



Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie

Département des Mines et géologie

Memoire de Fin d'Etudes

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

Option : Exploitation Minière

Présenté par

GUERAMTIA Laïd

MOKEDDEM Hicham

Thème

*L'optimisation du plan de tir
(Cas de gisement de Sidi Yous Wilaya de
Boumerdes)*

Soutenu le 29 / 06 /2016 devant le jury composé de:

Président: Mr. SAADOUNE A.

Promoteur: Mr. DJEZAIRI O.

Examineur: Mr. GELMAMI A.

Année Universitaire: 2015-2016

Remerciements

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

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

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

Consacrer à notre mémoire une partie de leur temps.

Nous remercions Mr ; A, SAADOUNE pour avoir acceptée de présider le jury.

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

Mes remerciements s'adressent aussi, à tout le personnel de l'unité Azrou Concassage à Boumerdes en particulier :

➤ *Le directeur de l'unité*

➤ *Les ingénieurs responsables de l'exploitation du gisement de Sidi You*

Mr. I, KRAOUCHE, Mr .R, TOBALE

Nos vifs remerciements vont également aux Mr. K, TOBALE, Mr, Karim, et Mr .DJILALI pour tous ses aides.

Ces remerciements vont aussi au corps professoral et administratif de la faculté (Mines et Géologie), pour la richesse et la qualité de leur enseignement et qui déploient de grands efforts pour assurer à leurs étudiants une formation actualisée :

Mr ; M .MAZA, Mr ; R .BOUKAREM, Z .AIT HABI B et à tous ceux dont nous n'avons pas cité leurs noms.

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

Dédicaces

Merci Allah (mon dieu) de m'avoir donné la capacité d'écrire et de réfléchir, la force d'y croire, la patience d'aller jusqu'au bout du rêve et le bonheur de lever mes mains vers le ciel et de dire

(Ya Kayoum)

Je dédie ce modeste travail

A ma chère mère et mon cher père

Ames chère frères HOUARI, ABD ERAHMENE, WALID, Et CHAMS EDDINNE

A mes chères Sœurs RACHIDA, FATIHA, HAFIDHA, ASMAA, et BOUCHRA MALAK

La famille MOKADDEM et la famille LAHMAR

Mes enseignants et tous les étudiants des mines et géologie

A mon copain LAID

A tous mes collègues

A tous ceux m'aiment.

A tous ceux que j'aime

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

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

De ce Modest travail.

HICHAM

Dédicaces

Merci Allah (mon dieu) de m'avoir donné la capacité d'écrire et de réfléchir, la force d'y croire, la patience d'aller jusqu'au bout du rêve et le bonheur de lever mes mains vers le ciel et de dire

(Ya Kayoum)

Je dédie ce modeste travail

Ama chère grande mère

A ma chère mère et mon cher père

Ames chère frères MOHAMED, AISSA, AHMED, ALI, DJAMEL, et IMADEDDINE

A mes oncles et mes tantes

La famille GUERAMTIA et la famille LACHEBOUR

Mes enseignants et tous les étudiants des mines et géologie

A mon copain Hichem

A tous mes collègues

A tous ceux m'aiment.

A tous ceux que j'aime

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

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

De ce Modest travail.

L A I D

Table des matières

Liste d'abréviations

Liste des figures

Liste des tableaux

Introduction générale

Chapitre I : Présentation générale de la carrière

Introduction	03
I.1. Historique	03
I.2. Situation géographique	03
I.3. Localisation du site	03
I.4. Climat de la région	04
I.5. Contexte géologique	05
I.5.1. Géologie régionale	05
I.5.2. Géologie du gisement	05
I.5.3. Tectonique	06
I.6. Caractéristiques du gisement	07
I.6.1. Composition chimique du gisement	07
I.6.2. Propriétés physico- mécaniques	07
I.7. Hydrologie	08
I.8. Estimation des réserves	08
Conclusion	11

Chapitre II : Ouverture et l'exploitation du gisement

Introduction	12
II.1. Travaux d'ouverture	12
II.1.1. Mode d'ouverture et l'accès au gisement de Sidi Yous	13
II.1.1.1. Travaux découverte	13
II.1.1.2. Traçage de la piste d'accès et ses caractéristiques	14
II.2. Préparation de la station de concassage	16
II.3. Travaux d'exploitation de gisement	17
II.3.1. Méthode de l'exploitation du gisement de Sidi Yous	17

II.3.2. Paramétrer de méthode d'exploitation du gisement	17
II.3.2.1. Hauteur de gradin	17
II.3.2.2. L'angle de talus de gradin	17
II.3.2.3. Largeur de l'enlevure	17
II.3.2.4. Largeur de la plate-forme	18
II.4. travaux de chargement	20
II.4.1. Choix de type de l'excavateur	20
II.4.2. Dimensionnement des engins de chargement	20
II.4.2.1. Rendement de la chargeuse	20
II.4.2.2. Nombre de chargeuse	21
II.5 .Travaux de transport	21
II.5.1. Choix de moyenne de transport	22
II.5.2. Dimensionnement des engins de transport	22
II.5.2.1. Rendement de camion	22
II.5.2.2. Nombre de camion	22
Conclusion	23
Chapitre III : Travaux de forages et l'abattage à l'explosif	
Introduction	24
III.1.Travaux de forage	24
III.1.1. Choix du matériel de forage	24
III.1.2. Paramètres caractérisant l'engin de forage	24
III.1.3.Types de perforatrice	25
III.1.3.1. Perforatrices à percussion	25
III.1.3.2. Perforatrices rotatives	25
III.1.3.3. Perforatrice à rotation et percussion	25
III.1.3.4. perforations à fond de trou	26
III.1.4. Choix du diamètre de foration	26

III.1.5. Vitesse de perforation	27
III.1.6. Réalisation de la foration	27
III.1.7. Techniques de foration	27
III.1.8. Caractéristiques de foration de la carrière Azrou Concassage	28
III.1.8.1. Rendement de la foreuse	28
III.1.8.2. Nombre des sondeuses	29
III.2. La théorie du travail à l'explosif	30
III.3. Choix de l'explosif	30
III.4. Types d'explosifs	31
III.4.1. Les dynamite	31
III.4.2. Les explosifs nitrates	31
III.4.3. Les nitrate fuels	31
III.4.4. Les explosifs bouillis	31
III.4.5. Les émulsions	32
III.4.6. Les nitrate fuels alourdis	32
III.5. Caractéristique de l'explosif	32
III.6. Types d'explosifs fabriqués par L'ONEX	33
III.7. L'amorçage et les accessoires de tir	34
III.7.1. Les accessoires de tir	34
III.7.2. Amorçage	35
III.7.2.1. Type d'amorçage	35
Conclusion	36
Chapitre IV: Conception du plan de tir	
Introduction	37
IV.1. Les principaux paramètres du plan de tir	37
IV.2. Méthode de calcul des paramètres d'un plan de tir	38
IV.2.1. Méthode Sovietique	38

IV.2.1.1. Hauteur de gardian	38
IV.2.1.2. Diamètre de trou	38
IV.2.1.3. Profondeur de sur-forage	39
IV.2.1.4. Consommation spécifique de l'explosif	40
IV.2.1.5. Ligne de moindre résistance	43
IV.2.1.6. Espacement entre trous de mine	45
IV.2.1.7. Distance entre deux rangées	46
IV.2.1. 8. Répartition de la charge	46
IV.2.1.9. Bourrage	47
IV.2.1.10. volume du bloc	48
IV.2.1.11. Section de bloc abattue	48
IV.2.1.12. Largeur d'enlevure	48
IV.2.1.13. longueur du bloc	49
IV.2.1.14. Volume de minerai abattu par un trou	49
IV.2.1.15. Nombre des trous dans un bloc	49
IV.2.1.16. Quantité d'explosif totale dans un bloc	50
IV.2.1.17. Longueur total foré	50
IV.2.2. Méthode de Langefors	51
IV.2.2.1. Banquette maximale	51
IV.2.2.2. Banquette pratique	53
IV.2.2.3. Espacement entre les trous	53
IV.2.2.4. Profondeur de sur-forage	53
IV.2.2.5. Profondeur du trou	54
IV.2.2.6. Distance entre deux rangées	54
IV.2.2.7. Construction de la charge	54
IV.2.2.8. Volume de roche abattu par un trou	58
IV.2.2.9. Nombre de trou dans un bloc	58

IV.2.2.10. Longueur totale foré	58
IV.3. Schémas d'un plan de tir	59
IV.3.1. Schéma d'un plan de tir (méthode Soviétique)	59
IV.3.2. Schéma d'un plan de tir (méthode Langefors)	59
Conclusion	60

Chapitre V : Optimisation du plan de tir de la carrière de Sidi Yous

Introduction	61
V.1. Optimisation d'un plan de tir	61
V.1.1. Choix du diamètre de trou de mine	61
V.1.2. Choix du type d'explosif	64
V.1.3. Comparaison entre les résultats obtenus par les deux méthodes	65
V.1.4. Les vibrations	66
V.1.5. La projection des pierres	68
Conclusion	69
Conclusion générale	70

Référence bibliographie

ANNEXE

Liste d'abréviations

SPA : Société Par Action.

UTM : Universel Transversal Mercator.

RN : Route Nationale.

CETIM : Centre Etude Technologie Industriel des Matériaux

DMR : Détonateur Microretards.

DEI : Détonateur Electrique Instantané.

NGL : Nitroglycéroglycol.

ONEX : Office Nationale des Substances Explosives.

PVC : Polychlorure de Vinyle.

TNT : Trinitrotoluène.

Km : Kilomètre.

m : Mètre.

ml : Mètre linéaire.

m² : Mètre carré.

H : Hectare.

cm : Centimètre.

m³ : Mètre cube.

Kg : Kilogramme.

t : Tonne.

s : Seconde

min: Minute.

h: Heure.

Liste des figures

Figure I.1 : Situation géographique de gisement de Sidi Yous	04
Figure I.2 : Roche des marnes et des calcaires.....	06
Figure II.1 .Schéma représente des plates-formes au gisement de Sidi Yous.....	13
Figure II.2 : Plan topographique de la carrière Sidi Yous	14
Figure II.3 : Schéma de la largeur de la piste	15
Figure II.4 : Schéma de la station de concassage	16
Figure II.5 : Schéma de la plate-forme de travail	20
Figure III.1 : Vitesse de d' détonation des principaux explosifs	33
Figure III.2 : Schéma représente les accessoires de tirs	34
Figure III.3 : Schéma de l' amorçage latéral	35
Figure III.4 : Schéma de l' amorçage ponctuel (a-postérieur et b-antérieur)	36
Figure IV.1 : La rupture de la roche au pied du gradin	40
Figure IV.2 : Schéma de disposition des trous	51
Figure IV.3 : Coupe d'un plan de tir avec distribution des charges	57
Figure IV.4 . Schéma d'un plan de tir (méthode Soviétique)	58
Figure IV.5 . Schéma d'un plan de tir (méthode Langfors)	59

Liste des tableaux

Tableau I.1 : Coordonnées de gisement	04
Tableau I.2 : Composition chimique de gisement	07
Tableau I.3 : Les propriétés physico-mécanique de gisement	07
Tableau I.4 : Les essais Los-Angeles et Micro-Deval	08
Tableau IV.1 : coefficient de tirabilité	39
Tableau IV.2 : Classification de la tirabilité des roches	41
Tableau IV.3 : Le coefficient K_c en fonction de la tirabilité de roche	42
Tableau IV.4 : Coefficient K_{sd} en fonction de la tirabilité de roches	43
Tableau IV.5 : Résistance au tirage de quelques roches	52
Tableau IV.6 : Variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous.....	52
Tableau V.1 : Paramètre d'un plan de tir en fonction de diamètre de trou.	62
Tableau V.2 : Paramètres géométrique d'un plan de tir en fonction de diamètre de trou.....	63
Tableau V.3 : Paramètres géométrique d'un plan de tir en fonction du type d'explosif utilisé (la densité).....	64
Tableau V.4 : Résultat du plan de tir de Langefors et Soviétique en fonction du diamètre de trou.....	65
Tableau V.5 : Les rayons de la zone dangereuse et les vitesses initiales de projection.....	69

Introduction générale

Introduction générale

Les deux dernières décennies ont connu un développement considérable de la mécanisation dans les carrières, les mines et les travaux publics, et cela, suite à la demande sous cesse croissante des besoins, face à cette situation, la demande en matières premières et matériaux devient de plus en plus importante et devant la concurrence entre les sociétés, la maîtrise de l'utilisation des produits explosifs, constitue l'une des solutions adéquats grâce à l'extraction massive des produits et à des coûts très avantageux, par rapport aux moyens mécanique d'extraction.

L'entreprise Azrou Concassage faite face à une forte concurrence de la partie de nombreuses entreprises qui activant dans le domaine et ceci, découle du fait de son positionnement à proximité du milieu qui connait la maîtrise en matière d'abattage à l'explosifs.

Le gisement de calcaire de Sidi Yous, commune de Keddara, Wilaya de Boumerdes, a déjà fait l'objet d'une exploitation par la société Azrou Concassage. L'exploitation de ce gisement rencontre différente difficulté, dont la raison première est la maîtrise de l'abattage à l'explosif qui ne fait pas preuve de précision, à cause de plusieurs contraintes, à savoir : l'existence des habitations à proximité de la carrière environ 600m, la présence des argiles et des fissurations, ce qui influe sur l'économie de l'entreprise.

Devant cette situation, la société Azrou propose, une étude d'optimisation d'un plan de tire qui tient compte les contraintes déjà cité.

Le stage pratique effectué durant le mois de Mars sur site, à nous permis de réunir toutes les données essentielles pour pouvoir réaliser ce projet.

Le but que nous nous assignons à travers, vise à résoudre ces problèmes par l'optimisation du plan de tir qui milite en faveur des aspirations de l'entreprise sur l'activité économique, par l'amélioration de la qualité de fragmentation des roches, et partant réduire les frais d'abattage par la diminution de la charge spécifique, le nombre des trous et améliorer les conditions sécuritaires de l'activité, par l'étude de vibration.

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

Le premier chapitre est le résultat d'une étude bibliographique où nous présentons les conditions naturelles du gisement, et les caractéristiques de celui de Sidi Yous .

Le deuxième chapitre traite, des conditions techniques et minières de la carrière, schéma d'ouverture du gisement et les travaux d'exploitation de la carrière. .

Le troisième chapitre du document, que nous avons pris en charge, dans notre étude, est consacré à l'étude des techniques d'abattage et des travaux de foration.

Dans le quatrième chapitre nous avons élaboré du plan de tir avec les deux méthodes de conception, la méthode Soviétique et celle de Langefors.

Le cinquième chapitre comporte une étude comparative entre les différents résultats de conception du plan de tire en deux méthodes de conception, en prend en considération certain paramètre géométrique, et à la fin de chapitre, une étude de la détermination de la distance d'influence du tir de mine et de la projection des roches.

Chapitre I

Présentation générale de la carrière

Chapitre I : Présentation générale de la carrière

Introduction

Ce présent chapitre est consacré à l'étude géologique du gisement de calcaire de Sidi Yous, Wilaya de Boumerdes, exploité par la SPA Azrou Concassage ainsi que l'estimation des réserves exploitables de ce gisements, on prend en considération la régionale du gisement, notamment ; la structures géologiques, la stratigraphie et les caractéristiques des massifs rocheux.

I.1.Historique

Au terme des phases d'exploration et d'aménagement du site de Keddara.L'installation de la station de concassage fixe d'une capacité de 2800 tonnes par jour, l'entreprise a officiellement entamé la phase de production au début de l'année 2006.

Vue le potentiel réserve de son site et la demande évolutive du marché, l'entreprise et à partir de l'année 2007,elle à commencer à dégager des excédents importants de produits de carrière qu'il fallait écouler, d'où son intérêt à accroître son marché et diversifier son portefeuille client et élargir sa gamme de produits avec l'acquisition d'une deuxième station de concassage mobile, d'une capacité de production de 1200 tonnes par jour, destinée à la production d'une autre gamme de produits et satisfaire un autre segment du marché [1].

I.2. Situation géographique du gisement

La Wilaya de Boumerdès est située au centre du pays, dans sa partie septentrionale. Elle est limitée au Nord, par la mer méditerranée, et à l'Est par la Wilaya de Tizi-Ouzou, au Sud par les Wilayas de Bouira et Blida et à l'Ouest par la Wilaya d'Alger. Le gisement de Sidi Yous se trouve à environ 2.15 Km à l'Est de Keddara. Sur le plan administratif, le gisement est rattaché à la commune de Bouzegza-keddara, Daïra de Boudouaou, Wilaya de Boumerdès [1].

I.3. Localisation du site

Les coordonnées du périmètre délimitant le gisement en système UTM (Universel Transverse Mercator) sont représentées dans le tableau I.1 :

Tableau I.1 : Coordonnées de gisement en UTM [2].

Coordonnées UTM –F31					
Point	X (m)	Y(m)	Point	X(m)	Y(m)
1	545100	4053700	5	545700	4053300
2	545300	4 053700	6	545900	4053300
3	545300	4053500	7	545900	4052500
4	545700	4 053500	8	545100	4052500

Le gisement de Sidi Yous couvrant une superficie du périmètre est de 80 H. L'accès de cette carrière est assuré à partir d'une piste au niveau de la RN29 (voir carte ci-après).

**Figure I.1** : Situation géographique de gisement de Sidi Yous [2].

I.4. Climat de la région

Le climat de la région de Keddara, fait partie du climat méditerranéen, caractérisé par de été chaud et sec, et par un hiver généralement doux et pluvieux.

La température maximale relevée dans la région atteignent parfois 44° en été, par contre la plus basse relevée du mois de Décembre à Février est de l'ordre de 2° à 8°. La précipitation annuelle dans la région varie de 600 à 900 mm [3].

I.5. Contexte géologique

I.5.1. Géologie régionale

Les roches sédimentaires de la région Est de l'Alger affleurent sur une grande surface, offrant un très fort potentiel en agrégats, Plusieurs carrières exploitent ces matériaux de construction ; elles ont été surtout implantées en grand nombre dans la région de Keddara, dont l'unité Azrou Concassage fait partie, en raison de la facilité d'accès et de la proximité du massif montagneux du Bouzagza par rapport à la capitale (Alger) [4].

La région de Boumerdes est caractérisée essentiellement par des formations allant du Jurassique au Quaternaire (argiles, grès, calcaires) et par quelques boutonnières de socle (calcaires marmorisés, marbres quartzites, phylites) auxquelles s'associent des corps magmatiques (granite, rhyolite, andésite, basalte, dacites).

