



Université Abderrahmane Mira de Bejaia
Faculté de Technologie
Département des Mines et géologie

Memoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de Master en Mines

Option : Exploitation des Mines

Présenté par

- *DJEDDI Haní Ilyes*
- *KHODRI Abd El Ouahed*

Thème

***Influence du diamètre de trou sur l'abattage
des roches dans les conditions de la carrière de
Chouf Amar.***

Soutenu le 07 /10/2020 devant le jury composé de :

Président	Mr. HAMMICHE Laid	M.C.B	U.A.M.B
Promoteur	Mr. GUELMAMI Ali	M.A.A	U.A.M.B
Examineur	Mr. SAADOUN Abderrazak	M.A.A	U.A.M.B

Année Universitaire: 2019-2020

Remercîment

En préambule à ce mémoire, nous tenons tout d'abord à remercier le Dieu de tout puissant et miséricordieux qui nous a donné la force et la patience d'accomplir ce modeste travail.

En second lieu, nous tenons à remercier notre promoteur Mr. A. GUELMAMI, pour l'orientation, la confiance, la patience qui a constitué un apport considérable sans lequel ce travail n'aurait pas pu être menée à bon port. Qu'il trouve dans ce travail un hommage vivant à sa haute personnalité.

Nous tenons également à remercier tous les membres du jury qui ont bien voulu

Consacrer à notre mémoire une partie de leur temps.

Nous remercions Mr. HAMMICH pour avoir acceptée de présider le jury.

Nos remerciements sont tout autant dédiés à l'examineur : Mr. A, SAADOUNE pour le temps qu'il a consacré pour l'évaluation de ce mémoire.

Nos remerciements sont tout autant dédiés à Mr. B. Adli

Nos remerciements s'adressent aussi, à tout le personnel de l'unité de LA FARGE en particulier :

- *Chef département de la carrière Mr. BAALI Fayçal.*
- *Les ingénieurs responsables de l'exploitation.*

Ces remerciements vont aussi au corps professoral et administratif de la faculté (Mines et Géologie)

Enfin, nous tenons également à remercier toutes les personnes qui ont participé de près ou de loin à la réalisation de ce travail.

Dédicace

JE dédie le fruit de ce modeste travail

A mes chers parents qui ont toujours cru en moi

A ma sœur et mon frère

A toute la famille adorable " DJEDDI & LARGÛT "

A mes enseignants

Mes amis

BELAID Houssam

BEN AHCENE Salah

CHERGUI Nedjm Eddin

BENCHIKH Abd Ennor

*A toutes ces personnes je leurs offres mes pensées les plus
chaleureuses.*

D. Ilyes.

Dédicace

Je dédie ce modeste travail à :

Mes chers parents, que Dieux le garde pour moi.

Ma très chère sœur et ma nièce

Mes très chers frères

Et aussi toute la famille KHODRI et MEBARKIA

A tous mes amis proches que j'aime

Spécialement BELAID Houssam

BENCHERIF Ali

HAMITOUCH Islam

KHENNICHE Saadan

Tous ce qui m'ont encouragé, et aidé de près ou de loin

L'WAHDI

Introduction générale	1
Chapitre I : Contexte Géologique	
Introduction	2
I.1 Renseignements généraux sur le gisement de Chouf Amar	2
I.2 La situation administrative et topographique du périmètre d'étude	2
I.3 Litho stratigraphie du gisement de Calcaire	5
I.4 Morphologies	6
I.5 Géologie du gisement	6
I.6 Structure et tectonique du gisement	7
I.7 Les réserves	8
Conclusion	10
Chapitre II : Etat actuelle des travaux d'exploitation	
Introduction	11
II.1 Mode d'ouverture de la carrière	11
II.1.1 Le choix du mode d'ouverture	11
II.1.2 Creusement de la demi-tranchée d'accès	12
II.1.3 Paramètre technologique des tranchées d'accès	12
II.2 Méthode d'exploitation	14
II.2.1 Choix de la méthode d'exploitation	14
II.2.2 Régime de travail de la carrière de chnouf Amar	14
II.2.3 Détermination des paramètres d'une méthode d'exploitation.	14
II.2.3.1 La hauteur des gradins " Hg "	14
II.2.3.2 La largeur d'enleveur « A »	15
II.2.3.3 La largeur de la plate-forme de travail " Lpt "	15
II.2.3.4 Vitesse d'avancement du chantier "Vch"	17

II.3 Le forage	19
II.3.1 Mode de forage existant dans la carrière de ChoufAmar	19
II.3.2 Caractéristiques techniques de la sondeuse	19
II.3.3 Temps réel du cycle de forage d'un trou	20
II.3.4 l'indice de forabilité	20
II.3.5 Diamètre du trou "Dtr"	21
II.3.6. Caractéristiques de l'explosif utilisé dans la carrière Chouf Ammar.....	22
II.3.7. Le travail à l'explosif	23
II.3.8. Le plan de tir	24
II.3.9. Paramètres de tir (paramètres existants dans la carrière de Chouf Amar)	26
II.4. Chargement	27
II.4.1 Caractéristique technique de la chargeuse	28
II.4.2 Temps de cycle de la chargeuse	28
II.4.3 Rendement de la chargeuse	29
II.5. Transport	30
II.5.1 Caractéristiques techniques de camion	30
II.5.2 Temps de cycle du camion	31
II.5.3 Nombre de camions	31
II.5.4 Rendement effectif du camion	31
II.5.5 Rendement d'exploitation du camion	32
II.5.6 Largeur de la voie du transport	32
Conclusion	33

Chapitre III : Etude sur l'influence du paramètre de forge sur les paramètre d'abattage

Introduction

III.1 Etude des principaux paramètres du forage et de tir	34
III.1.1. Exigences technologiques de travaux de forage et de tir	34

III.1.1 Hauteur de gradin "Hg"	35
III.1.2. Paramétriser liée aux trous	35
III.1.2.1 Diamètre du trou "Dt".....	35
III.1.2.2 Profondeur du sur-forage "Lsf"	36
III.1.2.3 La longueur de trou "Ltr"	36
III.1.2.4 L'inclinaison du trou	37
III.1.3 Paramètres liés à l'emplacement des trous	37
III.1.3.1 Ligne de moindre résistance "w"	37
III.1.3.2 Espacement entre trous de mine "a"	38
III.1.3.3 Distance entre deux rangées "b"	38
III.1.4 Paramètres liés à la construction de la charge	39
III.1.4.1 Consommation spécifique de l'explosif "q _p "	39
III.1.4.2 Quantité d'explosif dans un trou "Q _{tr} "	40
III.1.4.3 La charge métrique "P"	40
III.1.4.4 Longueur de la charge dans un trou "L _{ch} "	40
III.1.4.5 Le nombre de trou dans un bloc à abattre "N _{tr} "	40
III.1.4.5 Rayon de sécurité "R _s "	40
III.1.4.6 Paramètres liés au Bourrage	40
III.1.4.6.1 Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous	40
III.1.4.6.2 Qualité du matériau de bourrage	41
III.1.4.7 Longueur de bourrage "L _b "	41
III.1.5 Paramètre du bloc à abattre	41
III.1.5.1 Volume du bloc à abattre "V _b "	41
III.1.5.2 La surface du bloc à abattre "S _b "	41
III.1.5.3 Longueur du bloc à abattre "L _{bloc} "	42
III.1.5.4 Volume à abattre par un trou "V _{tr} "	42
III.1.5.5 Longueur totale des trous à forer dans un bloc à abattre "L _{tf} "	42
III.2 Le diamètre du trou.....	42

III.3 Influence de diamètre du trou	43
III.3.1 Diamètre critique de détonation	44
III.3.2 Mécanisme de fragmentation à l'explosif	44
III.4 Méthodes du forage des trous et leur appréciation technologique	48
Conclusion	55

Chapitre IV : Etude de l'Influence de diamètre de trou sur l'abattage

Inroduction.....	56
IV.1. Etude de l'Influence de diamètre de trou sur l'abattage	56
IV.1.1. Pour Variante N° :1 (Dt=76-mm).....	56
a- Calcule de l'indice de forabilité " D_f "	56
b- Calcule de la tirabilité " q_{et} "	57
c- Calcul de la consommation spécifique de l'explosif de projet " q_p "	58
d- La Charge métrique (P)	60
e- L'excès de forage (L_{sf})	60
f- La longueur de trou (L_t)	61
g- La ligne de moindre résistance (w)	61
h- Espacement entre trous de mine (a)	61
i- Distance entre deux rangés(b)	62
j- Quantité d'explosif dans un trou (Q_{trou})	62
k- La longueur de charge (L_{ch})	62
l- La longueur de bourrage (L_b)	62
m- La longueur de bourrage de bouchon (L_{bb})	62
n- Le volume de bloc à abattre (V_b)	63
o- Section de bloc abattu (S_b)	63
p- Largeur d'enlevure (A)	63
q- Longueur de bloc à abattre (L_{bloc})	63
r- Volume abattu par un seul trou de mine (V_{tr})	63

s- Nombre des trous de mine dans un bloc (N_{tr})	64
t- Quantité d'explosif totale dans un bloc (Q_{tot})	64
u- Longueur total foré (Ltf)	64
v- Rayon de sécurité (Rs)	64
IV.2. Tableau récapitulatif des paramètres de tire utilisés, selon le changement du diamètre de tir.....	70
IV.3. Interprétation des résultats	70
Conclusion.....	78
Conclusion générale	80

Liste des figures :

Chapitre I :

Figure I.1 : présentation de site Chouf Ammar, Carte extrait de Google Earth	3
Figure I.2 : Extrait des cartes topographiques N°140 et 141 du gisement de Chouf Ammar... 4	
Figure I.3 : coupes géologiques de gisement.....	6
Figure I.4. La carte structurale du gisement.....	7
Figure I.5 : MNT de la topographie actualisée.....	8

Chapitre II :

Figure II.1: Schéma d'ouverture de gisement de Chouf – Amar.....	13
Figure II.2 : Schéma de la plate - forme de travail (abattage à l'explosif)	16
Figure II.3 : Sondeuse ATLAS COPCO.....	19
Figure II.4: La charge de colonne (ANFOMIL).....	22
Figure II.5 : La charge de pied (TEMEX II)	23
Figure II.6 : schéma de tire de la carrière de Chouf Ammar.....	25
Figure II.7: Chargeuse CATERPILLAR 990 II.....	27
Figure II.8 : Chargement de roches dans la carrière.....	28
Figure II.9: Camion CATERPILLAR 775 E.....	30
Figure II.10 : chargement de tas des roches.....	32

Chapitre III :

Figure III.1 : La rupture de la roche au pied du gradin.....	36
Figure III.2. Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison.....	37
Figure III.3 : Schémas illustrant la disposition d'un trou dans un gradin.....	38
Figure III.4 : schéma de disposition des trous.....	39
Figure III.5 Influence du diamètre des trous sur le débit des Blocs Hors-gabarit en % (de diamètre 1200 mm).....	43
Figure III.6 Diamètre critique de détonation.....	44
Figure III.7 : Création d'une onde de choc sur l'interface (explosif gaz – roche).....	45

Figure III.8 : Propagation d'onde de choc et formation de fissures radiales.....	46
Figure III.9 : Réflexion d'onde de choc et leur effet.....	47
Figure III.10 : Propulsion des matériaux.....	47
Figure III.11 sondeuse à molette.....	49
Figure.III.12 : Schémas de la sondeuse percutante à l'air comprimé et du marteau perforateur pneumatique.....	49
Figure.III.13 : schémas de la sondeuse à trépan.....	51
Figure.III.14 : sondeuse à forage à vis.....	52
Figure.III.15 : chalumeaux pour le forage thermique.....	52

Chapitre IV :

Figure IV.1 : l'influence du diamètre du trou sur la consommation spécifique.....	71
Figure IV.2 : l'influence du diamètre du trou sur la charge métrique.....	71
Figure IV.3 : l'influence du diamètre du trou sur la ligne se moindre résistance.....	72
Figure IV.4 : l'influence du diamètre du trou sur la quantité de l'explosif dans le trou....	73
Figure IV. 5 : l'influence du diamètre du trou sur la longueur de la charge.....	74
Figure IV.6 : l'influence du diamètre du trou sur la larguer d'enlevure.....	74
Figure IV.7 : l'influence du diamètre du trou sur le volume abattu par un seul trou.....	75
Figure IV.8 : l'influence du diamètre du trou sur le nombre du trou.....	76
Figure IV.9 : l'influence du diamètre du trou la longueur totale foré.....	76
Figure IV.10 : l'influence du diamètre du trou sur la quantité totale de l'explosif dans un bloc.77	
Figure IV.11 : l'influence du diamètre du trou sur le rayon de sécurité.....	78

Lise des tableaux :

Chapitre I :

Tableaux. I.1 : les coordonnées de la carrière de Chouf Ammar..... 4

Tableau I.2 les réserves exploitables dans la carrière de Chouf Amar..... 9

Chapitre II :

Tableau II.1 : les valeurs des paramètres de demi-tranchée de découpage et demi-tranché d'accès..... 12

Tableau II.2 : Régime de travail de la carrière de chnouf Amar..... 14

Tableau II.3 : les Paramètres de la plate-forme du travail.....20

Tableau II.4 : Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO ROC L6..... 21

Tableau II.5 : Classification de la forabilité des roches (selon *V. RJEVSKI*)..... 22

Tableau II.6 : Le mode de forage en fonction de diamètre des trous et l'indice de forabilité....23

Tableau II.7 : Caractéristiques des explosifs utilisés dans le tir..... 26

Tableau II.8 : recapsulait des paramétrés de forage et de tir.....28

Tableau II.9 : Caractéristiques techniques de chargeuse..... 30

Tableau II.10 : Caractéristiques techniques de camion..... 34

Chapitre III :

Tableau III.1: Les conditions de l'utilisation des méthodes du forage..... 53

Tableau.III.2. Paramètres des travaux de forage et du tir lors d'abattage par trous et hauteur des gradins.....55

Chapitre IV :

Tableaux IV.1 : diamètre de forage et diamètre des tiges du sondeuse.....56

Tableau IV.2 : classification de la forabilité des roches..... 57

Tableau IV.3: Classification de la tirabilité des roches..... 58

Tableau IV.4 : classification du degré de concentration de la charge..... 59

Tableau IV.5 : Les paramètre de tir calcules pour le diamètre $D_t = 89$ mm..... 65

Tableau IV.6 : Les paramètre de tir calcules pour le diamètre $D_t = 102$ mm..... 66

Tableau IV.7 : Les paramètre de tir calcules pour le diamètre $D_t = 110$ mm..... 67

Tableau IV.8 : Les paramètre de tir calcules pour le diamètre $D_t = 152$ mm.....	68
Tableau IV.9 : Les paramètre de tir calcules pour le diamètre $D_t = 178$ mm.....	68
Tableau IV.10: comparaison entre les paramètres de tir calculée selon le changement du diamètre de tir.....	69

Introduction général

I.1 Introduction général :

L'exploitation minière nous permet d'obtenir les diverses substances minérales, jouant un rôle très important dans le développement de l'économie du pays. A l'avenir, le potentiel économique de chaque pays sera déterminé sur la base du niveau de la production des métaux et les diverses substances minérales.

Dans notre pays, l'industrie minière est implantée un peu partout sur le territoire national.

Ce modeste travail qu'on va présenter ; consiste à étudier le processus de la matière première conçue pour la production du ciment (gisement de Hammam Dalâa), dont l'opération de ménage (foration des trous et tir de mine),l'opération de chargement et de transport et leur rendements dans la continuité de production de la matière première

Le détail de ce mémoire est organisé de la façon suivante. La question spéciale à étudier dans le premier chapitre est orientée vers les renseignements sur la géologie, la situation géographique du site d'études, les réserves.

Et dans le deuxième chapitre Les travaux d'ouverture et la méthode d'exploitation seront expliqués en détails. Ainsi il aborde la partie des travaux de forage et de tir et leurs exigences.

Le troisième chapitre ou on va voir une étude bibliographique pour les paramètres qui sont influencés par le diamètre de trou.

Le quatrième chapitre ou on a fait notre étude pour enquêter l'influence de diamètre de trou sur certain paramètre de tir, a l'objet de déterminer le diamètre de trou le plus fiables.

Chapitre I: Contexte Géologique

Introduction :

Avant de procéder à l'exploitation d'un gisement, il est nécessaire de mettre en évidence la valeur industrielle de ce gisement en prenant en considération la géologie régionale et locale du gisement, leurs formations et structures géologiques, et surtout les caractéristiques des massifs rocheux.

I.1 Renseignements généraux sur le gisement de Chouf Amar :

Le calcaire du gisement Chouf Amar est considéré comme une matière première sur dosée débutée en 2003, avec une capacité de production annuelle d'environ 4000000 tonnes par année.

L'évaluation des réserves exploitables avant le début d'exploitation est estimée à 232 millions de tonnes avec une durée de vie de 50 ans, l'évaluation des réserves restantes de la carrière Chouf Amar étant une tâche absolument nécessaire pour l'avenir de la cimenterie de Hammam Dalâa, la planification de cette cimenterie est basée essentiellement sur les prévisions d'amélioration des techniques d'exploitation et d'optimisation de la qualité des produits pour satisfaire les besoins du marché.

En plus du fait que certaines parties de dépôts calcaires étant incluses dans le gisement aient été exploitées, la production a varié d'année en année selon les objectifs de société et les besoins du marché.

Trois méthodes différentes ont été utilisées pour l'estimation des réserves exploitables et restantes (Méthode des Blocs, Par Couches, Méthode des coupes).

Les réserves de calcaires estimées par la méthode des coupes géologiques sont évaluées à **247 807 692** tonnes. Ainsi un surplus de matières est dû principalement à l'extrapolation obtenue sur les blocs résiduels situés aux extrémités Est et Ouest du gisement.[2]

I.2 La situation administrative et topographique du périmètre d'étude :

La wilaya de M'sila est située dans la partie Centre-Est du pays, soit à 250 km au sud-est de la capitale Alger ; elle est limitrophe avec les wilayas de Bouira et Bordj Bou Arreridj au nord, Batna à l'est, Biskra au sud-est, Djelfa et Médéa à l'ouest.

S'étendant sur une superficie de 20 000 km², elle comprend des aires géographiques variés : massif des Bibans et monts du Hodhna au nord, dépression du chott El-Hodna au centre et l'Atlas saharien dans sa partie méridionale ; la localité de Hammam Dalâa, lieu d'implantation du projet, est une daïra de Hammam Dalâa de la wilaya de M'sila, située aux confins nord celle-ci, à la lisière occidentale de la chaîne du Hodhna, plus précisément à 50 km au sud de la localité d'El M'Hir et 25 km au nord-ouest du chef-lieu.[2]



Figure. I.1 : présentation de site Chouf Amar, Carte extrait de Google Earth.

La carrière de Chouf Amar situé à 08 km au sud-est de Hammam Dalâa, au lieu-dit Chouf Amar, soit à 2.5 km de la route, asphaltée en partie, menant vers la localité d'El Euch (BBA).

Il est circonscrit dans un polygone ABCDE dont les coordonnées Lambert, d'après la feuille n°140 et 141 au 1/50.000, sont les suivantes :

Tableaux. I.1 : les coordonnées UTM de la carrière de Chouf Ammar.

Coordonnées	A	B	C	D	E
X	658.435	659.220	659.650	659.725	658.500
Y	290.485	290.290	289.965	289.000	288.955

Le gisement de calcaire de Chouf Amar fait partie d'un vaste massif étiré dans une direction longitudinale sur plus de 150 km. Localement, il se présente sous forme de deux compartiments monoclinaux bien distincts, d'une dénivelée moyenne de 250m, étirés dans une direction SNE-NSW (N 75°) sous un angle de pendage de 10 à 15° vers le SSE (N 170°)

séparés par un talweg relativement profond et délimités par deux butes qui en constituent la limite méridionale.

Il couvre une superficie de 260 ha cernée de corniches bien visibles dans le paysage et recouverte en grande partie par une nappe alfatière parsemée de quelques conifères, vestiges d'une forêt autrefois certainement plus dense qu'elle ne l'est à l'heure actuelle.

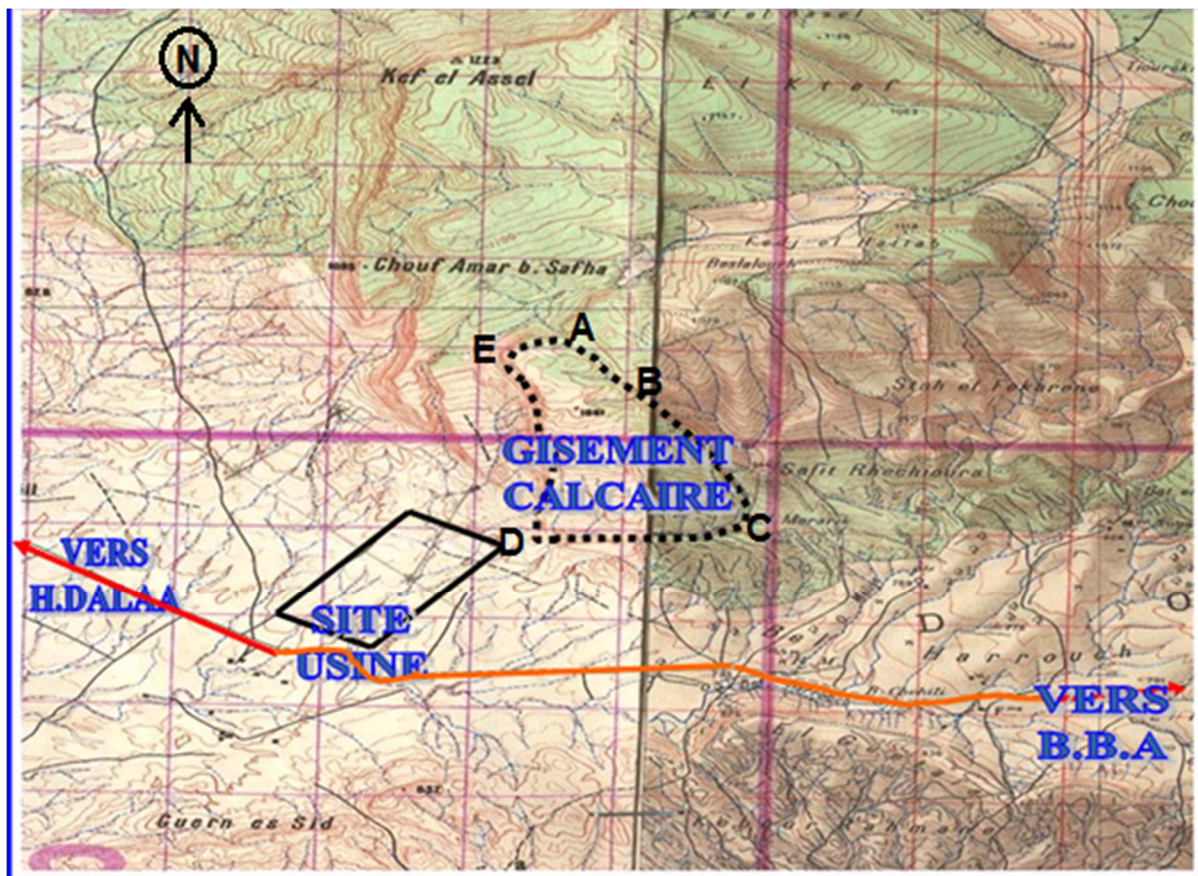


Figure. I.2 : Extrait des cartes topographiques N°140 et 141 du gisement de Chouf Amar. [2]

I.3 Litho stratigraphie du gisement de Calcaire [2]:

Le gisement se présente sous forme d'un monoclin régulier gisant sous un angle de pendage de 10 à 15 degrés vers le SSE. Cette structure est affectée par une série de failles de rejets variables qui divise le gisement en deux secteurs principaux (I-Ouest et II-Est).

A noter que, du fait de la conjugaison du pendage des couches conforme à la pente topographique et l'existence de couches marno-argileuses jouant le rôle de « couches savon », d'importants glissements de terrain ont eu lieu dans la carrière.

I.4 Morphologie :

Morphologiquement, le gisement de calcaire de Chouf Ammar fait partie d'un vaste massif étiré dans une direction longitudinale sur plus de 1,5 km. Localement, il se présente sous forme de deux compartiments monoclinaux bien distincts, d'une dénivelée moyenne de 250 m, étirés dans une direction SNE-NSO (N 75°) sous un angle de pendage de 10 à 15° vers le SSE (N 170°) séparés par un talweg relativement profond et délimités par deux butes qui en constituent la limite méridionale.

Il couvre une superficie de 260 hectares cernée de corniches bien visibles dans le paysage et recouverte en grande partie par une nappe alfatière parsemée de quelques conifères, vestiges d'un forêt autrefois certainement plus dense qu'elle ne l'est à l'heure actuelle.[04]

I.5 Géologie du gisement :

Les affleurements participants à la couverture sédimentaire du gisement de calcaire de Chouf Ammar sont attribués, d'après les observations recueillies sur terrain et les résultats des études antérieures élaborées par différents auteurs sur la région, au crétacé supérieur plus précisément à l'emschérien. Celui-ci comprend trois termes principaux cumulant 200 m d'épaisseur et qui se superposent selon la chronologie suivante [04].

