

République Algérienne Démocratique et Populaire  
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique



École Nationale Polytechnique  
Département de Génie Minier  
Cimenterie de LAFARGE M'Sila



Projet de fin d'études  
En vue d'obtention de diplôme  
**d'Ingénieur d'état en Génie Minier**

*Présenté par :*

*BEDDIAR Mohammed Ismail*

*HERAIZ Hocine*

**INTITULÉ**

---

**Élaboration d'un plan de tir pour améliorer la  
qualité de la fragmentation**

---

Soutenu le 16 juin 2015 à l'ENP

**Membres du Jury d'examen**

*Pésident*  
*Promoteur*  
*Examineur*

*B.A. MOHAMED AGUID*  
*S. BERDOUDI*  
*R. GACEM*

*MCA. à l'ENP*  
*Dr. à l'ENP*  
*MCA. à l'ENP*

**ENP 2015**

*Je profite de cette occasion pour dédier ce modeste travail :*  
*À celle qui m'est chère et qui m'a appris beaucoup...Ma mère ;*  
*À celui qui m'a appris comment affronter la vie en souriant...Mon père ;*  
*À Mes sœurs et mes frères ;*  
*À toute ma famille et mes proches ;*  
*À tous mes amis chacun par son nom ;*  
*À tous ceux qui m'ont aidé de près ou de loin.*

*BEDDIAR M.Ismail*

*Je profite de cette occasion pour dédier ce modeste travail :*  
*À celle qui m'est chère et qui m'a appris beaucoup. ...Ma mère ;*  
*À celui qui m'a appris comment affronter la vie en souriant. . .Mon père ;*  
*À Mes sœurs et frères ;*  
*À toute ma famille et mes proches ;*  
*À tous mes amis chacun par son nom ;*  
*À tous ceux qui m'ont aidé de près ou de loin.*

*HERAIZ Hocine*

## Remerciements

Avant tout, nous remercions ALLAH tout puissant de nous avoir donné la volonté et le courage de mener à bien ce travail.

Nous tenons à remercier en premier lieu notre promoteur **Mr. S.BERDOUDI** pour la confiance qu'il a placé en nous, pour sa permanente disponibilité, son investissement et ses précieux conseils qui nous ont guidés dans l'élaboration de ce travail.

Nous remercions également tout les personnels de la cimenterie de M'sila en particulier ceux de la carrière surtout : **M. AFOUFOU & F. BAALI.**

Nous adressons également nos remerciements à tous les membres du jury **Mr. R.GACEM & Dr. M.AGUID** qui ont pris le soin de consulter notre document, et de juger notre travail.

Nous adressons également nos remerciements à tous les enseignants qui ont participé à notre formation et l'aide qu'ils nous ont fournie pendant la période d'étude.

### ملخص

الشركة الجزائرية للإسمنت لافارج في سعيها لتقليل كمية الصخور الضخمة بعد التفجير إقترحت موضوع "تهيئة مخطط التفجير من أجل تحسين نوعية التكسير". و بعد تحليل النتائج على مستوى هذه المحجرة تمكنا من إقترح حلول من شأنها المساهمة الفعالة في تحسين نوعية التكسير و المتمثلة اساسا في تغيير مخطط التفجير و معالجة التشوهات المرتبطة بالصخور. **الكلمات المفتاحية** : مخطط التفجير, تكسير, إستغلال, تشقق, الحشو, صخرة.

### Résumé

Entreprise de ciment Lafarge algérien dans ses efforts pour réduire la quantité d'énormes des roches hors gabarit, a proposé le sujet élaboration de plan de tir pour améliorer la qualité de la fragmentation.

Après l'analyse des résultats au niveau de la carrière, nous avons pu proposer des solutions qui devraient contribuer activement à améliorer la qualité de la fragmentation, qui consiste essentiellement à modifier quelque paramètres de plan de tir et à traiter les anomalies liées au massif rocheux.

Mots clés : plan de tir, la fragmentation, l'exploitation, la fissuration, des charges, roche carrière.

### Abstract

Lafarge Cement Company of Algeria in its efforts to reduce the quantity of huge rocks off template, has proposed the topic "preparation of shooting plan to improve the quality of fragmentation".

After the analysis of results at the level of the open-pit which will enable us to propose solutions which should contribute actively to improve the quality of the fragmentation, which is essentially to modify some parameters of shooting plan and deal with the anomalies related to the rocky massif.

**Key words** : shooting plan, fragmentation, exploitation, cracking, loads, rock.

# Table des matières

<b>Table des matières</b>	<b>v</b>
<b>Table des figures</b>	<b>xi</b>
<b>Liste des tableaux</b>	<b>xiii</b>
<b>Introduction</b>	<b>xv</b>
<b>I PARTIE GEOLOGIQUE</b>	<b>1</b>
I.1 historique . . . . .	1
I.2 La situation géographique et administrative du périmètre d'étude . . . . .	2
I.3 Climat de la région . . . . .	3
I.4 Situation, morphologie et infrastructure du gisement . . . . .	3
I.5 Litho stratigraphie du Site . . . . .	5
I.6 Structure et tectonique du gisement . . . . .	6
I.7 Hydrogéologie . . . . .	9
I.8 Caractéristiques qualitatives de la calcaire . . . . .	10
I.8.1 Essais physico-mécaniques . . . . .	10
I.8.2 Analyses chimiques . . . . .	10
I.8.2.1 Compositions chimique moyenne par couche : . . . . .	10
I.9 Calcul des réserves . . . . .	11
I.9.1 Réserves nécessaires . . . . .	11
I.9.2 Méthodes et paramètres de calcul des réserves . . . . .	11
I.9.2.1 Méthode des Blocs . . . . .	12
I.9.2.2 Méthode des Couches : . . . . .	12
I.9.2.3 Méthode des coupes géologies parallèles . . . . .	12
I.9.3 Production annuelle 2003/2013 . . . . .	14
I.9.3.1 Réserves disponibles fin 2013 . . . . .	14
I.10 Régime de travail de la carrière de Chauff-Ammar . . . . .	14

I.10.1	Productions planifiées par la carrière . . . . .	14
I.10.2	Nombre de postes par jour . . . . .	15
I.10.3	Nombre de jours ouvrables par an . . . . .	15
I.10.4	Durée d'un poste travail . . . . .	15
I.11	conclusion . . . . .	15
<b>Nomenclature</b>		<b>1</b>
<b>II PROCÉDE D'OUVERTURE ET METHODE D'EXPLOITATION</b>		<b>17</b>
II.1	Ouverture du gisement de Chauff-Ammar . . . . .	17
II.1.1	Généralités . . . . .	17
II.1.2	Les différentes étapes lors de l'ouverture . . . . .	18
II.1.3	Les caractéristiques de la demi-tranchée d'accès . . . . .	18
II.1.3.1	La largeur de la demi-tranchée . . . . .	18
II.1.3.2	Pente longitudinale. . . . .	19
II.1.3.3	La longueur de la demi-tranchée . . . . .	19
II.1.4	Technologie de creusement de la demi-tranchée . . . . .	20
II.2	Méthode d'exploitation . . . . .	23
II.2.1	Généralités . . . . .	23
II.2.2	Choix de la méthode d'exploitation . . . . .	23
II.2.3	Les paramètres de la méthode d'exploitation[6] . . . . .	24
II.2.3.1	Hauteur du gradin . . . . .	24
II.2.3.2	Angle du talus des gradins . . . . .	24
II.2.3.3	La largeur d'enlevure . . . . .	24
II.2.3.4	La largeur de la plate forme du travail . . . . .	25
II.2.3.5	Vitesse d'avancement du chantier . . . . .	27
II.2.3.6	Vitesse d'avancement du front . . . . .	28
II.2.3.7	Vitesse d'approfondissement de la carrière . . . . .	28
II.3	conclusion . . . . .	29
<b>III TRAVAUX DE FORAGE ET DE TIR</b>		<b>30</b>
III.1	Introduction . . . . .	30
III.2	Le mode d'abattage utilisé . . . . .	30
III.3	Données de départ pour l'étude géotechnique du gisement de Chauff-Ammar	31
III.3.1	Limite de la résistance à la compression . . . . .	31
III.3.2	Limite de la résistance à la traction . . . . .	31
III.3.3	Limite de la résistance au cisaillement . . . . .	31

III.4	Les propriétés technologiques des roches . . . . .	31
III.4.1	Indice de destruction des roches . . . . .	31
III.4.2	Indice de forabilité des roches . . . . .	33
III.4.3	Indice de tirabilité des roches . . . . .	33
III.5	Processus de forage . . . . .	34
III.5.1	Choix du mode de forage . . . . .	35
III.5.2	Caractéristiques techniques de la sondeuse . . . . .	36
III.5.3	Calcul de forage . . . . .	37
III.5.3.1	Temps réel du cycle de forage d'un trou . . . . .	37
III.5.3.2	Vitesse de forage d'un mètre du trou . . . . .	38
III.5.3.3	Rendement de la sondeuse par poste . . . . .	39
III.5.3.4	Nombre de sondeuse nécessaire . . . . .	39
III.6	Travaux de tir . . . . .	39
III.6.1	Exigences envers les dimensions des morceaux des roches abattues à l'explosif . . . . .	40
III.6.2	Critère de choix de l'explosif . . . . .	41
III.6.3	Caractéristiques techniques des explosifs utilisées . . . . .	41
III.6.4	Paramètres de forage et de tir (variantes existante dans la carrière de Chauf -Ammar). . . . .	42
III.6.5	Débitage secondaire . . . . .	44
III.7	conclusion . . . . .	45
<b>IV</b>	<b>CHARGEMENT ET TRANSPORT</b>	<b>46</b>
IV.1	Chargement . . . . .	46
IV.1.1	Introduction . . . . .	46
IV.1.2	Choix du moyen de chargement . . . . .	46
IV.1.3	Calcul d'exploitation de la chargeuse CATERPILLAR 990 II. . . . .	47
IV.1.3.1	Calcul le temps de cycle $T_C$ [6] : . . . . .	47
IV.1.3.2	Le nombre de cycle effectuée par la chargeuse . . . . .	48
IV.1.3.3	Calcul le rendement théorique de la chargeuse . . . . .	48
IV.1.3.4	Rendement technique horaire de la chargeuse . . . . .	48
IV.1.3.5	Rendement d'exploitation postier de la chargeuse . . . . .	49
IV.1.3.6	Rendement journalier : . . . . .	49
IV.1.3.7	Rendement annuel de la chargeuse . . . . .	49
IV.1.3.8	Nombre de chargeuse nécessaire pour assurer la produc- tion annuelle planifiée . . . . .	50
IV.2	Transport . . . . .	51

IV.2.1	Introduction . . . . .	51
IV.2.2	Le choix du type de camion . . . . .	51
IV.2.3	Calcul d'exploitation du camion . . . . .	53
IV.2.3.1	Nombre de godets . . . . .	53
IV.2.3.2	Temps de cycle du camion . . . . .	54
IV.2.3.3	Rendement de camion par poste . . . . .	54
IV.2.3.4	Rendement journalier . . . . .	55
IV.2.3.5	Rendement annuel . . . . .	55
IV.2.3.6	Le nombre des camions . . . . .	55
IV.2.4	Largeur de la voie du transport . . . . .	56
IV.2.5	Caractéristiques de la route . . . . .	57
IV.3	conclusion . . . . .	57
<b>V</b>	<b>PARTIE SPECIALE</b>	<b>59</b>
V.1	Introduction . . . . .	59
V.2	Étude des causes de provenance des hors gabarits et pied de gradin . . . . .	61
V.3	les anomalies liées au massif rocheux . . . . .	61
V.3.1	Les joints . . . . .	61
V.3.2	Les karsts . . . . .	62
V.3.3	La fracturation . . . . .	62
V.3.4	Les failles . . . . .	63
V.3.5	La fissuration du massif . . . . .	63
V.3.5.1	Fissuration naturelle . . . . .	63
V.3.5.2	Fissuration engendré par le tir . . . . .	65
V.3.6	Gradin en surplomb . . . . .	66
V.4	Effets de déviation de forage sur la fragmentation des roches . . . . .	66
V.4.1	Cause des déviations en foration . . . . .	67
V.4.1.1	Déviations dues au matériel . . . . .	67
V.4.1.2	Déviations dues au foreur . . . . .	68
V.4.1.3	Déviations dues au massif . . . . .	68
V.4.2	Conséquences des déviations en foration . . . . .	68
V.4.3	Comment réaliser une foration de qualité . . . . .	70
V.5	Influence des différents paramètres de forage et de tir sur la fragmentation des roches (cas de la carrière de Chauf Ammar) . . . . .	71
V.5.1	Influence de la consommation spécifique de l'explosif sur la fragmentation des roches . . . . .	71
V.5.2	Influence du diamètre de trou sur la fragmentation des roches . . . . .	73

V.5.3	Influence de l'inclinaison des trous sur la fragmentation des roches	73
V.5.4	L'influence de la longueur de sous-forage sur la fragmentation des roches . . . . .	74
V.5.5	Influence de la construction des charges sur la fragmentation des roches . . . . .	74
V.5.6	Influence du microretard sur la fragmentation des roches . . . . .	75
V.6	OPTIMISATION DU PLAN DE TIR . . . . .	76
V.6.1	Conception d'un plan de tir optimal [6] . . . . .	76
V.6.1.1	Données : . . . . .	76
V.6.1.2	La banquette . . . . .	76
V.6.1.3	L'espacement . . . . .	77
V.6.1.4	Distance entre deux rangées de trous . . . . .	77
V.6.1.5	La longueur de sous-foration . . . . .	77
V.6.1.6	Calcul de la longueur du trou . . . . .	77
V.6.1.7	Charge de pied . . . . .	78
V.6.1.8	La longueur de bourrage total . . . . .	78
V.6.1.9	Charge de colonne . . . . .	78
V.6.1.10	Quantité d'explosif dans un trou . . . . .	79
V.6.1.11	La longueur de la charge d'explosif . . . . .	79
V.6.1.12	Volume des roches à abattre par un trou tiré . . . . .	80
V.6.1.13	Volume de bloc à abattre . . . . .	80
V.6.1.14	Nombre de trous dans un bloc . . . . .	80
V.6.1.15	Longueur total de forage dans un bloc à abattre . . . . .	80
V.6.1.16	Quantité totale d'explosif . . . . .	80
V.6.2	traiter les anomalies liées au massif rocheux . . . . .	83
V.7	conclusion . . . . .	83
<b>VI PARTIE SECURITE</b>		<b>85</b>
VI.1	Introduction . . . . .	85
VI.2	Accident du travail-Maladie professionnelle . . . . .	85
VI.2.1	Définition . . . . .	85
VI.2.1.1	Maladie professionnelle . . . . .	85
VI.2.1.2	Accident du travail . . . . .	85
VI.2.2	Analyse des accidents du travail et des maladies professionnelles . . . . .	86
VI.2.2.1	Méthode statistique . . . . .	86
VI.2.2.2	Méthode topographique . . . . .	87
VI.2.2.3	Méthode monographique . . . . .	87

VI.2.3 Mesures préventives contre les maladies professionnelles et les accidents du travail . . . . .	87
VI.2.3.1 Lutte contre la poussière . . . . .	87
VI.2.3.2 Lutte contre les gazes nuisibles . . . . .	88
VI.2.3.3 Protection contre le bruit . . . . .	88
VI.2.3.4 Lutte contre les vibrations . . . . .	88
VI.2.3.5 Sécurité lors des tirs des mines . . . . .	88
VI.2.3.6 Sécurité dans le transport et le chargement . . . . .	89
VI.2.3.7 Transport des explosifs . . . . .	89
VI.3 Les Nuisances sismiques et acoustiques des tirs . . . . .	89
VI.3.1 Généralité . . . . .	89
VI.3.2 Paramètres conditionnant les niveaux vibratoires : . . . . .	90
VI.3.3 Les normes de vibrations. . . . .	90
VI.3.4 Prévion des vibrations . . . . .	91
VI.3.5 Calcule la charge instantanée maximale . . . . .	91
VI.3.6 Vibrations acoustiques . . . . .	92
VI.3.6.1 Paramètres influents sur l'onde acoustique . . . . .	92
VI.4 Projection des roches . . . . .	93
VI.4.1 Influences de la zone de sécurité sur les dommages prévisibles : . . .	93
VI.4.2 Détermination de la distance de projection . . . . .	94
VI.5 conclusion . . . . .	94
<b>Conclusion générale</b>	<b>96</b>
<b>References</b>	<b>97</b>

# Table des figures

I.1	situation de gisement de Chauff-Ammar . . . . .	3
I.2	Plan de situation de gisement de Chauff-Ammar . . . . .	5
I.3	Carte structurale de gisement de Chauff-Ammar. . . . .	7
I.4	. Gisement de Chauff-Ammar, Coupes Nord-Sud . . . . .	8
I.5	Gisement de Chauff-Ammar, coupes Ouest-Est . . . . .	9
II.1	Section transversale finale de la demi-tranchée d'accès . . . . .	18
II.2	Creusement de la demi-tranchée à l'aide d'un perforateur . . . . .	20
II.3	Forage des trous de relevage . . . . .	21
II.4	Culbutage des roches. . . . .	21
II.5	schéma d'ouverture de gisement de Chauff-Ammar . . . . .	22
II.6	la plateforme de travail . . . . .	27
III.1	Sondeuse ATLAS COPCO CM780D . . . . .	37
III.2	Schéma de plan de tir . . . . .	43
III.3	débitage secondaire des blocs hors gabarit par pelle hydraulique équipée d'un marteau. . . . .	44
IV.1	Chargeuse CATERPILLAR 990 II. . . . .	47
IV.2	Chargement de tas des roches . . . . .	51
IV.3	Camion CATERPILLAR 775E . . . . .	52
IV.4	Largeur de voie de transport . . . . .	57
V.1	Vue du tas de roche abattu avec des hors gabarits . . . . .	60
V.2	Vue du massif rocheux montrant un mauvais tir au niveau du pied du gradin . . . . .	60
V.3	échappement de gaz à travers un joint marneux . . . . .	61
V.4	anomalie de tir dû à la présence d'un karst . . . . .	62
V.5	Vue du massif rocheux avec des discontinuités . . . . .	64
V.6	vue du massif rocheux montrant des discontinuités horizontal . . . . .	64

---

V.7	Fissuration engendré par le tir . . . . .	65
V.8	exemple d'un gradin en surplomb . . . . .	66
V.9	exemple de déviation des axes des trous au pied de gradin . . . . .	67
V.10	Erreurs d'implantation, inclinaison, incidence sur la maille de forage. . . . .	69
V.11	Le choix de diamètre de trou en fonction de la hauteur de front[12] . . . . .	73
V.12	Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison[12] . . . . .	74
V.13	Emploi de la charge discontinu pour la présence d'une fissure ou pour l'abat-tage sélectif. . . . .	75
V.14	Schéma de plan de tir proposé . . . . .	82
VI.1	Exemple d'appareillage de mesures . . . . .	90

# Liste des tableaux

I.1	coordonnées géographiques de wilaya de M'sila. . . . .	2
I.2	Coordonnées U.T.M de gisement de Chauff-Ammar . . . . .	4
I.3	Compositions chimiques moyenne par couche . . . . .	11
I.4	calcul des réserves par la méthode des blocs . . . . .	12
I.5	calcul des réserves par la méthode des couches . . . . .	12
I.6	calcul des réserves par la méthode des coupes . . . . .	13
I.7	production annuelle 2003/2013 . . . . .	14
II.1	Largeur de la demi-tranchée. . . . .	19
II.2	coefficient d'allongement . . . . .	19
II.3	La largeur de la plate forme du travail . . . . .	26
II.4	paramètres de la méthode d'exploitation. . . . .	29
III.1	caractéristiques géotechnique des roches. . . . .	31
III.2	Indice acoustique . . . . .	32
III.3	Classification des roches selon l'indice de destruction. . . . .	32
III.4	Classification des roches selon l'indice de forabilité . . . . .	33
III.5	Classification des roches selon l'indice de tirabilité. . . . .	34
III.6	Différents modes de forage . . . . .	35
III.7	Mode de forage en fonction de la forabilité des roches . . . . .	36
III.8	Les caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO (CM780D)[9] . . . . .	36
III.9	Caractéristiques techniques du marteau de la sondeuse. . . . .	37
III.10	Temps réel du cycle de forage d'un trou . . . . .	38
III.11	Caractéristiques des explosifs . . . . .	41
III.12	récapitulatif des paramétrés de forage et de tir . . . . .	42
III.13	Caractéristiques techniques du brise-roche en chaîne . . . . .	45
IV.1	:Caractéristiques techniques de chargeuse[9]. . . . .	47
IV.2	Chronométrage du temps de cycle de la chargeuse. . . . .	48

---

IV.3	Récapitulatifs des paramètres de chargement . . . . .	50
IV.4	Caractéristiques techniques de camion CATER-PILLAR 775 E . . . . .	53
IV.5	chronométrage du temps de cycle du camion775E . . . . .	54
IV.6	Récapitulatifs des paramètres de transport . . . . .	56
V.1	Diamètre de trou suivant la tirabilité . . . . .	72
V.2	comparaison entre les deux plans de tir . . . . .	81
V.3	Les anomalies liées au massif rocheux et les solutions possibles . . . . .	83
VI.1	Dommmages prévisibles en fonction de la zone d'influence. . . . .	94

# Introduction

L'exploitation minière nous permet d'obtenir diverses substances minérales, jouant un rôle très important dans le développement de l'économie du pays.

A l'avenir, le potentiel économique de chaque pays sera déterminé sur la base du niveau de la production des diverses substances minérales.

L'étude et le contrôle de l'abattage est d'une importance majeure pour le fonctionnement de la mine. Souvent, la bonne fragmentation est décrite telle que la roche abattue puisse être facilement extraite par les engins de chargement et qu'il n'est pas nécessaire d'effectuer des tirs secondaires.

Pour cela LAFARGE CEMENTRY de M'SILA (LCM) a proposé le sujet ” **Elaboration d'un plan de tir pour améliorer la qualité de la fragmentation** ”

Pour les besoins de notre travail nous avons effectué un stage pratique durant la période de 01 à 15 mars 2015 nous a permis de prendre connaissance des données du problème et de participer à deux tirs à carrière Chauff-Ammar.

Les résultats des travaux qui nous présentons aujourd'hui sont structurés comme suit :

**I. Partie géologique :** dans ce chapitre nous avons défini les caractéristiques géologiques du massif, les propriétés physico-mécaniques des roches et tout ce qui concerne l'organisation de travail. Plusieurs méthodes sont citées afin d'estimer les différents types des réserves.

**II. Procédé d'ouverture et méthodes d'exploitation :** nous avons expliqué le mode d'ouverture de la carrière et procédé à une description de la méthode d'exploitation ainsi que leurs paramètres.