On signale ainsi les dépôts du Jurassique, Crétacé, Paléogène, Néogène et Quaternaire [3].

- **Quaternaire (*Halogène-pléistocène*)** : Ces formations sont situées à l'Est et au Nord de la Wilaya, elles se traduisent par des éboulis, des alluvions et des sables.
- **Néogène (*Pliocène-Miocène*)** : Les formations du Miocène sont représentées par des marnes, des grés et des argiles tandis que celles du Pliocène montrent des marnes grasses à intercalations grés-carbonatées.
- **Paléogène (*Oligocène-Eocène*)** : Il est largement répandu dans la région. Il forme une puissante série de flysh oligocène constituée Par une alternance de grés de marnes.
- **Crétacé (*Albo-Aptien et Cénomanién*)** : Il est constitué par des formations flyshoïdes représentées par une alternance de grés quartzeux et d'argilites.
- **Jurassique (*Lias*)**: Il est représenté par des calcaires et des dolomies massives qui affleurent dans la région de Keddara.

I.5.2. Géologie du gisement

Le gisement de Sidi Yous est représenté par des formations éocènes, (présence de nummulite).

Les formations affleurant au niveau du site sont représentées par [1] :

- **grés de Draa El Mizan a Nummulite (éocène moyenne)** : Alternance de grés jaunâtre plus en moins grossiers et de marne grise. Cette formation occupe toute la partie centrale du gisement, sa puissance est de 250 à 300m.
- **poudingues supra nummulitiques** : Assise détritique dont les couches s'intercalent à différents niveaux avec la formation calcaire du gisement, elle est représentée par des blocs et galets des calcaires nummulitiques avec lesquels il ya une discordance par érosion. On rencontre cette formation à l'extrême Sud-est de la limite du gisement.
- **Calcaire nummulitiques**: Calcaires compacts rocheux pétris de nummulites, d'une épaisseur atteignant au moins 150 m. Cette formation à fleure sur les côtés Est et Ouest du gisement.

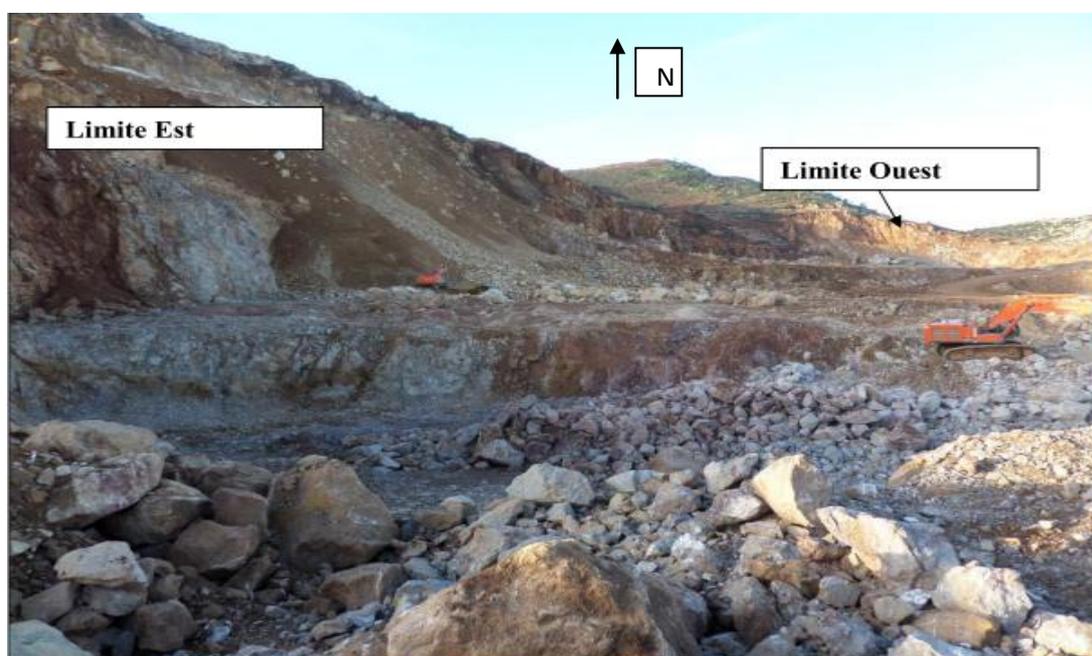


Figure I.2 : Roche des marnes et des calcaires [1].

I.5.3. Tectonique

Les terrains de cette commune sont très chahutés ; ils sont le résultat d'une tectonique complexe et polyphasée. De plus, un métamorphisme généralisé affecte l'ensemble des terrains paléozoïques de cette région. Ces terrains se caractérisent aussi par l'importance de l'écaillage des structures et l'abondance des chevauchements et des contacts anormaux, sans oublier les marqueurs de la tectonique cassante très répandus à travers cette zone.

Notons enfin que les marqueurs de la tectonique dans cette zone se font sentir jusqu'à présent à travers la sismicité qui frappe, menace et cause d'importants dégâts à cette zone, ainsi qu'à l'ensemble des régions limitrophes.

Le séisme du 21-05-2003 qui avait frappé cette région est témoin de cette activité récente de la tectonique [3].

I.6. Caractéristiques du gisement

I.6.1. Composition chimique de la roche

La composition chimique de la roche représentée par son unité principale utile (CaO₃) mentionnée dans le tableau I-2.

Tableau I.2 : Composition chimique de gisement [2].

Composition chimique	Teneurs (%)
SiO ₂	3.38
Al ₂ O ₃	0.85
Fe ₂ O ₃	0.65
CaO₃	50.35
MgO	2.07
SO ₃	0.06
K ₂ O	0.17
Na ₂ O	0.12
P ₂ O ₅	0.04
TiO ₂	0.04
PF	42.27

Ce résultat d'analyse chimique montrée qu'il s'agit d'un calcaire faiblement dolomitique, avec des pourcentages négligeables d'éléments nuisibles (SiO₂) [2].

I.6.2. Propriétés physico- mécaniques

Les propriétés physico-mécaniques du gisement sont représentées, dans les deux tableaux suivants :

Tableau I.3 : Les propriétés physico-mécaniques du gisement [2].

Masse volumique réelle(t/m ³)	Teneur en eau%	Coefficient d'absorption %	porosité%
2.6	0.179	0.335	0.902

Tableau I.4 : Les essais Los-Angeles et Micro-Deval [2].

Fractions	Valeur de Los-Angeles	Valeur de Micro-Deval
10/14	22	15

Les résultats ci-dessous indiqués une bonne qualité des calcaires de Sidi Youss, qui peut être utilisés dans le domaine routier et dans le béton hydraulique [2].

I.7. Hydrologie

Dans la zone d'étude, où se trouve le site en question, le réseau hydrographique est représenté principalement par l'Oued Keddara à l'Est affluent de l'Oued Boudouaou et de l'Oued Corso qui développe plusieurs affluents à travers le territoire de la zone d'étude.

Dans les limites du gisement étudié, et à travers les observations de surface, on n'a pas remarqué de manifestations aquifères. Les seuls écoulements sont au niveau de ravins limitrophes qui coulent seulement en période pluviale et qui se trouve à la limite Nord- Ouest de la zone à exploiter. La plupart des cours d'eau de la région sont à caractère temporaires ; voire irréguliers, ils tarissent pendant l'été.

Le calcaire qui constitue le massif de Bouzegza avec leur pendage subvertical constituent, un excellent chemin pour canaliser les eaux de ruissellement vers les nappes aquifères du bas du massif. Ils ne constituent en aucun cas un réservoir [1].

I.8. Estimation des réserves [5]

Les réserves sont divisées en trois (3) catégories : A, B et C, suivant le degré de prospection et d'étude du gisement.

1) Catégorie A (réserves certaines) :

- **A1** : *réserves entièrement prospectées*, étudiées et préparées pour l'exploitation ces réserves peuvent servir pour le calcul des travaux d'exploitation.
- **A2**: *réserves entièrement prospectées et étudiées*; elles peuvent servir à la planification et à l'organisation de la partie minière des entreprises.

2) Catégorie B (réserves probables) :

Réserves étudiées géologiquement, relativement prospectées et partiellement délimitée par des ouvrages miniers et sondages, échantillonnés pour étudier la composition et les propriétés du minerai et pour obtenir des renseignements qualitatifs sur la technologie des méthodes d'utilisation. On peut utiliser ces données comme bases des projets de grands travaux des mines et des entreprises utilisant les produits minières bruts et pour l'établissement des programmes.

3) Catégorie C (réserves possibles) :

- **C1 : réserve établies par l'étude géologique**, d'après les affleurements naturels ou quelque fois artificiels ou d'après les données géophysique, relatives à la structure géologique du gisement et à l'échantillonnage approximatif ; on peut utiliser ces donnée pour la réalisation des travaux de la prospection détaillée et pour l'établissement des plans d'une éventuelle exploitation industrielle.
- **C2 :réserves relatives aux régions entières**, calculées d'après leur étude géologique ; les réserves des gisements isolés ou de leurs groupes sont déterminée d'après la prévision géologiques ; ces données peuvent être utilisées pour la planification de perspective de l'économie nationale et pour la planification de perspective des travaux de recherche géologiques.

Au vu de la structure du gisement sur la base des ouvrages de recherches et les études réalisées, les réserves de matériaux ne peuvent être estimées qu'en catégorie C1.

La méthode utilisée, celle des coupes géologiques. Les réserves ont été estimés entre niveau 485m et 600 m. Le gisement est composé de quatre blocs de catégorie C1.

La quantité des réserves est calculée d'après la formule suivante:

$$Q = V \times \rho ; [t]$$

Où :

- Q : Quantité des réserves en tonne (t) ;
- V : Volume du bloc (m³) ;
- ρ : Masse volumique (t/m³).

Quant au volume de chaque gradin il est obtenu par la formule :

$$V = S \times H ; [m^3]$$

Où

- S : Surface de gradin calcul dans le cas général (m²) ;
- H : Hauteur du gradin (m).

La surface au niveau des coupes géologiques est calculée d'après la formule suivante:

$$\text{Si : } \frac{S_1 - S_2}{S_1} < 40\% \Rightarrow S = \frac{S_1 + S_2}{2} \quad [\text{m}^2]$$

$$\text{Si : } \frac{S_1 - S_2}{S_1} > 40\% \Rightarrow S = \frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 \times S_2}}{3} ; [\text{m}^2]$$

Dans le cas où la différence entre les surfaces des coupes dépasse 40% donc , on va l'évaluerons d'après la formule suivante :

$$Q = \frac{(S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 \times S_2}) \times L \times \rho}{3} ; [\text{t}]$$

Dans le cas où les surfaces de deux coupes étaient à peu près les mêmes, ou la différence entre elles ne dépassent pas 40% nous avons employé la formule :

$$Q = \frac{(S_1 + S_2) \times L \times \rho}{2} ; [\text{t}]$$

Où :

- S_1 : Surface du premier profil ;
- S_2 : Surface du deuxième profil ;
- L : Distance entre deux profils.

Avec :

$$S_2 < S_1$$

Le calcul des réserves géologiques est réalisé sur un fond topographique à l'échelle 1/2000ème. Les réserves géologiques totales du gisement (C_1) sont estimées 43 657 006.3 de tonnes et elles sont réparties sur tous le périmètre. Les réserves géologiques durant l'année 2011 était de 17 015 370 m³, soit 45 941 499 tonnes.

Les quantités extraites depuis l'année 2012 au 2014 est de 894 728.6 m³ soit 2 326 294.5 tonnes. Les réserves géologiques au Février 2015 est de 43 657 006.3 tonnes, soit 16 791 156,26 m³ [1].

Conclusion

L'assise utile du gisement de Sidi Yous est formée par des calcaires nummulitiques du l'éocène. Les analyses réalisées ont montré que les granulats issus de la carrière peuvent être utilisés dans le domaine routier et dans le béton hydraulique.

Les réserves géologiques du gisement au mois de Février 2015 sont estimées à 43 657 006.3 tonne soit 16 791 156.26 m³ du calcaire et 10 291 353.83m³ et du stériles internes et externes qui présente un taux de salissure qui oscille entre 30-40% par endroit [1].

Chapitre II

Ouverture et l'exploitation de gisement

Chapitre II : Ouverture et l'exploitation du gisement

Introduction

Dans ce chapitre un aperçu sur les travaux d'ouverture de la carrière de Sidi Yous, commune de Bouzegza, Wilaya de Boumerdes, ainsi que les critères de choix du mode d'ouverture, la méthode d'exploitation, et les travaux de chargement et de transport.

II.1.Travaux d'ouverture

L'ouverture de la carrière est une opération déterminante pour le déroulement du processus d'exploitation. Dans l'ouverture à ciel ouvert, l'élément principal est la tranchée.

La tranchée est une excavation à ciel ouvert de grande longueur par rapport à sa largeur et de profondeur, de section trapézoïdale. Ses parois latérales s'appellent bords et la paroi inférieure et dite sole de tranchée. Les tranchées peuvent être pentes, horizontales ou pente et horizontale ensuite [5]:

Les modes d'ouvertures de la carrière sont classés généralement suivant le type d'ouvrages donnant l'accès au gisement, leur disposition par rapport au champ de carrière, leur nombre et destination.

Lorsque l'ouverture se fait par tranchées, elle peut être disposées en dehors du contour de la carrière ou à l'intérieur de celle-ci. Dans le premier cas, elles sont dites tranchées extérieures, dans le second, tranchées intérieures.

Le choix du mode d'ouverture dépend : les paramètres de la carrière nécessitant d'être retenue et qui doivent faire l'objet d'une étude détaillée sont [5]:

- dimension de la carrière en plan ;
- profondeur finale ;
- réserve en minéraux utiles et volume des roches stériles ;
- production annuelle ;
- durée de l'exploitation de la carrière (durée de vie) ;
- les conditions géologiques et hydrogéologiques du gisement ;
- les capacités des engins miniers (bulldozer, chargement, transport, foration et abattage) et ses caractéristiques dimensionnelles (longueur et largeur).

II.1.1. Mode d'ouverture et l'accès au gisement de Sidi Yous

Vue la topographique et les caractéristique géologique du gisement (pendage, puissance et profondeur finale du gisement), l'ouverture du gisement de Sidi Yous, a été faite par demi-tranchée, la forme générale de l'ensemble de ces demi-tranchées (trace, piste principale) prennent la forme serpentine. Cette ouverture est faite par un accès composé d'une piste principale (12 m de largeur), et par des pistes secondaires à chaque niveau d'exploitation.



Figure II.1. Schéma représente des plates-formes au gisement de Sidi Yous [2].

II.1.1.1. Travaux de découverte

Les travaux de découverte consistent à déplacer la terre de recouvrement vers les terrains réservés à cet effet (portion de terrain aménagée à l'intérieur de la concession). La carrière de Sidi Yous se caractérise par un faible recouvrement.

Pour cela, les travaux de découverte consistent uniquement au décapage de la terre de végétation qui recouvre seulement une petite épaisseur de la surface du gisement. Le rapport de découverte ou niveau de la carrière de Sidi Yous est entre de 30 à 40%.

II.1.1.2 Traçage de la piste et ses caractéristiques

La piste principale a été planifiée en tenant compte de la topographie du gisement, des dimensions techniques des engins de transport, de la production et la durée de vie de la carrière [5].

Cette piste à double voie, qui est située dans la partie Nord- Ouest du gisement.



Figure II.2. Plan topographique de la carrière Sidi Yous (Google Earth Juin2016)

a. Itinéraire de la piste

Le départ de la piste principale se fait au point de déversement de la matière utile, à la station de concassage qui située, au Sud-ouest du gisement. Dans une région présentant un relief montagneux.

La piste principale présente plusieurs virages avec un rayon de courbure (forme serpentine), ce qui satisfait largement les exigences des camions utilisés [1].

b. Pente de la piste

Le tracé des pistes est un facteur important pour l'obtention de bonnes conditions de travail et de sécurité pour les engins du transport de la matière utile vers l'atelier de préparation mécanique.

La réalisation des pistes de circulation des Dumpers pour le transport des roches abattues, doit être spécialement bien étudiée avec des pentes limites, on doit veiller à ne pas dépasser 10% pour le cas de notre piste.

Cette pente est pratiquement surmontable par les camions envisagés pour le transport. Surtout si nous prenons en considération que ces derniers vont circuler à vide en montée et à charge en descente (exploitation du haut vers le bas) [1].

c. Largeur de la piste

L'efficacité du travail du transport par camion en carrière dans une grande mesure se détermine par l'état des pistes. D'après les conditions de l'exploitation. Les pistes des carrières se divisent en principal et d'accès [1].

La largeur de la chaussée des routes dépend de la capacité de moyens de transport, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation. Elle déterminée d'après les formules suivantes [6] :

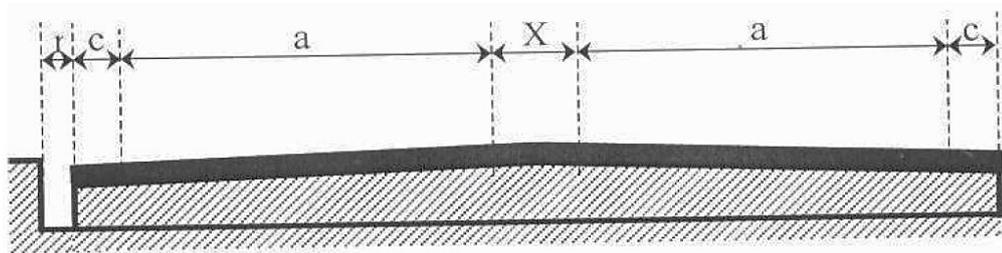


Figure II.3. Schéma de la largeur de la piste [6].

- Pour circulation à une seule voie (pistes secondaires) :

$$T = a + (2 \times c) ; [m]$$

Où :

- T : Largeur de la piste ;
- a : Largeur de la benne du camion, ($a = 4 \text{ m}$) ;
- c : Largeur de la bande de sécurité, ($c = 1 \text{ m}$).

Donc :

$$T = 4 + (2 \times 1)$$

$$T = 6 \text{ m.}$$

Alors, la largeur de la piste pour la circulation à une seule voie doit être $\geq 6 \text{ m}$:

- Pour circulation à double voie (piste principale) [6] :

$$T = 2 \times (a + c) + X ; [m]$$

Où :

- X : Distance entre les bennes des camions.

$$X = 2 \times c ; [\text{m}]$$

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

Donc :

$$T = 2 \times (4 + 1) + 2$$

$$T = 12 \text{ m.}$$

Alors ; la largeur de la piste pour une circulation à double voie doit être $\geq 12 \text{ m}$.

d. Longueur de la piste

La piste principale possède une longueur totale de 1500 m. A partir de la station de concassage (niveau 455 m), jusqu'à la plate-forme de travail supérieure (niveau 600 m).

