



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
وزارة التعليم العالي و البحث العلمي
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE
SCIENTIFIQUE
المدرسة الوطنية العليا للمناجم والمعادن - عمار العسكري - عنابة
ECOLE NATIONALE SUPERIEURE DES MINES ET DE LA METALLURGIE
AMAR LASKRI- ANNABA

Département Génie Minier

Mémoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme d'INGENIEUR

En Génie Minier

Thème

**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**

Présenté par : **Mohamed Ben Sahnoune**
Kada Abdelillah Allou

Encadré par : **Houda Mahtali**

Jury de Soutenance

Djamel Nettour

MCA, ENSMM Annaba

Président

Hamid Gouchene

MAA, ENSMM Annaba

Examinateur principal

Houda Mahtali

MAA, ENSMM Annaba

Encadreur

Juillet 2021



République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique
Ecole Nationale Supérieure des Mines et de la Métallurgie

Département Génie Minier

AUTORISATION DE DEPOT FINAL DU
MEMOIRE DE FIN D'ETUDES

Je soussigné (e) M.C.....N.E.T.T.O.U.R.....D.J.A.M.E.L.....
Président(e) du jury de soutenance de mémoire de fin d'études (MFE), déclare
avoir autorisé l'ingénieur d'état M.C....Beusahnoune...Mohamed
à déposer son mémoire de fin d'études après avoir apporté les corrections
signalées par les membres du jury.

.. Avis du Promoteur :

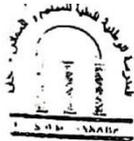
 A. F

Avis de l'Examineur :



Président du Jury





Département Génie Minier

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

Je soussigné (e) M^r...NETTOUR...DJAMEL.....
Président(e) du jury de soutenance de mémoire de fin d'études (MFE), déclare
avoir autorisé l'ingénieur d'état M^r...Alou Karla Abdelillah...
à déposer son mémoire de fin d'études après avoir apporté les corrections
signalées par les membres du jury.

Avis du Promoteur :

Avis de l'Examineur :

Président du Jury

وزارة التعليم العالي و البحث العلمي
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique
المدرسة الوطنية العليا للمناجم و المعادن- عنابة
Ecole Nationale Supérieure des Mines et de Métallurgie Amar Laskri – Annaba
قسم هندسة المناجم
Département Génie Minier



Annexe à l'arrêté n°1082 du 27 DEC. 2020
fixant les règles relatives à la prévention et la lutte contre le plagiat

République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de l'enseignement supérieur et de la recherche scientifique



**Modèle de déclaration sur l'honneur
relatif à l'engagement aux règles d'intégrité scientifique
en vue d'élaboration d'une recherche**

Je soussigné(e),

Mr, ~~Mme~~ : ALLOU Kada Abdelillah

Qualité : étudiant, enseignant, chercheur : Etudiant

Portant carte d'identité n° 205307763 délivrée le : ... 10 - 11 - 2019

Inscrit(e) à la faculté/institut. ENSMM Annaba ...département de..... Genie.minier.....

Chargé(e) d'élaborer des travaux de recherche (mémoire, mémoire de master, mémoire de magister, thèse de doctorat) dont le titre

est : .Projet d'exploitation de la carrière de calcaire de Sidi Laaroussi, Oued Sly, groupe GICA.
(W) de Chlef

Je déclare en mon honneur de m'engager à respecter les critères scientifiques et méthodologiques ainsi que les critères d'éthique de la profession et de l'intégrité académique requises dans l'élaboration de la recherche sus citée.

Le.....06.- 07 -2021.....

Signature de l'intéressé(e)

وزارة التعليم العالي و البحث العلمي
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique
المدرسة الوطنية العليا للمناجم و المعادن- عنابة
Ecole Nationale Supérieure des Mines et de Métallurgie Amar Laskri – Annaba
قسم هندسة المناجم
Département Génie Minier



Annexe à l'arrêté n°1082 du 27 DEC. 2020
fixant les règles relatives à la prévention et la lutte contre le plagiat

République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de l'enseignement supérieur et de la recherche scientifique



**Modèle de déclaration sur l'honneur
relatif à l'engagement aux règles d'intégrité scientifique
en vue d'élaboration d'une recherche**

Je soussigné(e),

Mr, ~~Mme~~ : BEN SAHNOUNE Mohamed

Qualité : étudiant, enseignant, chercheur : Etudiant

Portant carte d'identité n° 100747968 délivrée le : ... 10 - 05 - 2016

Inscrit(e) à la faculté/institut. ENSMM Annaba ... département de ... Genie minier

Chargé(e) d'élaborer des travaux de recherche (mémoire, mémoire de master, mémoire de magister, thèse de doctorat) dont le titre

est : Projet d'exploitation de la carrière de calcaire de Sidi Laroussi, Oued Sly, groupe GICA.
(W) de Chlef

Je déclare en mon honneur de m'engager à respecter les critères scientifiques et méthodologiques ainsi que les critères d'éthique de la profession et de l'intégrité académique requises dans l'élaboration de la recherche sus citée.

Le06.-07-2021.....

Signature de l'intéressé(e)

Résumé

Ce mémoire fait cadre d'un projet de fin d'études d'ingénieur en Génie Minier. Il a été préparé au niveau de la carrière de calcaire Sidi Laroussi, Oued Sly, wilaya de Chlef dans laquelle nous avons pris des connaissances pratiques dans le domaine minier.

L'objectif principal de ce travail est l'étude de l'exploitation du gisement de calcaire de Sidi-Laaroussi, tout en élaborons un plan de tir optimal par la méthode de LANGEFORS et aussi la prédiction de la fragmentation des roches par l'approche KUZRAM.

La compréhension du phénomène de fragmentation nous aide à évaluer l'abattage réalisé. Et définir les écarts entre les calculs théoriques et l'application pratique.

Grace aux résultats de ce travail, on cherche d'arriver à une meilleure maîtrise du tir et ses conséquences directs techniques et économiques.

Mots clés :

Carrière, calcaire, fragmentation, explosif, LANGEFORS, KUZRAM, plan de tir, abattage.

Abstract

This brief is part of a project to graduate from engineering school in Mining Engineering. It was prepared at the limestone quarry Sidi Laroussi, Oued Sly, wilaya de Chlef in which we took practical knowledge in the mining field.

The main objective of this work is the study of the exploitation of the Sidi-Laaroussi limestone deposit, while developing an optimal firing plan by the LANGEFORS method and also the prediction of the fragmentation of rocks by the KUZRAM approach.

Understanding the fragmentation phenomenon helps us to evaluate the slaughter carried out. And define the differences between theoretical calculations and practical application.

Thanks to the results of this work, we try to achieve a better control of shooting and its direct technical and economic consequences.

Key words:

Quarry, limestone, fragmentation, explosive, LANGEFORS, KUZRAM, firing plan, felling.

ملخص

هذا الموجز جزء من مشروع للتخرج من كلية الهندسة في هندسة التعدين. وقد تم إعداده في محجر الحجر الجيري سيدي لاروسي ، أويد سلاي ، ولاية الشلف حيث أخذنا المعرفة العملية في مجال التعدين والهدف الرئيسي من هذا العمل هو دراسة استغلال مخزون الحجر الجيري في سيدي - لعروسي ، مع وضع خطة مثلى KUZRAM. لإطلاق النار بواسطة طريقة لانجيفورس ، وكذلك التنبؤ بتجزئة الصخور من خلال النهج ويساعدنا فهم ظاهرة التجزئة على تقييم المذبحة التي تمت. وتحديد الاختلافات بين الحسابات النظرية والتطبيق العملي وبفضل نتائج هذا العمل ، نحاول أن نحقق رقابة أفضل على إطلاق النار ونتائج التقنية والاقتصادية المباشرة.

الكلمات الأساسية :

المحجر ، الحجر الجيري ، التشرذم ، المتفجرات ، خطة إطلاق النار ، القصف, KUZRAM, LANGEFORS.

Remerciements

Nous remercions ALLAH, le tout puissant, pour nous avoir donné, le courage, la patience, la volonté et la force nécessaire, pour affronter toutes les difficultés et les obstacles, qui se sont hissés au travers de notre chemin, durant toutes nos années d'études.

*Au terme de ce travail nous tenons à exprimer notre profonde reconnaissance et nos vifs remerciements à **Mme Mahtali Houda**, notre directrice de recherche, qui nous a grandement aidés dans la réalisation de ce travail, et pour ses conseils constructifs, sa patience et sa persévérance.*

Nous remercions également le président et les membres de jury d'avoir accepté d'examiner notre travail.

*Un grand merci pour toute l'équipe de la Carrière d'Ain El Kebira, en particulierité **Mr. A.e.k Bouchakour**, pour leur accueil et encadrement durant la période du stage pratique.*

Enfin, nous remercions tous responsables de l'école supérieure des mines et métallurgie elles enseignants de département génie minier. À tous ceux qui ont contribué de loin ou de près à ce travail.

Merci...

Dédicaces

Au nom du ALLAH le clément le miséricordieux

*En signe de respect et de reconnaissance, je dédie ce modeste
travail :*

*À 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.*

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

À Toute la famille BESAHNOUNE.

*À mes chers frères et mes chères sœurs (ma petite sœur **Marwa**)
qui me soutiennent toujours.*

À tous mes amis sans préciser leurs noms.

*À tous les étudiants de la promotion 2018/2021 et de CPST
ANNABA 2015.*

*À 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

...

MOHAMED.

Dédicaces

En signe de respect et de reconnaissance, je dédie ce modeste travail :

À 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.

J'aimerai qu'ils en le témoignage de ma consécration et leur foi en moi.

Mes très chers frères, mes sœurs, ma belle-sœur IKRAM que dieu sa protège, et toute la famille Allou.

*À tous les enseignants du département de Génie Minier.
À tous mes amies sans préciser leurs noms.*

À tous mes amis sans préciser leurs noms.

Enfin, je tiens à remercier toutes les personnes ayant contribué de près ou de loin à ce travail.

Kada-Abdelilah.

Table de matières

Résumé.....	I
Remerciement.....	III
Dédicace.....	IV
Liste des figures.....	XI
Liste des tableaux.....	XII
Liste des abréviations.....	XIV
Introduction générale.....	1

Chapitre I : Etude de gisement

Introduction.....	2
I.1. Généralités sur la région d'étude.....	2
I.1.1. Situation géographique et administrative du périmètre d'étude.....	2
I.2. Gisement de calcaire de Sidi-Laroussi.....	2
I.2.1. Situation.....	2
I.2.2. La géologie de gisement.....	4
I.2.3. Hydrogéologie.....	5
I.2.4. La litho stratigraphie.....	5
I.2.5. La morphologie.....	5
I.2.6. Conditions climatiques.....	6
I.2.7. Travaux topographiques.....	7
I.2.8. Caractéristiques qualitatives du gisement.....	9
I.3. Calcul des réserves.....	10
I.3.1. Réserves géologiques initiales.....	10
I.3.2. Réserves géologiques restantes.....	11
I.4. Planification de la production annuelle " Pp ".....	11
I.4.1. Capacité et régime de fonctionnement de la carrière.....	11
I.4.2. La durée de vie de la carrière "Tv ".....	12
I.4.3. Calcul de la durée de vie optimale de la carrière "Tv1".....	13
I.5. Mode d'ouverture.....	13

Table de matières

I.5.1 Choix du mode d'ouverture.....	13
I.5.2. Classification des tranchées capitales.....	14
I.5.3. Ouverture du gisement Sidi Laaroussi.....	15
I.5.4 La piste d'accès principale de la carrière.....	15
I.6. Méthode d'exploitation.....	16
I.6.1. Exploitation du gisement.....	16
I.6.2. Les paramètres de la méthode d'exploitation.....	17
I.6.2.1. Le gradin.....	17
I.6.2.2. La largeur d'enlevure.....	19
I.6.2.3. Largeur de la plate-forme de travail.....	19
Conclusion.....	21

Chapitre II : Les travaux de forage et tir

Introduction.....	23
II.1. Les travaux de foage.....	23
II.1.1. Les différents modes de forage.....	23
II.1.1.1. Forage rotatif.....	23
II.1.1.2. Forage roto percutant.....	23
II.1.2. Choix du diamètre de foration.....	23
II.1.3. Choix du mode de forage.....	24
II.2. Les travaux d'abattage.....	26
II.2.1. Abattage mécanique.....	26
II.2.2. Abattage à l'explosif.....	27
II.3. Les explosifs.....	27
II.3.1. Détonation, déflagration.....	28
II.3.1.1. La détonation.....	28
II.3.1.2. La déflagration.....	28
II.3.2. Les Caractéristiques pratiques d'explosifs.....	28
II.3.3. Critères de choix d'explosifs.....	29
II.3.4. Explosifs fabriqués par ONEX.....	29

Table de matières

II.3.5. Les explosives utilisées au niveau de la carrière.....	30
II.4. Type d'amorçage et séquence d'initiation	30
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.....	32
II.5.1.2. Les déviations de forages	33
II.5.2. Le diamètre du trou.....	33
II.5.3. L'inclinaison du trou.....	35
II.5.4. L'excès de forage (sous forage)	36
II.5.5. Longueur du trou.....	36
II.6. Paramètres liés au Bourrage.....	36
II.6.1. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous.....	36
II.6.2. Qualité du matériau de bourrage.....	36
II.7. Paramètres liés au plan de tir.....	37
II.7.1. Banquette.....	37
II.7.2. L'espacement.....	37
II.7.3. Rapport de maille.....	37
II.8. Paramètres liés à l'explosif.....	37
II.8.1. Consommation spécifique d'explosif.....	37
II.8.2. Régularité de distribution de l'explosif.....	38
II.9. Matériels et méthodes.....	38
II.9.1. La méthode de LANGEFORS.....	39
II.9.1.1. Conception d'un plan de tir par la méthode de Langefors.....	40
II.9.1.2 Calcul du plan de tir.....	44
Interprétation des résultats.....	50
Conclusion.....	50

Chapitre III : Analyses de la fragmentation des roches

III.1 Analyse de la fragmentation.....	52
III.2 Le modèle Kuz-Ram.....	52

III.2.1 Equation de Kuznetsov.....	53
III.2.2 Equation de Tidam.....	53
III.2.3 Equation de Rosin-Rammler.....	54
III.2.4 L'indice d'uniformité.....	54
III.3 Résultats obtenus par le modèle Kuz-Ram.....	55
III.3.1 Pour les paramètres de forage et de tir calculés par la méthode de Langefors.....	55
III.3.1.1 Diamètre 102 mm.....	55
III.3.1.2 Diamètre 110 mm.....	57
III.3.2 Pour les paramètres de forage et de tir existant dans la carrière de Sidi Laaroussi.....	59
III.3.3 Comparaison des résultats d'abattage pour les paramètres existants et les paramètres calculés.....	61
Interprétation.....	63

Chapitre VI : Chargement et transport

VI.1. Le chargement.....	64
VI.1.1. Le chargement au niveau de la carrière.....	64
VI.1.2. Calculs de productivité de la chargeuse.....	64
VI.1.2.1. Détermination du temps de cycle de la chargeuse T_c	64
VI.1.2.2. Nombre des cycles effectué par la chargeuse.....	65
VI.1.2.3. Calcul de rendement de la chargeuse.....	65
VI.1.2.4. Calcul de nombre de chargeuse nécessaire (N_{ch})	67
VI.2. Le transport.....	68
VI.2.1. Exigences du transport.....	68
VI.2.2. Etat actuel des travaux de transport au niveau de la carrière.....	69
VI.2.3. Calcul de la productivité des camions.....	69
VI.2.3.1. Détermination du temps de cycle des camions.....	69
VI.2.3.2. Calcul de rendement du camion.....	70
VI.2.3.3. Nombre de godets pour remplir la benne du camion.....	72
VI.2.3.4. Calcul de nombre de camion nécessaires.....	72
VI.2.3.5. La largeur de la voie du transport.....	72
Conclusion.....	73

Table de matières

Conclusion générale74

Références bibliographiques.

Annex.

