



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA
RECHERCHE SCIENTIFIQUE
المدرسة الوطنية العليا للتكنولوجيا والهندسة - عنابة
ECOLE NATIONALE SUPERIEURE DE TECHNOLOGIE ET
D'INGENIERIE - ANNABA -
(Ex ENSMM)

DEPARTEMENT GENIE MINIER

MEMOIRE PRESENTE EN VUE DE L'OBTENTION DU DIPLOME
D'INGENIEUR D'ETAT

SPECIALITE : GENIE MINIER

Intitulé

Optimisation de l'abattage à l'explosif par un programme en python de la méthode
Langefors. Cas: application dans la carrière de Sidi Laaroussi. (W) de Chlef

Présenté par

BOUHENNI Aiman
ELMOKRETAR Merouane

Encadrant	Mme. MAHTALI Houda	MAA	ENSTI (ex ENSMM)
Président	Dr. GOUCHENE Hamid	MAA	ENSTI (ex ENSMM)
Examineur(s)	Dr. CHEIKHAOUI Yousef	MAB	ENSTI (ex ENSMM)

Année / 2023



**AUTORISATION DE DEPOT FINAL DU
MEMOIRE DE FIN D'ETUDES**

Je soussigné (e) Mr... GOUCHENE HAMID
Président(e) du jury de soutenance de mémoire de fin d'études (MFE), déclare
avoir autorisé l'ingénieur d'état Mr... Bouhenri Aïman
à déposer son mémoire de fin d'études après avoir apporté les corrections
signalées par les membres du jury.

Avis du Promoteur : A.F

Mme MAHTAI 

Avis de l'Examineur :

Avis favorable

Heikhami Youcef 

Président du Jury

Avis Favorable

H. GOUCHENE Hamid





Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

Ecole Nationale Supérieure de Technologie et d'Ingénierie – Annaba

Département Génie Minier

**AUTORISATION DE DEPOT FINAL DU
MEMOIRE DE FIN D'ETUDES**

Je soussigné (e) Mr. GOUCHENE HAMID
Président(e) du jury de soutenance de mémoire de fin d'études (MFE), déclare
avoir autorisé l'ingénieur d'état Mr. E.L. MOKRETAH MAROUANE
à déposer son mémoire de fin d'études après avoir apporté les corrections
signalées par les membres du jury.

Avis du Promoteur : A.F

Mme MAHTANI 

Avis de l'Examineur :

Avis favorable

CHEIKHAOU Youssef 

Président du Jury

Avis Favorable

M. GOUCHENE Hamid.



Remerciements

Tout d'abord, et avant tout, nous remercions Dieu pour la santé, le courage et la volonté qu'Il m'a accordés pour mener à bien ce travail du début à la fin.

*Je tiens à exprimer toute ma reconnaissance à mon Directeur du mémoire. Mme **MAHTALI Houda**. Je le remercie de m'avoir encadré, orienté, aidé et conseillé.*

*Je remercie aussi vivement tous les membres du jury de l'intérêt manifesté pour évaluer ce travail le président du jury Mr **GOUCHENE Hamid**, et l'examineur Dr **CHEIKHAOUI Yousef**.*

Je tiens à exprimer ma profonde gratitude envers mes chers parents. Vous avez toujours été là, me soutenant et m'encourageant dans mon parcours. Vous m'avez donné l'énergie et la force nécessaires pour avancer et persévérer dans mon travail. Je suis extrêmement reconnaissant envers vous pour votre amour et votre attention constants. Je ne peux pas exprimer avec des mots l'étendue de ma capacité à réaliser des réussites sans votre soutien. Merci du fond du cœur.

Je remercie mes chers frères et ma sœur pour leur soutien continu et leur encouragement tout au long de mon parcours scolaire. Vous avez toujours eu confiance en mes capacités et m'avez poussé à donner le meilleur de moi-même. Vous m'avez donné la confiance dont j'avais besoin lors des périodes d'examens difficiles. Je ne pourrais pas être où je suis aujourd'hui sans votre soutien. Merci d'être les frères et la sœur formidables qui me poussent toujours à atteindre mes objectifs.

Un grand merci pour toute l'équipe de la Carrière Sidi Laroussi pour leur accueil et encadrement durant la période du stage pratique.

Je souhaite exprimer ma profonde gratitude à tous les enseignants qui m'ont formé du primaire à l'Ecole Nationale Supérieure des Mines et de la Métallurgie -Annaba.

Dédicace

Je dédie ce travail à :

Ma chère mère

"Ta prière et ta bénédiction m'ont été d'un grand secours pour mener à bien mes études. Je te dédie ce travail en témoignage de mon profond amour. Puisse Dieu, le tout puissant, te préserver et t'accorder santé, longue vie et bonheur."

Mon cher Père

"Aucune dédicace ne saurait exprimer l'amour, l'estime, le dévouement et le respect que j'ai toujours eu pour vous. Ce travail est le fruit de tes sacrifices que tu as consentis pour mon éducation et ma formation."

Mes frères et ma sœur

"Vous n'avez cessé d'être pour moi des exemples de persévérance, de courage et de générosité. Je sais que ma réussite est très importante pour vous. Que Dieu vous paye pour tous vos bienfaits"

Dédicaces

*Au nom du ALLAH le clément le miséricordieux En
signe de respect et de reconnaissance, je dédie ce
modeste travail :*

*A mes très chers parents qui m'ont beaucoup aidé
pour terminer mes études, et qui m'ont tellement
encouragé moralement et psychiquement, et qui se
sont sacrifiés pour moi.*

*A mon grand père et ma grande mère (Que ALLAH
ait pitié d'elle).*

*A Toute la famille BOUHENNI. A mes chers frères
et mes chères sœurs qui me soutiennent toujours. A
tous mes amis sans préciser leurs noms.*

*A tous les étudiants de la promotion 2020/2023 et de
CPST ENP 2019.*

*A tous les enseignants du département de Génie
Minier et de l'école À tous ceux qui, par un mot,
m'ont donné la force de continuer ... AIMAN.*

ملخص:

يتناول هذا البحث مشروع تخرج هندسة المناجم. تم إعداده عقب فترة تدريب عملية لمدة ثلاثة أشهر في منجم الحجر الجيري سيدي العروسي في الشلف. تُعتبر عملية هدم الصخور أحد العمليات الرئيسية في سلسلة التكنولوجيا التعدينية. يُقدر تكلفة هدم الصخور بالطن بنسبة 15 إلى 20٪ من التكلفة الإجمالية للتعدين المفتوح. ومع ذلك، فإن استخدام طريقة الهدم بالمتفجرات لا يعطي نسبة صخور غير مطابقة تساوي 0٪ بغض النظر عن ضبط جودة تفتيت الصخور ، وذلك بسبب العوامل المتعلقة بالصخور والمتفجرات وتنفيذ العملية. حاليًا ، هناك نماذج لتحسين عمليات الحفر والتفجير مثل نماذج لانجفورس وكوز-رام التي تعطي نتائج جيدة فيما يتعلق بتفتت الصخور وتقليل نسبة الكتل الغير مطابقة في الكومة المتهاوية. الهدف الرئيسي لهذا العمل هو تحسين عمليات التفجير بالمتفجرات لضبط عملية الهدم بشكل جيد. لتسهيل حساب خطة الهدم وفقًا لطريقة لانجفورس ، اخترنا برمجة صيغ الحساب بلغة بايثون و يسمى برنامج ماكبو الذي يعطي نتائج بشكل أسرع وأكثر كفاءة .

كلمات مفتاحية: خطة التفجير ، لانجفورس، برنامج ماكبو، بايثون، كوز-رام

Abstract

This dissertation is part of a final project for a degree in Mining Engineering. It was prepared following a three-month practical internship at the Sidi Laaroussi limestone quarry (W) in Chlef. Rock blasting is one of the main processes in the mining technological chain. The cost of blasting per tonne is estimated to be 15 to 20% of the total cost of open-pit mining. However, the use of explosive blasting method never achieves a 0% rate of oversized blocks, regardless of the adjustment of rock fragmentation quality, due to several factors related to the rock mass, the explosive, and the implementation of the operation. Currently, there are optimization models for drilling and blasting operations such as the Langefors and Kuz-Ram models, which yield good results in terms of rock fragmentation and reducing the rate of oversized blocks in the blasted pile.

The main objective of this work is to optimize explosive blasting in order to better control the blasting operation. To facilitate the calculation of the blasting plan using the Langefors method, we have opted for programming the calculation formulas in a Python program called "MakBou," which provides faster and more efficient results.

Keywords: blasting plan, Langefors, MakBou software, Python, Kuz-Ram

Résumé :

Ce mémoire fait l'objet d'un projet de fin d'études d'ingénieur en Génie Minier. Il a été préparé à la suite d'un stage pratique de trois mois au niveau de la carrière de calcaire Sidi Laaroussi (W) de Chlef.

L'abattage des roches est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière. Le coût d'abattage à la tonne est estimé de 15 à 20 % du coût total de l'exploitation minière à ciel ouvert.

Néanmoins, l'utilisation de la méthode d'abattage à l'explosif ne donne jamais un taux de blocs hors gabarit égal à 0 % quel que soit le réglage de la qualité de la fragmentation des roches et ce, à cause de plusieurs facteurs liés au massif rocheux, à l'explosif et à la mise en œuvre de l'opération. A présent, il existe des modèles d'optimisation des travaux de forage et de tir tels que les modèles de Langefors et de Kuz-Ram qui donnent de bons résultats en matière de fragmentation des roches et de réduction du taux de blocs hors gabarit du tas abattus. L'objectif principal de ce travail est l'optimisation des tirs à l'explosif pour bien maîtriser l'opération d'abattage.

Pour faciliter le calcul du plan de tir selon la méthode Longefors, on a opté pour la programmation des formules de calcul dans un programme en langage Python appelé "MakBou" qui donne des résultats de manière plus rapide et efficace.

Mot clés : plan de tir, Langefors, logiciel MakBou, Python, Kuz-ram

Table de matières

Remerciement.....	I
Dédicase.....	II
Résumé.....	IV
Liste des figures.....	XI
Liste des tableaux.....	XII
Liste des abréviations.....	XV
Introduction générale.....	1
Chapitre I : Etude de gisement	
Introduction.....	4
I.1. Généralités sur la région d'étude.....	4
I.1.1. Situation géographique et administrative du périmètre d'étude.....	4
I.2. Gisement de calcaire de Sidi-Laroussi.....	5
I.2.1. Situation.....	5
I.2.2. La géologie de gisement.....	6
I.2.3. Hydrogéologie.....	7
I.2.4. La litho stratigraphie	7
I.2.5. La morphologi.....	7
I.2.6. Conditions climatiques.....	7
I.2.7. Travaux topographiques :.....	9
I.2.8. Caractéristiques qualitatives du gisement.....	10
I.3. Calcul des réserves.....	11
I.3.1. Réserves géologiques initiales.....	11
I.3.2. Réserves géologiques restantes.....	12
I.4. Planification de la production annuelle " Pp ".....	12
I.4.1. Capacité et régime de fonctionnement de la carrière.....	12
I.4.2. La durée de vie de la carrière "Tv ".....	13
I.4.3. Calcul de la durée de vie optimale de la carrière "Tv1".....	14
I.5. Mode d'ouverture.....	14
I.5.1 Choix du mode d'ouverture	14
I.5.2. Classification des tranchées capitales	15

I.5.3. Ouverture du gisement Sidi Laaroussi.....	16
I.5.4 La piste d'accès principale de la carrière	16
I.6. Méthode d'exploitation.....	17
I.6.1. Exploitation du gisement.....	17
I.6.2. Les paramètres de la méthode d'exploitation.....	18
I.6.2.1. Le gradin.....	18
I.6.2.2. La largeur d'enlèvement.....	19
I.6.2.3. Largeur de la plate-forme de travail.....	20
I.7. Conclusion.....	22
Chapitre II : Les travaux de forage et de tir	
Introduction	24
II.1 Les travaux de forage	24
II.1.1 Les différents modes de forage	24
II.1.1.1 Forage rotatif	24
II.1.1.2 Forage roto percutant	24
II.1.2 Choix du diamètre de foration	24
II.1.3 Choix du mode de forage	25
II.2 Les travaux d'abattage.....	27
II.2.1 Abattage mécanique	27
II.2.2 Abattage à l'explosif	27
II.3 Les explosifs	28
II.3.1 Détonation, déflagration	28
II.3.1.1 La détonation	28
II.3.1.2 La déflagration	29
II.3.2 Les Caractéristiques pratiques d'explosifs	29
II.3.3 Critères de choix d'explosifs	29
II.3.4 Explosifs fabriqués par ONEX	30
II.3.5 Les explosives utilisées au niveau de la carrière.....	30
II.4 Type d'amorçage et séquence d'initiation	31
II.5 Paramètres liés aux trous	32
II.5.1 Qualité de la foration	32

II.5.1.1 Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage	33
II.5.1.2 Les déviations de forages	34
II.5.2 Le diamètre du trou	34
II.5.3 L'inclinaison du trou	37
II.5.4 L'excès de forage (sous-forage)	37
II.5.5 Longueur du trou	37
II.6 Paramètres liés au Bourrage	37
II.6.1 Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous	37
II.6.2 Qualité du matériau de bourrage	38
II.7 Paramètres liés au plan de tir	38
II.7.1 La banquette	38
II.7.2 L'espacement	38
II.7.3 Rapport de maille	39
II.8 Paramètres liés à l'explosif	39
II.8.1 Consommation spécifique d'explosif	39
II.8.2 Régularité de distribution de l'explosif	40
II.9 Matériels et méthodes	40
II.9.1 La méthode de LANGEFORS	41
II.9.1.1 Conception d'un plan de tir par la méthode de Langefors	42
II.9.1.2 Calcul du plan de tir par la méthode Langefors dans les conditions de la carrière de Sidi Laroussi.....	46
II.9.1.3 Interprétation des résultats	52
II.10.Modèle empirique de la méthode Langefors	53
II.10.1 Présentation de logiciel	53
II.10.2 Application du logiciel Makbou dans la carrière de Sidi Laaroussi.....	54
II.11. Conclusion:.....	56
Chapitre III :Analyse de la fragmentation des roches	
III.1 Analyse de la fragmentation.....	58
III.2 Le modèle Kuz-Ram.....	58
III.2.1 Equation de Kuznetsov.....	59
III.2.2 Equation de Tidam.....	59

III.2.3 Equation de Rosin-Rammler.....	60
III.2.4 L'indice d'uniformité.....	60
III.3 Résultats obtenus par le modèle Kuz-Ram.....	61
III.3.1 Pour les paramètres de forage et de tir existant dans la carrière de Sidi Laaroussi...	61
III.3.2 Pour les paramètres de forage et de tir calculés par la méthode de Langefors (Diamètre 102 mm).....	63
III.3.3 Comparaison des résultats d'abattage pour les paramètres existants et les paramètres calculés.....	66
Chapitre IV : Opération de chargement et de transport	
IV.1 Le chargement.....	69
IV.1.1 Le chargement au niveau de la carrière.....	69
IV.1.2 Calculs de productivité de la chargeuse.....	69
IV.1.2.1 Détermination du temps de cycle de la chargeuse T_c	69
IV.1.2.2 Nombre des cycles effectué par la chargeuse.....	70
IV.1.2.3 Calcul de rendement de la chargeuse.....	70
IV.1.2.4 Calcul de nombre de chargeuse nécessaire (N_{ch}).....	72
IV.2 Le transport.....	73
IV.2.1 Exigences du transport :.....	73
IV.2.2 Etat actuel des travaux de transport au niveau de la carrière :.....	74
IV.2.3 Calcul de la productivité des camions.....	74
IV.2.3.1 Détermination du temps de cycle des camions	74
IV.2.3.2 Calcul de rendement du camion :.....	75
IV.2.3.3 Nombre de godets pour remplir la benne du camion :.....	76
IV.2.3.4 Calcul de nombre de camion nécessaires :.....	76
IV.2.3.5 La largeur de la voie du transport :.....	77
Conclusion :.....	78

Liste des figures

Chapitre I

Fig1, La carte géologique régionale indique la localisation du gisement de Sidi Laroussi...	6
Fig2, Localisation de la zone d'étude sur une carte issue de Google Earth.....	6
Fig3, Le plan topographique à l'échelle 1/2000 de la carrière de Sidi Laroussi, daté de décembre 2020,	9
Fig4, Schéma de la plate-forme de travail (abattage à l'explosif).	21

Chapitre II

Fig05, Sens d'initiation d'une charge explosive Le problème d'initiation lors de l'utilisation de détonateur électrique est résolu, mais ce dernier a des inconvénients résident dans la complexité de connexion et la détérioration des fils	32
Fig06, Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage	33
Fig07, Déviations due aux discontinuités	34
Fig08, Adéquation diamètre du trou – hauteur du gradin	36
Fig09, Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison	37
Fig10, Principaux types de maille utilisés pour les tirs en ciel ouvert.....	39
Fig11, La consommation spécifique q en fonction de la ligne de moindre résistance	39
Fig12, Coupe verticale du trou de diamètre 150 mm.....	51
Fig13, Schéma de tir.....	52
Fig14, interface de logiciel Mkbou.....	53
Fig15, les résultats après utilisation de logiciel Makbou.....	54

Chapitre III

Fig16, Courbe granulométrique pour les paramètres de forage et de tir existant dans la carrière de Sidi Laaroussi	63
Fig17, Courbe granulométrique pour les paramètres calculés par la méthode de Langefors du diamètre de trou 102 mm	65
Fig18, Comparaison des deux courbes granulométriques.....	66

Chapitre IV

Fig19, Opération de chargement des roches abattues.....	74
Fig20, La largeur de la voie du transport.....	79

Liste des tableaux

Chapitre I

Tab1, Coordonnées géographiques de la région d'étude.....	4
Tab2, Coordonnées du périmètre d'étude.....	5
Tab13, La moyenne annuelle de précipitations.....	8
Tab4, Les températures moyennes.....	8
Tab5, La composition chimique du calcaire (1974)	10
Tab6, La composition chimique du calcaire (2021)	10
Tab7, Réserves géologiques par catégories (1974)	11
Tab8, Cadence de production.....	13
Tab9, largeur du prisme d'éboulement en fonction de dureté.....	20

Chapitre II

Tab10, Classification de la forabilité des roches.....	25
Tab11, Choix de type de sondeuse.....	26
Tab12, Rendement de sondeuse.....	26
Tab13, Les caractéristiques des explosifs utilisés [guide de l'O.N.E.X.....	30
Tab14, Facteur de contrainte R1.....	43
Tab15, Coefficient de correction de la résistance au tirage de la roche R2.....	43
Tab16, Les paramètres de plan de tir calculés d'après les formules de Langefors.....	50
Tab17, plan de tir élaboré par le logiciel MakBou, avec le diamètre D102.....	54
Tab18, plans de tir élaboré par le logiciel MakBou, avec les diamètres D110 et D127.....	55

Chapitre III

Tab19, Facteur de roche en fonction des caractéristiques du massif rocheux d'après Cunningham.....	59
Tab20, Fragmentation modélisée par Kuz-Ram du tas abattu pour les paramètres de forage et de tir existant dans Sidi Laaroussi.....	61
Tab21, Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour les paramètres de forage et de tir existant dans Sidi Laaroussi.....	61
Tab22, Pourcentage des passants en fonction des tailles de tas de roches abattues le plan de forage et tir existant dans Sidi Laaroussi.....	62
Tab23, Fragmentation modélisée par Kuz-Ram du tas abattu pour les paramètres de	

forage et de tir calculés par la méthode de Langefors du diamètre de trou 102 mm.....	64
Tab24, Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour les paramètres de plan de tir calculés par la méthode Langefors du diamètre de trou 102 mm.....	64
Tab25, Pourcentage des passants en fonction des tailles des tas de roches abattues pour le plan de tir calculé par la méthode de Langefors du diamètre de trou 102 mm.....	64
Tab26, Comparaison entre les résultats d'abattage pour les paramètres existants et les paramètres calculés.....	66
Chapitre IV	
Tab26, Chronométrages du temps de cycle de chargeuse KOMATSU WA700-3.....	69
Tab27, Chronométrages du temps de cycle du camion CATERPILLAR 773G.....	74

Table des Abréviations et Symboles

Abréviations	Désignation
ECDE	Entreprise de Ciment et Dérivé d'Ech-Cheliff
GICA	Groupe Industriel des Ciments d'Algérie
SGP	Société de gestion des participations
UTM	Mercator Transversal Universel
CETIM	Centre Etude Technologie Industriel des Matériaux.
DMR	Détonateur Microretards.
DEI	Détonateur Electrique Instantané.
ONEX	Office Nationale des Substances Explosives.
ANFO	ANFOMIL
MAR	MARMANIT
Symbols	Désignation
Tv	Durée de vie de la carrière
Km	Kilomètre.
m	Mètre.
ml	Mètre linéaire.
cm	Centimètre.
m ³	Mètre cube.
Kg	Kilogramme.
T	Tonne.
s	Seconde
min	Minute.
h	Heure
Hg	Hauteur du gradin
E	Espacement
B	Banquette
q	Consommation spécifique
V	Volume
Pv	Poids volumique

Introduction générale

L'industrie minière est l'un des secteurs économiques les plus importants dans le monde, ayant un impact direct sur le développement. Elle est considérée comme le cœur de l'industrie lourde et est l'un des domaines les plus rentables sur le plan économique. L'humanité n'a jamais cessé de développer de nouvelles méthodes et technologies pour l'extraction des minéraux dans des conditions sécurisées et à moindre coût. Parmi les branches de l'industrie minière, l'industrie du ciment repose entièrement sur l'extraction de matières premières provenant des carrières.

L'Algérie possède d'immenses réserves minérales et géologiques, telles que le fer, le zinc, le cuivre, le phosphate, le calcaire et de nombreuses autres substances. Ces ressources sont exploitées à travers plusieurs mines et carrières réparties sur le territoire national. Parmi ces carrières, la carrière de Sidi Laaroussi dans la wilaya de Chlef.