I.2. Préparation de la station de concassage

En vue de réaliser les objectifs de l'entreprise et qui visent à atteindre une production évaluée à 1000000 tonnes par an, celle-ci a engagé une procédure d'acquisition au titre de l'entreprise Azrou Concassage.

- 1) Une station de concassage fixe d'une capacité de 2800 tonnes par jour, soit une moyenne de 215 T/h ; celle-ci sera installée à proximité du front de taille, à une distance de 1.5 Km et à 3 Km de la route communale.
- 2) Une station de concassage mobile d'une capacité de 1200 tonnes par jour soit une moyenne de 90 T/h, cette station sera installée.

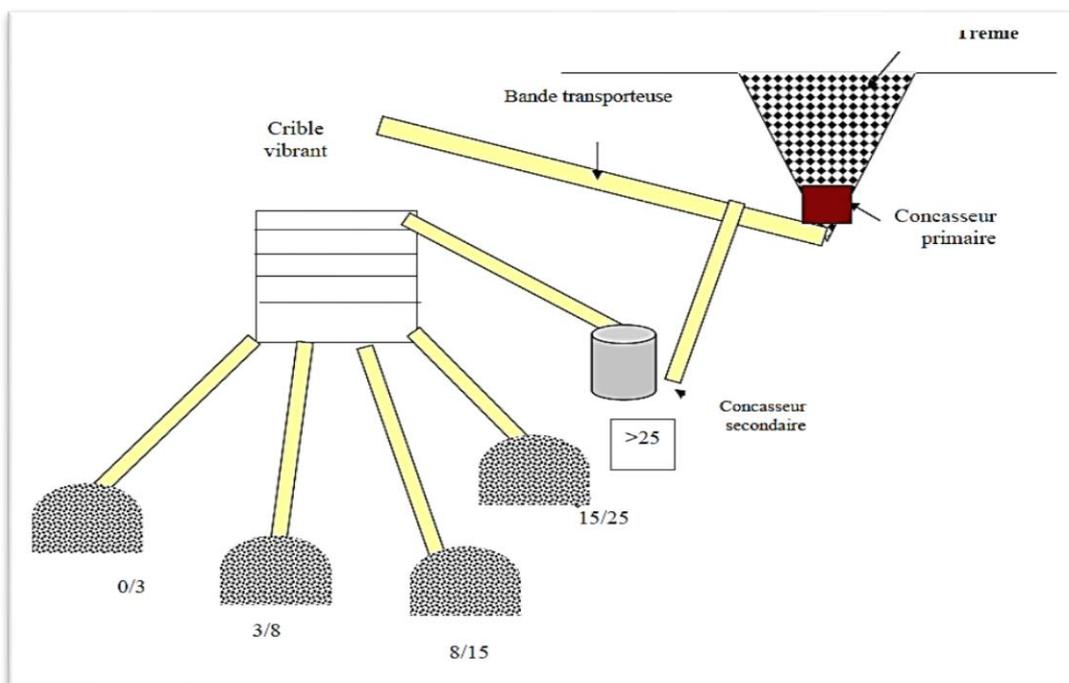


Figure II.4. Schéma de la station de concassage [6].

II.3. Travaux d'exploitation du gisement

II.3.1. Méthode d'exploitation du gisement de Sidi Yous

D'après les données topographiques et géologiques, il est donné que le gisement de la carrière de Sidi Yous est à relief montagneux. Le système d'exploitation à ciel ouvert, dans la carrière, peut se définir suivant la disposition du front de taille, ainsi que par la mécanisation complexe employée. Les paramètres du système d'exploitation sont les suivants [5] :

- La hauteur et le nombre de gradins ;
- La largeur des plates-formes de travail ;
- La direction des fronts d'exploitation des gradins et de la carrière.

La méthode de l'exploitation du gisement de Sidi Yous se fait à ciel ouvert à flanc de coteau, les travaux d'exploitation se fait de haut vers le bas (du niveau supérieur 600 m vers le niveau inférieur 485 m) avec huit gradins de 11.5m de hauteur.

Les travaux d'exploitation actuellement sont concentrés dans la partie Est du gisement, ou l'on constate la présence de deux gradins de 11.5m de hauteur avec une inclinaison du talus de 75° et des bermes de sécurité de 2 m de largeur, ce qui permet d'assurer la stabilité des talus. Les gradins et les fronts de taille sont réorientés dans la direction Nord-Sud et se déplaceront vers l'Ouest au fur et à mesure de l'avancement des travaux d'exploitation [1].

II.3.2. Paramétrer de la méthode d'exploitation du gisement

II.3.2.1. Hauteur de gradin

En Algérie, la hauteur du gradin autorisée ne doit pas dépasse 15 m. Pour le gisement de Sidi Yous, la hauteur maximale des gradins est 11.5 m. Ce qui est conforme à la hauteur de la sécurité [1].

II.3.2.2. L'angle de talus de gradin

Il dépend des paramètres physico-mécaniques de la roche, des engins miniers et la stabilité de talus. Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 60° et 80° ; dans notre cas, l'angle du talus $\alpha = 75^\circ$ [5].

II.3.2.3. Largeur d'enlevure

La largeur d'enlevure dépend [5]:

- les propriétés physiques et mécaniques des roches ;
- la méthode de préparation de la roche à l'abattage ;

- Le type et dimension des engins utilisés;
- Le nombre et la distance entre rangées des trous de mines ;
- La ligne de moindre résistance.

La largeur de l'enlevure calculée par la relation suivante:

$$A = W + b(n - 1); [m]$$

Où ;

- W : La ligne de moindre résistance, (**2 m**) ;
- b : La distance entre les rangées, (**2.4m**) ;
- n : Nombre de rangées, (**n=4**).

Alors :

$$A = 2 + 2.4(4 - 1)$$

Donc ; la largeur de l'enlevure est :

$$A = 9.2 \text{ m}$$

II.3.2.4. Largeur de la plate-forme

C'est la banquette sur laquelle sont disposés les engins 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 cette dernière dépendent des propriétés physico-mécaniques de la roche, des paramètres de l'explosif (consommation spécifique); et des éléments du système d'exploitation [7].

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

Lorsque l'abattage se fait par explosif; la largeur minimale de la plate-forme est calculer par la formule suivante [5] :

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z ; [m]$$

Où :

- L_{pt} : Largeur de la plate-forme de travail, (**m**) ;
- A : Longueur de l'enlevure en massif, (**9.2m**) ;
- X : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure, (**m**) ;
- C : Berme de sécurité, (**m**) ;
- T : Largeur de la voie de transport, (**6 m**) ;

- Z : Largeur du prisme éventuel d'éboulement, (**m**).
- ❖ La largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlèvement en massif X est calculée par la relation suivante :

$$X = A \left(\frac{2 \times K_f \times H_g}{H_t} - 1 \right); [\text{m}]$$

Où :

- K_f : Coefficient de foisonnement des roches, (**1.6**) ;
- H_g : Hauteur du gradin, (**11.5m**) ;
- H_t : Hauteur du tas, $(0.5 \div 0.9) \times H_g$

$$H_t = 0.9 \times H_g$$

$$\Rightarrow H_t = 10.35 \text{ m}$$

Donc :

$$X = 23.51 \text{ m}$$

- ❖ La berme de sécurité C est donnée par la formule suivante :

$$C = 0.2 \times H_g ; [\text{m}]$$

Donc :

$$C = 0.2 \times 11.5$$

$$\Rightarrow C = 2.3 \text{ m}$$

- ❖ Largeur du prisme éventuel d'éboulement Z est donnée par la formule suivante :

$$Z = H_g (\text{ctg } \gamma - \text{ctg } \alpha) ; [\text{m}]$$

Où :

- γ : l'angle de talus de gradin en liquidation, ($60^\circ - 70^\circ$), dans notre cas $\gamma = 65^\circ$;
- α : l'angle de talus de gradin en exploitation égale 75° .

Donc :

$$Z = 2.28 \text{ m}$$

- ❖ La largeur de la voie de transport est de : **$T = 12 \text{ m}$** .

En fin la largeur minimale de la plate-forme est :

$$L_{pt} = 49.29 \text{ m}$$

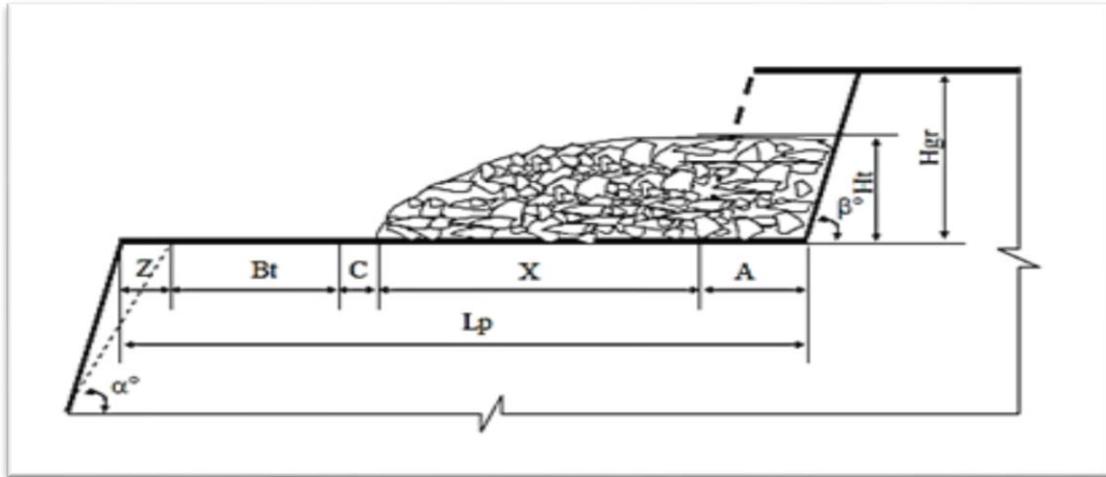


Figure II.5. Schéma de la plate-forme de travail [8].

II.4. Travaux de chargement

II.4.1. Choix de type de chargement

Le choix des engins de chargement dépend de la [6] :

- Capacité du godet ;
- Granulométrie de la roche charge ;
- Type des engins de transport et sa capacité de godet ;
- La forme et les dimensions du chantier (plate-forme de travail) ;
- Les caractéristiques de roches abattues ;
- La matière première de la fabrication du godet.

II.4.2. Dimensionnement des engins de chargement

II.4.2.1. Rendement de la chargeuse

Le rendement de la chargeuse est déterminé par l'expression suivante [6] :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times V \times K_r \times T \times K_u \times \rho}{T_c \times K_f}; \text{ [t/p]}$$

Où :

- V : Capacité du godet de la chargeuse ($V=2,5 \text{ m}^3$) ;
- K_r : Coefficient de remplissage du godet de la chargeuse, ($K_r=0.85$) ;
- T : Durée d'un poste de travail effectif, ($T=6.5 \text{ h}$) ;
- ρ : Masse volumique, ($\rho=2.6 \text{ t/m}^3$) ;
- K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail on prend ($K_u=0.9$)

- K_f : Coefficient de foisonnement ($K_f = 1.6$) ;
- T_c : Durée d'un cycle de chargement : ($T_c = 30$ s).

Donc :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 2.5 \times 0.85 \times 6.5 \times 0.9 \times 2.6}{30 \times 1.6}$$

$$\Rightarrow R_{ch} = 2424 \text{ t/poste.}$$

II.4.2.2. Nombre de chargeuse

Le nombre de la chargeuse est déterminé par l'expression suivante [6] :

$$N_{ch} = \frac{P_{an}}{R_{ch} \times N_{p/j} \times N_{j/an}}$$

Où :

- P_{an} : Production annuel de la carrière ($P_{an} = 1000000 \text{ t}$) ;
- $N_{p/j}$: Nombre de postes par jours ($N_{p/j} = 2$ postes) ;
- $N_{j/an}$: Nombre de jours ouvrable par ans ($N_{j/an} = 288$ jours).

Donc :

$$N_{ch} = \frac{1000000}{2 \times 288 \times 2424}$$

$$\Rightarrow N_{ch} = 0.71$$

Le nombre de chargeuse nécessaire pour assurer la production : **une (1) chargeuse** avec un rendement réel de **2424 t/poste**.

II.5. Travaux de transport

Le transport à ciel ouvert est prédéterminé dans une très large mesure. Le but principal du transport de la carrière est le déplacement des charges, vers le lieu de stockage ou la station de concassage.

Dans les carrières contemporaines, on applique largement le transport par camion. Il est répandu lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des carrières. La grande efficacité du transport des minéraux utiles et roches stériles sur la distance relativement courte. La simplicité des constructions des engins de transport, la manœuvrabilité, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation de travail caractérisent fort bien cette méthode de transport [5].

II.5.1. Choix du moyen de transport

Le choix des moyennes de transport dépend [5]:

- Capacité du la benne de camion ;
- Les caractéristiques de la benne de camion ;
- Granulométrie de la rocheabattue ;
- La largeur de la plate-forme de travail ;
- Les caractéristiques de roches abattues.

II.5.2. Dimensionnement des engins de transport

II.5.2.1. Rendement de camion

Le rendement du camion déterminé par la relation suivante [5] :

$$R_c = \frac{3600 \times V_c \times K_q \times T \times K_u \times \rho}{T_c \times K_f}$$

Où :

- V_c : La capacité du la benne de camion, ($V_c = 18m^3$) ;
- K_q : Coefficient de remplissage du la benne de camion, ($K_q = 0.9$) ;
- ρ : Masse volumique, ($\rho = 2.67 t/m^3$) ;
- T_c : La durée d'un cycle de transport, ($T_c = 25 \text{ min}$).

Donc :

$$R_c = \frac{3600 \times 18 \times 0.9 \times 6.5 \times 0.9 \times 2.6}{1500 \times 1.6}$$

$$\Rightarrow R_c = 369.6 \text{ t/poste.}$$

II.5.2.2. Nombre de camion

Le nombre de camion déterminé par la relation suivante [5] :

$$N_c = \frac{P_j \times K_{ir}}{R_c \times N_{p/j}}$$

Où :

- P_j : Production journalière de la carrière (3472 t) ;
- K_{ir} : Coefficient d'irrégularité ($K_{ir} = 0.9$).

Donc :

$$N_c = \frac{3472 \times 0.9}{369.6 \times 2}$$

$$\Rightarrow N_c = 4.22$$

Donc le nombre de camions nécessaires pour assurer la production est de **Cinq (5) camions**.

Les engins de transports disponibles au niveau de la carrière de Sidi Yous quatre (4) Dumpers Caterpillar CAT C7 ont capacité 18 m³.

Conclusion

L'ouverture du gisement de Sidi Yous, a été faite par demi-tranchée, la forme générale de l'ensemble de ces demi-tranchées est serpentine. La méthode de l'exploitation de ce gisement se fait à ciel ouvert à flanc de coteau de haut vers le bas.

Pour assurer l'opération de chargement et de transport des charges extraire jusqu'à leur préparation mécanique on est besoin de cinq camions de la capacité 18 m³ et une chargeuse de capacité de godet 2.5 m³.

Chapitre III

Travaux de forages et l'abattage à l'explosif

Chapitre III : Travaux de forages et l'abattage à l'explosif

Introduction

L'abattage des roches par explosif est très répandu dans les exploitations à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures, et ceci avec des moyens limités en termes d'engins (foreuse et engins de chantiers pour la reprise).

Le forage des trous dans le massif de roche s'effectue à l'aide d'outils spéciaux ayant différents types d'actions : cisaillement, coupe et abrasion. Le forage des trous peut être effectué sans action mécanique des outils lorsqu'on applique les phénomènes de l'action physique sur la roche.

III.1. Travaux de forage

L'emplacement de la charge explosive par rapport aux surfaces libres et son confinement, jouent un rôle primordial pour le rendement des tirs. Il est donc nécessaire de forer les trous de mines à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur et le bon diamètre, la précision avec laquelle ces paramètres seront respectés aura une grosse influence sur les résultats [5].

III.1.1. Choix du matériel de forage

Le matériel de forage est généralement choisi en fonction de [9] :

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

III.1.2. Paramètres caractérisant l'engin de forage

Le matériel de forage à utiliser peut être caractérisé par [9] :

- le diamètre de forage : dans les travaux miniers d'abattage, le diamètre de forage varie de 45 à 152 mm ;
- la profondeur de forage : elle détermine la plage de diamètres utilisables, et peut, dans certains cas, imposer une technique de foration. Par exemple, les engins légers ne permettent que la foration à faible ;

- la quantité de matériaux à abattre : elle est directement liée au rythme de production, et définit les besoins en mètres forés en fonction des dimensions de la maille. Par exemple dans le cas d'une production importante, profondeur et en diamètre réduit. Un autre exemple peut être donné par l'imposition de la technique de foration avec marteau fond de trou pour les profondeurs importantes ;
- la vitesse de perforation ;
- le choix peut se faire soit sur une machine puissante à haute performance, soit sur plusieurs machines moins importantes.

III.1.3. Types de perforatrice [9]

III.1.3.1. Perforatrices à percussion

Ces perforatrices sont habituellement pneumatiques. Toute leur énergie est pratiquement utilisée pour la percussion. Ce sont les plus anciennes, et elles ont atteint actuellement un maximum de progrès technique; mais elles seront remplacées peu à peu par d'autres types.

III.1.3.2. Perforatrices rotatives

Toute l'énergie y est employée pour la rotation. Elles ont un rendement optimum dans les roches tendres. Leur pénétration est déterminée par le profil de la couronne. Leur commande est électrique ou hydraulique.

a) Perforation par taille : le forage est exécuté à l'aide de pointes disposées sur le Pourtour de la couronne. C'est ce qu'on nomme les drags bits ;

b) Perforation par abrasion : elle est effectuée à l'aide d'une couronne diamantée et sert principalement au creusement de puits, aux sondages, etc....

c) Perforation par rupture : utilisé pour les forages pétroliers.

III.1.3.3. Perforatrice à rotation et percussion

L'énergie y est utilisée pour 80 % dans la rotation, et pour la quantité restante dans la percussion. Leur actionnement est hydraulico-pneumatique ou pneumatique.

Le diamètre de leur sondage va de 20 mm à 50 mm. Les types les plus communs de perforatrices à rotation et percussion emploient peu d'air comprimé en vue de la percussion, leur piston étant totalement libre. Elles présentent essentiellement les caractéristiques suivantes :

- séparation complète de la rotation et de la percussion ;
- Pression constante et élevée sur la couronne, atteignant jusqu'à 1 000 kg ;

- Contrôle indépendant de la rotation et de percussion, permettant son adaptation à chaque sorte de roche ;
- Profil spécial de la couronne, en forme de pastille et constitué selon la nature de la roche.

