



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

BENELMOUAZ Abdelhak Elbachir

BOUKHELIFA Abdelmadjid

Thème

*Optimisation des paramètres d'abattage à
l'explosif pour améliorer les résultats de tir
Carrière « Chouf-Amar »*

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

Président: Mr.L.HAMMICHE

Promotrice: Mme. K.KICHER

Examineur:Mr.A.GUELMAMI

Année Universitaire: 2015-2016

Remerciements

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

Nous remercions vivement et sincèrement notre promotrice Mme Kahina KICHER, pour son soutien, ses conseils, ainsi pour l'inspiration, l'aide et le temps qu'elle a bien voulu nous consacrer et sans qui ce mémoire n'aurait jamais vu le jour.

Nos sincères remerciements vont aussi à Monsieur HAMMICHE.L pour avoir accepté de présider le jury de notre mémoire.

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

Nous avons eu l'honneur et une grande chance d'être entourés par les membres de direction de la carrière de l'entreprise Lafarge Cimenterie M' Sila.

Nous tenons donc à remercier de tout cœur tous les travailleurs de la carrière de Chouf Amar, les foreurs, les ingénieurs et les mineurs.

Nous tenons à remercier aussi les personnes qui auront contribuées de près ou de loin à l'élaboration de ce mémoire.

Enfin, nous sommes reconnaissants à tous nos enseignants et l'ensemble du personnel du département mines et géologie qui ont contribué à notre formation et à toute personne qui nous a appris une lettre ou une phrase qu'ils trouvent ici un petit fruit de leurs sueurs.

Dédicace

A la mémoire de mon père avec lequel je n'aurais pas le plaisir de partagé cet événement, mais qui est et qui demeura dans mon cœur et à jamais. J'espère que je saurai à la hauteur des valeurs que tu as semé en nous.

*A la plus belle créature que Dieu a créée sur terre,,,
À cet source de tendresse, de patience et de générosité,,,*

À ma mère !

À mes frères et ma sœur..

À Mes amis :

*Madjid,Hicham,Nassim,Radouane,Faress,Fawzi,Omar,
Khaled,ssadem,Mahmoud,Habib.....*

A ma grande famille et toutes mes amies...

À tous les étudiants de la promotion 2015/2016

Option : exploitation minière

*A tous ceux qui, par un mot, m'ont donné la force de
continuer*

Abdelhak

Dédicace

Je dédie ce modeste travail particulièrement à mes très chers parents pour son soutien moral et son sacrifice le long de ma formation.

A ma mère qui m'a encouragé pendant toutes mes études.

A mon père qui est toujours disponible pour nous, et prêt à nous aidé, je lui confirme mon profond respect.

A mes chers frères : Hamza, Messaoud, Khaled.

A mon très cher oncle : Ahmed

A mes cousins : Salim, Malek, Mohamed, Chayma et halima.

A toute ma famille (Boukhelifa)

A mes amis : Said, Lahcen, Nono, Chabane, Ayyoub, Saber, Hatem, Arafet, Sheniti, Abd ullah sultane, Zenda, Moustapha, Abd ullah, Bobo, Seif, Akram, Hicham , Issam , A Deradji

A notre promotrice Mme Kicher Kahina

A tous ceux qui m'ont aidé de prés ou de loin.

A tous les gens que j'aime et qui m'aiment

Pour vous tous,

Mon binôme Benelmouaz Abdel hak

Abdelmadjid

Table des matières

Introduction générale.....	1
-----------------------------------	----------

Chapitre I : partie géologique

I.1. Renseignements généraux sur le gisement de Chouf Amar	3
I.1.1 Historique et volume des travaux de recherche	3
I.2. Généralités sur la région d'étude	3
I.2.1 Situation géographique et administrative du périmètre d'étude	3
I.3. Situation morphologique et infrastructure du site	5
I.4. Géologie du gisement	6
I.5. Litho stratigraphie du gisement de calcaire de Chouf Amar	7
I.6. Structure et tectonique du gisement.....	9
I.7 Méthodologie et volume des travaux de reconnaissances	12
I.8 Caractéristiques qualitatives de la matière.....	13
I.8.1. Essais physico-mécaniques.....	13
I.8.2. Analyses chimiques	14
I.9 Calcul des réserves	15
I.9.1 Méthode des Blocs.....	16
I.9.2 Méthode des Couches	16
I.9.3 Méthode des coupes.....	16
Conclusion.....	17

Chapitre II : Ouverture du gisement et Méthode d'exploitation

Introduction	18
II. Organisation des travaux d'exploitation	18
II.1. Planning des travaux	19
II.2. Problème de glissement dans la carrière	21
II.3. Travaux d'ouverture.....	23
II.3.1. Généralités.....	23
II.3.2. Ouverture de la carrière de Chouf Amar	24
II.3.2.1 Choix du mode d'ouverture du champ de la carrière	24
II.3.2.2 Creusement de la demi-tranchée d'accès	24
II.3.2.3 Les paramètres caractéristiques de la tranchée	25
II.3.2.4. Mode de creusement de la demi-tranchée	27
II.4. Méthode d'exploitation	29
II.4.1. Généralités.....	29
II.4.2. Choix de la méthode d'exploitation	30
II.4.2.1. Principaux paramètres de l'exploitation.....	31
a. Hauteur du gradin.....	31
b. Largeur de plate-forme de travail.....	31

Chapitre III : Travaux de forage et de tir

III.1 Travaux de forage et de tir.....	33
III.1.1 Généralités sur les méthodes de préparation de roche à l'abattage	33
III.1.2 Calcul du rendement de la sondeuse ROC L6.....	34
III.1.3 Exigences technologiques des travaux de forage et de tir	35
III.1.4 Propriétés physique et mécanique de la roche Calcaire de Chouf Amar.....	36
III.1.4.1. Indice de forabilité des roches	36
III.2 Travaux de tir.....	38
III.2.1 Explosifs utilisés dans la carrière	38
III.2.2 Quantité d'explosif par trou.....	38
III.2.3 Schéma du plan de tir et connexion des détonateurs	40
III.2.4 Implantation et allure du front	41
III.2.4.1 Méthode actuelle d'implantation.....	41
III.2.4.2 Levés du front.....	41

Chapitre IV : Chargement et Transport

IV.1 Chargement.....	43
IV.1.1 Généralités	43
IV.1.2 Extraction-Chargement (cas de la carrière Chouf-Amar).....	44
IV.1.3 Calculs de productivité de la chargeuse.....	45
IV.1.3.1 Détermination du temps de cycle de la chargeuse.....	45
IV.1.3.2 Détermination du coefficient de remplissage du godet de la chargeuse.....	45
IV.1.3.3 Calcul de la production théorique (P_{th}).....	45
IV.1.3.4 Calcul de la production instantanée	46
IV.1.3.5. Calcul du nombre de chargeuses.....	47
IV.2 Transport.....	48
IV.2.1 Généralités	48
IV.2.2 Choix du mode de transport.....	49
IV.2.3 Calcul pratique de la productivité des camions	51
IV.2.3.1 Détermination du temps de cycle des camions.....	51
IV.2.4 Nombre de godets pour remplir la benne du camion.....	51
IV.2.5 Calcul de la production théorique.....	52
IV.2.6 Calcul de la production instantanée	53
IV.2.7 Calcul du nombre de camions.....	53
Conclusion.....	54

Chapitre V : opération d'abattage et optimisation des paramètres de tir

V.1 Introduction	55
V.2 Influence des différentes variables sur la qualité de la fragmentation des roches.....	55
V.2.1. Variables contrôlables	56
V.2.1.1. Paramètres liés aux trous	56
a. Qualité de la foration.....	56
b. Diamètre du trou	60
c. L'inclinaison du trou	62
d. L'excès de forage (sous-forage).....	62
e. Longueur du trou	63

V.2.1.2 Paramètres liés au Bourrage	63
a. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous	63
b. Qualité du matériau de bourrage	63
V.2.1.3. Paramètres liés au plan de tir	64
a. Banquette.....	64
b. L'espacement	64
c. Rapport de maille	64
d. Présence des faces libres	65
e. Taille et configuration du tir	66
V.2.1.4. Paramètres liés à l'explosif.....	66
a. Influence de la consommation spécifique de l'explosif.....	66
b. La séquence et le système d'amorçage	67
c. initiation de charge explosive	68
d. Influence de la construction des charges sur la qualité de fragmentation des roches	69
V.2.2. Variables incontrôlables	71
V.2.2.1. Propriétés structurales	71
V.2.2.2. Discontinuités stratigraphiques et plans de fracturation.....	73
V.2.2.3 Application de la méthode d'Ashby	76
V.3. Dimensionnement d'un schéma de tir	78
V.3.1 le calcul et les formules de calcul du plan de tir en exploitation à ciel ouvert.....	79
V.3.2 Les règle de Langefors	90
V.3.3 Calcul des paramètres de tir à l'explosif dans la carrière de Chouf Amar.....	81
V.3.3.1. choix de l'explosif	81
V.3.3.2 Le coefficient d'énergie (S)	82
V.3.3.3 La charge linéaire (L_f)	82
a. La charge linéaire de GELANIT2 ($L_{f_{GEL}}$).....	83
b. La charge linéaire de L'ANFOMIL ($L_{f_{ANFO}}$)	84
c. La charge linéaire moyenne L_f	84
V.3.3.4 Le coefficient d'inclinaison (C_{in})	84
V.3.3.5 La résistance au tirage (R_T)	85
V.3.3.6 Le rapport de maille (E/B).....	85
V.3.3.7 Constant de Langefors ($1,08$)	86
V.3.3.8 Calcul de B_{th} la banquette théorique	86
V.3.3.9 Corrections sur la banquette théorique	86
a. Les défauts d'implantation	87
b. Les défauts de positionnement de la machine de forage.....	87
c. Les déviations du forage.....	87
d. Les erreurs moyennes engendrées en fonction du mode de réglage de l'angle de foration	88
V.3.3.10 L'espacement.....	89
V.3.3.11 La maille réelle	90
V.3.3.12 Calcul de la banquette à porter sur le terrain.....	90
V.3.3.13 La longueur de sous forage (L_s).....	90
V.3.3.14 La longueur du trou de mine incliné	91
V.3.3.15 Le bourrage final	91
V.3.3.16 Calcul des charges	91
a. Charge de pied.....	91
b. Charge de colonne.....	92
V.3.3.17 Quantité total d'explosif par un trou	95

V.3.3.18 Volume de roche abattue par trou	95
V.3.3.19 La consommation spécifique qs	95
V.4 comparaison des paramètres du plan de tir utilisées en carrière de Chouf Amar et celles calculées	96
V.5. Traitement des incidents de tir au niveau de Chouf Amar	97
V.5.1 Les pieds non dégagés	97
V.5.2. Les surplombs.....	104
V.5.3. Bourrage intermédiaire	105
V.6. Comparaison et interprétation de la procédure de tir utilisée à Chouf Amar et les résultats théoriques de l'étude	105
V.6.1 Paramètres géométriques	106
V.6.2 Amorçage	106
V.6.3 Chargement de trou de mine	108
V.7. Conclusion.....	109
 Conclusion générale	 110

Liste des figures

Chapitre I : Partie géologique

Figure I.1: Situation géographique de la région de M'sila	4
Figure I.2 : Plan de situation du gisement de calcaire de Chouf Amar	6
Figure I.3 : Extrait de la carte géologique de gisement	8
Figure I.4 : Plan de situation des ouvrages et des coupes longitudinales et transversales montrant la structure.....	11
Figure I.5 : Plan topographique de la carrière et localisation des sondages.....	12
Figure I.6 : Coupes géologiques NORD-SUD dans le gisement	15

Chapitre II : Ouverture du gisement et Méthode d'exploitation

Figure II.1: Exemple de facteurs participant au problème de glissement	22
Figure II.2 : Zone à exclure de l'exploitation	22
Figure II.3: demi-tranchée d'accès	26
Figure II.4 : Préparation de la plate forme.....	27
Figure II.5 : Evacuation des déblais.....	27
Figure II.6 : Foration des trous de mine avec le crawlair	28
Figure II.7 : Tir et chargement des déblais	28
Figure II.8 : Schéma d'ouverture du gisement de Chouf Amar.....	29
Figure II.9: Forme générale de la plateforme de travail	32

Chapitre III : Travaux de forage et de tir

Figure III.1: Sondeuse ATLAS COPCO ROC L6 avec des taillants (Marteau fond du trou)	34
Figure III.2: schéma de connexion des détonateurs électriques (DMR 25ms chacun).....	40
Figure III.3: Mesure des paramètres des fronts de taille à l'aide Laser-Ace	42

Chapitre IV : Chargement et Transport

Figure IV.1: Chargeuse sur pneu CAT990	43
Figure IV.2: Procédure de chargement des roches abattues avec la chargeuse sur pneus	44
Figure IV.3: Camion CATERPILLAR CAT775E.....	50

Chapitre V : opération d'abattage et optimisation des paramètres de tir

Figure V.1 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage.....	57
Figure V.2 : Déviation due aux discontinuités	58
Figure V.3 : Conséquences de déviation des forages	58
Figure V.4 : Influence de la poussée axiale sur les déviations des trous	59
Figure V.5 : Différence entre maille théorique et maille réelle	59
Figure V.6 : Effet de l'augmentation du diamètre sur la banquette	61
Figure V.7 : Adéquation diamètre du trou – hauteur du gradin	61

Figure V.8 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison	62
Figure V.9 : Dynamique de l'abattage	65
Figure V.10 : Principaux types de mailles utilisées pour les tirs en ciel ouvert.....	66
Figure V.11 : La consommation spécifique q en fonction de la banquette B	66
Figure V.12 : surface libre dans le cas d'un tir instantané et décalé.....	68
Figure V.13 : Variation de l'état de contrainte du massif en fonction de la direction de l'initiation des charges	69
Figure V.14 : les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges continues et discontinues	70
Figure V.15 : schéma des charges avec des intervalles vides	71
Figure V.16 : Différentes conditions de fracturation à Chouf-Amar	72
Figure V.17 : Deux mailles de foration différentes confrontées à un même réseau de discontinuités.....	73
Figure V.18 : Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en plan	73
Figure V.19 : Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en coupe.....	74
Figure V.20 : Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et la fréquence de fractures et la résistance au cisaillement, développée par «Ashby».....	75
Figure V.21 : Etat de fracturation des parois du front du gradin (carrière de Chouf Amar).....	77
Figure V.22 : les paramètres géométriques constituant un schéma de tir	78
Figure V.23 : Schéma représentatif des paramètres de Langefors	80
Figure V.24 : Photo qui représente une sortie de pied de gradin au niveau 980 de la carrière de Chouf Amar	98
Figure V.25 : La rupture de la roche au pied du gradin	99
Figure V.26 : Etat probable du talus à mauvais calcul de sur profondeur de forage	99
Figure V.27 : Influence d'une sur foration sur la qualité de la plate-forme inférieure après tir..	100
Figure V.28 : Amorçage fond de trou et hors de trou	102
Figure V.29 : présentation pratique d'un plan de tir	103
Figure V.30 : Surplomb après le tir.....	104
Figure V.31 : deux méthodes pour fragmenter des parties hautes du massif.....	105
Figure V.32 : bourrage intermédiaire dans une couche de faible résistance.....	105
Figure V.33 : Schéma de disposition des trous en quinconce avec liaison des détonateurs électriques à micro retards (25 ms) en V (en série).....	107

Liste des tableaux

Chapitre I : partie géologique

Tableau I.1: Coordonnées géographiques de wilaya de M'sila	4
Tableau I.2: Coordonnées Lambert de gisement de Chouf Amar	5
Tableau I.3: Composition chimique moyenne du calcaire par couche	14

Chapitre II : Ouverture du gisement et Méthode d'exploitation

Tableau II.1: Répartition de la production en temps	19
Tableau II.2: Paramètres de la demi- tranchée d'accès	26

Chapitre III : Travaux de forage et de tir

Tableau III.1: Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO ROC L 6	34
Tableau III.2: Chronométrage du temps de foration	35
Tableau III.3: Classification des roches selon l'indice de forabilité	37
Tableau III.4: Classification des roches selon l'indice de tirabilité	37
Tableau III.5: Caractéristiques des explosifs utilisés à Chouf Amar	38
Tableau III.6: Les paramètres de forage et de tir existant dans la carrière	40

Chapitre IV : Chargement et Transport

Tableau IV.1: Caractéristiques techniques de la chargeuse CAT 990	44
Tableau IV.2: Chronométrage du temps de cycles de la chargeuse CAT990	45
Tableau IV.3: Conditions de travail et disponibilité du conducteur	46
Tableau IV.4: Facteur de conduite selon l'expérience du conducteur	47
Tableau IV.5: Récapitulatifs des paramètres de chargement	48
Tableau IV.6: Caractéristiques techniques du camion Caterpillar 775 ^E	50
Tableau IV.7: Chronométrage du temps de cycles du camion 775 ^E	51
Tableau IV.8: Récapitulatifs des paramètres de transport	54

Chapitre V : opération d'abattage et optimisation des paramètres de tir

Tableau V.1 : Les variables contrôlables et non contrôlables qui influent sur la qualité du résultat du tir	56
Tableau V.2 : La consommation spécifique de quelques roches	67
Tableau V.3 : Résultats obtenus par l'application de la méthode d'Ashby	76
Tableau V.4 : Les caractéristiques de GELANIT2	81
Tableau V.5 : Les paramètres calculés d'après les formules de Langefors	86
Tableau V.6 : Erreur suivant le mode d'implantation de forage	87
Tableau V.7 : Relation entre le type de matériel de forage et l'inclinaison des bancs pour l'estimation de la déviation de forage (en %)	88
Tableau V.8 : erreurs moyennes en fonction du mode de réglage de l'angle de foration	89
Tableau V.9 : Coefficient de remplissage suivant la nature d'explosif	93
Tableau V.10 : Calcule les charges de colonne au niveau de la carrière Chouf Amar	94
Tableau V.11 : Paramètres du plan de tir utilisé au niveau de Chouf Amar	96
Tableau V.12 : Paramètres du plan de tir calculés par la théorie de Langefors	96

Tableau V.13 : Paramètres du schéma de tir fond de trou pour la carrière Chouf Amar	103
Tableau V.14 : Valeurs des paramètres géométriques adoptées à Chouf Amar et celles calculées	106
Tableau V.15 : Valeurs des paramètres de chargement adoptées à Chouf Amar et celles calculées pour un gradin de 10m.....	108

INTRODUCTION GENERALE

La carrière de calcaire de Chouf Amar qui est située à M'sila, est exploitée par la société LAFARGE en vue de produire du ciment. Ce calcaire étant dur, l'extraction passe par un abattage à l'explosif, puis par un traitement par concassage et criblage, et autre processus de traitement. Les roches abattues subit alors une série de réductions et de classements granulométriques.

L'abattage à l'explosif est aujourd'hui la technique la plus simple et la plus répandue dans les carrières de roches massives. Elle permet de fragmenter des volumes importants de roche pour la reprise et le traitement du matériau abattu. L'abattage à l'explosif constitue un élément clé de la chaîne de production : c'est le premier élément du processus industriel, et en particulier le premier élément de la chaîne de réduction granulométrique. Il joue donc un rôle important dans une carrière.

La maîtrise du tir va permettre de garantir la sécurité lors de l'opération d'extraction, de limiter les coûts engendrés par l'opération en elle-même, de réduire les nuisances et satisfaire les contraintes règlementaires, et enfin d'obtenir une granulométrie adaptée aux installations et machines.

Cependant, les carrières ont souvent tendance à se concentrer sur l'aval du processus industriel, le produit fini, et peu sur l'amont. Les études techniques en recherche et développement dans le domaine de l'abattage souffrent quelque peu d'un manque de visibilité et d'enthousiasme quant à la mise en pratique chez les exploitants. Il existe toutefois différentes méthodes et divers outils qui permettent de mieux maîtriser l'abattage et améliorer son résultat.

Notre travail a donc porté sur l'amélioration des méthodes d'abattage à l'explosif au sein de la carrière Chouf Amar. L'approche a été de proposer des modifications dans les pratiques du tir par un nouveau plan de tir.

Notre mémoire est structuré en six chapitres principaux, de la manière suivante :

- La partie géologique : Il s'agit de faire un rappel des caractéristiques géologiques locales du gisement ainsi que la quantification des réserves exploitables.
- L'ouverture du gisement et les méthodes d'exploitation.

- Les travaux de forage et de tir.
- Les opérations de chargement et de transports.
- Généralité sur l'abattage à l'explosif.
- L'optimisation des paramètres de tir et en particulier la méthode de Langefors, en vue d'apporter une réflexion sur le schéma de tir le plus adéquat pour cette carrière.
- Le mémoire s'achève par une conclusion générale et quelques recommandations pour l'entreprise exploitante.

Chapitre I

Partie géologique

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

I.1.1 Historique et volume des travaux de recherche :

Le gisement a été étudié en 2003 par CETIM Boumerdès pour le compte d'ACC-RASCOM dans le cadre du projet dénommé "Cimenterie de Msila". Ce projet touchait plusieurs gisements de matières sur dosées (Chouf Amar, El Goutaia) et sous dosées (Bir Madhi Est, Bir Madhi Ouest). Plusieurs autres études ont été réalisées ultérieurement pour détailler la structure et la géochimie du gisement.

Il a été étudié comme source principale de matière surdosée (riche en CaO). C'est pourquoi la cimenterie est implantée à proximité car la matière extraite compose la plus grande partie du mélange cru (~ 75 – 80 %), le reste étant constitué d'une matière alumineuse (Argile), siliceuse (Sable) et ferrugineuse (Minerai de fer).

Le gisement a été étudié au moyen de sondages répartis sur cinq profils orientés Nord-Sud dans la direction de pendage des couches, selon une maille régulière de 250*250 m. Au total, 31 sondages totalisant 2223.45 mL ont été réalisés lors de la phase initiale ainsi que 5 autres cumulant 600 ml réalisés durant la phase préliminaire et 8 autres sondages cumulant 648.60m en phase complémentaire.

Tous les sondages sont verticaux avec de 96 mm de diamètre en début de trou et 63 mm sur le reste. Le carottage est continu sur toute la profondeur. Le taux de récupération moyen dépasse 85%. Tous les sondages ont fait l'objet d'une description de la carotte avec établissement de logs détaillés et prélèvement d'échantillons de 0.5 à 5.0m de long selon la lithologie.

Les échantillons ont fait l'objet d'analyses chimiques et d'essais physico mécaniques au laboratoire du CETIM de Boumerdes. [1]

I.2. Généralités sur la région d'étude

I.2.1 La situation géographique et administrative du périmètre d'étude

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

S'étendant sur une superficie de 20 000 km², elle comprend des aires géographiques variés : massif des Bibans et monts du Hodna au nord, dépression du chott El-Hodna au centre et l'Atlas saharien dans sa partie méridionale ; la localité de Hammam Dalàa, lieu d'implantation du projet, est une daïra relevant de la wilaya de M'sila, située aux confins nord e celle ci, à la lisière occidentale de la chaîne du Hodna, plus précisément à 50 km au sud de la localité d'El M'hir et 25 km au nord-ouest du chef lieu. [1]

Tableau I.1: coordonnées géologique de wilaya de M'sila.

M'sila	Coordonnées
Longitude	04°30 E
Latitude	35°40 N
Altitude	441 m

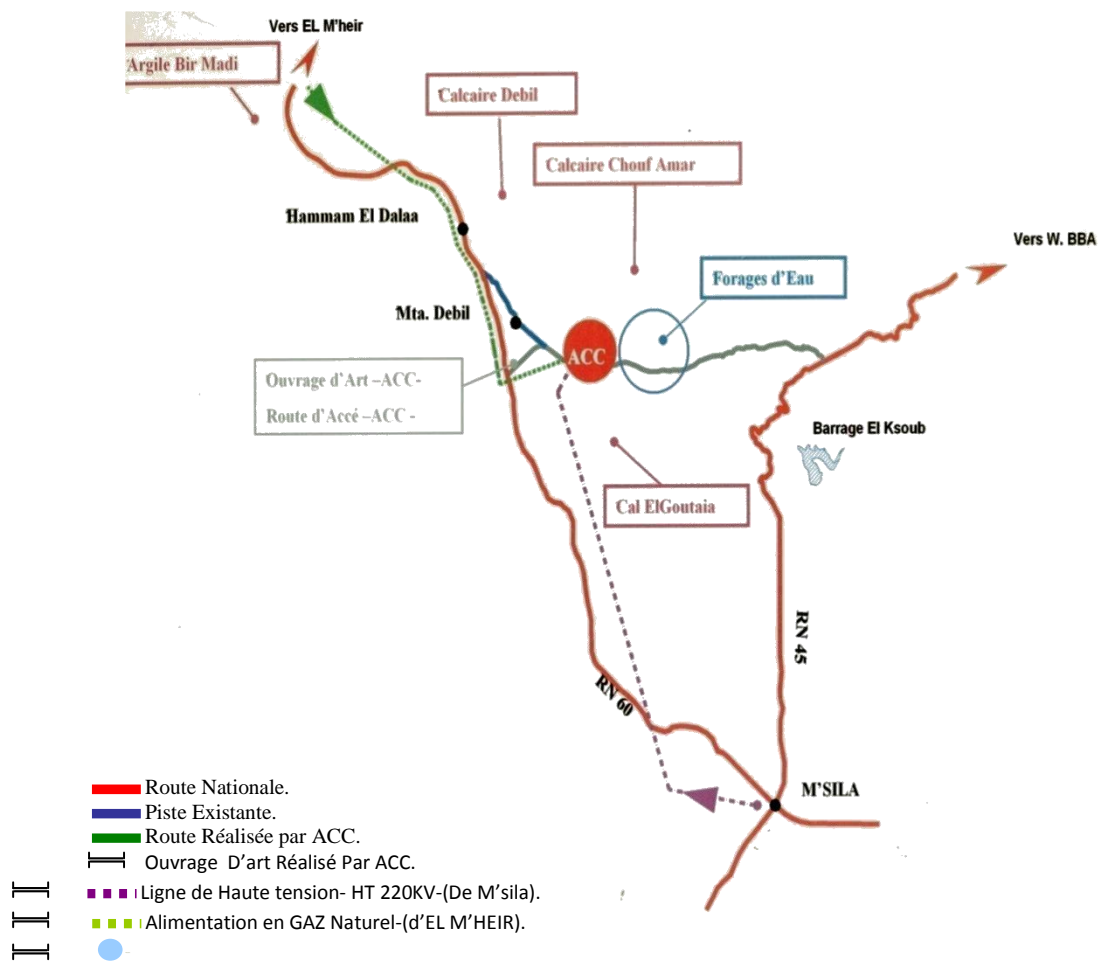


Figure I.1: Situation géographique de la région de M'sila.

I.3. Situation morphologique et infrastructure du site

Le site est situé à 08 km au sud-est de Hammam Dalàa au lieu dit Chouf Amar, soit à 2,5 km de la route asphaltée en partie, menant vers la localité d'El Euch (BBA).

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

Tableau I.2 : Coordonnées Lambert de gisement de Chouf Amar.

Coordonnées	A	B	C	D	E
X	658,435	659,220	659,650	659,725	658,500
Y	290,485	290,290	289,965	289,000	288,955

Superficie Totale : 159 Ha

Morphologiquement, le gisement de calcaire de Chouf Amar fait partie d'un vaste massif étiré dans une direction longitudinale sur plus de 150 km. Localement, il se présente sous forme de deux compartiments monoclinaux bien distincts, d'une dénivelée moyenne de 250m, étirés dans une direction SNE-NSW (N 75°) sous un angle de pendage de 10 à 15° vers le SSE (N 170°) séparés par un talweg relativement profond et délimités par deux butes qui en constituent le limite méridionale.

Il couvre une superficie de 159 ha cernée de corniches bien visibles dans le paysage et recouverte en grande partie par une nappe alfatière parsemée de quelques conifères, vestiges d'un forêt autrefois certainement plus dense qu'elle ne l'est à l'heure actuelle.

Administrativement, le gisement de Chouf Amar, de par sa situation géographique à cheval sur la limite territoriale de deux wilaya, relève des communes de Hamman Dalaa (M'sila) pour sa partie Ouest et d'El-Euch (Bordj Bou Arreridj) pour sa partie Est. [1]

EXTRAIT DES CARTES TOPOGRAPHIQUES N°140 ET 141, ECHELLE 1/50.000.
PLAN DE SITUATION DU GISEMENT DE CALCAIRE DE CHOUF AMAR

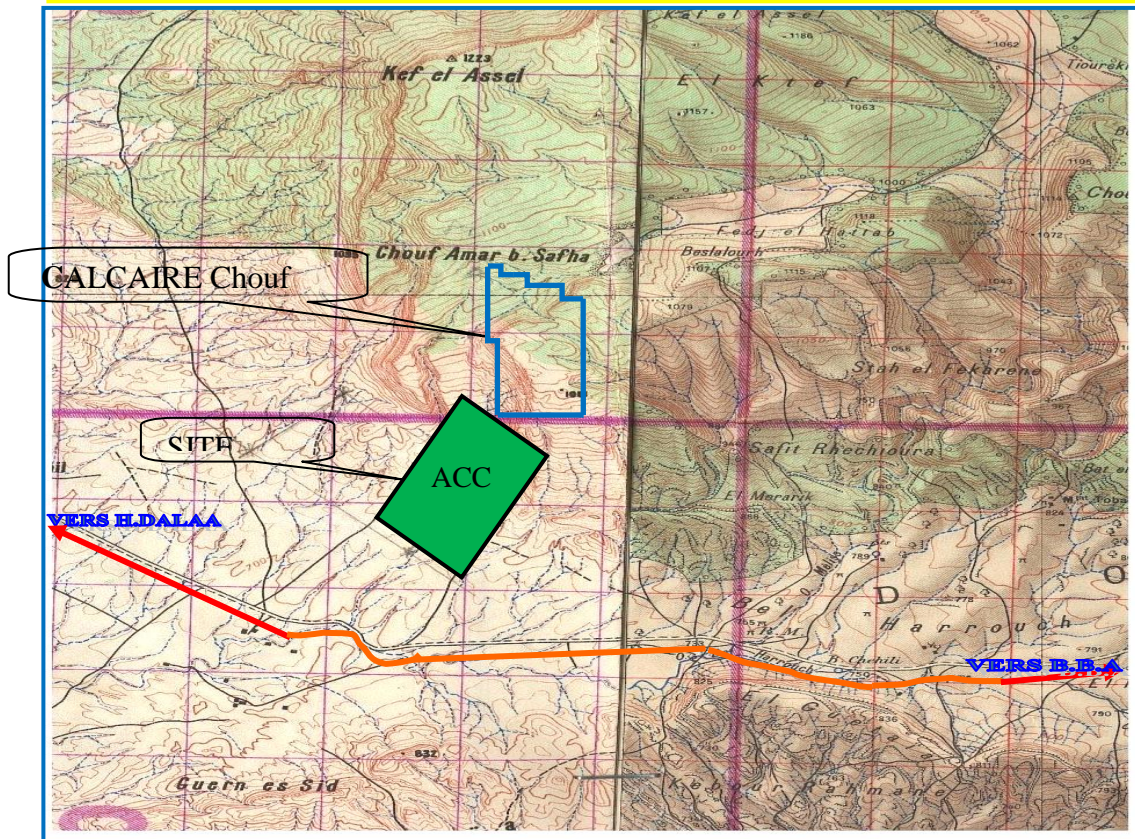


Figure I.2 : Plan de situation du gisement de calcaire de Chouf Amar.
Extrait Des Cartes Topographiques N°140 Et 141, Echelle 1/50.000

I.4. Géologie du gisement

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

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

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

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

Dans cette alternance cantonnée à la lisière sud du gisement et correspondant probablement au coniacien terminal, il a été impossible de différencier le santorien du coniacien. [2]

I.5. Litho stratigraphie du gisement de calcaire de Chouf Amar

A. Le Trias : représenté par du gypse et argiles bariolées, cargneules, roches éruptives ; On le distingue dans le Sud et l'Est.

B. Le Jurassique : constitué par des masses dolomitiques et Calcaro- dolomitiques que surmontent des calcaires, des marnes ou calcaires marneux.

C. Le Crétacé : Représenté par le Valanginien, l'Hauterivien, le Barrémien, l'Aptien, l'Albien, le Cénomaniens, le Turonien, le Sénonien.

D. L'éocène : On distingue de façon classique :

- L'Eocène inférieur « calcaire » (Yprésien) ;
- le Lutétien supérieur lagunaire (marne, argiles, gypse) ;
- Les grès rouges (série continentale Lutétien supérieur à Oligocène).

E. Le Miocène : Il est représenté par des grès calcaireux, puis par une série très épaisse marneuse à petites intercalations gréseuses.

F. Le Tertiaire continental de la région de Boussaâda : Il s'agit d'une alternance de niveaux conglomératiques, de sables et d'argiles rouges dont l'épaisseur variable peut dépasser 200 m.

G. Le Plio-quaternaire de la plaine du Hodna : Il débute par des niveaux continus de conglomérats grossiers et des calcaires lacustres puis d'une façon très hétérogène des lentilles conglomératiques gréseuses ou sableuses.