**III. Travaux de forage et tir :** ce chapitre est consacré à étudier les techniques d'abattage utilisées au niveau de la carrière Chauff-Ammar

**IV. Chargement transport :** ce chapitre est dédié à effectuer des calculs concernant l'exploitation des chargeuses et des camions.

**V. Partie spéciale :** ce chapitre est réservé pour identifier, analyser la majorité des problèmes liés à l'exploitation de la carrière (Chauff-Ammar) et les traiter en proposant des solutions optimales.

**VI. Partie sécurité :** ce chapitre contient quelques notions sur les accidents de travail et sur les maladies professionnelles qui peuvent survenir dans les carrières, ainsi que les nuisances sismiques et acoustiques du tir et les projections des roches qui peuvent se produire.

# Chapitre I

## PARTIE GEOLOGIQUE

### I.1 historique

Dans beaucoup de pays, une des voies essentielles de la prise en compte réelle et fructueuse de l'environnement dans des projets, a été la mise en place d'outils méthodologiques spécifiques dans un cadre institutionnel adapté.

Parmi ces outils, l'étude d'impact sur l'environnement adoptée par l'Algérie par le décret n° 90 - 78 du 27/02/1990 (en application de la loi n° 83 - 03 du 05/02/1983, relative à la protection de l'environnement), fournit un cadre privilégié d'intégration des préoccupations d'environnement lors de la réalisation des projets.

Dans le cadre de l'exploitation des carrières de matières premières pour la cimenterie de Hammam Dalaa, wilaya de M'sila, LAFARGE en confiant l'étude impacts au « CETIM », bureau spécialisé et reconnu dans la profession ne se contente pas de répondre à l'impératif légal, mais a poussé la réflexion afin de garantir, tant à ceux qui y travaillent, qui l'avoisinent, un environnement agréable, enrichissant spécifiquement, économiquement et socialement plus valorisant .

Conformément à l'article 5 du décret exécutif n°90-78 du 27/02/1990 relatif aux études d'impact sur l'environnement, le contenu de cette étude porte sur l'exploitation du gisement de calcaire de Chauff-Ammar et sur des effets prévisibles sur l'environnement ; parmi la remise en l'état des lieux particulier relatif à l'exploitation de la carrière, du calcaire est à considérer selon l'article 46 de la loi 91-24, qui exige de tout exploitant de carrière de remettre en l'état des lieux. Cette remise en l'état des lieux peut se faire selon l'une ou l'autre de ces deux démarches :

1. Opération à réaliser en fin d'exploitation.

2. Réaménagement coordonné au fur et à mesure de l'avancement de l'extraction de matériaux.

## I.2 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 et dont les coordonnées sont montrées dans le tableau N°1.

TABLE I.1 – coordonnées géographiques de wilaya de M'sila.

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

S'étendant sur une superficie de 20 000  $km^2$ , elle comprend des aires géographiques variés : massif des Bibans et monts du Hodhna au nord, dépression du chott El-Hodna au centre et l'Atlas saharien dans sa partie méridionale ; la localité de Hammam Delàa, 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 Hodhna, plus précisément à 50 km au sud de la localité d'El M'hir et 25 km au nord-ouest du chef-lieu.[1]

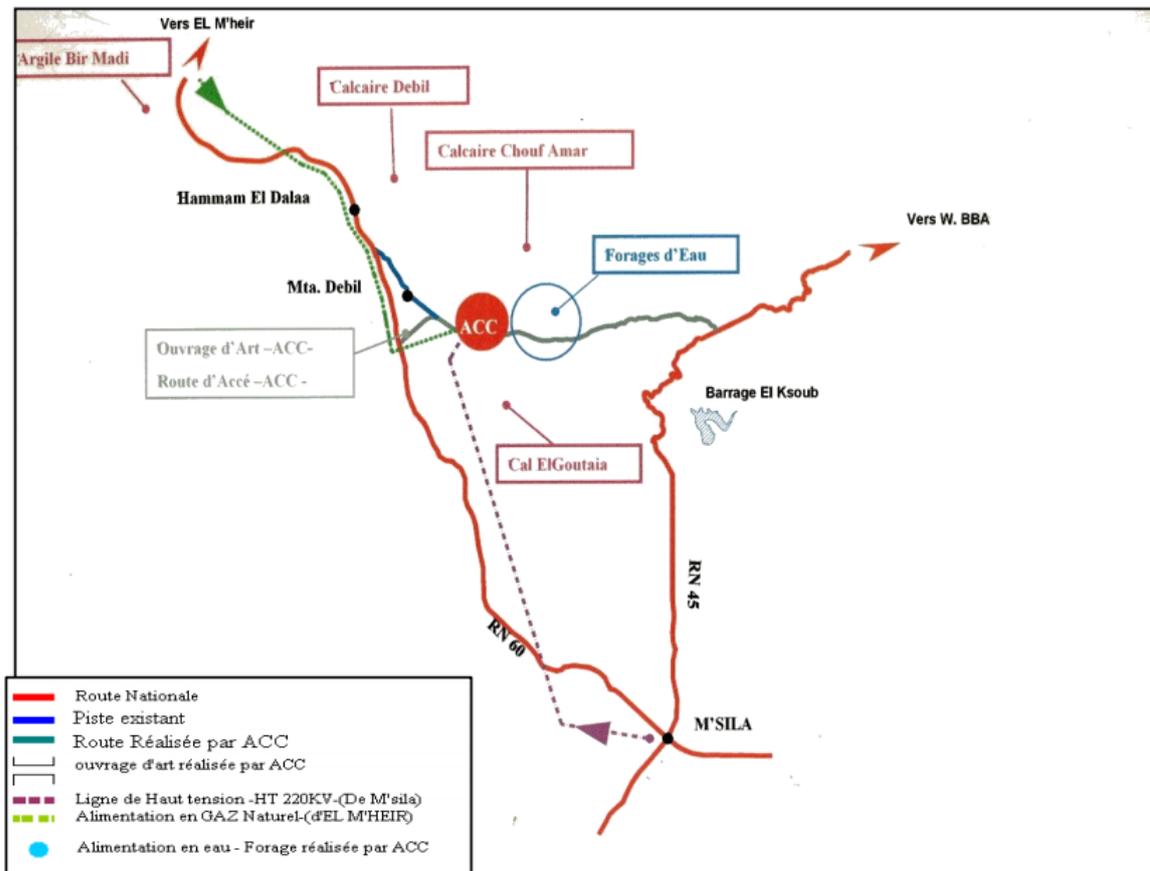


FIGURE I.1 – situation de gisement de Chauff-Ammar

### I.3 Climat de la région

La région est soumise à un climat aride et rude avec des hivers très froids, des périodes de gel et des étés très chauds, parfois avec des tempêtes de vents de sables très desséchants. Les températures dépassent fréquemment 45°C, particulièrement en juillet qui comporte des maximums de 50°C, les écarts thermiques sont de l'ordre de 36°C.[2]

### I.4 Situation, morphologie et infrastructure du gisement

Il est situé à 08 km au sud-est de Hammam Dalaa, au lieu-dit Chauff-Ammar, soit à 2.5 km de la route,[1] asphaltée en partie, menant vers la localité d'El Euch (BBA). Il est circonscrit dans un protéiforme de 12 points dont les coordonnées UTM, d'après la feuille n°140 et 141 au 1/50.000, sont les suivantes :

TABLE I.2 – Coordonnées U.T.M de gisement de Chauff-Ammar

N° de point	X.	Y.	N° de point	X.	Y.
1	632 500	3 973 200	8	631 500	3 973 500
2	623500	3 973 100	9	631 900	3 973 500
3	631300	3 973 100	10	6319 00	3 973 400
4	631 300	3 973 800	11	632 100	3 973 400
5	631 200	3 973 800	12	632 100	3 973 300
6	631 200	3 973 600	13	632 300	3 973 300
7	631 500	3 973 600	14	632 300	3 973 200

Morphologiquement, le gisement de calcaire de Chauff-Ammar 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 260 ha cernée de corniches bien visibles dans le paysage et recouverte en grande partie par une nappe alfatière parsemée de quelques conifères, vestiges d'un foret autrefois certainement plus dense qu'elle ne l'est à l'heure actuelle.

Administrativement, le gisement de Chauff-Ammar, de par sa situation géographique à cheval sur la limite territoriale de deux wilaya, relève des communes de Hammam Dalaa (M'sila) pour sa partie Ouest et d'El-Euch (Bordj Bou Arreridj) pour sa partie Est. Fig. I.2.

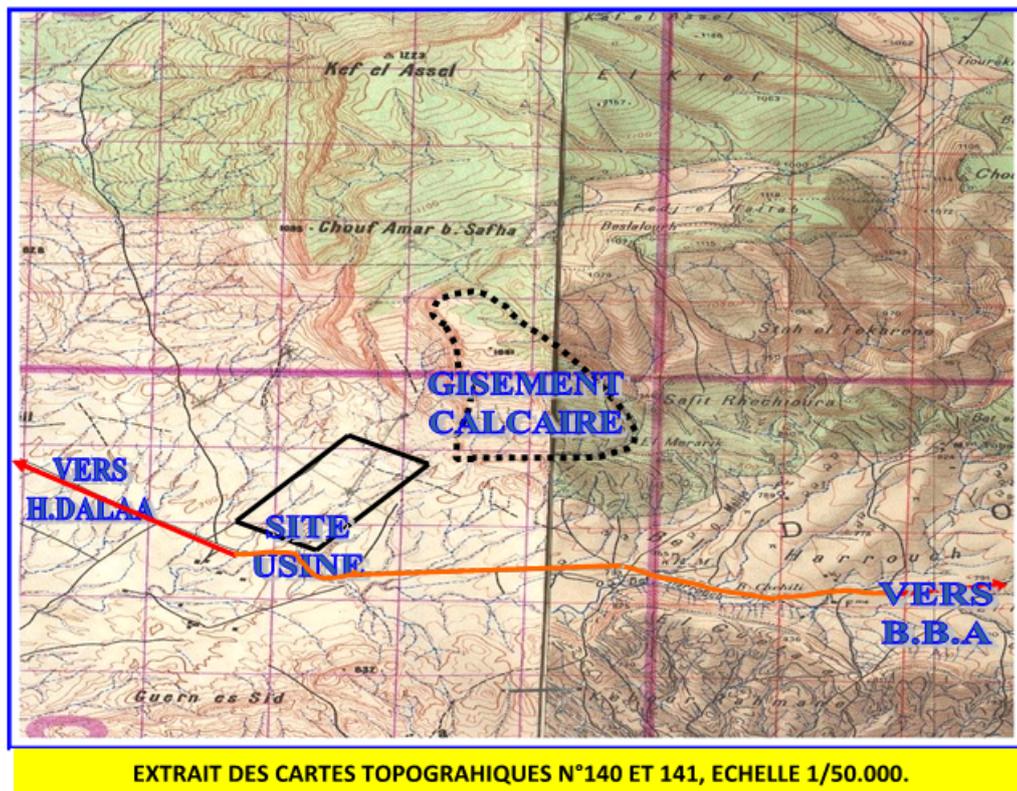


FIGURE I.2 – Plan de situation de gisement de Chauff-Ammar

## I.5 Litho stratigraphie du Site

Les affleurements participant à la couverture sédimentaire du gisement de calcaire de Chauff-Ammar sont attribués, d'après les observations recueillies sur terrain et les résultats des études antérieures élaborées par différents auteurs sur la région, au crétacé supérieur plus précisément à l'emschérien. Celui-ci comprend trois termes principaux cumulant 200m 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 Chauff-Amman, 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 la santouine du coniacien.[1]

## I.6 Structure et tectonique du gisement

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

Localement, il se présente sous forme d'un monoclinale de direction longitudinale gisant sous un pendage de 10 à 15 degrés plongeant vers le SSE[1]. Une faille normale très évidente affecte sa partie sommitale en engendrant un rejet vertical de 30 à 40m et longe ses limites septentrionale et orientale.

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

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

Par ailleurs l'étude des données lithologiques et chimiques fait ressortir l'existence d'un accident tectonique probable orienté NW-SE qui scinde littéralement le gisement en deux compartiments ouest et est (secteur I et II). Son rejet, faible dans la partie NW augmente jusqu'à atteindre et dépasser 40 m. au SE.

Cet accident a été établi d'après les corrélations lithologiques et chimiques et son tracé sur carte suit une direction NW-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. Fig.I.3

Dans les deux secteurs, les couches gisent en monoclinale doux sous un pendage d'environ 10° à 12° SSE.

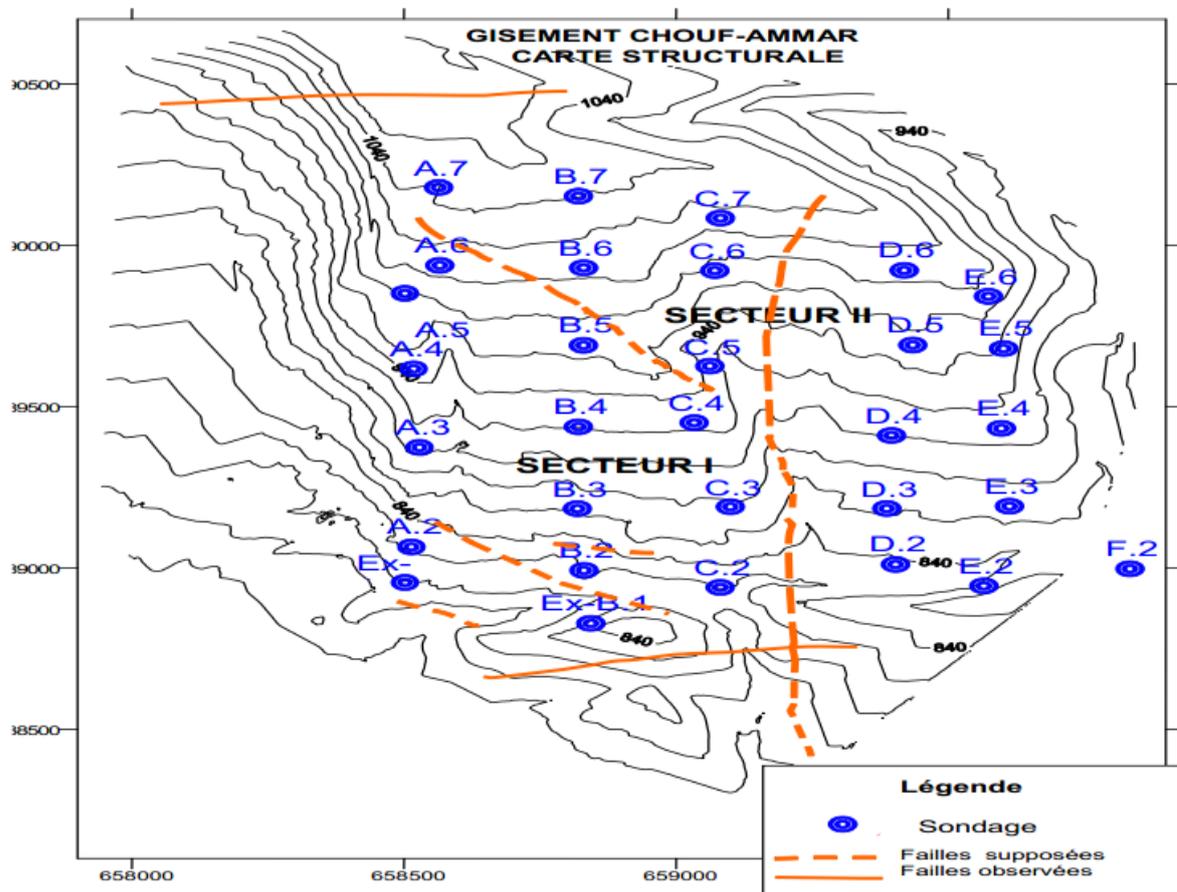


FIGURE I.3 – Carte structurale de gisement de Chauv-Amarr.

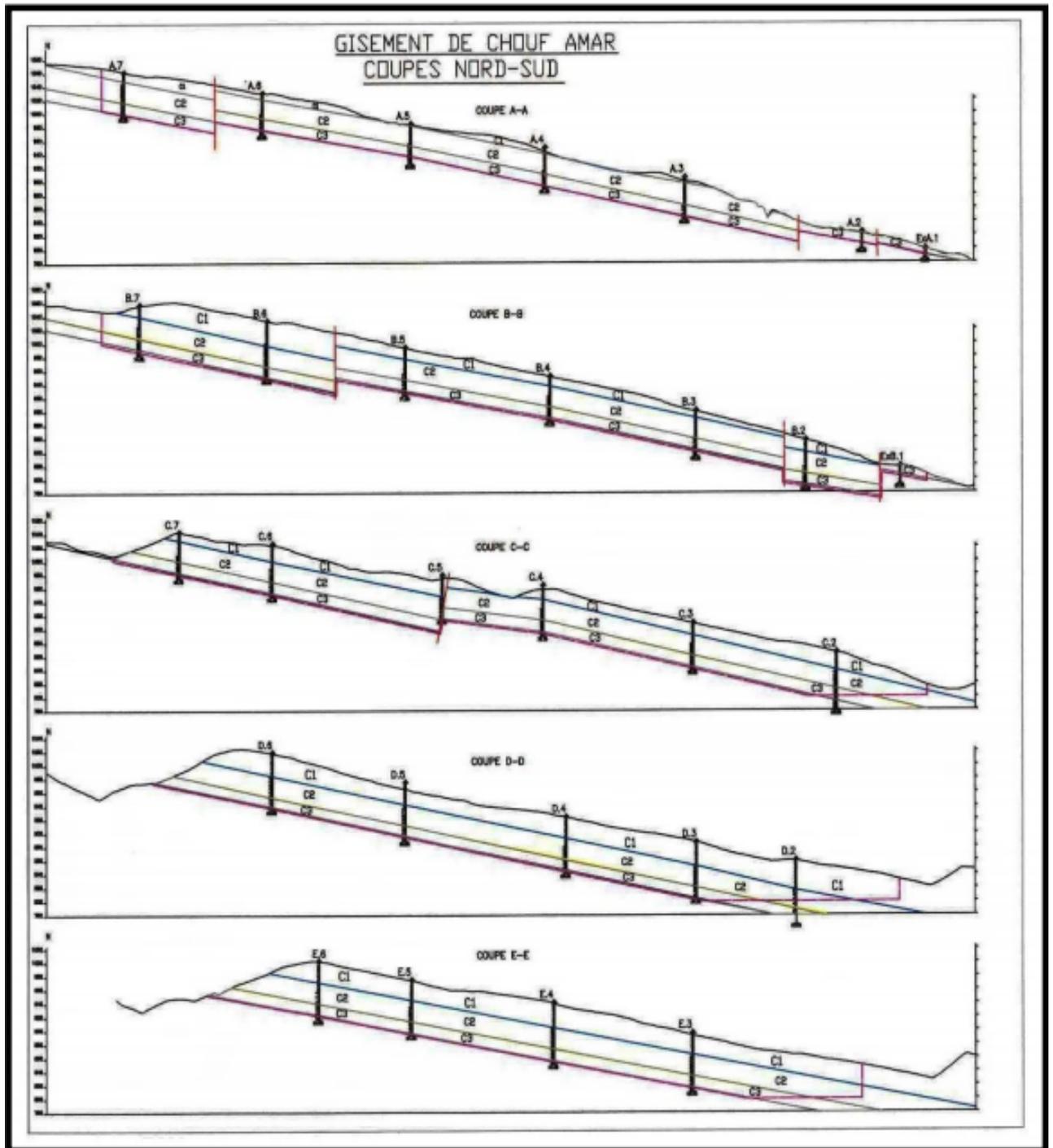


FIGURE I.4 – . Gisement de Chouf-Ammar, Coupes Nord-Sud

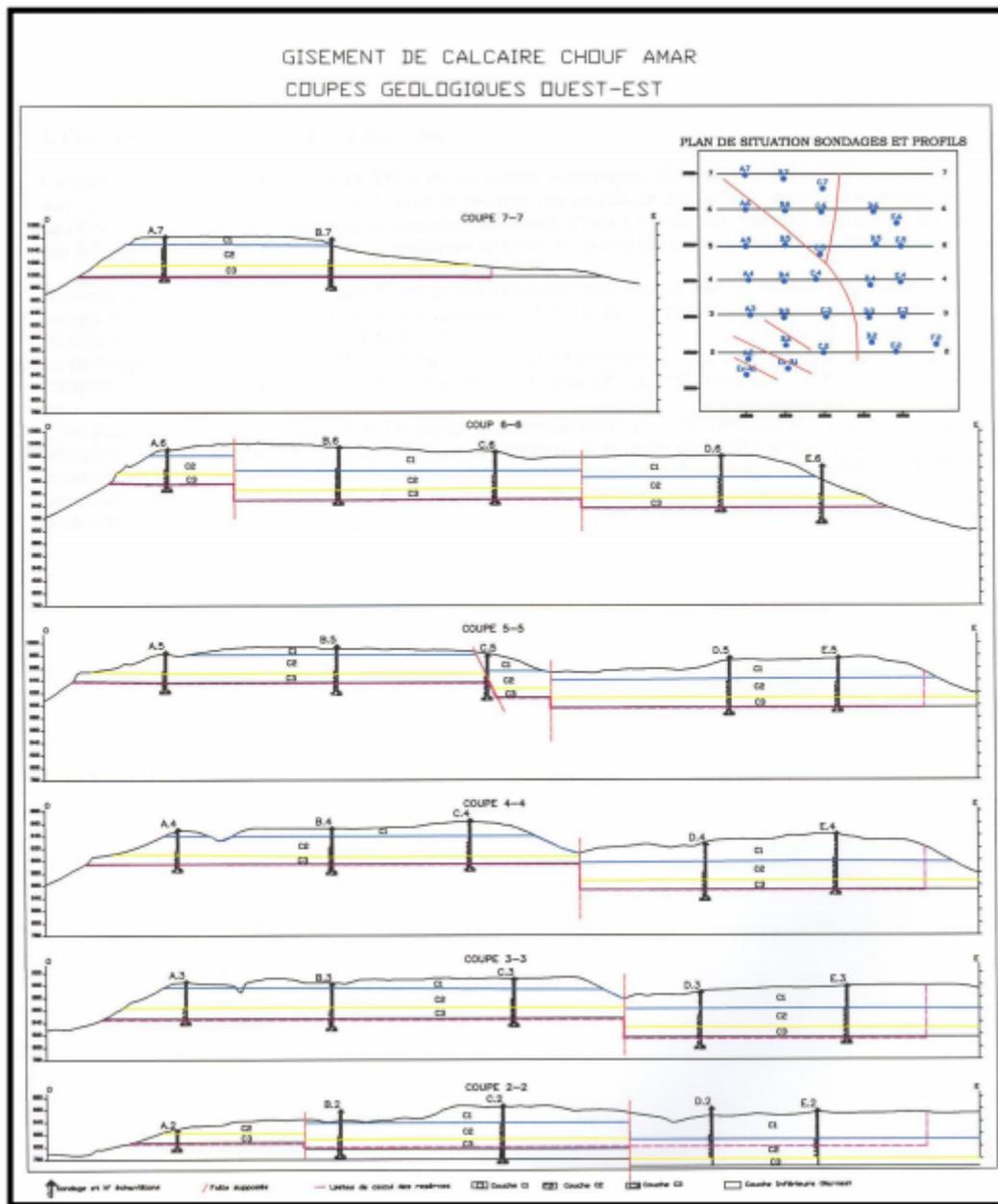


FIGURE I.5 – Gisement de Chauff-Ammar, coupes Ouest-Est

## I.7 Hydrogéologie

Compte tenu de leur position topographique sur les parties sommitales des reliefs[2], leur inclinaison vers le Sud, les calcaires du gisement de Chauff-Ammar ne peuvent pas

constituer un réservoir propice à accueillir un aquifère, ceci est étayé par l'absence du moindre suintement d'eau à la base des calcaires, notamment le long des falaises et les pertes totales d'eau enregistrées au cours de la réalisation des sondages de prospection.

