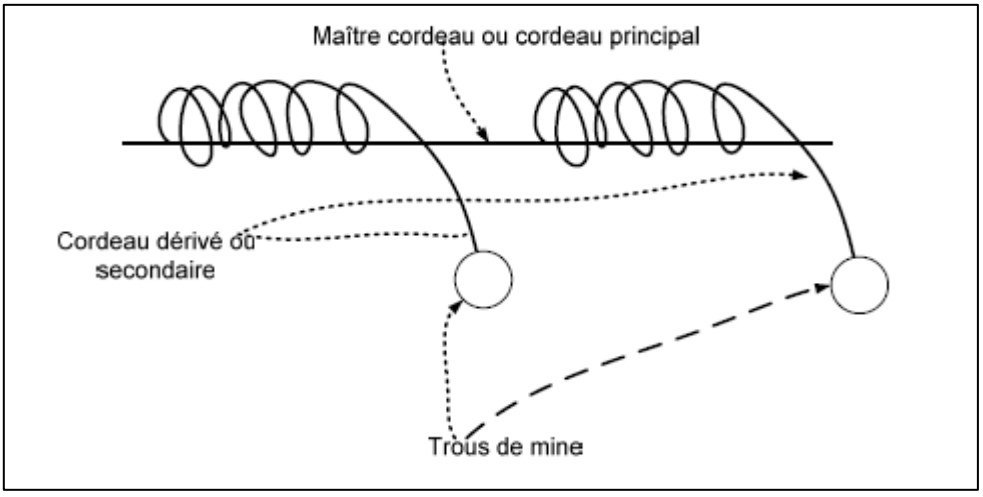


Figure. II.11 : Maître cordeau ou cordeau principal.[9]

5. Nettoyage du chantier :

On concentre tous les cartons et papiers qui contenaient les explosifs en un lieu qui ne sera pas perturbé par les tirs. Ce tas sera brûlé après le minage. [9]

6. Sécurité de minage :

Avant la mise à feu, on déplace tout engin minier à un distance d'environ 200 m. Il s'agit des sondeuses, des bulldozers, des scrapers, des excavateurs, des compresseurs, du coffret et de son câble où on a coupé préalablement le courant. Quelque fois, le coffret et les pompes d'exhaure sont protégés par des touques. Après une brève et attentive vérification, le chef mineur ordonne à tous les ouvriers ou mineurs de quitter le chantier au son de la trompette. Tandis que lui et son boutefeu restent sur le chantier. Le camion fait le tour de tout le chantier et laisse à endroit délicat un ouvrier à la trompette et au

drapeau rouge. Ce parcours étant effectué, le camion revient au chantier pour prendre le chef mineur et son boutefeu. [9]

7. Mise à feu :

L'explosion de la charge peut être réalisée avec du feu ou du courant électrique. Lors de l'explosion par le feu, l'amorçage des trous de mine se fait toujours au moyen de la capsule détonatrices (détonateur ordinaire) et d'une mèche d'allumage appelée bick ford. Par ailleurs, lors de l'explosion électrique, on utilise des allumeurs électriques et des électro détonateurs. Le courant d'allumage, pour la mise à feu des amorces électriques est fourni par des exploseurs. [9]

VI. L'Effet de tir sur l'environnement :

Le contrôle des effets de tir à proximité de masses rocheuses critiques ou d'ouvrages construits repose sur deux considérations principales :

- La quantité d'explosifs détonés par volume de roche et le schéma de forage doivent être ajustés afin d'assurer une fragmentation adéquate et un bon dégagement.
- Les conceptions de tir doivent réduire la quantité d'explosifs détonés à un instant donné et ajuster la séquence d'initiation afin de diminuer les perturbations au sol et dans l'air.

Ainsi, la séquence d'initiation doit être concentrée de manière appropriée dans l'espace, tout en étant étalée dans le temps.

Il existe une conception optimale qui permet de répondre à ces deux objectifs : une fragmentation suffisante et un contrôle des perturbations.

Cette optimisation ne peut être atteinte qu'à travers une compréhension approfondie de la physique, de la mécanique des roches et de la géologie des masses rocheuses, de la réponse des structures et des roches aux perturbations du tir, ainsi que de l'interaction entre la fragmentation de la roche et la conception du tir.

Les effets du tir sur les matériaux terrestres environnants et les structures peuvent être divisés en deux catégories : les déplacements permanents et les déplacements transitoires.

Les effets des déplacements permanents sont présentés ici, car ils sont associés à des effets transitoires significatifs à des distances relativement courtes. [5]

- **Dégradation et déplacement permanents de la roche adjacente :**

Les effets permanents, à l'exception des projections de roche (fly rock), ne sont généralement observés que dans un rayon de quelques centaines de pieds. Ils peuvent être répartis en deux catégories : la dégradation et le déplacement. [5]

- **Dégradation :**

La dégradation est généralement décrite en fonction de l'intensité de la fissure. Une telle fissure induite par le tir a été observé expérimentalement comme étant varient en fonction du diamètre du trou et du type de roche (Siskind et Fumanti, 1974 ; Holmberg et Persson, 1978).

Les tirs de construction utilisant de petits diamètres de forage ont induit une fissure à des distances de 1 à 2 mètres.

De même, les tirs miniers avec de grands diamètres de forage ont provoqué une fissure à des distances de 10 à 20 mètres.

Une conception soignée du tir peut réduire de manière significative ces distances maximales. [5]

- **Déplacement :**

Le déplacement peut être causé soit par la pression gazeuse différée (c'est-à-dire qui s'accumule après la détonation), soit par les secousses induites par les vibrations.

La pression gazeuse différée a déjà déplacé des blocs de roche allant jusqu'à 1 000 m³ lors de tirs de construction (Dowding, 1985).

Ce type de mouvement est rare, mais peut se produire avec des blocs isolés, des fuites de gaz le long de joints ouverts, ou une conception de tir inadéquate (par exemple avec de grandes charges frontales).

Les déplacements induits par vibrations ou secousses sont en général liés à des blocs instables sur des talus rocheux, et peuvent survenir dans toutes les situations où le facteur de sécurité statique est faible et où les mouvements du sol produisent des déplacements permanents dépassant la longueur d'ondulation de premier ordre des aspérités (Dowding et Gilbert, 1988).

Les déplacements dus à la pression gazeuse peuvent atteindre plusieurs centaines de mètres. [5]

- **Contrôle des effets du tir :**

Lors de la conception d'un tir, il est important de mentionner la signification de la banquette. Les deux paramètres les plus courants en conception de tir, la charge par retard et la consommation spécifique, n'optimisent pas la banquette. La charge par retard répartit le processus de détonation dans le temps ; la consommation spécifique répartit le processus de détonation dans l'espace. Malheureusement, la consommation spécifique à lui seul ne peut pas être utilisé pour calculer la banquette maximal ou optimal, qui contrôle souvent les effets externes du tir, comme les mouvements du sol.

La proportion de la banquette maximale en fonction du diamètre du trou de forage tend à favoriser l'utilisation de trous de plus grand diamètre pour une consommation spécifique donné, car plus le diamètre du trou est grand, plus la banquette admissible est élevée.

Ainsi, le nombre de trous par unité de volume est réduit, ce qui diminue les coûts de forage. Malheureusement, des banquettes importantes, pour une géologie et un type de roche donnés, peuvent entraîner un espacement excessif des trous de mine, ce qui peut provoquer un sur cassage et une vibration excessive.

Du point de vue réglementaire, la régulation directe des effets (plutôt que la conception des tirs elle-même) est souvent le moyen le plus efficace de contrôle, car les effets dépendent fortement des détails de la géométrie du tir et de la séquence d'initiation. Une telle dépendance rend inefficace toute tentative de contrôle via une simple spécification réglementaire de deux ou trois paramètres de conception de tir.

Par exemple, supposons un contrôle fondé sur la spécification de la charge maximale instantanément détonée à une distance donnée d'une structure. Même avec une telle spécification précise, les limites de vibration prévues peuvent être dépassées en raison d’un mauvais positionnement des trous et/ou de temps d’initiation mal choisis.

Actuellement, dans de nombreux pays, les seuils réglementaires sont fixés en dessous du niveau où peuvent apparaître des fissures. Deux raisons principales expliquent ces restrictions sévères : premièrement, les limites réglementaires sont fortement influencées par la sensibilité humaine aux vibrations et au bruit provoqués par les tirs. Les humains étant environ 10 fois plus sensibles que les structures aux vibrations, ces limites basses sont compréhensibles.

Deuxièmement, beaucoup de règlements ont été adoptés sans expérimentation scientifique documentée, permettant de déterminer les niveaux de vibration réellement responsables de l’apparition de fissures. [5]

VII. Conclusion :

La théorie de l’abattage en mines à ciel ouvert repose sur la compréhension approfondie des interactions complexes entre les propriétés des explosifs, la géométrie du tir, les caractéristiques géomécaniques de la roche, et les effets induits sur l’environnement. Une conception de tir efficace ne se limite pas à obtenir une fragmentation optimale, mais vise également à minimiser les nuisances, telles que les vibrations, le bruit, la projection des blocs, et les dommages aux structures voisines. L’analyse rigoureuse des paramètres clés comme la banquette, la charge par retard, la consommation spécifique, et la vitesse de détonation, permet de concevoir des tirs sûrs, économiques et respectueux de l’environnement. Toutefois, la variabilité naturelle des massifs rocheux et les exigences spécifiques de chaque chantier imposent une adaptation constante des modèles théoriques aux conditions de terrain réelles. Enfin, la maîtrise de la théorie d’abattage ne peut être pleinement atteinte qu’à travers une approche intégrée combinant connaissances scientifiques, expérience pratique, et innovation technologique dans la mise en œuvre des explosifs et des techniques de tir. Cela constitue un levier fondamental pour améliorer la productivité, la sécurité, et la durabilité des opérations minières à ciel ouvert

Paramètres influençant les résultats de fragmentation à l'explosif.

Introduction :

Dans le domaine de l'exploitation minière et des carrières, l'un des principaux enjeux est d'optimiser la production tout en réduisant les coûts. L'objectif est d'obtenir des produits commercialisables de manière efficace et rentable, tout en maintenant des conditions de travail sécurisées et en minimisant l'impact environnemental.

Parmi les méthodes utilisées, l'abattage par explosif est l'une des plus courantes pour extraire les matériaux. Cependant, son efficacité dépend fortement des caractéristiques géologiques et des spécificités du site. Chaque carrière possède des conditions naturelles uniques qui influencent le choix des techniques d'abattage. Il est donc essentiel d'ajuster les paramètres du plan de tir afin d'optimiser les résultats et de maîtriser les coûts liés aux explosifs.

Avant d'engager un processus d'optimisation, il est indispensable d'analyser les différents paramètres qui influencent l'abattage, qu'ils soient maîtrisables ou non. Une approche bien étudiée permet d'atteindre plusieurs objectifs, notamment :

- Garantir la sécurité des travailleurs en réduisant les risques liés aux tirs d'explosifs.
- Maximiser le volume de roche extrait à chaque tir pour améliorer l'efficacité de l'exploitation.
- Obtenir une fragmentation optimale du matériau, facilitant ainsi son traitement ultérieur.
- Réduire la quantité de blocs hors gabarit nécessitant un traitement supplémentaire.
- Adapter la disposition des matériaux abattus pour faciliter le chargement et le transport.
- Assurer des parois d'excavation régulières et bien définies pour améliorer la stabilité du site.

L'optimisation des paramètres de tir constitue ainsi un levier stratégique pour améliorer la rentabilité et la productivité tout en garantissant des conditions d'exploitation sûres et maîtrisées [7].

I. Influence des différentes variables sur la qualité de la fragmentation des roches :

Dans une mine, la qualité de la fragmentation des roches est directement influencée par différentes variables, qui peuvent être soit contrôlables, soit non contrôlables.

Les variables contrôlables sont celles que l'on peut modifier, ajuster et parfois optimiser afin d'améliorer la fragmentation. En revanche, les variables non contrôlables ne peuvent ni n'être changées, ni éliminées, car elles dépendent de facteurs naturels ou des propriétés intrinsèques des roches. [7]

Tableau III.1 : **Paramètres de tir de mines** [7].

Contrôlables	Incontrôlables ou difficilement
Paramètres géométriques. Diamètre du trou. Longueur de foration sur profondeur de foration. Inclinaison du trou. Longueur de bourrage. Matériel de bourrage. Hauteur de talus. Géométrie de maille. Rapport (a/b) Configuration globale de la géométrie du tir. Direction de tir. Nombre de faces libres. Taille de volée.	Paramètres du massif en place. Géologie. Résistance et propriétés de matériaux. Discontinuités préexistantes dans le massif.
Paramètres liés à l'énergie explosive. Type d'explosif utilisé. Énergie (choc, gaz). Configuration de chargement. Méthode de chargement. Type d'amorçage séquence d'initiation.	Paramètre hydrologique. Eau (quelquefois maîtrisable).
	Autres. Temps

I.1.1. Les variables contrôlables :

I.1.1.1. Paramètres liés aux trous :

I.1.1.1. a. Le positionnement des trous par rapport au front de taille :

Lorsque le front de taille présente des irrégularités marquées, il est essentiel d'établir un profil précis afin d'optimiser le forage. Une évaluation approximative basée uniquement sur le sommet apparent du gradin peut entraîner des erreurs dans l'estimation de la ligne de moindre résistance. Si cette ligne est surestimée, cela peut engendrer des projections verticales excessives. À l'inverse, une sous-estimation risque de provoquer des projections horizontales incontrôlées. Il est donc crucial d'adopter une méthodologie rigoureuse pour garantir un forage efficace et sécurisé [7].

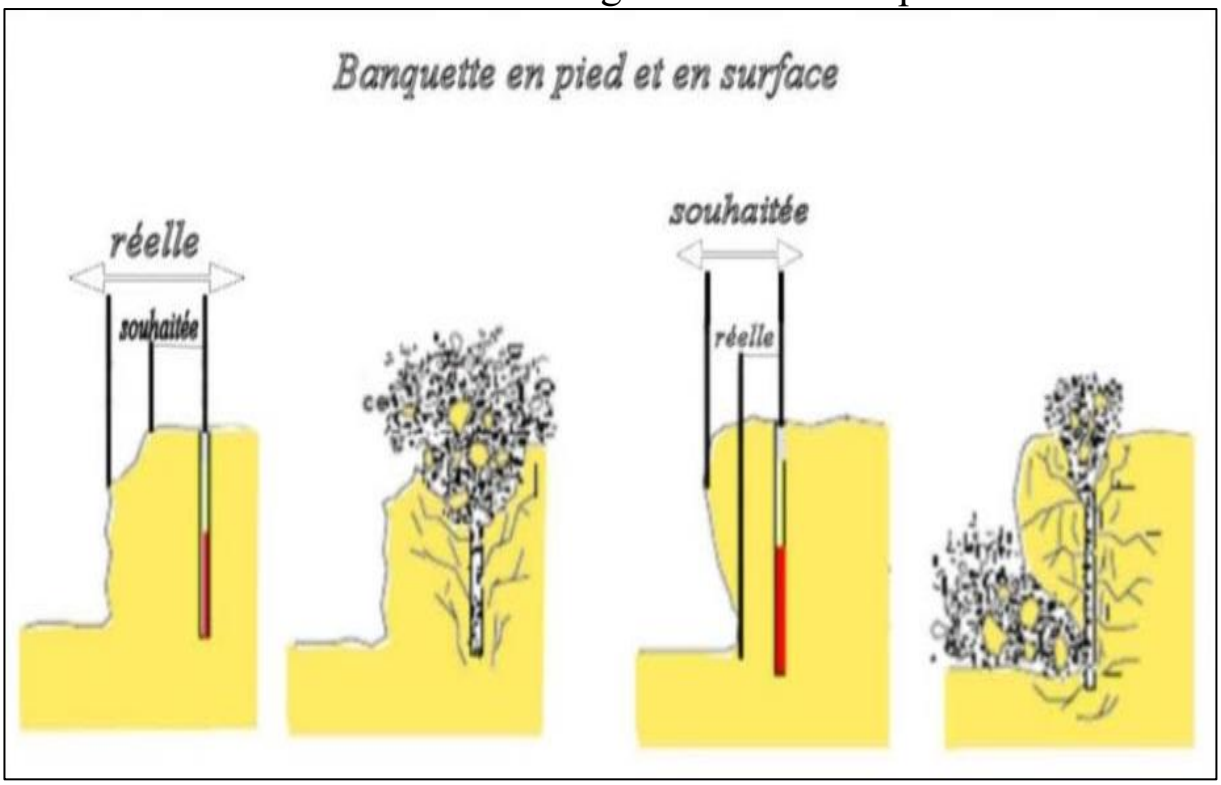


Figure III.1 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage [7].

I.1.1.1.b. Les déviations de forage :

La déviation de la tige de la sondeuse pendant le forage est un problème fréquent dans les mines, influencé par plusieurs paramètres liés à l'outil de forage et aux caractéristiques du massif rocheux.

1-Causes relatives à l'outil de forage :

- Diamètre de la tige.
- Matériau de fabrication de la tige.
- Mode de forage.
- Positionnement de la machine.

2- Causes relatives aux massifs :

- Présence d'un plan de fissuration important.
- Intercalation de couches suivant l'axe de forage.
- Nature de la roche.

La prise en compte de ces paramètres permet d'optimiser le forage et de réduire les écarts susceptibles d'affecter la précision et l'efficacité des opérations minières [7].