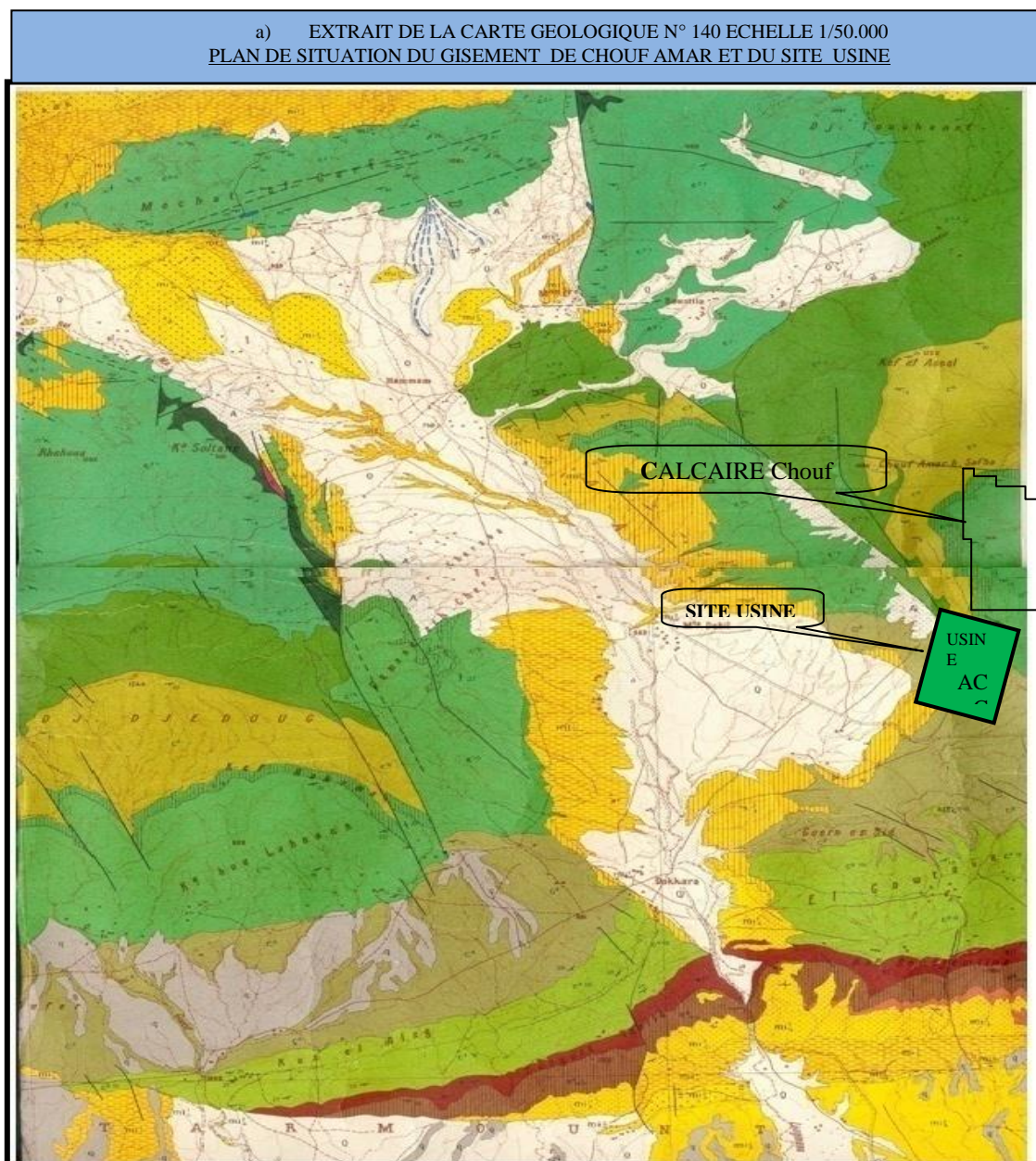


Figure I.3 : Extrait de la carte géologique de gisement N° 140 ECHELLE 1/50.000.

I.6. Structure et tectonique du gisement

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

Localement le gisement Chouf Amar, se présente sous forme d'un monoclinale de direction longitudinale gisant sous un pendage de 10 à 15° plongeant vers le SSE.

Sur le plan tectonique, une faille orientée NO-SE scinde le gisement en deux secteurs (Secteur Ouest ou secteur I et secteur Est ou secteur II). Son rejet, faible dans la partie NO augmente jusqu'à atteindre et dépasse 40 m au SE. Le secteur Est serait exempt d'accidents tectoniques. Par contre dans le secteur Ouest trois accidents tectoniques sont reconnus sur la carte géologique N°141 de Tarmount :

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

- une faille située en zone Sud Ouest (Niveau 840) avec une orientation NO-SE parallèle aux courbes de niveau.

- une faille au Nord avec une direction SE-NO, sub transversale aux courbes de niveau (de 940 au niveau 1040m).

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

D'autres accidents cassants de moindre importance, affectent sans rejets notables la corniche calcaire qui longe le gisement dans sa partie occidentale.

Cet accident a été établi d'après les corrélations lithologiques et chimiques et son tracé sur carte suit une direction NO-SE en passant entre les sondages A-6, B-6, C-5 d'une part et A-5, B-5 et C-4 d'autre part. A partir du sondage C-4 qui traverse le plan de faille à 30 m de

profondeur, son tracé s'incurve pour prendre une direction N-S et rejoindre l'accident est ouest décrit précédemment.

L'état actuel des connaissances de la structure du gisement ne permet pas d'établir avec certitude la position, la nature et les paramètres des accidents. Une étude complémentaire, plus affinée est nécessaire. En attendant les résultats de cette étude, on a distingué deux secteurs Ouest (I) et Est (II). A l'intérieur du secteur I, la zone Sud-Ouest paraît très perturbée. Il n'est pas possible cependant de subdiviser ce secteur car les données deviendraient insuffisantes pour tout traitement statistique ou géostatistique.

Dans les deux secteurs, les couches gisent en monoclinal doux sous un pendage d'environ 10 à 12° SSE. La figure I.4 ci-dessous montre les accidents structuraux majeurs du gisement tels qu'ils ont été estimés avec les données disponibles. [1]

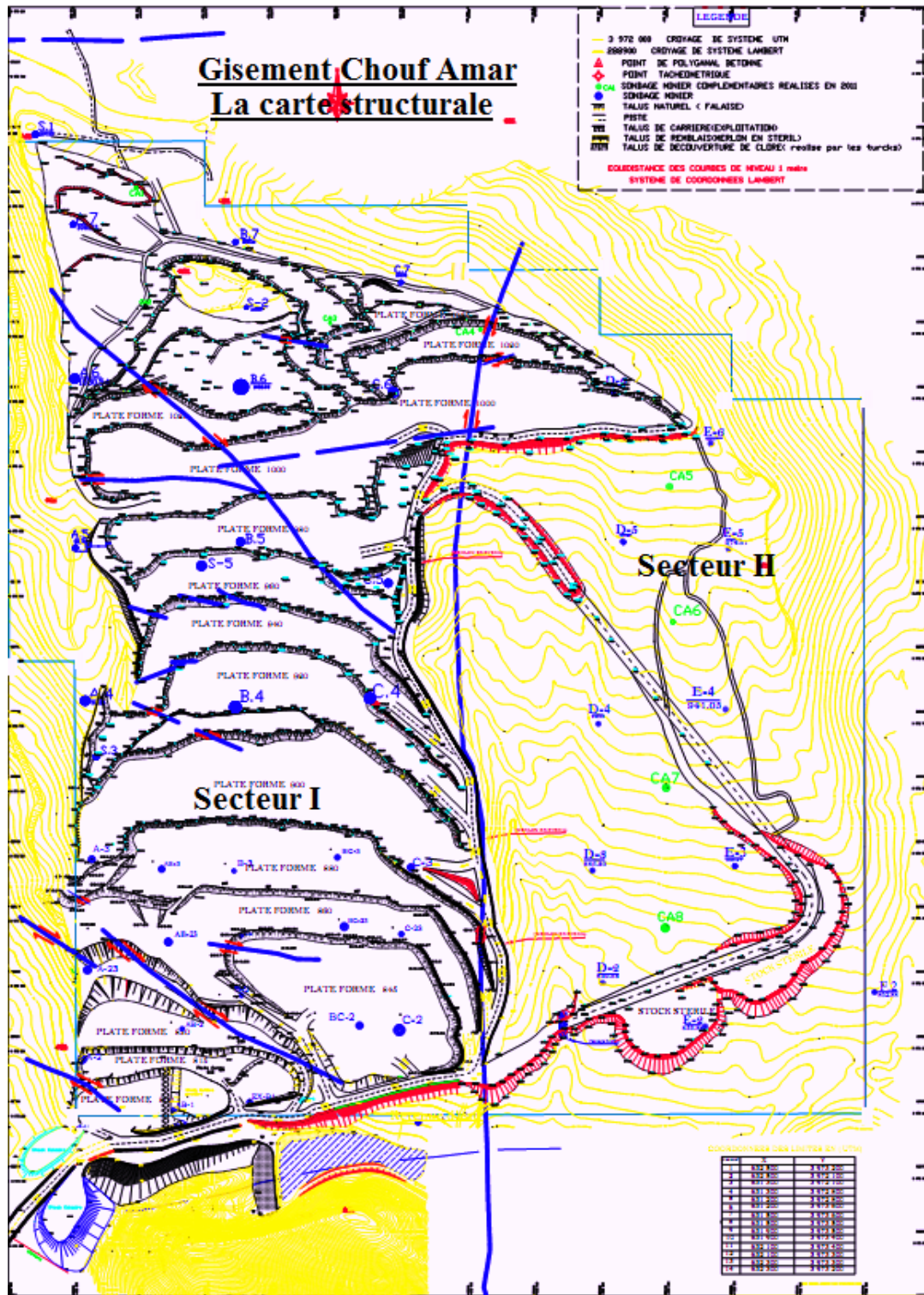


Figure I.4 : Plan de situation des ouvrages et des coupes longitudinales et transversales montrant la structure. (ADJOU Mokhtar/ CETIM 2014)

I.7 Méthodologie et volume des travaux de reconnaissances:

Afin d'estimer la totalité des réserves requises pour la satisfaction des besoins du projet, le gisement de calcaire de Chouf Amar a été prospecté au moyen de 31 sondages répartis sur cinq (05) profils (A.-A', B-B', C-C', D-D', E-E') de direction nord-sud et disposés selon une maille régulière de 250*250m (cf. figure 1.3). La longueur cumulée de tous les sondages est 2223.45 ml, à laquelle s'ajoute 05 autres sondages de 600 ml en phase préliminaire, ainsi que la réalisation de 08 sondages de 648.60 ml en phase complémentaire.

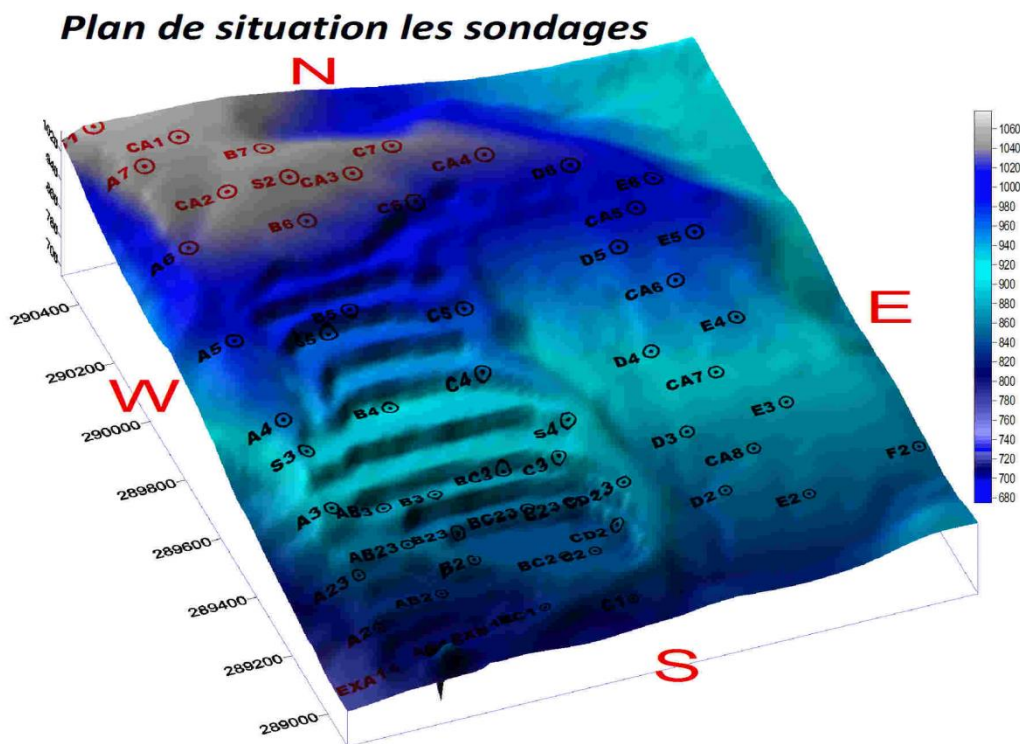


Figure I.5 : Plan topographique de la carrière et localisation des sondages.

Les sondages ont été réalisés au moyen d'une garniture de type wireline dotée de carottier double avec des diamètres intérieurs initiaux de 96mm sur les trois premiers mètres et finaux de 63 mm jusqu'à la fin du trou. Le taux de récupération moyen relevé sur l'ensemble des sondages dépasse les 85%. Chaque sondage a fait l'objet, au préalable, d'une description lithologique suivi de prélèvement d'échantillons selon un pas variant de 0.5 à 5.0m le long de toute la profondeur. Cette dernière opération a consisté en la découpe à la tronçonneuse de la carotte extraite en deux parties égales dont l'une est stockée en qualité d'échantillon témoin et l'autre prélevée et soumise à des analyses chimiques et essais de laboratoire.

Pour une meilleure connaissance des caractéristiques géochimiques, pétrographiques et physiques des calcaires de l'assise utile, les analyses et essais suivants ont été réalisés au laboratoire du CETIM.

- Analyses chimiques par fluorescence X des éléments SiO₂, Al₂O₃, Fe₂O₃, CaO, MgO, K₂O, Na₂O, TiO₂, P₂O₅.

- Détermination de la perte au feu par gravimétrie à 1000°C pendant 1H.

- Détermination du chlore par potentiomètre.

- Détermination du titre par la méthode volumétrique.

- Analyse chimique du SO₃.

- Les analyses chimiques ont porté sur 746 échantillons de calcaire dont 212 en phase préliminaire et 534 en phase détaillée, 149 échantillons en phase complémentaire.
- Quatre (04) analyses pétrographiques et 129 essais physiques durant la phase détaillée et préliminaire.
- Cinq (05) analyses pétrographiques et essais physiques en phase complémentaire

Ont été également réalisés sur les calcaires de Chouf Amar.

Par ailleurs un plan topographique au 1/1000 a été établi sur une superficie totale de 260 ha avec rattachement des points de sondages et pistes d'accès.

Les coordonnées des sondages réalisés sur le gisement de calcaires de Chouf Amar sont données dans le tableau 1 (cf. annexe).

I.8 Caractéristiques qualitatives de la matière:

I.8.1. Essais physico-mécaniques:

Afin de déterminer les caractéristiques physico-mécaniques de la matière, 125 échantillons prélevés dans les différentes couches (C1- C2- C3), à partir de A2 jusqu'à A7 et B2 à B7 et C2 à C7, D2 à D6 et E2 à E6 et F2, ont été soumis aux essais appropriées.

Les résultats de ces mesures sont comme suit :

- poids volumique moyen (constant dans les trois couches): $\gamma = 2.67 \text{ t/m}^3$.
- La résistance à la compression moyenne : $\sigma_c = 922.433 \text{ kgf/cm}^2$.
- La résistance à la traction : $\sigma_{tr} = 305 \text{ kgf/cm}^2$.
- Le coefficient de foisonnement : $K_f = 1.5$
- La dureté moyenne : $F = 9$.

I.8.2. Analyses chimiques :

Les analyses chimiques correspondant à 11 éléments (PF, SiO₂, Al₂O₃, Fe₂O₃, CaO, MgO, K₂O, Na₂O, SO₃, Cl et CaCO₃) obtenues sur 534 échantillons sont données dans le tableau I.3. Les études et analyses des données prennent en considération la structure du gisement en précisant les deux secteurs distincts (secteur Ouest et secteur Est) et la lithologie de l'assise qui fait ressortir trois couches individualisées C1, C2 et C3.

Tableau I.3: Composition chimique moyenne du calcaire par couche

Eléments		PF	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	Cl	CaCO ₃
Couches	C1	39.13	6.77	2.74	1.38	47.43	1.16	0.76	0.28	0.08	0.018	86.66
	C2	38.31	7.44	3.09	1.37	46.65	1.10	1.13	0.41	0.10	0.018	85.35
	C3	41.68	2.98	1.36	0.80	51.46	0.83	0.41	0.16	0.10	0.018	93.26
	C1+C2+C3	39.41	6.12	2.55	1.23	48.09	1.05	0.83	0.30	0.10	0.018	87.73

- La distribution chimique des éléments importants montre la différence de la qualité des trois couches :
 - ❖ Moyennes en C1, CaO = 47.43 % et SO₃ = 0.76 %.
 - ❖ Moyennes en C2, CaO = 46.65 % et SO₃ = 1.12 %.
 - ❖ Moyennes en C3, CaO = 51.46 % et SO₃ = 0.41%.
 - ❖ L'épaisseur moyenne des couches C1, C2 et C3 en secteur 1 qui sont illustrées dans la figure I.3 ci-dessus est :
 - Épaisseur moyenne C1 = 14.05 m.

Cette couche (dite supérieure) affleure en surface. Elle est plus épaisse en bas du gisement et plus mince dans la partie sommitale.

- Épaisseur moyenne C2 = 27.53 m.
- Épaisseur moyenne C3 = 15.64 m.

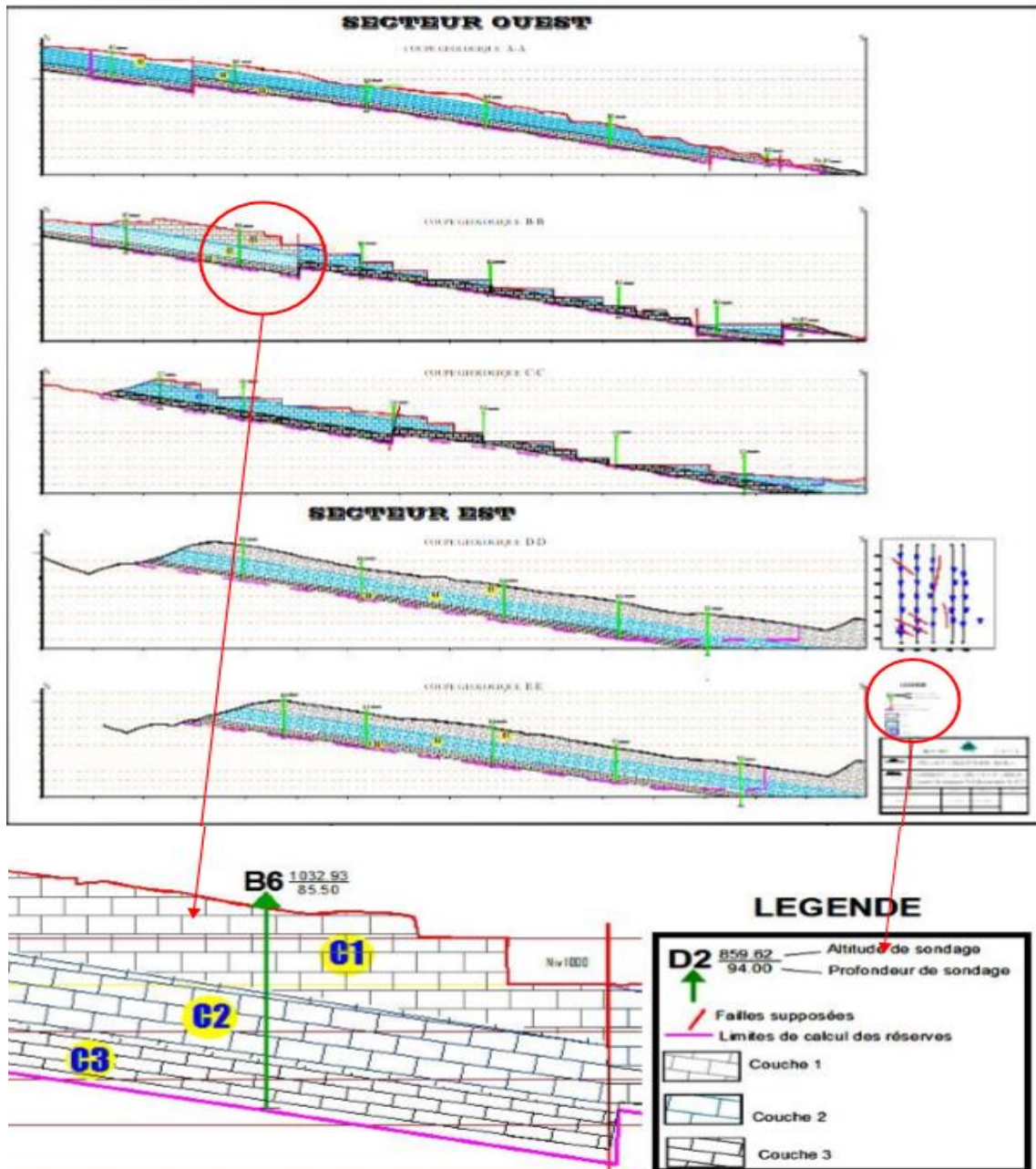


Figure I.6 : Coupes géologiques NORD-SUD dans le gisement (ADJOU Mokhtar/ CETIM 2015)

I.9 Calcul des réserves :

Compte tenu de la structure relativement complexe du gisement de calcaire et de son hétérogénéité et de la distribution aléatoire des l'élément nocif (SO3), les réserves de matière premières ont été estimées en catégorie C-1 (probables).

Trois méthodes d'estimation ont été utilisées pour l'évaluation des réserves en calcaire du gisement dont le contour passe avec une légère extrapolation par les sondages extérieurs :

A7, B7, C7, D6, E6, F2, E2, ExB1, Ex A1, A7 et les limites inférieures correspondent au mur de la couche C3 et le niveau 800m.

I.9.1 Méthode des Blocs :

Secteur	Surface (m ²)	Epaisseur totale (m)	Assise Utile		Quantité totale (t)
			Volume total (m ³)	PV (t/m ³)	
I	533 781	57.21	30 537 611	2.68	81 840 797
II	726 173	77.67	56 401 857	2.68	151 156 976
I + II		69.52	86 939 468	2.68	232 997 774

I.9.2 Méthode des Couches:

Secteur	Surface (m ²)	Epaisseur totale (m)	Assise Utile		Quantité totale (t)
			Volume total (m ³)	PV (t/m ³)	
I	533 781	57.21	30 537 611	2.68	81 840 797
II	726 173	77.67	56 401 857	2.68	151 156 976
I + II		69.52	86 939 468	2.68	232 997 774

I.9.3 Méthode des coupes:

Blocs	Surface coupes (m ²)	Surface moyen (m ²)	Distance entre coupes (m)	Volume bloc (m ³)	PV (t/m ³)	Réserves/ Bloc (t/m ³)
A – A'	66 050	76 562	247	18 910 814	2.68	50 680 981
B – B'	87 074					
B – B'	87 074	85 256.5	248	21 143 612	2.68	56 664 880
C – C'	83 439					
C – C'	83 439	85 589	304	26 019 056	2.68	69 731 070
D – D'	87 739					
D – D'	87 739	83 924.5	167	14 015 391	2.68	37 561 249
E – E'	80 110					
Bloc Résiduel A-A'/A2-A2'				3 923 252	2.68	10 514 315
Bloc Résiduel E-A'/E2-E2'				8 453 432	2.68	197 655 22
GISEMENT				93 184 184	2.68	247 807 692

Les réserves de calcaires estimées par la méthode des coupes géologiques sont évaluées à 247 807 692 T. Le surplus de matières est dû principalement à l'extrapolation obtenue sur les blocs résiduels situés aux extrémités Est et Ouest du gisement.

Conclusion

Le gisement de calcaire « Chouf-Ammar » étudié pour l'alimentation d'une cimenterie de capacité annuelle de 5.2 Millions de tonnes de présente des caractéristiques assez complexes:

La matière première sur-dosée se caractérise par une hétérogénéité géochimique verticale très élevée avec alternance rapide de bancs de compositions chimiques variées. Cette variabilité est valable aussi bien pour les éléments principaux CaO, Al₂O₃ que pour les éléments indésirables SO₃ et Chlore.

L'étude de reconnaissance complémentaire dans sa globalité a été confiée respectivement aux bureaux d'études

- 1- les sondages complémentaires et des analyses chimiques à CETIM.
- 2- L'étude pétrographique à CETIM.

Les réserves géologiques de gisement de Chouf Amar sont estimées à 247 807 692 Tonne par la méthode des coupes géologiques.

Chapitre II

Ouverture du gisement
et méthodes
d'exploitation

Introduction

L'ouverture d'un gisement a pour objet de réaliser l'accès aux engins miniers et de transport, de la surface vers les fronts. Elle consiste à creuser des tranchées ou des demi-tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées de découpages qui permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitation.

La méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux d'enlèvement de stériles et du minerai dans un ordre bien déterminé après l'ouverture de la carrière qui consiste à creuser des tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées de découpages qui permettent de réaliser un front initial pour le système d'exploitation ; ce dernier caractérise le développement des travaux préparatoires, de découverte et d'extraction, dans le temps et dans l'espace. [3]

II.ORGANISATION DES TRAVAUX D'EXPLOITATION:

Le plan d'exploitation est établi en fonction des conditions qualitatives du calcaire notamment en CaO et SO₃, les besoins en quantité de la roche. Pour atteindre les objectifs de production en clinker, la carrière de calcaire doit fournir une quantité mensuelle de 420 000 tonnes, selon l'organisation de travail suivante :

- ❖ Nombre de jours ouvrables par an : 250 jours.

Où

- N_{jan} : Nombre de jours par an jours ; $N_{jan} = 365 \text{ jours}$
- N_{jf} : Nombre de jours fériés par an jours; $N_{jf} = 13 \text{ jours}$
- N_{jr} : Nombre de jours de repos par an; $N_{jr} = 102 \text{ jours}$

Ainsi :

$$N_{jo} = 365 - 13 - 102 = 250 \text{ jours}$$

- ❖ Nombre de jours ouvrables par semaine = 05 jours.
- ❖ Nombre de postes de travail par jour = 02 postes.

1^{er} poste de 6.00 h à 14.00 h

2^{ème} poste de 14.00h à 22.00 h.

- ❖ Durée de travail par poste = 08 heures.

La répartition de la production en temps est consignée dans le tableau II.1 suivant :

Tableau II.1: Répartition de la production en temps.

Matière	Production							
	Mensuelle		Journalière		Poste		Horaire	
	T	m ³	T	m ³	T	m ³	T	m ³
Calcaire	420 000	157 303	20 160	7 551	10 080	3 775	1 260	472

Remarque :

- Les calculs ont été faits avec une masse volumique moyenne de 2,67 t/m³.
- Les résultats ont été arrondis.
- La couverture est négligeable [4]

II.1. PLANNING DES TRAVAUX:

Pour atteindre l'objectif de production de calcaire assigné à la carrière, soit 5.040.000 Tonnes pour l'année 2015 , il a été prévu la considération des secteurs.

Ces secteurs sont justifiés par des impératifs qualitatifs, quantitatifs et d'optimisation des engins de foration, chargement et transport sans incidence sur la sécurité de l'environnement immédiat de la zone d'exploitation. Actuellement, la carrière de Chouf Amar est constituée de quinze (15) gradins, les niveaux et les endroits des gradins sont repartis sur 6 secteurs comme suit : [4]

A- Secteur I nouveau bloc Est :

Pour cette partie qui s'étale sur quatre gradins, il est envisagé une production d'environ 70.000 tonnes. Pour réaliser cette quantité il a été envisagé ce qui suit :

Niveau 950 m ce niveau donnera une quantité de 18 000 tonnes.

Niveau 960 m ce niveau donnera une quantité de 18 000 tonnes.

Niveau 970 m ce niveau donnera une quantité de 18 000 tonnes.

Niveau 980 m ce niveau donnera une quantité de 16 000 tonnes.

B- Secteur II Nord-est :

Une production de 1 200 000 de tonnes de calcaire est projetée sur 4 Niveaux.

Niveau 1000 : Ce niveau donnera une quantité de 600 000 tonnes.

Niveau 1020 : Ce niveau donnera une quantité de 300 000 tonnes.

Niveau 1035 : Ce niveau donnera une quantité de 250 000 tonnes.

Niveau 1050 : Ce niveau donnera une quantité de 50 000 tonnes.

C- Secteur III Nord :

Une quantité de 970 000 tonnes sera extraite du niveau + 990 jusqu'au niveau + 1050.

La quantité est obtenue par l'avancement dans les gradins qui se situent aux niveaux qui suit :

Niveau 990 : Ce niveau donnera une quantité de 50 000 tonnes.

Niveau 1000 : Ce niveau donnera une quantité de 150 000 tonnes.

Niveau 1010 : Ce niveau donnera une quantité de 150 000 tonnes.

Niveau 1020 : Ce niveau donnera une quantité de 250 000 tonnes.

Niveau 1035 : Ce niveau donnera une quantité de 350 000 tonnes.

Niveau 1050 : Ce niveau donnera une quantité de 20 000 tonnes.

D- Secteur IV Ouest :

Le 1 million de tonnes prévues sera extrait à partir des niveaux suivants :

Niveau 920 : Ce niveau donnera une quantité de 150 000 tonnes.

Niveau 980 : Ce niveau donnera une quantité de 300 000 tonnes.

Niveau 960 : Ce niveau donnera une quantité de 250 000 tonnes.

Niveau 940 : Ce niveau donnera une quantité de 200 000 tonnes.

Niveau 920 : Ce niveau donnera une quantité de 50 000 tonnes.

Niveau 900 : Ce niveau donnera une quantité de 50 000 tonnes.

E- Secteur V Centre :

Une production de 750 000 de tonnes de calcaire est projetée sur 4 Niveaux. Pour réaliser ces objectifs un plan d'action sur cette année sera exécuté ainsi :

Niveau 980 : Ce niveau donnera une quantité de 200 000 tonnes.

Niveau 960 : Ce niveau donnera une quantité de 250 000 tonnes.

Niveau 940 : Ce niveau donnera une quantité de 200 000 tonnes.

Niveau 900 : Ce niveau donnera une quantité de 100 000 tonnes.

F- Secteur VI Sud :

Une quantité de 1 050 000 tonnes sera extraite à partir de ce secteur.

La quantité est obtenue par l'avancement dans les gradins qui se situent aux niveaux qui suit :

Niveau 870 : Ce niveau donnera une quantité de 450 000 tonnes.

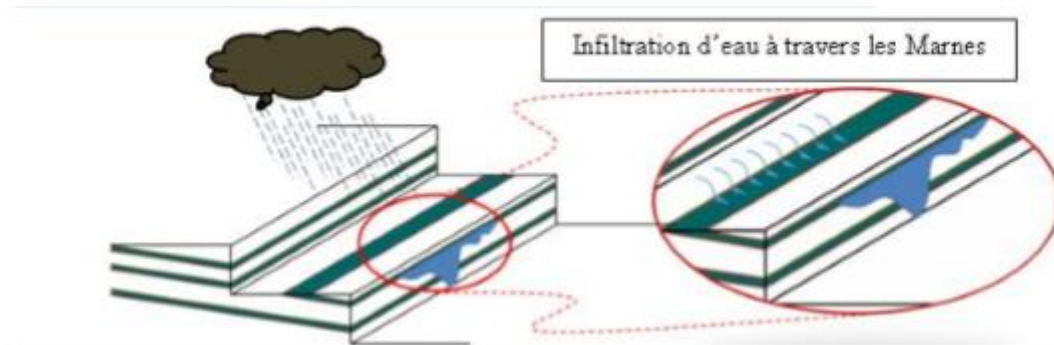
Niveau 860 : Ce niveau donnera une quantité de 350 000 tonnes.

Niveau 890 : Ce niveau donnera une quantité de 250 000 tonnes.

II.2 .Problème de glissement dans la carrière :

Le mécanisme des glissements de terrain dans la carrière Chouf Amar qui s'est produit en 2008, a été probablement provoqué par le mauvais sens d'exploitation (du bas (Sud) de la carrière, progressant vers le haut (Nord)) : Elimination de la butée en pied de la colline.

D'autres facteurs ont également participé dans le glissement comme la présence de couches de marne (interposés entre les calcaires) et les infiltrations d'eau dans les calcaires fracturés ainsi que les ondes sismiques issues du tir (cf. **figure II.1**) [4]



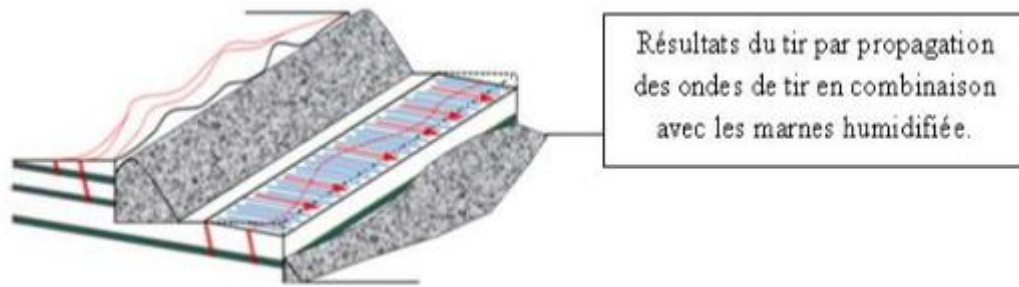


Figure II.1: Exemple de facteurs participant au problème de glissement.

Les niveaux 800m; 815m; 830m et 845m sont donc à éviter pour l'exploitation à cause du haut risque de glissement majeur (cf. figure II.2). Il est aussi fortement recommandé de commencer toutes ces opérations par le haut de la carrière, progressant vers le bas.

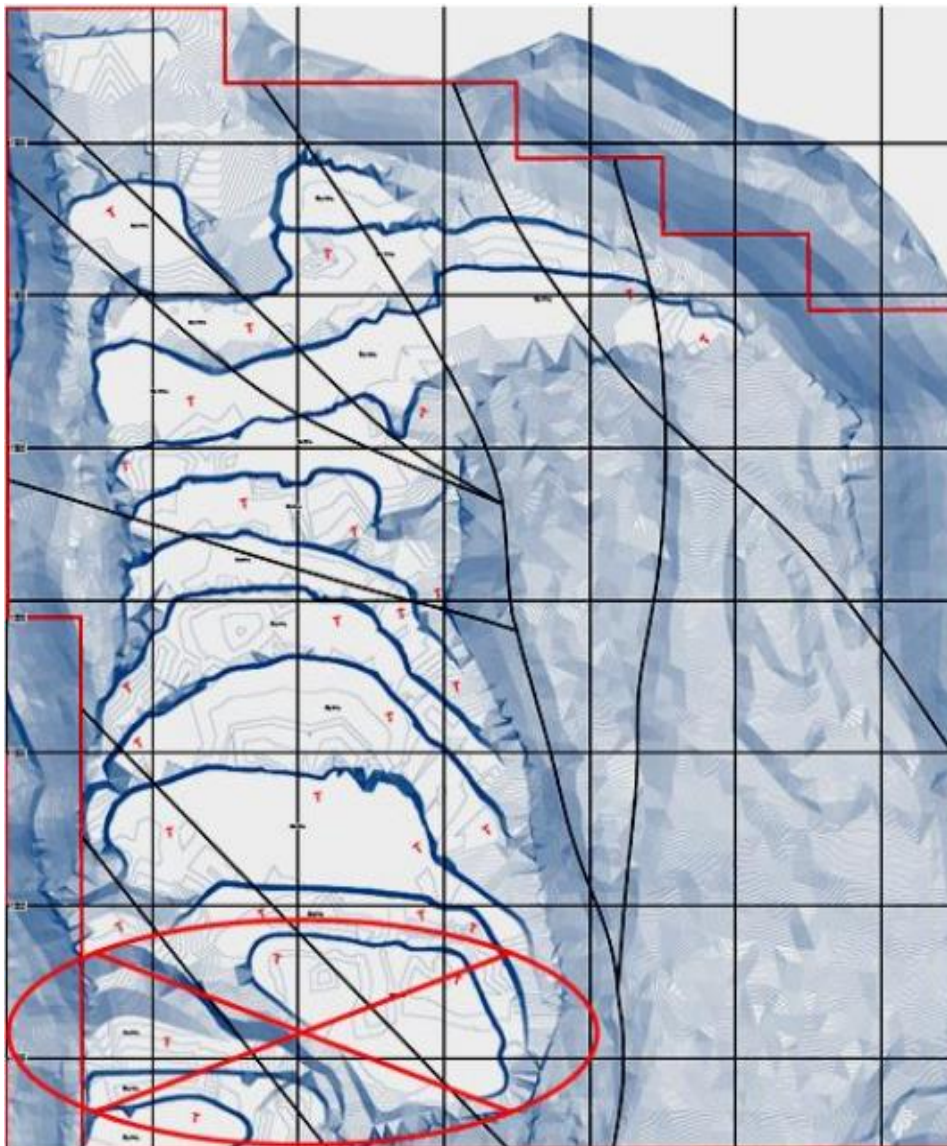


Figure II.2 : Zone à exclure de l'exploitation.

