



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

Memorie de Fin d'Etudes

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

Option : Exploitation des Mines

Présenté par

BELAID Houssam

Thème

Optimisation des paramètres de tir et choix de plan de tir (dans les conditions de S.N.C ZITI & ISAADI – Sétif).

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

Président	Mr. SAADOUN Abderrazak	M.A.A	U.A.M.B
Promoteur	Mr. GUELMAMI Ali	M.A.A	U.A.M.B
Examineur	Mr. MAZARI Messaoud	M.A.A	U.A.M.B

Année Universitaire : 2019-2020

Remerciements

Tous d'abord, nous remercions ALLAH le tout puissant de nous avoir donné le courage, la volonté et la patience de mener à terme le présent travail.

Je remercie vivement et sincèrement mon promoteur Mr Ali GUELMAMI, pour son soutien, ses conseils, ainsi pour l'inspiration, l'aide et le temps qu'il a bien voulu me consacrer et sans qui ce mémoire n'aurait jamais vu le jour.

Mon sincères remerciements vont aussi à Monsieur SAADOUN.A pour avoir accepté de présider le jury de ma mémoire.

Un grand merci à Monsieur MAZARI.M pour avoir accepté d'examiner ce mémoire. On le remercie pour son aide et sa gentillesse

Un grand merci à mon cher père Mr. BELAID Hassen pour me suivre, m'aider et être tout autour de mes études.

J'ai eu l'honneur et une grande chance d'être entourés par les membres de direction de la carrière de SNC ZITI & ISAADI.

Mr. ZITI Nasser

Mr. ISAADI Yacine

Dr. CHOUAFA Mohamed

Je tiens donc à remercier de tout cœur tous les travailleurs de la Carrière, les foreurs, les ingénieurs et les mineurs.

Je tiens à remercier aussi les personnes qui auront contribué de près ou de loin à l'élaboration de ce mémoire.

Enfin, je suis reconnaissant à tous nos enseignants et l'ensemble du personnel du département mines et géologie qui ont contribué à notre formation et m'a aidé à passer les deux meilleures et les plus importantes années de mon parcours scolaire.

Dédicace

Merci Allah de m'avoir donné la capacité d'écrire et de réfléchir, la force d'y croire, la patience d'aller jusqu'au bout du rêve et le bonheur.

Je dédie ce modeste travail

A mon cher père et ma chère mère

A mes chères Sœurs

A mes chers amis

K. Abd EL Ouahed

D. Hani Ilyes

B. Ishak

H. Youcef

B. Mouad

B. Farok

KH. Said

Z. Bahri

M. Brahim

Mes enseignants et tous les étudiants des mines et géologie

A ceux qui sont dans mon cœur et absents de ces lignes.

A tous ceux qui mon aider de près ou loin pour la réalisation

De ce Modest travail.

Table des matière

Chapitre I. Cadre géologique

Introduction	2
I.1. Situation géographique	2
I.1.1. Localisation	3
I.1.2. Topographie de gisement	3
I.2. Cadre géologique	7
I.2.1. Géologie régionale	7
I.2.2. Tectonique	11
I.2.3. Géologie local (géologie de gisement)	12
I.2.3.1. Stratigraphie de gisement	12
I.3. Nature de gisement	14
I.3.1. Hydrologie	14
I.3.2. Allures et puissances des couches	15
I.4. Réserve géologique	15
I.4.1. Estimation des ressources	15
I.4.2. Durée de vie du gisement	17
I.5. Analyses du matériau	18
Conclusion	19

Chapitre II. Techniques d'exploitation

Introduction	20
II.1. Méthode d'exploitation	20
II.1.1. La découverte	20
II.1.2. L'Extraction	20
II.2. Mode d'ouverture	20
II.2.1. Choix de mode d'ouverture	20
II.2.1.1. Facteurs géologiques	21
II.2.1.2. Facteurs miniers	21
II.2.1.3. Facteurs économiques	21
II.2.2. Paramètre et caractéristique de la tranchée d'accès	22
II.2.2.1. L'angle de talus de la tranchée	22
II.2.2.2. La largeur du fond de la tranchée d'accès	22
II.2.2.3. La pente longitudinale	22
II.2.2.4. La longueur de demi tranchée d'accès.	22
II.2.2.5. Volume de demi tranché d'accès	22
II.3. Capacité et Régime de fonctionnement de la carrière	23
II.4. Système d'exploitation	23

II.5. Travaux d'abattage	24
II.5.1. Travaux de forage	24
II.5.1.1. Le temps de forage	25
II.5.1.2. Capacité de forage horaire par m ³ de roche	25
II.5.1.3. Capacité de forage mensuelle	26
II.5.2. Plan de tire	26
II.5.3. Paramètre préalable de tir	26
II.5.3.1. Géométrie	26
II.5.3.2. Explosif de pied	26
II.5.3.3. Explosif de colonne	26
II.5.3.4. Maille	26
II.5.3.5. Charges explosives	27
II.5.3.6. Granulométrie maximale admissible des blocs abattus (d_{max})	27
II.5.3.6. Rayon de sécurité	27
II.5.3.7. Résultat	27
II.5.3.8. Débitage secondaire	28
II.5. Travaux chargement et transport	29
II.5.1. Chargement	29
II.5.1.1. Choix de mode de chargement	29
II.5.2. Transport	30
II.5.2.1. Choix du mode de transport	31
II.6. Concassage	33
Conclusion	34

Chapitre III. Rappel bibliographique

Introduction	35
III.1. Influence des différentes variables sur la qualité de la fragmentation des roches ...	36
III.1.1. Les variables contrôlables	36
III.1.1.1. Paramètres liés aux trous	36
III.1.1.1.a. Le positionnement des trous par rapport au front de travaille	36
III.1.1.1.b. Les déviations de forage	37
III.1.1.1.c. Diamètre de trou	38
III.1.1.1.d. Inclinaison de trou	39
III.1.1.1.e. L'excès de forage	40
III.1.1.1.f. Longueur de trou	41
III.1.1.2. Paramètres liés au bourrage	41
III.1.1.2.a. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous	41
III.1.1.2.b. Qualité du matériau de bourrage	42
III.1.1.3. Paramètres liés au plan de tir	42
III.1.1.3.a. La ligne de moindre résistance	42
III.1.1.3.b. L'espacement	42
III.1.1.3.c. Rapport de maille	42
III.1.1.3.d. Présence des faces libres	43

III.1.1.3.e. Implantation et configuration des trous	43
III.1.1.4. Paramètres liés à l'explosif	44
III.1.1.4.a. Influence de la consommation spécifique de l'explosif	44
III.1.1.4.b. La séquence et le système d'amorçage	45
III.1.1.4.c. Initiation de charge explosive	46
III.1.1.4.e. Influence de la construction des charges sur la qualité de fragmentation des roches	46
III.1.2. Les variables incontrôlables	48
III.1.2.1. Propriétés structurales	48
III.1.2.2. Discontinuités stratigraphiques et plans de fracturation	49
III.2. Analyse des pratiques d'abattage	51
III.2.1. Objectifs du tir	51
III.2.2. Eléments théoriques sur l'opération d'abattage	52
III.2.2.1. Choix de type de forage	52
III.2.2.2. Mécanisme de l'explosion	52
III.2.2.3. Caractéristique d'explosif	53
III.2.2.4. Choix de l'explosif	54
III.2.2.5. Abattage de la roche	54
III.3. Dimensionnement d'un schéma de tir	56
Conclusion	57

Chapitre IV. Optimisation des paramètres de tire et choix d'un plan de tir

Introduction	58
IV.1. Recalcul des paramètres de tir (selon les dimensions des engins utilisé dans la carrière)	59
IV.1.1. Les données	59
IV.1.2. Les calculs des paramètres de tir	59
IV.1.2.1. L'indice de forabilité	59
IV.1.2.2. La longueur de sous forage	59
IV.1.2.3. La longueur de trou	60
IV.1.2.4. La consommation spécifique étalon	60
IV.1.2.5. La consommation spécifique d'explosif (q_p)	61
IV.1.2.6. La Charge métrique (P)	62
IV.1.2.7. La ligne de moindre résistance (w)	62
IV.1.2.8. Espacement entre trous de mine (a)	63
IV.1.2.9. Distance entre deux rangés (b)	63
IV.1.2.10. Quantité d'explosif dans un trou (Q_{trou})	64
IV.1.2.11. La longueur de charge (L_{ch})	64
IV.1.2.12. La longueur de bourrage (L_b)	64
IV.1.2.13. La longueur de bourrage de bouchon (L_{bb})	64
IV.1.2.14. La longueur de bourrage intermédiaire (L_{bint})	65

IV.1.2.15. Le volume de bloc à abattre (V_b)	65
IV.1.2.16. Le volume abattu par un seul trou de mine (V_{tr})	65
IV.1.2.17. Le nombre des trous de mine dans un bloc (N_{tr})	65
IV.1.2.18. Recalcul de volume de bloc réel (V_{breel})	66
IV.1.2.19. Quantité d'explosif totale dans un bloc (Q_{tot})	66
IV.1.2.20. Longueur total foré	66
IV.1.2.21. Rayon de sécurité	66
IV.1.2.22. La section de bloc à abattre (S_b)	67
IV.1.2.23. La largeur d'enlèvement (A)	67
IV.1.2.24. La Longueur de bloc à abattre (L_{bloc})	67
IV.1.3 Comparaison des paramètres utilisés et les paramètres calculés	68
IV.2. Vérification de compatibilité des engins utilisés par l'entreprise	69
IV.2.1. Vérification de compatibilité de volume de godet	69
IV.2.1.1. Vérification de compatibilité	69
IV.2.1.2. Recalcul de volume de godet	69
IV.2.1.3. Le rendement de la chargeuse	69
IV.2.2. Recalcul des paramètres de tir correspondant au nouveau volume de godet...	70
IV.2.2.1. Diamètre de trou (Dt)	70
IV.2.2.2. Longueur de sous forage (L_{sf})	70
IV.2.2.3. Longueur de trou (L_t)	70
IV.2.2.3. Consommation spécifique d'explosif (q_p)	71
IV.2.2.4. La Charge métrique (P)	71
IV.2.2.5. La ligne de moindre résistance (w)	71
IV.2.2.6. Espacement entre trous de mine (a)	71
IV.2.2.7. Distance entre deux rangés (b)	71
IV.2.2.7. Quantité d'explosif dans un trou (Q_{trou})	71
IV.2.2.8. La longueur de charge (L_{ch})	71
IV.2.2.9. La longueur de bourrage (L_b)	72
IV.2.2.10. La longueur de bourrage de bouchon (L_{bb})	72
IV.2.2.11. La longueur de bourrage intermédiaire (L_{bint})	72
IV.2.2.12. Volume de bloc à abattre (V_b)	72
IV.2.2.13. Le volume abattu par un seul trou de mine (V_{tr})	72
IV.2.2.14. Le nombre des trous de mine dans un bloc (N_{tr})	72
IV.2.2.15. Recalcul de volume de bloc réel (V_{breel})	72
IV.2.2.16. Quantité d'explosif totale dans un bloc (Q_{tot})	72
IV.2.2.17. Longueur total foré	73
IV.2.2.18. Rayon de sécurité	73
IV.2.2.19. La section de bloc à abattre (S_b)	73
IV.2.2.20. La largeur d'enlèvement (A)	73
IV.2.2.21. La Longueur de bloc à abattre (L_{bloc})	73
IV.2.3. Tableau récapitulatif des paramètres de tir utilisés, calculés et recommandés.	74
IV.2.4. Interprétation des résultats	74

IV.3. Choix d'un schéma de tire	75
IV.3.1. Dimensionnement du schéma de tire	75
IV.3.2. Schéma d'amorçage des charges explosifs	76
Conclusion	78

Liste des figures.

Chapitre I. Cadre géologique

Figure I.1 : situation géographique de djebel Braou	2
Figure I.2 : model 3D de Djebel Braou	4
Figure I.3 : plan topographique de Djebel Braou	5
Figure I.4 : Carte topographique du plan d'exploitation prévisionnel (janvier 2020)	6
Figure I.5 : carte morpho-structural de la région de El-Eulma	9
Figure I.6 : Coupe interprétative du Djebel Braou (D'après Vila, 1980)	12
Figure I.7 : Les formations allochtone Sud Sétifiennes et leurs grandes coupures stratigraphiques (J.M. Villa,1980). Modifié	13
Figure I.8 : Coupe interprétative et projection de haut de la stratigraphie du Djebel Braou... ..	14
Figure I.9 : calcaire jurassique et dolomitique	15

Chapitre II. Techniques d'exploitation

Figure II.1 : Ouverture de gisement de la carrière S.N.C ZITI & ISAADI	21
Figure II.2 : chariot de forage BÖHLER TC 112A avec le taillant (65mm)	24
Figure II.3 : Sondeuse principale ATLAS COPCO power Roc T 25	25
Figure II.4 : plan de tir utilisé dans la carrière	28
Figure II.5 : Pelle hydraulique utilisée pour le chargement HUYNDAI 520 LC-9S	29
Figure II.6 : Camions de transport des roches abattues	31
Figure II.7 : Camions Volvo A25C	32
Figure II.8 : Concasseur a mâchoire	33
Figure II.9 : Station de criblage et concassage	34

Chapitre III. Rappel bibliographique

Figure III.1 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage	37
Figure III.2 : Déviation due aux discontinuités. [6]	37
Figure III.3 : Effet de Les déviations de forages	38
Figure III.4 : Influence de la poussée axiale sur les déviations des trous	38
Figure III.5 : Adéquation diamètre du trou – hauteur du gradin	39
Figure III.6 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison	40
Figure III.7 : La rupture de la roche au pied du gradin	40
Figure III.8 : longueur de trou	41

Figure III.9 : Dynamique d'abattage	43
Figure III.10 : Principaux types de mailles utilisées pour les tirs en ciel ouvert	43
Figure III.11 : La consommation spécifique q en fonction de la ligne de moindre résistance.	44
Figure III.12 : surface libre dans le cas d'un tir instantané et décalé	45
Figure III.13 : Variation de l'état de contrainte du massif en fonction de la direction de l'initiation des charges	46
Figure III.14 : les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges continues et discontinues	47
Figure III.15 : schéma des charges avec des intervalles vides	47
Figure III.16 : Simulation tridimensionnelle des discontinuités du massif rocheux	48
Figure III.17 : Deux mailles de foration différentes confrontées à un même réseau de discontinuités. Illustration d'après l'U.S. Bureau of Réclamation	49
Figure III.18 : Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en plan (Jimeno et al. 1995).....	49
Figure III.19 : Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en coupe (Wild, 1984)	50
Figure III.20 : Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et la fréquence de fractures et la résistance de cisaillement développée par « Ashby »	51
Figure III.21 : Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent	53
Figure III.22 : Vitesse de d' détonation des principaux explosifs	53
Figure III.23 : Développement de la fissure et de la fracturation dans l'abattage du massif rocheux	55
Figure III.24 : illustration des paramètres d'un schéma de tir	56

Chapitre IV. Optimisation des paramètres de tire et choix d'un plan de tir

Figure IV.1 : vue de dimensionnement des trous de mine	75
Figure IV.2 : coupe horizontal A-A	76
Figure IV.3 : Schéma d'amorçage des charges à rangées successive avec le tir à l'intervalle...77	

Liste des tableaux.

Chapitre I. Cadre géologique

Tableau I.1 : Coordonnées topographiques du périmètre en système U.T.M	3
Tableau I.2 : Les réserve géologiques	16
Tableau I.3 : Les réserve non exploitable	17
Tableau I.4 : Les teneurs des composants de la roche de Djebel Braou	18
Tableau I.5 : Analyses physico-chimiques réalisé par L.T.P.E de Sétif	18

Chapitre II. Techniques d'exploitation

Tableau II.1 : l'angle talus selon la dureté de la roche	21
Tableau II.2 : Capacité de production de la carrière de calcaire	22
Tableau II.3 : Niveaux d'exploitation touchés par l'extraction année 2020	23
Tableau II.4 : Rendement de sondeuse	25
Tableau II.5 : Chargement préconisé d'un trou de mine	28
Tableau II.6 : Rendement de l'opération de chargement	30
Tableau II.7 : Caractéristique technique Volvo A25C	32
Tableau II.8 : Rendement de l'opération de transport	33

Chapitre III. Rappel bibliographique

Tableau III.1 : Paramètres de tir de mines	36
Tableau III.2 : La consommation spécifique de quelques roches	44
Tableau III.3 : le type de sondeuse suivant l'indice de forabilité	52

Chapitre IV. Optimisation des paramètres de tire et choix d'un plan de tir

Tableau IV.1 : Classification des roches selon la tirabilité	60
Tableau IV.2 : Coefficient tenant compte du degré de concentration selon le diamètre de trou.	61
Tableau IV.3 : Coefficient k_{sd} selon le nombre des surfaces libres	62
Tableau IV.4 : comparaison être les paramètres de tir utilisé dans la carrière et celle-ci calculé.	68
Tableau IV.5 : comparaison entre les paramètres de tir utilisé dans la carrière, calculé et celle recommandé	74

Liste des abréviations

S.N.C	:	société en nom collectif.
UTM	:	Universel Transversal Mercator.
CETIM	:	Centre Etude Technologie Industriel des Matériaux
DMR	:	Détonateur Microretards.
DEI	:	Détonateur Electrique Instantané.
ONEX	:	Office Nationale des Substances Explosives.
Km	:	Kilomètre.
m	:	Mètre.
ml	:	Mètre linéaire.
m	:	Mètre carré.
H	:	Hectare.
cm	:	Centimètre.
m ³	:	Mètre cube.
Kg	:	Kilogramme.
t	:	Tonne.
s	:	Seconde
mn	:	Minute.
h	:	Heure.

Introduction générale

L'exploitation minière est le domaine le plus ancien et le plus difficile auquel les humains ont été confrontés, étant au cœur des industries lourdes, nous pouvons dire que l'exploitation minière couvre la valeur la plus économique jusqu'à nos jours, l'homme n'a jamais cessé de développer des techniques et des méthodes pour les utiliser d'une façon utile pour l'extraction des minéraux, de la manière la plus simple et la moins coûteuse et sous les conditions les plus sécuriser.

Il est connu que l'Algérie possède des réserve minérales et géologiques énormes et importants (fer, plomb, zinc, cuivre, phosphate, silice, calcaire et des autre substances).

Le gisement de Djebel Braou, situé au sud de la ville de El-Eulma, wilaya de Sétif, possède des réserves importantes en calcaire, il est actuellement exploité par des carrières granulats.

L'entreprise S.N.C ZITI & ISAADI rencontre des difficultés technologiques lors de l'abattage des roches ou le taux des blocs hors gabarits est très élevé, ce qui nécessite une étude approfondie pour résoudre ce problème.

Notre étude se base sur l'optimisation des paramètres de tir pour les conditions de la carrière ainsi que la réalisation d'un plan de tir adéquat pour ces conditions.

Dans ce contexte, que nous allons mener notre investigation pour élaborer un plan de tir adéquat qui tient compte les problèmes rencontrés sur terrain. Pour atteindre cet objectif nous avons structuré notre projet de la manière suivante :

Le premier chapitre où on va voir le contexte géologique pour un bonne compréhension de la nature de gisement exploité.

Le deuxième chapitre où va rencontrer les techniques d'exploitation utiliser dans la carrière de S.N.C ZITI & ISAADI.

Le troisième chapitre où on va voir un rappelle bibliographique pour les paramètres qui ont une influence sur l'opération d'abattage.

Le quatrième chapitre ou on va vérifier tous les paramètres d'abattage en utilisant la méthode soviétique et les comparer avec le paramètre utiliser pour essayer de trouver la cause du problème des blocs hors gabarits, et enfin essayer de le résoudre, pour l'objectif d'optimiser les paramètres de tir.

Chapitre I :

Cadre géologique

I. Cadre géologique

Introduction

Ce chapitre est consacré à l'étude géologique du gisement de calcaire de Djebel Braou, Wilaya de Sétif, exploité par la S.N.C ZITI & ISSAADI ainsi que l'estimation des réserves exploitables de ce gisements, on prend en considération la régionale du gisement, notamment ; la structure géologique, la stratigraphie et les caractéristiques des massifs rocheux.

I.1. Situation géographique

La S.N.C ZITI & ISSAADI exploite selon le titre minier N°: 427 PM, pour une carrière pour la production des granulats sur un site d'une superficie de 13 Hectares, 42 Ares 81 Ca, le site est localisé au lieu-dit Djebel Braou sur le territoire de la commune de Bazer Sakhra dans la Daïra de El-Eulma la Wilaya de Sétif, il est innervé par la nationale N° 05, on y accède en prenant le chemin de wilaya N° 171 qui relie la RN 05 par la RN 28 puis par une route nouvellement asphaltée et très bien entretenue. [1].

Le site se trouve au Sud de la ville de El-Eulma approximativement de 13 km et de 9 km de la commune de Bazer Sakhra.



Figure I.1 : situation géographique de djebel Braou.[3]

I.1.1. Localisation

Le gisement de calcaire étudié à Djebel BRAOU se situe à 6 km à le sud-ouest de la ville Bazer Sakhra et de 13km au sud de la ville de El-Eulma.

Administrativement il relève de la commune de Bazer Sakhra, de la daïra de El-Eulma et de la wilaya de Sétif.

Le périmètre de gisement est délimité par treize (13) points (du n° 1 à 13) des coordonnées topographiques en système U.T.M

Tableau I.1 : Coordonnées topographiques du périmètre en système U.T.M. [1].

N° Point	X	Y
1	735 571	3 995 237
2	735 551	3 995 342
3	735 557	3 995 371
4	735 530	3 995 474
5	735 551	3 995 545
6	735 684	3 995 592
7	735 776	3 995 589
8	735 804	3 995 580
9	735 855	3 995 570
10	735 871	3 995 534
11	735 882	3 995 479
12	735 924	3 995 355
13	735 860	3 995 132
Surface	13 Ha 42 Ares et 80 ca.	

I.1.2. Topographie de gisement

Djebel Braou a un relief accidenté (class T - hypsographiques) en Wilaya de Sétif, Algérie (Afrique), ayant le code de région Africa/Middle East. Djebel Braou est situé à 1,263 mètres d'altitude. [1]

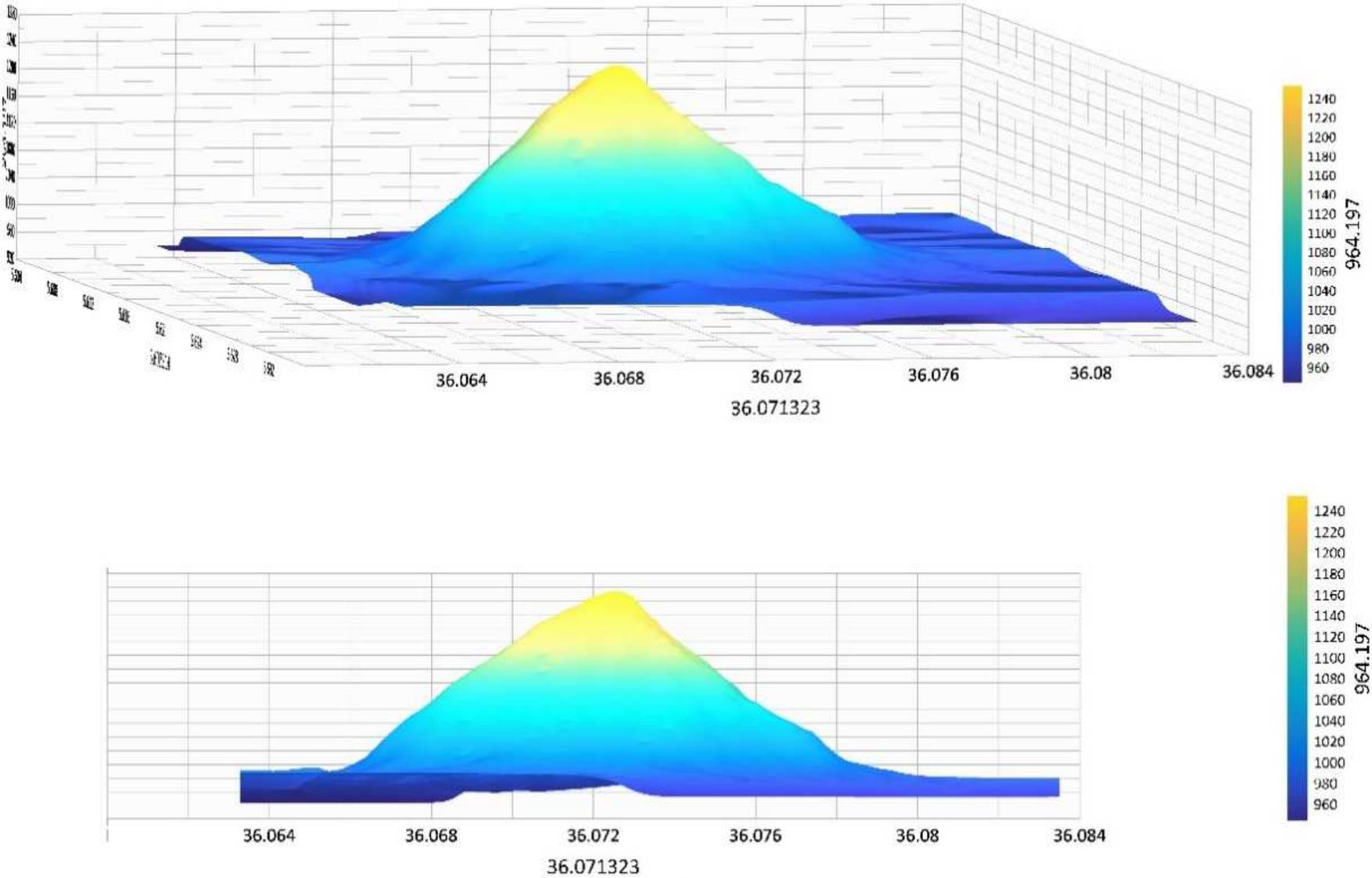


Figure I.2 : model topographique 3D de Djebel Braou.