La carrière de Sidi Laaroussi est l'une des principales unités de l'usine de ciment de Chlef. Elle produit 4.1 millions de tonnes de calcaire par an. Elle est située dans la commune d'Oued Sly, à l'ouest de la wilaya de Chlef, qui se trouve à environ deux cents kilomètres à l'ouest d'Alger, la capitale de l'Algérie.

Notre travail dans la carrière de Sidi Laaroussi se concentre sur l'amélioration de la production de calcaire avec le moins de coûts possible, en optimisant le plan de tir utilisé dans la carrière.

Pour mener à bien ce projet, notre travail s'articule autour de quatre chapitres.

Dans le premier chapitre, nous mènerons une étude générale sur le site de la carrière de Sidi Laaroussi et nous discuterons de son histoire ainsi que des activités d'exploration, d'exploitation et qui y ont été menées.

Dans les deuxième et troisième chapitres, On a examiné les plans de tir utilisés dans la carrière et on a abordé des approches pour son optimisation afin d'obtenir de meilleurs résultats avec des coûts réduits, tout, on fait lancer un modèle numérique de la méthode de Langefors qui est réalisé par la programmation par Paython. Nous étudierons également les meilleures configurations pour obtenir des résultats de tir qui répondent aux besoins de la carrière.

Pour le quatrième chapitre, il s'agit d'utiliser le modèle de Kuz-Ram pour l'analyse de la fragmentation des tirs cités précédemment.

Dans le cinquième chapitre, nous examinerons les opérations chargement et de transport des matières premières dans la carrière, ainsi que les moyens d'amélioration de ces processus. Nous rechercherons des méthodes qui contribuent à améliorer les opérations de chargement et de transport.

CHAPITRE I :
Etude de gisement

Introduction:

Dans ce chapitre, nous allons effectuer une étude générale sur le gisement de calcaire de Sidi-Laroussi, en incluant une brève histoire des travaux de recherche, d'exploitation et d'ouverture.

I.1. Généralités sur la région d'étude

I.1.1. Situation géographique et administrative du périmètre d'étude

La région de Chlef se trouve dans le Tell occidental, à une distance de 250 km de la capitale algérienne, Alger. Elle est bordée par la mer Méditerranée au nord, les wilayas d'Aïn Defla et de Tipaza à l'est, la wilaya de Tissemsilt au sud, et les wilayas de Mostaganem et de Relizane à l'ouest. Les coordonnées géographiques de cette région sont indiquées comme suite :

Tab1, Coordonnées géographiques de la région d'étude. [1]

Wilaya de Chlef	Coordonnées géographiques
Latitude	36°09'54" Nord
Longitude	1°20'04" Est
L'altitude par rapport au niveau de la mer	116 m

La wilaya de Chlef englobe quatre ensembles géographiques sur une superficie de 4 074 km² :

- Une côte Méditerranéenne d'une longueur de 120 km .
- La chaîne de la Dahra située au nord.
- Les monts de l'Ouarsenis situés au sud.
- La plaine du Cheliff située entre les deux ensembles montagneux.

I.2. Gisement de calcaire de Sidi-Laroussi**I.2.1. Situation**

Situé dans la commune d'Oued Sly, le gisement de calcaire de Sidi-Laroussi s'étend sur une superficie de 193 hectares et se trouve à seulement 9 kilomètres à l'ouest de la ville de Chlef.

Ci-dessous les coordonnées géographiques du centre du gisement :

- Latitude = 36°05'27.3"N
- Longitude = 1°14'24.2"E

Les coordonnées UTM des points qui délimitent le permis d'exploitation de carrières portant le code 496 PXC sont les suivantes :

Tab2, Coordonnées du périmètre d'étude. [2]

N° de Points	X UTM	Y UTM	N° de Points	X UTM	Y UTM
1	342 000	3 996 300	11	342 000	3 994 900
2	342 000	3 995 900	12	342 000	3 994 700
3	342 200	3 995 900	13	340 800	3 994 700
4	342 200	3 995 600	14	340 800	3 995 700
5	342 300	3 995 600	15	341 000	3 995 700
6	342 300	3 995 300	16	341 000	3 996 000
7	342 200	3 995 300	17	341 100	3 996 200
8	342 200	3 995 000	18	341 100	3 996 200
9	342 100	3 995 000	19	341 700	3 996 300
10	342 100	3 994 900	20	341 700	3 996 300

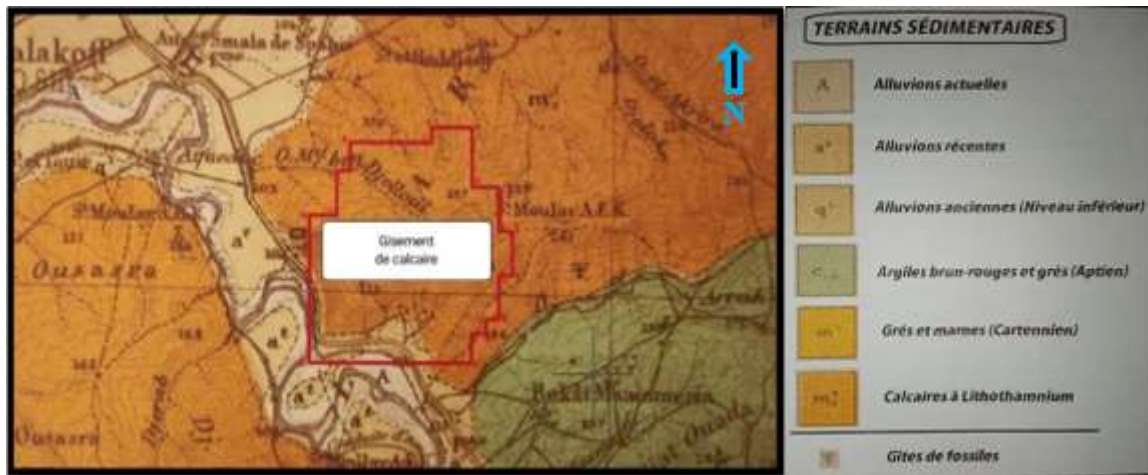


Fig1, La carte géologique régionale indique la localisation du gisement de Sidi Laroussi. [2]



Fig2, Localisation de la zone d'étude sur une carte issue de Google Earth

I.2.2. La géologie de gisement

La couche de calcaire qui forme le gisement date du Tortonien (Miocène) et repose en discordance sur des argiles schisteuses. Les alluvions récentes recouvrent la partie nord du gisement. Les couches ont une direction ENE-OSO avec un plongement de 5-10° vers le nord. À l'exception de la faille Est-Ouest située à l'extrémité sud, il n'y a pas de failles notables à l'intérieur du gisement qui présente une structure simple. [2]

La succession lithologique du gisement, en partant de la couche supérieure :

- Alluvions : limons sableux et conglomérats.
- Calcaires varient du blanc-jaunâtre au rougeâtre et ont une texture fine et poreuse.

I.2.3. Hydrogéologie

Le sillon de Chlef est flanqué par deux chaînes telliennes (la Dahra au Nord et l'Ouarsenis au Sud) ayant des ressources en eau limitées. La région est divisée en trois parties distinctes (haut, moyen et bas Chlef) et les formations aquifères ainsi que leurs extensions sont également limitées. Les formations gréseuses de Khemis et les calcaires de la rive gauche de l'oued Chlef, s'étendant de Oum Drou à Zemmora, ainsi que dans les régions de Zaccar et Rouina, sont les plus susceptibles de renfermer des réserves d'eau. Bien qu'il n'y ait pas de nappes de très grande envergure, plusieurs réservoirs peuvent être présents dans une même zone. [2]

I.2.4. La litho stratigraphie

Le bassin hydrographique de Chlef couvre une zone géographique où des chaînes de montagnes parallèles à la côte sont séparées par des zones déprimées ou des hauts plateaux qui constituent les principales caractéristiques.

Dans la plaine d'El Abadia, le bassin miocène s'ouvre vers l'ouest tandis que le pliocène marin et continental apparaissent à la bordure de la plaine. La région est principalement caractérisée par les formations géologiques du Néogène, observées notamment à Ouled Farès.

Les marnes du miocène sont riches en quartz fin et les argiles sont de type illitique. Les sables, les grès et les calcaires sont également présents dans la région. Des faciès particuliers, tels que les tripolis et les évaporites, contribuent également à la constitution géologique de la région. [2]

I.2.5. La morphologie

Le massif est imposant, avec des flancs aux pentes modérées et un sommet plat qui s'étend sur une superficie de plus de 190 hectares. Il est situé sur le côté ouest de la ville, visible depuis sa capitale. [2]

I.2.6. Conditions climatiques

La localité d'Oued Sly possède un climat méditerranéen, avec des étés chauds et secs et des hivers froids. Toutefois, les conditions climatiques varient de façon irrégulière dans cette région. [2]

a) Pluviométrie

La pluviométrie annuelle moyenne de 400mm est présentée comme suit :

Tab3, La moyenne annuelle de précipitations.

Mois	J	F	M	A	M	J	JT	A	S	O	N	D	Année
Précipite (mm)	55	45	39	32	37	09	01	01	20	35	60	66	400
Nbre jours	11	09	11	07	06	03	01	01	04	06	10	11	79

b) Températures

Les températures de la région varient considérablement entre l'été et l'hiver, avec des températures élevées pendant la saison estivale et très basses en hiver. En effet, la période la plus chaude s'étend généralement de mai à septembre. Les températures moyennes enregistrées sont les suivantes : [2]

Tab4, Les températures moyennes.

Mois	J	F	M	A	M	J	JT	A	S	O	N	D	Année
Temp (°C)	9.5	10.9	13.4	16.4	20.8	25.5	29.6	29.7	25.2	19.3	13.9	10.3	18.7

c) Vents.

Le vent est un paramètre crucial à prendre en compte dans le cas des carrières car il peut contribuer à la pollution potentielle en transportant des poussières en suspension dans l'air lors de l'exploitation. Les directions principales du vent restent presque les mêmes tout au long de l'année et de la journée, et elles se dirigent de l'ouest vers l'est et du sud-ouest vers le nord-est. Il est donc important de considérer l'impact de ces directions de vent sur l'environnement lors de l'exploitation des carrières. [2]

I.2.7. Travaux topographiques :

Le plan topographique a été effectué à l'échelle 1/2000, avec des courbes de niveau tous les 2 mètres d'intervalle. Ce plan a ensuite été utilisé comme document de référence pour le calcul des réserves géologiques. [3]



Fig3, Le plan topographique à l'échelle 1/2000 de la carrière de Sidi Laroussi, daté de décembre 2020, [3]

I.2.8. Caractéristiques qualitatives du gisement

a) La composition chimique

En 1974, une étude d'exploration géologique initiale a été menée et a révélé que les roches calcaires formant le gisement ont une teneur moyenne en CaO supérieure à 51% de leur composition. La composition chimique moyenne de ces calcaires a été déterminée à partir des résultats des analyses chimiques de tous les échantillons analysés, qui sont les suivants :

Tab5, La composition chimique du calcaire (1974). [2]

Var	SiO2	Al2O3	Fe2O3	CaO	MgO	SO3	K2O	Na2O	P2O5	TiO2	PF	CI
N. ech	526	528	528	679	683	1	82	82	28	0	528	114
Min	0.10	0.10	0.20	42.30	0.00	0.00	0.03	0.01	0.00	-	36.00	0.000
Max	15.20	3.80	3.40	55.20	7.90	0.00	0.15	0.03	0.26	-	43.70	0.023
Moy	2.63	0.63	0.72	52.39	0.57	0.00	0.05	0.02	0.14	-	41.84	0.003

Voici le tableau représentant la moyenne chimique des échantillons collectés en 2019 à partir des gradins :

Tab6, La composition chimique du calcaire (2021). [3]

Var	SiO2	Al2O3	Fe2O3	CaO	MgO	SO3	K2O	Na2O	P2O5	TiO2	PF	CI
N. ech	526	528	528	679	683	1	82	82	28	0	528	114
Min	0.30	0.08	0.08	37.24	0.26	0.05	0.01	0.01	0.03	0.01	33.16	0.003
Max	16.92	4.98	2.12	55.00	3.01	0.14	0.98	1.15	0.22	0.27	43.77	0.030
Moy	3.84	1.4	0.78	51.45	0.75	0.05	0.18	0.11	0.12	0.07	41.19	0.007

Les résultats de l'analyse montrent que le matériau étudié peut être utilisé comme un surdosage pour la production de ciment. De plus, sa composition chimique est homogène et régulière dans tout le gisement, et les concentrations moyennes des éléments nocifs sont conformes aux normes.

b) Caractéristiques physico - mécaniques du calcaire

Les caractéristiques physico-mécaniques des calcaires présents dans le gisement sont présentées ci-dessous.

- Poids volumique moyen=1,93 t /m³
- Résistance à la compression moyenne est de 29 Kgf/Cm²

De manière générale, le calcaire de Sidi-Laroussi présente une homogénéité dans ses propriétés physiques et sa résistance mécanique indique qu'il s'agit d'un calcaire doux et friable. [2]

I.3. Calcul des réserves**I.3.1. Réserves géologiques initiales**

Les estimations de réserves géologiques ont été obtenues à partir de l'étude menée en 1974, en prenant en compte une altitude minimale de +100 m et un poids volumique de 1,9 T/m³. Selon ces données, les réserves de la carrière sont évaluées à 114 076 155 m³, soit 216 744 694,5 tonnes.

Le volume des réserves géologiques a été évalué selon les catégories A, B, C1 et C2 en utilisant la méthode des coupes géologiques.

Le tableau I.7 présente les réserves géologiques initiales évaluées.

Tab7, Réserves géologiques par catégories (1974). [2]

Catégorie	Volume (m ³)	Quantité (Tonnes)
A	58.545.906	111.237.221,4
B	19.833.250	37.683.175
C1	9.585.184	18.211.849,6
C2	26.111.815	49.612.448,5
Total	114.076.155	216.744.694,5

I.3.2. Réserves géologiques restantes

Les réserves restantes de ce gisement ont été calculées en utilisant la méthode des coupes géologiques parallèles à l'aide du logiciel Auto-Cad pour calculer les surfaces. Le plan topographique mis à jour par l'équipe du C.E.T.I.M en décembre 2021 a été utilisé comme base de travail pour estimer les réserves restantes.

Les mêmes paramètres de base ont été utilisés pour ce calcul que ceux utilisés lors des travaux d'exploration, à savoir un poids volumique de 1,93 t/m³ et un plancher d'exploitation fixé à la côte +100m.

Le calcul des réserves a été basé sur l'actualisation de six (06) blocs.

En 2021, le C.E.T.I.M a mis à jour les réserves géologiques en utilisant le périmètre du permis minier 496 PXC accordé, un poids volumique de 1,93 t/m³ et la cote +100m comme plancher final d'exploitation. La quantité totale calculée est de 189 117 977,89 tonnes, réparties par bloc (voir Annexe 1).

La quantité des réserves de chaque bloc a été calculée en utilisant la formule suivante :

$$Q = V \times Pv$$

- V : volume en m³ ;
- Pv : poids volumique en t/ m³.
- Q : quantité des réserves en tonnes ;

Les quantités de réserves géologiques en place ont été estimées à 189 117 977,89 tonnes, comprenant 172 423 014 tonnes en catégorie B, 13 157 955.8 tonnes en catégorie C1 et 13 157 955.8 tonnes en catégorie C2. [3]

I.4. Planification de la production annuelle " Pp "

I.4.1. Capacité et régime de fonctionnement de la carrière

Ci-dessous le régime de travail de la carrière conformément à la demande des travaux :

- Nombre de jours ouvrables par an : 360 jours ;
- Nombre de jours ouvrables par semaine : 7 jours ;
- Nombre de postes ouvrables par jours : 01 poste ;

- Nombre d'heures de travail par poste : 12 heures.

Ces directives d'organisation de travail sont fournies à titre indicatif et peuvent être ajustées en fonction des conditions spécifiques de l'exploitation de la carrière afin de garantir un approvisionnement régulier du processus de production.

Les chiffres de production mensuelle et quotidienne présentés dans le tableau I.9 sont des moyennes, et l'exploitation peut ajuster la production de la carrière en fonction de la disponibilité des équipements en aval.

Tab8, **Cadence de production.** [3]

Matières premières	Production					
	Annuelle		Mensuelle		Journalière	
	T	m3	T	m3	T	m3
Calcaire	4 100 000	2 124 352	341 666	177 029	11 389	5901

✓ **Remarque**

- La couverture est négligeable.
- Les résultats des chiffres de production sont arrondis à l'excès ;
- Les calculs ont été faits avec une masse volumique moyenne de 1.93 t/m3;

I.4.2. La durée de vie de la carrière "Tv "

Les estimations des réserves de calcaires, obtenues par la méthode des coupes géologiques, sont de l'ordre de 194 876 968,43 tonnes. Le surplus de matières est principalement attribuable à l'extrapolation effectuée sur les blocs résiduels situés aux extrémités Est et Ouest du gisement.

Donc la durée de vie de la carrière :

$$Tv = Rex / Pa \text{ (ans) ;}$$

Où :

- Rex : Les réserves exploitables ;
- Pa : Production annuelle.

$$Tv = 189\,117\,977,89 / 4\,100\,000 \approx 46 \text{ ans.}$$

$$Tv \approx 46 \text{ an}$$

I.4.3. Calcul de la durée de vie optimale de la carrière "Tv1"

D'après la formule de Taylor :

$$Tv1 = (1 \pm 0.2) \times 6,5 \times 4\sqrt{\text{tonnage du minerai en millions}}$$

$$Tv1 = 1,2 \times 6,5 \times 4\sqrt{189.1} \approx 28.9 \text{ ans.}$$

Donc la production annuelle est :

Après comparaison de cette valeur (6,72 millions) avec la capacité de production de la carrière (4.1 millions), il est évident que la quantité calculée est bien supérieure, ce qui nécessite de calculer la durée de vie de la carrière en fonction de sa capacité :

$$Tv = 189.1 / 4.1 = 46 \text{ ans.}$$

Les réserves actuelles permettent d'approvisionner la cimenterie de Chlef pendant une durée de plus de 46 ans pour une capacité annuelle de production de 4 100 000 tonnes de calcaire.

I.5. Mode d'ouverture

L'objectif de l'ouverture d'un gisement est de permettre l'accès aux différents niveaux d'exploitation. Cette étape implique la création de tranchées ou de demi-tranchées pour accéder au gisement, ainsi que des tranchées ou demi-tranchées de découpage pour créer une première interface pour les travaux d'exploitation.

I.5.1 Choix du mode d'ouverture

Lorsqu'on exploite un gisement à ciel ouvert, il est judicieux de choisir la méthode d'ouverture la plus efficace en fonction des conditions d'exploitation. En effet, l'ouverture d'un gisement exploitable à ciel ouvert dépend de plusieurs facteurs, dont les plus importants sont les facteurs géologiques, miniers et économiques. [4]

a) Les paramètres géologiques à prendre en compte lors de l'exploitation d'un gisement à ciel ouvert sont les suivants :

- La topographie du terrain
- La taille et la forme du gisement

- L'épaisseur, la profondeur et la direction du gisement.

b) Les facteurs technico-miniers qui influent le choix de la méthode d'ouverture d'un gisement à ciel ouvert incluent :

- La productivité de la carrière
- La durée de vie prévue de la carrière
- Les moyens de mécanisation disponibles
- Les exigences de sécurité au travail

c) Les facteurs économiques

- Les dépenses de construction initiales de la carrière
- Le rendement.

d) Topographie de la surface

Le gisement de calcaire de Sidi Laroussi est localisé dans un relief montagneux présentant une inclinaison de 10%.

I.5.2. Classification des tranchées capitales

On classifiés les tranchées selon leur destination en :

- **Tranchées intérieures**

Des tranchées de découverture utilisées pour accéder aux champs d'exploitation plus profonds. Elles sont excavées le long de la limite de la carrière à partir de la surface du sol ou à partir de l'horizon précédemment découvert jusqu'au niveau de la plateforme de travail de l'horizon correspondant. Les tranchées peuvent être excavées perpendiculairement au talus ou en diagonale. [4]

- **Tranchées extérieures**

Les tranchées extérieures délimitent les limites d'excavation de la surface située en dehors de la carrière, jusqu'au niveau de la plateforme de travail horizontale qui est accessible depuis la carrière. [4]

- **Tranchées d'accès ou demi-tranchée d'accès**

Les tranchées d'accès ou demi-tranchées d'accès sont utilisées pour donner accès au gisement, fournir des fronts de travail unilatéraux et assurer le transport des produits. Elles peuvent être stockées pendant toute la durée de vie de la carrière et placées à l'extérieur. Leur

penne moyenne est généralement inférieure à 12%. En outre, la tranchée d'accès est une extension du gradin de la fente principale. [4]

- **Tranchées de découpage**

Les tranchées de découpage sont creusées à la limite du champ minier, à la cote finale des tranchées d'accès, que ce soit dans les stériles ou dans le minerai. Elles permettent, avec les tranchées principales, de découvrir et d'exploiter le gisement. Elles sont généralement horizontales et élargies avec le temps pour former des gradins. [4]

I.5.3. Ouverture du gisement Sidi Laaroussi

L'ouverture d'un gisement à ciel ouvert consiste à créer les accès nécessaires au champ minier depuis la surface terrestre. Cette étape est cruciale dans la pratique minière et peut être réalisée de différentes manières.

- Par tranchées ;
- Sans tranchées ;
- Par des excavations spéciales.

Le gisement de calcaire à exploiter dans la carrière de Sidi Laaroussi est situé dans un relief montagneux, ce qui nécessite l'ouverture d'une demi-tranchée pour accéder au gisement en creusant de bas en haut. L'exploitation du gisement se fait ensuite du haut vers le bas. [5]

I.5.4 La piste d'accès principale de la carrière

Comme le gisement de calcaire sera utilisé pour alimenter la station de concassage existante, la piste d'accès principale de la carrière actuelle permet un transport efficace des dumpers depuis le site d'abattage jusqu'au concasseur en garantissant une bonne qualité de roulement.