Liste des figures

Chapitre I

Figure I.1 : Carte géologique régionale et localisation du gisement de Sidi Laroussi. Extrait Des Cartes Topographiques N°105, Echelle 1/50.000.....	4
Figure I.2 : Carte de situation de la zone d'étude (Image Google Earth)	4
Figure I.3 : Plan topographique (Déc 2020) de la carrière Sidi Laroussi, Echelle 1/2000.....	8
Figure I.4 : schéma de la plate-forme de travail (abattage à l'explosif).	20

Chapitre II

Figure II.1 : 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.....	31
Figure II.2 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage.....	33
Figure II.3 : Déviations due aux discontinuités.....	33
Figure II.4 : Adéquation diamètre du trou – hauteur du gradin	35
Figure II.5 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison.....	35
Figure II.6 : Principaux types de maille utilisés pour les tirs en ciel ouvert.....	37
Figure II.7 : La consommation spécifique q en fonction de la ligne de moindre résistance....	38
Figure II.8 : Coupe verticale de profondeur du trou de diamètre 102 mm	49
Figure II.9 : Schéma de tir.....	50

Chapitre III

Figure III.1 : Courbe granulométrique, pour les paramètres calculés par la méthode de Langefors du diamètre de trou 102 mm.....	57
Figure III.2 : Courbe granulométrique, pour les paramètres calculés par la méthode de Langefors diamètre de trou 110 mm.....	59
Figure III.3 : Courbe granulométrique pour les paramètres de forage et de tir existant dans la carrière de Sidi Laaroussi.....	61
Figure III.4 : Comparaison des trois courbes granulométriques.....	63

Chapitre VI

Figure IV.1 : Opération de chargement des roches abattues.....	66
Figure IV.2 : La largeur de la voie du transport.....	69
Figure IV.3 : La largeur de la voie du transport.....	73

Liste des tableaux

Chapitre I

Tableau I.1 : Coordonnées géographiques de la région d'étude.....	2
Tableau I.2 : Coordonnées du périmètre d'étude.....	3
Tableau I.3 : La pluviométrie annuelle moyenne.....	6
Tableau I.4 : Les températures moyennes.....	6
Tableau I.5 : La composition chimique du calcaire (1974)	9
Tableau I.6 : La composition chimique du calcaire (2019)	9
Tableau I.7 : Réserves géologiques par catégories (1974)	10
Tableau I.8 : Cadence de production.....	12
Tableau I.9 : Largeur du prisme d'éboulement en fonction de dureté.....	20

Chapitre II

Tableau II.1 : Classification de la forabilité des roches.....	24
Tableau II.2 : Choix de type de sondeuse.....	25
Tableau II.3 : Les différents types d'explosif fabriqués par l'ONEX.....	25
Tableau II.4 : Les caractéristiques des explosifs utilisés [guide de l'O.N.E.X]	30
Tableau II.5 : Facteur de contrainte R_1	41
Tableau II.6 : Coefficient de correction de la résistance au tirage de la roche R_2	41
Tableau II.7 : Les paramètres calculés d'après les formules de Lange fors.....	48

Chapitre III

Tableau III.1 : Facteur de roche en fonction des caractéristiques du massif rocheux d'après Cunningham.....	53
Tableau III.2 : 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.....	55
Tableau III.3 : Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour les paramètres de plan de tir calculés par la méthode Langefors du diamètre de trou 102 mm.....	56
Tableau III.4 : Pourcentage des passants en fonction des dimensions des tas de roches abattues pour le plan de tir calculé par la méthode de Langefors du diamètre de trou 102 mm.....	56
Tableau III.5 : 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 110 mm.....	57

Liste des tableaux

Tableau III.6 : Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour les paramètres de plan de tir calculés par la méthode Langefors du diamètre de trou 102 mm.....	57
Tableau III.7 : Pourcentage des passants en fonction des dimensions des tas de roches abattues pour le plan de tir calculé par la méthode de Langefors du diamètre de trou 110 mm.....	58
Tableau III.8 : Fragmentation modélisée par Kuz-Ram du tas abattu pour les paramètres de forage et de tir existant dans Sidi Laaroussi.....	59
Tableau III.9 : Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour les paramètres de forage et de tir existant dans Sidi Laaroussi.....	59
Tableau III.10 : Pourcentage des passants en fonction des dimensions de tas de roches abattues le plan de forage et tir existant dans Sidi Laaroussi.....	60
Tableau III.11 : Comparaison entre les résultats d'abattage pour les paramètres existants et les paramètres calculés.....	62

Chapitre VI

Tableau IV.1: Chronométrages du temps de cycle de chargeuse KOMATSU WA700–.....	64
Tableau IV.2: Chronométrages du temps de cycle du camion CATERPILLAR 773G.....	70

Liste d'abréviations

SPA : Société Par Action.

UTM : Universel Transversal Mercator.

CETIM : Centre Etude Technologie Industriel des Matériaux.

DMR : Détonateur Microretards.

DEI : Détonateur Electrique Instantané.

ONEX : Office Nationale des Substances Explosives.

Km : Kilomètre.

m : Mètre.

ml : Mètre linéaire.

m : Mètre carré.

H : Hectare.

cm : Centimètre.

m³ : Mètre cube.

Kg : Kilogramme.

t : Tonne.

s : Seconde

min: Minute.

h : Heure

Introduction générale

Introduction générale

L'exploitation minière est le domaine le plus ancien et le plus difficile auquel l'humanité est confrontée. En tant que cœur de l'industrie lourde, on peut dire que l'exploitation minière est de loin le domaine le plus rentable sur le plan économique. L'humanité n'a jamais cessé de développer des technologies et des méthodes pour l'appliquer au plus simple, au plus moyen le moins cher et un moyen utile d'extraire des minéraux dans les conditions les plus sûres.

Comme nous le savons tous, l'Algérie possède d'immenses et importantes réserves minérales et géologiques (fer, plomb, zinc, cuivre, phosphate, silice, calcaire et autres substances)

La carrière du calcaire de Sidi-Laaroussi est l'une des plus grandes unités de l'Entreprise GICA qui produit plus de 2 635 716 de tonnes par an.

Elle couvre une superficie de 193 hectares, dans la région de l'Ouest d'Algérie Commune d'Oued-sly, Wilaya de Chlef.

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

- Le premier chapitre, on va faire une étude générale sur le gisement de calcaire de Sidi Laroussi, en mettant en cause une brève historique sur les travaux de la recherche et d'exploitation et d'ouverture.
- Le deuxième et troisième chapitre, le choix de la méthode de détermination des paramètres du plan de tir est très important pour optimiser les paramètres de tir et pour une bonne fragmentation de la roche. Face à ce problème, les opérateurs ne disposent que de règles techniques existantes et tout au plus de quelques modèles disponibles, mais leur vérification à l'échelle industrielle reste généralement à prouver.
- Le quatrième chapitre. Dans ce chapitre, on va faire une étude l'exploitation d'une carrière ou d'une mine à ciel ouvert est conçue et organisée autour des engins sélectionnés pour le chargement des matériaux, leur choix dépend pratiquement des autres matériaux et de leur mise en œuvre. Le chargeur est le maillon principal de la chaîne technologique de l'exploitation minière à ciel ouvert, où le chargeur détermine le niveau de production de la carrière à ciel ouvert ou de la mine à ciel ouvert.

CHAPITRE I :

Etude de gisement

Introduction

Dans ce chapitre, on va faire une étude générale sur le gisement de calcaire de Sidi Laroussi, en mettant en cause une brève historique sur les travaux de la recherche et 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 wilaya de Chlef est située dans le Tell occidental à 250km de la capitale Alger ; elle est limitrophe avec la mer Méditerranée au nord, les wilayas de Aïn Defla et Tipaza au l'est, la wilaya de Tissemsilt au sud, les wilayas de Mostaganem et Relizane au ouest et dont les coordonnées sont données dans le tableau I.1

Tableau I. 1: Coordonnées géographiques de la région d'étude. [1]

Wilaya de Chlef	Coordonnées
Longitude	1°20'04 Est
Latitude	36°09'54 Nord
Altitude	116 m

S'étendant sur une superficie de 4 074 km², elle comprend quatre ensembles géographiques :

- Une côte Méditerranéenne s'étendant sur 120 km.
- La chaîne de la Dahra au nord.
- Les monts de l'Ouarsenis au sud.
- La plaine du Cheliff entre les deux ensembles montagneux.

I.2. Gisement de calcaire de Sidi-Laroussi

I.2.1. Situation

Le gisement de calcaire de Sidi-Laroussi est situé dans la commune d'Oued-Sly, qui est située à 9 km à l'Ouest de la ville de Chlef, s'étend sur une superficie de 193 Ha.

Les coordonnées géographiques du centre du gisement sont :

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

Les coordonnées UTM des points limites du permis d'exploitation de carrières code 496 PXC sont :

Tableau I.2 : Coordonnées du périmètre d'étude. [2]

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

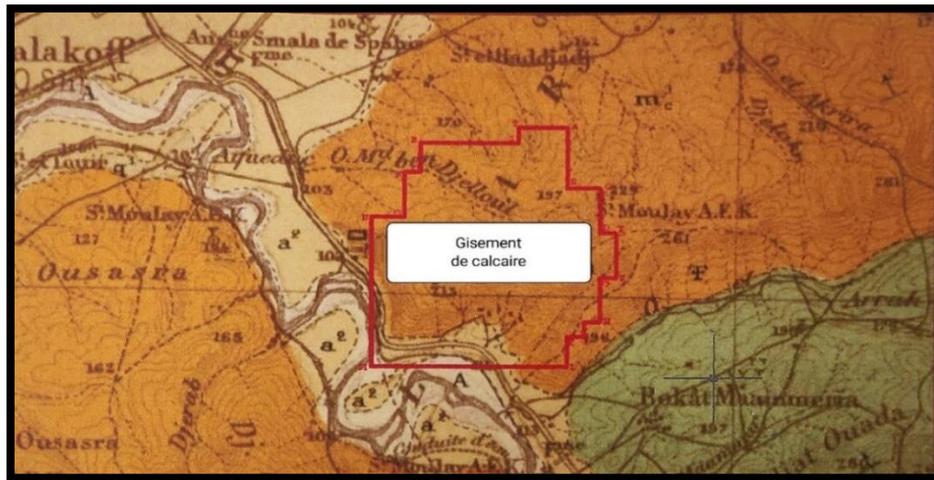


Figure I. 1: Carte géologique régionale et localisation du gisement de Sidi Laroussi. [2]

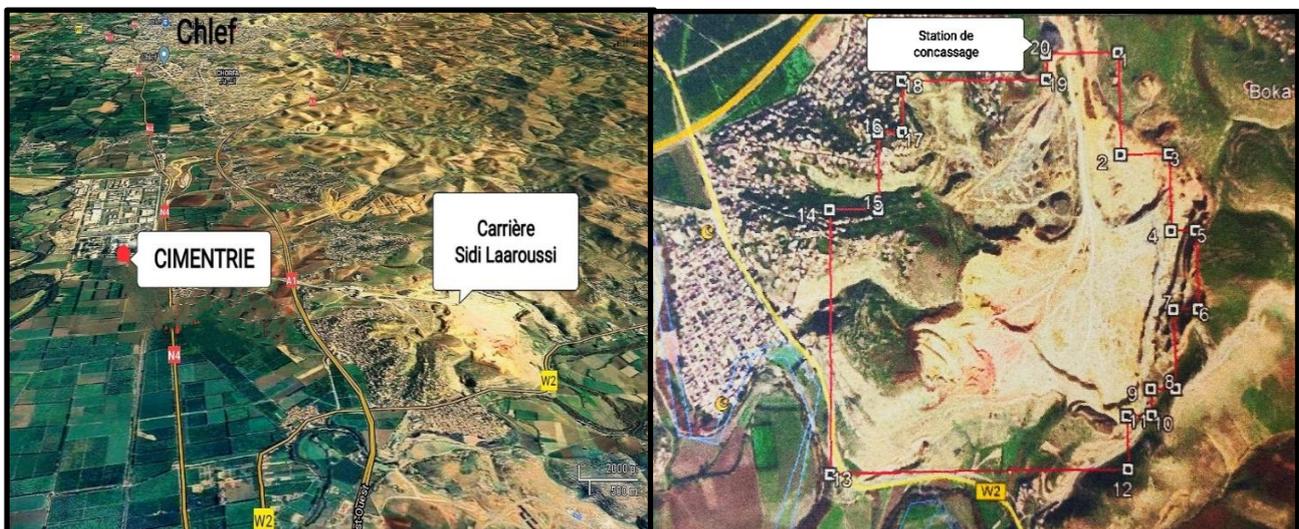


Figure I.2 : Carte de situation de la zone d'étude (Image Google Earth).

I.2.2. La géologie de gisement

La formation de calcaire qui constitue l'assise utile du gisement est datée du Tortonien (Miocène). Elle est en discordante sur des argiles schisteuses. La partie Nord du gisement est recouverte par des alluvions récentes. La direction des couches est ENE-OSO avec un plongement de 5-10° vers le Nord. Sur le plan tectonique à part la faille Est-Ouest située à l'extrémité sud du gisement, il n'y a pas de failles remarquables à l'intérieur du gisement qui présente une structure simple. [2]

La coupe lithologique du gisement du haut en bas est la suivante :

- Alluvions : limons sableux et conglomérats.

- Calcaires blancs-jaunâtre à calcaires rougeâtres à grains fins et poreux.

I.2.3. Hydrogéologie

Le sillon du Chlef est encadré par deux chaînes telliennes (Dahra au Nord et Ouarsenis au Sud) dont les ressources en eau sont médiocres.

Il est divisé en trois (03) compartiments (haut, moyen et bas Chlef). Les formations aquifères et leurs extensions sont limitées. Ce sont les formations gréseuses de Khemis et les calcaires de la rive gauche d'oued Chlef affleurant entre Oum Drou et Zemmora ainsi qu'à Zaccar et Rouina qui sont les plus potentielles.

Il n'existe pas de nappes de très grande extension, mais une même zone peut en renfermer plusieurs réservoirs. [2]

I.2.4. La litho stratigraphie :

Le bassin versant du Chlef occupe une partie de territoire dont des chaînes de montagnes parallèles à la côte sont séparées par des zones déprimées ou par des hautes plaines qui constituent les principaux traits.

Dans la plaine d'El Abadia, le bassin miocène s'ouvre vers l'Ouest alors que le pliocène marin et continental apparaissent à la bordure de la plaine.

Ce sont les formations du néogène qui sont les plus répandues dans la région. Celles-ci ont été observées à Ouled Farès.

Les marnes du miocène ont une forte proportion de quartz fin et les argiles sont du type illitique. Les sables et les grès occupent une grande étendue dans la région de même que les calcaires. Des faciès particuliers, tels que les tripolis et les évaporites participent à la constitution géologique de la région. [2]

I.2.5. La morphologie

Il est massif en hauteur, avec des pentes modérées sur les flancs et plateuse au sommet.

Il s'étend sur une superficie plus de 190 hectares, ce qui apparaît sur le côté ouest de la capitale de la ville. [2]

I.2.6. Conditions climatiques

La commune d'Oued Sly présente un climat méditerranéen avec un été chaud et sec et un hiver froid. Cette région se caractérise par une irrégularité des différentes manifestations climatiques. [2]

a) Pluviométrie.

La pluviométrie annuelle moyenne est de 400mm. Elle est indiquée comme suit :

Tableau I.3: La pluviométrie annuelle moyenne.

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 sont très élevées en été et très basses en hiver. La période la plus chaude s'étale du mois de mai à celui de septembre. Les températures moyennes sont les suivantes :

Tableau I.4: 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.

Dans le cas des carrières, le vent est un paramètre important dans la mesure où il est vecteur d'une pollution potentielle (transport de poussières en partie fixe lors de l'exploitation). Les directions dominantes des vents sont pratiquement les mêmes durant la journée et l'année et sont de direction Ouest-Est et SO-NE.

I.2.7. Travaux topographiques :

Le levé topographique a été réalisé à l'échelle 1/2000. Le plan ainsi établi avec des courbes de niveau de 2 m d'équidistance, a servi de document de base de travail pour le calcul de réserves géologique.

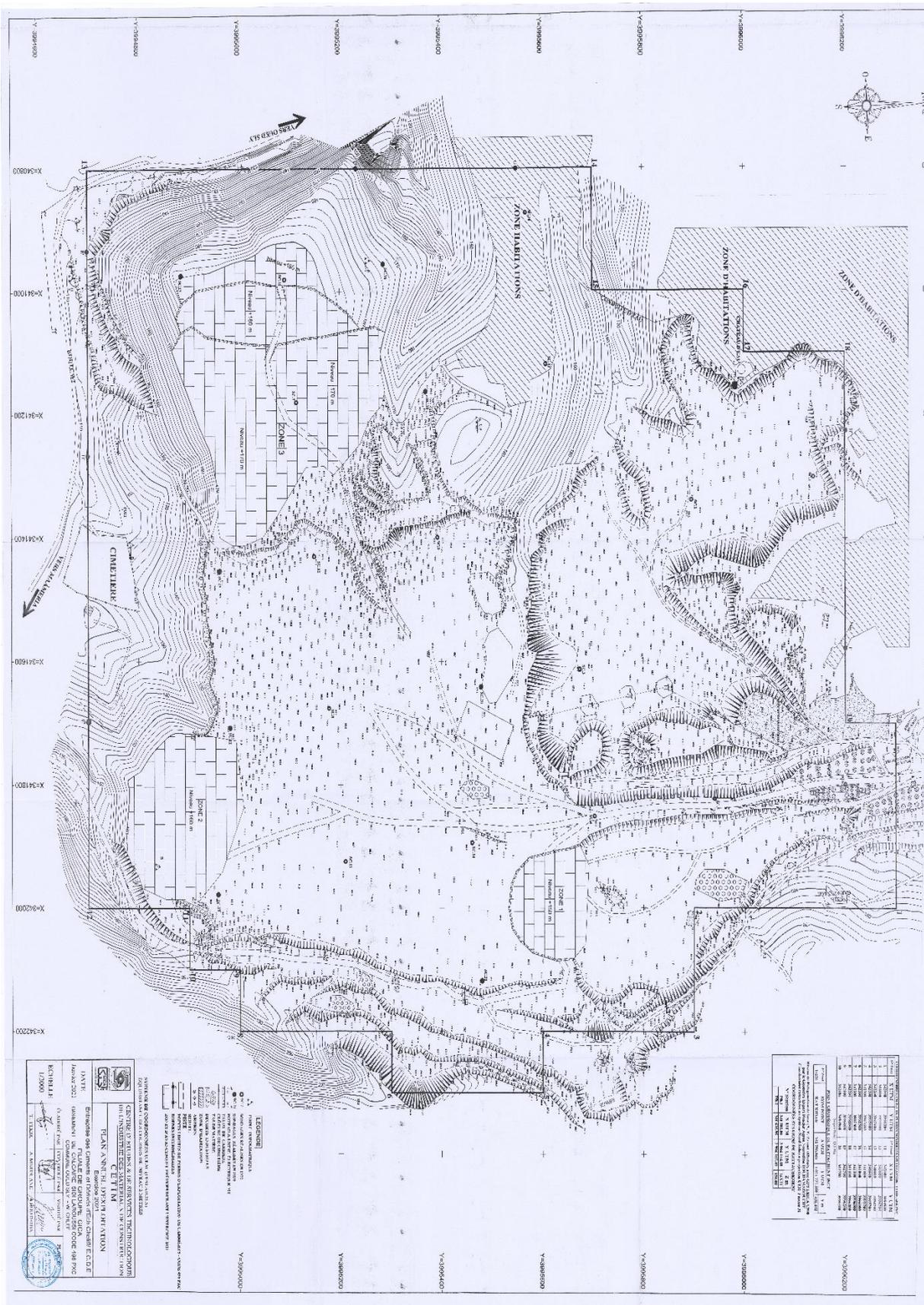


Figure I.3 : Plan topographique (Déc 2020) de la carrière Sidi Laroussi, Echelle 1/2000. [3]

I.2.8. Caractéristiques qualitatives du gisement

a) La composition chimique

L'étude d'exploration géologique initiale réalisée en 1974 a montré que les roches calcaires qui constituent l'assise utile du gisement ont une teneur moyenne en Cao dépassant les 51% de leur composition, La composition chimique moyenne de ces calcaires a été déterminée d'après les résultats des analyses chimiques obtenus de tous les échantillons analysés sont comme suit :

Tableau I.5 : La composition chimique du calcaire (1974). [2]

Var	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Cao	Mgo	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	P ₂ O ₅	TiO ₂	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

La moyenne chimique des échantillons prélevés en 2019 à partir des gradins est représentée dans le tableau suivant :

Tableau I.6: La composition chimique du calcaire (2019). [3]

Var	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Cao	Mgo	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	P ₂ O ₅	TiO ₂	PF	CI
N. ech	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30
Min	0.53	0.25	0.38	51.05	0.25	0.05	0.03	0.06	0.05	0.02	41.00	0.001
Max	4.24	1.86	1.29	55.86	0.54	0.05	0.18	0.08	0.14	0.08	42.68	0.024
Moy	1.45	0.55	0.67	54.72	0.32	0.05	0.07	0.06	0.10	0.03	42.00	0.007

Les résultats obtenus indiquent que la matière étudiée est apte à être utilisée comme sur-dosé pour la production du ciment et présente une composition chimique homogène et régulière sur l'ensemble du gisement. Les teneurs moyennes enregistrées en éléments nuisibles sont conformées aux normes.

b) Caractéristiques physico - mécaniques du calcaire

Les propriétés physico-mécaniques des calcaires du gisement sont données comme suit :

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

En général, le calcaire de Sidi-Laroussi est homogène et sa résistance mécanique montre que la roche étudiée est un calcaire crayeux et tendre.