Les principaux avantages de ce type de perforatrice résident en :

- Une diminution du nombre de pièces mobiles en vue de la percussion permettant un meilleur rendement et une moindre consommation d'air comprimé ;
- Une rotation appropriée imprimée par un moteur hydraulique permettant une meilleure efficacité ;
- Une transmission directe de la puissance à la douille d'emmanchement, permettant de diminuer le nombre des parties mobiles par comparaison avec les perforatrices à axe à cliquet ;
- Une plus grande économie, due à une vitesse plus élevée de pénétration, à une diminution des frais d'entretien, à une moindre consommation d'air comprimé et à une plus longue durée de l'équipement d'allonge.

III.1.3.4. Perforations à fond de trou

A commande hydraulico-pneumatique ou pneumatique, elles sont identiques à celles dont nous avons parlé ci-dessus, mais elles exécutent des trous plus grands et plus profonds (0,10 à 0,25 m de diamètre). Elles sont composées de deux parties, le mécanisme de rotation (généralement hydraulique) reste hors du trou, et celui de percussion (généralement pneumatique) étant à l'intérieur de celui-ci, puisqu'il accompagne la couronne.

L'unique inconvénient de ces modèles réside dans leur faible vitesse de forage, mais on parvient à le surmonter, tout au moins partiellement, en employant une plus forte pression d'air, comme dans le type Holman (10 atm et 100 mm) et le type Mission (17 atm et 150 mm), qui ont permis d'obtenir une augmentation de la vitesse de forage allant presque jusqu'à 100%.

III.1.4. Choix du diamètre de foration

Le choix du diamètre de foration dépend de différents facteurs [5] :

- nature de la roche à abattre, dureté, abrasivité ;
- homogénéité, taille du massif ;
- production journalière désirée, fragmentation recherchée ;

- performances techniques, prix et servitudes du matériel de foration.

III.1.5. Vitesse de perforation [9]

Pour une roche donnée, il s'agit de la vitesse, exprimée en cm/mn, avec laquelle une perforatrice fait avancer une fleur et dans celle-ci.

Cette définition implique que la vitesse de forage peut être très variable, dépendant de la perforatrice, du diamètre du fleuret, de la percussion de l'air, etc...

III.1.6. Réalisation de la foration

Quel que soit le matériel retenu, et le diamètre de foration utilisé, un certain nombre de précautions doivent être respectées pour aboutir à une réalisation correcte de l'abattage.

Dans tous les cas, chaque forage doit être rigoureusement implanté en x, y, z, et α (Inclinaison) et l'engin de foration doit pouvoir évoluer et se mettre en place à partir d'une plate-forme bien réglée [9] :

- le repérage en x et y est fonction de la maille de foration retenue ;
- le nivellement en altitude (z) est effectué à partir d'un levé en altitude des points représentatifs de la plate-forme. Tous les trous doivent être vérifiés avant le chargement : les sur profondeurs éventuelles sont réglées par l'ajout à la base du forage de résidus de foration ;
- l'inclinaison des forages doit être rigoureusement respectée, afin que les explosifs mis en œuvre, intéressent un volume de matériaux bien défini.

III.1.7. Techniques de foration

Toutes les techniques de forage existant actuellement utilisent [9] :

- ✓ un mouvement de rotation ;
- ✓ un mouvement d'avancement accompagné ou non d'un mouvement de percussion ;
- ✓ un soufflage d'air comprimé destiné à permettre la remontée des débris de foration (l'air comprimé peut, dans certains cas, être remplacé par une injection d'eau, de boue ou de mousse).

Les mouvements de rotation et de descente, ainsi que le soufflage d'air sont assurés par un train de tiges ou de tubes solidaires d'un outil (taillant, tricône, outil de coupe) situé à la base du trou.

La roto percussion nécessite l'utilisation d'un marteau (frappeur) situé soit en surface (hors du trou), soit entre le taillant et le train de tiges (fond de trou).

A partir de là, on distingue quatre techniques de foration :

- foration par roto percussion avec marteau hors du trou ;
- foration par roto percussion avec marteau fond de trou ;
- foration par coupe rotative avec outil à lames ;
- foration rotary avec outil tricône.

III.1.8. Caractéristiques de foration de la carrière de Sidi Yous

La foration des trous dans la carrière de Sidi Yous est réalisée par l'engin de foration (chariot) , sur chenilles avec perforatrice à percussion et récupération de poussières, pour forer des trous de 89 mm de diamètre. Avec compresseur d'air mobile de 7 bars.

III.1.8.1. Rendement de la foreuse

Le rendement de la foreuse durant un poste de travail est déterminé par la relation suivante [9] :

$$R_s = \frac{T \times K_u}{T_f} ; [\text{Trous /poste}]$$

Où :

- T : Durée d'un poste de travail effectif ($T=6.5 \text{ heures}=390 \text{ min}$) ;
- K_u : Coefficient d'utilisation de la sondeuse, ($0,85$) ;
- T_f : Temps nécessaire pour la foration d'un trou.

Avec :

$$T_f = \frac{L_{tr}}{V_a} \Rightarrow T_f = \frac{H_g + L_s}{V_a} ; [\text{min}]$$

Où :

- V_a : Vitesse d'avancement de taillant dans la roche ; (0.27 ml/min) ;
- L_{tr} : Longueur de trou, (12 m) ;
- L_s : Profondeur sur-forage, (0.5 m) ;
- H_g : Hauteur de gradin, (11.5 m).

Alors :

$$T_f = \frac{12}{0.27}$$

$$\Rightarrow T_f = 44.44 ; \text{min/trou}$$

Donc :

$$R_s = \frac{390 \times 0.85}{44.44}$$

Le rendement de la foreuse durant un poste de travail $\Rightarrow R_s = 7.46$ trous/poste.

III.1.8.2. Nombre des sondeuses

Le nombre de la sondeuse déterminé par la relation suivant [9] :

$$N_s = \frac{P_{an} \times K_{res}}{R_s \times N_{p/j} \times N_{j/an} \times Q_{tr}}$$

Avec :

$$Q_{tr} = W \times a \times H_g \times \rho ; [t]$$

Où :

- P_{an} : Production annuel ($P_{an} = 1000\ 000\ t/an$) ;
- K_{res} : Coefficient de réserve de la sondeuse ($1.2 \div 1.25$), $K_{res} = 1.25$;
- $N_{p/j}$: Nombre de postes de travail par jour, ($N_{p/j} = 2$ postes) ;
- $N_{j/an}$: Nombre de jours ouvrable par an ($N_{j/an} = 288\ jours$) ;
- Q_{tr} : La quantité de la roche abattue par un trou ;
- W : Ligne de moindre résistance, ($W = 2m$) ;
- a : Distance entre deux trous, ($a = 2.5$) ;
- ρ : La masse volumique, ($\rho = 2.6$) .

Donc :

$$Q_{tr} = 2 \times 2.5 \times 12 \times 2.6$$

$$\Rightarrow Q_{tr} = 156\ Tonnes$$

Alors :

$$N_s = \frac{1000000 \times 1.25}{7.46 \times 2 \times 288 \times 156}$$

$$\Rightarrow N_s = 1.86$$

Le nombre de la sondeuse nécessaire afin d'assurer la production souhaitée par l'entreprise est **deux (2) foreuses**.

III.2. La théorie du travail à l'explosif [10]

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

Les explosifs décomposant selon trois modes qui sont :

- Combustion simple ;
- Déflagration : leur vitesse de décomposition est relativement lente (quelques centaines de mètres par seconde) ;
- Détonation : leur décomposition est rapide (2000 à 8000m/s) produisant ainsi une onde de choc.

Le mode de décomposition dépend essentiellement de :

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

Les explosifs sont classés aussi d'après leur sensibilité on trouve [8]:

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

III.3. Choix de l'explosif

L'explosif sera choisi essentiellement en fonction [5] :

- **Du massif rocheux** : l'humidité détermine une première sélection forcément respectée : un explosif résistant à l'eau est choisi dans une roche humide. Mais de plus, l'explosif doit être adapté à la roche, ou plus simplement par le choix d'un explosif de vitesse de détonation élevée dans une roche résistante. Si le massif est pré facturé en place on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée (quantifiée par son énergie des gaz et par son volume des gaz) ;
- **Des objectifs technico-économiques** : et autres engins de l'exploitation même si le coût de l'explosif est relativement faible dans le coût de l'exploitation ailleurs, les objectifs de fragmentation et de foisonnement interviennent sur le choix de l'explosif. Pour le choix des explosifs nécessaires au tir, il est tenu de procéder de la façon suivante :

- La charge de fond de trou de mines est chargée par de l'explosif dense formant ainsi la charge principale ; et la partie supérieure représentant la charge secondaire ou bien la charge en colonne est chargée par de l'explosif moins dense, parfois en vrac de préférence si l'absence d'eau le permet; ou bien discontinuée en charge étagée qui nécessite alors des explosifs en cartouches.

III.4.Types d'explosifs [7]

III.4.1.Les dynamites

Les dynamites contiennent de 10 à 90% de nitroglycéroglycol (NGL), mélange de nitroglycérine et de dinitroglycol. C'est la proportion de dinitroglycol qui assure la qualité anti-gel d'une dynamite. Les autres composants sont des combustibles et des comburants.

Selon le taux de (NGL), on distingue :

- Les dynamites plastiques, contenant plus de 20% en masse de NGL dans une gangue de coton azotique ;
- Les dynamites pulvérulentes, contenant 10 à 20% de NGL.

III.4.2.Les explosifs nitrates

Les explosifs nitrates sont à base de nitrate d'ammonium (80% environ en masse) et d'un explosif pur.

III.4.3.Les nitrates fuels

Les nitrates fuels sont constitués de nitrate d'ammonium et d'huiles minérales, en générale du fuel domestique, dans une proportion voisine de 5 à 6%. Dans certains cas, les nitrates fuels peuvent contenir une quantité plus ou moins importante de poudre d'aluminium.

III.4.4. Les explosifs bouillis

Les explosifs de type bouilli sont constitués par un mélange de combustible, de comburants et de matière inerte, pouvant contenir un composé chimique explosif, mais contenant au moins 5% d'eau. Ces explosifs sont utilisés sous deux formes distinctes:

- Les gels à consistance pâteuse, qui sont généralement encartouchés ;
- Les bouillies pompables, dont la consistance liquide permet le chargement en vrac par pompage.

III.4.5. Les émulsions

Les émulsions sont des mélanges de nitrate d'ammonium en solution aqueuse sous forme de gouttelettes microscopiques emprisonnées dans une matrice liquide à base d'huile contenant une faible proportion d'émulsifiant.

III.4.6. Les nitrates fuels alourdis

Les nitrates fuels alourdis sont constitués par du nitrate fuel (25 à 75%) enrobé dans une matrice d'explosif bouillie ou d'émulsion (25 à 75%) dont le rôle est d'améliorer les performances et la résistance à l'eau du nitrate fuels sans en accroître la sensibilité.

Les nitrates fuels alourdis sont surtout utilisés en vrac. Ils se présentent sous la forme :

- De produits granulaires plus ou moins collants lorsque la proportion de nitrate fuel est supérieure à 40%. Dans ce cas, leur chargement en vrac s'effectue par gravité ;
- De pâtes plus ou moins visqueuses contenant des granulés épars de nitrate fuel lorsque la proportion de celui-ci est inférieure à 40%. Dans ce cas, leur chargement en vrac s'effectue par pompage.

III.5. Caractéristique de l'explosif [7]

Les principales caractéristiques d'explosifs industriels sont suivantes:

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

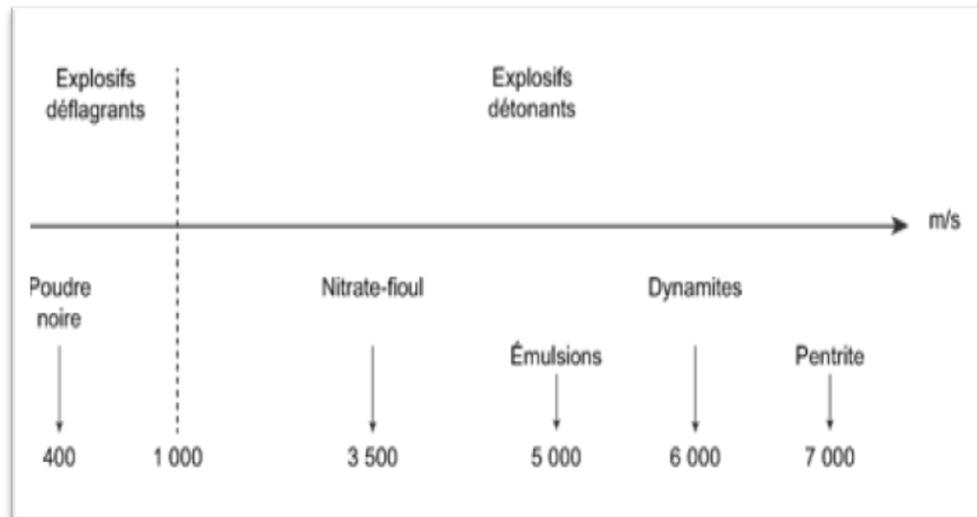


Figure III.1. Vitesse de détonation des principaux explosifs [11].

III.6. Types d'explosifs fabriqués par L'ONEX

Les principaux explosifs fabriqués par office nationale de substance explosif (ONEX) sont suivant [12] :

- ✓ **ANFO** : est un explosif nitraté de couleur blanche-rose, d'aspect fluide, contenant comme combustible du fuel oil domestique. Il est amorcé au moyen de cordons détonant ou un autre explosif brisant ;
- ✓ **TEMEX** : fait partie de la famille des explosifs en émulsions .ce type de l'explosif offre par rapport aux explosifs classiques des avantages substantiels à savoir :
 - Produit hydrofuge : utilisé à ciel ouvert et en souterrain, même en milieu subaquatique ;
 - Produit plus sécurisant lors du transport, du stockage et de l'utilisation.
- ✓ **Gélanite** : la gélanite est un explosif nitré d'une consistance gélaniteuse dont la couleur varie du jaune au marron claire. Ce types d'explosif est caractérisé par une densité élevée traduit par une vitesse de détonation important qu'on peut la utilisée dans des terrains à roches dures à semi-dures, pour des travaux d'abattage ciel ouvert ou en souterrain et des avantage suivant :
 - Consistance gélaniteuse très résistance ;
 - Capacité d'abattage des roches très dures même en présence d'eau.
- ✓ **Marmanit** : La marmanite est un explosif pulvérulent de couleur grise constituée de nitrate d'ammonium et d'un explosif brisant comme le TNT.

Elle est utilisée dans les terrains secs ou faiblement humides, elle est adaptée aussi aux terrains à roches tendre à mi-dures et des avantages suivant :

- Explosif de sureté, peu sensible aux actions mécaniques ;
- Explosif caractérisé par une charge linéaire réduit qui favorise son utilisation pour les terrains mi dures.

III.7. L'amorçage et les accessoires de tir

III.7.1. Les accessoires de tir [7]

- ✓ **Fil de tir** : Le fil de tir est de diamètre 0,6 mm gainé par du P.V.C antistatique ;
- ✓ **Détonateur électrique instantané (DEI)** : Ce type de détonateur est utilisé pour amorcer plusieurs charges simultanément ;
- ✓ **Détonateur électrique à micro -retard (DMR)**: Ce type de détonateur est utilisé pour amorcer des charges d'explosifs avec un retard pyrotechnique mesuré en millisecondes (20/25ms) ;
- ✓ **Le cordeau détonant** : Le cordeau détonant c'est un cordeau flexible composé d'une âme en penthrite, très brisant, entourée de plusieurs enveloppes de fils tressés recouvrant d'une matière plastique.

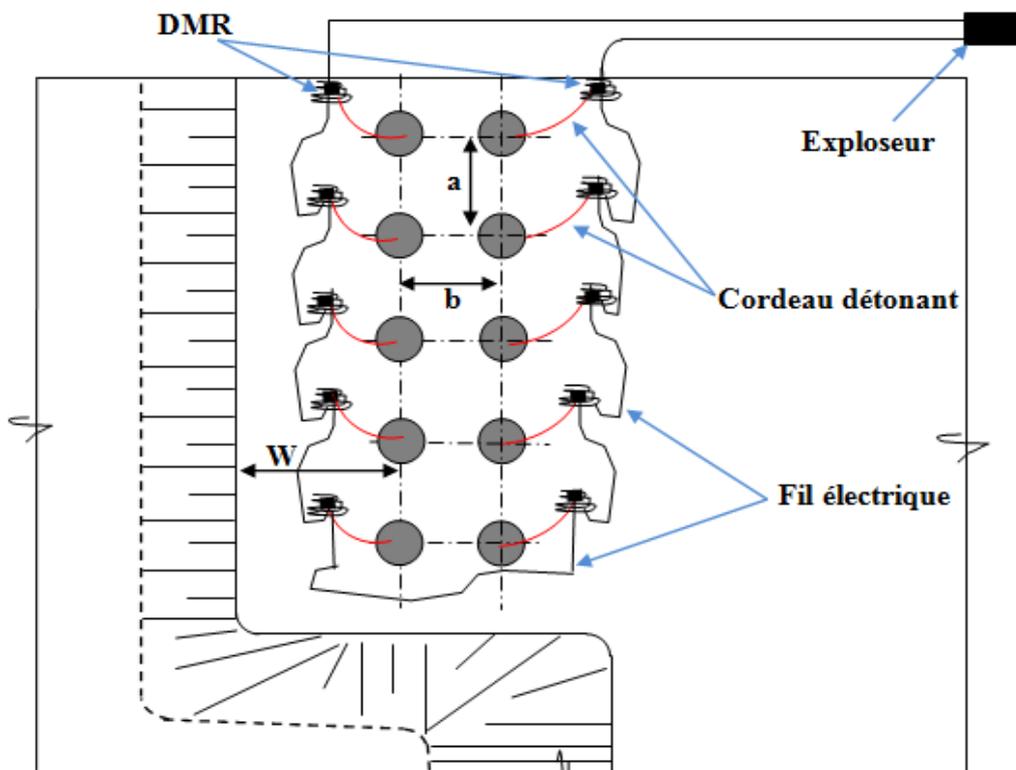


Figure III.2. Schéma représente les accessoires de tirs [13].