Le prolongement des calcaires vers le Sud en profondeur sous la couverture marneuse du campanien, présente des conditions similaires et peut constituer un aquifère pouvant donner un débit équivalent.

## **I.8 Caractéristiques qualitatives de la calcaire**

### **I.8.1 Essais physico-mécaniques**

Afin de déterminer les caractéristiques physico-mécaniques de la matière[3] ; 125 échantillons à partir de A2 jusqu'à A7 et B2 à B7 et C2 à C7 , D2 à D6 et E2 à E6 et F2. Prélevés dans les différentes couches (C1- C2- C3) ont été soumis aux appropriées ; les différents résultats suivent :

- poids volumique moyenne reste pratiquement constante dans les trois couches est  $\gamma = 2.67 \text{ t/m}^3$ .
- La résistance à la compression moyenne :  $\delta_c = 922.433 \text{ kgf/cm}^2$ .
- La coefficient de foisonnement :  $K_f = 1.5$ .
- La dureté moyenne :  $F = 10$ . (Echelle protodiakonov).

### **I.8.2 Analyses chimiques**

Après les données utilisées des calcaires de Chauff-Ammar à la production de ciment, on a trouvé que les analyses chimiques correspondent à 11 éléments (PF, SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO, MgO, K<sub>2</sub>O, Na<sub>2</sub>O, Cl, P, F et CaCO<sub>3</sub>) obtenues sur 534 échantillons ; et les études et analyses des données prennent en considération la structure du gisement en exerçant deux secteurs distincts (secteur ouest et secteur est) et la lithologie de l'assise qui fait ressortir trois couches individualisées C1, C2 et C3.

#### **I.8.2.1 Compositions chimique moyenne par couche :**

Les moyennes des résultats des analyses chimiques par couche sont consignées dans le tableau suivant :

TABLE I.3 – Compositions chimiques moyenne par couche

Eléments	PF	SiO2	Al2O3	Fe2O3	CaO	MgO	SO3	K2O	Na2O	CL	CaCO3	
couches	c1	39.13	6.77	2.74	1.38	47.38	1.16	0.76	0.28	0.08	0.018	86.66
	c2	38.13	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

## I.9 Calcul des réserves

### I.9.1 Réserves nécessaires

Partant de la capacité de production projetée (4.600.000 tonnes de clinker/an), des proportions des différentes matières premières entrant le cru et de leurs pertes au feu respectives, les réserves nécessaires en matières premières du projet sont évaluées comme suit :

La production d'une tonne de clinker dans le cas de la variante la plus optimiste (Calcaire Chauff-Ammar + argile Bir Madhi + sable + minerai de fer) nécessite les quantités de matières suivantes :

- 1.23 tonne de calcaire,
- 0.27 tonne d'argile,
- 0.02 tonne de minerais de fer,
- 0.01 tonne de sable.

Par conséquent, pour une durée de vie de 50 an, il faut donc garantir pour le projet cimenterie de M'sila un minimum de :

- 221.400.000 tonnes de calcaire,
- 48.600.000 tonnes d'argile,
- 3.600.000 tonnes de minerais de fer,
- 1.800.000 tonnes de sable.

### I.9.2 Méthodes et paramètres de calcul des réserves

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

Trois méthodes ont été utilisées pour l'évaluation des réserves en calcaire du gisement dont le contour passe avec légère extrapolation par les sondages extérieurs : A7, B7, C7, D6, E6, F2, E2, ExB1, Ex A1, A7 et les limites inférieures correspond au mur de la couche C3 et le niveau 800m

### I.9.2.1 Méthode des Blocs

TABLE I.4 – calcul des réserves par la méthode des blocs

secteur	surface	Assise Utile			
		Epaisseur totale	Volume total	Q	Quantité totale (t)
I	533 781	57.21	30 537 611	2.67	81 840 797
II	726 173	77.67	56 401 857	2.67	151 156 976
I + II		69.52	86 939 468	2.67	232 997 774

### I.9.2.2 Méthode des Couches :

TABLE I.5 – calcul des réserves par la méthode des couches

secteur	c1		c2		c3	
	Ep.%	Q.T	Ep.%	Q.T	Ep.%	Q.T (t)
I	24.56	20 100 099	48.10	39 365 423	27.34	22 375 574
II	38.93	58 845 411	39.96	60 402 327	21.10	31 894 122
I+II	34.35	78 945 510	42.55	99 767 75	23.09	54 269 696
<b>GISEMENT</b>						232 982 956

### I.9.2.3 Méthode des coupes géologies parallèles

La mieux adaptée dans ce cas de figure, compte tenu de la morphologie du gisement, a été utilisée en prenant en considération les surfaces des sections de coupes passant les lignes de sondages A-1/A-2 / A-3 / A-4 / A-5 / A-6 / A-7 , B-1 / B-2 / B-3 / B-4 / B-5 / B-6 / B-7,C-2

/ C-3 / C-4 / C-5 / C-6 / C-7 / D-2 / D-3 / D-4 / D-5 / D-6 et E-2 / E-3 / E-4 / E-5 / E-6 et les moyennes les séparant.

Par ailleurs, une exploitation a été opérée sur les blocs résiduelles situés à l'est du profil A-A' et à l'ouest du profil E-E'.

La formule générale utilisée pour le calcul des réserves est la suivante :

$$q = \gamma * V; (\text{tonnes}) \quad (\text{I.1})$$

Où :

- $V$  : volume de matière en  $m^3$ .
- $\gamma$  : poids volumique en  $Kg / m^3$ .

Le volume est calculé par la formule suivante :

$$V = (s1 + s2 + \dots + sn) / n * l; m^3 \quad (\text{I.2})$$

Où :

- $s1+s2+\dots+sn$  : représente les surfaces moyennes de deux sections consécutives.
- $l$  : la distance moyenne qui les sépare. Les surfaces des sections ont été calculées au moyen d'un planimètre digital.

TABLE I.6 – calcul des réserves par la méthode des coupes

Blocs	Surface coupes	Surface moyen	Distance entre coupes	Volume bloc	Q	Réserves/ Bloc
A – A'	66 050	76 562	247	18 910 814	2.67	50 680 981
B – B'	87 074					
B – B'	87 074	85 256.5	248	21 143 612	2.67	56 664 880
C – C'	83 439					
C – C'	83 439	85 589	304	26 019 056	2.67	69 731 070
D – D'	87 739					
D – D'	87 739	83 924.5	167	14 015 391	2.67	37 561 249
E – E'	80 110					
Bloc Résiduel A-A'/A2-A2'				3 923 252	2.67	10 514 315
Bloc Residual E-A'/E2-E2'				8 453 432	2.67	22 655 197
GISEMENT				93 184 184	2.67	247 807 692

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

### I.9.3 Production annuelle 2003/2013

TABLE I.7 – production annuelle 2003/2013

2003 au 2011	2012	2013
31 494 821T	3 486 000	4 700 000
TONNAGE CUMULE FIN 2013	39 680 821T	

#### I.9.3.1 Réserves disponibles fin 2013

Les réserves disponibles dans la carrière de Chauff-Ammar fin 2013 d'après la méthode des coupes géologiques s'élèvent à :

$$\text{Réserves restants} : 247\,807\,692 - 39\,680\,821 = 208\,126\,871 \text{ Tonnes}$$

## I.10 Régime de travail de la carrière de Chauff-Ammar

### I.10.1 Productions planifiées par la carrière

Production Annuelle de la carrière [4]

$$P_{an} = 4600000 \text{ (t/an)}$$

$$P_{an} = 4600000 / 2.67 = 1722846 \text{ m}^3/\text{an}$$

Production mensuelle de la carrière

$$P_{moi} = 4600000 / 12 = 383333.33 \text{ t/mois}$$

$$P_{moi} = 383333.33 / 2.67 = 143570.53 \text{ m}^3/\text{mois}$$

production par semaine de la carrière

$$p_{sem} = 4600000 / 50 = 92000 \text{ t/sem}$$

$$P_{sem} = 92000 / 2.67 = 34456.92 \text{ m}^3/\text{sem.}$$

Production postière de la carrière

$$P_p = 4600000 / 500 = 9200 \text{ t/poste}$$

$$P_p = 9200 / 2.67 = 3445.69 \text{ m}^3/\text{poste}$$

### I.10.2 Nombre de postes par jour

Vu les besoins croissants et compte tenu de la matière première, la carrière est dotée d'un régime de travail de 2poste par jour continue :

- 1er poste ..... de 6.00 h à 14.00 h.
- 2em poste .....de 14.00h à 22.00 h.

Car il y a 1'heure de repos vers 19 : 00 h jusqu'à 20 : 00 h.

### I.10.3 Nombre de jours ouvrables par an

La carrière n'ouvre que cinq jours par semaine. Donc les jours ouvrables par an seront :

$$N_{jo} = N_{jan} - N_{if} - N_{jr}; (jours) \quad (I.3)$$

Où :

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

Ainsi que :

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

Le nombre des postes par an sera :

$n$  : nombre de poste par jour  $n= 2$  poste

Donc :  $n_p=500$ poste/an.

### I.10.4 Durée d'un poste travail

TP=8 heures

## I.11 conclusion

Le gisement de calcaire « Chauff-Ammar » étudié pour l'alimentation d'une cimenterie de 5.2 Millions de tonnes de ciment de capacité annuelle 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, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> que pour les éléments indésirables SO<sub>3</sub> et Chlore.

- Une étude géologique récente est recommandée L'obligation et la nécessité de réorganisation le sens d'avancement de l'exploitation de l'Est vers Ouest et contraire au niveau sommital à partir de niveau 1020 m, d'après l'effondrement des bancs 2011, ce désordre a été introduire auprès l'ANGCM.

# Chapitre II

## PROCEDE D'OUVERTURE ET METHODE D'EXPLOITATION

### II.1 Ouverture du gisement de Chauff-Ammar

#### II.1.1 Généralités

L'ouverture d'un gisement à ciel ouvert a pour but de réaliser l'accès au champ minier à partir de la surface terrestre.

En pratique minière, l'ouverture d'un gisement peut se faire :

- par tranchées.
- sans tranchées.
- par des excavations spéciales.

Dans le cas de la carrière de Chauff-Ammar, le gisement de calcaire à exploiter est situé dans un relief montagneux. L'accès au gisement se fait à l'aide d'une demi-tranchée creusée de bas vers le haut. (fig.II.5). Ensuite pour réaliser le premier front de taille, il est nécessaire de creuser des tranchées de découpage en fonction du nombre de gradins dont la somme des hauteurs est égale à la profondeur finale de la carrière.

L'ouverture d'un gisement dépend des facteurs suivants[5] :

- Des réserves du gisement et des dimensions du champ de carrière.
- Du relief de terrain .
- Des propriétés physique et mécanique des roches à exploiter.
- De la méthode d'exploitation à prévoir.
- De la production annuelle planifiée par la carrière.

- De la machinerie adoptée.
- Des mesures de sécurité technique (telles que choix rationnel de la hauteur de gradin, de la stabilité des bords des gradins et de la carrière etc...).

A noter que la carrière de Chauff-Ammar. Son accès est réalisé par une demi-tranchée allant du bas vers le haut (jusqu'au gradin supérieur).

### II.1.2 Les différentes étapes lors de l'ouverture

- Le creusement de la demi-tranchée d'accès ;
- Le creusement de la tranchée de jonction ;
- Le creusement de la tranchée de découpage.

Ces différents ouvrages sont réalisés par les travaux de forage et de tir vu que la dureté de calcaire plus ou moins importante.

### II.1.3 Les caractéristiques de la demi-tranchée d'accès

Elle est aussi appelée route d'accès est liée à tous les gradins de la carrière. La forme du tracé est simple et ces caractéristiques sont :

#### II.1.3.1 La largeur de la demi-tranchée

La largeur de la demi-tranchée d'accès est déterminée en fonction du nombre de voies du transport et des dimensions de type de transport à utiliser.

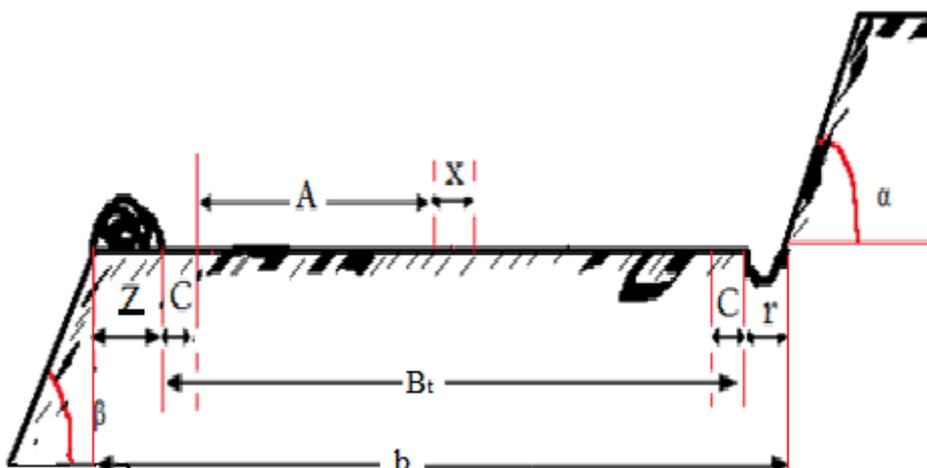


FIGURE II.1 – Section transversale finale de la demi-tranchée d'accès

Où :

$B_t$  : chaussé de transport ; A : largeur de camion ; x : la distance de croisement des camions ; c : largeur de la bonde de sécurité ; Z : prisme d'éboulement ; r : rigole ;

$\alpha$  : Angle du talus du bord de la tranchée de découpage ;  $\beta$  : Angle du flanc de coteau.

TABLE II.1 – Largeur de la demi-tranchée.

Désignations	r	C	X	A	Z	$B_t$
valeurs(m)	0.5	1	1.7	4.5	2	14

donc :

$$b = 14 + 2 + 0.5 = 16.5m$$

### II.1.3.2 Pente longitudinale.

La pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès est généralement déterminée en fonction de type de transport utilisé.

Dans notre cas, le transport des charges étant assuré par les camions, la pente varie de 8-12%.

### II.1.3.3 La longueur de la demi-tranchée

$$L_a = \frac{(H_f - H_i)}{I_{moy}} \times K_a \quad (II.1)$$

$H_f$  : Niveau supérieur de la demi- tranchée (1060m).

$H_i$  : Niveau inférieur de la demi-tranchée (765m).

$I$  : Pente directrice de la demi-tranchée (8÷12).  $I_{moy} = 11.2\%$

$K_a$  : Coefficient d'allongement du tracé.

Il dépend du type de jonction et de la forme du tracé.

TABLE II.2 – coefficient d'allongement

Types de jonction	Coefficient d'allongement $K_a$
Raccordement à pente directrice	1,1÷1,2
Raccordement à réduction de la déclivité	1,2÷1,4
Raccordement à paliers	1,4÷1,6

on prend  $K_a = 1.1$

Donc :

$$L_a = (1060 - 765) / 0,112 \times 1,1$$

$$L_a = 2897m$$

### II.1.4 Technologie de creusement de la demi-tranchée

Le creusement de la demi-tranchée pour les conditions des roches de la carrière de Chauff-Ammar est assuré par les travaux de forage et de tir[5]. Suivant le relief, on doit assurer le creusement de la demi-tranchée par des trous verticaux à l'aide d'un perforateur à main. Après le tir, on utilise le bulldozer pour niveler la surface afin de faciliter l'accès de la sondeuse . Cette dernière est utilisée pour la réalisation des trous horizontaux ou peu inclinés (les trous de relevage), dans le but d'élargir l'accès et de créer un nouveau gradin avec un talus bien formé,(voir les figures suivantes).

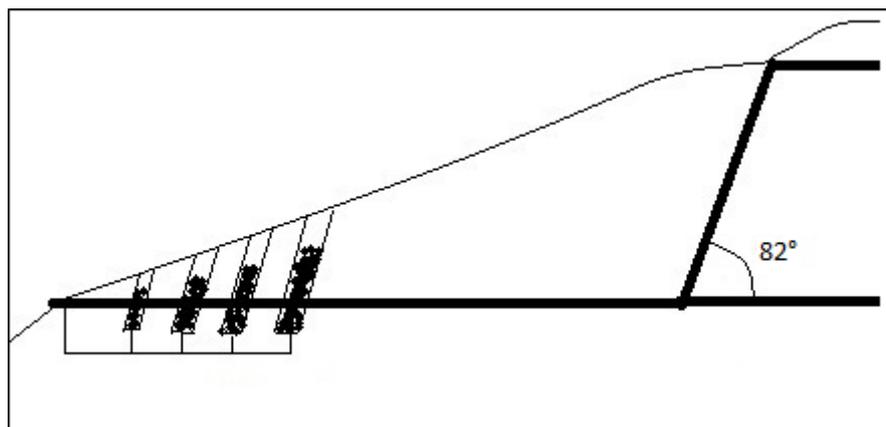


FIGURE II.2 – Creusement de la demi-tranchée à l'aide d'un perforateur

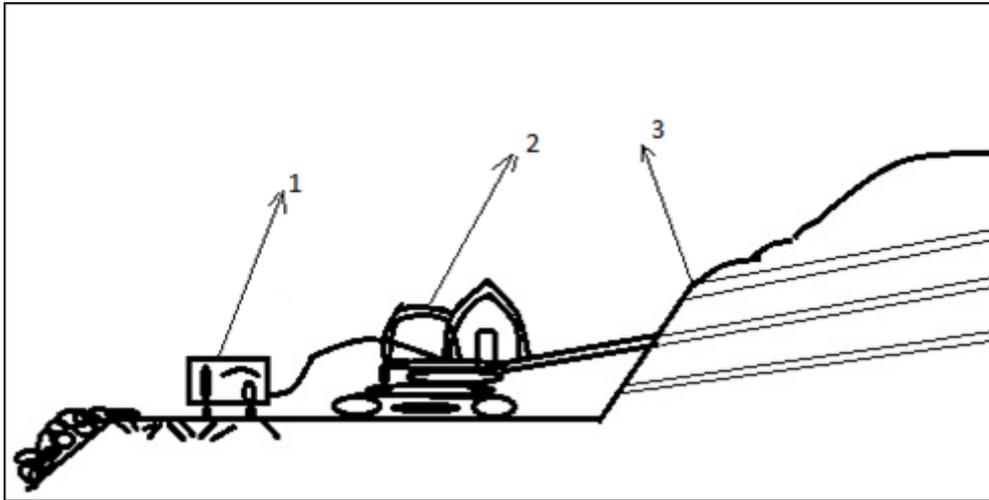


FIGURE II.3 – Forage des trous de relevage

légende :

1 : un compresseur.

2 : la sondeuse .

3 : les trous de relevage.

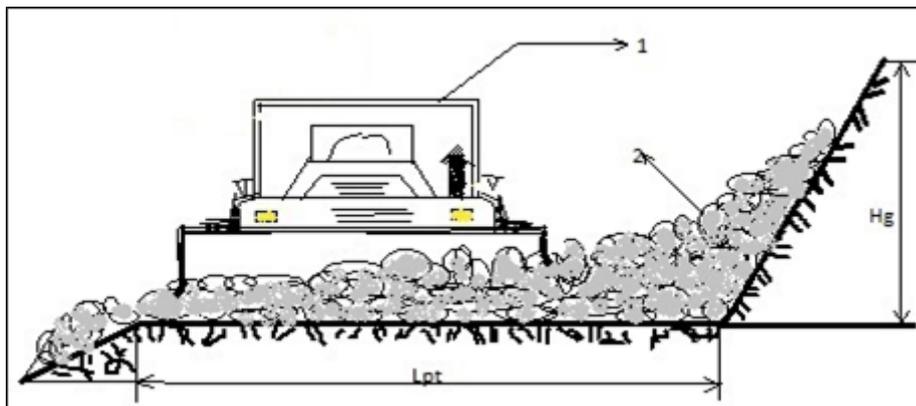


FIGURE II.4 – Culbutage des roches.

légende :

1 : Bulldozer.

2 : les roches abattues.

$H_{gr}$  : la hauteur de gradin.

$L_{pt}$  : la largeur de la plate-forme de travail.

