

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE



DEPARTEMENT GENIE MINIER

Projet de fin d'étude en vue de l'obtention du diplôme d'Ingénieur d'Etat en
Génie Minier

Thème :

**Optimisation du plan de tir de la carrière ENG
Unité Si - Mustapha**

Soutenue le 25 juin 2014 devant le jury composé de :

Président de jury : Dr. BACHAR ASSED Mohamed Aguid

Promotrice : Mme.S. BENTAALLA - KACED

Examineur : Mr. GACEM Rachid

Réalisé par :

Boulifa Riad

Proposé par : ENG

Encadré par : BOUDHAR Amina

Promotion: Juin 2014

REMERCIEMENT

Je tiens à remercier mon Bon Dieu, le tout puissant de m'avoir permis de mener à bien ce modeste travail.

J'exprime mes sincères remerciements à ma promotrice *Mme. Souad 69B H5 @5 5* pour ses précieux conseils et aides, réussissant à me guider tout le long de mon travail.

Je remercie tous ceux qui ont contribué à ma formation depuis mon jeune âge et aux enseignants de l'Ecole Nationale Polytechnique, de nous avoir fait profiter de leur expérience scientifique et pour les précieux enseignements et conseils qu'ils nous ont prodigués tout au long de notre scolarité, en particulier monsieur *BACHAR ASSED Mouhamed Aguid* et tous les enseignants du Département Génie Minier.

Je remercie tous les membres du jury d'avoir accepté d'examiner mon travail, et d'y avoir porté leur juste appréciation.

J'adresse un remerciement également à tous les cadres de la carrière ENG Unité Si Mustapha et en premier lieu l'ingénieur *BOUDHAR Amina*.

Mes remerciements s'adressent également à ma famille qui n'a cessé de m'encourager durant toutes mes études.

Enfin, je remercie toute personne ayant contribué de près ou de loin à la réalisation de ce modeste travail.

Dédicaces

Plus que jamais je dédie ce modeste travail à mes parents et j'aimerai qu'ils en le témoignage de ma consécration et leur foi en moi.

Toute la famille BOULIFA et MOKADDEM.

&

Mes frères Chouaib, Faress.

&

Mes sœurs surtout la petite Ouissal.

&

Tous mes amis de la cité universitaire 'Bouraoui Amar'.

&

Mes amis Farid, Mohammed el Hafed.

&

Mes cousins Salah, Yacine, Saadane.

&

Mes amies de l'Ecole Préparatoire Sciences et Techniques, Annaba

&

Tout le personnel du département de Génie Minier, à leurs tête le chef du département et surtout le groupe de 5^{ième} année Génie Minier

&

Tous ceux qui me connaissent et je connais.

الموضوع. تحسين مخطط التفجير المنجمي لمقلع الحصى بو حدة سي مصطفى.

إن المعرفة الدقيقة لمخطط التفجير المنجمي والتحليل الجيد لنتائج التفجير، تساهم بشكل كبير في الوصول إلى حل للمشاكل المطروحة على مستوى الاستغلال المنجمي. وهذا بهدف تحسين ظروف العمل، بدون نسيان ضمان الأمن للعمال و السكان المجاورين للمحجرة.

الهدف من هذا العمل هو الوصول إلى تعريف عوامل محددة لمخطط التفجير المنجمي الجديد لحل مشاكل الإستغلال و المعالجة للصخور المستخرجة.

الكلمات المفتاحية. مخطط التفجير المنجمي، مقلع الحصى بو حدة سي مصطفى، الاستغلال المنجمي

Résume.

Objet. Optimisation du plan de tir de la carrière de Si – Mustapha, unité de l'ENG.

la bonne connaissance du plan de tir et l'analyse des résultats donne une idée pour réagir contre les problèmes rencontrés, dans le but d'améliorer les conditions de travaille, sans oublier la sécurité des travailleurs, les infrastructures et les individus de la carrière et les voisinages

La cible de ce travail est de tenter à donner des nouveaux paramètres de tir pour régler les problèmes rencontrés lors de l'abattage, par la définition d'un nouveau plan de tir en fonction des paramètres différents.

Mots clés. Plan de tir, carrière de Si – Mustapha, exploitation minière, abattage, explosifs.

Abstract

Subject. optimization the plan of shooting mines.

The good knowledge of a shooting plan and Analysis results can give ideas to react from the problems that we meet, in the main for amelioration of work conditions, without forget the security of workers, infrastructures, individuals of the open – pit and the proximities.

The main aim of this work is to give the new parameters of plan shooting mines, in the function of these new parameters.

Key words. shooting plan ,Si – Mustapha open – pit, mining exploitation, abattage, explosives.

Sommaire

Introduction Générale.....	1
CHAPITRE I :	2
GENERALITES ET ETUDE DU GISEMENT	2
Introduction.....	3
1 Situation géographique de gisement.....	3
2 Définition de gisement.....	4
3 Conditions géologiques.....	5
4 Stratigraphie :	6
5 Tectonique :	7
6 Hydrogéologie.....	7
7 Caractéristiques de la roche.....	8
7.1 Pétrographie.....	8
7.2 Caractéristiques minéralogiques.....	8
7.3 Caractéristiques chimiques.....	8
8 Réserves géologiques.....	9
8.1 La prospection :	9
8.2 Réserve géologique.....	9
9 Les propriétés physico-mécaniques.....	9
9.1 Propriétés physiques.....	10
9.1.1 Porosité.....	10
9.1.2 Poids volumique.....	10
9.1.3 L'absorption d'eau.....	11
9.1.4 Abrasivité Coefficient Los-Angeles (LA).....	11
9.2 Propriétés mécaniques de la roche.....	12
9.2.1 Résistance à la compression.....	12
9.2.2 La résistance à la traction.....	14
9.2.3 Résistance au cisaillement.....	15
9.2.4 Angle de frottement interne (φ).....	15
9.2.5 Le coefficient de frottement interne Ff :	15

9.2.6	La cohésion :	15
9.3	Propriétés technologiques.....	16
9.3.1	Coefficient de dureté.....	16
9.3.2	Indice de la résistance au contact (I_C).....	16
9.3.3	Le coefficient de dureté de l'agrégat (f_{ag}).....	17
9.3.4	Résistance à la destruction.....	17
9.3.5	Forabilité de la roche.....	19
9.3.6	Résistance au tirabilité.....	19
9.3.7	Indice de difficulté d'excavation (I_{exc}) :	19
9.3.8	L'indice de difficulté d'exploitation :	20
	Conclusions.....	21
	CHAPITRE II.....	22
	EXPLOITATION DE LA CARRIERE DE L'ENG UNITE de Si Mustapha.....	22
	Introduction.....	23
1	Les paramètres de la carrière.....	23
1.1	Le gradin.....	23
1.1.1	Hauteur du gradin.....	23
1.1.2	Le talus du gradin.....	23
1.2	La plate-forme du travail.....	24
2	La méthode d'exploitation.....	26
3	L'abattage.....	26
3.1	Préparation des roches à l'abattage.....	26
3.1.1	Travaux de foration :	26
4	Travaux de tir.....	27
4.1	Les éléments géométriques du plan de tir :	27
4.2	Type d'amorçages.....	28
5	Les explosifs :	29
6	Remplissage du trou de mine :	30
6.1.1	Préparation au tir.....	30
7	Chargement.....	31
8	Transport.....	31
8.1	Transport des stériles.....	31
8.2	Transport des roches utiles :	31

9	Terrassement.....	31
10	Piste de roulage.....	31
11	Traitement des matériaux.....	32
11.1	Traitement des matériaux au niveau de la station de concassage.....	32
11.1.1	Concassage et broyage.....	32
11.1.2	Criblage.....	32
11.1.3	Stockage.....	33
12	Commercialisation et production.....	33
13	Régime de travail.....	33
14	Capacité de production.....	33
14.1	Capacité annuelle de production.....	33
14.2	Production mensuelle.....	33
14.3	La production journalière.....	34
14.4	Production horaire.....	34
14.5	Les produits commercialisés.....	34
	Conclusions :.....	34
	CHAPITRE III.....	36
	APPRECIATION DES PARAMETRES DE SECURITE DE LA CARRIERE.....	36
	Introduction.....	37
1	Les Vibrations.....	37
1.1	Effet de vibrations dues aux tirs de mines.....	37
1.2	Les facteurs influant sur le niveau de vibration.....	37
1.3	Les normes de vibrations. [8].....	38
1.4	La loi de propagation des vibrations.....	38
1.5	La distance entre l'endroit de tir et les constructions les plus proches.....	39
1.6	La vitesse de vibration calculée par rapport aux voisins les plus proches.....	41
1.7	Calcul de la charge instantanée maximale en fonction de la vitesse de vibration. 40	
2	L'onde acoustique.....	41
3	Projection des roches.....	41
3.1	Les projections de roches dues aux tirs de mines.....	41
3.2	Influences de la zone de sécurité sur les dommages prévisibles.....	42
3.3	Détermination de la distance de projection.....	43
3.4	Calcul de la charge maximale instantanée en fonction de la distance de projection.....	42

3.5	Comment éviter les projections.....	43
4	Analyse des résultats des mesures de vibrations et de la projection de la roche.....	44
5	Recommandations Générales.....	44
	Conclusion.....	44
	CHAPITRE IV.....	46
	OPTIMISATION DU PLAN DE TIR.....	46
	Introduction.....	47
1	Le calcul des paramètres du plan de tir par les formules empiriques :	47
1.1	Plan de tir.....	47
1.1.1	Diamètre de trou dtr	47
1.1.2	Inclinaison du trou β	48
1.1.3	La banquette.....	49
1.1.4	Détermination de l'espacement.....	49
1.1.5	La distance entre les rangées.....	50
1.1.6	La longueur de sous-foration Ls	50
1.1.7	Détermination de la longueur de foration Lf	50
1.1.8	Détermination de la répartition de la charge dans le trou de mine.....	51
1.1.9	Charge de pied.....	51
1.1.10	La hauteur du bourrage Hb	52
1.1.11	Charge linéaire de colonne.....	53
1.1.12	Quantité de charge d'explosifs dans un trou « Qtot ».....	53
1.1.13	Volume de roche abattu par un trou (Vtr).....	54
1.1.14	Consommation spécifique d'explosif qs	54
2	Plan de tir ENG :	55
3	Comparaison entre les différents paramètres :	56
3.8	Comparaison entre les résultats du plan de tir.....	56
4	Interprétation :	57
5	Proposition de nouveaux plans de tir :	58
	Conclusions :	59
	Conclusions & Recommandations :	60
	Bibliographie.....	62

Liste des figures

Figure I.1. Carte de situation géographique de l'ENG unité de si Mustapha.....	3
Figure I.2. Situation topographique du la zone d'étude	5
Figure I.3. Carte géologique de la région de Thenia	6
Figure I.4. Dispositif expérimental et le principe de compression uni-axiale.....	13
Figure I.5. Traction direct.....	14
Figure I.6. Dispositif expérimentale (essai brésilien) et schéma de la traction indirecte.....	15
Figure II.7. Schéma de la plate- forme de travail (abattage à l'explosif).....	25
Figure II.8. Les éléments géométriques d'un plan de tir.....	28
Figure II.9. le circuit d'amorçage lors d'un tir à l'explosif.....	29
Figure II.10. Plan de chargement d'un trou de mine	20
Figure III.11. La vitesse de vibration en fonction de la distance	38
Figure IV.12. La situation des habitants par rapport aux endroits de tir.....	40
Figure IV.13. Le choix de diamètre de trou en fonction de la hauteur de front.....	48

Liste des Tableaux

Tableau I.1. Les coordonnées UTM qui délimite le gisement de Si-Mustapha	4
Tableau I.2. La composition minéralogique de la roche	8
Tableau I.3. Les résultats des analyses chimiques	8
Tableau I.4. Coefficient Los-Angeles déterminé sur des échantillons de granodiorite de Si Mustapha	11
Tableau I.5. Coefficient Los- Angeles en pourcentage dans les principales utilisations du granulats.....	12
Tableau I.6. Principaux résultats des essais physico-mécaniques.....	12
Tableau I.7. Résistance à la compression des différentes roches	13
Tableau I.8. Caractéristiques mécaniques du massif de Si Mustapha.....	16
Tableau I.9. Coefficient de la dureté selon PROTODIAKONOV	16
Tableau I.10. Appréciation de la dureté de la roche.....	17
Tableau I.11. Classification des massifs suivant l'indice de la fissuration (V.KOVALENKO,)	18
Tableau I.12. Degré de fissuration du massif rocheux en fonction de la dégré de fissuration du massif rocheux.....	20
Tableau I.13. Les coefficients : K_f , K_q , et K_{exc} sont donnée d'après les valeurs de I_f , Q_C et I_{exc}	20
Tableau I.14. Caractéristique qualitative de la matière première.....	20
Tableau III.15. La vitesse de vibration pour chacune des catégories d'ouvrages.....	38
Tableau III.16. Dommages prévisibles en fonction de la zone d'influence.....	42
Tableau III.17. Rayon définissant les zones d'influence	42
Tableau III.18. Les valeurs de la charge instantanée en fonction de rayon	44
Tableau IV.19. Classification des roches en fonction de coefficient de destruction.....	49
Tableau IV.20. Caractéristiques des explosifs	51
Tableau IV.21. Le plan de tir par les formules empiriques.....	55
Tableau IV.22. Plan de tir de l'ENG	55
Tableau IV.23. Comparaison entre les deux plans de tir	56
Tableau IV.24. Paramètre de nouveau plan de tir on changeant le diamètre.....	58
Tableau IV.25. Paramètre de nouveau plan de tir on changeant la hauteur du gradin.....	59

Introduction Générale.

Ce travail repose sur l'analyse et l'amélioration des méthodes de tir à l'explosif dans une carrière de granulats, en vue de progresser dans la maîtrise de l'opération d'abattage.

Pour notre cas d'étude L'ENG Unité de Si Mustapha, est une carrière qui rencontre beaucoup de problèmes dans la phase d'abattage à explosif.

Un stage pratique d'une durée de 60 jours au sein de cette entreprise de granulats, m'a permis d'analyser et de décortiquer tous les problèmes de la carrière en observant de très près les différents phases d'abattage.

La finalité de ce travail c'est de tenter à donner de nouveaux paramètres de tir pour régler les problèmes rencontrés lors de cette phase importante de l'exploitation de gisement des granodiorite de l'ENG Unité Si Mustapha.

Notre plan de travail qui contient quatre parties essentielles commençant par une introduction générale et termine par des conclusions et des recommandations est le suivant :

Le premier chapitre :

L'objectif de ce chapitre est de présenter l'Entreprise Nationale des Granulats, ENG unité de Si-Mustapha, la géologie du gisement de Djebel Boukhenfer, les caractéristiques du gisement, les propriétés physico-mécanique de la roche et les propriétés technologiques.

Le deuxième chapitre :

L'objectif de ce chapitre est d'étudier l'exploitation minière qu'est une opération technologique qui consiste à extraire une substance utile du sol, ou de sous-sol en quantités industrielle dans un objectif de leurs commercialisations.

Le troisième chapitre :

L'objectif de ce chapitre est d'assurer la sécurité de l'individu et de l'environnement qui sont parmi les conditions les plus importantes dans l'exploitation d'un gisement.

Et dans le dernier chapitre, on va essayer de faire une comparaison entre le plan de tir pratique et théorique qui se base sur les formules empiriques. Une proposition des deux plans de tir sera donnée dans le but de tenter de régler les problèmes rencontrés à l'ENG Si Mustapha.

CHAPITRE I :
GENERALITES ET ETUDE DU GISEMENT

Introduction :

L'objectif de ce chapitre est de présenter l'Entreprise Nationale des Granulats, ENG unité de Si-Mustapha, la géologie du gisement de Djebel Boukhenfer, les caractéristiques du gisement, les propriétés physico-mécanique de la roche et les propriétés technologiques.

1 Situation géographique de gisement :

Le gisement de Si-Mustapha est situé à 53 km à l'Est d'Alger et à 3 km au Nord-Est de la ville de Thénia, on accède au site via un chemin de wilaya qui relie la ville de Thénia à Zemmouri sur une distance de 3 Km. Administrativement il est rattaché au territoire de la commune de Si Mustapha, Les routes nationale n°5 et 12 passent a 2 km au sud du gisement.

Lieu-dit : Djebel Boukhenfer.
Commune : Si-Mustapha.
Daïra : ISSER.
Wilaya : Boumerdès.