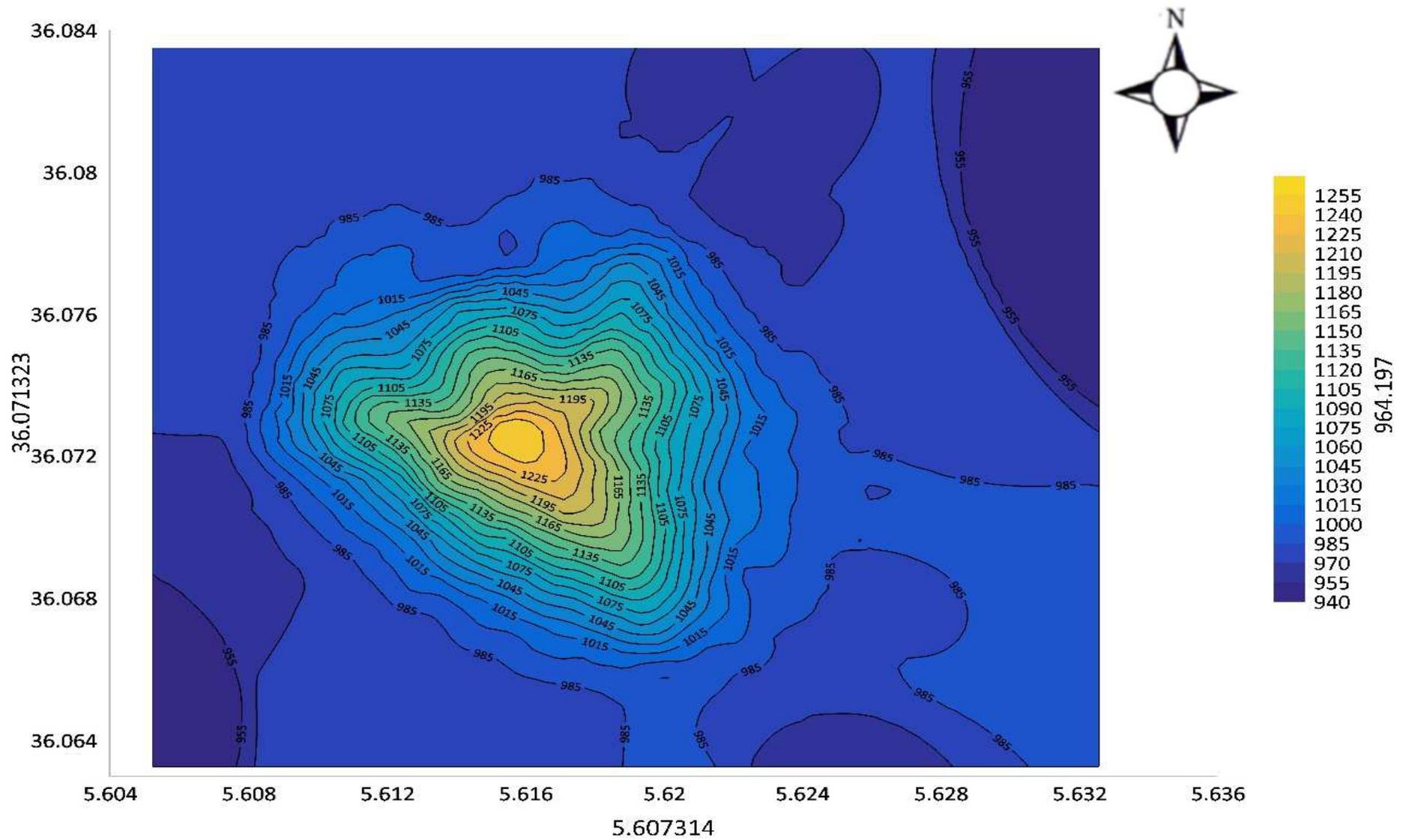
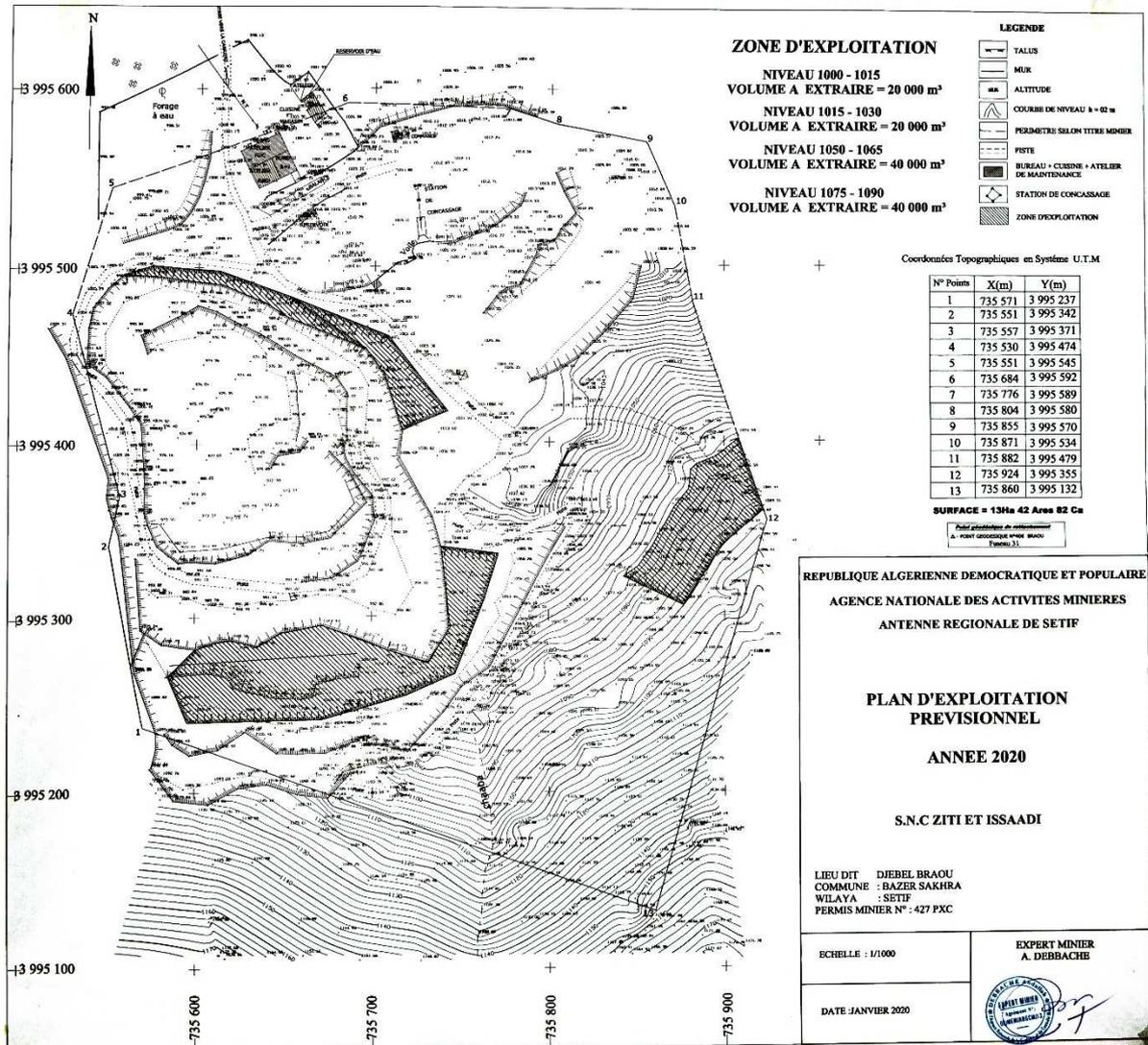


Figure I.3 : plan topographique de Djebel Braou. (WGS 84).

La carrière est située dans la partie nord de la montagne. Le relief du site est très accidenté, dans les limites du contour du périmètre, il culmine à 1155 m au point 13 (voire annex), alors que le point le plus bas est à 1000 m au point 05, la dénivelée dans le contour du périmètre octroyé est de 155m, la topographie difficile rend les conditions minières d'exploitation très



défavorables. [1]

Figure I.4 : Carte topographique du plan d'exploitation prévisionnel (janvier 2020).

I.2. Cadre géologique

I.2.1. Géologie régionale

Le bassin de Sétif et ses encadrements se composent presque exclusivement des roches sédimentaires qui rentrent dans l'ère secondaire, du tertiaire et du quaternaire. Dans toute l'ère secondaire, dans l'Eocène et dans le Miocène, les roches sont d'origine marine et lagunaire. Des sédiments continentaux se trouvent dans l'Oligocène, dans le pliocène et dans le quaternaire.

La région d'étude fait partie de la formation sédimentaire de l'édifice centrale de plateau Sétifien, qui s'étend d'Est en Ouest en une plaine peu vallonnée où ressortent localement en forme de coupole la formation de Djebel Braou avec des altitudes de 1300 m, et en forme de linéaire Djebel Sekkaken à l'Ouest et Djebel Tnoutit à l'Est. [1]

Les terrains sont datés du Néogène et du Quaternaire composés de roches calcaires, de dolomies et de marnes, plus anciennes que l'on date du jurassique, de crétacé, et de l'éocène. On observe au niveau régional une série de cuvettes constituant les chotts dont la profondeur relative est de 20 à 30 m par rapport au relief environnant, ce sont les cuvettes de chotts Beida, El Frain, Sebket Bazer et Melah. [1]

La litho stratigraphie de la région se présente comme suit :

- **Alluvions récentes ou actuelles (A) :** Les terrains sont constitués de limons, de graviers, ce sont des dépôts qui proviennent du Nord, ils s'observent en bancs les longs des oueds.
- **Terres arables (Q) :** Formation de pente d'alluvions anciens et de quaternaire indéterminés, ils sont installés sur des placages limoneux, ils déterminent les surfaces cultivées en céréales.
- **Quaternaire (Qt) :** alluvions, éboulis, Glacis polygéniques.
- **Villa franchien probable (Qc) :** Dépôt calcaire d'origine lacustre et de cailloutis fluviaux, ils constituent les sols à croûtes de calcaires sur différents niveaux, ce sont les formations qui caractérisent les hautes plaines sétifiennes, leurs datations est indéterminées mais renferment à Ain Boucherit et Ain Hanech près d'El Eulma dans des conglomérats situés sous les carapaces calcaires des restes abondants de vertébré qui permettent de distinguer deux niveaux, (supérieur et inférieur).
- **Sol de sebkha (S) :** Vases salés périodiquement inondables à très rares touffes de Salsolacées, inondées l'hiver et recouvertes de croûtes salines l'été.
- **Sols salés non inondables (Qs) :** Limons salés à végétation typique de Salsolacées.
- **Dunes (Lunettes) (Qd) :** Amas éolés de sables calcaireux et poussière limoneuse mêlés à des débris coquilliers fins (Gastéropodes) ou végétaux, ces formations actuellement en cours de démantèlement témoignent d'une époque à l'aridité encore plus marquée.

- **Mio Pliocène continental (Mp) :** Formation de sable et d'argile à limon rougeâtre, et de cailloutis en conglomérats mal cimenté.
- **Jurassique supérieur (J) :** Calcaire à Clypeina Jurassica : C'est une masse bien litée sur 70 à 80 m de calcaire massifs en gros bancs à aspect de peau d'éléphant, ce sont des calcaires graveleux à ciment micritique ou sparitique et de micrites grises ou beiges à Algues ; il s'agit de Kimméridgien ou de Portiandien.
- **Jurassique Dolomitique (Jd) :** Cette formation n'est visible en totalité (250 à 300 m), ce sont des dolomies noires ou grises bien litées en gros bancs de 1 à 15 m d'épaisseur à grains moyens et rigoureusement azoïque.
- **Aptien calcaire : Calcaire à Orbitolines (n⁵ⁿ) :** Deux groupes de petits affleurements représentent cette formation, tous les deux montrent quelques gros calcaires micritiques, ils sont accompagnés par quelques niveaux pétris, ce n'est que la partie de la série aptienne observable à Djebel Zdim ou elle atteint une puissance de 250 à 300m.
- **Barrémien : Calcaires massifs, dolomies, marnes et Grés (n⁴ⁿ) :** Cet étage est représenté au Djebel Youssef (Série chevauchante et série chevauchée) et constitue la totalité de Djebel Tnoutit, c'est une série calcaire-dolomitique et gréseuse à grosse barres dolomitiques rousses de 25 à 30 m d'épaisseur, bien dégagées par l'érosion. Les dolomies sont variées, biogéniques ou finement sableuses accompagnées de calcaires microcristallins parfois sableux, de grés quartzites fins roux et de biomicrites en petits bancs à Foraminifères et algues Dasycladacées. Le Barrémien supérieur constitue les petites collines de la mechtat Oulad Rabah. [1]

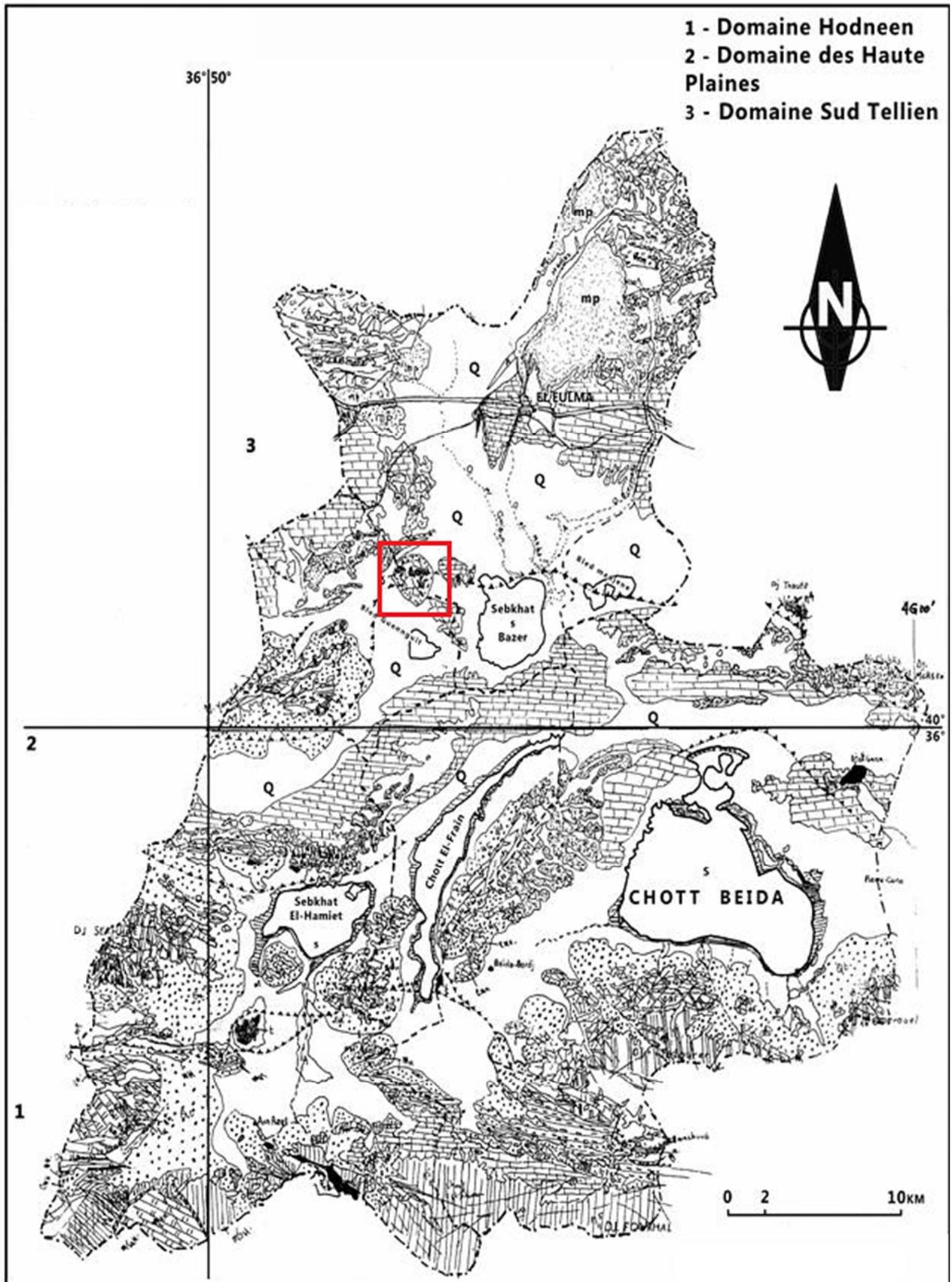


Figure I.5 : carte morfo-structurale de la région de El-Eulma. [2]

Légende :

Formations récentes	
A	 - Alluvions actuelles et recentes
Q	 - Terrasses, formation de pente.
Q ^b	 - Glacis polygéniques nappant les reliefs
Q ^c	 - Calcaires lacustres villa frachien formations récentes
S	 - Socls de Sebkhass et Chotts
Q _s	 - Sols salés non inondables
mp	 - Mio-pliocène continental
n ⁵ⁿ	 - Aptien calcaire.
J	 - Jurassique supérieur.
J ^d	 - Jurassique dolomitique.
n ⁴ⁿ	 - Barrémien.
	 - Zone d'étude.
	Limites du bassin versant.
	Route national.
	Voie ferree.
	Oued.
	Chariage.
	Faille.
	Lac, Chott ou Sebkhass.
	Agglomeration.
Dj	Djebel.

I.2.2. Tectonique

Au point de vu de la tectonique, avec aussi peu d’affleurement, peu d’observations directes sont possibles. [1]

- ❖ Chevauchement de la série supérieure de Djebel BRAOU et Djebel Youssef

Le chevauchement n’est visible que :

- Sur quelques dizaines de mètres à la cote 1021 au col de la M’zaret Sekkaken.
- A l’extrémité Nord Est de Djebel Gustar où un paquet de dolomies jurassique recouvre anormalement un petit monoclinal de calcaire de l’aptien.
- Ailleurs les contacts sont décalés et oblitérés par une tectonique cassante à faible rejet en réseau de fractures assez serré.

- ❖ La masse chevauchante Djebels Youssef - Braou - Tnoutit

Elle apparaît comme un élément de l’ensemble allochtone Sud – Sétifien, vers l’Est son contact de base va rejoindre le front des masses allochtones de la nappe néritique Constantinoise, vers l’Ouest cette surface est visible jusqu’à la terminaison occidentale de Djebel Zdimm laquelle s’enfonce en tunnel sous les nappes télliennes de la feuille de Ain Taghrout.

- ❖ La série inférieure.

Cette série se raccorde en plan à l’écaille de Ain El Ahdjar plus méridionale, celle-ci n’est qu’un écaillage de la lame de Djebel Sékrine.

- Vers l’Est son contact de base vient buter contre la fléxure Nord de Djebel Tella.
- Vers l’Ouest ce contact est recouvert par les nappes telliennes plus précisément par la nappe de Djebel Sattor (Feuilles de Ain Taghrout, Ras El Oued, Mézloug, et Ain Azel).
- Vers le Nord cet ensemble allochtone Sud Sétifien est recouvert par la nappe Tellienne de Djemila largement développée sur la feuille voisine d’El Eulma.
- Vers le sud ses écailles affrontent les chainons du hodna et déterminent un accident très connu : le front Sud–Sétifien, ce secteur est le siège d’une morphotectonique intense qui se traduit par des phénomènes divers mais à la signification convergente.

Plis emboutis à axe tordu (Région d’Ain Oulmene, feuille d’Ain Azel).

- Plis à axe décroché (Ouled Tebbane, feuille d’Ain Azel).
- Plis écrasé et replissés en accordéon (Djebel Hassane, feuille de Ras El Oued).

- Failles inverses écrasant leur compartiment Sud (Djebel Hadjer Labiod, feuille d'Ain Azel).
- Plis embouti et déraciné de ras El Aioun dont l'axe primitivement orienté Nord –Nord Est, Sud –Sud-Ouest selon la direction atlasique est actuellement en forme d'arc à concavité Nord.

Du point de vue paléogéographique : Le domaine Sud –Sétifien était une zone où régnait surtout au jurassique et au crétacé des faciés de plateforme, on peut aisément l'opposer au crétacé septentrional à influence pélagique de domaine tellien.

1. Au jurassique : L'opposition est nette sur le domaine atlasique méridionale où se développent d'épaisses séries marneuses ou marno-calcaires pélagiques.
2. Au crétacé : Ce domaine atlasique à une histoire marquée par une forte subsidence et le dépôt d'épaisses séries marines.
3. L'Eocène : Il est absent dans les séries de la plateforme Sétifienne.

I.2.3. Géologie local (géologie de gisement)

I.2.3.1. Stratigraphie de gisement

La formation de Djebel Braou fait partie de l'ensemble allochtone Sud Sétifien, massif de calcaire et de dolomie du secondaire, période du crétacé inférieur, les formations affleurent pratiquement sur toute l'étendue du périmètre. Au Nord du périmètre se sont les terrains du quaternaire qui dominent, des glacis polygéniques nappent le relief, avec des sols à croutes calcaire lacustre et des cailloutis fluviatiles et au Sud se sont les formations du Djebel Braou composées de calcaire du Jurassique.

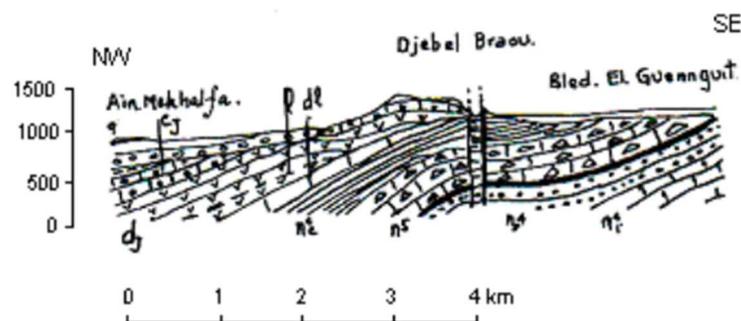


Figure I.6 : Coupe interprétative du Djebel Braou (D'après Vila, 1980).

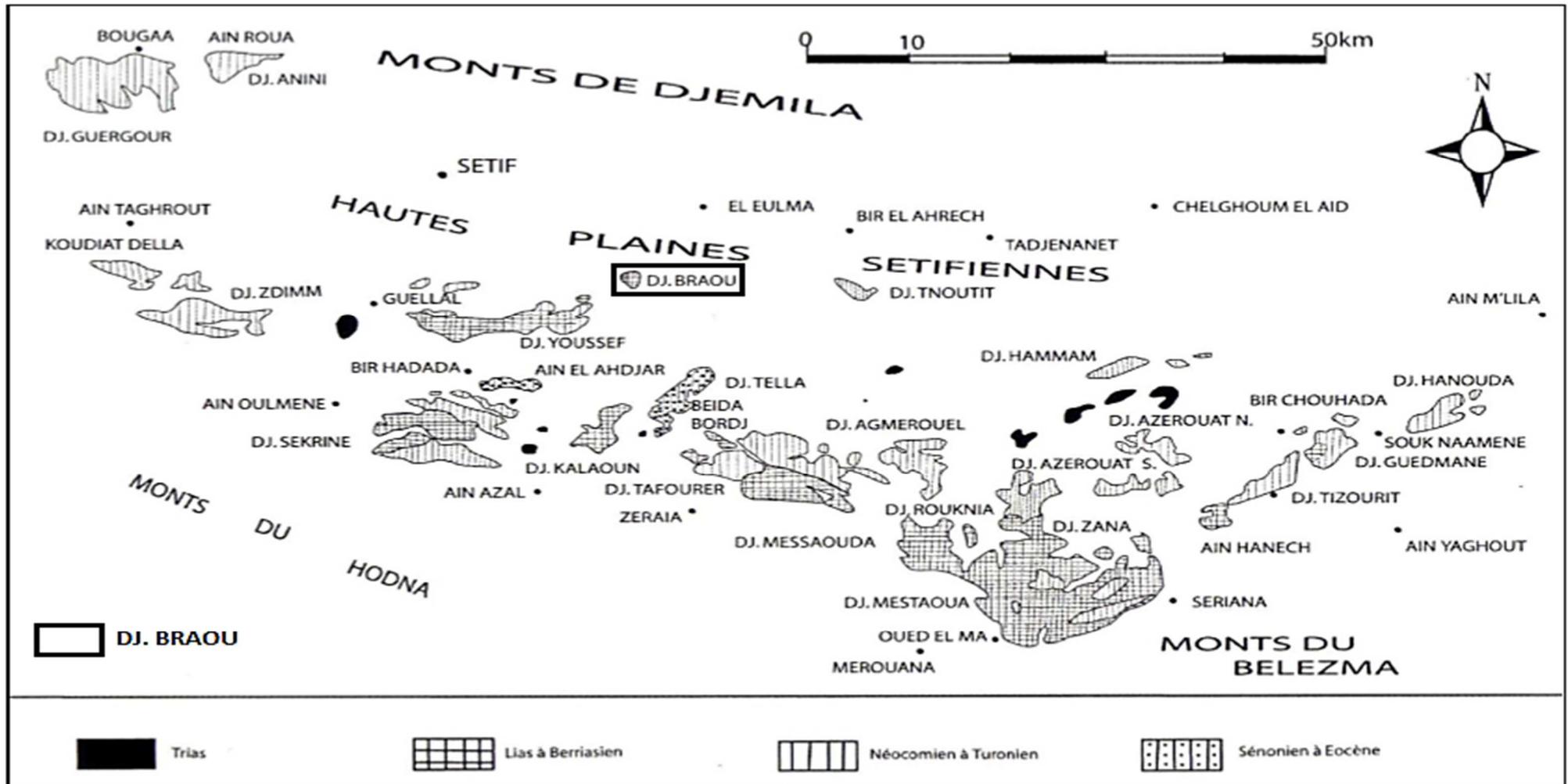


Figure I.7 : Les formations allochtone Sud Sétifiennes et leurs grandes coupures stratigraphiques (J.M. Villa,1980). Modifié. [3].

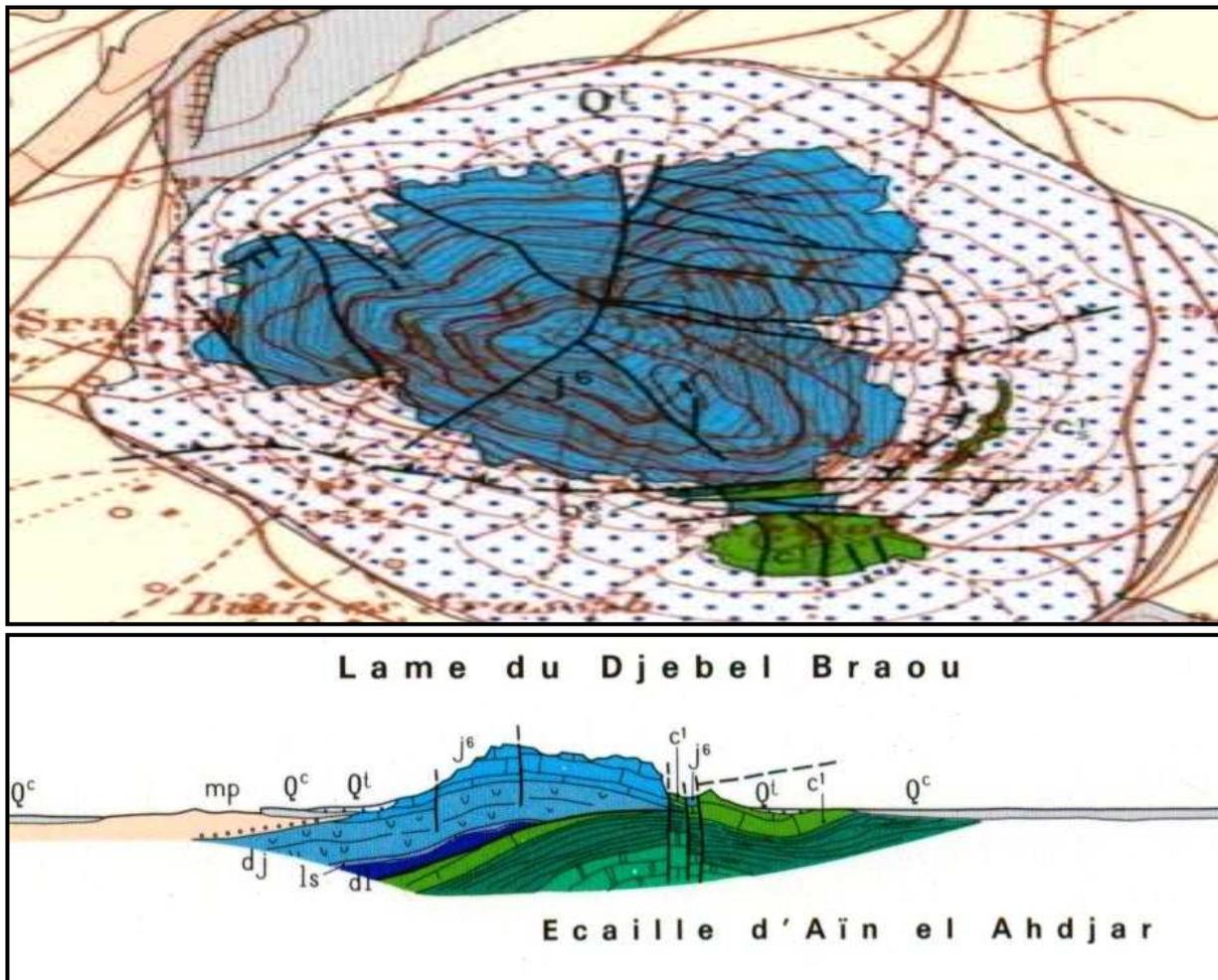
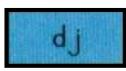


Figure I.8 : Coupe interprétative et projection de haut de la stratigraphie du Djebel Braou.

La stratigraphie de gisement se présente comme suite :

-  - Glacis polygénique.
-  - Jurassique supérieur : Calcaire à Clypeina Jurassica.
-  - Jurassique Dolomitique (Dogger à Malm).

I.3. Nature de gisement

I.3.1. Hydrologie

Les principaux Oueds sont l'Oued Djermane et Oued El Guitoun, ils sont à sec durant l'été et coule épisodiquement en hiver durant les fortes précipitations.

I.3.2. Allures et puissances des couches

Le gisement se caractérise par trois types de formations, à la base se sont des calcaires dolomitiques surmontés au sommet par des barres de calcaire de haute qualité, les couches de calcaires et de calcaires dolomitiques sont massives et épaisses, dans la partie Nord Est une portion de terrains prise en étau entre deux failles est formé d'un glacis polygénique à matériel très calibré.



Figure I.9 : calcaire jurassique et dolomitique.

I.4. Réserve géologique

I.4.1. Estimation des ressources

L'estimation des ressources restantes s'est faite dans le contour du périmètre jusqu'au niveau 970, plancher du premier niveau d'exploitation sur la base du levé topographique actualisé, l'évaluation s'est faite par l'estimation des blocs sur la base des coupes verticales et des distances entre les coupes, le volume du bloc délimité par deux coupes de surface S1 et S2, distant de l ; est calculé selon la formule.

$$V_a = \frac{S_1 + S_2}{2} \times l$$

Si, $\frac{S_1 - S_2}{S_1} \times 100$ est supérieur 40%, le volume du bloc délimité par les deux coupes de

surfaces S₁ et S₂ distant de l , sera calculé par $V_a = \frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 \times S_2}}{3} \times l$

Estimation des ressources :

Tableau I.2 : Les réserve géologiques.

Coupe	Surface profil	Distance entre profils	$V_a = \frac{S1+S2}{2} \times l$	$V_a = \frac{S1+S2+\sqrt{S1 \times S2}}{3} \times l$	$V_a = \frac{S1 \times l}{3}$
	m ²	m	m ³	m ³	m ³
P0	0	33	/	/	134 365
P1	12 215				
P1	12 215	30	361 395	/	/
P2	11 878				
P2	11 878	50	719 150	/	/
P3	16 888				
P3	16 888	100	1 877 050	/	/
P4	20 653				
P4	20 653	100	/	2 946 500	/
P5	39 265				
P5	39 265	72	/	/	942 360
P6	0				
Total partiel en m³			2 957 595	2 946 500	1 076 725
Total 1+2+3 en m³			6 980 820		

Les ressources encore disponibles dans le contour du périmètre jusqu'au niveau 980 sont de **6 980 820 m³**.