III.7.2. Amorçage

Pour provoquer la décomposition d'un explosif il est nécessaire de lui apporter un minimum d'énergie d'activation. Il existe plusieurs manières d'apporter cette énergie ; chacune d'elles se traduit par un phénomène de transfert thermique rapide qui a pour origine des chocs, des frottements des étincelles des inflammations, une onde de choc etc...

III.7.2.1. Type d'amorçage [7]

a) Amorçage latéral

L'amorçage latéral est réalisé par détonation d'un cordeau détonant. Ce cordeau détonant est caractérisé par sa densité de penthrite exprimée en g/m (3.5 à 70g/m) et par sa vitesse de détonation (6000 à 7000 m/s).

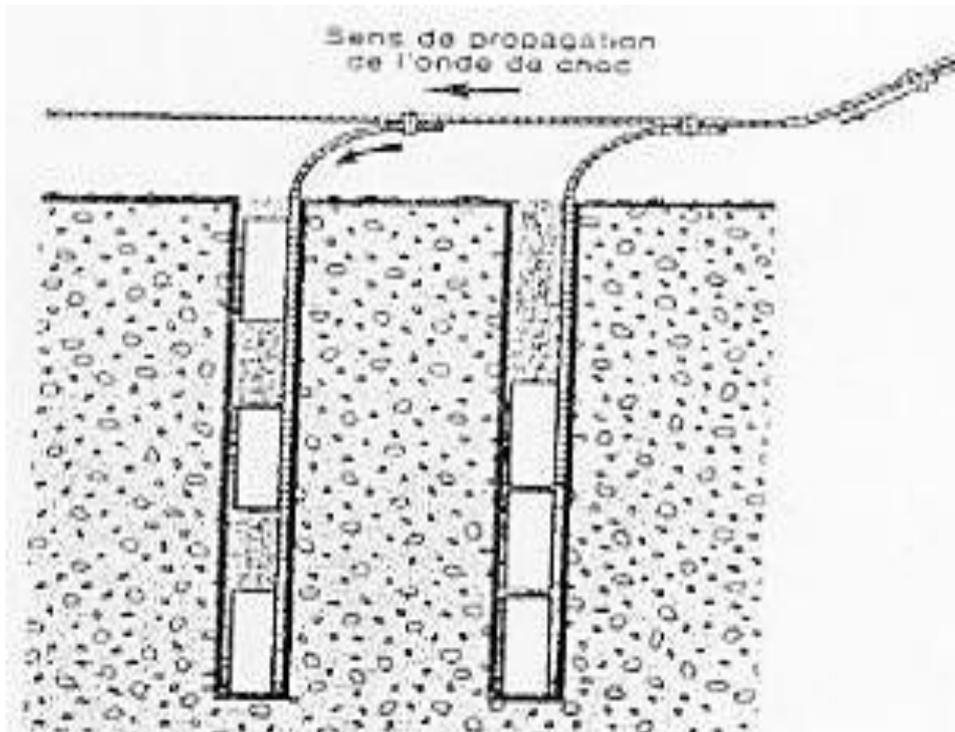


Figure III.3 : Schéma de l'amorçage latéral [14].

b) Amorçage ponctuel

Avec un détonateur par trou placé sur la première cartouche mise en place. La détonation est propagée du bas vers haut par l'explosif.

L'amorçage ponctuel postérieur s'est révélé plus intéressant et plus avantageux que l'amorçage ponctuel antérieur [9].

Chapitre IV

Conception et réalisation du plan de tir

Chapitre IV: Conception et réalisation du plan de tir

Introduction

La conception générale d'un tir doit prendre en compte les principes théoriques, qui sont principalement:

- l'adaptation de l'explosif au massif (afin d'optimiser l'énergie transmise dans ce milieu connexe) ;
- la création d'un maximum de faces libres afin de faciliter les réflexions d'ondes de contraintes qui créent la fissuration.

La conception d'un plan de tir s'appuie sur un certain nombre de données variables et d'éléments propres à l'entreprise qu'il faut s'efforcer de connaître ou de définir. Avant d'entreprendre la conception, il faut :

- Définir les objectifs techniques et économiques et en particulier ceux qui concernent la granulométrie et les coûts ;
- Caractériser le massif (fracturation en place, la résistance de la roche et l'hydrogéologie et les hétérogénéités) ;
- Connaître les possibilités complètes des matériels disponibles à l'amont du tir pour la foration, ainsi qu'à l'aval, pour le chargement et dans certains cas, le concasseur (ce dernier point devrait constituer un objectif technique, à cause de sa limite d'ouverture) ;
- Connaître les caractéristiques principales des explosifs disponibles: leur densité, leur énergie (si possible mesurée sous l'eau), leur résistance à l'eau ;
- Préciser les contraintes de l'environnement (distance des installations riveraines et niveaux acceptables maximum de vibrations, bruit, projections et poussières).

IV.1. Les principaux paramètres du plan de tir

Le plan de tir sera 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. Les paramètres d'un plan de tir suivants :

- Hauteur de gradin ;
- Diamètre de trou ;
- Angle d'inclinaison de trou ;
- Profondeur du sur-forage ;
- Profondeur du trou ;
- Ligne de moindre résistance;
- Distance entre deux rangées ;
- Espacement entre trou de mine ;
- Chargement explosif de fond ;
- Charge de fond ;
- Charge d'explosif de colonne ;
- Hauteur de bourrage ;
- charge de colonne ;
- Quantité d'explosif par trou ;
- Quantité d'explosif totale ;
- Nombre de trous.
- Consommation spécifique d'explosif ;

Les paramètres d'un plan de tir calculent par deux méthodes suivantes :

- Méthode Soviétique ;
- Méthode de Langefors.

IV.2. Méthode de calcul des paramètres d'un plan de tir

IV.2.1. Méthode Soviétique [8] [6]

IV.2.1.1. Hauteur de gardian

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

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

Dans notre cas la hauteur du gradin ne dépasse pas 11.5 m.

IV.2.1.2. Diamètre de trou

Le diamètre du trou dépend du type de travail et du degré de fragmentation de la roche. Les trous à large diamètre donnent une meilleure économie de forage mais induit ultérieurement des coûts additionnels.

Le diamètre du trou est sensiblement celui du taillant de forage et la détermination de ce paramètre dépend du matériel dont dispose l'exploitant et traitement de minerai.

Dans notre travail le diamètre du trou est choisi selon les caractéristiques technique de la station de concassage (l'ouverture du concasseur primaire) est donné par la formule suivante :

$$D_{tr} = D_{max} \times K$$

Où :

- D_{tr} : Diamètre de trou ;
- K : Coefficient de tirabilité de roche

Tableau IV.1 : coefficient de tirabilité.

Tirabilité de roche	Valeur de (k)
pour une roche difficile	0.1
pour une roche moyenne	0.2
pour une roche facile	0.3

Dans notre cas on a roche difficile donc le coefficient de tirabilité égale ($K= 0.1$) ;

- D_{max} : Dimension maximale admissible du bloc sauté se détermine en fonction des paramètres des engins miniers. Dans notre cas se calcule après la station de concassage.

Avec :

$$D_{max} \leq 0.8 \times a$$

Où :

- a : Capacité de l'ouverture de la station de concassage primaire ($a = 850$ mm).

Donc :

$$D_{tr} = 0.8 \times 850 \times 0.1$$

$$\Rightarrow D_{tr} = 68 \text{ mm}$$

IV.2.1.3. Profondeur du sur-forage

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

La longueur de profondeur du sur-forage dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou et des propriétés d'explosif. Cette dernière est déterminée par la formule suivante :

$$L_s = [10 \div 15] \times D_{tr}$$

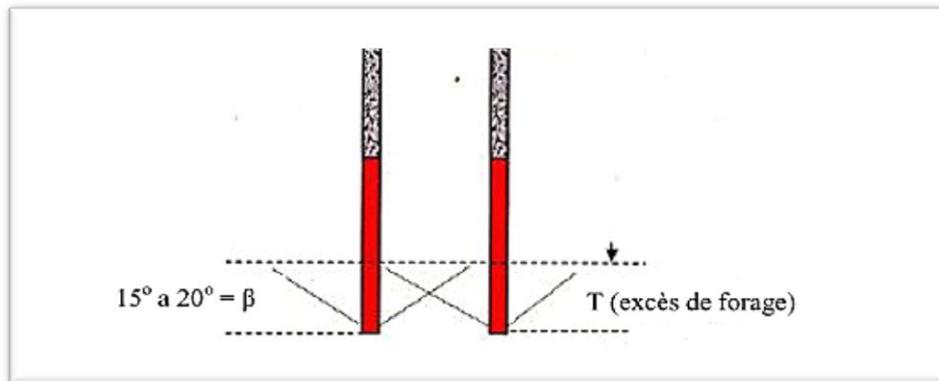
Où :

- L_s : Profondeur du sur-forage ;
- D_{tr} : Diamètre de trou, (m).

Donc :

$$L_s = 12.5 \times 0.068$$

$$\Rightarrow L_s = 0.85$$



FigureIV.1.La rupture de la roche au pied du gradin.

IV.2.1.4.Consommation spécifique de l'explosif

Dans les conditions naturelles, la consommation spécifique de l'explosif est déterminée par la relation suivante :

$$q = Q_{et} \times K_{ex} \times K_f \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd}$$

Où :

- Q_{et} : La consommation spécifique étalon correspond de la résistance de traction, compression, et déplacement ;

$$Q_{et} = 0.02 \times (R_c + R_{dp} + R_{tr}) + 2 \times \rho$$

Avec :

- R_c : résistance de compression (918 Kgf/cm²) ;

- R_{tr} : résistance de traction $[0.8 \div 0.12] \times R_c$ on prend ($R_{tr} = 91.8 \text{ Kgf/cm}^2$) ;
- R_{dp} : résistance de déplacement $[0.2 \div 0.33] \times R_c$
On prend ($R_{dp} = 229.5 \text{ Kgf/cm}^2$) ;
- ρ : la masse volumique (2.6 t/m^3).

Donc :

$$Q_{et} = 0.02 \times (918 + 91.8 + 229.5) + 2 \times 2.6$$

$$\Rightarrow Q_{et} = 29.99 \text{ g/m}^3$$

Selon le tableau IV.1 situe ci-après, il s'agit d'un calcaire à tirabilité difficile avec la classe trois et la catégorie 15.

Tableau IV.2 : Classification de la tirabilité des roches.

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

- K_{ex} : Coefficient de conversion de l'explosif étalon utilisé ;

$$K_{ex} = \frac{A_{et}}{A_{ut}}$$

Avec :

- A_{et} : aptitude de travail de l'explosif étalon ($A_{et} = 360 \text{ cm}^3/10\text{g}$) ;
- A_{ut} : aptitude de travail de l'explosif utilisé ($A_{ut} = 260 \text{ cm}^3/10\text{g}$).

Donc :

$$K_{ex} = \frac{360}{260}$$

$$\Rightarrow K_{ex} = 1.38$$

- K_f : coefficient tenant compte l'influence de la fissuration ;

$$K_f = 1.2 \times L_m + 0.2$$

Avec :

- L_m : dimension moyenne du bloc dans le massif ($L_m = 2\text{m}$).

Donc :

$$K_f = 1.2 \times 2 + 0.2$$

$$\Rightarrow K_f = 2.6$$

- K_d : coefficient tenant compte de degré de la fragmentation demandé ;

$$K_d = \frac{0.5}{D_{\max}}$$

Avec :

- D_{\max} : diamètre maximale de l'ouverture de la station de concassage premier

$$D_{\max} = 680 \text{ mm ;}$$

Donc :

$$K_d = \frac{0.5}{0.68}$$

$$\Rightarrow K_d = 0.74$$

- K_{sd} : coefficient tenant compte de nombre de surface dégagé est déterminé d'après le tableau IV.3 :

Tableau IV.3. Coefficient K_{sd} en fonction de la surface libre

Nombre de surface libre	Valeur de K_{sd}
1	10
2	8
3	6
4	4
5	2
6	1

Dans notre carrière on a deux surfaces de dégagement donc $K_{sd} = 8$

- K_c : coefficient tenant compte de degré de la charge, dépend de la tirabilité de roche, choisir d'après le tableau IV. 2.

Tableau IV. 4 : Le coefficient K_c en fonction de la tirabilité de roche

Tirabilité de roche	Valeur de K_c
Roche difficile	[0.7 ÷ 0.8]
Roche moyenne	[0.85 ÷ 0.9]
Roche facile	[0.95 ÷ 1]

Donc : on a roche difficile : $K_c = 0.75$

- K_v : coefficient qui tient compte de l'influence de volume de la roche a fragmenté par l'explosif.

Si :

$$H_g > 15 \Rightarrow K_v = \sqrt[3]{\frac{H_g}{15}}$$

Ou bien :

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

Mais on a $H_g < 15$ m

Donc :

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{11.5}}$$

$$\Rightarrow K_v = 1.09$$

En fin :

$$q = 29.99 \times 1.38 \times 2.6 \times 0.74 \times 0.75 \times 1.09 \times 8$$

$$\Rightarrow q = 0.52 \text{ Kg/m}^3$$

IV.2.1.5. Ligne de moindre résistance

On donne le nom de la ligne de moindre résistance, la distance entre le trou et la surface libre du gradin. Dans notre cas on a des trous inclinés donc la ligne de moindre résistance est calculée par la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{P^2 + 4 \times m \times q \times H_g \times P \times L_{tr}} - P}{2 \times m \times H_g \times q} ; [\text{m}]$$

Où :

- H_g : hauteur du gradin, (**11.5m**) ;
- L_{tr} : longueur du trou, (m).

Avec :

$$L_{tr} = \frac{H_g}{\sin \beta} + L_s ; [\text{m}]$$

Où :

- β : l'angle d'inclinaison de trou (**75°**) ;

Donc :

$$L_{tr} = \frac{11.5}{\sin 75} + 0.85$$

$$\Rightarrow L_{tr} = 12.75 \text{ m}$$

- P : charge métrique ;

Avec :

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

Où :

- Δ : Densité moyenne de l'explosif, (g/cm^3) ;

Tell que :

$$\Delta = \frac{\Delta_1 \times \%_1 + \Delta_2 \times \%_2}{100} ; [\text{Kg/m}^3]$$

- Δ_1 : Densité de TEMEX (**1.22 g/cm³**) ;
- Δ_2 : Densité d'ANFO (**0.85 g/cm³**) ;
- $\%_1$: Pourcentage de TEMEX (**70 %**) ;
- $\%_2$: Pourcentage d'ANFO (**30 %**).

Alors :

$$\Delta = \frac{1.22 \times 70 + 0.85 \times 30}{100}$$

$$\Rightarrow \Delta = 1109 \text{ Kg/m}^3$$

Donc :

$$P = \frac{3.14 \times 0.068^2 \times 1109}{4}$$

$$\Rightarrow P = 4.02 \text{ Kg/m}$$

- q : consommation spécifique, ($q = 0.52 \text{ Kg/m}^3$) ;
- m : coefficient de rapprochement de trou en fonction de la dureté (f) est déterminé par la formule suivante :

$$m = 1.66 - 0.066 \times f$$

Tel que :

$$f = \frac{R_c}{100}$$

$$\Rightarrow f = 9$$

Donc :

$$m = 1.66 - 0.066 \times 9$$

$$\Rightarrow m = 1.06$$

En fin :

$$W = \frac{\sqrt{4.02^2 + 4 \times 1.06 \times 0.52 \times 11.5 \times 4.02 \times 12.75} - 4.02}{2 \times 1.06 \times 11.5 \times 0.52}$$

$$\Rightarrow W = 2.54 \text{ m}$$

IV.2.1.6. Espacement entre trous de mine

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

$$a = m \times W ; [\text{m}]$$

Où :

- a : Espacement entre les trous, (\mathbf{m}) ;
- m : Coefficient de rapprochement entre deux trous, ($\mathbf{m=1.06}$) ;
- W : ligne de résistance des roches au pied du gradin, ($\mathbf{W=2.54m}$).

Donc :

$$a = 1.06 \times 2.54$$

$$\Rightarrow a = 2.69 \text{ m}$$

Cette relation permet de déterminer la condition optimum de la rupture et de la fragmentation. En faisant varier les valeurs de a et de W de telle façon que le produit $a \times W$ reste constant, on obtiendra approximativement le même résultat. Cependant, la fragmentation sera modifiée par cette variation de la façon suivante :

- En augmentant a et en diminuant W , la roche est plus fragmentée, et les blocs sont plus petits ;
- En diminuant a et en augmentant W , la fragmentation est moindre, et les blocs obtenus sont plus gros.

IV.2.1.7. Distance entre deux rangées

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

- pour un tir instantané $\Rightarrow b = a$; [m]
- pour un tir a micro retard $\Rightarrow b = 0.8 \times a$; [m]

Dans la carrière d'Azrou Concassage est utilisée la maille quinconce

Donc :

$$b = 0.8 \times a ; [m]$$

Alors :

$$b = 0.8 \times 2.69$$

$$\Rightarrow b = 2.15 \text{ m}$$

IV.2.1.8. Répartition de la charge

a) Quantité d'explosif dans un trou

La quantité totale de la charge d'explosif dans un trou est la somme des charges d'explosif de colonne et celle du pied.

On utilise la formule suivante :

$$Q = q \times a \times W \times H_g \text{ [Kg/trou]}$$

Où :

- E : Distance entre deux trous, ($a=2.69 \text{ m}$);
- b : Distance entre deux rangées de trous, ($W=2.54 \text{ m}$) ;
- H_g : Hauteur du gradin, ($H_g = 11.5 \text{ m}$).

Donc :

$$Q = 0.52 \times 2.69 \times 2.54 \times 11.5$$

$$\Rightarrow Q = 40.86 \text{ Kg/trou}$$

b) Longueur de la charge d'explosif dans un trou

La longueur de la charge donnée par la formule suivant :

$$L_{ch} = \frac{Q}{p} \text{ [m]}$$

Où :

- L_{ch} : longueur de la charge d'explosif dans un trou, (m) ;
- Q : quantité d'explosif dans un trou, (kg/trou) ;
- P : charge métrique, (kg/m).

Donc :

$$L_{ch} = \frac{40.86}{4.02}$$

$$\Rightarrow L_{ch} = 10.16 \text{ m}$$

IV.2.1.9. Bourrage

Le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. Il est réalisé par des matériaux inertes (sable ou terre humide, argile). Le bourrage réalisé avec d'usable fin bouche le trou afin d'empêcher la détonation à l'air libre et aussi les projections.

a) Longueur de bourrage

La longueur du bourrage est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} \text{ ; [m]}$$

Où :

- L_b : longueur de bourrage (**m**) ;
- L_{tr} : longueur de trou (**12,75 m**).