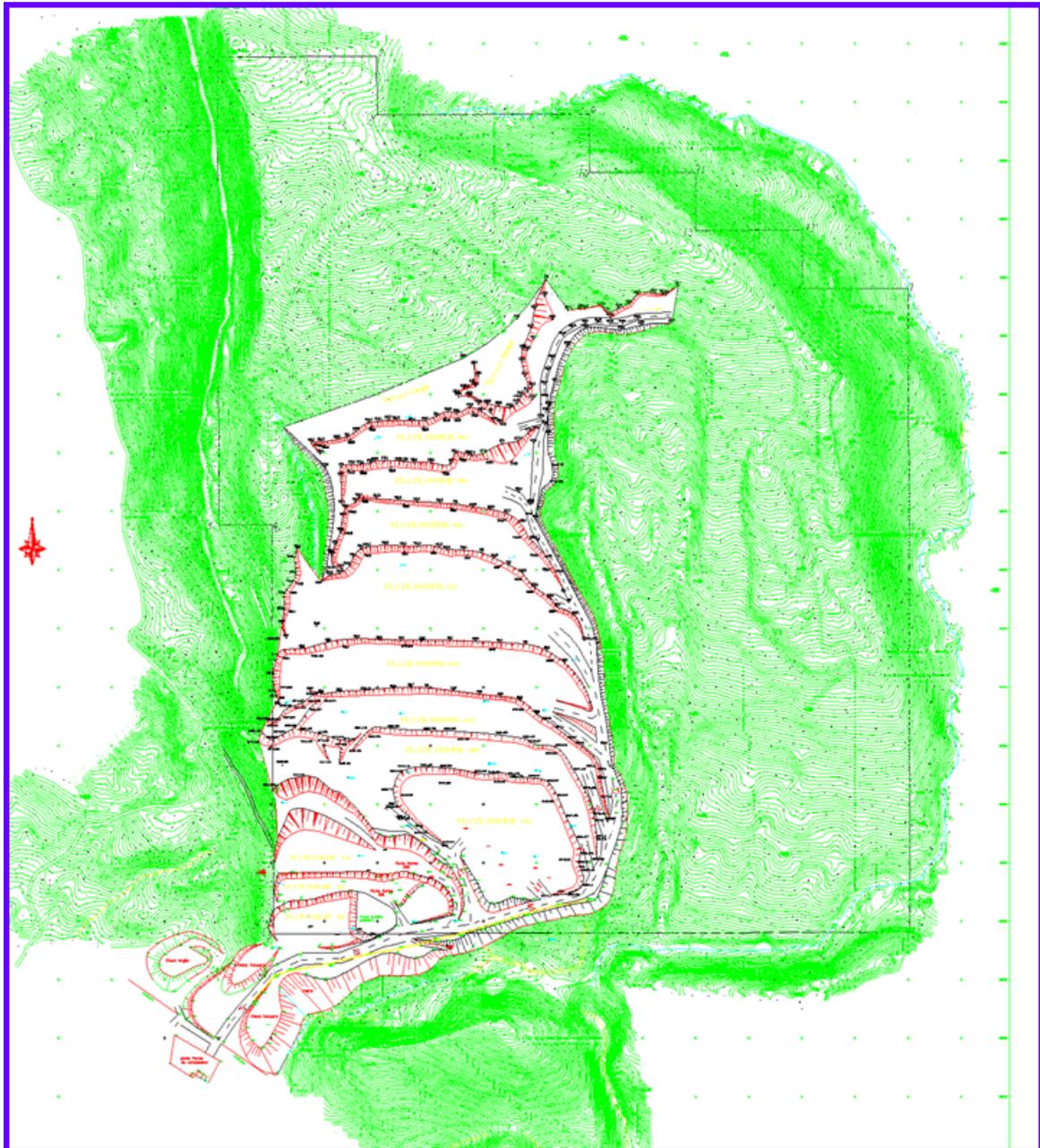


FIGURE II.5 – schéma d'ouverture de gisement de Chauff-Ammar

## II.2 Méthode d'exploitation

### II.2.1 Généralités

Une méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux d'enlèvement du minerai et du stérile dans un ordre bien déterminé.

En d'autre terme, un système d'exploitation caractérise le développement des travaux préparatoires, de découvertures et d'extraction dans le temps et dans l'espace.

Les travaux de découverte et d'extraction, se caractérisent par l'avancement des chantiers et des fronts de travail dans l'espace et le temps, ainsi que par le type et les paramètres des engins utilisés.

Le caractère de déplacement des chantiers et des fronts de travail définit le système d'exploitation. Le type et paramètres des engins utilisés doivent être en relation avec le mode de préparation, de chargement et de transport de la masse minière.

### II.2.2 Choix de la méthode d'exploitation

Le choix de la méthode de l'exploitation dépend des facteurs suivants :

- Les Caractéristiques géométriques et miniers du gisement.
- Le nombre et la puissance de chaque gite.
- L'angle de pendage du gite.
- Production planifiée en minéral utile.
- Mode d'ouverture.
- Le niveau de développement des équipements miniers et de transport.

Selon le plan topographique, le site de Chauff-Ammar est caractérisé par un relief montagneux avec un angle de flanc de coteau qui varie entre 6° à 15°.

La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière de Chauff-Ammar se fera en partant du bas à partir du niveau 765m jusqu'au sommet (niveau 1060m) par des gradins de hauteur varie de 15 jusqu'à 20 m , c'est une méthode d'exploitation simple selon les travaux de forage et de tir a deux bords exploitables, la première est dans la partie Est de la carrière et la deuxième dans la partie Ouest ,le développement des travaux d'extraction orienté vers le Nord .

## II.2.3 Les paramètres de la méthode d'exploitation[6]

### II.2.3.1 Hauteur du gradin

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

- Les propriétés physiques et mécaniques du stériles et du minerai.
- Les puissances des couches du stériles et du minerai.
- Les paramètres des équipements miniers et surtout des équipements de chargement à employer.
- La stabilité des stériles et du minerai.

La hauteur du gradin est rationnelle doit assurer :

- La sécurité de travail.
- Le rendement efficace des équipements miniers.
- La production de la carrière.

Pour notre carrière, la hauteur du gradin est variée entre(15 à 20m).

Du 800 – 860  $\longrightarrow$  15m (5 gradins);

860 – 1020  $\longrightarrow$  20m (8 gradins);

1020 – 1065  $\longrightarrow$  15m (3 gradins).

### II.2.3.2 Angle du talus des gradins

D'une façon normale, on adopte des angles des talus plus faibles pour une roche de mauvaise tenue. Par contre, on adopte des angles plus élevés pour une roche de bonne tenue.

L'angle du talus des gradins de la carrière de Chauff-Ammar est :  $\alpha_g = 82^\circ$  pour la dureté de la roche  $f = 10$  selon l'échelle du  $P_r$  protodiaconov.

### II.2.3.3 La largeur d'enlevure

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

- le mode de préparation des roches à l'abattage.
- le type et dimensions des engins de chargement.
- les propriétés physico-mécaniques des roches.

Dans la carrière de Chauff-Ammar l'abattage se fait par travaux de forage et de tir, les roches étant dur (coefficient de la dureté selon protodiakonov  $f=10$ ) Elle est déterminée d'après la formule suivante :

$$A = W + (n - 1) * b \quad (\text{II.2})$$

Où :

W : ligne de moindre résistance ;  $w = 3.5m$ .

b : distance entre les rangées ;  $b = 4m$ .

n : nombre de rangée ;  $n = 2$ .

$$A = 3.5 + 4 = 7.5m.$$

#### II.2.3.4 La largeur de la plate forme du travail

Largeur de la plate forme de travail est déterminée en fonction des paramètres suivants :

- Les propriétés physico-mécaniques des roches.
- Les dimensions du tas de roches abattues.
- Les paramètres techniques des engins de chargement et de transport.

Dans les carrières on essaye toujours de réaliser les plates formes de longueur suffisante pour assurer bonnes conditions de travail aux équipements miniers afin d'obtenir un bon rendement et assurer la sécurité de travail.

La plate forme de travail est calculée suivant la formule suivante :

$$L_p = A + B_t + X + C + Z ; (m) \quad (\text{II.3})$$

Où :

A : largeur d'enleveur ;  $A = 7.5m$  (paramètre existant dans la carrière)

C : distance de sécurité entre l'arête inférieure du tas de roche et la voie de transport

$$C = 0.2 * H_g ; (m) \quad (\text{II.4})$$

$$C = 4m$$

$B_t$  : largeur de chaussée de transport :  $B_t = 14m$  (voir le transport).

Z : largeur de prisme d'éboulement :

$$Z = H_g(\coth \alpha - \coth \gamma) ; (m) \quad (\text{II.5})$$

Où :

$\alpha$  : l'angle de talus de gradin en exploitation ;  $\alpha = 82^\circ$

$\gamma$  : l'angle de talus de gradin en liquidation (35-60°),  $\gamma = 60^\circ$

$z = 20(\cotg60 - \cotg82) = 8.73 \text{ m}$

X : largeur du tas de roche abattu en dehors de l'enlevure.

$$X = \frac{(15 * q)}{\gamma} * \sqrt{(H_g * A)}; (\text{m}) \quad (\text{II.6})$$

$X = 23.11 \text{ m}$

q : consommation spécifique d'explosif ;  $q = 0.46 \text{ kg/m}^3$

$\gamma$  : densité de calcaire ;  $2.67 \text{ t/m}^3$

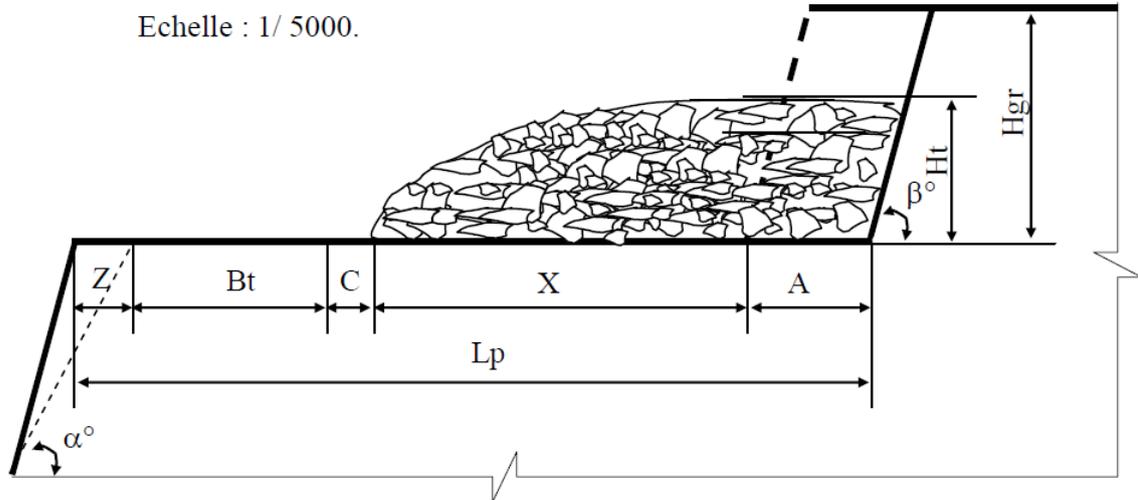
TABLE II.3 – La largeur de la plate forme du travail

Désignations	A	$B_t$	X	Z	C
valeurs(m)	7.5	14	23.11	8.73	4

Donc :

la largeur minimale de la plate-forme est :

$l_{pt} = 57.34 \text{ m}$



Légende :

Z : Prisme d'éboulement.

Bt : Berme de transport.

C : Distance de sécurité.

A : Largeur d'enlevure.

X : Largeur en dehors de l'enlevure.

Lp : Largeur de plate forme de travail.

Ht : Hauteur du tas abattus.

Hgr : Hauteur de gradin.

$\beta^\circ$  : Angle du talus de gradin.

$\alpha^\circ$  : Angle du talus en activité.

FIGURE II.6 – la plateforme de travail

### II.2.3.5 Vitesse d'avancement du chantier

La vitesse de progression du front de carrière est donnée par l'expression suivante :

$$V_{ch}^a = \frac{Q_j}{A * H_g}; m/jour \quad (II.7)$$

Où :

$Q_j$  : La production journalière de la carrière ;  $Q_j := 6891.38m^3/jour$

Donc :

$$V_{ch}^a = \frac{6891.38}{4*20} = 86.14; m/jour$$

### II.2.3.6 Vitesse d'avancement du front

La vitesse de progression du front de carrière est donnée par L'expression suivante :

$$V_f = \frac{P_a}{L_{ef} * H_g}; (m/an) \quad (II.8)$$

Où :

$P_a$  :la production annuelle

$$P_a = 4600000 m^3 / an$$

$L_{ef}$  : la longueur totale du front de carrière sur tous les niveaux d'exploitation

$$L_{ef} = 400m$$

$H_g$  :la hauteur du gradin

$$H_g = 20m$$

$$\text{Donc : } V_f = 4600000 / (400 * 20) = 575m/an,$$

$$V_f = 575m/an.$$

### II.2.3.7 Vitesse d'approfondissement de la carrière

Il est déterminé par la formule suivante :

$$A_{an} = H_f / T_v; (m/an) \quad (II.9)$$

Où :

$H_f$  =profondeur finale de la carrière.

$$H_f = 260m$$

$T_v$ = durée de vie de la carrière.

$$T_v = 50ans$$

$$\text{Donc : } A_{an} = 5.2 m/an.$$

TABLE II.4 – paramètres de la méthode d'exploitation.

paramètres	Désignation	valeur	Unité
Hauteur du gradin	$H_g$	20	m
Largeur d'enlevure	A	7.5	m
La largeur de la plate forme du travail	$L_{pt}$	57.34	m
Vitesse d'avancement du chantier	$V_{ch}^a$	86.14	(m/jour)
Vitesse d'avancement du front de travail	$V_f$	575	(m/an)
Vitesse d'approfondissement	$A_{an}$	5.2	(m/an)
Angle du talus en activité	$\alpha$	60	degré
Angle du talus du gradin	$\beta$	82	degré

## II.3 conclusion

- l'avancement rapide de chantier se demande une bonne fragmentation des roches, c'est à dire d'améliorer au maximum les résultats de tir
- la dimension de plateforme qui existe dans la carrière est rationnelle (=100m dépasse la distance minimale qui on a calculé  $l_p=57m$ ), pour assurer la meilleure utilisation des excavateurs, des moyens de transport, de main-d'œuvre ainsi que la sécurité maximale des travaux dans le chantier.

# Chapitre III

## TRAVAUX DE FORAGE ET DE TIR

### III.1 Introduction

Dans les travaux miniers l'opération de l'abattage des roches à partir de processus de foration, de chargement et de tir joue un rôle très important sur la bonne production d'entreprise.

La préparation des roches a l'extraction renferme la destruction du massif des roches jusqu'à l'obtention des morceaux de dimension nécessaire et admissible pour le travail rationnel et efficace de tous les processus complexes d'extraction, chargement et transport ,cette préparation peut être effectuée en utilisant deux méthodes :

- L'abattage des roches à l'explosif.
- L'abattage mécanique des roches (ripage).

Les travaux de tir sont largement utilisés dans les carrières. Dans ce cas, la roche est séparée du massif à l'aide de l'explosif placé dans les trous réalisés à cet effet.

L'émottage mécanique tente actuellement grâce aux nouveaux engins de ripage très puissants, de remplacer les travaux de tir. Il consiste à disloquer le massif en blocs dimensionnés sous d'efforts mécaniques

### III.2 Le mode d'abattage utilisé

Actuellement et presque dans toute les mines, on applique largement la méthode de la préparation des roches par des travaux de forage et de tir. Dans la carrière de Chauff-Ammar le mode d'abattage utilisé est l'abattage des roches à l'explosif

### III.3 Données de départ pour l'étude géotechnique du gisement de Chauff-Ammar

TABLE III.1 – caractéristiques géotechnique des roches.

Propriété physico-mécanique	unités	Indices des paramètres
Masse volumique( $\rho$ )	$t/m^3$	2,67
Résistance a la compression ( $\delta_c$ )	$Kgf/cm^2$	400-1200
Résistance à la traction( $\delta_t$ )	$Kgf/cm^2$	60-100
Résistance au cisaillement( $\delta_{dép}$ )	$Kgf/cm^2$	120-180
La dureté selon Pr protodiaconov	-	10

#### III.3.1 Limite de la résistance à la compression

$$\delta_c = 922.433 \text{kgf/cm}^2$$

#### III.3.2 Limite de la résistance à la traction

$$\delta_t = (0,08 - 0,12) \times \delta_c \quad (\text{III.1})$$

On prend 0,1 pour le cas de Chauff-Ammar

$$\delta_t = 0,1 \times 922.433 = 92.24 \text{Kgf/cm}^2$$

#### III.3.3 Limite de la résistance au cisaillement

$$\delta_{dép} = (0,13 - 0,33) \times \delta_c \quad (\text{III.2})$$

$$\delta_{dép} = 0,2 \times 922.433 = 184.48 \text{Kgf/cm}^2$$

### III.4 Les propriétés technologiques des roches

#### III.4.1 Indice de destruction des roches

Il a été développé par l'académicien R. JEVESKY[7]. La résistance à la destruction caractérise la conduite de la roche sous l'action des différents instruments machines ou

procédés technologiques lors de la destruction.

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

$$I_d = 0,005 \times A_i \times (\delta_c + \delta_t + \delta_{dép}) + 0,5\rho \quad (\text{III.3})$$

Où :

$A_i$  : indice acoustique qui prend en considération la fissuration de la roche ;

Il est calculé d'après la formule suivante :

$$A_i = (v_1/v_2)^2 \quad (\text{III.4})$$

$v_1$  et  $v_2$  : sont respectivement les vitesses longitudinales des ondes dans l'échantillon et dans le massif en m/s.

TABLE III.2 – Indice acoustique

Catégorie des roches suivant la fissuration	1	2	3	4	5
$A_i$	<0,1	0,1÷0,25	0,25÷0,4	0,4÷0,6	0,6÷1

D'après la fissuration des roches de la carrière de Chauff-Ammar (fissuration moyenne), l'indice acoustique  $A_i = 0,3$

$$\text{Donc } : I_d = 0,005 \times 0,3(922.43 + 92.24 + 184.48) + 0,5 \times 2,67$$

$$I_d = 3.13$$

TABLE III.3 – Classification des roches selon l'indice de destruction.

Degré de destruction des roches	$I_d$	Classe	catégorie
Destruction facile	<5	1	1, 2, 3, 4, 5
Destruction moyenne	5,1÷10	2	6, 7, 8, 9, 10
Destruction difficile	10,1÷15	3	11, 12, 13, 14, 15
Destruction très difficile	15,1÷20	4	16, 17, 18, 19, 20
Destruction extrêmement difficile	20,1÷25	5	21, 22, 23, 24, 25

En se basant sur la classification de l'indice de destruction des roches selon R.JEVESKY (voir le tableau ci-dessus), on déduit que le calcaire de la carrière de Chauff-Ammar a un indice de destruction facile (classe 1, catégorie 3).

### III.4.2 Indice de forabilité des roches

Il est caractérisé par les efforts de compression et cisaillement, par contre les efforts de traction n'ont pas une importance pratique. Donc l'indice de forabilité est calculé d'après la formule suivante :

$$I_f = 0,007 \times (\delta_c + \delta_{dép}) + 0,7\rho \quad (\text{III.5})$$

$$I_f = 0,007 \times (922.43 + 184.48) + 0,7 \times 2,67$$

$$I_f = 9.61$$

TABLE III.4 – Classification des roches selon l'indice de forabilité

Degré de forabilité des roches	$I_f$	classe	catégorie
forabilité facile	<5	1	1, 2, 3, 4, 5
forabilité moyenne	5,1÷10	2	6, 7, 8, 9, 10
forabilité difficile	10,1÷15	3	11, 12, 13, 14, 15
forabilité très difficile	15,1÷20	4	16, 17, 18, 19, 20
forabilité extrêmement difficile	20,1÷25	5	21, 22, 23, 24, 25

D'après le tableau ci-dessus, on déduit que la forabilité du calcaire de la carrière de Chauff-Ammar est facile (classe 2, catégorie 9).

### III.4.3 Indice de tirabilité des roches

La tirabilité est déterminée d'après la consommation spécifique étalon d'explosif, elle se détermine par la formule suivante :

$$Q_{ét} = 0,02 \times (\delta_c + \delta_t + \delta_{dép}) + 2\rho; g/m^3 \quad (\text{III.6})$$

$$Q_{ét} = 0,02 \times (922.34 + 92.24 + 184.48) + 2 \times 2,67$$

$$Q_{ét} = 29,32g/m^3$$

TABLE III.5 – Classification des roches selon l'indice de tirabilité.

Degré de tirabilité des roches	$q_{ét}$	classe	catégorie
tirabilité facile	<10	1	1,2,3,4,5
tirabilité moyenne	10,1÷20	2	6,7,8,9,10
tirabilité difficile	20,1÷30	3	11,12,13,14,15
tirabilité très difficile	30,1÷40	4	16,17,18,19,20
tirabilité extrêmement difficile	40,1÷50	5	21,22,23,24,25

D'après le tableau ci-dessus, la tirabilité des roches de la carrière de Chauff-Ammar est difficile (classe 3, catégorie 15).

### III.5 Processus de forage

Dans les processus miniers, le forage des trous de mine et de sonde occupe l'une des premières places. Dans certain cas, lors de l'exploitation des roches dures, les travaux de forage occupent jusqu'à 80% des travaux et du cout d'exploitation[8].

Le forage mécanique comprend trois principaux modes :

- **Le mode de forage percutant(ou à percussion)**

Il consiste à désagréger la roche au moyen de chocs répétés. Dans ce cas l'outil de forage n'est soumis qu'à l'action d'une charge de choc.

Le forage percutant est utilisé à des échelles limitées (environ 1% du volume total de forage) dans des roches karstiques, hétérogènes, de dureté variable et gelées ( $f=10÷20$  ; selon Pr PROTODIACONOV).

- **Le mode de forage rotatif**

Il consiste à désagréger la roche au moyen d'un outil tournant. Dans ce cas, on exerce une poussée et un couple de forces sur la tête de l'outil de forage.

- **Le mode de forage roto percutant**

La différence entre le forage roto percutant et celui a percussions rotatives n'est pas importante et se définit par la puissance des mécanismes assurant la percussion ou la rotation.

Si la puissance du mécanisme de rotation est plus grande que celle du mécanisme de percussion, on dit que le mode de forage est roto percutant et au contraire.

### III.5.1 Choix du mode de forage

Le choix de mode forage dépend des propriétés physico-mécaniques des roches, de la profondeur du forage à réaliser et de son diamètre.

TABLE III.6 – Différents modes de forage

Mode de forage	Diamètre des sondages (mm)	La profondeur max de forage(m)	Le coefficient de dureté
<b>Rotatif</b>	<b>125</b>	<b>25</b>	<b>2÷7</b>
	<b>160</b>	<b>25</b>	
	<b>200</b>	<b>25</b>	
<b>Percutant</b>	<b>160</b>	<b>24</b>	<b>6÷10</b>
	<b>214÷243</b>	<b>32</b>	<b>6÷12</b>
	<b>190÷214</b>	<b>40</b>	<b>10÷14</b>
	<b>243÷269</b>	<b>40</b>	<b>12÷16</b>
	<b>320</b>	<b>40</b>	
<b>roto percutant</b>	<b>105÷125</b>	<b>22</b>	<b>10÷16</b>
	<b>106</b>	<b>36</b>	<b>12÷18</b>
	<b>200</b>	<b>32</b>	<b>12÷18</b>
<b>thermique</b>	<b>180</b>	<b>20</b>	<b>18÷20</b>
	<b>220</b>	<b>20</b>	
	<b>220</b>	<b>16</b>	

Selon l'académicien R.JEVESKY, le choix du mode de forage dépend de l'indice de forabilité, qui se base sur la dureté et la masse volumique de la roche :

$$I_f = 0,007 \times (\delta_c + \delta_{dép}) + 0,7\rho$$

$$I_f = 9.61$$

Alors on choisit le mode de forage selon le tableau suivant :

TABLE III.7 – Mode de forage en fonction de la forabilité des roches

sondeuse	Diamètre du trou	Indice de forabilité
A molette	160	5÷10
	190÷243	7÷12
	243÷262	8÷14
Rotatif	125	1÷3
	160	1÷6
Roto percutante	105÷125	6÷15
	180	10÷25
	200	10÷25

Dans les conditions de la carrière de Chauff-Ammar, le mode de forage utilisé est roto percutant, avec une sondeuse à molette de type ATLAS COPCO, permettant de forer des trous verticaux et inclinés de diamètre 165mm et de profondeur allant jusqu'à 25m.