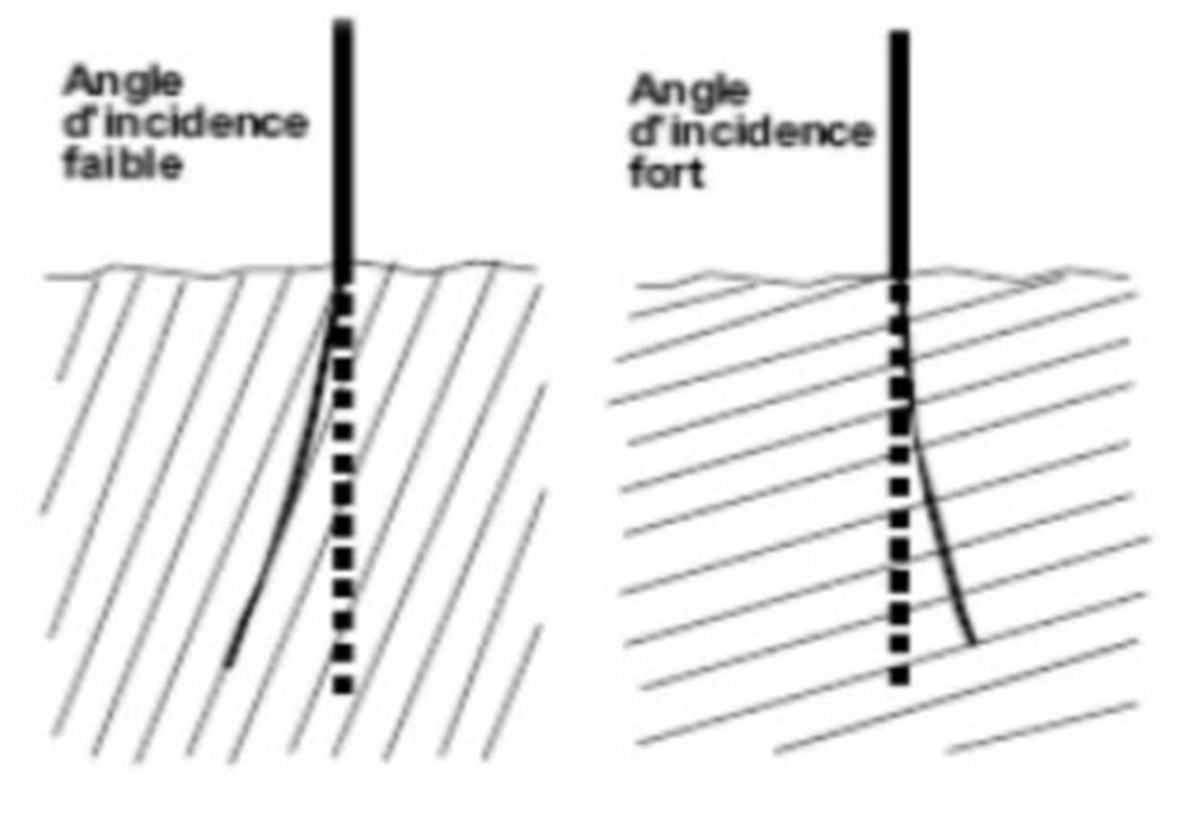


Figure III.2 : Déviation due aux discontinuités[7].

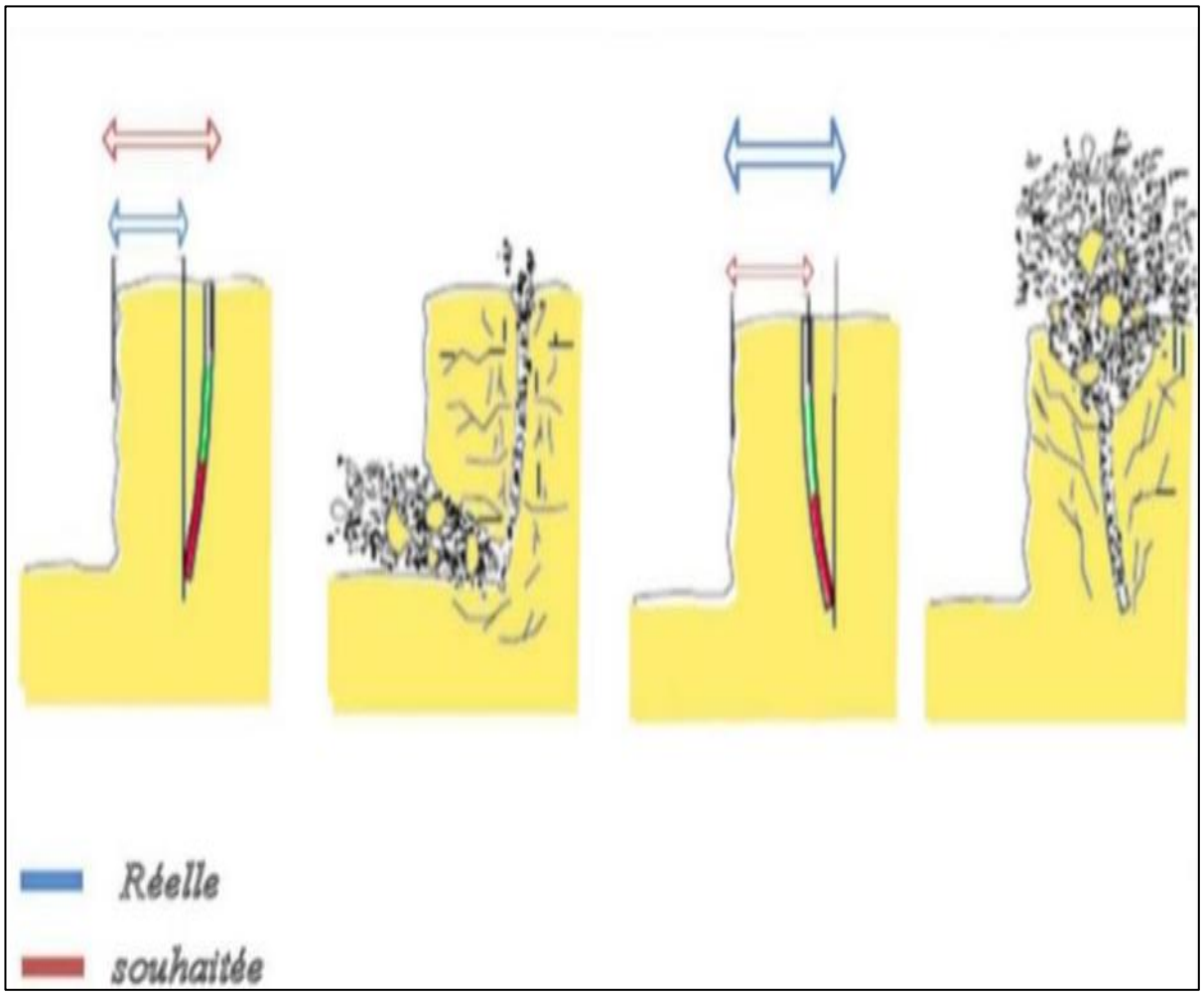


Figure III.3 : Effet de Les déviations de forages [7].

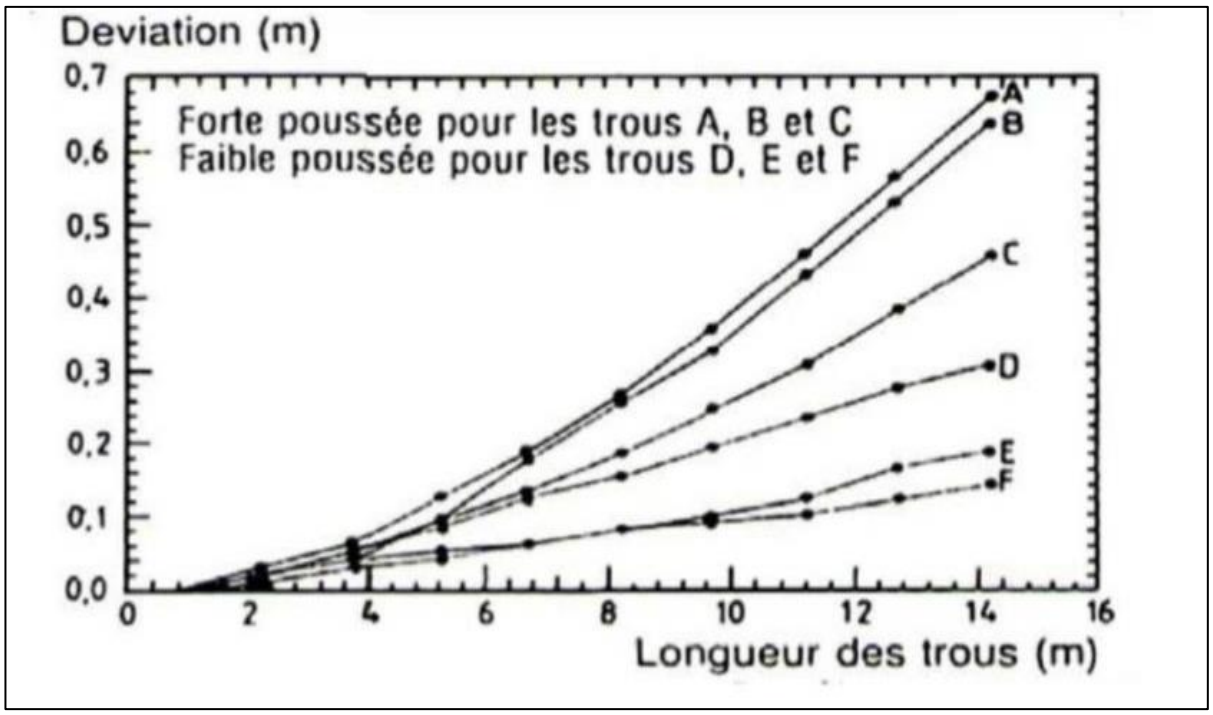


Figure III.4 : Influence de la poussée axiale sur les déviations des trous [7].

Pour interpréter cette courbe, on observe que la déviation du trou varie en fonction de sa longueur et du degré de poussée appliqué.

Quel que soit le diamètre du trou, la déviation tend à augmenter avec l'élévation du degré de poussée. En d'autres termes, une poussée plus forte entraîne une Déviation plus importante. Cependant, pour des longueurs de trous inférieures à 2 mètres, cette déviation reste généralement négligeable [7].

I.1.1.1.c. Diamètre de trou :

Le diamètre du trou est un paramètre essentiel, influençant directement le degré de fragmentation recherché ainsi que la méthode d'excavation employée. Son choix repose sur plusieurs facteurs déterminants.

Parmi les éléments influençant la sélection du diamètre du trou, on peut citer :

-L'environnement : Le niveau de vibration et de bruit généré est étroitement lié à la charge explosive, qui elle-même dépend du diamètre du trou de mine.

-La structure du massif : Elle joue un rôle clé dans la granulométrie des matériaux après fragmentation, ce qui impacte directement le choix du diamètre de forage.

-La nature de l'explosif : Certains explosifs présentent une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre du trou augmente.

-La hauteur du front à abattre : L'abaque ci-dessous permet d'identifier la relation optimale entre le diamètre de forage et la hauteur du front à abattre.

Le choix du diamètre doit donc être effectué avec soin afin d'optimiser l'efficacité de l'abattage et de limiter les impacts environnementaux [7].

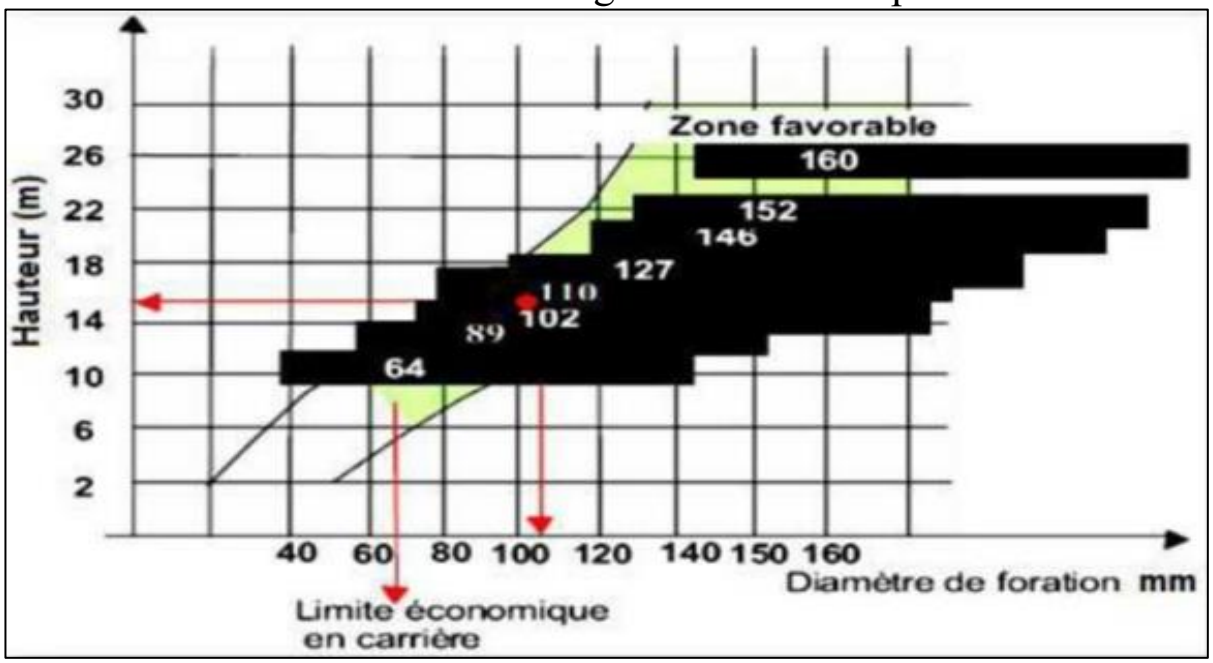


Figure III.5 : Adéquation diamètre du trou – hauteur du gradin [7].

I.1.1.1.d. Inclinaison de trou :

L'utilisation de trous inclinés permet d'améliorer la qualité de la fragmentation des roches sans entraîner d'augmentation significative des coûts matériels ni de complications dans l'organisation des opérations de forage et de tir.

En plus d'optimiser la sécurité des travaux et de garantir des résultats plus stables sur le terrain, l'inclinaison des trous présente plusieurs avantages, notamment :

Une meilleure optimisation de la quantité d'explosif utilisée ;

L'élimination du problème du rebord.

Cette technique est principalement adoptée dans les mines à ciel ouvert, où elle contribue à une exploitation plus efficace et sécurisée [7].

I.1.1.1.e. L'excès de forage :

L'excès de forage joue un rôle essentiel dans l'optimisation de l'effet du tir, en particulier dans la partie inférieure du gradin. Il permet d'assurer une fragmentation efficace des roches au pied du gradin, facilitant ainsi les opérations de chargement.

La longueur de l'excès de forage est influencée par plusieurs paramètres, notamment :

-La hauteur du gradin ;

-Le diamètre du trou ;

-Les propriétés de l'explosif ;

-Les caractéristiques physiques et mécaniques des roches.

Cet excès est directement lié à la ligne de moindre résistance et doit représenter environ 0,2 à 0,3 fois cette dernière.

Selon la méthode soviétique, il peut également être estimé en fonction du diamètre du trou, avec une valeur approximative comprise entre 5 et 10 fois le diamètre du trou [7].

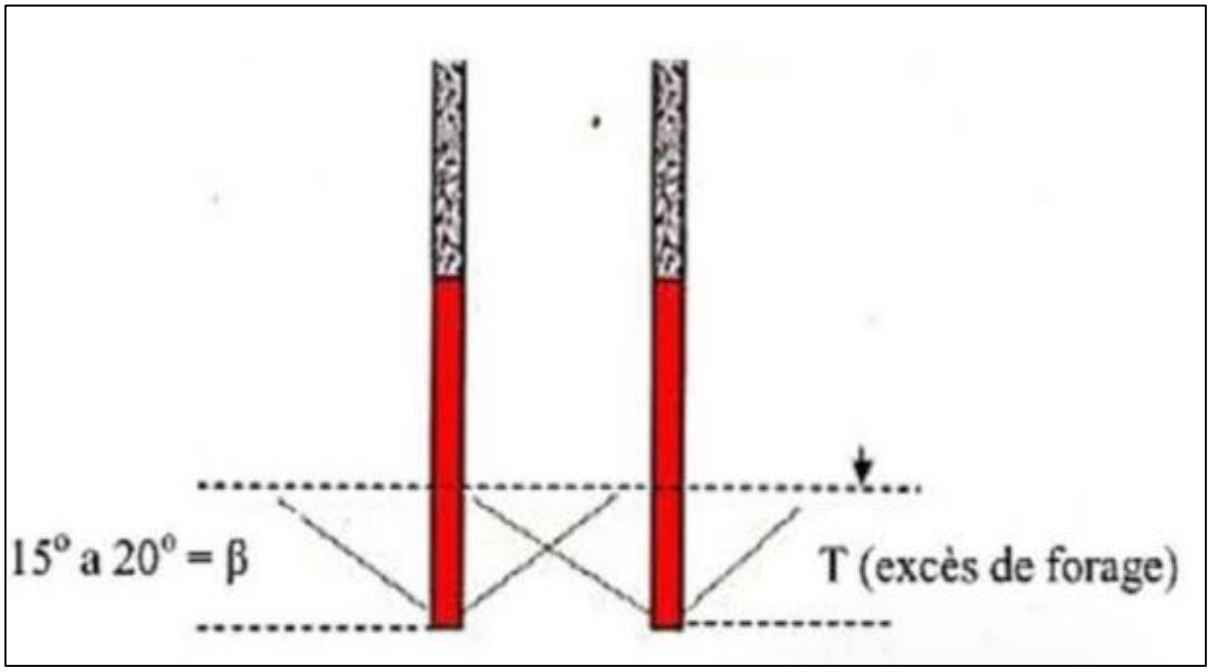


Figure III.6 : La rupture de la roche au pied du gradin [7].