II.3. TRAVAUX D'OUVERTURE :

II.3.1. Généralités :

Après avoir élaboré le projet d'exploitation sur la base des documents géologiques et topographiques et après avoir défini la profondeur finale d'exploitation du gisement et les contours supérieur et inférieur du champ de la carrière, on passe à la réalisation qui consiste en un premier temps à la construction de la carrière à ciel ouvert.

L'ouverture du gisement consiste à construire des ouvrages permettant d'accéder à un premier niveau.

Cette étape comprend deux phases principales :

- La réalisation des tranchées d'accès.
- La réalisation des tranchées de découpages.

L'évolution dans le temps et dans l'espace des tranchées de découpage donne naissance aux gradins. La réalisation de ces tranchées se fait par des travaux de forage et de tir pour les gisements constitués de roches dures et très dures ou à l'aide d'excavateurs directement pour les roches de faible dureté.

Lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert le mode d'ouverture dépend de certains facteurs qui sont :

- ❖ Les facteurs géologiques (le relief du terrain, la forme et les dimensions de la carrière, la puissance, la profondeur et le pendage du gisement).
- ❖ Les facteurs organisationnels (la productivité et la durée de vie de la carrière, durée de service des équipements adoptés, et la sécurité de travail des moyens de mécanisation).
- ❖ Les facteurs économiques (le rendement et les dépenses consenties pour la construction de la mine).

L'ouverture choisie doit assurer :

- ✓ L'exploitation du gisement la plus rentable
- ✓ Le bon fonctionnement de la carrière
- ✓ La productivité planifiée
- ✓ La sécurité de travail. [4]

II.3.2. Ouverture de la carrière de Chouf-Amar :

II.3.2.1 Choix du mode d'ouverture du champ de la carrière :

Les argumentations de base d'ouverture sont :

- Le mode d'ouverture adopté doit assurer les frais minimum de transport des stériles et des minerais ;
- Le volume des travaux de creusement doit être minimal ;
- La distribution du volume de stériles durant toute la vie de la carrière doit être rationnelle.

Etant donné que le gisement de Chouf-Amar à M'sila est un relief montagneux, alors le mode d'ouverture choisi pour ce type de gisement est l'ouverture par demi tranchée d'accès à partir des niveaux 768 m jusqu'au sommet.

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

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

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

Dans la carrière ce Chouf Amar, la circulation se fait à doubles voies [4].

II.3.2.2 Creusement de la demi-tranchée d'accès :

La demi-tranchée d'accès est commencé a partir de niveau 780 c'est le niveau de base de la carrière jusqu'à le sommet du relief (front de travaille de niveau 1060m), c'est le front d'exploitation actuelle, la réalisation de la demi-tranchée d'accès se faite par travaux de forage et de tirs, on forer des trous de profondeur varie de 1 jusqu'à 5m, dont le pendage est de 70°, les trous sont chargés par l'explosif est après sont tirées [3].

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

- Préparation du sol à creusée (nettoyage par le bulldozer).
- Foration des trous des mines.
- Tir des trous.
- Evacuation des débris par bulldozer. [4]

On continué ces travaux jusqu'à l'obtenir d'une largeur de 13m.

II.3.2.3 Les paramètres caractéristiques de la tranchée :

- a) L'angle de talus de la demi-tranchée.
- b) La largeur du fond de la demi-tranchée.
- c) La pente longitudinale.
- d) La longueur de la demi-tranchée.
- e) Le volume de la demi-tranchée. [3]

Paramètre de la demi-tranchée d'accès

- La longueur1617m
- La largeur de direction N-S..... 1379m
- La pente (10° ÷12°)

a. L'angle du talus de la demi-tranchée :

L'angle de bord de la demi tranchée d'accès dépend des propriétés physiques et mécaniques des roches dont principalement la dureté et la durée de service de celle ci. Dans notre cas, le calcaire de la carrière de Chouf -Amar est de dureté de $f=9$ donc l'angle de bord de la demi tranchée d'accès approprié est égal à $\alpha_d = 70^\circ$.

b. la largeur du fond de la demi-tranchée:

La largeur de la demi- tranchée d'accès (cf. **figure II.3**) dépend de celle des camions, du nombre de voies et de la vitesse de déplacement des camions. Elle est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$B=C+2D+F+E \quad (\text{en m}).$$

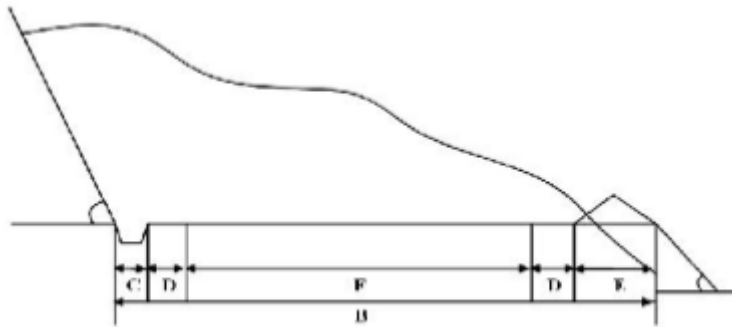


Figure II.3: demi-tranchée d'accès

Les paramètres de la demi-tranchée d'accès construite à Chouf Amar sont donnés dans le **tableau II.2**

Tableau II.2: Paramètres de la demi- tranchée d'accès.

Désignations	La Largueur de la rigole C (m)	La largeur des accotements D (m)	La largeur de la chaussée F (m)	La largeur de la digue de protection E(m)
Valeur	0.5	1	11	1.5

$$B = 0.5 + 1 + 11 + 1.5 = 15m. \text{ Donc : } B = 14m$$

c. la pente longitudinale :

La pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès est généralement déterminée en fonction de type de transport utilisé, dans le cas de transport par camion la pente varie de 8 à 12 %.

Dans notre cas de la carrière de Chouf-Amar on utilise le transport par camion donc La pente longitudinale est égale à : 10%

d. La longueur de la demi-tranchée :

La longueur de la demi-tranchée dans la carrière est de 3300 m.

e. Le volume de la demi-tranchée d'accès :

Il est déterminé par la formule suivante :

$$Vt = \frac{B^2 \sin\alpha * \sin\delta \cdot L}{2\sin(\alpha - \delta)} \text{ (m)}$$

Ou :

B : Largeur de la demi-tranchée, (m) 15^2

α : Angle du bord de la demi-tranchée, (70°)

δ : Angle du flanc de coteau, (12°).

L : longueur de la demi- tranché. 3300m.

$$V_t = \frac{15^2 \cdot \sin 70 \cdot \sin 12 \cdot 3300}{2 \cdot \sin(80-12)} = \frac{145064.513}{1.854} = 78\,244.1 \text{ m}^3$$

$$V_t : 78244.10 \text{ m}^3$$

II.3.2.4. Etape de creusement de la demi-tranchée:

Le creusement des tranchées d'accès se fait du bas vers le haut en plusieurs étapes.

1ère étape: Creusement des trous de mines (cf. figure II.4)

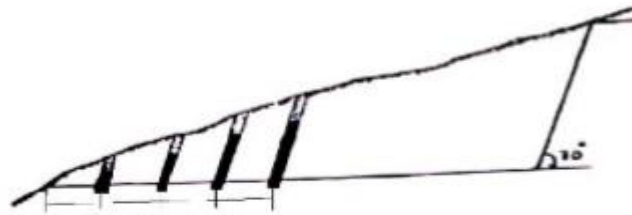


Figure II.4 : Préparation de la plate forme.

2ème étape : Evacuation des déblais

On évacue les déblais à l'aide d'un bulldozer pour préparer la plateforme de travail là où le chariot de forage peut forer les trous (cf. figure II.5)

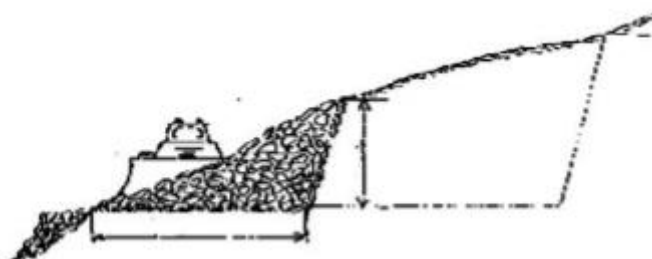


Figure II.5 : Evacuation des déblais

3ème étape : foration des trous avec le crawlair.

Après l'évacuation des déblais, on introduit le chariot qui va forer des trous inclinés ou horizontaux (cf. **figure II.6**).

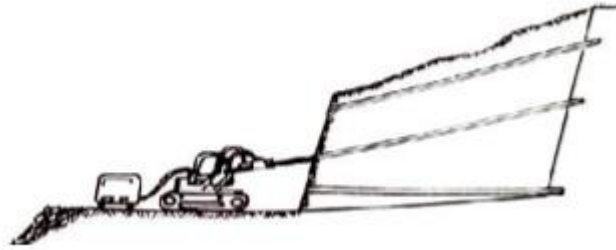


Figure II.6 : Foration des trous de mines avec le crawlair

4ème étape : tir et chargement des déblais

De cette manière, on fait la réalisation de la demi tranchée d'accès jusqu'au sommet avec les travaux de tirs et d'évacuation avec le bulldozer (cf. **figure II.7**). Il y a des cas où l'évacuation se fait par bulldozer directement dans le cas des roches tendres. Et à chaque fois en réglant la plate forme à l'aide d'un bulldozer qui pousse les déblais sur les versants.

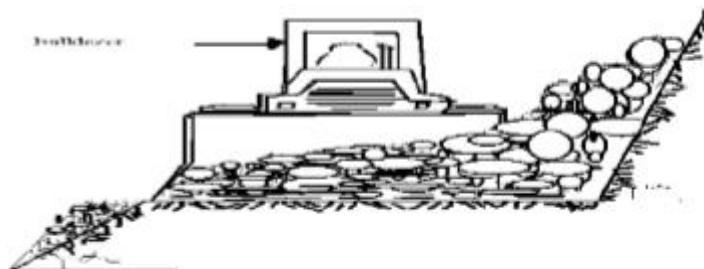


Figure II.7 : Tir et chargement des déblais



Figure II.8 : Schéma d'ouverture du gisement de Chouf Amar.

II.4. Méthode d'exploitation

II.4.1. Généralités :

La méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux qui assurent la découverte et l'extraction en quantité et en qualité planifié dans les conditions de sureté absolue, autrement dit un système d'exploitation caractérisé par le développement des travaux préparatoires, de découverte et d'extraction dans le temps et dans l'espace.

Les déplacements des chantiers et des fronts de travail définissent le système d'exploitation. En bref, la méthode d'exploitation doit tenir compte d'une part, des conditions

géologique et minières du gisement et d'autre part, des paramètres techniques des engins miniers utilisés.

II.4.2. Choix de la méthode d'exploitation:

La méthode d'exploitation doit tenir compte de la relation étroite qui existe entre les différents facteurs suivants :

- Caractéristiques géologiques du gisement.
- Dimensions du gîte.
- Puissance du stérile.
- Propriétés physico-mécaniques du minerai et du stérile.
- Production planifiée de la mine.
- Mode d'ouverture du gisement.
- Nombre d'engins miniers prévus.

A la base de l'interdépendance de ces facteurs, les chercheurs les plus réputés du domaine ont procédé à des classifications des méthodes d'exploitations. Parmi, ces classifications, on retient, celles du célèbre académicien Russe V. Rjevsky et E. Scheschko.

Suivant l'indice relatif à l'angle de pendage des gîtes, Rjevsky a divisé toutes les méthodes d'exploitations en deux groupes :

- **Méthode d'exploitation continue:** Destinée pour les gisements horizontaux et peu inclinés.
- **Méthode d'exploitation de fonçage :** Destinée pour les gisements inclinés et les gîtes dressant.

La méthode d'exploitation adoptée au niveau de la carrière de Chouf-Amar est de fonçage. L'exploitation a commencé du côté Nord-ouest du gisement à la cote 1060 m (par rapport au niveau de la mer) vers le sud (c-à-dire de haut vers la bas). La préparation des roches se fait par travaux de forage et de tir. La mise à terril est extérieure pour le moment.

[3]

II.4.2.1. Principaux paramètres de l'exploitation:

a. Hauteur du gradin

La hauteur du gradin pour la carrière de Chouf-Amar est variable entre les niveaux d'exploitation (entre 10 et 20 mètres).

b. Largeur de plate-forme de travail

La largeur de plate-forme de travail est déterminée en fonction de :

- propriétés physique et mécaniques des roches;
- dimension du tas des roches abattues;
- paramètres techniques des engins de chargement et de transport.
- des lignes de transmission électrique ainsi que de la disponibilité de réserve prête au chargement. [5]

Lors de l'abattage des roches par travaux de forage et de tir, la plateforme de travail se calcule par la formule suivante (cf. figure II.9) :

$$B = A + X + C + T + Z \text{ (m)}$$

Où:

A : largeur d'enlevure; 7m (pour 2 rangés de trous)

X : largeur réduite du tas de roches abattues en dehors de l'enlevure; 25 m

(Pour Hg=15m et 2 rangés de trous)

C : la distance de sécurité comprise entre le tas de roches et la chaussée de transport "T";

C : 2 m.

T : largeur de la chaussée de transport (chaussé); $T = 2b + 2a + r + d$

- **b** : Largeur du camion, $b = 5m$

- **a** : Distance d'accotement , $a = 1m$

- **d** : Distance entre deux camions qui se croisent, $d = 0,8 \div 1 m$, on prend $d = 1m$

- **r** : Distance de braquage ; 15m

$$\text{Donc } T = 10 + 2 + 1 + 15 = 28m$$

Z : largeur du prisme d'éboulement : 4m

Donc : $B = 7+25+2+28+4 = 66\text{m}$.

Largeur de la plate-forme de travail=66m

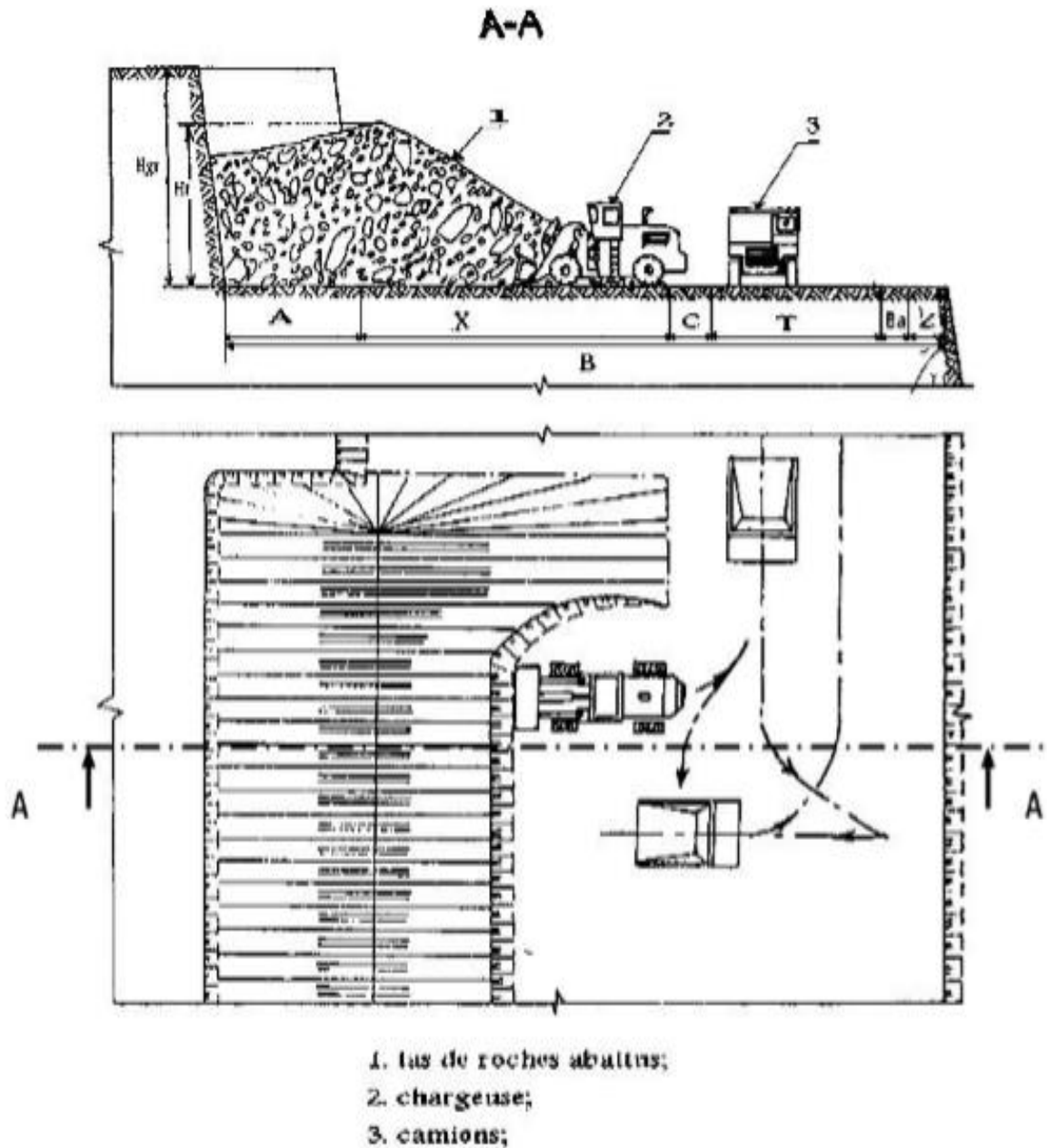


Figure II.9: Forme générale de la plateforme de travail

Chapitre III

Travaux de forage et
de tir

III.1 Travaux de forage et de tir

III.1.1 Généralités sur les méthodes de préparation de roche à l'abattage :

La préparation des roches à l'extraction est un des premiers maillons de la chaîne technologique d'exploitation. La qualité de cette étape de travaux prédétermine en grande proportion l'efficacité des travaux, le rendement des engins de chargements et de transports, la sécurité dans les carrières et mines à ciel ouvert. Pour cela il faut connaître les caractéristiques mécaniques des roches pour pouvoir déterminer les quantités d'explosifs à utiliser, car l'utilisation des charges explosives par excès ou par défaut produira des résultats indésirables.

La préparation des roches à l'extraction équivaut à la destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissibles pour la rentabilité de tous les engins d'extraction et de transport.

Au niveau de la carrière de Chouf Amar, la dureté du calcaire est $f = 9$. Les roches de la carrière de Chouf Amar ont une dureté supérieure à 5, il en résulte que la préparation des roches à l'extraction se fait au moyen des travaux de forage et de tir.

Dans l'industrie minière, on distingue les modes de forage suivants:

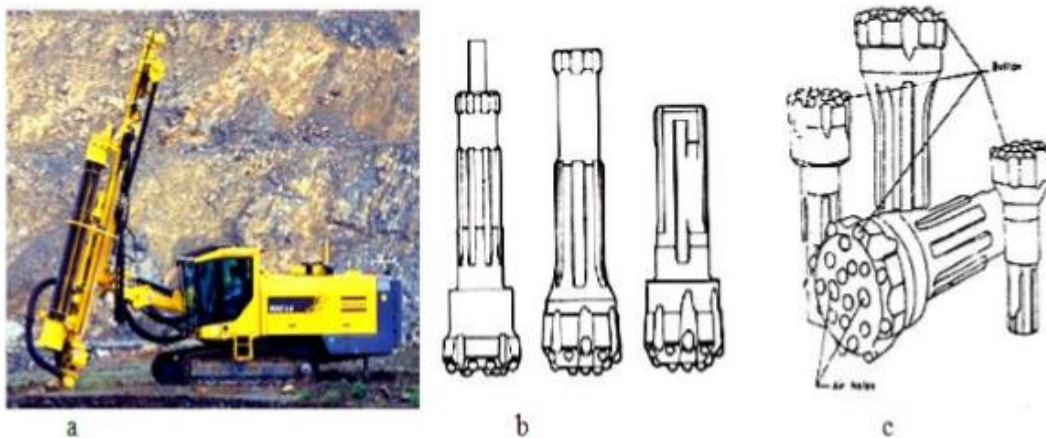
- Forage rotatif (sondeuses rotatives).
- Forage percutant (sondeuses percutantes).
- Forage roto- percutant (sondeuses roto-percutantes).
- Forage thermique (sondeuses thermiques).

Dans les conditions de la carrière de Chouf Amar, le mode de forage utilisé est roto-percutant.

Il est assuré par des sondeuses de modèle et de type: ATLAS COPCO ROC L6 (cf. **figure III.1**) dont les caractéristiques techniques sont données dans le tableau III.1

Tableau III.1: Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO ROC L 6. [6]

Marque.	ATLAS. COPCO
Type.	ROCL6 – 44
Type de moteur	CAT C10
Puissance du moteur	R72 KW
Diamètre du trou	(110 ÷ 130) mm
Direction de forage	(60°-90°)
Vitesse de rotation	25 ÷ 80 tr/mn
Vitesse de déplacement	3,4 km/h
Consommation d'air comprimé	5 bars
Profondeur max de forge	40 m
Poids	18,5 t
Longueur, m	10,3
Hauteur, m	3,8
Largeur, m	4

**Figure III.1:** Sondeuse ATLAS COPCO ROC L6 avec des taillants (Marteau fond du trou) [7]**III.1.2 Calcul du rendement de la sondeuse ROC L6 :**

Il est donné par la formule suivante

$$R_s = V_f \times T_p \times K_u \text{ (m/p).}$$

V_f : Vitesse pratique de forage d'un mètre de trou par heure, ($V_f = \text{m/h}$).

T_p : durée d'un poste de travail, ($T_p = 8$ h). K_u : Coefficient d'utilisation de la machine, ($K_u = 0,7$).

Les vitesses pratiques de forage et le temps de foration sont donnés dans le tableau III.2.

Tableau III.2: Chronométrage du temps de foration

N	longueur de forage (m)	durée de forage (min)	durée de déplacement (min)	changement & alignement de tige (min)	monte des tiges (min)	temps total (min)	taux de fonctionnement (m/min)	Vitesse de forage m/h
1	15	14,48	1,75	0,45	1,14	17,82	0,84	50,51
2	15	14,25	0,43	0,38	1,13	16,20	0,93	55,57
3	15	14,02	0,42	0,42	1,18	16,03	0,94	56,13
4	15	14,25	0,68	0,40	1,15	16,48	0,91	54,61
5	15	14,13	0,75	0,50	1,53	16,91	0,89	53,22

- ❖ Taux de fonctionnement (m/min)= longueur de forage (m) / temps total (min)
- ❖ Vitesse de forage (m/h)= Taux de fonctionnement (m/min)* (60min)

Donc : $R_s = 54 * 8 * 0.7 = 302 \text{ m/p}$

III.1.3 Exigences technologiques des travaux de forage et de tir

La fragmentation des roches par explosif est très répandue dans les carrières et mines à ciel ouvert. C'est la méthode principale pour la préparation des roches dures à l'extraction. La qualité de la préparation a une influence prépondérante sur les indices technico-économiques des processus technologiques de l'entreprise minière.

Les travaux de forage et de tir dans les carrières ou mines à ciel ouvert doivent répondre aux attentes suivantes:

- ❖ Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches.
- ❖ Etat normal du pied de gradin (une surface plate sans rebord).
- ❖ formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimensions nécessaires.
- ❖ Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement.
- ❖ Action sismique minimale pour les installations à la surface et pour l'environnement.
- ❖ Dépense minimale et grande sécurité du travail.

Les exigences technologiques des travaux de forage et de tir sont exprimées par la dimension maximale des blocs (morceaux) abattus (D). [8]

➤ **Pour l'engin de chargement (chargeuse)**

$$D_m \leq 0,8\sqrt[3]{E}, (m)$$

Ou : D_m : dimension moyenne du morceau abattu, (m)

E : capacité du godet de la chargeuse : $E=8,4m^3$

$$D_m = 0,8\sqrt[3]{8.4} = 1,6m$$

➤ **Pour un camion**

$$D_{\max} \leq 0,5\sqrt[3]{V}, (m)$$

V : volume de la benne du camion : $V=31,4m^3$

$$V \leq 0,5\sqrt[3]{31,4} = 1,57m$$

➤ **Pour le concasseur à marteau**

$$D_{\max} \leq 0,8B, (m)$$

B : dimension caractérisant l'ouverture du concasseur à marteau : $B=2 m$

$$D_m \leq 0,8.2 = 1,6m$$

N.B :

Les morceaux abattus ayant $D_{\max} \leq 1,5m$ peuvent être chargés, transportés et concassés.

Les morceaux ayant $D_{\max} > 1,57m$ sont considérés comme étant blocs hors gabarit et feront l'objet de débitage secondaire

III.1.4 Propriétés physique et mécanique de la roche Calcaire de Chouf Amar:

La détermination des propriétés technologiques pour le calcaire est présentée comme suit :

III.1.4.1. Indice de forabilité des roches

$$I_f = 0.007 * (\sigma_c + \sigma_{tr}) + 0.7 * \gamma$$

σ_c : Résistance à la compression, **Kgf/cm²** $\sigma_c=922.433 \text{ kgf/cm}^2$.

σ_{tr} : Résistance à la traction, **Kgf/cm²**

$\sigma_{tr}=305 \text{ kgf/cm}^2$.

$$I_f = 0.007 * (922.433 + 305) + 0.7 * 2.67$$

$$I_f = 10.5$$

En se basant sur la classification de l'indice de forabilité des roches selon Rjevesky (cf. **Tableau III.3**), on déduit que le calcaire de Chouf Amar à un indice de forabilité moyen

Tableau III.3: Classification des roches selon l'indice de forabilité . [8]

Classe	Forabilité	I_f
I	très facile	1,0-5,0
II	Facile	5,1-10,0
III	Moyenne	10,1-15,0
IV	Difficile	15,1-20,0
V	Très difficile	20,1-25,0

Indice de tirabilité des roches:

$$q_{ét} = 0.02 \times (\sigma_c + \sigma_t) + 2 \times \gamma \text{ g/m}^3$$

$$q_{ét} = 0.02 \times (922.433 + 305) + 2 \times 2.67$$

$$q_{ét} = 29.9 \text{ g/m}^3$$

En se basant sur la classification de l'indice de tirabilité des roches selon Rjevesky (cf. **Tableau III.4**), on déduit que calcaire de Chouf Amar à un indice de tirabilité difficile.

Tableau III.4: Classification des roches selon l'indice de tirabilité.[8]

Classe	Valeur de $q_{ét}$ (g/cm ³)	Tirabilité
I	<10	Tirabilité facile
II	10,1 ÷ 20	Tirabilité moyenne
III	20,1 ÷ 30	Tirabilité difficile
IV	30,1 ÷ 40	Tirabilité très difficile
V	40,1 ÷ 50	Exclusivement difficile

III.2. Travaux de tir:

III.2.1 Explosifs utilisés dans la carrière:

Les travaux de tir nécessitent d'utiliser des produits chimiques (explosifs) destinés pour libérer leur énergie potentielle en un temps très court, qui s'accompagne de dégagement d'un important volume gazeux et une température très élevée.

Chaque produit explosif se caractérise par sa capacité de travail, sa brisance ou vitesse de détonation, sa sensibilité à l'onde explosive, son aptitude à transmettre la détonation, sa résistance à l'humidité ou l'eau, son état physique et son mode de présentation. Dans la carrière de Chouf Amar les explosifs utilisés sont de deux types :

- 30% de **TEMEX 2** comme charge de pied.
- 70% d'**ANFOMIL** comme charge de colonne.

Les caractéristiques des explosifs TEMEX2 et l'ANFOMIL sont données dans le tableau III.5.

Tableau III.5 : Caractéristiques des explosifs utilisés à Chouf Amar .[9]

Caractéristique	TEMEX 2	ANFOMIL
Densité	1.22	0.9
Vitesse de détonation, (m /s)	4000-5000	3000
Volume de gaz, (l /Kg)	/	975
Energie, (KJ /Kg)	/	3000
Résistance à l'eau	bon	Médiocre
Diamètre de cartouche (mm)	80	vrac
Longueur de cartouche (cm)	40	/
Le poids de cartouche (sac) (kg)	2.5	25

III.2.2 Quantité d'explosif par trou:

Au niveau de la carrière du Chouf Amar la quantité d'explosif utilisée par trou de mine est calculée comme suit :

$$Q_{\text{trou}} = E \times B \times Hg \times \gamma \times qs \text{ [kg]}$$

Avec :

E : L'espacement ; m

B : La banquette ; m

Hg: La hauteur du gradin ; m

γ : La densité de calcaire,

qs: La consommation spécifique, c'est la quantité d'explosif nécessaire pour abattre 1 tonne de calcaire. Au niveau de la carrière de Chouf Amar la valeur utilisée est de 0.18 kg/tonne.

La longueur de charge de pied « L_{pied} » :

$$\mathbf{L_{pied}} = \text{nombre des cartouches} \times 0.4 ; \text{ m}$$

La longueur de charge de colonne « L_{colonne} » :

$$\mathbf{L_{colonne}} = L_{\text{trou}} - (L_{\text{pied}} + L_{\text{b}})$$

L_b : étant la longueur de bourrage.

Ou à l'aide de la formule suivante :

Avec :

$$\mathbf{L_{colonne}} = \frac{Q_{\text{colonne}}}{P}$$

$$\mathbf{P} = \frac{\pi(d)^2}{4} \times 1 \times \lambda$$

P : capacité d'un mètre de trou en explosif (ANFOMIL).

d : diamètre du trou.

λ : masse volumique d'explosif (Anfomil) = 0.9 t/m³ = 900 kg/m³.

Les paramètres du plan de forage et de tir sont donnés dans **le tableau III.6** ci-dessous.

Tableau III.6 : Les paramètres de forage et de tir existant dans la carrière :

Paramètre		symbole	Valeur
Hauteur du gradin (m)		H_{gr}	10-20
Longueur de sous forage (m)		L_s	0.5
Consommation spécifique (kg/m^3)		q_s	0.48
Diamètre des trous de mines (m)		D_{tr}	110
ligne de moindre résistance (m)		W	3.5
Intervalle entre les rangées (m)		B	3.5
Intervalle entre les trous (m)		E	4
Inclinaison des trous ($^\circ$)		α	8
Construction de la charge explosive		*****	continue
Nature de bourrage		*****	Déblai de forage
Mode de bourrage		*****	Bourrage finale
Mode d'amorçage des trous		*****	Hors de trous
Quantité instantanée utilisée (kg)		Q	< 320
distance plus proche des constructions (m)			630
Charge de pied (TEMEX 2)	Diamètre de la cartouche (mm)	*****	80
	Poids de la cartouche (Kg)	*****	2,5
	Longueur de la cartouche (cm)	*****	40
Charge de colonne (ANFOMIL)	Poids sac (kg)	*****	25
	Capacité métrique (kg/m)	*****	9

III.2.3 Schéma du plan de tir et connexion des détonateurs:

La disposition des trous de mine en quinconce et la connexion des détonateurs électriques à micro retard, installés hors du trou et reliés en série au niveau de la carrière sont illustrées dans la figure III.2

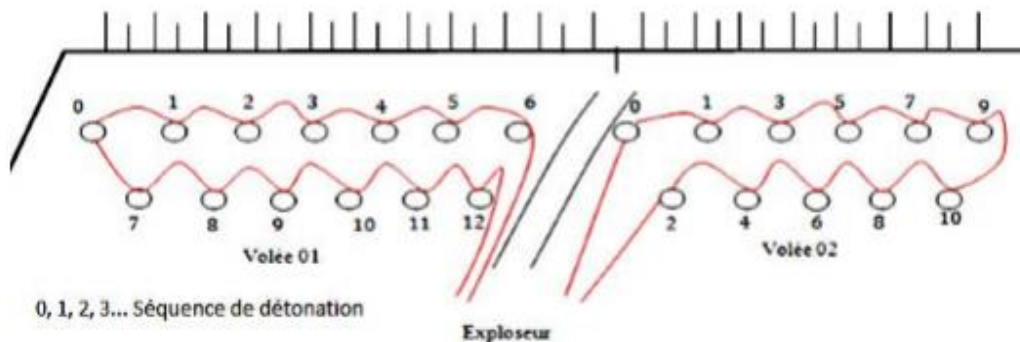


Figure III.2: Schéma de connexion des détonateurs électriques (DMR 25ms chacun)

III.2.4. Implantation et allure du front:

III.2.4.1. Méthode actuelle d'implantation:

On désigne par implantation du tir l'opération qui consiste à tracer la maille en surface sur la plateforme à abattre, et à déterminer les paramètres d'inclinaison et de longueur de foration pour chaque trou. Cette opération est réalisée manuellement par le responsable du minage sur la carrière. L'opération est réalisée de la manière suivante :

- l'opérateur évalue la position qu'il veut donner à la première rangée au moyen d'un point de référence qui est estimé par la banquette en pied comme précédemment, et place sa première rangée en fonction d'elle.

- l'opérateur place ensuite le premier trou, puis reporte l'espacement entre les trous au moyen de son décamètre. Il place ainsi les trous suivants.