L'estimation des réserves exploitables a été obtenue en minorant les réserves occupées par le quaternaire et sous les infrastructures du carreau de la carrière que l'on a classée hors bilan du fait que leur exploitation nécessite le déplacement de toutes les infrastructures ce qui les rend peu rentables et les pertes d'exploitation qui sont dus aux bermes de sécurités, qu'on est tenu d'abandonner en fin de vie du gisement pour stabiliser l'ouvrage minier.

L'estimation des réserves hors bilan s'est faite par la surface occupée X par la hauteur moyenne

Réserves hors bilan : $20\,406\text{ m}^2 \times 22,50\text{ m} = 459\,135\text{ m}^3$.

L'estimation des pertes dus aux bermes de sécurité ont été calculés sur le même plan et selon le même procédé, les volumes des pertes des blocs en coins ont été estimé par les surfaces entres profils qui seront abandonnés par l'envergure de la berme.

Estimation des pertes dus aux bermes de sécurités.

Tableau I.3 : Les réserve non exploitable.

Coupe	Surface profil	Distance entre profils	$V_a = \frac{S1+S2}{2} \times l$	$V_a = \frac{S1+S2+\sqrt{S1 \times S2}}{3} \times l$	$V_a = \frac{S1 \times l}{3}$
	m ²	m	m ³	m ³	m ³
P0	0	33	/	/	76 505
P1	6 955				
P1	6 955	30	211 305	/	/
P2	7 132				
P2	7 132	50	362 175	/	/
P3	7 355				
P3	7 355	100	753 350	/	/
P4	6 775				
P4	6 775	100	724 350	/	/
P5	7 712				
P5	7 712	72	/	/	185 088
P6	0				
Total partiel en m ³			2 051 180	0	261 593
Total 1+2+3 en m ³			2 312 773		

Les pertes totales sont de : $459\ 135\ \text{m}^3 + 2\ 312\ 773\ \text{m}^3 = 2\ 771\ 908\ \text{m}^3$.

Réserves exploitables : $6\ 980\ 820\ \text{m}^3 - 2\ 771\ 908\ \text{m}^3 = 4\ 208\ 912\ \text{m}^3$.

I.4.2. Durée de vie du gisement

Compte tenu des capacités de concassage installé et du matériel de génie minier dont dispose la carrière qui sont de l'ordre de $100\ 000\ \text{m}^3$ par année, la durée de vie qui reste à courir pour le gisement est de $D = 4\ 208\ 912\ \text{m}^3 / 100\ 000\ \text{m}^3 = 42$ ans.

I.5. Analyses du matériau

Les substances du massif de Djebel Braou ont déjà fait l'objet d'analyses dans le cadre de la recherche des substances pour matériau de construction par l'Office Nationale de la Recherche Géologique et Minières, les résultats sont portés sur les tableaux ci-dessus.

Tableau I.4 : Les teneurs des composants de la roche de Djebel Braou.

Calcaire jurassique				Calcaire dolomitique			
SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO
0.05	0.14-0.38	0.16-0.33	51.64-54.15	0,02	0,34	0,42	30,74

Résultats des analyses physico-chimiques réalisés par L.T.P.E de Sétif.

Deux monolithiques et des échantillons des classes granulométriques ont fait l'objet d'essais et d'analyses au niveau du laboratoires de L.T.P.E de Sétif, les résultats sont portés sur les tableaux ci-dessus.

Tableau I.5 : Analyses physico-chimiques réalisé par L.T.P.E de Sétif.

Echantillons	LA NF EN 1097-2 (%)	RC NF EN 1926 (Kgf/cm ²)	MDE NF EN 1097-1 (%)	Densité absolue (t/m ³)	Densité apparente (t/m ³)	Coef Absorption NF EN 1097-6
Gravillons 8/15	26.1	-	14.5	2.675	1.457	0.462
Gravillons 15/25	-	-	-	2.660	1.432	0.396
Sable 0/3	-	-	-	2.655	1.510	0.553
Roche 1	-	598	-	-	-	-
Roche 2	-	653	-	-	-	-

Conclusion

Le gisement du Djebel Braou est formé par des calcaires jurassiques supérieurs, les analyses, réalisées par L.T.P.E de Sétif, ont montré que les granulats issus de la carrière peuvent être utilisés dans le domaine routier et dans le béton hydraulique.

Les réserves géologiques du gisement encore disponibles dans le contour du périmètre jusqu'au niveau 980 sont de 6 980 820 m³, avec des réserves exploitables de 4 208 912 m³ [1].

Chapitre II : Techniques d'exploitation

II. Techniques d'exploitation

Introduction

Ce chapitre présente un aperçu sur les travaux d'ouverture de la carrière de Djebel Braou, Wilaya de Sétif, ainsi que, la méthode d'exploitation, les critères de choix du mode d'ouverture, les travaux de forage, de tir, de chargement et de transport.

II.1. Méthode d'exploitation

La méthode d'exploitation ne sera pas différent de celle employée actuellement.

L'exploitation de la carrière étudiée est réalisée à ciel ouvert, par gradin de 10 à 15 m maximum de hauteur et de 85° d'inclinaison.

L'exploitation est réalisée suivant les opérations suivantes :

II.1.1. La découverte

Etant donnée que la carrière est travaux d'exploitation, la grande partie a été décapé, et le stérile extrait est déposé sur la partie Est de la carrière il sera utilisé pour la remise en état des lieux.

Et durant l'avancement des travaux d'exploitation le décapage s'effectuera au niveau de la partie Sud-Ouest.

II.1.2. L'Extraction

La matière première est extraite de la carrière moyennant l'utilisation de tirs de mine exécutés selon des plans de tirs préalablement approuvés par la DIM (la direction de l'industrie et des mines) de la wilaya de Sétif.

Il reste entendu que l'exploitation es tenu d'utiliser les meilleures techniques de tirs pour donner une meilleure productivité tout en respectant l'environnement.

II.2. Mode d'ouverture

L'ouverture d'une carrière a été entamée par la réalisation des accès au différent niveau d'exploitation pour assurer des travaux bien organisés.

II.2.1. Choix de mode d'ouverture

Le mode d'ouverture est un paramètre important dans la mine ou la carrière parce qu'il a l'importance d'assurer la circulation des engine d'une manière organisée.

Pour choisir un mode d'ouverture il faut prendre en considération les facteurs suivants :

II.2.1.1. 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.

II.2.1.2. 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 ;

II.2.1.3. Facteurs économiques

1. Le rendement de la carrière.

Au niveau de la carrière de S.N.C. ZITI et ISAADI, le gisement se situe dans un relief montagneux, le mode d'ouverture utilisé est l'ouverture par demi tranchées d'accès.

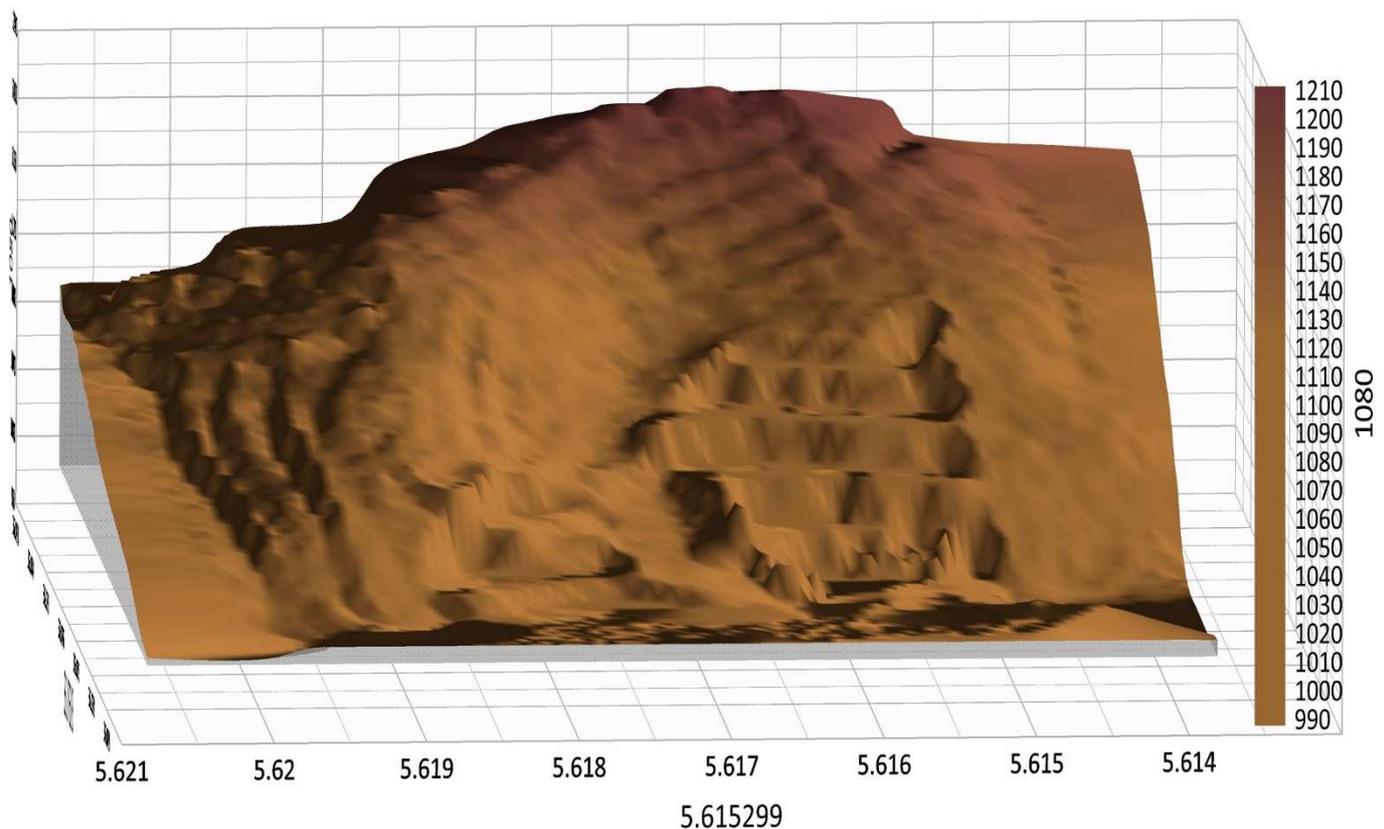


Figure II.1 : Ouverture de gisement de la carrière S.N.C ZITI & ISAADI.

II.2.2. Paramètre et caractéristique de la tranchée d'accès

II.2.2.1. L'angle de talus de la tranchée

L'angle de bord du demi tranchée d'accès dépend des propriétés physiques et mécaniques des roches dont principalement la dureté de la roche.

Tableau II.1 : l'angle talus selon la dureté de la roche.

Angle des talus des tranchées				
Tranchée	Dureté des roches			
	2÷4	5÷9	10÷14	14÷20
Angle de talus de tranchée	60°	65°	70°	80°

Dans notre site, l'angle du talus de la demi tranchée est de : 65°.

II.2.2.2. La largeur du fond de la tranchée d'accès

La largeur de la demi- tranchée est définie par le type de transport utilisé ou par le mode de creusement.

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 de :

- 1- 6 à 8 m pour un seul voie de transport.
- 2- 8 à 12 m pour double voie de transport.

Dans cette carrière la tranchée d'accès est de 8 m de largeur.

II.2.2.3. La pente longitudinale

Le mode de transport utilisé dans la carrière c'est le mode de transport avec camion donc la pente longitudinale ne dépasse pas le 12 %.

La pente longitudinale dans la carrière S.N.C ZITI ET ISAADI est de 10 %.

II.2.2.4. La longueur de demi tranchée d'accès

La longueur de la tranchée d'accès dans la carrière est de 370 m.

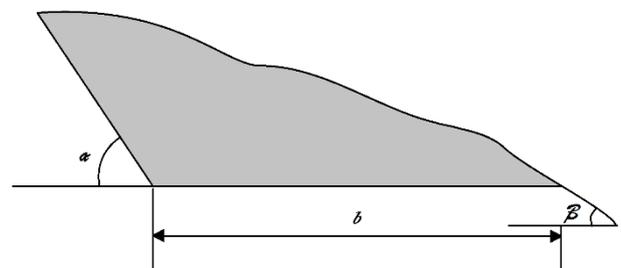
II.2.2.5. Volume de demi tranché d'accès

Il est calculé comme suite :

$$V_d = \frac{b^2 \cdot \sin \alpha \cdot \sin \beta}{2 \cdot \sin(\alpha - \beta)} \times L; (m^3)$$

Où

- b : la largeur de la tranchée d'accès = 8 m.
- α : l'angle du bord de la demi-tranchée d'accès = 65°.
- β : l'angle du flanc de coteau = 13°.
- L : la longueur de la tranchée = 370m.



Donc :

$$V_d = \frac{8^2 \cdot \sin 65 \cdot \sin 13}{2 \cdot \sin(52)} \times 370 = 3\,102.5 \text{ m}^3$$

Le volume de la tranchée d'accès est de 3 102 m³.

II.3. Capacité et Régime de fonctionnement de la carrière

D'après l'observation sur terrain et les données fournies par la société, le fonctionnement sera comme suite

- Le nombre de jours ouvrable par an : 300 jours/an.
- Le nombre de jours ouvrable par mois : 25 jours/mois.
- Le nombre de jours ouvrable par semaine : 6 jours/semaine.
- Le nombre de poste par jour : 1 poste/jour.
- Le temps de poste par jour : 8 h.

La capacité de production de la carrière de calcaire est donnée dans la tableau suivant :

Tableau II.2 : Capacité de production de la carrière de calcaire.

Capacité de la carrière.					
Matière première	Unité de mesure	Annuel	Mensuelle	Journalier	Horaire
Tout venant	Tonne	266 000	22 166	886	111
	m ³	100 000	8 333	333	42

- Les résultats sont arrondis.
- Le poids volumique de tout venant est de 2.66 t/m³.

II.4. Système d'exploitation

L'exploitation de gisement de calcaire « DJEBEL BRAOU » se fait par la méthode de tir à l'explosif à ciel ouvert conformément aux normes par des gradins de 10 à 15 m d'hauteur, sur les niveaux (1115/1100, 1100/1085, 1020/1035), avec des paramètres d'extraction comme suit :

- Hauteur de gradin : 10 à 15 m.
- Angle de talus : 85°.
- Largeur de piste d'accès moyenne : 8 m.
- Largeur de la plateforme de travail : 21.5 m.
- Longueur des fronts de taille : 200 m.

Au cours de l'exploitation le talus des fronts de taille peut atteindre 85° d'inclinaison.

Deux (2) pelle excavatrice sur chenilles avec des godets de 1.5 m³ pour l'opération de chargement. Avec une chargeuse et pour les travaux de transport de produit fini.

L'opération de transport est réalisée au moyen de deux camions de capacité de 15m³ (35 t) chacun.

L'Entreprise programme d'extraire 100 000 m³ de tout venant de carrière, la projection d'opération d'extraction soit sur les deux niveaux (Niv 1115/1100 et Niv 1100/1085) pour l'extraction de 40 000 m³ pour chaque niveau. Et le reste de 20 000 m³ est réalisé par le redressement de la partie centrale du gisement (Niv 1020/1035). [2]

Tableau II.3 : Niveaux d'exploitation touchés par l'extraction année 2020.

Les extractions par niveaux				
Niveaux	Unité	Volume en place	Volume stériles	Calcaire : coef fois :1.5
1115/1100	m ³	40 000	6 000	51 000
1100/1085	m ³	40 000	6 000	51 000
1020/1035	m ³	20 000	3 000	25 500
Total	m ³	100 000	15 000	127 500

II.5. Travaux d'abattage

II.5.1. Travaux de forage

La société dispose un groupe de forage hydraulique que l'on peut équiper avec un taillant de 50 à 110 mm, l'exploitation se fera sur des gradins de 15 m de hauteur. Fixant les conditions et les règles technique relatif au paramètre spécifique minier lié à la conduite conduit des travaux dans les exploitations à ciel ouvert, incliné à 85°, la foration se réalise au diamètre de (65 mm).



Figure II.2 : chariot de forage BÖHLER TC 112A avec le taillant (65mm).



Figure II.3 : Sondeuse principale ATLAS COPCO power Roc T 25.

Tableau II.4 : Rendement de sondeuse.

Paramètre	Valeur	Unité
01- Nombre des sondeuse	1	Sondeuse
02- Temps moyen de forage pour un trou	64	Mn
03- Temps de travail par poste	480	Mn
04- Nombre des trous foré par poste	8	Trous
05- Nombre total des trous par mois	72	Trous

II.5.1.1. Le temps de forage

La sondeuse service de la carrière ont donnés un rendement moyen de 0.25 m/mn. Pour une profondeur du trou de 16 m le temps de forage est de :

$$T_f = 64mn.$$

II.5.1.2. Capacité de forage horaire par m³ de roche

$$C_f = \frac{75 m^3 \times 60 mn/h}{64} = 71 m^3/heure.$$

II.5.1.3. Capacité de forage mensuelle

$$R/\text{mois} = C_f \times T_p \times N_j.$$

C_f : Capacité de forage horaire par 1 m³ de roche.

T_p : temps de poste par jour.

N_j : nombre des jour ouvrable/mois.

Donc : $R/\text{mois} = 71 \text{ m}^3 \times 8 \text{ h/j} \times 25 \text{ j} = 14\,200 \text{ m}^3/\text{mois}.$

II.5.2. Plan de tire

Pour l'atteindre de la production annuelle fixé à 100 000 m³ la carrière fait l'abattage par explosif pour faire sauter un volume en place de 8 333 m³/tir (car l'entreprise se réalise un tir par mois). L'opération d'abattage est définie par les paramètres ci-dessous :

II.5.3. Paramètre préalable de tir

II.5.3.1. Géométrie :

- Hauteur de gradin (Hg) : 10 à 15m.
- Diamètre du trou (Ø) : 65mm.
- Inclinaison de trou/verticale : 5°.

II.5.3.2. Explosif de pied :

- Diamètre de charge de Marmanite II : 55mm.
- Vitesse de détonation : 4100 m/sec.

II.5.3.3. Explosif de colonne :

- Anfomil : en vrac.
- Vitesse de détonation : 3 000 m/s.
- Degré de remplissage : 100%.

II.5.3.4. Maille :

- Largeur de la banquette (W) : $W = 25 \div 30 \text{ Ø} (W = 2.50 \text{ m}).$
- Espacement des trous (a) : $a = 1.25 W (a = 3 \text{ m}).$
- Espacement des rangés (b) : $b = W (b = 2.5 \text{ m}).$
- Longueur de sous forage (Lsf) : $U = 1/3 W (U = 0.90 \text{ m}).$
- Longueur de bourrage (Lb) : $L_b = 2.50 \text{ m}.$
- Longueur de trou (Lt) : $L_t = \frac{10}{\sin 85^\circ} + 0.9 = 10.90 \text{ m}.$
- Le volume à abattre par un trou de mine = $W \times a \times H_g = 75 \text{ m}^3.$
- Le nombre de trous requis : $n = \frac{8\,333 \text{ m}^3}{75 \text{ m}^3} = 112 \text{ trous/bloc}.$

II.5.3.5. Charges explosives :

- Quantité d'explosif du pied : 16 kg/trou.
- Quantité d'explosif de colonne : 16 kg/trou.
- Quantité d'explosif total/trou : 32 kg/trou.
- Charge instantanée : 294 kg.
- Consommation spécifique d'explosif : $q = \frac{100+\emptyset}{300+Hg} \times \left(\frac{1}{dm} - \frac{1}{dbm} \right) (kg/m^3)$.

Avec :

\emptyset : diamètre de trou (0.065 m).

Hg : hauteur de gradin (10 m).

dm : dimension du bloc recherchée dans le tas abattu (0.5 m).

dbm : dimension du bloc en massif estimé de (1 à 3 m).

Soit $q = 0.430 \text{ kg/m}^3$.

II.5.3.6. Granulométrie maximale admissible des blocs abattus (d_{max})

Les dimensions maximales admissibles des blocs sautés se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers à savoir :

De la capacité du godet de l'engin de chargement (E) : $d_{max} \leq 0,8\sqrt[3]{E}$: $d_{max} = 0.91 \text{ m}$.

De la capacité de la benne du camion (G) : $d_{max} \leq 0,5\sqrt[3]{G}$: $d_{max} = 1.23 \text{ m}$.

De l'ouverture du concasseur (A) : $d_{max} \leq 0,8 \times a$: $d_{max} = 0.64 \text{ m}$.

La granulométrie maximal admissible est de : $d_{max} \leq 0.64 \text{ m}$

II.5.3.7. Rayon de sécurité

Pour protéger les personnes et les infrastructures de la projection des blocks sauté le rayon de sécurité est :

$$R = 29 \sqrt{\frac{Q}{N}} = 29 \sqrt{\frac{3\,584}{13}} = 481.51 \text{ (m)}$$

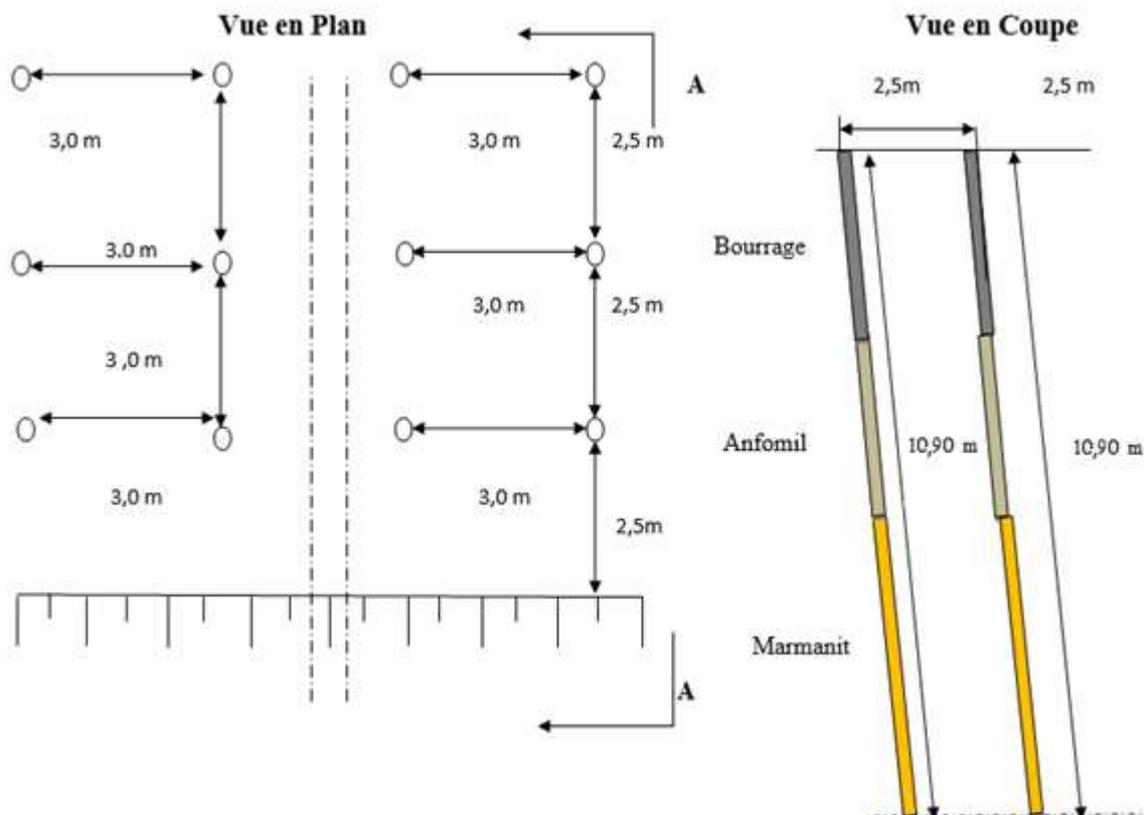
- Q : quantité totale de m'explosif.

II.5.3.7. Résultat

- Nombre total des trous : 112 trous.
- Quantité d'explosif total du pied : 1 792 kg.
- Quantité d'explosif total de colonne : 1 792 kg.
- Quantité totale d'explosif : 3 584 kg.
- Volume abattu effectif : 8 334.9 m³/tir.
- Volume abattu effectif annuel : 100 019 m³/année.
- Consommation spécifique : 430 g/m³.
- Quantité annuelle d'explosif : 43 008 kg.

Tableau II.5 : Chargement préconisé d'un trou de mine.

Désignations	Unité	Quantité	Hauteur de charge
Hauteur du gradin	(m)	10	
Sous forage	(m)	0.90	
Largeur de la banquette	(m)	2.50	
Distance entre trou	(m)	3	
Inclinaison de trou	(°)	85	
Charge au pied en Marmanit	(kg)	9.00	2.8 (m)
Colonne Anfomil	(kg)	9.00	2.8 (m)
Bourrage intermédiaire	(kg)	15	1 (m)
Charge de colonne en marmanit	(kg)	7.00	1.80 (m)
Charge de colonne Anfomil	(kg)	7.00	1.80 (m)
Bourrage final	(kg)	20	0.70 (m)
Détonateur microretard	(P)	12	//
Cordeau détonant 12 grammes	(m)	16.50	//

**Figure II.4 :** plan de tir utilisé dans la carrière.

II.5.3.8. Débitage secondaire

L'entreprise utilise le débitage secondaire mécanique par une brise roche monté sur un pelle hydraulique.

II.5. Travaux chargement et transport

II.5.1. Chargement

Il s'agit de déblayer la zone de tir des roches abattues. Dans le cas d'un tir à l'explosif, le chargement est dit simple et il est effectué par pelles sur chenilles ou par chargeuses frontales sur pneumatiques.

Les engins d'excavation et de chargement employés dans les exploitations à ciel ouvert sont principalement les excavateurs à godet unique ou à godet multiples, les chargeuses lourdes, les scrapers etc.

II.5.1.1. Choix de mode de chargement

La société se dispose deux chargeuses avec des godets de 1.5m³ de la marque HUYNDAI du model (520 LC-9S) et un autre model (480 LC-9).



Figure II.5 : Pelle hydraulique utilisée pour le chargement HUYNDAI 520 LC-9S.

La production horaire d'une pelle est donnée en général par la fonction $Q = \frac{q \times 60 \times E}{Cm}$ où
 q : production par cycle = $q_i \times k$ et q_i : capacité à refus du godet 1.5 m³.

k : facteur de godet de $0.4 \div 1$, dans le cas de la carrière $k = 0.75$

E : rendement de travail = 0.75.

Cm : temps d'un cycle = 1.5 mn.

La production par horaire est de : $Q = \frac{1.125 \times 60 \times 0.75}{1.5} = 33.75 \text{ m}^3/\text{h}$.

Sur un poste de travail le rendement d'une pelle est 270 m³/poste pour assurer l'opération la société se contient deux chargeuses avec des godets de 1.5m³ de la marque HUYNDAI la première c'est le model (520 LC-9S) et un autre model (480 LC-9).

Tableau II.6 : Rendement de l'opération de chargement.

Paramètre	Valeur	Unité
01- Durée d'un poste de travail	480	Mn
02- Durée des travaux préparatoire	30	Mn
03- Taux d'utilisation du godet	75	%
04- Masse volumique de la matière	2.66	Tonne/m ³
05- Coefficient de foisonnement	1.5	/
06- Poids au godet	1.95	Tonne
07- Volume de godet	1.125	m ³
08- Capacité de camion	35	Tonne
09- Charge utile de camion	25	Tonne
10- Durée de cycle d'une pelle	1.5	Mn
11- Rendement de pelle	270	m ³ /poste
12- Nombre de pelle	2	Pelle

II.5.2. Transport

Le transport dans une carrière est un procédé technologique par déplacement des charges, Il consiste à déplacer la masse minière du front de taille vers la zone de déchargement.

L'opération de transport peut représenter (20 à 30 %) du prix de revient.

Les facteurs à considérer pour le choix de mode de transport sont :

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

II.5.2.1. Choix du mode de transport

Pour choisir un mode de transport il faut prendre en considération de critère sont :

- Les propriétés de la roche.
- Les conditions géologiques du gisement.
- Les dimensions de la carrière.

- La distance de transport.
- Le rendement de la carrière.

La carrière étudiée est située dans un relief montagneux donc le mode de transport choisi est le transport avec camion (dumper) avec des bennes de 15m³.



Figure II.6 : Camions de transport des roches abattues.