A la base, juste au-dessus des calcaires dolomitiques du turonien, repose une assise essentiellement marneuse d'une épaisseur de 70m environ, constituée de marnes grisâtres avec des intercalations de marno-calcaires gris et noduleux, de calcaires gris souvent marneux, et de lumachelles d'huîtres 'Couche C3' (voir la figure I.4).

Ce terme, daté du coniacien inférieur d'après son contenu faunistique, est surmonté sur une puissance variant de 60 à 80 m par une formation constituée de calcaires gris sombre, bleuâtres et blanchâtres, bioclastiques, en bancs bien lités ou massifs compacts, localement parcourus de fissures tapissées de matière organique pigmentée de pyrite avec intercalations de minces niveaux de marnes grisâtres localement verdâtres ou blanchâtres 'Couche C2' (voir la figure I.3).

Au-dessus de cette formation essentiellement calcaire qui pourrait être attribuée à la majeure partie du Coniacien supérieur et constituant l'assise utile du gisement de Chouf Ammar, repose une série marno-calcaire de 100 m d'épaisseur. Elle comprend une alternance régulière, généralement en bancs peu puissants de marnes grisâtres, marno-calcaires gris et noduleux, calcaires marneux organogènes, calcaires organogènes spathiques parfois micro conglomératiques ou oolithiques et de lumachelles à huîtres 'Couche C1'. (Voire la figure I.4)

Ces formations sont représentées par les deux coupes géologiques suivantes :

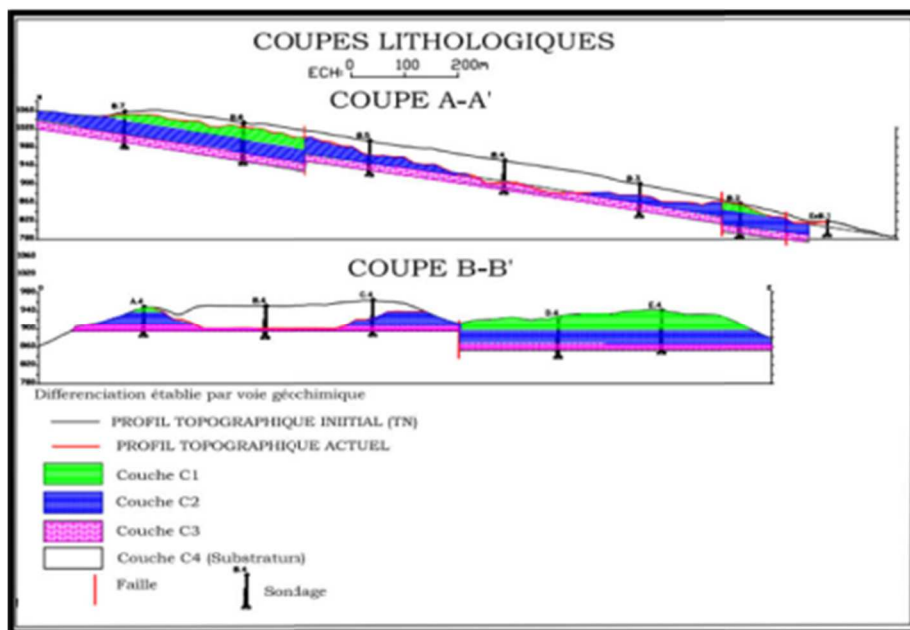


Figure I.3 : coupes géologiques de gisement [03].

I.6 Structure et tectonique du gisement :

Le gisement de calcaires de Chouf Amar est localisé dans la terminaison périclinale occidentale, fortement perturbée de l'anticlinorium des monts du Hodna plus précisément à la limite orientale du petit bassin d'effondrement de Doukkara engendré lors de la phase orogénique pyrénéenne (oligocène) et envahi par la transgression du miocène inférieur.

Localement, il se présente sous forme d'un monoclinale de direction longitudinale gisant sous un pendage de 10 à 15 degrés plongeant vers le SSE.

Une faille normale très évidente affecte sa partie sommitale en engendrant un rejet vertical de 30 à 40m et longe ses limites septentrionale et orientale.

Un autre accident cassant accompagné de failles secondaires affecte et perturbe la partie sud-ouest du gisement. Il s'agirait d'une faille normale de direction Est-Ouest qui semble affecter le terme calcaire avec un rejet vertical de plus de 25m qui a engendré la surélévation du monticule délimitant le gisement dans sa partie sud-ouest. [2]

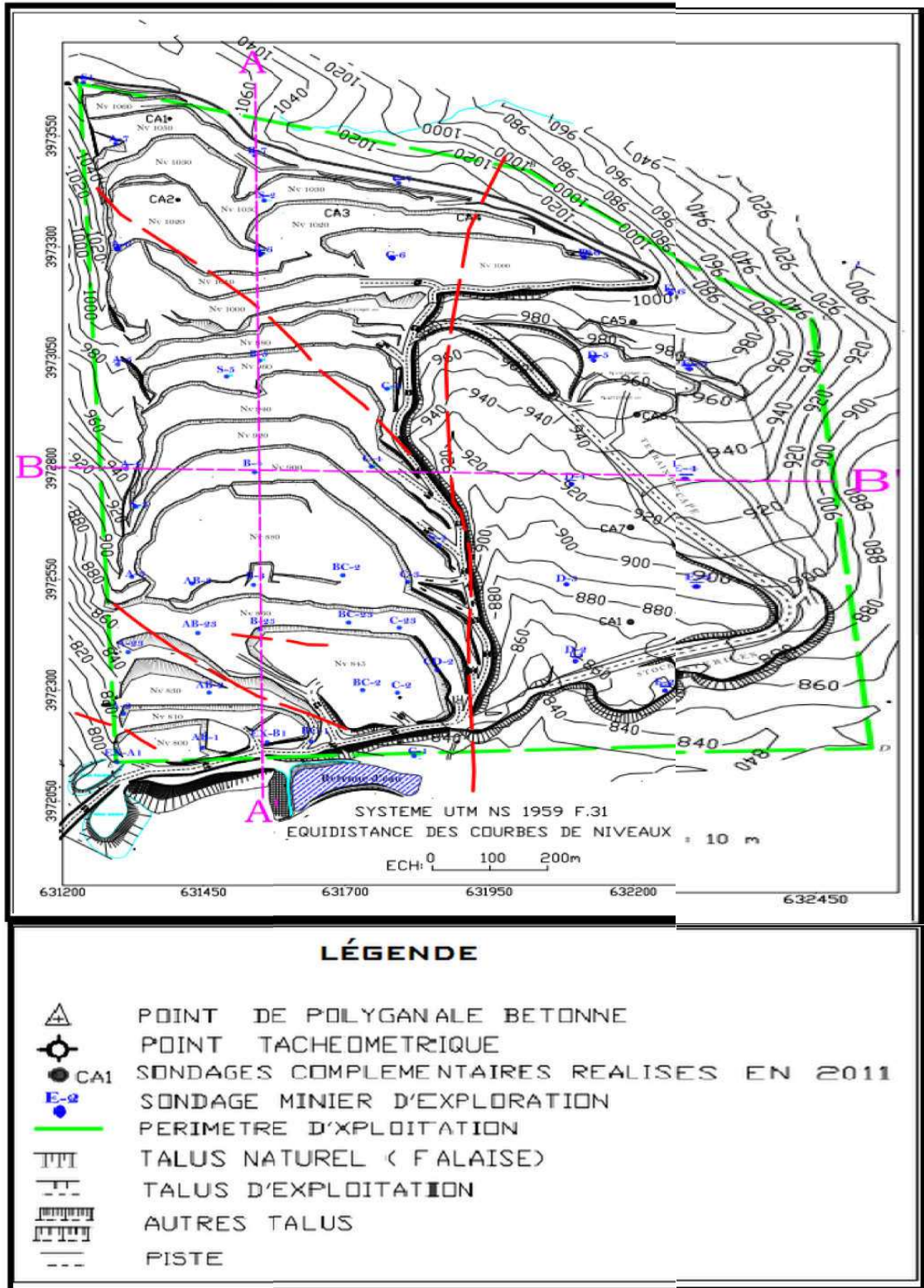


Figure I.4. La carte structurale du gisement [03].

I.7 Les réserves :

Les réserves exploitables restantes ont été calculées par modélisation 3D à l'aide du logiciel Surpac 6.6.2. Pour cela, la procédure suivante a été appliquée :

- la topographie du gisement actualisée en janvier 2018 a été modélisée sous forme d'un MNT (Modèle Numérique de Terrain ou DTM : Digital Terrain Model).[2]

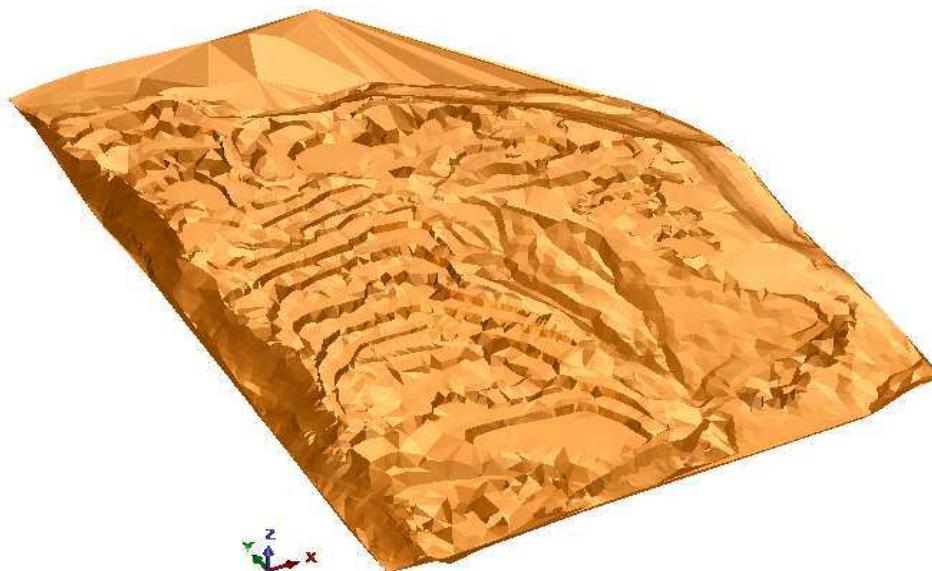


Figure I.5. MNT de la topographie actualisée. [2]

Les réserves de calcaire de Chouf Ammar sont calculées par plusieurs méthodes tel que : la méthode des couches, la méthode des blocs, et la méthode des coupes géologiques. Les réserves de calcaire estimées par la méthode des coupes géologiques sont évaluées à 247 807 692 tonnes. Le surplus de matières est dû principalement à l'extrapolation obtenue sur les blocs résiduels situés aux extrémités Est et Ouest du gisement.[2]

- Les réserves disponibles de la carrière, $R_d = 247\,807\,692$ tonnes ;
- Les réserves consommées à la fin de 2019, $R_c = 63\,888\,921$ tonnes ;
- Les réserves restantes de la carrière, $R_r = 183\,918\,771$ tonnes ;

Tableau I.2 les réserves exploitables dans la carrière de Chouf Amar.[2]

Niveau (m)	Volume (m ³)	Tonnage (T) (Mv = 2,55 T/m ³)
740	59 135	150 794
755	544 865	1 389 405
770	1 203 963	3 070 105
785	2 026 817	5 168 384
800	3 177 912	8 103 677
815	4 756 566	12 129 244
830	6 110 682	15 582 240
845	5 865 272	14 956 442
860	5 733 793	14 621 173
875	5 374 671	13 705 410
890	5 054 655	12 889 369
905	5 009 805	12 775 003
920	5 102 861	13 012 296
935	5 092 820	12 986 692
950	5 002 505	12 756 388
965	4 942 528	12 603 448
980	4 935 898	12 586 541
995	4 233 216	10 794 700
1010	3 070 885	7 830 758
1025	1 622 705	4 137 898
1040	717 775	1 830 326
1055	236 099	602 052
TOTAL	79 875 429	203 682 345

Conclusion :

La région de Chouf Ammar est reconnue par les sédiments de Crétacé, Tertiaire, et les dépôts du quaternaire qui recouvrent la majorité de la partie des terrains, la structure est simple, sous forme d'une table monoclinale à pendage subhorizontale au niveau de (10° à 15°).

Les réserves exploitables actualisées s'élèvent à plus de 204 Millions de tonnes et peuvent assurer l'alimentation de l'usine durant plus de 40 ans pour une production de 4 MT on années.

Chapitre II:
Etat actuel des
travaux
d'exploitation

Introduction :

Les méthodes d'exploitation à ciel ouvert peuvent être définies comme étant l'ordre d'exécution d'un ensemble des travaux d'enlèvement des stériles et du minerai en qualité bien réglée et qualifiée dans les conditions rationnelles de l'exploitation des gisements.

Le choix d'une méthode d'exploitation et d'un mode d'ouverture d'un gisement à ciel ouvert dépend d'un certain nombre de contraintes techniques, économiques et environnementales. On peut dire que le but principal de mode d'ouverture est la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation de gisement.

II.1 Mode d'ouverture de la carrière**II.1.1 Le choix du mode d'ouverture : [5]**

Le choix du mode d'ouverture dépend des facteurs suivants :

➤ Les facteurs géologiques :

1. La nature du relief montagneux ;
2. La forme et les dimensions de la carrière ;
3. La puissance du gisement ;
4. La profondeur de la carrière ;
5. L'angle de pendage du gisement.

➤ Les facteurs miniers :

1. La productivité de la carrière ;
2. La durée de vie de la carrière ;
3. La sécurité de travail des moyens de mécanisation.

➤ Les facteurs économiques :

1. Les dépenses constantes pour la construction de la carrière (les dépenses capitales) ;
2. Le rendement.

Etant donné que le gisement de Chouf Amar à M'sila est un relief montagneux, alors le mode d'ouverture choisi pour ce type de gisement est l'ouverture par demi tranchée d'accès à partir des niveaux 740m jusqu'au sommet.

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

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

- Pour le transport à une seule voie : (6 – 10) m.
- Pour le transport à double voie : (8 – 20) m.

Dans la carrière ce **Chouf Amar**, le plan de circulation des engins se fait à doubles pistes d'accès.

II.1.2 Creusement de la demi-tranchée d'accès : [6]

La demi-tranchée d'accès est commencé à partir du niveau 780 (le niveau de base de la carrière) jusqu'au sommet du relief (front de travail de niveau 1065m), la réalisation de la demi-tranchée d'accès se fait par travaux de forage et de tirs, les trous sont forés avec des profondeurs varie de 1 jusqu'à 5m, dont le pendage est de 70°, les trous sont chargés et tirés.

Le creusement de la demi-tranchée d'accès se passe par les phases suivantes :

- Préparation du sol à creusée (nettoyage par le bulldozer) ;
- Foration des trous des mines ;
- Tir des trous ;
- Evacuation des débris par bulldozer.

On continu ces travaux jusqu'à l'obtenir d'une largeur de 12,38m.

Paramètre de la piste d'accès :

- La longueur 2500m ;
- La pente (10° ÷ 15°).

II.1.3 Paramètre technologique des tranchées d'accès :

Tableau II.1 : les valeurs des paramètres de demi-tranchée de découpage et demi-tranchée d'accès.

Paramètres de la demi-tranchée	Symbole	Valeurs	Unités
Largeur de la demi-tranchée d'accès	b_d	12,38	m
Longueur de la demi-tranchée d'accès	L_d	43709,48	m
Angle de bord de la demi-tranchée d'accès	α_d	70	Degré
Largeur de demi tranchée de découpage	$L_{déc}$	25,13	m
Angle de bord de demi tranchée de découpage	β_d	72	Degré
Volume de demi tranchée de découpage	$V_{déc}$	27415,89	m ³

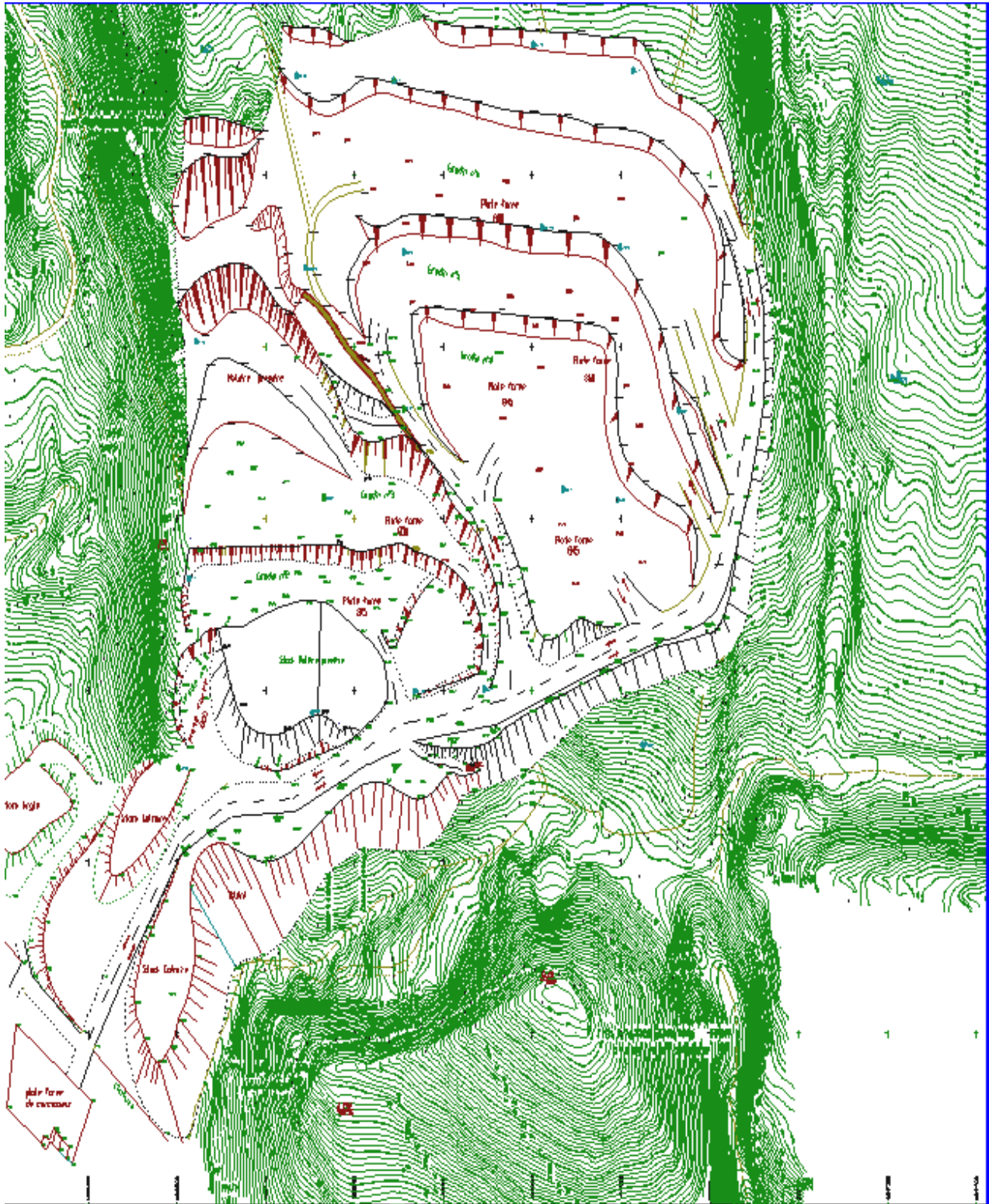


Figure. II.1: Schéma d'ouverture de gisement de Chouf – Amar.

II.2 Méthode d'exploitation :**II.2.1 Choix de la méthode d'exploitation :**

La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière de Chouf-Amar se fera en partant du haut vers le bas à partir du niveau 740m jusqu'au sommet par des gradins de hauteur $H_g = (10 \text{ à } 20) \text{ m}$; c'est une méthode d'exploitation simple selon les travaux de forage et de tir à un bord exploitables.

II.2.2 Régime de travail de la carrière de chnouf Amar :

Production et nombre des jours et	symbole	valeur	unité
Production annuelle planifiée par la	pan	40000000	t/an
Production journalière de la carrière	P_j	16000	t/jour
Production mensuelle de la carrière	P_{moi}	333333,33	t/moins
Production postière de la carrière	P_p	8000	t/poste
Production horaire	P_h	1000	t/h
nombre de poste par jour <i>n = 2 poste</i>	n	2	poste
Durée d'un poste travail	T_p	8	heures.
Le nombre des postes par an	n_p	500	poste
Nombre de jours par an	N_{jan}	365	jours
Nombre de jours fériés par an	N_{if}	13	jours
Nombre de jours de repos par an	N_{jr}	102	jour
Nombre de jours ouvrables par ans	N_{jo}	250	jours

Tableau II.2 :Régime de travail de la carrière de chnouf Amar.

II.2.3. Détermination des paramètres d'une méthode d'exploitation :**II.2.3.1. La hauteur des gradins " H_g " :**

Lors de la détermination de la hauteur des gradins, il faut tenir compte de plusieurs facteurs dont :

- La sécurité des travaux miniers ;
- La productivité de la carrière ou mine à ciel ouvert ;
- La qualité des minéraux ;
- Les caractéristiques du gisement ;
- Le mode d'extraction ;
- Les moyens de production ;
- Le volume des travaux capitauxetc.

Du point de vue économique, on sait que les dépenses d'exploitation diminuent avec l'augmentation de la hauteur des gradins, les prix de revient d'une tonne de minerai sont minimisés avec l'emploi de grandes hauteurs.

D'après la dureté des roches, la hauteur des gradins dépend de la hauteur de creusement maximal des excavateurs " H_{cmax} ".

- Roches tendres : $H_g \leq H_{cmax}$
- Roches dures : $H_g \leq 1,5. H_{cmax}$.

Du point de vue technologique et minier, il faut savoir qu'avec l'augmentation de la hauteur du gradin, l'angle des bords de la carrière ou mine à ciel ouvert augmente également et par conséquent nous aurons une réduction du taux de découverte. Si d'une part les grandes hauteurs permettent de diminuer le nombre de gradins, la longueur de transport, le taux de découverte et d'augmenter la capacité des engins ; mais d'autre part, elles engendrent quelques inconvénients et principalement la diminution de la sécurité de travail [8].

Actuellement dans la carrière de **Chouf Amar** la hauteur de gradin est varié entre (10 à 20 m).

II.2.3.2. La largeur d'enleveur " A " :

Lors du choix de la largeur d'enleveur, on prend en considération :

- Les propriétés des roches ;
- Le mode d'abattage des roches ;
- Le type et les dimensions des engins de chargement.

Lors de l'exploitation des roches dures avec l'abattage à l'explosif, la largeur d'enlevure se détermine par les paramètres suivants [7]:

- W : la ligne de moindre résistance ; $W = 3,75$ m (paramètre existant) ;
- n : le nombre de rangées de trous;
- b : la distance entre deux rangées de trous ;

Pour une seule rangée, on a : $A = W$;(m)

Pour deux rangées de trous, $A = W + b$

Dans le cas de notre carrière on a deux rangées

Donc : $A = 7,5$ m

II.2.3.3. La largeur de la plate-forme de travail " Lpt " :

La largeur de la plate- forme de travail est déterminée en fonction des propriétés physiques et mécaniques des roches, des dimensions du tas de roches abattues, des paramètres techniques des engins de chargement et de transport.

Dans les exploitations minières à ciel ouvert, on tache toujours de minimiser la largeur des plates-formes afin de réduire le taux de découverte, mais aussi elles doivent être suffisantes pour assurer des bonnes conditions de travail aux équipements minières afin qu'ils puissent assurer les meilleurs rendements.

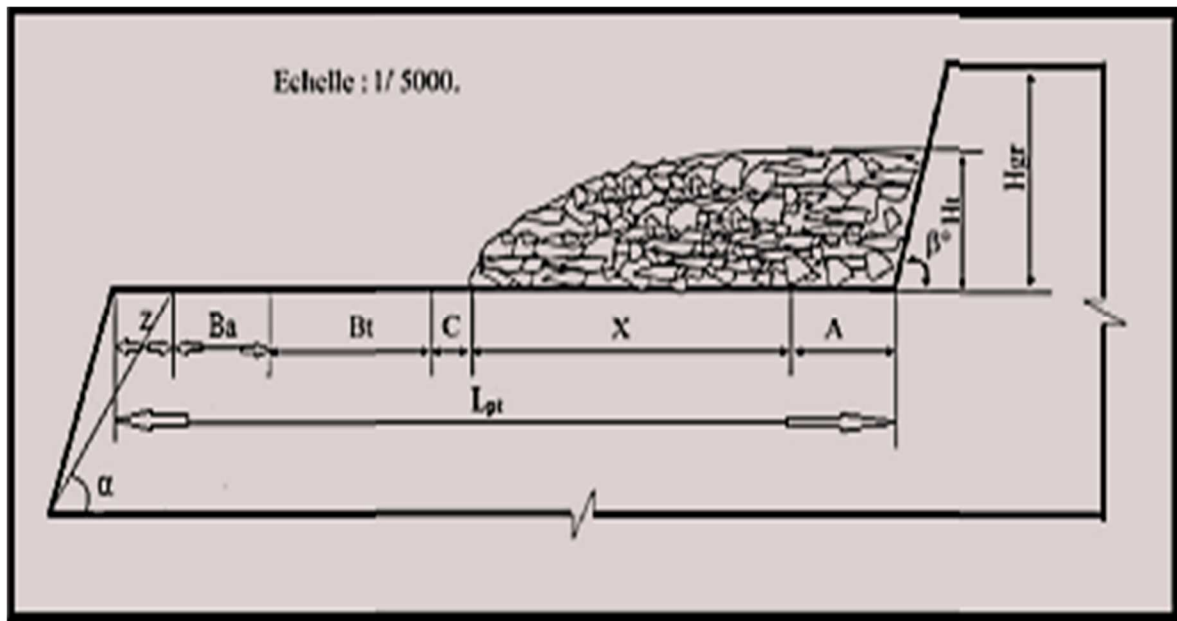


Figure II.2 : Schéma de la plate - forme de travail (abattage à l'explosif).[7]

Où :

A : Largeur d'enlèvement.