- à partir de la première rangée, il place la seconde, puis éventuellement la troisième rangée, théoriquement parallèlement à la rangée précédente. Il place ensuite les trous sur ces rangées. C'est l'opération d'implantation de la première rangée, telle qu'elle qui est réalisée actuellement et qui apparaît comme la moins précise. Il existe cependant des méthodes avec des outils de mesure des paramètres importants pour le positionnement de la première rangée, et ainsi est amélioré notablement la précision de l'implantation.[1]

III.2.4.2. Levés du front

Un outil pouvant guider dans l'implantation et le chargement d'un tir est disponible sur la carrière. Il s'agit d'un appareil de mesures de distances par laser, appelé Laser-ace ou profilo-mètre (cf. figure 2.11). Cet outil est un distance-mètre laser, comme ceux utilisés par les géomètres, couplé à un système de mesure d'angles. Il s'agit d'un outil manuel, l'opérateur doit viser différents points du front à relever et il obtient alors les informations de distance souhaitées, qui vont lui fournir des éléments de reconstitution partielle du front. Ce système peut permettre à l'opérateur de sélectionner des zones du front particulièrement sensibles, comme des sous cavages, pied non parti ou des sur épaisseurs importantes. Par cet outil, l'opérateur obtient de plus la hauteur réelle du front, l'inclinaison du front, qui va lui permettre d'adapter l'inclinaison de chacun des différents trous.

Ce système est assez lourd à mettre en œuvre et demande de consacrer du temps au levé pour préparer précisément l'implantation.[1]

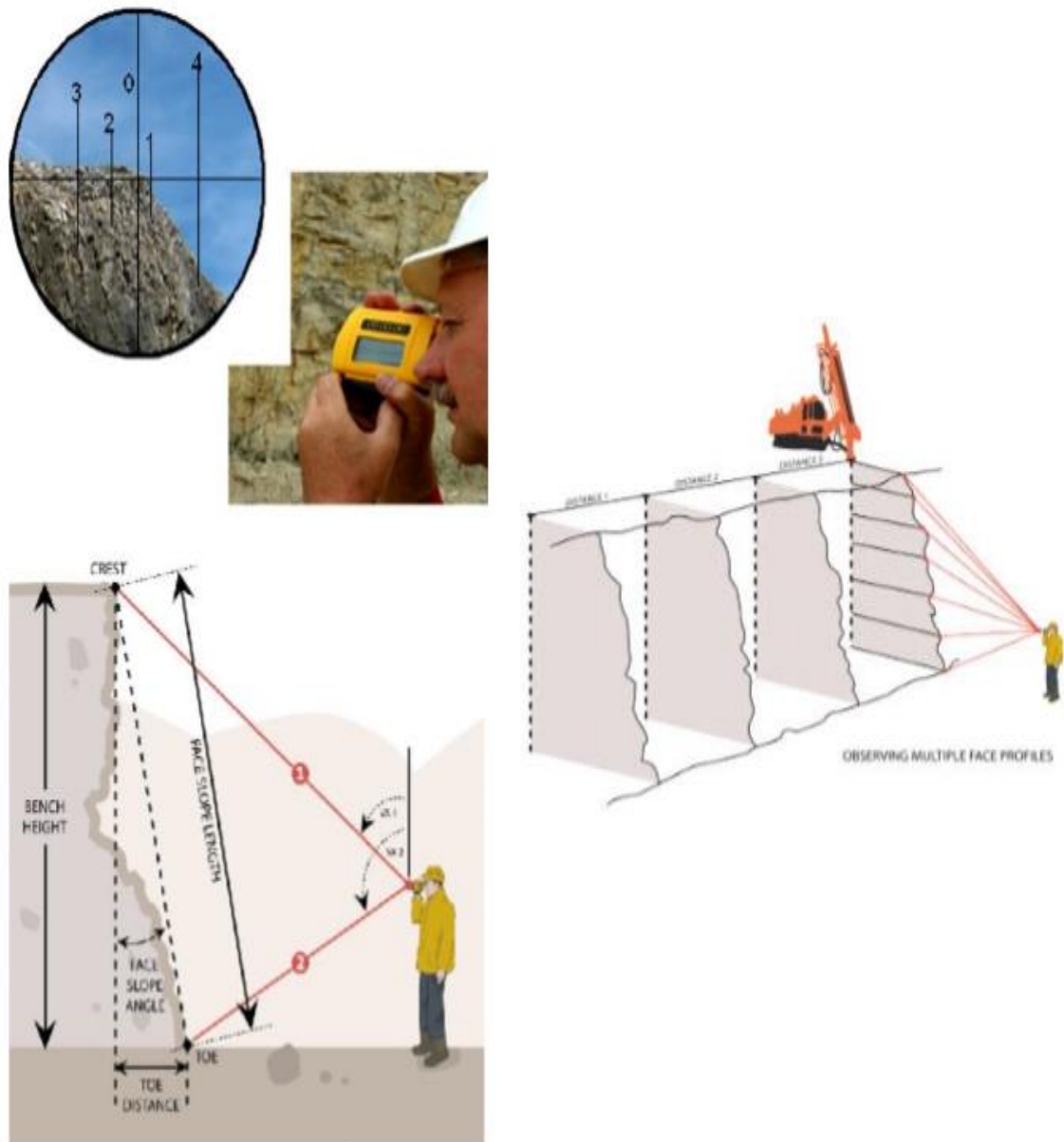


Figure III.3: Mesure des paramètres des fronts de taille à l'aide Laser-Ace

Mesure instantanée des épaisseurs à abattre (banquette).

Chapitre IV

Chargement
et
Transport

IV.1 CHARGEMENT:

IV.1.1 Généralités:

La production de la carrière est conditionnée par les engins de chargement. Le choix des ces engins dépend essentiellement de la production escomptée. Il s'avère comme le principal poumon de la chaîne technologique de l'exploitation minière à ciel ouvert. On constate l'obsession des entreprises à produire plus, ce qui les pousse à accroître considérablement les capacités des engins de chargement. Les engins de chargement et d'excavation utilisés dans les carrières sont les excavateurs à godet unique (ou multiple).

Parmi les excavateurs à godet unique qui sont utilisés à Chouf Amar ; la chargeuse sur pneus **Caterpillar 990** (cf. **figure IV.1**) pour le chargement des roches dans les camions. Celle-ci est conçue pour les travaux de chargement et de manutention des matériaux en vrac lorsqu'on recherche le coût à la tonne le plus bas possible. [2]



Figure VI.1: chargeuse sur pneu CAT990.

La détermination du type d'engin d'excavation et de chargement se base sur les facteurs suivants :

- La production ciblée.
- La nature des matériaux.
- Les mesures de sécurité.

VI.1.2 Extraction-Chargement (cas de la carrière Chouf-Amar) :

La chargeuse extrait les matériaux de roches massives du tas abattu. Elle les charge dans des camions qui se placent à proximité.

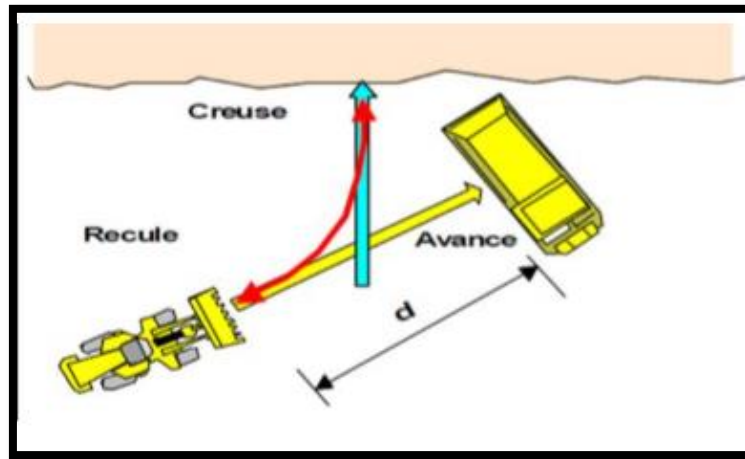


Figure.VI.2: Procédure de chargement des roches abattues avec la chargeuse sur pneus. [10]

Les caractéristiques techniques de la chargeuse sur roues Caterpillar 990 sont données dans le tableau VI.1

Tableau VI.1: Caractéristiques techniques de la chargeuse CAT 990. [11]

Paramètres	Unités	Valeurs
Type CAT990	-	-
Longueur	mm	12 341
Largeur	mm	4 450
Hauteur	mm	8 091
Rayon de braquage	mm	2 000
Puissance du moteur	kw	503
Capacité du godet	m ³	8.4-9.2
Vitesse maximale de déplacement	km/h	20.8
Poids de la chargeuse	Kg	23100
Moteur	-	<i>3412E DITA ATAAC</i>

VI.1.3 Calculs de productivité de la chargeuse:

VI.1.3.1 Détermination du temps de cycle de la chargeuse:

Après un certain nombre de chronométrage réalisé à la carrière de Chouf Amar, les mesures de temps obtenus ont donné les résultats dans le **tableau VI.2**

Tableau VI.2: chronométrage du temps de cycles de la chargeuse **CAT990** :

cycle	Temps de chargement (s)	Temps de parcours (s)	Temps de déchargement(s)	Temps de retour (s)	Total (s)
1	11	13	6	10	40
2	13	12	6	10	41
3	11	15	7	9	42
4	13	13	6	12	44
5	11	13	6	8	38
6	12	12	7	7	38
moyen	11,83	13,00	6,33	9,33	40,50

Le temps de cycle moyen t_c de la chargeuse est donné par :

$$T_c = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n t_i$$

$$t_c = \frac{1}{6} \sum_{i=1}^6 t_i \text{ donc } t_c = 40.5 \text{ s} = 0.675 \text{ min.}$$

VI.1.3.2. Le coefficient de remplissage du godet de la chargeuse :

Pour les roches fragmentées à l'explosif avec fragmentation moyenne et aptitude au cavage difficile, la valeur du coefficient de remplissage est comprise entre 0,75÷0,9. [9]

Nous prenons 0,8

K_r : coefficient de remplissage du godet, $k_r = 0,8$.

VI.1.3.3 Calcul de la production théorique (P_{th})

Elle est définie par la géométrie du gisement et la nature des matériaux.

$$P_{th} = N * G, \text{ m}^3/\text{heure}$$

N : nombre de cycle de base par heure

G : volume chargé, transporté ou déplacé en m³, **G = 8.4 m³**

$$N = \frac{60}{\text{cycle}}$$

D’après le chronométrage effectué sur le terrain, la durée du cycle total est de 50s soit 0,83mn

Donc le nombre de cycles de base par heure est $N = \frac{60}{0.675}$, = **88.88** arrondi par défaut à 89 cy/h ; D’où:

$$P_{th} = 89 * 8.4 = 747.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$P_{th} = 5980.8 \text{ m}^3/\text{poste}$$

VI.1.3.4 Calcul de la production instantanée :

C’est la production théorique corrigée par des facteurs dépendant de la nature du travail. Elle est calculée par la formule suivante :

$$P_{inst} = P_{th} * K_r * C * D, \text{ m}^3/\text{h}$$

P_{inst}: production instantanée

P_{th}: production théorique

K_r : le coefficient de remplissage du godet, **k_r = 0,8**

C : Facteur de conduite

D : Facteur de temps de travail

Le tableau **VI.3** ci-après intègre les conditions de chantier et la disponibilité du conducteur, D.

Tableau VI.3: Conditions de travail et disponibilité du conducteur. [9]

Facteur de temps de travail (D = temps réel/60)			
Conditions de travail (1) Et organisation	Disponibilité du conducteur (2)		
	Excellente	Bonne	passable
Excellente	0,96	0,90	0,87
Bonne	0,52	0,83	0,78
Moyenne	0,80	0,77	0,72
Passable	0,70	0,68	0,63

Les temps morts sont réduits et les arrêts sont rares, donc $D = 0,83$.

Le paramètre C qui définit le facteur de conduite selon l'expérience du chauffeur est illustré dans le tableau VI.4.

Tableau VI.4: Facteur de conduite selon l'expérience du conducteur. [9]

Facteur de conduite	Expérience du conducteur		
	Très bonne	Moyenne	Aucune
C =	1,00	0,95	0,85

Le conducteur est amené à changer de zone d'extraction peu fréquemment et opère quelques travaux annexes ; donc la condition du travail est moyenne d'où $C = 0,95$.

Donc:

$$P_{\text{ins}} = 747.6 \times 0,8 \times 0,95 \times 0,83 = 471.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$P_{\text{ins}} = 3772.7 \text{ m}^3/\text{poste.}$$

VI.1.3.5 Calcul du nombre de chargeuses:

Le nombre de chargeuses nécessaires pour réaliser la production industrielle annuelle est donné par la formule suivante :

$$N_{\text{ch}} = \frac{P_{\text{an}}}{P_{\text{ind/an}}} * k_{\text{rev}}$$

k_{rev} : Coefficient de réserve ; $k_r = (1,2 \div 1,4)$. On prend $k_{\text{rev}} = 1,4$.

La production annuelle de la carrière étant de 5 040 000 t/an

$$N_{\text{ch}} = \frac{5040000}{2376800} \times 1,4 = 2,9 \approx 3 \text{ chargeuse}$$

Le nombre de chargeuses nécessaires calculé est égal à 3. Soit deux chargeuses en service et une autre chargeuse conservée et utilisée en cas de panne de l'une des deux.

Actuellement au niveau de la carrière deux chargeuses sont en activité, elles peuvent atteindre l'objectif de production facilement.

Les résultats de calcul globaux des paramètres de chargement sont regroupés dans le tableau VI.5.

Tableau VI.5: Récapitulatifs des paramètres de chargement

Paramètres	Valeurs	Unités
Temps de cycle	0.67	Minute
Production théorique	5980.8	m ³ /poste
	/	T/poste
Production instantanée	3772.7	m ³ /poste
	/	T/ poste
Production industrielle	1 584 560	m ³ /an
	2 376 800	T/an
Nombre de chargeuses nécessaire	3	Chargeuse

VI.2 TRANSPORT:

VI.2.1 Généralités:

Le transport dans une carrière est un procédé technologique par déplacement des charges, il représente des dépenses très considérables qui peuvent aller de 20% à 30% du prix de revient total d'exploitation. Il consiste à déplacer la masse minière du front de taille vers la zone de déchargement (stock pile ou usine de traitement).

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

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

Le transport sur pneus est simple du point de vue organisation, il peut franchir des pentes allant jusqu'à 10%.

VI.2.2 Choix du mode de transport

Le choix du mode de transport tient compte :

- ✓ Des propriétés de la roche extraite ;
- ✓ Des conditions géologiques du gisement ;
- ✓ Des dimensions de la carrière ;
- ✓ De la distance de transport ;
- ✓ Du rendement de la carrière .

Les différents modes de transport possibles sont les suivants :

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

Etant donné que relief de la carrière de Chouf Amar est montagneux et vue la production annuelle planifiée de 5 040 000 t/an, le mode de transport appliqué dans ce cas est celui par camions car il permet d'avoir des avantages non négligeables et qui sont :

- ✓ Grande capacité de la benne $V_b = 10-75t$
- ✓ Pente importante $i = 8-10\%$
- ✓ Rayon de braquage réduit $R = 4-12m$
- ✓ Souplesse et manœuvrabilité élevées

On relève tout de même des inconvénients pour ce mode de transport et qui sont :

- ✓ Limitation de la longueur de transport $L \leq 7 \text{ km}$
- ✓ Coût d'amortissement élevé
- ✓ Entretien assez compliqué

Le type de camion utilisé dans la carrière de Chouf Amar est **CATERPILLAR CAT775E**. Les caractéristiques techniques de ces camions sont données dans le tableau **VI.6** ci-dessous.



Figure VI.3: Camion CATERPILLAR CAT775E.

Tableau VI.6: Caractéristiques techniques du camion Caterpillar 775E. [12]

Paramètres	Unités	Valeurs
Type CAT775
Capacité de charge	Tonne	65
Capacité de la benne	m ³	31.4
Puissance du moteur	KW	544
Rayon de braquage	mm	9200
Poids à vide	Tonne	47.5
Poids à charge	Tonne	112.5
Longueur	mm	9209
Largeur	mm	5076
Hauteur	mm	4410
Vitesse maximale avant	Km/h	65.8
Vitesse maximale arrière	Km/h	12

VI.2.3 Calcul pratique de la productivité des camions:

VI.2.3.1 Détermination du temps de cycle des camions:

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

$$T_c = t_{ch} + t_{par} + t_{déch} + t_{ret} + t_{ma} + t_{at} \text{ (min)}$$

Où:

t_{ch} : temps de chargement, t_{par} : temps de parcours, $t_{déch}$: temps de déchargement

t_{ret} : temps de retour, t_{at} : temps d'attente

Comme pour la chargeuse, nous avons aussi réalisé un certain nombre de chronométrage pour les camions ce qui nous donne :

Tableau VI.7: chronométrage du temps de cycles du camion 775^E

Cycle	Temps de chargement (s)	Temps de parcours (min)	Temps de déchargement(s)	Temps de retour (min)	Temps d'attente (s)	Temps cycle (s)
1	2,02	12,38	6,15	0,32	3,53	24,40
2	2,04	10,2	5,41	0,20	/	17,85
3	2,7	11,2	6,1	0,33	/	20,20
4	2,1	13,2	5,2	0,40	3	23,90
5	2,24	11,25	5,85	0,30	/	19,64
moyenne	2,22	11,65	5,74	0,31	1,31	21,22

$$t_c = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n T_n \quad t_c = \frac{1}{10} \sum_{i=1}^{10} T_c$$

Le temps cycle moyen mesuré est de $t_c = 21.22$ minutes.

VI.2.4 Nombre de godets pour remplir la benne du camion:

❖ **Selon la capacité de chargement :**

Il se détermine par la formule suivante :

$$N_g = \frac{kr(b)*Vb}{kr(g)*E}$$

Avec : $K_r(b)$: coefficient de remplissage de la benne, $k_r(b) = (0,9 \div 1,25)$;

Dans notre cas $k_r(b) = 1$

V_b : volume géométrique de la benne

$K_r(g)$: coefficient de remplissage du godet, $K_r(g) = 0,8$ (voir partie chargement).

E : capacité du godet, $E = 8.4 \text{ m}^3$

❖ Pour le camion CAT775 :

$$V_b = 31.4 \text{ m}^3$$

$$N_g = \frac{1 \cdot 31.4}{0.8 \cdot 8.4} = 4.67 \text{ godets}$$

❖ Selon la capacité de la benne

$$N_g = \frac{V_{ut} \cdot k_f}{E \cdot k_r(g) \cdot \gamma}$$

Avec:

V_{ut} : capacité nominale de la benne du camion (charge utile), t

K_f : coefficient de foisonnement, $k_f = 1,5$:

γ : Poids volumique du calcaire, $\gamma = 2,67 \text{ t/m}^3$.

Pour le camion CAT775E ; $V_{ut} = 65 \text{ t}$

$$N_g = \frac{65 \cdot 1.5}{8.4 \cdot 0.8 \cdot 2.67} = 5.41 \text{ godet}$$

La moyenne $\frac{4.67 + 5.41}{2} = 5.04$ $n = 5 \text{ godets}$

Ce résultat est exactement pareil à la pratique au niveau de la carrière de Chouf Amar.

VI.2.5 Calcul de la production théorique:

Elle se détermine par l'expression : $P_{th} = N \cdot B$

N : Nombre de cycle ou rotation total dans 1 heure (=60/temps du cycle total)

B : Volume de la benne ou charge utile, $B = 31.4 \text{ m}^3$

$$N = \frac{60}{21.22} = 2.82 \approx 3 \text{ cycle/h}$$

$$P_{th} = 3 * 31.4 = 94.2 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$P_{th} = 753.6 \text{ m}^3/\text{poste.}$$

VI.2.6 Calcul de la production instantanée:

Elle se détermine par : $P_{ins} = P_{th} * C * D$

Avec

C : le facteur de conduite, **C= 0,95 (cf. tableau VI.4).**

D : Coefficient horaire.

Ce camion est inséré dans une chaîne de production dont l'organisation est bonne et la disponibilité du conducteur passable, donc $D=0,83$ (cf. tableau VI.3). [9]

$$D = D * 0,92 = 0.83 * 0,92 = 0,76$$

Alors :

$$P_{inst} = 94.2 * 0.95 * 0.76 = 68.012 \text{ m}^3/\text{h} = 544.1 \text{ m}^3/\text{poste.}$$

VI.2.7 Calcul du nombre de camions:

Le nombre de camions se calcul par :

$$N_c = \frac{P_{an}}{P_{ind/an}} \text{ camions}$$

La production annuelle de la carrière étant de 5040000 t/an ;

$$P_{ind/an} = P_{ind} * N_{p/j} * N_{j/an}$$

$N_{p/j}$: nombre de poste par jours, $N_{p/j} = 2$ jours

$N_{j/an}$: nombre de jours ouvrables par an, $N_{j/an} = 250$ j/an.

Donc : $P_{ind/an} = 710.045 * 2 * 250 = 355\ 022.64 \text{ t/an}$

$$N_c = \frac{504000}{355022.64} = 14.1 \approx 14 \text{ camions}$$

En multipliant par le coefficient de réserve, nous trouvons un nombre égal à 17 camions avec trois camions de réserve.

Les résultats de calcul globaux des paramètres de transport sont regroupés dans **le tableau VI.8**

Tableau VI.8: Récapitulatifs des paramètres de transport.

Paramètres	Valeurs	Unités
Temps de cycle	21.22	Minute
Production théorique	753.6	m ³ /poste
	/	T/poste
Production instantanée	544.1	m ³ /poste
	/	T/poste
Production industrielle	236 680	m ³ /an
	355 022.64	T/an
Nombre de camion nécessaire	17	Camion

Conclusion

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

Chapitre V

Opération d'abattage
et optimisation des
paramètres de tir

V.1 Introduction :

L'abattage à l'explosif est un procédé technique incontournable pour détacher et réduire les roches d'un massif en place lorsque leur résistance est trop élevée. C'est le premier élément du processus industriel, et en particulier le premier élément de la chaîne de réduction granulométrique.

Il existe différentes méthodes et divers outils qui permettent de mieux maîtriser l'abattage et améliorer son résultat. Cette amélioration consiste à atteindre les objectifs suivants :

- l'objectif prioritaire est d'intégrer la sécurité des tirs le plus en amont possible, en évitant le risque de projection ;
- abattre un grand volume de roche ;
- Une bonne granulométrie de tir et la plus adaptée aux installations ;
- La création d'un taux de fines minimum est souhaitable si les fines ne sont pas valorisées ;
- Une proportion de blocs hors gabarie la plus réduite possible sauf dans le cas d'une production spécifique d'enrochement ;
- Une forme du tas adaptée à l'engin de chargement ;
- Une aire de travail et de roulage la plus saine possible pour un carreau en bon état et pour augmenter le rendement des engins ;
- Une bonne sortie du pied pour favoriser l'utilisation des pistes futures ;
- Obtenir des fronts les plus rectilignes possibles pour améliorer le travail préparatoire de foration et pour la limitation des surplombs et de chute de blocs.

V.2 Influence des différentes variables sur la qualité de la fragmentation des roches :

La complexité liée à l'exécution d'un tir de mines dans les massifs rocheux est une réalité évidente. Toutefois, nous pouvons classer les variables et les paramètres qui interviennent selon que ces paramètres sont contrôlables ou non comme indiqués dans le tableau VI.1

Tableau V.1 : les variables contrôlables et non contrôlables qui influent sur la qualité du résultat du tir.

Variables Contrôlables	Diamètre du trou Longueur de foration ou de trou Sous foration Inclinaison du trou Hauteur et nature du bourrage Hauteur du gradin Banquette et espacement Taille et configuration du tir Type et énergie de l'explosif Géométrie de la charge Système d'amorçage Séquence d'amorçage Nombre de faces libres Direction de dégagement
Variables incontrôlables	Géologie Propriétés physiques et mécaniques de la matrice rocheuse Réseau de discontinuités Conditions d'altération du massif Eau (quelquefois controlable)

V.2.1. Variables contrôlables :

V.2.1.1. Paramètres liés aux trous :

a. Qualité de la foration :

Le résultat du tir dépend en grande partie de la qualité des trous et donc de l’exécution, de la géométrie et des caractéristiques des forages destinés à être chargés.

Une mauvaise qualité de foration se traduit le plus souvent par des déviations non directement visibles, cette dernière peut conduire à des conséquences parfois considérables: projections, production de blocs, etc...

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

➤ **Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage :**

Lorsque le front de taille présente de fortes irrégularités telles que celles représentées ci-dessous, il est indispensable d'établir un profil assez précis de celui-ci. En effet un mesureur approximatif par rapport au sommet apparent du gradin conduit à surévaluer la banquette dans le cas de gauche et à la sous évaluation dans le cas de droite, (figure VI.1).

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

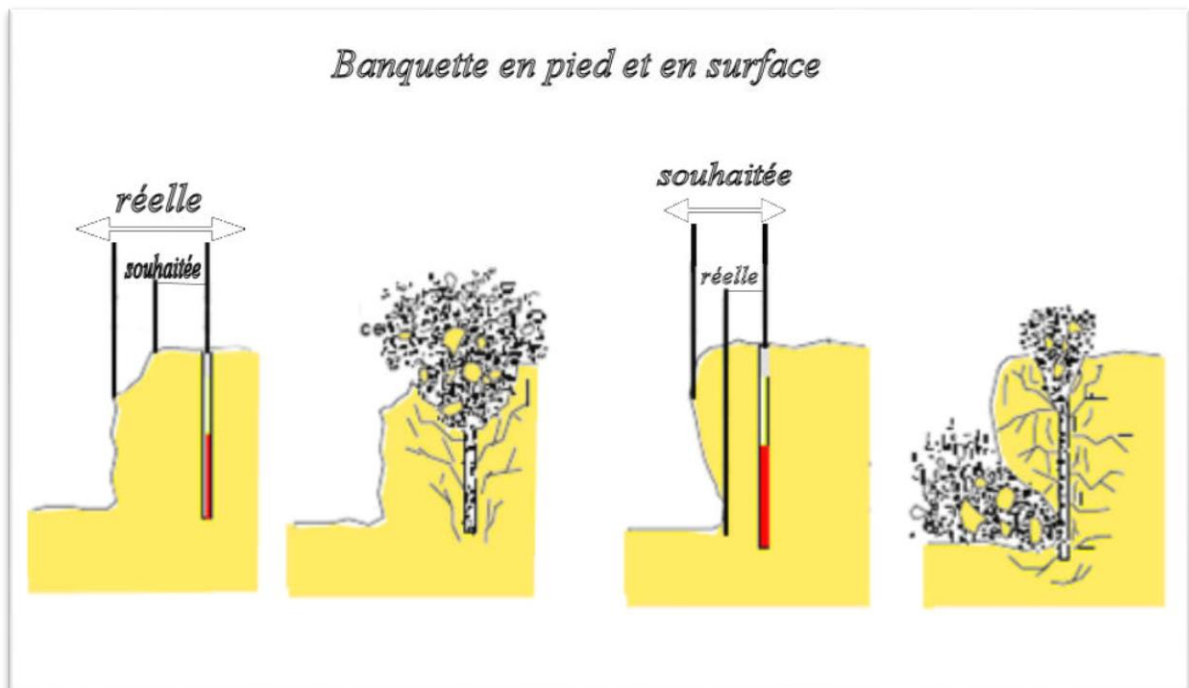


Figure V.1 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage.

➤ **Les déviations de forages :**

La déviation de trou survient lorsque la trajectoire du trou prend une direction autre que celle choisie.

Donc une mauvaise qualité de forage se traduit le plus souvent par des déviations en plan ou en profondeur avec conséquences parfois énormes et indésirables : projection des roches, production des gros blocs, vibration etc.

Les causes des déviations des trous de mine sont multiples on peut les résumés comme suivant :

1. Causes relatives à l'outil de forage :

- diamètre de la tige et le taillant ;
- Qualité de la matière de fabrication ;
- mode de forage (Marteau hors de trou ou font de trou) ;
- Positionnement de la machine de forage par rapport au front.

2. Causes relatives aux massifs :

- présence d'un plan de fissuration important ;
- intercalation de couche suivant le sens de forage ;
- failles diaclase et remplissage ;
- Nature de la roche ;

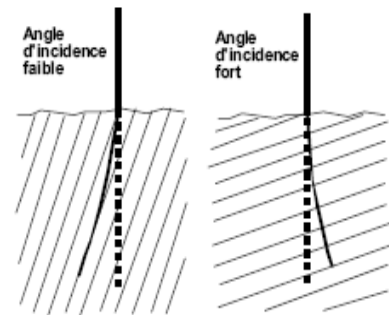


Figure V.2 : Déviation due aux discontinuités. [18]

3. Causes relatives à l'opérationnel ;

- Changement du point de forage par l'appui de la glissière ;
- implantation sur un remblai mouvant ;

On admet généralement qu'une déviation de l'ordre de 2 à 3 % est tolérable. Il n'est cependant pas exceptionnel de voir sur chantier des déviations de 5 à 10 % ; voire même plus.

Les trous sont déviés lors de l'implantation, et/ou lors de l'exécution de leur forage. Ces déviations conduisent à un élargissement, un écartement ou un rétrécissement de la maille de tir par rapport à sa valeur donnée lors de la conception du tir. Ce qui aura pour conséquence une sous-estimation ou une surestimation de la charge spécifique d'explosif qui joue un rôle important dans la fragmentation des roches et dans la prédiction de la granulométrie (Figure V.3).

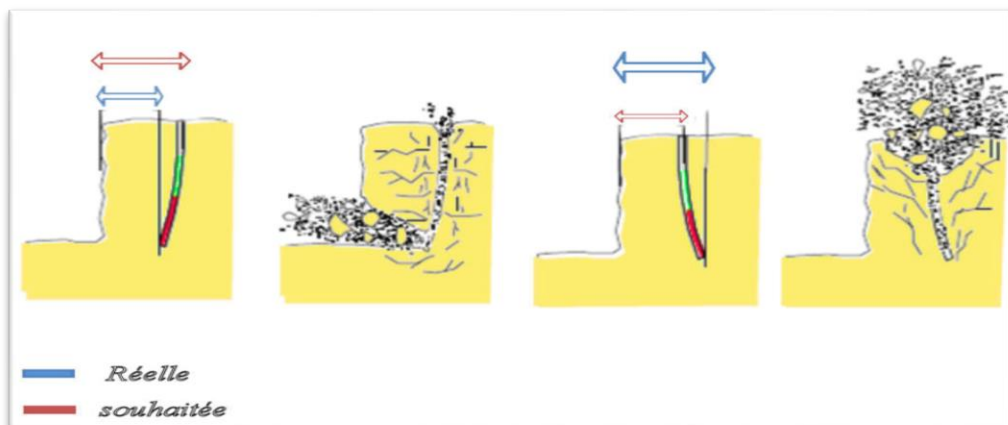


Figure V.3: Conséquences de déviation des forages.

A titre d'exemple examinons les cas des figures ci-dessous. Nous remarquons sur la (figures V.4) qu'avec l'augmentation de la profondeur du trou, des déviations sont inévitables. Ceci quelque soit le degré de poussée exercé .Elle sont beaucoup plus importantes lorsque le degré de poussée est grand.

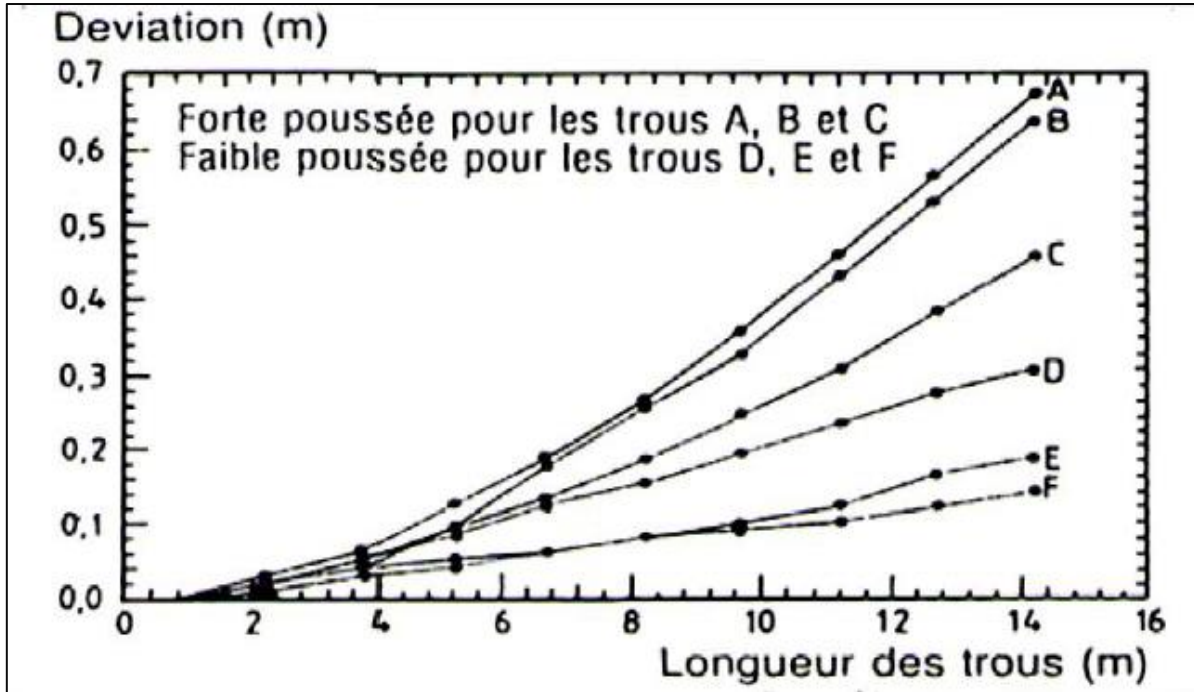


Figure V.4: Influence de la poussée axiale sur les déviations des trous. [19]

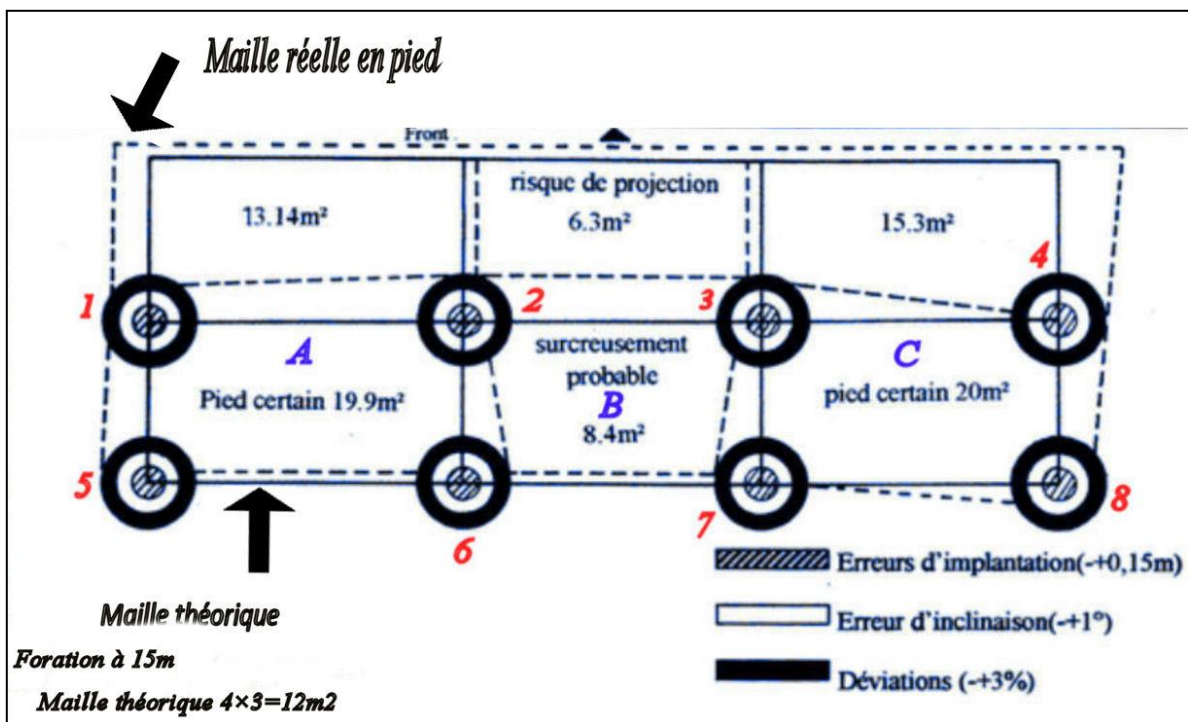


Figure V.5: Différence entre maille théorique et maille réelle. (D'après H. Héraud & al. 1993) tiré de [20].