### III.5.2 Caractéristiques techniques de la sondeuse

TABLE III.8 – Les caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO (CM780D)[9]

Marque.	ATLAS. COPCO
Type.	ROCL6 – 44
Type de moteur	CAT C10
Puissance du moteur	R72 KW
Diamètre du trou	(110 ÷ 125) mm
Direction de forage	(60°-90°)
Vitesse de rotation	25 ÷ 80 tr/mn
Vitesse de déplacement	3,4 km/h
Consommation d'air comprimé	5 bars
Profondeur max de forge	40 m
Poids	18,5 t
Longueur, m	10,3
Hauteur, m	3,8
Largeur, m	4



FIGURE III.1 – Sondeuse ATLAS COPCO CM780D

Caractéristiques techniques du marteau de la sondeuse.

TABLE III.9 – Caractéristiques techniques du marteau de la sondeuse.

Mode de forage	fond de trou
Type de marteau	Roto percussion
Energie d'une percussion	air
Nombre de coups par minute	1800 coups/mn
Diamètre du tillant	(110 ÷ 125) mm
Coefficient de dureté	3 ÷ 20
Vitesse de rotation	25 ÷ 80 tr/mn
Force de poussée	10 kN

### III.5.3 Calcul de forage

#### III.5.3.1 Temps réel du cycle de forage d'un trou

D'après le chronométrage, le temps réel du cycle de forage de cette machine pendant le forage des trous dont la longueur est de 19 m au niveau de la carrière du Chauff-Ammar est de l'ordre suivant :

TABLE III.10 – Temps réel du cycle de forage d'un trou

Le temps auxiliaire avant la première tige	1 min
Le temps de forage avec la première tige	4 min 52 s.
Le temps de forage avec la deuxième tige	5 min 45 s.
Le temps de forage avec la troisième tige	6 min .
Le temps de forage avec la quatrième tige	4min
Le temps mort totale	1 min

donc :

**1.5.3.1.1 Le temps effectif de forage**  $T_f = 4.52 + 5.45 + 6 + 4 = 20.38min$

**1.5.31.2 le temps auxiliaire de forage**  $T_{aux} = 1 + 1 = 2min$

### III.5.3.2 Vitesse de forage d'un mètre du trou

$$V_f = \frac{L_{tr}}{T_f}; m/h \quad (III.7)$$

Où :

$L_{tr}$  :Longueur totale d'un trou foré  $L_{tr} = 19m$ ;

$T_f$  = Temps effectif de forage

$T_f = 20.38min$

donc :

$$V_f = \frac{19}{0.339} = 56m/h$$

### 1.5.3.2.1 Vitesse effective pour forer un mètre du trou

$$T = \frac{T_{aux}}{L_{tr}}; h/m \quad (III.8)$$

donc :

$$T = \frac{0.033}{19} = 0.00173h/m$$

**III.5.3.3 Rendement de la sondeuse par poste**

$$R_{sp} = \frac{T_p * K_u}{\frac{1}{V_f} + T} \quad (\text{III.9})$$

Où :

$T_p$  : durée d'un poste ;  $T_p = 8$  heures

$K_u$  : Coefficient d'utilisation de la sondeuse. (0,6 ÷ 0,8) on prend 0,7

$V_f$  : Vitesse de forage  $V_f = 56m/h$

$T$  : Taux auxiliaire pour 1 mètre de trou ;  $T = 0.00173h/m$

donc :

$$R_{sp} = \frac{8 * 0.7}{\frac{1}{56} + 0.00173} = 286m/post$$

**III.5.3.4 Nombre de sondeuse nécessaire**

$$N_s = \frac{L_f}{R_s * N_p * N_j} * k_r \quad (\text{III.10})$$

Où :

- $L_f$  : longueur de forage.
- $R_s$  : rendement de la sondeuse ; m/poste.
- $N_p$  : nombre de poste de travail par jour ; poste.
- $N_j$  : intervalle entre deux tirs successifs ; jours.
- $K_r$  : coefficient de réserve ;  $k_r = 1,2 - 1.4$ .

donc :

$$N_s = \frac{2620}{286 * 5 * 2} * 1.4 = 1.28 \approx 2$$

dans la carrière existe 3 sondeuses ,l'une de ces trois est considéré comme réserve.

**III.6 Travaux de tir**

La fragmentation des roches par explosif est très répandue dans les mines à ciel ouvert, c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures. La qualité de la préparation a une influence importante sur les indices techniques et économiques des processus technologiques et sur les indices principaux de travail des entreprises minières.

### III.6.1 Exigences envers les dimensions des morceaux des roches abattues à l'explosif

Les travaux de forage et de tir doivent garantir :

- une bonne fragmentation des roches (diminution de la quantité des hors gabarit) ;
- assurer une bonne homogénéisation « éviter la dilution du minerai avec les stériles » ;
- la forme et les dimensions des blocs obtenus après le tir doivent correspondre aux paramètres de chargement, et de transport utilisés dans la mine.
- volume nécessaire de la masse minière pour le travail régulier des engins de chargements.
- action sismique minimale pour les installations au jour et l'environnement.
- dépense minimale et grande sécurité du travail.

Les dimensions admissibles des morceaux dans le tas des roches abattues sont déterminées en fonction de la mécanisation des différents processus technologique employé au niveau de la carrière :

- **En fonction de la capacité du godet de la chargeuse (E)**

$$D_m \leq 0,8\sqrt[3]{E} (m) \quad (\text{III.11})$$

Où :

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

E : capacité du godet de la chargeuse :  $E = 8,8m^3$  (voire chargement)

$$D_m \leq 0,8\sqrt[3]{8,8} = 1,65$$

- **En fonction de la capacité de la benne du camion(V) :**

$$D_m \leq 0,5\sqrt[3]{V} \quad (\text{III.12})$$

V : volume de la benne du camion :  $V = 36m^3$

$$D_m \leq 0,5\sqrt[3]{36} = 1,65m$$

- **En fonction de l'ouverture du concasseur (B) :**

$$D_m \leq 0,8 * B (m) \quad (\text{III.13})$$

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

$$D \leq 0,8 * 2 = 1,63m$$

Remarque : Les roches abattues peuvent être chargées, transportées et concassées et les roches ayant sont considérées comme des roches hors gabarit.

### III.6.2 Critère de choix de l'explosif

On entend par explosif, la substance (combinaison chimique ou bien mélange mécanique) qui sous l'influence extérieure (impulsion) se transforme très vite en d'autres combinaisons chimiques avec formation d'une grande quantité de gaz et d'une quantité importante de chaleur produisant une énorme pression faisant le travail mécanique [10].

Lors de l'explosion d'une charge explosive dans un trou se produisent deux actions principales ; Action de choc qui se propage dans la roche à la vitesse nominale de la détérioration de l'explosif qui produit la fissuration de la roche.

### III.6.3 Caractéristiques techniques des explosifs utilisés

Dans le cas de la carrière de calcaire de Chauff- Ammar sont utilisés deux types d'explosifs :

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

Caractéristiques des explosifs

TABLE III.11 – Caractéristiques des explosifs

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

Cordeau de détonation :

- Vitesse ..... 7000 m/s.
- Couleur ..... Rouge.
- Cordeau de 20g/m .

### III.6.4 Paramètres de forage et de tir (variantes existante dans la carrière de Chauf -Ammar).

TABLE III.12 – récapitulatif des paramétrés de forage et de tir

Paramètres	donner
Hauteur du gradin(m)	15-20
Longueur de sous forage (m)	0,5. . . . .1
Diamètre des trous de mines (m)	110
Distance de la ligne de moindre résistance(m)	3.5
Intervalle entre les rangées(m)	3.5
Intervalle entre les trous (m)	4
Inclinaison des trous (degrés)	82
Construction de la charge explosive	Continue
Largeur moyenne de la banquette (m)	3.5
Nature de bourrage	Résidu de forage
Mode de bourrage	Bourrage finale
Mode d'amorçage des trous	Postérieur
Quantité d'explosif totale (kg)	16194
Quantité instantanée utilisée (kg)	320
Les constructions les plus proches (m)	1170.00
Charge pied	TEMEX
Charge colonne	anfomil



### III.6.5 Débitage secondaire

Quelles que soient les précautions prises pour obtenir une bonne fragmentation, on obtient malgré tout un pourcentage de blocs hors gabarit d'où la recourir au débitage secondaire est nécessaire. Pour cela ; au niveau de la carrière de Chauff-Ammar ils utilisent le débitage secondaire à l'aide d'un brise roches à marteau monté sur une pelle récupérée à cette effet.



FIGURE III.3 – débitage secondaire des blocs hors gabarit par pelle hydraulique équipée d'un marteau.

TABLE III.13 – Caractéristiques techniques du brise-roche en chaîne

paramètres	valeures
Type	330C Cater pillard
Poids	33,6 t
Volume du godet	1,3÷1,9 m <sup>3</sup>
Rayon d'utilisation	5m
Profondeur du creusage	5m
Puissance du moteur	247 ch.
Largeur	3,340 m
Longueur	11,140 m
Hauteur	3,350 m

### III.7 conclusion

Il est nécessaire non seulement que les blocs ne dépassent pas les dimensions admissibles et exigé par la chaîne de traitement . mais aussi que le tas de roche abattu soit bien fragmenté pour avoir une bonne productivité des engins et de toute la chaîne technologique sur site , nous allons dans le chapitre 5 analyser en détail les causes des mauvais résultats de tir

# Chapitre IV

## CHARGEMENT ET TRANSPORT

### IV.1 Chargement

#### IV.1.1 Introduction

Les travaux d'extraction et de chargement consistent en abattage des roches du massif vierge ou préalablement ameubli et leur chargement dans les engins de transport. Pour leur exécution on utilise les excavateurs de différent type.

Parmi les excavateurs on distingue les excavateurs à godet unique, à godets multiples, dragline et pelles mécaniques etc.

Le chargement est un processus important dans la chaîne technologique de l'exploitation minière à ciel ouvert aussi pour assurer le rendement de l'entreprise.

#### IV.1.2 Choix du moyen de chargement

Le choix de type de la machine de chargement des roches abattues dépend des facteurs suivants :

- L'indice d'excavabilité des roches ;
- La méthode d'exploitation ;
- La production envisagée ;
- Les mesures de sécurité pendant le travail.

Au niveau de la carrière de Chauff-Ammar l'engin d'extraction-chargement des roches préalablement abattues par travaux de forage et de tir et la chargeuse sur pneus de type CATERPILAR 990 II.



FIGURE IV.1 – Chargeuse CATERPILLAR 990 II.

TABLE IV.1 – :Caractéristiques techniques de chargeuse[9].

caractéristique	valeurs
CATERPILLAR 990 II.	
Type	990
Capacité du godet	8,4 ÷ 9,2m <sup>3</sup>
Capacité de Charge	15 ÷ 16,5t
Puissance du moteur	466kw
Vitesse de rotation du moteur	tour/min
Moteur	3412E diesel
Poids	73453kg

### IV.1.3 Calcul d'exploitation de la chargeuse CATERPILLAR 990 II.

#### IV.1.3.1 Calcul le temps de cycle $T_C$ [6] :

$$T_C = T_{ch} + T_a + T_{déch} + T_r; sec \quad (IV.1)$$

Où :

- $T_{ch}$  : temps de chargement de godet ;sec
- $T_a$  : temps de parcours de chargeuse chargée vers le lieu de déchargement ; sec
- $T_{déch}$  : temps de déchargement ;sec
- $T_r$  : temps de parcours à vide vers le lieu de chargement ; sec

TABLE IV.2 – Chronométrage du temps de cycle de la chargeuse.

N°	Chargement du godet (sec)	Temps D'aller (sec)	Déchargement du godet (sec)	Retour au point initial(sec)	$T_c$ (sec)
1	15	13.5	6	12	46.5
2	13	12	5	10	40
3	17	12	4	7	40
4	17	10	5	7	39
5	12	15	6	8	41
$T_{moy}$	14.8	12.5	5.2	8.8	<b>41.3</b>

Donc :

$$T_c = 14.8 + 12.5 + 5.2 + 8.8 = 41.3 \text{ sec}$$

#### IV.1.3.2 Le nombre de cycle effectuée par la chargeuse

$$N_c = \frac{60}{T_c}; \text{ cycle}/\text{min} \quad (\text{IV.2})$$

$$N_c = \frac{60}{41.3} = 1.45; \text{ cycle}/\text{min}$$

#### IV.1.3.3 Calcul le rendement théorique de la chargeuse

Le rendement  $Q_{th}$  se calcule par la formule suivante :

$$Q_{th} = 60 * N_c * E_g; m^3/h \quad (\text{IV.3})$$

Où :

$E_g$  : capacité de godet de la chargeuse ;  $E_g = 8.8 m^3$ .

donc :

$$Q_{th} = 60 * 1.45 * 8.8 = 765,6 m^3/h.$$

$$Q_{th} = 522,6 * 2,67 = 2044,152 t/h.$$

#### IV.1.3.4 Rendement technique horaire de la chargeuse

$$Q_{tech} = \frac{Q_{th} * K_r}{k_f}; m^3/h. \quad (\text{IV.4})$$

Où :

$K_r$  : coefficient de remplissage du godet de la chargeuse ;  $K_r = (0,7 \div 0,9)$ .

on prend  $K_r = 0,8$

$K_f$  : coefficient de foisonnement des roches dans le godet de la chargeuse ;

$K_f = (1,15 \div 1,5)$ . on prend  $k_f = 1,5$

donc :

$$Q_{tech} = (765,6 * 0,8) / 1,5 = 408,32 m^3 / h.$$

#### IV.1.3.5 Rendement d'exploitation postier de la chargeuse

$$Q_p = Q_{tech} * T_p * K_u; m^3 / poste. \quad (IV.5)$$

Où :

$T_p$  : durée de poste de la chargeuse ; 8 heures.

$K_u$  : coefficient d'utilisation de la chargeuse ;  $K_u = 0,8$

donc :

$$Q_p = 408,32 * 8 * 0,8 = 2613,2 m^3 / poste.$$

$$Q_p = 2613,2 * 2,67 = 6977 t / poste$$

#### IV.1.3.6 Rendement journalier :

$$Q_j = Q_p * N_p \quad (IV.6)$$

Où :

$N_p$  : nombre de poste par jour ;  $N_p = 2 postes$ .

donc :

$$Q_j = 2613,2 * 2 = 5226,4 m^3 / j.$$

$$Q_j = 5226,4 * 2,67 = 13954,5 t / j.$$

#### IV.1.3.7 Rendement annuel de la chargeuse

$$Q_{an} = Q_j * N_j; m^3 / an \quad (IV.7)$$

Où :

$N_j$  : nombre de jours de travail de la chargeuse par an ;  $N_j = 250 jours$ .

donc :

$$Q_{an} = 5226,4 * 250 = 1306600 m^3 / an.$$

$$Q_{an} = 3488622 t / j$$

#### IV.1.3.8 Nombre de chargeuse nécessaire pour assurer la production annuelle planifiée

$$N_{ch} = \frac{P_{an}}{Q_{an}} * K_{res} \quad (IV.8)$$

Où :

$P_{an}$  : production annuelle planifiée de la mine  $P_{an} = 4\,600\,000\,t/an$ .

$K_{res}$  : coefficient de réserve pour la chargeuse ;  $K_{res} = (1,1 \div 1,2)$ .

Donc :

$$N_{ch} = (4600000/3488622) * 1,2 = 1,58 \approx 2 \text{ chargeuses.}$$

Dans la carrière de Chauff-Ammar le chargement s'effectue à l'aide de 03 chargeuses elles assurent la production planifiée de la carrière.

TABLE IV.3 – Récapitulatifs des paramètres de chargement

Paramètres	Valeurs	Unités
Temps de cycle	41.3	sec
Rendement théorique	765.6	$m^3/h$
	2044.152	$t/h$
Rendement technique	459.36	$m^3/h$
	1226.49	$t/h$
Rendement d'exploitation	2939.9	$m^3/poste$
	7849.54	$t/poste$
Rendement journalier	5879.8	$m^3/j$
	15699	$t/j$
Rendement annuel	1469950	$m^3/an$
	3924766.5	$t/an$
Nombre de chargeuse nécessaire	2	chargeuse

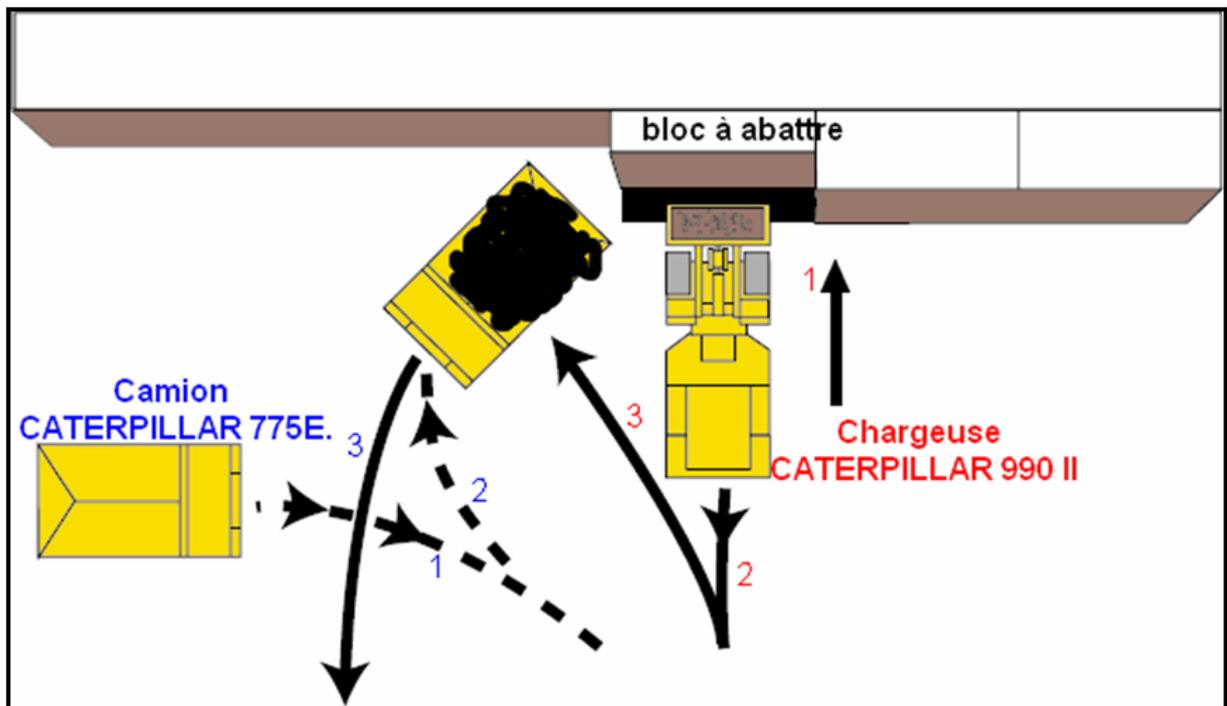


FIGURE IV.2 – Chargement de tas des roches

## IV.2 Transport

### IV.2.1 Introduction

Le transport est l'un des procédés les plus importants dans la mine, il représente des dépenses qui peuvent atteindre 20 à 30 % du prix de revient total d'exploitation à la tonne. L'objet de transport est le déplacement de la charge « soit minéraux utiles, soit roches stériles » à partir du front de travail jusqu'à lieu de déchargement (stocke, usine de traitement pour les substances utiles, et les terrils pour les roches stériles).

### IV.2.2 Le choix du type de camion

Le choix du type de camion dépend principalement du rendement, des caractéristiques de la charge à transporter, de la distance de transport et du type de l'excavateur. Pour les carrières de grande productivité il convient de choisir des camions de grande capacité de charge.

Le rapport rationnel du volume de la benne au volume du godet (V/E) est dans les limites :

(4 ÷ 6) pour la distance du transport de (1 ÷ 5) km

(6 ÷ 10) pour la distance du transport de (5 ÷ 7) km.

(10 ÷ 12) pour la distance du transport de ( $\geq 7$ ) km.

Dans la carrière de Chauff- Ammar, la longueur de transport est :2,897km Alors, le rapport : ( V/E )est (4 ÷ 6).

D'après ces paramètres. Le transport dans la carrière de Chauff-Ammar s'effectue par deux types des camions de de marque CATER-PILLAR de type 775 E. et CATER-PILLAR de type 775 F.



FIGURE IV.3 – Camion CATERPILLAR 775E

TABLE IV.4 – Caractéristiques techniques de camion CATER-PILLAR 775 E

parametres	valeurs
Capacité de benne	31,4m <sup>3</sup>
Capacité de charge	65t
Vitesse maximale	65km/h
Poids à vide	47,5t
Poids à charge	112,5t
Puissance du moteur	680ch./544kW
Hauteur	3938mm
Largeur	4532mm
Longueur	9209mm

### IV.2.3 Calcul d'exploitation du camion

#### IV.2.3.1 Nombre de godets

Le nombre de godets se calcule par la formule suivante :

$$N_g = \frac{G}{E}; \quad \text{godets} \quad (\text{IV.9})$$

Où :

G : capacité de la charge du camion ;  $G = 31.4m^3$ .