Étant donné la configuration topographique du site de la carrière ainsi que de l'emplacement du concasseur, la voie d'accès principale de la carrière devra traverser la partie nord du gisement.

Les caractéristiques principales de la piste principale comprennent :

- Une longueur d'environ 600 mètres
- Une pente maximale ne dépassant pas 10%

- Une largeur d'environ 18 mètres. [5]

I.6. Méthode d'exploitation

La stratégie d'exploitation consiste en l'organisation de l'excavation et de l'extraction du gisement de manière ordonnée et rationnelle dans l'espace et dans le temps. Le choix de la méthode d'exploitation dépend de plusieurs facteurs tels que :

- La topographie du gisement ;
- Les caractéristiques géologiques du gisement ;
- Les réserves exploitables et leur qualité ;
- Le plan de production annuelle de la carrière ;
- Le mode d'ouverture du gisement choisi ;
- Les dimensions des équipements miniers et de transport ;
- Les mesures de sécurité pour les travailleurs et les engins utilisés. [6]

I.6.1. Exploitation du gisement

La stratégie d'exploitation planifiée consiste à avancer dans la direction Sud-Ouest pour exploiter le gisement. Les travaux se dérouleront sur trois niveaux d'exploitation différents, à savoir +190 m, +180 m et +170 m.

Il y a deux méthodes utilisées pour l'abattage des roches de calcaire : le tir à l'explosif et l'émottage mécanique à l'aide de bulldozers.

Pour faciliter le chargement et le transport des roches, des passages seront créés entre les niveaux d'exploitation (+190 m, +180 m et +170 m) dans la direction Sud-Ouest. Ces passages relieront les plates-formes du niveau +170 m avec le niveau supérieur +190 m. [5]

a) Exploitation du niveau +170 m

L'exploitation du gisement de calcaire aura lieu sur une superficie totale de 53 023,25 m² dans la direction Sud-Ouest. Le volume de calcaire à extraire à partir de ce niveau d'exploitation est de 1 144 770 tonnes, ce qui permettra d'alimenter la station de concassage pendant une période de 4,80 mois (0,40 ans). [5]

b) Exploitation du niveau +180 m

Le front d'exploitation s'étendra sur une superficie totale de 68 446,76 m² dans la direction Sud-Ouest. Le volume de calcaire à extraire à partir de ce niveau d'exploitation est estimé à 989 873,16 tonnes, ce qui permettra de fournir la station de concassage pendant environ 4,5 mois (0,35 ans). [5]

c) Exploitation du niveau +190 m

La prochaine étape d'exploitation consistera à épuiser les réserves de niveau +190m. Le front d'exploitation progressera dans la direction Sud-Ouest, couvrant une superficie totale de 65 888.25 m². La quantité de roche à extraire à partir de ce niveau de calcaire est estimée à 727 357.02 tonnes, ce qui peut alimenter la station de concassage pendant environ 3.05 mois (0.25 ans). [5]

I.6.2. Les paramètres de la méthode d'exploitation

I.6.2.1. Le gradin

Une méthode rationnelle pour l'abattage de la roche est le système de gradins qui implique la réalisation de travaux appropriés.

Un gradin adapté aux dimensions et à la forme idéale offre les avantages suivants : [7]

- La productivité augmente en raison de la rapidité accrue des travaux ;
- La production journalière est plus élevée ;
- Le déroulement des travaux s'améliore ;
- La mise en place du front d'attaque et du plan de tir est facilitée.

Le gradin est un élément essentiel dans les exploitations à ciel ouvert, et il est caractérisé par plusieurs éléments tels que :

- La hauteur du gradin,
- Le talus, l'angle du talus du gradin,
- L'arête inférieure et supérieure du gradin,
- Les tranches d'enlèvement, ainsi que la largeur des plates-formes de travail supérieure et inférieure.

a) Hauteur du gradin

La sélection de la hauteur appropriée pour le gradin est importante car elle assure plusieurs avantages tels que : [7]

- La production exigée des minéraux utiles et des stériles;
- L'utilisation optimale des équipements miniers est assurée ;
- La sécurité des travailleurs est maintenue.
- La hauteur du gradin est un élément déterminant qui a un impact significatif sur plusieurs indicateurs d'exploitation tels que :
 - La qualité du minerai utile extrait ;
 - La vitesse d'avancement du front de la mine ;
 - L'angle du bord de la mine.

Il est important de vérifier que la hauteur du gradin soit adaptée aux caractéristiques de l'engin de chargement utilisé.

$$H_g \leq 1.5 \times H_c \text{ max (m)} \text{ (II.1)}$$

Où :

- H_g : hauteur du gradin ;
- $H_c \text{ max}$: hauteur maximum du creusement de l'engin d'extraction utilisée.

b) L'angle de talus du gradin

Pour déterminer l'angle de talus du gradin, il est nécessaire de prendre en compte les caractéristiques physico-mécaniques de la roche ainsi que les équipements miniers utilisés. Dans notre cas, l'angle de talus est de 90°. [6]

I.6.2.2. La largeur d'enlevure

Le choix de la largeur de l'enlevure doit tenir compte des caractéristiques physico-mécaniques de la roche, de la méthode d'abattage utilisée ainsi que des dimensions et du type d'équipement de chargement. [5]

$$A = W + (n - 1) \times b ; (m) \quad \text{(II.2)}$$

Où :

- W : ligne de moindre résistance (m) ;
- n : Nombre de rangée de trou ;
- b : distance entre deux rangées de trous.

I.6.2.3. Largeur de la plate-forme de travail

La largeur des plates-formes de travail est basé sur le type et la disposition des engins utilisés sur le site. La valeur de la largeur peut être calculée en utilisant l'expression suivante : [6]

$$Lp = Z + T + C + X + A ; (m) \quad (II.3)$$

- Lp : Largeur de la plate-forme de travail (m) ;
- A : Largeur de l'enlèvement en massif (m) ;
- X : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlèvement en massif (m)
- C : Berme de sécurité, la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport (m) ;
- T : Largeur de la voie de transport (m) ;
- Z : Largeur du prisme éventuel d'éboulement (m).

Le tableau I.9 présente la relation entre la largeur du prisme d'éboulement (z), l'angle des bords des gradins en activité et la dureté des roches

Tab9, largeur du prisme d'éboulement en fonction de dureté.

Coefficient de dureté des roches.	Angle de talus de liquidation en degrés.	Angle des bords des gradins en activité en degrés.	Largeur du prisme d'éboulement (Z) lors des hauteurs de gradins en mètre (m)			
			10	12	15	20
2-4	35	45	3.0	5.0	6.0	8.5
5-9	60	70	3.0	3.0	3.5	4.5
10-14	65	75	3.0	3.0	3.0	4.0
15-20	75	85	3.0	3.0	3.0	4.0

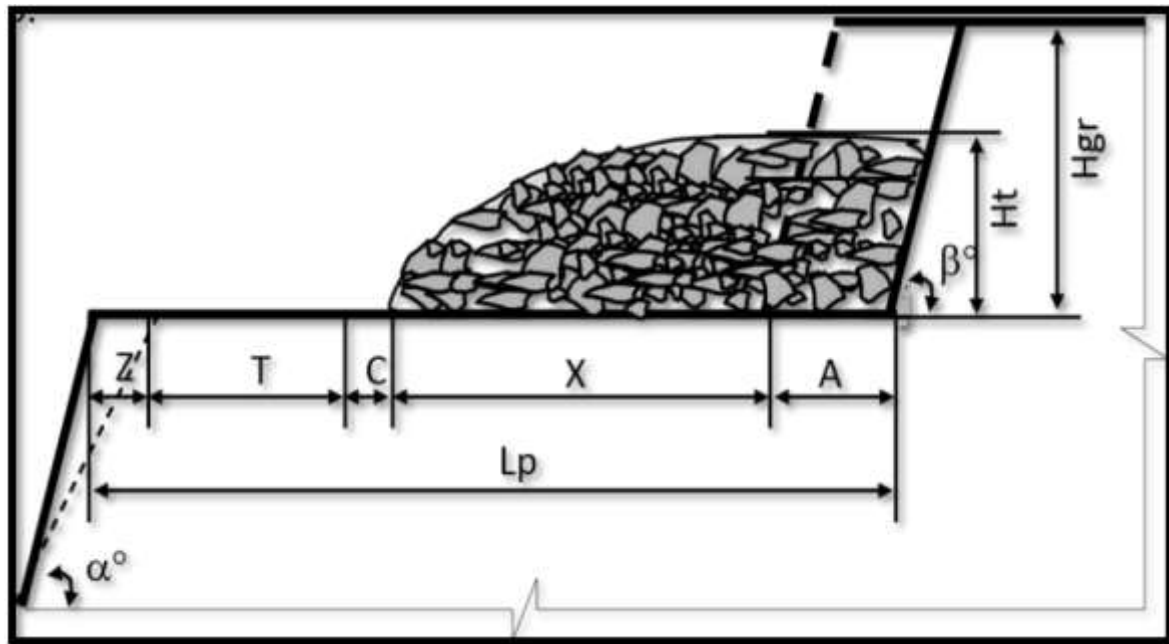


Fig4, Schéma de la plate-forme de travail (abattage à l'explosif). [8]

$$Z = (\cot \alpha - \cot \beta) ; (m) \quad (II.4)$$

- α = angle du talus du bord inexploitable ;
- β = angle du talus de gradin ;
- T : largeur de la berme de transport (chaussée).

$$T = 2a + BC + 2b ; (m) \quad (II.5)$$

- a : largeur du camion, m.
- BC : distance entre deux camions (varie de 0.7 à 1.7 m) ;
- b : largeur de la sécurité (varie de 0.4 à 1 m).

Prenons en compte la largeur de l'engin de transport le plus imposant grand.

- C : distance de sécurité comprise entre le tas des roches abattues et la bande de transport en m.

X : largeur du tas abattu

$$X = A * \left[\left(2 * K_f * \frac{H_g}{H_t} \right) - 1 \right] ; (m) \quad (II.6)$$

- Hg : la hauteur de gradin (m) ;
- A : largeur d'enlevure (m).
- Kf : est le coefficient de foisonnement ;

- Ht : la hauteur du tas abattu (m) ;

$$Ht = (0.7 \text{ à } 1) \times H ; (m) \quad (II.7)$$

Conclusion

La cimenterie de Chlef exploite actuellement le gisement de calcaire de Sidi Laroussi, qui est composé d'une couche calcaire datant du miocène (Tortonien).

Depuis 1978, la production de ciments a confirmé la qualité des calcaires de ce gisement comme matière première pour la production du ciment, avec des résultats de laboratoire conformes aux échantillons analysés.

L'étude de la morphologie et de la structure du gisement a permis de valoriser les réserves de manière fiable et sûre.

Les réserves géologiques du gisement ont ainsi été évaluées à 194 876 968,43 tonnes en catégorie B+C2, en tenant compte de la morphologie et de la structure du gisement.

CHAPITRE II : Les travaux de forage et de tir

Introduction :

L'extraction de matériaux dans une carrière requiert l'utilisation de techniques de Minage et de Forage. Ces techniques consistent à percer la roche selon un "plan de tir", dans le but de la fractionner en blocs de matériaux. Cela peut être accompli grâce à des tirs d'explosifs ou par des méthodes mécaniques.

II.1 Les travaux de forage :

II.1.1 Les différents modes de forage :

II.1.1.1 Forage rotatif :

En 1865, l'utilisation de forages de mine rotatifs a été introduite pour la première fois. Les fouilles du tunnel du Mont Cenis ont commencé en 1854 pour relier les chemins de fer français et italiens à travers les Alpes. Malheureusement, les travaux ont progressé à un rythme extrêmement lent, ce qui a entraîné une estimation de 40 ans pour achever le tunnel. La faible vitesse de forage a été l'un des principaux obstacles à la finition rapide du projet. Pour remédier à cette situation, Leschot, un ingénieur français travaillant sur le projet du côté français, a conçu une foreuse et un foret clouté de diamants en 1863. Cette technologie a permis de percer des trous de mine de 50 à 75 mm de diamètre dans la roche dure le long de l'alignement du tunnel, augmentant ainsi considérablement la vitesse de forage [9].

II.1.1.2 Forage roto percutant :

Le forage à percussion rotative est une technique simple, ancienne et peu coûteuse. Elle a évolué à partir de la foreuse à cric en remplaçant le bras par un marteau à entraînement pneumatique ou hydraulique qui transmet sa force à un foret rotatif, soit directement, soit à travers une chaîne d'acier à forage creux, dans le cas du marteau de fond. L'air ou l'eau circule à travers la colonne d'acier de forage jusqu'à l'embout pour refroidir sa surface et nettoyer le trou en évacuant les débris à l'extérieur de la colonne, idéalement au collet du trou [10].

II.1.2 Choix du diamètre de foration :

Il est important d'adapter le diamètre de forage en fonction de la nature de la roche et de la hauteur du massif. Le mémento de Grimaud fournit une relation entre le diamètre de forage et la longueur de forage [11].

II.1.3 Choix du mode de forage [12]:

Le choix du matériel de forage dépend généralement de plusieurs critères, notamment :

- La forabilité de la roche, qui dépend de sa nature et de ses caractéristiques telles que la résistance à la compression et l'abrasivité ;
- La structure du massif, y compris les hétérogénéités et les discontinuités ;
- Les exigences opérationnelles, telles que la granulométrie recherchée et les objectifs de production ;
- L'environnement, y compris la présence de bâtiments, les vibrations, les bruits et les émissions de poussière ;
- Les paramètres spécifiques des trous. Pour déterminer l'indice de forabilité, on utilise la formule suivante :

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

Où :

- σ_c : résistance à la compression ;
- σ_{tr} : résistance à la traction, $\sigma_{tr} = (0,08 \div 0,12) \times \sigma_c$;
- γ : densité du calcaire.

Tab10, Classification de la forabilité des roches [13].

Classes	Types de forabilité	I f	Catégories
I	Forabilité facile	≤ 05	1, 2, 3, 4, 5
II	Forabilité moyenne	5,1÷10	6, 7, 8, 9, 10
II	Forabilité difficile	10,1÷15,1	11, 12, 13, 14, 15
IV	Forabilité très difficile	15,1÷20	16, 17, 18, 19, 20
V	Forabilité extrêmement difficile	20,1÷25	21, 22, 23, 24, 25

Tab11, **Choix de type de sondeuse [14].**

Sondeuse	Diamètres des trous (mm)	Indice de forabilité
A molette	160	5-10
	190-243	1-12
	246-262	8-14
A vis	125	7-3
	160	1-6
Rotto percutante	105-125	6-15
	185	10-25
	200	10-25
Thermique	180-400	12-25

Tab12, **Rendement de sondeuse [14].**

Paramètres	Valeur	Unité
Nombre des sondeuses	2	Sondeuses
Profondeur du trou	13	m
Temps moyen de forage pour un trou	14	min
Changement de tige	1	min
Evacuation des débris	1.5	min
Déplacement d'un trou a un autre	2	min
Temps de travail efficace par poste	420	min
Nombre des trous foré par poste	30	Trous
Nombre total des trous par mois	888	Trous

II.2 Les travaux d'abattage [15]:

La pratique de l'abattage consiste à fragmenter le massif rocheux afin d'obtenir des morceaux de taille appropriée pour permettre l'utilisation efficace d'engins de chargement et de transport, ainsi que pour le traitement mécanique ultérieur, notamment le concassage primaire.

Plusieurs facteurs influencent la décision quant à la méthode d'abattage à utiliser pour les roches, notamment le type et l'état naturel de la roche, ainsi que ses propriétés physico-mécaniques et technologiques. La productivité de l'entreprise minière, les paramètres techniques des engins et des équipements miniers disponibles, ainsi que les exigences en termes de qualité du minerai extrait sont également pris en compte dans cette décision.

Il existe deux méthodes distinctes pour effectuer l'abattage de roches en fonction de leur dureté : l'abattage mécanique est utilisé pour les roches tendres, tandis que l'abattage à l'explosif est utilisé pour les roches dures.

II.2.1 Abattage mécanique :

Dans les environnements où la roche est tendre, l'abattage est effectué à l'aide d'une pelle ou d'un excavateur. Ces derniers sont des machines conçues pour extraire la roche à partir de son emplacement initial à l'aide d'un godet et la transporter jusqu'au site de déversement [16].

II.2.2 Abattage à l'explosif [17] :

Opter pour l'abattage à l'explosif offre l'avantage de fragmenter d'importants volumes de roche avec des engins limités tels que des foreuses et des engins de chantier pour la reprise. Cette méthode de fragmentation est également relativement simple à mettre en œuvre. En outre, la disponibilité actuelle d'une large gamme d'explosifs et de compétences dans ce domaine a contribué à rendre ce processus couramment utilisé.

L'abattage à l'explosif implique une série d'opérations apparemment simples, telles que l'implantation et la foration de trous, le chargement et l'amorçage des explosifs, avec différents objectifs à atteindre. Tout d'abord, la sécurité doit être assurée pour éviter les projections et les tirs bloqués ou les pans non abattus. Ensuite, il faut abattre un grand volume de roche tout en obtenant une granulométrie adaptée aux installations, avec une proportion

minimale de blocs et de fines. L'épanchement du tas et le foisonnement doivent également être adaptés aux engins de reprise du tas. Enfin, il est important d'assurer une bonne géométrie des fronts sur la carrière, avec une sortie de pied optimale, un bon alignement des fronts et de la plateforme, et des effets arrière réduits. Dans le cas spécifique du gisement de Sidi Laroussi, caractérisé par des propriétés physico-mécaniques de la roche calcaire, l'abattage se fait par mode d'abattage à l'explosif.

II.3 Les explosifs [18]:

Un explosif est une combinaison de substances chimiques instables qui peuvent se décomposer rapidement sous l'effet d'une source d'énergie, telle que la chaleur ou la pression. En fonction de leur mode de décomposition, les explosifs peuvent être classés en deux catégories : la déflagration et la détonation, avec des niveaux de puissance variés selon le type de décomposition. Le choix entre ces deux modes de décomposition dépend principalement de la nature de l'explosif et de sa sensibilité à l'amorçage, ainsi que de son confinement.

La décomposition d'un explosif peu sensible non confiné peut se produire sous forme de combustion simple. Toutefois, si l'explosif est confiné, la décomposition peut prendre la forme d'une déflagration ou d'une détonation, selon le niveau de confinement.

- Les explosifs déflagrants se caractérisent par une vitesse de décomposition relativement lente, qui atteint quelques centaines de mètres par seconde.
- En revanche, les explosifs détonants se décomposent très rapidement, avec une vitesse allant de 2000 à 7000 mètres par seconde, produisant ainsi une onde de choc. La vitesse de transformation de la matière est donc un facteur déterminant pour distinguer les deux types d'explosifs.

II.3.1 Détonation, déflagration :

Il existe deux catégories de réactions de décomposition, qui sont différenciées en fonction de leur mode de propagation.

II.3.1.1 La détonation :

La détonation est caractérisée par une réaction chimique exothermique qui se propage dans l'explosif en produisant une onde de choc. Cette combinaison de phénomènes conduit à une vitesse de détonation stable, généralement comprise entre 2000 m/s et 7000 m/s pour les

explosifs civils. L'énergie dégagée par la décomposition de l'explosif alimente le processus de manière autonome. Cette réaction chimique exothermique génère principalement des gaz tels que le CO₂, l'H₂O et les NO_x, qui sont libérés à des températures oscillant entre 1000°C et 4000°C, et sous des pressions allant de 1000 à 25000 MPa [17].

II.3.1.2 La déflagration :

La déflagration est un type de combustion explosive qui se propage par conductivité thermique. Lorsqu'une particule de substance explosive brûle, elle chauffe les particules environnantes. Une fois que la température d'auto-inflammation est atteinte, ces particules commencent à brûler à leur tour, ce qui réchauffe d'autres particules. Les vitesses de propagation de la déflagration varient de quelques centimètres à plusieurs dizaines de mètres par seconde, selon de nombreux facteurs tels que la nature de la substance, le mode d'amorçage, le confinement et les conditions ambiantes. Les substances explosives solides qui se décomposent normalement par déflagration sont appelées des poudres. Elles sont couramment utilisées sous forme de propergol liquide pour propulser les fusées ou comme poudre T dans les armes à feu, à usage militaire ou civil. La poudre noire comprimée est le seul explosif industriel autorisé pour le traitement des roches [19].

II.3.2 Les Caractéristiques pratiques d'explosifs [18]:

Les explosifs industriels possèdent plusieurs caractéristiques principales, notamment :

- L'énergie qu'ils produisent ;
- Leur densité ;
- Leur sensibilité à l'amorçage ;
- Leur vitesse de détonation ;
- Leur diamètre critique de détonation ;
- Leur capacité à transmettre la détonation ;
- Leur sensibilité aux chocs, à la friction, à la chaleur et à l'humidité.

II.3.3 Critères de choix d'explosifs :

Le choix de l'explosif dépend de la nature de la tâche à accomplir. En général, deux critères principaux sont pris en compte pour sélectionner l'explosif approprié :

a) Par rapport au massif rocheux :

La teneur en humidité est un critère de sélection incontournable lors du choix de l'explosif ; en effet, dans une roche humide, un explosif résistant à l'eau est choisi. Cependant, le choix de l'explosif doit également être adapté aux propriétés de la roche. Ce choix peut être effectué en étudiant le rapport d'impédance, ou de manière plus simple, en optant pour un explosif à vitesse de détonation élevée dans une roche résistante. Si le massif est fissuré, on privilégie un explosif qui génère principalement une poussée, quantifiée par son énergie et son volume de gaz [20].

b) Par rapport à la productivité de l'entreprise :

De nombreuses entreprises prennent souvent en compte ce critère. Les grandes exploitations utilisent des foreuses à fort diamètre pour maintenir une cadence de production élevée, ce qui nécessite l'utilisation de cartouches d'explosifs à grand diamètre [20].