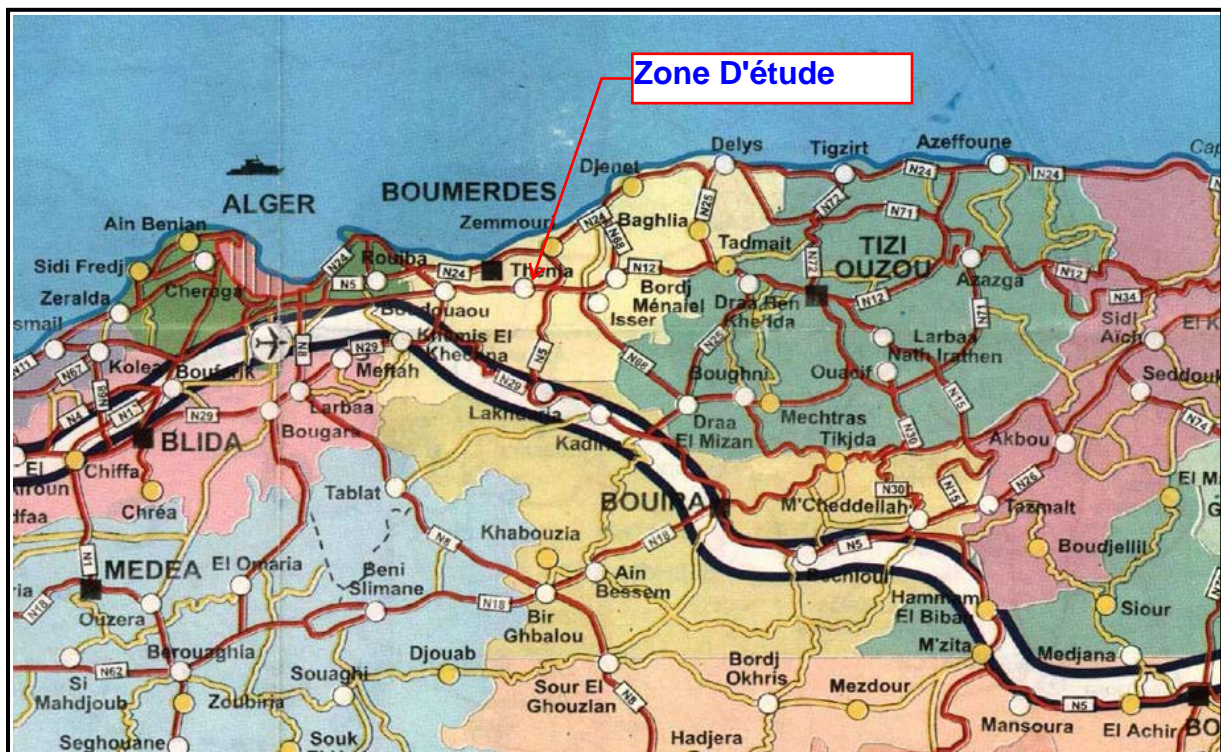


Figure I.1. Carte de situation géographique de l'ENG unité de si Mustapha

La localisation du centre du gisement est définie plus exactement par les coordonnées Lambert suivantes :

X=573,4 km

Y=382.1 km

2 Définition de gisement : [5]

Le gisement est situé dans la partie centrale du massif Djebel Boukhenfer. Géomorphologiquement le massif représente une élévation ovale de 411.2 m.

Le périmètre de gisement est d'une superficie de 59 Ha, il est délimité par les coordonnées UTM ci-après :

Tableau I.1. Les coordonnées UTM qui délimite le gisement de Si-Mustapha

Borne	X	Y	Borne	X	Y
1	552 800	4065 800	13	552 000	4065 500
2	552 800	4065 700	14	552 000	4065 600
3	552 700	4065 700	15	552 100	4065 600
4	552 700	4065 600	16	552 100	4065 700
5	552 600	4065 600	17	552 300	4065 700
6	552 600	4064 800	18	552 300	4065 900
7	552 200	4064 800	19	552 400	4065 900
8	552 200	4065 200	20	552 400	4066 000
9	552 000	4065 200	21	552 600	4066 000
10	552 000	4065 300	22	552 600	4065 900
11	551 900	4065 300	23	552 700	4065 900
12	551 900	4065 500	24	552 700	4065 800

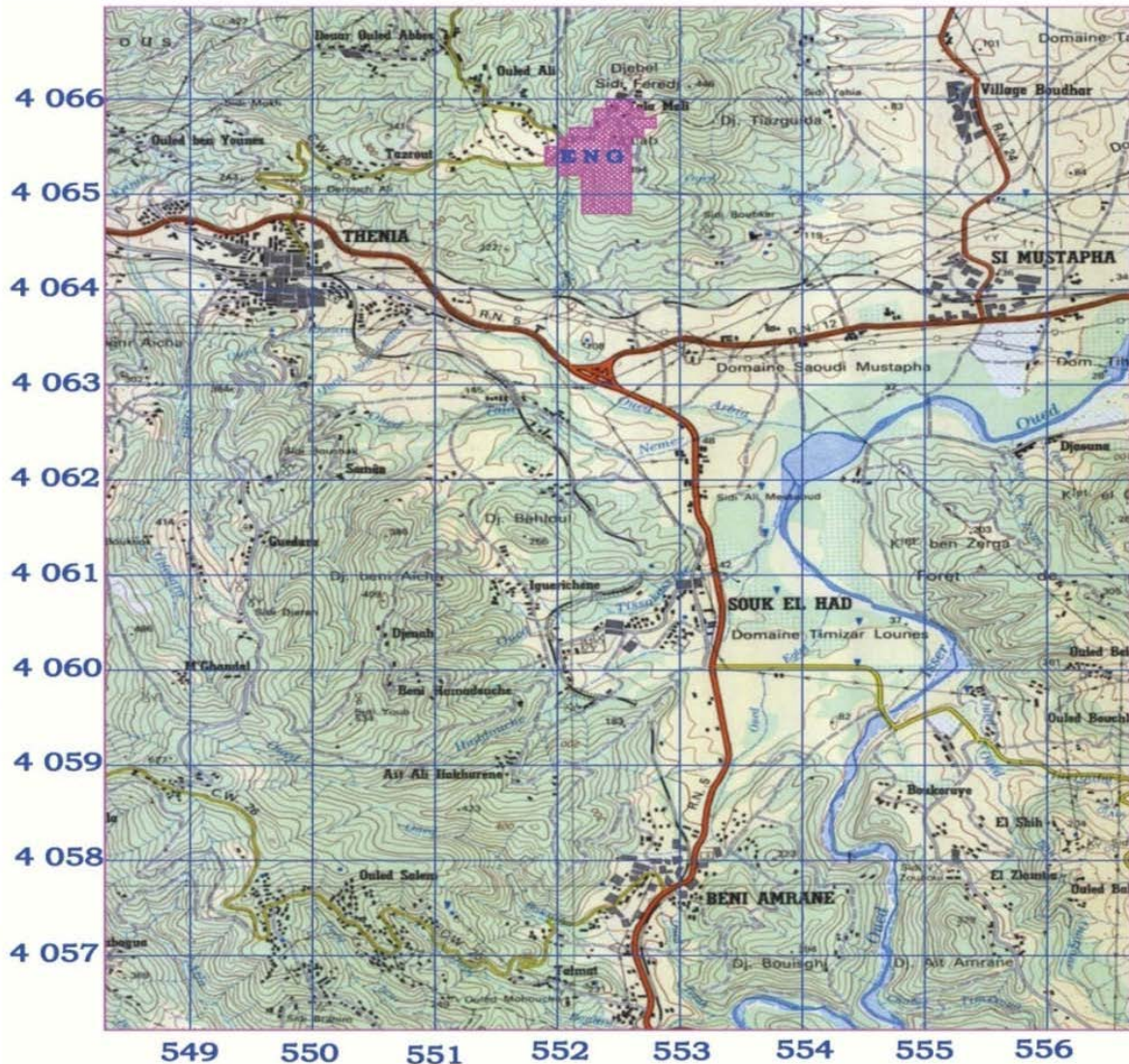


Figure I.2. Situation topographique du la zone d'étude

Extrait de la Carte Topographique de BORDJ MENAIEL à l'Echelle. 1/50 000, Feuille N° NJ-31-V 4.

3 Conditions géologiques :[1]

Le gisement de Si-Mustapha fait partie du massif de granodiorite de Thénia, qui est en contact anormal (failles Sud-ouest-nord est) avec des schistes cristallins précambriens et avec une formation volcano-sédimentaire helvétique. Sa partie sud-est est recouverte par des conglomérats de base de l'helvétien inférieure, par endroits le massif est recouvert d'épaisses couches d'arène quartzo-feldspathique (arène : roches sableuse, jaune, résultant de l'altération superficielles des granites), avec de rares affleurements de roche mère (Medvedev I.,1976).

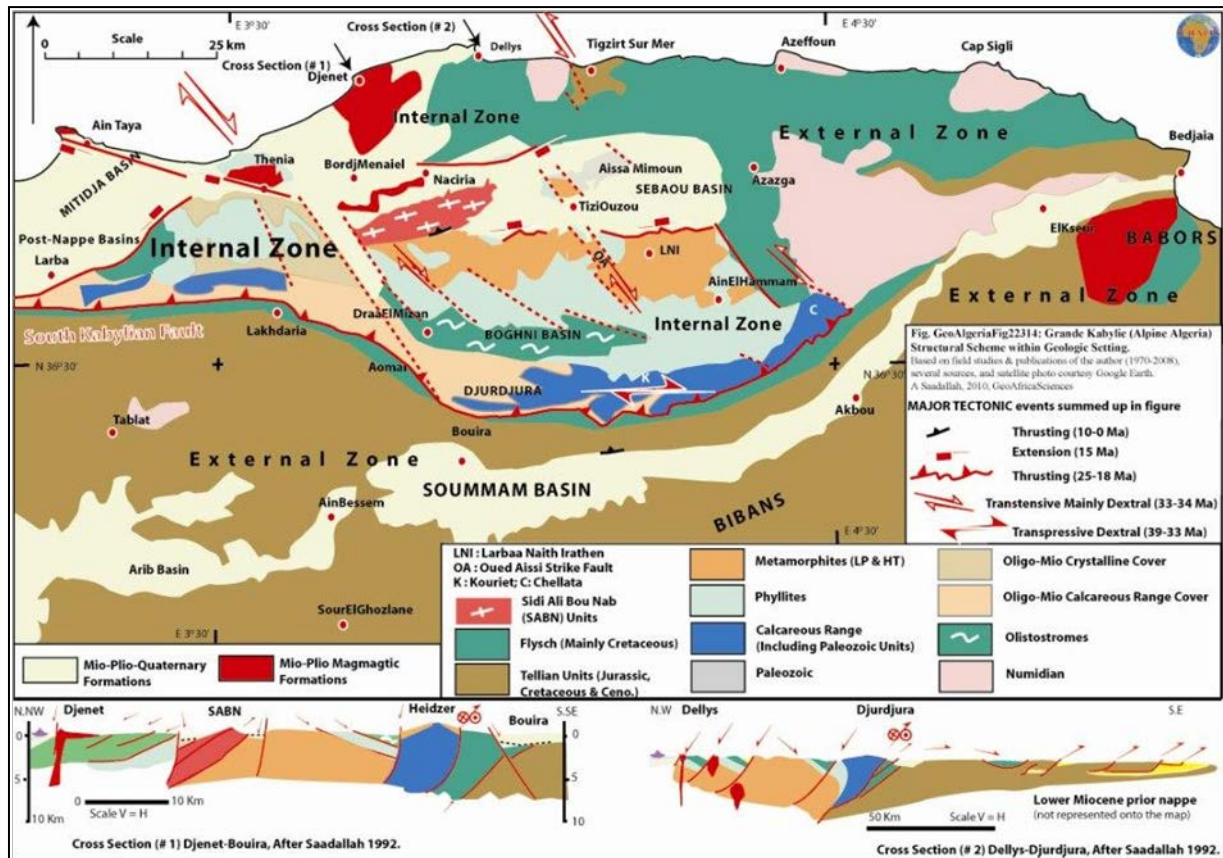


Figure I.3. Carte géologique de la région de Thénia

4 Stratigraphie : [1]

Les formations qui constituent la région du gisement de granodiorite Si-Mustapha sont représentées par le **Précambrien**, le **Néogène**, le **Quaternaire** et par des roches effusives et intrusives.

Le **Précambrien** est formé par une série de schistes et de phyllades cristallins affleurant sur les talus et dans le Nord de la crête de BOUAROUS et renfermant des lentilles et des lits de calcaires marmorisés.

- ✓ Le **Néogène** est représenté par des dépôts miocènes et pliocènes ;
- ✓ Les dépôts **miocènes** comprennent des termes burdigaliens et helvétiens.
- Le **Burdigaliense** développe dans la partie Sud-ouest de la région ou il est représenté par des conglomérats rouges à blocs et galets avec passées gréseuses, des marnes bigarrées et des grès calcaires jaunâtres. .
- Les formations **helvétiennes** bordent, en bande étroite (jusqu'à 2.5 km), au Sud, au Nord et à l'Est les affleurements précambriens. Elles sont représentées par une série volcano-sédimentaire comprenant des conglomérats, des laves acides et des tufs.

- ✓ Les dépôts **pliocènes** forment, par excellence, des zones de relief qui sont représentés par des marnes argileuses, des argiles calcaires avec rares passées de calcaires d'épaisseur décimétrique (Plésoncien) et des marnes gréseuses intercalées de grés calcaires (Astien).
- ✓ Les dépôts **Quaternaires** sont constitués de galets villafranchiens pluridimensionnels friables brun-rouge. Les galets sont représentés par les débris schisteux et phylliteux dégrés et de quartz immergés dans du sable argileux à grains non calibrés.

5 Tectonique : [1]

La carrière a été implantée à proximité de la faille régionale de Thénia, dans la partie Sud du massif de granodiorite, caractérisée par une puissante zone d'altération et d'hématisation et affectée par d'intenses mouvements tectoniques.

La région du gisement est caractérisée par un contexte tectonique complexe ; prédominance des accidents tectoniques Est-ouest au Sud et au Nord, le massif de granodiorite se trouve en contact tectonique avec les roches encaissantes. Vers le Sud, le contact passe par une faille qui est bien masquée sous les terrains quaternaire apparaît nettement sur les photos aériennes 1/25000.

Les séries métamorphiques précambriennes forment un synclinal orienté sensiblement Est-ouest dont les flancs sont affectés par des failles longitudinales. Le cœur de l'anticlinal est constitué de phyllades et les flancs de schistes cristallins. L'anticlinal s'étend sur une dizaine de kilomètres avec une amplitude des ailes atteignant 2,5 à 3,5 km. Il est compliqué par de nombreux accidents tectoniques locaux d'extension longitudinale, de zones de schistification intense et de petits plis.

Les accidents tectoniques sont orientés essentiellement nord-ouest et sensiblement est-ouest : certaines failles prennent des directions Nord-est et approximativement Nord-sud. La fissuration a par ailleurs gagné l'ensemble du massif de granodiorite par endroit, elle forme un système de fissures faiblement prononcé, distantes de 10-80 cm, qui s'entendent en direction Ouest et Nord-Ouest avec des pendages Nord et Nord-Est 70-75°.

Le pourcentage d'agrégats de granodiorites meubles et altérées ne dépasse pas 5-10 % du volume de ces zones.

6 Hydrogéologie : [1]

La région est sillonnée par un réseau d'oueds bien développé, dont l'oued BOUDOUAOU et l'oued ISSER avec ses nombreux affluents, passant respectivement à 13 km à l'ouest et à 4 km au Sud du gisement.

La haute perméabilité des granodiorite fissurées favorise l'infiltration des eaux atmosphérique. La topographie disséquée de la région du gisement facilité l'émergence des eaux souterraines dont la quantité est fonction des précipitations annuelles qui peuvent atteindre 800 mm.

7 Caractéristiques de la roche : [2]

7.1 Pétrographie.

Le gisement est constitué par des **granodiorites** fins et moyens souvent porphyroïdes et de diorites quartzique grises ou grises foncées teintées de vert. Cette roche très hétéro granulaire montre des feldspaths plagioclases fortement zonés et des cristaux d'orthose sub-automorphes, ces deux types de feldspath sont parfois composites (syneusis), ce qui est typique à des feldspaths magmatique.

Le teint verdâtre est dû à la présence dans les roches de minéraux foncés de hornblende, de chlorite de biotite et plus rarement de pyroxène.

7.2 Caractéristiques minéralogiques.

L'analyse de l'échantillon consiste à déterminer la nature des constituants minéraux, la composition minéralogique estimative (semi quantitative) a été évaluée sur la base des résultats chimique et elle figure dans le tableau suivant :

Tableau I.2. La composition minéralogique de la roche

Minéraux présent		Composition minéralogique
Quartz	SiO ₂	8.5
Albite	Na(s _i ₃ AlO ₈)	25.5
Feldspaths	K(k ₂ O 6SiO ₂ Al ₂ O ₃)	11
Diopside	CaO MGO SiO ₂	11
Phlogopite	K ₂ O Al ₂ O ₃ Mgo siO ₂	15.5
Amphibole	CaO MgO SiO ₂	10
Kaolinite	Al ₂ (Si ₂ O ₅)(OH) ₄	15
Minéraux ferrugineux + autres		3.5

7.3 Caractéristiques chimiques.

Les analyses chimiques confirment l'acidité de gisement de Si Mustapha, la moyenne des résultats des différents échantillons est dans le **Tableau I-3** ci-dessous :

Tableau I.3. Les résultats des analyses chimiques

Minérale	SiO ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	P ₂ O ₅	TiO ₂	MgO	P.F
Moy %	64,42	15,94	3,83	4,28	0,17	3,54	3,03	0,13	0,43	2.28	3.66

8 Réserves géologiques : [3]

8.1 La prospection :

Elle s'appuie sur des données géologiques, des études Géochimies, des techniques de sondages et des analyses effectués sur des échantillons carottés datés de 1976 et 1978.

Le gisement occupe une superficie de 0,6 Km². Il a été reconnu jusqu'à une profondeur de 171 m. Néanmoins la superficie de périmètre de l'ENG Unité Si Mustapha est de 53 Ha.

Des sondages d'exploration sont recommandés, pour une extension de la carrière qui est en phase d'épuisement.

8.2 Réserve géologique.

Le calcul des réserves, la densité de la maille d'investigation et le degré de connaissance de la qualité de la matière première sont autant de facteurs qui ont rendu possible l'estimation des réserves en catégories B, C1.

Les réserves mises en évidence, selon l'étude géologique faite en 1976 par l'Ingénieur géologue MEDVIDEV. I, sont estimées à 86 986 000 tonnes.