I.3. Calcul des réserves

I.3.1. Réserves géologiques initiales

Les réserves géologiques calculées par l'étude réalisée en 1974 à l'intérieur du périmètre géologique initial, compte tenu d'un plancher arrêté à la côte +100 m et un poids volumique de 1,9 t /m³, s'élèvent à 114 076 155 m³, soit 216 744 694,5 tonnes.

Les réserves géologiques étaient évaluées en catégorie A, B, C1 et C2 par la méthode des coupes géologiques.

Les réserves géologiques initiales évaluées sont représentées dans le tableau I.7.

Tableau I.7 : 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

Le calcul des réserves géologiques restantes a été effectué suivant la méthode des coupes géologiques parallèles et en utilisant le logiciel AutoCad pour les calculs des surfaces. Le plan topographique actualisé par l'équipe du C.E.T.I.M en Décembre 2020 a été utilisé comme document de base pour l'estimation des réserves de ce gisement.

Les paramètres de base ayant servi pour ce calcul sont les même que ceux utilisés lors des travaux d'exploration à savoir un poids volumique de 1,93 t/m³ et un plancher d'exploitation arrêté à la côte + 100m.

Six (06) blocs ont été actualisés pour ce calcul des réserves.

Le C.E.T.I.M a procédé à l'actualisation des réserves géologiques en 2020 en tenant compte du périmètre du permis minier 496 PXC octroyé, un poids volumique de 1,93 t/m³, tout en gardant la côte +100m comme plancher final d'exploitation.

Le calcul effectué a donné une quantité totale de 192 773 179.43 tonnes. Leur répartition par bloc (voire l'Annexe 1).

La quantité des réserves de chaque bloc a été obtenue d'après la formule :

$$Q = V \times Pv$$

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

Les réserves géologiques en place sont évaluées à 194 876 968,43 de tonnes dont 179 898 643,73 tonnes en catégorie B, et 14 876 324,70 tonnes en catégorie C2.

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

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

Le régime de travail de la carrière, conforme à la demande des travaux, est donné par les paramètres suivants :

- 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.

L'organisation de travail est donnée à titre indicatif et reste flexible pour tout ajustement compte tenu des conditions particulières de l'exploitation de la carrière. L'objectif est de garantir une alimentation régulière du process de fabrication.

La production mensuelle et la production journalière mentionnées dans le tableau I.9 représentent des productions moyennes. Il appartient donc à l'exploitation de réajuster la production de carrière en fonction de la disponibilité des installations en aval.

Tableau I.8 : **Cadence de production.** [3]

Matières premières	Production					
	Annuelle		Mensuelle		Journalière	
	T	m ³	T	m ³	T	m ³
Calcaire	2 635 716	1 365 660	219 643	113 805	7 321	3 793

✓ Remarque

- 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 ;
- La couverture est négligeable.

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

Les réserves de calcaires estimées par la méthode des coupes géologiques sont évaluées à 194 876 968,43 tonnes. Le surplus ainsi un surplus de matières est dû principalement à l'extrapolation obtenue sur les blocs résiduels situés aux extrémités Est et Ouest du gisement.

Donc la durée de la carrière :

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

Où :

- Rex : Les réserves exploitables ;

- Pa : Production annuelle.

$$T_v = 194\,876\,968,43 / 2\,862\,000 \approx 68 \text{ ans.}$$

$$T_v \approx 68 \text{ ans.}$$

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

En principe et d'après la formule de Taylor :

$$T_{v1} = (1 \pm 0.2) \times 6,5 \times \sqrt[4]{\text{tonnage du minerai en millions}}$$

$$T_{v1} = 1,2 \times 6,5 \times \sqrt[4]{194,9} \approx 29 \text{ ans.}$$

Donc la production annuelle est :

$$P_{an} = 194\,900\,000 / 29 = 6\,720\,689.65 \text{ tonnes/an.}$$

En comparant cette valeur (6.72 millions) avec celle de la capacité de la carrière (2.86 millions), on trouve que la valeur calculée est très grande, donc il faut calculer la durée de vie de la carrière selon sa capacité :

$$T_v = 194,9 / 2.86 = 68 \text{ ans.}$$

Donc : Les réserves restent encore suffisantes pour alimenter la cimenterie de Chlef pendant plus de 68 ans pour la capacité de production de 2 860 000 tonnes de Calcaire par an.

I.5. Mode d'ouverture

L'ouverture d'un gisement a pour but de donner accès aux différents niveaux d'exploitation.

Elle consiste à creuser des tranchées ou demi-tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées ou demi-tranchées de découpage qui permettent de créer une première interface pour les travaux d'exploitations.

I.5.1 Choix du mode d'ouverture [4]

Lors de l'exploitation d'un gisement à ciel ouvert, il est logique de choisir la méthode d'ouverture qui répond aux conditions d'exploitation les plus efficaces.

En général, l'ouverture d'un gisement exploitable à ciel ouvert dépend de facteurs dont les plus importants sont : les facteurs géologiques, miniers et économiques.

a) Les facteurs géologiques

- Relief de terrain ;
- Forme et dimensions du gisement ;
- Puissance, profondeur et pendage de gîte.

b) Les facteurs technico-miniers

- Productivité de la carrière ;
- Durée de service de la carrière ;
- Moyen de mécanisation et sécurité de travail.

c) Les facteurs économiques

- Dépenses capitales de la construction de la carrière ;
- Rendement.

d) Topographie de la surface

Le gisement de calcaire de Sidi Laroussi est situé dans un relief montagneux à une pente de 10 %.

I.5.2. Classification des tranchées capitales [4]

On classifiés les tranchées selon leur destination en :

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

Ces tranchées donnent accès au gisement, offrent des fronts de travail unilatéraux et assurent le transport des produits. Ils peuvent être stockés longtemps, peuvent également être stockés pendant toute la durée de vie, peuvent également être placés à l'extérieur, leur pente moyenne est généralement inférieure à 12%. La tranchée d'accès est une extension du gradin de la fente principale. Ils peuvent :

- **Tranchées extérieures**

Ce sont les limites d'excavation de la surface à l'extérieur de la carrière jusqu'au niveau de la plate-forme de travail horizontale accessible de la carrière.

- **Tranchées intérieures**

Elles sont employées pour la découverte des champs d'exploitation plus profonds. Elles sont creusées suivant 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 auquel elle donne accès. Ces tranchées sont creusées perpendiculairement au talus ou en diagonal.

- **Tranchées de découpage**

Leur creusement se fait sur la limite du champ minier à la cote finale des tranchées d'accès, soit dans les stériles, soit dans le minerai. L'ensemble des tranchées principales et des tranchées de découpage permet d'assurer finalement la découverte et l'exploitation du gisement.

Elles sont en général horizontales, et s'élargissent dans le temps pour constituer les gradins.

I.5.3. Ouverture du gisement Sidi Laaroussi

L'ouverture d'un gisement à ciel ouvert a pour but de réaliser l'accès au champ minier à partir de la surface terrestre.

En pratique minière, l'ouverture d'un gisement peut se faire :

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

Dans le cas de la carrière de Sidi Laaroussi, le gisement de calcaire à exploiter est situé dans un relief montagneux. L'accès au gisement se fait à l'aide d'une demi-tranchée creusée de bas vers le haut et l'exploitation du gisement se fait du haut vers le bas. [8]

I.5.4 La piste d'accès principale de la carrière [8]

Etant donné que le gisement de calcaire alimentera l'actuelle station de concassage, la piste d'accès principale de la carrière existante assure un bon roulage des dumpers depuis le chantier d'abattage jusqu'au concasseur.

Compte tenu de la topographie du gisement et le site concasseur, la piste principale de la carrière aura à traverser la partie nord du gisement.

Les principaux paramètres de la piste principale sont :

- La longueur de la piste principale de roulage est environ de 600 m ;
- La pente maximale de la piste ne dépasse pas 10% ;
- La largeur est ordre de 18 m.

I.6. Méthode d'exploitation

La méthode d'exploitation est l'agencement de l'excavation et de l'extraction du gisement dans le temps et dans l'espace de manière ordonnée et rationnelle. Le choix du mode d'exploitation dépend des facteurs suivants : [5]

- La topographie du gisement ;
- La caractéristique géologique du gisement ;
- La qualité et les réserves exploitables du gisement ;
- La production annuelle planifiée par la carrière ;
- Mode d'ouverture du gisement adopté ;
- Des dimensions des engins miniers et de transport ;
- Des mesures de sécurité pour le personnel et pour les engins utilisés.

I.6.1. Exploitation du gisement

Le plan d'exploitation prévoit de faire progresser l'exploitation du gisement vers la direction Sud-Ouest. Le déroulement des travaux d'exploitation se poursuivra sur trois niveaux d'exploitation (+ 190 m, + 180 m et + 170 m).

L'abattage des roches de calcaires s'effectue par deux méthodes : le tir à l'explosif et l'émottage mécanique à l'aide de bulldozers.

L'avancement des fronts de tailles seront dans la direction Sud-Ouest, des passages entre niveau seront confectionnés dans l'objectif de faciliter le déroulement des travaux de chargement et de transport, cette dernière reliera entre les plates-formes du niveau +170 m avec le niveau supérieur +190 m. [8]

a) Exploitation du niveau +190 m

Cette phase consiste à épuiser les réserves exploitables de niveau +190m.

Le front d'exploitation aura à se développer dans la direction Sud-Ouest sur une superficie totale de 65 888.25 m²

Le volume de roche à extraire à partir de ce niveau d'exploitation constitué du calcaire s'élève à 727 357.02 tonnes, pouvant assurer une alimentation de la station de concassage durant 3.05 mois (0.25 ans). [8]

b) Exploitation du niveau +180 m

Le front d'exploitation aura à se développer dans la direction Sud-Ouest une superficie totale de 68 446.76 m². Le volume de roche à extraire à partir de ce niveau d'exploitation constitué du calcaire s'élève à 989 873.16 tonnes, pouvant assurer une alimentation de la station de concassage durant 4.5 mois (0.35 ans). [8]

c) Exploitation du niveau +170 m

Le front d'exploitation aura à se développer dans la direction Sud-Ouest sur une superficie totale de 53 023.25 m². Le volume de roche à extraire à partir de ce niveau d'exploitation constitué du calcaire s'élève à 1 144 770 tonnes, pouvant assurer une alimentation de la station de concassage durant 4.80 mois (0,40 ans). [8]

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

I.6.2.1. Le gradin

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

Un gradin bien dimensionné et de forme idoine présente les avantages suivants : [7]

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

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

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

a) Hauteur du gradin

Le choix de la hauteur du gradin elle est rationnelle si on assure : [7]

- La production exigée des minéraux utiles et des stériles ;
- Un rendement efficace des équipements miniers ;
- La sécurité de travail.

La hauteur du gradin influe considérablement sur les indices d'exploitation suivants :

- Qualité du minerai utile extrait ;
- Vitesse d'avancement du front de la mine ;
- Angle du bord de la mine.

Il est nécessaire de vérifier que la hauteur du gradin noté : (Selon les caractéristiques de l'engin de chargement)

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

Où :

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

b) L'angle de talus du gradin

Il dépend des paramètres physico –mécaniques de la roche et des engins miniers. Dans notre cas la valeur de l'angle de talus : $\alpha=90^\circ$. [5]

I.6.2.2. La largeur d'enlevure

Pour choisir la largeur de l'enlevure, il faut prendre en considération les propriétés physico-mécaniques des roches, le mode d'abattage, et le type et dimensions des engins de chargement. [8]

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

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

Elle est choisie et calculée d'après le type d'engin utilisé et leur disposition dans le lieu de travail, elle est donnée par l'expression suivante : [5]

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

- Lp : Largeur de la plate-forme de travail (m) ;
- A : Largeur de l'enlevure en massif (m) ;
- X : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure 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 donne la largeur du prisme d'éboulement (z) en fonction de la dureté des roches et l'angle des bords des gradins en activité.

Tableau I.9 : 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

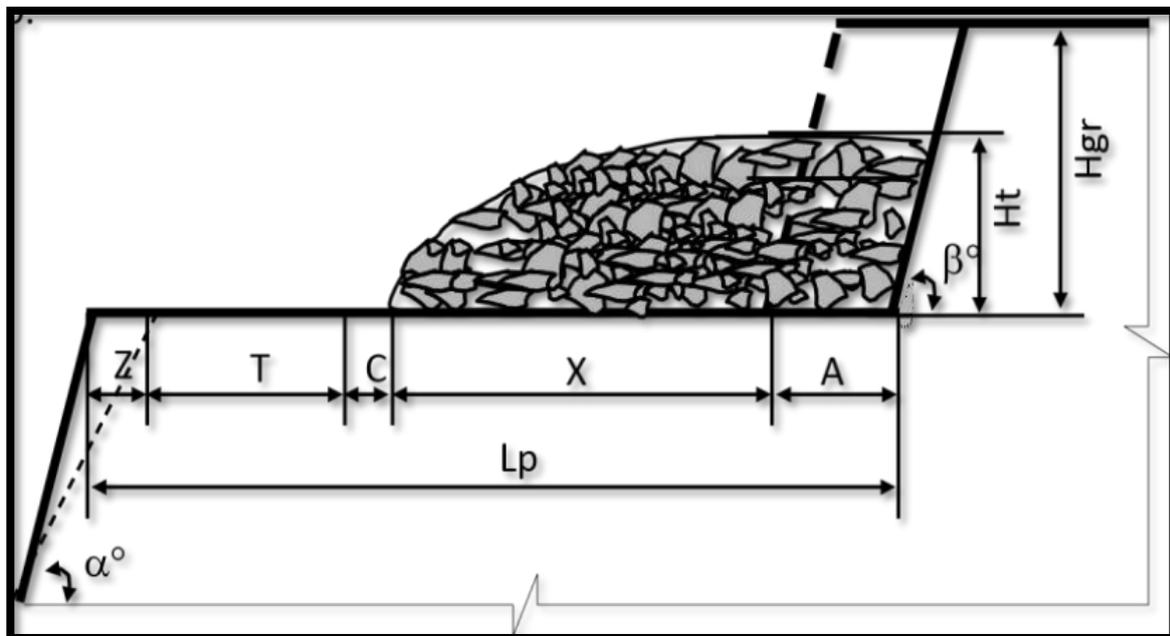


Figure I.4 : Schéma de la plate-forme de travail (abattage à l'explosif). [6]

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

- ✓ α = angle du talus du bord inexploitable ;
- ✓ β = angle du talus de gradin ;

T : largeur de la berme de transport (chaussée).

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

- ✓ 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).

Considérons la largeur du plus gros engin de transport

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

X : largeur du tas abattu

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

- ✓ K_f : est le coefficient de foisonnement ;
- ✓ H_g : la hauteur de gradin (m) ;
- ✓ H_t : la hauteur du tas abattu (m) ;

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

- ✓ A : largeur d'enlèvement (m).

Conclusion

Le gisement de calcaire de Sidi Laroussi actuellement en cours d'exploitation par la cimenterie de Chlef est constitué par une assise calcaire d'âge miocène (Tortonien).

La production de ciments depuis le démarrage de l'usine en 1978 confirme les résultats de laboratoire obtenus à partir des échantillons analysés ont confirmé la bonne qualité des calcaires de ce gisement à être utilisés comme matière première pour la production du ciment.

Compte tenu de la morphologie et de la structure du gisement, la méthode d'étude a permis de valoriser les réserves en matières dans des catégories sûres et fiables.

Les réserves géologiques du gisement sont donc évaluées à 194 876 968,43 tonnes en catégorie B+C2.

CHAPITRE II :

Les travaux de forage et tir

Introduction

Dans le processus d'exploitation d'une carrière, Minage et Forage en carrière sont un ensemble de prestations visant à forer des trous dans la roche suivant un « plan de tir » afin de fractionner une roche en blocs de matériaux, à l'aide de tirs d'explosifs ou mécanique.