Ba : Largeur de la bonde de transport.

Bt : Berme de transport.

C : Distance de sécurité.

X : Largeur de dehors de l'enleveur.

Z : Largeur prisme d'éboulement.

L_{pt} : Largeur de plat forme du travail.

H_t : Hauteur du tas abattus.

H_g : Hauteur de gradin.

α : Angle de talus en activité.

β : Angle de talus de gradin.

Lors de l'emploi des travaux de forage et de tir, on détermine la largeur de la plate-forme de travail de la façon suivante :

$$L_{pt} = A + X + C + Bt + Ba + Z; (m)$$

les paramètres de la plateforme de travail actuel au niveau de la carrière sont les suivants :

➤ A : largeur d'enlèvement, $A = 7,5$ m ;

➤ X : largeur réduite du tas de roches abattues, (m) ;

Sachant que la valeur de X est donnée : $X = 48,5$ m ;

➤ C : distance de sécurité comprise entre le tas et la bande de transport, (m);

La valeur de C est donnée par la formule :

$$C = 0,2 \cdot Hg; (m)$$

Donc :

$$C = 2 \text{ m.}$$

➤ Bt : La largeur de la bande de transport (chaussée), $Bt = 13,36$ m ;

➤ Ba : La largeur de la bande auxiliaire destinée à l'emplacement des engins ou d'installations auxiliaires, $Ba = 3$ à 8 m

Dans le cas de la carrière de Chouf Ammar

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

➤ Z : largeur de prisme d'éboulement, (m) ;

Dans le cas de la carrière de **Chouf Amar** $Z = 4,27$ m ;

Donc la largeur de la plateforme de la carrière est :

$$L_{pt} = 78,88 \text{ m ;}$$

II.2.3.4 Vitesse d'avancement du chantier "Vch" :

$$V_{ch}^a = \frac{Q_j}{A \times Hgr}; m / jour$$

Où :

➤ Q_{ex} : rendement de la chargeuse par poste ou par jour, m³/poste, m³/j.

• Pour $Q_{ex} = 6037,73$ m³/jour, on aura :

$$V_{ch} = 80,5 \text{ m/j ;}$$

• Pour $Q_{ex} = 3018,86$ m³/poste ;

$$V_{ch} = 40,25 \text{ m/poste ;}$$

Tableau II.3 : les Paramètres de la plate-forme du travail.

Paramètres	Désignation	Valeur	Unité
Hauteur de gradin	H_g	(10 à 20 m)	m
Largeur d'enleveur	A	7,5	m
Largeur de plat forme du travail	L_{pt}	78,88	m
Largeur en dehors d'enlevure	X	48,5	m
Largeur prisme d'éboulement.	Z	4,27	m
Largeur de la bonde de transport.	B_a	3	m
Vitesse d'avancement de chantier	V_{ch}	80,5	m/Jour
Angle de talus en activité	A	62	°
Angle de talus de gradin	B	84	°

II.3 Le forage :

II.3.1 Mode de forage existant dans la carrière de ChoufAmar :

La technologie de forage et de perçage joue un rôle majeur dans l'industrie minière algérienne. En fait, il serait juste de dire que l'optimisation des paramètres de forage est une partie intégrante de la réussite économique ou l'échec de toute exploitation minière.

Le forage des trous dans le massif rocheux s'effectue à l'aide des outils spéciaux ayant différents types d'action dont la coupe et l'abrasion.

Le mode de forage dépend : [8]

- des propriétés physiques et mécaniques des roches,
- du diamètre de trou à forer,
- de la hauteur du gradin,
- de la longueur (profondeur) du trou à réaliser.

Dans la carrière de Chouf Amar, le mode de forage existant c'est le forage rotoperçant. et ce, en relation avec les données du gisement :

[$f=10$, $\gamma = 2.67t / m^3$,fissuration élevée, Hgr =(10 à 20 m), Dtr= 110 mm],

II.3.2 Caractéristiques techniques de la sondeuse :

Les caractéristiques techniques de la sondeuse rotopercutante utilisée dans la carrière de Chouf Amar, de type **ATLAS COPCO ROC L6**, sont présentées dans le tableau (II.4).



Figure II.3 : Sondeuse ATLAS COPCO.

Tableau (II.4) : Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO ROC L6.

Marque.	ATLAS. COPCO
Type.	ROCL6 – 44
Type de moteur	CAT C10
Puissance du moteur	72 KW
Diamètre du trou	(110 ÷ 125) mm
Direction de forage	(60°-90°)
Vitesse de rotation	25 ÷ 80 tr/mn
Vitesse de déplacement	3,4 km/h
Consommation d'air comprimé	5 bars
Profondeur max de forge	40 m
Poids	18,5 t
Longueur	10,3 m
Hauteur	4 m
Largeur	3,8 m

II.3.3 Temps réel du cycle de forage d'un trou :

D'après le chronométrage, le temps réel du cycle de forage de cette machine pendant le forage des trous dont la longueur est de 24,23m au niveau de la carrière du Chouf-Amar est de l'ordre suivant :

- Le temps auxiliaire avant la première tige est égal à 1 min.
- Le temps de forage avec la première tige est de 4 min 40 s.
- Le temps de forage avec la deuxième tige est égal à 5 min .
- Le temps de forage avec la troisième tige est de 5 min 10 s.
- Le temp de foarge avec la quatriem tige est de 5min 30 sec.
- Le temps de forage avec la ciqueme tige est de 1 min 50sec.
- Le temps mort totale est de 1 min.

II.3.4 l'indice de forabilité :

Df'' : Il est déterminé par la formule suivante :

$$Df = 0,007(\sigma_c + \tau) + 0,7\gamma \text{ (III.1)}$$

Où :

➤ σ_c : résistance à la compression ; $1000 \text{Kgf} / \text{cm}^2$

➤ τ : Résistance au cisaillement ; $245 \text{Kgf} / \text{cm}^2$

➤ γ : La densité du calcaire ;

$$Df = 10,57 ;$$

Après avoir la valeur de l'indice de forabilité on cherche dans le tableau ci- dessous la classe, la catégorie et le type de forabilité.

Tableau II.5 : Classification de la forabilité des roches (selon **V. RJEVSKI**).

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

D'après le tableau, nous pouvons dire que le mode de forage adéquat pour ce type de roche est **Roto percutant**.

Actuellement, le mode de forage utilisé dans la carrière de Chouf Ammar est roto

percutant avec un diamètre de trou de 110 mm, à l'aide de deux sondeuses de type **ATLAS COPCO ROC L6**, avec un rendement de 280 m/poste par machine.

II.3.5 Diamètre du trou "Dtr" :

Le diamètre du trou est déterminé par la formule suivante :

$$Dtr = 0,32 \cdot C;(m).$$

C : La granulométrie optimale des morceaux abattus après le tir, [m]

Le tableau suivant présente le mode de forage adéquat pour ce type de roche :

Tableau II.6 : Le mode de forage en fonction de diamètre des trous et l'indice de forabilité.

Sondeuse	Diamètres des trous (mm)	Indices de forabilité
A molette	160	5 à 6
	190 à 243	7 à 12
	243 à 262	8 à 14
Avis	125	1 à 3
	160	1 à 6
Roto percutante	105 à 125	6 à 15
	185	10 à 25
	20	10 à 25
Thermique	180 à 400	12 à 25

II.3.6 Caractéristiques de l'explosif utilisé dans la carrière Chouf Ammar :

ANFO : est un explosif nitraté de couleur blanche-rose, d'aspect fluide, contenant comme combustible du fuel oil domestique. Il est amorcé au moyen de cordeaux détonant ou un autre explosif brisant ;



Figure II.4: La charge de colonne (ANFOMIL).

TEMEX : Fait partie de la famille des explosifs en émulsions. Ce type d'explosif offre par rapport aux explosifs classiques des avantages substantiels à savoir :

- Produit hydrofuge : utilisé à ciel ouvert et en souterrain, même en milieu subaquatique ;
- Produit plus sécurisant lors du transport, du stockage et de l'utilisation.



Figure II.5 : La charge de pied (TEMEX II).

Le tableau suivant résume les caractéristiques de l'explosif utilisé à Chouf Ammar :

Tableau II.7 : Caractéristiques des explosifs utilisés dans le tir.

Paramètres	TEMEXII	ANFOMIL
Densité normale t/m3	1,22	0,9
Diamètre d'une cartouche (mm)	80	En vrac
Vitesse de détonation (m/s)	4200	2500
Poids de l'explosif (kg)	2,5	25
Longueur de la cartouche (cm)	40	En vrac
Résistance à l'eau	Moyenne	Faible
Aptitude de travail (cm3 /g)	360	320

II.3.7Le travail à l'explosif :

Un explosif est un corps simple, ou un mélange de corps susceptible de se décomposer en un temps très court, sous l'influence de la chaleur ou d'une action mécanique particulière en produisant une grande quantité de gaz porté à haute température [9].

Les explosifs sont classés aussi d'après leur sensibilité on trouve :

- Les explosifs primaires : très sensibles et peuvent être amorcés par une flamme ou un faible choc ;
- Les explosifs secondaires : relativement moins sensibles. Leur détonation ne peut être amorcée facilement que par la détonation d'un autre explosif [9].

II.3.8 Le plan de tir :

Le plan de tir sera élaboré à partir des résultats des essais préliminaires et après reconnaissance géologique du terrain.

Le plan de tir donc prend en considération ces objectifs en appréciant les paramètres tels que :

- la hauteur du gradin " H_g " ;
- l'inclinaison du trou par rapport à la verticale " φ " ;
- le diamètre du trou " D_{tr} " ;
- la sous-foration " L_s " ;
- la profondeur du trou " L_{tr} " ;
- la ligne de moindre résistance " W " ;
- la distance entre les trous dans une rangée " a " ;
- la distance entre les rangées " b " ;
- la maille ou le rapport banquette/écartement entre trous ;
- la qualité et quantité de la charge ;
- l'ordre de mise à feu des charges (amorçage) [10].

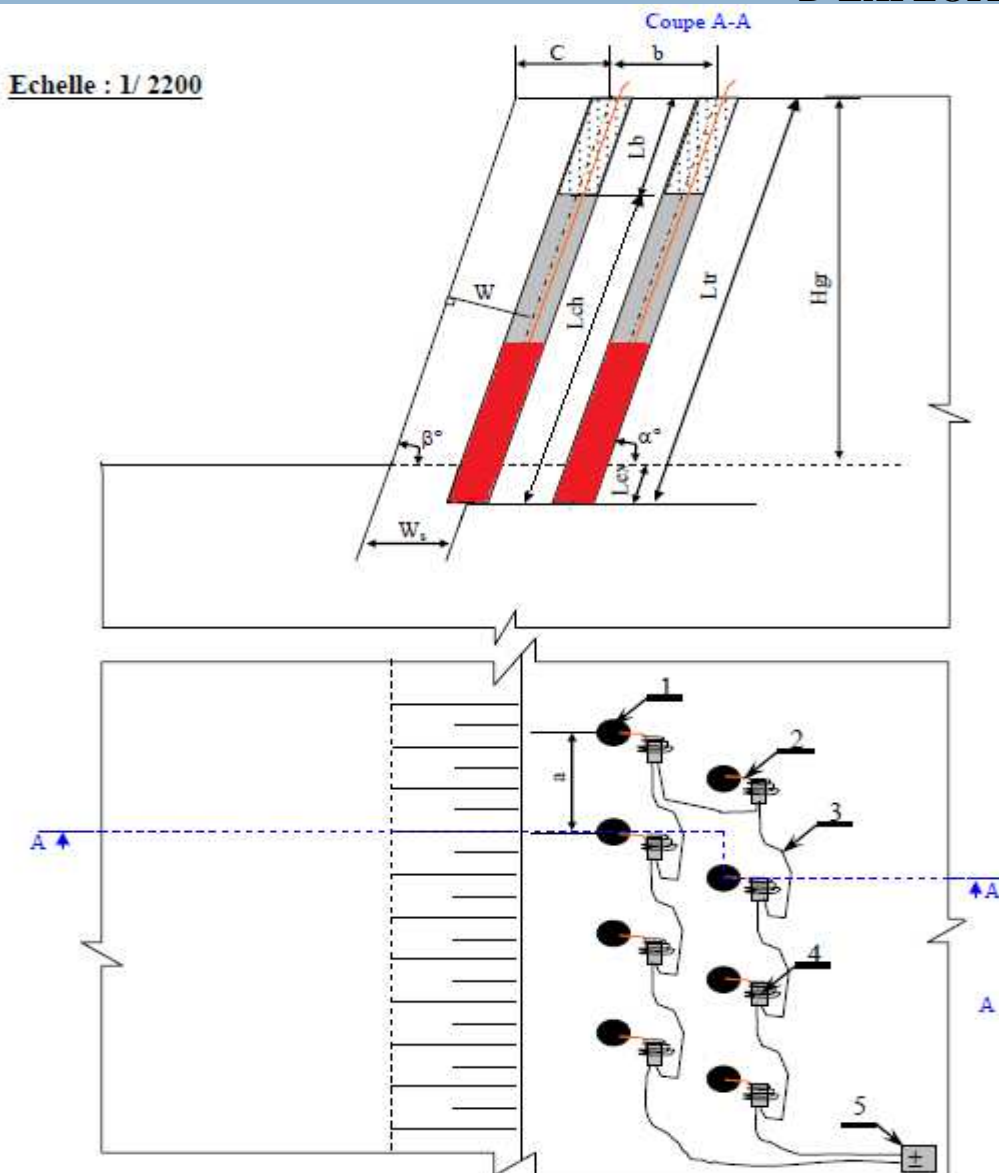


Figure II.6 : schéma de tire de la carrière de Chouf Ammar.[11]

1. Trou profond.

2. Cordeau détonant.

3. Fils électriques.

4. Détonateur électrique.

5. Exploseur.

C : distance de sécurité.

b : Distance entre deux rangées.

α° : Angle d'inclinaison de trou.

Lb : Longueur de bourrage.

Ltr : Longueur de trou.

Lch : Longueur de la charge d'explosif.

Lex : Longueur d'excès de forage.

W : Ligne de moindre de résistance.

Hgr : Hauteur de gradin.

Ws : Ligne de moindre de résistance.

β° : Angle d'inclinaison du talus de gradin.

II.3.9. Paramètres de tir (paramètres existants dans la carrière de Chouf Amar) :

Tableau (II.8) :recapsulait des paramétrés de forage et de tir.

Paramètres		Valeur
Hauteur du gradin(m)		20
Longueur de sous forage (m)		2,5 à 3
Diamètre des trous de mines (mm)		110
Distance de la ligne de moindre résistance(m)		3,75
Intervalle entre les rangées(m)		3
Intervalle entre les trous (m)		4,5
Inclinaison des trous (degrés)		18
Construction de la charge explosive		Continue
Nature de bourrage		Gravier3/8
Mode de bourrage		Bourrage finale
Mode d'amorçage des trous		Hors de trous
Quantité d'explosif totale (kg)		3792,40
Quantité instantanée utilisée (kg)		368,70
Dits plus proche des constructions (m)		1105
Charge pied (TEMEX)	Diamètre de la cartouche (mm)	80
	Poids de la cartouche (Kg)	2,5
	Longueur de la cartouche (cm)	40
Charge colonne (ANFOMIL)	Diamètre de la cartouche (mm)	En vrac
	Poids de la cartouche (Kg)	25
	Longueur de la cartouche (cm)	En vrac

II.4. Chargement :

Le type de chargeuse à utiliser est déterminé d'après la capacité du godet de cette dernière. Le chargement dans la carrière de Chouf -Amar s'effectue à l'aide de la chargeuse CARTER PILAR 990 IT

Le choix de ce type de chargeuse doit être rationnel de manière à assurer la production planifiée de la carrière. $P_p=4000000$ t/an.

Dans la carrière de Chouf Amar le chargement s'effectue à l'aide de **03** chargeuses elles sont assurées la production journalière de la carrière.

Les paramètres les plus importants qui influent sur les travaux de chargement spécifiquement c'est la granulométrie des tas des roches, les grands blocs des hors gabarits demandent un temps important pour lui charger dans la benne du camion, et influent aussi sur les caractéristiques des engins de chargement et de transport.



Figure. (II.7) : Chargeuse CATERPILLAR 990II.

II.4.1 Caractéristique technique de la chargeuse :

Tableau (II.9) Caractéristiques techniques de chargeuse.

Marque	CAT
Type	990
Capacité du godet	9 m ³
Capacité de Charge	16.1 t
Puissance du moteur	466kw
Moteur	3412 E diesel
Poids	73453 kg

II.4.2 Temps de cycle de la chargeuse :

Le temps de cycle d'une chargeuse est déterminé de la façon suivante :

$$T_c = T_{ch} + T_{mach} + T_{déch} + T_{mav}; SEC$$



Figure (II.8) : Chargement de roches dans la carrière.

- T_{ch} : Durée de chargement du godet. Dans la carrière de Chouf- Amar,

$T_{ch} = 10 \text{ sec.}$

- T_{mach} : durée de parcours de chargeuse chargée vers le lieu de déchargement en

Secondes, et dans la carrière, le temps Moyen pratique $T_{mach} = 12,2 \text{ sec.}$

- $T_{déch}$: Durée de déchargement du godet $T_{déch} = (7-15) \text{ sec ;}$

Et dans la carrière $T_{déch} = 5,75 \text{ sec ;}$

- T_{ma-v} : La durée de parcours à vide vers le lieu de chargement ; sec

Et (T_{moy}) temps moyenne pratique dans la carrière $T_{moy} = 8 \text{ sec ;}$

Donc le temps de cycle dans la carrière de **Chouf Ammar** et :

$T_c = 50,44 \text{ sec ;}$

II.4.3 Rendement de la chargeuse :

*** Rendement postier :**

$R_{pch} = 7154,15 \text{ t/post ;}$

*** Rendement journalier:**

$$R_{jch} = R_{pch} \times N_p; \text{ t/jour}$$

$R_{pch} = 14308,31 \text{ t/post ;}$

*** Rendement annuelle:**

$$R_{anch} = R_{jch} \times N_{jauv}; \text{ t/an}$$

$R_{anch} = 1788539,58 \text{ t/an}$

II.5. Transport :

Le transport dans la carrière de Chouf- Amar s effectue par des camions de de marque CATER-PILLAR de type 775E.



Figure (II.9) : Camion CATERPILLAR 775E.

II.5.1 Caractéristiques techniques de camion :

Tableau (II.10) : Caractéristiques techniques de camion.

Modèle	CAT
Type	775E
Capacité de benne	31,4m ³
Capacité de charge	65 t
Vitesse maximale	65 km/h
Poids à vide	47,5 t
Poids à charge	112,5 t
Puissance du moteur	680 ch. / 544 kW
Hauteur	3938 mm
Largeur	4532 mm
Longueur	9209 mm

II.5.2 Temps de cycle du camion :

Le temps de cycle d'un camion est déterminé d'après la formule suivante :

$$T_c = T_{ch} + T_{mch} + T_{att} + T_{déch} + T_{mv}; \text{min}$$

Où :

- T_{ch} : Temps de chargement d'un camion :

$$T_{ch} = 2,23 \text{min}$$

Ou :

- T_c : temps de cycle de la chargeuse $T_c = 35,95 \text{ sec}$;

- N_g : number du godets $N_g = 4$;

- T_{mch} : Temps de marche en charge du camion vers le concasseur en à la formule suivante :

$$T_{mch} = 7,5 \text{mi}$$

- T_{att} : Temps d'attente du camion auprès du concasseur ; $T_{att} = 3 \text{ min}$

- $T_{déch}$: Temps de déchargement du camion ; $T_{déch} = 2 \text{ min}$

- T_{mv} : Temps de marche du camion à vide vers le lieu du chargement ;

$$T_{mv} = 6,25 \text{min}$$

Dans la carrière de Chouf- Amar, le temps de cycle moyen pratique

$$T_c = 20,98 \text{min}$$

II.5.3 Nombre de camions :

Le nombre total de camions dans la carrière est :

$$N_{ca} = 9 \text{ camions}$$

II.5.4 Rendement effectif du camion :

Pour calcul le rendement effectif du camion ils faut utiliser les paramètres suivants :

- G_{nom} : Capacité de charge nominale du camion ; $G_{nom} = 65t$
- K_{uc} : Coefficient d'utilisation de la capacité du camion ; $K_{uc} = 0,90$
- $K_u = (0,7 \div 0,8)$: Coefficient d'utilisation pratique du camion ; $K_u = 0,8$
- T_p : Temps d'un poste $T_p = 8 \text{heurs}$
- T_c : Temps de cycle du camion ; $T_c = 20,98 \text{min}$

$$R_{ca} = 1771,83 \text{ t/poste}$$

II.5.5 Rendement d'exploitation du camion.

* Rendement journalier.

$$R_{jca} = 3543,66 \text{ t/jours}$$

* Rendement annuel du camion.

$$R_{anca} = 885915 \text{ t/an}$$

II.5.6 Largeur de la voie du transport :

La largeur de la voie de transport dans les deux sens est déterminée par l'expression :

$$B_t = 2a + bc + 2c; \text{ m}$$

Où :

a : largeur du camion ; $a = 4,5 \text{ m}$

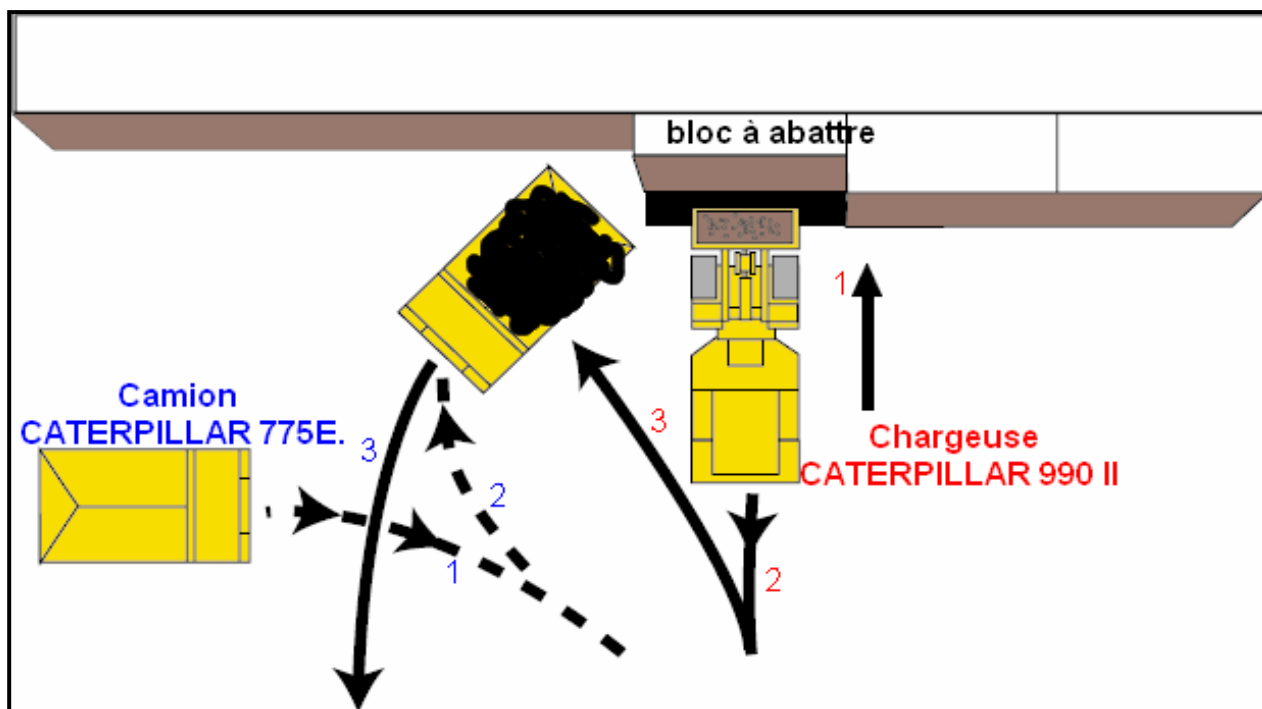
bc = $(0,7 \div 1,7) \text{ m}$: Distance de sécurité entre 2 camions croisés

en prendre $bc = 1,7 \text{ m}$

c = $(0,4 \div 1) \text{ m}$: Distance de sécurité à partir du côté du camion jusqu'à la lisière de la route d'accées **c = 1 m**

Donc : **$B_t = 13,7 \text{ m}$**

Dans la carrière de Chouf- Amar, il est préférable d'utiliser le schéma d'approche en boucle.