II.3.4 Explosifs fabriqués par ONEX [21] :

L'ONEX (Office National des Explosifs) fabrique en Algérie une vaste sélection d'explosifs et d'accessoires de tir, comme indiqué dans l'Annexe 3.

II.3.5 Les explosives utilisées au niveau de la carrière :

Tab13, Les caractéristiques des explosifs utilisés [guide de l'O.N.E.X [21].

Paramètre	MARMANIT 01	ANFOMIL	Unités
Densité	0.98	0.90	g/cm ³
Vitesse de détonation	4400	2700	m/s
Travail spécifique	1.27	1.15	%
Diamètre de la cartouche	80	Vrac	mm
Longueur de la cartouche	500	-	mm
Poids	5	25	Kg
Volume gaz	868	967	L/Kg
Résistance à l'eau	Médiocre	Médiocre	-----

II.4 Type d'amorçage et séquence d'initiation [22]:

Afin de décomposer une molécule d'explosif, il est nécessaire de lui fournir une quantité minimale d'énergie appelée énergie d'activation. Cette énergie volumique peut être apportée de nombreuses façons différentes, qui se traduisent toutes par un transfert thermique rapide et qui sont causées par des phénomènes tels que des chocs, des frottements, des étincelles, de l'échauffement, de l'inflammation, de la compression, des ondes de choc, etc.

La chaîne d'amorçage pyrotechnique se compose des éléments suivants :

- Un générateur thermique, tel qu'une mèche lente ou une perle d'allumage pour détonateur électrique,
- Un explosif primaire,
- Un explosif secondaire.

L'amorçage de l'explosif primaire est généralement réalisé à l'aide de différents systèmes tels que des détonateurs électriques et non électriques (comme les mèches et les cordons détonants). Ensuite, l'explosif primaire initie l'explosif secondaire en détonation.

Il est également possible de distinguer deux types d'amorçage :

- Le premier, appelé "amorçage ponctuel", utilise un détonateur électrique,
- Le deuxième, nommé "amorçage latéral", utilise un cordon détonant.

Lorsqu'il s'agit de charges allongées (ou charges de trou), le mode d'amorçage revêt une grande importance. En effet, si un détonateur électrique permet d'initier une explosion à partir de la base ou du sommet d'une telle charge, le cordon détonant ne fonctionne pas de la même manière. Si la charge est amorcée par un cordon détonant, l'impulsion sera perçue au sommet de la charge, ce qui signifie que l'onde explosive se dirigera du haut vers le bas du gradin. Or, dans la plupart des cas, on cherche à obtenir l'inverse afin de faire réfléchir totalement l'onde de choc, améliorant ainsi la qualité de la fragmentation souhaitée. Pour parvenir à amorcer la charge principale d'explosif à partir de la charge d'amorçage, il est possible d'insérer le cordon détonant à l'intérieur d'un tube isolant, comme illustré dans le schéma ci-dessous. De cette manière, la charge principale, qui n'est pas en contact direct avec le cordon, pourra être amorcée par la charge d'amorçage, ce qui permettra d'obtenir une détonation franche produisant les effets de fragmentation désirés.

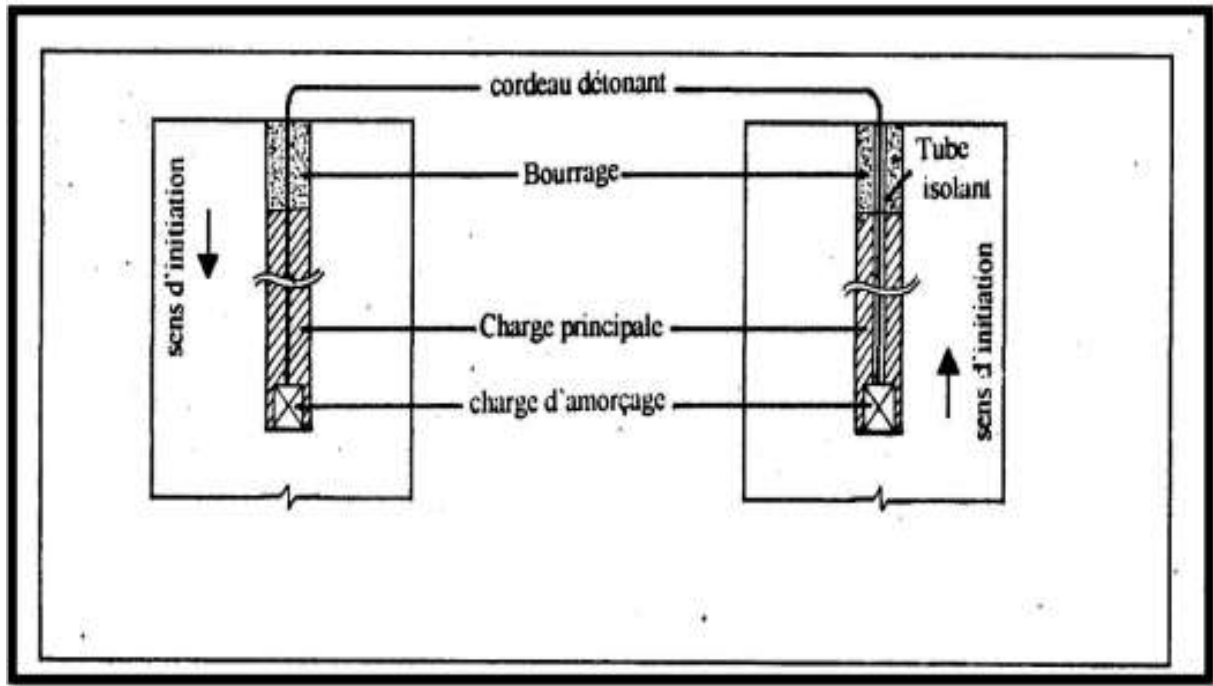


Fig05, Sens d'initiation d'une charge explosive Le problème d'initiation lors de l'utilisation de détonateur électrique est résolu, mais ce dernier a des inconvénients résident dans la complexité de connexion et la détérioration des fils [22].

La fragmentation et les effets arrière ainsi que les vibrations qui résultent du tir dépendent largement de la séquence d'initiation de la charge. Cette séquence est réalisée en utilisant des micro-retards qui garantissent une création progressive des faces libres. Cela permet à chaque charge de détacher son volume de rocher avant que la suivante ne soit amorcée. De plus, l'étalement de l'explosion dans le temps réduit les effets vibratoires dans le sol. Par conséquent, il est crucial de respecter les règles empiriques dès la conception de la séquence de mise à feu pour éviter les erreurs flagrantes.

II.5 Paramètres liés aux trous :

II.5.1 Qualité de la foration [22]:

La qualité des trous de forage, incluant leur exécution, leur géométrie et leurs caractéristiques, joue un rôle crucial dans le résultat final d'une opération de minage.

Par ailleurs, il est important de noter que l'efficacité de l'énergie explosive dépend largement du confinement de celle-ci à l'intérieur du trou de forage, ce qui souligne l'importance de réaliser des forages de qualité. En outre, les résultats les plus visibles de la

qualité des forages sont observables au niveau des parois prédécoupées, où la réussite dépend nécessairement du parallélisme et de la coplanarité des forages.

Les déviations et imperfections lors de la foration ont souvent des répercussions significatives sur le résultat final de l'opération. Dans le cas du découpage, les déviations sont facilement identifiables, tandis que dans le cas d'un abattage, elles peuvent ne pas être visibles, mais peuvent causer des conséquences graves telles que des projections ou la production de blocs. Dans les cas les plus extrêmes, des tirs ratés peuvent même survenir.

Les projections constituent l'une des nuisances les plus préoccupantes, car elles peuvent entraîner des dégâts ou des accidents graves.

Les raisons de ces projections sont multiples et peuvent être liées à des erreurs d'appréciation ou de mise en œuvre.

II.5.1.1 Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage [22] :

Si le front de taille présente des irrégularités marquées comme celles illustrées ci-dessous, il est essentiel d'établir un profil détaillé de celui-ci. En effet, une mesure approximative à partir du sommet apparent du gradin peut conduire à une surévaluation de la banquette dans le cas de gauche et à une sous-évaluation dans le cas de droite.

Dans le premier cas, il y a un risque important de projections verticales, tandis que dans le deuxième cas, le risque est plutôt d'avoir des projections horizontales.

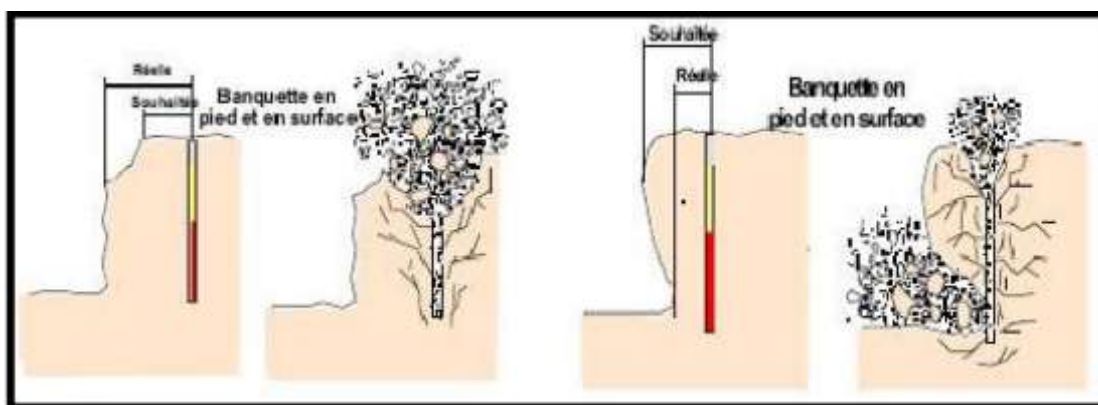


Fig06, Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage [22].

Si les instruments de mesure tels que le profileur laser ou le distance-mètre ne sont pas disponibles, il est possible d'éviter les erreurs grossières en effectuant une mesure au fil à plomb. L'implantation à partir d'un repère arrière constitue également une bonne mesure de protection, mais il est important de vérifier la base de mesure tous les 4 ou 5 tirs pour assurer une précision optimale.

II.5.1.2 Les déviations de forages [22] :

Il est couramment accepté que les structures, les inhomogénéités ou les cavités d'un gisement minier entraînent des déviations lors du forage.

La méthode de forage utilisée ainsi que l'orientation du pendage peuvent avoir un impact sur les déviations de forage. En effet, on observe que selon l'angle de la mèche par rapport au banc, il y a un risque de déviation dans la direction du pendage ou perpendiculairement aux bancs.

Il est généralement accepté que les déviations en forage doivent être inférieures à 3 % (soit 30 cm pour 10 m). Malgré cela, il est fréquent de constater sur les chantiers des déviations nettement supérieures à ces limites.

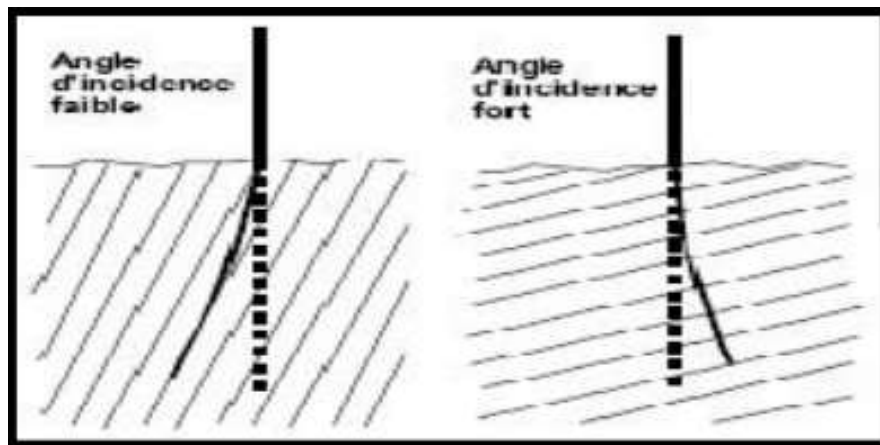


Fig07, Déviations due aux discontinuités [22].

II.5.2 Le diamètre du trou [22] :

D'après les études menées par certains chercheurs, il a été constaté que l'accroissement du diamètre de forage est associé à une diminution du degré de fragmentation.

Selon les arguments de Baron L, Dimidiuk T et Juanov V, l'utilisation de petits diamètres de forage permet d'obtenir une distribution régulière de l'explosif et d'augmenter le nombre de blocs du massif affectés par l'explosion.

On observe également une réduction de la perte d'énergie de la charge explosive ainsi qu'une augmentation du travail utile des explosifs.

Il est important de choisir le diamètre du trou en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage. Un diamètre de charge plus grand peut entraîner une vitesse de détonation plus élevée, ce qui favorise un rendement supérieur de l'énergie et aide à la fragmentation du massif. Cependant, cela peut également conduire à une distribution moins efficace de la charge en raison d'une longueur de bourrage importante. De plus, dans le cas où le massif est assez fracturé, un grand diamètre de trou peut ne pas parvenir à effectuer la fragmentation souhaitée en créant une maille trop grande.

Le choix du diamètre du trou de foration dépend de plusieurs facteurs tels que :

- L'environnement : le niveau de vibration et de bruit dépendent de la charge explosive utilisée, qui est généralement associée à un diamètre de trou de mine.
- La structure du massif : cela a un effet fondamental sur la granulométrie obtenue lors du tir, ce qui influence directement le choix du diamètre de forage.
- L'engin de chargement : cela nécessite un type de fragmentation et de foisonnement spécifique pour assurer un bon fonctionnement.
- La nature de l'explosif : par exemple, une augmentation du diamètre peut entraîner une augmentation de la vitesse de détonation.
- La hauteur du front à abattre : un abaque peut être utilisé pour évaluer la zone optimale entre le diamètre de forage des trous et la hauteur du front à abattre.

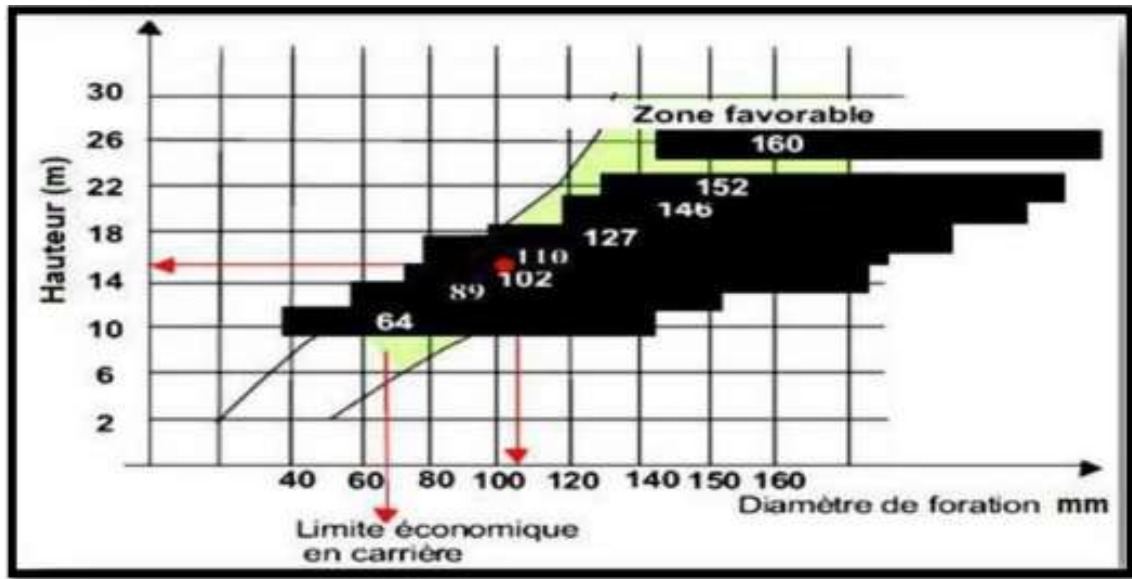


Fig08, Adéquation diamètre du trou – hauteur du gradin [22].

II.5.3 L'inclinaison du trou [22] :

La technique de forage de trous inclinés permet d'améliorer la qualité de fragmentation des roches sans entraîner une augmentation significative des coûts matériels ou des complications dans l'organisation des processus de forage et de tir.

L'utilisation de trous inclinés pour l'abattage présente plusieurs avantages. Outre l'amélioration de la sécurité au travail, cette technique permet d'obtenir des résultats stables et souhaitables en termes de granulométrie. De plus, on peut noter les avantages suivants :

- Les gradins ont une surface plus stable grâce à l'inclinaison des talus ;
- La consommation d'explosif est optimisée ;
- L'inconvénient du rebord est éliminé.

En raison des nombreux avantages qu'ils présentent, les trous inclinés sont de plus en plus populaires dans les mines et carrières à ciel ouvert.

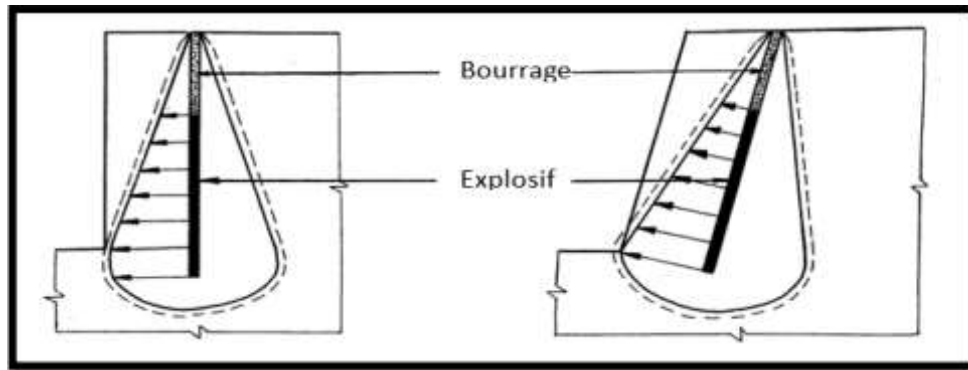


Fig09, Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison [22].

II.5.4 L'excès de forage (sous-forage) [22]:

L'utilisation de ce dernier vise à renforcer l'effet du tir au niveau de la partie inférieure du gradin, permettant ainsi une fragmentation adéquate des roches au niveau du pied du gradin, pour assurer les conditions optimales de travail des engins de chargement.

La longueur de sur-foration est un paramètre qui dépend de plusieurs facteurs tels que la hauteur du gradin, le diamètre du trou, les propriétés de l'explosif, les propriétés physiques et mécaniques des roches, etc. Sa valeur est étroitement liée à la taille de la banquette, et doit être d'environ 0,3 fois la hauteur de cette dernière. Toutefois, dans le cas où le massif est caractérisé par des discontinuités horizontales prédominantes, la sur-foration perd de son importance et son rôle devient nul ou insignifiant.

II.5.5 Longueur du trou :

La longueur d'excès dépend principalement de la hauteur du gradin et de l'inclinaison, et elle influe sur la répartition de l'énergie dans le volume à abattre. Cependant, il est difficile d'obtenir une répartition idéale de la charge pour les trous longs.

II.6 Paramètres liés au Bourrage :

II.6.1 Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous [22] :

Le bourrage est une étape importante qui vise à réduire les projections et à améliorer l'effet de gaz des explosifs. Il doit être réalisé de manière adéquate pour éviter le creusement en cratère causé par la dernière charge. En règle générale, la longueur du bourrage dépend de la hauteur de la banquette. Pour les trous profonds, elle doit être égale à la hauteur de la

banquette, tandis que pour les trous courts, elle peut être réduite à 0,5 fois la hauteur de la banquette.

Dans les mines et carrières à ciel ouvert, le bourrage est généralement disposé en fonction des fissures présentes, de l'hétérogénéité du gradin et de l'utilisation de gros diamètres de trous.

L'utilisation d'un bourrage intermédiaire permet d'obtenir un abattage sélectif dans le premier cas, d'éviter une perte d'énergie dans le second cas, et d'éviter une surconsommation d'explosif dans le troisième cas.

II.6.2 Qualité du matériau de bourrage [22] :

En général, les produits de forage sont utilisés comme bourrage dans les mines et carrières en Algérie, mais des expériences ont montré que dans ces cas, il y a toujours des projections importantes et un débouillage important au moment du tir.

D'après les tirs expérimentaux, l'utilisation de gravillons (4/6) comme bourrage semble offrir une meilleure efficacité dans l'utilisation de l'énergie explosive.

II.7 Paramètres liés au plan de tir :

II.7.1 La banquette [17]:

La distance entre deux rangées, ou entre le front de la carrière et la première rangée, doit être uniforme et est appelée la "banquette".

Les dimensions de la banquette sont influencées par différents facteurs tels que le diamètre du trou, la hauteur du gradin, l'inclinaison du trou, l'explosivité de la roche ainsi que la fragmentation désirée.

II.7.2 L'espace :

On appelle espace le fait que deux trous soient séparés l'un de l'autre. Un espace égal à 1,25 fois la banquette est généralement recommandé pour obtenir des résultats satisfaisants [22].

II.7.3 Rapport de maille [22]:

Le rapport de maille se calcule en divisant la valeur de l'espacement entre les trous par celle de la banquette.

- Pour obtenir une fragmentation optimale des roches, il est recommandé d'avoir un rapport de maille le plus élevé possible, entre 1,1 et 1,5.

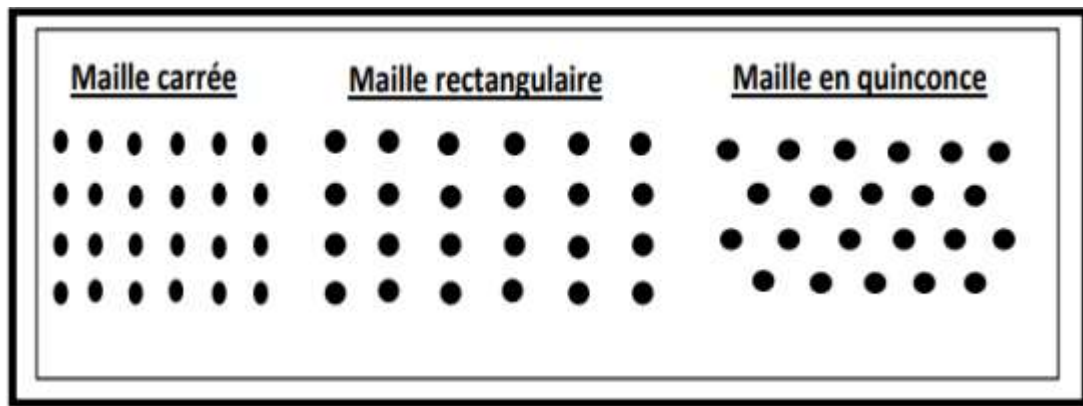


Fig10, Principaux types de maille utilisés pour les tirs en ciel ouvert.