E : capacité de godets de la chargeuse ;  $E = 8.8m^3$

Donc :

$$N_g = 3.56 \approx 4 \text{ godets}$$

### IV.2.3.2 Temps de cycle du camion

TABLE IV.5 – chronométrage du temps de cycle du camion775E

cycle	temps de chargement (min)	temps d'aller (min)	temps de déchargement (min)	temps de retour (min)	temps d'attente (min)	temps de cycle (min)
1	2,02	12,37	0,32	6,15	3,53	24,40
2	2,04	10,2	0,20	5,41	/	17,85
3	2,7	11,2	0,33	6,1	/	20,20
4	2,1	13,2	0,40	5,2	3	23,90
5	2,24	11,25	0,30	5,85	/	19,64
moyenne	2,22	11,65	0,31	5,74	1,31	21,22

La durée de cycle d'un camion est égale à :

$$T_c = T_{ch} + T_{all} + T_{dech} + T_{re} + T_{at}, \text{ min.} \quad (\text{IV.10})$$

Où :

- $T_{ch}$  : temps de chargement du camion
- $T_{all}$  : temps d'aller à charger en moyen (niveau 1020)
- $T_{dech}$  : temps de déchargement en moyen
- $T_{re}$  : Temps de retour en moyen
- $T_{at}$  : temps d'attente

Alors :

$$T_c = 2,22 + 11,65 + 0,31 + 5,74 + 1,31 = 21,22 \text{ min}$$

### IV.2.3.3 Rendement de camion par poste

$$R_{ca} = \frac{60 * G_{nom} * K_{uc} * K_u * T_p}{T_c}; t / \text{poste}$$

Où :

$G_{nom}$  : Capacité de charge nominale du camion ;  $G_{nom} = 65t$

$K_{uc}$  : Coefficient d'utilisation de la capacité du camion ;  $K_{uc} = 0.9$

$K_u = (0.7 \div 0.8)$  : Coefficient d'utilisation pratique du camion ;  $K_u = 0.8$  ;

$T_p$  : Temps d'un poste ;  $8 \text{heurs}$

$T_c$  : Temps de cycle du camion ;  $T_c = 17 \text{min.}$

donc :

$$R_{ca} = \frac{60 \cdot 65 \cdot 0,9 \cdot 0,8 \cdot 8}{21,22} = 1058,62; t/poste$$

#### IV.2.3.4 Rendement journalier

$$R_{c/j} = R_{ca} * n_p \quad (IV.11)$$

$n_p$  : nombre de poste de travail par jour ;  $n_p = 2$  postes

donc :

$$R_{c/j} = 1058,62 * 2 = 2117,25t/J$$

$$R_{c/j} = 2117,25/2,67 = 793m^3/j$$

#### IV.2.3.5 Rendement annuel

$$R_{c/an} = R_{c/j} * N_j \quad (IV.12)$$

$N_j$  : nombre de jour ouvrable par an :  $N_j = 250$  jours

donc :

$$R_{c/an} = 2117,25 * 250 = 529312,5t/an$$

$$R_{c/an} = 529312,5/2,67 = 198244,38m^3/an$$

#### IV.2.3.6 Le nombre des camions

Le nombre total de camions est déterminé par la formule suivante :

$$N_{ca} = \frac{T_c}{T_{ch}} * K_{re}; camions \quad (IV.13)$$

$K_{rés} = (1,1 \div 1,2)$  : Coefficient de réserve on prend  $K_{rés} = 1.2$

donc :

$$K_{ca} = \frac{21,22}{2,75} * 1.2 = 9,25 \approx 10 camions$$

Dans la carrière de Chauff-Ammar le transport s'effectuée à l'aide de 15 camions elles sont assuré la production planifiée de la carrière

TABLE IV.6 – Récapitulatifs des paramètres de transport

Paramètres	Valeurs	Unités
Temps de cycle	21.22	min
Rendement postier	1058.62	t/poste
	396.48	m <sup>3</sup> /poste
Rendement journalier	2117.25	t/j
	793	m <sup>3</sup> /j
Rendement annuel	529312.5	t/an
	198244.38	m <sup>3</sup> /an
Nombre de camion nécessaire	10	camion

#### IV.2.4 Largeur de la voie du transport

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

$$B_t = 2B + a + 2c; m \quad (IV.14)$$

Où :

B : largeur du camion ; B=4.5m

$a = (0,7 \div 1,7)m$  : Distance de sécurité entre 2 camions croisés ; on prend  $a = 1,7m$

$c = (0,4 \div 1)m$  Distance de sécurité à partir du côté du camion jusqu'à la route d'accès

$c = 1 m$

Donc :

Et dans la carrière  $B_t = 14m$

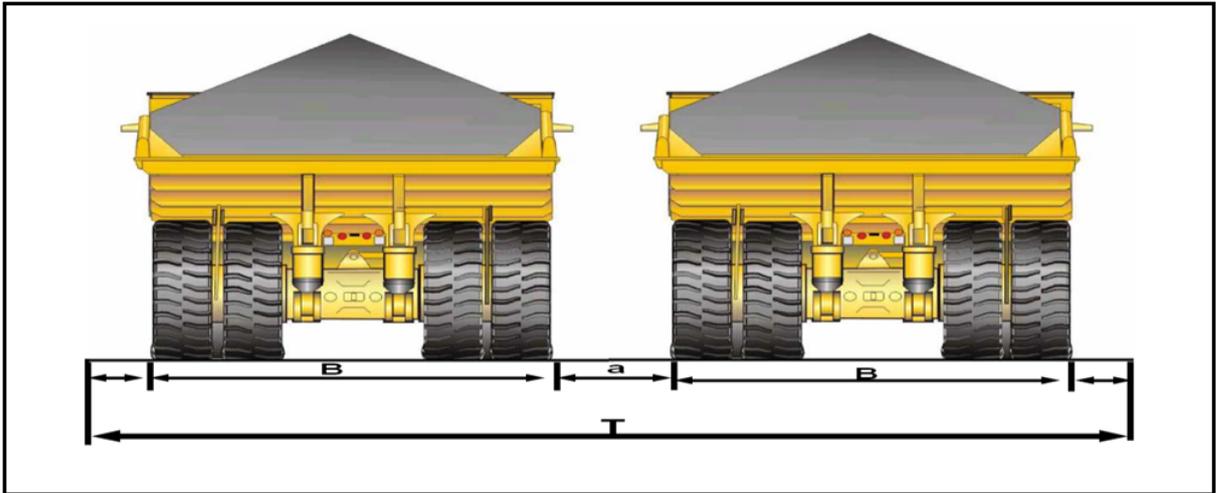


FIGURE IV.4 – Largueur de voie de transport

### IV.2.5 Caractéristiques de la route

L'efficacité du travail du transport par camion dans les mines à ciel ouvert se détermine par l'état des pistes, d'après les conditions d'exploitation. Les pistes des mines à ciel ouvert se divisent en :

- Routes stationnaires ;
- Routes provisoires.

La route provisoire construite sur le gradin, comme le cas de la carrière de Chauff- Ammar , n'est pas revêtue , elle est disposée directement sur le calcaire ; elle se déplace au fur et à mesure qu'on descend d'un niveau .

La largeur de la chaussée de la route dépend de :

- Gabarit des camions ;
- Vitesse de circulation ;
- Nombre de voies de circulation.

Dans les zones des virages, la chaussée sera élargie et durant le rayon de braquage des camions, elle arrive jusqu'à 20 m.

## IV.3 conclusion

Le paramètres le plus importants qui influé sur les travaux de chargement c'est la granulométrie des tas des roches abattu, les blocs de volume important demandent un temps

important pour lui charger dans la benne du camion, et influée aussi sur les caractéristiques des engins de chargement et de transport.

- le nombre de camion supplémentaire dans la carrière présente surconsommation de l'énergie mais à autre coté présente les besoins de l'entreprise pour réaliser tout la production planifier.

# Chapitre V

## PARTIE SPECIALE

### V.1 Introduction

Le problème de la qualité de la fragmentation des roches dures par abattage à l'explosif reste à présent une préoccupation sérieuse pour les entreprises minières dans le monde entier et particulier en Algérie. Il est constaté que la qualité de la préparation des roches dures a une influence importante sur les indices techniques et économiques des processus technologiques et sur les indices principaux de travail des entreprises minières.

Durant notre séjours dans la dite carrière, nous avons constaté que les résultats de l'abattage sont médiocres (hors gabarits, et pied de gradins) FigV.1 Ceci dit, qu'il y a quelque part anomalie dans la préparation du plan de tir, ou bien mauvaise étude du massif rocheux. En partant de cela, nous avons effectués des corrections suivant quelques paramètres, et nous espérons que notre collaboration apportera un plus à la carrière de Chauff-Ammar situé à Hammam dala la wilaya de M'sila.

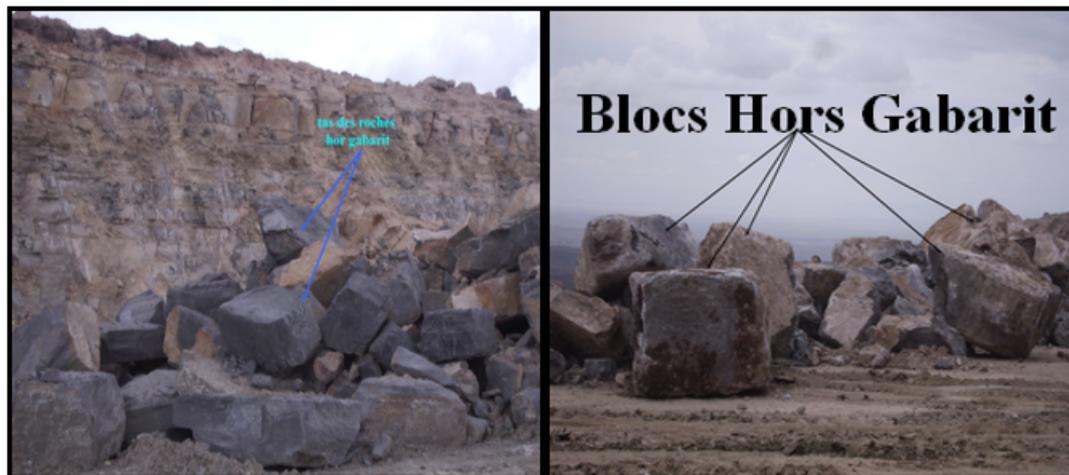


FIGURE V.1 – Vue du tas de roche abattu avec des hors gabarits



FIGURE V.2 – Vue du massif rocheux montrant un mauvais tir au niveau du pied du gradin

## V.2 Étude des causes de provenance des hors gabarits et pied de gradin

Les principales causes qui provoquent le taux élevé des hors gabarits et la sortie de pied de gradin sont :

- les anomalies liées au massif rocheux
- Effet de déviation des trous
- Influence des différents paramètres de tir sur la fragmentation des roches.

## V.3 les anomalies liées au massif rocheux

### V.3.1 Les joints

Les joints situant entre les bancs de calcaire sont remplis d'un matériau de moindre résistance (marnes) constituent des échappatoires privilégiées pour les fumées de détonation à hautes pression et température[11]. Ces zones de faiblesse peuvent « débourrer » de manière violente, avec projection à grande distance du matériau de remplissage et de fragments rocheux arrachés à la surface. En conséquence, le gradin ne subit pas un choc suffisant pour l'abattre

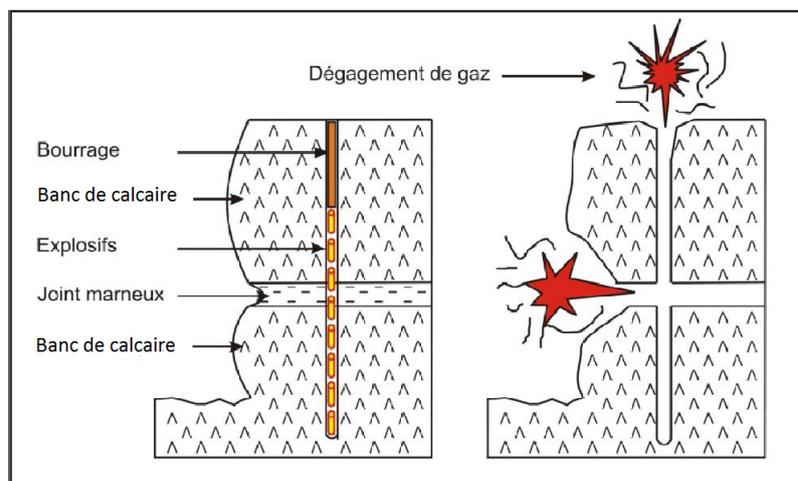


FIGURE V.3 – échappement de gaz à travers un joint marneux

### V.3.2 Les karsts

Ces cavités souterraines invisibles depuis la surface constituent des poches où l'explosif peut s'accumuler de manière excessive (fig.V.4), en formant localement de véritables bombes. La présence de ces cavités complique les opérations de foration et de chargement de l'explosif, en particulier pour les explosifs en vrac, et affecte la transmission de l'énergie explosive. A proximité des fronts, elles peuvent occasionner des phénomènes de projection[11].

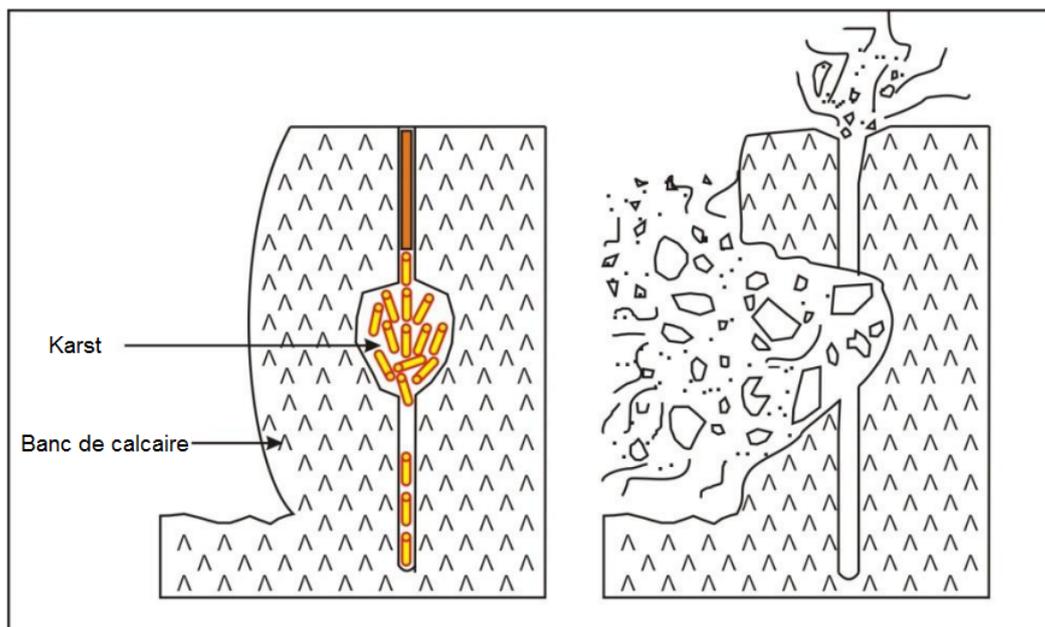


FIGURE V.4 – anomalie de tir dû à la présence d'un karst

### V.3.3 La fracturation

Deux types de fractures sont présents à la carrière, l'une est causée par des contraintes tectoniques et l'autre, sous l'effet des explosifs. Cette fracturation initiale du massif induit deux effets opposés :

- D'une part, elle fragilise le massif, et donc réduit globalement sa résistance mécanique ;
- D'autre part, elle contrarie l'action mécanique de l'explosif, par atténuation de l'onde de choc lors de son passage à travers les discontinuités et par détente des gaz dans les fissures.

Ces deux effets ont pour résultat de réduire la portée de l'explosif et par conséquent, de réduire les possibilités de coopération entre mines adjacentes[11].

### **V.3.4 Les failles**

Les failles correspondent fréquemment à une zone broyée. Elles perturbent la continuité de la stratigraphie et des affleurements. Certaines failles, qui ont un faible rejet, peuvent passer inaperçues, leur continuité à travers le massif rocheux, leur faible résistance au cisaillement due au fait que les lèvres ont déjà subi un déplacement relatif, contribuent à en faire des surfaces potentielles de glissement particulièrement dangereuses. Plusieurs failles affectent le gisement, généralement d'une orientation NO-SE. scinde le gisement en 2 secteurs : Ouest(1) et Est(2).

### **V.3.5 La fissuration du massif**

#### **V.3.5.1 Fissuration naturelle**

L'efficacité de la destruction des roches fissurées se détermine non seulement par les paramètres d'abattage mais aussi par la relation entre ces paramètres et les dimensions des différents blocs sur lesquels le massif est coupé par les fissures[12].

L'importance pratique de l'étude de la fissuration, dans les conditions de notre carrière et d'autre, consiste à la détermination de la densité des fissures, leurs directions et pendage.

Dans le cas d'un seul système de fissures, le massif est mieux fragmenté. La disposition des trous doit être perpendiculaire au système de fissures.

Dans le cas de plusieurs systèmes de fissures, le débit des blocs hors gabarits diminue avec la disposition du front d'abattage perpendiculairement au système principale.

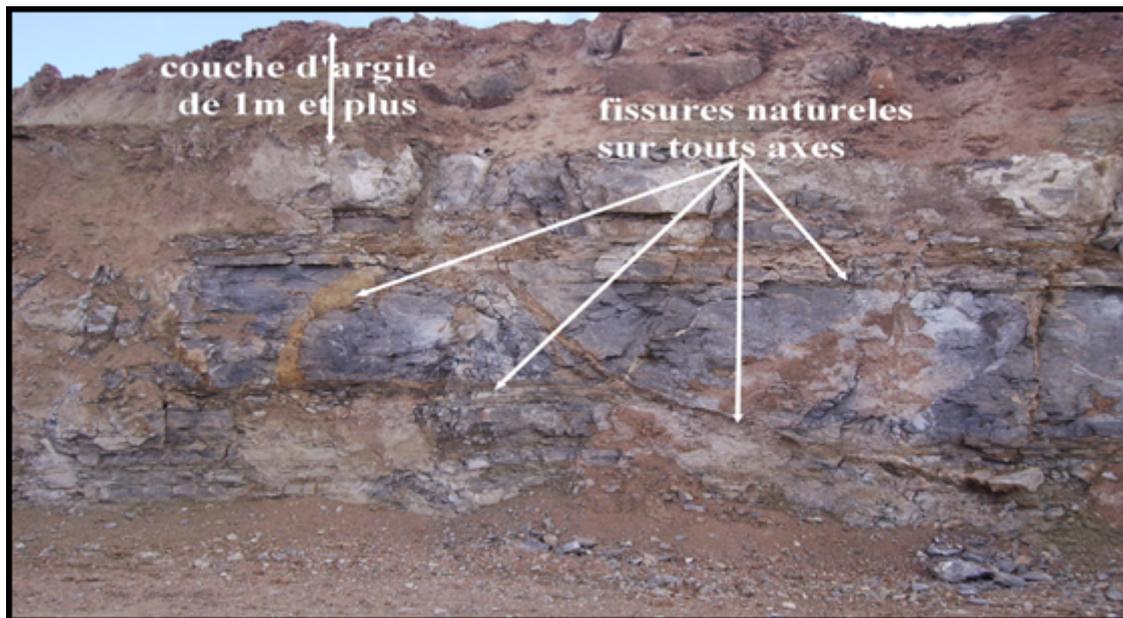


FIGURE V.5 – Vue du massif rocheux avec des discontinuités

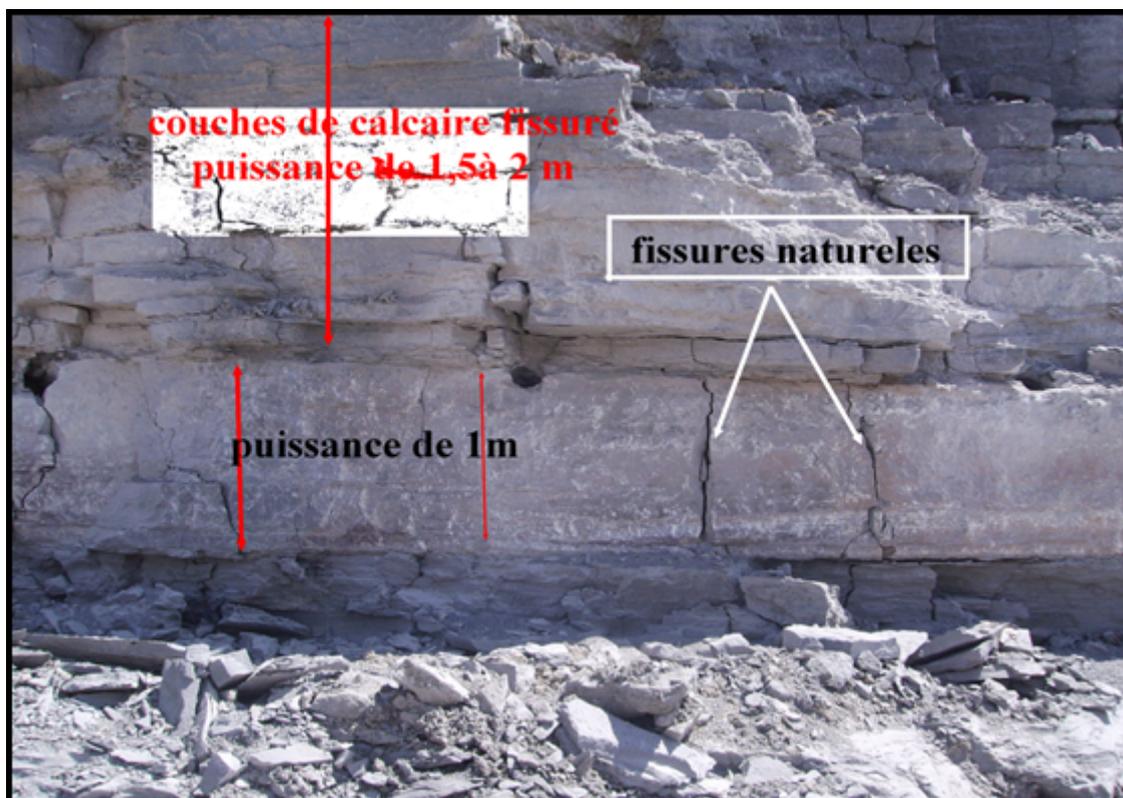


FIGURE V.6 – vue du massif rocheux montrant des discontinuités horizontal

Elle influe directement sur l'effet de tir puisque l'énergie des ondes n'est pas totalement consommée par la roche, une grande partie de l'énergie se perd à travers les fissures et par conséquent, on doit diminuer la quantité d'explosif, tout en essayant d'avoir une énergie cinétique optimale.

### V.3.5.2 Fissuration engendré par le tir

Sur la surface du massif, lors du tir se forment trois zones de déformation :

- **Zone de grandes fissures**

La stratification influe considérablement sur la largeur de la zone de grandes fissures, cette zone et d'habitude le résultat d'un schéma de tir incorrectement choisi et d'un mauvais calcul de la ligne de moindre résistance, de l'intervalle de retard ...etc.

- **Zone de vibrations**

Après chaque tir, au niveau du front, on constate une fissuration de la partie supérieure du gradin due à la vibration de la charge détonant .Il en résulte un bloc fissuré et divisé en gros blocs superposés, ce qui entraîne leur chute au moment des tirs ultérieurs.

- **Zone d'oscillation**

Qui provoque un déplacement de terrain causant un effet négatif sur le plan de tir.