Figure(II.10) : chargement de tas des roches.[9]

Conclusion :

L'ouverture d'une carrière exige la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation, elle consiste à creuser des tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées de découpage qui permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitation.

En tenant compte des conditions géologiques et minières des gisements, Le mode d'ouverture et la méthode d'exploitation sont toujours choisis par rapport à la forme du gisement et l'étude de faisabilité technique et économique et aussi ils sont liés à l'étude de sécurité dans la carrière.

Chapitre III:

**Etude sur l'influence du
paramètre de forage sur les
paramétré d'abattage**

Introduction :

L'abattage des roches représente le premier maillon des processus technologiques de l'exploitation des gisements à ciel ouvert. Il consiste à modifier l'état naturel des roches dans le but d'améliorer le processus de leur extraction.

Les travaux de tir sont largement utilisés dans les exploitations à ciel ouvert des roches dures. Dans ce cas, la roche est séparée du massif à l'aide des explosifs placés dans des trous réalisés à cet effet.

La qualité de l'abattage des roches prédétermine en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité de travail, et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciel ouvert. Cependant l'obtention de cette dernière dépend de plusieurs paramètres variables et invariables représentant le souci des ingénieurs et spécialistes.

Nous allons essayer dans ce chapitre d'étudier les principaux paramètres permettant par conséquent l'élaboration d'un performant plan de tir.

Le diamètre de trou, est le paramètre plus important pendant la réalisation d'un plan de tir, car il influe sur les autres paramètres.

III.1 Etude des principaux paramètres du forage et de tir :

III.1.1. Exigences technologiques de travaux de forage et de tir :

Malgré l'accroissement des capacités des engins miniers, la qualité de la fragmentation demeure toujours un problème d'actualité.

Les travaux de forage et de tir à ciel ouvert doivent assurer :

- Le degré nécessaire et la régularité de la fragmentation des roches ;
- L'obtention d'une plate-forme nette aucun obstacle empêchant le bon déroulement des travaux de chargement et autres ;
- L'obtention du tas de roches abattues aux dimensions optimales ;
- Un volume suffisant de la masse minière pour garantir un meilleur rendement de chargement et transport ;
- La sécurité des travaux des installations et de l'environnement ;
- Des dépenses minimales.
- Les dimensions maximales admissibles des blocs sautés se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers à savoir :

A. la capacité du godet de l'engin de chargement (E) :

$$d_{max} \leq 0,8\sqrt[3]{E}, m$$

Avec :

E : capacité de godet (m^3).

Où :

d_{max} : Dimension maximale du morceau abattu, (m) ;

E : Capacité du godet de la chargeuse (m^3) ;

B. la capacité de la benne du camion (v) :

$$d_{max} \leq 0,5\sqrt[3]{v}, m$$

Où :

v : Volume de la benne du camion.

C. L'ouverture du concasseur (S) :

$$d_{max} \leq 0,8.S$$

Où :

S : dimension caractérisant l'ouverture du concasseur à marteau.

III.1.1 Hauteur de gradin "Hg" :

Le gradin constitue la façon la plus rationnelle pour, abattre la roche et consiste en l'exécution de gradin approprié. Une série de facteurs intervient dans la détermination de la hauteur du gradin :

- caractéristiques des excavateurs employés ;
- stabilité des roches ;
- nécessité d'exécuter des tirs d'abattage ;
- règles de sécurité ;
- production annuelle.

Il est déterminé par la formule suivante :

Pour les roches tendres $H_g \leq H_{c max}$;

Pour les roches dures $H_g \leq 1,5H_{c max}$;

$H_{c max}$: La hauteur de creusement maximale.

III.1.2. Paramétrage liée aux trous :

III.1.2.1 Diamètre du trou "Dt" :

Est tributaire des outils (taillants) disponibles. Il est limité en fonction des contraintes telles que la charge unitaire (par trou de mine) et du niveau de vibration à respecter. Les tailles usuelles de taillants varient entre 15 et 380 mm.

Le diamètre du trou est déterminé par la formule suivante :

$$C = 0,17 \sqrt[3]{E}, m$$

E : Capacité du godet de la chargeuse (m^3) ;

III.1.2.2 Profondeur du sous-forage "Lsf" :

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 [11]. Il est déterminé par la formule suivante :

$$L_{sf} = (5 \div 10) D_t, (m) ;$$

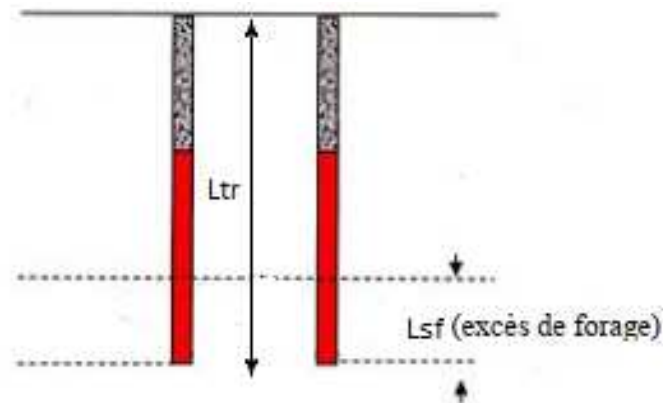


Figure III.1 : La rupture de la roche au pied du gradin. [11]

III.1.2.3 La longueur de trou "Ltr" :

C'est la longueur de trou calculé d'après la hauteur de gradin et la longueur d'excès de forage. Elle est déterminée par le critère de choix de hauteur de gradin qui sont :

- Propriétés de la roche physique et mécanique ;
- Moyens d'extraction ;
- Production annuelle.

La longueur de trou déterminé par la formule suivante :

$$L_{tr} = (H_g / \sin \beta) + L_{ex} ; [m]$$

Où :

β : Angle d'inclinaison des trous.

Généralement $\beta = \alpha$.

α : Angle d'inclinaison des gradins.

III.1.2.4 L'inclinaison du trou :

Le trou incliné améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer une hausse sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus de forage et de tir, (**Figure III.2**).

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.[14]

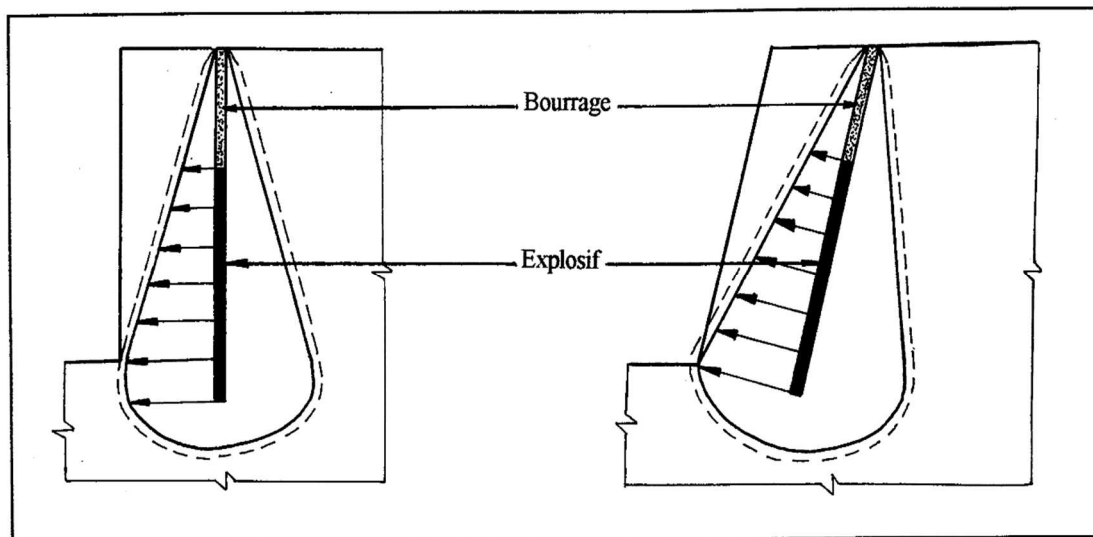


Figure III.2. Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison.[14]

III.1.3 Paramètres liée à l'emplacement des trous :

III.1.3.1 Ligne de moindre résistance "w":

On donne le nom de la ligne de moindre résistance, la distance entre le trou et la surface libre du gradin. Pour comprendre l'efficacité de l'influence de la ligne de moindre résistance. Il est déterminé par la formule suivante :

$$w = \frac{\sqrt{P^2 + 4 \times m \times q_p \times Hg \times P \times L_t} - P}{2 \times m \times q_p \times Hg}, (m).$$

Où :

P : La charge métrique (kg/m) ;

m : Coefficient de rapprochement (m) ;

q_p : la consommation spécifique de l'explosif (Kg/m^3) ;

H_g : Hauteur du gradin (m) ;

L_t : Longueur du trou (m) ;

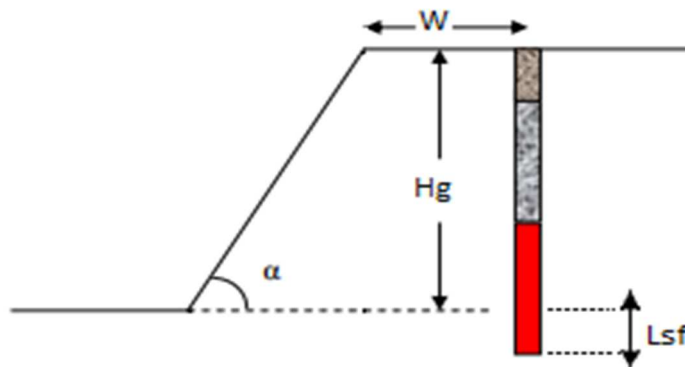


Figure III.3 :Schémas illustrant la disposition d'un trou dans un gradin.[11]

III.1.3.2 Espacement entre trous de mine "a" :

C'est la distance entre deux trous successive d'une même rangé. Il est déterminé par la formule suivante :

$$a = m * W ; [m]$$

m : coefficient de rapprochement des trous ;

$$m = 1,66 - 0,066f$$

III.1.3.3 Distance entre deux rangées "b" :

La distance entre les rangées de trou (b) dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin. Il est déterminé par la formule suivante :

- Tir a micro retard $b = W$, [m]
- Tir instantané $b = 0,8 * a$, [m]

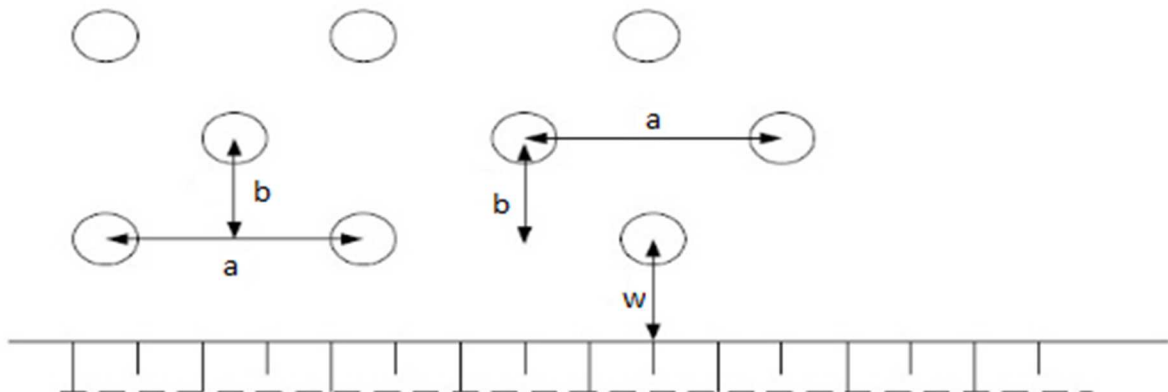


Figure III.4 : schéma de disposition des trous.

III.1.4 Paramètres liés à la construction de la charge :**III.1.4.1 Consommation spécifique de l'explosif "q_p" :**

C'est la quantité de l'explosif pour fragmenter 1 m³ de la roche, dans les conditions naturelles, la pratique des travaux de tir à travers plusieurs mines à ciel ouvert montre que le changement de la consommation spécifique provoque une large variation de la fragmentation, ce qui a permis à certains chercheurs de dire que « tous les problèmes de la fragmentation sont résolus par le réglage de la consommation spécifique d'explosif » Nous pensons que cette hypothèse n'est pas vraie pour toutes les roches. A cet effet, nous avons réalisé un ensemble d'essais qui ont montré que pour les roches monolithiques, l'augmentation de la charge de 2,3 fois provoque une diminution proportionnelle des classes de grosses fractions. Cette diminution n'est que de 1,3 fois pour les modules fissurés [11]. Il est déterminé par la formule suivante :

$$q_p = q_{et} \times K_{ex} \times K_f \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd} ; \text{gr/m}^3 .$$

Où :

q_{et} : la consommation spécifique étalon ;

K_{ex} : Coefficient de conversion de l'explosif étalon à celui utilisé à la mine ;

K_f : coefficient tenant compte l'influence de fissuration ;

K_d : coefficient qui tient compte de la valeur maximum admissible du morceau abattu ;

K_c : Coefficient tenant compte du degré de concentration de la charge (forme de la charge dans le massif) ;

K_v : coefficient qui tient compte de l'influence du volume des roches à fragmenter par explosif ;

K_{sd} : coefficient tenant compte du nombre de surfaces dégagées.

III.1.4.2 Quantité d'explosif dans un trou "Q_{tr}" :

La quantité totale de la charge d'explosif dans un trou est la somme des charges d'explosif de colonne et celle du pied ou bien la charge principal et la charge d'amorçage ; suivant la formule suivante :

$$Q_{tr} = q V_{tr} , [\text{Kg}]$$

V_{tr} : Volume des roches à tirer par un trou ;

- Pour la première rangée $V_{tr} = aWHg$;
- Pour la deuxième rangée et plus $V_{tr} = aWHg$;

III.1.4.3 La charge métrique "P" :

C'est la quantité d'explosif dans un mètre de trou, il est déterminé par la formule suivante :

$$p = \frac{\pi}{4} D_t^2 \Delta ; (Kg/m)$$

Δ : La densité moyenne des explosives ;

$$\Delta = \frac{\Delta_1 * x\% + \Delta_2 * y\%}{100} ;$$

III.1.4.4 Longueur de la charge dans un trou "Lch" :

C'est la longueur de trou occupée par la charge d'explosif, Il est déterminé par la formule suivante :

$$Lch = Q_{tr} / p ; (m)$$

III.1.4.5 Le nombre de trou dans un bloc à abattre "Ntr" :

Le nombre de trou dans un bloc à abattre déterminer par la formule suivante :

$$N_{tr} = \frac{V_b}{V_t} (\text{Chiffre rend}) ;$$

III.1.4.5 Rayon de sécurité "Rs" :

Le rayon de sécurité déterminer par la formule suivante :

$$\text{Tir à retard donc } R_s = 29 \sqrt{\frac{Q_{tot}}{N}}$$

N : nombre de détonations par tir.

III.1.4.6 Paramètres liés au Bourrage : [14]

III.1.4.6.1 Hauteur du bourrage et sa disposition dans les 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.

III.1.4.6.2 Qualité du matériau de bourrage :

En général, les produits de foration sont utilisés comme bourrage dans les mines et carrières Algériennes, mais les expériences montrent que dans ce cas il y a toujours 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.

III.1.4.7 Longueur de bourrage "Lb":

La longueur de bourrage déterminés par la formule suivant :

$$Lb = Lt - Lch ; (m)$$

III.1.5 Paramètre du bloc à abattre :**III.1.5.1 Volume du bloc à abattre "Vb":**

Le volume du bloc à abattre déterminés suivant le régime de tir.

Si on a un tir par semaine, donc le volume du bloc = à la production journalière* nombre de jour ouvrable par semaine.

III.1.5.2 La surface du bloc à abattre "Sb" :

La surface du bloc à abattre déterminés par la formule suivante :

$$Sb = \frac{Vb}{Hg} ; (m)$$

Où :

Vb : Volume du bloc à abattre (m³) ;

Hg : hauteur du gradin (m) ;

III.1.5.3 Longueur du bloc à abattre "L_{bloc}" :

La longueur du bloc à abattre déterminés par la formule suivant :

$$Lb = \frac{Sb}{A} ; (m)$$

Où :

A : largeur d'enleveur (m) ;

III.1.5.4 Volume à abattre par un trou "V_{tr}" :

Le volume à abattre par un trou déterminé par la formule suivant :

$$V_{tr} = a \times w \times Hg , (m^3).$$

a : la distance entre deux trou (m) ;

w : la ligne de moindre résistance (m) ;

Hg : hauteur du gradin (m) ;

III.1.5.5 Longueur totale des trous à forer dans un bloc à abattre " L_{tf} " :

La Longueur totale des trous à forer dans un bloc à abattre déterminé par la formule suivante :

$$L_{tf} = L_t \cdot N_t ; (m)$$

III.2 Le diamètre du trou :

Les résultats des travaux de certains chercheurs montrent qu'avec l'augmentation du diamètre de sondage, le degré de fragmentation diminue.

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.

III.3 Influence de diamètre du trou :

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

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

Le diamètre des trous de mine est un des paramètres de base à tout calcul de fragmentation ; il dépend essentiellement de l'équipement de forage que l'on dispose. Les dimensions de la maille de forage augmentent avec le diamètre des trous de mines. Il ressort de ce qui précède que pour décider de la grandeur du trou, il faut avoir fait un certain nombre d'essais sur terrain. Toutefois on peut retenir l'usage des trous de petit diamètre dans les terrains très durs fissurés et ceux relativement durs ; et des trous de grand diamètre dans les terrains très durs et compacts.

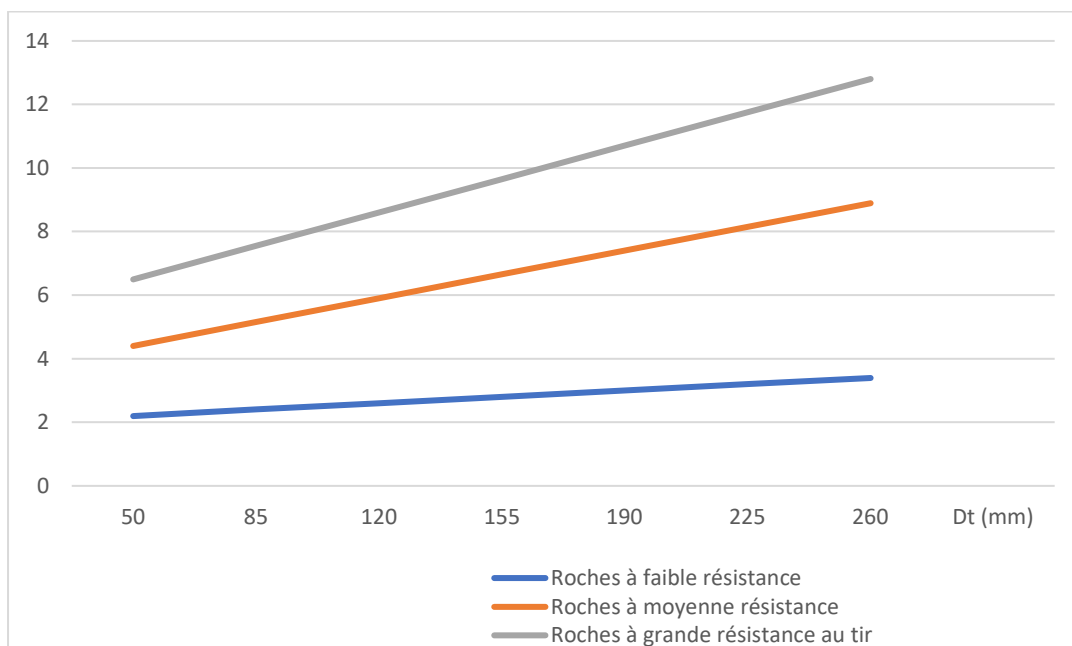


Figure III.5 Influence du diamètre des trous sur le débit des Blocs Hors-gabarit en % (de diamètre 1200 mm).

III.3.1 Diamètre critique de détonation : [11]

Il s'agit du plus petit diamètre en dessous duquel la détonation est impossible avec un confinement nul. En dessous de ce diamètre, la réaction de détonation d'une cartouche ne peut plus se maintenir car l'énergie dissipée par la détente latérale devient trop importante par unité de volume. L'énergie restante ne suffit plus à entretenir la réaction chimique de décomposition de l'explosif. On passe alors d'un régime détonant à un régime déflagrant. Si la vitesse continue à diminuer, on obtient un arrêt total de la réaction chimique [11].

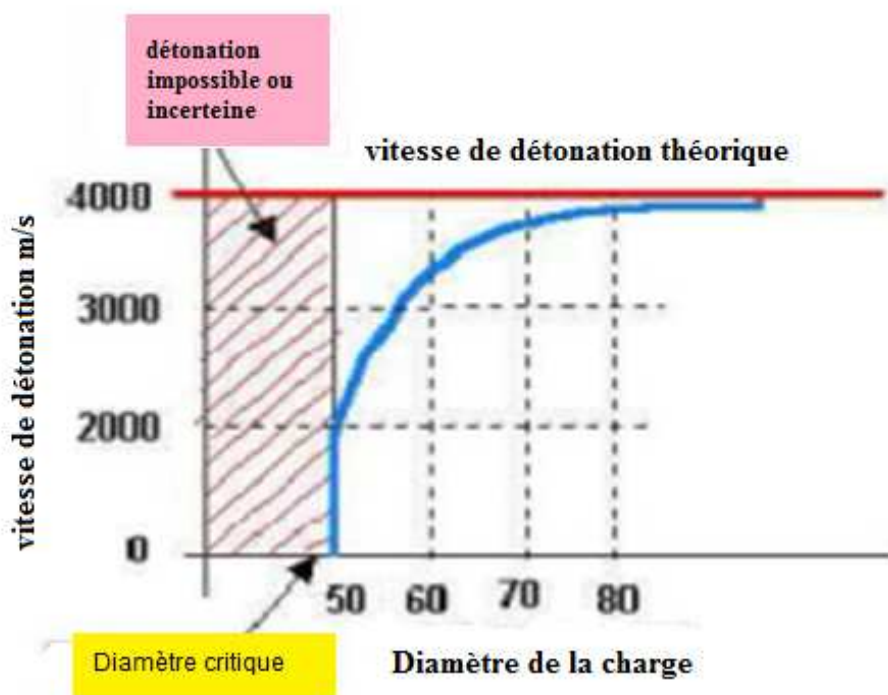


Figure III.6 Diamètre critique de détonation.

III.3.2 Mécanisme de fragmentation à l'explosif et le diamètre du trou : [13]

Lors de la décomposition de l'explosif la réaction s'accompagne d'un dégagement en un temps très court d'un grand volume de gaz chaud couplé à une onde de choc (discontinuité brusque de pression), l'effet de choc est proportionnel à l'importance de la discontinuité de pression, l'effet de gaz est proportionnel à l'importance du volume de gaz dégagé par unité de volume d'explosif.

Phase 1 : temps- ($t_0 + \varepsilon$)

La colonne d'explosif est transformée en quelques millisecondes en colonne de gaz animée d'une vitesse C . Ces gaz à haute pression et haute vitesse entrent violemment en contact avec la paroi et créent une onde de choc sur l'interface explosif gaz - roche.

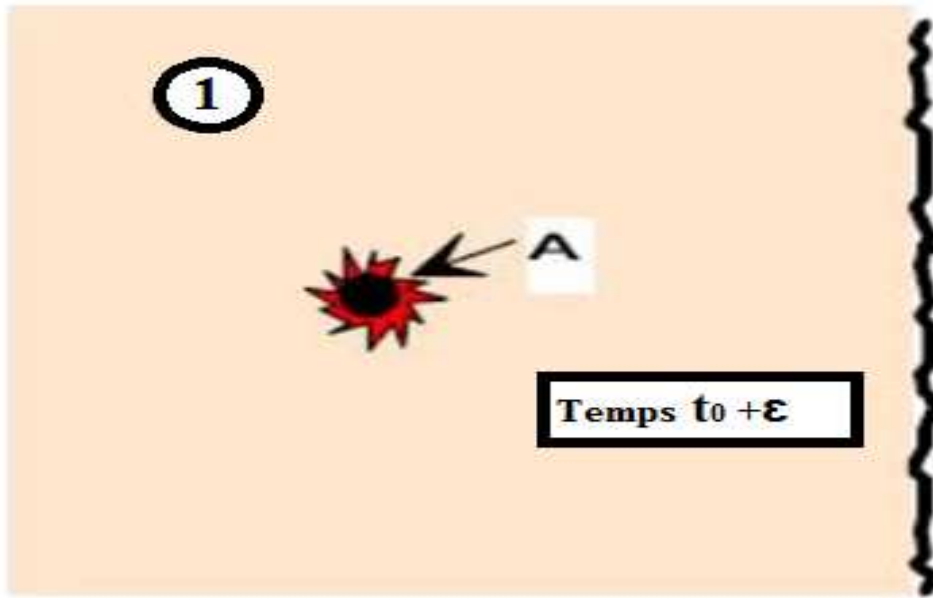


Figure III.7 : Création d'une onde de choc sur l'interface (explosif gaz – roche).[13]

Phase 2 : temps $t_0 + 0,7$ ms

Cette onde de choc se propage dans la roche en s'amortissant rapidement. Au voisinage direct du trou on est largement au-dessus de la résistance à la compression (R_c). Entre $6b$ et $12b$ (b : rayon du trou), on dépasse la zone de pré rupture. Cela induit des fissurations radiales (B) qui ne dépassent pas la limite (C) (Fig.III.8). Au-delà de $6b$ à $12b$ (limite C), on est en zone élastique, l'onde de choc traverse le massif à la vitesse C_0 (vitesse du son dans la roche) sans la détruire.