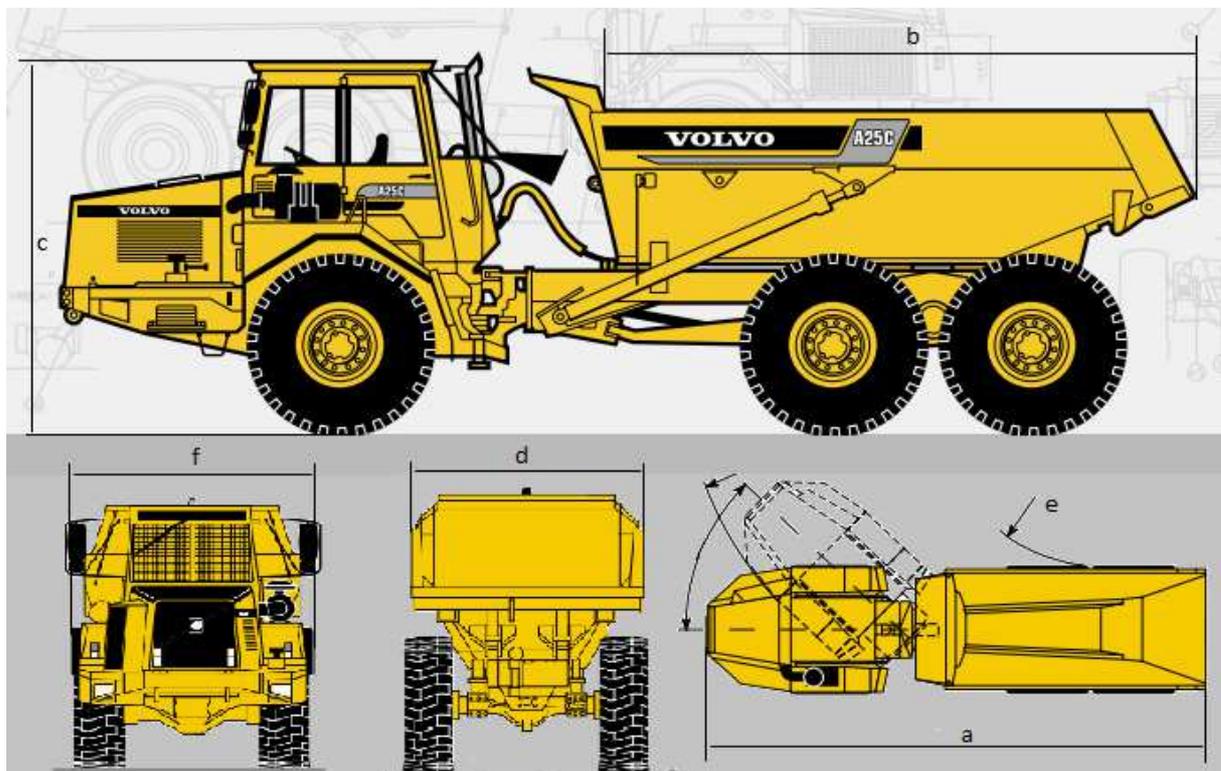


Figure II.7 : Camions Volvo A25C.

Tableau II.7 : Caractéristique technique Volvo A25C.

/	Caractéristique technique	Valeur	Unité
A	La longueur du camion.	9675	mm
B	La longueur de la benne de camion.	5000	mm
C	La hauteur de camion.	3285	mm
D	La largeur de la benne	2500	mm
E	Rayon de braquage	4250	mm

Comme le chargement ce service doit aussi couvrir les performances de consigne qui sont de 334 m³ (501 m³ de volume foisonné) par jour au minimum, un dumper de 35 t (15 m³) est en mesure de réaliser 4 rotations par heure. La capacité de transport pare poste d'un dumper pour un rendement de 0.75 est de : $15 \text{ m}^3 \times 04 \times 08 \times 0.75 = 360 \text{ m}^3$.

Pour utiliser pleinement les capacités de chargement et roulage, il faudrait aligner deux (02) pelle sure chenilles de capacité de 1.5 m³ et deux (02) dumper de 15 m³.

Il faut mentionner qu'il est nécessaire de nettoyer la plateforme de chargement de tous les débris de matériaux résultant des tirs, ainsi que la topographie de site ne nous permet pas de faire circuler les engins de transport en boucle.

Tableau II.8 : Rendement de l'opération de transport.

Paramètre	Valeur	Unité
01- Capacité d'un camion	35/15	Tonne/m ³
02- Temps de cycle	15	Mn
03- Temps efficace d'un poste	50	Mn
04- Nombre maximum de cycles par poste	24	Cycle
05- Rendement du camion	360	m ³ /poste
06- Nombre de camions	2	Camions

II.6. Concassage

Cette opération permette de réduire de façon progressive la taille des pierres, elle s'effectue suivant plusieurs phases on mentionne.

- Une opération de pré-concassage primaire qui réduit les plus gros blocks en matériaux dont l'utilisation est nulle et qui sont réinjecté dans la chaine de traitement.

- Une opération de broyage tertiaire qui donne des granulats durs (gravillons, sable...). Le broyage s'effectue avec un broyeur conique compatible avec le concasseur primaire, en milieu dense et homogène. Entre chaque étape, un criblage et un lavage peuvent se faire.



Figure II.8 : Concasseur a mâchoire.



Figure II.9 : Station de criblage et concassage.

Conclusion

L'ouverture du gisement de Djebel Braou, a été faite par demi-tranchée, La méthode de l'exploitation de ce gisement se fait à ciel ouvert à flanc de coteau de haut vers le bas.

Les opérations de forage et de tir sont consacrées pour assurer la production annuelle de (100 000 m³/an), par l'utilisation de (3 584 kg) de la matière explosive partagé entre 112 trous de mine, l'entreprise faut assurer l'abattage de 8 334m³ chaque mois.

Pour assurer l'opération de chargement et de transport des charges extraire jusqu'à leur préparation mécanique on est besoin de deux camions de la capacité 15 m³ et deux chargeuses de capacité de godet 1.5 m³.

Chapitre III :
Rappel
bibliographique

III. Rappel bibliographique

Introduction

Dans le travail d'une mine ou une carrière le but c'est l'obtention des produits a commercialisé avec une manière bénéficiaire, donc en cherche toujours des solutions technologiques pour minimiser les frais de la production, pour avoir un prix de revient minimum possible sur condition d'avoir des résultats de travail les plus optimisés.

Parmi les solutions technologiques utiliser dans la carrière ou la mine c'est l'abattage par l'explosif.

L'abattage à l'explosif se diffère d'une mine à l'autre car chaque mine a des conditions géologiques et naturels différentes, qui nous permettons de vient pour atteindre des conditions optimales, pour l'optimisation des paramètres d'un plan de tir et avoir les couts minimaux pour l'explosif et avoir les résultats les plus rentable possible.

Mais avant de faire ce type d'optimisation en peut avoir tous les paramètres de tire et tous ce qui a une influence sur le plan soit des condition contrôlable ou incontrôlable.

Avec l'optimisation des paramètres d'abattage à l'explosif en cherche d'assurer les objectifs suivants ;

- Avoir des conditions plus sécurisées pour les ouvriers donc leur travail peut être loin de danger (éliminer les risques de projection etc.) ;
- Abattre un volume le plus grand possible ;
- Avoir une bonne granulométrie ;
- Taux des roches hors gabarits le plus petit possible ;
- Avoir un tas des roches abattus favorable pour les engine de chargement ;
- Obtenir des fronts les plus rectilignes possibles.

III.1. Influence des différentes variables sur la qualité de la fragmentation des roches

Dans une mine la qualité de fragmentation des roches est liée directement a des variables qui sont parfois contrôlable et parfois non contrôlable.

Pour plus expliquer les variables contrôlables se sont les variables que nous pouvons facilement changer et parfois et nous avons la possibilité de les améliorer, par contre les variables non contrôlables sont des variables que nous ne pouvons pas les modifier, les changer ou les éliminer.

Tableau III.1 : Paramètres de tir de mines. [5].

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

III.1.1. Les variables contrôlables

III.1.1.1. Paramètres liés aux trous

III.1.1.1.a. Le positionnement des trous par rapport au front de travaille

Lorsque le front de taille présente de fortes irrégularités telles que celles représentées ci-dessous, il est indispensable d'établir un profil assez précis de celui-ci. En effet un mesureur

approximatif par rapport au sommet apparent du gradin conduit à surévaluer la ligne de moindre résistance dans le cas de gauche et au sou évaluer dans le cas de droite.

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

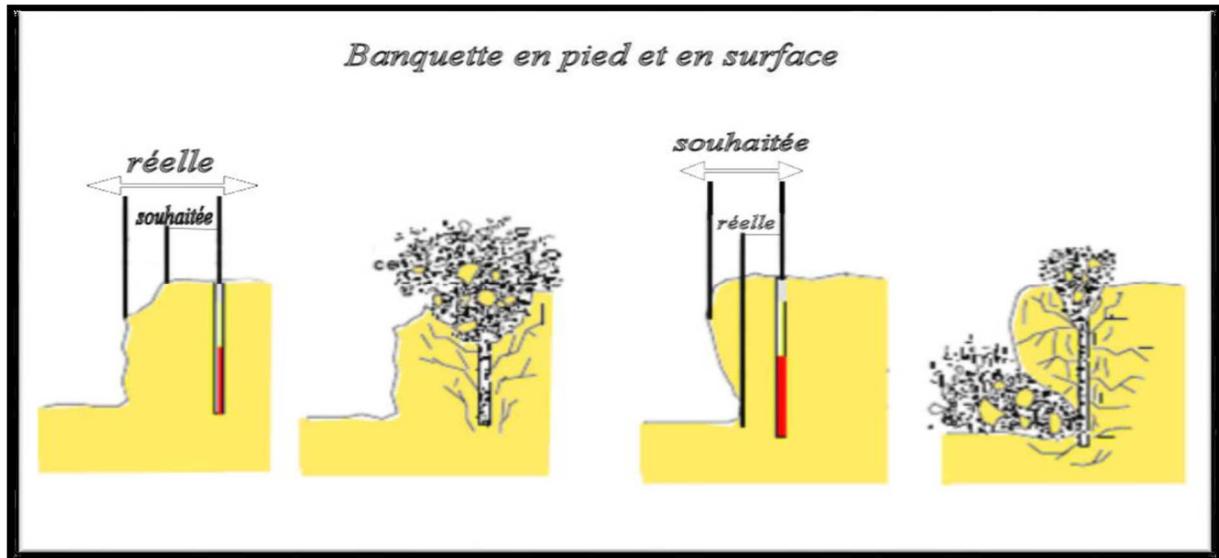


Figure III.1 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage.

III.1.1.1.b. Les déviations de forage

La déviation de la tige de la sondeuse pendant le forage est un problème commun dans les mines car il y a des paramètres qui ont une influence directe sur la déviation des tiges en cite :

- 1- Causes relatives à l'outil de forage
 - Le diamètre de tige ;
 - La matière de fabrication de la tige ;
 - Mode de forage ;
 - Positionnement de la machine.
- 2- Causes relatives aux massifs
 - Plan de fissuration important ;
 - Intercalation de couche suivant le sens de forage ;
 - Nature de la roche.

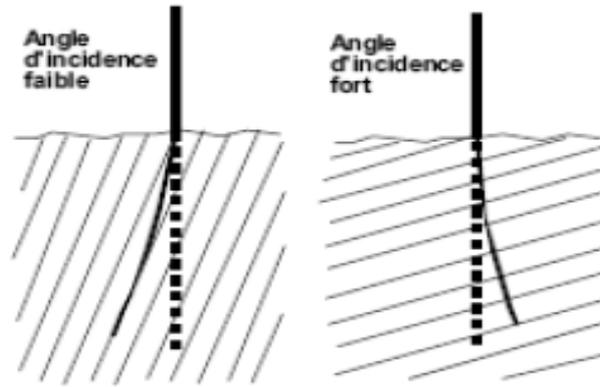
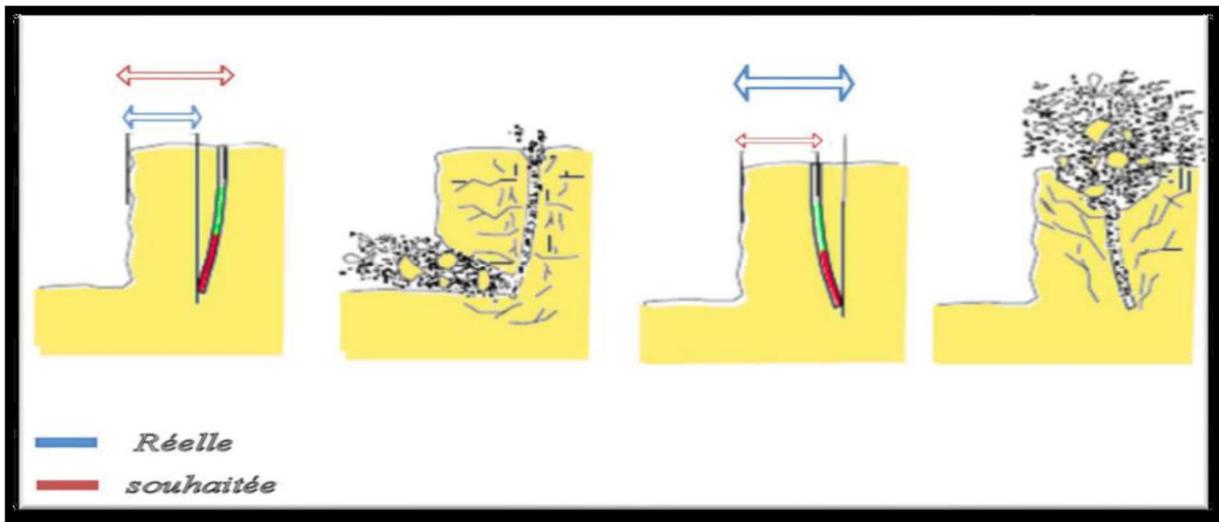


Figure III.2 : Déviation due aux discontinuités. [6].

D'une manière générale on admet que les déviations en foration doivent être inférieures à



3% (30 cm pour 10 m).[6].

Figure III.3 : Effet de Les déviations de forages.

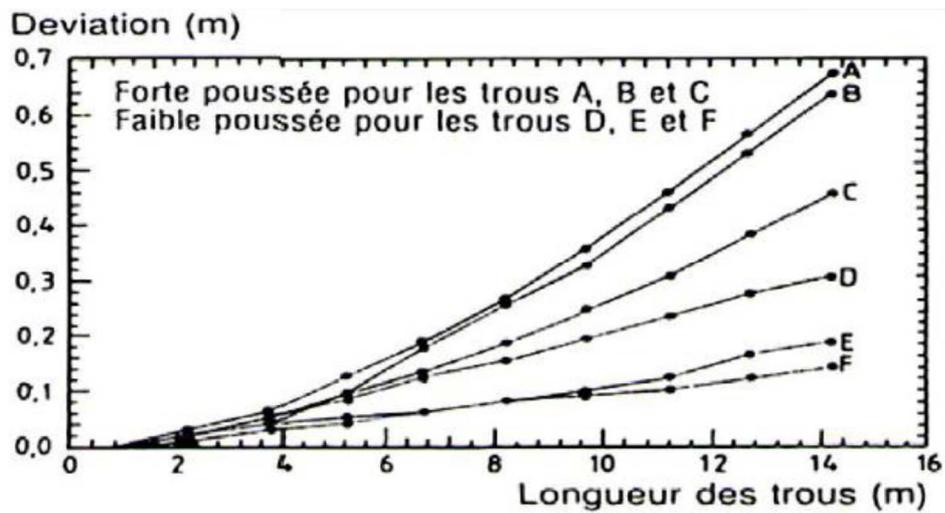


Figure III.4 : Influence de la poussée axiale sur les déviations des trous. [7]

Pour une interprétation de cette courbe en a la valeur de déviation de trou en fonction de la longueur de trou et la valeur de degré de poussé.

Donc quel que soit le diamètre de trou la valeur de déviation s'augmente avec l'augmentation de degré de poussée (si en a une poussée forte en va voire une déviation élevée), mais dans les longueurs des trous inférieur a 2m la valeur de déviation peut être négligeable.

III.1.1.1.c. Diamètre de trou

Le diamètre de trou est directement lié avec le degré de fragmentation ciblé ainsi que le type de réalisation d'excavation.

Pour choisir le diamètre de trou il prend en considération les facteurs qui influe sur le choix de ce dernier.

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.
- 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. [8].

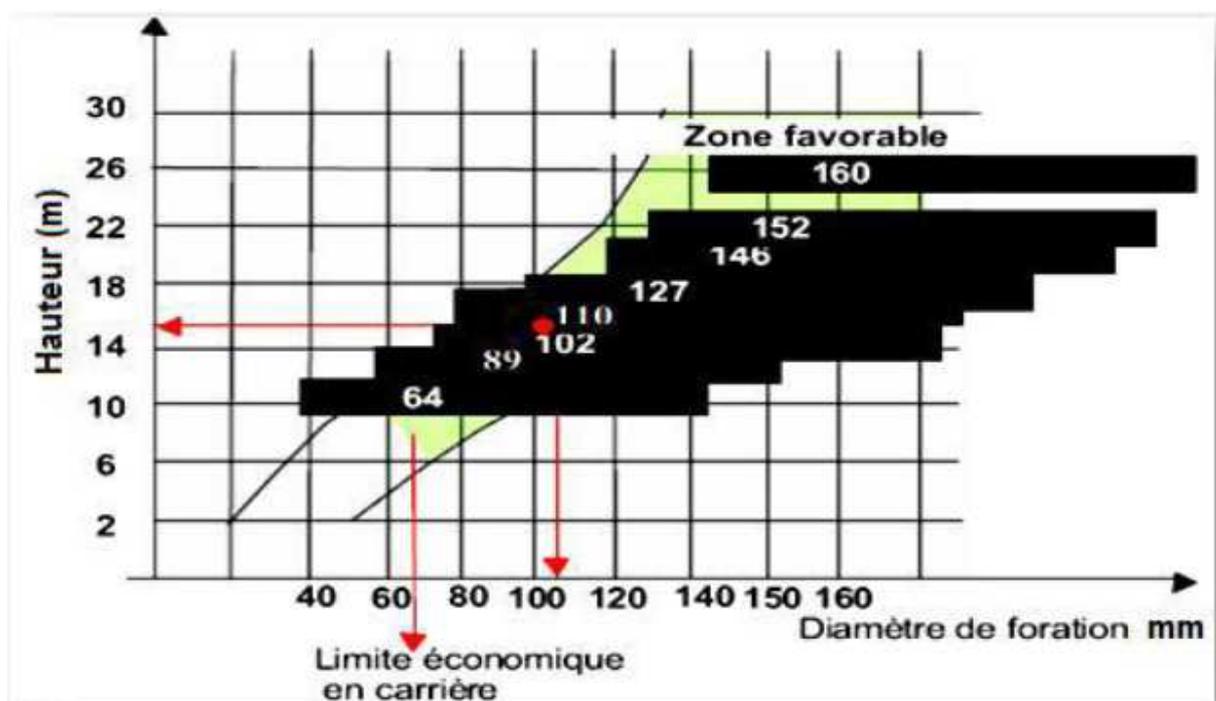


Figure III.5 : Adéquation diamètre du trou – hauteur du gradin. [8]

III.1.1.1.d. Inclinaison de 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.

Les trous inclinés contribuent une optimisation générale concernant la sécurité de travail et les résultats sur le terrain stable et désirable, d'autre avantage d'inclinaison de trou sont :

- Optimisé la quantité d'explosif utilisé ;
- Elimination de l'inconvénient du rebord.

Les trous inclinés sont utilisés généralement dans les mines à ciel ouvert.

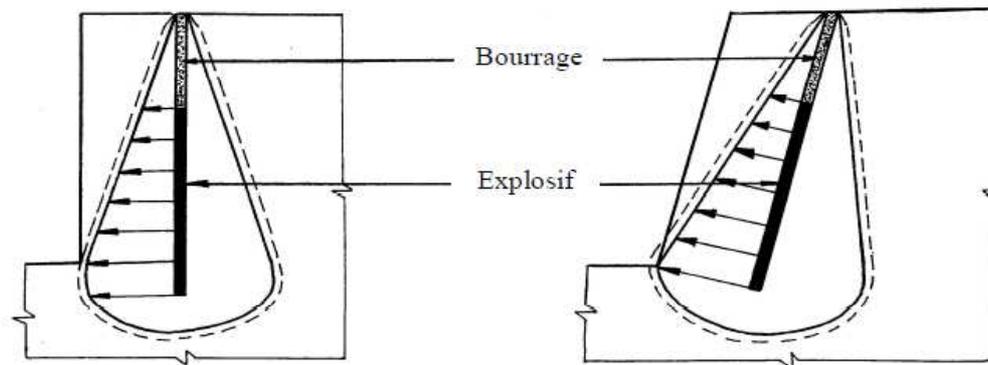


Figure III.6 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison. [6]

III.1.1.1.e. L'excès de forage

L'excès de forage a un rôle majeur pour l'augmentation de l'action de tir dans la partie inférieure du gradin pour assurer une bonne destruction des roches au pied de gradin, en créant des conditions favorables pour les moyens de chargement.

La longueur de l'excès de forage dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosif, des propriétés physiques et mécanique des roches, etc.

Celle-ci est liée essentiellement à la ligne de moindre résistance. Elle doit être voisine de 0.2 à 0,3 fois la ligne de moindre résistance.

D'après la méthode soviétique on peut le calculer selon le diamètre de trou ou il est approximativement 5 à 10 fois le diamètre de trou.

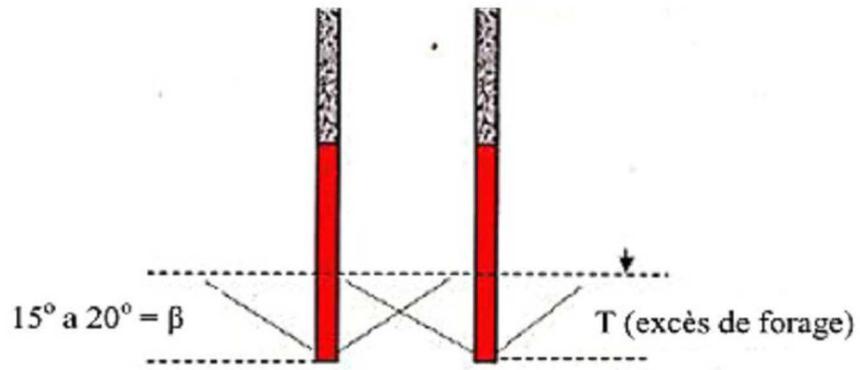


Figure III.7 : La rupture de la roche au pied du gradin.

III.1.1.1.f. Longueur de trou

La longueur de trou est liée essentiellement avec la hauteur du grain et qui est un paramètre très important pour l'exploitation à ciel ouvert.

Car la longueur de trou sa dépend est lie directement ave la hauteur de gradin donc 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.
- Donc la valeur de la longueur de trou est la somme de la hauteur de gradins et la longueur de l'excès de forage.

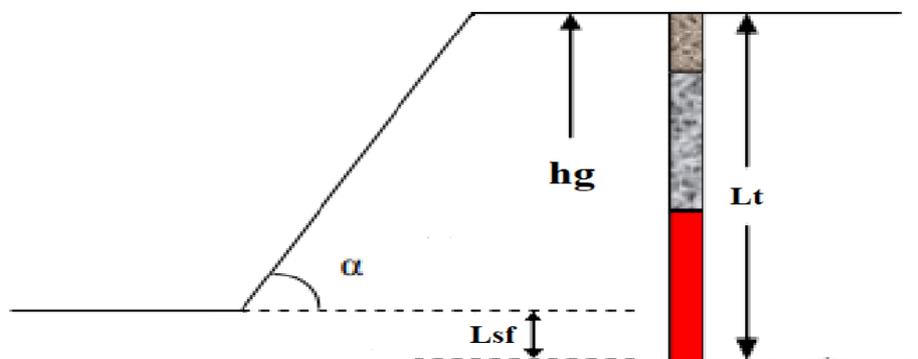


Figure III.8 : longueur de trou.

Hg : hauteur de gradin ;

Lsf : longueur de sous forage ;

Lt : longueur de trou.

III.1.1.2. Paramètres liés au bourrage

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

Le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. Il doit être suffisant pour éviter le travail "en cratère" de la dernière charge. En général, il dépend de la ligne de moindre résistance. Dans les trous profonds, sa longueur doit être égale à la ligne de moindre résistance, et il peut descendre à $(0,5 w)$ dans les courts trous.[8].

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.1.1.2.b. Qualité du matériau de bourrage

Les carrières et les mines algériennes généralement utilise les débris de forage pour le bourrage mais ces débris posent un problème de projection 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.[6].

III.1.1.3. Paramètres liés au plan de tir

III.1.1.3.a. La ligne de moindre résistance

C'est la distance entre le premier rangé des trou et l'arrêt supérieur du gradin, dans le cas où il y a un seul rangé des trous de mine la ligne de moindre résistance se représente la largeur d'enlèvement. Les facteurs qui influent le choix de la ligne de moindre résistance sont :

- Le diamètre de trou ;
- La hauteur de gradin ;
- L'inclinaison de trou ;
- L'explosivité.

III.1.1.3.b. L'espacement

C'est la distance qui sépare deux trous voisins. Pour une bonne fragmentation peut être obtenue en variant l'espacement entre (0,8 et 1,5) fois la ligne de moindre résistance sans pour autant augmenter l'énergie de la charge spécifique.

III.1.1.3.c. Rapport de maille

C'est le rapport entre l'espacement entre les trous et l'espacement entre les rangés (a/b).

Des chercheurs ont introduit une part de dynamique pour tenter de justifier l'effet du ratio du rapport de maille sur la fragmentation. La distance entre les trous d'une même rangée et la distance entre deux rangées va conditionner la densité de fragmentation due à l'onde de choc, ainsi que la mise en mouvement du massif, sa facilité de dégagement et sa vitesse, comme illustré sur la figure III.8. Le rapport de maille suggère en quelque sorte une zone d'influence de chaque trou, un travail judicieux sur la maille pourrait permettre d'ajuster ces paramètres.[9].

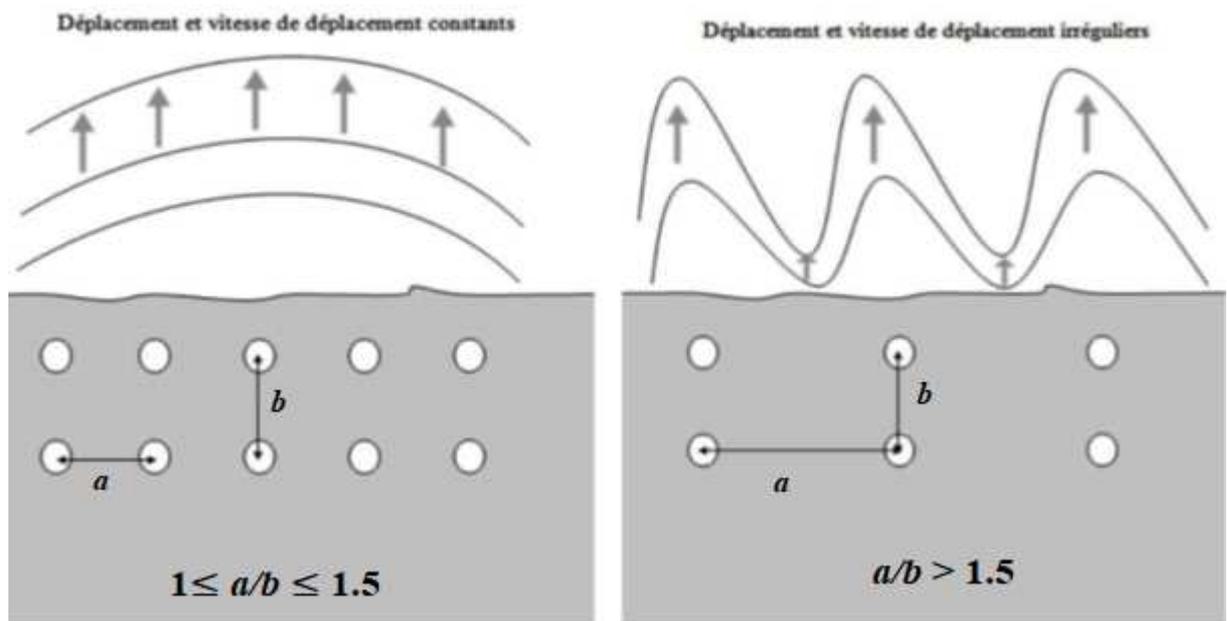


Figure III.9 : Dynamique d'abattage.

L'approche en termes de ratio espacement sur ligne de moindre résistance s'appuie sur des observations expérimentales. Elle est parfois critiquée et délaissée en faveur d'une approche plus fondée sur l'énergie disponible en fonction du volume à abattre par trou.[9].

III.1.1.3.d. Présence des faces libres

Lorsque l'onde de choc rencontre une discontinuité, elle se divise en une onde transmise et une onde réfléchie. La répartition entre l'énergie transmise et l'énergie réfléchie dépend du rapport des impédances des matériaux d'une part et d'autre part de la discontinuité. Dans le cas de l'interface (roche-air), la réflexion est presque totale. L'onde de compression se réfléchit alors en une onde de traction qui est responsable de la formation d'une fissuration parallèle au plan d'onde. Ce phénomène bien connu est appelé Ecaillage.

III.1.1.3.e. Implantation et configuration des trous

Généralement les trous sont disposés avec des manières classique avec des configuration parallèles (carré ou rectangulaire) ou bien une configuration quinconce (comme la figure III.9).