✓ 8 405 000 tonnes dans la catégorie B jusqu'au niveau 325 m

✓ 33 186 000 tonnes ou 41 591 000 tonnes dans la catégorie C1 jusqu'au niveau 267 m

Actuellement et selon le rapport d'activité du première trimestre 2011 établi par le service carrière, les réserves exploitables sont de l'ordre de 29 793 414 tonnes.

9 Les propriétés physico-mécaniques : [1] [4] [5]

Les propriétés physico-mécaniques des roches sont des facteurs essentiels qui influent sur le caractère de processus se produisant dans le massif rocheux après l'exécution des ouvrages. Les facteurs principaux déterminant les propriétés physico-mécaniques des roches sont:

- Profondeur du gisement;
- Tectonique de la région;
- Stratigraphie et âge géologique de la roche donnée;
- Érosion éolienne;
- Présence d'eau et son régime.

Les caractéristiques physico-mécaniques des minéraux et des roches encaissantes influent considérablement sur le choix des méthodes d'exploitation et de la conduite des travaux miniers et le choix des engins utilisés dans la mine.

Les principales propriétés physico-mécaniques des roches sont les suivantes :

- La densité,
- La masse volumique,
- La porosité,
- L'humidité,

L'absorption en eau,
Le degré de saturation, ... etc.

Les essais physico-mécanique réalisés en 1976 ont porté sur :

- Poids volumique et absorption d'eau de neuf (9) échantillons ;
- Poids spécifique et porosité de huit (8) échantillons.

9.1 Propriétés physiques :

9.1.1 Porosité :

C'est le rapport du volume des vides V_v de la roche au volume total V_t :

$$P = \frac{V_v}{V_t} * 100$$

La porosité varie de quelques pourcents à plus de 40 % dans les roches sédimentaires, dans les roches magmatiques, elle est plus faible, souvent inférieure à 1 %.

Selon la porosité, les roches sont classées en :

- Roches de faible porosité : $0 < p < 5 \%$
- Roches de porosité moyenne : $5 < p < 10 \%$
- Roches de porosité élevée : $10 < p < 20 \%$
- Roches de grande porosité : $p > 20 \%$

La porosité allait en général de 2,6 à 6,1 %

Les valeurs moyennes de porosité sont de 4,09%. La porosité de la zone d'étude complémentaire est de 4,25% pour l'ensemble du gisement.

On remarque que la valeur de la porosité moyenne de la roche du gisement de l'ENG unité Si Mustapha est très élevée car le gisement est altéré par oxydation et intensément fracturé, ce qui augmente la porosité d'une valeur normalement inférieure à 1% à une valeur de porosité moyenne de 4,09%.

9.1.2 Poids volumique :

C'est la masse de l'unité de volume de la roche (g/cm^3). Suivant l'état du matériau, on définit ρ_s la masse volumique absolue ou masse volumique du solide, ρ_h la masse volumique naturelle, ρ_d la masse volumique sèche et ρ_{sat} la masse volumique saturée.

$$\rho_s = \frac{M_s}{V_s} ; \rho_d = \frac{M_s}{V_t} ; \rho_h = \frac{M_h}{V_t} ; \rho_{sat} = \frac{M_{sat}}{V_t} ;$$

Avec :

- M_s : la masse du matériau sec [g],
- V_s : le volume des grains après broyage [cm^3],
- V_t : le volume de l'échantillon [cm^3],

M_h : la masse naturelle [g],

M_{sat} : la masse de l'échantillon saturée [g],

ρ_d : dépend de la porosité de la roche, par contre ρ_s ne dépend que de la minéralogie.

Le poids volumique absolue des granodiorites était dans la plupart des échantillons compris entre 2,4 et 2,6 g/cm³ (les valeurs extrêmes : 2,340 et 2,632 g/cm³) et constituait en moyenne 2,5 g/cm³

9.1.3 L'absorption d'eau :

Elle correspond au rapport entre la masse d'eau contenue dans une roche et la masse des solides qui les constituent, l'absorption d'eau varie entre 0,2 et 3,6 %. Sa valeur moyenne est de 1,3 %, elle joue un rôle positif dans la transmission de l'énergie de l'explosif.

9.1.4 Abrasivité Coefficient Los-Angeles (LA) :

Cette norme sert à déterminer la résistance à la fragmentation par chocs des éléments d'un échantillon de granulat.

Elle est mesurée par l'essai Los Angeles, est pratiquée sur les classes granulaires 4-6, 6-10, 10-14, que l'on introduit dans un tambour cylindrique d'axe horizontal fermé aux deux extrémités en présence de boulet d'acier. La rotation du tambour pendant un nombre de tours et à une vitesse normalisée entraîne la fragmentation des granulats, qui sont ensuite tamisés sous l'eau sur un tamis de 1,6 mm.

Le coefficient Los Angeles est le rapport de la masse du tamisât à la masse avant essai. Le granulat est donc d'autant plus rigide que son coefficient de Los Angeles est faible.

Le coefficient Los-angeles est donné par la relation suivante :

$$L_A = \frac{m}{M} * 100$$

Avec :

m : masse des particules fines ($m \leq 1,6$ mm).

M : masse de l'échantillon (prise d'essai).

La résistance aux chocs des gravillons a été testée par l'essai Los Angeles (LA). Les valeurs obtenues sont regroupées dans le tableau ci-après :

Tableau I.4. Coefficient Los-Angeles déterminé sur des échantillons de granodiorite de Si Mustapha

Désignations	Echantillons provenant des sondages 1, 26, 27 et 28	Echantillons provenant des sondages 29, 30, 20, 26,27 et 28	MOY
LOS ANGELES (%)	17,5 à 32 moy 24	14,20 et 39,7	26.04

On remarque que $LA < 25\%$ donc le granulat de des qualités en conformité avec le tableau des normes utilisé ci-après :

Tableau I.5. Coefficient Los- Angeles en pourcentage dans les principales utilisations du granulat.

Utilisation	Coefficient Los- Angeles
Gros granulat routier et pour bétons courants	< 40 %
Granulat calcaire	< 32 %
Pour béton de qualité	< 30 %
Pour béton exceptionnel	< 25 %

Tableau I.6. Principaux résultats des essais physico-mécaniques

Essais	Valeur		
	de	à	Moyenne
Poids volumique	2,35	2,65	2,5
Absorption d'eau [%]	0,09	3,88	2
Porosité [%]	0,07	6,51	3,2
Poids spécifique [g/cm ³]	2,5	2,83	2,65
Résistance à la compression [Kg/cm ²]	199	1130	665
Los Angeles [%]	14,2	39,7	27
Broyabilité	9,6	24,06	17
Taux de rendement des agrégats	79,6	89,1	84,35

9.2 Propriétés mécaniques de la roche :

9.2.1 Résistance à la compression :

Elle est déterminée lors des essais de compression simple. Dans cet essai, l'échantillon est pris sous la forme d'une carotte (éprouvette cylindrique), d'élanement L/D (L : hauteur, D : diamètre) compris entre 2 à 2,5 avec deux faces planes, lisses et parallèles obtenues par une rectification soignée. L'échantillon est ensuite placé entre les plateaux d'une presse et la force axiale est augmentée jusqu'à la rupture de l'éprouvette.

On appelle résistance à la compression (notée R_c) la contrainte maximale supportée par l'échantillon avant la rupture lors d'un essai de compression. Elle est donnée par la formule suivante :

$$R_c = \frac{F_{max}}{S} \dots \dots \dots [Kgf/cm^2]$$

F : effort (charge) maximale atteinte (juste avant la rupture) ;

S : section ou surface sur laquelle on applique l'effort F.

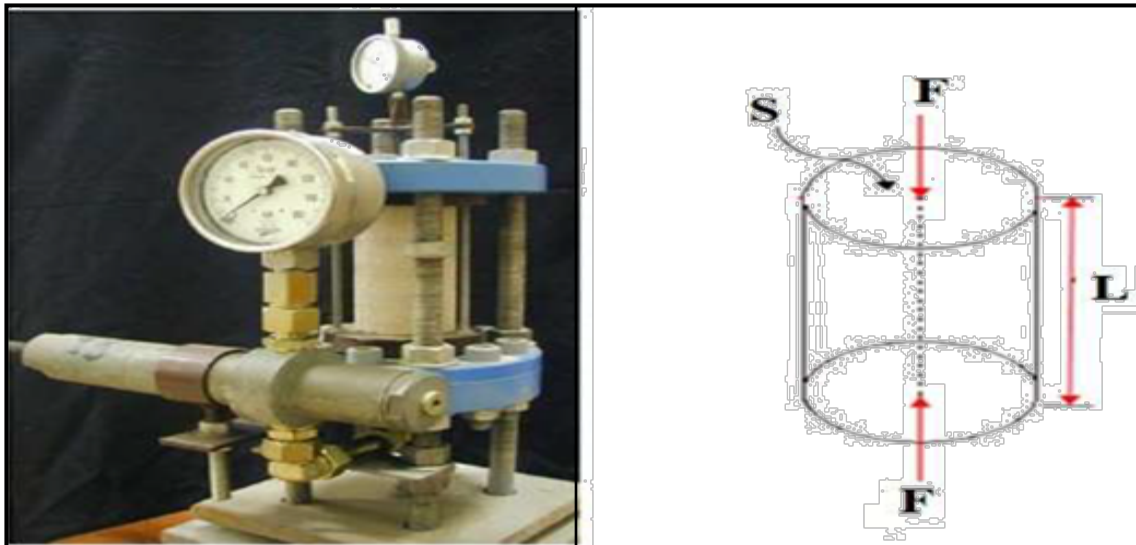


Figure I.4. Dispositif expérimental et le principe de compression uni-axiale

Elle est déterminée sur 15 échantillon (provenant de 5 sondage) et varie de 199 à 1 130 kg/cm³. Les échantillons sont essentiellement constitués de granodiorites dures mais fissurées. La fissuration amène une destruction rapide de l'échantillon.

Les échantillons ayant un poids volumique au-dessus de 2.7 g/cm² et une faible absorption d'eau (inférieure à 1 %) se caractérisent par des valeurs à la compression plus élevées (plus de 1000 kg/cm²).

Les granodiorites ayant une basse résistance à la compression (200 à 3 00kg/cm²). Ce qui implique une haute valeur de broyabilité (équivalent à la classe d'agrégats 800 à 1200) au cours des essais de compression dans le cylindre, la résistance moyenne est de 665kg/cm² ;

Tableau I.7. Résistance à la compression des différente roches

Sondage	Cote absolue	R _c [MPA]	Caractéristique de la roche
2	358,3 - 358,1	113	Massive
27	355 - 354,8	109.4	Faible fissurée
30	347,9 - 347,7	61.7	Moyen fissurée
28	353,1 - 352,9	20.7	Très fissurée
26	358,2 - 357,9	19.9	Très fissurée

9.2.2 La résistance à la traction :

9.2.2.1 Traction directe :

En soumettant une éprouvette cylindrique à une traction uni axiale, la résistance à la traction simple est égale à la contrainte limite de traction qui produit la décohésion des échantillons des roches massives.

$$R_t = \frac{P_{max}}{A_0} \dots \dots \dots [\text{kgf/cm}^2]$$

P_{max} = valeur finale atteinte par l'effort appliqué.

A_0 = surface transversale.

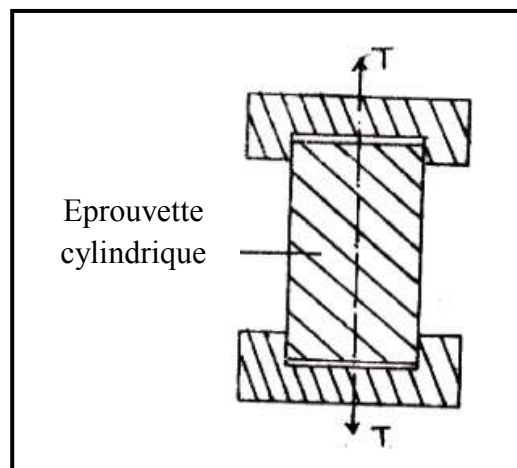


Figure I.5. Traction direct

9.2.2.2 Traction indirecte :

L'essai de résistance à la traction indirecte, dit aussi essai brésilien, est réalisé en comprimant entre les plateaux de la presse une éprouvette cylindrique le long de deux génératrices opposées. La rupture est obtenue par traction au centre de l'éprouvette. On évite ainsi les difficultés de collage des têtes nécessaires dans les essais de traction directe.

Si F est l'effort fourni par la presse au moment de la rupture, D le diamètre de l'éprouvette et L sa hauteur.

La résistance à la traction indirecte est donnée par la formule suivante :

$$R_t = \frac{2F_{max}}{\pi d l} \dots \dots \dots [\text{kg/cm}^2]$$

F_{max} : la charge maximale appliquée.

D et L : dimensions de l'éprouvette cylindrique

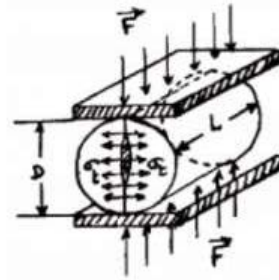
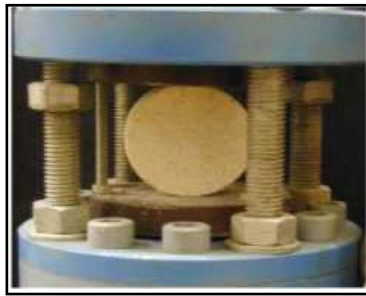


Figure I.6. Dispositif expérimentale (essai brésilien) et schéma de la traction indirecte

On peut déterminer la résistance à la traction en fonction de la résistance à la compression, par la relation qui donne la limite de la résistance à la traction :

$$R_t = (0,08 \text{ à } 0,12) * R_c$$

9.2.3 Résistance au cisaillement :

La résistance au cisaillement représente la contrainte tangentielle limite avant la rupture dans un essai de cisaillement. Approximativement elle est déterminée par rapport à la résistance à la compression par la formule suivante :

$$R_{cis} = \frac{R_c}{3}$$

9.2.4 Angle de frottement interne (ϕ) :

L'angle de frottement interne est donné par la formule suivante :

$$\Phi = \arcsin \left[\frac{R_c - 4 * R_{tr}}{R_c - 2 * R_{tr}} \right]$$

R_c : résistance à la compression [Mpa],

R_t : résistance à la traction [Mpa].

9.2.5 Le coefficient de frottement interne Ff :

Le coefficient de frottement interne est donné par la formule suivante :

$$Ff = \tan \Phi$$

9.2.6 La cohésion :

Elle exprime le degré de cimentation des grains composant la roche, elle est donnée par la relation

$$C = \frac{R_c + R_t}{2\sqrt{R_c + R_t^2 - 3R_t^2}}$$

Tableau I.8. Caractéristiques mécaniques du massif de Si Mustapha

R _c [MPa]	R _t [MPa]	Φ [°]	F _f	C
109,4	10,94	39,29	0,82	17,30

9.3 Propriétés technologiques :

9.3.1 Coefficient de dureté :

A été proposé pour classer les roches par le Pr. PROTODIAKONOV, maintenant ce paramètre est très souvent aux entreprises minières. En sachant la valeur de limite de résistance de la roche à la compression, le coefficient de dureté est calculé d'après l'équation connue de PROTODIAKONOV :

$$f = R_c / R_{ce}$$

Où :

R_{ce}: limite de résistance étalonnée de la même roche à la compression D'après PROTODIAKONOV, R_{ce} = 100 Kgf/Cm² donc on obtient la formule :

$$f = \sigma_c / 100$$

Tableau I.9. Coefficient de la dureté selon PROTODIAKONOV

Caractéristiques des roches	Coefficient de la dureté selon PROTODIAKONOV	Angle de talus du gradin
Extrêmement dure	15-20	75-85°
Dure	8-14	65-75°
Dureté moyenne	3-7	55-65°
Tendre	1-2	40-55°
Meuble et végétal	0.6-0.8	25-40°

9.3.2 Indice de la résistance au contact (I_c) :

Cet indice caractérise l'action de l'outil de foration, Il est donnée par la relation :

$$I_c = 1.9 * R_c^{15}$$

Avec

R_c : est exprimé [MPa].

9.3.3 Le coefficient de dureté de l'agrégat (f_{ag}) :

Ce coefficient caractérise la pression relative de l'outil de foration sur la roche au moment de la destruction de celle-ci, il est en fonction de l'indice de la résistance au contact I_c

$$f_{ag} = \frac{I_c}{0.62}$$

Tableau I.10. Appréciation de la dureté de la roche.

R_c	Coefficient de dureté (f)	Indice de la résistance au contact (I_c)	Le coefficient de dureté de l'agrégat (f_{ag})
113	11,3	2282,29	3681,12
109,4	10,94	2174,10	3506,61
61,7	6,17	920,83	1485,22
20,7	2,07	178,94	288,61
19,9	1,99	168,67	275,05

9.3.4 Résistance à la destruction :

A été développé par l'académicien R. Jevesky. La résistance à la destruction caractérise la conduite de la roche sous l'action des différents instruments machines ou proc édés technologique lors de la destruction, la roche éprouve les diverses contraintes telle que les contraintes de la compression de l'attraction et cisaillement.

Les contraintes agissent ensemble et créent de nouvelles surfaces dégagées entre les particules des roches.

Le résultat de la destruction et l'apparition des fissures dans la roche et le déplacement d'une certaine partie de la roche dans cette relation l'indice de la résistance à la destruction doit tenir compte l'indice de la fissuration et de la masse volumique.