La figure V .5 nous indique que la maille (A) qui était rectangulaire et équidistante à la surface s'est élargie au niveau des trous 5 ; 6 ; 1 et 2 pour donner une forme trapézoïdale au niveau du pied de gradin. Dans ce cas il y aura un pied de gradin certain dû à une mauvaise répartition de la charge explosive.

Par contre la maille (B) considérée comme l'inverse de la maille (A) avec un rétrécissement des trous 2 ; 3 ; 6 et 7. En plus un écartement des trous 2 et 3 vers le haut de la figure. Dans ce cas il y'aura un surcreusement probable au niveau des trous.

La maille (C) indique le décalage entre les trous 3 et 4 ; 7 et 8 pour former un parallélogramme au niveau du pied. On a un pied certain.

Ce qu'il faut retenir de ces figures c'est que les déviations dégradent l'uniformité de la fragmentation. Ils peuvent causer des gros blocs, des fronts mal taillés, des projections, des pieds de gradin. Les conséquences des déviations du forage dépend du type de maille utilisé (carré ou en quinconce) ; du diamètre du trou ; de la quantité d'explosif, du degré rapprochement des trous, de la qualification du foreur. L'expérience montre que les mailles de tir disposées en quinconces contrôlent mieux les déviations.

Cependant, différentes précautions et appareils correspondants le plus souvent au simple respect des règles de l'art minier peuvent améliorer la qualité du forage. Outre le système topographique classique, il est possible d'utiliser un théodolite électronique couplé à un télémètre à infrarouge ou à laser, ou un GPS. Les moyens et techniques modernes permettent de réaliser un forage de qualité ou de reconnaître les causes des déviations afin d'y apporter les remèdes nécessaires.

b. Diamètre du trou:

Il dépend du degré de fragmentation ciblée de la roche et du type de réalisation d'excavation.

Les trous à large diamètre donnent une meilleure économie de forage mais induit ultérieurement des coûts additionnels. Un diamètre de charge plus grand a pour conséquence une vitesse de détonation plus élevée et donc plus stable. Ceci favorise un rendement meilleur de l'énergie qui aide à la fragmentation du massif. Cependant, cela peut conduire aussi à une distribution moins efficace de la charge, due à une longueur de bourrage assez importante (figure VI.6).

En outre, dans le cas où le massif est assez fracturé, une grande maille, conséquence d'un diamètre plus grand, n'arrivera pas à effectuer la fragmentation désirée, dans ce cas un

diamètre de foration réduit permet une meilleure répartition de l'énergie explosive fournie au sein du massif, et permet de déjouer les difficultés techniques posées par des réseaux de discontinuités resserrés. D'autre part, le diamètre des charges explosives influence leur vitesse de détonation; notamment, les performances en détonation du nitrate-fuel diminuent significativement pour les diamètres inférieurs à 40 mm [21].

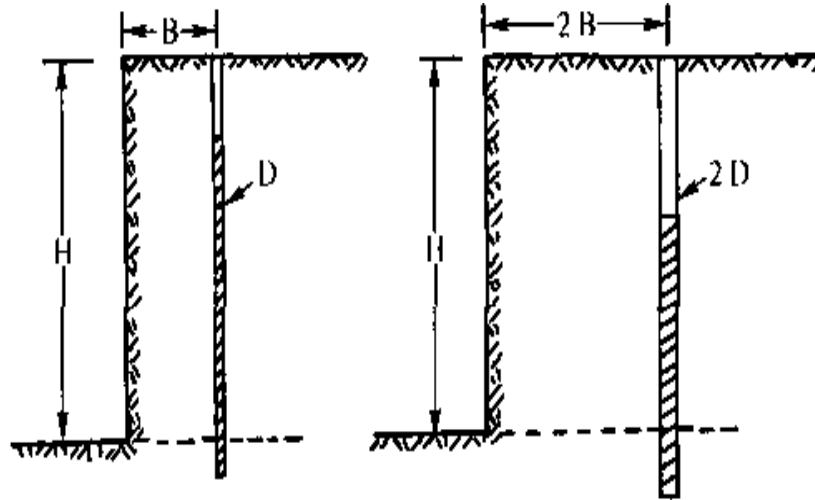


Figure V.6: Effet de l'augmentation du diamètre sur la banquette. [22]

La figure V.7 ci-dessous présente un abaque qui permet d'évaluer la zone favorable entre le diamètre de foration des trous de mines et la hauteur du front à abattre.

Par exemple on observe que pour une hauteur de front d'abattage de 15m, le diamètre qui fournit les meilleurs résultats économiques est de 102mm.

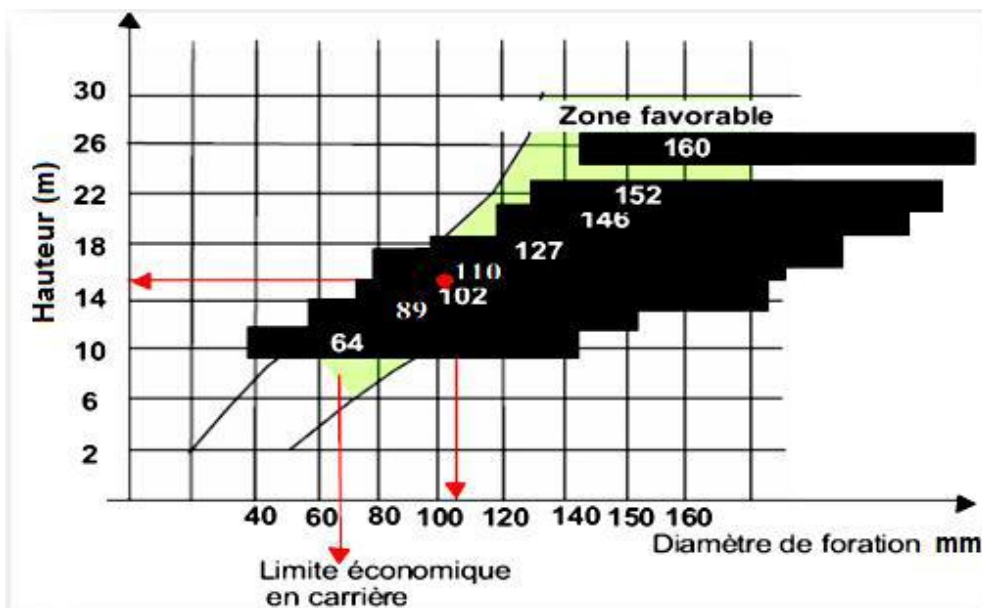


Figure V.7 : Adéquation diamètre du trou – hauteur du gradin. [23]

c. L'inclinaison du trou:

Selon Gimeno et Al (1995), le forage incliné améliore la qualité de la fragmentation, et donne un déplacement et un gonflement du tas à charger. Il nécessite moins de longueur de sous-forage et une meilleure utilisation de l'énergie explosive, abaisse les niveaux de vibration et diminue le risque d'apparence des pieds du gradin.

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

Dans les trous verticaux, la majorité de l'énergie dans la partie inférieure du trou est transmise à la roche sous forme d'onde de choc sans fragmenter la roche. L'angle de fragmentation le plus favorable au bas du trou est de 45° mais pour des raisons pratiques il est pris entre 70° et l'horizontale.

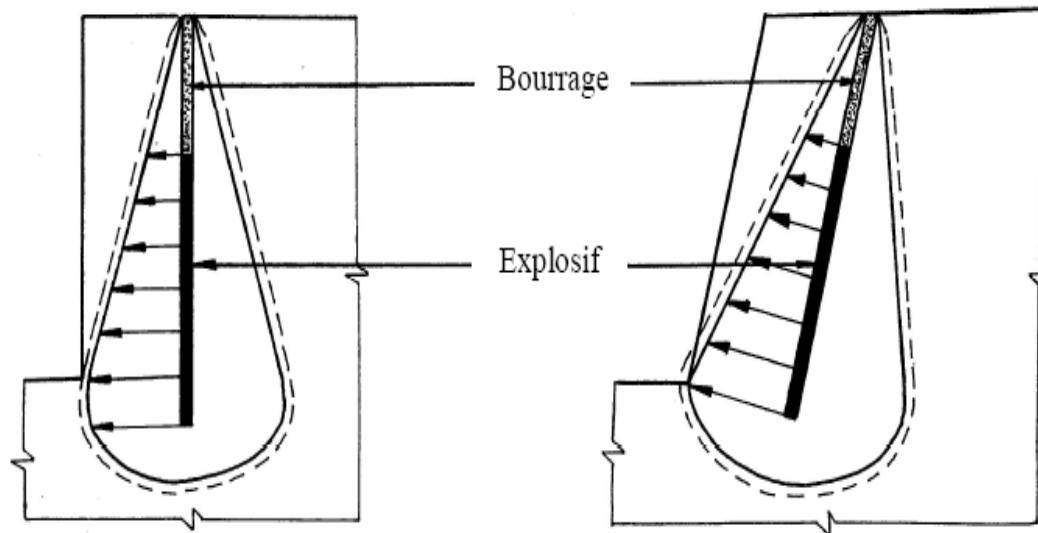


Figure V.8: Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison. [18]

d. L'excès de forage (sous-forage):

L'excès de forage est nécessaire pour fragmenter la roche au pied du gradin et pour permettre aux engins de chargement de suivre le niveau exigé. Une fragmentation de qualité médiocre à ce niveau, peut conduire à des opérations très chères. La fragmentation excessive, endommage probablement la partie inférieure, et cela implique une réduction dans la stabilité du talus.

Un excès de forage de 0,2 à 0,3 fois la distance entre les trous est adéquat pour assurer le creusement efficace à niveau du pied de gradin.

e. Longueur du trou:

Elle dépend essentiellement de la hauteur du gradin qui est un paramètre très important dans l'exploitation à ciel ouvert : le choix de la hauteur du gradin dépend des propriétés des roches, de la méthode d'exploitation, des équipements d'extraction et en même temps elle doit assurer la production annuelle planifiée de la carrière tout en assurant la sécurité du travail.

La longueur du trou dépend aussi de l'inclinaison du trou et de la longueur d'excès de forage. L'augmentation de la hauteur du gradin entraîne une réduction du taux de hors gabarits, par l'effet de la chute libre des blocs.

V.2.1.2 Paramètres liés au Bourrage :**a. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous :**

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

Dans la majorité des cas en mines et carrières à ciel ouvert, le bourrage se dispose en fonction de fissures, de l'hétérogénéité du gradin et de l'utilisation de gros diamètres des trous. Le bourrage intermédiaire permet dans le premier cas d'obtenir un abattage sélectif, dans le second d'éviter la perte d'énergie, et dans le troisième d'éviter une surconsommation d'explosif.

b. Qualité du matériau de bourrage

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

Les tirs expérimentaux montrent que le bourrage aux gravillons (4/8) donne une meilleure utilisation de l'énergie explosive.

V.2.1.3. Paramètres liés au plan de tir:

a. Banquette:

Cette dernière représente la distance entre l'arrête supérieure du gradin et la première rangée de trous. Dans le cas d'une seule rangée des trous d'abattage, la banquette représente la largeur du volume à abattre par l'énergie explosive contenue dans la rangée. Les facteurs affectant le choix de la banquette sont: Le diamètre, la hauteur du gradin, l'inclinaison du trou, l'explosivité de la roche et la fragmentation prévue.

b. L'espacement:

On entend par Espacement, la distance qui sépare deux trous voisins. En général un espacement égal à 1,25 fois la banquette donne de bons résultats. Une bonne fragmentation peut être obtenue en variant l'espacement entre (0,8 et 1,5) fois la banquette sans pour autant augmenter l'énergie de la charge spécifique.

c. Rapport de maille:

C'est le rapport entre l'espacement et la banquette, généralement est appelé E/B. Langefors et Kihlström conseillent de le prendre compris entre 1 et 1.5. Ce rapport influence la fragmentation obtenue : un E/B proche de 1 va avoir tendance à produire des blocs, tandis qu'un E/B de 1,5 fournira une fragmentation plus fine, la valeur de 1,25 va engendrer une fragmentation régulière.

Des chercheurs ont introduit une part de dynamique pour tenter de justifier l'effet du ratio E/B sur la fragmentation. La distance entre les trous d'une même rangée et la distance entre deux rangées va conditionner la densité de fragmentation due à l'onde de choc, ainsi que la mise en mouvement du massif, sa facilité de dégagement et sa vitesse, comme illustré sur la figure V.9. Le rapport E/B suggère en quelque sorte une zone d'influence de chaque trou, un travail judicieux sur la maille pourrait permettre d'ajuster ces paramètres. [24]

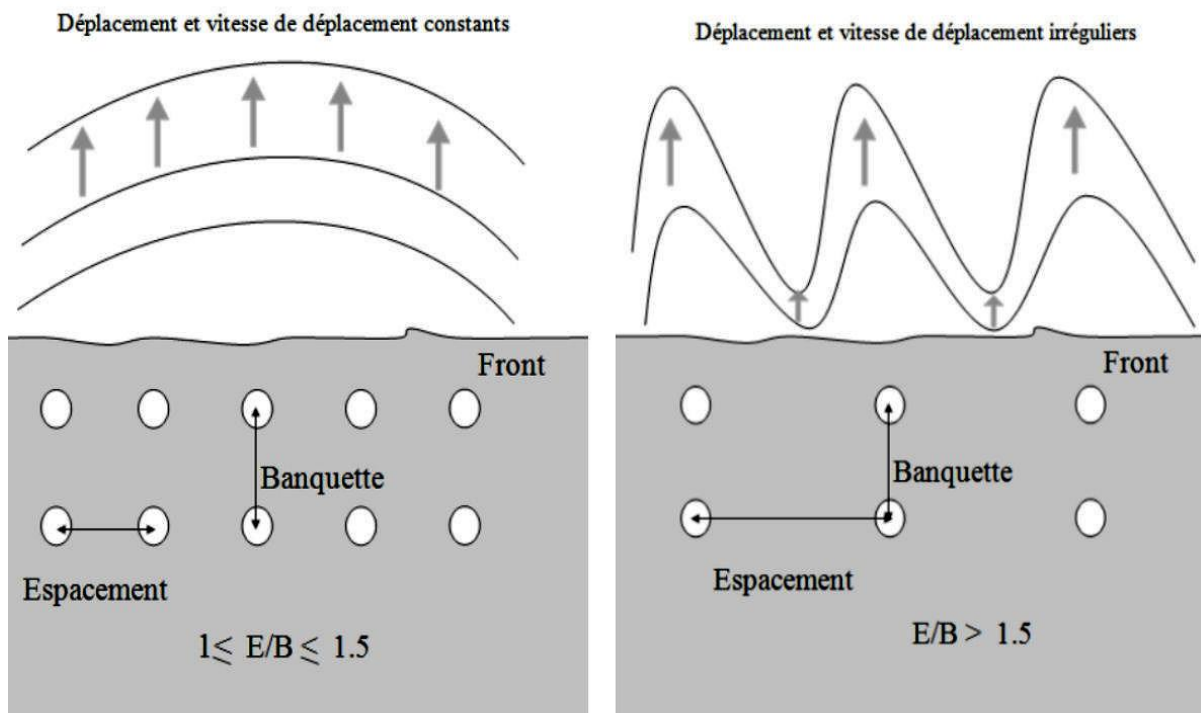


Figure V.9 : Dynamique de l'abattage.

Il faut faire la distinction entre le rapport E/B « géométrique », implanté en surface, et le rapport E/B « dynamique », réalisé via la séquence d'amorçage. C'est ce rapport E/B dynamique qui est a priori effectif dans l'abattage.

L'approche en termes de ratio espacement sur banquette s'appuie sur des observations expérimentales. Elle est parfois critiquée et délaissée en faveur d'une approche plus fondée sur l'énergie disponible en fonction du volume à abattre par trou. [24]

d. Présence des faces libres:

Lorsque l'onde de choc rencontre une discontinuité, elle se divise en une onde transmise et une onde réfléchie. La répartition entre l'énergie transmise et l'énergie réfléchie dépend du rapport des impédances des matériaux d'une part et d'autre part de la discontinuité. Dans le cas de l'interface roche/air, la réflexion est presque totale (BLANCHIER et AL, 1988).

L'onde de compression se réfléchit alors en une onde de traction qui est responsable de la formation d'une fissuration parallèle au plan d'onde. Ce phénomène bien connu est appelé Ecaillage.

e. Taille et configuration du tir:

Les lignes de tir sont classiquement disposées en configuration parallèle ou en quinconce comme illustré sur la figure V.10

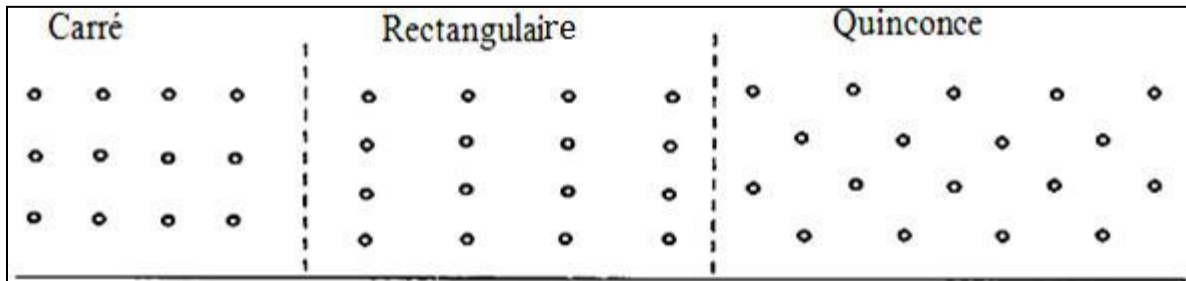


Figure V.10: Principaux types de mailles utilisées pour les tirs en ciel ouvert. [25]

V.2.1.4. Paramètres liés à l'explosif :

a. Influence de la consommation spécifique de l'explosif :

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

C'est un paramètre à adapter au massif rocheux à abattre et liée à la banquette comme le montre la figure V.11.

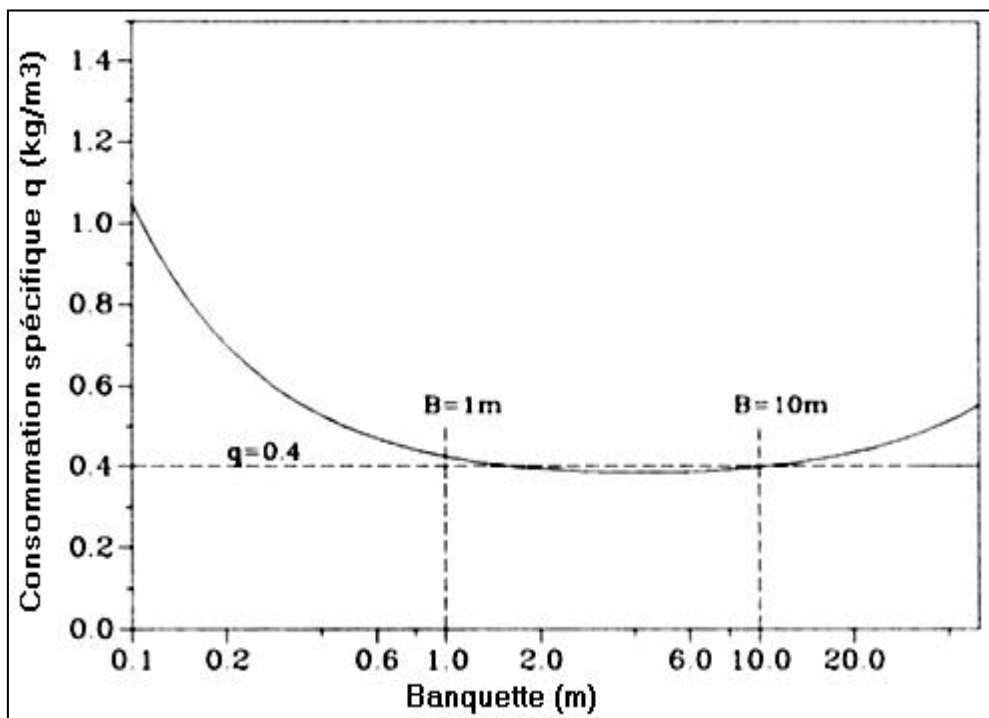


Figure V.11: La consommation spécifique q en fonction de la banquette B . [21]

La figure V.11 nous donne la consommation spécifique q en fonction de la banquette. On constate que la consommation diminue de 1.25 (kg/m^3) jusqu'à 0.4 (kg/m^3) pour des banquettes allant de 0.1 à 1m et reste quasiment stable pour les banquettes de 1 à 10m avec une consommation de 0.4 kg/m^3 .

Pour les banquettes qui dépassent 10 m la consommation augmente progressivement jusqu'à ce qu'elle arrivera à une consommation de 0.6 kg/m^3 .

La consommation spécifique varie aussi selon les caractéristiques physico-chimiques du massif rocheux à abattre tel le montre le tableau suivant.

Tableau V.2: La consommation spécifique de quelques roches : [27]

Roche	Consommation spécifique 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

b. La séquence et le système d'amorçage :

La séquence d'initiation est définie comme étant l'ordre dans lequel détonnent les différents détonateurs placés dans les explosifs.

Au lieu de tirer toutes les mines en même temps (figure V.12.a), ce qui n'offre à chacune d'elles qu'une surface de dégagement réduite, on décale dans le temps leur départ pour que chaque mine bénéficie de la surface libre créée par la précédente (figure V.12.b). [28]

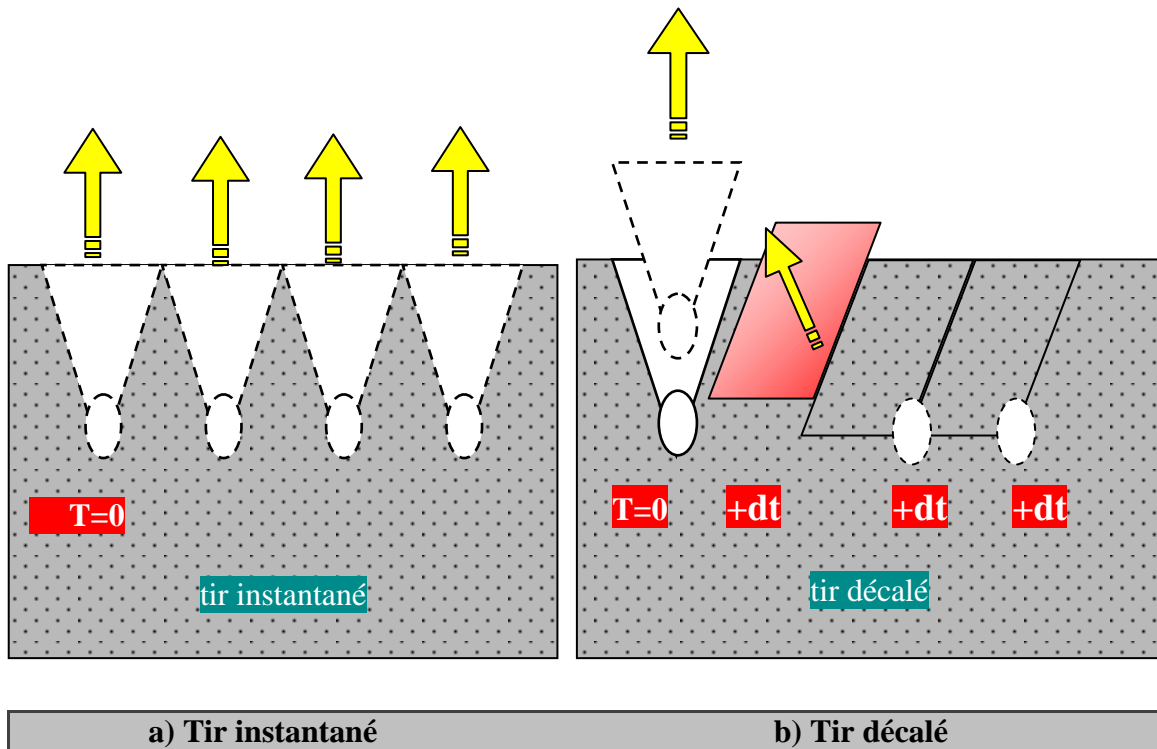


Figure V.12 : surface libre dans le cas d'un tir instantané et décalé.

Dans le Cas d'un tir instantané :

La surface libre est limitée au plan parallèle au front de taille et à celui parallèle au carreau de mine, Donc cette surface n'est pas optimale.

Dans le Cas d'un tir à retard :

La surface libre inclut le plan parallèle et perpendiculaire au front de taille délimité par chaque charge. Dans ce cas la surface est optimale et Le rendement d'un tir est étroitement lié à l'existence et à l'importance des surfaces libre ou surfaces de dégagement.

c. initiation de charge explosive :

Les schémas du tir se différencient principalement par l'initiation successive des charges (Du bas vers le haut ou du haut vers le bas).

Le schéma du retard à partir du bas (figure V.13.b) est plus efficace car il augmente l'effet du tir de la charge dans le massif dans une large mesure et permet de traiter le pied du gradin. Cette influence est montrée par la figure V.13

a) du haut vers le bas (amorçage hors de trou) ;

b) du bas vers le haut (amorçage fond de trou) ;

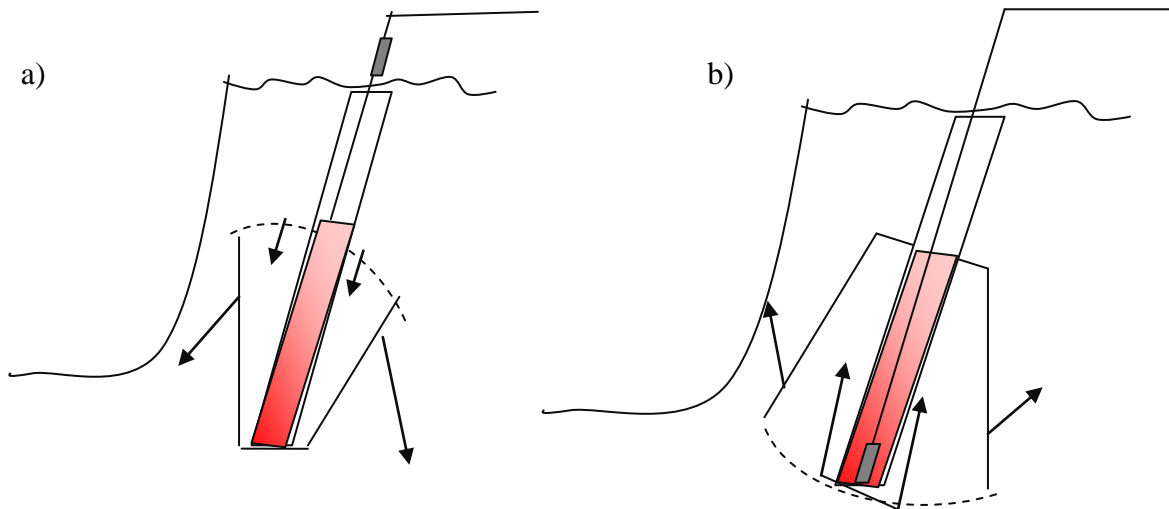


Figure V.13 : Variation de l'état de contrainte du massif en fonction de la direction de l'initiation des charges.

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

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

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

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

La figure V.14 montre les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges continues et discontinues

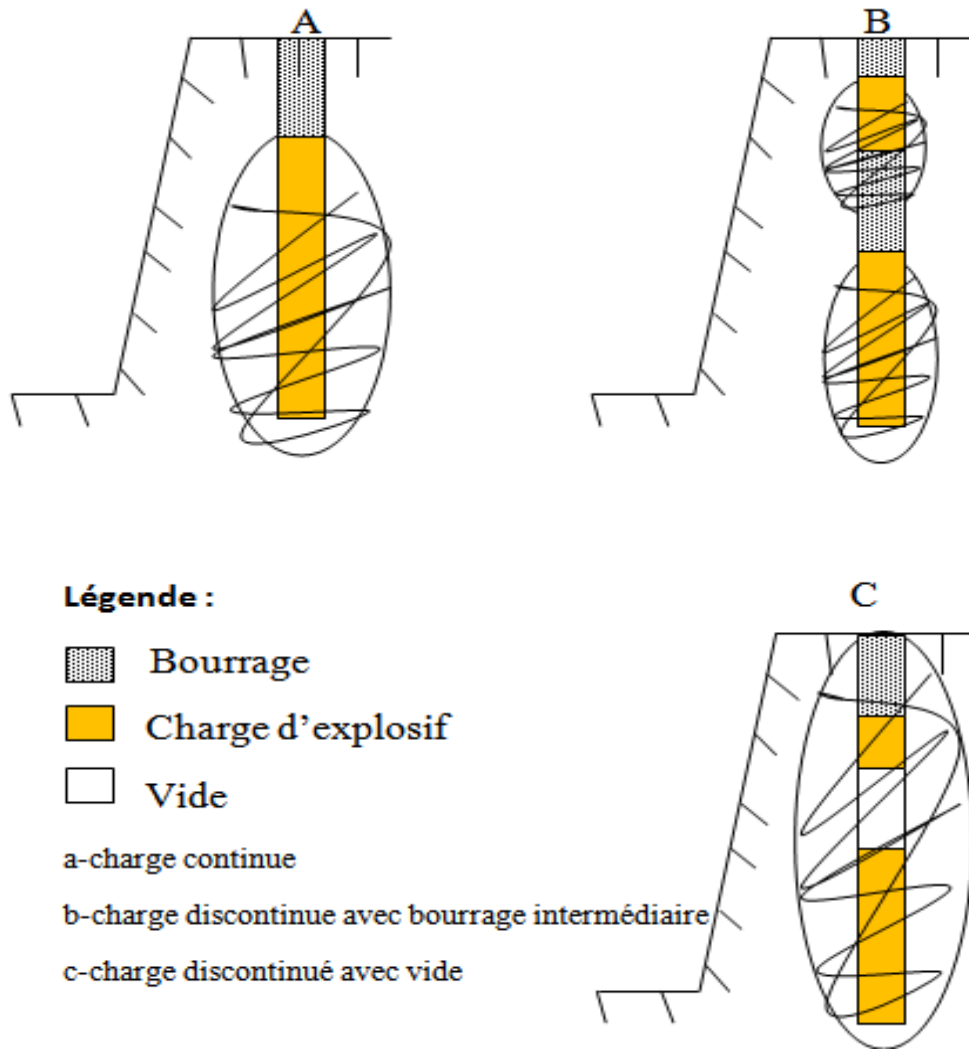


Figure V.14 : les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges continues et discontinues.

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

En qualité de matériaux de bourrage on utilise la roche, l'eau ou le vide. Selon les données de certains chercheurs, la répartition des charges dans les trous au moyen du vide conditionne l'amélioration de la fragmentation de la roche comme le montre la figure V.15

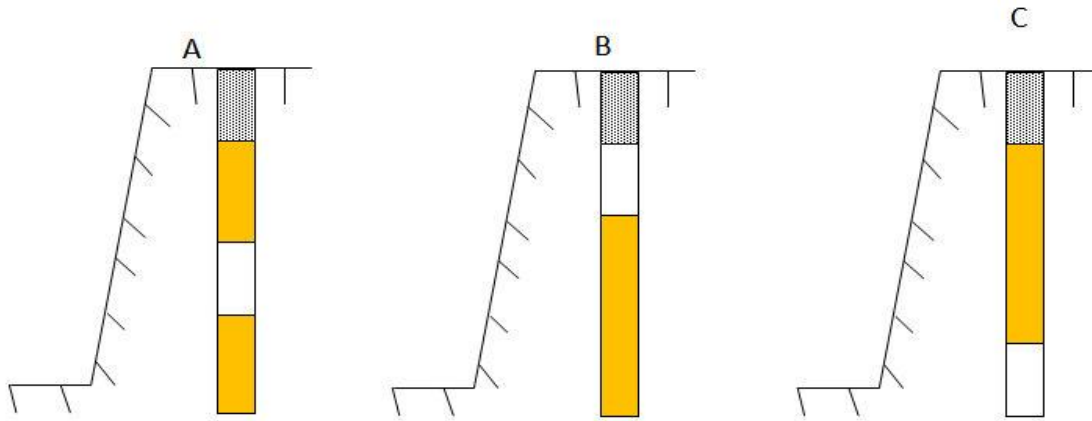


Figure V.15 : schéma des charges avec des intervalles vides.

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

En créant des intervalles vides, on peut réduire :

- La densité de l'explosif dans les trous et la pression du tir sur les limites des charges
- Réduire le sur broyages de la roche à proximité de la charge et augmenté le temps de l'action active du tir sur le milieu. Les gaz du tir de la partie supérieure compriment les gaz formés par les produits de la partie inférieure en augmentant, de cette manière, le temps de l'action du tir sur le massif.