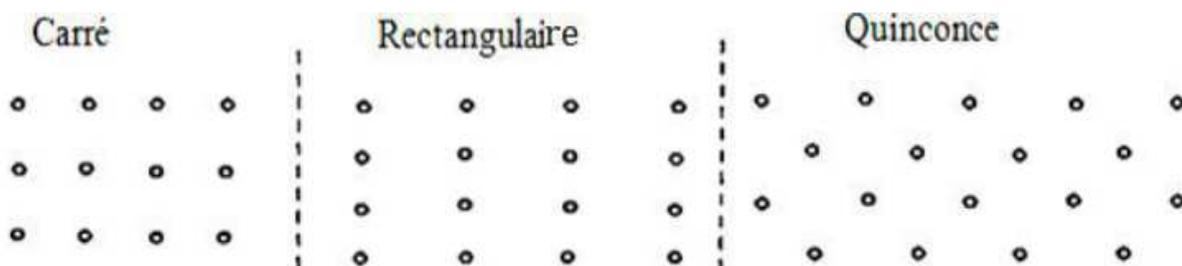


Figure III.10 : Principaux types de mailles utilisées pour les tirs en ciel ouvert. [10].

III.1.1.4. Paramètres liés à l'explosif

III.1.1.4.a. Influence de la consommation spécifique de l'explosif

Le terme de consommation spécifique désigne la quantité d'explosif que l'on charge dans un trou de mine pour abattre 1m³ de roche (ou 1t), elle est donc donnée en kg/m³.

C'est un paramètre à adapter au massif rocheux à abattre et liée à la ligne de moindre résistance comme le montre la figure III.10.

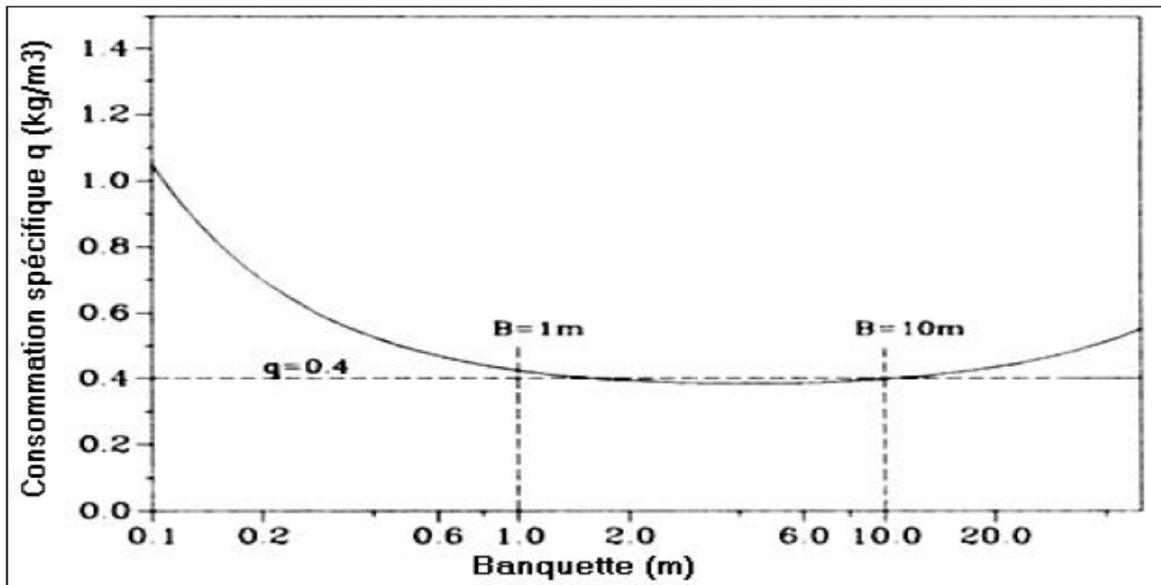


Figure III.11 : La consommation spécifique q en fonction de la ligne de moindre résistance [11].

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

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

Tableau III.2 : La consommation spécifique de quelques roches. [12]

Roche.	Consommation spécifique kg/m ³
Basalte	0.33
Calcaire crayeux	0.25
Calcaire moyen a dure	0.35 ÷ 0.40
Granite dure	0.45
Grès fins	0.40
Quartzite pâte fine	0.53
Quartzite fracturé	0.30

III.1.1.4.b. La séquence et le système d'amorçage

L'initiation de la séquence de tir ça veut-dire l'ordre de détonation dans lequel détonnent différents détonateurs placés dans les explosifs.

Au lieu de tirer toutes les mines en même temps (figure III.11.a), ce qui n'offre à chacune d'elles qu'une surface de dégagement réduite, on décale dans le temps leur départ pour que chaque mine bénéficie de la surface libre créée par la précédente (figure III.11.b). [13]

- La fragmentation des roches à faible résistance au tir atteint son plus haut degré indépendamment de type de relais (instantané ou à microretard), bien que cette dernière soit légèrement plus appréciée pour les courts retards de l'ordre de 70 à 100 ms.
- La qualité de fragmentation des roches a moyen résistance au tir est mieux maîtrisée pour les tirs à micro retard dans ce cas, les meilleurs résultats sont obtenus lorsque la durée de micro retard est environ 50 ms
- Le tir à microretard influe dans des proportions plus grandes sur la qualité de fragmentation des roches dans le cas où celles-ci présentent grande résistance au tir. Dans ce cas, les résultats les plus élevés sont à tenir lorsque la durée du microretard est de 30 ÷ 35 ms.

Le tir à microretard marque le pas de son influence sur les processus de destructions de massif par modulation du schéma de tir correspondant. [17]

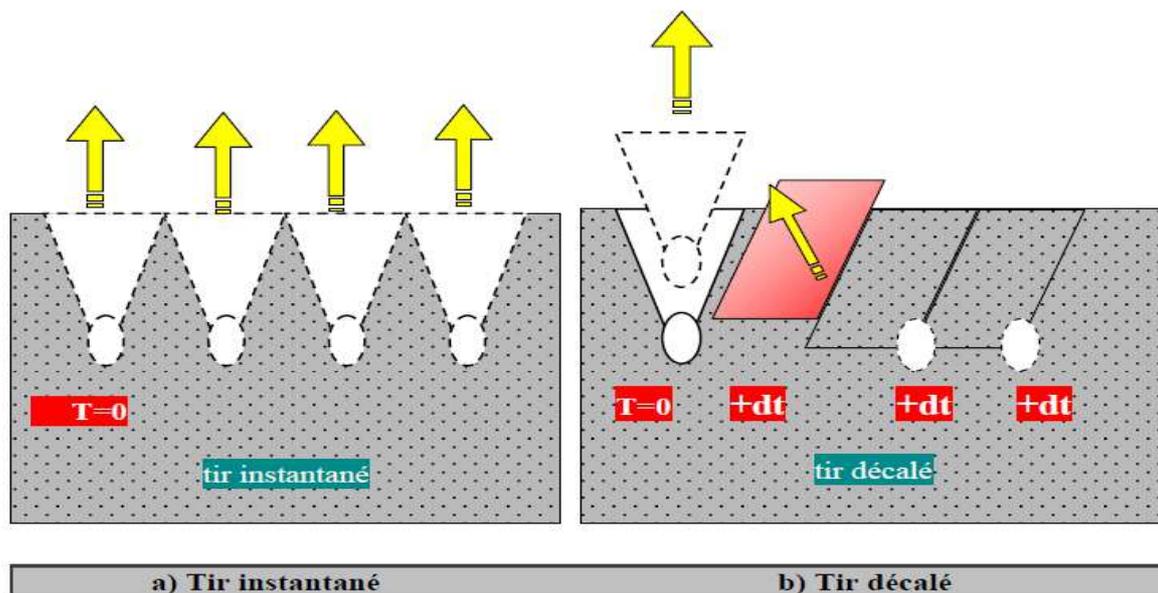


Figure III.12 : surface libre dans le cas d'un tir instantané et décalé.

Parmi les facteurs influents sur la qualité de la fragmentation des roches c'est la présence des surfaces libres, qui on peut les créer avec des détonations séquentiel (par utilisation des détonateurs à microretard, ou bien des explodeurs séquentiel).

Dans le cas de tir instantané la surface libre est limitée par deux surfaces libres pour la majorité des trous ainsi que seulement la surface libre de plan parallèle au front de taille est effective pendant le tir, la fragmentation ne sera pas optimale.

Par contre le cas de tir décalé ou bien dit séquentiel, la surface libre inclut le plan parallèle et perpendiculaire au front de taille délimité par chaque charge. Dans ce cas la surface est optimale pour la majorité des trous, et la fragmentation sera plus optimale que le cas de tir instantané.

III.1.1.4.c. Initiation de charge explosive

Les schémas du tir se diffèrent principalement par l'initiation successive des charges, l'initiation de l'explosif primaire se fait généralement par plusieurs systèmes d'amorçage tel que : les détonateurs électriques et non électriques (mèche et cordeau détonant). Ensuite l'explosif primaire initie en détonation l'explosif secondaire.[8].

En peut dire il y a deux types d'amorçage :

- Amorçage ponctuel (par détonateur électrique ou pyrotechnique).
- Amorçage latéral (par cordeau détonant)

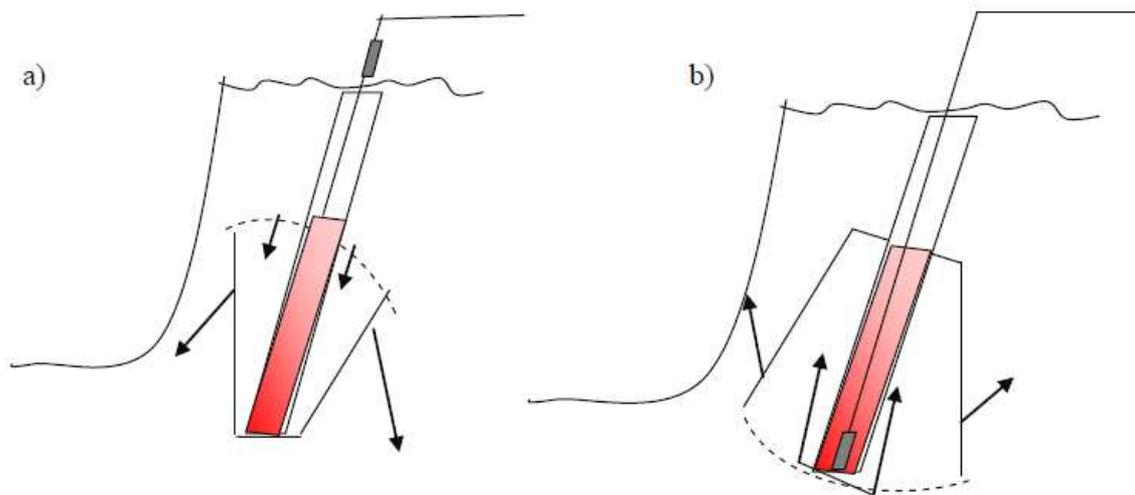


Figure III.13 : Variation de l'état de contrainte du massif en fonction de la direction de l'initiation des charges. **a)** du haut vers le bas (amorçage hors de trou) ; **b)** du bas vers le haut (amorçage fond de trou).

III.1.1.4.d. Influence de la construction des charges sur la qualité de fragmentation des roches

Le degré de fragmentations peut être réglé par le changement de la construction de la charge à l'intérieur du trou. Au cours du tir d'un mètre de trou et avec la même consommation spécifique, la charge discontinue provoque l'amélioration de la fragmentation en comparaison avec la charge continue suite à l'augmentation de la zone de fragmentation réglées.

D'habitude le tir avec une charge continue est caractérisé par la fragmentation irrégulière du massif abattu puisqu'une charge continue fait son travail uniquement aux limites de la zone de fragmentation réglée. Par contre dans la partie supérieure où l'on dispose du bourrage, on obtient souvent des morceaux hors gabarits de différentes dimensions.

Donc des charges discontinues sont souvent utilisées pour l'amélioration de la fragmentation et la démission des blocs hors gabarits.

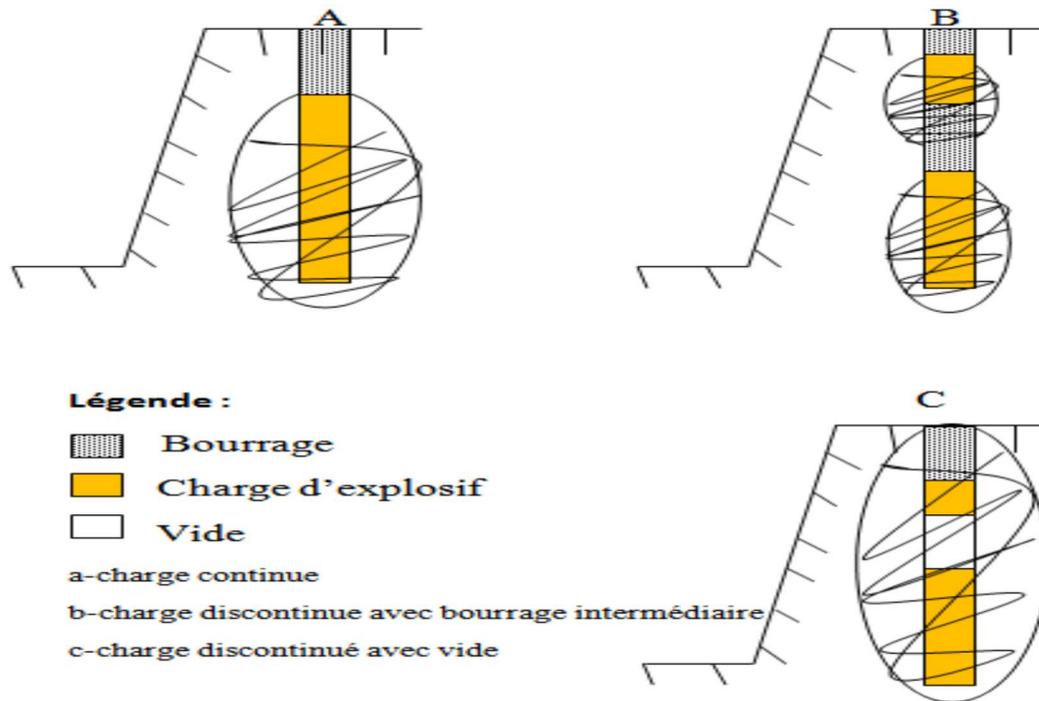


Figure III.14 : les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges continues et discontinues.

La charge discontinue est rationnelle dans le cas où la longueur du trou, lors des charges continues, n'est pas entièrement utilisée. Dans les roches hétérogènes il est rationnel de répartir la charge en la disposant dans les parties du massif à grosse blocométrie.

En qualité de matériaux de bourrage on utilise la roche, l'eau ou le vide. Selon les données de certains chercheurs, la répartition des charges dans les trous au moyen du vide conditionne l'amélioration de la fragmentation de la roche. [9]

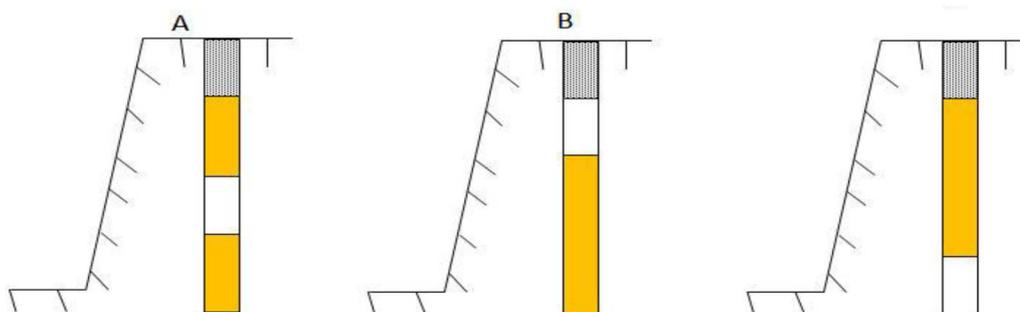


Figure III.15 : schéma des charges avec des intervalles vides.

Les intervalles vides dans les trous changent le caractère de l'action de l'explosif. Pendant le tir d'une charge continue sans intervalle vide il se produit un broyage de la roche dans la zone de fragmentation réglée suite à la haute pression des gaz formés par les produits explosif et l'expansion des ondes de contraintes avec une grande amplitude. Quant à la zone de fragmentation non réglée, il se transmet relativement moins de quantité d'énergie ce qui rend la fragmentation moins intensive dans cette zone.

En créant des intervalles vides, on peut réduire :

- La densité de l'explosif dans les trous et la pression du tir sur les limites des charges.
- Réduire le sur broyages de la roche à proximité de la charge et augmenté le temps de l'action active du tir sur le milieu.

III.1.2. Les variables incontrôlables

III.1.2.1. Propriétés structurales

Il est connu que les roches se diffèrent suivant chaque texture et composition de chaque type des roches même les roche du même type en peut dire que chaque massif a une empreinte spéciale des discontinuités et caractéristiques géologiques qui influent l'abattage de la roche et qui sont les moins contrôlables dans l'abattage à l'explosif.

Les discontinuités sont des interruptions de la roche qui résultent de la formation du massif. Ces derniers ont le rôle d'arrêter la propagation des fractures dans la roche, et les microstructures de ces discontinuités influencent et compliquent le processus de fracturation dynamique. [9]

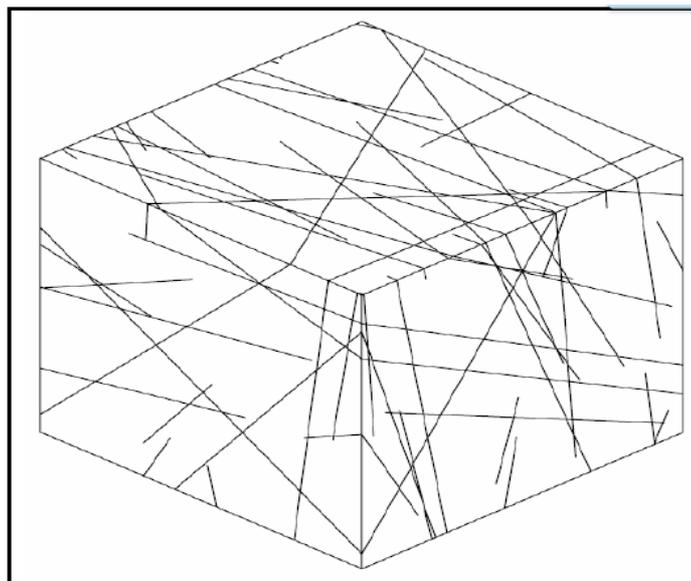


Figure III.16 : Simulation tridimensionnelle des discontinuités du massif rocheux. [9].

Cette figure représente un réseau tridimensionnel des discontinuités dans un massif rocheux tridimensionnel et démontre les coordonnées spatiales des fissures dans le massif chaque fissure a une direction et une forme spéciale.

Il est certainement préférable de tirer les gradins avec un diamètre de trou réduit dans des conditions où la fréquence spatiale d'un ou plusieurs jeux de discontinuités est importante, Cela nous permet de mettre en place une maille de foration plus serré pour une consommation spécifique équivalente.

Une maille de foration trop lâche dans ce type de situation peut conduire à des portions entières du gradin peu ou non fragmentées. [9]

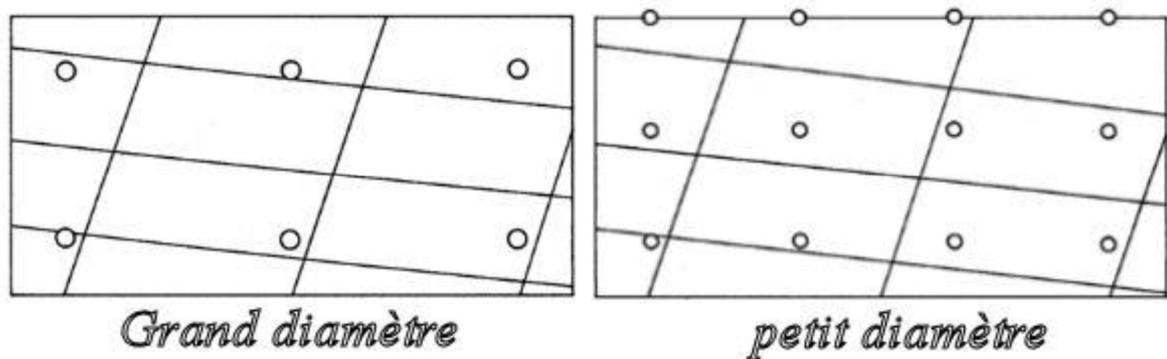


Figure III.17 : Deux mailles de foration différentes confrontées à un même réseau de discontinuités. Illustration d'après l'U.S. Bureau of Réclamation. [9].

III.1.2.2. Discontinuités stratigraphiques et plans de fracturation

Après le tir les discontinuités stratigraphiques ou autrement dit les plans de fracturation a un impact très important sur la forme finale de front de taille et l'arrachement des roches après le tir selon l'angle de directions des plans de fracturation sure le front de taille comme démontrer par (figure III.17) si dessous.

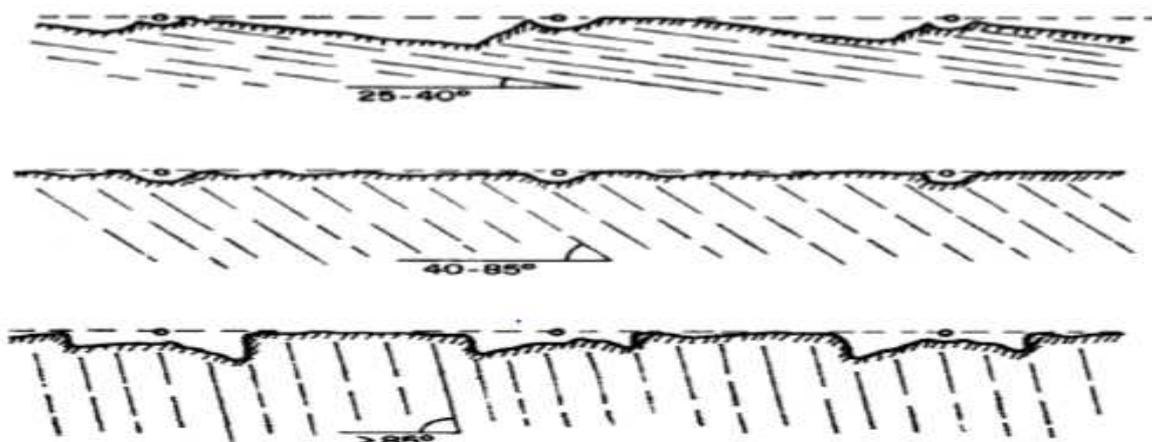


Figure III.18: Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en plan (Jimeno et al. 1995).

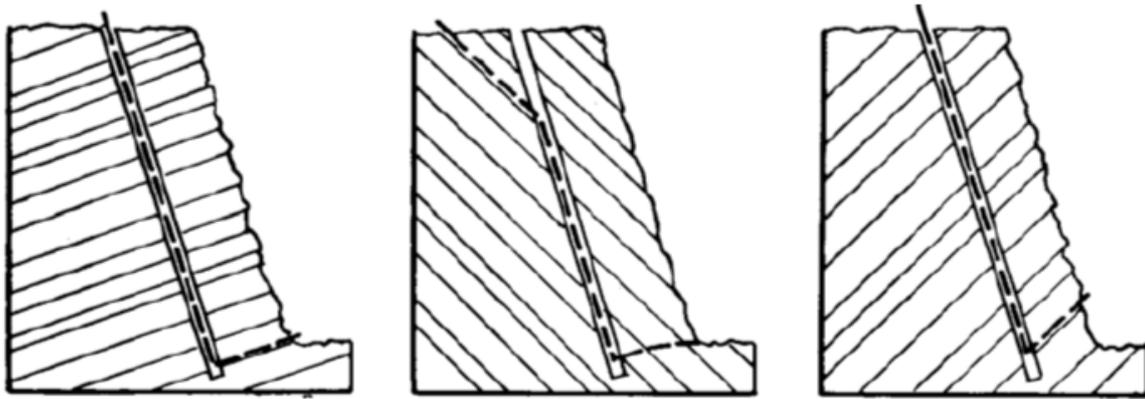


Figure III.19: Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en coupe (Wild, 1984).

La présence d'une discontinuité peu remplie ou à remplissage peu résistant peut par ailleurs causer un échappement des gaz d'explosion et perturber la mise en mouvement de la roche abattue. Des résultats expérimentaux montrent que l'efficacité du tir est plus influencée par les discontinuités structurales que par les propriétés de l'explosif, Ash [14].

C'est un fait bien connu que l'efficacité du tir est affectée par les discontinuités structurales y compris failles, joints et autres. Des résultats expérimentaux montrent que l'efficacité du tir est plus influencée par les discontinuités structurales que par les propriétés de l'explosif, Ash [14].

Les tendances récentes sur le tir sont dirigées vers l'utilisation de larges diamètres de trous, ce qui entraîne de larges espaces et lignes de moindre résistance cependant les discontinuités géologiques deviennent plus prononcées, Ash [14].

On peut dire que les discontinuités dans le massif rocheux ont une grande influence sur les travaux miniers, surtout, sur le travail de l'explosif pendant les travaux d'abattage des roches. Comme, la consommation spécifique d'explosif est l'un des principaux paramètres des travaux d'abattage des roches, l'Académicien « **Ashby** » a développé une formule empirique entre la consommation spécifique d'explosif et les propriétés de la masse rocheuse (voire figure III.19). [15].

$$q_{\text{exp}} = \frac{1.4 \tan(\varphi + i)}{\sqrt[3]{\text{fracture/mètre}}}$$

Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et la fréquence de

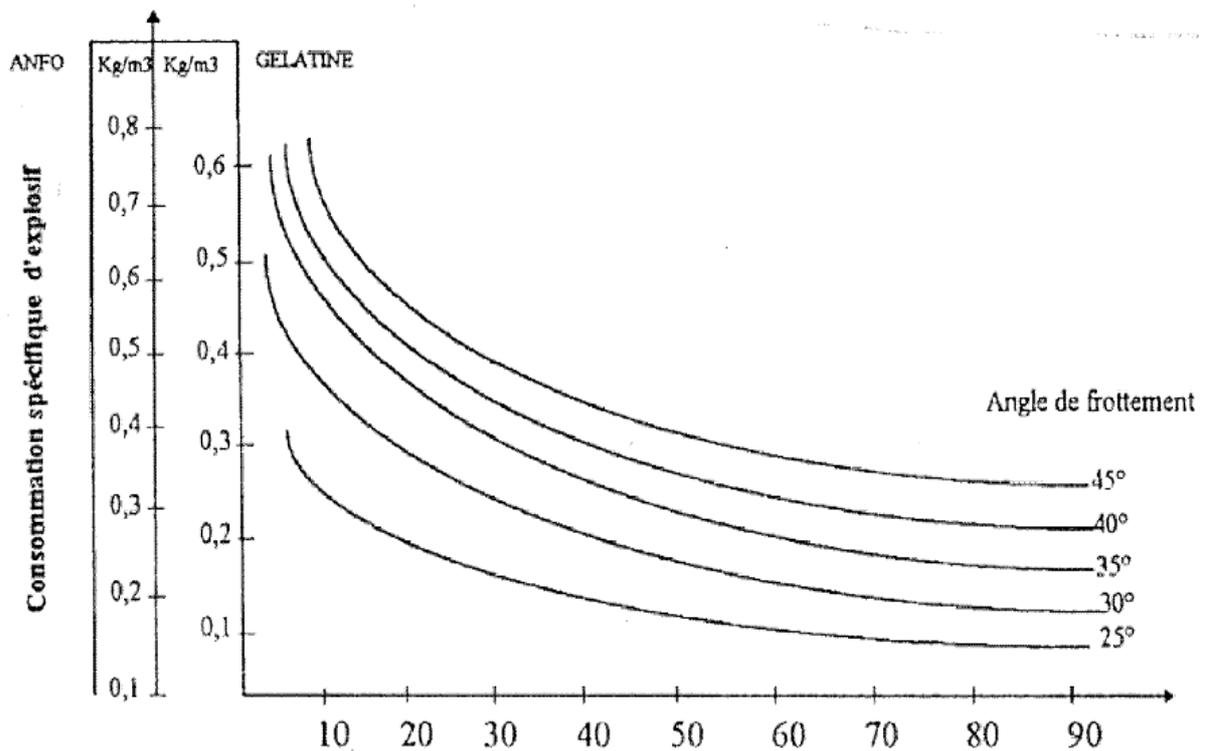


Figure III.20 : Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et la fréquence de fractures et la résistance de cisaillement développée par « Ashby ». [8].

III.2. Analyse des pratiques d'abattage

III.2.1. Objectifs du tir

Dans les carrières où les masses rocheuses sont dures nous ne pouvons pas l'exploiter avec les procédés d'extraction continue comme une alternative à ces procédés nous utilisons la méthode d'abattage à l'explosif, qui nous donne l'avantage d'abattre des volumes de roche importants, avec des moyens limités en termes d'engins.

A partir des opérations utilisées pour l'abattage à l'explosif représentées par l'implantation et foration des trous, chargement et amorçage de la charge explosif.

L'abattage à l'explosif va avoir différents objectifs :

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

III.2.2. Eléments théoriques sur l'opération d'abattage

III.2.2.1. Choix de type de forage

La forabilité des roches est caractérisée par les efforts de compression et de cisaillement définie par l'indice de forabilité.