L'indice de la résistance à la destruction de la roche est calculé d'après la formule :

$$I_{des} = 0,005 * A_1 * (R_c + R_{tr} + R_{cis}) + 0,5 * Y$$

Ou :

A_1 : indice acoustique tenant compte de la fissuration, il est calculé d'après la formule :

$$A_1 = 1,2 * d_{ms} + 0,2$$

L'indice acoustique est en fonction de la catégorie de la fissurité du massif.

La roche est très fissurée $A_1 = 0,25$

R_c : résistance à la compression [Kgf/cm²]

R_{tr} : résistance à l'attraction [Kgf/cm²]

R_{cis} : résistance au cisaillement [Kgf/cm²]

γ : masse volumique [g/cm³]

Tableau I.11. Classification des massifs suivant l'indice de la fissuration (V.KOVALENKO,)

Catégorie de fissuration des roches	Degré de fissuration du massif en blocs	Distance moyenne entre les fissures, [m]	Proportion dans le massif des blocs (%) avec les dimensions en mètre			
			0,3	0,5	0,7	1,0
I	Roches exclusivement fissurées	Jusqu'à 0,1	Jusqu'à 10	Jusqu'à 5	à peu près 0	Ne contient pas
II	Roches de grandes fissurations	0,1 – 0,5	10 – 70	5 – 40	Jusqu'à 30	Jusqu'à 5
III	Roches de moyenne fissuration	0,5 – 1,0	70 – 100	40 – 100	40 – 80	5 – 40
IV	Roches de faible fissuration	1,0 – 1,5	100	100	80 – 90	40 – 80
V	Roches pratiquement monolithiques	>1,5	100	100	100	100

9.3.5 Forabilité de la roche :

Le forage des trous est une opération importante durant le processus de la préparation des roches à l'extraction à l'explosif. Ceci exige beaucoup de dépenses des forces humaines ainsi que les machines.

Pour évaluer la forabilité (probabilité) l'académicien R. JEVSKY V a proposé son indice de forabilité I_f basé sur les thèses scientifiques suivantes :

- Les efforts de compression et de déplacement jouent un grand rôle dans le forage, par contre les efforts de traction n'ont pas une importance pratique dans ce procédé;
- Vu le petit diamètre des trous, la fissurité n'influe guère sur la forabilité;
- Considérant que dans le processus de forage on évacue les débris du fond du trou vers l'extérieur, il est normal de tenir compte de la masse volumique.

Donc l'indice de forabilité est calculé d'après la formule suivante :

$$I_f = 0,007 * (R_c + R_{cis}) + 0,7 * \gamma$$

R_c : résistance à la compression [Kgf/cm²]

R_{cis} : résistance au cisaillement [Kgf/cm²]

γ : masse volumique [g/cm³]

9.3.6 Résistance au tirabilité :

L'indice de tirabilité est défini par la formule suivante :

$$q_0 = 0,1 * K_s * (R_c + R_T + R_{cis}) + 40 * \gamma$$

Où :

$$K_s = 1,2 * d_{ms} + 0,2$$

Avec :

d_{ms} : dimension moyenne des blocs structuraux exprimée en (m) ;

R_c , R_T et R_{cis} : exprimé en [kgf/cm²];

γ : le poids volumique [2,68 g/cm³];

9.3.7 Indice de difficulté d'excavation (I_{exc}) :

Est donnée par la relation

$$I_{exc} = 0,3 * \lambda * (0,2 * R_c + R_{cis} + R_t) + 0,3$$

avec

λ : coefficient d'affaiblissement structural.

Tableau I.12. Degré de fissuration du massif rocheux en fonction de la dégré de fissuration du massif rocheux

Degré de fissuration du massif rocheux	$\hat{\lambda}$
Extrêmement fissuré	0.01 à 0.065
Très fissuré	0.05 à 0.015
Moyennement fissuré	0.1 à 0.55
Peu fissuré	0.5 à 0.9
Pratiquement monolithique	0.6 à 0.98

9.3.8 L'indice de difficulté d'exploitation :

Il est exprimé par la relation :

$$D_{\text{exp}} = 0.2 (K_f * I_f + K_q * Q_c + K_{\text{exc}} * I_{\text{exc}})$$

Tableau I.13. Les coefficients : K_f , K_q , et K_{exc} sont donnée d'après les valeurs de I_f , Q_c et I_{exc}

I_f	K_f	q_0	K_q	I_{exc}	K_{exc}
5	0,8	0,2	30	3	0,8
6 à 10	0,9	0,2 à 0,4	35	3 à 5	0,9
11 à 14	1	0,4 à 0,6	40	6 à 9	1
15 à 17	1,1	0,6 à 0,8	45	9 à 12	1,1
17	1,2	0,8 à 1	50	12 à 15	1,2

Tableau I.14. Caractéristique qualitative de la matière première.

R_c (MPa)	R_c (Kgf/cm ²)	R_t (Mpa)	R_t (Kgf/cm ²)	R_{cis} (MPa)	R_{cis} (Kgf/cm ²)	D_{des}	I_f	K_f	q_0 Kg/m ³	K_q	I_{exc}	K_{exc}	D_{exp}
113	1130	11.3	113	37.67	376.7	17.45	12.3	1	0.424	40	13.63	1.2	9.12
109.4	1094	10.94	109.4	36.47	364.7	14.58	11.96	1	0.366	35	11.14	1.1	7.40
61.7	617	6.17	61.7	20.57	205.7	6.38	7.51	0.9	0.203	30	3.04	0.9	3.12
20.7	207	2.07	20.7	6.9	69	2	3.68	0.8	0.115	30	1.14	0.8	1.46
19.9	199	1.99	19.9	6.63	66.3	1.96	3.61	0.8	0.114	30	1.13	0.8	1.44

En conclusion on peut dire que l'exploitation du gisement de Si-Mustapha est difficile au vu de la valeur de l'indice de difficulté d'exploitation, les faibles valeurs de cette indice caractérisent les zones très fissurées et les zones de brèches de failles ; ces zones ne sont pas majoritaires (le taux de granodiorites fortement fissurés étant de 0,208).

Conclusions :

Une étude géologique récente est recommandée pour le gisement de Si-Mustapha, avec des sondages carottés pour des éventuelles essais récents et dans le but de déterminer la puissance de la partie découverte.

Le gisement de Si Mustapha est un gisement d'origine magmatique très oxydé.

La valeur de la porosité moyenne de la roche du gisement de l'ENG unité Si Mustapha est d'une moyenne de 4,09%, cela est dû à l'altération et à l'intensité de fracture.

Le pourcentage de silice de la granodiorite de Si Mustapha est de 64,42 %, une telle valeur majoritaire rend cette roche très abrasive.

CHAPITRE II.

EXPLOITATION DE LA CARRIERE DE L'ENG UNITE de Si Mustapha

Introduction :

L'exploitation minière est une opération technologique qui consiste à extraire une substance utile du sol, ou de sous-sol en quantité industrielle dans le but de sa commercialisation. L'exploitation des mines est l'art d'extraire le minerai avec profit, et la méthode d'exploitation est une façon rationnelle de prendre ce gisement.

1 Les paramètres de la carrière : [5]

Lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert, toutes les formations se trouvant dans les limites du contour de la carrière se divisent en couches horizontales ou inclinées. Chaque couche supérieure est exploitée avec avancement par rapport à la couche inférieure, et finalement la carrière obtient une forme de gradin.

1.1 Le gradin :

Le gradin est la façon la plus rationnelle pour abattre la roche du massif et qui consiste en l'exécution de travaux d'extraction appropriés.

Le gradin est l'élément le plus important de la carrière, c'est une partie du massif ayant la surface de travail en forme de marche. Le gradin est caractérisé par les paramètres suivants :

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

1.1.1 Hauteur du gradin :

Le choix de la valeur de cet élément dépend :

- Des propriétés physico-mécaniques de la roche ;
- De la stabilité des talus des gradins
- Règles de sécurité;
- Production annuelle.

Dans les normes minières en Algérie la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m. Pour les roches du gisement de SI MUSTAPHA, la hauteur maximale des gradins est de 14 m ce qui est conforme à la hauteur de sécurité.

1.1.2 Le talus du gradin :

Le talus du gradin est la surface inclinée du côté attaqué. L'angle entre le talus et le plan horizontal s'appelle angle du talus du gradin.

L'angle de talus du gradin dépend des paramètres physico-mécaniques de la roche et des engins miniers. Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 60° et 85°; dans notre cas un angle de talus $\alpha = 79^\circ$.

1.2 La plate-forme du travail :

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée par les dimensions des engins de chargement du transport, ainsi que la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure). Les paramètres de ce dernier dépendent des propriétés physico-mécaniques des roches, des paramètres de l'explosif (consommation spécifique), et des éléments du système d'exploitation.

La largeur minimale de la plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins.

Lorsque l'abattage se fait par explosif, la largeur minimale de la plate-forme est la suivante :

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z + b_s \quad [m]$$

Où :

L_{pt} : Largeur de la plate- forme de travail (m) ;

A : Longueur de l'enlevure en massif (m) ;

X : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure en massif (m) ;

C : Berme de sécurité, c'est la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport(m) ;

T : Largeur de la voie de transport (m) ;

Z : Largeur du prisme éventuel d'éboulement (m).

Le Schéma de la figure Figure II.7 représente la plate-forme de travail avec ses différents paramètres, lors d'un abatage à l'explosif.

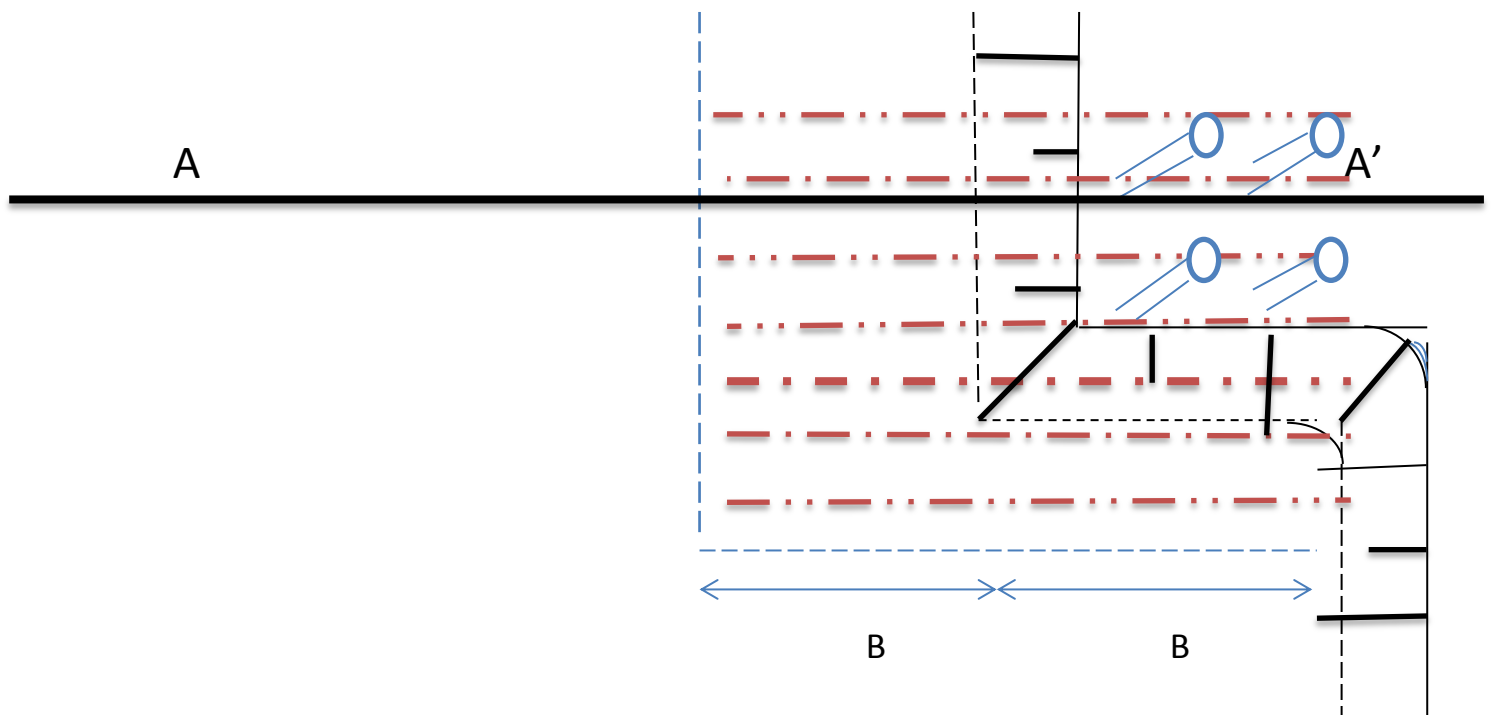
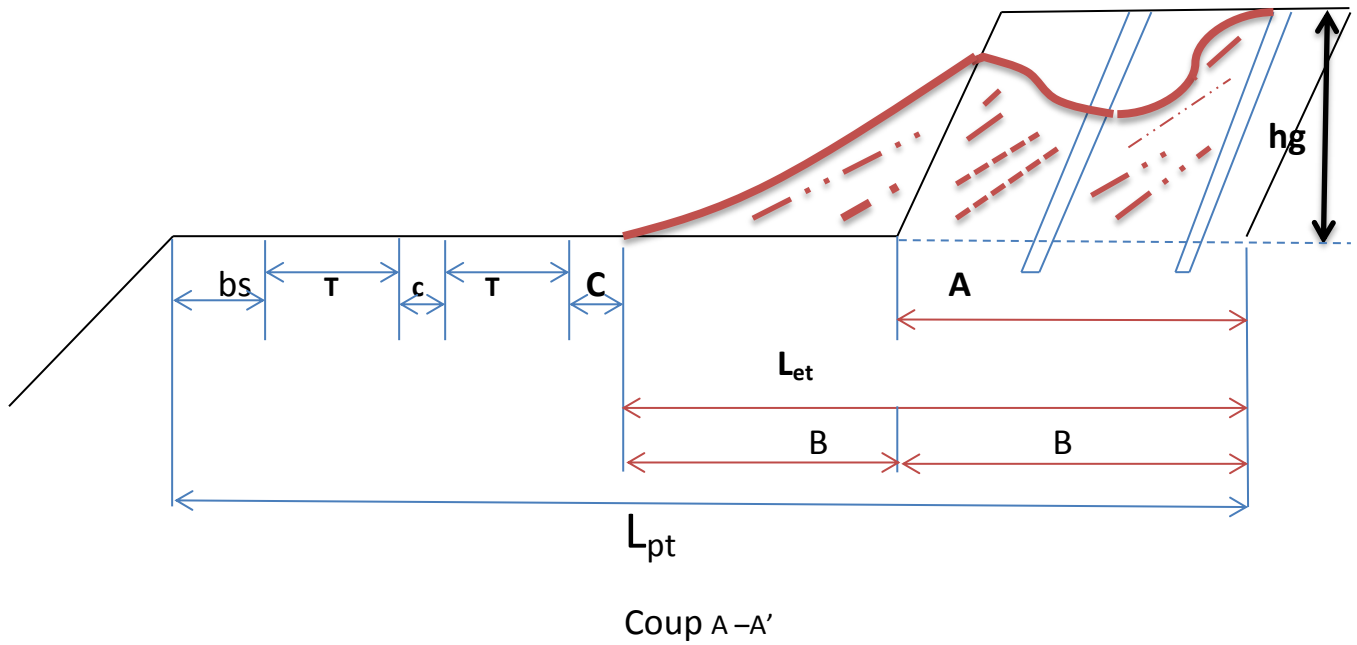


Figure II.7. Schéma de la plate- forme de travail (abattage à l'explosif).

2 La méthode d'exploitation : [5]

L'exploitation du gisement de SI MUSTAPHA se fait par des gradins de 14 m de hauteur.

L'exploitation des gradins en cul de sac est menée du haut vers le bas. Cette méthode est dictée par la morphologie du gisement.

Les travaux de production de la carrière sont rattachés trois niveaux essentielles :

- Le niveau 297 m avec un front orienté Sud-Est .
- Le niveau 312 m avec un front orienté Est-Sud .
- Le niveau 327 m avec un front orienté Est-Sud .

Les travaux de décapage qui rentre dans le cadre de l'élargissement de la carrière vers le côté Sud, dont le front d'exploitation est orienté Nord-Est Sud-Ouest s'effectuent à trois niveaux : 327m, 342 m et 357m.

L'angle de 7° à 10° est considéré comme une pente suffisante pour assurer une stabilité du talus général de la carrière.

3 L'abattage : [4] [5]

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

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

- du type de roche ;
- des propriétés physico – mécaniques et technologiques des roches;
- de la productivité de l'entreprise minière;
- des paramètres techniques des engins et des équipements miniers disponibles et des exigences fixées à la qualité du minerai extrait.

On distingue l'abattage par pelle et par excavateur pour les roches tendres, et l'abattage à l'explosif pour les roches dures.

L'abattage des roches à explosif est très répandu dans les mines à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures.

L'abattage à l'explosif est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une densité supérieure à 2,5 et une résistance à la compression de plusieurs centaines de Kg/m².

3.1 Préparation des roches à l'abattage :

3.1.1 Travaux de foration :

Le choix de la maille de foration est important pour apprécier les dimensions des blocs après le tir (degré de fragmentation des roches) et l'état normal du pied des gradins c'est-à-dire, la surface plate sans rebord.

Le forage des trous dans la carrière est de type roto-percussion à l'air comprimé avec marteau pneumatique fond de trou.

L'air comprimé venant par la tige de forage provoque le mouvement alternatif du piston-frappeur sur la queue de la couronne, la fréquence de frappe varie de 2000 à 2500 frappes par minute. En frappant, la couronne tourne la tige à l'aide d'un diapositif se trouvant à la surface. Les débris de forage sont évacués à l'aide de l'air comprimé. La longueur du trou de foration est de 16,5 m avec une inclinaison de 10°.