V.2.2. Variables incontrôlables :

V.2.2.1. Propriétés structurales :

Les caractéristiques géologiques de la matrice rocheuse abattue représentent le facteur d'influence à la fois le plus important et le moins contrôlable dans les tirs à l'explosif. La figure V.16 illustre deux conditions radicalement différentes de structure pour la masse rocheuse à abattre.

Les plans de discontinuités arrêtent la propagation de fractures dans la roche; la microstructure de la roche abattue et les imperfections naturelles influencent et compliquent le processus de fracturation dynamique (création de fractures multiples et bifurcation des fractures individuelles). [29]

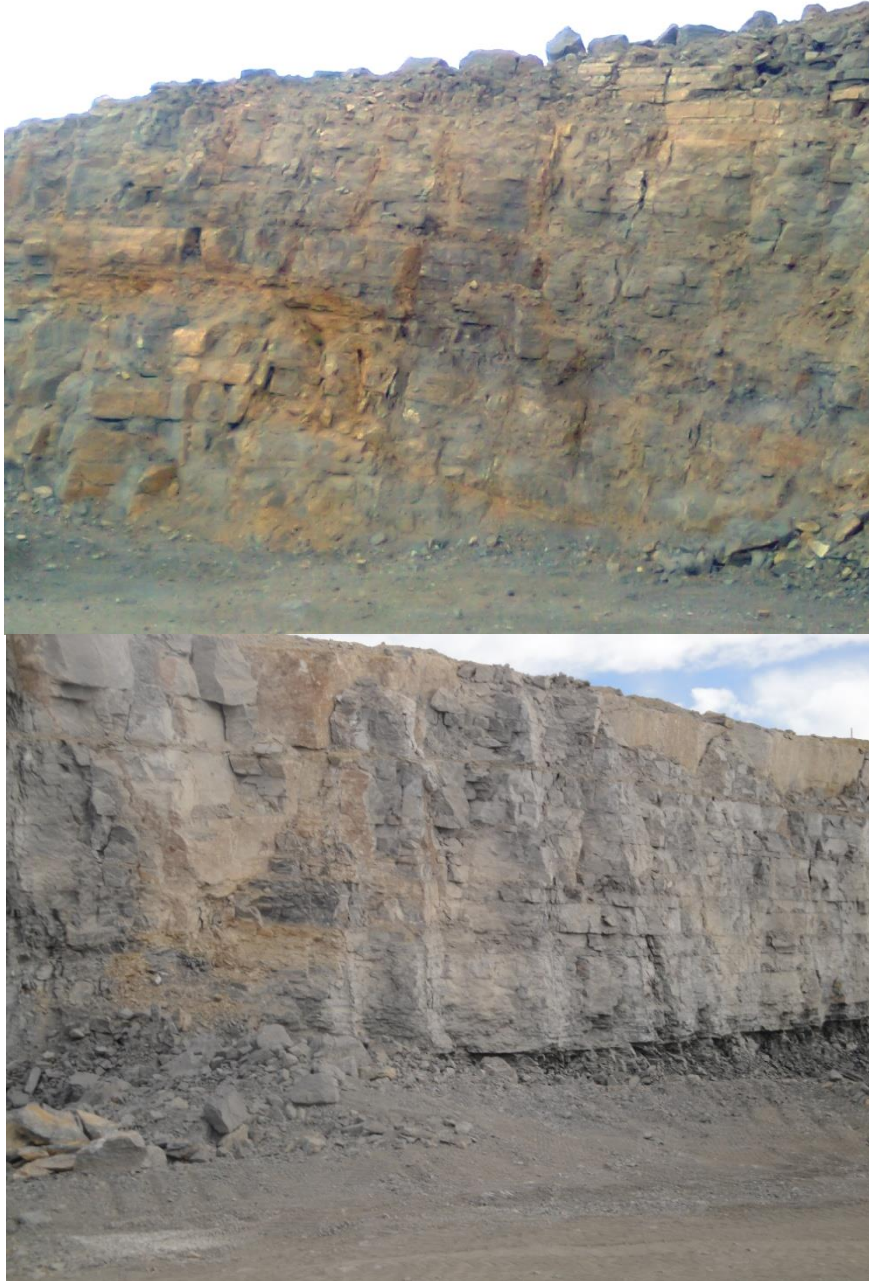


Figure V.16: Différentes conditions de fracturation à Chouf-Amar.

Dans des conditions où la fréquence spatiale d'un ou plusieurs jeux de discontinuités est importante, il est certainement préférable de tirer les gradins avec un diamètre de trou réduit; ceci permet en effet une maille de foration plus serrée à consommation spécifique

équivalente. Une maille de foration trop lâche dans ce type de situation peut conduire à des portions entières du gradin peu ou non fragmentées (voir figure V.17 ci-après). Cette remarque s'applique également au tir dans les roches conglomératiques.

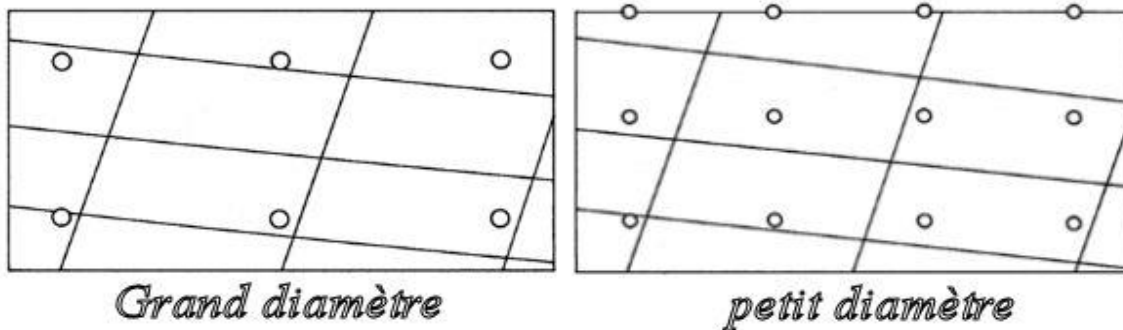


Figure V.17: Deux mailles de foration différentes confrontées à un même réseau de discontinuités. Illustration d'après l'U.S. Bureau of Reclamation. [29]

V.2.2.2. Discontinuités stratigraphiques et plans de fracturation :

L'efficacité du tir est affectée par les discontinuités structurales y compris failles, joints et autres. L'orientation des jeux de discontinuités par rapport à l'orientation du gradin et des charges a une influence à la fois sur la portée et sur les formes d'arrachement observées après tir dans les plans horizontaux (figure V.18) et vertical (figure V.19).

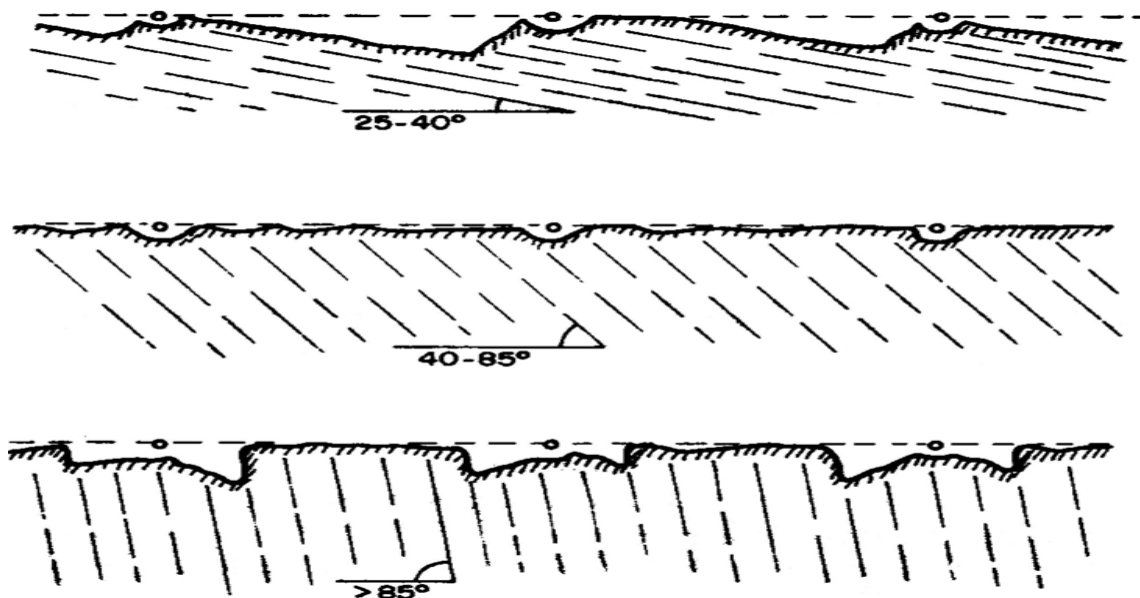


Figure V.18: Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en plan (Jimeno et al. 1995) tiré de [29].

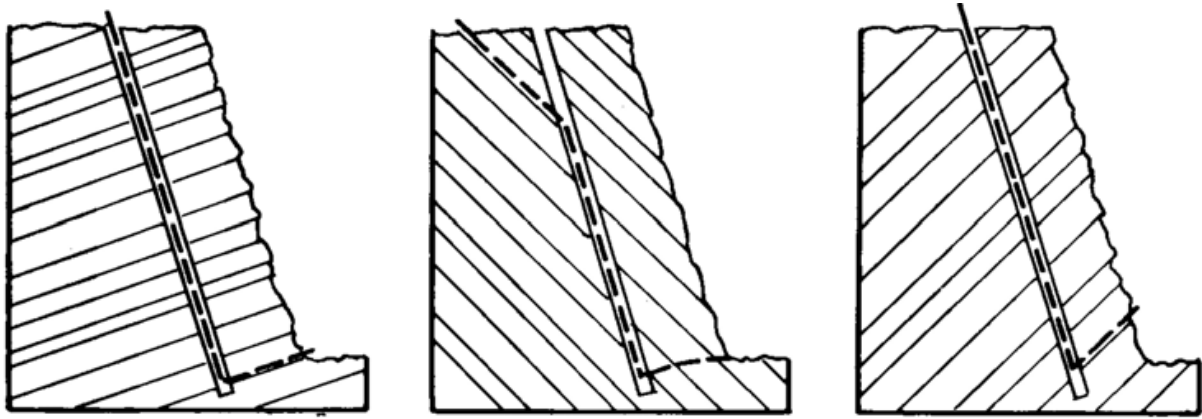


Figure V.19 : Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en coupe (Wild, 1984) tiré de. [29]

La présence d'une discontinuité peu remplie ou à remplissage peu résistant peut par ailleurs causer un échappement des gaz d'explosion et perturber la mise en mouvement de la roche abattue. Des résultats expérimentaux montrent que l'efficacité du tir est plus influencée par les discontinuités structurales que par les propriétés de l'explosif, [Ash (1973)].

La distance entre les discontinuités a également une grande influence sur l'efficacité d'un tir. Les discontinuités engendrent la réflexion des ondes de contraintes qui agissent conjointement avec celles créées par la charge. Ceci entraîne la concentration des contraintes et par conséquent une meilleure fragmentation dans la zone, par contre, la zone qui se trouve de l'autre cote de la discontinuité tend à être moins fragmentée.[Fourney et al (1982)].

Lorsque les discontinuités sont ouvertes, les gaz générés par l'explosion s'échappent par celle-ci. Cela s'accompagne d'un abaissement rapide de la pression de sorte que l'énergie de gaz perde son efficacité. Cependant, une mauvaise fragmentation et un médiocre déplacement du tas en résultent.

Donc, on peut dire que les discontinuités dans le massif rocheux ont une grande influence sur les travaux miniers, surtout, sur le travail de l'explosif pendant les travaux d'abattage des roches. Comme, la consommation spécifique d'explosif est l'un des principaux paramètres des travaux d'abattage des roches, l'Académicien «**Ashby**» a développé une formule empirique entre la consommation spécifique d'explosif et les propriétés de la masse rocheuse (cf. figure V.20). [30]

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

Avec :

ϕ : Angle de frottement interne de la roche (en degré).

i : Angle de rugosité des surfaces de ruptures (en degré), caractérisant l'état de surfaces de contact entre les blocs de roche du massif.

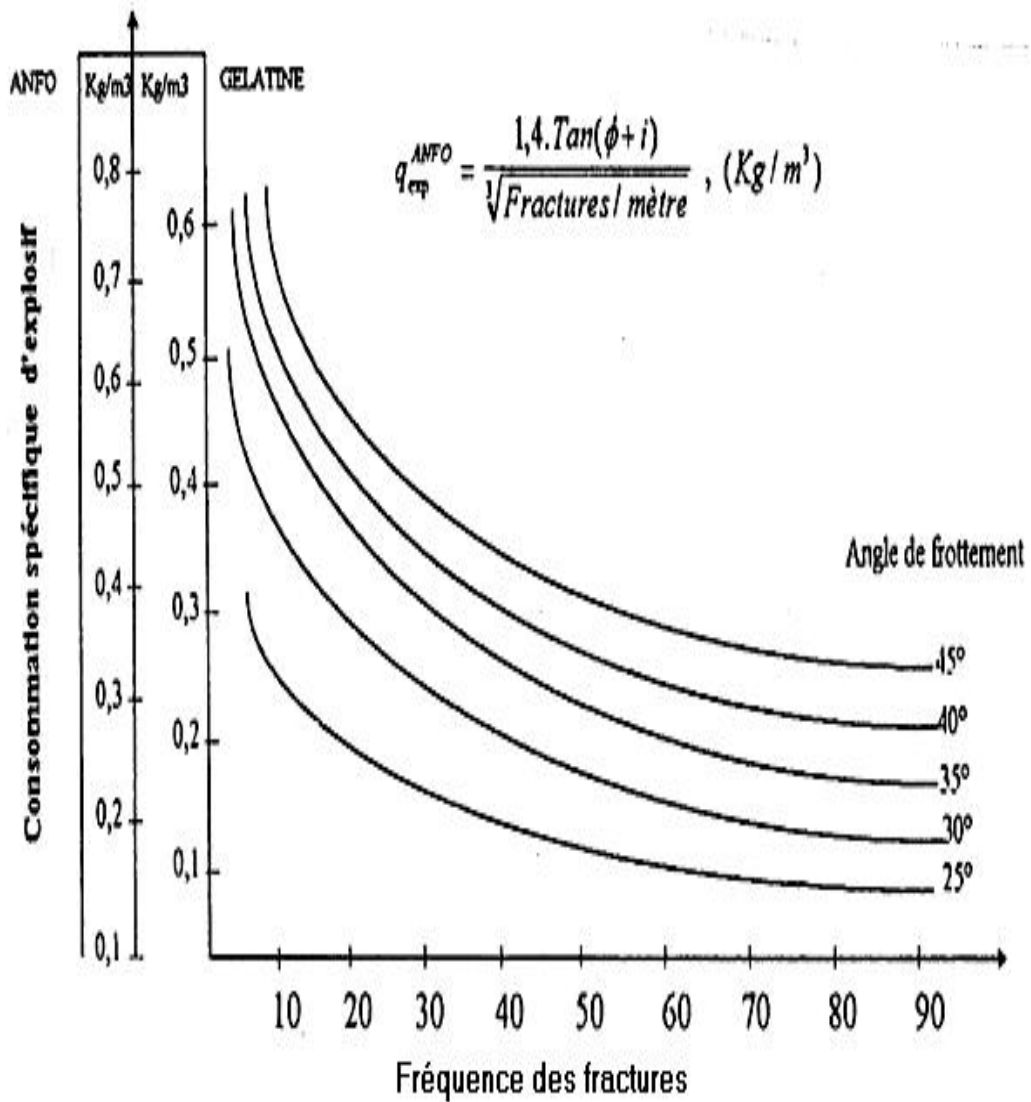


Figure V.20: Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et la fréquence de fractures et la résistance au cisaillement, développée par «Ashby». [26]

V.2.2.3 Application de la méthode d'Ashby:

Pour la détermination de la consommation spécifique en fonction des fréquences des fissures et les propriétés de la masse rocheuse, un tableau a été dressé comme suit (cf. Tableau V.3).

Tableau V.3: Résultats obtenus par l'application de la méthode d'Ashby.

Fréquence fissures/m	$(\varnothing+i)=25^\circ$	$(\varnothing+i)=30^\circ$	$(\varnothing+i)=35^\circ$	$(\varnothing+i)=40^\circ$	$(\varnothing+i)=45^\circ$
	qexplosif (kg/m ³)	qexplosif (kg/m ³)	qexplosif (kg/m ³)	qexplosif (kg/m ³)	qexplosif (kg/m ³)
5	0.382	0.473	0.573	0.687	0.819
10	0.303	0.375	0.455	0.545	0.650
12	0.285	0.353	0.428	0.513	0.611
15	0.265	0.328	0.397	0.476	0.568
20	0.240	0.298	0.361	0.433	0.516
25	0.223	0.276	0.355	0.402	0.479
30	0.210	0.260	0.315	0.378	0.450
35	0.200	0.247	0.300	0.359	0.428
40	0.191	0.236	0.287	0.343	0.409
45	0.184	0.227	0.276	0.330	0.394
50	0.177	0.219	0.266	0.319	0.380
55	0.172	0.212	0.258	0.309	0.368
60	0.167	0.206	0.250	0.300	0.358

On observe que la valeur de la consommation spécifique augmente d'une part avec l'augmentation de l'angle de rugosité des surfaces de ruptures (i) et l'angle de frottement interne de la roche (ϕ) ; d'autre part cette valeur diminue avec l'accroissement de la fréquence. Une mesure de la fréquence des discontinuités et des propriétés de la masse rocheuse calcaire dans la carrière de Chouf Amar, pourrait servir à déterminer la consommation spécifique en explosif selon la formule d'Ashby.

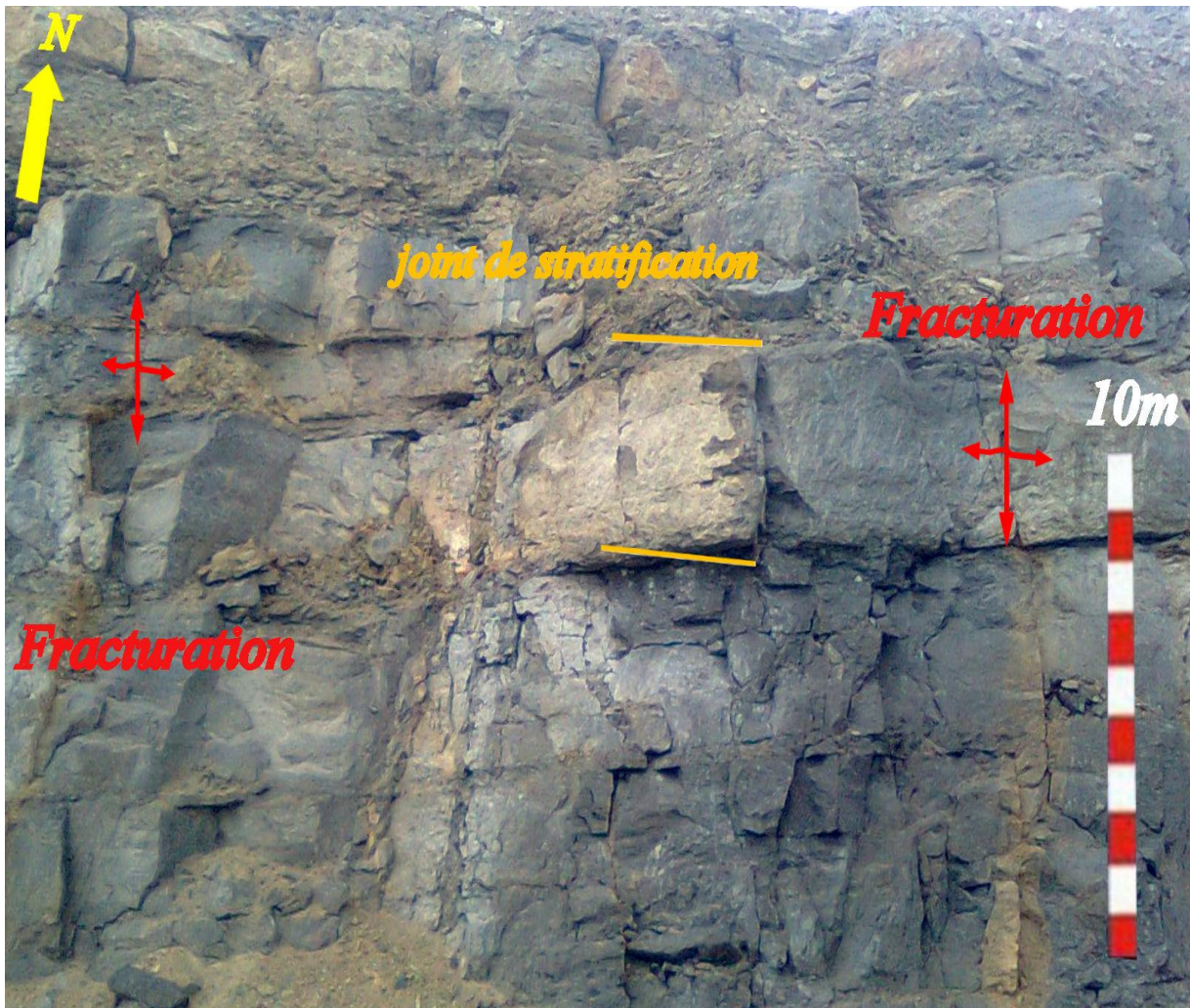


Figure V.21: Etat de fracturation des parois du front du gradin (carrière de Chouf Amar).

V.3. Dimensionnement d'un schéma de tir:

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

- Le front est la surface libre qui va être abattue. Les paramètres essentiels du front sont sa hauteur, son inclinaison et sa régularité ;
- Les distances entre deux rangées (ou bien distance entre le front et la première rangée) doivent être égales ; on appelle cette distance banquette ;
- L'espacement est la distance entre deux trous d'une même rangée ;
- la maille qui définit le couple banquette-espacement ;
- L'inclinaison des trous par rapport à la verticale détermine la longueur à forcer en fonction de la hauteur du front. La longueur de foration additionnelle par rapport au carreau est désignée par surforation ;
- L'explosif placé en fond de trou est désigné par la charge de pied, la charge de colonne étant la charge restante.
- Un bourrage placé soit entre deux charges et en haut dans le cas d'une charge discontinue, soit en haut de trou pour une charge continue ;
- La séquence d'amorçage est l'ordre dans le quel détonnent les différents détonateurs placés dans les mines.

L'ensemble de ces paramètres constitue un schéma de tir, on peut les illustrer sur la figure V.22.

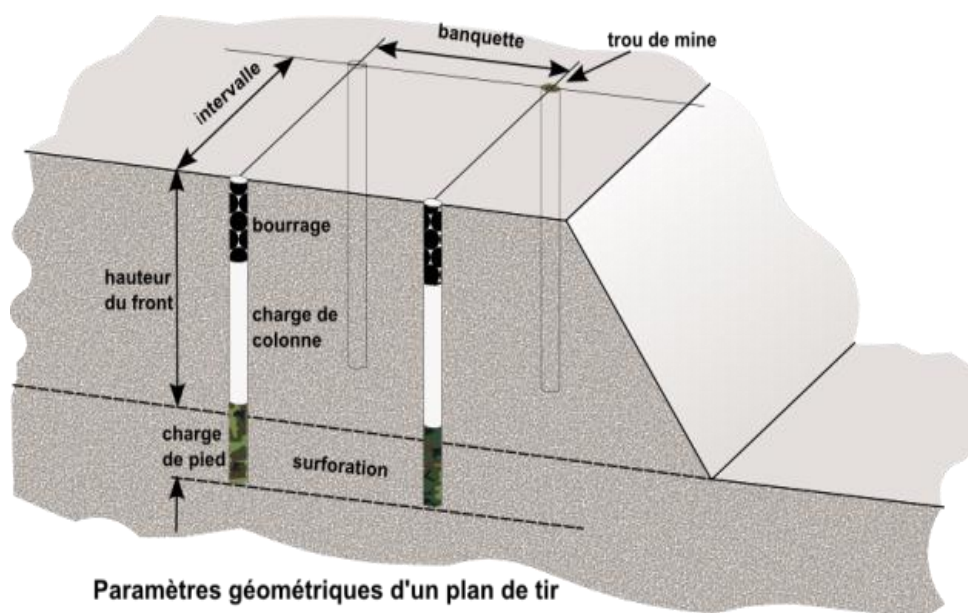


Figure V.22: les paramètres géométriques constituant un schéma de tir.

V.3.1 le calcul et les formules de calcul du plan de tir en exploitation à ciel ouvert :

Bien qu'il n'existe pas de théorie fondamentale concernant le tir à l'explosif, certaines règles existent pour établir un schéma de tir. La majorité des paramètres de tir en exploitation à ciel ouvert sont basés sur ces règles empiriques.

Donc il existe de nombreuses formules empiriques qui permettent de calculer l'épaisseur de la tranche à abattre en fonction de la quantité d'explosif utilisé. Les plus connues sont celles :

- de Chalon qui utilise une charge spécifique donnée ;
- dite "*du vieux mineur*" basée sur le diamètre du trou ;
- à coefficients multiples ($ax + ay + an$), les valeurs x, y, n étant lues dans des tables ;
- à partir de tables telles que celles figurant dans le manuel de forage " Surface drilling and blasting" de TAMROCK.

Toutes ces formules n'intègrent qu'un ou deux paramètres (quantité d'explosif et/ou diamètre du trou). Elles ne tiennent généralement pas compte de la nature de la roche, ni des caractéristiques des explosifs, ni de la géométrie des charges.

Le suédois Langefors a suggéré une méthode semi empirique basée sur de nombreuses observations sur le terrain et permet de calculer la valeur théorique de la banquette à abattre, cette méthode a l'avantage d'intégrer un maximum d'éléments sans nécessité des moyens de calculs puissants.

Pour des résultats de tir réussis, la concentration de charge obtenue par les calculs devrait être atteinte dans la pratique. Les formules utilisées dans les calculs sont empiriques, mais sont basées sur des informations provenant des milliers de tirs. La précision de calcul Langefors est si élevée, qu'il est presque inutile dans la plupart des opérations tir d'effectuer des tirs d'essai. Toutefois, les conditions locales peuvent demander à l'opérateur de tester les calculs théoriques dans le terrain.

V.3.2 Les règle de Langefors :

La formule de Langefors est une formule semi empirique permet de calculer la valeur théorique de la banquette à abattre (B_{th}) à partir de cinq paramètres et d'une constante.

Cette formule n'est applicable qu'à des tirs de mines parallèles à leur surface de dégagement. Elle s'écrit:

$$B_{th} = 1.08 \sqrt{\frac{s \times Lf}{Cin \times RT \times (E/B)}} ;$$

Avec :

1.08 : Constant de Langefors ;

B_{th} : la banquette théorique ;

S : Le coefficient d'énergie ;

L_f : La charge linéaire : kg/m ;

C_{in} : Le coefficient d'inclinaison ;

R_T : La résistance au tirage ;

E : l'espacement entre les trous et la banquette B ;

E/B : Le rapport de maille.

Elle présente l'avantage d'intégrer un maximum d'éléments sans nécessité des moyens de calculs puissants ce qui n'est pas le cas de certains logiciels faisant appel à des routines mathématiques telles que le calcul par éléments finis ou par itérations. Nous analysons ci-après les divers paramètres de cette formule. [31]

D'après Langefors, si B est l'épaisseur de la banquette à abattre la meilleure répartition des charges en terrain homogène est illustrée sur la Figure ci-dessous :

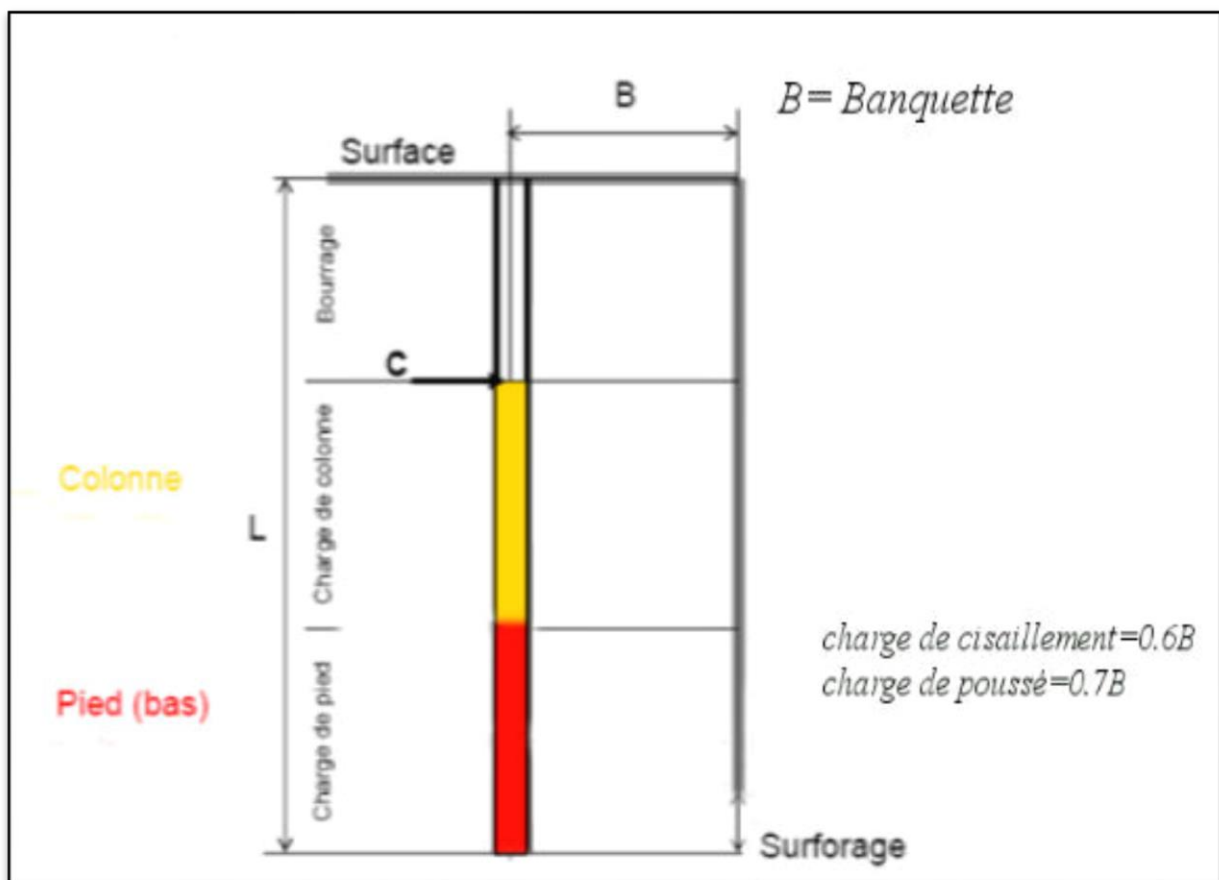


Figure V.23 : Schéma représentatif des paramètres de Langefors.

- La charge de cisaillement = 0.6 B
- La charge de poussé = 0.7 B
- La longueur de bourrage finale en C est égale à B.

L'énergie nécessaire pour l'abattage d'un gradin décroît du bas vers le haut.

En pied du gradin, la charge de cisaillement doit fournir un travail important, il faut cisailier la base du gradin et dégager les matériaux vers l'avant. La hauteur optimale de cette charge doit être de 0.6 B, soit une surprofondeur maximale de 0.3 B.

Langefors a démontré que tout explosif placé en dessous de cette limite a une efficacité pratiquement nulle. [31]

V.3.3 Calcul des paramètres de tir à l'explosif dans la carrière de Chouf Amar :

V.3.3.1 choix de l'explosif :

Dans le calcul des paramètres du plan de tir que nous proposons pour la carrière de Chouf Amar, nous prendrons en considération les deux types d'explosifs utilisés :

- GELANIT2 de diamètre 80mm comme une charge de cisaillement à la place du Temex2 (à cause de l'absence des caractéristiques d'énergie du Temex :Strength).
- ANFOMIL comme charge de poussée.

Tableau V.4: les caractéristiques de GELANIT2. [09]

Densité d'encartouche	1,45
Vitesse de detonation	6000
Puissance RWS mortier balistique(%)	82
Coefficient d'utilisation pratique (%)	1,27
Sensibilité au choc(kgm)	0,5
Sensibilité au frottement(kgP)	36
Volume de gaz(l/kg)	808
Diamètre (mm)	80
Longueur (mm)	340

V.3.3.2 Le coefficient d'énergie (S) :

Le coefficient d'énergie S de la formule de Langefors correspond à l'énergie de la charge de pied.

Si les explosifs des deux charges sont différents, et c'est le cas général, il convient de calculer un S moyen pondéré en fonction de leur répartition.

La banquette à abattre croît comme la racine carrée de l'énergie (poids d'explosif \times énergie unitaire) développée par le ou les explosifs qui ont été retenus pour la charge de pied.

A quantité d'explosif égale, la largeur de la banquette B croît comme la racine carrée du coefficient d'énergie S [31].

Application :

En l'absence de données caractéristiques complète relatives au Temex2 on a choisi celles de la Gelanit2 qui possède une vitesse de détonation approximative du temex2.

On a :

$$S_{\text{GELANIT2}} = 0.82 \quad ; \quad S_{\text{ANFOMIL}} = 0.78$$

Donc selon Langefors la charge de pied est constituée d'une charge de cisaillement de $S = 0.82$ sur $0,6 B$ et d'une charge de poussée de $S = 0.78$ sur $0,7 B$.

Le S à prendre en compte est :

$$S = \frac{(0.82 \times 0,6) + (0.78 \times 0,7)}{1.3} = 0.8$$

V.3.3.3 La charge linéaire (L_f) :

C'est la quantité d'explosif par mètre linéaire de trou.

Pour les explosifs livrés en vrac, cette quantité se calcule en multipliant le volume d'un mètre de trou par la densité du produit.

Pour les produits livrés en cartouches, on calcule le nombre de cartouches ou fraction de cartouche qui occupe un mètre de longueur de trous. On y applique un coefficient de tassement différent en fonction de la nature de l'explosif et on multiplie le résultat par le poids unitaire d'une cartouche [31].

Coefficient de tassement à appliquer :

- 1,06 à 1,08 Explosif à faible consistance (gel, émulsion) ;

- 1,04 à 1,06 Explosif à consistance moyenne (Dynamite Gomme) ;
- 1,02 à 1,04 Explosif à consistance dure (Explosifs pulvérulents ou nitrates).

La banquette du front à abattre croît comme la racine carrée du produit $S \times L_f$.

Comme pour le coefficient d'énergie S , l'utilisation d'explosif de nature différente dans la charge de pied nécessite une pondération des charges linéaires afin d'obtenir un L_f moyen.