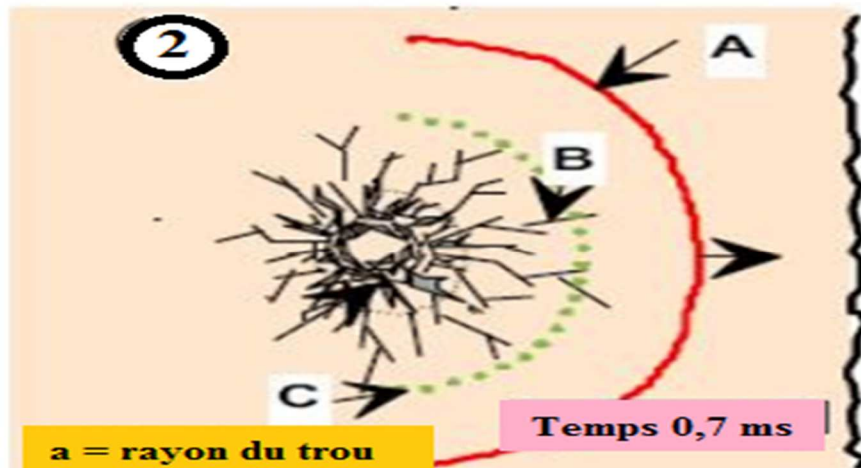


Figure III.8 : Propagation d'onde de choc et formation de fissures radiales.[13]

Phase 3 : temps $t_0 + 1,3$ ms

Lorsque l'onde de choc atteint le front de taille, elle se réfléchit. La roche étant très résistante à la compression mais peu à la traction ($Rt = Rc/20$), l'onde réfléchie dépasse largement Rt , elle provoque un phénomène de fissuration sensiblement parallèle au front de taille ou écaillage (effet Hopkinson). Cette onde réfléchie se propage vers l'arrière et va croiser le réseau de fissurations radiales précédemment formé. Pratiquement dans le même temps, les gaz résiduels pénètrent dans les fissures et les écartent (effet Griffith). La pression diminue. (Fig.III.9)

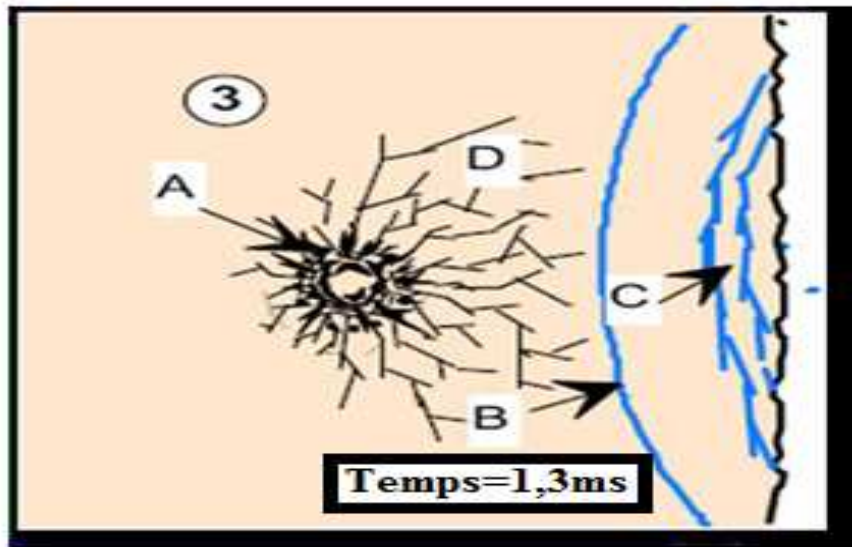


Figure III.9 : Réflexion d'onde de choc et leur effet.[13]

Phase 4 : temps $t_0 > 15$ ms

La roche est maintenant fragmentée par l'effet combiné de la fracturation radiale et de la fracturation réfléchie. Les gaz résiduels propulsent les matériaux hors de la cavité.

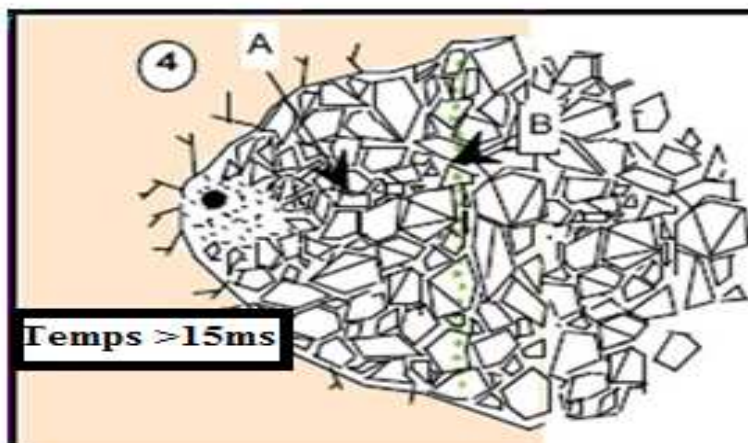


Figure III.10 : Propulsion des matériaux.[13]

III.4 Méthodes du forage des trous et leur appréciation technologique :[12]

Le forage des trous dans le massif de roche s'effectue à l'aide d'outils spéciaux ayant différents types d'actions : cisaillement, coupe et abrasion. Selon le type d'outil, on distingue le forage à molette, par battage à l'air comprimé, par battage à câble, à diamant, etc.

Le forage des trous peut être effectué sans action mécanique des outils lorsqu'on applique les phénomènes de l'action physique sur la roche, à savoir : thermique, hydraulique, électromagnétique, etc. Jusqu'à présent, de toutes les méthodes citées dans la pratique, on n'utilise que la thermique.

Le forage à molette s'effectue par les outils en forme de trépan ayant les dents armées par des alliages durs (fig.III.10). Lors de la rotation du trépan les dents enroulant détruisent les roches dans le fond du trou et les débris sont évacués par l'eau ou bien par l'air comprimé à la surface. Le forage à molette est très efficace et avantageux pour les roches dures et moyenne dureté dont la forabilité varie de 5 à 16.

La destruction des roches lors de forage par percussion à l'air comprimé s'effectue à l'aide du marteau pneumatique (fig.III.11). L'air comprimé venant par la tige de forage provoque le mouvement alternatif du piston-frappeur sur la queue de la couronne. La fréquence de frappe varie de 2000 à 2500 frappe par minute. En frappant, la couronne tourne avec la tige à l'aide du dispositif se trouvant à la surface. Les débris de forage sont évacués à l'aide de l'air comprimé.

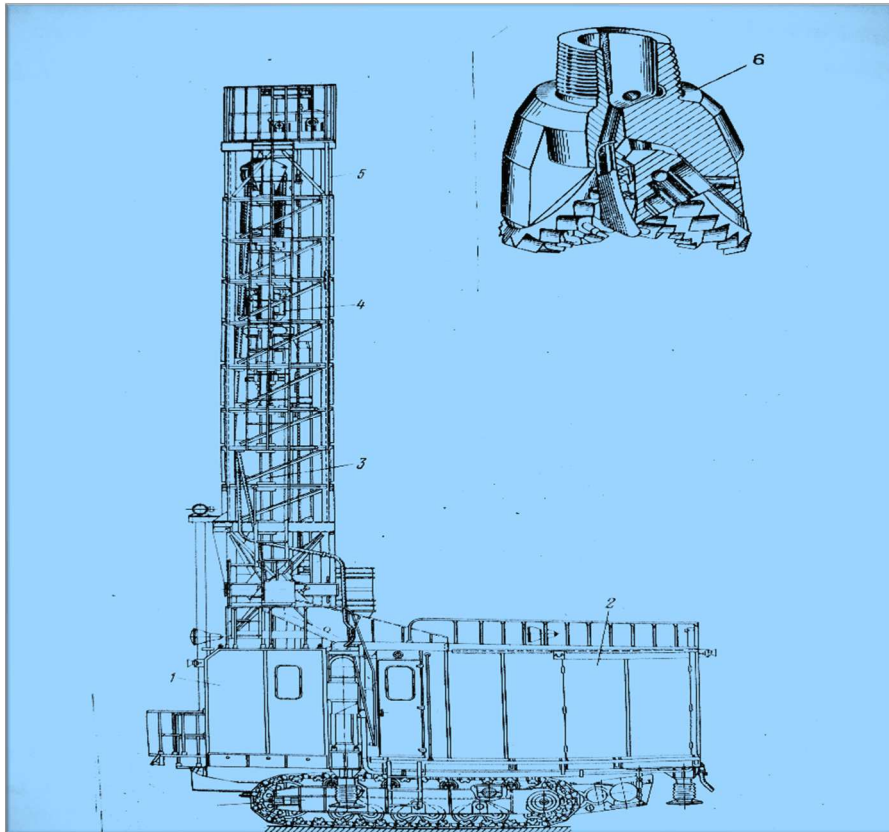


Figure III.11 sondeuse à molette.[12]

1-cabine ; 2-bati ; 3-colonne de forage ; 4-chenilles ; 5-mat ; 6-molette

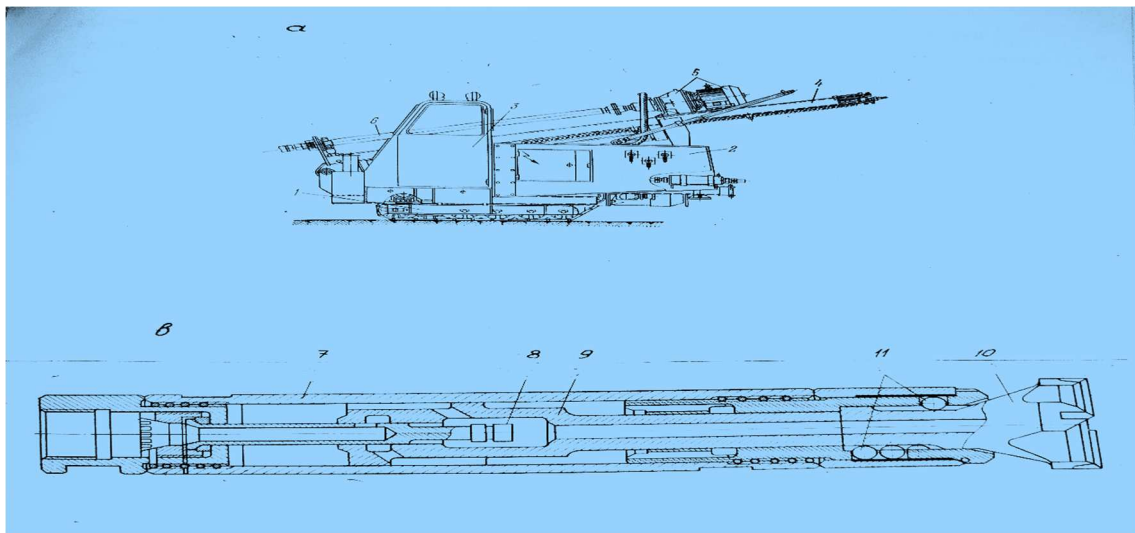


Figure.III.12 : Schémas de la sondeuse percutante à l'air comprimé et du marteau perforateur pneumatique. [12]

1-chassist ; 2-compresseur ; 3-cabine ; 4-mat ; 5-moteur avec réducteur ; 6-tige ; 7-cylindre

8-distributeur d'air 9-piston-percuteur 10- outil 11-fixation d'outil

Les sondeuses de forage par percussion à l'air comprimé grâce à leur petite masse, grande mobilité et relativement haute productivité s'utilisent largement pour l'exploitation des roches dures et mi-dures avec l'indice relatif de forabilité $D_f = 5 \div 25$. L'utilisation des sondeuses de ce type permet bien de la mécaniser est d'automatiser le processus de forage.

Le forage par percussion à câble s'effectue à l'aide de l'équipage de sonde avec l'outil qui tombe périodiquement par gravité sur le fond du trou foré (fig.III.12).

La rotation de l'outil est assurée par le câble auquel est suspendu l'équipage de sonde. Pour le nettoyage du trou on utilise périodiquement le dispositif spécial (curette).

Actuellement ; on utilise rarement cette méthode qui est remplacée par d'autre plus productivité.

Le forage à vis (fig.III.13) s'effectue par les couronnes coupantes sous l'effet des forces axiales et la rotation de la colonne de forage. On évacue les débris de forage à l'aide de la tige à vis sans fin. Le forage à vis remplace bien la méthode par percussion à câble dans les roches faibles et non plastiques.

Dans les roches dures et mi-dures lorsque le rendement des sondeuses à molette et à vis est le même ; la méthode est plus avantageuse grâce à la simplicité du processus du forage et le prix bas. Ces deux derniers faits peuvent être prédominants pour le choix de la méthode de forage.

Le forage thermique s'effectue à l'aide des chalumeaux dans la chambre duquel on pompe le mélange combustibles (fig.III.14). L'énergie chimique s'obtient à cause de la combustion de combustibles dans l'atmosphère oxydante (essence et l'air, kérosène et oxygène gasoil et l'air ou oxygène ; etc.).

La valeur du courant thermique atteint 8.10^6 Kcal/m²heure. La chaleur concentrée, à grande intensité, provoque les contraintes thermiques dans la roche à cause desquelles cette dernière se détruit. Les produit de la destruction thermique des roches sont évacués du trou par le courant de gaz reflété et parle mélange « vapeur- eau ». L'eau est ajoutée dans le trou pour refroidissement et l'accélération du la destruction thermique.

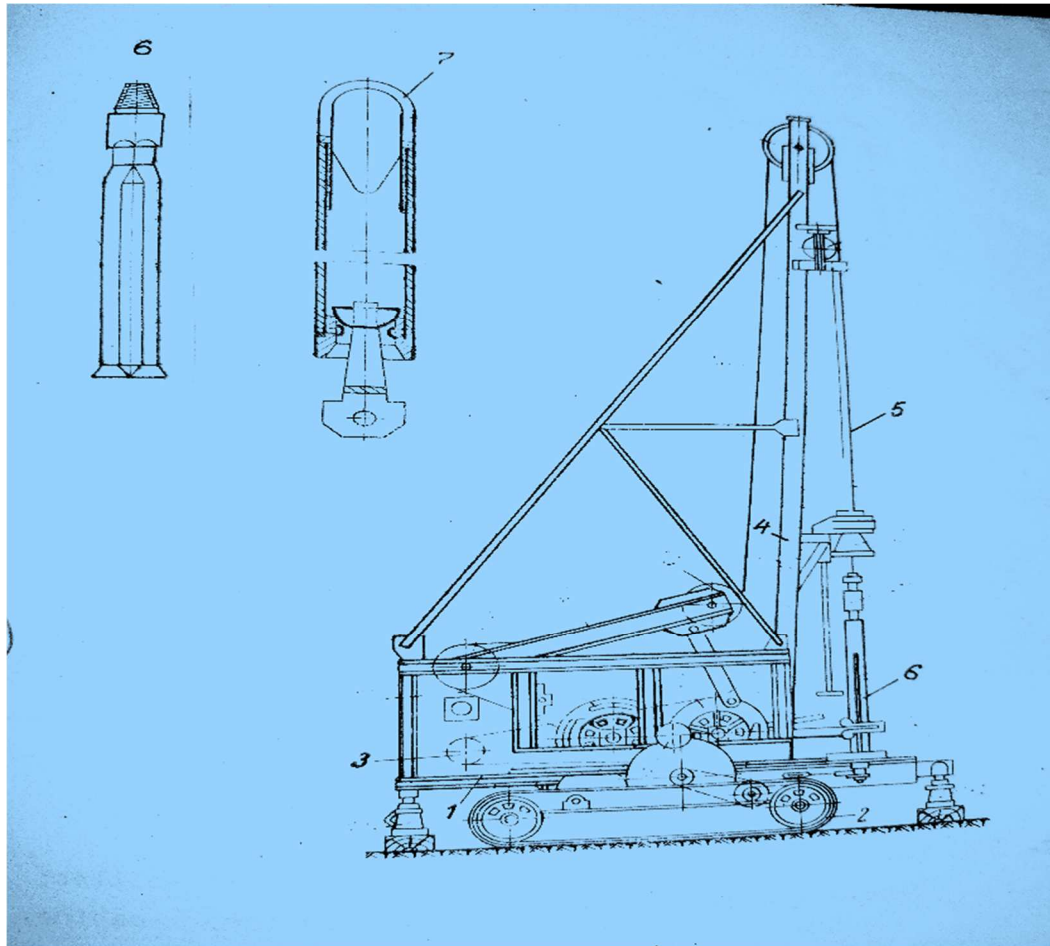


Figure.III.13 : schémas de la sondeuse à trépan. [12]

1-chassis 2-chenilles 3-moteurs 4-mat 5-cable 6-tige muni à son
extrémité inférieure d'un trépan en acier dur 7-curette

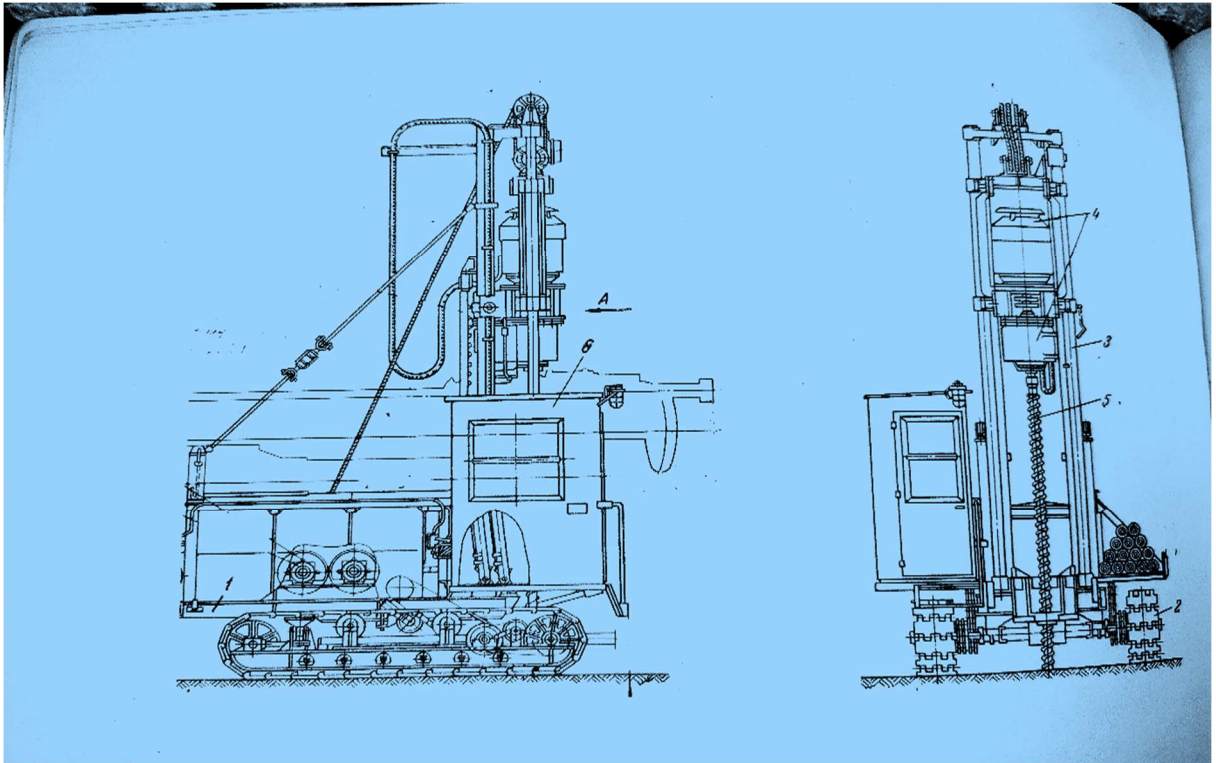


Figure.III.14 : sondeuse à forage à vis. [12]

1-chassis 2-chebilles 3-mat 4- moteur avec réducteur 5-tige 6- cabine

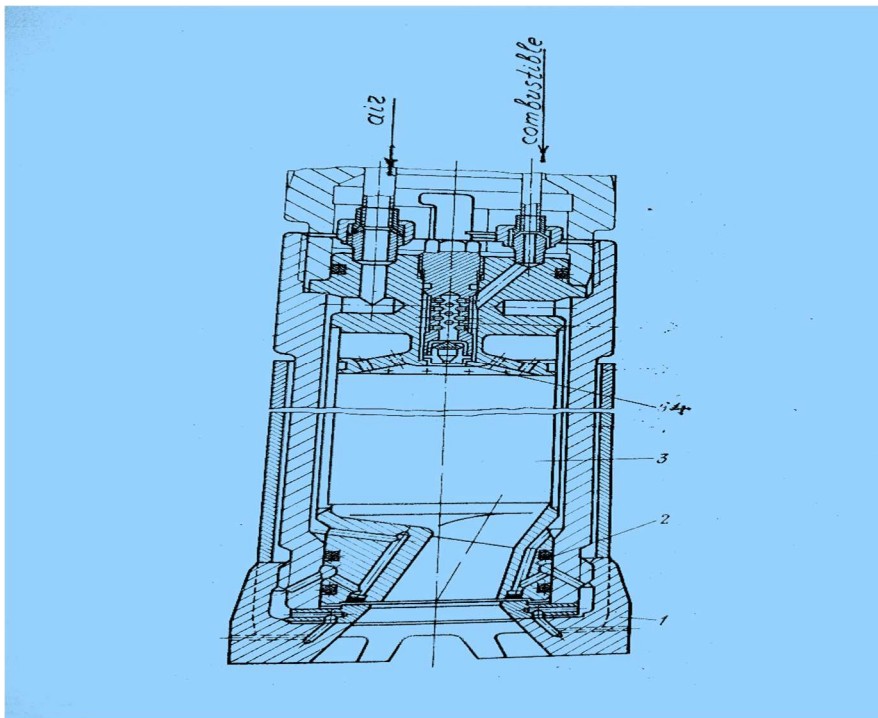


Figure.III.15 : chalumeaux pour le forage thermique. [12]

1-corps 2-buse 3-chambre de combustion 4-bruleur

On peut obtenir aussi les jets de gaz à haute température à l'aide de l'énergie électrique. Avec cela, le gaz qui vient dans le chalumeau est chauffé par les décharges électriques. Les conditions de l'utilisation des méthodes mentionnées sont présentées dans le tableau suivant :

Tableau III.1 : Les conditions d'utilisation des méthodes du forage. [12]

Méthode de forage	Diamètre de trou (mm)	Profondeur de trou(m)	Coefficient de dureté suivant le prof .protodiakonov	
			De	Jusqu'à
A molette	150 ÷300	25 ÷30	4	16
Percussion à l'air comprimé	105 ÷250	10 ÷32	12	20
A vis	125 ÷160	Jusqu'à 25	-	5
Percussion à câble	220 ÷300	Jusqu'à 40	4	20
Thermique	200 ÷400	20÷ 40	16	20

Sur le rendement et l'efficacité économique de toutes méthodes du forage citées ci-dessus avec les propriétés physico-mécaniques des roches influent aussi les régimes du forage dont les paramètres sont appropriés pour chaque méthode.

Les régimes du forage les plus optimaux sont tel lorsqu'ils assurent un rendement suffisamment grand et un prix de revient d'un mètre du trou est minimal.