On peut déterminer le type de forage suivant l'indice de forabilité des roches comme suit :

$$D_f = 0.007 \times (\delta_c + \delta_{depl}) + 0.7\gamma$$

Où :

- δ_c : la résistance à la compression.
 $\delta_c = 100f \text{ (kgf/cm}^3\text{)}$: avec f : c'est la dureté.
- δ_{depl} : la résistance de déplacement.
 $\delta_{depl} = (0.2 \div 0.33)\delta_c \text{ (kgf/cm}^3\text{)}$
- γ : masse volumique de la roche. (g/cm³).

Tableau III.3 : le type de sondeuse suivant l'indice de forabilité.

Sondeuse	Diamètre des trous (mm)	Indice de forabilité
A molette	160	5-10
	190- 243	7-12
	243-262	8-14
A vis	125	1-3
	160	1-6
Roto percutante	65-125	6-15
	185	10-25
	200	10-25
Thermique	180-400	12-25

III.2.2.2. Mécanisme de l'explosion

Un explosif est un mélange de substances chimiques peu stables, qui, par un apport d'énergie est susceptible de se décomposer rapidement. Les substances explosives, selon leur régime de décomposition, ont des comportements différents : combustion, déflagration, détonation. Les puissances dégagées vont varier en fonction du type de décomposition. La détonation est le régime de décomposition le plus rapide : la puissance transmise au moment de la détonation sera donc la plus importante. C'est le mécanisme qui va ainsi générer les effets mécaniques les plus importants, c'est donc ce qui est le plus souvent recherché dans l'utilisation des explosifs. [9].

L'explosion 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). C'est cette onde de choc qui assure la propagation de la réaction chimique par effet "points chauds" [16].

Les vitesses de détonation vont de 2000 à 6000 m/s, et varient selon la nature de la substance et les conditions de mise en œuvre.

Une substance explosive dont le régime normal de décomposition est la détonation est appelée : explosif. [8].

On distingue deux types des explosifs sont :

- Explosif brisant ;
- Explosif lent (poussant).

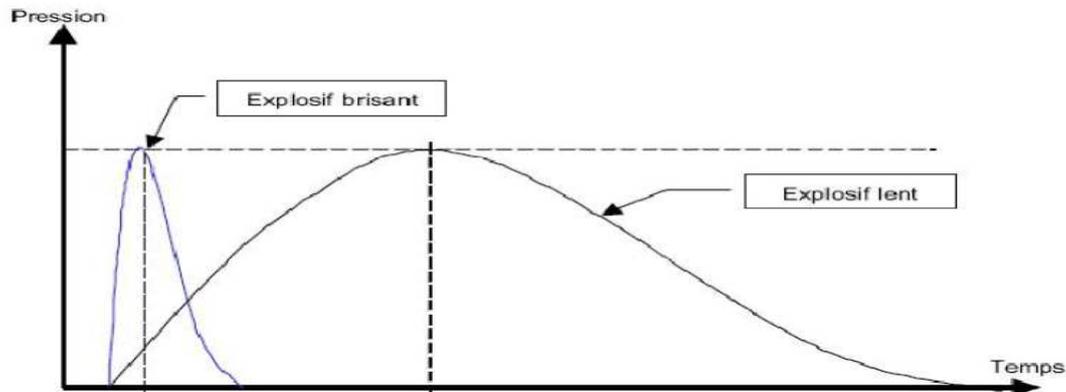


Figure III.21 : Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent.

III.2.2.3. Caractéristique d'explosif

Les principales caractéristiques d'explosifs industriels sont suivantes :

- L'énergie ;
- La densité ;
- La sensibilité à l'amorçage ;
- La vitesse de détonation ;
- Le diamètre critique de détonation ;
- L'aptitude à transmettre la détonation ;
- La sensibilité aux chocs, à la friction, à la chaleur et à l'humidité.

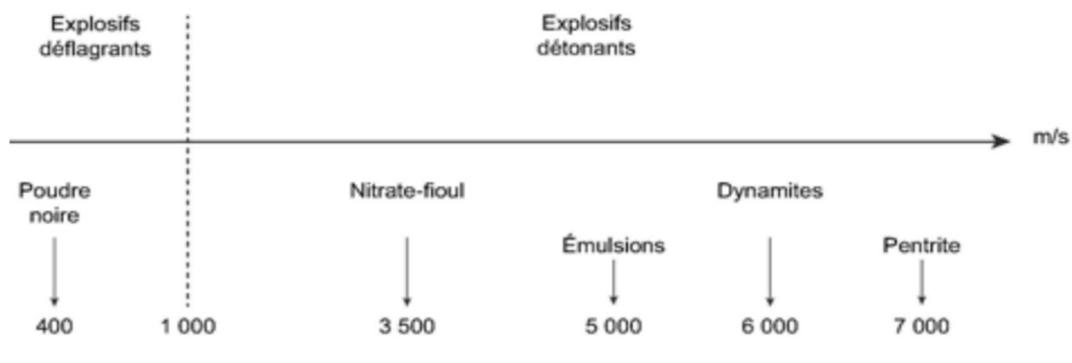


Figure III.22 : Vitesse de détonation des principaux explosifs.

III.2.2.4. Choix de l'explosif

Le choix de l'explosif dépend aussi dans large mesure de présence d'eau dans le massif à abattre ou des conditions climatiques, parce qu'il y a des explosifs très sensibles à l'eau et d'autres résistants

Généralement, on choisit le type d'explosif en fonction de la nature du massif. Les roches dures peu fracturées nécessitent des explosifs ayant de forte densité et des vitesses de détonation élevées. Un explosif de forte brisance est indispensable pour créer de nouvelles surfaces pendant la fragmentation.

Par contre dans les massifs fracturés, où les blocs du tas abattu sont délimités en grande partie par des discontinuités préexistantes un explosif de faible densité ayant une vitesse de détonation moins importante serait plus efficace. Dans ce cas, et surtout lorsque les fractures sont ouvertes, il faut prendre en compte la perméabilité au gaz du massif rocheux comme un paramètre essentiel.

Dans les conditions de l'élasticité linéaire, des études entreprises notamment aux (USA) et (Canada) et reprises dans certains pays européens, ont montré que le transfert de l'énergie de l'explosif vers le rocher est meilleur lorsque le rapport :

$$Z = \frac{d_{ch} \times D}{\rho_r \times V_c}$$

Où :

Z : rapport d'impédances ;

D : La vitesse de détonation d'explosif ;

dch : La densité de chargement de l'explosif dans le trou.

V_c : La vitesse des ondes de compression dans la roche.

Le rapport (Z) c'est le rapport d'impédance mécanique de l'explosif et du rocher, il nous montre que plus la roche est dure et dense, le plus que l'explosif doit avoir une vitesse de détonation élevée et une forte densité. La valeur d'impédance (Z) est égale à 1 mais en pratique elle se varie entre (0.4 et 0.7). $0.4 \geq Z \geq 0.7$. [8]

III.2.2.5. Abattage de la roche

Le processus de la fracturation à l'explosif repose sur l'action combinée de l'onde de choc et des gaz d'explosion. La détonation n'est pas un phénomène instantané, mais les deux étapes qui la constituent ont des durées très différentes : le phénomène de l'onde de choc est très court par rapport à l'action des gaz. Bien que ces phénomènes ne soient pas totalement indépendants, comme l'illustre la figure (III.21) :

- Une phase **dynamique**, durant laquelle on peut distinguer différents phénomènes, relatifs à différentes zones du massif rocheux.

- **Phase 1** : L'onde de choc génère, tout d'abord, dans un régime que l'on peut supposer hydrodynamique, une onde de compression, qui va engendrer des contraintes supérieures à la résistance en compression de la roche. Cet état de contrainte va broyer la roche en fines particules, dans une zone autour du trou désignée par « zone de broyage ».
- **Phase 2** : On observe ensuite la création de fissures radiales : l'onde de choc perd en intensité, mais les contraintes tangentielles qu'elle crée sont encore suffisantes pour fracturer la roche via des contraintes tangentielles de traction. Malgré une décroissance en $1/r^3$ dans la zone de broyage et en $1/r^2$ par la suite, les contraintes demeurent supérieures à la résistance en traction de la roche, dans une zone appelée zone transitoire
- **Phase 3** : Le dernier phénomène de la phase dynamique fait intervenir les ondes de traction : en effet, les ondes de choc initialement créées vont rencontrer des surfaces libres, sur lesquelles elles vont se scinder en une onde transmise et une onde réfléchie. Dans le cas d'une interface roche air, cette réflexion est presque totale.[9] ;
- Une phase **quasi statique, Phase 4**, où 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. [8].

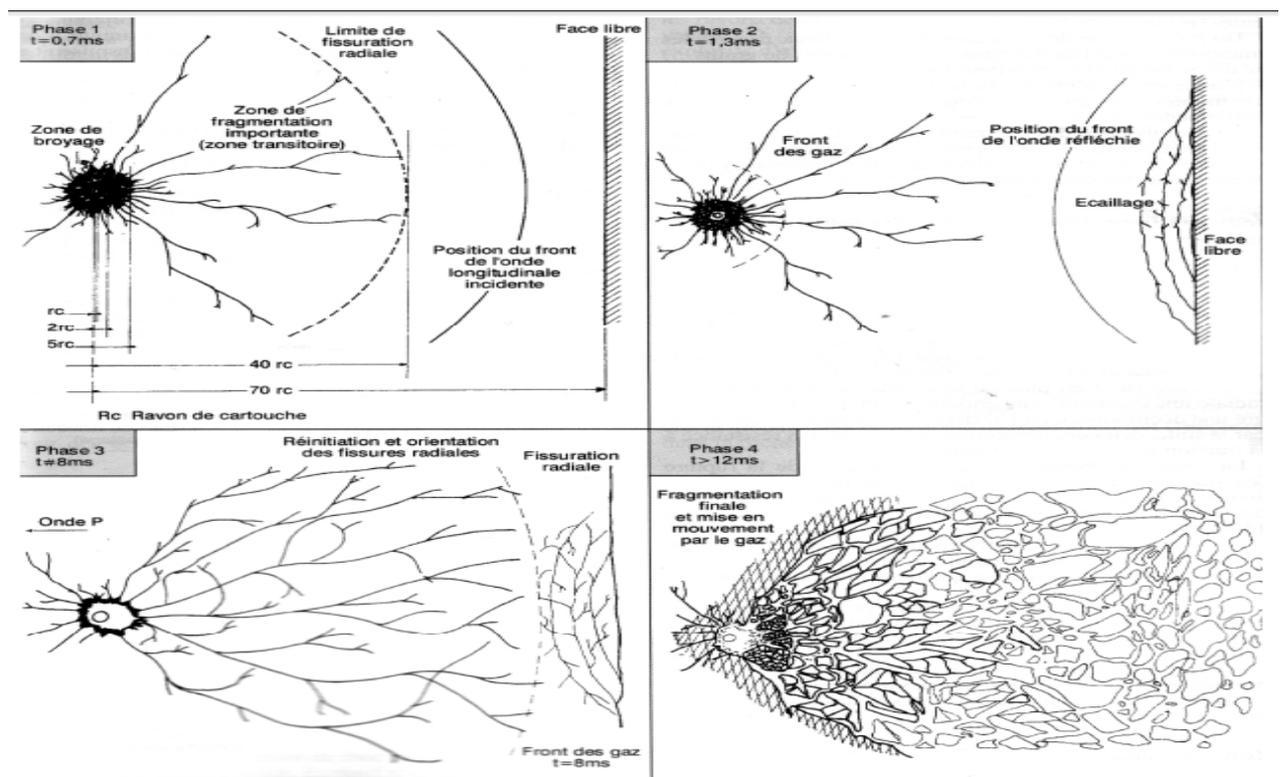


Figure III.23 : Développement de la fissure et de la fracturation dans l'abattage du massif rocheux. [9].

III.3. Dimensionnement d'un schéma de tir

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

- La plateforme, zone sur laquelle évolue les engins, définit un plan nommé carreau ;
- Le front est la surface libre qui va être abattue. Les paramètres essentiels du front sont sa hauteur (règlementairement limitée à 15 m), son inclinaison et sa régularité ;
- Les distances entre deux rangées (ou bien distance entre le front et la première rangée) doivent être égales ; on appelle cette distance ligne de moindre résistance ;
- L'espacement est la distance entre deux trous d'une même rangée ;
- On désigne par maille le couple (a/b) ;
- L'inclinaison des trous par rapport à la verticale détermine la longueur à forer en fonction de la hauteur du front. La longueur de foration additionnelle par rapport au carreau est désignée par sur foration ;
- Un bourrage est un matériau inerte, placé soit entre deux charges (« bourrage intermédiaire »), soit en haut de trou (« bourrage terminal ou final ») ;
- La séquence d'amorçage est l'ordre dans lequel détonnent les différents détonateurs placés dans les mines.[8]

La figure (figure III.22) se présente les paramètres d'un schéma de tir.

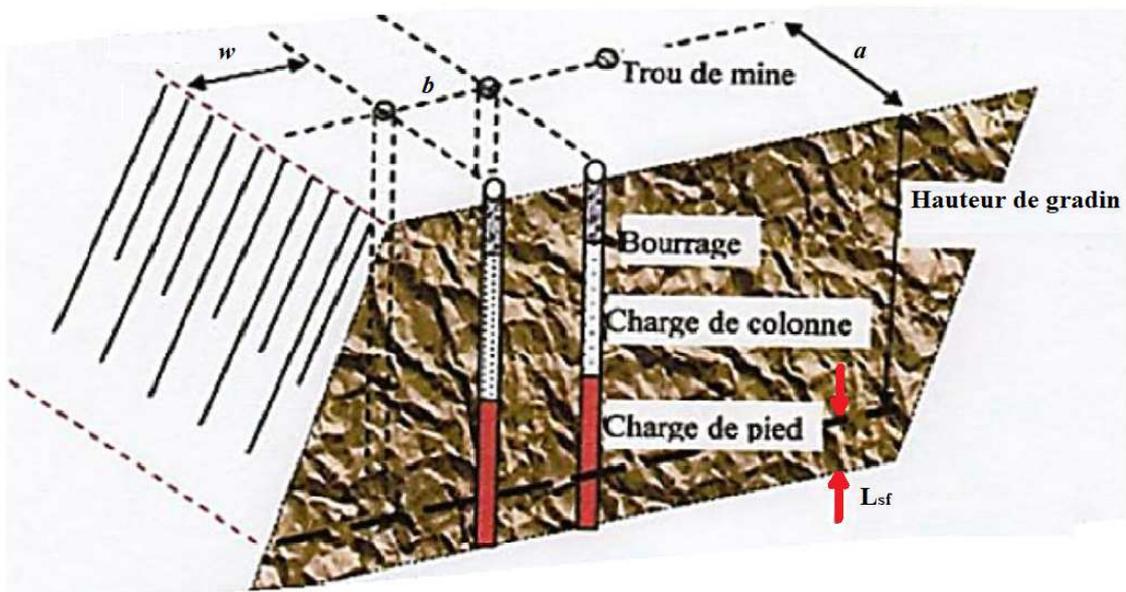


Figure III.24 : illustration des paramètres d'un schéma de tir.

Conclusion

Ce chapitre montre qu'une réalisation d'un plan de tir, il faut d'abord connaître les paramètres contrôlable et non contrôlable, qui influent sur les résultats d'abatage.

La bonne connaissance de ces paramètres de tir, signifie l'amélioration des résultats d'abatage pour atteindre les meilleures qualités avec les moindres problèmes.

Chapitre IV :
Optimisation des
paramètres de tir et
choix d'un plan de tir

IV. Optimisation des paramètres de tir et choix d'un plan de tir

Introduction

Au niveau de la carrière de S.N.C ZITI & ISAADI les paramètres de tir utilisés, donne des mauvais résultats (tau des blocs hors gabarit très élevé), ces résultats influent négativement sur le rendement des autres processus d'exploitation tel que le chargement, transport et concassage. Dans ce que suit on va étudier et analyser les paramètres du forage et de tir utilisé dans cette carrière pour chercher et trouver le problème résultant ces résultats afin d'améliorer le tir.

Donc notre étude se base sur deux axes, en commençant par la vérification de leurs paramètres selon les dimensions des engins utilisés, ensuite on va proposer de nouveaux paramètres.

Avec la vérification des paramètres il faut aussi vérifier la compatibilité des engins utiliser dans la carrière, avec celui calculer.

IV.1. Recalcul des paramètres de tir (selon les dimensions des engins utilisés dans la carrière)

IV.1.1. Les données

Hauteur de gradin	Hg : 10 m.
Diamètre de trou	Dt : 65 mm.
Résistance à la compression	: 653 (kgf/cm ²).
Masse volumique	: 2.66 (tonne/m ³).
Dureté de la roche	: 6.6
Angle d'inclinaison de trou	: 85°.
Aptitude de travail d'explosif étalon	: 360.
Aptitude de travail d'explosif utilisé	: 320.
Densité de Marmanite	: 980 (kg/m ³).
Densité de Anfomil	: 950 (kg/m ³).
Volume de godet d'excavateur	: 1.5 m ³ .
Volume de benne de camion	: 15 m ³ .
Ouverture de concasseur	: 0.8m.

IV.1.2. Calcul des paramètres de tir

IV.1.2.1. Indice de forabilité

$$D_f = 0.007 \times (\delta_c + \delta_{depl}) + 0.7\gamma$$

- δ_c : la résistance à la compression = 653 (kgf/cm²).
- δ_{depl} : la résistance à la déplacement $(0.16 \div 0.33)\delta_c$
La dureté égale à (6.6) donc on prend $\delta_{depl} = 0.22 * 653 = 143.66$ (kgf/cm²).
- γ : la masse volumique de la roche = 2.66 (tonne/m³).

$$D_f = 0.007 \times (653 + 143.66) + 0.7 * 2.66$$

$$D_f = 7.44$$

Donc la forabilité est facile.

IV.1.2.2 La longueur de sous forage

L'excès de forage sert à créer un plat forme favorable pour les engins de chargement et de transport mais leur rôle majeur est l'augmentation de la fragmentation sur le pied de gradin.

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

- D_t : diamètre de trou = 0.065 m.

$$L_{sf} = 10 * 0.065$$

$$L_{sf} = 0.65 m.$$

IV.1.2.3. La longueur de trou

C'est la longueur de trou calculer d'après la hauteur de gradin et la longueur d'excès de forage. Elle est déterminée par :

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

- Hg : hauteur de gradin : 10 m.
- β : angle d'inclinaison de trou : 85°
- L_{sf} : longueur de sous forage : 0.64 m

$$L_t = \frac{10}{\sin 85} + 0.65$$

$$L_t = 10.69 (m)$$

IV.1.2.4. La consommation spécifique étalon

C'est la consommation spécifique théorique qui détermine la classification des roches et ainsi que la tirabilité des roches.

$$q_{et} = 0.02(\delta_c + \delta_{tr} + \delta_{depl}) + 2\gamma, (g/cm^3).$$

Tableau IV.1 : Classification des roches selon la tirabilité.

Tirabilité	$q_{et}, g/cm^3$	Classe	Catégorie
Facile	<10	I	1,2,3,4,5
Moyenne	10.1÷20	II	6,7,8,9,10
Difficile	20.1÷30	III	11,12,13,14,15
Très difficile	30.1÷40	IV	16,17,18,19,20
Exclusivement difficile	40.1÷50	V	21,22,23,24,25

$$q_{et} = 0.02(\delta_c + \delta_{tr} + \delta_{depl}) + 2\gamma, (g/m^3).$$

- δ_c : la résistance à la compression = 653 (kgf/cm²).
- δ_{depl} : la résistance à la déplacement $(0.16\div 0.33)\delta_c = 143.66$ (kgf/cm²).
- δ_{tr} : résistance à la traction $(0.08\div 0.12)\delta_c = \delta_c/9.32 = 70.06$ (kgf/cm²).
- γ : la masse volumique de la roche = 2.66 (tonne/m³).

$$q_{et} = 0.02(653 + 70.06 + 143.66) + 2 * 2.66$$

$$q_{et} = 22.65 (g/m^3).$$

La tirabilité de cette roche est difficile (Class III catégorie 12)

IV.1.2.5. La consommation spécifique d'explosif (q_p)

Se représente la consommation spécifique de projet qui est calculer selon la consommation spécifique étalon avec des coefficient à considérer.

La consommation spécifique de projet est donnée comme suite :

$$q_p = q_{et} \times k_{ex} \times k_f \times k_d \times k_c \times k_r \times k_{sd}, (kg/m^3).$$

Où :

- q_{et} : La consommation spécifique étalon : 22.65 (g/m³).
- k_{ex} : coefficient tenant compte de la conversion de l'explosif étalon à celui utilisé à la mine.

$$k_{ex} = \frac{A_{et}}{A_u}$$

- A_{et} : aptitude de travail de l'explosif étalon ($A_{et} = 360 \text{ cm}^3/10\text{g}$).
- A_u : aptitude de travail de l'explosif utilisé ($A_u = 320 \text{ cm}^3/10\text{g}$).

$$k_{ex} = \frac{360}{320} = 1.13$$

- k_f : coefficient tenant compte de l'influence de la fissuration du massif.

$$k_f = 1.2 l_m + 0.2$$

- l_m : dimension moyenne de bloc en massif = 1m

$$k_f = 1.2 * 1 + 0.2 = 1.4$$

- k_d : coefficient tenant compte du degré de la fragmentation demandée.

$$k_d = \frac{0.5}{C}$$

- C : diamètre maximale admissible = $0.17^3 \sqrt{E}$

$$C = 0.17^3 \sqrt{E}$$

$$C = 0.17^3 \sqrt{1.5} = 0.19$$

Donc :

$$k_d = \frac{0.5}{0.19} = 2.63$$

- k_c : coefficient tenant compte du degré de concentration de la charge (forme de la charge dans le massif).

Tableau IV.2 : Coefficient tenant compte du degré de concentration selon le diamètre de trou

Tirabilité	D < 100 mm	D = 100 mm	D > 100 mm
Facile	$k_c = 0.95 \div 1.0$	$k_c = 1.0$	$k_c = 1.05 \div 1.1$
Moyenne	$k_c = 0.85 \div 0.9$	$k_c = 1.0$	$k_c = 1.2 \div 1.25$
Difficile	$k_c = 0.7 \div 0.8$	$k_c = 1.0$	$k_c = 1.35 \div 1.4$

$$k_c = 0.8$$

- k_r : coefficient qui tient compte de l'influence du volume.

$$k_r = \sqrt[3]{\frac{Hg}{15}} \text{ si } Hg \geq 15$$

$$k_r = \sqrt[3]{\frac{15}{Hg}} \text{ si } Hg \leq 15$$

$$k_r = \sqrt[3]{\frac{15}{Hg}} \text{ puisque } Hg \leq 15$$

Donc : $k_r = \sqrt[3]{\frac{15}{10}} = 1.15$

- k_{sd} : coefficient qui tient compte du nombre de surfaces dégagées.

Tableau IV.3 : Coefficient k_{sd} selon le nombre des surfaces libre.

Nombre des surface libre	Coefficient k_{sd}
01	10
02	8
03	6
04	4
05	2
06	1

Depuis l'entreprise le nombre des surfaces libre est : deux (2) surfaces libres $k_{sd} = 8$

Donc

$$q_p = 0.02265 \times 1.13 \times 1.4 \times 2.63 \times 0.8 \times 1.15 \times 8$$

$$q_p = 0.694 \text{ (kg/m}^3\text{)}$$

IV.1.2.6. La Charge métrique (P)

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

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

- D_t : diamètre de trou = 0.065 (m).

- Δ : densité moyenne d'explosif = $\frac{980 \times 63 + 950 \times 37}{100} = 968.9 \text{ (kg/m}^3\text{)}$.

$$P = \frac{0.065^2 \times \pi}{4} \times 968.9, \text{ (Kg/m)}.$$

$$P = 3.21 \text{ (kg/m)}.$$

IV.1.2.7. La 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, ou la distance entre le centre de trou et le perpendiculaire au front de taille. Il est donné comme suite :

• Pour les trous verticaux :

$$w = \frac{\sqrt{0.56P^2 + 4 \times m \times q_p \times Hg \times P \times L_t} - 0.75P}{2 \times m \times q_p \times Hg}, \text{ (m)}.$$

- Pour les trous inclinés.

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

- m : coefficient de rapprochement de trou en fonction de la dureté (f).
Il est donné : $m = 1.66 - 0.066f = 1.22$ (m).
- P : la charge métrique : 3.21 (kg/m).
- Hg : hauteur de gradin : 10 m.
- L_t : longueur de trou : 10.69 m.

L'entreprise utilise des trous de mine inclinai donc

$$w = \frac{\sqrt{3.21^2 + 4 \times 1.22 \times 0.694 \times 10 \times 3.21 \times 10.68} - 3.21}{2 \times 1.22 \times 0.694 \times 10}$$

$$w = 1.83 \text{ m}$$

IV.1.2.8. Espacement entre trous de mine (a)

C'est la distance d'une même rangée qui porte le nom d'espacement. Elle peut être déterminée d'après la relation suivante :

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

- m : coefficient de rapprochement de trou en fonction de la dureté (f) = 1.22.
- w : La ligne de moindre résistance = 1.89 (m).

$$a = 1.22 \times 1.83 \text{ (m)}$$

$$a = 2.23 \text{ (m)}$$

IV.1.2.9. Distance entre deux rangés (b)

La distance entre les rangées de trou (b) dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin.

Il y a deux cas de distinction :

- **Le cas n°1** : L'utilisation des tirs instantané ou tout la charge explosive doit être détoner à la fois dans ce cas la distance entre deux rangées est donnée :

$$b = a, (m).$$

- **Le cas n°2** : L'utilisation des tirs avec des détonateur a microretard (DMR) ou les charge d'explosif doit être décaler la distance entre deux rangées est données :

$$b = w, (m).$$

Pour voir une bonne fragmentation il est conseillé d'utiliser des tirs avec des détonateur a microretard (DMR) ou les charge d'explosif doit être décaler la distance entre deux rangées est données :

$$b = w, (m).$$

$$b = 1.83 \text{ (m)}$$

IV.1.2.10. Quantité d'explosif dans un trou (Q_{trou})

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

- Pour la première rangée :

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

- Pour le reste des rangées :

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

On a $w = b$ donc :

$$Q_{trou} = 0.694 \times 2.23 \times 1.83 \times 10$$

$$\boxed{Q_{trou} = 28.32 (Kg)}$$

IV.1.2.11. La longueur de charge (L_{ch})

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

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

- Q_{trou} : quantité d'explosif dans un trou = 28.32 (Kg) ;
- P : la charge métrique d'explosif = 3.21 (Kg/m).

$$L_{ch} = \frac{31.83}{3.21}, (m)$$

$$\boxed{L_{ch} = 8.82 (m)}$$

IV.1.2.12. 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_t : longueur de trou : 10.69 (m).
- L_{ch} : longueur de charge : 8.8 (m).

$$L_b = 10.69 - 8.82$$

$$\boxed{L_b = 1.87 (m)}$$

IV.1.2.13. La longueur de bourrage de bouchon (L_{bb})

Elle est donnée comme suite

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

- D_t : diamètre de trou de mine : 65 mm

$$L_{bb} = 23.3 \times 0.065$$

$$\boxed{L_{bb} = 1.51 (m)}$$

IV.1.2.14. La longueur de bourrage intermédiaire (L_{bint})

$$L_{bint} = L_b - L_{bb}, (m)$$

$$L_{bint} = 1.87 - 1.51$$

$$L_{bint} = 0.36 (m)$$

IV.1.2.15. 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.

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

- P_a : production annuelle projeté : 100 000 (m^3)
- N_m : nombre des moi ouvrable par an (12 mois) ;
- N_{int} : nombre des tirs par mois (1 tir/moi) ;

$$V_b = \frac{100\,000}{12 \times 1}$$

$$V_b = 8\,333.4 (m^3)$$

IV.1.2.16. Le volume abattu par un seul trou de mine (V_{tr})

Il est donné :

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

- a : espacement entre les trous : (m) ;
- w : la ligne de moindre résistance : (m) ;
- Hg : hauteur de gradin : 10 (m).

$$V_{tr} = 2.23 \times 1.83 \times 10$$

$$V_{tr} = 40.81(m^3)$$

IV.1.2.17. Le nombre des trous de mine dans un bloc (N_{tr}).

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

$$N_{tr} = \frac{V_b}{V_{tr}}, (trou).$$

- V_b : largeur d'enlevure :8333.4 (m) ;
- V_{tr} : longueur de bloc à abattre : 20.67 (m) ;

$$N_{tr} = \frac{8\,333.4}{40.81}$$

$$N_{tr} = 204.2 \approx 207 (trou)$$

Pour un schéma de tir avec (3) rangés on prend le nombre des trou (207) pour avoir (69) trou pour chaque rangé.

IV.1.2.18. Recalcul de volume de bloc réel (V_{breel})

Après le calcul de nombre des trous de mine il faut corriger le volume de bloc pour voir le volume réel de bloc abattue

$$V_{breel} = V_{tr} \times N_{tr}, (m^3)$$

$$V_{breel} = 40.81 \times 207$$

$$\boxed{V_{breel} = 8\,447.67 (m^3)}$$

IV.1.2.19. Quantité d'explosif totale dans un bloc (Q_{tot})

C'est la quantité d'explosif utilisé pour abattre le bloc, elle est donnée :

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

- N_{tr} : nombre des trous dans un bloc : 405 trous.