Donc :

$$L_b = 12.75 - 10.16$$

$$\Rightarrow L_b = 2.59 \text{ m}$$

b) Longueur de bourrage de bouchon

La longueur de bourrage de bouchon est donnée par la formule suivant :

$$L_{bb} = [20 \div 30] \times D_{tr} \text{ ; [m]}$$

- L_{bb} : Longueur de bourrage de bouchon (m).

Donc :

$$L_{bb} = 30 \times D_{tr} ; [\text{m}]$$

Alors :

$$L_{bb} = 30 \times 0.068$$

$$\Rightarrow L_{bb} = 2.04 \text{ m}$$

IV.2.1.10. Volume du bloc

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

$$V_b = \frac{P_{an}}{N_m \times N_{int} \times \rho} ; [\text{m}^3]$$

- P_{an} : Production annuelle planifiée par la carrière = 1000000 t ;
- ρ : la masse volumique, (2.6 t/m³) ;
- N_{int} : Nombre de tir par mois, (2 tirs) ;
- N_m : Nombre des mois ouvrables par an, ($N_m = 9.5 \text{ mois}$) ;
- V_b : volume du bloc abattu.

Donc :

$$V_b = \frac{1000000}{9.5 \times 2 \times 2.6}$$

$$\Rightarrow V_b = 20243 \text{ m}^3$$

IV.2.1.11. Section de bloc abattue

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

$$S_b = \frac{V_b}{H_g} ; [\text{m}^2]$$

Où :

- S_b : la section du bloc abattu.

Donc :

$$S_b = \frac{20243}{11.5}$$

$$\Rightarrow S_b = 1760.26 \text{ m}^2$$

IV.2.1.12. Largeur d'enlevure(bloc)

La Largeur d'enlevure est donnée par la formule suivante :

$$A = W + b(n-1); [\text{m}]$$

Où :

- W : La ligne de moindre résistance, (**2.54 m**) ;
- b : La distance entre les rangés, (**2.15 m**) ;
- n : Nombre de rangés, (**n=4**) ;
- A : Largeur d'enlevure, (**m**).

Donc :

$$A = 2.54 + 2.15 \times (4-1)$$

$$\Rightarrow A = 9 \text{ m}$$

IV.2.1.13. longueur du bloc

La longueur du bloc est donnée par la formule suivante :

$$L_{bl} = \frac{S_b}{A} ; [\text{m}]$$

Où :

- L_{bl} : Longueur du bloc.

Donc :

$$L_{bl} = \frac{1760.26}{9}$$

$$\Rightarrow L_{bl} = 195.58 \text{ m}$$

IV.2.1.14. Volume de minerai abattu par un trou

Le volume de minerai abattu par un trou est donné par la formule suivante :

$$V_{tr} = a \times W \times H_g ; [\text{m}^3]$$

Où :

- V_{tr} : Volume de minerai abattu par un trou.

Donc :

$$V_{tr} = 2.69 \times 2.54 \times 11.5$$

$$\Rightarrow V_{tr} = 78.57 \text{ m}^3$$

IV.2.1.15. Nombre des trous dans un bloc

Le nombre des trous dans un bloc est donné par la formule suivante :

$$N_{tr} = \frac{A \times L_{bl}}{a \times b}$$

Où :

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

Donc :

$$N_{tr} = \frac{9 \times 195.58}{2.69 \times 2.15}$$
$$\Rightarrow N_{tr} = 305 \text{ Trous}$$

IV.2.1.16. Quantité d'explosif totale dans un bloc

La quantité d'explosif totale dans un bloc est donnée par la formule suivante :

$$Q_{tot} = Q \times N_{tr} ; [\text{Kg}]$$

Où :

- Q_{tot} : Quantité d'explosif totale dans un bloc.

Donc :

$$Q_{tot} = 40.86 \times 305$$
$$\Rightarrow Q_{tot} = 12462.3 \text{ Kg}$$

IV.2.1.17. Longueur total foré

La Longueur total foré est donné par la formule suivante :

$$L_{tf} = N_{tr} \times L_{tr} ; [\text{m}]$$

Où :

- L_{tf} : Longueur total foré.

Donc :

$$L_{tf} = 305 \times 12.75$$
$$\Rightarrow L_{tf} = 3888.75 \text{ m}$$

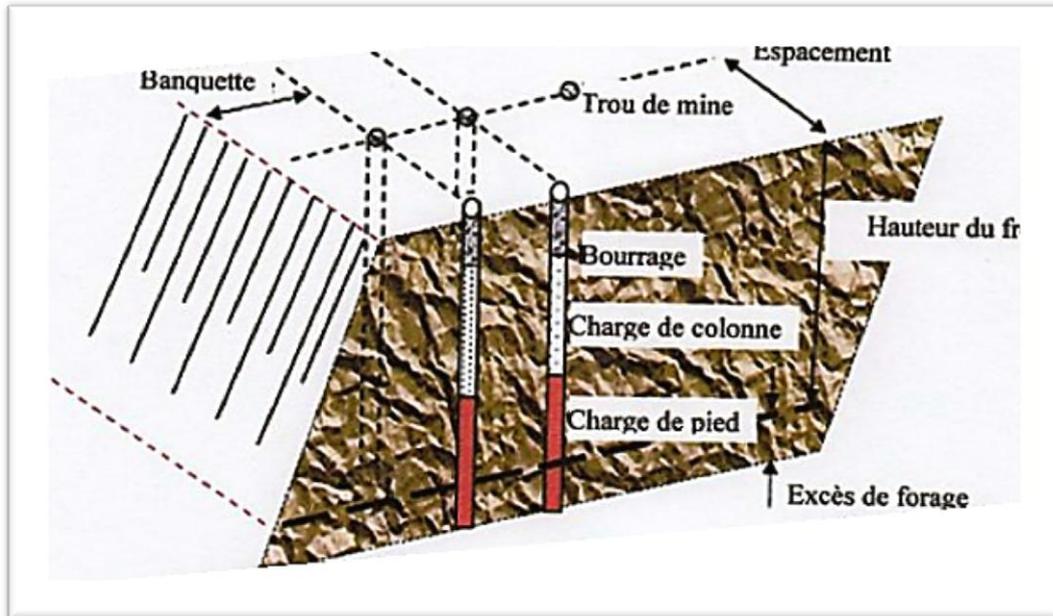


Figure IV.2. Schéma de disposition des trous [10].

IV.2.2.Méthode de Langefors [15]

IV.2.2.1.Banquette maximale

La banquette maximale trouvée par la formule suivante :

$$B_{\max} = 0.03 \times D_{tr} \times \sqrt{\frac{S \times \rho}{C \times f \times \frac{a}{B}}} ; [m]$$

Où :

- B_{\max} : Banquette maximale ;
- D_{tr} : diamètre du trou de mine (68 mm) ;
- S : puissance de la charge de fond de l'explosif ;
- ρ : densité de l'explosif utilise ($\rho=1.035 \text{ g/cm}^3$) ;
- C : résistance au tirage, (0.37 kg/m^3) ;
- f : facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine (α) ;
- a/B : rapport de la maille.

a) Puissance de la charge de fond de l'explosif ; (weight strength)

La puissance de la charge de fond de l'explosif ; (weight strength) trouvé par la formule suivante :

$$S = \frac{5}{6} \times \left(\frac{E_t}{E_{to}} \right) + \frac{1}{6} \times \left(\frac{V_g}{V_{go}} \right)$$

Où :

- E_t : énergie totale dégagée par l'explosif ($E_t = 3987 \text{ KJ /Kg}$) ;
- V_g : volume de gaz dégagé par l'explosif ($V_g = 868 \text{ L/Kg}$) ;
- E_{to} et V_{go} sont les valeurs correspondant à celle de la dynamite suédoise (dynamite de référence) ; ($E_{to} = 4848.8 \text{ KJ /Kg}$; $V_{go} = 850 \text{ L/Kg}$).

Donc :

$$S = \frac{5}{6} \times \left(\frac{3987}{4807} \right) + \frac{1}{6} \times \left(\frac{868}{865} \right)$$

$$\Rightarrow S = 0.86$$

a) Résistance au tirage

La valeur de la résistance au tirage illustré dans le tableau IV.4.

Tableau IV.5 : Résistance au tirage de quelques roches :

Roche	C (kg/m ³)
Basalte	0,33
Calcaire crayeux	0.25
Calcaire moyen à dur	0,35 ÷ 0,40
Diorite	0.45
Granite dur	0.45
Grés fins	0.40
Quartzite pâte fine	0.53
Quartzite fracturé	0.30

Pour les calcaires durs (notre cas) on prend la valeur de : $C = 0,37 \text{ kg/m}^3$

b) Facteur de contrainte

La variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous illustré dans le tableau IV.5 ci-dessous :

Tableau IV.6 : Variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous :

Inclinaison du trou, β (°)	0	15	30	45
Facteur de contrainte, f	1.11	1.02	0.92	0.83

Pour notre cas $\beta = 15^\circ$, on prendra la valeur de f égale à 1,02.

c) Rapport de la maille (a/B)

a est l'espacement entre trous et B la banquette. Ce rapport influe sur la granulométrie des produits :

- Pour l'obtention de granulats on recommande $1 < a/B < 1,3$
- Pour la production d'engroissement on conseille $0,8 < a/B < 1$

Dans notre cas on prend le rapport de la maille a/B égal 1.25

Donc :

$$B_{\max} = 0.03 \times 68 \times \sqrt{\frac{0.86 \times 1.035}{0.37 \times 1.02 \times 1.25}}$$

$$\Rightarrow B_{\max} = 2.80 \text{ m}$$

IV.2.2.2. Banquette pratique

La Banquette pratique trouvée par la formule suivante :

$$B = B_{\max} - 0.05 \times H_g ; [\text{m}]$$

Où :

- B : Banquette pratique, (m).

Donc :

$$B = 2.80 - 0.05 \times 11.5$$

$$\Rightarrow B = 2.23 \text{ m}$$

IV.2.2.3. Espacement entre trous de mine

L'espacement entre les trous est donné par la formule suivante :

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

Donc :

$$a = 1.25 \times 2.23$$

$$\Rightarrow a = 2.78 \text{ m}$$

IV.2.2.4. Profondeur de Sur – forage

La profondeur de sur- forage est donnée par la formule suivante :

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

Donc :

$$L_s = 0.3 \times 2.80$$

$$\Rightarrow L_s = 0.84 \text{ m}$$

IV.2.2.5. Profondeur du trou

Dans notre cas nous avons des trous inclinés, alors la profondeur de trou est donnée par la formule suivante :

$$L_{tr} = \frac{H_g}{\sin \beta} + L_s ; [\text{m}]$$

Donc :

$$L_{tr} = \frac{11.5}{\sin 75} + 0.84$$

$$\Rightarrow L_{tr} = 12.75 \text{ m}$$

IV.2.2.6. Distance entre deux rangées

La distance entre deux rangées des trous dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin est donnée par la formule suivante :

$$b = \frac{B}{\sin \beta} ; [\text{m}]$$

Donc :

$$b = \frac{2.23}{\sin 75}$$

$$\Rightarrow b = 2.31 \text{ m}$$

IV.2.2.7. Construction de la charge

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

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

a) La hauteur de la charge de pied

La zone qui assurée le cisaillement de la partie basse et son déplacement est définie par la formule suivante :

$$L_p = 1.3 \times B_{\max} ; [\text{m}]$$

Où :

- L_p : La hauteur de la charge de pied.

Donc :

$$L_p = 1.3 \times 2.80$$

$$\Rightarrow L_p = 3.64 \text{ m}$$

b) Charge linéaire de pied

Elle est donnée par la relation empirique suivante :

$$C_p = 0.88 \times \left(\frac{f}{S} \right) \times \left(\frac{a}{B} \right) \times \left(\left(\frac{0.07}{B} \right) + C + 0.004 \times B \right) \times B^2 ; [\text{Kg/m}]$$

Où :

- C_p : Charge linéaire de pied.

Donc :

$$C_p = 0.88 \times \left(\frac{1.02}{0.86} \right) \times \left(\frac{2.78}{2.23} \right) \times \left(\left(\frac{0.07}{2.23} \right) + 0.37 + 0.004 \times 2.23 \right) \times 2.23^2$$

$$\Rightarrow C_p = 2.66 \text{ Kg/m}$$

c) Quantité d'explosif au pied du gradin

La Quantité d'explosif au pied du gradin défini par :

$$Q_p = L_p \times C_p ; [\text{Kg}]$$

Où :

- Q_p : Quantité d'explosif au pied du gradin.

Donc :

$$Q_p = 3.64 \times 2.66$$

$$\Rightarrow Q_p = 9.67 \text{ Kg}$$

d) Longueur de bourrage

La hauteur du bourrage est définie par la formule suivante :

$$L_b = B ; [\text{m}]$$

Donc :

$$L_b = 2.23 \text{ m}$$

e) La hauteur de la charge de colonne

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

$$L_c = L_{tr} - (L_p + L_b) ; [\text{m}]$$

Où :

- L_c : La hauteur de la charge de colonne.

Donc :

$$L_c = 12.75 - (3.64 + 2.23)$$

$$\Rightarrow L_c = 6.88 \text{ m}$$

f) Charge linéaire de colonne

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

$$C_c = 0.5 \times C_p \text{ ; [kg/m]}$$

Où :

- C_c : Charge linéaire de colonne.

Donc :

$$C_c = 0.5 \times 2.66$$

$$\Rightarrow C_c = 1.33 \text{ kg/m}$$

g) Quantité d'explosif en colonne

La Quantité d'explosif en colonne est déterminée par la formule suivante :

$$Q_c = L_c \times C_c \text{ ; [kg]}$$

Où :

- Q_c : Quantité d'explosif en colonne.

Donc :

$$Q_c = 6.88 \times 1.33$$

$$\Rightarrow Q_c = 9.13 \text{ Kg}$$

h) Quantité de charge d'explosifs dans un trou

La charge totale par trou est la charge de pied plus la charge de colonne.

$$Q = Q_c + Q_p \text{ ; [Kg]}$$

Où :

- Q : Quantité de charge d'explosifs dans un trou.

Donc :

$$Q = 9.13 + 9.67$$

$$\Rightarrow Q = 18.80 \text{ Kg}$$

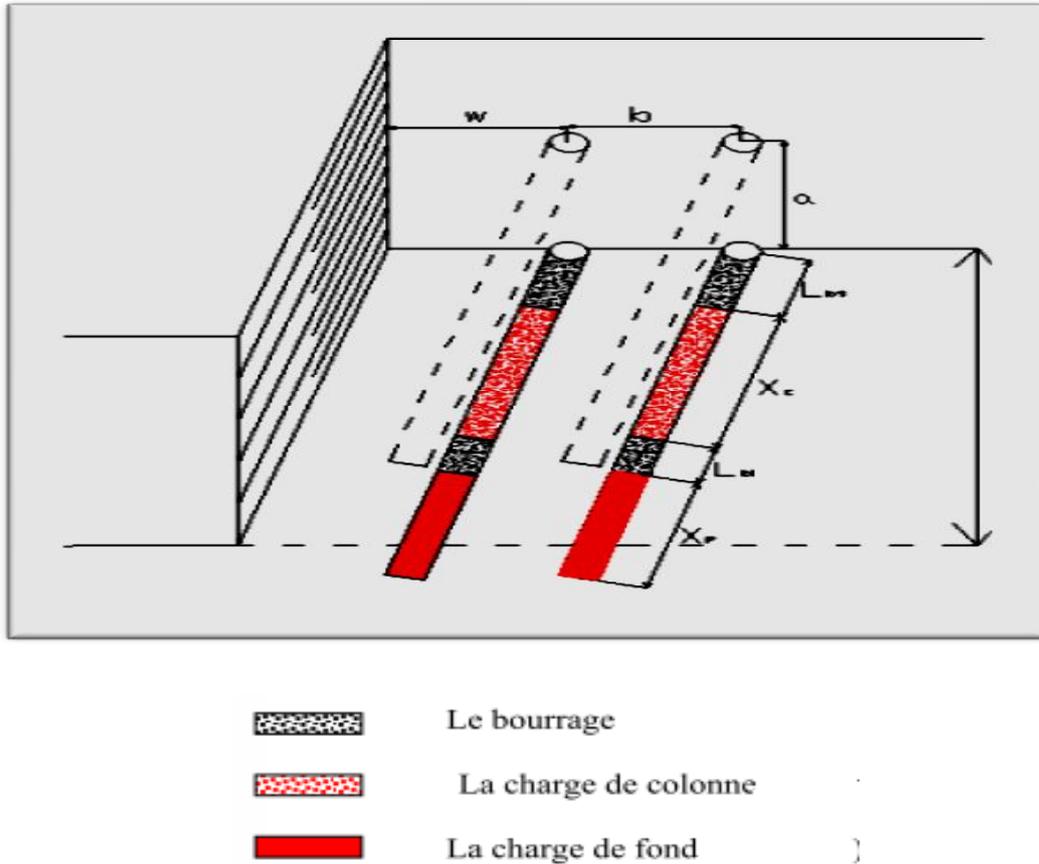


Figure IV.3 : Coupe d'un plan de tir avec distribution des charges [6].

i) Consommation spécifique d'explosif

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage d'un mètre cube de roche.

$$q = \frac{Q}{H_g \times a \times B} ; [\text{Kg/m}^3]$$

Donc :

$$q = \frac{18.80}{11.5 \times 2.78 \times 2.23}$$

$$\Rightarrow q = 0.264 \text{ Kg/m}^3$$

j) Quantité d'explosif totale dans un bloc

La quantité d'explosif total dans un bloc est définie par la formule suivante :

$$Q_{tot} = q \times \left(\frac{P_{an}}{N_{int} \times N_m \times \rho} \right) ; [\text{Kg}]$$

Donc :

$$Q_{tot} = 0.264 \times \left(\frac{1000000}{2 \times 9.5 \times 2.6} \right)$$

$$\Rightarrow Q_{tot} = 5337.86 \text{ Kg}$$

IV.2.2.8. Volume de roche abattu par un trou

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

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

Donc :

$$V_{tr} = 2.78 \times 2.23 \times 11.5$$

$$\Rightarrow V_{tr} = 71.3 \text{ m}^3$$

IV.2.2.9. Nombre de trou dans un bloc

Le nombre de trou est déterminé par la formule suivante :

$$N_{tr} = \frac{Q_{tot}}{Q} ; [\text{Trou}]$$

Donc :

$$N_{tr} = \frac{5337.86}{18.80}$$

$$\Rightarrow N_{tr} = 284 \text{ Trous}$$

IV.2.2.10. Longueur totale foré

La longueur totale forée est déterminé par la formule suivante :

$$L_{tf} = N_{tr} \times L_{tr} ; [\text{m}]$$

Donc :

$$L_{tf} = 284 \times 12.75$$

$$\Rightarrow L_{tf} = 3621 \text{ m}$$

IV.3. Schémas d'un plan de tir

IV.3.1. Schéma d'un plan de tir (méthode Soviétique)

La figure ci-après, représente un schéma du plan de tir élaboré par la méthode Soviétique (D89), le nombre total de trous par tir est 345 trous de mine, le tir est réalisé en quatre (4) volées, trois volées contiennent 90 Trous et un volé contient 35 trous, a pour objectif de réduire la vibration et augmente le rayon de sécurité.