I.1.1.2. Paramètres liés au bourrage :

I.1.1.2.a. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous :

Le bourrage a pour principal objectif de réduire les projections et d'optimiser l'effet des gaz issus de l'explosion. Il doit être suffisant pour éviter un effet de cratère lors de la dernière charge. En général, sa hauteur dépend de la ligne de moindre résistance.

Dans les trous profonds, sa longueur doit être équivalente à la ligne de moindre résistance.

Dans les trous plus courts, elle peut être réduite jusqu'à 0,5 fois cette ligne.

Dans les exploitations à ciel ouvert (mines et carrières), la disposition du bourrage dépend de plusieurs facteurs, notamment :

-La présence de fissures ;

-L'hétérogénéité du gradin ;

-L'utilisation de trous de grand diamètre.

-L'intégration d'un bourrage intermédiaire permet :

-D'obtenir un abattage plus sélectif (dans les terrains fissurés) ;

-De limiter les pertes d'énergie (dans les terrains hétérogènes) ;

-De réduire la surconsommation d'explosifs (dans les trous de grand diamètre) [7].

I.1.1.2.b. Qualité du matériau de bourrage :

Dans les mines et carrières algériennes, le bourrage est généralement réalisé à l'aide des débris issus du forage. Cependant, ces derniers peuvent provoquer d'importantes projections et un débourrage prématuré lors du tir.

Les essais expérimentaux ont montré que l'utilisation de gravillons (4/6) permet une meilleure exploitation de l'énergie explosive **[7].**

I.1.1.3. Paramètres liés au plan de tir :

I.1.1.3.a. La ligne de moindre résistance :

La ligne de moindre résistance correspond à la distance entre la première rangée de trous et l'extrémité supérieure du gradin. Lorsque le plan de tir ne comporte qu'une seule rangée de trous, cette ligne représente la largeur d'enlèvement.

Plusieurs facteurs influencent son choix, notamment :

-Le diamètre du trou ;

-La hauteur du gradin ;

-L'inclinaison du trou ;

-L'explosivité du matériau [7].

I.1.1.3.b. L'espacement :

L'espacement désigne la distance entre deux trous voisins. Une bonne fragmentation peut être obtenue en maintenant un espacement compris entre 0,8 et 1,5 fois la ligne de moindre résistance, sans pour autant augmenter l'énergie de la charge spécifique [7].

I.1.1.3.c. Rapport de maille :

Le rapport de maille est défini comme le ratio entre l'espacement entre deux trous et l'espacement entre les rangées (a/b).

Des études ont tenté d'intégrer une dimension dynamique pour mieux comprendre l'effet de ce rapport sur la fragmentation. En effet, la distance entre les trous d'une même rangée ainsi que la distance entre deux rangées influencent :

- La densité de fragmentation due aux ondes de choc ;
- Le mouvement du massif rocheux ;
- La facilité de dégagement et la vitesse d'évacuation des matériaux [7].

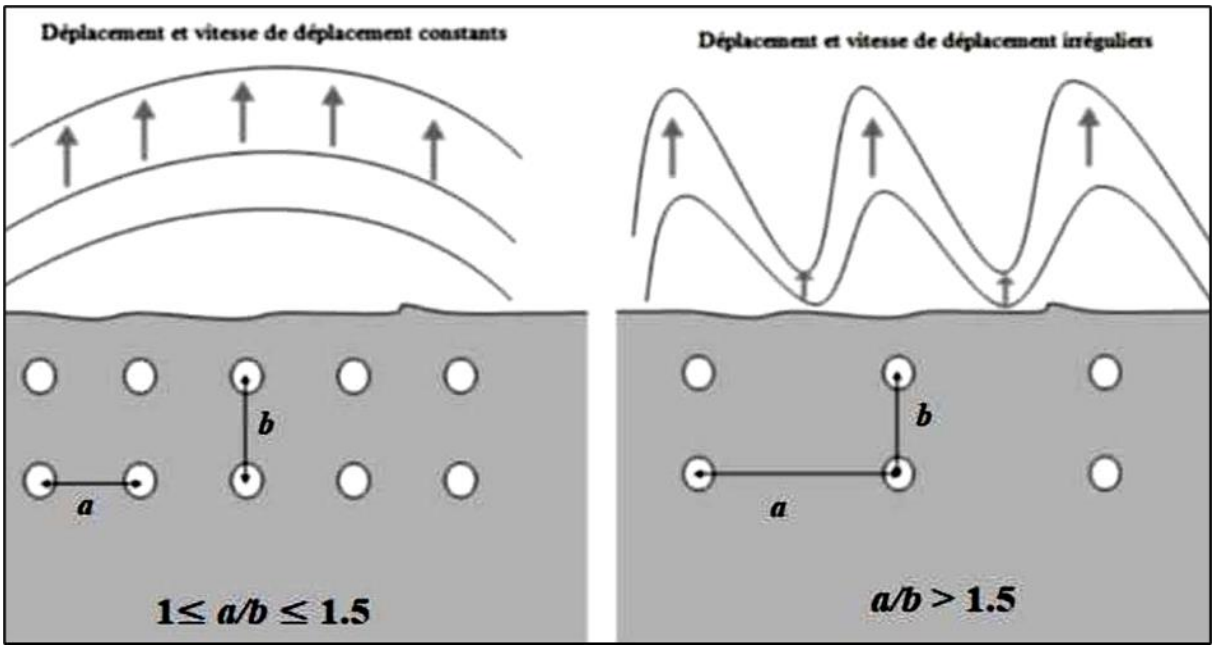


Figure III.7 : Dynamique d'abattage [7].

L'approche basée sur le rapport espacement/ligne de moindre résistance repose sur des observations expérimentales. Toutefois, elle est parfois critiquée et remplacée par une méthode prenant davantage en compte l'énergie disponible en fonction du volume de roche à abattre par trou[7].

I.1.1.3.d. Présence des faces libres :

Lorsqu'une onde de choc atteint une discontinuité, elle se divise en :

Une onde transmise qui continue à se propager dans le matériau adjacent.

Une onde réfléchie dont l'intensité dépend des différences d'impédance entre les matériaux en contact.

Dans le cas d'une interface roche-air, la réflexion est presque totale. L'onde de compression se transforme alors en une onde de traction, responsable de la formation de fissures parallèles au plan d'onde. Ce phénomène est bien connu sous le nom de "écaillage" [7].

I.1.1.3.e. Implantation et configuration des trous :

Les trous de forage sont généralement disposés selon des schémas classiques :

- Configuration parallèle : disposition en carré ou rectangulaire ;
- Configuration en quinconce : disposition en quinconce (comme illustré dans la figure III.10).

Ces configurations influencent la qualité de la fragmentation et l'efficacité du tir en fonction des caractéristiques du massif rocheux et des objectifs d'excavation [7].

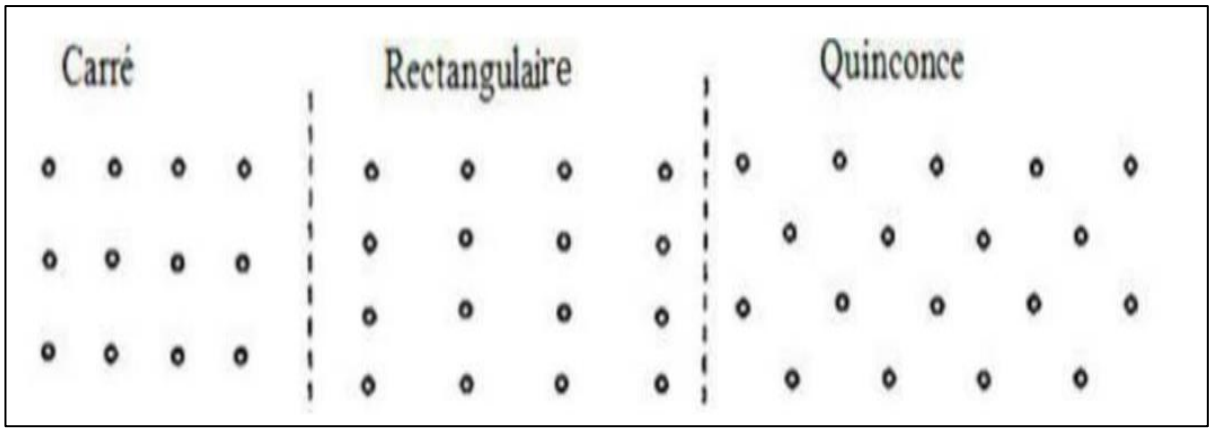


Figure III.8 : Principaux types de mailles utilisées pour les tirs en ciel ouvert [7].

II. Conclusion :

L’analyse approfondie des paramètres influençant les résultats de la fragmentation à l’explosif a mis en évidence la complexité et l’interdépendance des facteurs impliqués dans le processus d’abattage en carrière. Les performances de fragmentation ne dépendent pas uniquement de la quantité d’explosif utilisé, mais surtout de la combinaison judicieuse de paramètres géométriques, mécaniques et opérationnels du plan de tir.

La qualité de la fragmentation obtenue est directement liée à des variables contrôlables telles que le diamètre et la profondeur des trous, l’espacement et la disposition des rangées, la nature et la quantité d’explosif, ainsi qu’au mode d’amorçage et à la séquence d’initiation. À cela s’ajoutent des paramètres non contrôlables tels que la nature du massif rocheux, les discontinuités géologiques et l’état de saturation en eau, qui doivent être pris en compte dans la conception du tir.

Ce chapitre a permis de démontrer qu’une optimisation rigoureuse des tirs passe par une approche intégrée, fondée sur l’analyse technique des variables influentes et la modélisation des résultats attendus. En maîtrisant ces paramètres, il devient possible non seulement d'améliorer la fragmentation des matériaux, mais également de réduire les coûts, d’augmenter la productivité et de renforcer la sécurité des opérations.

Les connaissances ainsi acquises constituent une base essentielle pour la mise en œuvre de plans de tir performants, adaptés aux spécificités du site étudié et aux objectifs économiques de l'exploitation.

Caractéristiques des Blocs extraits pour l'Enrochement

CHAPITRE IV Caractéristiques des blocs extraits pour L'enrochement

I. Introduction :

L'enrochement désigne une technique de protection et de stabilisation des sols ou des ouvrages à l'aide de blocs de pierre, naturels ou artificiels. Cette méthode est couramment utilisée dans les ouvrages hydrauliques (digues, barrages, canaux), les routes, les talus, ou encore les aménagements côtiers, en raison de son efficacité face à l'érosion, aux courants et aux contraintes mécaniques.

On distingue principalement deux types d'enrochements : l'enrochement naturel et l'enrochement artificiel.

L'enrochement naturel est constitué de blocs extraits directement de carrières de roche massive (calcaire dur, granite, basalte…). Ces pierres sont choisies pour leur résistance mécanique, leur poids, et leur forme stable, sans subir de transformation majeure. Ce type d'enrochement est privilégié dans les régions où les gisements rocheux sont facilement accessibles, car il offre une grande durabilité et une bonne intégration paysagère.

À l'inverse, l'enrochement artificiel utilise des blocs fabriqués ou moulés, tels que les blocs en béton, les tétrapodes, ou les accropodes. Ces éléments sont souvent utilisés dans les zones côtières ou portuaires où la mer exerce des forces intenses. Leur forme est spécifiquement conçue pour dissiper l'énergie des vagues, stabiliser les structures, et optimiser l'interconnexion entre les blocs.

Dans les deux cas, le choix entre enrochement naturel et artificiel dépend de plusieurs facteurs: disponibilité des matériaux, contraintes environnementales, coût de transport, et performance technique exigée.

L'étude de ces deux types d'enrochement, de leurs propriétés et de leurs applications, est essentielle pour garantir la sécurité, la stabilité et la durabilité des ouvrages, notamment dans un contexte de changement climatique où les phénomènes d'érosion sont de plus en plus fréquents.

II. Types d'enrochement :

1. Enrochement naturel :

L'enrochement naturel est constitué de blocs rocheux extraits directement de carrières**.** Ces blocs, issus de roches dures comme le calcaire, le granite ou le basalte, sont sélectionnés pour leur poids important, leur durabilité et leur résistance aux agressions extérieures. Ils sont classés selon leur masse : de quelques dizaines de kilogrammes pour des protections légères, jusqu'à plusieurs tonnes pour des ouvrages exposés à de fortes contraintes, comme les digues maritimes.

L'avantage principal de l'enrochement naturel réside dans sa longévité, **s**a bonne adaptation au milieu naturel et son coût d'entretien faible**.** En revanche, son transport peut être coûteux selon la localisation des carrières.

2. Enrochement artificiel :

L'enrochement artificiel regroupe des éléments manufacturés, principalement en béton, spécialement conçus pour améliorer la stabilité et la dissipation d'énergie face aux vagues ou courants. Parmi les plus connus, on retrouve :

- Les blocs en béton classiques, simples et économiques,
- Les tétrapodes, dont la forme à quatre bras optimise l'emboîtement et la dissipation d'énergie,
- Les acropodes**,** dolos et autres formes innovantes, conçus pour une meilleure stabilité dans les conditions marines difficiles.

Ces éléments artificiels sont appréciés pour leur facilité de fabrication, leur forme étudiée pour augmenter la stabilité, et leur capacité à réduire l'érosion sur les ouvrages côtiers. Cependant, ils nécessitent une production industrielle et un transport spécifique.

III. Enrochement naturel :

1. Définition :

Un enrochement est un << matériau granulaire utilisé dans les ouvrages hydrauliques et d'autres ouvrages de génie civil » (NF EN 13383) de taille supérieure à 45 mm (dans la norme française, les petits enrochements ont pour unité le mm, et pour les enrochements moyens et gros la T ou le kg). Il peut également être défini comme la << fondation en roche sur un sol submergé >> (média dico).

Les enrochements sont utilisés dans les structures hydrauliques, maritimes ou terrestres.



Figure IV.1 : tas d'enrochement.

2. Caractéristiques nécessaires d'enrochement :

2.1. Caractéristiques géométriques :

2.1.1 Classe granulaire :

La classe granulaire de l'enrochement est la désignation normalisée des enrochements en termes de limites nominales à rapprocher des spécifications à atteindre Limites extrêmes à rapprocher des tolérances**.** [12]

2.1.2 La forme :

La mesure des formes est réalisée à l'aide d'un mètre de chantier. Trois dimensions sont à mesurer et permettent la détermination de l'élancement et du rapport (L+G) /2E> 3 qui permet le contrôle des blocs trop plats :

La longueur L : plus grande dimension du bloc, mesurée entre deux plans parallèles tangents à la plus grande dimension apparente du bloc ;

La largeur G : la plus grande largeur du bloc mesurée dans le plan perpendiculaire à la direction de L

L'épaisseur E : la plus petite largeur du bloc mesurée dans le plan perpendiculaire à la direction de L

Pour des usages spécifiques, les exigences complémentaires du guide LCPC-CETMEF peuvent être requises (L+G) /2E <2 ou 2.5**.** [12]

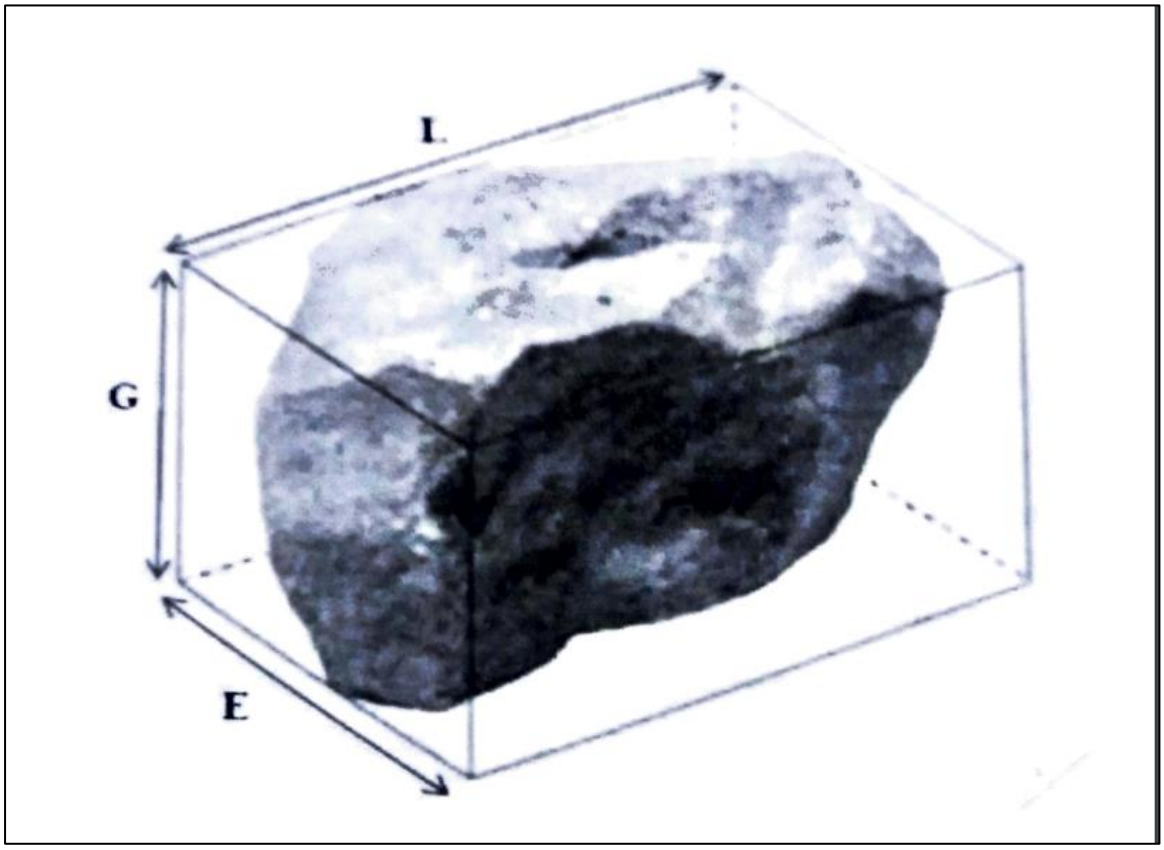


Figure.IV.2. Modèle parfait d'enrochement. [12]

2.2 Caractéristiques physiques :

Concernant les caractéristiques physiques, nous allons voir quelques Paramètres :

2.2.1 La masse volumique :

Il existe différents types de masses volumiques de la roche qui sont parfois confondus.