II.8 Paramètres liés à l'explosif :

II.8.1 Consommation spécifique d'explosif [23] :

On utilise le terme de consommation spécifique pour désigner la quantité d'explosif nécessaire pour abattre 1 m³ de roche (ou 1 tonne) dans un trou de mine, exprimée en kg/m³.

Ce paramètre dépend du massif rocheux à abattre et est lié à la ligne de moindre résistance, comme illustré sur la figure.

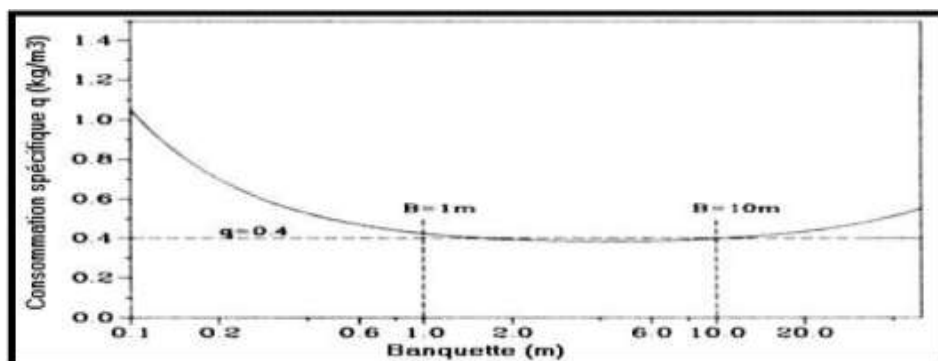


Fig11, La consommation spécifique q en fonction de la ligne de moindre résistance [23].

La figure montre la variation de la consommation spécifique d'explosif en fonction de la ligne de moindre résistance. Trois cas peuvent être déduits de cette courbe :

- Le cas optimal : la consommation spécifique reste approximativement stable autour de la valeur de 0,4 kg/m³ pour les lignes de moindre résistance allant de 1,0 à 10 m.

II.8.2 Régularité de distribution de l'explosif [21] :

La taille du trou a un impact sur la concentration de l'explosif dans le massif. L'augmentation du diamètre du trou entraîne une augmentation de la charge concentrée et peut conduire à une augmentation du nombre de morceaux hors gabarit.

II.9 Matériels et méthodes [24] :

La conception d'un plan de tir tient compte des résultats des essais préliminaires et d'une reconnaissance géologique du terrain. Pour élaborer un plan de tir efficace, une bonne connaissance des explosifs, des accessoires de mine et une expérience pratique sur les chantiers sont indispensables pour obtenir les résultats souhaités.

Pour concevoir un schéma de tir efficace, il est recommandé de suivre une démarche logique en quatre étapes.

- Tout d'abord, il convient de recenser les données quantifiées du chantier et des équipements, et de formuler clairement les objectifs à atteindre avec le tir.
- Ensuite, il est important de déterminer les paramètres de base du tir, tels que la géométrie du front, le diamètre de foration, et le nombre de rangées.
- La troisième étape consiste à établir les conditions de réussite du tir, en choisissant notamment la bonne banquette, le bon amorçage, et la séquence d'initiation adéquate.
- Enfin, la dernière étape consiste à établir les paramètres secondaires du tir, tels que le rapport de maille, le bourrage, et autres. Pour mener à bien ces étapes, il est nécessaire de disposer d'une bonne connaissance des explosifs et accessoires de mine, ainsi que de l'expérience acquise sur le terrain.

Cette présentation est une simplification schématique des paramètres de classification, qui peut évoluer en fonction des cas spécifiques. En particulier, elle peut être simplifiée lorsque l'exploitation est déjà en place.

Après avoir pris en compte toutes les considérations mentionnées ci-dessus, plusieurs méthodes peuvent être utilisées pour déterminer les schémas de tir. Parmi ces méthodes, on utilise la méthode de LANGEFORS.

II.9.1 La méthode de LANGEFORS [25] :

LANGEFORS a retenu le principe selon lequel plus un explosif est éloigné du dégagement du pied, moins il y contribue. Par conséquent, l'énergie totale de la charge explosive est principalement utilisée pour dégager la zone la plus bloquée, à savoir le pied de la mine. Si le pied du tir est fortement bloqué par le tas, la part de l'énergie augmente considérablement. Ainsi, il est crucial de déterminer la largeur de banquette maximale qui permet un dégagement correct du pied et de la colonne. Les dimensions géométriques réelles du tir en pied sont donc essentielles pour obtenir un résultat de qualité. C'est dans ce contexte que la méthode de LANGEFORS est utilisée pour déterminer les schémas de tir.

Plusieurs contraintes techniques doivent être prises en compte en pratique, notamment :

- La hauteur du front de tir ;
- Le diamètre de forage, qui varie en fonction du matériel de forage utilisé, de la hauteur à forer et de la nature de la roche ;
- La nature du massif ;
- La nature de l'explosif, qui détermine sa densité et son énergie.

Plusieurs auteurs ont proposé des formules empiriques ou statistiques prenant en compte ces paramètres. Cependant, il est crucial de considérer les conditions d'utilisation de ces formules, et il est toujours recommandé de vérifier à travers un essai de tir que les critères du tir réel correspondent bien aux hypothèses mathématiques des formules théoriques utilisées. Langefors a mené une étude empirique exhaustive sur toute la technique d'abattage. Cette méthode a été développée après de nombreuses observations sur le terrain.

II.9.1.1 Conception d'un plan de tir par la méthode de Langefors :**a) Banquette maximale (B max) :**

Les chercheurs suédois Langefors et Kihlström ont développé une règle empirique pour calculer la banquette maximale admissible en fonction de paramètres propres au massif rocheux (tels que la résistance de la roche), des paramètres liés à la maille souhaitée (ratio espacement sur banquette, diamètre de foration, inclinaison) et du type d'explosif utilisé. Cette règle, connue sous le nom de méthode de Langefors, établit une relation linéaire entre la banquette maximale admissible et le diamètre de forage (Langefors, Kihlström, 1963). Elle peut être calculée à partir de la formule suivante [18] :

$$B_{\max} = \frac{Dt}{33} \sqrt{\frac{P_c \times P_e}{\bar{c} \times F_c \times \frac{E}{B}}}$$

Ou :

Dt : Diamètre du trou [m] ;

ρc : Densité de chargement [kg/m³] ;

P_c : Puissance de la charge de fond de l'explosif ;

F_c : Facteur de contrainte ;

$\bar{c}$: Facteur de correction de la résistance au tirage de la roche (constante de la roche) ;

E/B : rapport de maille (=1,25).

La formule simplifiée de Langefors :

Pour les dynamites : $B_{\max} = 1.47 \times \sqrt{Clp} \times R_1 \times R_2$, [m]

Pour les émulsions : $B_{\max} = 1.45 \times \sqrt{Clp} \times R_1 \times R_2$, [m]

Pour L'ANFO : $B_{\max} = 1.36 \times \sqrt{Clp} \times R_1 \times R_2$, [m]

Clp : Charge linéaire du pied [Kg/m].

$Clp = \frac{\pi}{4} \times Dt^2 \times \Delta$; [kg/m] ;

Δ : Densité d'explosif de pied [Kg/m³] ;

R1 : Facteur de contrainte : dépend de l'inclinaison des trous par rapport à l'horizontale ;

R2 : Coefficient de correction de la résistance au tirage de la roche.

Tab14, Facteur de contrainte R1 [18].

L'angle β	90	84	79	72	64	45
R1	0.95	0.96	0.98	1	1.03	1.1

Tab15, Coefficient de correction de la résistance au tirage de la roche R2 [18].

Ct	0.3	0.4	0.5
R2	1.15	1	0.9

b) La banquette pratique (B) :

Elle est calculée par la formule suivante [26]:

$$B = B_{\max} - F; [m]$$

Tel que :

F : La déviation du forage : c'est les erreurs qui ont été faites par la foreuse pendant la foration. Elle est déterminée par la formule suivante.

$$F = D_t + 0.03 \times L_{tr}$$

Avec :

- D_t : diamètre du trou en [m] ;
- L_{tr} : longueur du trou en [m].

c) L'espacement (E) :

D'après Langefors, la distance entre deux trous est calculée comme suit [26] :

$$E=1,25 \times B; [m]$$

d) Longueur de sous foration (L_s) :

La longueur de sous-foration est déterminée à l'aide de la formule suivante [26]:

$$L_s = 0.3 \times B_{\max}; [m]$$

e) Longueur du trou (L_{tr})

Pour les trous inclinés [26] :

$$L_{tr} = \frac{H_g}{\cos \beta} \left(1 - \frac{\beta}{100}\right) \times L_s; [m]$$

Pour les trous verticaux :

$$L_{tr} = H_g + L_s$$

Où :

- H_g : la hauteur du gradin.

f) La répartition de la charge dans un trou de mine [26]:

L'explosif est réparti dans le trou sous forme de deux charges:

- ❖ La charge de pied ;
- ❖ La charge de colonne.

La longueur de la charge du pied :

$$L_{cp} = 1,3 \times B_{\max}; [m]$$

La longueur de bourrage :

$$L_b = B; [m]$$

La longueur de la charge de colonne :

$$L_{cc} = L_{tr} - L_{cp} - L_b; [m]$$

g) Charge linéaire du pied

Elle est donnée par la relation empirique [27] :

C_{lp} : Charge linéaire du pied [Kg/m].

$$C_{lp} = \frac{\pi}{4} \times D_t^2 \times \Delta ; [\text{kg/m}]$$

Δ : Densité d'explosif de pied [Kg/m³] ;

D_t : Diamètre du trou [m] ;

h) Quantité d'explosif au pied du gradin :

Pour assurer l'arrachement du pied, la charge à ce niveau doit être plus élevée que la charge en colonne [26].

$$Q_p = L_{cp} \times C_{lp}; [\text{Kg}]$$

i) Charge linéaire de colonne

La charge de colonne, dont l'énergie volumique est, selon Langefors, environ deux fois plus faible que celle de la charge de pied [26].

$$C_{Lc} = 40 \text{ à } 60\% \times C_{lp}; [\text{kg/m}]$$

j) Quantité d'explosif en colonne

Cette quantité d'explosif peut être calculée par la formule suivante [26] :

$$Q_c = L_{cc} \times C_{Lc}; [\text{Kg}]$$

k) Quantité de charge d'explosif dans un trou :

La charge totale par trou est la somme de la charge de pied et la charge de colonne. Elle est égale à [26]:

$$Q_{\text{tot}} = Q_c + Q_p ; [\text{kg/trou}]$$

l) Volume de la roche abattu par un trou (V_{tr}) :

Il est calculé par la formule suivante [26] :

$$V_{tr} = H_g \times B \times E ; [m^3 / \text{trou}]$$

m) Consommation spécifique d'explosif [26] :

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m³ de roche:

$$q_{ex} = \frac{Q_{tot}}{V_{tr}} ; [Kg/m^3]$$

Tel que :

- V_{tr} : Volume de la roche abattu par un trou ;
- Q_{tot} : la quantité totale d'explosif dans un trou (kg).

II.9.1.2 Calcul du plan de tir par la méthode Langefors dans les conditions de la carrière de Sidi Laroussi.

Après analyse des paramètres d'exploitation et des paramètres de tir de la carrière Dans la carrière de Sidi Laroussi, on a remarqué qu'un diamètre de 150 mm n'est pas adéquat avec la hauteur du front (voir figure 8). Donc, il est important de choisir le diamètre du trou convenable. Après, on va calculer le plan de tir par un diamètre D102.

a) Banquette maximale

Elle est calculée par la formule :

$$B_{max} = 1.36 \times \sqrt{Cl_p} \times R_1 \times R_2, [m]$$

- Charge linéaire du pied :

$$Cl_p = \frac{\pi}{4} \times (0.150)^2 \times 960 = \mathbf{16.96 \text{ kg/m.}}$$

- Au niveau de la carrière de Sidi Laaroussi les trous sont incliné (84°) alors :
 $R_1 = 0.96$

- La résistance au tirage (C_t) : Elle prend en compte la résistance au cisaillement de la roche. Dans le cas d'un terrain homogène, le coefficient de résistance au tirage est de :
 - 0,3 pour des roches élastiques.
 - 0,4 pour des roches moyennes.
 - 0,5 pour des roches plastiques.

Comme le terrain de Sidi Laaroussi est de comportement moyen, Alors : $R_2 = 1$

$$\text{AN : } B_{\max} = 1.36 \times \sqrt{7.84} \times 0.96 \times 1 = \mathbf{5.38 \text{ m.}}$$

b) La longueur de sous foration (L_s) :

Elle est calculée par la formule :

$$L_s = 0.3 \times B_{\max}; [\text{m}]$$

$$\text{AN: } L_s = 0.3 \times 5.38 = \mathbf{1.61 \text{ m.}}$$

c) Longueur du trou (L_{tr}) :

Pour les trous inclinés on utilise la formule :

$$L_{tr} = Hg + L_s; [\text{m}]$$

$$L_{tr} = 12 + 1.61$$

$$\text{AN: } L_{tr} = \mathbf{13.61 \text{ m.}}$$

d) La banquette pratique (B) :

$$B = B_{\max} - F [\text{m}]$$

$$\text{AN : } F = D_t + 0.03 \times L_{tr} = 0.150 + 0.03 \times 13.61 = 0.56$$

$$B = 5.38 - 0.5 = \mathbf{4.82 \text{ m.}}$$

e) L'espacement (E) :

$$E = 1.25 \times B; [\text{m}]$$

$$\text{AN : } E = 1.25 \times 4.82 = \mathbf{6.02 \text{ m.}}$$

f) La répartition de la charge dans un trou de mine

- La longueur de la charge du pied :

$$L_{cp} = 1,3 \times B_{max}; [m]$$

$$AN: L_{cp} = 1.3 \times 5.38 = \mathbf{6.99\ m}.$$

- La longueur de bourrage :

$$L_b = B; [m] \quad L_b = \mathbf{4.82m}.$$

- La longueur de la charge de colonne :

$$L_{cc} = L_{tr} - L_{cp} - L_b; [m]$$

$$AN : L_{cc} = 13.1 - 4.75 - 3.16 = \mathbf{1.81\ m}.$$

g) Charge linéaire du pied (Marmanit I) :

$$Cl_p = \frac{\pi}{4} \times D_{tr}^2 \times \Delta; [kg/m]$$

$$AN : Cl_p = \frac{\pi}{4} \times (0.150)^2 \times 960 = \mathbf{16.96\ kg/m}.$$

h) Quantité d'explosif au pied du gradin :

$$Q_p = L_{cp} \times Cl_p; [Kg]$$

$$AN: Q_p = 6.99 \times 16.96 = \mathbf{118.51\ kg}.$$

i) Charge linéaire de colonne (ANFOMIL) :

$$C_{LC} = 40 \text{ à } 60\% \times C_{Lp}; [kg/m]$$

$$AN : C_{LC} = 0.4 \times 16.96 = \mathbf{6.78\ kg/m}.$$

j) Quantité d'explosif en colonne :

$$Q_c = L_{cc} \times C_{LC}; [Kg]$$

$$AN: Q_c = 1.81 \times 6.78 = \mathbf{12.25\ kg}.$$

k) Quantité de charge d'explosif dans un trou

$$Q_{\text{tot}} = Q_c + Q_p ; [\text{kg/trou}]$$

$$\text{AN: } Q_{\text{tot}} = 12.25 + 118.50 = \mathbf{130.75 \text{ kg/ trou.}}$$

l) Volume de la roche abattu par un trou :

$$V_{\text{tr}} = H_g \times B \times E ; [\text{m}^3/\text{trou}]$$

$$V_{\text{tr}} = 12 \times 4.82 \times 6.02 = \mathbf{348.16 \text{ m}^3/\text{trou.}}$$

Qui correspond à la quantité :

$$Q = V_{\text{tr}} \times \gamma ; [\text{tonnes/trou}]$$

- γ : densité moyenne (tonnes/ m^3)

$$Q = 348.6 \times \gamma = \mathbf{765.96 \text{ tonnes/trou.}}$$

m) Consommation spécifique d'explosif :

$$q_{\text{ex}} = Q_{\text{tot}} / V_{\text{tr}} ; [\text{Kg/m}^3]$$

$$q_{\text{ex}} = 130.76 / 348.16 = \mathbf{0.375 \text{ kg/m}^3}.$$

n) Nombre de trous nécessaires :

Le nombre de trous par mois

On peut déterminer le nombre de trous par la formule suivante :

$$N_{\text{tr}/\text{mois}} = \frac{P_m}{Q} ; [\text{trous}]$$

Où :

- Q : quantité de la roche abattu par trou ;
- P_m : la production mensuelle.

$$\text{AN : } N_{\text{tr}} = \frac{197000}{76596} = \mathbf{257.19 \text{ trous.}}$$

Le nombre de trous par semaine :

$$N_{\text{tr}/\text{semaine}} = N_{\text{tr}/\text{mois}} \div \text{nombre de semaines par mois}$$

$N_{tr/semaine} = 257.19 \div 4 = \mathbf{64.30 \text{ trous.}}$

Le nombre de trous par tir :

$N_{tr/tir} = N_{tr/semaine} \div \text{nombre de tirs par semaine}$

$N_{tr/tir} = 222 \div 1 = \mathbf{64.30 \text{ trous.}}$

Tab16, Les paramètres de plan de tir calculés d'après les formules de Langefors.

Paramètres	Unité	Plan de tir Utilisé dans la carrière D=150 mm	Calcul de plan de tir par les formules de Langefors D= 150 mm
Hauteur de gradin	m	12	12
Banquette maximale	m	5	5.38
Banquette pratique	m	5	4.82
Longueur de sous foration	m	1	1.61
Longueur du trou	m	13	13.61
Espacement	m	5	6.02
Longueur de bourrage	m	4.75	4.82
Quantité d'explosif au pied	Kg	50	118.51
Quantité d'explosif an colonne	Kg	50	12.25
Quantité de charge d'explosif dans un trou	Kg	100	130.76
Volume de la roche abattu par un trou	m ³	258	348.16
Consommation spécifique d'explosif	Kg/m ³	0.36	0.375
Nombre de trou par tir	Trous	92	64.3
Tonnage par tir	T	45810	49250.71
Longueur totale foré	m	1196	875.3

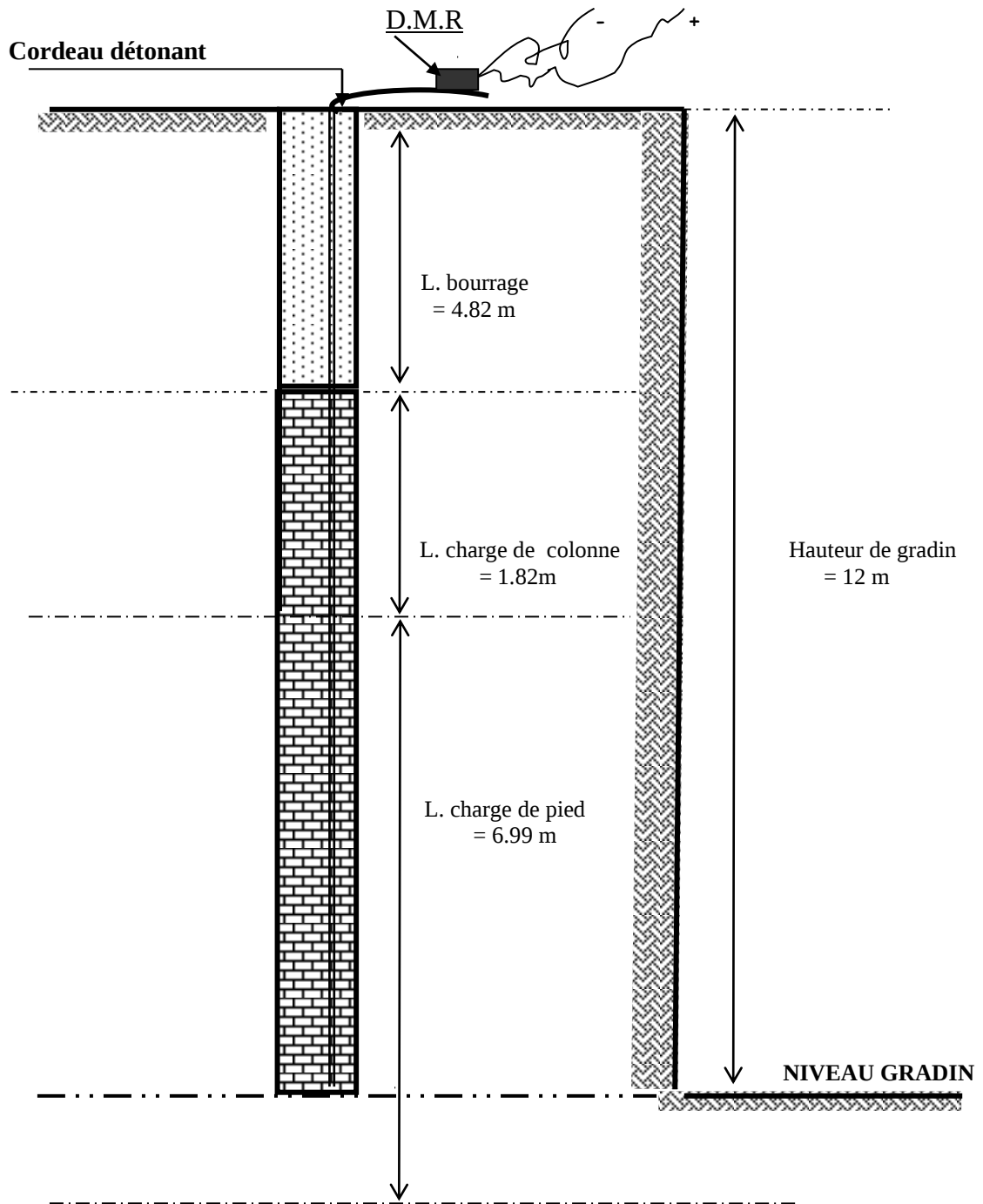


Fig12, Coupe verticale du trou de diamètre 150 mm.