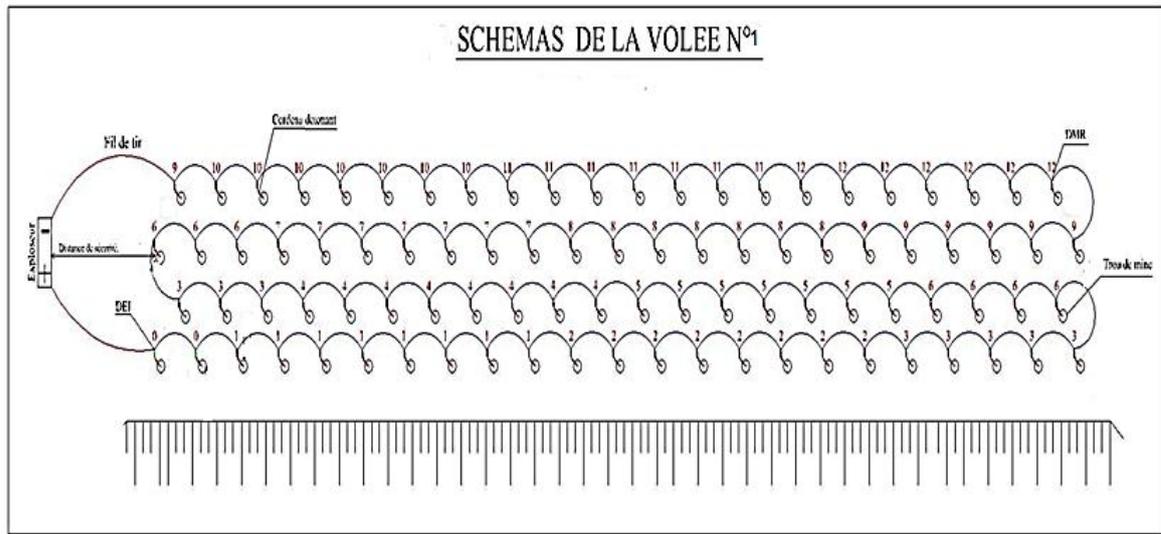


Figure IV.4. Schéma d'un plan de tir (méthode Soviétique)

IV.3.2. Schéma d'un plan de tir (méthode Langefors)

La figure ci-après, représente un schéma du plan de tir élaboré par la méthode Langefors (D89), le nombre total de trous par tir est 148 trous de mine, le tir est réalisé en deux (02) volées, chaque volée contient 74 Trous.

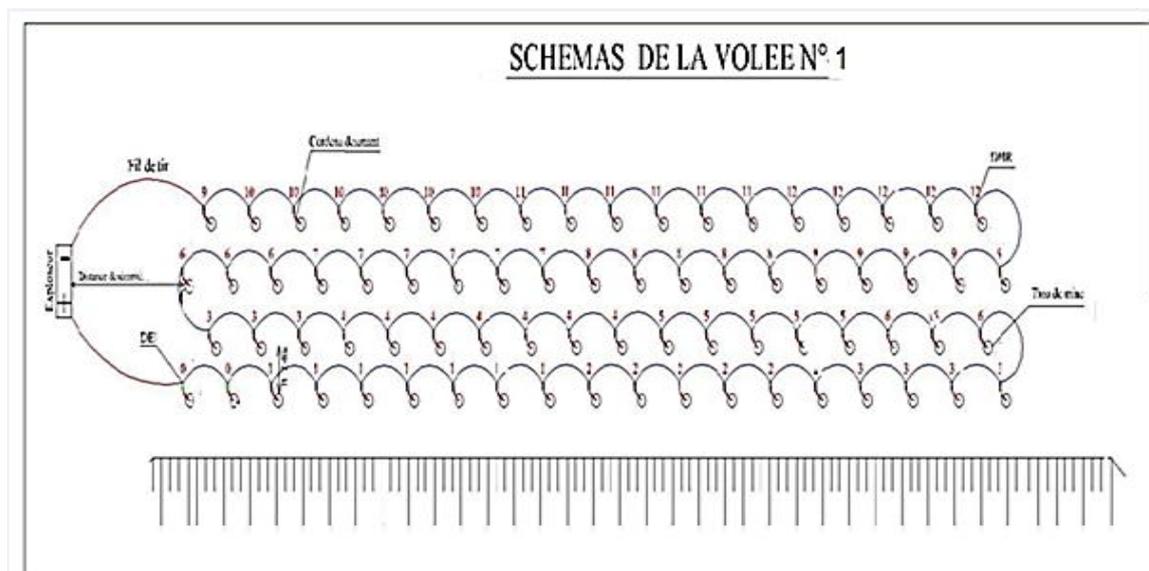


Figure IV.5. Schéma d'un plan de tir (méthode Langefors)

Conclusion

La méthode Soviétique, c'est une méthode classique basée sur, le respect de la consommation spécifique d'explosif estimée satisfaisante pour le massif et l'objectif économique.

Malgré sa facilité d'emploi, cette méthode ne prend pas en compte toutes les données et objectifs de l'exploitation ainsi que les caractéristiques des explosifs utilisés. De plus, de nombreuses combinaisons des paramètres des tirs peuvent donner la même consommation spécifique.

Précisons que la répartition de la charge dans le trou, le diamètre de foration, le rapport de maille, la vitesse de détonation, les rapports de surforation, bourrage et bien d'autres facteurs ne sont pas respectivement pris en compte dans une telle méthode globale.

Par contre, la méthode de Langefors est une méthode empirique, fondée sur toute la technique d'abattage, non seulement sur les caractéristiques des explosifs utilisés, mais aussi sur les paramètres géométrique de tire, à savoir ; le diamètre de foration, le rapport de maille, charge de colonne.

Chapitre V

Optimisation du plan de tir de la carrière de Sidi Yous

Chapitre V : Optimisation du plan de tir de la carrière de Sidi Yous

Introduction

Le plan de tir doit prendre en considération, des exigences ou bien des contraintes sur terrain et adopter les paramètres de tir pour y répondre. Pour cela, il faut concevoir un bon schéma de tir répondant à ces objectifs, en utilisant les différentes méthodes de conception.

L'utilisation du plan de tir actuellement utilisé dans la carrière de Sidi Yous, rencontre des problèmes qui sont comme suit :

- a. Mauvaise fragmentation, cette dernière reflète négativement sur le rendement des engins de chargement et de transport, donc sur la production annuelle prévu par la société
- b. Production des roches hors gabarit ;
- c. Vibrations et bruits, surtout avec l'existence d'habitations à proximité de la carrière ;
- d. Projection des pierres ;
- e. Charge spécifique élevée ce qui influé sur les coûts des explosifs, donc sur prix de revient d'extraction.

V.1.Optimisation d'un plan de tir

Pour traiter et minimiser les problèmes cités ci-dessus. Une étude comparative sera effectuée entre les résultats obtenus des paramètres des plans de tir, ces derniers élaborés par les deux méthodes de conception.

Dans cette comparaison, en se basant sur le choix du diamètre de trous et le type d'explosif utilisé. Toutes en prennent en considération les contraintes suivantes:

- Les dimensions des équipements d'abattage de la société sur terrain ;
- La disponibilité de type d'explosif.

V.1.1. Choix du diamètre de trou de mine

Le diamètre du trou doit être choisi en fonction de l'objectif de production, de granulométrie et du coût global.

- Le coût de la foration diminue généralement avec l'augmentation du diamètre de foration.
- 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);

- 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.

➤ **Méthode Soviétique**

Les résultats indiqués ci-dessous représentant les valeurs des paramètres d'un plan de tir en fonction du diamètre de trou.

Tableau .V.1. Paramètre d'un plan de tir en fonction de diamètre de trou.

Désignation	Valeurs Utilisés actuelle	Valeurs Obtenus		Unité
	Dtr= 89	Dtr= 89	Dtr= 68	
Ligne de moindre résistance (W)	2	3.28	2.54	m
Distance entre deux rangers (b)	2.4	2.77	2.15	m
Distance entre deux trous (a)	2.5	3.46	2.69	m
Rapport de la maille (a/B)	-	-	-	/
Profondeur de sur-forage (L_s)	0.5	1.11	0.85	m
Profondeur de trou (L_{tr})	12	13.10	12.75	m
Bourrage (L_b)	2.5	3.28	2.59	m
Consommation spécifique (q)	0.5	0.52	0.52	Kg/m ³
Quantité d'explosif dans un trou (Q)	36	67.66	40.86	Kg
Quantité d'explosif total (Q_{tot})	12960	12 517.10	12 462.30	Kg
Nombre des trous (N_{tr})	230	185	305	Trous
Longueur total foré (L_{ff})	2 760	2 411.17	3 888.75	m

Interprétation du résultat :

D'après les résultats du tableau, on constate les points suivants :

- La quantité d'explosifs total utilise actuellement dans la carrière « 12 960 kg » représente 1.03 fois de la quantité d'explosif « 12 517.10 kg » obtenue en fonction du diamètre D89 mm,
- Une augmentation des nombres de trous (230 actuellement utilisé et 185 obtenue).

- la consommation spécifique ne dépend pas par la variation du diamètre de trous(D89 et D68).

➤ **Méthode Langefors**

Le tableau ci-après, représente les différents résultats de calcule des paramètres du plan de tir élaboré par la méthode de Langefors en fonction du diamètre de trous.

Tableau .V.2. Paramètres géométrique d'un plan de tir en fonction de diamètre de trou

Désignation	Dtr= 89	Dtr= 68	Unité
Banquette maximale (B_{max})	3.67	2.80	M
Banquette pratique (B)	3.09	2.23	M
Distance entre deux rangers (b)	3.20	2.31	M
Distance entre deux trous (a)	3.87	2.78	M
Rapport de la maille (a/B)	1.25	1.25	/
Profondeur de sur-forage (L_s)	1.10	0.84	M
Profondeur de trou (L_{tr})	13.01	12.75	M
Bourrage (L_b)	3.09	2.23	M
Consommation spécifique (q)	0.27	0.264	Kg/m ³
Quantité d'explosif dans un trou (Q)	37.10	18.80	Kg
Quantité d'explosif total (Q_{tot})	5461.66	5337.86.	Kg
Nombre des trous (N_{tr})	148	284	Trous
Longueur total foré (L_{tf})	1 925	3 621	M

Interprétation du résultat :

D'après résultats obtenus dans le tableau ci-dessus, nous avons constaté que, il y a un rapport entre le diamètre de trou et d'autres paramètres du plan de tir; l'augmentation du diamètre de trous engendre :

- Une diminution considérable de nombre des trous ;
- Une réduction dans la longueur totale forée.

V.1.2. Choix du type d'explosif

➤ Méthode Soviétique

Comme nous avons déjà cité dans le chapitre VI, la méthode soviétique, ne prend pas en compte les caractéristiques des explosifs utilisés.

➤ Méthode Langefors

Le tableau ci-après, représente les différents résultats de calcul des paramètres de plan de tir élaboré par la méthode de Langefors en fonction du type (densité) d'explosif.

Tableau .V.3. Paramètres géométrique d'un plan de tir en fonction du type d'explosif utilisé (la densité).

Désignation	Types d'explosifs		Unité
	TEMEXII +ANFO	GELANITII + ANFO	
Banquette maximale (B_{max})	2.80	2.99	M
Banquette pratique (B)	2.23	2.41	M
Distance entre deux rangers (b)	2.31	2.50	M
Distance entre deux trous (a)	2.78	3.01	M
Rapport de la maille (a/B)	1.25	1.25	/
Profondeur de sur-forage (L_s)	0.84	0.90	M
Profondeur de trou (L_{tr})	12.75	12.80	M
Bourrage (L_b)	2.23	2.41	M
Consommation spécifique (q)	0.264	0.26	Kg/m ³
Quantité d'explosif dans un trou (Q)	18.80	22.11	Kg
Quantité d'explosif total (Q_{tot})	5337.86.	5357.63	Kg
Nombre des trous (N_{tr})	284	243	Trous
Longueur total foré (L_{tf})	3621	3110	M

Interprétation du résultat :

Le résultat mentionné dans le tableau ci-dessus, montre que l'utilisation des types explosifs (gélanitII) a des influences sur les paramètres du plan de tir à savoir :

- La diminution des nombres des trous, donc sur longueur total foré ce dernier va influencer les couts de foration ;

- La diminution de la quantité d'explosif utilisée dans un bloc par conséquent, la quantité totale qui sera utilisée durant de la dure de vie de la carrière va influencer sur les couts d'utilisation d'explosif et le prix de revient d'extraction.

V.1.3. Comparaison entre les résultats obtenus par les deux méthodes

Le tableau ci-après représentant les valeurs des paramètres de plan de tir élaboré par les deux méthodes de conception fonction des diamètres de trou.

Tableau .V.4. Résultat du plan de tir de Langefors et Soviétique en fonction du diamètre de trou.

Désignation	Dtr= 89		Dtr= 68		Unité
	LANG	SOVI	LANG	SOVI	
Banquette maximale (B_{\max})	3.67	3.28	2.80	2.54	m
Banquette pratique (B)	3.09	-	2.23	-	m
Distance entre deux rangers (b)	3.20	2.77	2.31	2.15	m
Distance entre deux trous (a)	3.87	3.46	2.78	2.69	m
Rapport de la maille (a/B)	1.25	-	1.25	-	/
Profondeur de sur-forage (L_s)	1.10	1.11	0.84	0.85	m
Profondeur de trou (L_{tr})	13.01	13.10	12.75	12.75	m
Bourrage (L_b)	3.09	3.28	2.23	2.59	m
Consommation spécifique (q)	0.27	0.52	0.264	0.52	Kg/m ³
Quantité d'explosif dans un trou (Q)	37.10	67.66	18.80	40.86	Kg
Quantité d'explosif total (Q_{tot})	5461.66	12 517.10	5 337.86	12 462.30	Kg
Nombre des trous (N_{tr})	148	185	284	305	Trous
Longueur total foré (L_{ff})	1925	2411.17	3621	3888.75	m

L'élaboration du plan de tir avec la méthode de conception de Langefors essentiellement lors du choix de diamètre 89 mm, a montré des bons résultats par rapport à celle de la méthode Soviétique, ces résultats influés sur l'économie de l'entreprise, ainsi que par l'amélioration dans la réduction, de la vibration par la diminution de la :

- Consommation de la charge spécifique (q) ;
- Quantité d'explosif total (Q_{tot}) ;

- Quantité d'explosif dans un trou (Q) ;
- Longueur total foré (L_{tf}) ;
- Nombre des trous (N_{tr}).

V.1.4. Les vibrations [16] [17]

Compte tenu la différence de la distance séparant les habitations et les autres ouvrages et infrastructures socio-économiques des fronts de taille (zones de tir) d'environ de 600 mètres, il est clair que les vibrations provoquées par les travaux de tirs seront réduites au fur et à mesure de l'avancement des travaux d'exploitation vers le Sud par l'éloignement sur les habitants et par une réorientation des tirs vers l'Est. Concernant la charge instantanée maximale qui doit être respectée lors de la réalisation des différents tirs d'abattages et pour de ne pas influencer sur les habitations environnantes.

La vitesse de l'onde sismique, est dépend du type de tir, est déterminée par les formules suivantes :

a) Tir instantanée

$$V = K \times \left(\frac{\sqrt[3]{Q_m}}{R} \right)^{1.5} ; [\text{mm/s}]$$

b) Tir à retard ou microretard : (*comme notre cas*)

$$V = K \times \left(\frac{\sqrt[3]{Q_m}}{R} \right)^{1.5} \times f(m_z, \tau)$$

Où :

- V : Vitesse de l'onde sismique ;
- R : Distance entre la charge et l'ouvrage ($R=600$ m) ;
- τ : Intervalle de retard (20 ms) ;
- K : coefficient tenant compte du tir et du terrain,
 - $K=400$ pour les roches dures ;
 - $K=200$ pour les roches tendres ;
 - $K=100$ pour les terrains de couvertures.

Dans notre cas on a la roche dure on prend ($K=400$).

- Q_m : Charge instantanée de l'explosif est déterminé par la relation suivante :

$$Q_m = \frac{Q \times N_{tr}}{m_z} ; [\text{Kg}]$$

Où :

- Q : La quantité de charge d'explosifs dans un trou, ($Q= 37.10 \text{ kg/trou}$) ;
- N_{tr} : nombre des trous ($N_{tr}=148 \text{ Trous}$) ;
- m_z : nombre de retard ($m_z = 12$).

Donc :

$$Q_m = \frac{37.10 \times 148}{12}$$

$$\Rightarrow Q_m = 457.56 \text{ Kg}$$

Avec :

$$f(m_z, \tau) = \begin{cases} \frac{0.275}{\sqrt{m_z \times \tau}} ; si \Rightarrow m_z \times \tau > 0.153 \\ 1 - 12.9 \times (m_z \times \tau)^2 ; si \Rightarrow m_z \times \tau \leq 0.153 \end{cases}$$

$$m_z \times \tau = 12 \times 20 \times 10^{-3}$$

$$\Rightarrow m_z \times \tau = 0.24$$

Donc :

$$V = K \times \left(\frac{\sqrt[3]{Q_m}}{R} \right)^{1.5} \times \frac{0.275}{\sqrt{m_z \times \tau}} ; [\text{cm/s}]$$

$$V = 400 \times \left(\frac{\sqrt[3]{457.56}}{600} \right)^{1.5} \times \frac{0.275}{\sqrt{12 \times 0.02}}$$

Les résultats obtenus après les calculs donc :

$$\Rightarrow V = 0.32 \text{ cm/s suivant la méthode de Langefors.}$$

$$\Rightarrow V = 0.49 \text{ cm/s suivant la méthode de Soviétique.}$$

Pour interpréter cette résultat, il y a des normes ou bien des intervalles pour la vitesse de vibration (oscillation) nécessaires :

- ✓ 0,2 cm/s: les appareils peuvent bouger ;
- ✓ 0,2 ÷ 0,4 cm/s : *sensation épisodique (résultat suivant Langfors)*

- ✓ $0,4 \div 0,8$ cm/s : *quelques personnes peuvent sentir l'explosion*(résultat suivant la méthode Soviétique);
- ✓ $0,8 \div 1,5$ cm/s : sensation senti par plusieurs personnes et éclatement des vitres ;
- ✓ $1,5 \div 3$ cm/s : la vitesse de tremblement, les bâtiments peuvent se détruire.