II.1. Les travaux de foage

II.1.1. Les différents modes de forage

II.1.1.1. Forage rotatif

La première utilisation de forages de mine rotatifs remonte à 1865. Les fouilles du tunnel du Mont Cenis dans les Alpes, qui relie les chemins de fer français et italiens, commencèrent en 1854. Initialement, les travaux ont progressé à un rythme si lent que l'achèvement du tunnel n'était attendu qu'après environ 40 ans. La faible vitesse de forage a été le goulot d'étranglement dans l'achèvement rapide du tunnel. Dans le but d'augmenter la vitesse de forage, un ingénieur français nommé Leschot, travaillant sur le projet du côté français, a développé une foreuse et un foret clouté avec des diamants pour forer des trous de mine dans la roche dure le long de l'alignement du tunnel en 1863. Cette perceuse pourrait percer des trous de diamètre 50 à 75 mm. [9]

II.1.1.2. Forage roto percutant

L'une des méthodes les plus simples, les plus anciennes et les moins coûteuses, le forage à percussion rotative est essentiellement une évolution de la foreuse à cric dont le bras a été remplacé par un marteau à entraînement pneumatique ou hydraulique qui transmet sa force à un foret rotatif à travers une chaîne d'acier à forage creux ou directement au foret dans le cas du marteau de fond. L'air, ou parfois l'eau, circule à travers la colonne d'acier de forage à l'embout pour refroidir sa surface et nettoyer le trou de boutures en les forçant le long de l'extérieur de la colonne, espérons-le au collier du trou. [10]

II.1.2. Choix du diamètre de foration

Le diamètre de foration doit être adapté à la nature de la roche et à la hauteur du massif. Le mémento de Grimaud propose une relation entre le diamètre de foration et la longueur de foration. [11]

II.1.3. Choix du mode de forage

Le matériel de foration est généralement choisi en fonction de :

- La forabilité de la roche, qui dépend de la nature de cette dernière et de ses caractéristiques (résistance à la compression et abrasivité) ;
- De la structure du massif : hétérogénéités et discontinuités) ;
- Des caractéristiques d'exploitation: granulométrie recherchée, objectif de production ;
- De l'environnement : présence d'habitations, vibrations ; bruits et poussières ;
- Les paramètres des trous.

L'indice de forabilité est déterminé par 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 : la densité du calcaire.

Tableau II.1 : Classification de la forabilité des roches. [12]

Classes	Types de forabilité	I_f	Catégories
I	Forabilité facile	≤ 5	1, 2, 3, 4, 5
II	Forabilité moyenne	5,1 ÷ 10	6, 7, 8, 9, 10
III	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

Tableau II.2 : Choix de type de sondeuse. [13]

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

Tableau II.3 : Rendement de sondeuse.

Paramètres	Valeur	Unité
Nombre des sondeuses	2	Sondeuses
Profondeur du trou	13	m
Temps moyen de forage pour un trou	32	min
Changement de tige	1	min
Evacuation des débris	1.5	min
Déplacement d'un trou a un autre	3	min
Temps de travail efficace par poste	420	min
Nombre des trous foré par poste	9	Trous
Nombre total des trous par mois	270	Trous

II.2. Les travaux d'abattage

L'abattage est l'opération de destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissible pour le travail efficace des engins de chargement et de transport ainsi que le traitement mécanique (concassage primaire).

Le choix de la méthode d'abattage des roches dépend :

- Du type de roche, et leur état naturel.
- Des propriétés physico – mécaniques et technologiques des roches.
- De la productivité de l'entreprise minière.
- Des paramètres techniques des engins et des équipements miniers disponibles et des exigences fixées à la qualité du minerai extrait. [12]

On distingue l'abattage par moyen mécanique pour les roches tendres, et l'abattage à l'explosif pour les roches dures. [14]

II.2.1. Abattage mécanique

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

II.2.2. Abattage à l'explosif [15]

L'abattage à l'explosif est alors une alternative qui présente l'avantage de fragmenter des volumes de roche importants, et ce avec des moyens limités en termes d'engins (foreuse et engins de chantiers pour la reprise) et une mise en œuvre assez restreinte. De plus, l'étendue actuelle des possibilités en termes d'explosifs et les compétences qui existent aujourd'hui dans le domaine ont contribué à la banalisation de ce procédé.

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

- Assurer la sécurité, c'est à dire pas de projections et pas de tirs bloqués ou pans non abattus ;
- Abattre un grand volume de roche, avec :

- Une granulométrie adaptée aux installations, avec une proportion de blocs et de fines la plus réduite possible ;
 - Un épanchement du tas et un foisonnement adapté aux engins de reprise du tas ;
- Assurer une bonne géométrie des fronts sur la carrière avec :
- Une bonne sortie du pied ;
 - Un bon alignement des fronts et de la plateforme ;
 - Des effets arrière réduits.

D'après les caractéristiques physico-mécaniques de la roche, de calcaire du gisement de Sidi Laaroussi, l'abattage se fait mode d'abattage à l'explosif

II.3. Les explosifs

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

Les substances explosives, selon leur régime de décomposition, ont des comportements différents :

- Déflagration ;
- Détonation.

Les puissances dégagées vont varier en fonction du type de décomposition

Le mode de décomposition dépend essentiellement de :

- La nature de l'explosif et sa sensibilité à l'amorçage ;
- Son confinement.

Un explosif peu sensible non confiné peut se décomposer sous la forme d'une combustion simple. Si le confinement augmente, le régime de décomposition sera la déflagration ou la détonation. En fonction de la vitesse de transformation de la matière on distingue :

- Les explosifs déflagrants : leur vitesse de décomposition est relativement lente (quelques centaines de mètres par seconde) ;

- Les explosifs détonants : leur décomposition est rapide (2000 à 7000 m/s) produisant ainsi une onde de choc.

II.3.1. Détonation, déflagration

On distingue deux types de réactions de décomposition en fonction du mode de propagation de cette dernière.

II.3.1.1. La détonation

La détonation est une réaction chimique exothermique qui se propage dans l'explosif, couplée à une onde de choc. Ces deux phénomènes conduisent à une vitesse de détonation stable, en général de 2000 m/s à 7000 m/s pour les explosifs civils. L'énergie dégagée par la décomposition de l'explosif auto-entretient le phénomène. Cette réaction chimique exothermique dégage des gaz, principalement du CO₂, de l'H₂O et des NO_x, libérés à des températures allant de 1000°C à 400 0°C et des pressions comprises entre 1000 et 25000 MPa. [15]

II.3.1.2. La déflagration

La déflagration est une combustion explosive se propageant par conductivité thermique. En brûlant, une particule de substance explosive chauffe les particules voisines. Une fois la température d'auto inflammation atteinte, ces particules brûlent à leur tour et chauffent d'autres particules. Les vitesses de propagation de la déflagration s'établissent de quelques centimètres à plusieurs dizaines de mètres par seconde. Les vitesses dépendent de nombreux facteurs comme la nature de la substance, le mode d'amorçage, le confinement, les conditions ambiantes, etc. Les substances explosives solides dont le régime normal de décomposition est la déflagration sont appelées des poudres. Elles sont très utilisées sous forme de propergol liquide pour la propulsion des fusées ou de poudre T dans les armes à feu à usage militaire ou civil. Le seul explosif industriel autorisé pour le traitement des roches est la poudre noire comprimée. [16]

II.3.2. Les Caractéristiques pratiques d'explosifs

Les principales caractéristiques d'explosifs industriels sont suivantes :

- L'énergie ;
- La densité ;
- La sensibilité à l'amorçage ;

- La vitesse de détonation ;
- Le diamètre critique de détonation ;
- L'aptitude à transmettre la détonation ;
- La 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 se définit par le travail qui lui est demandé. Généralement, l'explosif est choisi essentiellement en fonction de deux critères :

a) Par rapport au massif rocheux

L'humidité détermine une première sélection forcément respectée ; un explosif résistant à l'eau est choisi dans une roche humide.

Mais de plus, l'explosif doit être « adapté » à la roche, ce choix peut se faire par l'examen du rapport d'impédance ou plus simplement par le choix d'un explosif de vitesse de détonation élevée dans une roche résistante. Si le massif est facturé, on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée (quantifiée par son énergie des gaz et par son volume des gaz). [17]

b) Par rapport à la productivité de l'entreprise

Ce critère est souvent pris en considération par plusieurs entreprises. Des grandes carrières travaillent avec des sondeuses à fort diamètre pour garantir une cadence de production élevée. Ce qui implique de choisir des cartouches d'explosifs à grand diamètre. [17]

II.3.4. Explosifs fabriqués par ONEX

L'ONEX (Office National des Explosifs) produit une large gamme d'explosifs et d'accessoires de tir fabriqués en Algérie (voire l'Annexe 3).

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

Tableau II.4 : Les caractéristiques des explosifs utilisés [guide de l'O.N.E.X.

Paramètre	MARMANIT 02	ANFOMILE	Unités
Densité	0.98	0.90	g/cm ³
Vitesse de détonation	4100	0.90	m/s
Travail spécifique	1.27	1.15	%
Diamètre de la cartouche	80	Vrac	mm
Longueur de la cartouche	500	-	mm
Poids	2.5	25	Kg
Volume gaz	868	975	L/Kg
Résistance à l'eau	Médiocre	Médiocre	-----

II.4. Type d'amorçage et séquence d'initiation [19]

Pour qu'une molécule d'explosif se décompose il faut lui apporter un minimum d'énergie dite énergie d'activation. Il existe de très nombreuses manières d'apporter cette énergie volumique. Elles se traduisent toutes par un phénomène de transfert thermique rapide et ont pour origine des chocs, des frottements, des étincelles, échauffement, inflammation, compression, ondes de choc, etc.

La chaîne pyrotechnique de l'amorçage se compose :

- D'un générateur thermique (mèche lente ou perle d'allumage de détonateur électrique) ;
- D'un explosif primaire ;
- D'un explosif secondaire.

L'initiation de l'explosif primaire se fait généralement par plusieurs systèmes d'amorçage tel que : les détonateurs électriques et non électriques (mèche et cordeau détonant). Ensuite l'explosif primaire initie en détonation l'explosif secondaire.

On peut dire aussi qu'il y a deux types d'amorçage :

- Le premier dit : Amorçage ponctuel (par détonateur électrique) ;
- Le deuxième s'appelle : Amorçage latéral (par cordeau détonant).

Dans les charges allongées (charge de trou), il est très important de souligner le mode d'amorçage. En effet, si le détonateur électrique permet d'initier l'explosion d'une charge allongée à partir de sa base ou son sommet, il n'en est pas de même pour le cordeau détonant.

Autrement dit, si la charge est amorcée par le cordeau détonant, l'impulsion est toujours perçue au sommet de la charge. Ainsi l'onde explosive se dirige du haut vers le bas du gradin, alors qu'on essaie dans la plupart des cas d'obtenir l'inverse qui permet de faire réfléchir totalement l'onde de choc, et par conséquent améliorer la qualité de fragmentation désirée.

Pour que la charge d'amorçage amorce la charge principale d'explosif, une solution est possible si le cordeau détonant venait à être introduit à l'intérieur d'un tube isolant comme le montre le schéma ci-dessous. Dans ce cas, la charge principale n'étant pas en contact direct avec le cordeau sera amorcée par la charge d'amorçage, et cela permet d'obtenir une détonation franche aux effets très désirés pour une bonne fragmentation.

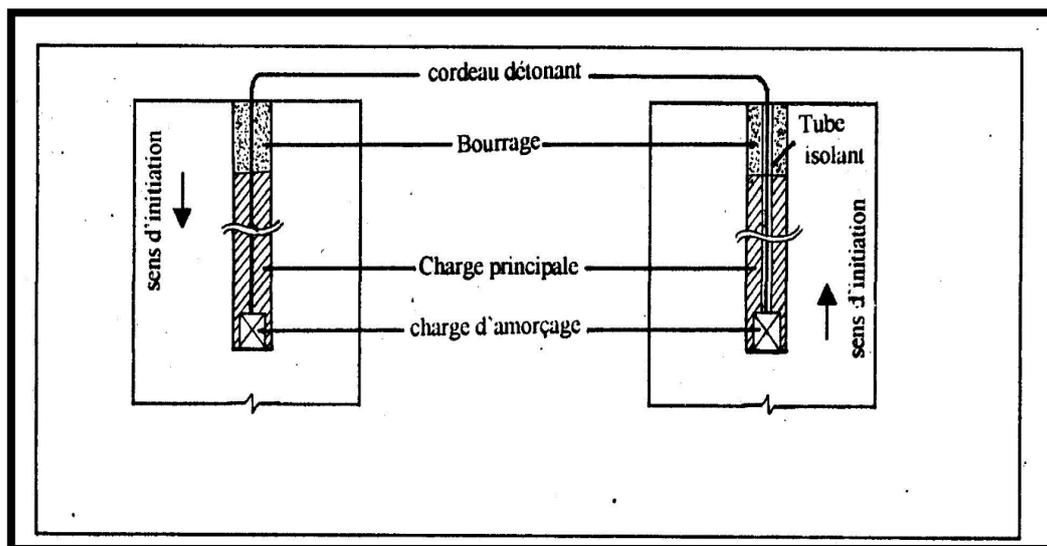


Figure II.1 : Sens d'initiation d'une charge explosive Le problème d'initiation lors de l'utilisation de détonateur électrique est résolu, mais ce dernier a des inconvénients résidant dans la complexité de connexion et la détérioration des fils. [19]

La séquence d'initiation de la charge influe également sur la fragmentation et contrôle en grande partie les effets arrière et les vibrations qui résultent du tir. On la réalise par l'utilisation de microretards qui garantissent la création progressive des faces libres. Dans ce cas, chaque charge parvient à détacher son volume de rocher avant l'amorçage de la suivante. L'étalement de l'explosion dans le temps qui en résulte conduit en outre à des effets vibratoires moindres dans le sol.

Il est donc très important, dès la conception de la séquence de mise à feu, de respecter les règles dont certaines sont empiriques afin d'éviter de commettre des erreurs grossières.

II.5. Paramètres liés aux trous

II.5.1. Qualité de la foration [19]

Le résultat d'un minage, pour une part importante, dépend de la qualité des trous, donc de l'exécution, de la géométrie et des caractéristiques des forages destinés à être chargés.

D'autre part, le fait que l'énergie explosive est d'autant plus efficace qu'elle est confinée à l'intérieur du trou conduit à rechercher une foration de qualité. Enfin, les conséquences les plus visibles de la qualité de la foration se retrouvent au niveau des parois prédécoupées où le bon résultat est obligatoirement lié au parallélisme et à la coplanarité des forages.

La mauvaise qualité de la foration se traduit, le plus souvent, par des déviations bien visibles, a ceci ; dans le cas de découpage. Ou non directement visibles, dans le cas d'un abattage, mais aux conséquences parfois considérables : projections, production de blocs, voir dans les cas extrêmes ratés de tir, etc.

Parmi toutes les nuisances, les projections sont celles qui sont le plus susceptibles de provoquer des dégâts ou accidents graves.

Les causes sont multiples et résultent souvent d'erreur d'appréciation ou de défaut de mise en œuvre.

II.5.1.1. Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage [19]

Lorsque le front de taille présente de fortes irrégularités telles que celles représentées ci-dessous il est indispensable d'établir un profil assez précis de celui-ci. En effet un mesureur approximatif par rapport au sommet apparent du gradin conduit à surévaluer la banquette dans le cas de gauche et au sou évaluer dans le cas de droite.

On risque des projections verticales importantes dans le premier cas ou horizontales dans le deuxième.

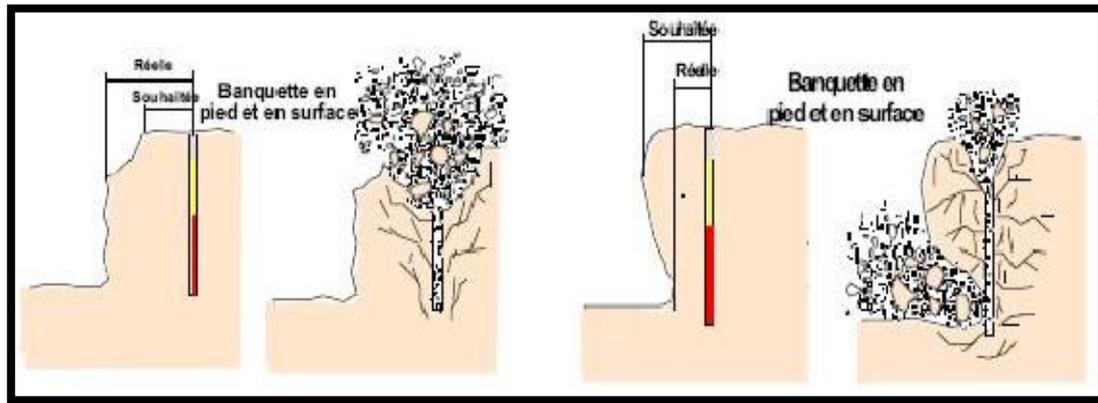


Figure II.2 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage. [19]

Si l'on ne dispose pas d'instruments de mesure tels que profileur laser ou distance mètre, on peut par mesure au fil à plomb éviter une erreur grossière. De même l'implantation à partir d'un repère arrière constitue une bonne protection mais la base de mesurage doit être vérifiée tous les 4 ou 5 tirs.

II.5.1.2. Les déviations de forages [19]

Il est généralement admis que la structure, les hétérogénéités ou les vides d'un massif entraînent des déviations de foration.

Le type de machine utilisée pour la foration et le sens du pendage ont une influence sur les déviations. On constate que suivant l'incidence du taillant par rapport au banc on a un risque de déviation dans le sens du pendage où perpendiculaires aux bancs.

D'une manière générale on admet que les déviations en foration doivent être inférieures à 3% (30 cm pour 10 m). Il n'est cependant pas exceptionnel de voir sur chantier des déviations très largement supérieures à ces valeurs.