La masse volumique réelle de la roche notée réelle (kg/m3 ou t/m3) est la masse volumique des constituants minéraux de la roche, telle que définit la norme EN 1936. Celle-ci est déterminée par la pétrographie et n'est pas utilisée pour le dimensionnement.

La masse volumique réelle de l'enrochement doit être supérieure à 2,30 t/m3. Elle est calculée à partir du rapport de la masse, obtenue par pesée Hydrostatique, au volume de l'éprouvette. [12]

Tableau.IV.1. Composition minéralogiques et masse volumique apparente des Principaux types des roches utilisées en enrochement. [12]

Principales catégories de roches	Exemple de roches	Composition minéralogiques dominantes	Masse volumiques de la roche en (t/m3)
Roches siliceuses	Quartzites grés	quartz	2.55 à 2.65
Roches carbonatées	Craie Calcaires Calcaires dolomitiques dolomites	Calcite Calcite Calcite + dolomite dolomite	2.0 à 2.20 2.30 à 2.70 2.70 à 2.75
Roches plutoniques	Granites microgranites	Quartz Feldspath micas	2.55 à 2.75
	Diorite Micro-diorites Gabbro Dolérites ophites	Feldspath +amphibole Feldspath pyroxene	2.75 à 3.05
Roches volcaniques	Rhyolite Andésite Basalte dacite	Equiv.granite Equiv.diorite Equiv.gabbro	2.60 à 2.70 2.60 à 2.78 2.70 à 3.10 2.60

2.3 Résistance à la fragmentation :

2.3.1 Résistance à la traction des roches :

La résistance à la traction des roches est beaucoup plus faible au résistance à la compression ; cette propriété est mise à profit dans toutes opérations de concassage et de fragmentation des roches.

L'essai de traction le plus couramment utilisé est un essai indirect, l'es brésilien. Le plan de rupture sur lequel s'exercent les contraintes de traction est le plan diamétral de l'éprouvette.

Voici quelques fourchettes de résistance en traction σ, de roches, mesures par l'essai brésilien :

- Calcaires: 1 à 15 MPa
- Granites: 10 à 20 MPa
- Basaltes: 15 à 35 MPa. [12]

2.3.2 Résistance à la compression :

Elle est déterminée avec l'essai de résistance à la dans une éprouvette cylindrique d'élancement 2 (50 mm). Cet essai consiste à l'application d'un effort de compression croissant, dans l'axe de l'éprouvette, jusqu'à sa rupture. [12]

Tableau.IV.2. Classes de résistances. [12]

catégories	désignation	exemples	σ_c
$\mathbf{R_1}$	Roches de résistance très élevée	Quartzites, basaltes de résistance très élevée	> 200
$\mathbf{R_{2a}}$	Roches de résistance élevée	Granites très résistants,porphyres,grés et calcaires de très haute résistance	200 à 60
$\mathbf{R_{2b}}$		Granites, grés et calcaires de très bonne tenue ou légèrement dolités,marbres,dolomies	120 à 40
$\mathbf{R_{3a}}$	Roches de résistance moyenne	Dolites, marbres, dolomies-conglomérats compacts, grès ordinaires schistes siliceux ou grés schisteux, gneiss	60 à 40
$\mathbf{R_{3b}}$		schistes argileux, grés et calcaires de résistance moyenne.	40 à 20
$\mathbf{R_4}$	Roches de faible résistance	Marnes compactes, conglomérats peu consistants, schistes ou calcaires tendres ou très fracturés, gypses, grés très fracturés ou marneux ,poudingues ,craie	20 à 6
$\mathbf{R_{5a}}$	Roches de très faible résistance et sols cohérents consolidés	Marnes sableuses ou argileuses, sables marneux, gypses ou craies	6 à 0.5
$\mathbf{R_{5b}}$		Alluvions graveleuses, sables argileux normalement consolidés	< 0.5
$\mathbf{R_{6a}}$	Solos plastiques ou peu consolidés	Marnes altérées, argiles franches, sable argileux, limons fins	< 0.5
$\mathbf{R_{6b}}$		Tourbes, silts, vases peu consolidées, sables fins sans cohésion	

2.3.3 Résistance à l'usure :

Les spécifications suivantes sont applicables aux couches supérieures d'enrochements qui sont connues pour être sujettes à une abrasion par les sédiments.

Les catégories et leurs suggestions d'usage sont les suivantes :

- MDE 10 (coefficient micro-deval ≤ 10): usage pour un environnement extrêmement abrasif comme mers avec fréquentes tempêtes et interaction entre l'ouvrage et des galets, torrents, ouvrages dynamiques.

- MDE 20 (coefficient micro-deval≤20): usage pour un environnement très abrasif comme mers avec tempêtes occasionnelles avec plage de galets ou de sable.
- MDE 30 (coefficient micro-deval≤ 30): usage pour un environnement modérément abrasif comme mers avec grosses vagues occasionnelles ou une action du courant chargé de sédiment.
- MDE 20 (coefficient micro-deval ≤ 20): usage pour un environnement très abrasif comme mers avec tempêtes occasionnelles avec plage de galets ou de sable.
- MDE 30 (coefficient micro-deval ≤ 30): usage pour un environnement modérément abrasif comme mers avec grosses vagues occasionnelles ou une action du courant chargé de sédiment**.** [12]

IV. Enrochement artificielle :

1. Définition de l'enrochement artificiel :

L'enrochement artificiel fait référence à l'utilisation de blocs fabriqués, généralement en béton, pour simuler les fonctions des enrochements naturels dans la construction d'ouvrages maritimes. Ces blocs sont conçus avec des formes géométriques spécifiques afin de maximiser l'absorption de l'énergie des vagues, de limiter le déplacement des matériaux, et de garantir une bonne stabilité structurelle. Ils sont produits en usine, ce qui permet un contrôle de qualité strict et une adaptation précise aux conditions du site. [13]

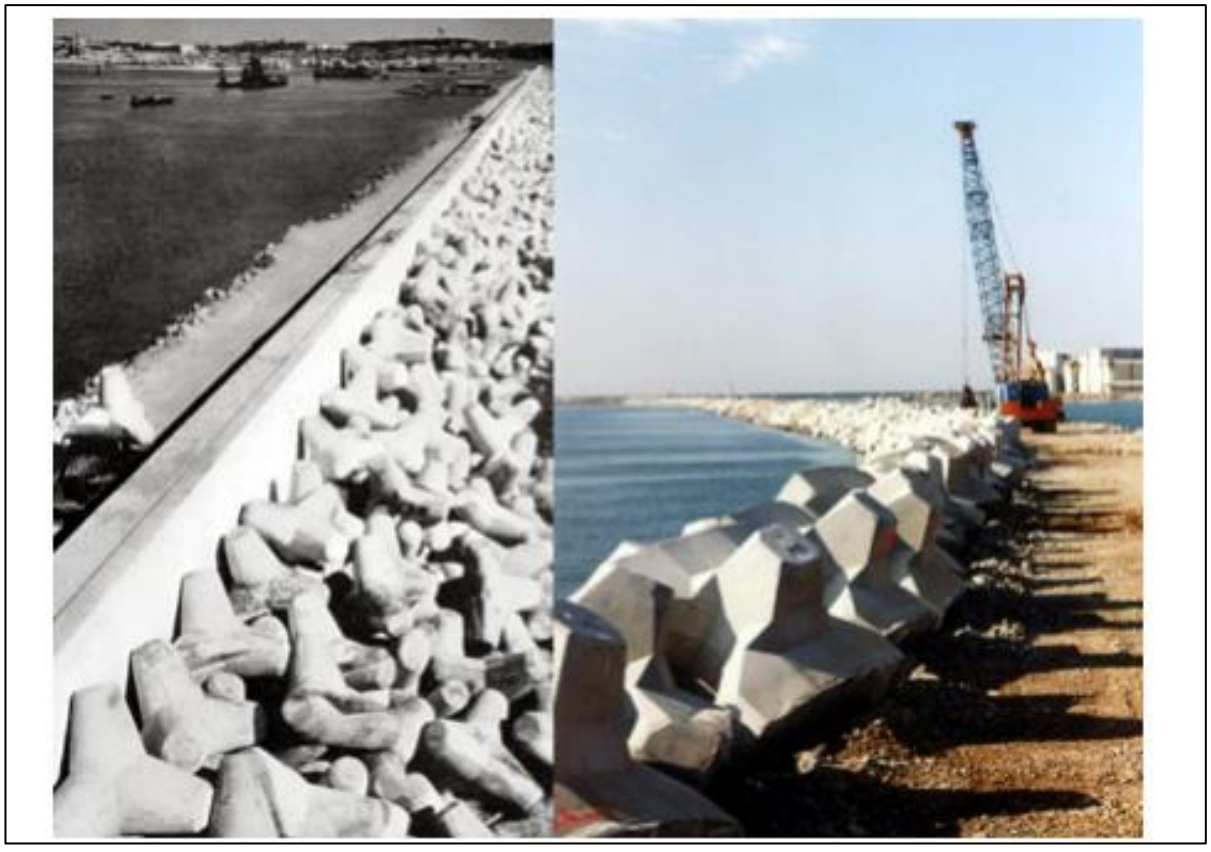


Figure.IV.3. Enrochement artificielle. [13]

2. Historique et Évolution :

L'évolution de l'enrochement artificiel est étroitement liée à l'histoire des constructions maritimes modernes. Au milieu du XXe siècle, les ingénieurs ont commencé à concevoir des blocs aux formes innovantes pour remplacer ou compléter les pierres naturelles, souvent insuffisantes ou trop coûteuses.

- Le Tétrapode

Inventé en 1950 par Pierre Danel et Paul Anglès d'Auriac, le tétrapode est l'un des premiers types d'enrochements artificiels. Il possède quatre bras égaux disposés symétriquement, ce qui lui confère une excellente stabilité hydraulique. Il est capable de s'emboîter naturellement avec d'autres tétrapodes, ce qui réduit leur mobilité face aux vagues.

- L'Accropode

Développé dans les années 1980 par la société Sogreah (aujourd'hui Artelia), l'Accropode améliore l'efficacité du tétrapode en étant plus compact, plus facile à manipuler et à poser. Il permet également une réduction significative du volume de béton utilisé tout en maintenant une excellente performance hydraulique.

- Core-Loc, X-Bloc, Dolos, et autres

D'autres blocs comme le Core-Loc, le X-Bloc (développé par Delta Marine Consultants) ou le Dolos (conçu en Afrique du Sud dans les années 1960) ont été introduits pour répondre à divers besoins techniques et économiques. Chaque modèle présente des propriétés spécifiques d'absorption d'énergie, d'emboîtement et de durabilité. [13]

V. Conclusion :

L'enrochement, qu'il soit naturel ou artificiel, constitue une solution incontournable dans le domaine des travaux publics et du génie civil pour la protection, la stabilisation et la durabilité des ouvrages soumis à des contraintes mécaniques, hydrauliques ou climatiques. Le choix entre enrochement naturel et artificiel repose sur une évaluation rigoureuse des caractéristiques géotechniques, environnementales et économiques du site.

L'enrochement naturel, issu de roches massives comme le granite, le calcaire ou le basalte, offre une grande longévité et une bonne intégration paysagère, à condition que les matériaux soient disponibles à proximité. Il reste une option privilégiée dans de nombreux contextes, notamment pour les berges fluviales ou les protections côtières durables.

L'enrochement artificiel, quant à lui, se distingue par sa capacité à être conçu sur mesure selon les exigences hydrodynamiques. Les formes innovantes comme les tétrapodes, accropodes ou dolos permettent une meilleure dissipation de l'énergie des vagues et une mise en œuvre optimisée, bien qu'ils nécessitent des infrastructures industrielles pour leur fabrication.

Ce chapitre met ainsi en évidence l’importance cruciale de bien caractériser les matériaux utilisés (forme, masse volumique, résistance à la compression et à l’usure) afin d’assurer la stabilité des ouvrages, particulièrement dans un contexte de dérèglement climatique où les phénomènes d’érosion et d’instabilité des sols sont de plus en plus fréquents.

Plan de tir proposé.

I. Introduction et problématique :

Introduction

L'extraction de blocs dimensionnels diffère significativement du tir classique destiné à la production de granulats, où l'objectif est une fragmentation poussée. Dans ce cas, il est essentiel de maîtriser la fracturation afin d'obtenir des blocs de grande taille et de haute qualité, tout en minimisant les fissures et les pertes. Cette exigence impose une planification rigoureuse du tir, tenant compte de plusieurs paramètres tels que le choix des explosifs, le diamètre des trous de foration, l'espacement et le séquencement des détonations, afin de limiter les vibrations et la propagation incontrôlée des fractures.
L'objectif est de présenter les principes fondamentaux de la fragmentation contrôlée, de définir les paramètres de foration et de tir adaptés à l'extraction de blocs dimensionnels, de proposer un plan de tir spécifique aux conditions géologiques de la carrière ENG – Sidi Ali Benyoub, et de mettre en évidence les précautions de sécurité et les mesures environnementales à respecter. Ce travail vise ainsi à optimiser l'exploitation pour garantir une production rentable et respectueuse des standards de qualité et de sécurité.

Problématique :

En raison de l'éloignement entre le site 1 et le site 2, le transport des blocs abattus vers la station de concassage du site 1 n'est pas envisageable. Cette opération entraînerait une augmentation du temps de cycle de transport, rendant la logistique moins efficiente. Pour y remédier, il serait nécessaire de mobiliser davantage de camions afin d'assurer une alimentation continue du concasseur, éviter les interruptions de production et limiter les pertes d'énergie liées au fonctionnement à vide, tout en optimisant la capacité nominale.

-Première proposition :

Acheter une station mobile à placer sur le site 2, mais cela est impossible.

-Deuxième proposition :

Tracer une route entre le site 1 et le site 2, indiquée en bleu.
Au départ, les matériaux d'explosion, la pelle mécanique et la foreuse seront transportés par la route existante (indiquée en jaune). Cependant, il faudra modifier le plan de tir. Compte tenu des commandes spécifiques provenant du port (les hors-gabarits), il a été décidé qu'au début de l'exploitation du site 2, on adoptera un plan de tir orienté pour obtenir de gros blocs, qui seront directement expédiés au port.
Cette méthode sera maintenue jusqu'à ce que la route indiquée en bleu soit tracée, permettant ainsi de relier le site 1 et le site 2. Par conséquent, les coûts de chargement et de transport des matériaux du site 2 vers la station de concassage seront approximativement équivalents à ceux au sein du site 1. Ainsi, le problème sera résolu grâce à la modification du plan de tir et à l'orientation du produit final.

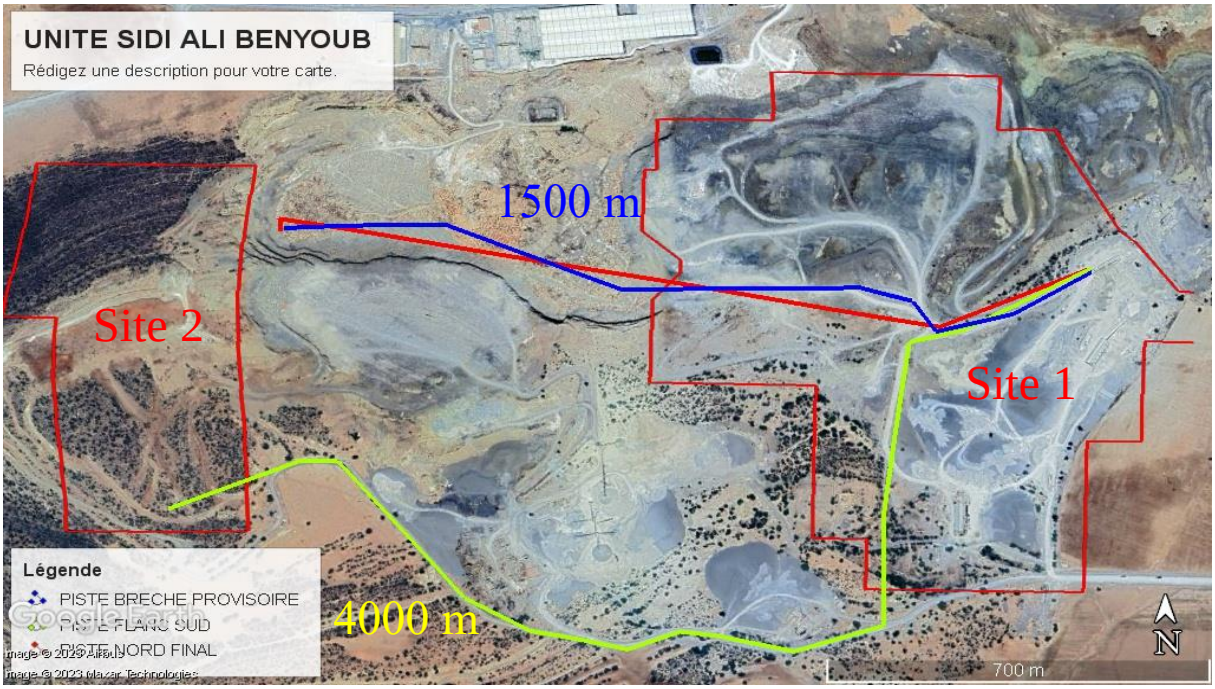


Figure.V.1 : la distance entre site 2 et station de concassage

Jaune (ancienne route) bleu (route proposé).