- Q_{trou} : quantité d'explosif dans un trou de mine : 28.32 (Kg).

$$Q_{tot} = 207 \times 28.32$$

$$\boxed{Q_{tot} = 5\,862.24 (kg)}$$

IV.1.2.20. Longueur total foré

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

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

- N_{tr} : nombre des trous dans un bloc : 405 trous ;

- L_t : longueur de trou : 10.69 (m) :

$$L_{tf} = 207 \times 10.69$$

$$\boxed{L_{tf} = 2\,212.83 (m)}$$

IV.1.2.21. Rayon de sécurité

Le rayon entre l'emplacement d'explosif et la zone qui n'est pas influe par l'explosif (les ondes sismiques et la projection des roches il y a deux cas :

- Tir à micro retard :

$$Rs = 29 \sqrt{\frac{Q_{tot}}{N}}$$

- Tir instantané :

$$Rs = 25 \sqrt{Q_{tot}}$$

A notre cas il est préférable d'utiliser des tirs a micro retard donc on trouve :

$$Rs = 29 \sqrt{\frac{Q_{tot}}{N}}$$

- N : nombre des détonations : 13 détonations ;

- Q_{tot} : longueur de trou : 12891.15 (kg) :

$$Rs = 29 \sqrt{\frac{5\,862.24}{13}}$$

$$\boxed{Rs = 615.82 \text{ (m)}}$$

IV.1.2.22. La section de bloc à abattre (S_b).

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

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

- V_b : volume de bloc à abattre : 8 333.4 (m^3) ;
- Hg : hauteur de gradin : 10 (m).

$$S_b = \frac{8\,333.4}{10}$$

$$\boxed{S_b = 833.34 \text{ (m}^2\text{)}}$$

IV.1.2.23. La largeur d'enlevure (A)

Elle est donnée par la formule suivante :

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

Où :

- w : la ligne de moindre résistance : 1.83 (m) ;
- b : distance entre deux rangés : 1.83 (m) ;
- n : nombre des rangés on suppose 3 rangées.

$$A = 1.83 + 1.83 \times (2)$$

$$\boxed{A = 5.49 \text{ (m)}}$$

IV.1.2.24. La Longueur de bloc à abattre (L_{bloc})

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

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

- S_b : section de bloc abattu : 833.34 (m^2) ;
- A : largeur d'enlevure : 5.49 (m).

$$L_{bloc} = \frac{833.34}{5.49}$$

$$\boxed{L_{bloc} = 151.79 \text{ (m)}}$$

IV.1.3 Comparaison des paramètres utilisés et ceux calculés

Tableau IV.4 : comparaison entre les paramètres de tir utilisés dans la carrière et ceux calculés.

Paramètre		Utilisé par l'entreprise	Calculé
Hauteur de gradin (m)	H_g	10	10
Diamètre de trou (m)	D_t	65	65
Longueur de sous forage (m)	L_{sf}	0.90	0.65
Longueur de trou (m)	L_t	10.90	10.69
Consommation spécifique (kg/m ³)	q_p	0.430	0.694
La charge métrique (kg/m)	P	3.21	
La ligne de moindre résistance (m)	w	2.5	1.83
Espace entre les trous (m)	a	3	2.23
Espace entre les rangés (m)	b	2.5	1.83
Quantité d'explosif dans un trou (kg)	Q_{trou}	32	28.32
Longueur de charge (m)	L_{ch}	7.89	8.82
Longueur de bourrage (m)	L_b	2.5	1.87
Volume de bloc à abattre (m ³)	V_b	8 333.4	
Le volume abattu d'un seul trou de mine (m ³)	V_{tr}	75	40.81
Nombre des trous de mine (trou)	N_{tr}	112	207
Quantité d'explosif total (kg)	Q_{tot}	3 584.00	5 862.24
Longueur total foré (m)	L_{tf}	1 163.68	2 212.83
Largeur d'enlèvement (m)	A	7.5	5.49
Rayon de sécurité (m)	R_s	481.51	615.82

D'après le (tableau IV.4), on remarque que la consommation spécifique calculée selon les conditions de la carrière est assez élevée (0.694 kg/m³) par rapport à l'utilisée actuellement (0.430 kg/m³).

Ainsi que les paramètres de l'emplacement des trous ($w = b = 1.83$ m, $a = 2.23$ m), sont différents à ceux utilisés par l'entreprise ($w = b = 2.5$ m, $a = 3$ m)

D'après ces calculs on constate que l'utilisation de ces paramètres actuels aux niveaux de la carrière, entraîne ce mauvais tir de roches.

IV.2. Vérification de compatibilité des engins utilisé par l'entreprise

Après le calcul des paramètres de tir on a trouvé que la consommation spécifique de projet est très élevée (0.694 kg/m^3) ; d'après notre visite et selon l'étude de vérification et vue le tau élevé des blocs hors-gabarit, on a remarqué que le volume de godet de la chargeuse est trop petit par rapport aux dimensions des engins de transport.

Vue, les paramètre des travaux de forage et de tir qui sont dépendants ; donc on va essayer de modifier le volume de godet afin d'améliorer la qualité d'abattage et en parallèle de réduire les coûts liés à ce dernier.

IV.2.1. Vérification de compatibilité de volume de godet

IV.2.1.1. Vérification de compatibilité

Le volume de godet est lié directement avec la capacité de benne de camion pour un flow de travail rentable et optimal pour les deux engins.

Dans les condition optimal la capacité de benne de camion doit être charger par (4 à 6) cycle de chargeuse :

$$G = (4 \div 6)E, (m^3)$$

Donc

$$\frac{G}{E} = (4 \div 6)$$

- G : capacité de benne de camion : 15 m^3 .
- E : volume de godet de pelle de chargement : 1.5 m^3 .

$$\frac{G}{E} = \frac{15}{1.5} = 10 \gg 6$$

Donc la relation n'est pas vérifiée, comme conclusion on trouve que le volume de godet n'est pas compatible avec la capacité de benne du camion.

IV.2.1.2. Recalcul de volume de godet

On peut le calculer d'après la capacité de benne de camion pour avoir un volume du godet correspondant.

$$E = \frac{G}{(4 \div 6)} = \frac{15}{5}$$

$$E = 3.48 (m^2)$$

On a remarqué que la carrière contient deux chargeuses Caterpillar (966 F), de capacité de godet de 3.5 m^3 .

IV.2.1.3. Le rendement de la chargeuse

Le rendement de la chargeuse dans un post est de

$$P = \frac{E \times 3\,600 \times kr \times ku \times tp}{kf \times tc}$$

$$P_p = \frac{3.5 \times 3\,600 \times 0.95 \times (0.875) \times 8}{1.35 \times 45} = 1379.25 \text{ m}^3$$

$$P_p = 1379.25 \text{ m}^3$$

On suggère de remplacer les pelles hydrauliques par une chargeuse qui est capable d'assurer un production postière de la société, pour diminuer les pertes de temps pondent le chargement.

IV.2.2. Recalcul des paramètres de tir correspondant au nouveau volume de godet

IV.2.2.1. Diamètre de trou (Dt)

$$Dt = 0.32C \text{ (mm)}$$

$$C = 0.17\sqrt[3]{E} = 0.26 \text{ (m)}$$

$$Dt = 83.2 \text{ (mm)}$$

L'entreprise S.N.C ZITI & ISAADI possède une sondeuse capable de forer des trous avec le diamètre de $Dt = 89 \text{ mm}$.

IV.2.2.2. Longueur de sous forage (L_{sf})

$$L_{sf} = 10 * 0.089$$

$$L_{sf} = 0.89 \text{ (m)}$$

IV.2.2.3. Longueur de trou (L_t)

$$L_t = \frac{10}{\sin 85} + 0.89$$

$$L_t = 10.93 \text{ (m)}$$

IV.2.2.3. Consommation spécifique d'explosif (q_p)

$$q_p = q_{et} \times k_{ex} \times k_f \times k_d \times k_c \times k_r \times k_{sd}, (kg/m^3).$$

$$- q_{et} = 22.65 (g/m^3) ;$$

$$- k_{ex} = 1.13 ;$$

$$- k_f = 1.4 ;$$

$$- k_d = \frac{0.5}{0.26} = 1.92 ;$$

$$- k_c = 0.8 ;$$

$$- k_r = 1.15 ;$$

$$- k_{sd} = 8.$$

$$\boxed{q_p = 0.506 (kg/m^3)}$$

IV.2.2.4. La Charge métrique (P)

$$P = \frac{0.089^2 \times \pi}{4} \times 968.9$$

$$\boxed{P = 6.02 (kg/m)}$$

IV.2.2.5. La ligne de moindre résistance (w)

$$w = \frac{\sqrt{6.02^2 + 4 \times 1.22 \times 0.506 \times 10 \times 6.02 \times 10.93} - 6.02}{2 \times 1.22 \times 0.506 \times 10}$$

$$\boxed{w = 2.81 (m)}$$

IV.2.2.6. Espacement entre trous de mine (a)

$$a = 1.22 \times 2.81 (m)$$

$$\boxed{a = 3.43 (m)}$$

IV.2.2.7. Distance entre deux rangés (b)

$$b = w, (m).$$

$$\boxed{b = 2.81 (m)}$$

IV.2.2.7. Quantité d'explosif dans un trou (Q_{trou})

$$Q_{trou} = 0.506 \times 3.43 \times 2.81 \times 10$$

$$\boxed{Q_{trou} = 48.77 (Kg)}$$

IV.2.2.8. La longueur de charge (L_{ch})

$$L_{ch} = \frac{48.77}{6.02}$$

$$\boxed{L_{ch} = 8.1 (m)}$$

IV.2.2.9. La longueur de bourrage (L_b)

$$L_b = 10.93 - 8.1$$

$$L_b = 2.82 \text{ (m)}$$

IV.2.2.10. La longueur de bourrage de bouchon (L_{bb})

$$L_{bb} = 23.3 \times 0.089$$

$$L_{bb} = 2.07 \text{ (m)}$$

IV.2.2.11. La longueur de bourrage intermédiaire (L_{bint})

$$L_{bint} = L_b - L_{bb} \text{ , (m)}$$

$$L_{bint} = 2.81 - 2.07$$

$$L_{bint} = 0.75 \text{ (m)}$$

IV.2.2.12. Volume de bloc à abattre (V_b)

$$V_b = 8\,333.4 \text{ (m}^3\text{)}$$

IV.2.2.13. Le volume abattu par un seul trou de mine (V_{tr})

$$V_{tr} = 3.43 \times 2.81 \times 10$$

$$V_{tr} = 96.38 \text{ (m}^3\text{)}$$

IV.2.2.14. Le nombre des trous de mine dans un bloc (N_{tr}).

$$N_{tr} = \frac{8\,333.4}{96.38}$$

$$N_{tr} = 86.46 \approx 87 \text{ (trou)}$$

On utilise un schéma de tir par 3 rangés : on prend 87 trous pour avoir 29 trous par rangé.

IV.1.2.15. Recalcul de volume de bloc réel (V_{breel})

$$V_{breel} = 96.38 \times 87$$

$$V_{breel} = 8\,385.06 \text{ (m}^3\text{)}$$

IV.2.2.16. Quantité d'explosif totale dans un bloc (Q_{tot})

$$Q_{tot} = 87 \times 48.77$$

$$Q_{tot} = 4\,242.99 \text{ (kg)}$$

IV.2.2.17. Longueur total foré

$$L_{tf} = 87 \times 10.93$$

$$\boxed{L_{tf} = 950.91 \text{ (m)}}$$

IV.2.2.18. Rayon de sécurité

$$R_s = 29 \sqrt{\frac{4\,242.99}{13}}$$

$$\boxed{R_s = 523.91 \text{ (m)}}$$

IV.2.2.19. La section de bloc à abattre (S_b)

$$S_b = \frac{8\,333.4}{10}$$

$$\boxed{S_b = 833.34 \text{ (m}^2\text{)}}$$

IV.2.2.20. La largeur d'enlevure (A)

$$A = 2.81 \times (3)$$

$$\boxed{A = 8.43 \text{ (m)}}$$

IV.2.2.21. La Longueur de bloc à abattre (L_{bloc})

$$L_{bloc} = \frac{833.34}{8.43}$$

$$\boxed{L_{bloc} = 98.85 \text{ (m)}}$$

IV.2.3. Tableau récapitulatif des paramètres de tire utilisés, calculés et recommandés

Tableau IV.5 : comparaison entre les paramètres de tir utilisé dans la carrière, calculé et celle recommandé.

Paramètre		Utilisés par l'entreprise	Paramètres calculés	Paramètres recommandés
Hauteur de gradin (m)	H_g	10	10	10
Diamètre de trou (mm)	D_t	65	65	89
Longueur de sous forage (m)	L_{sf}	0.90	0.65	0.89
Longueur de trou (m)	L_t	10.90	10.69	10.93
Consommation spécifique (kg/m ³)	q_p	0.430	0.694	0.506
La charge métrique (kg/m)	P	3.21	3.21	6.02
La ligne de moindre résistance (m)	w	2.5	1.83	2.81
Espace entre les trous (m)	a	3	2.23	3.43
Espace entre les rangés (m)	b	2.5	1.83	2.81
Quantité d'explosif dans un trou (kg)	Q_{trou}	32	28.32	48.77
Longueur de charge (m)	L_{ch}	7.89	8.82	8.1
Longueur de bourrage (m)	L_b	2.5	1.87	2.82
Volume de bloc à abattre (m ³)	V_b	8 333.4		
Le volume abattu d'un seul trou de mine (m ³)	V_{tr}	75	40.81	96.38
Nombre des trous de mine (trou)	N_{tr}	112	207	87
Quantité d'explosif total (kg)	Q_{tot}	3 584.00	5 862.24	4242.99
Longueur total foré (m)	L_{tf}	1 163.68	2 212.83	950.61
Largeur d'enlevure (m)	A	7.5	5.49	8.43
Rayon de sécurité (m)	R_s	481.51	615.82	523.91

IV.2.4. Interprétation des résultats

D'après le (tableau IV.5), on peut remarquer qu'après le changement du volume de godet :

($E = 1.5 \text{ m}^3$) par : ($E = 3.5 \text{ m}^3$) ; et afin d'utiliser les paramètres correspondants au volume de godet recommandé, l'entreprise doit changer en premier lieu le diamètre de forage : ($D_t = 65 \text{ mm}$) par : ($D_t = 89 \text{ mm}$).

Comme résultat on peut tirer les points suivants :

- La longueur de sous forage ($L_{sf} = 0.89 \text{ m}$) au lieu de ($L_{sf} = 0.65 \text{ m}$) ;
- Longueur de trou ($L_t = 10.93 \text{ m}$) au lieu de ($L_t = 10.90 \text{ m}$) ;

- La charge métrique de ($P = 6.02 \text{ kg/m}$) au lieu de ($P = 3.21 \text{ kg/m}$) ;
- La ligne de moindre résistance et la distance entre les rangés ($w = b = 2.83 \text{ m}$) au lieu de ($w = b = 2.5 \text{ m}$) ;
- L'espacement entre les trous ($a = 3.43 \text{ m}$) au lieu de ($a = 3 \text{ m}$) ;
- Consommation spécifique d'explosif ($q_p = 0.506 \text{ kg/m}^3$) au lieu de ($q_p = 0.430 \text{ kg/m}^3$) ;
- Le volume de bloc abattu par un seul trou de mine ($V_{tr} = 96.38 \text{ m}^3$) au lieu de ($V_{tr} = 75 \text{ m}^3$) ;
- Nombre de trous ($N_{tr} = 87 \text{ trous}$) au lieu de ($N_{tr} = 112 \text{ trous}$) ;
- Quantité totale d'explosif ($Q_{tot} = 4\,242.99 \text{ kg}$) au lieu de ($Q_{tot} = 3\,584.00 \text{ kg}$) ;
- La longueur totale forcée ($L_{tf} = 950.61 \text{ m}$) au lieu de ($L_{tf} = 1\,163.68 \text{ m}$) ;
- Le rayon de sécurité ($Rs = 523.91 \text{ m}$) au lieu de ($Rs = 481.51 \text{ m}$).

IV.3. Choix d'un schéma de tire

IV.3.1. Dimensionnement du schéma de tir

Les paramètres calculés d'après le volume de godet nous donnent des nouvelles dimensions de la maille d'abattage, ils sont donnés comme suites :

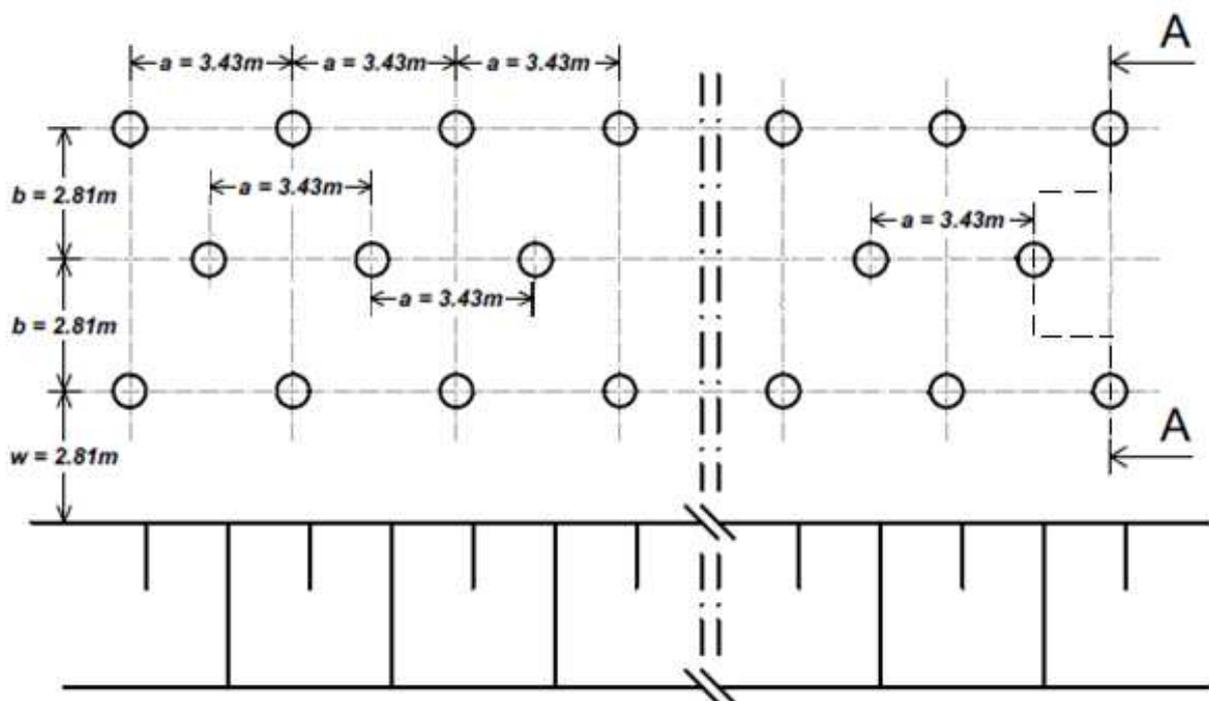


Figure IV.1 : vue de dimensionnement des trous de mine.

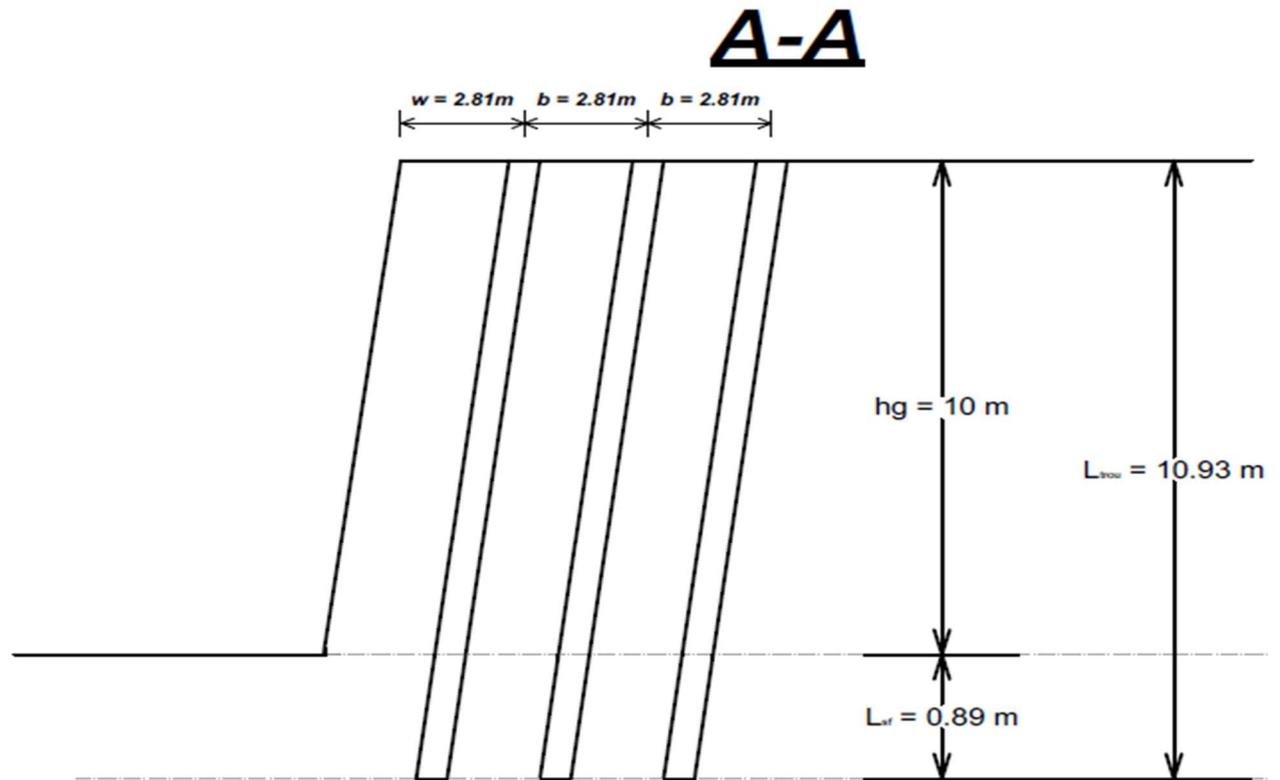


Figure IV.2 : coupe horizontale A-A.

IV.3.2. Schéma d'amorçage des charges explosifs

Le choix d'un schéma de tir joue un rôle essentiel pour l'augmentation de la qualité de fragmentation dans la dernière phase de l'opération de tir (la mise à feu de l'explosif) ;

Il est connu que l'augmentation de la qualité de la fragmentation est liée avec la présence des surfaces libres, dans chaque séquence de tir donc il est préférable de choisir un schéma d'amorçage donnant la valeur maximum de surface libre moyenne.

L'entreprise utilise un schéma de tir par rangé successive, qui est limité par les surface libre donné après le tir de chaque rangé qui est fixe au deux (2) surface libre par chaque trou, qui nous donne un surface libre moyenne de (2.1) pour tout le réseau.

On propose l'utilisation un schéma de tir a rangé successive avec le tir intervalle (voire **Figure IV.3**), qui nous donne une surface libre moyenne de (≈ 3).

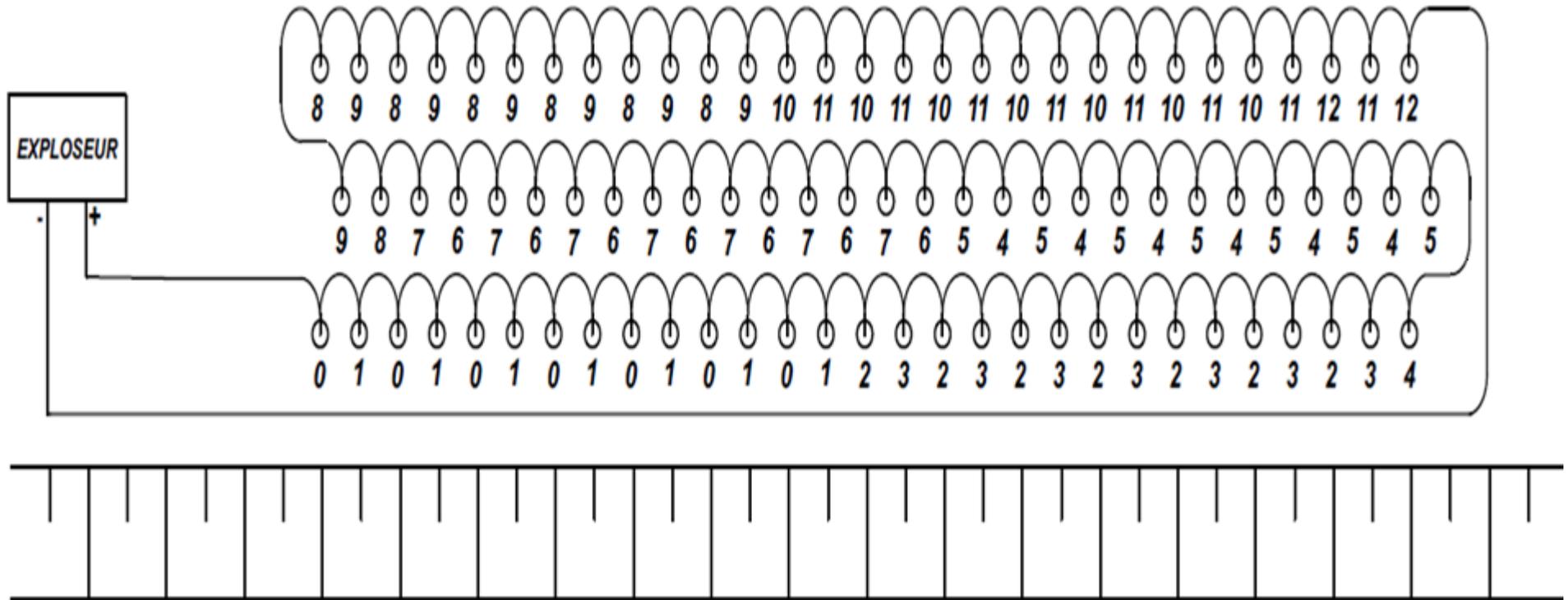


Figure IV.3: Schéma d'amorçage des charges à rangées successive avec le tir d'intervalle.

Conclusion :

Le dimensionnement des ouvrages miniers dépend principalement des plans de tir à réaliser par les différentes méthodes de calculs utilisées.

Notre travail explique comment la qualité d'abattage sera médiocre, lorsque les paramètres de la réalisation d'un plan tir ne sont pas respectés, et comment les paramètres d'un plan de tir sont influés par l'intervention d'un paramètre.

L'Enterprise utilise des paramètres d'abattage non conformes aux normes de calcul empirique de cette dernière qui conduisent à une mauvaise qualité de la fragmentation, par contre les paramètres recommandés respectant les calcule donne une consommation spécifique correspondant aux autres paramètres et supérieur à celle utilisé, avec une déférence de quantité total d'explosif, ainsi que la longueur totale foré.

Dans notre cas, la recommandation de changement de l'engin de chargement (les deux pelle), avec le changement de ce dernier, nous avons trouvé que les nouveaux paramètres sont plus fiables, ce qui nous donne une meilleure qualité d'abatage avec une meilleure valeur économique lie à la consommation d'explosif ainsi la longueur total de forage, parce que la nouvelle consommation spécifique de l'explosif est nécessaire pour la destruction de la roche (diminution des travaux de débitage secondaire) aussi ,avec la diminution de la longueur totale forée , on a minimiser les cout lie au forage (temps de forage, l'usure de l'engin de forage).

Conclusion générale et recommandation

L'abattage des roches à l'explosif, est une opération technologique très importante dans l'opération d'extraction pendant l'exploitation des mines ou bien des carrières, la maîtrise de cette opération est déterminée par un ensemble de facteurs techniques, géologiques et miniers. La technique d'abattage à l'explosif reste une méthode compétitive par rapport aux autres méthodes (qui nous permet de faire abattre une grande quantité des roches à la fois).

La réalisation d'un plan de tir a pour objet la distribution uniforme de l'énergie mécanique de l'explosion dans le massif rocheux pour obtenir une bonne qualité d'abattage, mais la conception du plan de tir doit être réalisée suivant les règles de l'art minier, aussi prendre en considération des autres facteurs qui influent sur les paramètres d'un plan de tir.

L'énergie de l'explosion doit être uniformément distribuée pour assurer une fragmentation Uniforme. Cela demande :

- Un diamètre de trou propre aux objectifs du tir et des conditions d'abattage ;
- Un angle de trou de forage correspondant aux conditions de la face existante ;
- Une ligne de moindre résistance appropriée pour un espacement de trous donné ;
- Une implémentation précise de la conception.

Pour cette raison, l'optimisation du plan de rencontre des difficultés technologique, ainsi que les objectifs visés par l'étude.