L'utilisation du plan de tir élaboré par la méthode de Longefors donnée des résultats dans l'intervalle de *sensation épisodique* ($0,2 \div 0,4$ cm/s), par contre, les résultats obtenus par la méthode soviétique de la vitesse de l'onde sismique est se trouve dans l'intervalle ($0,4 \div 0,8$ cm/s), ce dernier provoque quelques personnes peuvent sentir l'explosion.

V.1.5. La projection des pierres [5]

Des projections exceptionnelles peuvent se produire, chaque fois que la charge utilisée est trop importante par rapport à celle théoriquement requise, ainsi, on signale des dégâts provoqués à des constructions et à des populations, des blessures subies par des personnes à quelques distances du lieu de tir, à l'effet direct de projection de roches. Dans notre carrière les causes principales provoquant les projections des roches sont :

- Hauteur de bourrage insuffisante ;
- La nature de la matière de bourrage.

Dans la carrière Azrou Concassage la distance la plus proche entre le lieu de tir et les constructions (concasseur, station de bitume, bâtiment administrative de Azrou Concassage ou l'atelier) est environ de 600 m. Pour assurer la sécurité dans toute la carrière on détermine :

– Rayon des zones dangereuses

La méthode de calcul du rayon de la zone dangereuse consiste à déterminer la valeur de la banquette maximale de la charge de pied de trou (selon le projet de tir) et d'après celle-ci on détermine la valeur conditionnelle de la banquette (B_{cond}) :

$$B_{cond} = 0.7 \times B_{max} ; [m]$$

Où :

- B_{cond} : Ligne de moindre résistance conditionnelle ;

Donc :

$$B_{cond} = 0.7 \times 3.67$$

$$\Rightarrow B_{cond} = 2.57 \text{ m}$$

Dans le cas l'intervalle de retard est constant (20 ms). En utilisant l'équation précédente et en se basant sur les données du tableau ci-dessus, nous allons déterminer les rayons de la zone dangereuse et les vitesses initiales de projection et qui sont présentées dans le tableau suivant:

Tableau V.5. Les rayons de la zone dangereuse et les vitesses initiales de projection

Bcond(m)	Rd(m)	V0 (m/s)
1,5	200	44
4	300	54
8	400	62
10	500	70
15	600	76
20	700	82

$B_{cond} = 2.57 \text{ m}$, donc à partir le tableau $B_{cond} = 4 \text{ m}$ comme valeur maximale, ce que explique que, la valeur du rayon de la zone dangereuse est 300 m.

Conclusion

La conception du plan de tir par la méthode de Langefors a présenté des bons résultats par rapport à la méthode Soviétique, particulièrement avec l'utilisation du diamètre de trous D89, et l'explosif de Gélanit avec l'Anfomul, on se résume ces résultats comme suit :

- Moins de consommation de la charge spécifique (q) ;
- Quantité d'explosif total moins faible;
- Quantité d'explosif dans un trou diminué ;
- Longueur total foré réduite;
- Nombre des trous diminué ;
- Moins de vibration donc rayon de sécurité augmente.

Conclusion générale

Conclusion générale

Vu son influence sur l'ensemble de la conduite des travaux miniers, l'abattage des roches à l'explosif dans l'industrie extractive est une opération technologique très importante ; la maîtrise de cette opération est déterminée par un ensemble de facteurs techniques, géologiques et miniers. La technique d'abattage à l'explosif reste une méthode compétitive par rapport aux autres méthodes.

Pour atteindre une distribution uniforme de l'énergie explosive dans le massif rocheux pour des fins de qualité d'abattage, non seulement la conception du plan de tir doit être réalisée suivant les règles de l'art, mais il faut aussi tenir compte des essais sur site, afin de définir l'influence d'autres facteurs classés au par avant non influents ou négligeables.

Pour cette raison, l'optimisation du plan de tir c'est une opération prendre largement du temps, vu les contraintes rencontrés, et les objectifs visés par l'étude.

Les contraintes rencontrées dans notre étude sont les suivants :

- Le terrain du site est hétérogène, par la présence des argiles d'une part et des fissurations d'une autre part ;
- Le front de taille du site, se situé pas loin de la station de concassage ;
- La présence des habitants à proximité de la carrière environ de 600 m;
- Le nombre de tir autorisé par mois, donc, la quantité et la disponibilité du type d'explosif utilisé ;
- Les engagements et les prévisions de la société, en production annuelle ;
- Les dimensions des engins de chargement, de transport et l'ouverture maximale de la station de concassage primaire;
- Les diamètres des trous de mines utilisés, donc le type de taillant, et le rendement du chariot de foration.

Dans ce contexte, un plan de tir a été élaboré, qui tient compte les contraintes, cités au-dessus, aussi nous avons pris en considération les objectifs visé par l'entreprise, à savoir :

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

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

- L'étude de l'abattage à l'explosif en générale, et le rassemblement du maximum des données relative à la géologie du terrain de site ;
- Présentation générale des méthodes de conception du plan de tir ;
- Élaboration des plans de tir avec la méthode Soviétique et celle de Langefors.

Pour, l'optimisation par l'utilisation de ces deux méthodes, nous avons basé sur la modification du diamètre de foration et le type d'explosif disponible a utilisé.

A la fin de ce projet, nous avons fait une étude comparative, entre les résultats de deux méthodes. La méthode de Langefors a présenté des bons résultats par rapport à la méthode soviétique. L'élaboration du plan de tir avec la méthode de Langefors, nous nous permettre de réduire l'effet des ondes de vibration générer par le tir, on applique l'amorçage ponctuel fond du trou et, par conséquence, on minimise la quantité et consommation spécifique de l'explosif ainsi que couts de foration.

Recommandations :

Dans le futur, il serait intéressant de faire une étude relative :

Au degré de fragmentions en utilisant le logiciel de traitement d'image comme, les logiciels de Fragscan, Wipfrag et Split.

A la sécurité des riverains, vis-à-vis de l'influence des vibrations et de la projection des roches, à cet effet, il est nécessaire d'effectuer plusieurs essais pour déterminer les paramètres de la loi de Chapot et ainsi avoir des données réelles caractérisant le site en question.

ANNEXE

ANNEXE-1

Caractéristiques des explosifs O.N.E.X.

Tableau N°1

Destination commerciale	Résistance à l'eau	Densité	Vitesse de détonation (m/s)	Puissance C.U.P	C.S.E (cm)	Volume Gaz;(L/kg)	Utilisation
Géonit	Très bonne	1.50	5800	1.15	18	733	Explosif sismique en région humide et offshore. Explosive pour roche dure.
Gélanit I	Bonne	1.4	6300	1.33	08	865	Abattage en carrières roches dure
Gélanit II	Bonne	1.45	6000	1.27	06	808	Explosif pour roches dures. Abattages souterrains
Carrinit	Médiocre	01	4500	1.27	10	892	Explosif pour roches dures à mi-dures
Marmanit I	Médiocre	0.95	4000	1.28	05	842	Explosif pour les roches de dureté moyenne. Abattages souterrains
Marmanit II	Médiocre	0.98	4100	1.27	02	868	Explosif pour roches de dureté moyenne
Marmanit III	Médiocre	0.95	3800	1.18	02	907	Explosif pour les roches tendres.
N.18 BIS	Médiocre	0.95	2500	1.16	4.5	/	Explosif sismique en réglons sèche. Explosif pour roches tendres.
Anfomil	Médiocre	0.85	3000	1.15	0	975	Explosif pour travaux a ciel ouvert, Explosif pour roches tendres
TEMEX I	Très bonne	1.22	4500	/	5	/	Explosif pour travaux a ciel ouvert. Explosif pour roches dure
TEMEX II	Très bonne	1.22	4000	/	4	868	Explosif pour travaux a ciel ouvert. Explosif pour roches dure

Caractéristiques des détonateurs O.N.E.X

Tableau N°2

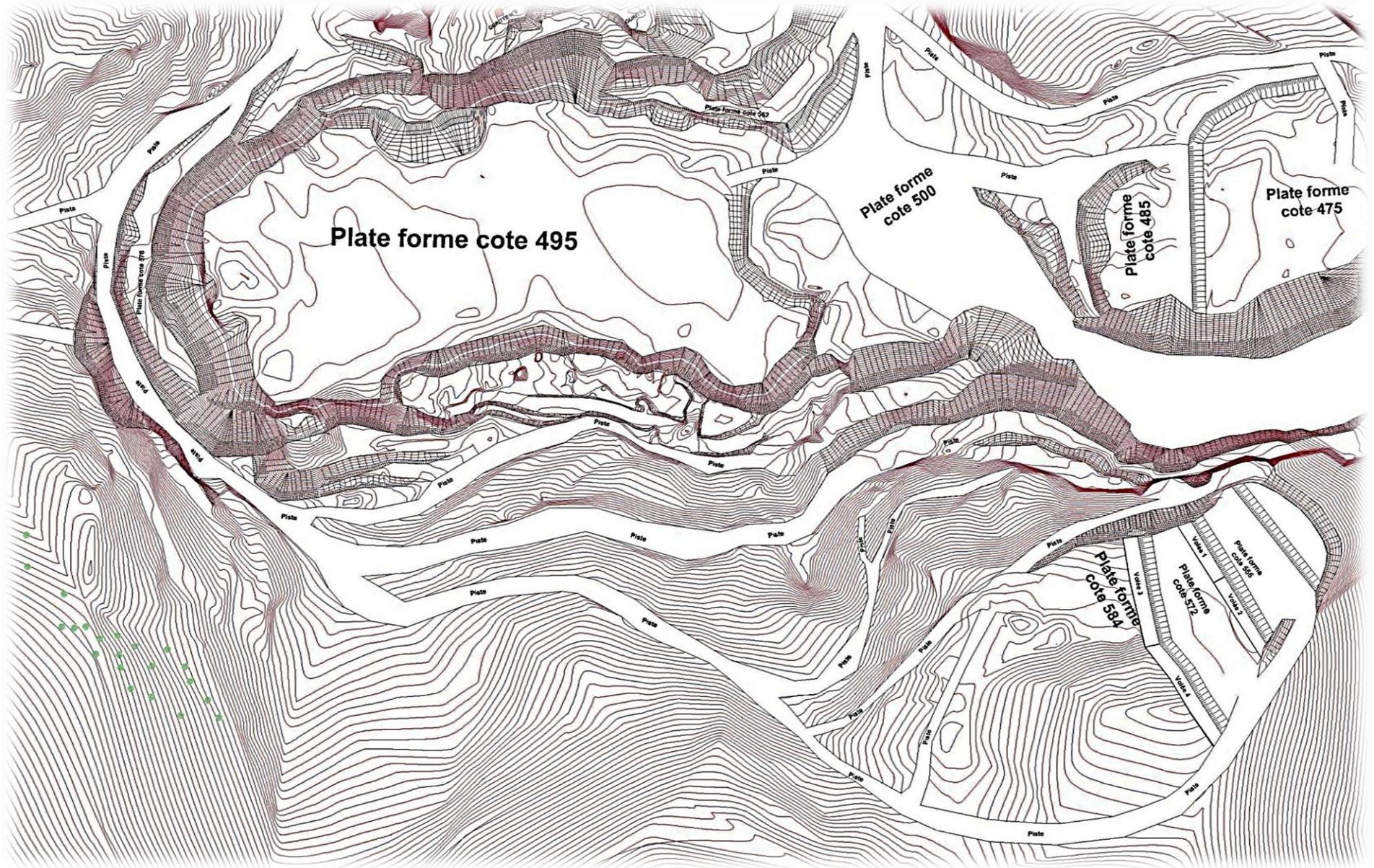
Produits	Type	Temps de retard (s)	Nombre de Retard	Résistance ohmique Par détonateur
Détonateur électrique instantané (D.E.I)	Basse Intensité	0	/	1,5 ohm
Détonateur électrique à retard (D.E.R)	Basse Intensité	1/2 S	12 (6 s)	1,5 ohm
Détonateur électrique à micro-retard (D.E.R)	Basse Intensité	20 millisecondes	12 (240 millisecondes)	1,5 ohm
Détonateur électrique sismique	Basse Intensité	0	/	1,5 ohm temps de réaction 1 milliseconde

Caractéristiques des accessoires de tir O.N.E.X

Tableau N°3

Désignation Commerciale	nature	couleur	Etanchéité à l'eau	Vitesse de détonation (m/s)	Vitesse de combustion	Vitesse de combustion
ONACORD1	Cordeau détonant 12GRS	Rouge	Très bonne	6500	/	40KP/24H
TIDJCORD 1	Cordeau détonant 10 GRS	Rouge	Très bonne	6500	/	40KP/24H
TIDJCORD 4	Cordeau détonant 40 GRS	Rouge	Très bonne	6500	/	/
ONACORD	Cordeau détonant 24 GRS	Rouge	Très bonne	6500	/	100 KP/24H
TIDJMECHE	Mèche de sûreté	Noire	/	/	/	40KP/5min
ONAMECHE	Mèche de sûreté	Noire	Etanche	/	/	40KP/5min

ANNEXE-2



Référence bibliographique

- [1] Bureau de minéral service EURL ; « résultats des recherches géologiques réalisées sur carrière Sidi Yous », 2014.
- [2] Rapport CETIM, « plan annuel d'exploitation de la carrière de calcaire de Sidi Yous », 2014.
- [3] Rapport, « Rapport géologique actualisée du gisement Sidi Yous »,2015.
- [4] BEJAOUI alla Edine « étude technico-économique de la mise en exploitation du gisement de calcaire d'Ifri, unité de keddara », Diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier, ENP, d'Alger 2008.
- [5] : DJARFOUR. Djaâfar, « Projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de Djebel Sadjar- Ain Smara, W. Constantine -», Diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier,ENP,d'Alger 2007.
- [6] :LOUNIS. Fatah,« Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha –Tissemsilt-», Diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier, ENP, d'Alger 2010.
- [7] : D. Salah et B.Islam, « L'optimisation d'un plan de tir de gisement de calcaire - Ain Kbira- » Mémoire de master, Université Abdrahmane Mira Bejaia, 2015.
- [8] : SAADOUNE.Abderrezak,« Contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf-Amar -M'sila-», Diplôme de Magister en Mines Université badji mokhtar annaba, 2012.
- [9] : GHARBI.Kouider, « L'adaptation du plan de tir à la bolomètre: un enjeu capital pour un haut rendement minier», Diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier, ,ENP,d'Alger 2007.
- [10] : BERDOUDI.Said, « Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algériennes»,Thèse de Doctorat en Mines,Université Badji Mokhtar Annaba.
- [11] : ABBAS.D, LADJEL.H «Projet d'ouverture de la carrière de calcaire de Koudiet El Khecheba – El Hachimia, W.Bouira » Mémoire de master, Université Abdrahmane Mira Bejaia, 2015
- [12] : Fiche technique de L'ONEX (Office Nationale des substances Explosif).

[13] : HADJI.A,BENBOUKHACHOU.M « Amélioration des paramétrés des travaux de forage et tir et traitement des résultats par l'analyse bolométrique. Cas de la carrière (Chouf amar) », Mémoire de master, université badji mokhtar annaba 2013

[14] : Abderrahmane. Neggazi, «Projet d'Exploitation de la colline Est du gisement de Dolomie-Calcaire à El-Maleh (AinTémouchent) », Diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier, ENP, d'alger 2010.

[15] : AMARI.Gherici,« Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula situé à proximité de Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbès)», Diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier, ENP,d'Alger 2010.

[16] : M.PANET, Livre « les vibrations produites par les tirs d'explosifs».

[17] : A.TIBRI, «étude comparative et choix des procédés de plan de tir dans les massifs rocheux», mémoire de fin d'études, ENP 2000.

Résumé

L'objectif de ce travail est d'optimiser les résultats d'abattage à l'explosif, relative à l'exploitation du gisement de calcaire de Sidi Yous, commune de Keddara, Wilaya de Boumerdes, après une présentation générale des méthodes de conception. Des plans de tir avec leurs schémas ont été élaborés par ces méthodes.

L'optimisation dans ce contexte par l'utilisation de ces deux méthodes est basée particulièrement sur le changement dans quelque paramètre du plan de tir, à savoir ; le diamètre de foration et le type d'explosif utilisé, en tenir compte les contraintes de la disponibilité de type d'explosif et les engins de foration sur terrain.

A la fin de cette étude, une étude comparative a été faite entre les résultats de deux méthodes. La méthode de Langefors a présenté des bons résultats par rapport à la méthode soviétique.

La conclusion tirée par cette étude est l'élaboration du plan de tir avec la méthode de Langefors, nous nous permettre de réduire l'effet de vibration générer par le tir et, par conséquence, on minimise la consommation spécifique de l'explosif et les couts de foration.

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

ملخص

الهدف من هذه المذكرة هو الوصول الى النتائج الأمثل للتكسير بالمتفجرات التي لها علاقة باستغلال ودائع الحجر الجيري لمحجرة سيدي يوس بلدية قدارة ولاية بومرداس وذلك بعد عرض عام لطرق التصميم، وخطط الرماية مع مخططات التي قد وضعت من قبل هذه الطرق.

و في هذا السياق الأمثل و عن طريق استخدام هاتين الطريقتين نستند بشكل خاص على بعض التغييرات في الإعدادات التي تخص خطط الرماية أي: وظيفة القطر ونوع المتفجرات المستعملة، وتأخذ بعين الاعتبار العكس و مدى توفر نوع المواد المتفجرة و آلية الحفر على الأرض.

و في نهاية هذه المذكرة قد منا دراسة مقارنة بين النتائج المتحصل عليها من هاتين الطريقتين، طريقة لونج فوغ حصلنا من خلالها على نتائج جيدة بالمقارنة مع الطريقة السوفياتية .

النتيجة المتحصل عليها من خلال هذه المذكرة هي إعداد خطط للرماية بطريقة لونج فوغ، التي تسمح لنا بالحد من الاهتزازات المتولدة و نتيجة لذلك يمكننا تقليل الاستهلاك المخصص بالمواد المتفجرة و تقليل تكلفة الحفر.

كلمات المفتاح: تحسين، تفجير، أبعاد، آلية، تكسير، خارج الحجم، صخرة، متفجرة.