Paramètres	Roches à faible résistance au tir			Roches à moyenne Résistance au tir			Roches à forte résistance au tir			Roches à très forte résistance au tir		Roches à extrêmement forte résistance au tir				
	Catégorie des roches suivant la fissurait															
	1			2			3			4						
	Dimension moyenne du bloc dans le massif															
	Jusqu'à 0,1			0,1 ÷ 0,5			0,5 ÷ 1,0			1,0 ÷ 1,5			≥ 1,5			
	Coefficient de dureté d'après l'échelle du prof. Protodiakonov M															
	2 ÷ 5	5 ÷ 8	8 ÷ 10	2 ÷ 5	6 ÷ 12	5 ÷ 8	8 ÷ 12	11 ÷ 15	15 ÷ 18	18 ÷ 20	8 ÷ 11	11 ÷ 15	15 ÷ 18	18 ÷ 20		
Mode de forage recommandée	Rotative	A molette	A molette	Rotative	A molette	A molette	A molette	A molette	Par percussion rotative	Par vibro-percussion	A molette	A molette	Par percussion rotative	Par vibro-percussion		
Diamètre des trous suivant les paramètres des sondeuses et le domaine recommandé de l'application(D)	0,12 ÷ 0,20	0,20 ÷ 0,32	0,25 ÷ 0,32	0,16 ÷ 0,20	0,25 ÷ 0,32	0,25 ÷ 0,32	0,25 ÷ 0,32	0,25 ÷ 0,32	0,12 ÷ 0,16 (Poche jusqu'à 0,4m)	0,12 ÷ 0,20	0,25 ÷ 0,32	0,25 ÷ 0,32	0,12 ÷ 0,20 (p oche jusqu'à 0,4m)	0,12 ÷ 0,16 ÷ 0,20		
Consommation spécifique de l'explosif (kg/M ³)	0,2 ÷ 0,3	0,3 ÷ 0,35	0,35 ÷ 0,40	0,4 ÷ 0,45	0,45 ÷ 0,5	0,5 ÷ 0,55	0,6 ÷ 0,65	0,7 ÷ 0,8	0,8 ÷ 0,85	0,9 ÷ 1,0	0,9 ÷ 1,0	1,0 ÷ 1,1	1,2 ÷ 1,3	1,3 ÷ 1,35 ÷ 1,5		
Longueur de la sur profondeur (sous-forage) exprimée en nombre de diamètre du trou	10	10	10	10	10	10	10	10 ÷ 12	10 ÷ 14	10 ÷ 15	10 ÷ 10	10 ÷ 12	10 ÷ 14	10 ÷ 15		
Longueur de bourrage exprimée en nombre de diamètre du trou	20 ÷ 25	25 ÷ 30	20 ÷ 25	20 ÷ 25	20 ÷ 25	20 ÷ 25	20 ÷ 25	22 ÷ 25	22	20	25	22	20	20		
Coefficient de rapprochement de trou	1,4 ÷ 1,6			1,2 ÷ 1,4			1,2 ÷ 1,3			1,0 ÷ 1,3			1,0 ÷ 1,2 1,0 ÷ 1,2		1,0 ÷ 1,1 0,9 ÷ 1,0	

Tableau.III.2. Paramètres des travaux de forage et du tir lors d'abattage par trous et hauteur des gradins. [12]

Conclusion :

Le trou doit être caractérisé par un diamètre choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage, une longueur qui prédétermine la distribution de la charge et par conséquent la distribution de l'énergie dans le volume à abattre, aussi une inclinaison qui 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, ainsi l'excès de forage qui 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. La hauteur de bourrage et sa qualité sont responsables de l'utilisation de l'énergie d'explosif. La largeur de la banquette et l'espacement sont affectées principalement par les paramètres liés au trou, la hauteur du gradin, l'explosivité de la roche et la fragmentation prévue.

Chapitre IV:
Etude de l'Influence
de diamètre de trou
sur l'abattage

Inroduction :

Le diamètre de trou , est un parametre essentiel pour la realisation d'un plan de tir et qui a un infuance assez important sur les autres paramatres.

Donc notre étude se base sur le changement de diamètre du trou et avoir leur influence sur les paramètre de tir, ensuite on va comparer le résultat et on va proposer un diamètre qui améliore les résultats de tir.

Tableaux (IV.1) : valeurs standards des diamètres de forage utilisée.

Diamètre de Forage (mm)	Diamètre des tiges (mm)	Classe du marteau (Kw utile)	Puissance totale (kw)	Poids moyen de la machine (tonnes)	Capacité d'abattage (M. tonnes / an)
25-45	19-25	6-8	20	2	0.400
35-76	25-32	8-12	80	8	0.800
51-89	32-38	12-15	110	10	1.000
64-102	38-45	15-18	125	12	1.200
89-152	45-100	18-22	180	14	2.000
140-178	127	35	250	32	4.000
178-251	152-165	70	450	65	6.000

IV.1. Etude de l'Influence du diamètre de trou sur l'abattage :

Dans ce que suite on va étudier l'influence du diamètre du sur les paramètres de l'abattage par le changement du diamètre de trou dans chaque variante

IV.1.1. Pour Variante N° :1 (Dt= 89 mm)

a- Calcule de l'indice de forabilité "D_f" :

Il est déterminé par la formule savante :

$$D_f = 0,007(\sigma_c + \tau) + 0,7\gamma$$

Où :

- σ_c : résistance à la compression (du calcaire)

$$f = \frac{\sigma_c}{100} \Rightarrow \sigma_c = f \cdot 100 = 10 \cdot 100 = 1000 \text{Kgf} / \text{cm}^2$$

- τ : résistance au cisaillement

$$\tau = (0,16 \div 0,33)\sigma_c = 0,245 \cdot 1000 = 245 \text{ Kgf / cm}^2$$

➤ γ : la densité du calcaire : $\gamma = 2,65 \text{ Kgr / dm}^3$

Donc :

$$Df = 0,007(1000 + 245) + 0,7 \cdot 2,65 = 10,57.$$

Après calculer l'indice de forabilité on cherche dans tableau au-dessous quelle est le type de forabilité, leur classe et catégorie (tableau de classification de la forabilité des roches selon **V. RJEVSK**).

Tableau (IV.2) : classification de la forabilité des roches.

Types de forabilité	D _f	classes	catégories
Forabilité très facile	≤05	1	1, 2, 3, 4, 5
forabilité facile	5,1÷10	2	6, 7, 8, 9, 10
Forabilité moyenne	10,1÷15,1	3	11, 12, 13, 14, 15
Forabilité difficile	15,1÷20	4	16, 17, 18, 19, 20
Forabilité très difficile	20,1÷25	5	21, 22, 23, 24, 25

b- Calcule de la tirabilité "q_{et}" :

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$Q_{et} = 0,02(\sigma_c + \sigma_{tr} + \tau) + 2\gamma(\text{gr / m}^3)$$

Où :

➤ σ_c : La résistance à la compression uniaxiale du calcaire

$$\sigma_c = 1000 \text{ Kgf / cm}^2$$

➤ σ_{tr} : Résistance à la traction du calcaire

En pratique minière, il existe une relation empirique entre σ_c et σ_{tr}

$$\text{Ainsi : } \sigma_{tr} = (0,08 \div 0,12)\sigma_c.$$

Dans notre cas en prend $\sigma_{tr} = 0,1 \cdot \sigma_c$

$$\text{Donc : } \sigma_{tr} = 0,1 \cdot \sigma_c = 0,1 \cdot 1000 = 100 \text{ Kgf / cm}^2$$

- τ : Résistance au cisaillement du calcaire, $\tau = (0,16 - 0,33) \cdot \sigma_c$

Donc : $\tau = 0,245 \cdot 1000 = 245 \text{ Kgf} / \text{cm}^2$

- γ : la masse volumique du calcaire, $\gamma = 2,65 \text{ T/m}^3$

Finalement, $q_{et} = 0,02(1000 + 100 + 245) + 2 \cdot 2,65 = 32,2 \text{ gr} / \text{m}^3$.

Selon le tableau situe au-dessous, il s'agit d'un calcaire à tirabilité très difficile avec la classe 4 et la catégorie 17.

Tableau (IV.3) : Classification de la tirabilité des roches.

Types de tirabilité	q_{et} (gr/m ³)	classes	catégories
Tirabilité facile	≤ 10	1	1, 2, 3, 4, 5
Tirabilité moyenne	10,1 ÷ 20	2	6, 7, 8, 9, 10
Tirabilité difficile	20,1 ÷ 30	3	11, 12, 13, 14, 15
Tirabilité très difficile	30,1 ÷ 40	4	16, 17, 18, 19, 20
Tirabilité exclusivement difficile	40,1 ÷ 50	5	21, 22, 23, 24, 25

c- Calcul de la consommation spécifique de l'explosif de projet " qp" :

La détermination de la consommation spécifique d'explosif théoriquement est terminée par la formule suivante :

$$q_p = q_{et} \times K_{ex} \times K_f \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd}; \text{ gr} / \text{m}^3.$$

Où :

- q_{et} : la consommation spécifique étalon

$$q_{et} = 32,2 \text{ kg} / \text{m}^3$$

- K_{ex} : Coefficient de conversion de l'explosif étalon à celui utilisé à la mine

$$K_{ex} = A_{et} / A_{ut} = \frac{360}{320} = 1,13$$

- A_{et} : aptitude de travaille de l'explosif étalon, $A_{et} = 360$
- A_{ut} : aptitude de travail de l'explosif utilisé, $A_{ut} = 320$

- K_f : coefficient tenant compte l'influence de fissuration

$$K_f = 1,2 \times lm + 0,2$$

Où :

- lm : dimension moyenne du bloc dans le massif.

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

Donc : $K_f = 1,2 \times 1 + 0,2 = 1,4$

- K_d : coefficient qui tient compte de la valeur maximum admissible du morceau abattu.

$$K_d = \frac{0,5}{c} \text{ Avec ; } c = \frac{Dt}{0,32} = \frac{0,076}{0,32} = 0,24$$

C : La granulométrie optimale des morceaux abattus après le tir, [m]

Donc $K_d = \frac{0,5}{0,24} = 2,09$.

- K_c : Coefficient tenant compte du degré de concentration de la charge (forme de la charge dans le massif)

Tableau (IV.4) : classification du degré de concentration de la charge.

Tirabilité	Kc		
	Dt <= 100 mm	Dt = 100 mm	Dt > = 100 mm
Facile	0,95 – 1,0	1	1,05 – 1,1
Moyenne	0,85 – 0,9	1	1,2 – 1,25
difficile	0,7 – 0,8	1	1,35 – 1,4

Dans notre cas, la tirabilité des roches est très difficile, on prend $K_c = 0,75$

- K_v : coefficient qui tient compte de l'influence du volume des roches à fragmenter par explosif.

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{Hg}{15}}$$

Dans la carrière de calcaire de Chouf- Amar la hauteur du gradin est de l'ordre de 20 m.

$$\text{Donc } K_v = \sqrt[3]{\frac{20}{15}} = 1,1$$

- K_{sd} : coefficient tenant compte du nombre de surfaces dégagées.

$$K_{sd} = 6 \text{ Pour trois surfaces dégagées.}$$

Donc :

$$q_p = 32,2 \times 1,13 \times 1,4 \times 2,09 \times 0,75 \times 1,1 \times 6 = 311,71 \text{ gr} / \text{m}^3 = 0,53 \text{ kg} / \text{m}^3$$

$$q_p = 0,45 \text{ kg} / \text{m}^3$$

d- La Charge métrique (P) :

C'est la quantité d'explosif dans un 1m longueur par rapport au diamètre de trou.

$$P = \frac{D_t^2 \times \pi}{4} \times \Delta, (\text{Kg}/\text{m}).$$

Avec :

- D_t : diamètre de trou (m). $D_t = 76 \text{ mm}$

- Δ : densité moyenne d'explosif (kg/m^3).

$$\Delta = \frac{1,22 \times 70 + 0,9 \times 30}{100} = 1,124 = 1124 \text{ kg}/\text{m}^3.$$

Donc :

$$P = \frac{0,076^2 \times \pi}{4} \times 1124 = 6,99 (\text{Kg}/\text{m}).$$

e- L'excès de forage (L_{sf}) :

La détermination de l'excès de forage suivant la formule suivant :

$$L_{sf} = (5 \div 10) D_t, (m)$$

Dans ce cas on prendre la valeur maximale.

Donc :

$$L_{sf} = 10. 0,076 = 0,89m ;$$

f- La longueur de trou (L_t) :

Elle est déterminée par :

$$L_t = \frac{Hg}{\sin \beta} + L_{sf} , (m).$$

Donc :

$$L_t = \frac{20}{\sin 72} + 0,76 = 21,92m$$

g- La ligne de moindre résistance (w) :

C'est la distance entre le centre de trou et le perpendiculaire au front de taille. Il est donné comme suite :

- Pour les trous inclinés :

$$w = \frac{\sqrt{P^2 + 4 \times m \times q_p \times Hg \times P \times L_t} - P}{2 \times m \times q_p \times Hg} , (m).$$

Donc

$$w = \frac{\sqrt{5,1^2 + 4 \times 1 \times 0,7 \times 20 \times 5,1 \times 21,79} - 5,1}{2 \times 1 \times 0,7 \times 20} = 3.76m$$

h- Espacement entre trous de mine (a) :

Elle peut être déterminée d'après la relation suivante :

$$a = m \times w , (m).$$

$$m = 1,66 - 0,066 f$$

Donc : $m = 1$

Et suivant les conditions de carrière Chouf Ammar on trouve $a = w = 3.76m$

i- Distance entre deux rangés(b) :

Dans la carrière Chouf Ammar l'utilisation des tirs avec des détonateurs a microretard (DMR)

Donc :

$$b = a = 3.76 \text{ m}$$

j- Quantité d'explosif dans un trou (Q_{trou}) :

Elle est déterminée à partir de la consommation spécifique de projet ainsi que le volume de block à abattre par un seul trou de mine il est utilisé pour déterminer la longueur de charge et elle données :

$$Q_{trou} = q_p \times a \times w \times Hg, (Kg).$$

$$Q_{trou} = 0,53 \times 3,01 \times 3,01 \times 20 = 127,24 \text{ kg}$$

k- La longueur de charge (L_{ch}) :

C'est le rapport entre la quantité d'explosif dans un trou sur la charge métrique.

$$L_{ch} = \frac{Q_{trou}}{P}, (m)$$

Donc :

$$L_{ch} = \frac{96,04}{5,1} = 18,02m ;$$

l- La longueur de bourrage (L_b) :

On peut dire c'est la différence entre la longueur de trou et la longueur de charge donc :

$$L_b = L_t - L_{ch}, (m).$$

$$L_b = 21,79 - 18,83 = 3,72 \text{ m} ;$$

m- La longueur de bourrage de bouchon (L_{bb}) :

Elle est donnée comme suite

$$L_{bb} = (20 \div 30) \times D_t, (m).$$

Et suivant les conditions de carrière Chouf Ammar on trouve :

$$L_{bb} = 25 \times 0,076 = 2,23 \text{ m} ;$$

n- Le volume de bloc à abattre (V_b) :

Le volume de bloc égale à la production annuelle divisée par le nombre d'intervalle de tir par le nombre des mois ou des semaines.

$$V_b = \frac{P_a}{N_m \times N_{int} \times \gamma}, (m^3).$$

- P_a : production annuelle projeté (tonne) ;
- N_m : nombre du mois ouvrable par ans ;
- N_{int} : nombre des tirs par mois ;
- γ : la masse volumique de la roche (tonne/m³).

Donc :

$$V_b = \frac{4000000}{12 \times 8 \times 2,65} = 15723,27 (m^3).$$

o- Section de bloc abattu (S_b) :

La section de bloc abattue est donnée par la formule suivante :

$$S_b = \frac{V_b}{Hg}, (m^2).$$

Donc :

$$S_b = \frac{15723,27}{20} = 786,16 (m^2).$$

p- Largeur d'enlevure (A) :

Elle est donnée par la formule suivante :

$$A = w + b \times (n - 1), (m).$$

Donc :

$$A = 3,01 + 3,01 \times (2 - 1) = 7,52 (m);$$

q- Longueur de bloc à abattre (L_{bloc}) :

Longueur de block est simplement le rapport de la section de block sur la largeur d'enlevure donc elle est donnée :

$$L_{bloc} = \frac{S_b}{A}, (m).$$

Donc :

$$L_{bloc} = \frac{786,16}{6,02} = 104,54 (m).$$

s- Volume abattu par un seul trou de mine (V_{tr}) :

Il est donné :

$$V_{tr} = a \times w \times Hg, (m^3).$$

Donc :

$$V_{tr} = 3,01 \times 3,01 \times 20 = 282,75 (m^3).$$

t- Nombre des trous de mine dans un bloc (N_{tr}) :

C'est le nombre total des trous forés, le rapport de la section de block devisé par l'espacement entre les trous ainsi qu'entre les rangés, donné par la formule suivante :

$$N_{tr} = \frac{A \times L_{bloc}}{a \times b}, (trou).$$

Donc :

$$N_{tr} = \frac{6,02 \times 130,59}{3,01 \times 3,01} = 56 (trou).$$

y- Quantité d'explosif totale dans un bloc (Q_{tot}) :

C'est la quantité d'explosif utilisé pour abatte le block, elle est donnée :

$$Q_{tot} = N_{tr} \times Q_{trou}, (Kg).$$

$$Q_{tot} = 88 \times 96,04 = 7125,44 (Kg).$$

w- Longueur total foré (L_{tf}) :

C'est la longueur d'un trou multiplié par le nombre des trous total, elle est donnée :

$$L_{tf} = N_{tr} \times L_t, (m).$$

Donc :

$$L_{tf} = 88 \times 21,79 = 1227,52 (m).$$

x- Rayon de sécurité (R_s) :

Le rayon de sécurité utilisés pour évites la projection des roches pendant la tire :

Tir à retard donc :

$$R_s = 29 \sqrt{\frac{Q_{tot}}{N}} (m);$$

N : nombre de détonations par tir ; N= 13.

Donc :

$$R_s = 29 \sqrt{\frac{8451,52}{13}} = 678,94 (m);$$

Variante N° :2 (Dt =89 mm) :

On a réalisé les mêmes étapes de calcul de la première variante ; les résultats obtenus sont illustrés dans le tableaux suivant :

Paramètres	unité	valeur
la consommation spécifique de l'explosif de projet	kg / m^3	0,45
La Charge métrique (P).	kg / m	6,99
l'excès de forage (L_{sf})	m	0 ,89
La longueur de trou (L_t).	m	21,92
La ligne de moindre résistance (w).	m	3,76
Espacement entre trous de mine (a).	m	3,76
Distance entre deux rangés(b).	m	3,76
Quantité d'explosif dans un trou (Q_{trou}).	kg	127,24
la longueur de charge (L_{ch}).	m	18,02
la longueur de bourrage (L_b).	m	3,72
la longueur de bourrage de bouchon (L_{bb}).	m	2,23
le volume de bloc à abattre (V_b).	m^3	15723,27
Section de bloc abattu (S_b).	m^2	786,16
Largeur d'enlevure (A).	m	7,52
Longueur de bloc à abattre (L_{bloc}).	m	104,54
Volume abattu par un seul trou de mine (V_{tr}).	m^3	282,75
Nombre des trous de mine dans un bloc (N_{tr}).	-	56
Quantité d'explosif totale dans un bloc (Q_{tot}).	kg	7125,44
longueur total foré.	m	1227,52
Rayon de sécurité	m	678,94

Tableau (IV.5) : Les paramètre de tir calculés pour le diamètre Dt = 89 mm.

Variante N° : 3 (Dt=102 mm).

Paramètres	unité	valeur
la consommation spécifique de l'explosif de projet	kg / m^3	0,53
La Charge métrique (P).	kg / m	9,18
l'excès de forage (L_{sf})	m	1,02
La longueur de trou (L_t).	m	22,05
La ligne de moindre résistance (w).	m	3,96
Espacement entre trous de mine (a).	m	3,96
Distance entre deux rangés(b).	m	3,96
Quantité d'explosif dans un trou (Q_{trou}).	kg	166,22
la longueur de charge (L_{ch}).	m	18,11
la longueur de bourrage (L_b).	m	3,94
la longueur de bourrage de bouchon (L_{bb}).	m	2,55
le volume de bloc à abattre (V_b).	m^3	15723,27
Section de bloc abattu (S_b).	m^2	786,16
Largeur d'enlevure (A).	m	7,92
Longueur de bloc à abattre (L_{bloc}).	m	99,26
Volume abattu par un seul trou de mine (V_{tr}).	m^3	313,63
Nombre des trous de mine dans un bloc (N_{tr}).	-	52
Quantité d'explosif totale dans un bloc (Q_{tot}).	kg	8643,44
longueur total foré.	m	1146,6
Rayon de sécurité	m	747,77

Tableau (IV.6) : Les paramètre de tir calculés pour le diamètre Dt = 102 mm.

Variante N° :4 (Dt=110 mm), le diamètre utilisé dans la carrière actuellement.

Paramètres	unité	valeur
la consommation spécifique de l'explosif de projet	kg / m^3	0,67
La Charge métrique (P).	kg / m	10,68
l'excès de forage (L_{sf})	m	1,1
La longueur de trou (L_t).	m	22,13
La ligne de moindre résistance (w).	m	3,82
Espacement entre trous de mine (a).	m	3,82
Distance entre deux rangés(b).	m	3,82
Quantité d'explosif dans un trou (Q_{trou}).	kg	195, 54
la longueur de charge (L_{ch}).	m	18,31
la longueur de bourrage (L_b).	m	3,82
la longueur de bourrage de bouchon (L_{bb}).	m	2,75
le volume de bloc à abattre (V_b).	m^3	15723,27
Section de bloc abattu (S_b).	m^2	786,16
Largeur d'enlevure (A).	m	7,64
Longueur de bloc à abattre (L_{bloc}).	m	102, 9
Volume abattu par un seul trou de mine (V_{tr}).	m^3	291,84
Nombre des trous de mine dans un bloc (N_{tr}).	-	54
Quantité d'explosif totale dans un bloc (Q_{tot}).	kg	10559,16
longueur total foré.	m	1195,02
Rayon de sécurité	m	826 ,5

Tableau (IV.7) : Les paramètre de tir calculés pour le diamètre Dt = 110 mm.

Variante N° :5 (Dt=152 mm).

Paramètres	unité	valeur
la consommation spécifique de l'explosif de projet	kg / m^3	0,48
La Charge métrique (P).	kg / m	20,39
l'excès de forage (L_{sf}).	m	1,52
La longueur de trou (L_t).	m	22,55
La ligne de moindre résistance (w).	m	5,94
Espacement entre trous de mine (a).	m	5,94
Distance entre deux rangés(b).	m	5,94
Quantité d'explosif dans un trou (Q_{trou}).	kg	338,72
la longueur de charge (L_{ch}).	m	16,61
la longueur de bourrage (L_b).	m	5,94
la longueur de bourrage de bouchon (L_{bb}).	m	3,8
le volume de bloc à abattre (V_b).	m^3	15723,27
Section de bloc abattu (S_b).	m^2	789,16
Largeur d'enlevure (A).	m	11,88
Longueur de bloc à abattre (L_{bloc}).	m	66,18
Volume abattu par un seul trou de mine (V_{tr}).	m^3	705,67
Nombre des trous de mine dans un bloc (N_{tr}).	-	24
Quantité d'explosif totale dans un bloc (Q_{tot}).	kg	8129,28
longueur total foré.	m	541,2
Rayon de sécurité .	m	725,19

Tableau (IV.8) : Les paramètre de tir calculés pour le diamètre Dt = 152 mm.

Variante N° :6 (Dt=178 mm).

Paramètres	unité	valeur
la consommation spécifique de l'explosif de projet	kg / m^3	0,42
La Charge métrique (P).	kg / m	27,96
l'excès de forage (L_{sf})	m	1,78
La longueur de trou (L_t).	m	22,81
La ligne de moindre résistance (w).	m	7,21
Espacement entre trous de mine (a).	m	7,21
Distance entre deux rangés(b).	m	7,21
Quantité d'explosif dans un trou (Q_{trou}).	kg	436,67
la longueur de charge (L_{ch}).	m	15,62
la longueur de bourrage (L_b).	m	7,19
la longueur de bourrage de bouchon (L_{bb}).	m	4,45
le volume de bloc à abattre (V_b).	m^3	15723,27
Section de bloc abattu (S_b).	m^2	786,16
Largeur d'enlevure (A).	m	14,42
Longueur de bloc à abattre (L_{bloc}).	m	54,52
Volume abattu par un seul trou de mine (V_{tr}).	m^3	1039,68
Nombre des trous de mine dans un bloc (N_{tr}).	-	16
Quantité d'explosif totale dans un bloc (Q_{tot}).	kg	6986,72
longueur total foré.	m	364,96
Rayon de sécurité	m	672,3

Tableau (IV.9) : Les paramètre de tir calculés pour le diamètre Dt = 178 mm.

IV.2. Tableau récapitulatif des paramètres de tire, selon le changement du diamètre de tir :

Paramètre	Dt = 89 mm	Dt = 102 mm	Dt = 110 mm	Dt = 152 mm	Dt = 178 mm
Consommation spécifique "q _p " (kg/m ³).	0,45	0,53	0,67	0,48	0,42
La charge métrique "p" (kg/m).	6,99	9,18	10,68	20,39	27,96
La ligne de moindre résistance "w" (m).	3,76	3,96	3,82	5,94	7,21
Quantité d'explosif dans un trou "Q _{trou} " (kg).	127,24	166,22	195,54	338,72	436,67
Longueur de charge "L _{ch} " (m).	18,02	18,11	18,31	16,61	15,62
Le volume abattu d'un seul trou de mine "V _{tr} " (m ³).	282,75	313,63	291,84	705,67	1039,68
Largeur d'enlevure "A" (m).	7,52	7,92	7,64	11,88	14,42
Nombre des trous de mine "N _{tr} " (trou).	56	52	54	24	16
Longueur total foré "L _{tot} " (m).	1227,52	1146,6	1195,02	541,2	364,96
Quantité d'explosif total "Q _{tot} " (kg).	7125,44	8643,44	10559,16	8129,28	6986,72
Rayon de sécurité "R _y " (m).	678,94	747,77	862,5	725,19	672,3

Tableau (IV.10) : comparaison entre les paramètres de tir calculée selon le changement du diamètre de tir.