II. Description de la zone d'étude :

La zone d'étude est située à un niveau altimétrique de 780 mètres. La stratification est bien marquée, avec des couches inclinées à 15° sur le flanc sud. Plusieurs discontinuités verticales et des plans de discontinuités sont clairement visibles sur les affleurements.

La méthodologie géologique de la zone se caractérise par la présence de calcaires durs massifs, présentant une résistance mécanique notable. En revanche, on observe également des marnes tendres, de couleur grisâtre, qui sont plus friables. Ces marnes sont particulièrement sujettes à des phénomènes d'altération et d'érosion différentielle, ce qui peut influencer la stabilité de la zone.

Cette caractérisation géologique offre une base solide pour l'analyse des processus d'érosion et des comportements mécaniques des matériaux dans cette région.

1. **Nature de la roche** :

   Roche calcaire compacte, de couleur beige à brun clair, montrant une stratification visible. La roche semble massive avec une dureté modérée à élevée, favorable à l'extraction de gros blocs.

2. **Structure géologique** :
   - Présence de plans de stratification horizontaux ou sub-horizontaux bien marqués.
   - Des fissures verticales ou sub-verticales (diaclases) espacées d'environ 3 mètres, visibles sur toute la hauteur du front.

- Ces discontinuités naturelles délimitent déjà des volumes de blocs in situ rectangulaires ou parallélépipédiques

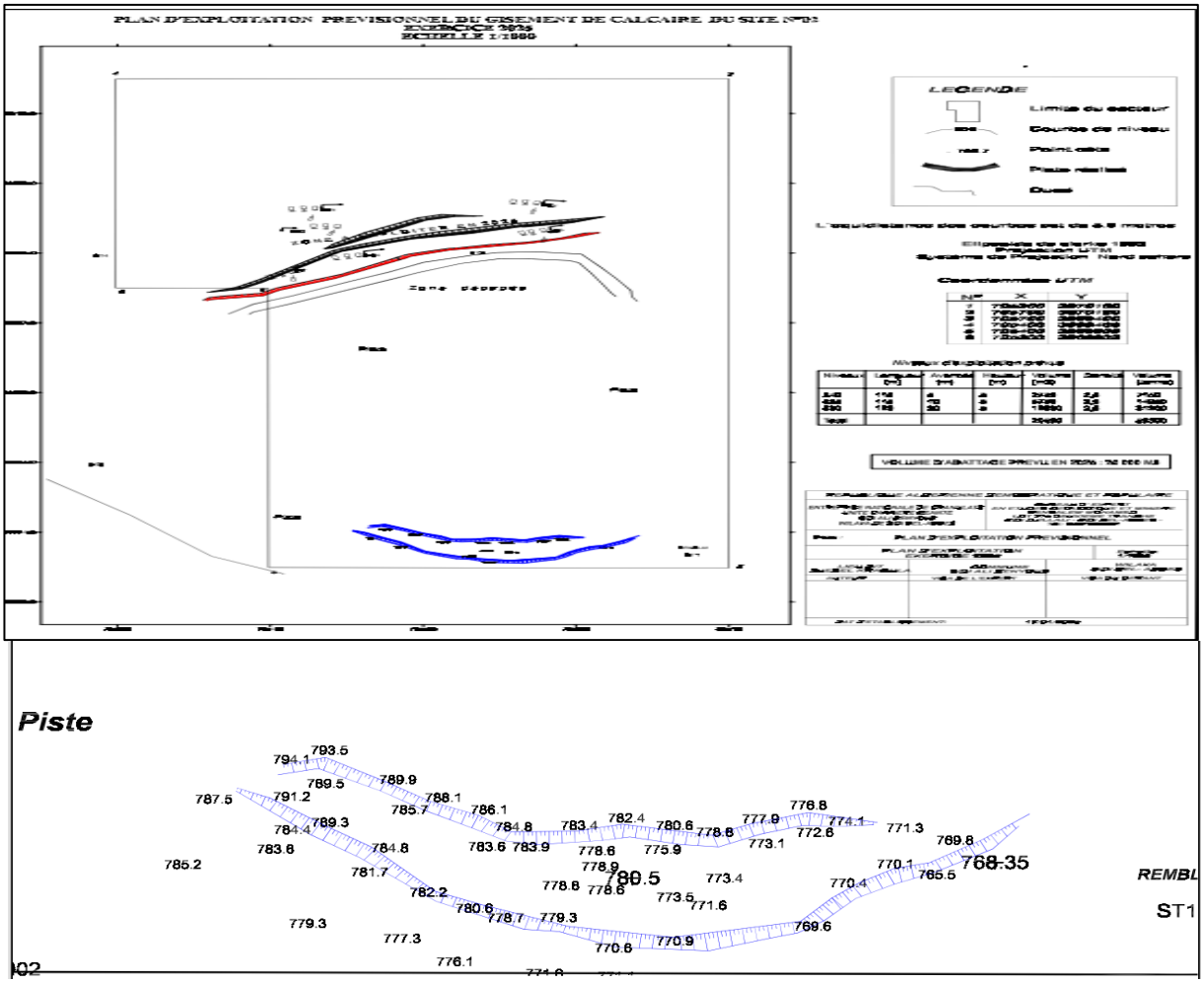


Figure.V.2 : zone d'étude sur la carte topographique.

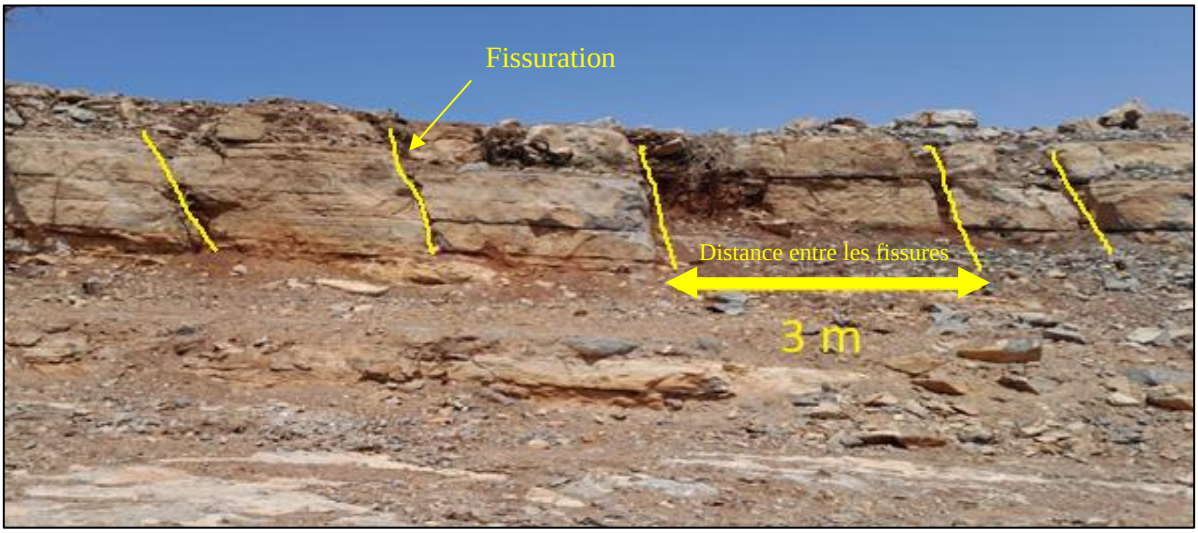


Figure.V.3 : Zone d'étude (Gradin Niveau 780).

III. Levé des Discontinuités :

III.1. Introduction :

L'étude des discontinuités dans un massif rocheux est une étape essentielle pour l'analyse de la stabilité des pentes, la conception des ouvrages géotechniques et l'exploitation minière. Ce chapitre présente une approche détaillée du levé des discontinuités en mettant l'accent sur leur géométrie, orientation et caractéristiques physiques.

III.2. Objectifs du Levé des Discontinuités :

L'objectif principal du levé des discontinuités est de caractériser la structure du massif rocheux à travers :

- La détermination des directions et pendages des discontinuités.
- L'évaluation de l'espacement et de la fréquence des fractures.
- L'identification des caractéristiques physiques des discontinuités (rugosité, ouverture, remplissage).
- L'analyse des implications géotechniques sur la stabilité du massif rocheux.

III.3. Impact des Discontinuités sur le Forage et le Minage :

Les discontinuités influencent de manière significative les opérations de forage et de minage, qui sont des étapes cruciales dans l'exploitation des massifs rocheux.

1. Influence sur le Forage :

- Les fractures ouvertes peuvent provoquer des déviations du trou de forage, affectant la précision des tirs.
- La présence de zones fracturées entraîne des pertes de fluide de forage et réduit l'efficacité du processus.
- Les plans de discontinuité déterminent la facilité de propagation des ondes de choc lors du minage.

2. Influence sur le Minage :

- Les fractures bien orientées peuvent favoriser une fragmentation plus efficace de la roche, améliorant ainsi le rendement du minage.
- À l'inverse, des discontinuités mal disposées par rapport au schéma de tir peuvent provoquer des sur-fragmentations ou des blocs instables.
- La stabilité des fronts de taille dépend directement de la structure des discontinuités, influençant la sécurité des opérations minières.

III.4. Méthodologie du Levé des Discontinuités :

III.4.1 Outils et Équipements Utilisés :

Le levé des discontinuités a été réalisé à l'aide des outils suivants :

- Boussole de géologue (Brunton) pour mesurer les azimuts et pendages.
- Mètre ruban pour évaluer les espacements et dimensions des fractures.
- Feuille de terrain pour enregistrer les données de chaque discontinuité.
- Logiciel Dips pour l'analyse stéréographique des discontinuités.



Figure V.4 : Mesure des caractéristiques des discontinuités géologiques à l'aide de la boussole.

III.4.2 Paramètres Mesurés :

Lors du levé, les paramètres suivants ont été relevés :

1. **Orientation de la discontinuité :**
   - Azimut du plan (Strike) : direction horizontale du plan.
   - Pendage (Dip) : inclinaison du plan mesurée perpendiculairement au strike.
   - Direction du pendage (Dip Direction) : calculée comme Azimut ± 90° selon le sens de l'inclinaison.
2. **Espacement des discontinuités :** distance moyenne entre deux fractures successives mesurée perpendiculairement aux plans de discontinuité.
3. **Fréquence des discontinuités :** nombre de fractures par mètre le long d'un profil perpendiculaire.
4. **Caractéristiques physiques :**
   - Rugosité du plan (lisse, ondulé, rugueux).
   - Remplissage des fractures (présence d'argile, calcite, etc.).
   - Ouverture des discontinuités (ouverte, serrée).

III.5. Analyse des Données et Résultats :

III.5.1 Présentation Stéréographique :

L'analyse stéréographique permet de visualiser la distribution des discontinuités et d'identifier les familles principales de fractures.

Définition : :

Un diagramme stéréographique est une projection des plans et pôles des discontinuités sur une sphère hémisphérique permettant d'analyser leur distribution spatiale et leurs intersections potentielles.

Interprétation :

-Les pôles des discontinuités indiquent les orientations et inclinaisons dominantes des fractures.

-Les grands cercles représentent les plans des fractures et permettent de visualiser les directions des discontinuités principales.

-Une concentration des pôles indique des fractures prédominantes ayant un même comportement structural.

Illustration : :

L'image ci-dessous montre la répartition des discontinuités obtenues à partir du logiciel Dips. Elle permet d'identifier les structures dominantes et d'évaluer les implications sur la stabilité du massif rocheux.



Figure V.5: présentation stéréographique de discontinuité.

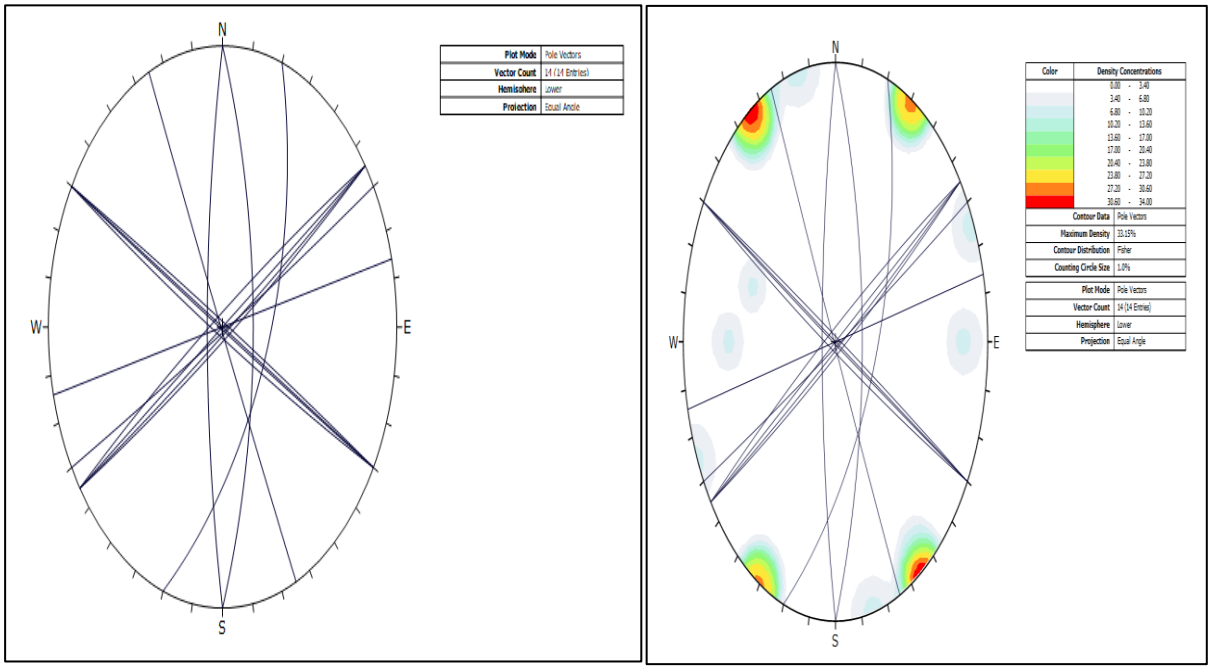


Figure V.6: Présentation sérigraphique a) Projection des fissures par apport au gradin 780

b) Nombre de familles existes.

Tableau V.1 : Tableau Récapitulatif des Données.

Famille	Strike	Dip	Dip Direction	Espacement	Rugosité	Remplissage
1	N120	85°	N210	3-4	Rugueux	Limon rouge
2	N345	75°	N75		Lisse	Calcite
3	N55	95°	N325		Ondulé	Argile
4	N180	80°	N270	5-7	Rugueux	Calcite

IV. Exigences principales pour la planification de tir visant des blocs surdimensionnés :

Pour obtenir des blocs surdimensionnés destinés à l'enrochement dans les ouvrages portuaires (digues, brise-lames, etc.), un plan de tir spécifique est nécessaire, car les objectifs diffèrent d'un tir classique : il s'agit ici de produire de gros blocs intacts plutôt que de fragmenter la roche.

1. **Objectif du tir :**

- Produire des blocs de grande taille (>1 m³, parfois jusqu'à 10–15 m³).

Caractéristiques générales du plan de tir

2. **Type de roche :**

- Roche massive, homogène, peu fracturée (ex. : granite, basalte, calcaire dur).
- Identifier les plans de faiblesse naturels (diaclases) et les exploiter pour le détachement des blocs.

3. Disposition du tir

- **Tir de relâchement :** trous espacés, avec faible charge, pour libérer la masse rocheuse sans l'éclater.
- **Tir de détachement :** peu de trous, grande distance entre eux (souvent en ligne simple ou double).

4. Paramètres de foration et de chargement :

Paramètre	Valeur typique pour blocs surdimensionnés
Espacement (E)	4 à 8 m
Banquette (B)	3 à 6 m
Profondeur du trou	Selon épaisseur du front (ajuster à 80-100 %)
Diamètre des trous	89 à 165 mm (grands diamètres préférés)
Charge spécifique	Faible (0,1 à 0,3 kg/m³)
Type d'explosif	Faible vitesse de détonation (ex. : ANFO, Emulsion lente)
Retardements	Grands intervalles (ex. 25 à 65 ms entre trous)

5. Mesures pour préserver les blocs :

- Les trous sont forés au milieu des blocs définis par les fissures Cela permet de détacher des blocs entiers entre les fissures**,** sans les casser.

- Utilisation de bouchons final (confinement) adaptés pour éviter l'échappement des gaz.
- Éviter les charges de fond trop concentrées.