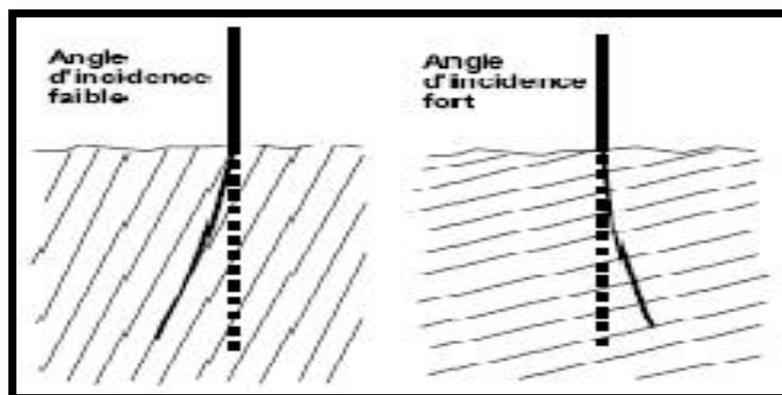


Figure II.3 : Déviations due aux discontinuités. [19]

II.5.2. Le diamètre du trou [19]

Les résultats des travaux de certains chercheurs montrent qu'avec l'augmentation du

diamètre de sondage, le degré de fragmentation diminue.

Baron L, Dimidiuk T et Juanov V argumentent qu'avec l'emploi de petits diamètres, on obtient une bonne régularité de distribution de l'explosif et un accroissement du nombre de blocs du massif se trouvant dans la zone d'action de l'explosion.

De même, on signale une diminution de perte d'énergie de charge et un accroissement du travail utile des explosifs.

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

Le choix du diamètre du trou dépend aussi des certaines données à savoir :

- L'environnement : le niveau de vibration et de bruit dépend de la charge (qui dans la plupart des cas est celle d'un diamètre du trou de mine) ;
- La structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie, donc qui influencera directement sur le choix du diamètre de sondage ;
- L'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner ;
- La nature de l'explosif qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente ;
- La hauteur du front à abattre : l'abaque ci-dessous permet d'évaluer la zone favorable entre le diamètre de foration des trous et la hauteur du front à abattre.

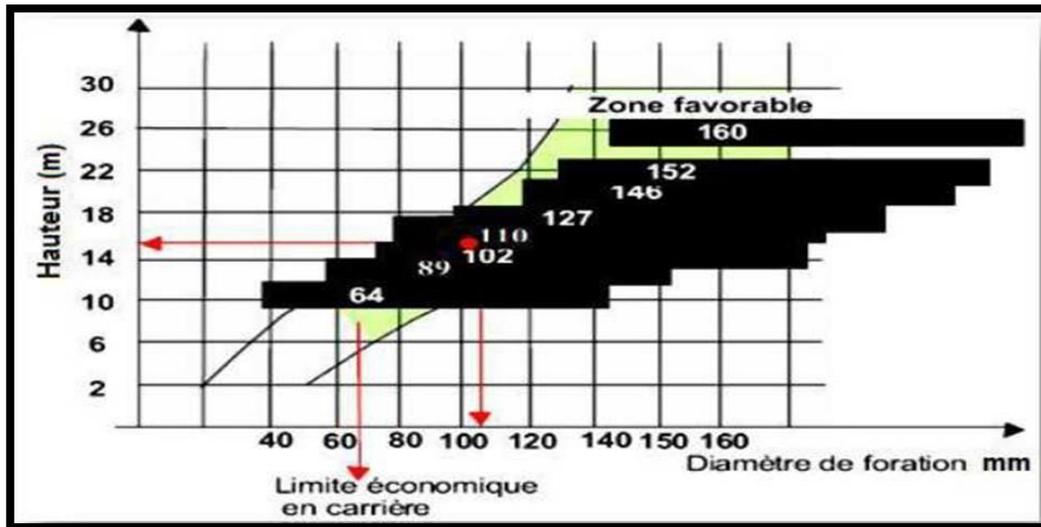


Figure II.4 : Adéquation diamètre du trou – hauteur du gradin. [19]

II.5.3. L'inclinaison du trou [19]

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

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

- Les gradins ont une surface tenant mieux par suite de l'inclinaison des talus ;
- La consommation en explosif est optimale ;
- L'inconvénient du rebord se trouve éliminé.

Etant donné ces avantages, les trous inclinés sont de plus en plus utilisés dans les carrières et mines à ciel ouvert.

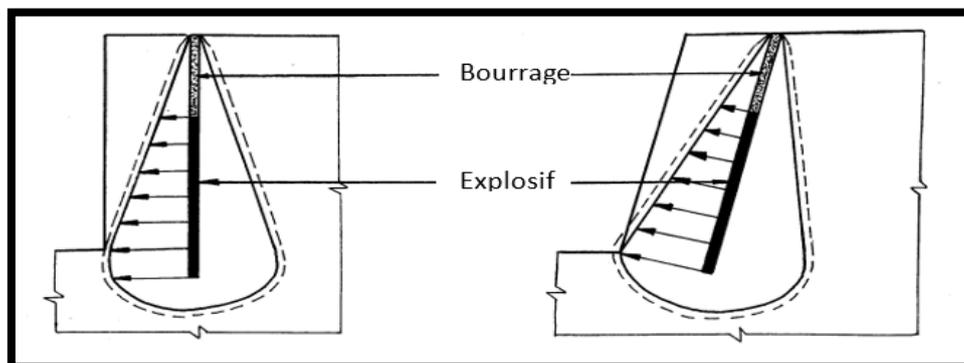


Figure II.5 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison. [19]

II.5.4. L'excès de forage (sous forage) [19]

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

La longueur de sur-foration dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosif, des propriétés physiques et mécaniques des roches, etc. Celle-ci est liée essentiellement à la banquette. Elle doit être voisine de 0,3 fois la banquette. Son rôle devient nul ou insignifiant si le massif a des discontinuités horizontales prédominantes.

II.5.5. Longueur du trou [19]

Il est dépendu essentiellement : de la hauteur du gradin, de l'inclinaison et de la longueur d'excès.

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

II.6. Paramètres liés au Bourrage**II.6.1. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous [19]**

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

Dans la majorité des cas en mines et carrières à ciel ouvert, le bourrage se dispose en fonction de fissures, de l'hétérogénéité du gradin et de l'utilisation de gros diamètres des trous.

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

II.6.2. Qualité du matériau de bourrage [19]

En général, les produits de foration sont utilisés comme bourrage dans les mines et carrières Algériennes, mais les expériences montrent que dans ces cas toujours il y a des projections et débouillage important au moment du tir.

Les tirs expérimentaux montrent que le bourrage aux gravillons (4/6) donne une meilleure utilisation de l'énergie explosive.

II.7. Paramètres liés au plan de tir

II.7.1. Banquette

Les distances entre deux rangées (ou bien distance entre le front et la première rangée) doivent être égales ; on appelle cette distance banquette. [15]

Les facteurs affectant le choix de la banquette sont :

Le diamètre, la hauteur du gradin, l'inclinaison du trou, l'explosivité de la roche et la fragmentation prévue. [19]

II.7.2. L'espacement

C'est la distance qui sépare deux trous voisins. En général, un espacement égal à 1,25 fois la banquette donne de bons résultats. [19]

II.7.3. Rapport de maille [19]

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

- Pour une bonne fragmentation des roches, le rapport doit être aussi élevé que possible, entre (1,1 et 1,5).

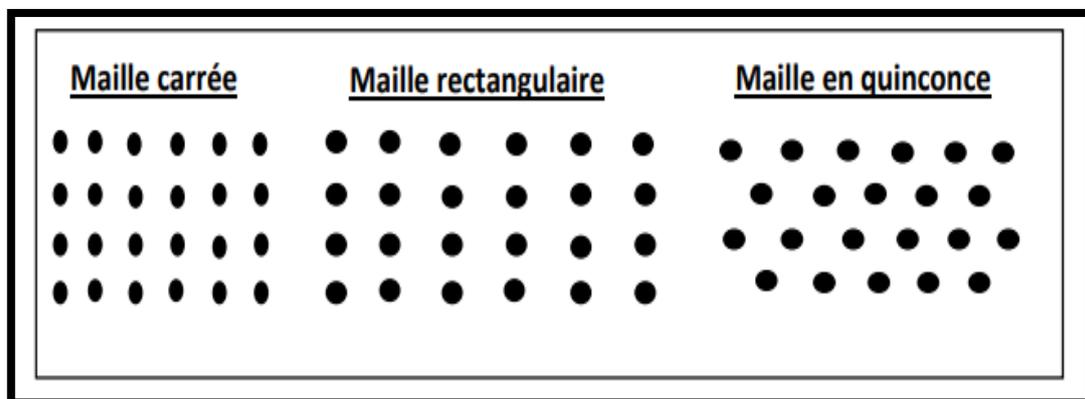


Figure II.6 : Principaux types de maille utilisés pour les tirs en ciel ouvert. [19]

II.8. Paramètres liés à l'explosif

II.8.1. Consommation spécifique d'explosif [20]

Le terme de consommation spécifique désigne la quantité d'explosif que l'on charge dans un trou de mine pour abattre 1m^3 de roche (ou 1t), elle est donc donnée en kg/m^3 .

C'est un paramètre à adapter au massif rocheux à abattre et liée à la ligne de moindre résistance comme le montre la figure.

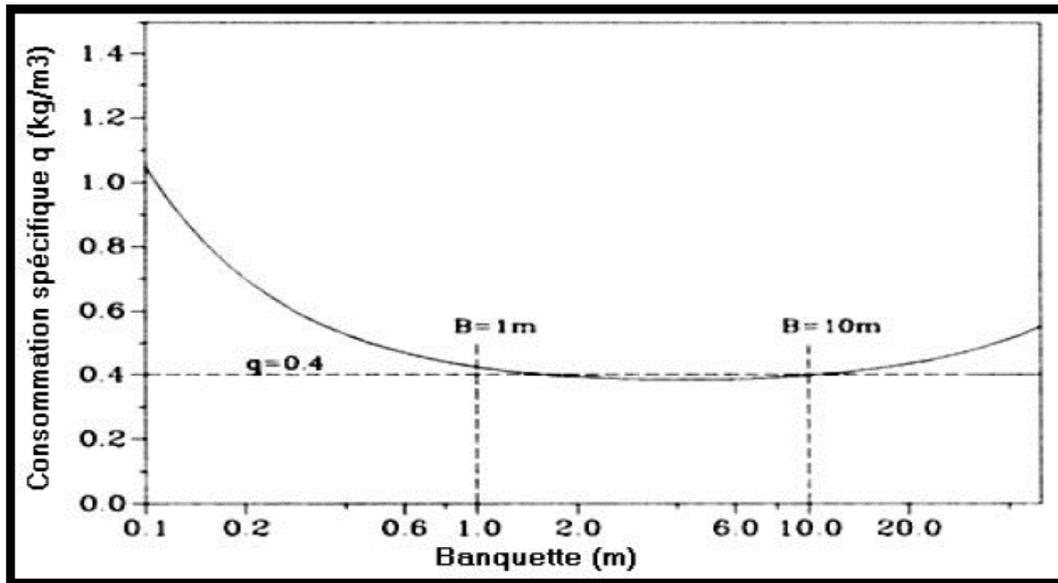


Figure II.7 : La consommation spécifique q en fonction de la ligne de moindre résistance. [20]

D'après cette figure se présente la consommation spécifique d'explosif en fonction de la ligne de moindre résistance il y a trois cas pour l'interprétation de cette courbe :

Le cas optimal : la consommation spécifique se reste approximativement stable de la valeur 0.4 (kg/m³) pour les lignes de moindre résistance s de 1.0 à 10m.

II.8.2. Régularité de distribution de l'explosif

Le diamètre du trou influe sur la concentration de l'explosif dans le massif. Ainsi l'augmentation du diamètre engendre l'augmentation de la charge concentrée et provoque le plus souvent l'augmentation du nombre de morceaux hors gabarit. [18]

II.9. Matériels et méthodes

La conception d'un plan de tir prend en considération les résultats des essais préliminaires et une reconnaissance géologique du terrain. Pour l'élaboration d'un plan de tir, il est certains qu'une bonne connaissance des explosifs et accessoire de mine, ainsi que l'expérience acquise dans les chantiers sont d'une grande utilité pour obtenir et atteindre un résultat désiré.

La démarche logique pour concevoir un schéma de tir peut se faire en quatre étapes :

- Recensement des données quantifiées de chantier et des équipements et formulation des objectifs poursuivis par le tir ;

- Détermination des paramètres de base du tir : géométrie du front, diamètre de foration, nombre de rangées ;
- Etablissement des conditions de réussite du tir : banquette, amorçage, séquence d'initiation ;
- Etablissement des paramètres secondaires du tir : rapport de maille, bourrage...etc.

Il s'agit bien sûr d'une présentation très schématique qui peut évoluer cas par cas dans la classification des paramètres. Elle est en particulier simplifiée lorsque l'exploitation existe.

Après avoir analysé toutes les considérations ci-dessus, différentes méthodes seront utilisées pour déterminer les schémas de tir parmi ces méthodes en utilise la méthode de LANGEFORS.

II.9.1. La méthode de LANGEFORS

Le principe retenu par LANGEFORS est que tous les explosifs constituant la charge linéaire participent d'autant moins au dégagement du pied qu'il en est plus éloigné. L'énergie totale de la charge explosive est donc utilisée principalement pour dégager la zone la plus bloquée, en l'occurrence le pied de la mine. Si le pied du tir est bloqué de façon importante par le tas, la part de l'énergie augmente notablement. La problématique se résume à déterminer la largeur de banquette maximale permettant un dégagement du pied et de la colonne correcte. Les dimensions géométriques réelles du tir en pied sont donc primordiales pour la qualité du résultat.

Pratiquement, certaines conditions techniques sont imposées :

- La hauteur du front de tir ;
- Le diamètre de forage, qui dépend 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 et donc sa densité et son énergie.

De nombreux auteurs ont donné des formules empiriques ou statistiques faisant entrer en jeu ces paramètres. Les conditions d'utilisation de ces formules sont importantes et il est toujours judicieux de s'assurer par un tir d'essai que les critères du tir réel correspondent bien aux hypothèses mathématiques des formules théoriques utilisées. Langefors a effectué une

étude empirique importante sur toute la technique d'abattage. Langefors a bâti sa méthode 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 établi une règle empirique de calcul de la banquette maximale admissible en fonction de paramètres inhérents au massif rocheux (notion de résistance de la roche), paramètres relatifs à la maille souhaitée (ratio espacement sur banquette, diamètre de foration, inclinaison) et du type d'explosifs employés. La règle dite de Langefors propose une relation linéaire entre la banquette maximale admissible et le diamètre de foration (Langefors, Kihlström, 1963) : Elle est calculée à partir de la formule suivante. [18]

$$B_{\max} = \frac{D_t}{33} \sqrt{\frac{P_c \times \rho_e}{\bar{c} \times f_c \times E/B}} \quad (\text{II.7})$$

Où :

D_t : Diamètre du trou [m] ;

ρ_c : Densité de chargement [kg/m^3] ;

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 [15] :

$$\text{Pour les dynamites : } B_{\max} = 1.47 \times \sqrt{C_{lp}} \times R_1 \times R_2, [\text{m}] \quad (\text{II.8})$$

$$\text{Pour les émulsions : } B_{\max} = 1.45 \times \sqrt{C_{lp}} \times R_1 \times R_2, [\text{m}] \quad (\text{II.9})$$

$$\text{Pour L'ANFO : } B_{\max} = 1.36 \times \sqrt{C_{lp}} \times R_1 \times R_2, [\text{m}] \quad (\text{II.10})$$

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

$$C_{lp} = \frac{\pi}{4} \times Dt^2 \times \Delta ; [\text{kg/m}] \quad (\text{II.11})$$

Δ : Densité d'explosif de pied [Kg/m^3];

R_1 : Facteur de contrainte : dépend de l'inclinaison des trous par rapport à l'horizontale ;

R_2 : Coefficient de correction de la résistance au tirage de la roche.

Tableau II.5 : Facteur de contrainte R_1 . [18]

L'angle β	90	84	79	72	64	45
R_1	0.95	0.96	0.98	1	1.03	1.1

Tableau II.6 : Coefficient de correction de la résistance au tirage de la roche R_2 . [18]

Ct	0.3	0.4	0.5
R_2	1.15	1	0.9

b) La banquette pratique (B)

Elle est calculée par la formule suivante [21] :

$$B = B_{\text{max}} - F; [\text{m}] \quad (\text{II.12})$$

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. [21]

$$F = D_t + 0.03 \times L_{\text{tr}} \quad (\text{II.13})$$

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 [21] :

$$E=1,25 \times B; \text{ [m]} \quad (\text{II.14})$$

d) Longueur de sous foration (L_s)

La longueur de sous-foration est déterminée à l'aide de la formule suivante [21] :

$$L_s = 0.3 \times B_{\max}; \text{ [m]} \quad (\text{II.15})$$

e) Longueur du trou (L_{tr})

Pour les trous inclinés [21] :

$$L_{tr} = \frac{H_g}{\cos\beta} \left(1 - \frac{\beta}{100}\right) \times L_s; \text{ [m]} \quad (\text{II.16})$$

Pour les trous verticaux :

$$L_{tr} = H_g + L_s \quad (\text{II.17})$$

Où :

- H_g : la hauteur du gradin.

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

L'explosif est réparti dans le trou sous forme de deux charges [21] :

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

La longueur de la charge du pied :

$$L_{cp} = 1,3 \times B_{\max}; \text{ [m]} \quad (\text{II.18})$$

La longueur de bourrage :

$$L_b = B; \text{ [m]} \quad (\text{II.19})$$

La longueur de la charge de colonne :

$$L_{cc} = L_{tr} - L_{cp} - L_b; \text{ [m]} \quad (\text{II.20})$$

g) Charge linéaire du pied

Elle est donnée par la relation empirique (2.11).