Maille de foration :

Un plan de foration doit définir les données suivants :

- La banquette : B , (m) ;
- L'espacement entre les trous : a , (m) ;
- Profondeur du trou : L , (m) ;
- Sur profondeur : L_S , (m).

Les machines utilisée sont :

- 02 Chariots de forage SANDVIK et FURIKAWA, à 18 bars
- 03 Compresseurs (CPI 2018, CPI 2024, CPI NOUV)
- 01 Sondeuse TITON 400 FRS 45002 a 24 bar

4 Travaux de tir : [4] [5]**4.1 Les éléments géométriques du plan de tir :**

Pour que le tir soit parfait il faut identifier et respecter les paramètres de tir : Diamètre des trous forés, Nombres des trous, Hauteur du gradin, Profondeur de la sous foration, Profondeur des trous forés, Largeur de la banquette, Espacement entre trous, Nombre de rangées, Lieu de tir, Inclinaison des trous forés, Longueur de la volée, la figure ci-dessous montre ces différents éléments.

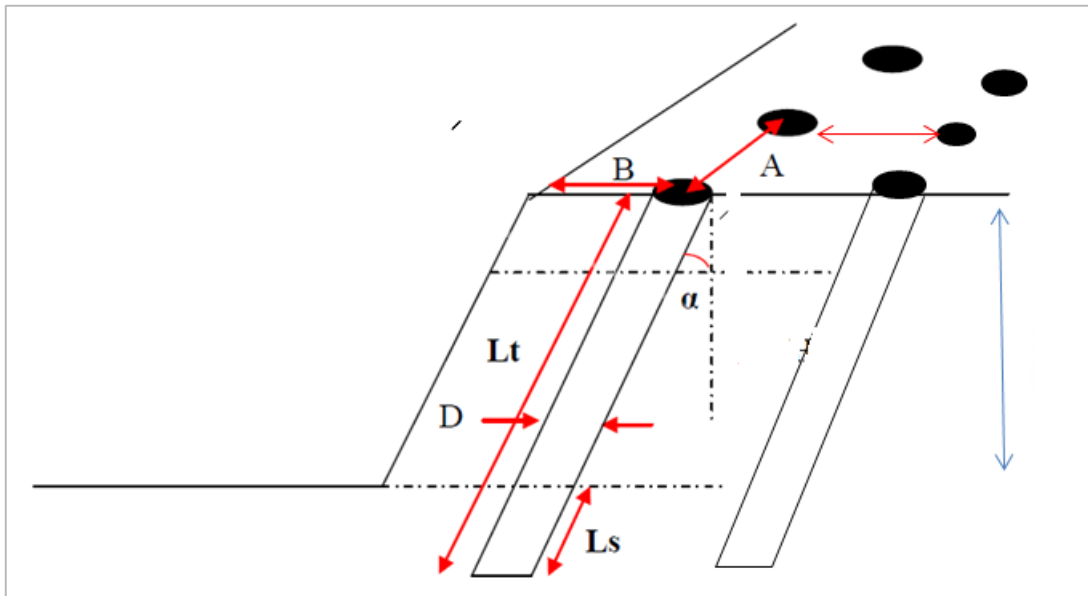


Figure II.8. Les éléments géométriques d'un plan de tir

Diamètre du trou : (D) Le diamètre du trou est de 105 mm, les chariots de foration sont équipés par des tiges ayant des taillants de diamètre 105 mm, Ce qui est adéquat pour des cartouches d'explosif ayant un diamètre égal à 80 mm.

- **L'inclinaison du trou : (α)** Les trous sont forés avec une inclinaison allant de 7° à 10° par rapport à la verticale.
- **La hauteur du gradin : (H_g)** Généralement, elle ne peut pas dépasser les 15 m.
- **La profondeur de sous-foration : (L_s)** La sous-foration permet d'avoir un bon pied de gradin, elle est de 0.9 à 1.2 m.
- **La profondeur du trou : (L_t)** La profondeur du trou est déterminée à l'aide de la formule

$$L_t = L_s + \left(\frac{H_g}{\cos \alpha} \right)$$

H_g : Hauteur du gradin (m) ;

L_s : Profondeur de sous-foration (m) ;

α : Inclinaison du trou, (en degré).

On obtient une profondeur de trou qui peut atteindre 16.4 m à raison de $H_g=15$ m et $\alpha=11^\circ$.

- **Banquette : (B)** On appelle banquette La distance entre rangées, elle est égale à 3.5m ;
- **Ligne de moindre résistance : (w)** La ligne de moindre résistance, c'est la distance entre le trou et la surface libre du gradin et qui est de l'ordre de 4m ;
- **Espacement : (A)** c'est la distance entre trous, Elle est de l'ordre de 4m.

4.2 Type d'amorçages :

On donne le nom d'amorçage à l'opération consistant à placer un allumeur dans une charge explosive, afin qu'elle soit prête à être mise à feu. Un bon amorçage doit satisfaire aux conditions suivantes :

- L'amorçage doit être soigneusement attaché à l'explosif, afin d'éviter que, durant le chargement, elle ne soit arrachée de sa position ;
- Elle doit être enfoncée intégralement dans l'explosif, pour ne pas être cognée contre les parois du trou lors du chargement ;

- L'amorçage doit être dans la position convenant le mieux dans la charge, pour donner les meilleurs résultats ;
- Les fils et les cordons ne doivent jamais être sujets à des tensions trop fortes ;
- L'amorce doit être à l'épreuve de l'eau si nécessaire.

Le type d'amorçage utilisé est l'amorçage latéral (avec cordeau détonant et détonateurs électriques instantanés (DEI) et à microretard (DMR)).

Le principe de fonctionnement d'une explosion est donné par les étapes suivantes :

- Envoie d'une énergie électrique.
- Transfert de l'énergie électrique en énergie chimique : allumage de l'explosif primaire dans le détonateur électrique.
- Allumage du cordeau détonant.
- Explosion puissante d'explosif mis en œuvre dans les forages.

La figure ci-dessous montre une schématisation d'un plan d'amorçage :

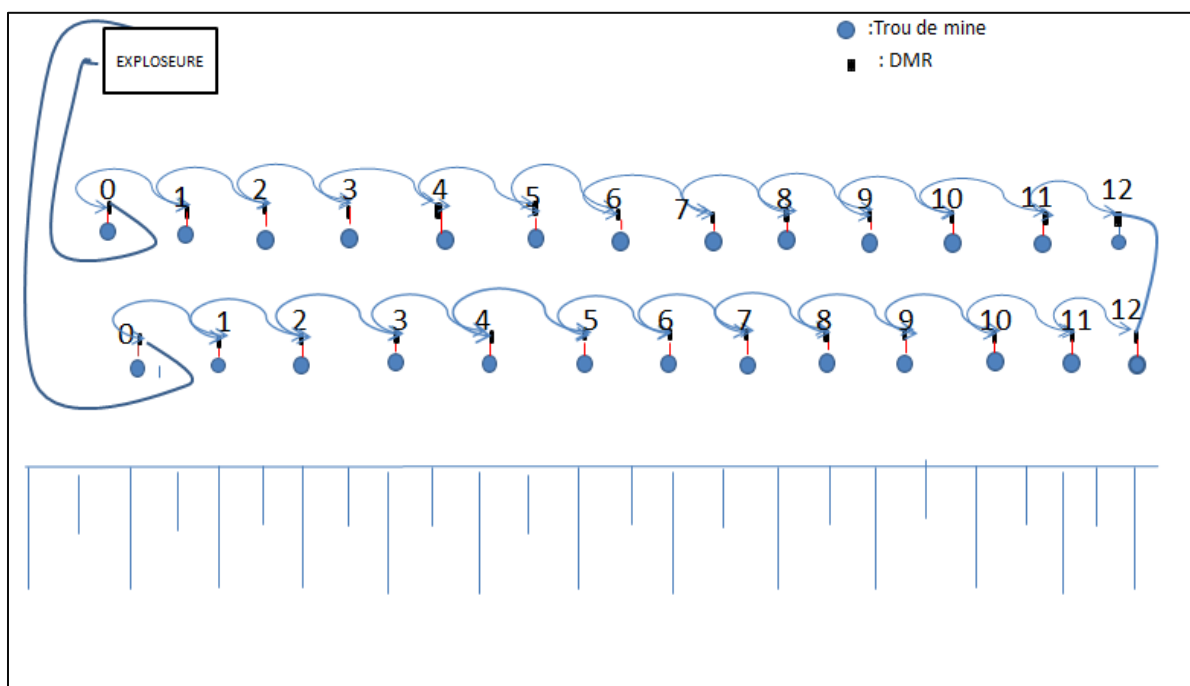


Figure II.1. le Circuit d'amorçage lors d'un tir à l'explosif

5 Les explosifs :[5]

L'unité de Si-Mustapha utilise deux types d'explosifs avec plusieurs accessoires afin d'effectuer l'abatage à savoir :

- TEMEX 1(cartouche de 2,5 kg) + L'ANFOMIL (sac de 25 kg).
- Les accessoires d'explosif :
- Cordon détonant (de type 20g) : une bobine de 75m.
- Fil électrique de tir de Ø : 0,6 mm.
- Le D.M.R : détonateur à micro retard (20 ms, de 1 à 12 DMR).
- Le D.E.I : détonateur électrique instantané.

Ohmmètre.

Exploseur.

Pratiquement, et selon l'expérience obtenu durant la réalisation des différents tirs le plan de chargement pour un trou de 15m sera comme suite : 10 cartouches de TEMEX ($12 \times 2,5 = 30$ kg) + Deux sacs D'ANFOMIL ($1,5 \times 25 = 37,5$ kg) ce qui donne : **une charge totale de : 67,5 kg /1 trou.**

6 Remplissage du trou de mine : [5]

Le remplissage du trou se fait comme suite :

- **Charge du pied** : cartouche d'explosif de type **TEMEX** car il a un effet cisailant (énergie de choc).
- **Bourrage intermédiaire**: il se fait avec le produit 4/8.
- **Charge de la colonne**: poudre d'explosif de type **ANFOMIL** (elle donne une énergie de gaz).
- **Le bourrage final** : produit 8/15 (pour orienter le souffle vers le pied).
- Calcul de la longueur de charge (Lch) pour les deux types d'explosifs :
- **TEMEX** : on a des cartouches qui font 0,4m de longueur, ce qui donne

$$L_{ch}(\text{Temex}) = 12 \times 0,4 = \mathbf{4,8m.}$$

ANFOMIL : il est sous la forme d'une poudre, il est caractérisé par une densité $\gamma = 900$ kg/m³. on a aussi un diamètre de trou égal à 105 mm et une quantité de 37,5 Kg/Trou, ce qui donne un volume d'explosif par trou égal à: $V_{tr} = 37,5 / 900 = 0,041$ m³.

Donc :

$$L_{ch}(\text{ANFOMIL}) = V_{tr} / (\pi \times (D/2)^2) = 0,041 / (3,14 \times (0,105/2)^2) = \mathbf{4,9m.}$$

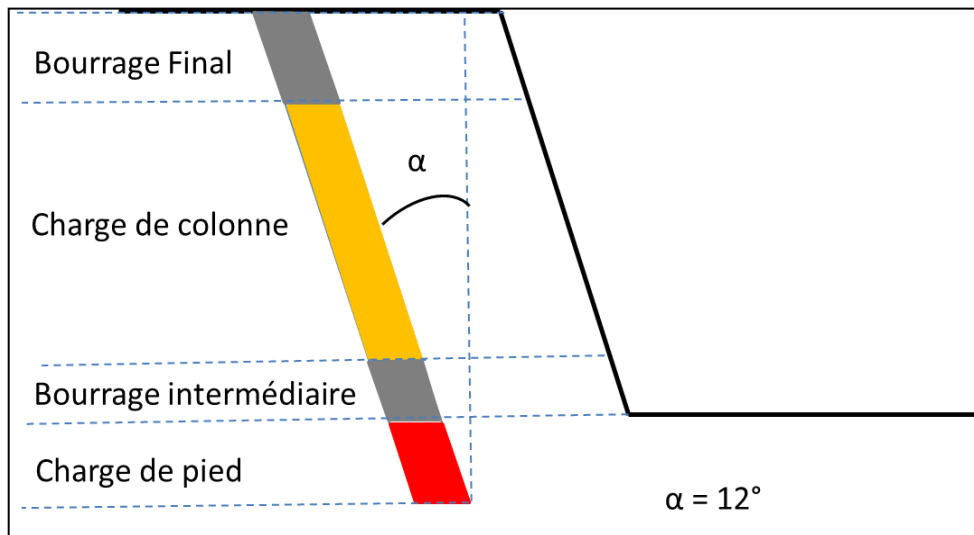


Figure II.10. Plan de chargement d'un trou de mine

6.1.1 Préparation au tir.

L'ENG Si Mustapha bénéficie de deux (2) tirs par mois avec une charge globale de 15 tonnes par tir sur la base d'un plan de tir, le tir est effectué en 4 volées séparé par des bandes de sécurité.

Le chargement des trous de mines est effectué par le personnel de la carrière (tous les services sont mobilisés et concerné à la réussite de cette phase d'abattage) qui sera chapoté par le responsable de l'exploitation. Les tirs sont réalisés par trois (3) bouteilleurs, y compris l'ingénieur des mines.

Etablir une consigne pour le chargement des trous et le tir. Cette consigne devra préciser la procédure et des personnes qualifiées chargées de chaque opération.

Le tir est pratiqué avec des charges instantanées de 154 Kg. Sur la base de cette charge le rayon maximal de sécurité est de 233 m. Dans ce rayon il n'existe pas d'habitations et d'infrastructures socio-économiques qui risqueraient d'être incommodées.

7 Chargement :

Le chargement du tas abattue se fait à l'aide des pelles chargeuses (la carrière possède trois (3) pelles de 6m³ de capacité du godet de type KOMATSU). Donc ces trois engins assurent aisément le chargement dans les deux champs de l'exploitation pour une meilleure continuité des travaux sans avoir du temps perdu.

8 Transport :

Le transport des roches abattues dans la carrière se fait à l'aide des camions, l'utilisation des camions se limite aux transports entre les points de chargement des roches et le point de concasseur primaire.

On distingue dans le roulage deux types de trafic :

8.1 Transport des stériles :

Le transport des stériles est réalisé à l'aide des camions de capacité de godet moyenne et ceci jusqu'à les limites extérieures de la carrière.

8.2 Transport des roches utiles :

Le transport des roches utiles est réalisé à l'aide des tombereaux rigides (dumpers) :

5 dumpers : TEREX TR60 de 50 (t).

9 Terrassement :

Pour les travaux de terrassement et nettoyage des plateformes, l'unité possède un (1) Bulldozer KOMATSU D10. On emploie le bulldozer pour dégager le pied du gradin et rendre uniforme la plateforme afin de faciliter les travaux de transport et de chargement. Il est aussi utilisé pour la fragmentation des premiers mètres du front du gradin fissuré et friable à cause des effets de l'explosion.

10 Piste de roulage :

Ce sont des demi tranchés d'accès au chantier d'abattage, leurs pente maximal est : 10%. La largeur de la piste est de 15 (m).

On a :

$$T = 2 * (a + c) + x$$

T : largeur de la piste ;

x: distance entre les bennes des camions ;

c: largeur de bande de sécurité ;

a : largeur de la benne du camion;

$$\text{On a : } a = 5 \text{ m, } x = 2 * c \text{ Donc : } c = 0,5 + 0,005 * v;$$

v : la vitesse moyenne des camions [Km/h];

On a : v = 25 km/h , c = 0,6 m et x = 1,24 m

Donc : T = 12,50 m.

11 Traitement des matériaux : [5]

La masse abattue est chargée à l'excavatrice dans des Dumpers de carrière et transportée à l'installation de traitement « concassage et criblage »

11.1 Traitement des matériaux au niveau de la station de concassage :

11.1.1 Concassage et broyage :

Ces opérations permettent de réduire de façon successive la taille des pierres. Elles s'effectuent suivant plusieurs phases distinctes dans des concasseurs giratoires disponibles au niveau de la carrière

Les concasseurs giratoires sont munis d'une pièce broyant et une pièce mobile .Une «noix » roule sur les matériaux en décrivant un cercle autour d'un axe (comme un moulin)

Les différentes phases de concassage sont :

- Une opération de pré-concassage primaire qui réduit les plus gros galets en matériau dont l'utilisation est nulle et qui sont réinjectés dans la chaîne de traitement.
- Une opération de concassage secondaire dont le produit n'est pas encore utilisable hormis pour ballast des chemins de fer.
- Le broyage tertiaire qui donne des granulats durs et abrasifs (gravillons, sables).

Ici, le broyage d'effectue en milieu dense et homogène (les matériaux s'écrasent entre eux pour être plus abrasifs)

11.1.2 Criblage :

Ces opérations de criblage ou tamisage permettent une sélection des grains. Par une succession de criblages, on peut trier des grains et obtenir des matériaux de tous calibres possibles.

11.1.3 Stockage :

Le stockage des matériaux produits se fait dans des silos de 80 m³ ou à l'aire libre dans un endroit aménagé à cet effet en attendant sa commercialisation

12 Commercialisation et production :

L'opération de vente passe par trois étapes :

- Au niveau de station : chargement les camions des clients par un chargeur KOMATSU ou le silo ;
- Au niveau de bascule : on va mesurer le poids de la charge, le bascule ce compose par deux coté, un pour taré les camions vide et l'autre pour les camions en charge
- Au niveau de poste commerciale : après l'opération de la tare le client prendre un bon et passe au poste commerciale pour payer selon les prix de granulat et la quantité prés.