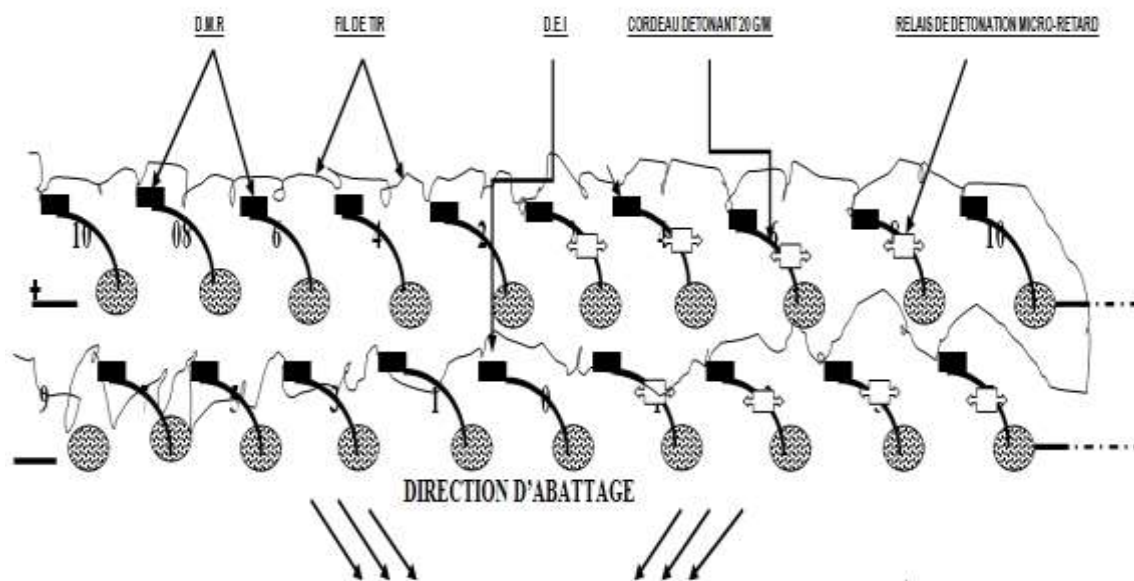


Fig13, Schéma de tir.

II.9.1.3. Interprétation des résultats :

D'après le tableau ci-dessus, On remarque qu'il n'y a pas une grande différence entre les paramètres utilisés dans la carrière et les paramètres calculés par la théorie de Langefors en utilisant la même hauteur et le même diamètre.

On observe aussi une légère diminution dans la maille des trous (banquette, espacement, longueur du trou, longueur de sous foration.. etc).

Une augmentation nette en volume du tas des roches abattu, tout, on gardant presque la même valeur de la consommation spécifique.

Afin d'optimiser le tir dans la carrière de Sidi Laaroussi, on a relevé que le problème réside dans le diamètre du trou $D = 150 \text{ mm}$ qui n'est pas adéquat avec la hauteur du front selon la courbe N° 08. On peut citer quelques paramètres permet aussi de maximiser le taux de fragmentation des roches parmi lesquels, on peut citer :

- Les dimensions de la maille ;
- La longueur du trou ;
- L'inclinaison du trou ;
- La qualité de forage ;

II.10. Modèle empirique de la méthode Langefors

Pour faciliter le calcul du plan de tir selon la méthode Longefors, on a opté pour la programmation des formules de calcul dans un programme en langage Python appelé "MakBou" qui donne des résultats de manière plus rapide.

II.10.1. Présentation de logiciel

Pour la création de ce logiciel, on a utilisé Microsoft Visual Studio et le langage de programmation Python. Le programme comprend une interface simple et conviviale. La partie gauche de l'interface est dédiée à la saisie des paramètres d'entrée, qui sont au nombre de 10.

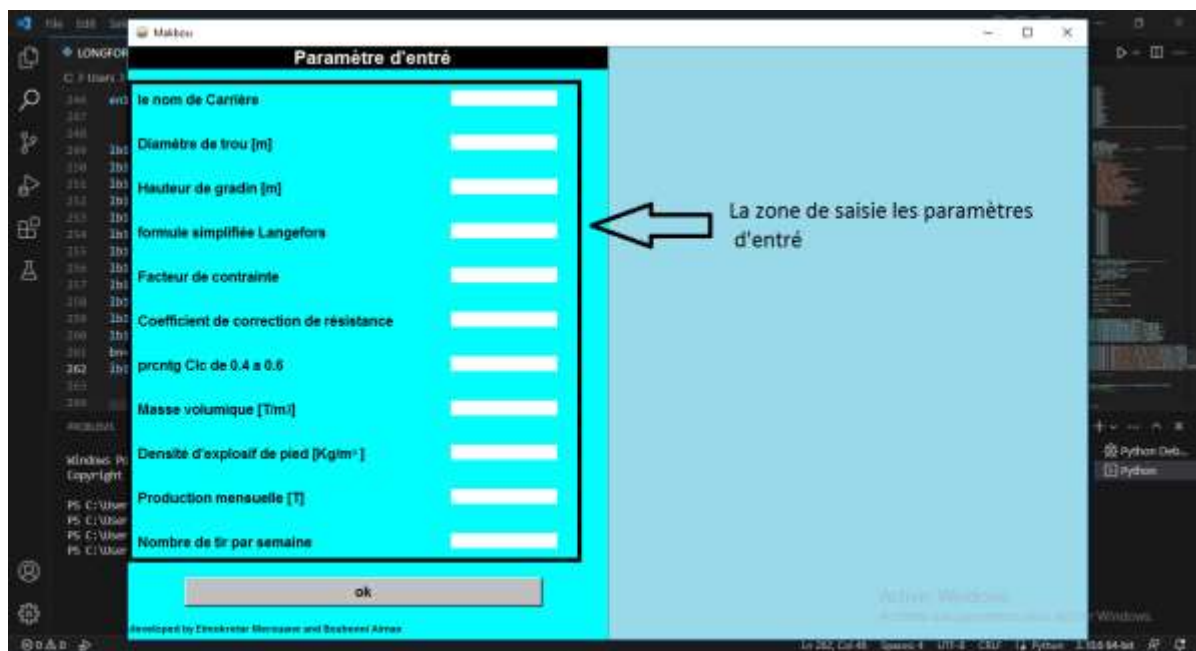


Fig14, Interface de logiciel Mkbou

Pour utiliser le programme, il suffit de saisir les données qui apparaissent dans l'interface et d'appuyer sur le bouton "OK".

La partie droite est réservée à l'affichage des résultats, qui sont au nombre de 24.

A la fin un fichier Word qui porte le nom de la carrière ou le nom du tir et son numéro sera ajouter dans le dossier du logiciel et qui contient tous les détails du tir sous forme de tableau.

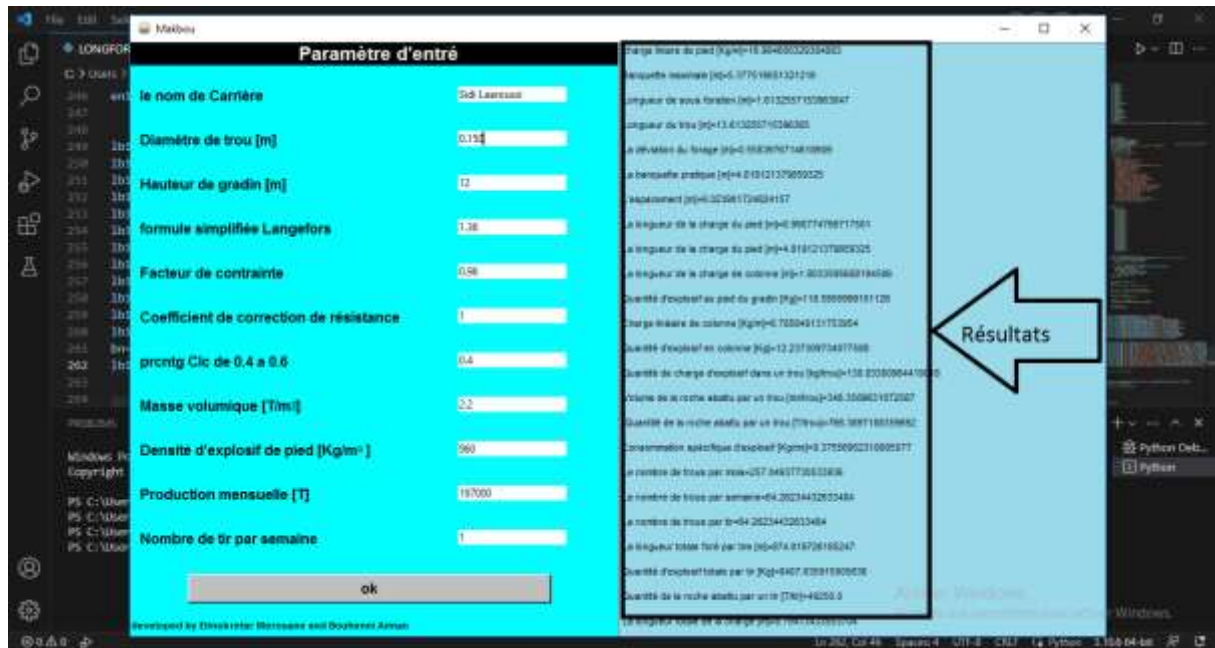


Fig15, Résultats après utilisation de logiciel Makbou

II.10.2 Application du logiciel Makbou dans la carrière de Sidi Laaroussi

On va utiliser ce logiciel pour l'élaboration d'un plan de tir convenable et optimal qui assure une bonne fragmentation des roches dans la carrière de Sidi Laaroussi.

Pour cela, on a choisi des diamètres du trou selon un abaque utilisé pour évaluer la zone optimale entre le diamètre de forage des trous et la hauteur du front à abattre. Les diamètres choisis sont D102, D110 et D127. Après on fera une comparaison avec le plan de tir utilisé dans la carrière. Les résultats de calcul sont enregistrés dans le tableau suivant :

Tab17, plan de tir élaboré par le logiciel MakBou, avec le diamètre D102

Paramètres	Unité	Plan de tir Utilisé dans la carrière D=150 mm	Calcul de plan de tir par les formules de Langefors D= 102 mm
Hauteur de gradin	m	12	12
Banquette maximale	m	5	3.66
Banquette pratique	m	5	3.16
Longueur de sous foration	m	1	1.1
Longueur du trou	m	13	13.1
Espacement	m	5	3.95
Longueur de bourrage	m	4.75	3.16

Quantité d'explosif au pied	Kg	50	37.26
Quantité d'explosif an colonne	Kg	50	16.25
Quantité de charge d'explosif dans un trou	Kg	100	53.51
Volume de la roche abattu par un trou	m ³	258	149.87
Consommation spécifique d'explosif	Kg/m ³	0.38	0.35
Nombre de trou par tir	Trous	92	149.37
Tonnage par tir	T	45810	49252.36
Longueur totale foré	m	1196	1956.31

Tab18, plans de tir élaboré par le logiciel MakBou, avec les diamètres D110 et D127.

Paramètres	Unité	Calcul de plan de tir par les formules de Langefors D= 110 mm	Calcul de plan de tir par les formules de Langefors D= 127 mm
Hauteur de gradin	m	12	12
Banquette maximale	m	3.94	4.55
Banquette pratique	m	3.44	4.02
Longueur de sous foration	m	1.18	1.37
Longueur du trou	m	13.18	13.37
Espacement	m	4.30	5.03
Longueur de bourrage	m	3.44	4.02
Quantité d'explosif au pied	Kg	46.74	71.92
Quantité d'explosif an colonne	Kg	16.85	16.65
Quantité de charge d'explosif dans un trou	Kg	63.59	88.57
Volume de la roche abattu par un trou	m ³	177.20	242.87
Consommation spécifique d'explosif	Kg/m ³	0.35	0.36
Nombre de trou par tir	Trous	126.34	92.17
Tonnage par tir	T	49250	49247.7
Longueur totale foré	m	1665.45	1231.96

On analysant les différents plans de tir calculés en fonction de différents diamètres, on remarque que le diamètre D102 donne des résultats très satisfaisants soit pour la géométrie de

la maille des trous soit en consommation spécifique de 0.35 Kg/m^3 qui est inférieure à celle de la carrière, ce qui indique que le coût de l'opération d'abattage serait minimal.

Aussi le diamètre D110 donne aussi une consommation spécifique qui est inférieure à celle de l'entreprise, mais donne des résultats moins satisfaisants pour la géométrie, citons la banquette et l'espacement par rapport au diamètre D102.

Alors, on adapte ce plan de tir par rapport aux autres D110 et D127.

On peut constater que la méthode de LANGEFORS permet d'abattre un volume de 49252.36 Tonnes qui est supérieur à celui actuellement exploité par la mine de Sidi Laaroussi. En somme, la méthode de LANGEFORS présente l'avantage d'un abattage plus efficace et économique.

On peut déclarer aussi la performance et l'efficacité dans le calcul des plans de tirs par l'utilisation du logiciel MakBou, qui s'est montré un outil simple et rapide.

II.11. Conclusion:

Après analyse du plan de tir de la carrière de Sidi Laaroussi et le plan de tir calculé par la méthode de Langefors avec le diamètre D150 mm, on a proposé de calculer plusieurs plans de tir, tout, on fait varier le diamètre du trou.

Pour éviter la répétition des calculs à chaque fois du plan de tir avec nombreuses formules tout on utilisant un grand nombre de coefficients. Un modèle numérique de la méthode de Langefors a été créé pour faciliter la tâche de l'élaboration des plans de tir.

Le logiciel nommé makbou sera représenté dans le chapitre suivant.

CHAPITRE III :
Analyse de la fragmentation des
roches

III.1 Analyse de la fragmentation

La distribution granulométrique est déterminée par plusieurs facteurs tels que l'extension de propagation des fissures, l'adhésion, l'union et l'interaction de l'onde de choc avec les surfaces libres, ainsi que les propriétés physiques de la matrice rocheuse. Cette interdépendance est extrêmement complexe dans ce contexte.

C'est pourquoi nous sommes contraints d'utiliser des modèles empiriques pour prédire la distribution granulométrique après une explosion. Bien que ces méthodes empiriques ne soient pas très précises, elles restent populaires et utiles.

Le modèle le plus couramment utilisé aujourd'hui est le modèle Kuz-Ram

III.2 Le modèle Kuz-Ram

Le modèle Kuz-Ram est le résultat de la combinaison de deux formules semi-empiriques qui permettent de prédire la distribution granulométrique des fragments de roche brisée. En 1982, Cunningham a développé une équation de Kuznetsov plus étendue qui pouvait être appliquée à d'autres explosifs disponibles sur le marché. Par la suite, en 1987, Cunningham a intégré le concept du facteur de tir de Lilly dans le modèle, qui mesure efficacement la fragmentation des roches lors d'une explosion. La distribution des tailles de fragments est exprimée par la fonction Rosine-Rammler, dont la forme est très similaire à l'équation qui décrit la longueur d'un bloc complet dans la masse rocheuse (Priest et Hudson, 1981). [22]

La probabilité que la longueur de la roche complète soit inférieure à la taille spécifiée est donnée par la formule suivante (III.1) :

$$F(x) = 1 - e^{-aX} \quad (III.1)$$

Où :

- a : densité moyenne des fractures.
- X : distance entre les fissures (m).

L'équation démontre que la forme de la courbe de distribution des débris dans le modèle Kuz-Ram est influencée par la présence de fissures et de discontinuités préexistantes dans la roche. Ainsi, le mécanisme de dynamitage supposé par le modèle Kuz-Ram est basé sur

l'extension et la combinaison des fissures préexistantes, provoquées par les contraintes de traction générées par les trous de mine.

III.2.1 Equation de Kuznetsov

La formule développée par Kuznetsov (1973) a été utilisée pour prédire le diamètre du morceau moyen du tas de roche abattu, qui se base sur l'utilisation du TNT comme explosif [2].

Conformément au modèle Kuz-Ram, le diamètre du morceau moyen peut être calculé par l'équation (III.2) :

$$X = A \times (V/Q)^{0.8} \times Q^{0.167} \times (E/115)^{-0.633} \quad (\text{III.2})$$

Où :

- X : diamètre du morceau moyen (cm).
- V : volume de la roche abattue, $(V=B \times E \times H) \text{ m}^3$.
- Q : masse d'explosif par trou (kg).
- E : relative à la puissance de l'explosif (ANFO=100).
- A : facteur de la roche ; (facteur de la masse rocheuse).

Le tableau suivant illustre la relation entre le facteur A et la dureté des roches

Tab19, Facteur de roche en fonction des caractéristiques du massif rocheux d'après Cunningham.

Caractéristiques du massif rocheux	Facteur de roche A
Roches moyennement dures dont $f=8\div 10$.	7
Roches dures et très fissurées dont $f=10\div 14$	10
Roches très dures et moyennement fissurées dont $f=12\div 16$.	13

III.2.2 Equation de Tidam

La puissance de l'explosif est calculée à partir d'une équation modifiée développée initialement par Tidam :

$$E = [VOD_e / VOD_n]^2 RWS \quad (\text{III.3})$$

Avec :

- VOD e : vitesse de détonation effective de l'explosif, m/s ;
- VOD n : vitesse de détonation nominale de l'explosif, m/s ;
- RWS : Puissance relative de l'explosif.

III.2.3 Equation de Rosin-Rammler

La distribution des dimensions des fragments est donnée par l'équation de Rosin-Rammler, qui est une fonction exponentielle négative, de la forme : 2

$$R(x) = 1 - e^{-(x/X_c)^n} \quad (\text{III.4})$$

Où :

- $R(x)$: proportion (%) du matériau passant le crible d'ouverture X ;
- x : ouverture du crible (cm) ;
- X_c : dimension caractéristique (cm), (calculée à partir du diamètre moyen) ;
- n : coefficient d'uniformité.

La taille caractéristique : c'est la taille par laquelle passe 69,3 % des fragments. Elle est calculée à partir de la taille moyenne de l'équation de Kuznetsov :

$$X_c = X / (0.693)^{1/n} \quad (\text{III.5})$$

III.2.4 L'indice d'uniformité

L'indice d'uniformité est calculé en fonction du plan de tir et de la hauteur du gradin, à l'aide de l'équation (III.6) qui prend en compte le diamètre des trous, le fardeau (largeur de la banquette), l'espacement entre les trous, la longueur de la charge explosive, la précision du forage (déviations) et la hauteur du gradin.

n : coefficient d'uniformité varient habituellement entre 0,8 et 2,0, les valeurs élevées de l'indice d'uniformité indiquent le classement par une taille relativement uniforme tandis qu'une faible valeur indique à la fois une forte proportion de fines et de hors gabarits. Donc pour les plans quinconces n augmente et calculé d'après la formule suivante [2] :

$$n = [2, 2 - (14 \times (B/d))] \times [1 + (R-1)/2]^{0.5} \times [(1 - (W/B)) \times (L/H)] \quad (\text{III.6})$$

Où :

- d : diamètre de la charge (mm) ;
- W : déviation standard de la précision de forage (m) ;
- B : banquette (m) ;
- R : espacement /fardeau ;
- H : hauteur du gradin (m) ;
- L : longueur de la charge (m).

III.3 Résultats obtenus par le modèle Kuz-Ram

III.3.1 Pour les paramètres de forage et de tir existant dans la carrière de Sidi Laaroussi

Le tableau ci-dessous présente la modélisation de la fragmentation, effectuée par Kuz-Ram, du tas abattu lors des opérations de forage et de tir à Sidi Laaroussi.

Tab20, Fragmentation modélisée par Kuz-Ram du tas abattu pour les paramètres de forage et de tir existant dans Sidi Laaroussi.

Fragmentation prévue	
Hors gabarits (non désirées)	3.2%
Optimales (désirées)	89%
Particules fines (non désirées)	7.8

Les paramètres de Kuz-Ram obtenus sont résumés dans le tableau suivant :

Tab21, Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour les paramètres de forage et de tir existant dans Sidi Laaroussi.

Indice de tirabilité	6.075
Dimension moyenne des morceaux de tas abattu	31 cm
Coefficient d'uniformité	1.18
Taille caractéristique	42 cm

Les résultats obtenus à partir de l'analyse granulométrique, en utilisant le modèle de Kuz-Ram, sont présentés dans le tableau 21 tandis que la courbe granulométrique correspondante est représentée dans la figure 14.

Tab22, Pourcentage des passants en fonction des tailles de tas de roches abattues le plan de forage et tir existant dans Sidi Laaroussi.