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

$$C_{lp} = \frac{\pi}{4} \times D_t^2 \times \Delta ; [\text{kg/m}] \quad (\text{II.21})$$

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. [14]

$$Q_p = L_{cp} \times C_{lp}; [\text{Kg}] \quad (\text{II.22})$$

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. [21]

$$C_{Lc} = 40 \text{ à } 60\% \times C_{lp}; [\text{kg/m}] \quad (\text{II.23})$$

j) Quantité d'explosif en colonne

Cette quantité d'explosif peut être calculée par la formule suivante [21] :

$$Q_c = L_{cc} \times C_{Lc}; [\text{Kg}] \quad (\text{II.24})$$

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 [21] :

$$Q_{\text{tot}} = Q_c + Q_p ; [\text{kg/trou}] \quad (\text{II.25})$$

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

Il est calculé par la formule suivante [21] :

$$V_{tr} = H_g \times B \times E ; [\text{m}^3 / \text{trou}] \quad (\text{II.26})$$

m) Consommation spécifique d'explosif

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m³ de roche [21] :

$$q_{\text{ex}} = Q_{\text{tot}} / V_{\text{tr}} ; [\text{Kg/m}^3] \quad (\text{II.27})$$

Tel que :

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

IV.9.1.2 Calcul du plan de tir

a) Banquette maximale

Elle est calculée par la formule (2.10) :

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

- Charge linéaire du pied :

$$Cl_p = \frac{\pi}{4} \times (0.102)^2 \times 980 = \mathbf{8 \text{ kg/m.}}$$

- Au niveau de la carrière de Sidi Laaroussi les trous sont verticaux alors : $R_1 = \mathbf{0.96}$;
- 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 : $R_2 = \mathbf{1}$.

$$\text{AN : } B_{\text{max}} = 1.36 \times \sqrt{8} \times 0.96 \times 1 = \mathbf{3.69 \text{ m.}}$$

b) La longueur de sous foration (L_s)

Elle est calculée par la formule (2.15) :

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

$$\text{AN: } L_s = 0.3 \times 3.69 = \mathbf{1.10 \text{ m.}}$$

c) Longueur du trou (L_{tr})

Pour les trous inclinés on utilise la formule (2.17) :

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

$$L_{tr} = 12 + 1.10$$

$$\text{AN: } L_{tr} = \mathbf{13.10 \text{ m.}}$$

d) La banquette pratique (B)

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

$$\text{AN: } F = D_t + 0.03 \times L_{tr} = 0.102 + 0.03 \times 13.10 = 0.50$$

$$B = 3.69 - 0.50 = \mathbf{3.19 \text{ m.}}$$

e) L'espace (E)

$$E = 1.25 \times B; [m]$$

$$\text{AN: } E = 1.25 \times 3.19 = \mathbf{3.98 \text{ m.}}$$

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

- La longueur de la charge du pied :

$$L_{cp} = 1.3 \times B_{\max}; [m]$$

$$\text{AN: } L_{cp} = 1.3 \times 3.69 = \mathbf{4.79 \text{ m.}}$$

- La longueur de bourrage :

$$L_b = B; [m] \quad L_b = \mathbf{3.19 \text{ m.}}$$

- La longueur de la charge de colonne :

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

$$\text{AN : } L_{CC} = 13.10 - 4.79 - 3.19 = \mathbf{5.12 \text{ m.}}$$

g) Charge linéaire du pied (Marmanit II)

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

$$\text{AN : } Cl_p = \frac{\pi}{4} \times (0.102)^2 \times 980 = \mathbf{8 \text{ kg/m.}}$$

h) Quantité d'explosif au pied du gradin

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

$$\text{AN: } Q_p = 4.79 \times 8 = \mathbf{38.32 \text{ kg.}}$$

i) Charge linéaire de colonne (ANFOMIL)

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

$$\text{AN : } C_{LC} = 0.5 \times 8 = \mathbf{4 \text{ kg/m.}}$$

j) Quantité d'explosif en colonne

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

$$\text{AN : } Q_c = 5.12 \times 4 = \mathbf{20.48 \text{ kg.}}$$

k) Quantité de charge d'explosif dans un trou

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

$$\text{AN: } Q_{tot} = 20.48 + 38.32 = \mathbf{58.8 \text{ Kg/ trou.}}$$

l) Volume de la roche abattu par un trou

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

$$V_{tr} = 12 \times 3.19 \times 3.98 = \mathbf{152.35 \text{ m}^3/\text{trou.}}$$

Qui correspond à la quantité :

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

- γ : densité moyenne (m^3/tonnes)

$$Q = 152.35 \times 1.93 = 294.03 \text{ tonnes/trou.}$$

m) Consommation spécifique d'explosif

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

$$q_{\text{ex}} = 58.8 / 152.35 = \mathbf{0.38 \text{ kg}/\text{m}^3}.$$

n) Nombre de trous nécessaire

Le nombre de trous par mois.

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

$$N_{\text{tr}/\text{mois}} = \frac{P_m}{V_{\text{tr}}} ; [\text{trous}] \quad (\text{II.28})$$

Où :

- V_{tr} : volume de la roche abattu par trou ;
- P_m : la production mensuelle.

$$\text{AN :} \quad N_{\text{tr}} = \frac{113\,805}{152.35} = \mathbf{747 \text{ trous.}}$$

Le nombre de trous par semaine :

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

$$N_{\text{tr}/\text{semaine}} = 747 \div 4 = \mathbf{187 \text{ trous.}}$$

Le nombre de trous par tir :

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

$$N_{\text{tr}/\text{semaine}} = 187 \div 3 = \mathbf{62 \text{ trous.}}$$

Tableau II.7 : Les paramètres calculés d'après les formules de Langefors.

Paramètres	Unité	Plan de tir Utilisé dans la carrière D=102 mm	1 ^{er} Calcul de plan de tir par les formules de Langefors D= 102 mm	2 ^{ème} Calcul de plan de tir par les formules de Langefors D= 110 mm
Banquette maximale	m	4	3.69	3.98
Banquette pratique	m	3.25	3.19	3.78
Longueur de sous foration	m	1	1.10	1.19
Longueur du trou	m	13	13.10	13.19
Espacement	m	3	3.98	4.72
Longueur de bourrage	m	6	3.19	3.78
Quantité d'explosif au pied (MARMANIT III) par trou	Kg	25	38.32	48.08
Quantité d'explosif en colonne (ANFOMIL) par trou	Kg	25	20.48	19.85
Quantité de charge d'explosif dans un trou	Kg	50	58.8	67.93
Volume de la roche abattu par un trou	m ³	120	152.35	214.09
Consommation spécifique d'explosif	Kg/m ³	0.41	0.38	0.31
Nombre de trou par tir	Trous	64	62	44
Tonnage par tir	T	14 822.4	18 230.20	18 180.52
Longueur totale foré	m	832	812.20	580.39

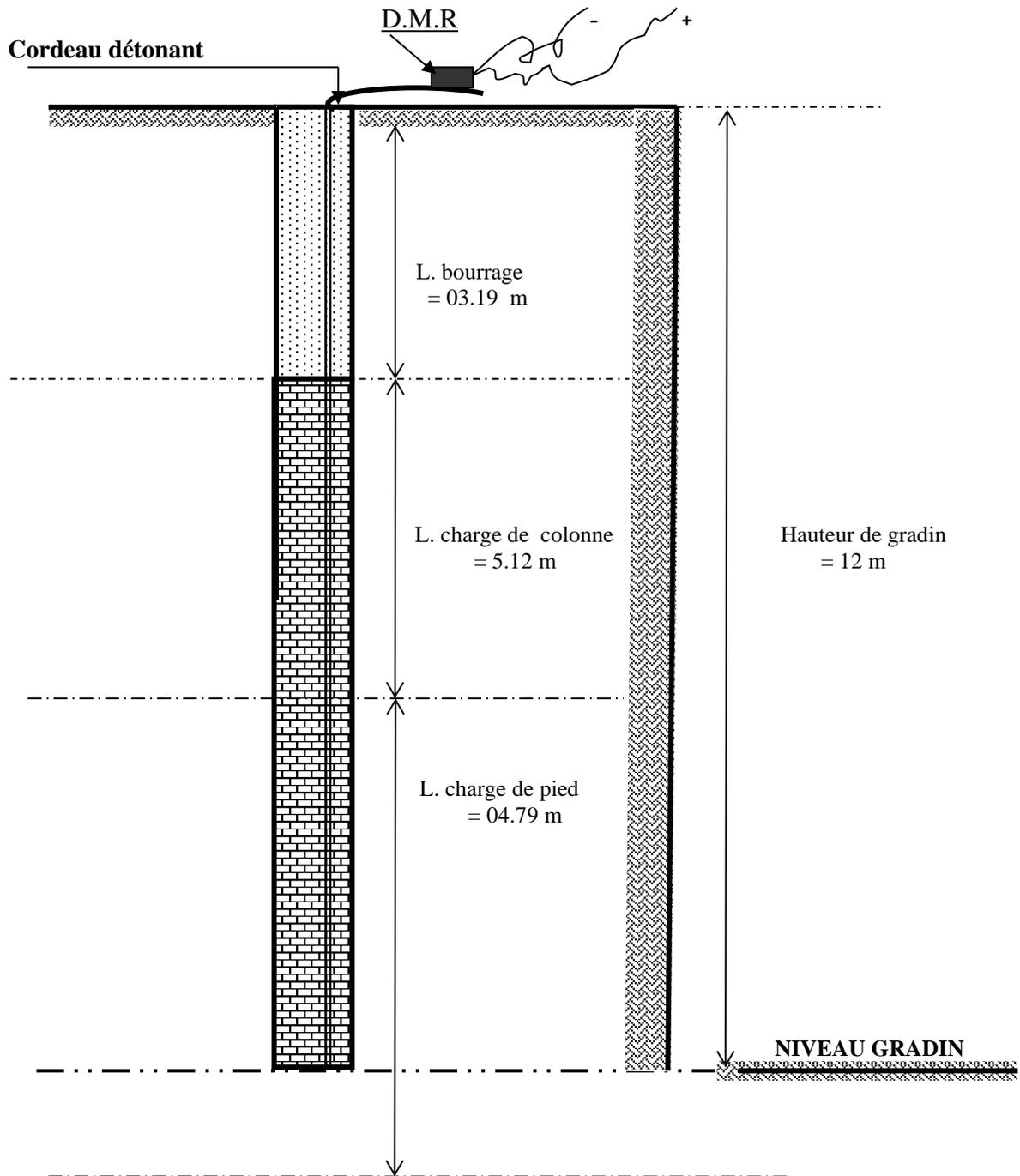


Figure II.8 : Coupe verticale de profondeur du trou de diamètre 102 mm.

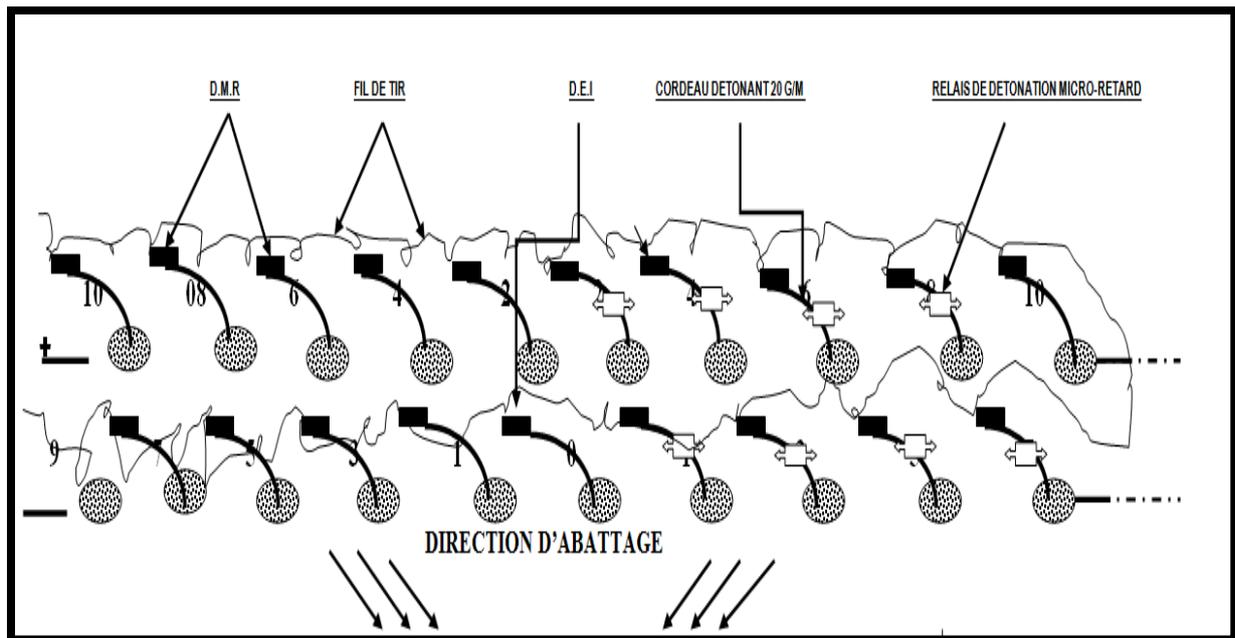


Figure II.9 : Schéma de tir.

Interprétation des résultats

On remarque qu'il y a une grande différence entre les paramètres utilisés dans la carrière de Sidi Laaroussi et les paramètres calculés par la théorie de LANGEFORS en utilisant la même hauteur et le même diamètre.

On observe aussi d'après le tableau ci-dessus que les résultats obtenus par la méthode de LANGEFORS, dont l'avantage de cette méthode est que le volume abattu par un trou est plus grand que celui abattu actuellement par la mine de Sidi Laaroussi et même la consommation spécifique obtenue est inférieure à celle de la carrière, qui signifie qu'un coût minimal de l'opération de l'abattage.

Conclusion

La conception du plan de tir par la méthode de Langefors essentiellement lors du choix de diamètre 110 mm, a montré de bons résultats par rapport à celle de la méthode de Langefors, ces résultats influencés sur l'économie et la production de l'entreprise.

Par la diminution de :

- Longueur total foré ;
- Quantité d'explosif dans un trou, donc le coût d'abattage ;

- Nombre de trou par tir.

Et l'augmentation de :

- Le rendement par tir.

CHAPITRE III :

Analyse de la fragmentation des roche

III.1 Analyse de la fragmentation

La distribution granulométrique est contrôlée par l'extension de propagation des fissures, adhésion, union et interaction de l'onde de choc en propagation avec quelques surfaces libres, ainsi que les propriétés physiques de la matrice rocheuse. Cette interdépendance est très complète pour ce problème. C'est la première raison qui nous oblige à utiliser des modèles empiriques pour prédire la distribution granulométrique après le tir. Ces méthodes empiriques ne sont pas très précises, mais elles sont toujours 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 combine deux formules semi-empiriques pour prédire la distribution granulométrique des fragments de roche brisée. En 1982, Cunningham a développé une équation de Kuznetsov plus large qui était applicable à d'autres explosifs sur le marché. Plus tard, en 1987, Cunningham a incorporé le concept facteur de tir de Lilly dans le modèle comme mesure efficace de la fragmentation des roches par tir. La distribution de taille des fragments est exprimée par la fonction Rosine-Rammler, et sa forme est très similaire à l'équation décrivant la longueur du 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) :

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

Où :

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

Cette équation montre que la forme de la courbe de distribution des débris de Kuz-Ram dépend de la distribution des fissures et des discontinuités préexistantes dans la masse rocheuse. Par conséquent, le mécanisme de dynamitage mentionné ci-dessus supposé par le modèle Kuz-Ram est l'extension et la combinaison de fissures préexistantes causées par la contrainte de traction du massif générées par les trous des mines.

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. [22]

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.

Tableau III.1 : 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 [22] :

$$E = [\text{VOD}_e / \text{VOD}_n]^2 \text{RWS} \quad (\text{III.3})$$

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 [22] :

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

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 déterminé par le plan de tir et la hauteur du gradin, à travers l'équation (III.6), qui inclut le diamètre des trous, le fardeau (banquette), l'espacement entre trou, la longueur de la charge, la précision du forage (déviation) et la hauteur du gradin.

n : coefficient d'uniformité varie habituellement entre 0,8 et 2,0, 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 inclinés **n** augmente et calculé d'après la formule suivante [22] :

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

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 calculés par la méthode de Langefors

III.3.1.1 Diamètre 102 mm

Fragmentation modélisée par Kuz-Ram du tas abattu pour les paramètres de tir calculés par la méthode de LANGEFORS avec un diamètre 102 mm est montrée dans le tableau suivant :

Tableau III.2 : 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 prévue	
Hors gabarits non désirées)	0.2 %
Optimales (désirées)	99.4%
Particules fines non désirées	0.5%

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

Tableau III.3 : 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	6.135
Dimension moyenne des morceaux de tas abattu	27 cm
Coefficient d'uniformité	1.51
Taille caractéristique (D60)	35 cm

Les pourcentages des dimensions des morceaux de tas de roches abattues pour le plan de tir calculé par la méthode de Langefors sont résumés dans le tableau suivant :

Tableau III.4 : Pourcentage des passants en fonction des dimensions des tas de roches abattues pour le plan de tir calculé par la méthode de Langefors du diamètre de trou 102 mm.