Application :

a. La charge linéaire de GELANIT2 (L_{fGEL}) :

On calcule le nombre de cartouches ou fraction de cartouche qui occupe un mètre de longueur de trou. On y applique un coefficient de tassement différent en fonction de la nature de l'explosif et on multiplie le résultat par le poids unitaire d'une cartouche. [31]

Le coefficient de tassement de la GELANITE2 est 1.02. Alors :

$$\begin{aligned} L_{fGEL} &= (1000\text{mm} / \text{longueur de cartouche}) \times \text{poids de cartouche} \times \text{coefficient de tassement} \\ &= (1000 / 340) \times 2.5 \times 1.02 \end{aligned}$$

$$L_{fGEL} = 7.5 \text{ Kg/m.}$$

Il est difficile de connaître précisément la longueur des cartouches au millimètre prêt, elle dépend du mode d'encartouchage. Il est prudent de vérifier la charge linéaire théorique en effectuant un contrôle in situ.

Nota: La plupart des logiciels de tir calculent la charge linéaire en utilisant le diamètre de la cartouche une densité apparente qui tient compte du mode d'encartouchage.

Pour plus de précision on calcule la charge avec le diamètre de la cartouche (80mm) et une densité 1.45g/cm^3 .

$$L_{fGEL} = [(d_c^2 \times \pi) / 4] \times d_{ch} \times K_t ; \text{ kg/m}$$

Où :

d_c : rayon de la cartouche de l'explosif (m).

d_{ch} : densité de chargement de l'explosif.

K_t : coefficient de tassement d'explosif.

$$L_{fGEL} = [(0.08^2 \times 3.14) / 4] \times 1.45 \times 1000 \times 1.02 = 7.43 \text{ kg/m}$$

Remarque: résultat sensiblement équivalent au calcul précédent.

b. La charge linéaire de L'ANFOMIL (Lf_{ANFO}) :

L'ANFOMIL est un explosif livré en vrac donc on calcule Lf_{ANFO} par la méthode suivante :

Volume d'un mètre de trou \times la densité du produit

Le diamètre de trou est de 110mm donc :

$$Lf_{ANFO} = ((0.11^2 \times 3.14) / 4) \times 900 = \mathbf{8.55 \text{ Kg/m.}}$$

c. La charge linéaire moyenne L_f :

La charge de pied occupe 1.3 B

Elle est constituée d'une charge de cisaillement de $L_f = 7.43 \text{ kg/m}$ sur 0.6 B et d'une charge de poussé de $L_f = 8.55 \text{ kg/m}$ sur 0.7 B.

Le L_f à prendre en compte est :

$$L_f = [(7.43 \times 0.6) + (8.55 \times 0.7)] / 1.3 = \mathbf{8.03 \text{ Kg/m.}}$$

V.3.3.4 Le coefficient d'inclinaison (C_{in}) :

Au cours du processus d'abattage, l'onde de choc de compression se réfléchit en traction sur la surface libre. Elle induit une fracturation secondaire qui est à l'origine de la fragmentation des roches. Son efficacité est proportionnelle à l'importance de la surface libre offerte.

La surface de dégagement varie en fonction de l'inclinaison du front d'abattage. Elle croît avec l'inclinaison.

Le coefficient C_{in} est fonction de l'angle que fait le front avec la verticale.

Pour des angles (α) comprise entre 0° et 30° , les valeurs de C_{in} sont les suivantes :

A	C_{in}
0°	1
10°	0.95
20°	0.90
30°	0.85

Application :

L'inclinaison du trou par rapport à la verticale dans le cas de Chouf Amar est 8°

Calcul de C_{in} pour 8° :

$$\alpha = 0^\circ \implies C_{in} = 1 \quad \text{et} \quad \alpha = 10^\circ \implies C_{in} = 0.95$$

Donc $(0.95-1)/10 = -0.005$; présente la variation pour chaque 1°

(C'est-à-dire une augmentation de α par 1° implique une variation de -0.005)

Alors pour 8° $C_{in} = 1 + (8 \times (-0.005)) = 0.96$

V.3.3.5 La résistance au tirage (R_T) :

Elle prend en compte la résistance au cisaillement de la roche. Dans le cas d'un terrain homogène, le coefficient de résistance au tirage est de :

- 0,35 pour des roches élastiques ;
- 0,40 pour des roches moyennes ;
- 0,45 pour des roches plastiques.

Une faible résistance au tirage permet à charge égale, d'augmenter l'épaisseur de la banquette.

Application :

Le terrain de Chouf Amar est de comportement moyen Alors $R_T = 0.40$.

V.3.3.6 Le rapport de maille (E/B) :

E est l'espacement entre les trous et B la banquette. On exprime ces valeurs en mètres et centimètres généralement arrondis à 5 cm près après calcul.

Ce rapport influe sur la granulométrie des produits :

- Pour l'obtention de granulats le rapport de maille recommandé est : $1 < E/B < 1,3$;
- Pour la production d'enrochement il est : $0,8 < E/B < 1$.

Un rapport de maille trop faible nuit à la granulométrie moyenne.

Un rapport trop élevé induit un mauvais découpage du front d'abattage et conduit à la formation de bosses en pied de gradin, entre les trous. [31]

Application :

Dans notre cas, l'abattage se fait pour la production des granulats ; alors le rapport de la maille doit être : $1 < E/B < 1,3$.

On choisi $E/B = 1.25$ (la valeur de 1,25 va engendrer une fragmentation régulière).

V.3.3.7 Constant de Langefors (1,08) :

A la suite de nombreux essais de validation de la formule théorique, l'auteur Langefors, a déterminé un coefficient correcteur 1,08 qui ne doit pas être modifié. [31]

Les paramètres calculés d'après Langefors :**Tableau V.5:** les paramètres calculés d'après les formules de Langefors.

Le paramètre de Langefors	Valeur
Coefficient d'énergie S	0.8
La charge linéaire L_f (Kg/m)	8.03
Coefficient d'inclinaison C_{in}	0.96
Résistance au tirage R_T	0.4
La maille E/B	1.25
Constant de Langefors	1.08

V.3.3.8 Calcul de B_{th} la banquette théorique :

$$B_{th}=1.08 \sqrt{\frac{s \times L_f}{C_{in} \times R_T \times (E/B)}} ;$$

$$B_{th}=1.08 \sqrt{\frac{0.8 \times 8.03}{0.96 \times 0.4 \times 1.25}} = 3.95m$$

V.3.3.9 Corrections sur la banquette théorique:

La valeur B ainsi obtenue est une valeur théorique qui doit être corrigée en fonction de plusieurs paramètres qui dépendent des conditions d'exploitation [31]. On prend en compte:

a. Les défauts d'implantation:

Les défauts d'implantation de la maille sont de 4 ordres comme décrit dans le tableau V.6 et avec les erreurs commises pour chaque mode d'implantation.

Tableau V.6: Erreur suivant le mode d'implantation de forage. [31]

Erreur d'implantation				
Mode d'implantation	Au jugé	Bourroir Rigide	Décamètre	Théodolite
Echelle d'erreur	30 cm	10 cm	5 cm	1 cm

Application : le mode d'implantation au niveau de la carrière de Chouf Amar est réalisé au décamètre alors on prend l'erreur 5 cm.

b. Les défauts de positionnement de la machine de forage:

L'erreur due à l'attaque du trou est de l'ordre de 0.5 à 1 fois le diamètre du taillant.

Elle dépend du mode de repérage et de la nature du terrain au point d'attaque. Le meilleur résultat est obtenu par un repérage à la peinture (croix) sur un terrain plat.

Donc l'erreur d'Attaque du trou = $0.75 \times \text{diamètre de taillant} = 0.75 \times 110\text{mm} = \mathbf{82.5\text{mm}}$.

c. Les déviations du forage:

Elles dépendent du type de machine utilisée (fond de trou ou hors trou) et de la fracturation naturelle du massif. Elles sont proportionnelles à la profondeur du trou. Le tableau V.7 ci-après indique les pourcentages moyens de déviation généralement observés dans diverses configurations.

Tableau V.7 : Relation entre le type de matériel de forage et l’inclinaison des bancs pour l’estimation de la déviation de forage (en %) [31].

		Position des bancs				
		Horizontal -----	Subvertical contre l’inclinaison du gradin	Subvertical avec l’inclinaison du gradin	Vertical 	Multi direct XXXX
Matériel de forage	Hydraulique hors trous	0.2	1.7	2	1.2	1.3
	Air comprimé Hors trou	0.1	1	1.5	1	0.9
	Air comprimé fond de trou	0	0.1	1	0.8	0.5

La position des bancs au niveau de la carrière sont inclinées de 10°. L’erreur choisie est égale 0.05% H_g. (comme la disposition des bancs de la carrière est subhorizontal c’est un cas qui n’existe pas dans le tableau V.7 donc l’erreur est négligeable mais dans le terrain il y a une déviation de foration, dans ce cas en choisi une erreur très petite 0.05% H_g).

Si H_g= **10m** alors l’erreur de déviation = 0.0005×10=**0.005m**.

Si H_g= **15m** alors l’erreur de déviation = 0.0005×15=**0.0075m**.

Si H_g= **20m** alors l’erreur de déviation = 0.0005×20=**0.01m**.

d. Les erreurs moyennes engendrées en fonction du mode de réglage de l’angle de foration:

Qui sont également proportionnelles à la profondeur de forage et les erreurs engendrées sont reliées au mode de réglage de l’angle de foration (cf. Tableau V.8).

Tableau V.8 : erreurs moyennes en fonction du mode de réglage de l’angle de foration [31].

Erreur d’inclinaison			
Mode de Réglage	Optique	Déclimètre	Fil à plomb
Echelle d’erreur	0.1%	1%	2%

Application :

Le mode de réglage dans la carrière est un mode optique alors l’erreur est de 0.1% Hg.

L’erreur varie en fonction de la hauteur du gradin donc :

- Si **Hg.= 10m** alors l’erreur d’inclinaison = $0.001 \times 10 = \mathbf{0.01m}$.
- Si **Hg.= 15m** alors l’erreur d’inclinaison = $0.001 \times 15 = \mathbf{0.015m}$.
- Si **Hg.= 20m** alors l’erreur d’inclinaison = $0.001 \times 20 = \mathbf{0.02m}$.

On admet que toutes les erreurs (ϵ) précédentes se cumulent dans le sens défavorable et qu’il n’y a pas de compensation. Dans ce cas, la valeur pratique (Bp) est équivalente à :

$$Bp = Bth - \sum \epsilon$$

Alors :

- Si **Hg.= 10m** $Bp = 3.95 - (0.05 + 0.0825 + 0.005 + 0.01) = \mathbf{3.81m}$.
- Si **Hg.= 15m** $Bp = 3.95 - (0.05 + 0.0825 + 0.0075 + 0.015) = \mathbf{3.80m}$.
- Si **Hg.= 20m** $Bp = 3.95 - (0.05 + 0.0825 + 0.01 + 0.02) = \mathbf{3.79m}$.

On arrondi les résultats : Donc La valeur de la banquette pratique sera $Bp = \mathbf{3.8m}$.

V.3.3.10 L’espacement :

On a $E/Bp = 1.25 \implies E = Bp \times 1.25$

Pour Hg.= 10m $E = 1.25 \times Bp = 1.25 \times 3.81 = \mathbf{4.77m}$.

Pour Hg.= 15m $E = 1.25 \times Bp = 1.25 \times 3.80 = \mathbf{4.75m}$.

Pour $H_g = 20\text{m}$ $E = 1.25 \times B_p = 1.25 \times 3.79 = 4.74\text{m}$.

Donc l'espace E sera $E = 4.8\text{m}$

V.3.3.11 La maille réelle :

Elle est définie par l'espace \times la banquette pratique

Donc la maille réelle est : 4.8×3.8

V.3.3.12 Calcul de la banquette à porter sur le terrain :

La formule de Langefors donne la plus courte distance entre la mine et le front d'abattage.

Pour le report sur le terrain il convient de prendre en compte l'inclinaison de la mine β .

$$B_{\text{horizontal}} = B_p / \cos \beta$$

B_p étant la banquette en pied $\beta = 8^\circ$

Pour $H_g = 10\text{m}$ \rightarrow $B_{\text{horizontal}} = 3.81 / \cos 8 = 3.85\text{m}$.

Pour $H_g = 15\text{m}$ \rightarrow $B_{\text{horizontal}} = 3.80 / \cos 8 = 3.84\text{m}$.

Pour $H_g = 20\text{m}$ \rightarrow $B_{\text{horizontal}} = 3.79 / \cos 8 = 3.83\text{m}$.

$$B_{\text{horizontal}} = 3.9\text{m}$$

On remarque que les valeurs de la banquette horizontale sont presque les mêmes à cause de la faible inclinaison (8°) ; le front est presque verticale.

V.3.3.13 La longueur de sous forage (L_s) :

$$L_s = 0.3 B_p$$

Pour $H_g = 10\text{m}$ \rightarrow $L_s = 0.3 \times 3.81 = 1.149\text{m}$

Pour $H_g = 15\text{m}$ \rightarrow $L_s = 0.3 \times 3.80 = 1.146\text{m}$.

Pour $H_g = 20\text{m}$ \rightarrow $L_s = 0.3 \times 3.79 = 1.143\text{m}$.

$$L_s = 1.15\text{m}$$

V.3.3.14 La longueur du trou de mine incliné :

$$L_t = ((H + L_s)) / \cos \beta$$

Pour $H_g = 10\text{m}$ → $L_t = ((10+1.15))/0.99 = \mathbf{11.25m}$.

Pour $H_g = 15\text{m}$ → $L_t = ((15+1.15))/0.99 = \mathbf{16.3m}$.

Pour $H_g = 20\text{m}$ → $L_t = ((20+1.15))/0.99 = \mathbf{21.35m}$.

Les résultats obtenus sont les valeurs théoriques à forer. En pratique il faut ajouter environ 0,20 m pour tenir compte des "**cutting**" qui s'accumulent au fond du trou lors du retrait des tiges.

Pour $H_g = 10\text{m}$ $L_t = 11.5\text{m}$.

Pour $H_g = 15\text{m}$ $L_t = 16.5\text{m}$.

Pour $H_g = 20\text{m}$ $L_t = 21.5\text{m}$.

VI.3.3.15 Le bourrage final:

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

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

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

Pour toutes les valeurs de H_g on a $B_f = B_p = \mathbf{3.8m}$.

V.3.3.16 Calcul des charges :

Après le calcul de la banquette pratique B_p et les différentes charges linéaires on calcule la hauteur de chargement et le poids d'explosif pour chacune des charges définies précédemment.

a. Charge de pied :

$$Q_{charge\text{ pied}} = Q_{cisaillement} + Q_{poussée}$$

- **Charge de cisaillement :**

$$Q_{\text{cisaillement}} = 0.6 \times B_p \times Lf_{GEL}$$

$$Q_{\text{cisaillement}} = 0.6 \times 3.8 \times 7.43$$

$$= \mathbf{16.95 \text{ Kg}}$$

Nombre de cartouches : $16.95/2.5 = 6.75 \approx 7$ cartouches.

- **Charge de poussée :**

$$Q_{\text{poussée pied}} = 0.7 \times B_p \times Lf_{ANFO}$$

$$= 0.7 \times 3.8 \times 8.55$$

$$= \mathbf{22.75 \text{ Kg}}$$

Nombre de sac : $22.75/25 = 0.91 \approx 1$ sac

La hauteur de la charge de cisaillement avec 7 cartouches :

$$(7 \times 0.34) / 1.02 = \mathbf{2.33 \text{ m}}$$

La hauteur de la charge de poussée avec un sac de 25 kg :

$$25 / 8.55 = \mathbf{2.93 \text{ m}}$$

Vérification :

La hauteur de la charge de pied avec 7 cartouches de GELANIT et 1 sac d'ANFOMIL:

$$L_{\text{pied}} = 2.93 + 2.33 = \mathbf{5.26 \text{ m.}}$$

La hauteur théorique : $1.3 \times 3.8 = \mathbf{5 \text{ m}}$

Donc la charge de pied est :

$$Q_{\text{charge pied}} = Q_{\text{cisaillement}} + Q_{\text{poussée.}}$$

$$Q_{\text{charge pied}} = (7 \times 2.5) + 22.75$$

$$Q_{\text{charge pied}} = \mathbf{40.25 \text{ kg}}$$

b. Charge de colonne :

L'énergie massique nécessaire en colonne est inférieure à celle nécessaire en pied. La diminution de l'énergie en colonne peut se faire de trois façons :

- en utilisant un explosif moins puissant que ceux utilisés en pied;
- en intercalant des bourrages intermédiaires dans un explosif de même puissance qu'en pied;
- en combinant les deux solutions précédentes.

Comme les explosifs les moins puissants sont les moins chers, la première solution est généralement préférable.

La charge de colonne se calcule en fonction d'un coefficient de remplissage (k_{re}). C'est le rapport entre la longueur totale occupée par l'explosif rapporté à la longueur totale de la charge (explosif et bourrages intermédiaires).

Lors de l'élaboration de la formule Langefors, les mineurs ne disposaient pas d'explosifs en vrac. La dynamite était largement utilisée. Le coefficient de remplissage (k_{re}) était unique et égal à 0,38. (Coefficient défini par Langefors)

L'apparition de nouveaux produits a obligé les professionnels à utiliser des coefficients de remplissage adaptés aux explosifs plus récents au fur et à mesure de leur apparition sur le marché [31].

Tableau V.9: Coefficient de remplissage suivant la nature d'explosif. [31]

Coefficient de remplissage	
Dynamite	0,38 à 0,45
Nitrates	0,40 à 0,60
Gel et Emulsions	0,50 à 0,70
Nitrate fioul	0,60 à 1,00

On calcule la charge de colonne selon 2 cas (explosif en vrac et explosif encartouché)

Cas n° 1: explosif livré en vrac :

$$Q_{colonne} = L_{colonne} \times K_{re} \times L_f \quad : kg$$

$$L_{colonne} = L_{trou} - (Bf + L_{pied}) \quad : m$$

Cas n° 2: explosif encartouché :

$$Q_{colonne} = \frac{L_{colonne} \times K_{re} \times L_f}{\gamma_{cartouche}} : kg$$

Application :

Dans la charge de colonne au niveau de la carrière Chouf Amar on utilise l'ANFOMIL c'est un explosif en vrac donc pour calculer la charge de colonne on utilise la loi du 1^{er} cas et On prend $K_{re}=1$

Les calculs et les résultats sont illustrés dans le tableau V.10

Tableau V.10 : calcule les charges de colonne au niveau de la carrière Chouf Amar.

Hg=10	Longueur de colonne	$L_{colonne} = 11.25 - (3.8 + 5.26) = \mathbf{2.19m}$
	charge de colonne	$Q_{colonne} = L_{colonne} \times K_{re} \times Lf_{ANFO}$ $= 2.19 \times 1 \times 8.55$ $= 18.73 \approx \mathbf{19kg}$
	<i>Nombre de sacs</i>	1
Hg=15	Longueur de colonne	$L_{colonne} = 16.3 - (3.8 + 5.26) = \mathbf{7.24m}$
	charge de colonne	$Q_{colonne} = 7.24 \times 1 \times 8.55$ $= \mathbf{62kg}$
	<i>Nombre de sacs</i>	$62/25 = \mathbf{2.5}$
Hg=20	Longueur de colonne	$L_{colonne} = 21.35 - (3.8 + 5.26) = \mathbf{12.29m}$
	charge de colonne	$Q_{colonne} = 12.29 \times 1 \times 8.55$ $= \mathbf{105.50kg}$
	<i>Nombre de sacs</i>	$105.50/25 = \mathbf{4}$

V.3.3.17 Quantité total d'explosif par un trou :

$$Q_{\text{trou}} = Q_{\text{charge pied}} + Q_{\text{colonne}}$$

Pour Hg=10 : $Q_t = 40.25 + 19 = 59.25 \text{ kg}$

Pour Hg=15 : $Q_t = 40.25 + 62 = 102.25 \text{ kg}$

Pour Hg=20 : $Q_t = 40.25 + 105.50 = 146 \text{ kg}$

V.3.3.18 Volume de roche abattue par trou :

$$V_t = E \times Bp \times Hg$$

Pour Hg=10 : $V_t = 4.8 \times 3.8 \times 10 = 182.5 \text{ m}^3$

Pour Hg=15 : $V_t = 4.8 \times 3.8 \times 15 = 274 \text{ m}^3$

Pour Hg=20 : $V_t = 4.8 \times 3.8 \times 20 = 365 \text{ m}^3$

V.3.3.19 La consommation spécifique q_s :

C'est la quantité d'explosif nécessaire pour abattre 1 m^3 de calcaire.

$$q_s = \frac{\text{la quantité d'explosif par trou}}{\text{le volume abattu par trou}} = \frac{Q_{\text{trou}}}{V_t}$$

La consommation spécifique est donc :

Pour Hg=10 : $q_s = 0.32 \text{ kg/m}^3$

Pour Hg=15 : $q_s = 0.37 \text{ kg/m}^3$

Pour Hg=20 : $q_s = 0.40 \text{ kg/m}^3$

V.4 comparaison des paramètres du plan de tir utilisées en carrière de Chouf Amar et celles calculées :

Les valeurs de chargement en explosif utilisées en carrière de Chouf Amar et celles calculées par la théorie de Langefors sont données dans les tableaux V.11 et V.12

Tableau V.11: Paramètres du plan de tir utilisé au niveau de Chouf Amar.

Paramètres	Hg=10m	Hg=15m	Hg=20m
Diamètre de trou (mm)	110	110	110
Longueur du trou a foré (m)	10.5	15.5	20.5
Banquette (m)	3.5	3.5	3.5
Espacement (m)	4	4	4
Sur foration (m)	0.5	0.5	0.5
Longueur du bourrage (m)	1 à 3.5	2.8	2.8
Quantité de TEMEX2 par trou (kg)	20	30	40
Quantité d'ANFOMIL par trou (kg)	47	70	93
Quantité totale d'explosifs par trou (kg)	67	100	133
volume abattu par trou (m3)	140	210	280
Consommation spécifique d'explosif (kg/m3)	0.48	0.48	0.48

Tableau V.12 : Paramètres du plan de tir calculés par la théorie de Langefors.

Paramètres	Hg=10m	Hg=15m	Hg=20m
Diamètre de trou (mm)	110	110	110
Longueur du trou a foré (m)	11.5	16.5	21.5
Banquette (m)	3.8	3.8	3.8
Espacement (m)	4.8	4.8	4.8
Sur foration (m)	1.15	1.15	1.15
Longueur du bourrage (m)	3.8	3.8	3.8
Quantité de GELANIT par trou (kg)	17.5	17.5	17.5
Quantité d'ANFOMIL par trou (kg)	41.75	84.75	128.25
Quantité totale d'explosifs par trou (kg)	59.25	102.25	145.75
volume abattu par trou (m3)	182.5	274	365
Consommation spécifique d'explosif (kg/m3)	0.32	0.37	0.40

D'après les résultats obtenus, on remarque que tous les paramètres sont différents. L'avantage remarquable des résultats obtenus par la méthode de langefors est le volume abattu par trou qui est plus grand que celui abattu actuellement à Chouf Amar pour une quantité total d'explosif plus inférieure et donc une consommation spécifique plus faible.

Dans le plan calculé par la méthode de Langefors, La consommation spécifique est différente pour chaque longueur de trou ; ce qui n'est pas le cas dans le plan utilisé a Chouf Amar ou on observe qu'elle est la même pour toute les longueurs.

Pour ce qui concerne la maille, elle va s'augmenter avec un changement de 0.3m pour la banquette et de l'ordre de 0.8m pour l'espacement.

V.5 Traitement des incidents de tir au niveau de Chouf Amar :

On entend par incidents de tir ceux qui se manifestent par:

- Des pieds non partis ;
- Des surplombs ;
- Des projections ;
- Des culots, fonds de trou ;
- Des explosifs retrouvés dans les déblais ;
- Des tirs qui restent en place ;
- Des ratés de tir.

L'incident majeur qui se produire au niveau de Chouf Amar est le pied non parfaitement dégagé.

V.5.1 Les pieds non dégagés :

On appelle « pied » les masses de roche compactes restées intactes en bas du front lorsque le travail de l'explosif ne s'est pas fait correctement. Le pied est la zone où l'explosif doit fournir le plus important travail : cisaillement du plan de découpe du carreau inférieur et éjection des matériaux de façon à faciliter l'abattage des masses rocheuses sus-jacentes.

Un pied non parti génère des surcoûts en termes de roulage (usure, perte de rendement des engins de roulage, inconfort des conducteurs...) mais, a aussi des conséquences sur la sortie du pied du tir suivant.

La mauvaise sortie des pieds peut provenir de différents facteurs:

- Qualité de foration médiocre (variation de maille et de profondeur) ;

- Désensibilisation des explosifs de pied (émulsion) ;
- Coincement de cartouches en pied ;
- Mauvais réglage des trous (hauteur et sur profondeur) ;
- Humidification du nitrate-fioul en pied ;
- Géologie (stratification défavorable).



Figure V.24 : Photo qui représente une sortie de pied de gradin au niveau 980 de la carrière de Chouf Amar.

Proposition pour corriger ce problème:

La correction s'effectue donc par la modification sur les paramètres contrôlables qui influent directement sur la partie inférieure du gradin qui s'identifie dans:

- a. La surforation.
- b. Système et séquence d'amorçage

a. La sur foration :

La figure V.25 montre que la rupture de la roche à la base de la charge projetée sous forme d'un cône inversé inclinés de 15° à 20° dépend de la force de l'explosion et la structure de la roche. Dans un tir avec multi-ligne, l'interaction des cônes de rupture continue jusqu'à l'obtention d'une transition raisonnablement égale pour fragmenter la roche.

L'expérience a montré, qu'un excès de forage de 0,2 à 0,3 fois la distance entre les trous est adéquat pour assurer le creusement efficace au niveau du pied de gradin. C'est particulièrement important, que l'excès de forage ne devrait pas être dépassé dans la première et les dernières lignes ; autrement qu'une crête instable et une condition du pied du gradin peuvent être créés dans le nouveau gradin. En fait, il y a la bonne justification pour réduire ou même éliminer l'excès de forage dans la première et la dernière ligne, si la stabilité du gradin est critique.

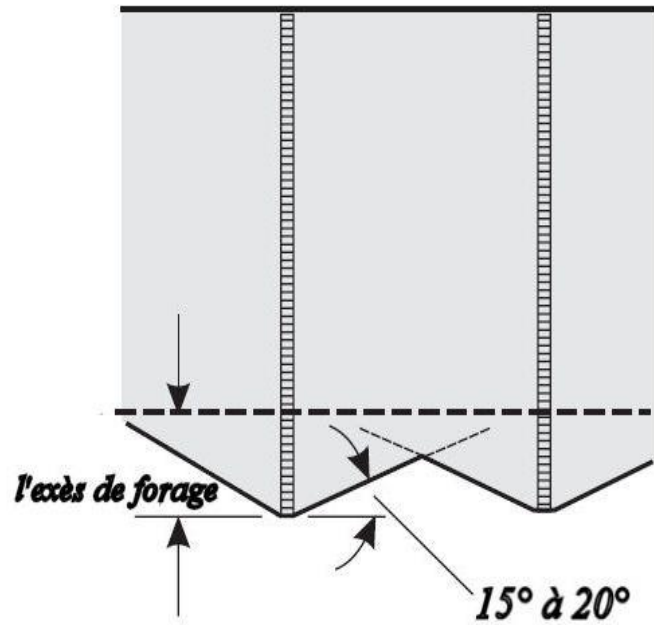


Figure V.25: La rupture de la roche au pied du gradin.

La longueur de surforation dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosif, des propriétés physiques et mécaniques des roches, etc. Celle-ci est liée essentiellement à la banquette. Dans le cas d'une surforation négligée ou mal calculée, les conséquences sur l'état du front est représenté en figure V.26.

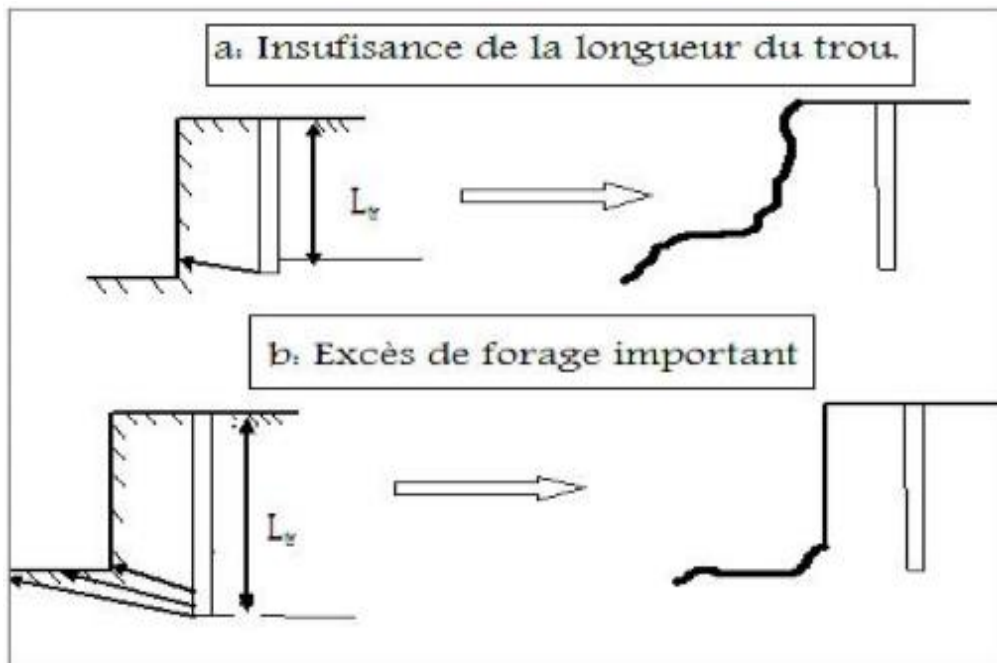


Figure V.26: Etat probable du talus à mauvais calcul de surprofondeur de forage.

Egalement une mauvaise sur-foration entraîne à la base du front des irrégularités de la plateforme qui va rendre difficile le travail de cavage de la chargeuse (cf. figure VI.27) et bien sur le positionnement adéquat de l'engin de foration pour le creusement des trous de mine.

La longueur des trous ne doit pas être choisit arbitrairement pour des raisons économiques, il doit tenir compte de la différence entre elle et la hauteur de gradin (sous forage) mais aussi de l'angle de pendage et essentiellement de la banquette. Le bon arrachement des tirs nécessite une sur foration partielle, dont la longueur dépend à la fois de la résistance du massif abattu et de l'orientation des strates dans celui-ci.

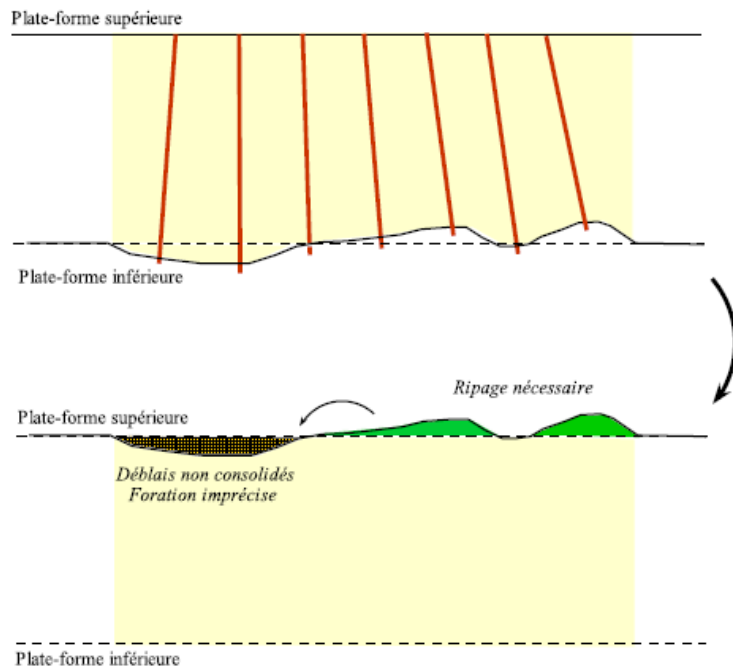


Figure V.27 : Influence d'une sur foration sur la qualité de la plateforme inférieure après tir. [29]

b. Système et séquence d'amorçage :

Le type d'amorçage a une influence importante sur les résultats de tir. Des études comparatives, réalisées notamment avec des moyens « cinématographie rapide », ont montré dans certains cas l'avantage de l'amorçage des mines en fond de trou par rapport à l'amorçage hors de trou. L'amorçage permet de faire les constatations suivantes et dépend de:

- L'explosif: l'amorçage (et non l'initiation traitée ci-après) résulte essentiellement de caractéristiques de l'explosif; sa force dépend de la sensibilité de l'explosif.
- Du diamètre du trou de mine: la sensibilité de l'explosif augmente avec le diamètre (et le confinement).
- De l'environnement: l'amorçage en fond de trou diminue généralement les vibrations.
- Des objectifs du chantier: les objectifs de forme de tas ou de qualité de plateforme donnent généralement la préférence à l'amorçage en fond de trou.

b.1 Amorçage hors de trou :

Avec ce type d'amorçage l'explosif atteindra rapidement sa vitesse de détonation optimale qui restera de plus régulière le long de la colonne. Au cours de tir avec un amorçage hors de trou, l'onde de choc se propage presque perpendiculairement à l'axe du trou de mine.

La distance de parcours de l'onde de choc dans l'explosif est faible, aussi le plus souvent, la détonation n'atteint pas son origine stable. Cette diminution du rendement de l'explosif est confirmée par les mesures. L'onde de choc remontant vers le bourrage est faible, ce qui signifie que la fragmentation y est insuffisante a priori. Dans ce type d'amorçage, les gaz sont formés d'abord en tête de colonne. L'expulsion du bourrage est rapide ce qui entraîne des projections éventuelles et en conséquences le déplacement du pied et de l'ensemble du tas est plus faible.

On peut donc attendre de l'amorçage hors de trou :

- Un rendement parfois plus faible de l'explosif.
- Une fragmentation moins poussée du massif.
- De la projection éventuelle.
- Un déplacement du pied insuffisant.
- Des blocs au niveau du bourrage.

b.2 Amorçage fond de trou :

L'amorçage fond de trou se fait perpendiculairement à l'axe du trou et la détonation n'a pas le temps d'atteindre son régime stable. La charge détonne à vitesse faible. Dans l'amorçage ponctuel au pied, l'onde de choc qui descend dans le massif sous-jacent est faible, alors que celle qui remonte dans la zone de bourrage et qui se réfléchit à la surface est puissante. De plus, les gaz formés d'abord au pied sont mieux confinés, ainsi le pied est-il bien dégagé. Le bourrage est soumis à une pression des gaz moins importante et plus tardive, d'où les résultats suivants :

- Diminution de la projection des roches.
- Bon déplacement du pied.
- Bonne fragmentation générale et plus particulièrement dans la zone du bourrage.