Taille (m)	Pourcentage des passants
0	0.0%
0.05	7.8%
0.10	16.8%
0.15	25.7%
0.20	34.1%
0.25	41.9%
0.30	48.9%
0.35	55.4%
0.40	61.1%
0.45	66.2%
0.50	70.7%
0.55	74.7%
0.60	78.2%
0.65	81.2%
0.70	83.9%
0.75	86.2%
0.80	88.2%
0.85	89.9%
0.90	91.4%
0.95	92.7%
1.00	93.8%
1.05	94.7%
1.10	95.5%

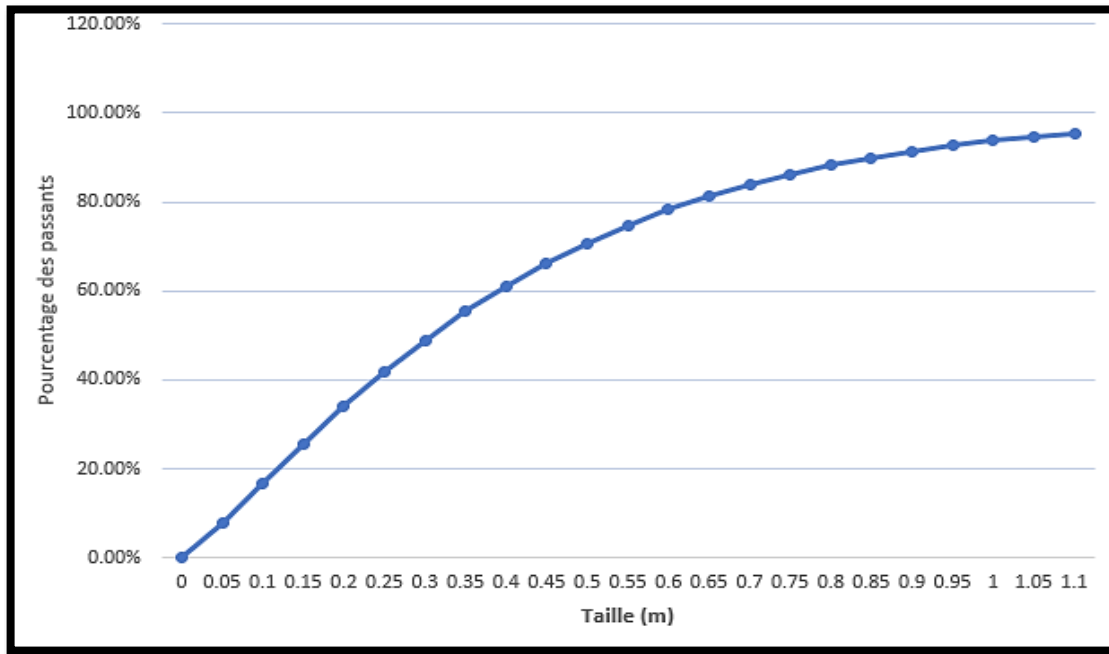


Fig16, Courbe granulométrique pour les paramètres de forage et de tir existant dans la carrière de Sidi Laaroussi.

D'après les résultats représentés dans le Tableau (19) et la Figure (14), on constate que le taux des hors gabarit obtenue pour les valeurs du plan de tir existant au niveau de la carrière est de l'ordre de 3.2 % ce qui représente une quantité mensuelle de 5863.68 tonnes/mois, et 7.8 % des fines qui représente une quantité de 14292.72 t/mois, ce qui traduit une perte totale en quantité abattue de l'ordre de 20156.4 t/mois. Néanmoins, la quantité admissible pour le passage à l'étape de préparation mécanique représente 89% traduit par une quantité de l'ordre de 163083.6 t/mois.

Par rapport à la production annuelle, on calcule une quantité de blocs hors gabarit et des fines de tir égale à **241876.8t/ an** et pour la fragmentation réglée, on obtient que 1957003.2 t/ an, sachant que la production annuelle est estimée à 2364000 de tonnes par année.

III.3.2 Pour les paramètres de forage et de tir calculés par la méthode de Langefors (Diamètre 102 mm)

Le tableau ci-dessous présente la fragmentation du tas abattu, modélisée par Kuz-Ram, en utilisant les paramètres de tir calculés selon la méthode de LANGEFORS pour un diamètre de 102 mm.

Tab23, Fragmentation modélisée par Kuz-Ram du tas abattu pour les paramètres de forage et de tir calculés par la méthode de Langefors du diamètre de trou 102 mm.

Fragmentation prevue	
Hors gabarits (non désirées)	0.5%
Optimales (désirées)	95.7%
Particules fines (non désirées)	3.8%

Les paramètres de Kuz-Ram obtenus sont résumés dans le tableau suivant :

Tab24, Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour les paramètres de plan de tir calculés par la méthode Langefors du diamètre de trou 102 mm.

Indice de tirabilité	6.48
Dimension moyenne des morceaux de tas abattu	32 cm
Coefficient d'uniformité	1.55
Taille caractéristique (D60)	41 cm

Le tableau ci-dessous récapitule les pourcentages des dimensions des fragments de roche abattus dans le tas, calculés selon la méthode de Langefors pour le plan de tir.

Tab25, Pourcentage des passants en fonction des tailles des tas de roches abattues pour le plan de tir calculé par la méthode de Langefors du diamètre de trou 102 mm.

Taille (m)	Pourcentage des passants
0	0.0%
0.05	3.8%
0.10	10.8%
0.15	19.3%
0.20	28.5%
0.25	37.7%
0.30	46.6%
0.35	54.9%
0.40	62.5%
0.45	69.1%
0.50	74.9%
0.55	79.9%

0.60	84.1%
0.65	87.5%
0.70	90.3%
0.75	92.5%
0.80	94.3%
0.85	95.7%
0.90	96.8%
0.95	97.6%
1.00	98.3%
1.05	98.7%
1.10	99.1%

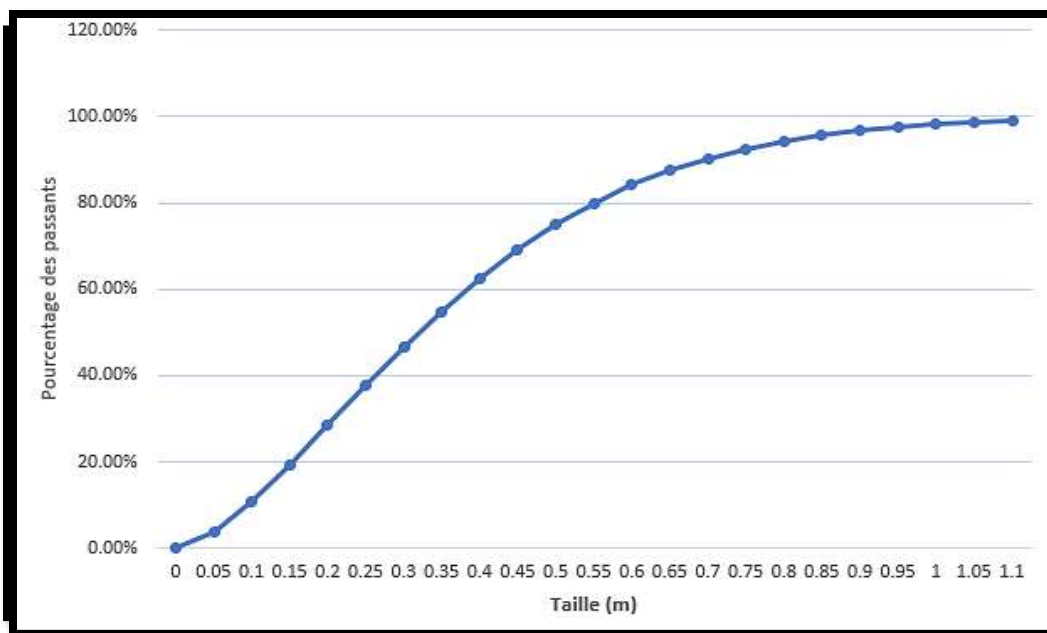


Fig17, Courbe granulométrique, pour les paramètres calculés par la méthode de Langfords du diamètre de trou 102 mm.

Les résultats de fragmentation suivant les règles de Langfords sont représentés dans le tableau (22) et la figure (15), montre un taux des hors gabarit de l'ordre de 0.5% d'une quantité mensuelle de 984.98 t/mois, et 3.8% de fines qui représente une quantité de 7485.9 t/mois, ce qui explique une perte totale en quantité abattue de l'ordre de 8470.88t/mois. Néanmoins, la quantité admissible en matière première d'agrégats représente 95.7% traduit par une quantité de l'ordre de 188526.6 t/mois.

Par rapport à la production annuelle, on trouve une quantité de blocs hors gabarit et des fines de tir égale à 101651 T /an et pour la fragmentation réglée, on obtient 2262319.5 T/ an, sachant que la production annuelle à partir du plan de tir Langefors D102 mm, est estimée à 2363970 de tonnes par année avec une augmentation dans la production de 165090 Tonnes.

III.3.3 Comparaison des résultats d'abattage pour les paramètres existants et les paramètres calculés

Finalement voici un tableau qui résume les pertes en blocs hors gabarit et en fines ainsi que la production en fragmentation réglée (optimum) selon la production annuelle pour chaque tir :

Tab26, Comparaison entre les résultats d'abattage pour les paramètres existants et les paramètres calculés.

	Carrière	D102
Perte mensuelle en H-G en T	5863.68	984.98
Perte mensuelle en fine en T	14292.72	7485.9
Pertes mensuelles totales	20156.4	8470.88
Optimum mensuelle en T	163083.6	188526.6
Pertes annuelles en T	241876.8	101651
Optimum annuelle en T	1957003.2	2262319.5
Production annuelle en T	2198880	2363970

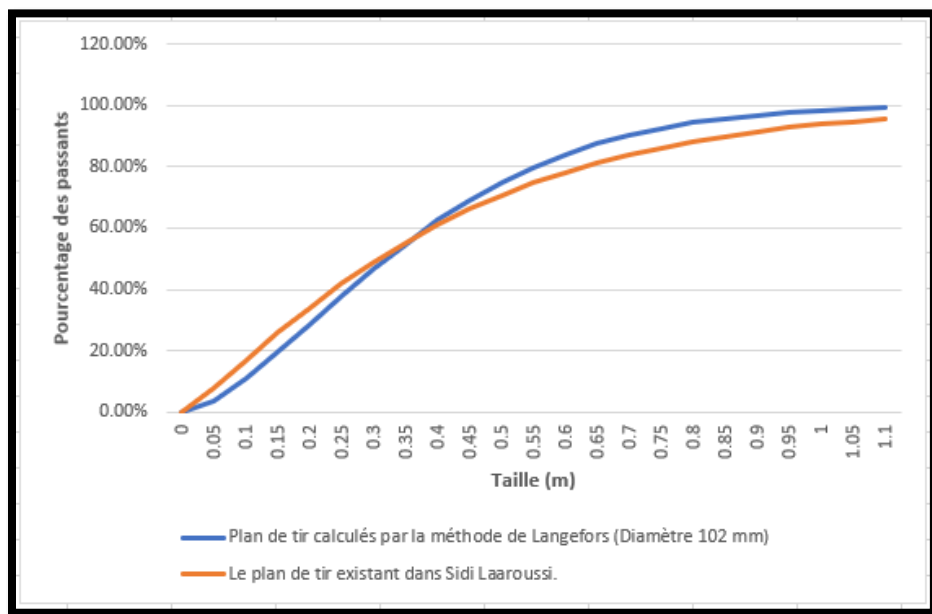


Fig18, Comparaison des Deux courbes granulométriques.

En appliquant la méthode d'optimisation de calcul des plans de tir, méthode Langefors sur le modèle de Kuz-Ram, on distingue les résultats suivants :

- Les quantités des hors gabarit est élevé dans le résultat du plan de tir de l'entreprise par Rapport au plan de tir proposé D102. Avec : $T_{hg} \text{ carrière} > \text{langefors D102}$

Avec : T_{hg} : Taux des hors gabarit, %

- On a trouvé que les pertes annuelles (blocs hors gabarit et les fines) de la roche abattue sont très élevées dans le résultat du plan de tir de la carrière, on comparant avec la variante de plan de tir Langefors. $\text{Per ann Carrière} \gg \text{Per ann Langefors D89}$. Cela confirme que le plan de tir Langefors D102 donne des résultats très satisfaisants, car il tient compte de plusieurs facteurs clés, parmi lesquelles la détermination d'une géométrie convenable avant de passer à l'étape de calcul des charges d'explosif.

CHAPITRE IV :
Opération de chargement et de
transport

IV.1 Le chargement

Le fonctionnement d'une carrière ou d'une mine à ciel ouvert est planifié en fonction des engins de chargement choisis. Le choix de ces engins conditionne pratiquement celui des autres équipements et leur utilisation. L'engin de chargement est considéré comme le maillon principal de la chaîne technologique d'exploitation minière à ciel ouvert, car il définit le niveau de production de la carrière ou de la mine à ciel ouvert. Il est donc crucial de choisir le bon équipement de chargement pour assurer une exploitation minière efficace et rentable.

IV.1.1 Le chargement au niveau de la carrière

Les travaux d'abattage et de chargement des roches préalablement abattues par travaux de forage et de tir sont réalisés à la carrière de Sidi Laroussi à l'aide de pelles et de chargeuses. La carrière dispose d'une chargeuse KOMATSU, dont les caractéristiques techniques sont détaillées ci-dessous. Ainsi, ces engins jouent un rôle crucial dans la chaîne technologique d'exploitation minière à ciel ouvert, déterminant le niveau de production de la carrière.

IV.1.2 Calculs de productivité de la chargeuse

IV.1.2.1 Détermination du temps de cycle de la chargeuse T_c

D'après plusieurs chronométrages réalisés à la carrière de Sidi Laroussi, les temps mesurés ont été consignés dans le tableau ci-dessous :

Tab26, Chronométrages du temps de cycle de chargeuse KOMATSU WA700–3.

Cycle	Temps de chargement (s)	Temps de parcours (s)	Temps de déchargement (s)	Temps de retour (s)	Total (s)
1	9.98	20.36	7.94	17.93	56.21
2	10.55	21.64	9.86	13.58	55.63
3	13.74	19.97	8.54	15.60	57.85
4	10.90	20.10	8.78	15.18	54.96
5	11.62	21.46	9.13	16.40	58.61
Total (s)	11.358	20.706	8.85	15.738	56.652

Donc le temps de cycle moyen T_c de la chargeuse KOMATSU WA700–3 :

$$T_c = T_{ch} + T_{par} + T_{dech} + T_{ret}$$

$$T_c = 11.36 + 20.71 + 8.85 + 15.74 = 56.65 \text{ s} = 0.94 \text{ min}$$

La durée d'un cycle de la chargeuse KOMATSU WA700-3 en secondes est $T_c = 56.65 \text{ s}$.

IV.1.2.2 Nombre des cycles effectué par la chargeuse

$$N = \frac{60}{T_c} ; \text{ cycle/minut}$$

Où :

T_c : La durée d'un cycle de la chargeuse en secondes ; $T_c = 56.65 \text{ s}$.

$$\text{Donc : } N = \frac{60}{56.65} = 1.06 \text{ cycles /min.}$$

IV.1.2.3 Calcul de rendement de la chargeuse

▪ Calcul de rendement théorique R_{th}

Elle est définie par la géométrie du gisement et la nature des matériaux.

$$R_{th} = \frac{3600 \times E}{T_c} ; \text{ m}^3/\text{h}$$

Où :

E : Capacité du godet ; $E = 8 \text{ m}^3$.

T_c : La durée d'un cycle de la chargeuse en secondes ; $T_c = 56.65 \text{ s}$.

Donc:

$$R_{th} = 508.39 \text{ m}^3/\text{h} = 6100.62 \text{ m}^3/\text{poste.}$$

Le rendement théorique de la chargeuse est $6100.62 \text{ m}^3/\text{poste}$.

▪ Calcul de rendement d'exploitation par poste

Plusieurs facteurs influencent le rendement des engins de chargement, notamment le type d'engin utilisé, la capacité du godet, le temps de cycle, la granulométrie des roches abattues et l'expérience du conducteur. Chacun de ces éléments joue un rôle crucial dans la détermination de la productivité et de l'efficacité de l'engin de chargement.

Le rendement postier des chargeuses est calculé par la formule suivante :

$$Rch.p = \frac{3600 \times V \times T \times Kr \times Ku \times \rho}{Tc \times Kf} ; \text{tonne/poste.}$$

Où :

- T : La durée d'un poste de travail, T = 12 h ;
- Kf : Le coefficient de foisonnement, (Kf=1.4).
- Tc : Le temps de cycle de la chargeuse, Tc= 56.65s ;
- V : La capacité du godet de la chargeuse, V = 8 m³ ;
- ρ : La masse volumique de la roche, ρ =1.93 Tonne/m³ ;
- Kr : Le coefficient de remplissage du godet de la chargeuse, Kr =0.8 ;
- Ku : Le Coefficient d'utilisation de la chargeuse (varie entre 0.85 et 0.87 ; on prend 0.85)

$$Rch.p = 5853.46 \text{ tonne/poste.}$$

▪ Calcul de rendement d'exploitation journalier

$$Rch/j = Rch/p \times Np/j ; (\text{Tonne/jour}).$$

Où :

- Np/j : Nombre de poste par jour, (01) poste par jour.
- Rch/p : Rendement de chargeuse par poste, (Tonne/poste) ;

Au niveau de la carrière de Sidi-Laroussi nous avons un poste des travaux, donc le rendement journalier sera :

$$Rch.p = 5853.46 \text{ tonne/poste.}$$

▪ **Calcul de rendement d'exploitation annuelle**

$$Rch/an = Rch/j \times Nj/an; \text{ (tonne /an).}$$

Où :

- Rch/j : Rendement de chargeuse par jour, (tonne /jour) ;
- Nj/an : Nombre de jours ouvrable par an de la chargeuse, $Nj = 360 \text{ j/a}$

Donc: $Rch/an = 5853.46 \times 360 = 2\,107\,245.6 \text{ tonne /an}$

IV.1.2.4 Calcul de nombre de chargeuse nécessaire (Nch)

$$Nch = \frac{Pj \times Ki}{Rch}$$

Où :

- Pj : Production journalière, $Pj = 12\,500 \text{ tonnes}$;
- Rch : Rendement de chargeuse durant un poste de travail ;
- Ki : Coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0.8 et 1.2 ; on prend $Ki = 1$) ;

Donc :

$$Nch = \frac{12\,500 \times 1}{5853.46} = 2.1 = 2 \text{ chargeuses.}$$

Dans la carrière Sidi-Laroussi le chargement s'effectue à l'aide de 03 chargeuses.

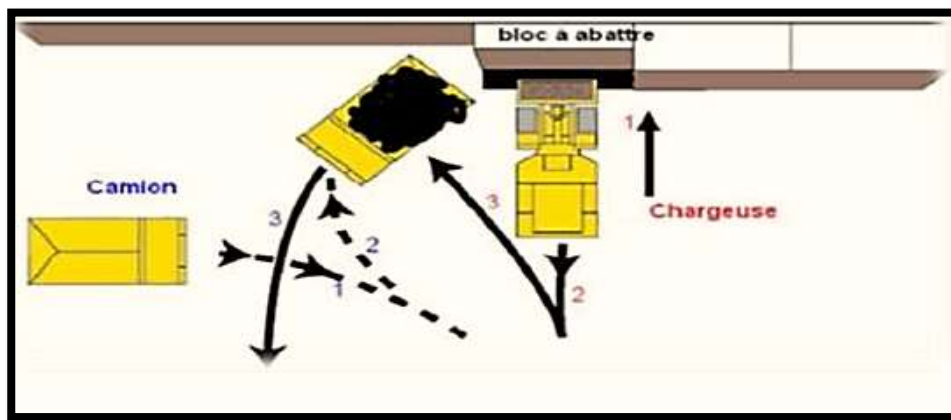


Fig19, Opération de chargement des roches abattues

IV.2 Le transport

Le transport est crucial dans une exploitation minière à ciel ouvert car il assure la liaison entre le fond de la carrière et le point de déchargement des produits. Outre le déplacement des minerais, il est également responsable du transport des stériles qui constituent souvent la majeure partie de la circulation des produits. La méthode d'ouverture du gisement, la méthode d'exploitation et le mode de la mise à terrils sont prédéterminés en grande partie par le transport dans la carrière. De plus, les dépenses liées au transport représentent une part importante du coût total de l'exploitation minière, allant souvent de 20% à 30%. Le transport implique le déplacement de la masse minière du front de taille vers la zone de décharge.

Le choix judicieux des équipements de transport est conditionné par les facteurs suivants :

- La méthode d'ouverture.
- La distance de transport ;
- La méthode d'exploitation ;
- Le type d'engin de chargement ;
- La nature des roches transportées ;

Il existe plusieurs modes de transport possibles, notamment :

- Le transport par camion ;
- Le transport par voie ferrée ;
- Le transport par convoyeur à bandes ;
- Le transport par skip ;
- Le transport par couloir de chute.

IV.2.1 Exigences du transport :

Les facteurs suivants déterminent le choix rationnel des équipements de transport :

- Les distances minimales de transport ;
- Les temps morts réduits et le rendement maximal des engins de chargement ;
- Les paramètres des moyens de transport doivent correspondre à ceux des engins de chargement ainsi qu'aux propriétés des roches transférées ;

- La sécurité du travail ;
- Le meilleur sens de progression des travaux miniers.

IV.2.2 Etat actuel des travaux de transport au niveau de la carrière :

La carrière de Sidi-Laroussi utilise le transport par camions pour déplacer les matériaux. Les camions en question sont de marque CATERPILLAR et sont utilisés pour alimenter la station de concassage et pour transporter les stériles jusqu'au terril. Le choix de ces camions a été basé sur la productivité de la carrière, les caractéristiques des charges à transporter, le type d'engins de chargement et la distance de transport. La carrière dispose de 10 camions dont les spécifications techniques sont les suivantes.

IV.2.3 Calcul de la productivité des camions**IV.2.3.1 Détermination du temps de cycle des camions**

La durée de cycle du camion est déterminée par la formule suivante :

$$T_c = T_{ch} + T_{all} + T_{dech} + T_{ret} + T_{man}; \text{ (min)}$$

- **T_{man}** : Temps de manœuvre.
- **T_{ch}** : Temps de chargement de la benne du camion ;
- **T_{dech}** : Temps de déchargement de la benne du camion ;
- **T_{ret}** : Temps de marche en vide vers le point de chargement ;
- **T_{all}** : Temps du parcours en charge vers la station du concassage primaire ;

Tab27, Chronométrages du temps de cycle du camion CATERPILLAR 773G.