FIGURE V.7 – Fissuration engendré par le tir

### V.3.6 Gradin en surplomb

Cette anomalie signifie que le haut du front de taille présente un surplomb (fig.V.8). Les causes possibles de cette anomalie peuvent être résumées comme suit :

- Le bourrage final est trop important,
- La charge de colonne ne monte pas assez haut,
- Présence de fissures perpendiculaires à l'axe du trou de foration,

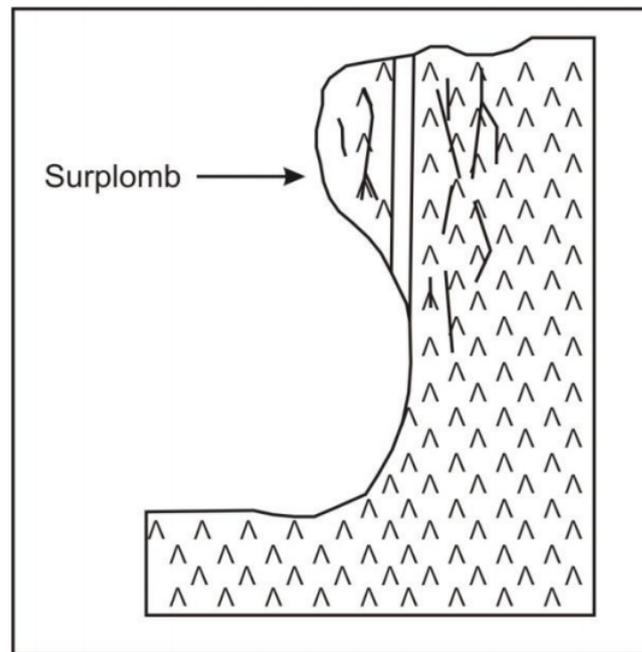


FIGURE V.8 – exemple d'un gradin en surplomb

## V.4 Effets de déviation de forage sur la fragmentation des roches

Les résultats d'un minage sont beaucoup plus influencés par la qualité des forages destinés à être chargés en explosifs[8] . La mauvaise qualité du forage se traduit le plus souvent par des déviations en plan ou en profondeur.

Elles ont pour conséquences des projections de roches, l'obtention de gros blocs, des vibrations. Leurs causes sont multiples et peuvent concerner le matériel de forage, le foreur ou le massif rocheux.

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

Les trous sont déviés lors de leurs implantations, et/ou lors de leur forage ; Ce qui a pour effet un élargissement, un écartement ou un rétrécissement de la maille de tir par rapport à sa valeur initialement conçue. 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.

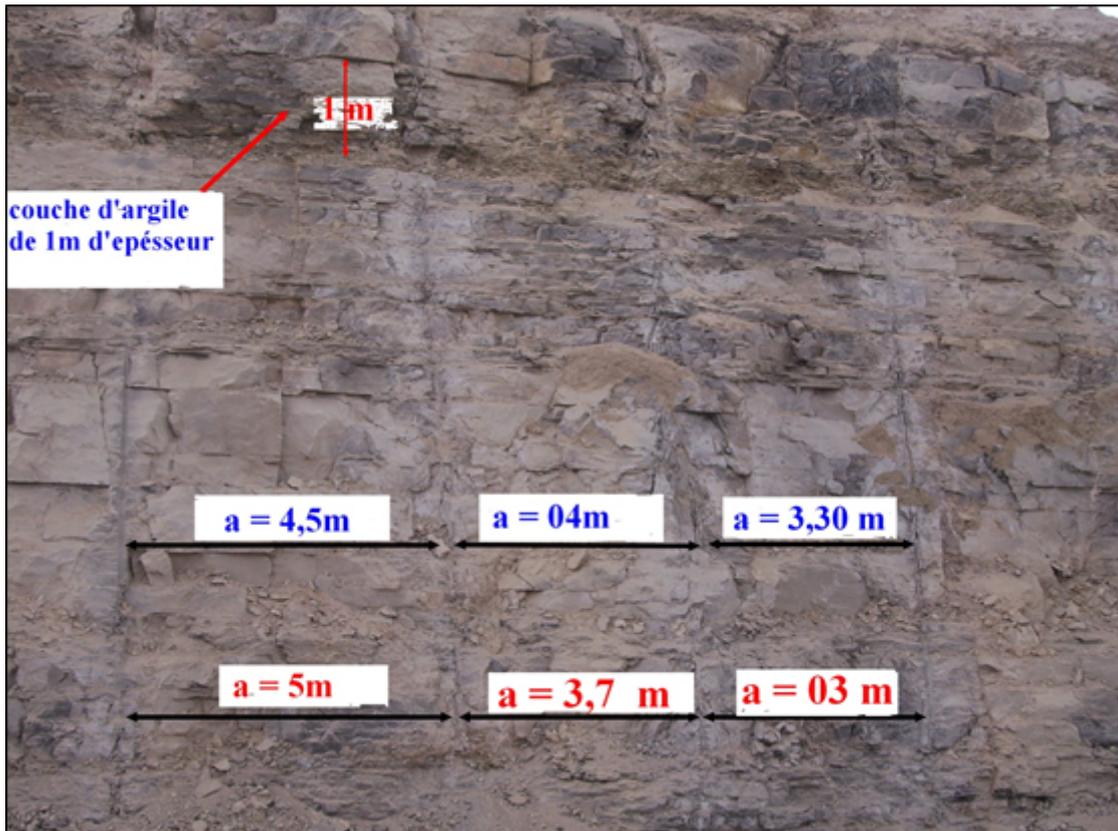


FIGURE V.9 – exemple de déviation des axes des trous au pied de gradin

### V.4.1 Cause des déviations en foration

Les déviations de foration peuvent avoir des causes multiples et souvent complémentaires :

#### V.4.1.1 Déviations dues au matériel

Le matériel de foration doit être bien adapté au massif à forer à la profondeur à atteindre et au diamètre de foration utilisé le matériel annexe (tiges, tubes, allonges, etc.) doit être lui aussi correctement dimensionné.

Il est par exemple illusoire de vouloir réaliser des forages de petits diamètres de plusieurs dizaines de mètres avec une machine équipée de tiges classiques et marteau hors du trou. On doit, dans ce cas, s'orienter de préférence vers une foration en gros diamètre avec marteau de fond de trou et tubes guides.

Quel que soit la méthode utilisée, on doit rechercher une stabilisation maximale de l'ensemble tiges + taillant par utilisation en tubes rigides, guide tiges, taillant retro, allonge guide, taillant guide ou par une combinaison de plusieurs de ces éléments.

#### **V.4.1.2 Déviations dues au foreur**

Le rôle foreur est déterminant dans le résultat de la foration .il doit être particulièrement sensibilisé aux problèmes de la qualité et savoir que c'est lui qui conditionne l'essentiel du résultat du minage. Il doit, en particulier, bien comprendre le mécanisme de la foration, notamment au niveau de l'interaction foration massif rocheux. Le véritable foreur ne peut qu'être un technicien de haut niveau formé à ce métier régulièrement recyclé aux techniques et matériels nouveaux . Il ne doit pas être soumis en permanence à des objectifs de rendement à tout prix ,ce qui ne peut qu'avoir des répercussions catastrophique sur les déviations en foration mais essentiellement, à des objectifs de respects de la géométrie recherchée et de qualité de la foration .

#### **V.4.1.3 Déviations dues au massif**

Les nombreuses constatations faites a posteriori sur les fronts de tailles conduisent à dire que les déviations peuvent se faire perpendiculairement ou parallèlement aux discontinuités[8] ; dans la pratique les deux cas de figures existent bien et c'est on fait l'angle d'incidence de taillant sur les discontinuités qui déterminera le sens de déviation ; d'une manière générale on admet que la foration doivent être inférieure à 3% (30 cm pour 10 m). Il n'est cependant pas exceptionnel de voir sur chantier des déviations de 5 à 10 %. Il est en fin important de noter qu'à partir de moment où une déviation est amorcée elle ne fait que s'accroître et ceci de plus en plus rapidement. Ceci peut amener à poser la question de l'intérêt et des risques des forages à grandes profondeur.

### **V.4.2 Conséquences des déviations en foration**

Les déviations sont d'autant plus prononcées que les profondeurs sont importantes[8] . C'est généralement en pied de front de taille que les conséquences sont les plus prononcées, l'exemple de la figure IV.4 ; montre l'évolution de la maille dans des cas extrêmes avec pour conséquences :

- Risques de projection en cas de banquettes insuffisantes (Banquettes trop faibles).
- Production de blocs (banquettes trop forte).
- Présence de pied (banquette en pied trop forte).
- Raté de tir (maille trop importante).
- Risques de phénomènes de vibration (maille trop importante).

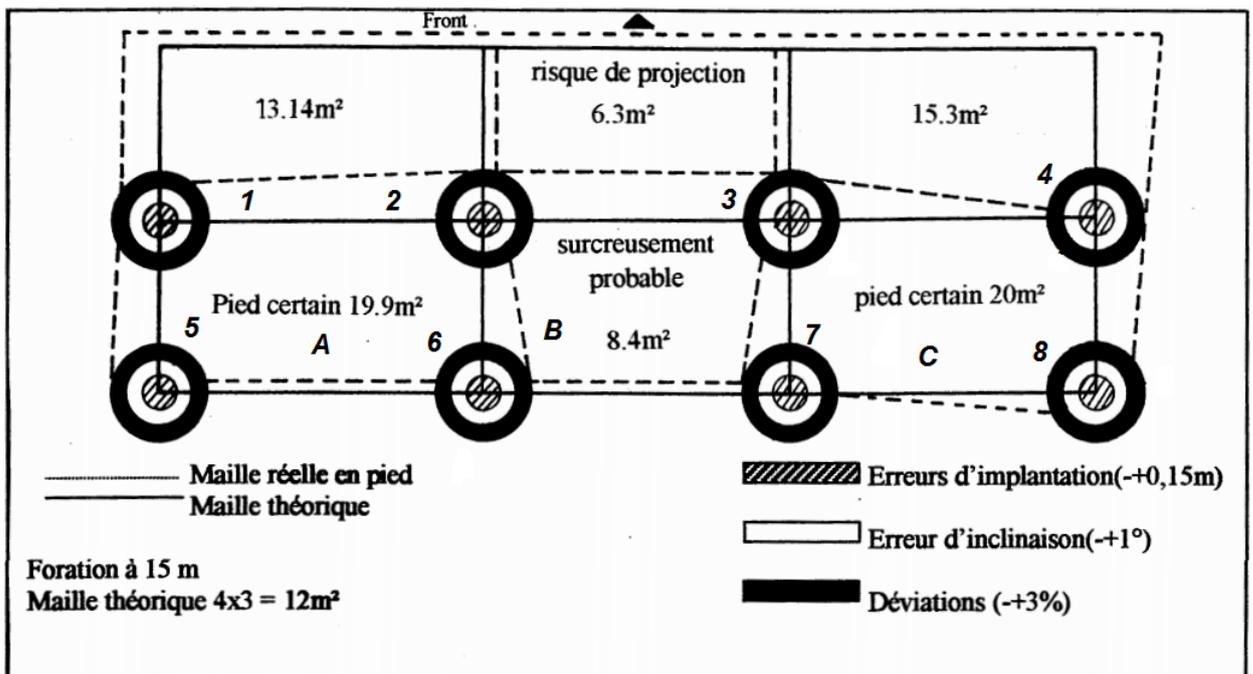


FIGURE V.10 – Erreurs d'implantation, inclinaison, incidence sur la maille de forage.

La figure V.10 ; nous laisse voir le pied de gradin après le forage. La maille (A) qui était rectangulaire et équidistante à la surface s'est élargie au niveau des trous 5 ; 6 ; et 2 ; 1 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 de gradin 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 (carrée ou en quinconce) ; du diamètre du trou ; de la quantité d'explosif, du degré de

rapprochement des trous, de la qualification du foreur. L'expérience montre que les mailles de tir disposées en quinconces contrôlent mieux les déviations.

### V.4.3 Comment réaliser une foration de qualité

- L'engin de foration doit pouvoir évoluer sur une plateforme propre et plane.
- L'implantation de tous les trous doit être soignée, précise et effectué par un spécialiste en topographie.
- Positionner la machine au-dessus de l'emplacement du trou préalablement tracé, tout en respectant l'orientation par rapport au front de taille et l'inclinaison de la glissière (respect du vecteur pendage de forage).
- L'engin de foration doit être parfaitement stabilisé. -Utiliser un taillant adapté en bon état et correctement affuté.
- Vérifier l'usure de taillant en utilisant un gabarit " passe-bas " au diamètre minimum tolérable, se conformer à la vitesse de rotation définies par les constructeurs.
- Vérifier la profondeur des trous sans oublier de compter le nombre d'allonge.
- Amorcer le trou correctement de manière à ce que premier mètre foré respecte l'orientation et l'inclinaison voulues.
- Afficher les réglages machines (vitesse, poussée, pression d'air ...) qui donnent les meilleurs résultats en accord avec les constructeurs (vitesse d'avancement optimisé).
- Être attentif a toutes anomalies pouvant changer l'état d'avancement du taillant ou augmenter la fatigue des équipements (cliqueté, échauffement des allonges, traversées de failles risquant de déviser le taillant, écart important de la vitesse d'avancement, couleurs de débris de foration.
- S'assurer d'un soufflage efficace tout en vérifiant la taille des débris de foration.
- Éventuellement enregistrer certains paramètres en cours de forage tels que vitesse d'avancement, pression de fluide de forage.

## V.5 Influence des différents paramètres de forage et de tir sur la fragmentation des roches (cas de la carrière de Chauf Ammar)

### V.5.1 Influence de la consommation spécifique de l'explosif sur la fragmentation des roches

La consommation spécifique d'explosif peut être définie dans chaque mine après réalisation d'un grand nombre d'essais[10]. Ces expériences, au niveau de chaque mine, consiste à faire varier la qualité de charge d'explosif, pour abattre un même volume de roche tout en tenant compte à chaque fois du taux des hors gabarits. La consommation spécifique d'explosif dépend de plusieurs facteurs comme se présente la formule suivante :

$$q_p = q_{ét} * K_{ex} * K_{fis} * K_d * K_v * K_c * k_{sd}; kg/m^3 \quad (V.1)$$

Où :

$q_{ét}$  : consommation spécifique étalon (voir le chapitre précédent)  $q_{ét} = 29.32g/m^3$

$K_{ex}$  : coefficient de conversion qui tient compte de l'explosif utilisé par rapport à l'explosif étalon.

$$K_{ex} = \frac{A_{ét}}{A_{ut}} \quad (V.2)$$

$A_{ét}$ : Aptitude de travail de l'explosif étalon, = 360

$A_{ut}$  : Aptitude de travail de l'explosif utilisé, = 320

Donc :

$$K_{ex} = 360/320 = 1.125$$

$K_{fis}$  : Coefficient tenant compte l'influence de la fissuration du massif

$$K_f = 1.2 * l_m + 0.2 \quad (V.3)$$

Où :

$l_m$  : Dimension moyenne du bloc dans le massif.

La valeur moyenne entre 02 fissures, est estimée à 2 m.

Donc :

$$k_{fis} = 1.2 * 2 + 0.2 = 2.6$$

$K_d$  : Coefficient qui tient compte de degré de la fragmentation demandée

$$K_d = \frac{0.5}{D_m} \quad (V.4)$$

$D_m$  : dimension moyenne des morceaux de la roche fragmentée, m.

$$D_m = 0,175 \sqrt[3]{(E^2)}, m$$

$$D_m = 0,175 \sqrt[3]{8.8^2} = 0,75m.$$

$$K_d = 0.5/0,75 = 0.67$$

$K_v$  : coefficient tenant compte de l'influence de la hauteur des gradins.

$$K_v = \sqrt[3]{(15/H_g)}$$

Dans la carrière de calcaire de Chauff-Ammar la hauteur du gradin est de l'ordre de 20m

$$K_v = \sqrt[3]{(15/20)} = 0.90$$

$K_c$  : coefficient qui tient compte du degré de concentration réelle de la charge ; il varie en fonction de diamètre de trou et la tirabilité.

TABLE V.1 – Diamètre de trou suivant la tirabilité

Tirabilité	Valeur de $K_c$		
	Diamètres des trous ; $mm$		
	100	200	300
Facile	0,95 ÷ 1	1	1,05 ÷ 1,1
Moyenne	0,85 ÷ 0,9	1	1,2 ÷ 1,25
Difficile	0,7 ÷ 0,8	1	1,35 ÷ 1,4

Dans notre cas, la tirabilité des roches est difficile, on prend  $k_c = 0.8$

•  $K_{sd}$  : Coefficient tenant compte du nombre de surfaces dégagées.

$K_{sd} = 10$  Pour une surface dégagée

Donc :

$$q_p = 34.36 * 1.125 * 0.80 * 0.69 * 2.6 * 0.90 * 10 = 498.42 gr/m^3 = 0.49 kg/m^3$$

Au niveau de la carrière de calcaire de Chauff-Ammar la consommation spécifique D'explosif est varié entre  $(0.4 \div 0,5) kg/m^3$ .

L'expérience des travaux de tir témoigne que la variation de la consommation spécifique de l'explosif dans un massif est très difficile parce que l'anisotropie du milieu est très compliqué à décrire voire impossible à considérer sous une forme mathématique donnée. Comme on sait que les propriétés physiques et mécaniques des roches influentes énormément sur la résistance au tir, il serait donc difficile d'évaluer exactement la consommation spécifique d'explosif dans le massif.

### V.5.2 Influence du diamètre de trou sur la fragmentation des roches

Les résultats des travaux de certains chercheurs montrent qu'avec l'augmentation du diamètre de sondage, le degré de fragmentation diminue. Baron, L et Al (1962) argumentent qu'avec l'emploi de petits diamètres, on obtient une bonne régularité de distribution de l'explosif et un accroissement du nombre de blocs du massif se trouvant dans la zone d'action de l'explosion. De même, on signale une diminution de perte d'énergie de charge et un accroissement du travail utile des explosifs, (fig.V.11).

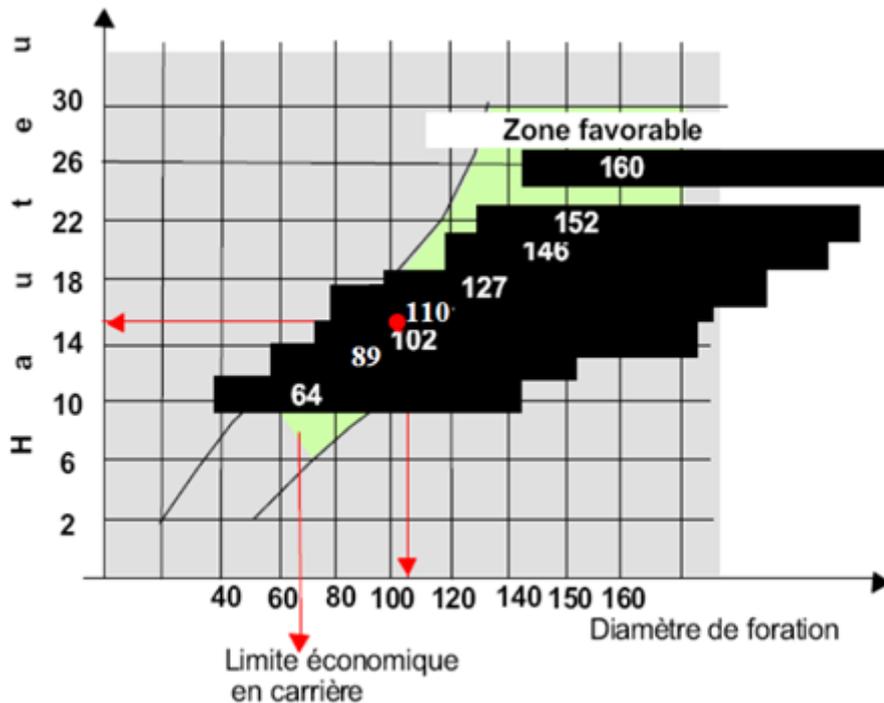


FIGURE V.11 – Le choix de diamètre de trou en fonction de la hauteur de front[12]

### V.5.3 Influence de l'inclinaison des trous sur la fragmentation des roches

Le trou incliné améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer une hausse sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus de forage et de tir, (fig.V.12). L'abattage par trous inclinés contribue à l'amélioration de la sécurité du travail tout en assurant des résultats stables et désirables dans le cadre d'une granulométrie planifiée. D'autres avantages des trous inclinés sont à signaler :

- Les gradins ont une surface tenant mieux par suite de l'inclinaison des talus ;
- La consommation en explosif est optimale ;

- L'inconvénient du rebord se trouve éliminé.

Etant donné ces avantages, les trous inclinés sont de plus en plus utilisés dans les carrières et mines à ciel ouvert.

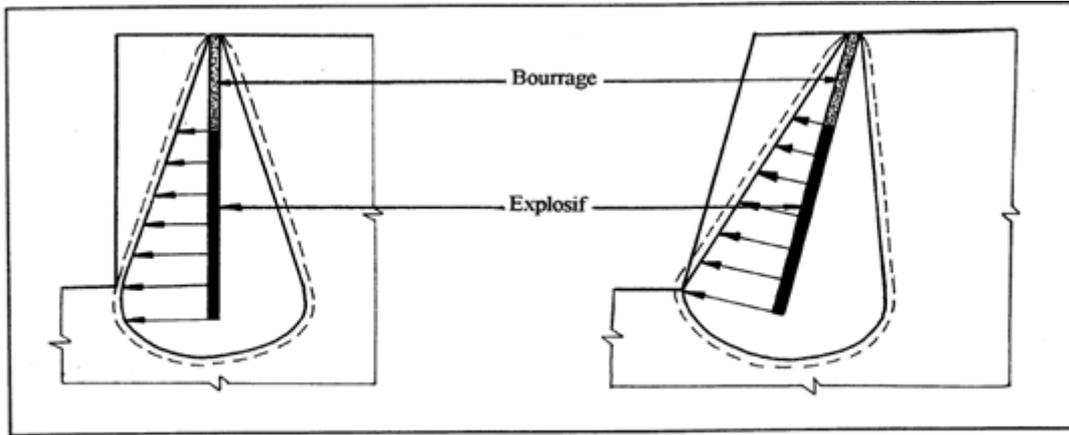


FIGURE V.12 – Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison[12]

#### V.5.4 L'influence de la longueur de sous-forage sur la fragmentation des roches

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

La longueur de sous-forage dépend de diamètre du trou, des propriétés d'explosif, de la résistance au pied, des propriétés physiques et mécaniques des roches, etc. Celle-ci est liée essentiellement à la banquette. Elle doit être voisine de 0,3 fois la banquette. Son rôle devient nul ou insignifiant si le massif a des discontinuités horizontales prédominantes.