Processus technologique d'exploitation du gisement

13 Régime de travail :

La carrière de Si-Mustapha fonctionne selon le régime suivant :

- Le nombre de jours ouvrables par semaine :
- Transport, chargement, forage, abattage et concassage7 jours.
- L'administration et le service de maintenance5 Jours.
- Le nombre de postes de travail..... 1 postes /jour.

Le nombre d'heures de travail par poste :

- Transport, chargement, forage, abatage et concassage12 H/ j.
- L'administration et le service de maintenance 8 H/ j.

Pour assurer le bon fonctionnement de la carrière, deux postes de travail s'alternent successivement chaque deux jour.

14 Capacité de production :**14.1 Capacité annuelle de production :**

La production annuelle de l'entreprise est de 1 500 000 t/an.

14.2 Production mensuelle :

La production mensuelle (P_m) est déterminée par la formule suivante :

$$P_m = \frac{Pa}{Nm}$$

Où : nm : nombre des mois dans une année, qui est égal : 12 mois

$$P_m = \frac{1500000 \text{ t/an}}{12} = 125\ 000 \text{ [t/mois]}$$

14.3 La production journalière :

La production journalière (P_j) est déterminée par la formule suivante :

$$P_j = \frac{P_a}{N_{j/a}}$$

$N_{j/a}$: Nombre des jours ouvrable par an ;

Donc
$$p_j = \frac{1500000}{365} = 4808 \text{ [t/jour]}$$

14.4 Production horaire :

La production horaire (P_h) est déterminée par la formule suivante :

$$P_H = \frac{P_a}{N_{h/j} \times N_{j/a}}$$

$N_{h/j}$: Nombre d'heures ouvrable par jour ;

$N_{j/a}$: Nombre des jours ouvrable par an ;

On estime que le temps mort (changement d'équipe et approvisionnement de l'engin en carburant) par jour est de 3 heures ;

Donc

$$P_H = \frac{1500000}{312 * 16} = 300 \text{ t/h}$$

14.5 Les produits commercialisés.

Sable : 0-3 (mm)

Graviers : 3-8 (mm)

Graviers : 8-15(mm)

Graviers : 15-25 (mm)

Ballast : 25-40 (mm)

Caillasse GC : 40-70 (mm)

Recompose GC : 0-25 (mm)

Recompose : 0-40 (mm)

Prés concasse : 0-300 (mm)

Conclusions :

Lors de l'exécution des différents travaux de la carrière ENG de Si-Mustapha rencontre plusieurs problèmes qui influent sur le degré de fragmentation des roches.

Lors de mon stage pratique, j'ai mesuré la hauteur des différents gradins et j'ai constaté que la hauteur est variable, elle varie entre [12,5 à 14,5] m. Or les sondages exécutés ont la même profondeur de 15,5m ce qui rend les paramètres du plan de tire sous-estimés et/ou surestimés.

Donc à cet effet on recommande une surveillance régulière et sérieuse des hauteurs des gradins et les profondeurs des trous.

Nombre de piste de roulage insuffisant pour la bonne marche des travaux de circulation.

CHAPITRE III.

APPRECIATION DES PARAMETRES DE SECURITE DE LA CARRIERE

Introduction :

La sécurité de l'individu et de l'environnement est parmi les conditions les plus importantes dans l'exploitation d'un gisement. Dans ce qui suit, on va étudier la relation entre la charge instantanée et le rayon de sécurité lors d'un tir de mine.

1 Les Vibrations : [8] [10]**1.8 Effet de vibrations dues aux tirs de mines :**

Il est connu que le tir de mine provoque une onde de vibration dont l'intensité s'accroît avec l'augmentation de la charge, cette dernière peut être dangereuse pour les constructions avoisinantes du lieu de tir.

L'explosion utilisée pour disloquer le rocher, limitée en un temps relativement court, libère une grande quantité d'énergie, qui peut être répartie en :

- ✓ une énergie utile qui provoque sur une partie de la roche une rupture et un déplacement, c'est l'abatage du rocher.
- ✓ Une énergie inutile qui engendre des déformations élastiques du milieu, c'est le phénomène des vibrations.

Les phénomènes de vibrations peuvent poser des problèmes d'une grande diversité, en fonction de l'origine de la vibration et de la nature des constructions soumises à ces vibrations.

L'énergie utilisée des explosifs pour la fragmentation et le déplacement, est libérée dans l'environnement. Elle est responsable de nuisances (bruit, vibrations et projections) qu'il est presque toujours possible de ramener à un niveau acceptable.

Pour optimiser un plan de tir, on essaiera de réduire l'énergie de vibration, au profit de l'énergie utile d'abatage.

1.9 Les facteurs influant sur le niveau de vibration :

Le niveau de vibration mesuré dépend de trois facteurs :

- ✓ La distance entre le tir et l'ouvrage ;
- ✓ La quantité d'explosif ;
- ✓ Le rendement du tir.

Le résultat le plus important des études de vibrations est que la vitesse de vibration mesurée en un point donné ne dépend pas de la charge totale d'une volée mais de la charge instantanée.

1.10 Les normes de vibrations. [8]

Les normes en vigueur suivant la loi de CHAPOT nous permettent dans ce cas d'avoir des vitesses de vibrations jusqu'à 10 mm/s (valeur de tolérance). Selon cette loi de CHAPOT les ouvrages et constructions sont classés en trois catégories :

- A : Catégorie de mauvaise qualité, murs déformés, mortiers sans adhérence ;
- B : construction de qualité moyenne ;
- C : constructions de bonne qualité mécanique (murs et fondations solides).

La vitesse de vibration pour chacune des catégories d'ouvrages est donnée par le tableau suivant :

Tableau III.15. La vitesse de vibration pour chacune des catégories d'ouvrages

Vitesse des ondes p En mm/s	Type de construction / seuil de vibration toléré en mm/s		
	A	B	C
1500	2.5	7.5	25
3200	5.0	15	50
4500	7.5	22.5	75

1.11 La loi de propagation des vibrations :

En se référant aux normes en vigueur qui permettent des vitesses de vibrations jusqu'à 10 mm/s suivant la loi de CHAPOT qui est une loi de corrélation entre les paramètres vitesse particulaire (v) exprimée en mm/s et la distance entre le point tir et le point de mesure, en m, et la charge unitaire (Q) utilisée, en kg . À l'aide de l'abaque résultant de la loi de CHAPOT et qui nous permette de déterminer la charge maximale tolérée qu'on peut utiliser en instantané sans aucun danger pour les ouvrages.

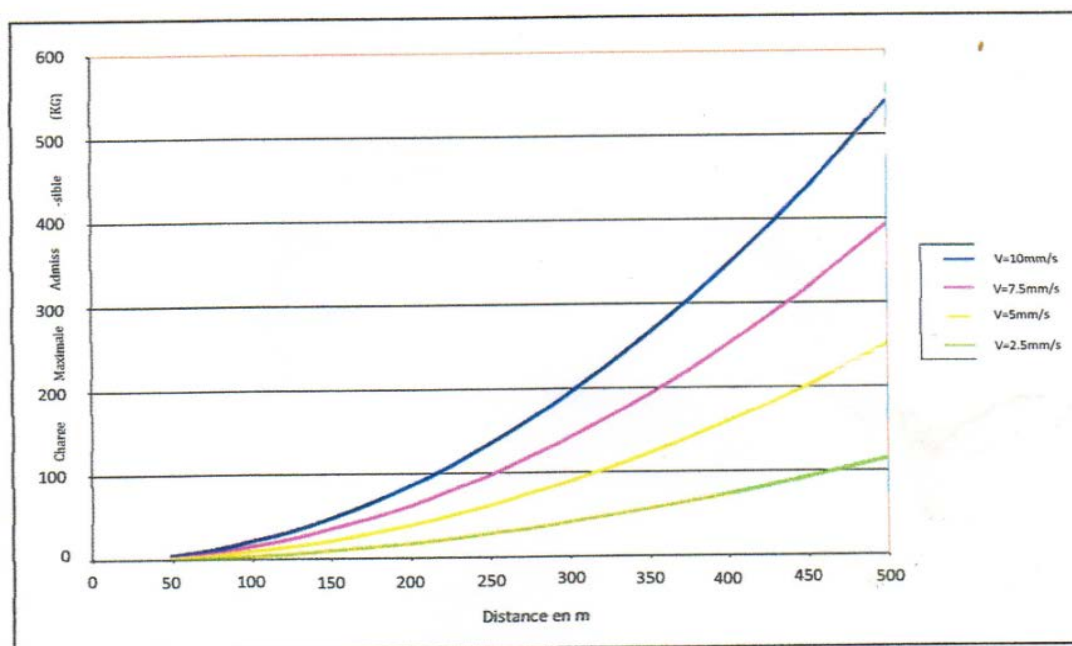


Figure III.11. La vitesse de vibration en fonction de la distance

Celle-ci aura la forme :

$$V = k \left(\frac{D}{Q^{0.5}} \right)^{-b} \quad [mm/s] \quad [6]$$

D : distance entre le point de tir et le point de mesure (m) ;

Q : la charge instantanée (Kg) ;

K : coefficient de site qui dépend de la géologie du terrain ;

b: coefficient d'amortissement qui dépend du type de la roche (1.8 dans notre cas).

Le coefficient de site (K) est déterminé en fonction des caractéristiques spécifiques du site, il peut varier sensiblement d'un site d'extraction à l'autre.

K dépend de la géométrie du tir et b du type de roche et de son degré de fracturation
Coefficient k moyen dans la roche, pour notre cas $K_{moy} = 1993$ [7]

Pour la détermination de la vitesse maximale de vibration conformément au type de roche de gisement de Si Mustapha on utilise la formule suivante :

$$V_{max} = 1993 * \left(\frac{D}{Q^{0.5}} \right)^{-1.8}$$

1.12 La distance entre l'endroit de tir et les constructions les plus proches :

La distance la plus proche est 320 m qui représente la distance entre une maison des habitations et le centre de gradin (297) d'exploitation, cette valeur va être pris en compte pour de la détermination de rayon de sécurité.

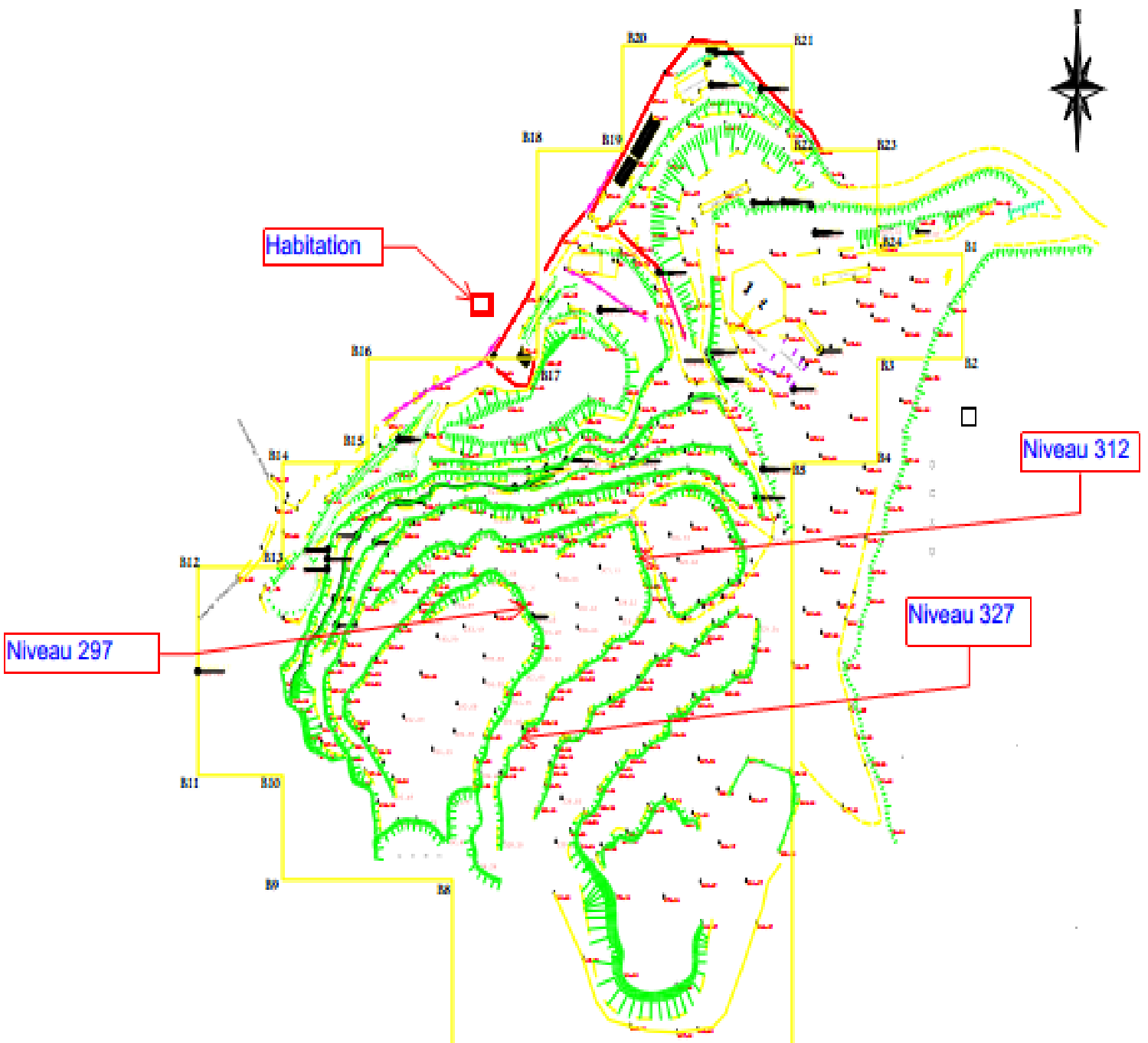


Figure IV.12. La situation des habitants par rapport aux endroits de tir

1.13 La vitesse de vibration calculée par rapport aux voisins les plus proches :

La carrière de si Mustapha utilise une charge instantané de 150 kg, notre but est de calcule la vitesse de vibration engendrer avec cette charge

$$V = 1993 * \left(\frac{320}{150^{0.5}}\right)^{-1.8}$$

$$V = 5.6 \text{ mm/s}$$

La vitesse de vibration ne dépasse pas 10 mm /s, Cette charge ne présente pas un risque pour les habitants,

1.14 Calcule de la charge instantanée maximale en fonction de la vitesse de vibration :

La charge maximale admissible est déterminée en fonction de la vitesse maximale et la distance la plus proche qui représente un risque est 320 m.

Suivant la formule de CHAPOT

$$Q_{max}^{-0.9} = \left(\frac{k \times D^{-1.8}}{V_{max}}\right)$$

$$Q^{-0.9} = \frac{1993 \times 320^{-1.8}}{10}$$

$$Q = 285.29 \text{ kg}$$

Pour la sécurité, il ne faut pas dépasser 285,29 kg cette charge qui représente la charge maximale possible à utiliser dans les plans de tir avec les conditions actuel

2 L'onde acoustique : [8]

Cette onde correspond à la partie d'énergie transmise dans l'air par le tir, les vibrations étant la partie transmise par le sol.

Cette onde a été mesurée par un bureau d'étude qui a trouvé que la valeur maximale de l'onde acoustique enregistrée lors des quatre tirs est de 117,6 dB on peut dire qu'elle est acceptable par rapport à la limite de tolérance qui est 130 dB.

3 Projection des roches : [9]**3.8 Les projections de roches dues aux tirs de mines :**

Les projections, provenant du front de taille pour un tir en gradin sont dues à un excès d'énergie de gaz en un point donné. On peut identifier différentes causes possibles:

- Un excès d'énergie de gaz (un excès de concentration de charge) ;
- Un déficit d'épaisseur de roche au droit des charges explosives ;
- Une longueur trop faible de bourrage terminal ou sa granulométrie trop fine ;
- La présence d'une anomalie du massif (faille, karst, etc..) ;

- Une absence ou un déficit de surface de dégagement horizontale conduisant à un effet de canon ;
- Un arrachement des matériaux devant les charges ;
- Une mauvaise conception du plan de tir.
- Prévenir chacune des situations précédentes nécessite de penser au cours de la réalisation des plans de
- tir à une géométrie de foration adaptée au front et au massif à miner, à une adéquation du produit au massif, au suivi de la mise en œuvre et des modifications du chargement.

Seules les deux dernières situations peuvent avoir pour origine un retard entre charges inadapté.

3.9 Influences de la zone de sécurité sur les dommages prévisibles : [9]

Les dommages prévisibles en cas d'explosion accidentelle aux personnes et aux biens sur la base de la réglementation en vigueur et de la classification internationale sont présentés dans le tableau VI.2 ci-après :

Tableau III.16. Dommages prévisibles en fonction de la zone d'influence.

Zone	Dommages prévisibles aux personnes	Dommages prévisibles aux biens
Z1	Blessures mortelles dans plus de 50% des cas	Dégâts très graves
Z2	Blessures graves pouvant être mortelles	Dégâts importants
Z3	Blessures	Dégâts moyens
Z4	Possibilité de blessures	Dégâts légers
Z5	Très faibles possibilités de blessures légères	Dégâts très légers

Tableau III.17. Rayon définissant les zones d'influence

Zone d'influence	Distance R
Z1	$0 < R1 \leq 5.Q^{1/3}$
Z2	$5.Q^{1/3} < R2 \leq 8.Q^{1/3}$
Z3	$8.Q^{1/3} < R3 \leq 15.Q^{1/3}$
Z4	$15.Q^{1/3} < R4 \leq 22.Q^{1/3}$
Z5	$22.Q^{1/3} < R5 \leq 44.Q^{1/3}$

Pour éviter tous les dégâts probable, aucun personne être en lieu dans une distance minimale de $44.Q^{1/3}$.