Cycle	Temps de chargement (min)	Temps de parcours (min)	Temps de déchargement (min)	Temps de retour (min)	Temps d'attente (min)	Total (min)
1	2.66	4.15	0.67	4.02	3	14.5
2	3.24	4.5	0.65	4.75	4.25	17.39
3	4	4	0.72	4.25	4.5	17.47
4	3.4	4.3	0.7	4.4	3.25	16.05

5	2.9	4.1	0.69	4	4.20	15.89
Moyen	3.24	4.21	0.686	4.284	3.84	16.26

$$T_c = (3.24 + 4.21 + 0.686 + 4.284 + 3.84) = 16.26 \text{ min}$$

Donc :

$$T_c = 16.26 \text{ min} = 975.6 \text{ s.}$$

IV.2.3.2 Calcul de rendement du camion :

▪ **Calcul de rendement théorique :**

$$R_{th} = \frac{3600 \times Q_c \times T_p}{T_c} ; \text{ t/poste.}$$

Où :

- T_p : Durée d'un poste de travail, $T_p = 12 \text{ h}$;
- T_c : Temps de cycle du camion, $T_c = 975.6 \text{ s.}$
- Q_c : Capacité de la benne du camion, $Q_c = 60 \text{ t}$;

$$R_{th} = \frac{3600 \times 60 \times 12}{975.6} = 2656.8 \text{ t/poste.}$$

▪ **Calcul de rendement d'exploitation postière**

$$R_{c/p} = \frac{3600 \times Q_c \times T_p \times K_q \times K_u}{T_c}$$

Où :

- T_p : Temps postière, $T_p = 12 \text{ heures}$;
- T_c : Temps de cycle d'un camion, $T_c = 975.6 \text{ s.}$
- Q_c : Capacité de la benne du camion, $Q_c = 60 \text{ tonnes}$;
- K_q : Coefficient d'utilisation de charge du camion, $K_q = 1$;
- K_u : Coefficient d'utilisation du camion durant un poste, $K_u = 0.87$;

$$\text{AN :} \quad R_{c/p} = \frac{3600 \times 60 \times 12 \times 1 \times 0.87}{975.6} = 2311.4 \text{ tonne/poste.}$$

▪ **Calcul de rendement d'exploitation journalier**

$$R_{c/j} = R_{c/p} \times N_{p/j} ; (\text{Tonne/an}).$$

En ce qui concerne la carrière de Sidi-Laroussi, un poste de travail est en place, ce qui détermine le rendement quotidien :

$$R_{c/j} : 2311.4 \text{ tonne/j.}$$

▪ **Calcul de rendement d'exploitation annuelle :**

$$R_{c/an} = R_{c/j} \times N_{br/an} ; (\text{Tonne / an})$$

$N_{br/an}$: Nombre des jours ouvrables par an ; $N_{br/an} = 360 \text{ jours /an.}$

$$\text{Donc :} \quad R_{c/an} = 2311.4 \times 360 = 832104 \text{ tonne/an.}$$

IV.2.3.3 Nombre de godets pour remplir la benne du camion :

La formule ci-dessous permet de calculer le nombre de godets nécessaires pour remplir la benne du camion : $N_g = V/E$

- V : Capacité de la benne du camion ; on prend : $V = 35.75 \text{ m}^3$. (Voir les caractéristiques du camion) ;
- E : Capacité du godet de la chargeuse, $E = 8 \text{ m}^3$.

$$\text{Donc :} \quad N_g = \frac{35.75}{8} = 4.47 \text{ godets} = 5 \text{ godets}$$

IV.2.3.4 Calcul de nombre de camion nécessaires :

$$N_c = \frac{P_j \times K_i}{R_{c/p} \times N_{p/j}}$$

Où :

- P_j : Production journalière ;
- K_i : Coefficient d'irrégularité, $K_i = 0.9$;
- $R_{c/p}$: Rendement du camion par poste ;

- $N_{p/j}$: Nombre de poste par jour.

Donc : $N_c = \frac{12500 \times 0.9}{2311.4 \times 1} = 4.87 = 5 \text{ camions.}$

Dans la carrière Sidi-Laroussi le camion s'effectue à l'aide de 20 camions

IV.2.3.5 La largeur de la voie du transport :

La largeur de la voie du transport dans les deux sens se calcule par la formule suivante :

$$B_t = 2T + a + 2c ; (m)$$

- T : La largeur du camion $T = 5.67 \text{ m}$;
- $a = (0.7 \div 1.7) \text{ m}$: La distance de sécurité entre deux camions croisés, on Prend :
 $a = 1.7 \text{ m}$;
- $c = (0.4 \div 1)$: Distance de sécurité à partir du côté du camion jusqu'à la route d'accès, on prend : $c = 1 \text{ m}$.

Donc : $B_t = 15.04 \text{ m.}$

Dans la carrière de Sidi-Laroussi la largeur de la voie du transport : $B_t = 18 \text{ m.}$

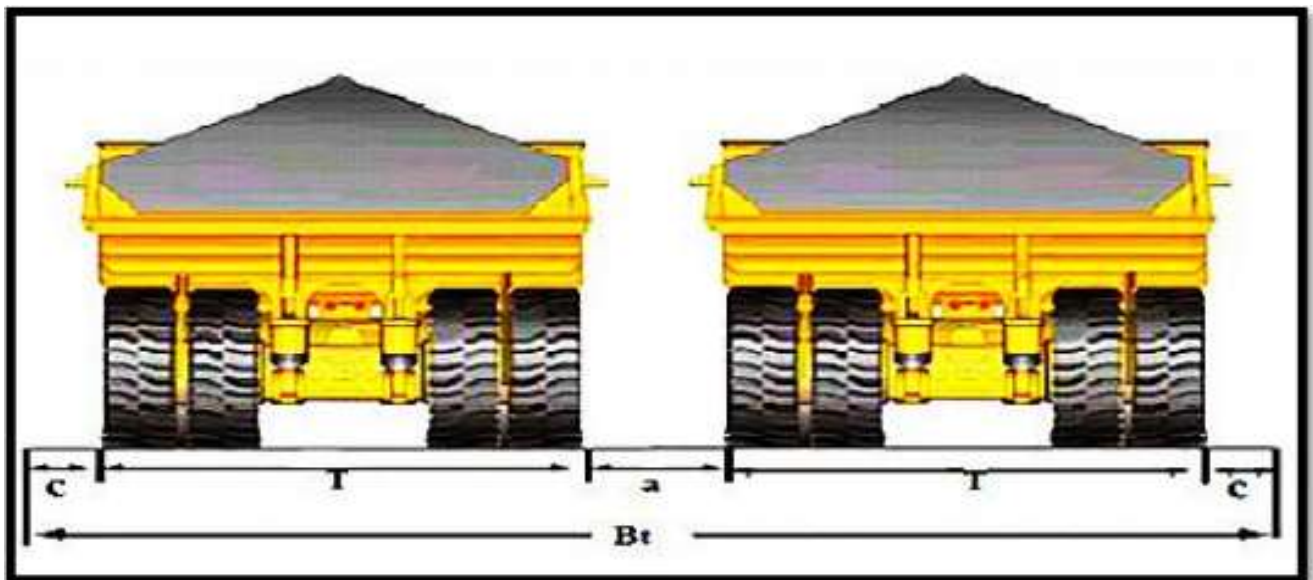


Fig20, La largeur de la voie du transport.

Conclusion :

Les pelles et les chargeuses ont chacun leurs avantages selon les zones d'application, ce qui permet de déterminer les matériels les plus adaptés dans les mines et les carrières. Pour choisir le matériel de chargement le plus approprié en fonction des matériaux, des conditions de travail et de la production, une étude minutieuse de chaque exploitation est nécessaire.

Conclusions générales

Le but essentiel de ce travail est de trouver une méthodologie relative à la conception d'un plan de tir permettant la bonne fragmentation des matériaux durs, tels que les roches, sous sollicitations à l'explosif. Une telle méthodologie aidera à l'analyse systématique des paramètres influençant le plan de tir et compréhension des mécanismes de fragmentation des roches à l'explosif et, par conséquent, contribueront dans l'optimisation des performances du tir à l'explosif.

L'étude géologique et topographique du gisement de Sidi Laroussi a permis l'évaluation de ses réserves exploitables qui sont estimées à par 189 117 977,89 tonnes. Avec une production annuelle de 4 100 000 tonnes, l'entreprise pourra alimenter le marché pendant 46 ans.

Les résultats obtenus après l'utilisation de la méthode Langefors dans le plan de tir, en particulier avec un diamètre de 102 mm, ont montré d'excellents résultats par rapport au plan de tir utilisé dans la carrière de Sidi Laroussi. Cela a permis d'obtenir une plus grande quantité de production avec une quantité moindre d'explosifs, ce qui se traduit par des coûts réduits et de meilleurs résultats.

Et pour faciliter le calcul du plan de tir selon la méthode Longefors, on a opté pour la programmation des formules de calcul dans un programme en langage Python appelé "MakBou" qui donne des résultats de manière plus rapide et efficace.

En appliquant la méthode d'optimisation de calcul des plans de tir, méthode Langefors sur le modèle de Kuz-Ram, on distingue les résultats suivants :

- Les quantités des hors gabarit est élevé dans le résultat du plan de tir de l'entreprise par Rapportai plan de tir proposé D102. Avec : $T_{hg} \text{ carrière} > \text{langefors D102}$
- On a trouvé que les pertes annuelles (blocs hors gabarit et les fines) de la roche abattue sont très élevées dans le résultat du plan de tir de la carrière, on comparant avec la variante de plan de tir Langefors. $\text{Per ann Carrière} \gg \gg \text{Per ann Langefors D89}$. Cela confirme que le plan de tir Langefors D102 donne des résultats très satisfaisants, car il tient compte de plusieurs facteurs clés, parmi lesquelles la détermination d'une géométrie convenable avant de passer à l'étape de calcul des charges d'explosif.

On peut déclarer aussi la performance et l'efficacité dans le calcul des plans de tirs par l'utilisation du logiciel MakBou, qui s'est montré un outil simple et rapide.

Recommandations

Après la conception du plan de tir, je recommande à l'entreprise de Sidi Laaroussi les points suivants :

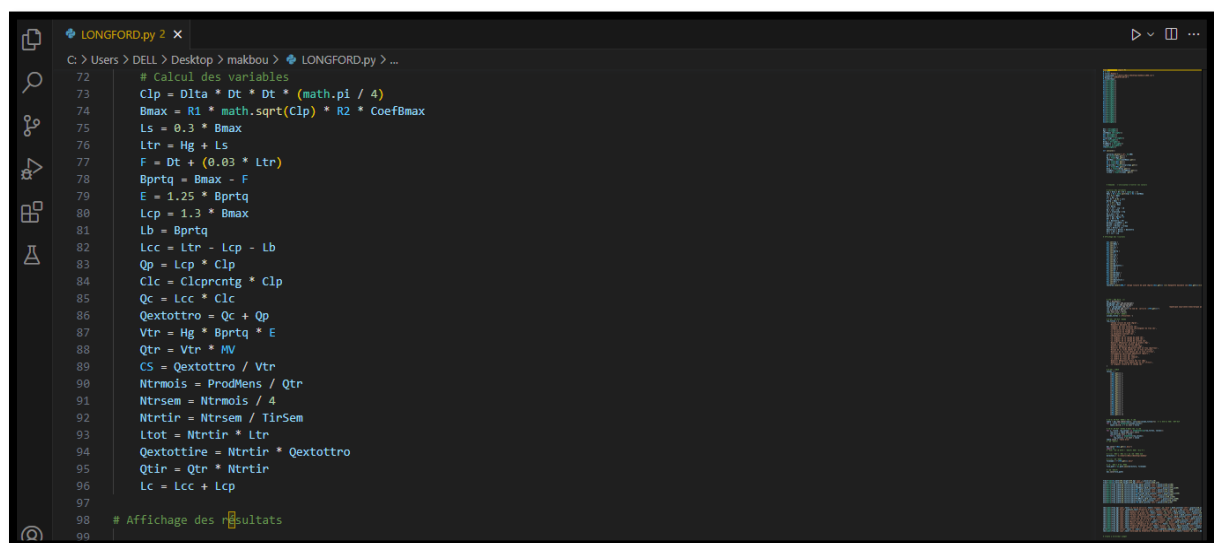
- Bien respecter les paramètres du plan de tir : La maille des trous (diamètre des trous, leur profondeur et inclinaison, espacement entre les trous et la banquette).
- Étudiée La gestion de l'énergie du tir dans le massif, (type d'explosif, consommation spécifique, construction des charges et leur initiation).
- Essayer d'avoir tous les données réelles sur le site des travaux.

Annexe

Annexe 1 : La carrière de calcaire de Sidi-Laroussi.



Annexe 2 : Interface de Visual studio code



```
72 # Calcul des variables
73 Clp = Dlta * Dt * Dt * (math.pi / 4)
74 Bmax = R1 * math.sqrt(Clp) * R2 * CoefBmax
75 Ls = 0.3 * Bmax
76 Ltr = Hg + Ls
77 F = Dt + (0.03 * Ltr)
78 Bprtq = Bmax - F
79 E = 1.25 * Bprtq
80 Lcp = 1.3 * Bmax
81 Lb = Bprtq
82 Lcc = Ltr - Lcp - Lb
83 Qp = Lcp * Clp
84 Clc = Clcpentg * Clp
85 Qc = Lcc * Clc
86 Qextottro = Qc + Qp
87 Vtr = Hg * Bprtq * E
88 Qtr = Vtr * MV
89 CS = Qextottro / Vtr
90 Ntrmois = ProdMens / Qtr
91 Ntrsem = Ntrmois / 4
92 Ntrtir = Ntrsem / TirSem
93 Ltot = Ntrtir * Ltr
94 Qextottine = Ntrtir * Qextottro
95 Qtir = Qtr * Ntrtir
96 Lc = Lcc + Lcp
97
98 # Affichage des r sultats
99
```

ANALYSE DE FRAGMENTATION KUZ-RAM			
ELMOKRETAR MEROUANE ET BOUHENNI AÏMAN			
Projet	Exploitation ciel ouvert		
Type de Roche	CALCAIRE		
		Konya approche	
Propriétés des roches intactes		Conception Plan de Tir	
Facteur de Roche		Décalé ou Carré	1
Type de Roche	Calcaire	Diamètre de Trou	150 mm
Masse spécifique de Roche	1.93 SG	Longueur de Charge	8.25 m
Module d'Elasticité	30 GPa	Banquette (Burden)	5 m
Résistance Compression	29 MPa	Espacement (Spacing)	5 m
		Déviations de Forage (SD)	0.1 m
		Hauteur de Gradin	12 m
		Direction de Pendage de la Face	0 deg
Fissuration (Jointing)		Consom. Spécif. (Powder Factor)	
Espacement	1 m	Densité de chargement	0.24 kg/tonne
Pendage	10 deg	Masse de la charge par trou	0.46 kg/m³
Direction de Pendage	75 deg		
Bloc In-situ	0.3 m		
Explosifs		Paramètres cible de fragmentation	
Densité	0.94 SG	Trop grand	1.2 m
RWS	87% (% ANFO)	Optimum	0.6 m
Vitesse Nominale VOD	4188 m/s	Trop petit	0.05 m
Vitesse Effective VOD	4188 m/s		
Energie d'Explosif (Strength)	0.872		

Blastability Index	6.075	A
Average Size of Material	31 cm	Xmoy
Uniformity Exponent	1.18	n
Characteristic Size	0.42 m	Xc

Notes

Forme carrée = 1, Forme quinconce = 1.1

Fragmentation prévisionnelle	
Pour cent trop grand	3.2% m
Pour cent dans les limites	89.0% m
Pour cent trop petits	7.8% m

Annexe 5 : Chargeuse KOMATSU WA700-3.



Annexe 6: Caractéristiques techniques de la chargeuse KOMATSU WA700-3. [1]

Caractéristiques techniques	Type de chargeuse
	KOMATSU WA700-3
Désignation	Chargeur sur pneus
Type	WA 700-3
Type de moteur	Diesel-SA6D170E
Puissance moteur	478 kW
Capacité du godet	8 m ³
Vitesse de rotation	////
Poids	70.8 t
Vitesse de déplacement	32.3 km/h
Rayon de braquage à l'extérieur	19.26 m
Longueur	12160 mm
Largeur	4040 mm
Hauteur	4790 mm

Annexe 7 : Photos de l'explosif (Anfomil et Marmanit I).



Annexe 8 : Camion CATERPILLAR 773G



Annexe 9 : Caractéristiques techniques du camion CATERPILLAR 773G.

Caractéristiques techniques	Type de camion
	CATERPILLAR 773G
Désignation	Chargeur sur pneus
Type de moteur	C27 Acert
Puissance moteur	578 kW
Capacité du benne	35.75 m ³
Capacité de charge	60 t
Poids	46.74 t
Vitesse de déplacement	67.7 km/h
Rayon de braquage à l'extérieur	19.26 m
Longueur	1 007 mm
Largeur	5 673 mm
Hauteur	4 459 mm

Références Bibliographiques

- [1] « Documentation interne de la carrière de Sidi Laroussi ».
- [2] NAGAI Consultant Co. LTD-JAPON, 1974, « Etude géologique détaillée des gisements d'argilites, de quartzite et de calcaire », Projet Cimenterie El Asnam.
- [3] CETIM, 2019, « Rapport géologique actualisé du gisement de calcaire Sidi Laroussi ».
- [4] CHAGOUR Lahcene et BOUASRIA Redouane, 2016, « Ouverture et exploitation du gisement de calcaire de Djebel Sidi Yousef, Ain Fezza - Tlemcen », mémoire en exploitation minière, Université Abderrahmane Mira de Bejaia.
- [5] SAADOUN Abderrezak, 2012, « Contribution à l'analyse des effets de tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf Amar. M'sila », mémoire magister en mines, Université Badji Mokhtar Annaba.
- [6] « Rapport d'exploitation géologique » gisement de calcaire de Sidi Laroussi.
- [7] Amari Gherici, 2010, « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de kaoula situé à proximité de Sidi Ali Benyoub-Sidi Bel Abbés », projet fin d'étude en génie minier.
- [8] BELHOUS Merzouk, 2016, « Elaboration d'un plan de tir pour améliorer la fragmentation des roches -Cas de la carrière d'Ain El Kebira W. SETIF », mémoire en exploitation minière, Université Abderrahmane Mira de Bejaia.
- [9] Bhalchandra V. Gokhale, 2011, « Rotary Drilling and Blasting in Large Surface Mines », Taylor & Francis Group, London, UK p71.
- [10] Howard L. Hartman, 1992, « SME Mining Engineering Handbook », 2e edition, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Littleton, Colorado, p 314.
- [11] M. NEFIS, 2010. « Modèle d'un plan de tir », Mémoire magister en mines, université BADJI Mokhtar Annaba

[12] Djafri Sabrina et Benletaif khemissa , 2020, «Elaboration d'un plan de tir pour améliorer la fragmentation des roches – Cas : Carrière du calcaire Hdjar Soude (W) de Skikda. » Mémoire fin d'étude, Ecole Nationale Supérieure Des Mines Et Métallurgie.

[13] « Cours d'exploitation à ciel ouvert », Université Abderrahmane mira Bejaia

[14] Aliouche Mohamed, 2008, « Exploitation des substances utiles à ciel ouvert et impact sur l'environnement-les gisements de djebel Salah-Région de Constantine » en vue du diplôme de magister en géologie, Université Mentouri de Constantine.

[15] ACHOU Abir et BOUKERNAFA Abdellatif, 2021, «Optimisation Des Paramètres De L'abattage A L'explosif Pour Améliorer Les Résultats De Tir « Cas De la Carrière Hamma Bouziane Constantine ». Mémoire de Fin d'Etudes. Ecole Nationale Supérieure des Mines et de la Métallurgie-Amar Laskri

[16] HANAFI Moncef et Walid SEDIRI Karima, 2018«Système de rationalisation du couple chargement-transport dans la Carrière de Chouf Amar M'Sila». Mémoire de projet de fin d'études. Ecole Nationale Polytechnique.

[17] Cécile COULOMBEZ, 2007, « Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats », p 25-26.

[18] Mohamed Ben Sahnoune et Kada Abdelillah Allou, 2021, «Calcul des paramètres du plan de tir par le modèle Langefors dans la carrière de calcaire de Sidi Laaroussi, Oued Sly, groupe GICA. (W) de Chlef» Mémoire de Fin d'Etudes. Ecole Nationale Supérieure des Mines et de la Métallurgie-Amar Laskri

[19] Ceficem, « Le forage des roches », Ecole des Mines de DOUAI.

[20] BOUSSAID Bachir, 2015, « Caractéristiques d'un massif rocheux et anomalies de tir », mémoire de grade ingénieur d'état, Université Abou bekr belkaïd-Tlemcen

[21] ONEX, « guide technique d'utilisation des explosifs et les accessoires de tir ».

[22] Mouloud NEFIS, 2010, « Modèle d'un plan de tir En vue de l'obtention », du diplôme de MAGISTER en Mines, Université Annaba.

- [23] BELAID Houssam, 2020, « Optimisation des paramètres de tir et choix de plan de tir (dans les conditions de S.N.C ZITI & ISAADI – Sétif) », Mémoire fin d'étude, Université Bejaia
- [24] ZAITER, Bouchra, 2020, « Comparaison de différents modèles de détermination des paramètres du plan de tir sur le rendement et le coût d'abattage à l'explosif dans les carrières» Mémoire de Fin d'Etudes. Ecole Nationale Supérieure des Mines et de la Métallurgie-Amar Laskri
- [25] ACHOUI, Abir 2021 « Influence Des Discontinuités Du Massif Sur Le Tir A L'explosif (Cas De La Carrière De Hamma Bouziane Constantine) » Mémoire de Fin d'Etudes. Ecole Nationale Supérieure des Mines et de la Métallurgie-Amar Laskri
- [26] STIG O OLOFSSON, « Applied Explosives Technology for Construction and Mining », second edition, Sweden.
- [27] CHIBKA.N, 1980, « Exploitation des gisements métallifères », Edition Office des publications Universitaire.