Les contraintes rencontrées dans notre étude sont les suivants :

- La présence des habitants à proximité de la carrière environ de 1 500 m ;
- Le nombre de tir autorisé par mois (1 tir/moi), la quantité et la disponibilité du type d'explosif utilisé ;
- Les engagements et les prévisions de la société, en production annuelle (100 000 m³) ;
- Les dimensions des engins de chargement, de transport et l'ouverture maximale de la station de concassage primaire ;
- Les diamètres des trous de mines utilisés, donc le type de taillant, et le rendement du chariot de foration.

Dans ce contexte, notre travail a pour objet de chercher le paramètre responsable de la médiocrité des résultats (présence des blocs hors gabarits), et essayer de résoudre ce problème, pour réaliser le meilleur plan de tir correspondant aux contraintes mentionner précédemment en gardant :

- La production annuelle ;
- Garantir une bonne fragmentation de la roche abattue ;
- Moins désordres de vibration et de bruit sur les riverains, les installations de préparation mécanique et, les bureaux d'administratifs de la société.

Notre approche d'optimisation du plan de tir est se fait comme suit :

- L'étude de l'abattage à l'explosif en générale, et le rassemblement du maximum des données relative à la géologie du terrain de site ;
- Présentation générale des méthodes de conception du plan de tir ;
- Élaboration des plans de tir avec la méthode Soviétique et enquêter le paramètre qui cause le problème (présence des hors gabarits) et le résoudre.

Pour l'optimisation de plan de tir qui est fait par la méthode soviétique pour avoir une qualité d'abattage élevé (chercher la correcte valeur de la consommation spécifique suffisent pour la

bonne destruction de la roche), ce qui signifie la diminution le taux de débitage secondaire, autrement dit la diminution des coûts de l'opération de débitage secondaire. Ainsi avec le changement de diamètre de trou le nombre diminue considérablement, cela signifie la diminution des coûts de l'opération de forage.

Recommandation

Après l'étude on a vue qu'il est recommandé de changer les paramètres suivants :

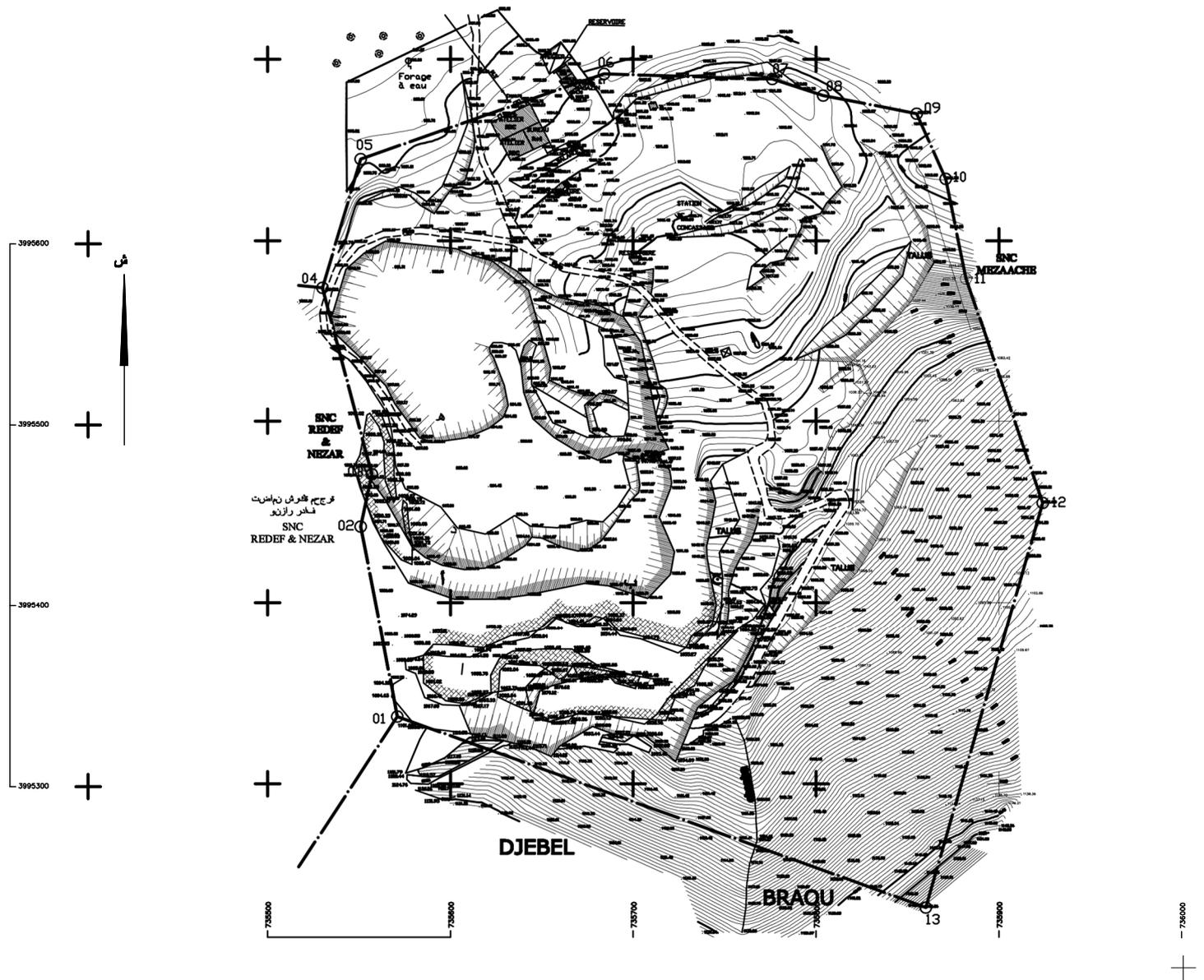
- Changer les engins de chargement (les deux pelles hydrauliques par une des deux chargeuses actuellement disponibles à l'entreprise).
- Changer le diamètre de trou pour avoir une consommation spécifique et quantité d'explosif correspondant au nouveau volume de godet.
- Changé le schéma d'initiation des charge et l'implantation des DMR pour avoir une surface libre moyenne élevé.

Bibliographie

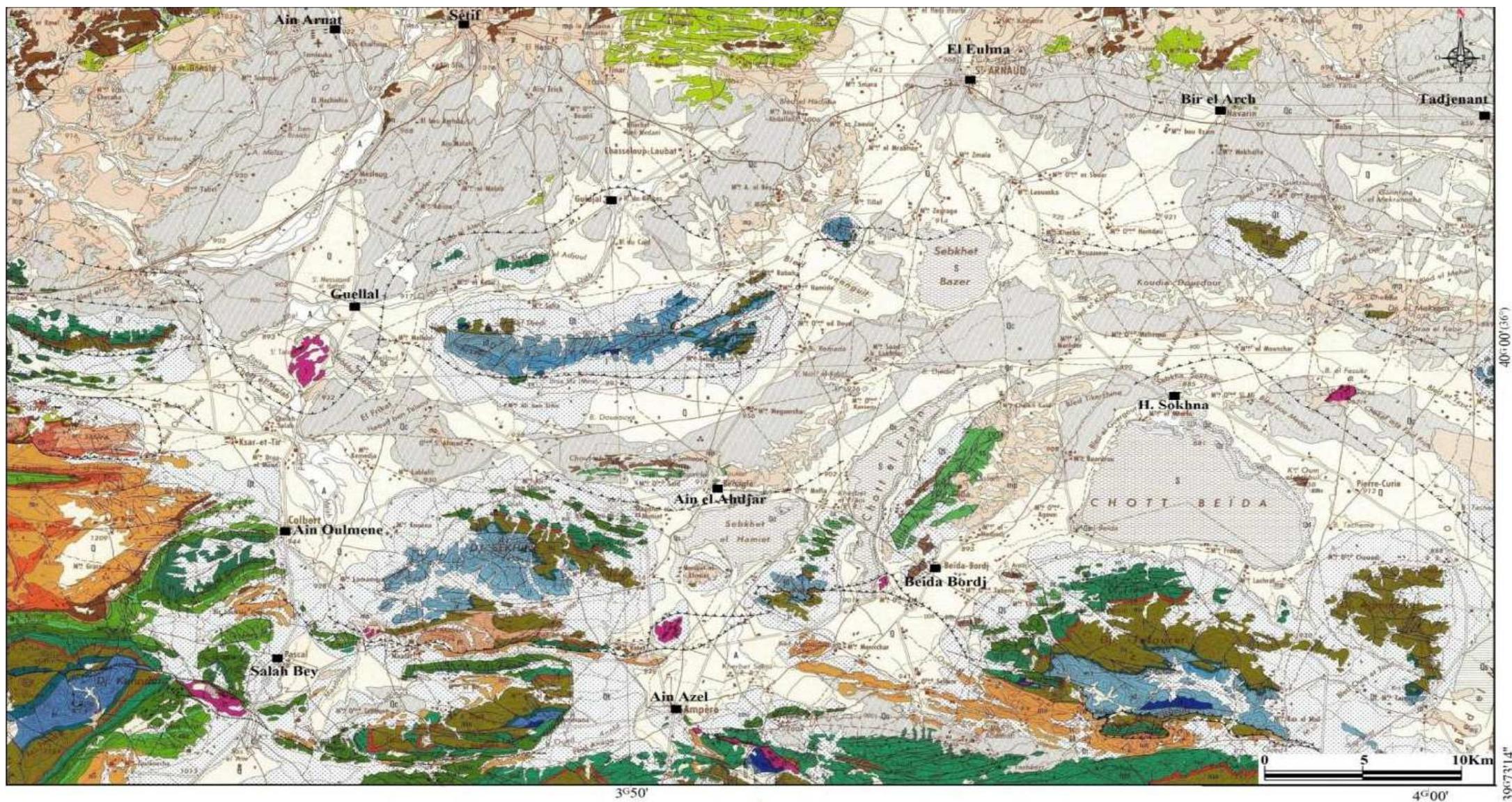
- [1] **A. DEBBACHE** [2014], "RAPPORT GEOLOGIQUE ACTUALISE", réalisé par l'expert minier
- [2] **Demdoum Abdeslam** [2010], "Etude hydrogéochimique et impact de la pollution sur les eaux de la région d'el Eulma", Mémoire présenté pour l'obtention du diplôme de doctorat d'état, Université Mentouri Constantine
- [3] **BELHADDED Hanen**, [2014], "Contribution à l'étude de la minéralisation polymétallique du gisement d'Ain Sedjra : Localisation et genèse (Wilaya de Sétif –Est Algérien)", mémoire Magister en géologie appliquée, Université de Sétif 1 Institut d'Architecture Et des Sciences de la Terre.
- [4] **A. DEBBACHE** [2019], " plan d'exploitation previsionnel", réalisé par l'expert minier
- [5] **BERDOUDI Said**, [2010], "ETUDE DE LA MECANIQUE DE TIR DES ROCHES PAR UTILISATION DES MODELES REDUITS DANS LES CONDITIONS ALGERIENNES" mémoire doctorat en mines, Université Badji Mokhtar Annaba.
- [6] **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
- [7] **Capello**, analyse tectonique et minage appliqués à la production d'enrochement, Revue de l'industrie minérale « mines et carrières ».
- [8] **NEFIS Mouloud**, [2010], " modèle d'un plan de tir ", mémoire magister en mines, Université Badji Mokhtar Annaba.
- [9] **Cécile COULOMBEZ**, [2007], "Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats". <Hal-00595332> ; *MINES PARIS*.
- [10] "**Engineering Geology Field Manual**" [2012], second édition, VOLUME II, Blast design, page223.
- [11] **Persson Per-Anders, Holmberg R. and Lee Jaimin**, [1994], "Rock Blasting and Explosives Engineering", chapitre6. Principles of Charge Calculation For Surface Blasting, Press.
- [12] **LOUNIS Fatah**, [2007], "Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha (Tissemsilt)", mémoire d'ingénieur d'état en génie minier, Ecole nationale polytechnique.
- [13] "**Formations NITRO-BICKFORD**", Utilisation des explosifs industriels, Chapitre IV, Séquences de mise à feu (Mise en œuvre/sécurité), Page112-113.
- [14] **Ash R.L., Konya C.J. and Rollins R.R.** (1986), Enhancement Effects from Simultaneously Fired Explosive Charges, Trans. Soc. Nin. Eng. A. 1.M.E. Vol .244, pp.427-435.
- [15] **E.Hoeck & J.W.Bray, Rock slope Engineering, mine Ashby**; (1974) pages 279.
- [16] **Cours de l'Ecole des Mines de Douai**, Abattage des roches, Elaboration et mise en oeuvre du plan de tir, Conception et analyse du plan de tir
- [17] **V. KOVALENKO, N. AMBARTSOUMIAN & K.M LAHMER**, (1986) "EXPLOITATION DES CARRIERE" page 96.
- [18] **CHAIN RABAH et BOUHEDJA AHCENE**, [2012] "GUIDE POUR L'ELABORATION DES PROJETS DE COURS : EXPLOITATION A CIEL OUVERT" (université d'Annaba).

Annex

Annex



Levé topographique de site S.N.C ZITI & ISAADI 2018



Carte géologique de la région d'étude (Extrait de la carte géologique de Sétif 1/200000), d'après J.M.Vila (1977)

TERRAINS SÉDIMENTAIRES

FORMATIONS PEU OU PAS TECTONISÉES

Quaternaire

Eboulis 1 - de cône torrentiel 3 - à gangue marn
2 - à blocs 4 - en masse

A	Alluvions récentes	S	Sebkha
Q	Terrasses, formations de pente et quaternaire indéterminé	Qs	Sols salés
Qt	Glacis polygéniques	Qd	Formations dunaires
Qc	Villafranchien: croûtes calcaires		

Mio-Pliocène

mp	Mio-Pliocène continental
m	Miocène marin (Burdigalien-Langhien)

Nappe de Djemila

et unité inférieure à matériel éocène

em	Yprésien et Lutétien calcaires
cc	Sénonien supérieur :calcaires des dômes sétifiens
cb	Sénonien supérieur à boules jaunes

Nappe du Djebel Sattor

unités éocènes à Nummulites et à Huîtres

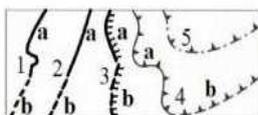
m'	Miocène marin transgressif
eh	Lutétien à huîtres
ed	Yprésien et lutétien à débris
cc	Sénonien supérieur lumachellique

NAPPE NÉRITIQUE CONSTANTINOISE

n5n	Aptien calcaire
-----	-----------------

Contacts

- a- visibles
- b-cachés ou supposés



- 1-Limites stratigraphiques
- 2-Failles
- 3-Failles inverses "alpines"
- 4-Charriages (les barbelures sont du côté chevauchant)

ENSEMBLE ALLOCHTONE SUD-SÉTIFIEN

m	Miocène marin transgressif
---	----------------------------

emn	Eocène calcaire	n4	Barrémien
el	Paléocène	n1-3	Néocomien
ss	Sénonien	j	Jurassique supérieur
c	Cénomaniens et Turonien	jd	Jurassique dolomitique indifférencié
vn	Albien-Vraconien	ji	Dogger calcaire
ns	Aptien carbonaté	l	Lias
n5a	Aptien marneux		

Série à Jurassique intermédiaire de l'unité inférieure du Djebel Kalaoun

ni	Néocomien pélagique	jd	Jurassique dolomitique
js	Malm pélagique		

PARAUTOCHTONE ET AUTOCHTONE HODNÉENS

mh	Miocène marin transgressif
om	Poudingues rouges

esh	Lutétien supérieur	vii	Vraconien, Albien
emh	Yprésio-Lutétien	n5h	Aptien carbonaté
eih	Paléocène	n5ah	Aptien marneux
sh	Sénonien supérieur	n4h	Barrémien
sih	Sénonien inférieur	nh	Néocomien pélagique
th	Turonien	jh	Jurassique supérieur et Bernisien pélagiques
cmh	Cénomaniens et Turonien	lh	Lias

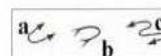
TRIAS EXOTIQUE OU EXTRUSIF

t	Complexe Broyé triasique et principaux glaçons(dt) calcaro-dolomitiques.
---	--

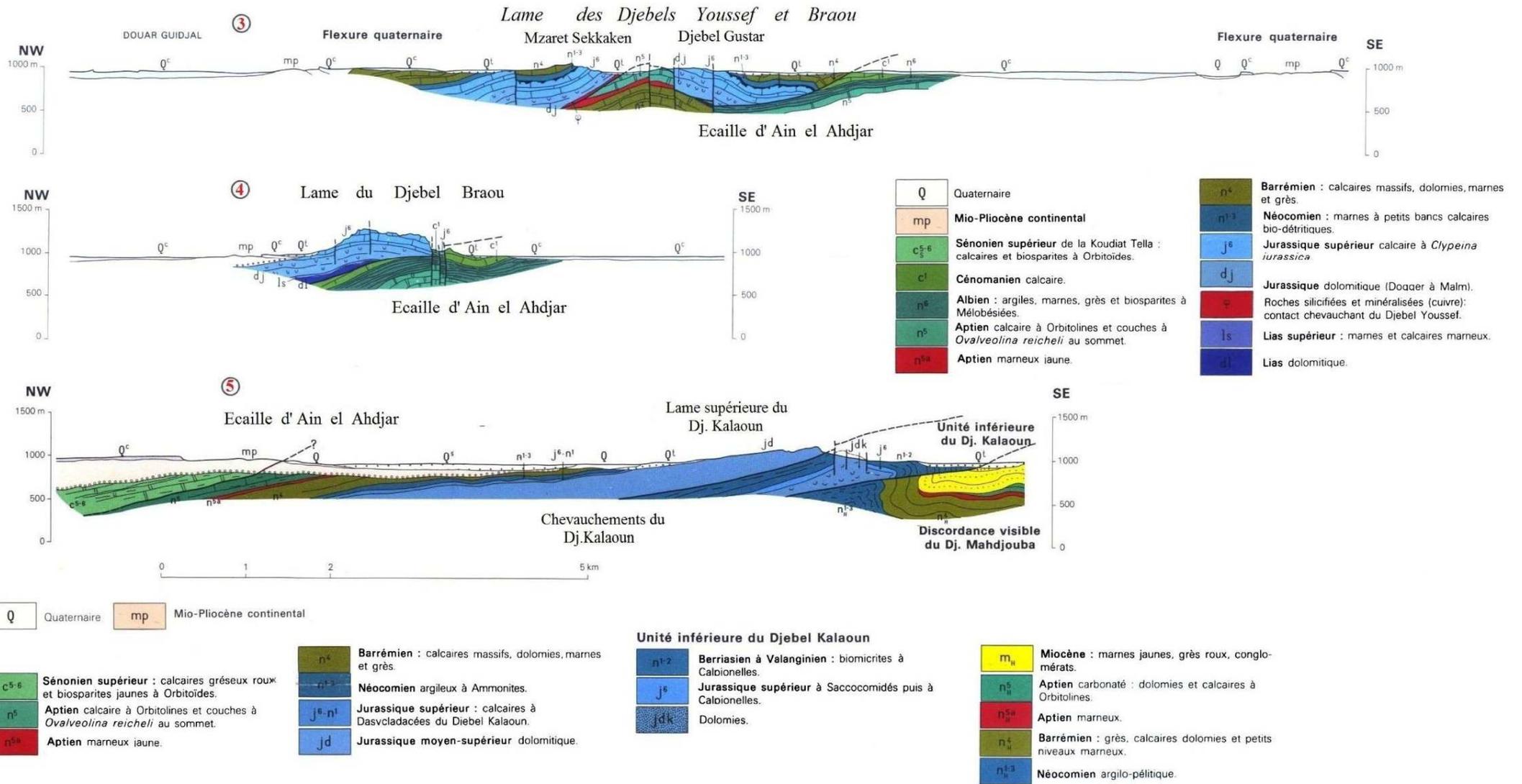
Pendages

	normaux	renversés
horizontaux	+	⊗
faibles	↘	↙
moyens	↘	↙
forts	↘	↙
verticaux	---	---

Charnières



- a- anticlinales
- b- synclinales
- c- plis empilés



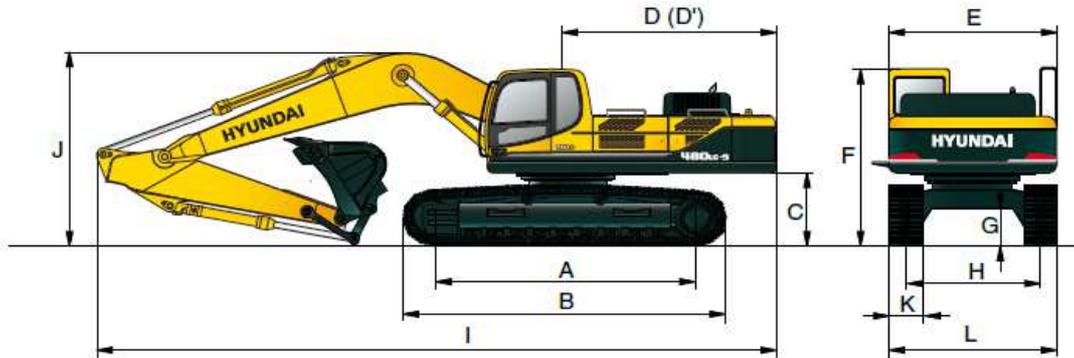
Coupes interprétatives au 1/50.000 (Extrait des cartes géologiques de Bir El Arch et Ain Lahdjar au 1/50.000. J.M.Vila ,1977).



Figure de la chargeuse CATERPILLAR 966F recommandée d'utilisé au site en place des les deux pelle mecanique.

Dimensions & Working Ranges

DIMENSIONS R480LC-9



mm (ft · in)

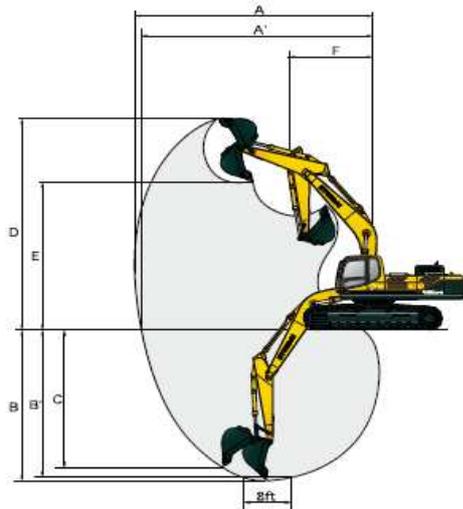
mm (ft · in)

A Tumbler distance	4,470 (14' 8")
B Overall length of crawler	5,462 (17' 11")
C Ground clearance of counterweight	1,295 (4' 3")
D Tail swing radius	3,750 (12' 4")
D' Rear-end length	3,695 (12' 1")
E Overall width of upperstructure	2,980 (9' 9")
F Overall height of cab	3,190 (10' 6")
G Min. ground clearance	555 (1' 10")
H Track gauge	2,740 (9' 0")

Boom length	7,060 (23' 2")				6,550 (21' 6")	9,000 (29' 6")
Arm length	2,400 (7' 10")	2,900 (9' 6")	3,380 (11' 1")	4,000 (13' 1")	2,400 (7' 10")	5,850 (19' 2")
I Overall length	12,270 (40' 3")	12,200 (40' 0")	12,060 (39' 7")	12,040 (39' 6")	11,770 (38' 5")	13,660 (44' 10")
J Overall height of boom	3,840 (12' 7")	3,770 (12' 4")	3,730 (12' 3")	4,040 (13' 3")	4,030 (13' 3")	5,200 (17' 1")
K Track shoe width	600 (24")	700 (28")	750 (30")	800 (32")	900 (36")	
L Overall width	3,340 (10' 11")	3,440 (11' 3")	3,490 (11' 5")	3,540 (11' 7")	3,640 (11' 11")	

WORKING RANGES R480LC-9

mm (ft · in)



Boom length	7,060 (23' 2")				6,550 (21' 6")	9,000 (29' 6")
Arm length	2,400 (7' 10")	2,900 (9' 6")	3,380 (11' 1")	4,000 (13' 1")	2,400 (7' 10")	5,850 (19' 2")
A Max. digging reach	11,160 (36' 7")	11,550 (37' 11")	12,100 (39' 8")	12,660 (41' 6")	10,610 (34' 10")	16,350 (53' 8")
A' Max. digging reach on ground	10,940 (35' 11")	11,340 (37' 2")	11,900 (39' 1")	12,470 (40' 11")	10,370 (34' 0")	16,200 (53' 2")
B Max. digging depth	6,850 (22' 6")	7,350 (24' 1")	7,810 (25' 7")	8,450 (27' 9")	6,370 (20' 11")	11,560 (37' 11")
B' Max. digging depth (8° level)	6,670 (21' 11")	7,190 (23' 7")	7,670 (25' 2")	8,320 (27' 4")	6,190 (20' 4")	11,460 (37' 7")
C Max. vertical wall digging depth	5,960 (19' 7")	5,930 (19' 5")	6,590 (21' 7")	7,170 (23' 6")	5,400 (17' 9")	10,320 (33' 10")
D Max. digging height	10,560 (34' 8")	10,530 (34' 7")	10,980 (36' 0")	11,210 (36' 9")	10,170 (33' 4")	13,840 (45' 5")
E Max. dumping height	7,120 (23' 4")	7,180 (23' 7")	7,620 (25' 0")	7,820 (25' 8")	6,750 (22' 2")	10,440 (34' 3")
F Min. swing radius	5,090 (16' 8")	4,910 (16' 1")	4,780 (15' 8")	4,910 (16' 1")	4,620 (15' 2")	5,940 (19' 6")

spécification	Dénomination											
	Géonit	Gélanit			Marmanit				Milanit	N18	Carinit	Anfomil
		1	2	3	1	2	3	4				
Densité (g/cm ³)	1.50	1.40	1.45	1.33	0.95	0.98	1.33	0.90	0.99	0.95	0.95	0.95
Vitesse de détonation (m/s)	5800	6300	6000	6500	4000	4100	6500	3570	4100	3500	4500	3000
Puissance sur mortier balistique (%)	77	85	82	86	83	82	80	/	75	78	84	78
Coef d'utilisation pratique (%)	11.5	1.33	1.27	1.2	1.28	1.27	1.18	1.13	1.16	1.16	1.23	1.15
Coef de self excitation (cm)	15	8	6	12	5	2	2	1.13	/	4.50	15	/
Ecrasement selon méthode KAST (mm)	7.30	4.70	4.30	5.56	3.25	2.90	2.30	4.40	/	/	3.40	/
Sensibilité au choc (kgm)	0.15	0.4	0.5	0.7	1.5	1.5	2	0.3	2	/	0.5	2
Sensibilité au frottement (kgm)	30	36	36	36	36	36	36	36	36	>32	36	36
Volume de gaz (l/kg)	760	861	808	872	842	868	902	930	915	942	901	975

Caractéristiques des explosifs fournis par l'Onex (Algerie)

Marmanit				
Diamètre extérieur (mm)	30	50	65	80
Longueur (mm)	135	610	750	500
Poids (g)	100	1250	2500	2500

Dimensions des cartouches.

Résumé :

L'objectif de cette étude est d'optimiser les paramètres d'abattage par l'explosif, pour les conditions de la carrière S.N.C ZITI & ISAADI qui est situé djebel Braou la wilaya de Sétif, avec l'utilisation de la méthode soviétique, ainsi que la réalisation d'un schéma de tir recommandé.

Afin de cette étude, une comparaison a été faite entre les résultats pour voir si les paramètres utilisés dans la carrière sont conformes avec ceux calculés selon la méthode soviétique.

Après l'examen de conformité, on recommande le changement d'engin de chargement, pour l'obtention des paramètres de tir plus fiable techniquement est économiquement, ainsi qu'on recommande un schéma de tir qui développe une moyenne de surfaces libres supérieure à celle utilisée par l'entreprise.

Mots clés : Optimisation, Tir, Paramètres, calcaire, Processus, abattage, hors- gabarit, Roche, Explosif.

ملخص:

الهدف من هاته الدراسة هو الوصول الى الاعدادات الأفضل لتكسير الصخور بالمتفجرات، في محجرة م.ا.م زيتي واسعادي المتواجدة في جبل براو ولاية سطيف، باستعمال الطريقة السوفياتية، وكذلك وضع مخطط موسى به للتفجير.

من اجل هاته الدراسة، يكمن القيام بمقارنة من اجل التأكد ان كانت الاعدادات المستعملة بهته المؤسسة مطابقة للتي تم حسابها حسب الطريقة السوفياتية.

بعد فحص المطابقة، نوصي بتغيير الية التحميل، من اجل الحصول على اعدادات أفضل تقنيا واقتصاديا، وكذا نوصي بمخطط تفجير بإمكانه انتاج مساحات حرية أكثر من المستعمل في المؤسسة.

كلمات مفتاحية: تحسين، تفجير، اعدادات، صخور الكلس، تكسير، خارج الحجم، صخور، متفجرات.

Abstract :

The goal of this study is to optimise the settings of blasting, in the quarry of SNC ZITI & ISAADI that is in the mountain of Braou Setif province, using the soviet method, and putting a firing pattern.

In order to this study, a comparison is made to see if the blasting settings are compliant to the calculated ones according to the soviet method.

After the examination of the conformity, we recommend the changing of the loading machine, to obtain more reliable settings economically technically and economically, also we recommend a firing pattern that can develop more free spaces than the used one.

Key words : optimisation, blasting, settings, limestone, over sized rocks, explosives.