3.10 Détermination de la distance de projection :

Pour déterminer la distance de projection de la roche abattue on utilise la formule suivante :

$$R = 44*(Q)^{1/3}$$

P : Distance de projection [m].

Q : la charge instantanée d'explosif [Kg].

Cette formule représente la Zone 5 :Très faibles possibilités de blessures légères.

La charge instantanée utilisée dans la carrière de SI MUSTAPHA est 150 kg

$$R = 44*(150)^{1/3} = 233 \text{ m}$$

On tenant compte des 15 % du rayon de sécurité, la distance de projection sera de

$$R = 267.95 \text{ m}$$

Nous déduirons que les agglomération les plus proches sont assez éloigné du lieu du tir au centre du gisement et ne peut être affectées par les projections (> 300m).

3.11 Calcule la charge maximale instantanée en fonction de la distance du projection.

Les agglomérations les plus proches ont une distance de 320 m;

$$Q = \left(\frac{P}{44}\right)^3$$

$$Q = \left(\frac{320}{44}\right)^3$$

$$Q = 384.67kg$$

3.12 Comment éviter les projections :

- Nettoyer la plateforme supérieure des roches de laquelle peut se lancer par le souffle du gaz, si le gaz part verticalement (mauvais bourrage) ;
- Mettre une longueur suffisante de bourrage et un matériau adéquat ;
- Vérifier si le modèle de foration est correct ;
- Choisir les séquences d'initiation de tel sorte que chaque trou a une surface libre, un retard adéquat entre les trous ;
- Charger la première rangée avec prudence et tenir compte des petites longueurs de la banquette ;
- Vérifier que la quantité d'explosif est juste.

4 Analyse des résultats des mesures de vibrations et de la projection de la roche

Aucun dépassement du seuil de 10mm/s pour une distance > 300 mètre sur les ouvrages objet de mesure. L'entreprise doit revoir et corriger certains paramètres de tir car de plus en s'approchant des habitations on risque de rencontre de sérieux problème de vibration. Il faut dans chaque tir vitrifier la vitesse de vibration et la distance de projection de la roche

- Le calcul de la charge instantanée en fonction de la distance séparent le point de tir et le point de mesure pour laquelle les vibrations sont inférieures à 10mm/s montre que cette charge varie entre 35kg et 300kg .pour cela on va réaliser un plan qui tient compte trois (03) zones de tir et qui montre la répartition de la charge instantanée en fonction de la distance sur tout le périmètre d'exploitation.
- Le tableau ci-dessous donne les valeurs de la charge instantanée qui doivent être respectées lors des prochains tirs en fonction de la distance de sécurité (rayon de sécurité).

Tableau III.18. Les valeurs de la charge instantanée en fonction de rayon

ZONE DE TIR	RAYON (M)	CHARGE INSTANTANEE [Kg]
ZONE 01	$R \geq 500$	Entre 150 et 300
ZONE 02	$300 \leq R \leq 500$	Entre 75 et 150
ZONE 03	$200 \leq R \leq 300$	Entre 35 et 75

5 Recommandations Générales :

Il faut tenir en compte quelques consignes qui sont :

- la vérification de chargement et le bourrage correct des trous de mines (la profondeur et type du bourrage) ;
- S'assurera que toutes les personnes situées dans la carrière, ainsi que toute autre située au voisinage, sont hors d'atteinte ;
- Postera, en des points préalablement reconnus, des sentinelles ayant pour mission d'interdire à toute personne le périmètre dangereux ;
- Les chemins d'accès à la carrière seront fermés 30 minutes avant le tir et ouvert 10mn après le tir ;
- Donnera trois longs coups de sirène au klaxon annonçant que le tir est imminent.

Le responsable du tir doit être la dernière personne à quitter le chantier de tir

Conclusion :

L'étude de rayon de sécurité à une grande importance pour éviter les dégâts engendrés par les vibrations et la projection des blocs qui sont en fonction de la charge instantané et n'est pas

de la charge totale. L'étude des valeurs de la charge instantanée qui doivent être respectées lors des prochains tirs en fonction de la distance est très importante pour la sécurité. Dans notre cas d'étude la charge instantanée maximale est 285.29 Kg et un rayon de sécurité de 400 m.

Le nettoyage de la plateforme et la qualité et la longueur de bourrage sont très importants pour éviter les dégâts de la projection de la roche. Le respect des consignes et les règles de sécurité reste un facteur très important pour la sécurité du travail.

CHAPITRE IV.

OPTIMISATION DU PLAN DE TIR

Introduction :

Cette partie est dans le but de faire une comparaison entre le plan de tir pratique et théorique qui se base sur les formules empiriques.

Dans ce chapitre une proposition de deux plans de tir sera donnée dans le but de tenter de régler les problèmes rencontrés à l'ENG Si Mustapha.

Pour le calcul du plan de tir on a utilisé les formules de LANGEFORS et les formules dont on a fait en cours de la deuxième année de l'exploitation à ciel ouvert du Dr M. BACHAR ASSED

1 Le calcul des paramètres du plan de tir par les formules empiriques : [12] [13]**1.1 Plan de tir :**

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

Il est certain qu'une bonne connaissance des explosifs et accessoires de mines, ainsi que l'expérience acquise dans les chantiers sont d'une grande utilité pour l'élaboration d'un bon plan de tir qui permettra au mineur d'obtenir et d'atteindre les résultats désirés.

Le plan de tir donc prend en considération ces objectifs en appréciant les paramètres tels que la hauteur du gradin, la profondeur du trou, la sous-foration, l'inclinaison du trou par rapport à la verticale, la ligne de moindre résistance (résistance au pied de gradin), Banquette pratique, le diamètre du trou, la distance entre les trous dans une rangée.

1.1.1 Diamètre de trou d_{tr} .

Dans le cas général, le diamètre devrait être choisi en fonction de l'objectif de production, de granulométrie et de coût global. Il conditionnera partiellement la granulométrie (qui dépend du diamètre à cause de son incidence directe sur la maille).

Le coût de la foration diminue généralement avec l'augmentation du diamètre de foration. Les autres données du chantier qui interviennent sur le diamètre sont les suivantes :

- l'environnement : le niveau de vibrations et de bruit dépend de la charge unitaire par retard (qui dans la plupart des cas est celle d'un trou de mine) ;
- la structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie, donc qui influencera indirectement le choix du diamètre de foration ;
- l'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner et qui par conséquent aura indirectement une incidence sur le choix du diamètre de foration ;
- la nature de l'explosif qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente.

Les principaux paramètres du trou :

- Diamètre de trou d_{tr} ;
- Longueur L ;
- Longueur du sous-forage L_{sf} ;
- angle d'inclinaison β ;

La figure suivante montre la relation existant entre le diamètre du trou et la profondeur du trou. Pour une hauteur de 15 m, il est recommandé de prendre un diamètre entre 83-200 mm.

L'équipement de foration dont dispose l'entreprise détermine le diamètre qui est de 105 mm.

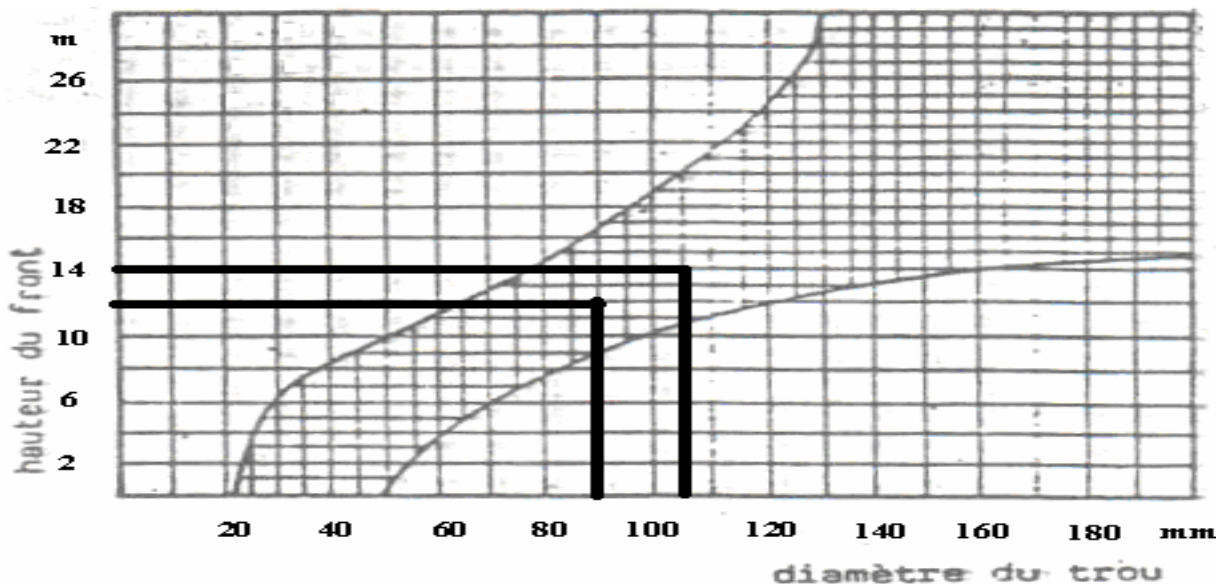


Figure IV.13. Le choix de diamètre de trou en fonction de la hauteur de front

1.1.2 Inclinaison du trou β .

Il contribue à l'amélioration de sécurité du travail tout en assurant des résultats stables et désirables, dans le cadre d'une granulométrie planifiée.

L'inclinaison du trou est un paramètre très intéressant pour déterminer le bon foisonnement de la roche. La réglementation limite 10 à 20° l'angle du trou foré par rapport à la verticale. Pour notre cas on prend l'inclinaison de 11° par rapport à la verticale donc 79 par rapport à la horizontale.

Les avantages obtenus portent sur :

- Meilleure rupture du pied, avec moins d'effet de cratère ;
- Allongement du trou, donc des charges explosives plus favorables au rendement ;
- Moins de blocs en tête, avec moins d'effet arrière sur le bord du gradin.

1.1.3 La banquette :

La banquette ou la ligne de moindre résistance est la distance entre le trou de la première ligne et la surface libre du gradin (comptée de l'arête supérieure). Elle dépend essentiellement de diamètre du trou, d_{tr} . On détermine la banquette maximale par la formule pratique suivante :

$$\beta = R * d_{tr} \quad [^\circ]$$

Où :

R : Coefficient de destruction

$$B=38*0,105=4 \quad [m].$$

Tableau IV.19. Classification des roches en fonction de coefficient de destruction

Coefficient de destruction R	Propriété de la roche à la destruction
40	Roche très facile destructible
38	Roche facilement destructible
36	Roche moyennement destructible
32	Roche difficilement destructible
30	Roche très difficilement destructible

1.1.4 Détermination de l'espacement :

La maille $E * B$ est proportionnelle à l'énergie volumique comprise dans le trou. Elle a une influence sur le résultat de tir car elle contribue à la modification de la granulométrie des blocs entre l'état initial du massif et l'état du tas après le tir. Elle contribue, en conséquence, également à l'état du front de taille après le tir et des éventuels hors-profils. Plus le rapport E/B est faible, plus la dimension des blocs dans le tas est grande mais plus la face du front est lisse. LANGEFORS conseille :

$$E = 1,25 \times B = 5 \quad [m]$$

Pour une fine fragmentation : $E = (1,2 \text{ à } 1,5) * B, (m)$

Pour une fragmentation moyenne : $E = (1 \text{ à } 1,2) * B, (m)$

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

$$E = 1,25 \times B = 5 \quad [m]$$

1.1.5 La distance entre les rangées.

La distance entre les rangées b dépend des schémas des disposition des trous dans les gradins.

$$b = 0,85 * E$$

$$b = 4 \text{ m}$$

1.1.6 La longueur de sous-foration L_s .

La sous-foration est nécessaire pour éviter des gondolements au niveau de la plateforme inférieure du gradin. Au cas où l'on n'observerait pas cette obligation du sous-foration, la base ne serait pas coupé à angle droit, et le pied du gradin ne serait pas horizontal, mais formerait ce que l'on nomme « rebord ». Le rebord exigera des forations ultérieures d'achèvement, qui sont très onéreux. Si l'on fait une sous-foration d'une valeur de $0.3 * B_{max}$, il ne se formera pas de rebord, la place sera horizontale, et les opérations se poursuivront au mieux, si la sous-foration était supérieure à $0.3 * B_{max}$, la consommation d'explosif augmenterait, aucun avantage pratique n'étant obtenu.

$$L_s = 0,3 * B \quad [m]$$

$$L_s = 1,22 \quad [m]$$

1.1.7 Détermination de la longueur de foration L_f .

La longueur de foration est fortement influencée par la capacité des équipements de forage à garantir une déviation faible. Elle dépend de la hauteur du front et de l'inclinaison de la foration. L'inclinaison de la foration favorise le dégagement du pied et diminue les effets arrière. En tout état de cause, il est préférable de prévoir une longueur au moins deux fois supérieure à la banquette maximale. Dans le cas contraire, LANGEFORS préconise de revoir l'ensemble du dimensionnement en fonction des abaques qu'il propose. La longueur de la foration est déterminée par la formule :

$$L_f = \frac{Hg}{\cos\beta} + 0,3 B_{max} \quad [m]$$

Où :

L_f : est la longueur de forage préconisée en m

Hg : la hauteur du front, $Hg=14$ m

β : l'inclinaison des trous de foration par rapport au plan vertical, $\beta=20^\circ$;

B_{max} : la banquette maximale.

$$L_f = 15,5 \text{ m}$$

1.1.8 Détermination de la répartition de la charge dans le trou de mine :

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

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

L'explosif utilisé :

L'entreprise utilise deux types d'explosifs :

- **TEMEX** : Pour la charge de fond, Poids de cartouche est 2,5 kg.
- **ANFOMIL** : Pour la charge de colonne, En vrac dans des sacs de 25 kg chacun.

Tableau IV.20. Caractéristiques des explosifs

Caractéristiques	TEMEX 1	ANFOMIL
Densité,(g /cm ³)	1.22	0.9
Vitesse de détonation,(m /s)	4500-5000	3000
Volume de gaz,(l /Kg)	Non disponible	975
Energie,(KJ /Kg)	Non disponible	3000
Résistance à l'eau	Très bonne résistance	Médiocre
Diamètre de cartouche (mm)	80	
Longueur de cartouche (cm)	50	

1.1.9 Charge de pied

La charge de pied, est celle qui contribue au dégagement et à la fragmentation du pied.

Charge linéaire de pied

La concentration de la charge de pied est donnée par la formule suivante :

$$P = \frac{\pi}{4} \times d^2 \times \rho$$

d : Le diamètre d'explosif ; m

ρ : La densité d'explosif ; kg /m

$$P = 785 \times (0,08)^2 \times 1,22 = 6,22 \text{ kg/m}$$

-

La longueur de la charge du pied.

$$L_{chp} = 1,2 * B \quad [m]$$

$$L_{chp}=4,8 \quad [m]$$

La charge de pied.

$$\text{Charge de pied} = P * L_{chp}$$

$$C_{hp} = 6,22 \times 4,8 = 29,3 \text{ kg}$$

Le nombre de cartouche.

Pour calculer le nombre de cartouche on utilise la formule suivante :

$$N_{car} = \frac{chp}{P_{car} \times K_{ta}}$$

$$N_{Car} = \frac{29,37}{2,5 \times 1,04} = 12 \text{ cartouche}$$

P_{car} : poids de la cartouche ;

K_{ta} : la coefficient de tassement de l'explosif ;

La charge réelle de pied.

$$Q_p = N_{car} * P_{car}$$

La longueur réelle de la charge de pied Q_{chp} .

$$L_{chp} = \frac{N_{car} \times L_{car}}{K_{ta}}$$

$$L_{chp} = \frac{12 \times 0,4}{1,04} = 4,6 \text{ m}$$

1.1.10 La hauteur du bourrage H_b :

Le bourrage est effectué pour utiliser complètement l'énergie du tir à la fragmentation des roches, pour bien utiliser l'espace foré, la longueur de bourrage doit être minimale et suffisante pour prévenir les pertes des produits du tir, la projection dangereuse des pierres et de formation d'ondes de choc fortes.

Les plus grandes valeurs de la longueur de bourrage correspondent aux roches de faible résistance au tir et inversement.

L'expérience montre que si la hauteur de bourrage H_b est inférieure à W il y a risque de projection des pierres de la surface avec la diminution de la fragmentation et si H_b est supérieur à W la fragmentation sera plus grosse. Pour ces raisons, on a :

$$H_b = B$$

$$Hb = 4\text{m}$$

Pour protéger la colonne d'explosif, la bourre consiste en un matériau inerte (sable, argile) ou du gravier avec une dimension particulière de 4 à 9 mm .

Au cours du bourrage du trou on doit prendre des précautions spéciales pour ne pas couper les filles de l'amorce.