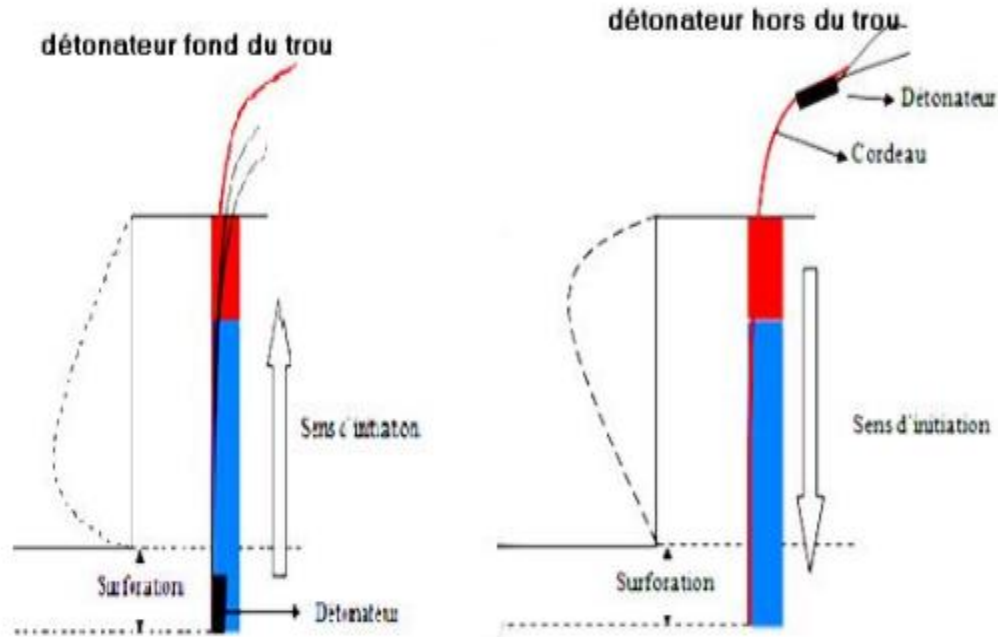


Figure V.28 : Amorçage fond de trou et hors de trou.

Recommandations :

Finalement nous exposons les causes aboutissant au problème de mauvais dégagement du pied du gradin de la carrière de Chouf Amar et la correction à apporter au niveau du plan de tir.

- Les trous de mines mal orientés (vers l'arrière) et la sur profondeur est insuffisante : Il faut contrôler la foration.
- la charge de cisaillement ou le mode d'amorçage sont inadaptés : Revoir le choix de l'explosif en cisaillement et de préférence choisir un amorçage fond de trou, à la place de l'amorçage hors du trou (latéral).

En amorçage ponctuel fond de trou, la valeur de la sur profondeur peut être réduite à $0,2B_p$. En effet, ce mode d'amorçage permet un meilleur rendement de l'explosif qui détone initialement dans une zone saine. [31]

La longueur de sur profondeur est donc : $L_s = 0.2 B_p$.

Pour Hg.= 10m	$L_s = 0.2 * 3.81 = 0.762 \text{ m}$	} $L_s = 0.8 \text{ m}.$
Pour Hg.= 15m	$L_s = 0.2 * 3.80 = 0.760 \text{ m}$	
Pour Hg.= 20m	$L_s = 0.2 * 3.79 = 0.758 \text{ m}$	

Dans ce cas on peut donner un schéma de la répartition de la charge d'explosif en pied et en colonne pour un gradin de 10 m comme illustré dans la figure V.29.

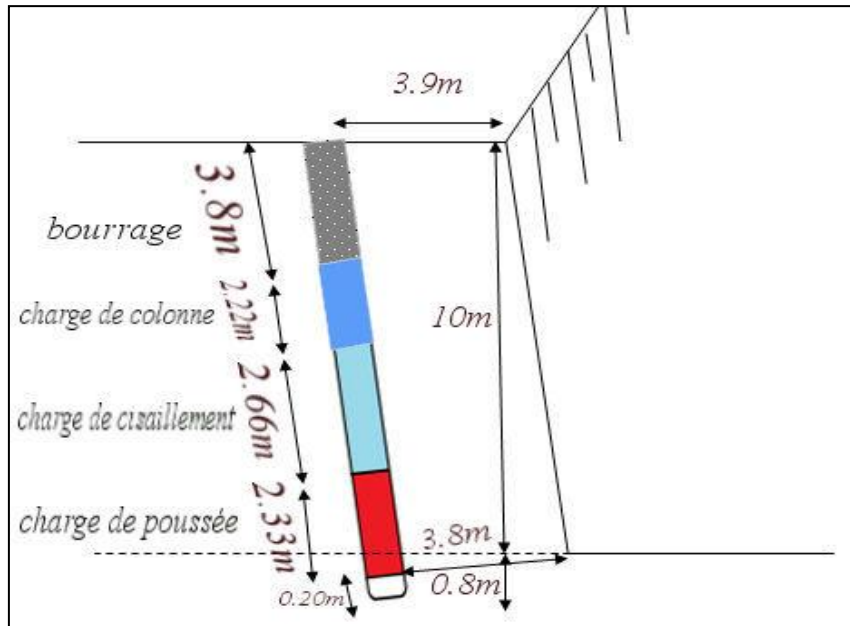


Figure V.29: présentation pratique d'un plan de tir.

La géométrie de la charge de pied utilisée ne convient pas : Revoir l'application des règles de répartition des charges selon la méthode de Langefors .

Pour un amorçage fond de trou, on donne dans le tableau V.13 les valeurs des paramètres du plan de tir pour les trois hauteurs de gradin (H= 10, 15, 20 m) existant dans la carrière de Chouf Amar.

Tableau V.13 : Paramètres du schéma de tir fond de trou pour la carrière Chouf Amar.

Paramètres	Hg = 10 m	Hg = 15 m	Hg = 20 m
Diamètre de trou (mm)	110	110	110
Longueur du trou a foré (m)	11	16.3	21.2
Banquette (m)	3.8	3.8	3.8
Espacement (m)	4.8	4.8	4.8
Sur foration (m)	0.8	0.8	0.8
Longueur du bourrage (m)	3.8	3.8	3.8
Quantité de GELANIT par trou (kg)	17.5	17.5	17.5
Quantité d'ANFOMIL par trou (kg)	38.5	81.5	125
Quantité totale d'explosifs par trou (kg)	56	99	142.5
volume abattu par trou (m ³)	182.5	274	365
Consommation spécifique d'explosif (kg/m ³)	0.30	0.36	0.39

V.5.2. Les surplombs:

Les surplombs sont des parties du massif non tombées après le tir qui se situent sur la partie haute du front de taille (figure V.30). Elles se révèlent dangereuses si elles ne sont pas traitées (risques de chute de blocs sur les engins ou des personnes se trouvant en dessous).

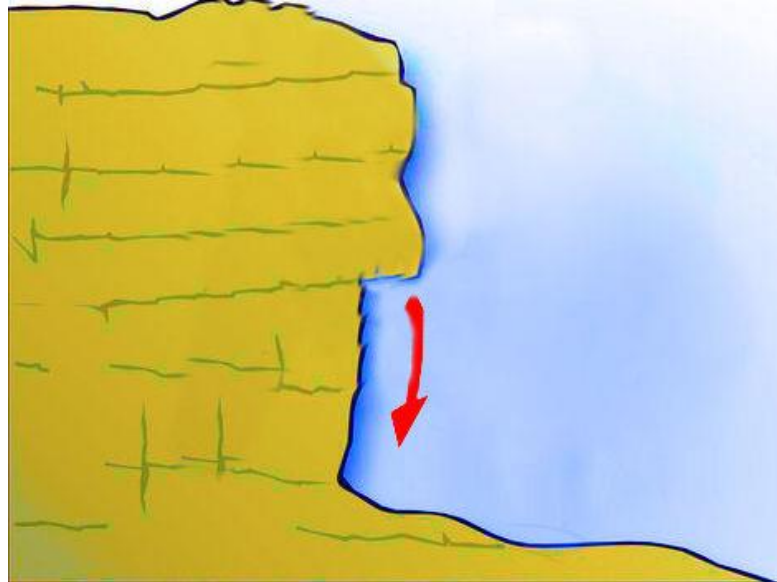


Figure V.30: Surplomb après le tir.

Ils proviennent notamment d'une hauteur de bourrage final non adaptée au massif ; ou bien la présence des massifs durs au niveau supérieure du gradin.

Traitement des surplombs:

Le traitement des surplombs où se présente une roche dure en haut du gradin s'effectue comme illustré en figure V.31. Le trou est accompagné d'un petit trou chargé du même explosif appelé trou satellite pour mieux fragmenter la roche à ce niveau. Ou bien sur une partie centrale du bourrage on place une petite quantité d'explosif (diminution de la longueur du bourrage final).

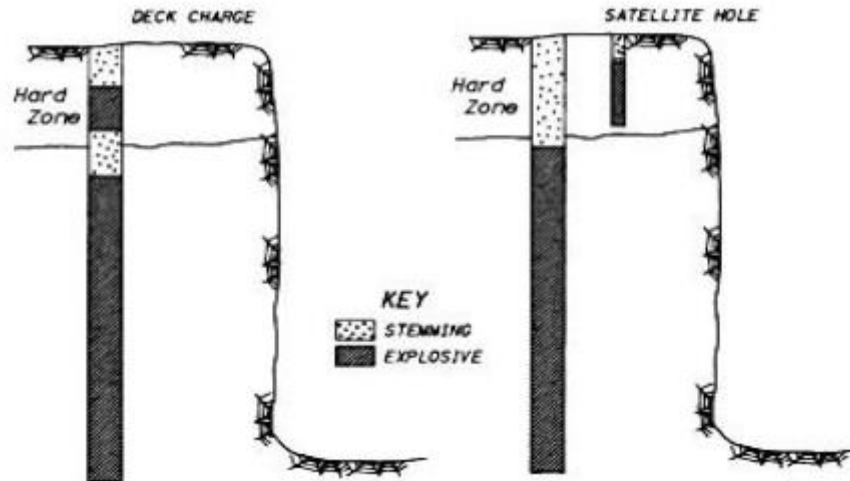


Figure V.31: deux méthodes pour fragmenter des parties hautes du massif. [32]

V.5.3. Bourrage intermédiaire :

La figure V.32 représente l'utilisation d'un bourrage intermédiaire pour une zone de matériau faible. On peut utiliser ce concept dans la pratique au niveau de la carrière de Chouf Amar, suite à la présence d'une couche de marne (interposés entre les calcaires), pour éviter la perte d'énergie d'explosion et toute anomalie probable.

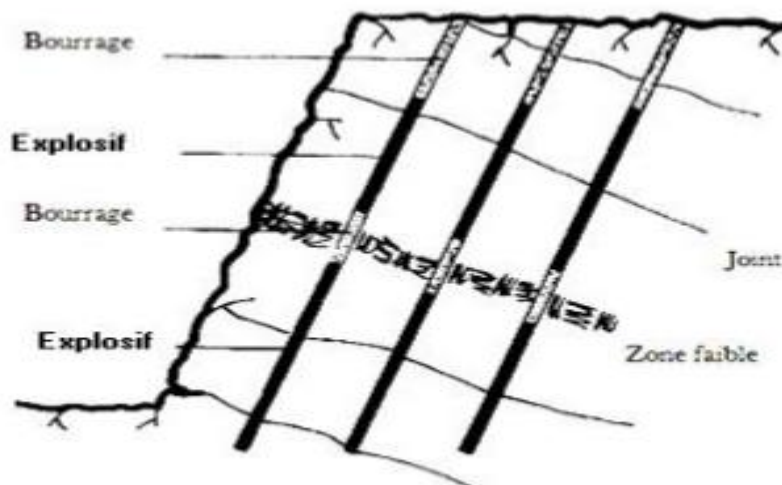


Figure V.32: bourrage intermédiaire dans une couche de faible résistance. [32]

V.6. Comparaison et interprétation de la procédure de tir utilisée à Chouf Amar et les résultats théoriques de l'étude:

Dans ce qui suit, nous allons proposer une synthèse de la comparaison des différents éléments du schéma de tir théorique calculé et du schéma de tir appliqué à la carrière de Chouf Amar.

V.6.1 Paramètres géométriques:

Du point de vu construction géométrique de la maille, les valeurs des paramètres sont données dans le tableau V.14.

Tableau V.14: Valeurs des paramètres géométriques adoptées à Chouf Amar et celles calculées.

	Valeurs pratiques de Chouf Amar	Valeurs théoriques calculées (Langefors)
Diamètre de foration	110	110
Maille	3.5 × 4	3.8 × 4.8
Rapport E/B	1.1	1.25
Sur foration	0.5 m	0.2 à 0.3B_p

L'ordre de grandeur de la banquette retenue est convenable: la banquette maximale admissible doit en effet être corrigée des déviations probables de foration.

La sous foration théorique devrait être de $0,3 \times B_p = 1.15\text{m}$, (ou bien $0.2 \times B_p = 0,8\text{m}$ dans le cas d'un amorçage fond de trou) la valeur retenue au niveau de Chouf Amar est donc à priori trop faible (elle est de 0,5m). Il vaudrait mieux retenir une valeur de sous foration plus importante, car il est toujours possible de reboucher un trou, mais nettement plus difficile de venir compléter une foration. Le problème se situe ici dans la détermination de la sur foration réelle, qui dépend de la longueur à forer, donc de l'inclinaison, de la hauteur du front et de la régularité de la plate-forme de foration. Cela dépend du contexte local qu'il faut mesurer.

V.6.2 Amorçage:

Du point de vu amorçage nous avons regroupé les deux techniques, celle adopté à Chouf Amar et celle que nous proposons avec les mêmes détonateurs et mêmes types de délais mais avec position au fond du trou.

	Pratique à Chouf Amar	Théorique calculé (Langefors)
Type d'amorçage	Détonateurs électriques Hors de trou	Détonateurs électriques Fond de trou Recommandé
Retard	Court retard (25ms)	Court retard (25ms)
Délai entre les trous	25 ms	25 ms

Nous attirons l'attention des exploitants de la carrière de Chouf Amar sur les faits suivants :

- Il faut passer en amorçage fond de trou, à la place de l'amorçage latéral qui est utilisé au niveau de la carrière de Chouf-Amar pour éviter la formation de pied de gradin et la diminution de la projection des roches fragmentées.
- Des expériences menées sur les détonateurs électriques, principalement, ont prouvé que le délai court retard de 25 ms était particulièrement bien adapté pour l'abattage classique à ciel ouvert. Ce sont ces courts retards qui sont utilisés à Chouf Amar.
- Bien qu'il n'existe pas de théorie exacte concernant la réalisation d'une séquence d'amorçage, les observations pratiques sur le terrain montre que les tirs à retard ont l'avantage de donner une meilleure blocométrie et un niveau de vibration réduit.

Un schéma de disposition des trous en quinconce et en V avec un raccordement des détonateurs en série donnerait a priori de bons résultats comme indiqué dans la figure V.33

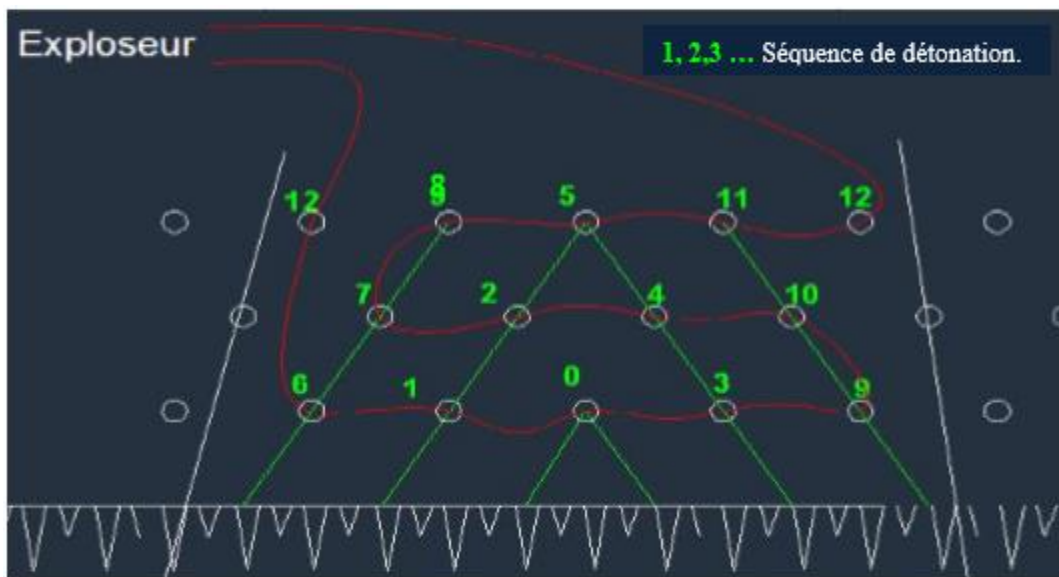


Figure V.33 : Schéma de disposition des trous en quinconce avec liaison des détonateurs électriques à micro retards (25 ms) en V (en série).

V.6.3 Chargement de trou de mine:

Pour une raison de sécurité en rapport avec des gradins trop haut et fortement redressés il a été prévu un découpage des gradins dans la carrière qui serait d'une hauteur de 10m. C'est pour cela nous donnons les valeurs du plan de tir à adopter pour une hauteur de gradin de 10m.

Tableau V.15: Valeurs des paramètres de chargement adoptées à Chouf Amar et celles calculées pour un gradin de 10m.

	Valeurs pratiques à Chouf Amar	Valeurs théoriques calculées	
	Amorçage hors de trou	Amorçage hors de trou	Amorçage fond de trou
Choix des explosifs pour le cisaillement du pied	TEMEX 2 + ANFOMIL	GELANIT 2 + ANFOMIL	GELANIT 2 + ANFOMIL
Longueur du trou a foré (m)	10.5	11.5	11
Hauteur de charge de pied (m)	Environ 2.4	1.3B = 5	4.6
Bourrage (m)	Variables (1 à 3.5)	$B_f=B_p= 3.8$	$B_f=B_p= 3.8$
Quantité d'explosif par trou (Kg)	70.5	59.25	56
Consommation spécifique en pied (kg/m^3)	0.44	0.44	0.44
Consommation spécifique en colonne (kg/m^3)	0.69	0.47	0.52
Consommation spécifique moyenne (kg/m^3)	0.48	0.32	0.30

V.7.Conclusion:

Le choix des explosifs pour le cisaillement du pied est cohérent. Au niveau du chargement, certaines remarques peuvent cependant être faites : La consommation spécifique pour la carrière de Chouf-Amar est donc de l'ordre de 0.48 kg/m³. C'est une valeur nettement plus élevée que la valeur annoncée de 0.35 à 0.40 kg/m³, qui est une valeur habituelle pour un calcaire. (Voir tableau VI.21). La valeur de la consommation spécifique ainsi obtenue de 0.32 kg/m³, est plus proche que celles que l'on rencontre typiquement dans l'abattage de calcaire, laissent donc à penser que le chargement calculé est optimal.

Ce plan de tir peut être considéré comme optimal, en effet il comporte :

- Des corrections de déviation, d'implantation et de terrains minimaux (12cm pour un Hg=10m). Cela sous entend que le matériel est bien adapté au travail à réaliser et que les opérations de forage et minage sont effectuées avec soin.
- La valeur de la consommation spécifique ainsi obtenue est de 0.32 kg/m³. Elle est plus proche que celles que l'on rencontre typiquement dans l'abattage de calcaire, laissent donc à penser que le chargement calculé est optimal.
- les caractéristiques blocométriques (valeur max de blocométrie) sont adaptées au concasseur, puisque la banquette calculée (3,8m) est inférieure à la banquette maximum calculée par la formule empirique utilisée (4.4m).

CONCLUSION GENERALE ET RECOMMANDATIONS

La réussite d'un plan de tir dans une exploitation minière à ciel ouvert est d'une grande importance pour les opérations techniques successives qui s'effectuent après le tir (chargement et transport). Non seulement elle occasionne un effet économique positif mais elle assure une sécurité vis-à-vis des projections de blocs et des limitations de vibrations.

La carrière de Chouf Amar exploite le calcaire gris dur par Lafarge depuis 2010. L'exploitation se fait sur plusieurs niveaux avec différentes hauteurs de gradins (10, 15 et 20 m). Pour une raison technique et de sécurité ces gradins vont être redécoupés en une hauteur réduite à 10m. La procédure d'extraction au niveau de la carrière se fait à l'explosif qui nécessite donc un plan de tir. Ce plan de tir a montré des insuffisances que nous avons essayé d'améliorer. En particulier la méthode de calcul de charges utilisées sur la base d'une consommation spécifique constante pour l'ensemble des hauteurs de gradins et qui causent des problèmes de sortie du pied du gradin et des hors profils très marqués sur le front. La correction apportée est l'utilisation de la méthode de Langefors qui tient compte à la fois de la nature de la roche et des caractéristiques des explosifs adaptés pour calculer tous les paramètres du plan de tir. Nous avons donc déterminé une charge de fond (au pied) constituée d'un explosif de cisaillement (Gelanit2) de proportion 0,6B (B étant la banquette pratique) et un explosif de poussée (Anfomil) dans une proportion de 0,7B. Le trou est complété par une charge de colonne de longueur $L_{tr} - 2,3B$ (le bourrage final est B).

En ce qui concerne le type d'amorçage on propose celui de « fond du trou » et un schéma de disposition des trous en quinconce avec liaison des détonateurs électriques à micro retards (25 ms) en V (branchement en série).

Ce plan de tir peut être considéré comme optimal, en effet il comporte :

- des corrections de déviation, d'implantation et de terrains minimaux.
Cela sous entend que le matériel est bien adapté au travail à réaliser et que les opérations de forage et minage sont effectuées avec soin.
- La valeur de la consommation spécifique ainsi obtenue de 0.32 kg/m^3 , est plus proche que celles que l'on rencontre typiquement dans l'abattage de calcaire, laissent donc à penser que le chargement calculé est optimal.
- les caractéristiques blocométriques (valeur max de blocométrie) sont adaptées au concasseur, puisque la banquette trouvée (3,8m) est inférieure à la banquette maximum calculée par la formule empirique utilisée (4.4m).

Recommandations :

Suite aux résultats obtenus, nous recommandons :

- D'adopter une maille de $18,24\text{m}^2$, c'est-à-dire une maille rectangulaire $E \times B = 4.8 \times 3.8$ m.
- Un meilleur contrôle du trou (respect des longueurs du trou à forer, du bourrage, inclinaison).
- Mettre un bourrage intermédiaire dans le cas de présence de couches marneuses.
- Prendre en considération le coefficient de tassement dans les calculs de la charge de fond qui améliore le découpage en pied.
- Respecter la consommation spécifique en explosif ($0,32\text{kg}/\text{m}^3$ pour $H=10\text{m}$) et la répartition de la charge dans le trou selon la procédure indiquée dans ce mémoire.

Références bibliographiques

[1]-**ADJOU Mokhtar**, [septembre 2015], "rapport géologique du gisement de calcaire pour ciment « Chouf Amar »" - W. MSILA. TM N° 2006 PXC.

[2]-**BOUTABA. A**, [2015], "rapport géologique du gisement de Chouf -Amar (CETIM) ".

[4]-Les données de l'entreprise de LAFARGE, service de la carrière.

[3]-**V.Rjeveski**, [1978], "Processus des travaux miniers à ciel ouvert". NEDRA, Moscou.

[5]-**Antill, J.M. Modern**, [November 1964], " blasting techniques for construction engineering", Australian civil engineering and construction, page 17.

[6]- Fiche technique de sondeuse Atlas Copco Surface Drill Rig. ROC L6 hole range 92–152 mm.

[7]-**MANMIT ROUT & CHINMAY KUMAR**, [2007] "Bachelor of Technology in Mining Engineering", Paridanational Institute Of Technology Rourkela.

[8]-**V. KOUALENKO ; N. AMBARTSOUMIAN ; K.M. LAHMER** ; "Exploitation des carrières", Ed OPU-Algérie.

[9]-**Onex** (OFFICE NATIONAL DES SUBSTANCES EXPLOSIVES),fichier officiel Ministère De La Défense Nationale. Direction Des Fabrications Militaires.

[10]-Ecole des Mines de DOUAI Ceficem ; **CHARGER - TRANSPORTER** (Première partie); page21 à 65.

[11]-Fiche technique de chargeuse Caterpillar Performance Handbook Edition 33; Wheel Loaders Integrated Tool carriers.

[12]- Fiche technique de dumper 775E Off-Highway Truck Engineered for performance, designed for comfort, built to last.

[13] - **GHARBI Kouider**, [2006], " L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier ", mémoire de Magister, l'Ecole nationale polytechnique Alger.

[14] - **BERDOUDI SAID**, "Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions Algériennes" thèse doctorat, Université BADJI MOKHTAR Annaba.

[15] : **HADJADJ Aoul Elias**, " Prédiction et analyse de la fragmentation des roches dans les conditions Algériennes " , thèse doctorat ,Université BADJI MOKHTAR Annaba.

[16] : **OMRASSI Kamel**, [2012] "Mon cahier d'exploitation minière", manuel de cours, Université BADJI MOKHTAR Annaba.

[17] : **AMARI Gherici**, [2009] "Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula situé à proximité de Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbès) " mémoire de Magister, l'Ecole nationale polytechnique Alger.

[18]-**MENACER Kamel**, [2011], " Influences des discontinuités et de l'emplacement du détonateur sur les résultats de l'abattage des calcaires sur modèle réduit (cas de Chouf-Amar M'SILA)", mémoire magister en mines, Université Badji Mokhtar Annaba.

[19]-**Capello**, analyse tectonique et minage appliqués à la production d'embrochement,Revue de l'industrie minérale « mines et carrières ».

[20]- **Jean-Alain Fleurisson**, " Influence du massif rocheux sur les résultats des tirs " , séminaire, ESMAT et mines Paris Tech.

[21]-**Persson Per-Anders, Holmberg R. and Lee Jaimin**, [1994], "Rock Blasting and Explosives Engineering", chapitre6. Principles of Charge Calculation For Surface Blasting, Press.

[22]-**Willam HUSTRULID** "Open pit mine planning and design fundamentals" *Volume 1*; Rock blasting,page75.

[23]-**NEFIS Mouloud**, [2010], " modèle d'un plan de tir " , mémoire magister en mines, Université Badji Mokhtar Annaba.

[24]- **Cécile COULOMBEZ**. Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats. 2007. <Hal-00595332>; *MINES PARIS*.

[25] - [2012], "Engineering Geology Field Manual", second edition, VOLUME II, Blas design, page223.

[26]-**SAADOUN Abderrezak**, [2012], "Contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf-Amar. M'sila " , mémoire magister en mines, Université Badji Mokhtar Annaba.

[27]-**LOUNIS Fatah**, [2007], "Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha (Tissemsilt)", mémoire d'ingénieur d'état en génie minier, Ecole nationale polytechnique.

[28]- "*Formations NITRO-BICKFORD*", Utilisation des explosifs industriels, Chapitre IV, Séquences de mise à feu (Mise en œuvre/sécurité), Page112-113.

[29]- **Cécile COULOMBEZ**, "Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats" ,Hal-00595332,*MINES PARIS*.

[30]-E.Hoeck & J.W.Bray, Rock slope Engineering, mine Ashby; pages 279.

[31]-**Tayeb SERRADJ**, "Conception du plan de tir, formules de Langefors", séminaire, centre d'études et de services technologiques de l'industrie des matériaux de construction.

[32]-**Stig O OLOFSSON**, "Applied Explosives Technology for construction and mining ", 2^{ème} édition, APPLEPLEX.

Annexes

Caractéristiques de quelques explosifs :

GELANIT 1,2 et 3

Description	Usage
<ul style="list-style-type: none"> - Aspect gélatineux - Couleur varie de jaune au marron clair - Contient une faible teneur en huile explosive - Teneur en TNT plus élevée - Excellente résistance à l'eau 	<p>Utilisée dans des terrains à roches dures semi-dures, pour des travaux d'abattage à ciel ouvert (carrières) ou en souterrain (galeries).</p>

Type de la Gelanit	1	2	3
Densité d'encartouchage (g/cm³)	1,40	1,45	1,33
Vitesse de détonation (m/s)	6300	6000	6500
Puissance RWS sur mortier balistique (%)	85	82	86
Coefficient d'utilisation pratique (%)	1,33	1,27	1,2
Coefficient de self excitation (cm)	8	6	12
Ecrasement selon méthode de KAST(mm)	4,7	4,3	5,5
Sensibilité au choc (kgm)	0,4	0,5	0,7
Sensibilité au frottement (kgP)	36	36	36
Volume de gaz (l/kg)	861	808	872

Diamètre (mm)	25	30	50	65	80
Longueur (mm)	130	230	370	500	340
Nature	Papier paraffiné	Papier paraffiné	Gaine plastique	Cartouche plastique	Cartouche plastique
Poids (g)	100	250	1250	2500	2500

MARMANIT 1, 2 et 3

Description	Usage
<ul style="list-style-type: none"> - Explosif à base de nitrate d'ammonium - Sensibilisé au moyen d'un explosif brisant - De couleur grise - Aspect pulvérulent - Considéré comme un explosif de sûreté - Sensible à l'eau 	<p>Utilisés dans les régions sèches .Il sont adaptés aux terrains à roches tendres ou de dureté moyenne</p>

Numéro de la marmanit	1	2	3
Densité d'encartouchage (g/cm³)	0,95	0,98	1,33
Vitesse de détonation (m/s)	4000	4100	6500
Puissance RWS sur mortier balistique (%)	83	82	80
Coefficient d'utilisation pratique (%)	1,28	1,27	1,18
Coefficient de self excitation (cm)	5	3	3
Ecrasement selon méthode de KAST(mm)	3,25	2,90	2,30
Sensibilité au choc (kgm)	1,50	1,50	2
Sensibilité au frottement (kgP)	36	36	36
Volume de gaz (l/kg)	842	868	902

Diamètre (mm)	30	50	65	80
Longueur (mm)	135	610	750	500
Nature	Papier paraffiné	Gaine plastique	Cartouche plastique	Cartouche plastique
Poids (g)	250	1250	2500	2500

ANFOMIL

Description	Usage
<ul style="list-style-type: none"> - couleur blanc rose - aspect pulvérulent. - Il est amorcé au moyen de cordeaux détonants - Peu sensible aux actions mécaniques - Considéré comme explosif de sûreté - Très facile à manipuler - Mauvaise résistance à l'eau - Sa vitesse de détonation diminue avec le diamètre des trous 	<p>Cet explosif est particulièrement recommandé en milieu sec pour des terrains à roches tendres et des travaux à ciel ouvert.</p>

Spécifications	Conditionnement
<ul style="list-style-type: none"> - Vitesse de détonation : 3000 m/s - Puissance RWS sur mortier balistique : 78 % - Coefficient d'utilisation pratique : 1,15% - Sensibilité au choc : 2 kgm - Sensibilité au frottement : 36kgP - Volume de gaz : 975 l/kg 	<p style="text-align: center;">En sac de polypropylène de 25 Kg</p>

ANFO AMELIORE

Description	Usage
<ul style="list-style-type: none"> -Couleur jaune marron clair - Aspect pulvérulent. - Il est amorcé au moyen de cordons détonants - Peu sensible aux actions mécaniques - Considéré comme explosif de sûreté - Très facile à manipuler - Mauvaise résistance à l'eau - Sa vitesse de détonation diminue avec le diamètre des trous. 	<p style="text-align: center;">Cet explosif est particulièrement recommandé en milieu sec pour des terrains à roches tendres et des travaux à ciel ouvert.</p>

Spécifications	Conditionnement
<ul style="list-style-type: none">- Vitesse de détonation : 4100 m/s- Puissance RWS sur mortier balistique : 75 %- Coefficient d'utilisation pratique : 1,16%- Sensibilité au choc : 2 kgm- Sensibilité au frottement : 36kgP- Volume de gaz : 915 l/kg	<p>En sac de polypropylène de 25 Kg</p>

Résumé

L'analyse et l'amélioration des méthodes de tir à l'explosif dans une exploitation à ciel ouvert est une préoccupation majeure de l'exploitant en vue de la maîtrise de l'opération d'abattage que ce soit du point de vue technique ou économique.

Notre site d'étude est la carrière de calcaire de Chouf Amar, exploitée par la société Lafarge -Cimenterie de M'sila, dans l'Est de l'Algérie (Msila). La connaissance du phénomène de fragmentation à l'explosif a permis d'apporter un regard critique sur les principes théoriques de l'abattage réalisé, en utilisant la méthode de calcul théorique et les règles de Langefors.

Notre contribution consiste en l'utilisation d'une autre méthode de calcul du plan de tir que celle utilisée dans cette carrière afin d'optimiser l'abattage puisqu'il n'assure pas un bon résultat (pied non dégagé, hors profils remarquables, blocométrie importante). La comparaison des résultats et les différents éléments du schéma de tir théorique calculé avec celui utilisé actuellement dans la carrière de Chouf Amar montre une nette amélioration. Ces résultats doivent permettre de progresser dans la bonne pratique du tir pour une meilleure maîtrise de cette opération essentielle.

Mots clés : Chouf Amar, Carrière, Calcaire, Tir de mine, Abattage, Plan de tir.

ملخص:

تحليل وتحسين أساليب وطرق التفجير في الاستغلال المنجمي السطحي احتياط كبير للمستغل للسيطرة على عملية التفجير سواء كان ذلك من الناحية الفنية أو الاقتصادية. موقع دراستنا هو محجرة شوف عمار ، والتي تديرها شركة لافارج مصنع الاسمنت مسيلة في الشرق الجزائري. ساعدت معرفة ظاهرة التفجيت بالمتفجرات جلب نظرة على المبادئ النظرية للتفجير المستعمل ، وذلك باستخدام طريقة الحساب النظري وقواعد لانجفور.

مساهمتنا كانت بتوفير طريقة أخرى لحساب مخطط التفجير غير المخطط المستعمل في محجرة شوف عمار لأنه لا يضمن نتيجة جيدة، ثم مقارنة النتائج والعناصر المختلفة لمخطط التفجير المتحصل عليه بعد الحساب والمخطط المستخدم حاليا في محجرة شوف عمار. هذه النتائج يجب أن تساعد على إحراز تقدم في التفجير والاستعمالات لهذه العملية المهمة.

كلمات مفتاحية: شوف عمار، محجرة، حجر الكلس، تفجير، مخطط التفجير.