6. Justification des paramètres de tir :

Élément	Justification technique
Espacement/Retrait élevé	Permet une énergie distribuée, favorise l'arrachement plutôt que la fragmentation.
Faible charge spécifique (0,1 à 0,3 kg/m³)	Évite les pressions excessives, limite les fissures secondaires.
Explosif à faible vitesse de détonation	Réduit la vitesse des gaz, limitant les ondes de choc internes.
Retardateurs longs	Favorisent un "effet domino" en douceur, permettant le soulèvement et la chute contrôlée.
Orientation selon diaclases	Exploite les plans de faiblesse naturels pour détacher les blocs sans fissuration forcée.

Le plan de tir proposé suit les pratiques reconnues en extraction de blocs pour usage maritime, en se concentrant sur :

- La préservation de la structure rocheuse,
- La minimisation de l'énergie de tir,
- La mise en œuvre raisonnée selon la géologie locale.

7. Implications pour le plan de tir

Favorable à un tir doux contrôlé :

- Grâce aux fissures naturelles espacées de 3 m, le tir peut exploiter ces plans pour faire éclater des blocs sans sur-explosion.

Espacement entre trous adapté à la fracturation naturelle :

- Les trous peuvent être forés au centre des modules naturels, pour maximiser le volume de blocs extraits entiers.
- Utilisation de charges réduites :

V. Méthodologie d'analyse avec les logiciels :

L'évaluation de l'efficacité d'un tir de mine repose sur l'analyse de la fragmentation obtenue, en comparant les résultats réels avec les prévisions théoriques. Pour cela, une approche combinée est souvent utilisée, intégrant d'une part la modélisation prédictive par la formule de Kuz-Ram, et d'autre part le traitement d'images par logiciel d'analyse granulométrique, tel que WipFrag.

La méthode Kuz-Ram, basée sur des paramètres géomécaniques et de tir (résistance à la compression, charge spécifique, diamètre des trous, espacement, etc.), permet de prédire une courbe de distribution granulométrique théorique. Cette prédiction est ensuite confrontée aux données issues de photographies du tas abattu, analysées à l'aide de WipFrag, qui fournit une granulométrie réelle, mesurée de façon automatisée.

Cette double approche permet non seulement de valider la précision du plan de tir, mais aussi d'ajuster les paramètres pour les tirs futurs, en visant une fragmentation optimale adaptée aux objectifs de production ou d'obtention de blocs spécifiques (surdimensionnés,).

V.I. Logiciels d'analyse pour l'évaluation de la fragmentation des roches :

Les méthodes modernes de caractérisation de la fragmentation des roches reposent de plus en plus sur l'utilisation de logiciels d'analyse d'images, qui permettent d'estimer de manière rapide, précise et non destructive la distribution granulométrique des fragments. Ces outils exploitent des techniques de traitement d'images numériques appliquées à des photographies prises sur le terrain, afin d'analyser automatiquement la taille, la forme et la répartition des blocs résultant du tir.

V.I.1 Modelés 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). Le modèle a deux facteurs principaux ;

La taille moyenne des fragments (X50) : est donnée par le modèle de Kuznetsov (Kuznetsov, 1973),

L'indice d'uniformité (n) : il est basé sur des paramètres géométriques de foration et de plan de tir. [10]

1. Prédiction de la fragmentation – Modèle de Kuz-Ram

- **Entrée :** données géomécaniques et de forage.
- **Formule principale :**

X50=A·(qRc)B·DCX_{50} = A \cdot \left(\frac{q}{R_c} \right)^B \cdot D^CX50=A·(Rcq)B·DC

(X_{50} : taille médiane des fragments, q : charge spécifique, Rc : résistance à la compression, D : diamètre des trous)

- **Sortie :** courbe granulométrique théorique (loi de Rosin-Rammler)

2. La taille moyenne des fragments :

La taille moyenne des blocs X50 était suggérée avec le volume donné des roches abattues et d'explosifs formulés par Kuznetsov (Kuznetsov, 1973) [10].

$$X_{50} = A \times \left(\frac{V_0}{Q} \right)^{0.8} \times Q^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{E}{115} \right)^{-\frac{19}{30}}$$

Vo : Volume des roches abattues (m3)

Q : poids de la charge (kg),

E : force d'explosif (% ANFO)

A : facteur de roche.

La distribution granulométrique du tas après le tir est déterminée par ces deux principaux facteurs, équation 7. Cependant, Ce modèle original de fragmentation de Kuz-Ram a une limitation d'application et une grande marge d'erreur [10]

3. Formule de Cunningham:

Cunningham proposa la formule suivante pour la détermination de l'indice d'uniformité (Cunningham, 1987) [10].

$$n = \left(2.2 - 14 \times \left(\frac{B}{D}\right)\right) \times \left(1 - \left(\frac{W}{B}\right)\right) \times \sqrt{\left(\frac{1 + \frac{S}{B}}{2}\right)} \times \left(0.1 + abs\left(\frac{BCL - CCL}{L}\right)\right)^{0.1} \times \left(\frac{L}{H}\right)$$

B = Banquette (m),

S = espacement (m),

D = diamètre du trou (mm),

W = facteur de déviation (de 0,75 à 1,50 en m),

BCL = longueur de la charge de pied (m),

CCL = longueur de la charge de colonne (m),

H = hauteur du gradin (m)

L = longueur de la charge totale (m)

L'indice d'uniformité, n, détermine la forme de la courbe de fragmentation. Les effets des paramètres de tir sur n sont donnés dans le tableau 2 [10]

Tableau V.2. Effets de paramètres de tir sur n, Cunningham (1983). [10]

Paramètre	Augmentations de n comme paramètre
Banquette	Diminutions
Exactitude de forage	Augmentations
Longueur de le charge /Hauteur du gradin	Augmentations
Espacement / Banquette	Augmentations
Modèle Décalé	Augmentations de 10%

Cunningham utilisa le modèle de Rosin-Rammler pour l'analyse de tir. Si la taille caractéristique (X50) et l'indice d'uniformité (n) sont connus, alors la distribution granulométrique sera obtenue de l'équation 7. 4.2.5.3. La distribution granulométrique des particules La fonction de distribution, une représentation analytique de la composition de tailles des fragments, a été proposée par le modèle de Rosin-Rammler (Lilly, 1986), (Chung et Katsabanis, 2000), et (Kuznetsov, 1973) [10]

$$P(x) = 100\left(1 - \exp\left(-\ln 2\left(\frac{X}{X_{50}}\right)^{n}\right)\right)$$

P(x) : Pourcentage des particules inférieures à la taille

X, (%). X : taille des particules, (m) [10].

V.I.2 WipFrag :

Le logiciel WipFrag est un outil d'analyse d'image avancé conçu pour estimer la distribution granulométrique des matériaux fragmentés après tir. En s'appuyant sur des algorithmes de traitement d'image performants, il identifie avec précision les contours des fragments visibles sur des images prises dans les tas de matériaux abattus. Cette méthode permet une surveillance automatique et rapide du processus de fragmentation, avec un temps moyen de traitement de 3 à 5 secondes par image, ce qui en fait un instrument de choix pour les opérations de contrôle à distance et en temps réel.

VI. Étapes méthodologiques :

Étape 1 : Calcul des paramètres du tir.

Étape 2 : Prédiction de la fragmentation – Modèle de Kuz-Ram

Étape 3 : Schéma de tir et d'amorçage.

Étape 4 : Acquisition d'images post-tir.

Étape 5 : Analyse des images avec WipFrag.

VI. I. Calcul des paramètres du tir :

La méthode de Langefors (Suède) :

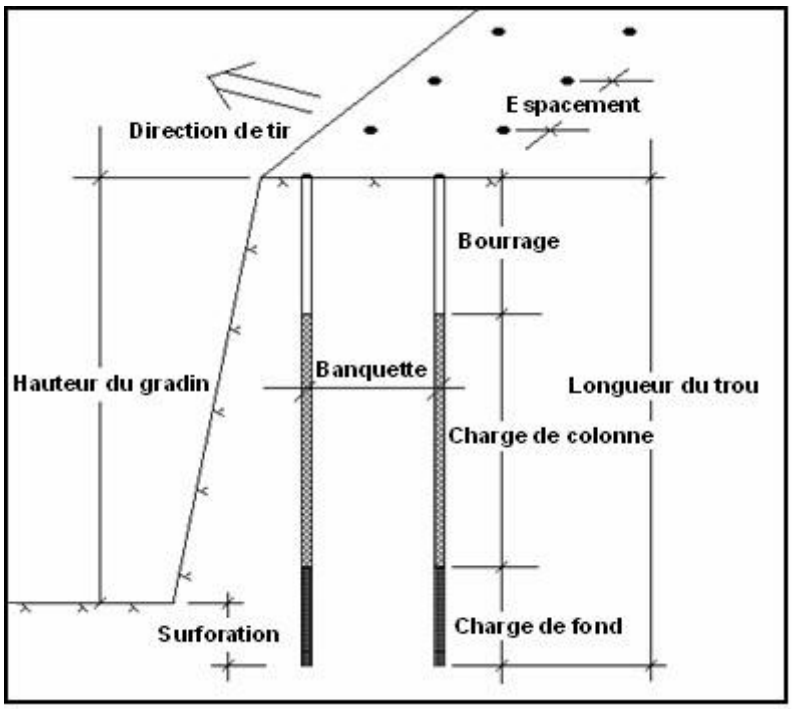


Figure.V.7 :Géométrie et terminologie du plan de tir.

1. Banquette maximale :

$$B_{max} = 0.03 * D * ((S * \rho)/(c * f * E/B))^{1/2}, \text{ m}$$

Avec : $H = 1,8 * B_{max}$

D : diamètre du trou de mine ; mm

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

Langefors définit le coefficient S par :

$$S = 5/6 * (E_t/E_{to}) + 1/6 * (v_g/v_{go})$$

E_t : énergie totale dégagée par l'explosif ;

V_g : volume de gaz dégagé par l'explosif ;

E_{to} et v_{go} sont les valeurs correspondant à celle de la dynamite suédoise (dynamite de référence); la "DYNAMEX M" : E_{to} = **4700kj/kg**

(Dans les conditions normales N.T.P) V_{go} = **900 l/kg**

(Vitesse de détonation) de la dynamex M.) V_d **=5000 m/s**

(Poids volumique) de la dynamex M. ρ_e **= 1,4 kg/dm^3**

Cependant ne disposant pas des valeurs de v_g et E_t pour les différents explosifs fabriqués en Algérie, on pourra utiliser les rapports des

coefficients d'utilisation pratique (CPU) en fixant une dynamite de référence (GELANIT II).

ρ : densité de chargement de l'explosif de la charge de fond;

$$\rho = \rho_c * K_{ch} * (D_e/D)^2 \quad , (kg/dm^3)$$

ρ_c : densité commerciale de l'explosif, (kg/dm^3)

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

D : diamètre du trou de mine, (mm)

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

C : résistance au tirage, (kg/m^3) f : facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine (α).

Pour **α = 0 ; 20 ; 30**, les valeurs de f seront respectivement **1 ; 0,9 ; 0,85.**

E/B : rapport de la maille.

2. Charge linéaire de pied:

$$Cp = 0.88 \times \frac{f}{sp} \times B^2 \times \left(\frac{0.07}{B} + C + 0.004 \times B\right); kg/m$$

S_p : puissance de la charge de fond ;

C: résistance au tirage ;

B : banquette théorique ;

3. Charge linéaire de colonne :

$$Cc = 0.4 \times Cp \; ; kg/m$$

4. Surprofondeur :

$$L_s = (0,2 \text{ à } 0,35) * B_{max} \text{ , (m)}$$

5. Profondeur du trou de mine :

$$L = (H + L_s)/\cos(\alpha) \quad \text{, (m)}$$

α : L'inclinaison du trou de mine.

6. Déviation de forage :

$$w = (3 * D/1000) + (3 * L/100) \quad \text{, (m)}$$

7. Banquette pratique :

$$B = B_{max} - w, \text{ (m)}$$

8. Espacement des rangées :

$$a = B/\cos(\alpha) \quad , (m)$$

9. Espacement pratique des trous :

Pour une fine fragmentation : **E = (1,2 à 1,5) * B, (m)**

Pour une fragmentation moyenne : **E = (1 à 1,2) * B, (m)**

Pour la production d'enrochements : **E = B**

10. Longueur de la charge de pied :

$$Lp=\frac{\frac{0.6\times Ch_{cisaillement}+0.7\times Ch_{poussée}}{1.3}}{\frac{0.6\times Lf_{marmanit}+0.7\times Lf_{anfomil}}{1.3}}$$

11. Quantité d'explosif de la charge de pied :

$$Q_p = L_p * C_p \quad , (kg)$$

12. Longueur de bourrage :

$$L_b = (0,5 \text{ à } 1) * B_{max} \quad , (m)$$

13. Longueur de la charge de colonne :

$$L_c = Hg - (Lp + L_b) \quad , (m)$$

14. Quantité d'explosif de la charge de colonne :

$$Q_c = L_c * C_c \quad , (m)$$

15. Charge totale d'explosif par trou de mine :

$$Q_t = Q_p + Q_c \quad , (kg)$$

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

$$V = H * E * B / \cos(\alpha) \quad , (m^3)$$

17. Consommation spécifique d'explosif :

$$q = Q_t / V \quad , (kg/m^3)$$

$$q = Q_t / (\rho * V) \quad , (kg/t)$$

18. Détermination du nombre de trou de mine :

Si l'objectif de production est de $O_p(t)$ alors :

$$N_t = O_p / (\rho * V)$$

Si le nombre de rangées de trous de mine est n_{rang} alors le nombre trous de mine par rangée (N_t / rang) est calculé de la manière suivante :

- Considérons la partie entière de n_t : Ent (n_t) ;
- Soit r le reste de la division : Ent (n_t) / n_{rang} ;
- Le nombre de trous de mines effectif est : N_t = Ent (n_t) + (n_{rang} - r) D'où le nombre de trous de mine par rangée :

$$\mathbf{N_{t/rang} = N_t / n_{rang}}$$

Sachant cela, la production effective par volée sera :

$$\mathbf{M_{eff} = (\rho * V) * N_t \quad (t)}$$

19. Quantité totale d'explosif utilisé :

$$\mathbf{Q_{volée} = Q_t * N_t \ , (kg)}$$

Tableau V.3. Les paramètres selon la méthode LANGEFORS.

Paramètres	Désignation	Unités	Valeurs
Hauteur du gradin	**Hg**	**M**	**4**
Masse volumique de l'explosif	**D**	**(kg/m3)**	**0,88**
Diamètre cartouche	**Φc**	**(mm)**	**80**
Diamètre trou	**Φt**	**(mm)**	**105**
Vitesse détonation explosif	**V**	**(m/s)**	**4500**
Densité chargement explosif	**P**	**(kg/m3)**	**0,55**
Énergie dégagée	**Qt**	**KJ/kg**	**3887**
Energie dégagée dynamite suédoise	**Qt0**	**KJ/kg**	**4807**
Volume gaz dégagé	**Vg**	**l/kg**	**868**
Volume gaz dégagé dynamite suédoise	**Vg0**	**l/kg**	**808**
Strength de l'explosive	**Sp**		**0,85**
Densité roche	**ρ**	**(kg/m3)**	**2,6**
Vitesse ondes compression	**m/s**		**3500**
Inclinaison trou	**B**	**degres**	**0**
Facteur contrainte f	**F**		**1**
Test impédance	**Z**		**0,49**
Test			**test des impédances vérifié**
Résistance au tirage	**R**		**0,35**
C	**C**		**0,39**
Rapport espacement banquette E/B	**E/B**		**1**
Espacement	**E**	**M**	**3.45**
B pratiques	**Bpratique**	**M**	**3**
B max	**Bmax**	**M**	**3.45**
Espacement après correction	**E**	**M**	**3.45**
Surface de la maille	**E*B**	**m2**	**11.89**

Volume de roches abattues	**Vtr**	**m3**	**36**
Longueur de charge pied	**Lp**	**M**	**2**
Longueur de charge de colonne	**Lc**	**M**	**0.65**
La longueur de sous-formation	**Ls**	**M**	**0,9**
La charge linière de pied	**Cp**	**Kg/m**	**3.96**
La charge linière de colonne	**Cc**	**Kg/m**	**1.58**
La hauteur de bourrage	**Lb**	**M**	**2.25**
Quantité d'explosif au pied du gradin	**Qp**	**kg**	**7.76**
Quantité d'explosive au colonne du trou	**Qc**	**kg**	**1.02**
La longueur de formation	**Lf**	**M**	**4.9**
Quantité de charge d'explosifs dans un trou	**Qtr**	**kg**	**8.78**
Nombre de cartouche de marmanit dans un trou		**Cartouche**	**1**
Quantitié d'anfomil dans un trou		**kg**	**6.28**
Quantite totale d'explosif	**Qtotale**	**kg**	**406.3**
Consommation spécifique d'explosif	**Qs**	**kg/m3**	**0.243**
Volume de roche abattu	**V**	**m3**	**1666.35**
Longueur de Bloc		**m**	**59.48**
Nombre de rangées	**Nr**		**2**
Nombre de trou	**Nt**		**46**
Taille des blocs	**T**	**m**	**1.25**

VI.II. Prédiction de résultat de fragmentation (kuz-ram) :

Tableau V.4: la représentation des roches abattus.