Dimensions (m)	Passant
0	0,0%
0,05	5,2%
0,10	14,0%
0,15	24,3%
0,20	35,0%
0,25	45,3%
0,30	54,8%
0,35	63,2%
0,40	70,6%
0,45	76,8%
0,50	82,0%
0,55	86,2%
0,60	89,5%
0,65	92,2%
0,70	94,2%
0,75	95,8%
0,80	96,9%
0,85	97,8%

0,90	98,4%
0,95	98,9%
1,00	99,2%
1,05	99,5%
1,10	99,6%

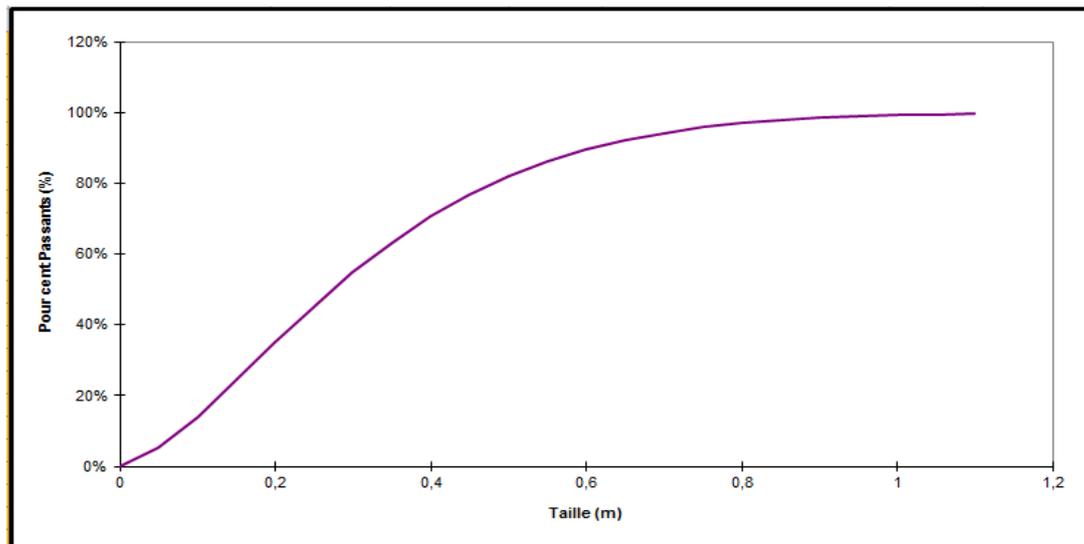


Figure III.1 : Courbe granulométrique, pour les paramètres calculés par la méthode de Langefors du diamètre de trou 102 mm.

III.3.1.2 Diamètre 110 mm

Fragmentation modélisée par Kuz-Ram du tas abattu pour les paramètres de tir calculés par la méthode de Langefors avec un diamètre 110 mm est montrée dans le tableau suivant :

Tableau III.5 : 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 110 mm.

Fragmentation prévue	
Hors gabarits non désirées)	1.6 %
Optimales (désirées)	97.9%
Particules fines non désirées	0.5%

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

Tableau III.6 : Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour les paramètres de plan de tir calculés par la méthode Langefors du diamètre de trou 110 mm.

Indice de tirabilité	6.135
Dimension moyenne des morceaux de tas abattu	34 cm
Coefficient d'uniformité	1.40
Taille caractéristique (D60)	44 cm

Les pourcentages des dimensions des morceaux de tas de roches abattues pour le plan de tir calculé par la méthode de Langefors sont résumés dans le tableau suivant :

Tableau III.7: Pourcentage des passants en fonction des dimensions des tas de roches abattues pour le plan de tir calculé par la méthode de Langefors du diamètre de trou 110 mm.

Dimensions (m)	Passant
0	0,0%
0,05	4,6%
0,10	11,8%
0,15	19,8%
0,20	28,2%
0,25	36,4%
0,30	44,3%
0,35	51,7%
0,40	58,4%
0,45	64,5%
0,50	69,9%
0,55	74,6%
0,60	78,8%
0,65	82,4%
0,70	85,4%
0,75	88,0%
0,80	90,2%
0,85	92,0%

0,90	93,5%
0,95	94,8%
1,00	95,8%
1,05	96,7%
1,10	97,4%

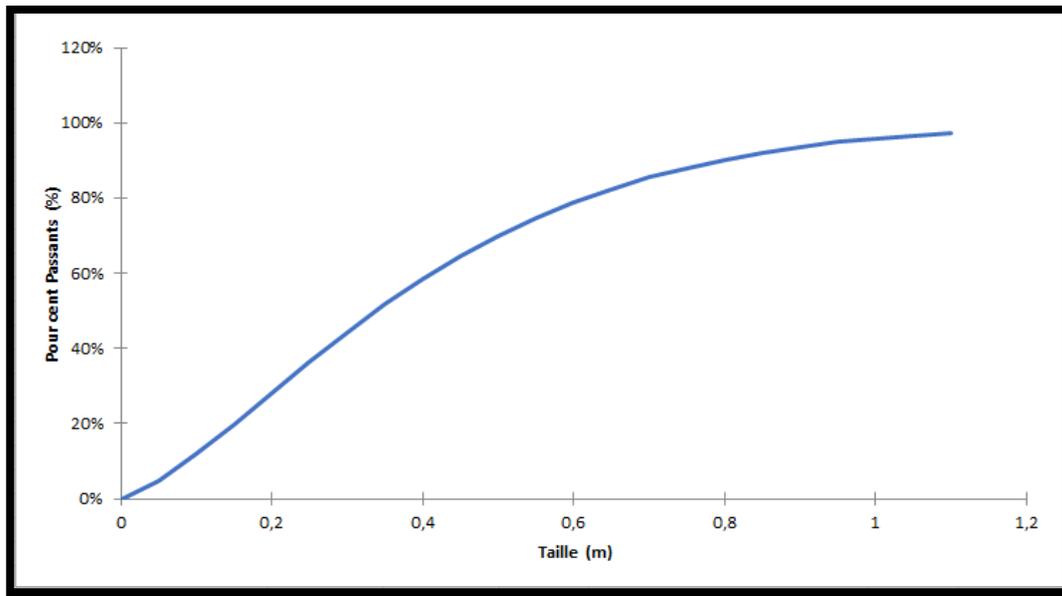


Figure III.2 : Courbe granulométrique, pour les paramètres calculés par la méthode de Langefors **du**
diametre de trou 110 mm.

III.3.2 Pour les paramètres de forage et de tir existant dans la carrière de Sidi Laaroussi

Fragmentation modélisée par Kuz-Ram du tas abattu pour les paramètres de forage et de tir existant dans Sidi Laaroussi est montré dans le tableau suivant :

Tableau III.8: Fragmentation modélisée par Kuz-Ram du tas abattu pour les paramètres de forage et de tir existant dans Sidi Laaroussi.

Fragmentation prevue	
Hors gabarits non désirées)	5.4 %
Optimales (désirées)	92.0 %
Particules fines non désirées	2.6 %

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

Tableau III.9 : Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour les paramètres de forage et de tir existant dans Sidi Laaroussi.

Indice de tirabilité	6.135
Dimension moyenne des morceaux de tas abattu	28 cm
Coefficient d'uniformité	0.98
Taille caractéristique (D60)	40 cm

Les résultats de l'analyse granulométrique (basé sur le modèle de Kuz-Ram) sont illustrés dans le tableau 4.9 et la courbe granulométrique dans la figure 4.3.

Tableau III.10 : Pourcentage des passants en fonction des dimensions de tas de roches abattues le plan de forage et tir existant dans Sidi Laaroussi.

Dimensions (m)	Passant
0	0,0%
0.05	12,1%
0.10	22,5%
0.15	31,6%
0.20	39,6%
0.25	46,6%
0.30	52,8%
0.35	58,2%
0.40	63,0%
0.45	67,3%
0.50	71,0%
0.55	74,3%
0.60	77,3%
0.65	79,9%

0.70	82,2%
0.75	84,2%
0.80	86,0%
0.85	87,6%
0.90	89,0%
0.95	90,2%
1.00	91,3%
1.05	92,3%
1.10	93,2%

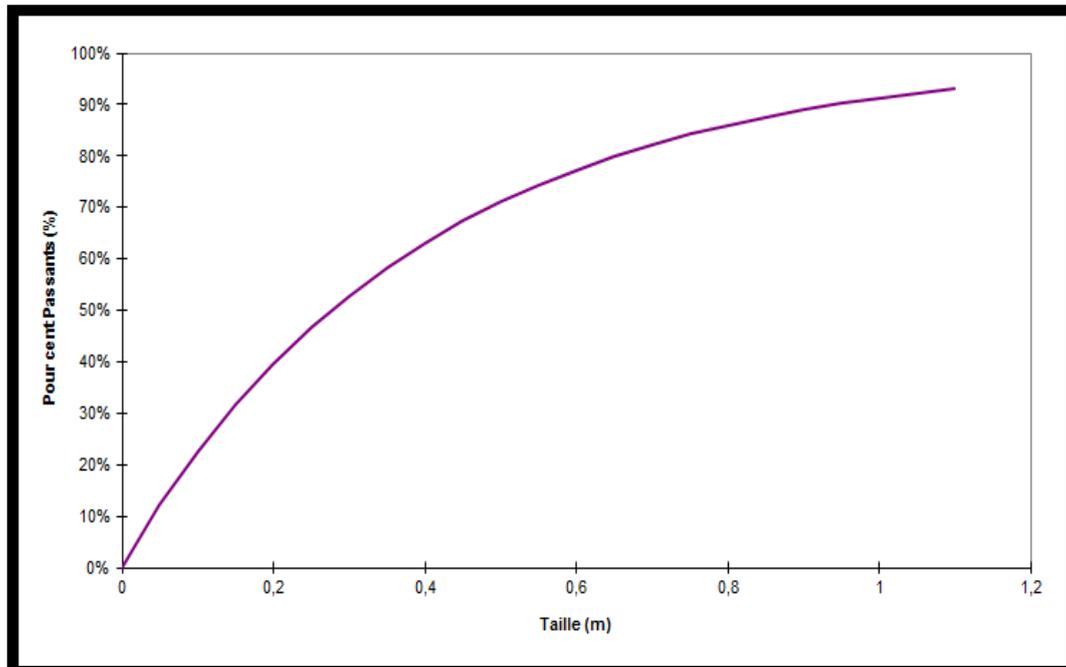


Figure III.3: Courbe granulométrique pour les paramètres de forage et de tir existant dans la carrière de Sidi Laaroussi.

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

La comparaison est montrée dans le tableau suivant :

Tableau III.11 : Comparaison entre les résultats d'abattage pour les paramètres existants et les paramètres calculés.

Dimensions (m)	Passant		
	Plan existant	Langefors D= 102 mm	Langefors D= 110 mm
0	0.0%	0,0%	0,0%
0.05	9.0%	5,2%	4,6%
0.10	16.6%	14,0%	11,8%
0.15	23.4%	24,3%	19,8%
0.20	29.5%	35,0%	28,2%
0.25	35.1%	45,3%	36,4%
0.30	40.2%	54,8%	44,3%
0.35	44.8%	63,2%	51,7%
0.40	49.1%	70,6%	58,4%
0.45	53.0%	76,8%	64,5%
0.50	56.6%	82,0%	69,9%
0.55	59.9%	86,2%	74,6%
0.60	62.9%	89,5%	78,8%
0.65	65.7%	92,2%	82,4%
0.70	68.2%	94,2%	85,4%
0.75	70.6%	95,8%	88,0%
0.80	72.8%	96,9%	90,2%
0.85	74.8%	97,8%	92,0%
0.90	76.7%	98,4%	93,5%
0.95	78.4%	98,9%	94,8%
1.00	80.0%	99,2%	95,8%
1.05	81.5%	99,5%	96,7%
1.10	0.0%	99,6%	97,4%

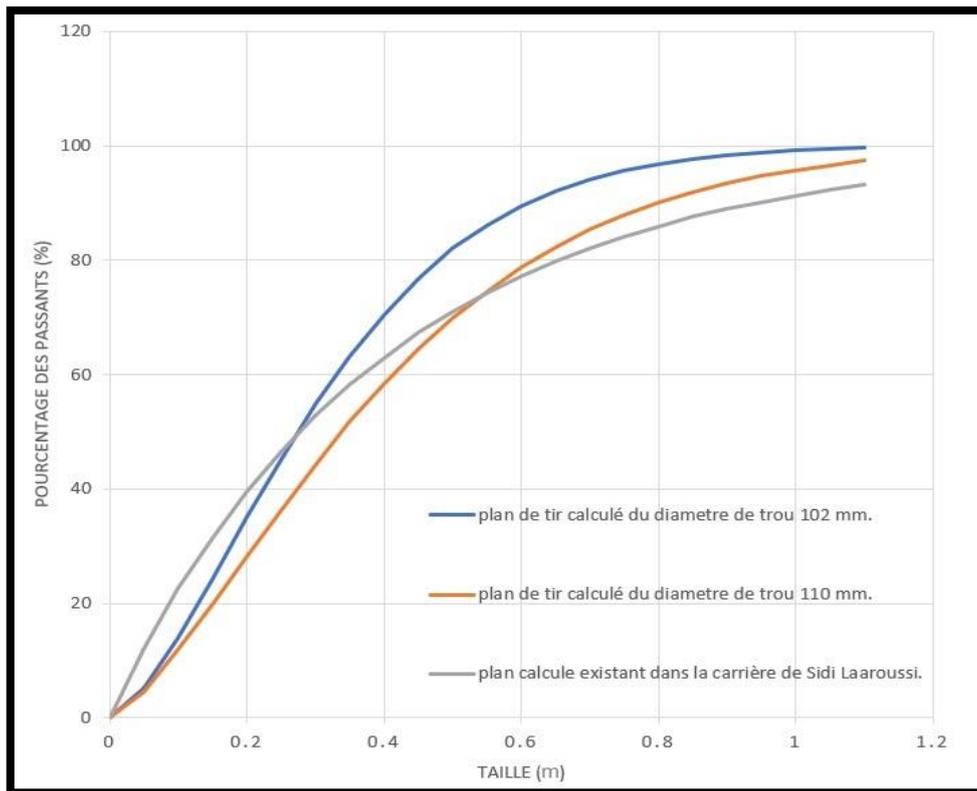


Figure III.4 : Comparaison des trois courbes granulométriques.

Interprétation

Le modèle Kuz-Ram est un modèle prévisionnel de degré de fragmentation ciblée (désirée). On remarque que, les paramètres obtenus par la méthode d'optimisation et l'analyse du modèle Kuz-Ram, résulte une distribution granulométrique conforme aux exigences de la carrière de Sidi Laroussi.

D'après les résultats de fragmentation prévisionnelle sont très satisfaisante et répandue aux conditions de tir avec les dimensions géométrique et le choix des explosifs.

Pour atteindre cette fragmentation cible on lui conçoit un plan de tir à l'aide de l'approche Langefors. Après avoir introduit dans Kuz-Ram les paramètres du massif, des explosifs et du plan de tir, on obtient le pourcentage de fragmentation prévisionnelle. Dans notre cas, le résultat de 99,4 % du tas de roche abattu correspond à notre cible optimale de 0,96 m. C'est trop parfait. D'habitude, on se suffit d'une valeur de 80 %.

Comme notre résultat est supérieur à 80 % (99,4%) on peut dire que le plan de tir adopté à travers les valeurs que nous avons introduit, est un bon plan de tir qui va vous permettre d'atteindre notre cible optimale des paramètres cible de fragmentation. En outre notre plan de tir minimise les fractions non désirables (hors gabarit et particules fines).

CHAPITRE IV :

Chargement et transport

IV.1. Le chargement

Le fonctionnement de la carrière ou mine à ciel ouvert est conçu et organiser au tour des engins choisis pour le chargement des matériaux, de leur choix dépend pratiquement celui des autres matériels et leur mise en œuvre. Considéré comme le maillon principal de la chaîne technologique d'exploitation minière à ciel ouvert, l'engin de chargement définit le niveau de production d'une carrière ou mine à ciel ouvert.

IV.1.1. Le chargement au niveau de la carrière

Au niveau de la carrière de Sidi Laroussi, les engins utilisés pour les travaux d'abattage et de chargement des roches préalablement abattus par travaux de forage et de tir sont les pelles et les chargeuses. La carrière de Sidi Laroussi possède une chargeuse KOMATSU. Les différentes caractéristiques techniques de la chargeuse sont récapitulées (voire l'Annexe 4)

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 certain nombre de chronométrage réalise à la carrière de Sidi Laroussi les mesures de temps obtenus ont donné les résultats dans le tableau suivant :

Tableau IV.1 : 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	12	12	7	9	40
2	11	13	6	10	40
3	12	12	7	9	40
4	12	13	7	8	40
5	11	12	6	10	39
6	12	13	7	8	40
Moyen	11.66	12.5	6.66	9	39.83

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

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

$$T_c = 11.66 + 12.5 + 6.66 + 9 = 39.83 \text{ s} = 0.66 \text{ min}$$

La durée d'un cycle de la chargeuse KOMATSU WA700-3 en secondes est $T_c = 39.83\text{s}$.

IV.1.2.2. Nombre des cycles effectué par la chargeuse

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

Où :

T_c : La durée d'un cycle de la chargeuse en secondes ; $T_c = 39.83\text{s}$.

$$\text{Donc : } N = \frac{60}{39.83} = 1.5 \text{ cycles /min.}$$

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 ; $T_c = 39.83\text{s}$.

$$\text{Donc: } R_{th} = \frac{3600 \times 8}{39.83}$$

$$R_{th} = 723.07 \text{ m}^3/\text{h} = 5 \text{ 784.56 m}^3/\text{poste.}$$

Le rendement théorique de la chargeuse est $5 \text{ 784.56 m}^3/\text{poste}$.

➤ Calcul de rendement d'exploitation par poste

Le rendement des engins de chargement dépend de :

- Type d'engin ;
- Capacité du godet ;

- Temps de cycle ;
- Granulométrie des roches abattues ;
- Expérience du conducteur.

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 :

- V : La capacité du godet de la chargeuse, $V = 8 \text{ m}^3$;
- T : La durée d'un poste de travail, $T = 12 \text{ h}$;
- K_r : Le coefficient de remplissage du godet de la chargeuse, $K_r = 0.8$;
- K_u : Le Coefficient d'utilisation de la chargeuse (varie entre 0.85 et 0.87 ; on prend 0.85) ;
- ρ : La masse volumique de la roche, $\rho = 1.93 \text{ Tonne/m}^3$;
- T_c : Le temps de cycle de la chargeuse, $T_c = 37.65 \text{ s}$;
- K_f : Le coefficient de foisonnement, ($K_f = 1.4$).

$$Rch.p = \frac{3600 \times 8 \times 12 \times 0.8 \times 0.85 \times 1.93}{39.83 \times 1.4} = 8 \text{ 226.9 tonne/poste.}$$

➤ Calcul de rendement d'exploitation journalier

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

Où :

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

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

$$Rch/p = 8 \text{ 226.9 tonne /jour.}$$

➤ 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 j/an.