IV.3. Interprétation des résultats :

D'après les tableaux (IV.10), on remarque que le changement du diamètre de trou influe sur tous les paramètres de tir. Alors on a tracé les courbes de ces paramètres avec l'influence des différents diamètres du trou, pour avoir comment sera le changement de ces paramètres.

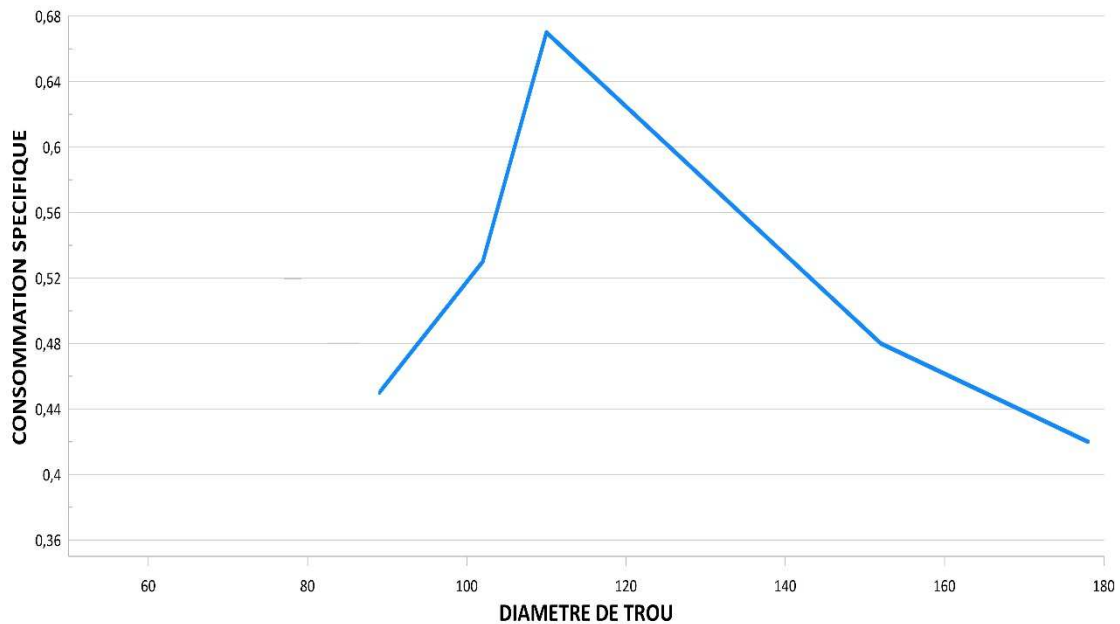


Figure IV.1 : l'influence du diamètre du trou sur la consommation spécifique.
Commentaire : D'après la courbe, la valeur de la consommation spécifique s'augmente et prend une valeur maximale ($q=0,67$) dans le diamètre $D_t = 110$ mm, et après l'augmentation du diamètre elle diminue et prend la valeur minimale ($q=0,42$) dans le diamètre $D_t = 178$ mm.

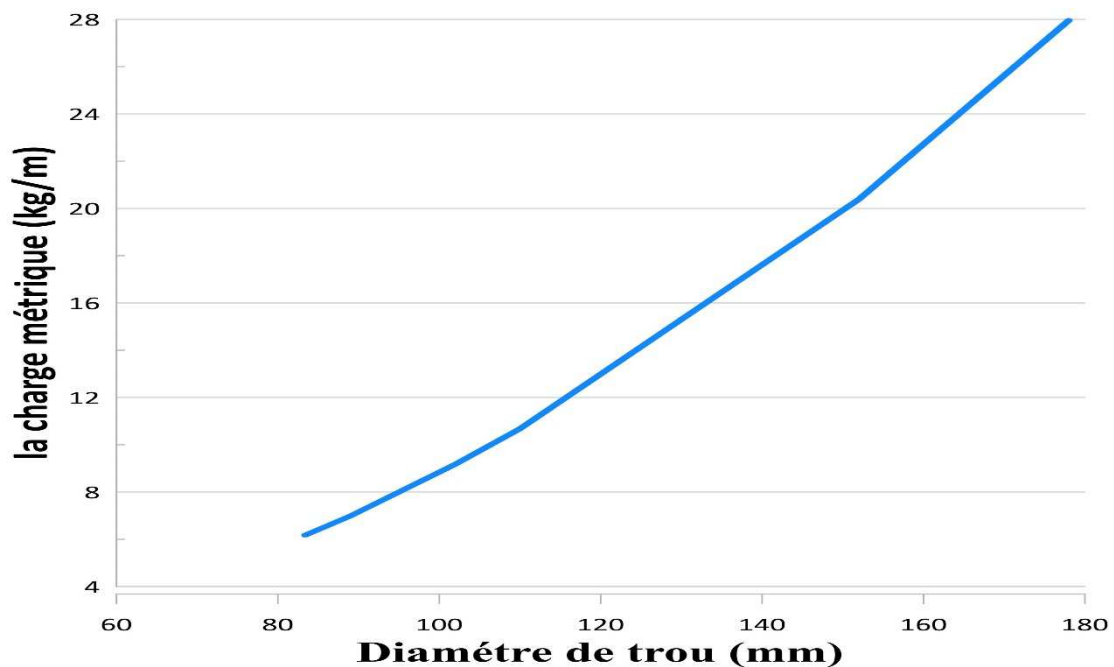


Figure IV.2 : l'influence du diamètre du trou sur la charge métrique.

Commentaire : D'après la courbe, la charge métrique s'augmente d'une manière régulière (dans $Dt=89$ mm jusqu'à $Dt=110$ mm) ($q_{ch}=6,99$ jusqu'à $q_{ch}=10,68$ kg/m^3), et après le diamètre 110 mm la charge métrique s'augmente d'une manière régulière rapide dans les deux diamètres 152 et 178 mm.

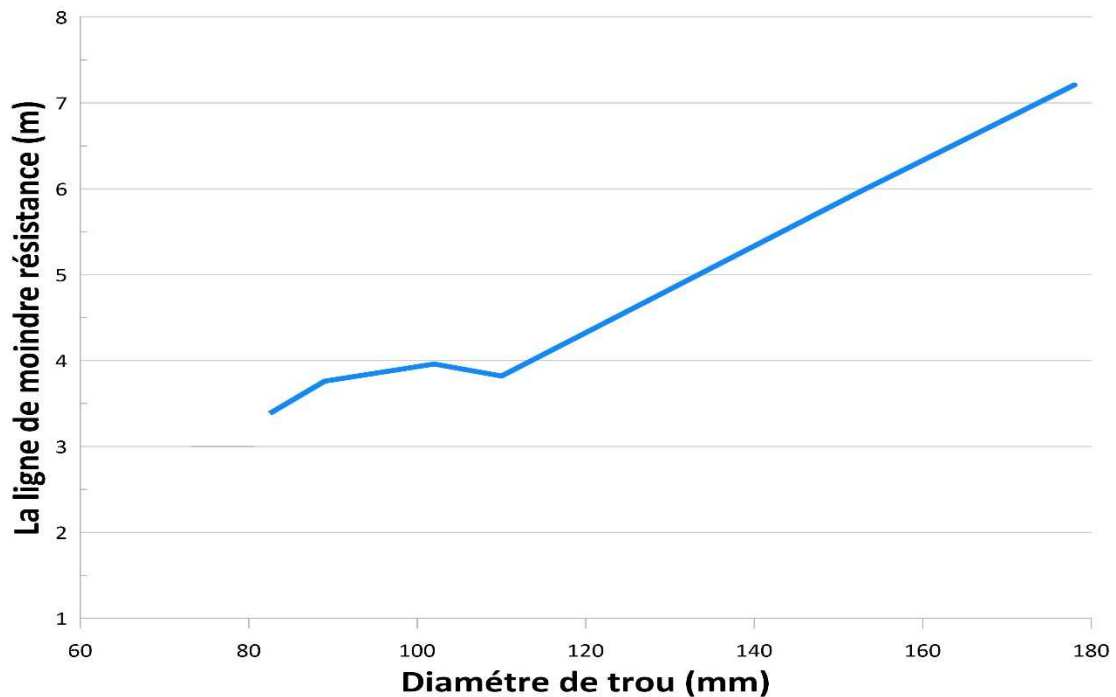


Figure IV.3 : l'influence du diamètre du trou sur la ligne de moindre résistance.

Commentaire : D'après la courbe la ligne de moindre résistance prend une valeur minimale ($w=3,76$ m) dans le diamètre 89 mm, elle s'augmente avec l'augmentation du diamètre de trou, dans le diamètre 102 jusqu'à 110 mm la ligne de moindre résistance diminue ($w=3,96$ m jusqu'à $w=3,82$ m). Et après elle prend une valeur maximale ($w=7,21$ m) dans le diamètre 178 mm.

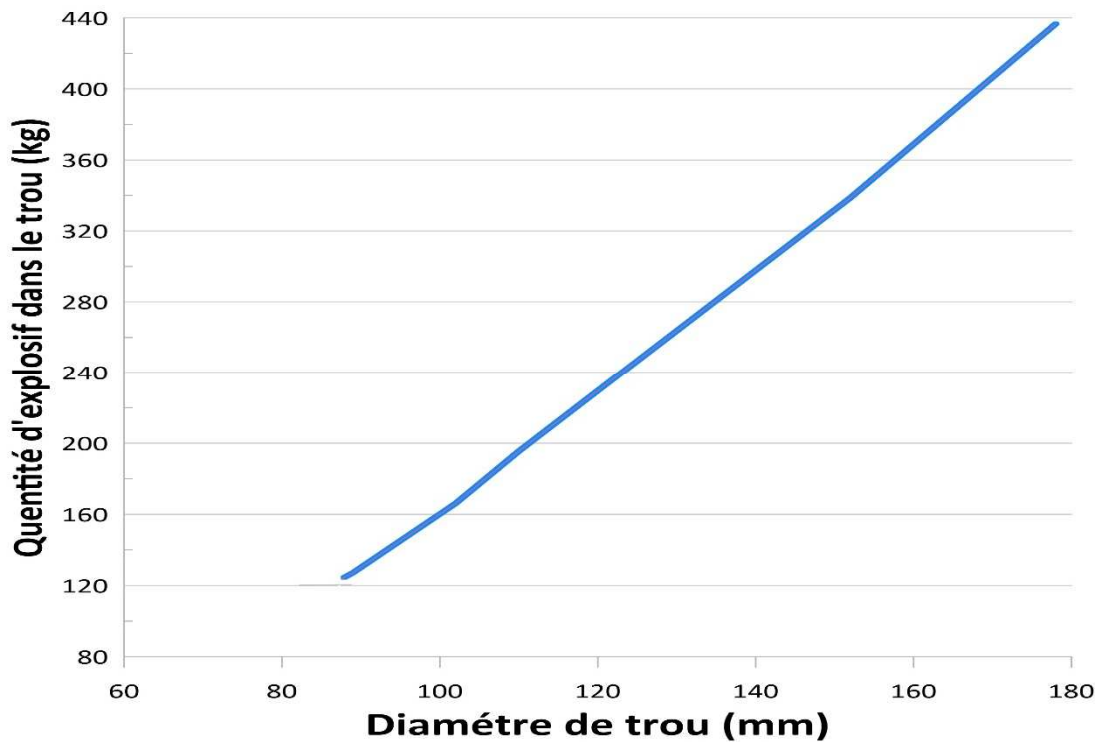


Figure IV.4 : l'influence du diamètre du trou sur la quantité de l'explosif dans le trou.

Commentaire : D'après la courbe la quantité de l'explosif dans le trou s'augmente avec l'augmentation du diamètre de trou, elle prend une valeur minimale dans le diamètre 89 mm ($Q_{tr} = 127,24$ kg), et elle prend une valeur maximale dans le diamètre 178 mm ($Q_{tr} = 436,67$ kg).

- Dans le diamètre 89 jusqu'à 110 mm l'augmentation de la quantité de l'explosif dans le trou sera régulières.
- Après le diamètre 110 mm s'augmente d'une manière rapide.

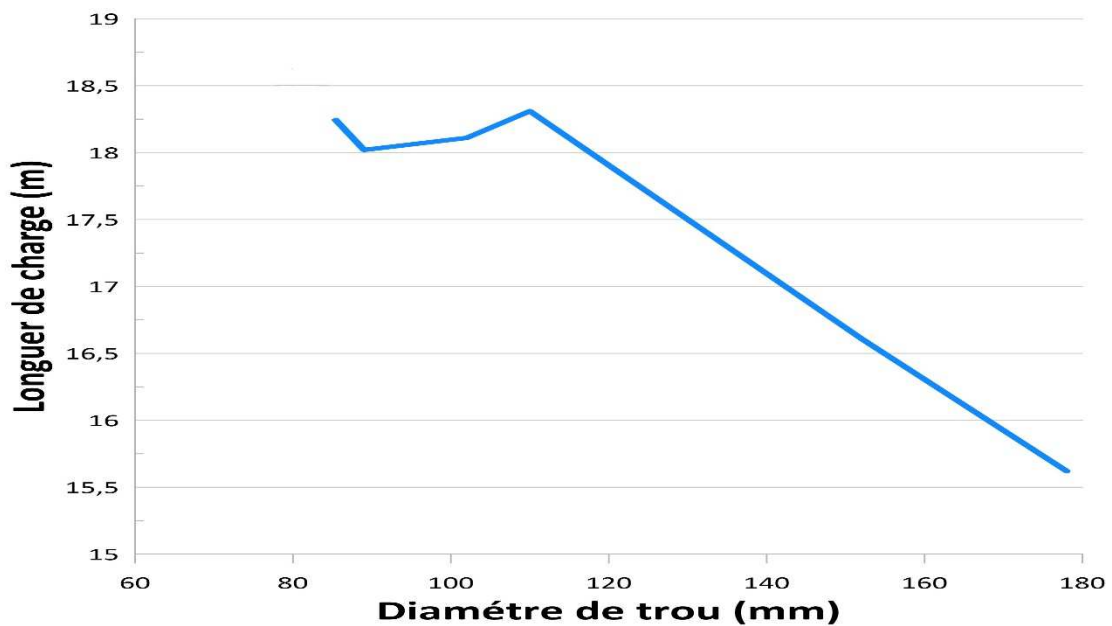


Figure IV.5 : l'influence du diamètre du trou sur la longueur de la charge.

Commentaire : D'après la courbe la longueur de charge prend une valeur maximale ($L_{ch} = 18,02$ m) dans le 1^{er} diamètre 89 mm, et après l'augmentation du diamètre jusqu'à 178 mm elle va diminuer et prendre une valeur minimale ($L_{ch} = 15,62$ m). Or ce que l'on augmente la charge d'explosif dans le trou la charge d'explosif sera plus consentirais ou pieds de gradin.

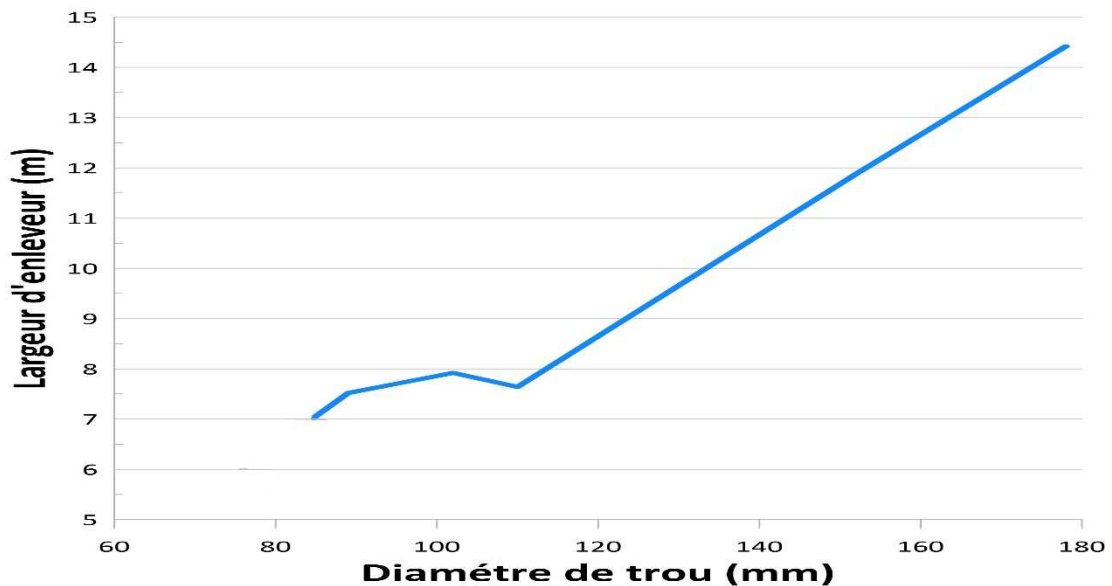


Figure IV.6 : l'influence du diamètre du trou sur la largeur d'enlèvement.

Commentaire : D'après la courbe la largeur d'enlevure s'augmente avec l'augmentation du diamètre de trou. Elle prend une valeur minimale dans le diamètre 89 mm ($A = 7,52$ m), dans diamètre 102 jusqu'à 110 mm la largeur d'enlevure diminue ($A = 7,92$ m jusqu'à $A = 7,64$ m). Et après elle prend une valeur maximale ($A = 14,42$ m) dans le diamètre 178 mm.

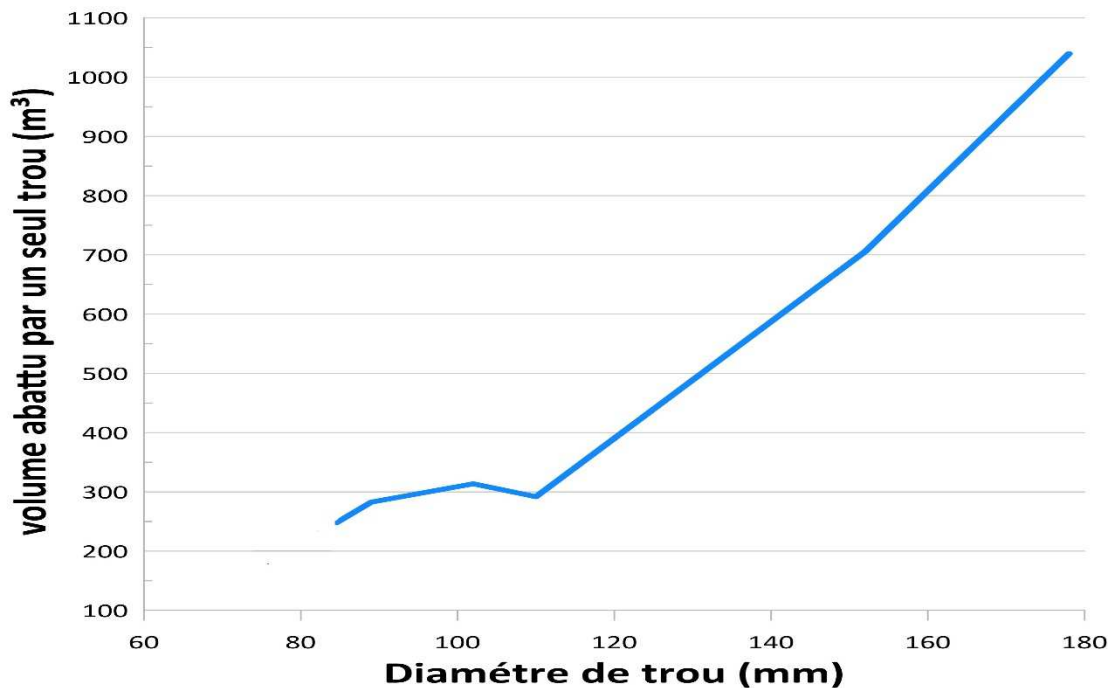


Figure IV.7 : l'influence du diamètre du trou sur le volume abattu par un seul trou.

Commentaire : D'après la courbe le volume abattu par un seul trou s'augmente avec l'augmentation du diamètre de trou. Elle prend la valeur minimale ($V_{tr} = 282,75\text{m}^3$) dans le diamètre 89 mm, et elle prend une valeur maximale ($V_{tr} = 1039,68\text{m}^3$) dans le diamètre 178 mm.

- l'augmentation est régulière à partir de diamètre 89 jusqu'à 102 mm.
- dans diamètre 102 jusqu'à 110 mm le volume abattu par un seul trou diminue ($V_{tr} = 313,63\text{m}^3$ jusqu'à $V_{tr} = 291,84\text{m}^3$).
- après le diamètre 110 mm volume abattu par un seul trou s'augmente rapidement.

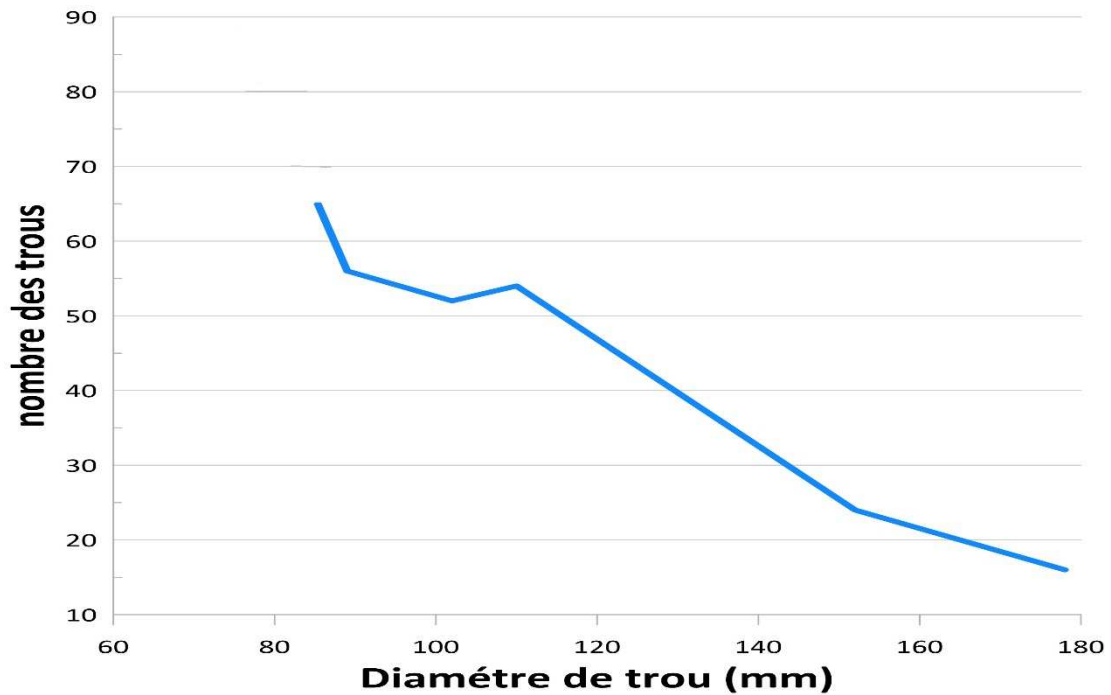


Figure IV.8 : l'influence du diamètre du trou sur le nombre du trou.

Commentaire : D'après la courbe le nombre du trou est diminué à partir la valeur maximale (Ntr = 56 trou) dans le diamètre 89 mm jusqu'à valeur minimale (Ntr = 16 trou) dans le diamètre 178 mm.

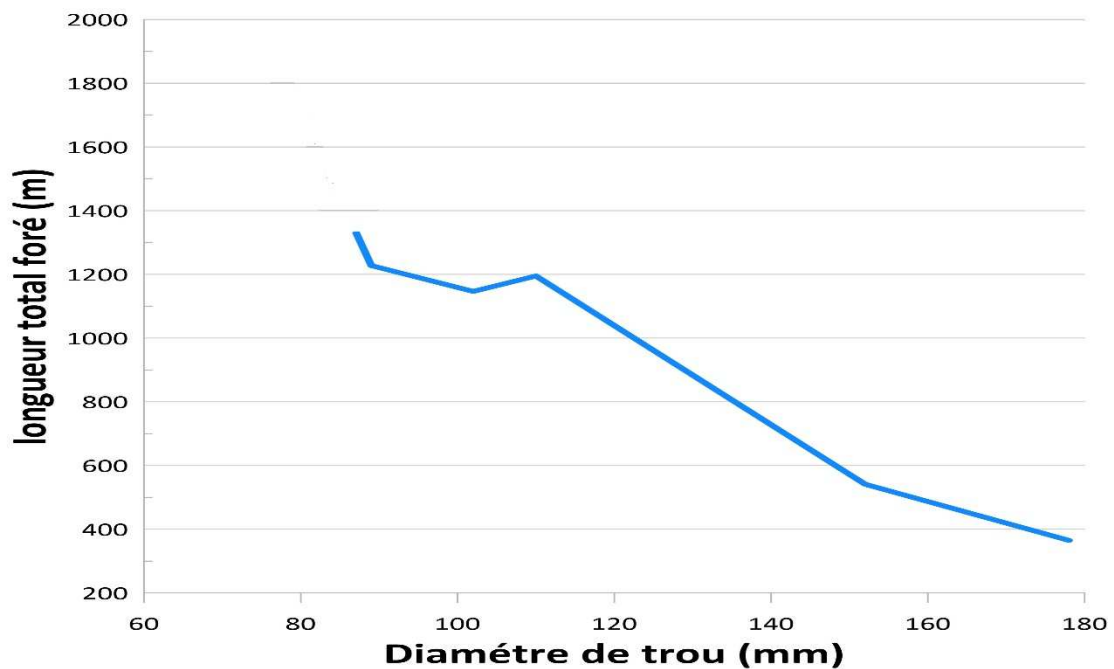


Figure IV.9 : l'influence du diamètre du trou sur la longueur totale foré.