1.1.11 Charge linéaire de colonne :

$$P_c = 785 \times d^2 \times \rho$$

$$P_c = 785 \times (0,105)^2 \times 0.90$$

$$P_c = 7,78 \text{ kg /m}$$

d : le diamètre de trou

La longueur de la charge de colonne « L_c »

La hauteur de la charge de colonne est la partie restante du trou de mine, et est déterminé par la formule suivante :

$$L_c = L_f - (L_{chp} + H_b)$$

$$L_c = 15,5 - (4,6 + 4) = 6,9 \text{ [m]}$$

Quantité d'explosif en colonne (Q_c)

Elle est déterminé par la formule suivante

$$Q_C = P \times L_{chc}$$

$$Q_C = 7,78 \times 6,9 = 53,68 \text{ [kg]}$$

1.1.12 Quantité de charge d'explosifs dans un trou « Q_{tot} »

La charge totale par trou est la charge de pied plus la charge de colonne. Elle est égale à :

$$Q_{tot} = Q_C + Q_P = 83 \text{ [Kg]}$$

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

Le volume de la roche abattu par un trou est déterminé par la formule suivante :

$$V_{tr} = B \times E \times H_g$$

$$V_{tr} = 14 \times 4 \times 5 = 280 \text{ m}^3/\text{trou}$$

Qui correspond à la quantité « Q_{tr} » en tonnes.

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \rho$$

$$Q_{tr} = 280 \times 2,5 = 700 \text{ tonnes}$$

Q_{tr} : correspond à la quantité en masse de roches

ρ : la masse volumique de la roche

1.1.14 Consommation spécifique d'explosif q_s

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m^3 de roche.

Le degré de la fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir. Ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique de l'explosif nécessaire pour atteindre le degré exigé de la fragmentation. La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$q_s = \frac{Q_{tot} \times 1000}{H_g \times (B \times E) \times \rho}$$

$$q_s = \frac{83000}{700} = 119,54 \text{ g/tonne}$$

L'ensemble des valeurs déterminées précédemment dans un le tableau si dessous sur la base de deux tirs par mois les principaux paramètres de tir sont les suivants

Tableau IV.21. Le plan de tir par les formules empiriques

N°	Désignation	Valeur	Unité
1	Diamètre de trou	105	(mm)
2	Inclinaison du trou β	11	[°]
3	Ligne de moindre résistance	4	(m)
4	Profondeur du sous forage	1,2	(m)
5	Profondeur du trou	15,5	(m)
+6	Espacement entre les trous de mines	5	(m)
7	Espacement entre les rangées	4	(m)
8	Charge linéaire de pied	6,22	(Kg/m)
9	Hauteur de charge de pied	4,8	(m)
10	Poids de charge de pied	30	Kg
11	Charge linéaire de colonne	7,78	(Kg/m)
12	Hauteur de charge de colonne	6,9	(m)
13	Poids de charge de colonne	53,68	kg
14	Hauteur de bourrage	4	(M)
15	Poids total d'explosif par trou	83,68	Kg
16	Consommation spécifique d'explosif	119,54	g/tonne
17	Quantité de roche abattue/trou	700	tonne
18	Nombre de trou par volée	25	
19	Nombre de volée	4	
20	Nombre total de trous	100	
21	Volume de roche abattue	70000	tonne

2 Plan de tir ENG :

La carrière de l'ENG utilise le plan de tir suivant

Tableau IV.22. Plan de tir de l'ENG

N°	Désignation	Valeur	Unité
1	Diamètre de trou	105	[mm]
2	Inclinaison du trou β	11	[°]
3	Ligne de moindre résistance	4	[m]
4	longueur du sous forage	1,2	[m]
5	Profondeur du trou	15,5	[m]
6	Espacement entre les trous de mines	4	[m]
7	Espacement entre les rangées	3,5	[m]
8	Charge linéaire de pied	6,12	Kg/m
9	longueur de charge de pied	4,8	[m]
10	Poids de charge de pied	30	Kg
11	Charge linéaire de colonne	7,78	Kg/m
12	longueur de charge de colonne	4,9	[m]
13	Poids de charge de colonne	37,5	Kg
14	Hauteur de bourrage	6,6	[m]
15	Poids total d'explosif par trou	67,5	Kg

16	Consommation spécifique d'explosif	120	g/tonne
17	Quantité de roche abattue/trou	560	tonnes
18	Nombre de trou par volée	25	
19	Nombre de volée	2	
20	Nombre total de trous	100	
21	Volume de roche abattue	56000	tonnes

3 Comparaison entre les différents paramètres :

Tableau IV.23. Comparaison entre les deux plans de tir

N°	Désignation	Valeur	Valeur
1	Diamètre de trou	105	105
2	Inclinaison du trou β	11	11
3	Ligne de moindre résistance	4	4
4	Profondeur du sous forage	1,2	1,2
5	Profondeur du trou	15,5	15,5
6	Espacement entre les trous de mines	5	3,4
7	Espacement entre les rangées	4	4
8	Charge linéaire de pied	6,22	6,12
9	Hauteur de charge de pied	4,8	4,8
10	Poids de charge de pied	30	30
11	Charge linéaire de colonne	7,78	7,78
12	Hauteur de charge de colonne	6,9	4,9
13	Poids de charge de colonne	53,68	37,5
14	Hauteur de bourrage	4	6,6
15	Poids total d'explosif par trou	83,68	67,5
16	Consommation spécifique d'explosif	119,54	120
17	Quantité de roche abattue/trou	700	560 tonnes
18	Nombre de trou par volée	25	25
19	Nombre de volée	2	2
20	Nombre total de trous	100	100
21	Volume de roche abattue	70000	56000

3.8 Comparaison entre les résultats du plan de tir :

Fessant la comparaison entre le plan de tir obtenu à partir des formules empirique et celui obtenus à partir du plan de tir pratique, on trouve les différences suivantes :

1. Espacement entre les trous de mines : nos calcul donne une valeur de 5 m, par contre le plan de tir pratique est d'une valeur de 3,4m ce qui nous donne une différence de 1,6 m
2. La hauteur du bourrage : On a remarqué une différence importante dans la valeur, elle est de 2,6 m. cette différence engendre un changement considérable dans les paramètres suivantes :
 - La hauteur de la charge de colonne : On a trouvé 6,9 m par le plan de tir proposé et 4,9 m dans le plan de tir réalisé par l'ENG. Ce qui fait la différence de 2 m entre les deux
 - Poids de la charge de colonne : une consommation de 53,68 kg pour le plan de tir proposé par contre 37,5 kg pour le plan réalisé
 - Quantité de roche abattue par trou : Avec le plan de tir proposé on obtient 700 tonnes et le plan de tir appliqué obtient 560 tonnes.
3. Consommation spécifique d'explosif : On remarque pratiquement la même consommation spécifique.

4 Interprétation :

D'après les paramètres du plan de tir pratique de la carrière de si Mustapha et les paramètres qu'on a obtenu par les formules empiriques on peut constater clairement qu'il y'a une différence dans la hauteur de bourrage, cette longueur qui remplace une partie de la charge de colonne « ANFOMIL » cela veut dire une diminution de la charge de colonne qui représente l'énergie du gaz.

C'est pour cette raison qu'il n'y pas un bon étalement de la roche abattue dans la carrière après le tir, la hauteur de bourrage est meilleur si sa hauteur est égale à la dimension de la banquette.

Le poids totale de l'explosif est insuffisant, on peut voir qu'il y a une différence de 15 kg entre les deux plan de tir, c'est l'une des raisons de mauvais résultats de l'abattage de la roche et l'existence des pieds et des bosses après le tir.

Le chef de carrière veille sur la sécurité des travailleurs, les infrastructures de l'entreprise et la continuité du travail en assurant les quantités abattu pour s'satisfaire la production annuelle. Cette responsabilité rend l'appréciation des paramètres du plan de tir difficiles.

Les conditions d'exploitation rencontrent d'autres contraintes :

- La réglementation minière,
- Les produits fournis par l'ONEX,
- La satisfaction des prévisions de la production.

5 Proposition de nouveaux plans de tir :

- Cette première proposition qui prend en considération le changement de diamètre des trous, *passant d'un diamètre 105 mm à un diamètre de 89 mm* et dans le but de tenter à éviter le bourrage intermédiaire. Cette proposition est pour les anciens gradins.
- dans ce plan de tir on utilise le TEMEX avec un diamètre de 65 mm

Tableau IV.24. Paramètre de nouveau plan de tir on changeant le diamètre

N°	Désignation	Valeur	Unité
1	Diamètre de trou	89	[mm]
2	Inclinaison du trou β	11	[°]
3	Ligne de moindre résistance	3,5	[m]
4	longueur du sous forage	1,05	[m]
5	Profondeur du trou	15,25	[m]
6	Espacement entre les trous de mines	4,3	[m]
7	Espacement entre les rangées	2,9	[m]
8	Charge linéaire de pied	4,04	Kg/m
9	longueur de charge de pied	4,2	[m]
10	Poids de charge de pied	16	Kg
11	Charge linéaire de colonne	5,72	Kg/m
12	longueur de charge de colonne	7,5	[m]
13	Poids de charge de colonne	43	Kg
14	Hauteur de bourrage	3,5	[m]
15	Poids total d'explosif par trou	60	Kg
16	Consommation spécifique d'explosif	113,9	g/tonne
17	Quantité de roche abattue/trou	526,75	tonnes
18	Nombre de trou par volée	25	
19	Nombre de volée	4	
20	Nombre total de trous	100	
21	Volume de roche abattue	52675	tonnes

- Ce nouveau plan de tir prend en compte le changement de la hauteur du gradin. *Passant d'une hauteur de 14 m à une hauteur de 12 m.* Et cela est dans le but d'éviter les deux mètres du bourrage intermédiaire. Cette proposition est faite pour l'application aux futurs nouveaux gradins.

Tableau IV.25. Paramètre de nouveau plan de tir on changeant la hauteur du gradin.

N°	Désignation	Valeur	Unité
1	Diamètre de trou	105	(mm)
2	Inclinaison du trou β	11	[°]
3	Ligne de moindre résistance	4	(m)
4	Profondeur du sous forage	1,2	(m)
5	Profondeur du trou	13,42	(m)
6	Espacement entre les trous de mines	5	(m)
7	Espacement entre les rangées	4	(m)
8	Charge linéaire de pied	6,22	(Kg/m)
9	Hauteur de charge de pied	4,8	(m)
10	Poids de charge de pied	30	Kg
11	Charge linéaire de colonne	7,78	(Kg/m)
12	Hauteur de charge de colonne	4.86	(m)
13	Poids de charge de colonne	37,81	kg
14	Hauteur de bourrage	4	(M)
15	Poids total d'explosif par trou	67,81	Kg
16	Consommation spécifique d'explosif	113,01	g/tonne
17	Quantité de roche abattue/trou	600	tonne
18	Nombre de trou par volée	25	
19	Nombre de volée	4	
20	Nombre total de trous	100	
21	Volume de roche abattue	60000	tonne

Conclusions :

L'étude de rayon de sécurité dans le chapitre précédent exige une quantité qui ne dépasse pas les 150 Kg.

D'après les calculs empiriques qu'on a fait, la charge instantanée est de 280 Kg.

Introduire un bourrage intermédiaire, n'est pas une solution pour compenser une quantité d'explosif enlevé dans un trou, par contre on va rencontrer d'autres problèmes.

Pour s'satisfaire les conditions de sécurités les paramètres du plan de tir doit être changés. On change essentiellement le diamètre du trou qui passe de 105 mm à 90 mm et la hauteur du gradin qui passe de 14 m à 12 m.

Et pour régler le problème du nombre de détonateur l'ENG Si Mustapha doit opter au tir séquentielle, pour enlever la contrainte du nombre de DMR qui est limité est pour mieux jouer sur les retards.

L'ouverture de nouveaux gradins est en première priorité pour s'satisfaire la quantité exigée par le plan de charge.

Conclusions & Recommandations :

La carrière de l'ENG Unité de Si Mustapha produit des granulats de différentes fractions à partir d'un gisement de granodiorite, sa production moyenne annuelle atteint les 1 500 000 tonnes. L'exploitation en cours ce fait sur plusieurs niveaux avec des gradins de 14 m de hauteur.

- Le gisement de Si Mustapha est un gisement d'origine magmatique très oxydé.
- Une étude géologique récente est recommandée pour le gisement de Si-Mustapha, avec des sondages carottés pour des éventuelles essais récents et dans le but de déterminer la puissance de la partie découverte.
- La valeur de la porosité moyenne de la roche du gisement de l'ENG unité Si Mustapha est d'une moyenne de 4,09%, cela est dû à l'altération et à l'intensité de fracture.
- Le pourcentage de silice de la granodiorite de Si Mustapha est de 64,42 %, une telle valeur majoritaire rend cette roche très abrasive.
- L'abattage de la roche par l'explosif dans la carrière a montré des défauts en face de des difficultés rencontrés qui ressemblent aux pieds et les bosses qui rendent les plates formes du travail difficile pour la bonne circulation des engins.
- Le but de cette travaille est d'améliorer les résultats du tir pour la bonne performance de la carrière la hauteur des gradins c'est un facteur essentiel pour préciser la longueur de trou, j'ai mesuré la hauteur des différents gradins et j'ai constaté que la hauteur est variable, elle varie entre [12,5 à 14,5] m. Or les sondages exécutés ont la même profondeur de 15,5m ce qui rend les paramètres du plan de tir sous-estimés et/ou surestimés. Donc à cet effet on recommande une surveillance régulière et sérieuse des hauteurs des gradins et les profondeurs des trous.
- La charge instantanée d'explosif utilisé dans la carrière ne représente pas un danger contre les habitations qui est de 150 kg, avec un rayon de sécurité 233 m. notre étude de la sécurité a montré que la vitesse de vibration égale 10mm/s avec une charge de 285.29kg qui peut être utilisé, mais suivant les exigences la charge instantanée est de 150kg en compagnie de 400 m de rayon de sécurité.
- Notre calcul de plan de tir par les formules empiriques a montré que la quantité d'explosif utilisé pour un gradin de 14 m est insuffisante et que il y'a un excès de hauteur de bourrage, pour résoudre ce problème on a proposé deux solutions différentes (le changement de la hauteur de gradin est ou le changement du diamètre du trou, les deux plans de tir ont montré des résultats encourageants soit de terme de la consommation spécifique ou de la quantité de production recherchée.
- L'existence de l'eau dans les trous de forage qui atteignent jusqu'à 15 m de hauteur pendant les temps pluviaux est un grand problème au niveau de la carrière de Si – Mustapha, ce niveau d'eau gêne l'opération d'abattage du roche, car il affecte la performance d'explosif. Le soufflage d'eau avant le chargement d'explosif est très imitant.

CONCLUSION ET RECOMMANDATION

- Le choix d'explosif est très important, mais avec les exigences de l'ONEX, la carrière ne peut pas choisir le type d'explosif qui convient. La carrière utilise l'info-mile comme une charge de colonne, sa résistance à l'eau est médiocre, cet explosif n'a pas une bonne performance dans l'eau.
- Le TEMEX est un produit gélatineux et mal emballé, vu la vitesse de chute le long de la profondeur du trou (15,5 m), le TEMEX va subir des tassements. Il faut prendre en considération cette redistribution de charge dans le calcul des plans des tirs. Le tassement d'explosif ferme les parois du trou ce qui ne permet pas la sortie de l'eau vers l'extérieur.
- Au niveau de la carrière de Si – Mustapha, la plate-forme de travail n'est pas dans une situation horizontale, à cause des pieds qui ont été lissés lors des tirs précédents, la correction de la plate-forme est importante pour faciliter le travail des engins.
- L'étude de rayon de sécurité dans le chapitre précédent exige une quantité qui ne dépasse pas les 150 Kg.
- D'après les calculs empiriques qu'on a fait, la charge instantanée est de 280 Kg.
- Introduire un bourrage intermédiaire, n'est pas une solution pour compenser une quantité d'explosif enlevé dans un trou, par contre on va rencontrer d'autres problèmes.
- Pour satisfaire les conditions de sécurité les paramètres du plan de tir doivent être changés. On change essentiellement le diamètre du trou qui passe de 105 mm à 90 mm et la hauteur du gradin qui passe de 14 m à 12 m.
- Et pour régler le problème du nombre de détonateur, l'ENG Si Mustapha doit opter au tir séquentielle, pour enlever la contrainte du nombre de DMR qui est limité est pour mieux jouer sur les retards.
- L'ouverture de nouveaux gradins est en première priorité pour satisfaire la quantité exigée par le plan de charge.
- L'exécution de nouveaux paramètres de tir proposés dans le chapitre optimisation du plan de tir sont recommandés.

Bibliographie

- [1] MEDVEDEV. I. (1976) : Étude géologique sur le gisement de BOUKHENFER.**
- [2] CENTRE D'ETUDES ET DE SERVICES TECHNOLOGIQUE DE L'INDESTRIE DES MATERIAUX DE CONSTRUCTION.**
- [3] RAPPORT D'ACTIVITE DU SI MUSTAPHA 01^{er} TRIMESTRE 2014.**
- [4] KOVALENKO. K. (1986). Exploitation des carrières. 302 pages. OPU. ALGER.**
- [5] Plan d'exploitation du Si – Mustapha. (2014).**
- [6]GOSSELIN .Ir. G. (2006). L'état d'environnement de Wallon, étude d'expertise.**
- [7] Dyno. Nobel. (2005). Blasting and explosives.**
- [8] Bureau d'Etude Géologiques et Minière. Bey Aliouat.**
- [9] HASBELLAOUI. M. (2007). Les règles de l'art minier en exploitation minière.**
- [10] OLOFFSSON. S.O. (2002). Applied explosives and technology of construction and mining. APPLEPLEX. UK.**
- [11] Guide technique des explosifs et accessoires de tir. Office Nationale des Substances Explosives. Algérie.**
- [12] GHARBI. K. (2007). A daptation du plan de tir à la blocométrie. Projet de fin d'étude. ENP. ALGER**
- [13] Dr. BACHAR ASSAD. M. A. Cours magistrales. Exploitation à ciel ouvert ENP. ALGER.**