Paramètres de fragmentation ciblés		
Sur-dimensionné	1,9	m
Optimum	1,25	m
Sous-dimensionné	0,01	m

Fragmentation prévue		
Pourcent sur-dimensionné	17,8%	m
Pourcent dans la gamme	81,9%	m
Pourcent sousdimensionné	0,3%	m

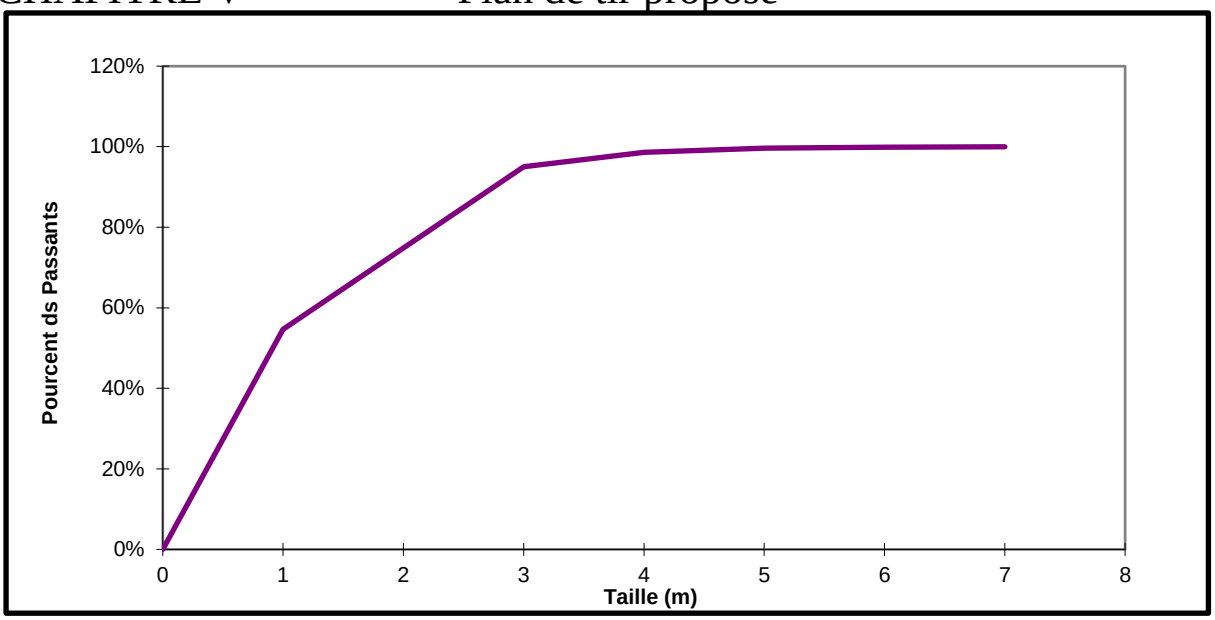


Figure.V.8 : courbe granulométrique de résultat de tir .

Commentaire :

Paramètres observés :

- **Fragmentation optimale visée** : 1,25 m
- **Sur-dimensionnés (> 1,9 m)** : 17,8%
- **Sous-dimensionnés (< 0,01 m)** : 0,3 %
- **Fragments dans la gamme optimale** : 80,8 %

Ces valeurs montrent que la grande majorité des blocs se situent dans la gamme ciblée, ce qui reflète une fragmentation globalement bien maîtrisée.

VI.III. Schéma de tir et d'amorçage :

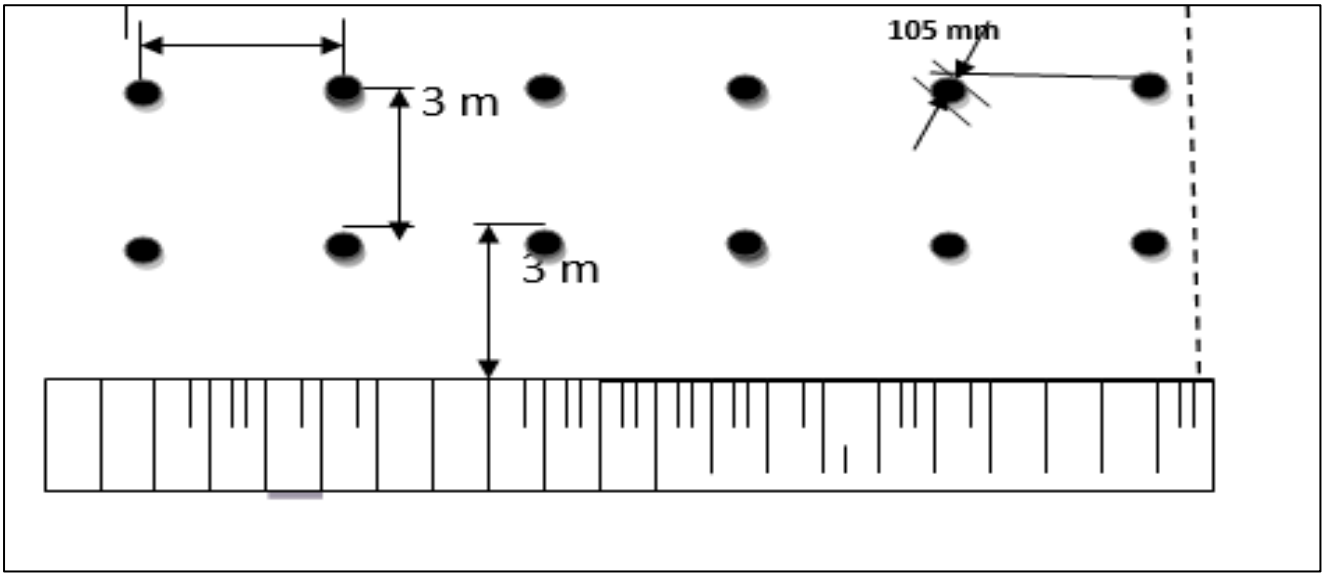


Figure. V.9: Dimensionnement du schéma de tir.

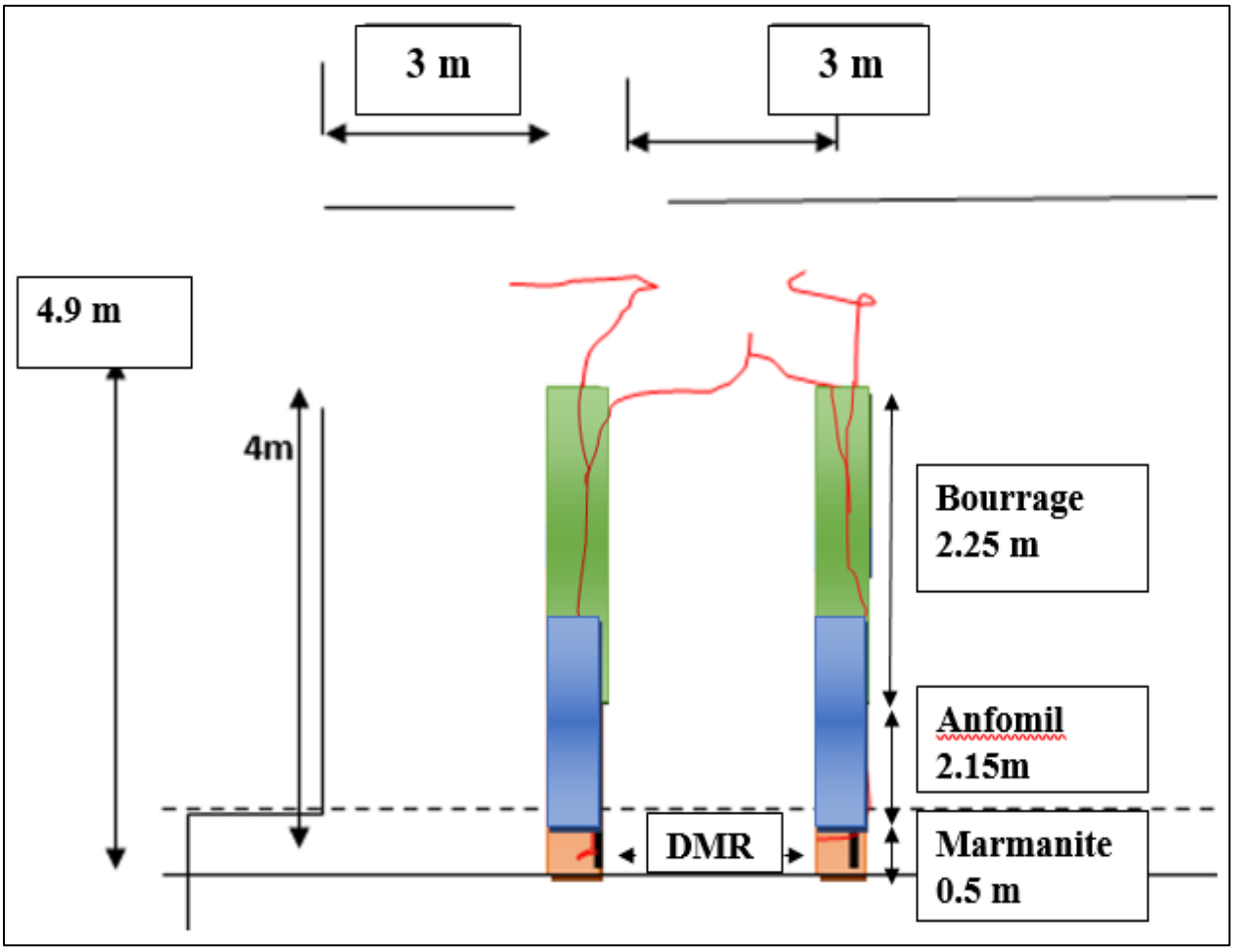


Figure. V.10: plan de chargement de trou.

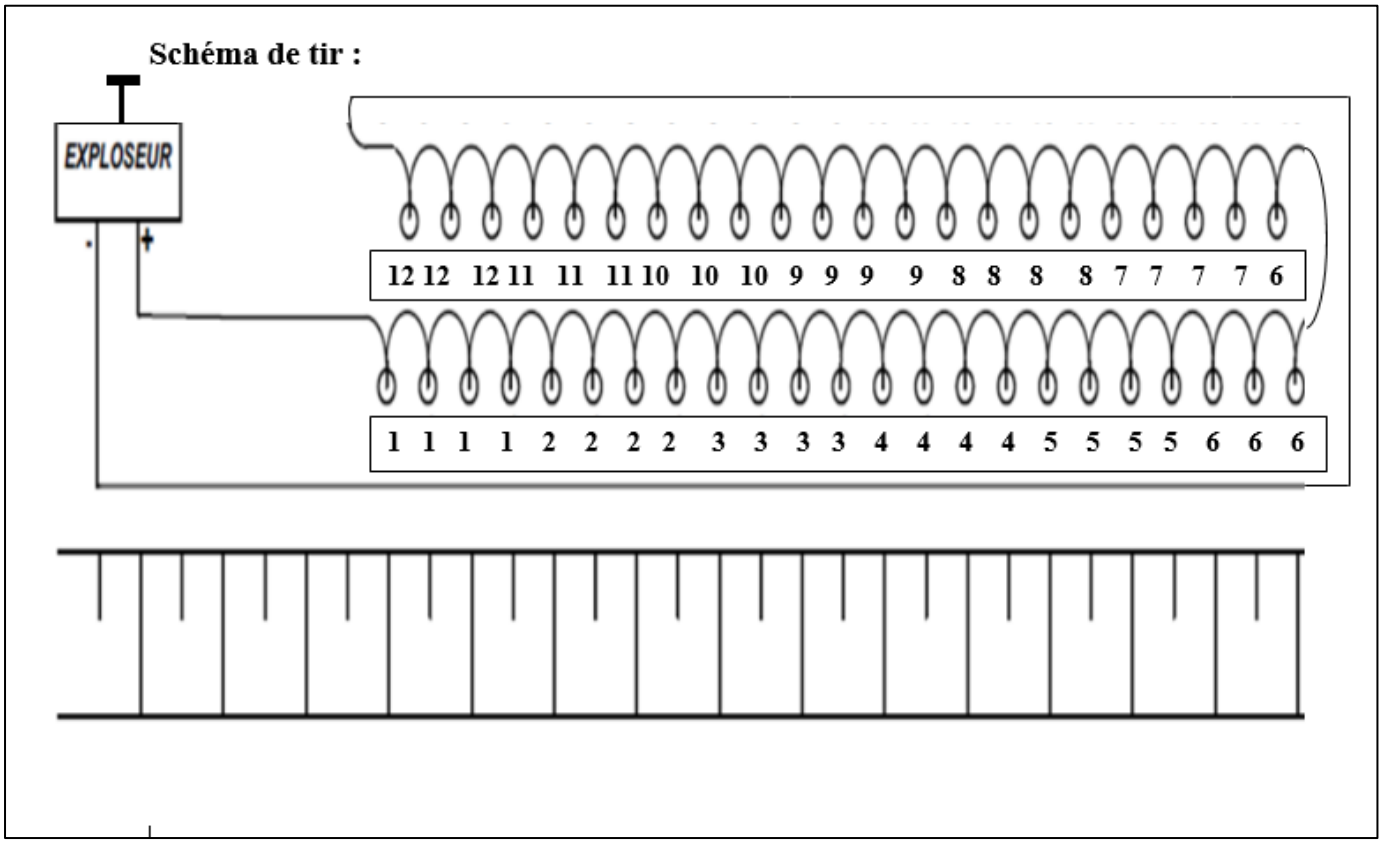


Figure. V.11: schéma de tir.

VI. III. II. L'amorçage :

1. Définitions physiques du phénomène d'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 apporté par unité de volume. Plus cette quantité d'énergie sera faible et plus en pourra dire que l'explosif considéré est (sensible). Il existe de très nombreuses manières d'apporter cette énergie volumique, elles se traduisent toutes par un phénomène de Transfert thermique rapide et ont pour origine des chocs, des frottements, des étincelles, inflammation, compression, ondes de chocs, etc.

Lorsqu'il y a propagation ce n'est pas toujours qu'âpres un certain temps appelé (Temps d'induction) ou le retard à l'amorçage. C'est le temps au bout duquel le processus de décomposition dégage suffisamment d'énergie pour qu'il puisse se propager lui-même.

Le terme amorçage s'applique aussi bien pour l'amorçage individuel de chaque charge que pour l'amorçage global du tir.

2. Les différents types d'amorçage de la charge d'explosif :

Le type d'amorçage a une influence importante sur les risques de projection des roches et la vibration.

L'explosif utilisé dans le trou de mine ne peut pas détoner seul. Il doit être amorcé par un détonateur (direct sans cordeau détonant ou indirect avec cordeau détonant).

2.1 Amorçage ponctuel :

Avec un détonateur capable d'initier l'explosion de la charge. L'amorçage peut être postérieur (en pied de la colonne d'explosif), antérieur (en tête de la colonne d'explosif), ainsi qu'à des positions intermédiaires, notamment en cas de bourrage intermédiaire (amorçage ponctuel multi-points).

2.2 Amorçage latéral :

Le cordeau détonant est allumé (amorcé) par un détonateur (position hors de trou ou fond de trou) ou un cordeau maître. Il permet de transmettre latéralement la détonation.

Dans notre cas on a utilisé l'amorçage ponctuel postérieur.

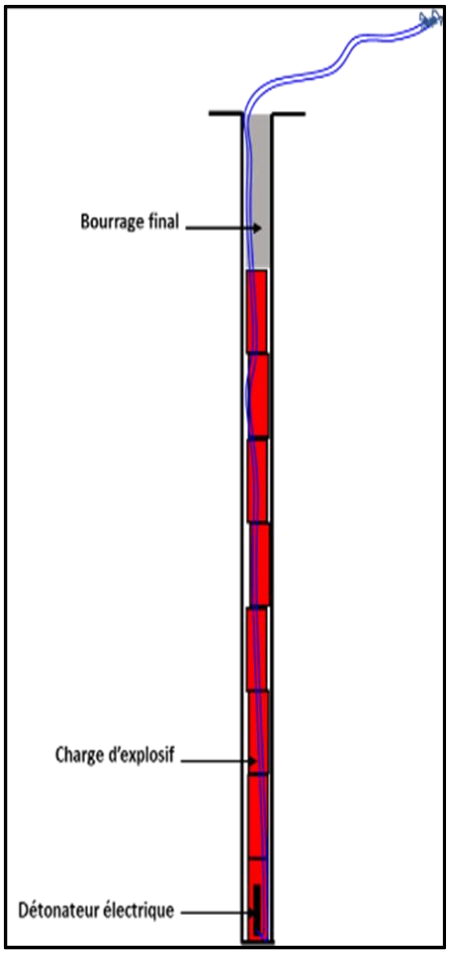


Figure. V.12 : amorçage ponctuel postérieur

VI.IV. Acquisition d'images post-tir :

Au cours de notre stage réalisé à la carrière calcaire de l'ENG, nous avons eu l'opportunité d'exécuter le plan de tir que nous avions conçu.voir tableau



Figure. V.13: front avant et après le tir.