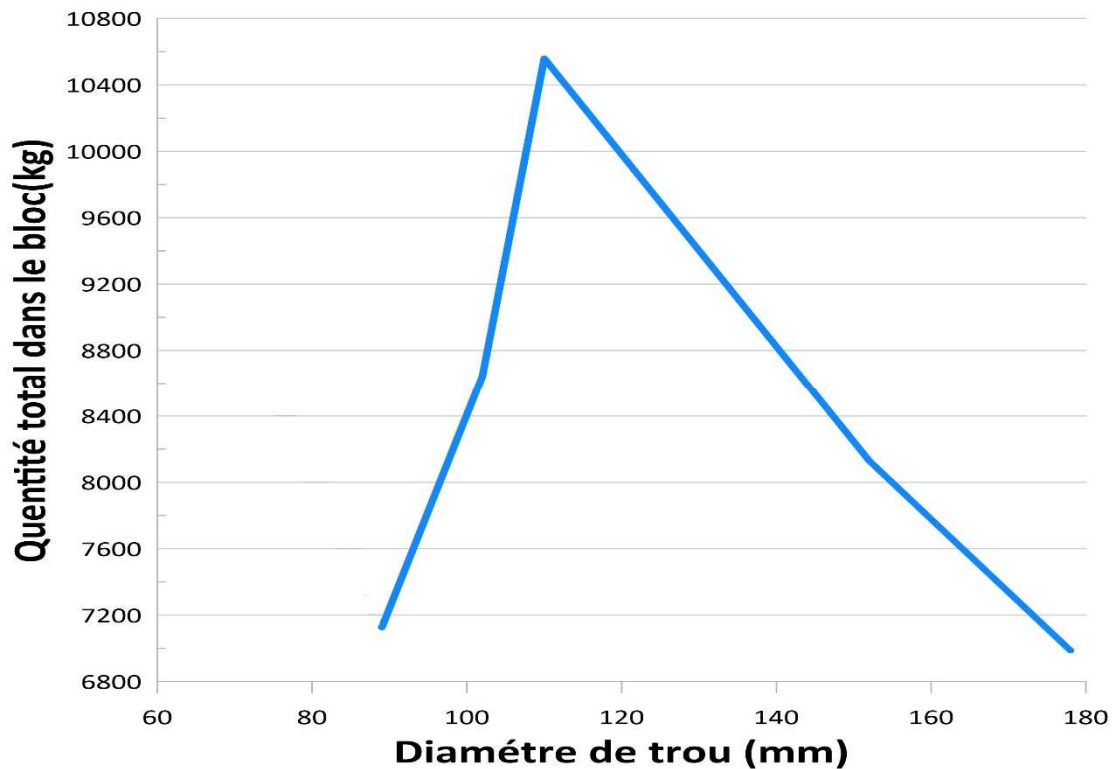
Commentaire : D'après la courbe la longueur totale foré change avec le changement de diamètre du tous.

-Elle diminué à partir d'une valeur maximale dans le diamètre 89 mm ($L_{tot} = 1227,52$ m) jusqu'à le diamètre 102 mm ($L_{tot} = 1146,6$ m).

- Après le diamètre 102 mm elle vas augmentes jusqu'à le diamètre 110 mm ($L_{tot} = 1195,02$ m).

- Après le diamètre 110 mm la longueur totale foré diminué et prendre la valeur minimale ($L_{tot} = 364,96$ m).

D'après la courbe la diminution de la longueur totale foré sera diminuée les couts du forage.



. **Figure IV.10 :** l'influence du diamètre du trou sur la quantité totale de l'explosif dans un bloc.

Commentaire : D'après la courbe la quantité totale de l'explosif dans un bloc change avec le changement de diamètre du tous.

-Après le diamètre 89 mm elle vas augmentes jusqu'à le diamètre 110 mm ($Q_{tot} = 10559,16$ kg) et prendre la valeur maximale.

- Après le diamètre 110 mm la quantité totale de l'explosif diminué et prendre la valeur minimale ($Q_{tot} = 6986,72 \text{ kg}$) dans le diamètre 178 mm.

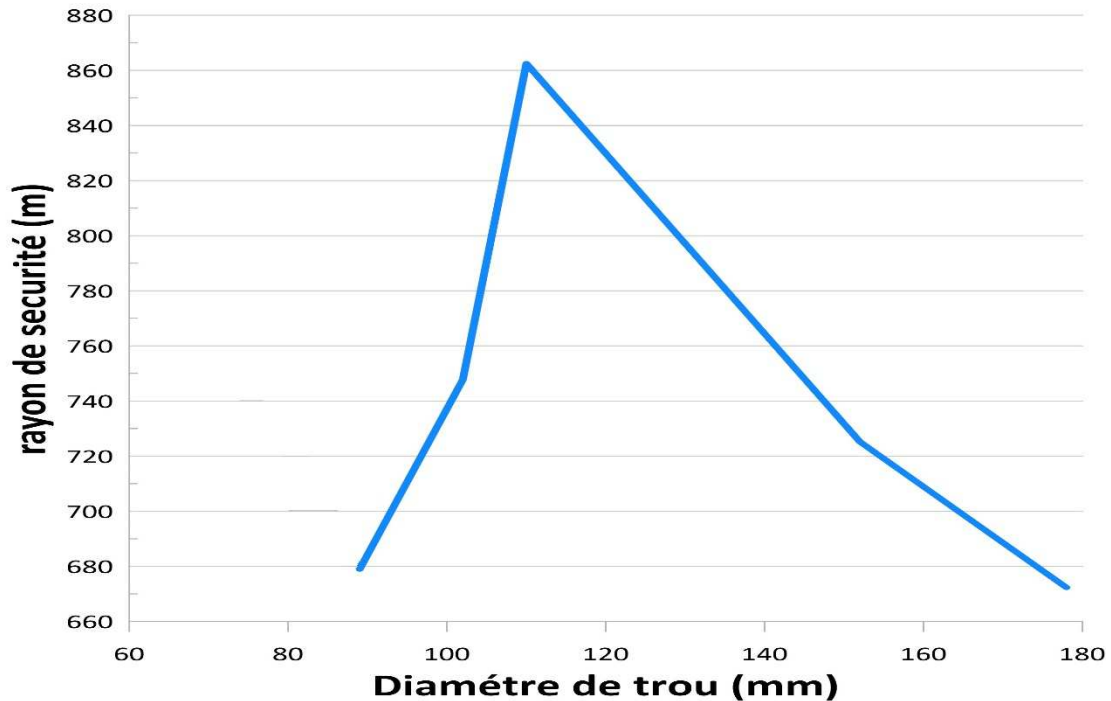


Figure IV.11 : l'influence du diamètre du trou sur le rayon de sécurité.

Commentaire : D'après la courbe la valeur maximale du rayon de sécurité se situe dans le diamètre 110 mm ($R_y = 862,5 \text{ m}$).

Conclusion :

Le diamètre des trous de mine est un des paramètres de base durant le calcul des paramètres d'un plan de tir.

Les dimensions de la maille de forage augmentent avec le diamètre des trous de mines. Il ressort de ce qui précède que pour décider de la grandeur du trou, il faut avoir fait un certain nombre d'essais sur terrain.

Toutefois on peut retenir l'usage des trous de petit diamètre dans les terrains très durs fissurés et ceux relativement durs ; et des trous de grand diamètre dans les terrains très durs et compacts.

Pour les conditions de notre carrière, et suivant notre étude et afin de réduire les coûts liés à l'abattage des roches on recommande l'utilisation du diamètre 178 mm (consommation d'explosif minimal de ce diamètre par rapport aux autres diamètres).

Conclusion général

L'abattage à l'explosif est aujourd'hui la technique la plus simple et la plus répandue dans les carrières de roches massives. Elle permet de fragmenter des volumes importants de roche pour la reprise et le traitement du matériel abattu.

La réalisation d'un plan de tir ce base avec une grande partie sur le diamètre de trou, qui on peut le classer comme une racine car il a une influence assez importante sur la majorité des autres paramètres d'abattage.

Dans cette étude qu'on a fait à pour l'objet la compréhension de l'influence de diamètre de forage sur certain paramètre et on a remarqué que :

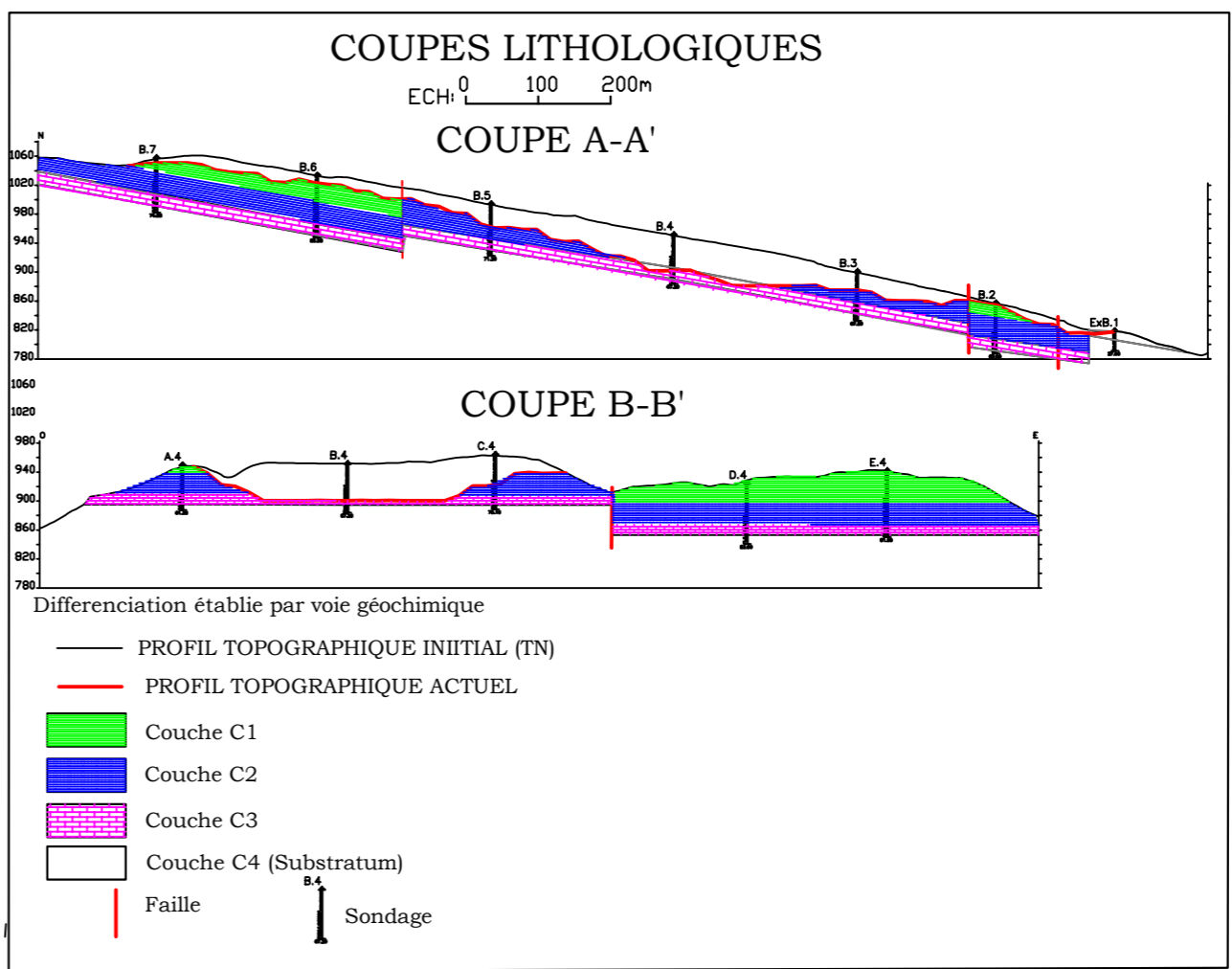
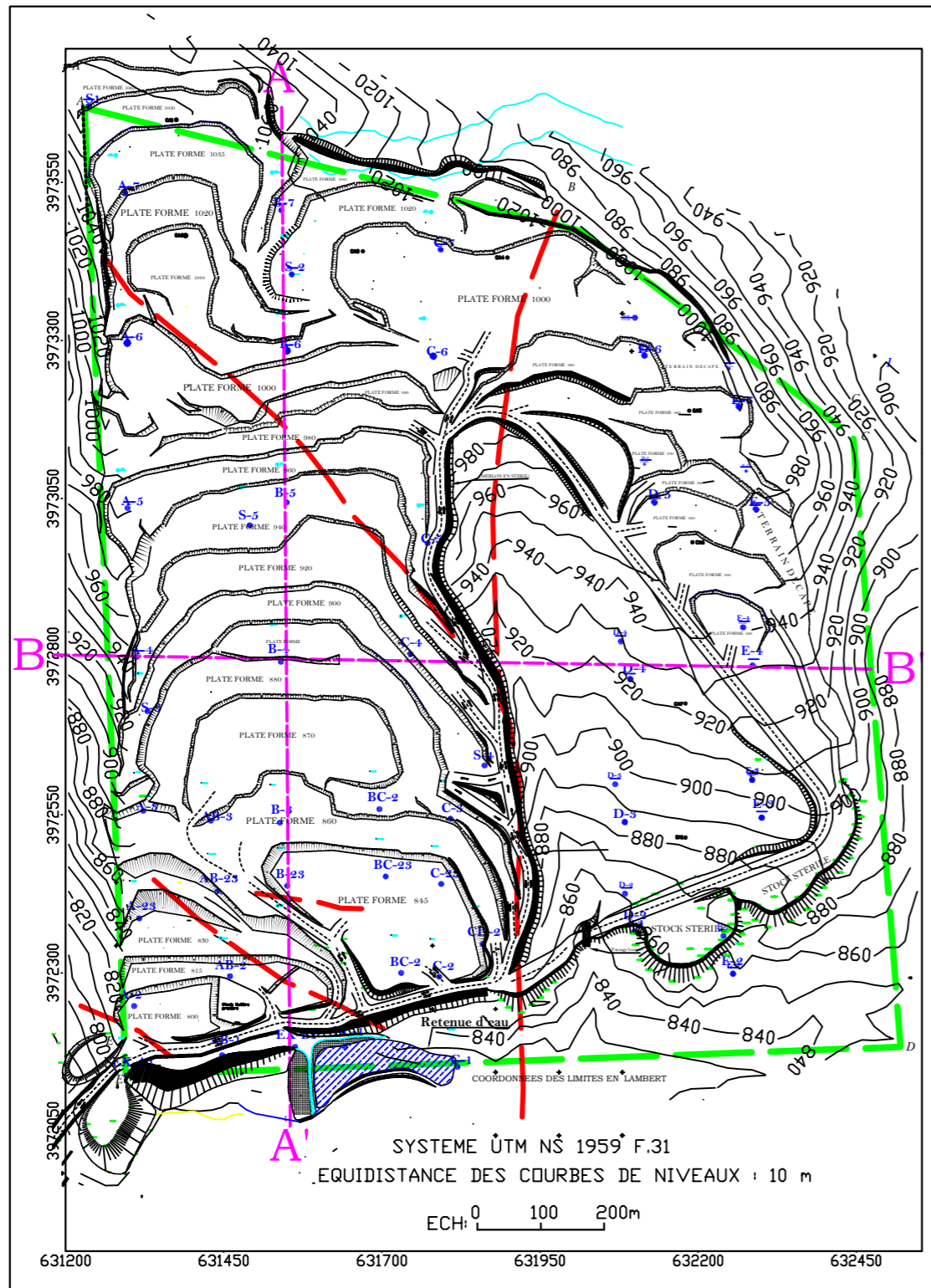
- La consommation spécifique sa sera change irrégulièrement avec le changement de diamètre de trou ;
- La charge métrique augmente avec l'augmentation de diamètre de trou d'une manière régulière
- Les dimensions de la maille de forage augmentent avec le diamètre des trous de mines.

Bibliographie :

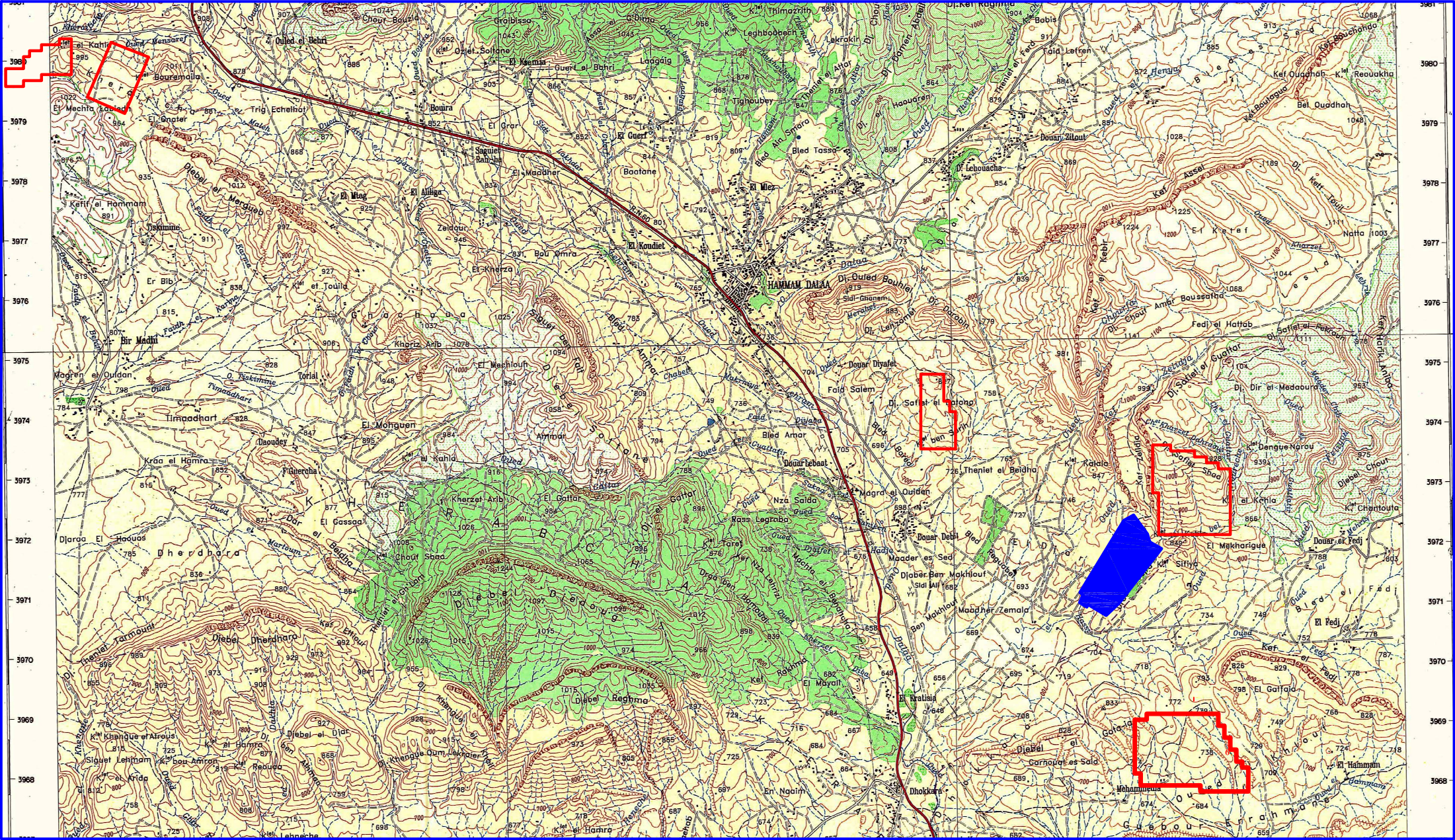
- [1] **ADJOU Mokhtar. ; Décembre 2016.** Etude de dangers « Projet extension nord de la carrière de calcaire « Chouf Ammar » COMMUNES DE HAMMAM DHALAA – WILAYA DE MSILA ET EL-EUCH - WILAYA DE BORDJ BOU ARRERIDJ.
- [2] **RAPPORT GEOLOGIQUE ACTUALISE AVRIL – 2018** GISEMENT DE CALCAIRE POUR CIMENT « CHOUF AMAR » - W. MSILA / BBA TM N° 2006 PXC.
- [3] **ADJOU Mokhtar. ; Septembre 2015.** Rapport géologique actualisé, gisement de calcaire pour ciment « Chouf Ammar » WILAYA DE MSILA.
- [4] **FREDJ Mohamed. ; 2012.** Etude de régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf Ammar M'SILA, mémoire magister, UNIVERSITE BADJI MOKHTAR ANNABA.
- [5] **Abderrahmane Neggazi. ;** Projet d'exploitation de la colline Est du gisement de dolomie calcaire à EL-Maleh (Ain Témouchent).
- [6] **AMARI Gherici. ;** Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula Situé à proximité de Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbès).
- [7] **ANISTRATON. ; 1970.** Principes de l'exploitation à ciel ouvert, édition universitaire – Annaba.
- [8]. **Marta, F. Riihioja, K et Chitombo, G. 2005,** forage des matériaux composites de carbone en utilisant un coup de foret. Partie I: en cinq étapes la représentation de forage et les facteurs affectant la force maximale et le couple. pp.70 – 75.
- [9] **BERDOUDI S. ; 2009.** Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algériennes, Thèse de doctorat en exploitation des mines, Département des mines. UNIVERSITE D'ANNABA.
- [10] **LOUNIS Fateh. ; 2007.** Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha (TISSEMSILT), thème d'ingénieur, ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE.
- [11] **BEDDIAR Mohammed et Ismail HERAIZ Hocine** (Élaboration d'un plan de tir pour améliorer la qualité de la fragmentation).
- [12] **V. KOVALENKO, N. AMBARTSOUMIAN & K.M LAHMER (1986)** ;"EXPLOITATION DES CARRIEREt " page 35 Jusqu'à 42 et la page 84.
- [13] **NEFIS Mouloud, [2010],** " modèle d'un plan de tir ", mémoire magister en mines, Université Badji Mokhtar Annaba.
- [14] **MENACER Kamel, [2011],** " Influences des discontinuités et de l'emplacement du détonateur sur les résultats de l'abattage des calcaires sur modèle réduit (cas de Chouf-Amar M'SILA) " mémoire magister en mines, Université Badji Mokhtar Annaba.

[15] Abattage des roches, Elaboration et mise en œuvre du plan de tir, Conception et analyse du plan de tir (Cours de l'Ecole des Mines de Douai).

LES ANEXES



- POINT DE POLYGANALE BETONNE
- POINT TACHEOMETRIQUE
- SONDAGES COMPLEMENTAIRES REALISES EN 2011
- SONDAGE MINIER D'EXPLORATION
- PERIMETRE D'XPLOITATION
- TALUS NATUREL (FALAISE)
- TALUS D'EXPLOITATION
- AUTRES TALUS
- PISTE



Résumé :

Dans cette étude on va voir la projection de changement de diamètre de trou sur les paramètres d'un plan de tir (les dimensionnements de plan de tir ; la consommation d'explosif ; la charge métrique d'explosif etc...) pour les conditions de la carrière de Chouf Amar qui est situé dans la commune de hammam Dalâa, wilaya de m'sila.

Afin de choisir le diamètre de trou le plus rentable, qui assure la production projetée avec les conditions les plus sécurisées du travail ainsi que le minimum possible des coûts à l'abattage.

Après le calcul des paramètres d'abattage on a remarqué que le diamètre le plus grand de notre intervalle des diamètres sur le plus rentable.

Mots clés : diamètre du trou, charge métrique, influence, forage, consommation spécifique.

ملخص:

في هذه الدراسة، سنرى إسقاط التغيير في قطر الفتحة على عوامل اعدادات التكسير (أبعاد اعدادات التكسير؛ استهلاك المتفجرات؛ الشحنة المتفجرة المترية، إلخ...) لظروف محجر الشوف عمار الواقع ببلدية حمام الضلعة بولاية المسيلة. من أجل اختيار قطر الفتحة الأكثر ربحية، والذي يضمن الإنتاج المتوقع مع ظروف العمل الأكثر أمانًا بالإضافة إلى الحد الأدنى من تكاليف التكسير. بعد حساب اعدادات التكسير، لوحظ أن القطر الأكبر لمجموعتنا من الأقطار على الأكثر ربحية.

كلمات مفتاحية: قطر الثقب، الحمل المتري، التأثير، الحفر، الاستهلاك المحدد.

Abstract

In this study we will see the projection of change in hole diameter on the parameters of a firing plan (the dimensions of the firing plan; the explosive consumption; the metric explosive charge etc ...) for the conditions of the quarry of Chouf Amar which is located in the municipality of hammam Dalâa, m'sila province.

In order to choose the most profitable hole diameter, which ensures the projected production with the most secure working conditions as well as the minimum possible fragmentation costs. After calculating the slaughter parameters, it was noticed that the larger diameter of our range of diameters on the more profitable.

Keywords: hole diameter, metric load, influence, drilling, specific consumption.