Donc: $Rch/an = 8\,226.9 \times 360 = 2\,961\,683.93 \text{ tonne /an.}$

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

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

Où :

- Pj : Production journalière, Pj = 7 950 tonnes ;
- Ki : Coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0.8 et 1.2 ; on prend Ki = 0.9) ;
- Rch : Rendement de chargeuse durant un poste de travail ;

Donc : $Nch = \frac{7950 \times 0.9}{8\,226.9} = 0.9 = 1 \text{ chargeuses.}$

Dans la carrière Sidi-Laroussi le chargement s'effectue à l'aide de 02 chargeuses.

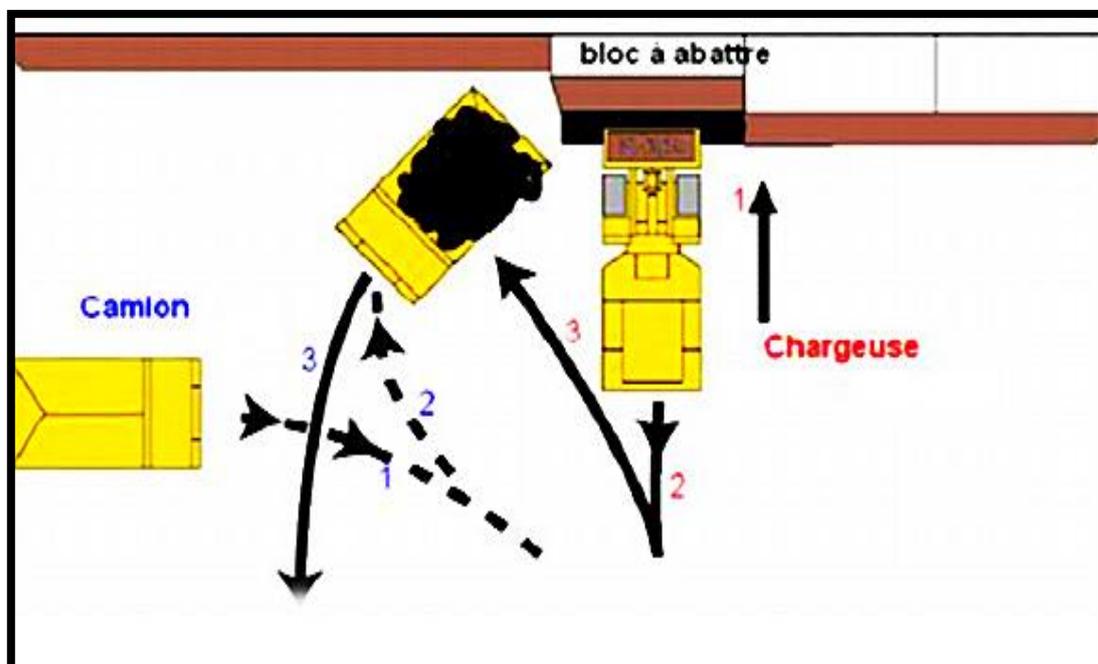


Figure IV.1 : Opération de chargement des roches abattues.[1]

IV.2. Le transport

Le transport établit la liaison entre le fond de la carrière et le point de déchargement des produits. Il a pour objet non seulement de déplacer des minerais mais aussi des stériles qui représentent souvent la principale partie de la circulation des produits dans une exploitation à ciel ouvert.

Le transport dans la carrière prédéterminer dans une large mesure : le mode d'ouverture du gisement, la méthode d'exploitation et le mode de la mise à terrils ; il représente des dépenses très considérables qui peuvent aller de 20% à 30% du prix de revient total d'exploitation ; il consiste à déplacer la masse minière du front du taille vers la zone décharge. [23]

Le choix rationnel des équipements de transport dépend des facteurs suivants :

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

Les différents modes de transport possible sont :

- Par camion ;
- Par voie ferrée ;
- Par convoyeur a bandes ;
- Par skip ;
- Par couloir de chute.

IV.2.1. Exigences du transport

Afin de réaliser une exploitation dans les règles de l'art les exigences du transport doivent être en accord avec : [7]

- Distances minimales de transport ;
- Temps morts réduits et rendement maximal des engins de chargement ;
- Paramètres des moyens du transport doivent correspondre à ceux des engins de chargement ainsi qu'aux propriétés des roches transférées ;
- Sécurité du travail ;
- Meilleur sens de progression des travaux miniers.

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

Le mode de transport choisis et utilisé dans la carrière Sidi-Laroussi et le transport par camions.

Les camions utilisés sont de marque CATERPILAR, ils ont alimenté la station de concassage et ils utilisés pour la mise à terril de stérile.

Ces camions ont été choisis en fonction de la productivité de la carrière, des caractéristiques des charges à transporter, du type des engins de chargement et de la distance de transport.

La carrière Sidi-Laroussi possède (06) camions dont les caractéristiques techniques (voire l'Annexe 7)

IV.2.3. Calcul de la productivité des camions

IV.2.3.1. Détermination du temps de cycle des camions

Le temps de cycle des camions à la mine est déterminé de la manière suivante :

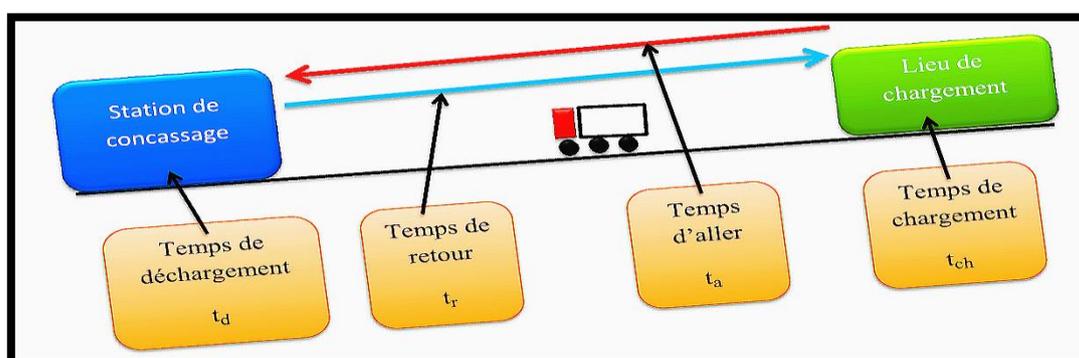


Figure IV.2 : Le temps de cycle des camions à la mine. [1]

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

Tableau IV.2 : 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	9	12	2	8	0.77	31.77
2	8	13	1.8	9	0.76	32.56
3	8	11	1.7	7	0.8	28.5
4	9	12	2	7.5	0.75	31.25
5	8	12	1.7	8	0.85	30.55
Moyen	8.4	12	1.84	7.9	0.79	30.93

$$T_c = (8.4 + 12 + 1.84 + 7.9 + 0.79) = 30.93 \text{ min}$$

Donc : $T_c = 30.93 \text{ min} = 1855.8 \text{ s}$.

IV.2.3.2. Calcul de rendement du camion

➤ Calcul de rendement théorique

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

Où :

- Q_c : Capacité de la benne du camion, $Q_c = 60$ t ;
- T_p : Durée d'un poste de travail, $T_p = 12$ h ;
- T_c : Temps de cycle du camion, $T_c = 1855.8$ s.

$$R_{th} = \frac{3600 \times 60 \times 12}{1855.8} = 1\,396.7 \text{ t/poste.}$$

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

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

- Q_c : Capacité de la benne du camion, $Q_c = 60$ tonnes ;
- T_p : Temps postière, $T_p = 12$ heures ;
- K_q : Coefficient d'utilisation de charge du camion, $K_q = 0.9$;
- K_u : Coefficient d'utilisation du camion durant un poste, $K_u = 0.87$;
- T_c : Temps de cycle d'un camion, $T_c = 1855.8$ s.

$$\text{AN : } R_{c/p} = \frac{3600 \times 60 \times 12 \times 0.9 \times 0.87}{1855.8} = 1\,093.62 \text{ tonne/poste.}$$

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

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

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

$$R_{c/j} = 1\,093.62 \text{ tonne/poste.}$$

➤ **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 ; $N_{br/an} = 360$ jours /an.

$$\text{Donc : } R_{c/an} = 1\,093.62 \times 360 = 393\,703.2 \text{ tonne/an.}$$

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

Le nombre de godets pour remplir la benne du camion se calcule suivant la formule suivante :

$$Ng = V / E$$

- 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, $E = 8 \text{ m}^3$.

Donc : $Ng = \frac{35.75}{8} = 4.46$ godets.

IV.2.3.4. Calcul de nombre de camion nécessaires

$$Nc = \frac{Pj \times Ki}{Rc/p \times Np/j}$$

Où :

- Pj : Production journalière ;
- Ki : Coefficient d'irrégularité, $Ki = 0.9$;
- Rc/p : Rendement du camion par poste ;
- Np/j : Nombre de poste par jour.

Donc : $Nc = \frac{7\,950 \times 0.9}{1093.62 \times 1} = 6.54 = 7$ 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 :

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

Où :

- 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 : $c = 1$ m.

Donc : $Bt = 15.04$ m.

Dans la carrière de Sidi-Laroussi la largeur de la voie du transport : $Bt = 18$ m.

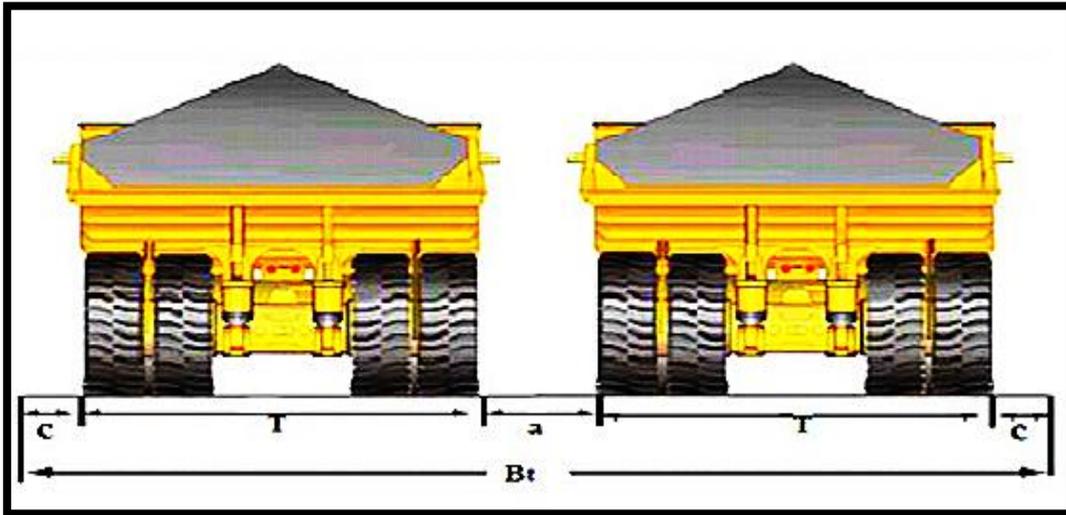


Figure IV.3 : La largeur de la voie du transport.[1]

Conclusion

Les avantages des pelles et des chargeuses en déterminant les zones d'applications les plus favorables à chacun des matériels. Il y a donc une place particulière pour chacun des matériels de chargement dans les mines et les carrières. Une étude de chacune des exploitations est nécessaire pour déterminer au mieux le matériel de chargement le plus approprié en fonction des matériaux, des conditions de travail et de la production.

Conclusion Générale

Conclusion générale

Au terme de notre projet de fin d'études : Calcul des paramètres du plan de tir par le modèle Langefors dans la carrière de calcaire de Sidi Laaroussi, Wilaya de Chlef, nous sommes arrivés aux conclusions suivantes :

- L'étude géologique et topographique du gisement de Sidi Laroussi a permis l'évaluation de ses réserves exploitables qui sont estimées à par 194 876 968,43 tonnes. Avec une production annuelle de 2 635 716 tonnes, l'entreprise pourra alimenter le marché pendant 68 ans.
- Les caractéristiques géotechniques du calcaire de Sidi Laroussi sont conformes aux normes d'utilisation de ce calcaire comme matière première pour la fabrication du ciment.
- Les conditions géologiques, minières et techniques du gisement sont favorables pour son exploitation.
- La conception d'un plan de tir par la méthode de LANGEFORS essentiellement lors du choix de diamètre 110 mm, a montré de bons résultats par rapport à ceux utilisés dans la carrière de Sidi Laroussi, ces résultats influencés sur l'économie et la production de l'entreprise.
- On observe aussi d'après le tableau ci-dessus que les résultats obtenus par la méthode de Langefors, dont l'avantage de cette méthode est que le volume abattus par un trou est plus grand que celui abattu actuellement par la mine de Sidi Laaroussi et même la consommation spécifique obtenu est inférieure à celle de la carrière, qui signifie qu'un cout minimal de l'opération de l'abattage.
- Après analyse de la fragmentation par KUZ RAM, notre résultat est supérieur à 80 % (99,4%) on peut dire que le plan de tir adopté à travers les valeurs que nous avons introduit, est un bon plan de tir qui va vous permettre d'atteindre notre cible optimale des paramètres cible de fragmentation. En outre notre plan de tir minimise les fractions non désirables (hors gabarit et particules fines).

Les méthodes d'optimisation des travaux de forage et de tir tels que le modèles de Langefors ont donné des résultats acceptables en matière de fragmentation des roches et de réduction du taux de blocs hors gabarit dans les volées fragmentées, ce qui ne permet de constater les recommandations suivantes :

- Le diamètre de foration devrait être choisi en fonction des dimensions optimale des morceaux abattus, hauteur du front à abattre, la structure du massif, type d'explosif et l'engin de chargement.

Conclusion générale

- L'inclinaison du trou doit être parallèle au front d'abattage et qui positionne la charge parallèle à surface de dégagement, ce qui augmente le rendement du travail de fracturation effectué par les ondes de choc et offre plus de sécurité.
- Le sous-forage doit être rationnelle ce qui assure une bonne destruction des roches.

Référence bibliographique

- [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] : 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.
- [6] : 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.
- [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] : « Rapport d'exploitation géologique » gisement de calcaire de Sidi Laroussi.
- [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 édition, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Littleton, Colorado, p 314.
- [11] : Cécile COULOMBEZ, 2007, « Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats ».
- [12] : « Cours d'exploitation à ciel ouvert », Université Abderrahmane mira Bejaia.

Référence bibliographique

[13] : 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.

[14] : CHIBKA.N, 1980, « Exploitation des gisements métallifères », Edition Office des publications Universitaire.

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

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

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

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

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

[20] : 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.

[21]: STIG O OLOFSSON, « Applied Explosives Technology for Construction and Mining », second edition, Sweden.

[22]: Kuznetsov. R, 1973, « The mean diameter of fragments formed by blasting rock », soviet mining science.

[23] : LOUNIS Fatah, 2007, « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha-Tissemsilt », mémoire d'ingénieur d'état en génie minier, Ecole Nationale Polytechnique.

Annexe

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



Annexe 2 : Réserves géologiques par catégories (Rap. Act. Géol. 2020/CETIM) [3].

N° du Bloc	N° des coupes	Superficie des coupes(m ³)	Distance entre les profils	Volume (m ³)	Poids vol. (t/m ³)	Quantité (tonnes)
BLOC-1B	I-I'	16 229	100	1 664 850	1.93	3 213 160,50
	II-II'	17 068				
BLOC-2B	II-II'	46 731	300	13 567 050		26 184 406,50
	III-III'	43 716				
BLOC-3B	III-III'	55 841	300	20 163 450		38 915 458,50
	IV-IV'	78 582				
BLOC-4B	IV-IV'	86 552	335	28 081 950		54 198 163,50
	V-V'	100 661				
BLOC-5B	V-V'	89 661	300	29 734 432		57 387 454,73
	VI-VI'	87 858				
BLOC-C2	VI-VI'	87 858	265	7 760 790		14 978 324.70
	Borne D'	0.00				
Total				100 972	1.93	194 876
				522,50		968,43

Annex 3 : Sondeuse ATLAS COPCO D55.



Annexe 4 : Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO D55. [6]

Marque.	ATLAS. COPCO
Type.	D55
Puissance de marteau	264 KW
Diamètre du trou	(90 ÷ 152) mm
Direction de forage	(60°-90°)
Capacité aérienne	272 l/s
Profondeur max de forge	30 m
Poids	20 500 kg
Longueur	3 500 mm
Hauteur	11 350 mm
Largeur	2 500 mm

Annexe

Annexe 5 : Les différents types d'explosifs fabriqués par l'ONEX. [11]

Désignations Commerciale	Resistance à l'eau	Densité	Vitesse de détonation (m/s)	Puissance C U P	Utilisations
Géonit	Très bonne	1.50	5800	1.15	Explosif pour Roches dures
Gélanit I	Bonne	1.40	6300	1.33	Abattage en carrière. Roches dures
Gélanit II	Bonne	1.45	6000	1.27	Explosif pour roches dures. Abattages souterrains
Carrinit	Médiocre	1.00	4500	1.27	Explosif pour roches dures à mi- dures
Marmanit I	Médiocre	0.95	4000	1.28	Explosif pour les roches de dureté moyenne.
Marmanit II	Médiocre	0.98	4100	1.27	Explosif pour les roches de dureté moyenne.
Marmanit III	Médiocre	0.95	3800	1.18	Explosif pour les roches tendres
N. 18 Bis	Médiocre	0.95	2500	1.16	Explosif pour roches tendres
Anfomil	Médiocre	0.90	3000	1.15	Explosif pour roche tendres.

Annexe 6 : Photos de l'explosif (Anfomil et Marmanit III).



Annexe 7 : Chargeuse KOMATSU WA700-3.



Annexe 8 : 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 9 : Camion CATERPILLAR 773G.



Annexe 10 : 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