VI.V Traitement des résultats avec wipfrag :

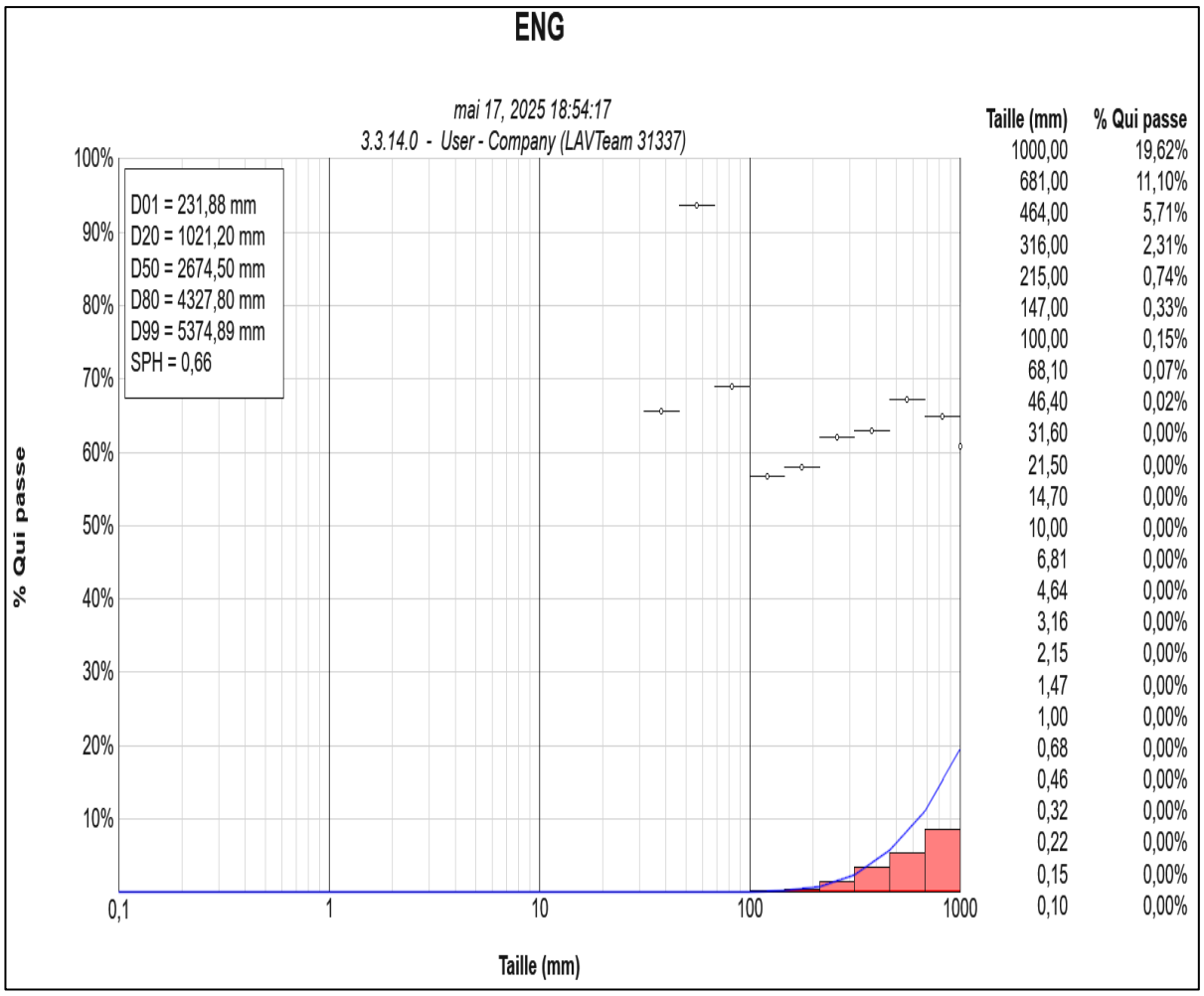


Figure. V.14 : courbe granulométrique de tas abattue.

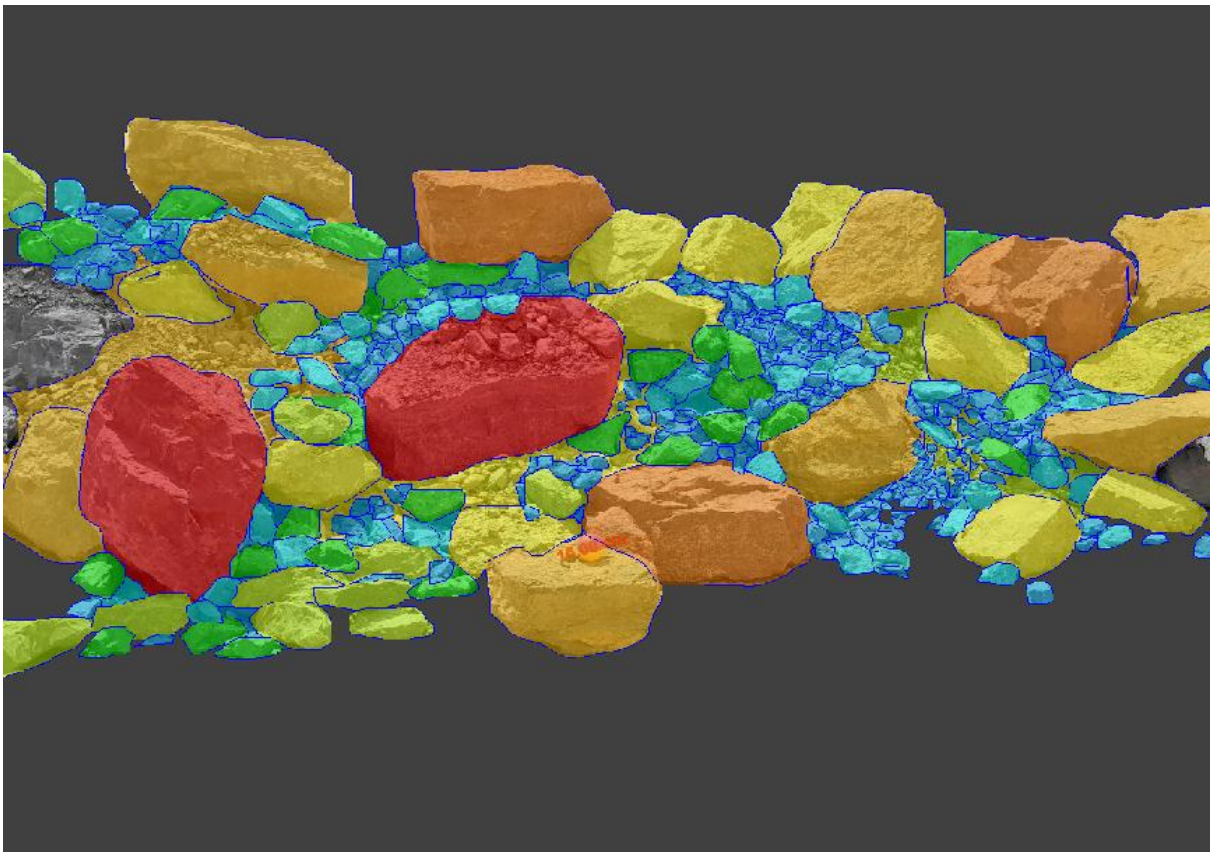


Figure.V.15 : résultat de traitement par WIPFRAG.

Commentaire :

Distribution trés grossière seuls de19,62 % des fragments passe sous 1metre, donc environ 80,38 % des blocs font plus de 1metre fort pourcentage de surdimentionnés Cette répartition indique que la majorité des blocs sont de grande dimension, ce qui correspond aux objectifs d'un tir visant à produire des blocs surdimensionnés. Le faible pourcentage de fines reflète une bonne maîtrise du tir et une fragmentation adaptée à l'exploitation en blocs massifs.

VII. Etude de sécurité

La sécurité dans les mines à ciel ouvert constitue une priorité absolue en raison des nombreux risques associés à ce type d'exploitation.

Afin de prévenir les accidents, protéger le personnel, et assurer la pérennité des opérations, des mesures strictes de sécurité sont mises en place, notamment en ce qui concerne les **distances de sécurité**.

Les distances de sécurité désignent les marges minimales à respecter entre les zones de travail et les sources potentielles de danger, telles que les fronts de taille, les zones de tir, les machines en mouvement ou les pentes instables.

VII.I. Rayon de sécurité

Pour calculer le rayon de la zone dangereuse $\mathbf{R_d}$ suivant la projection des débris, il faut déterminer la valeur maximale de la ligne de résistance au pied de gradin ($\mathbf{W_{max}}$) de la charge de trou (selon le projet de tir) et d'après celui-ci, on détermine la valeur conditionnelle de $\mathbf{W_{con}}$

soit :

$$\mathbf{W_{con} = 0.7\ W_{max}\ .}$$

D'après $\mathbf{W_{con}}$, on calcule les valeurs $\mathbf{R_d}$;

- $\mathbf{R_d} \geq 300$ m pour les reliefs montagneux,
- $\mathbf{R_d} \leq 300$ m pour les reliefs plats.

On a la ligne de moindre résistance égale à **w = 4.75**

Donc :

$$\mathbf{W_{cond} = 0.7 * 4.75 = 3.325\ m}$$

Tableau V.5: rayon de la zone dangereuse.

$\mathbf{W_{cond}}$ (m)	Rayon de zone dangereuse $\mathbf{R_d}$, m	
	Pour le personnel	**Pour les engins**
1.5	200	100
2	200	100
4	**300**	**150**
6	300	150
8	400	200
10	500	250
12	500	250
15	600	300
20	700	350

R_d = 300 m pour le personnel.

R_d = 150 m pour les engins

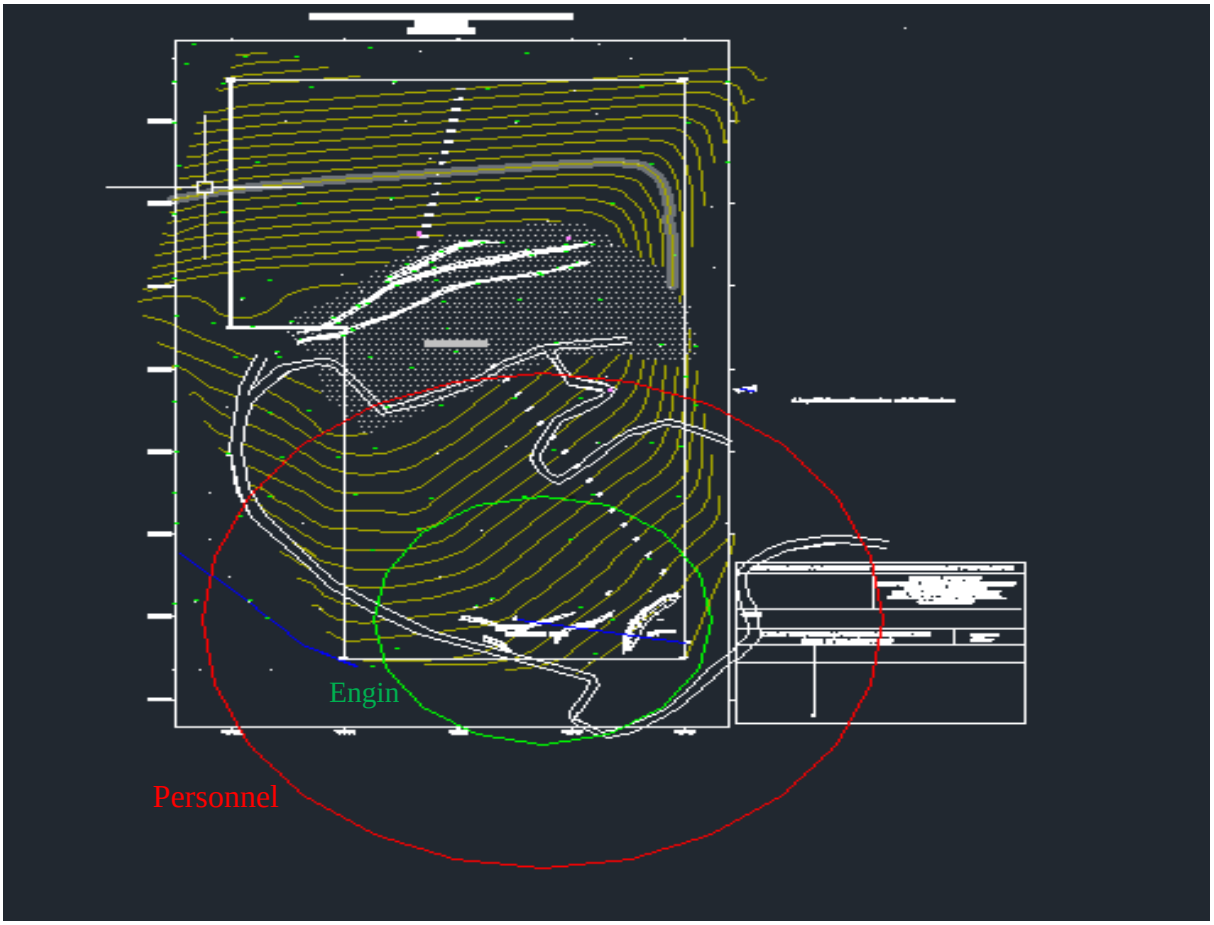


Figure. IV.16: la zone dangereuse.

VII.II. Distance sismo-sécurité :

La distance sismo-sécurité, pour la construction lors de l'explosif de charge concentrée, peut être déterminée par la formule suivant :

$$R_{s-s} = (1{,}1 \text{ à } 1{,}2)\, K_s \sqrt{Q_s}\ \text{m}$$

Où :

K_s : est le coefficient dépendant des propriétés du sol de fondation

K_s= 7

Q_s= est la quantité d'explosifs tirée simultanément Kg.

Tableau V.6: coefficient dépendant des propriétés du sol de fondation.

Caractéristique des sols de fondation de la construction protégée	K_s
1-Rocheux denses	3
2- Rocheux fissurés	5
3- De graviers et d'agrégats	**7**
4- Sableux	8
5-Argileux	9
6-Foisonnés	15
7-Saturés en eau	20

Donc la distance sismo-sécurité sera :

$$R_{s\text{-}s} = (1{,}1 \text{ à } 1{,}2) \times 7 \times \sqrt{35,12}$$

$$R_{s\text{-}s} = 47{,}7 \text{ m}$$

Distance de sécurité lors de l'action de l'onde de choc :

La distance de sécurité, lors de l'action de l'onde de choc sur la construction, est déterminaée par la formule suivante :

$$R_0 = K_1 \sqrt{Qs} \text{ ;m}$$

R_0 : est un coefficient

Q_s : est la quantité d'explosifs tirée simultanément, Kg

K_1 =20 à 50

$$R1 = 20. \sqrt{35,12} = 118,52 \text{ ; m}$$

$$R2 = 50. \sqrt{35,12} = 296,31 \text{ ; m}$$

La distance de sécurité, lors de l'action de l'onde de choc sur les personnels, est déterminée par la formule suivante :

$$R_0 = (10 \div 15) \sqrt{Qs} \text{ ;m}$$

$$R1 = 10. \sqrt{35,12} = 59,26 \text{ ; m}$$

$$R2 = 15. \sqrt{35,12} = 88,89 \text{ ; m}$$

Conclusion générale et recommandation

Conclusion générale et recommandation :

Pour l'obtention de blocs surdimensionnés destinés à **l'**enrochement des ouvrages portuaires (tels que digues, brise-lames, épis), il est nécessaire de mettre en œuvre un plan de tir spécifique, différent d'un tir conventionnel. En effet, l'objectif n'est plus de fragmenter la roche pour le concassage, mais au contraire de produire de gros blocs intacts, en exploitant au maximum les plans de faiblesse naturels et en minimisant la fragmentation excessive. Pour cette fin on a proposé un plan de tir planifier selon les conditions ciblées et les condition géo-minière de la carrière.

L'évaluation de l'efficacité d'un plan de tir en mine repose principalement sur l'analyse de la fragmentation obtenue, en confrontant les résultats réels aux prévisions théoriques. Pour cela, une approche combinée est couramment adoptée : elle associe la modélisation prédictive à l'aide de la formule de Kuz-Ram avant le tir, et l'analyse granulométrique post-tir réalisée par traitement d'images via le logiciel WipFrag. Cette méthode permet de valider les performances du plan de tir mis en œuvre.

Les résultats issus des deux outils d'analyse confirment que la fragmentation est largement centrée autour de la taille optimale recherchée, avec plus de 80 % des blocs se situant dans la plage granulométrique cible. Ces données témoignent de la bonne maîtrise du processus de minage et de la pertinence des paramètres choisis pour le tir.

Par ailleurs, les aspects opérationnels de sécurité ont été traités avec rigueur, à travers le calcul des zones de danger (rayon de projection, sismo-sécurité, onde de choc), garantissant une mise en œuvre respectueuse des normes de sécurité pour le personnel 300 m et 150 m les équipements.

Références bibliographiques

Références Bibliographiques

[1] REZOUG M., Document Entreprise nationale des granulats ENG, SIDI ALI BENYOUB. SIDI BEL ABBES, 2024-2025

[2] Levi topographique de l'ENG unité sidi Ali Benyoub

[3]] CHIBKA.N « Exploitation des gisements métallifères ». Edition Office des Publications universitaires, 1980.

[4] Applied explosives technology for construction and mining par STIG O

OLOFSSON

[5] SME mining engineering handbook.

[6] BOUSSAID Bachir, « Caractéristiques d'un massif rocheux et anomalies de tir », mémoire de grade ingénieur d'état, UNIVERSITE ABOU BEKR BELKAÏD TLEMCEN 2015

[7] Mouloud NEFIS 2010. Modèle d'un plan de tir En vue diplôme de MAGISTER en Mines Université Annaba

[8] Ceficem, Le forage des roches, Ecole des Mines de DOUAI.

[9] cours d'exploitation des mines à ciel ouvert par kamulete mudinga N. université de Lubumbashi

[10] l'adaptions du plan de tir a la blocométrie un enjeu capital pour un haut rendement minier Gharbi Khouider 2006/2007

[11] optimisation des paramètres de tir et choix vde plan de tir (dans les conditions de SNC ZITI et ISSADI - Sétif)

[12] abattage a l'explosive pour la production d'enrochement par raherimalala soneta carine page 13-23

[13] cour d'infrastructure maritime par prof rachida mlaoui