#### V.5.5 Influence de la construction des charges sur la fragmentation des roches

Le degré de fragmentation 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. Dans le cas de la mine de Chauff-Ammar on a le tir avec une charge continue, caractérisée par la fragmentation irrégulière du massif abattu puisque une charge continue

fait son travail uniquement aux limites de la zone de fragmentation réglée, et dans la partie supérieure où l'on dispose du bourrage, on obtient souvent des morceaux hors gabarits de différentes dimensions. Mais par contre la charge discontinue provoque l'amélioration de la fragmentation en comparaison avec la charge continue suite à l'augmentation de la zone de fragmentation réglée. Dans le but d'améliorer cette fragmentation on propose d'utiliser des charges discontinues soit à l'intervalle bourrée ou à l'intervalle vide. On constate qu'avec l'utilisation de la charge discontinue, la zone de fragmentation réglée augmente d'où la dimension des blocs hors gabarits diminue.

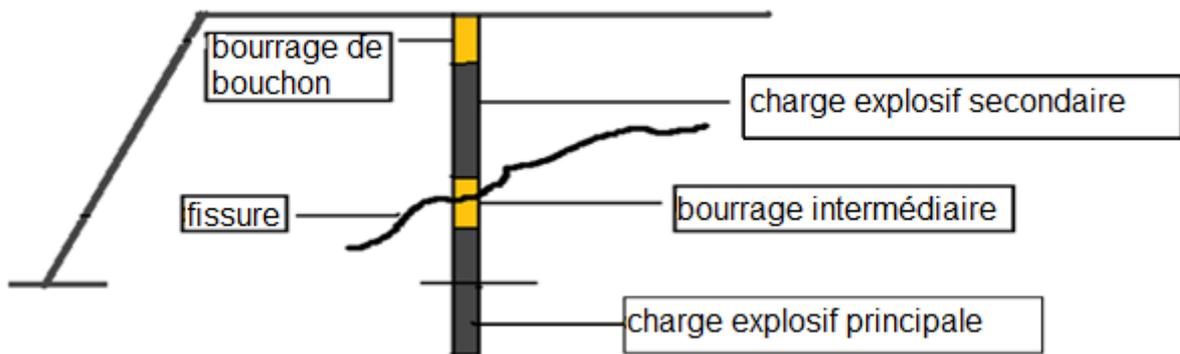


FIGURE V.13 – Emploi de la charge discontinu pour la présence d'une fissure ou pour l'abatage sélectif.

### V.5.6 Influence du microretard sur la fragmentation des roches

L'influence de tir à micro retard pour le forage à plusieurs rangées a été innové dans la mesure au elle contribuera dans des larges limites à la préparation des roches durant l'exploitation des gisements.

Ce processus distingue des autres par ces larges possibilités de réglage de la qualité des roches tout en maintenant la sécurité des travaux de forage et de tir à un niveau appréciable.

L'effet de ce réglage peut être porté à un niveau maximal lorsque la durée optimale du tir micro retard est respectée. Ce dernier point revêt une importance particulière due à la complexité de sa détermination

Le Dr REPINE.N.durant ces recherches menés dans différentes carrières de KOUS-BASSE, constate les faites suivantes :

1. La fragmentation des roches a faible résistance au tir atteint son plus haut degré indépendant du type de relais instantané ou micro retard de l'ordre de 70 à 100m sec.

2. La qualité de fragmentation des roches a moyenne résistance au tir est mieux maîtrisée pour les tirs a micro retard est d'environ 50 m sec.
3. Le tir a micro retard influe dans des proportions plus grandes sur la qualité de fragmentation des roches, dans le cas ou celle ce présente une grande résistance au tir.

L'emploi du micros-retards aux avantages suivants :

- Créé une surface libre
- Travail de l'explosif le plus rentable
- Augmentation du volume abattu par trou chargé.
- Diminuer la charge instantanée

## V.6 OPTIMISATION DU PLAN DE TIR

à partir de la recherche précédant on propose les solutions suivantes

1. conception d'un nouveau plan de tir.
2. traiter les anomalies liées au massif rocheux

### V.6.1 Conception d'un plan de tir optimal [6]

#### V.6.1.1 Données :

- Angle du talus du gradin :  $\alpha = 82^\circ$
- Hauteur du gradin :  $H_{gr} = 20m$
- Diametre du trou :  $D_{tr} = 110mm$
- Angle d'inclinaison du trou :  $\beta = 82^\circ$
- Dureté de la roche :  $f = 10$
- Masse volumique :  $\gamma = 2,67$
- Nombre de rangé :  $n = 2$

#### V.6.1.2 La banquette

$$B = R * d_{tr}; m \quad (V.5)$$

Où :

R : coefficient de destruction des roches (30 ÷ 40)

$$B = 32 * 0,11 = 3,5 m$$

$$B = 3,5 m$$

### V.6.1.3 L'espacement

$E_t$  est l'espacement entre 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 on recommande  $1 < E_t/B < 1,3$ ;
- Pour la production d'engrais on conseille  $0,8 < E_t/B < 1$ .

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 .

$$E = 1,15 * B = 1,15 * 3,5 = 4m$$

$$E = 4m$$

### V.6.1.4 Distance entre deux rangées de trous

$$b = 0,8 * a \quad \text{tir instantané}$$

$$b = w \quad \text{tir à microretard.}$$

Dans la cas de Chauff- Ammar le tir se fait à microretard

$$\text{Donc : } b = 3,5 m$$

### V.6.1.5 La longueur de sous-foration

$$L_S = 0,3 * B \tag{V.6}$$

$$L_S = 0,3 * 3,5 = 1,1 m$$

$$L_S = 1,1 m$$

### V.6.1.6 Calcul de la longueur du trou

$$L_{tr} = \frac{H_{gr}}{\sin \beta} + L_S; m \tag{V.7}$$

Où :

$H_{gr}$  : hauteur du gradin,  $H_{gr} = 20 m$

$\beta$  : inclinaison du trou,  $\beta = 82^\circ$

$$L_{tr} = 21,3 m$$

### V.6.1.7 Charge de pied

- Charge linéaire de pied

$$P = \pi/4 \times d^2 \times \rho_{TEMEX} \quad (V.8)$$

$d$  : le diamètre de l'explosif ; 80mm

$\rho_{TEMEX}$  : la masse volumique de TEMEX ;  $\rho_{TEMEX} = 1220 \text{ kg/m}^3$

$$P = \pi/4 * (0.08)^2 * 1220 = 6,13 \text{ kg/m}$$

- la longueur de la charge du pied

$$L_{chp} = 1,3 * B [m] \quad (V.9)$$

$$L_{chp} = 1.3 * 3.5 = 4.5m$$

- Quantité d'explosif en pied

$$Q_{chp} = P * l_{chp} \quad (V.10)$$

$$Q_{chp} = 6.13 * 4,5 = 28 \text{ kg}$$

### V.6.1.8 La longueur de bourrage total

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

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

$$H_b = B$$

$$H_B = 3,5m$$

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

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

### V.6.1.9 Charge de colonne

- Longueur de la charge de colonne

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

$$L_c = L_f - (L_{chp} + H_b) \quad (\text{V.11})$$

$$L_c = 21,3 - (4,5 + 3,5) = 13,3m$$

• **Charge linéaire de colonne**

$$P_c = \pi/4 * d^2 * \rho_{inf} \quad (\text{V.12})$$

où :

$d$  : diamètre de trou ;m

$\rho_{inf}$  : la masse volumique d'anfomile ; $kg/m^3$

donc :

$$P_c = \pi/4 * (0,110)^2 * 900$$

$$P_c = 8.55 kg/m$$

• **Quantité d'explosif en colonne**

Elle est déterminée par la formule suivante

$$Q_c = P * L_{chc} \quad (\text{V.13})$$

$$Q_c = 8.55 * 13,3 = 113,7 [kg]$$

### V.6.1.10 Quantité d'explosif dans un trous

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

$$Q_{tot} = Q_C + Q_P \quad (\text{V.14})$$

$$Q_{tot} = 28 + 113,4 = 141.7 [Kg]$$

$$Q_{tot} = 141.7 [Kg]$$

### V.6.1.11 La longueur de la charge d'explosif

$$L_{ch} = L_{chc} + l_{chp} \quad (\text{V.15})$$

$$L_{ch} = 13,3 + 4,5 = 17,8m$$

$$L_{ch} = 17.8m.$$

**V.6.1.12 Volume des roches à abattre par un trou tiré**

$$V_{b/tr} = w * a * H_g \quad (V.16)$$

$$V_{b/tr} = 3.5 * 4 * 20 = 280 m^3$$

$$V_{b/tr} = 280 m^3$$

**V.6.1.13 Volume de bloc à abattre**

$$V_b = (P_{an}/N_s) * N_{i/s}; m^3 \quad (V.17)$$

Où :

$P_{an}$  :est la production annuelle,  $P_{an}=1722846 m^3 / an$

Intervalle entre deux tirs successifs,  $N_{i/s} = 1$  semaines

Le nombre de semaines ouvrables par année  $N_s = 50 sem$

$$V_b = (1722846/50) * 1$$

$$V_b = 34457 m^3$$

**V.6.1.14 Nombre de trous dans un bloc**

$$N_{tr} = V_b / V_{b/tr} \quad (V.18)$$

$$N_{tr} = 34457 / 280 = 123 \text{ trous}$$

$$N_{tr} = 123 \text{ trous}$$

**V.6.1.15 Longueur total de forage dans un bloc à abattre**

$$\sum L = L_{tr} * N_{tr} \quad (V.19)$$

$$\sum L = 21.3 * 123 = 2620 m$$

$$\sum L = 2620 m$$

**V.6.1.16 Quantité totale d'explosif**

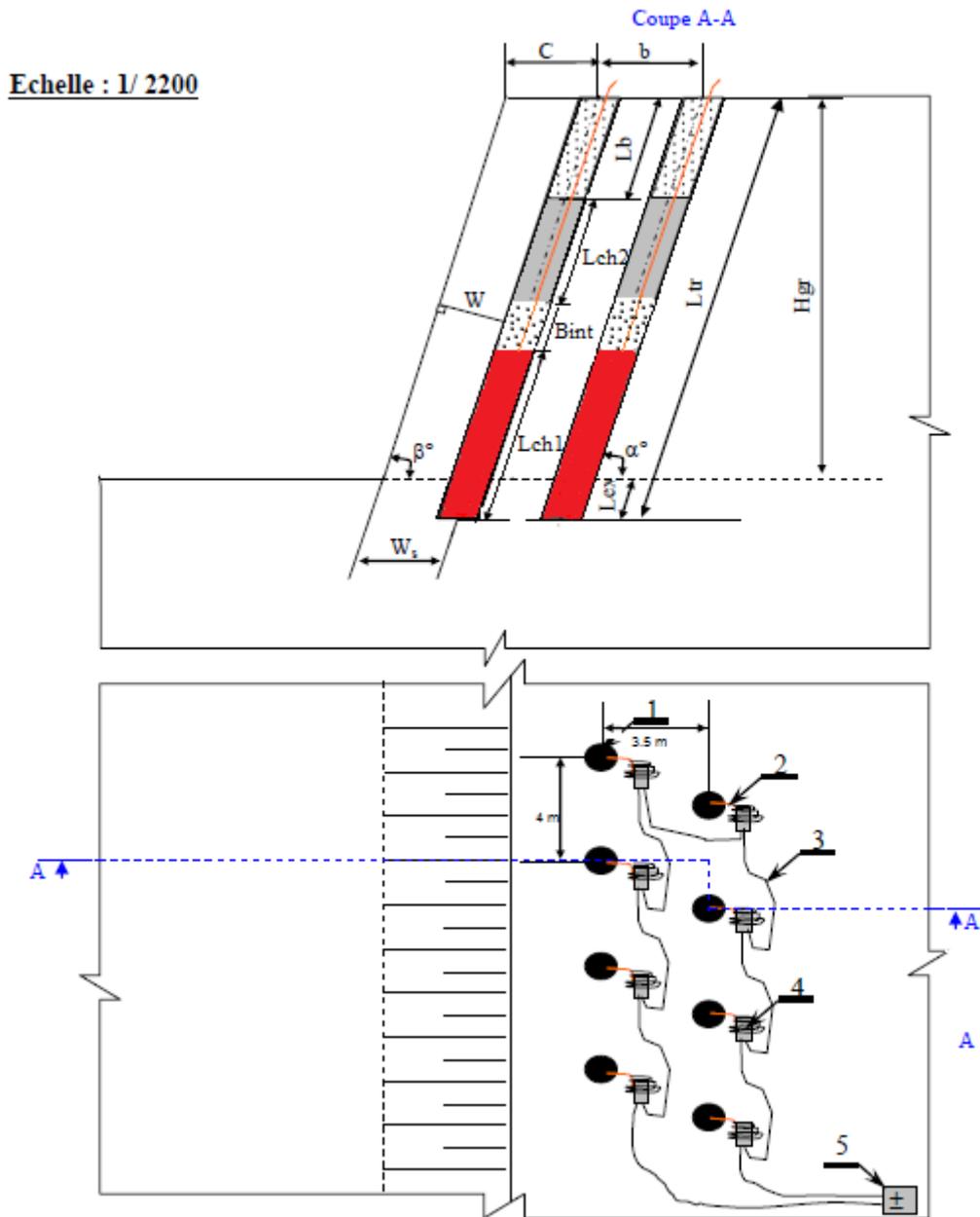
$$Q_{Tex} = Q * N_{tr} \quad (V.20)$$

$$Q_{Tex} = 141.7 * 123 = 17429 Kg$$

$$Q_{Tex} = 17429 \text{ Kg}$$

TABLE V.2 – comparaison entre les deux plans de tir

Paramètres	symboles	Unités	Valeurs	
			utilisé	proposés
Diamètre du trou.	$D_{tr}$	mm	110	110
Longueur de sous forage	$L_S$	m	1	1,1
Inclinaison du trou.	$\beta$	degré	82	82
Longueur du trou.	$L_{tr}$	m	21	21,3
Consommation d'explosif étalon.	$q_{ét}$	g/m <sup>3</sup>	29,32	29,3
Consommation spécifique	$q_p$	kg/m <sup>3</sup>	0,47	0,49
<b>Charge métrique.</b>	$P$	kg/m	<b>9,6</b>	<b>9,18</b>
Ligne de résistance des roches au pied de gradin	$W$	m	3,5	3,5
Distance entre les trous.	$a$	m	4	4
Distance entre les rangées.	$b$	m	3,5	3,5
<b>Quantité d'explosif dans un trou.</b>	$Q_{ex}$	kg/trou	<b>121</b>	<b>141,7</b>
<b>charge de pied</b>	$Q_p$	kg	<b>35</b>	<b>28</b>
<b>charge de colonne</b>	$Q_c$	kg	<b>86</b>	<b>113,7</b>
Longueur de la charge.	$L_{ch}$	m	17,5	17,8
<b>Longueur de la charge inférieure.</b>	$L_{chp}$	m	<b>7</b>	<b>4,5</b>
<b>Longueur de la charge supérieure.</b>	$L_{chc}$	m	<b>10,5</b>	<b>13,3</b>
Longueur de bourrage.	$L_b$	m	3,5	3,5
Volume des roches à abattre par un trou tiré.	$V_{b/tr}$	m <sup>3</sup>	280	280
Volume de bloc à abattre.	$V_b$	m <sup>3</sup>	34457	34457
Nombre des trous dans un bloc.	$N_{tr}$	Trous	123	123
<b>Quantité d'explosif totale dans un bloc.</b>	$Q_{tex}$	kg/bloc	<b>16194</b>	<b>16884</b>
Nombre de rangée.	$n$	rangée	2	2
<b>Utilisation de la TEMEX</b>	$TEMEX$	%	<b>30</b>	<b>20</b>
<b>Utilisation de l'anfomil.</b>	$Anf$	%	<b>70</b>	<b>80</b>
<b>Type d'amorçage.</b>	----	----	<i>Elec</i>	<i>Elec</i>



1. Trou profond.

2. Cordeau détonant

3. Fils électriques.

4. Détonateur électrique.

5. Exploseur.

C : distance de sécurité.

b : Distance entre deux rangées.

$\alpha^\circ$  : Angle d'inclinaison de trou.

$B_{int}$  : bourrage intermédiaire

Lb : Longueur de bourrage.

Ltr : Longueur de trou.

Lch= Lch1+Lch2

Lch : Longueur de la charge d'explosif.

Lex : Longueur d'excès de forage.

W : Ligne de moindre de résistance.

Hgr : Hauteur de gradin.

Ws : Aigne de moindre de résistance.

$\beta^\circ$  : Angle d'inclinaison du talus de gradin.

FIGURE V.14 – Schéma de plan de tir proposé

## V.6.2 traiter les anomalies liées au massif rocheux

Sur le chantier, toutes les anomalies évoquées précédemment peuvent être la plupart du temps détectées au moment de la foration par le sondeur ou par un examen direct des couches en affleurement[11].

Le tableau n°V.3 récapitule les anomalies de tir liées au massif rocheux et les solutions possibles que les dirigeants de la carrière peuvent les suivre.

TABLE V.3 – Les anomalies liées au massif rocheux et les solutions possibles

Caractéristiques du massif rocheu	Solutions possibles
Les joints stratigraphiques	Procéder aux bourrages étagés
Les karsts :	
Petite cavité	Bourrer le vide par du sable humide
Grande cavité	Eviter la foration au lieu du karst et renfoncer la charge des trous cernant le karst
La fissuration :	
Si la fissuration est verticale ou subverticale	La foration doit être réalisé en avant et/ou en arrière de la fissuration
Si la fissuration est inclinée	Le trou de mine doit croiser la fissure à un angle inférieur à 45°
Gradin en surplomb	tailler le front de taille par une brise roche afin d'éliminer le surplomb

## V.7 conclusion

- Dans ce chapitre nous avons étudié tous les paramètres qui influent sur la qualité de la fragmentation et la relation entre ces paramètres, pour que nous puisse faire l'élaboration d'un plan de tir rationnel assurant un taux réduit des blocs hors gabarit. c-à-dire une bonne fragmentation des roches.
- Le poids totale de l'explosif est insuffisant, il est remarquable qu'il y a une différence de 19 kg entre les deux plan de tir, c'est l'une des raisons qui engendre mauvais résultats de l'abattage de la roche.
- la différence de distribution de la charge présente la cause principale de la création de piedde gradin à raison de manque de l'énergie de pousse qui se produit par l'anfomile.

- La plupart des anomalies de tir en liaison directe avec la structure du massif rocheux peuvent être évitées.
- Certes des études ont montré qu'il n'existe pas de loi précise gérant les travaux de forage et tir qui permet d'avoir un taux de hors-gabarits égal à zéro, mais cependant une combinaison de plusieurs méthodes permet de réduire ce taux jusqu'à des valeurs admissibles.

# **Chapitre VI**

## **PARTIE SECURITE**

### **VI.1 Introduction**

La sécurité du travail représente un ensemble de mesures destinées à sauvegarder la santé des travailleurs, pour cela il faut toujours adapter le travail à l'homme, et créer des conditions saines et sans dangers.

### **VI.2 Accident du travail-Maladie professionnelle**

#### **VI.2.1 Définition**

##### **VI.2.1.1 Maladie professionnelle**

Une maladie est dite professionnelle si elle est la conséquence directe de l'exposition d'un travailleur à une nuisance physique, chimique ou biologique ou si elle résulte des conditions dans lesquelles il exerce d'une façon habituelle son activité professionnelle[13].

##### **VI.2.1.2 Accident du travail**

Un événement imprévu et soudain qui perturbe le déroulement normal des opérations. Il est dû à la rencontre d'un ensemble de circonstances qui peuvent causer ou ont causé soit une blessure, soit des dommages, ou les deux.

## VI.2.2 Analyse des accidents du travail et des maladies professionnelles

L'analyse des accidents de travail et des maladies professionnelles permet d'évaluer le niveau du risque dans une entreprise et de déceler les facteurs mis en cause, ce qui permet ensuite d'améliorer la prévention.

Cette analyse peut être réalisée à l'aide des méthodes suivantes :

### VI.2.2.1 Méthode statistique

Afin de mettre en évidence le niveau du traumatisme, on utilise des coefficients relatifs, à savoir : le taux de gravité et le taux de fréquence. Ces coefficients permettent d'évaluer, la fréquence et la gravité des pour une durée de temps déterminée.

#### • TAUX DE FREQUENCE

$$T_f = \frac{A}{N} * 10^6 \quad (\text{VI.1})$$

Où :

A : Nombre d'accidents de travail avec arrêt de travail.

N : Nombre d'heures ouvrable pour une période donnée.

$T_f$  : Taux de fréquence, qui nous montre le nombre d'accident de travail qui surviennent lorsque tout le personnel travail 106 heures.[13]

#### • TAUX DE GRAVITE

$$T_g = \frac{P}{H} * 10^3 \quad (\text{VI.2})$$

Où :

P : Nombre de jours perdus à cause d'accidents.

$T_g$  :Taux de gravité, montre combien de jour ouvrables perte le personnel à cause des accidents de travail s'il travaille 1000 heures. [13]

#### • TAUX DE DANGER

$$T_d = T_f * T_g \quad (\text{VI.3})$$

Où :

$T_f$  : Taux de fréquence.

$T_g$  : Taux de gravité.

Nombre des accidents mortels : (6000 journées perdues par accident mortel)

### **VI.2.2.2 Méthode topographique**

Cette méthode consiste à relever sur un plan (chantier ou atelier) l'endroit où ont eu lieu les accidents de travail, pour ensuite les localiser et prendre des mesures préventives appropriés.

### **VI.2.2.3 Méthode monographique**

Cette méthode consiste à examiner l'ensemble des conditions dans lesquelles l'accident s'est produit, pour cela en établit l'enchaînement causal par la construction de l'arbre des causes ayant abouti à l'accident, cette démarche se présente sous quatre modes, à savoir :

- Analyse à priori directe.
- Analyse à priori indirecte ou inverse.
- Analyse à posteriori directe.
- Analyse à posteriori indirecte ou inverse.

Une démarche préventive doit- être conforme au mode priori.

## **VI.2.3 Mesures préventives contre les maladies professionnelles et les accidents du travail**

### **VI.2.3.1 Lutte contre la poussière**

La poussière suivant sa composition minéralogique peut être toxique, ou non toxique comme moyen de lutte contre les poussières durant les processus de chargement, forage et transport, ou a les moyens individuels et collectifs.

- **Moyens de protection individuelle**

Les ouvrières les plus exposés doivent obligatoirement porter les masques anti-poussière, il faut arroser la route pendant le transport.

- **Moyens de protection collective**

On agit directement sur la source de formation de poussière et ce en captant la poussière dégagé juste à la sortie de trou de forage par des systèmes d'aspirations et de captage installé sur les sondeuses.

### **VI.2.3.2 Lutte contre les gazes nuisibles**

Lors de tir, on a également un dégagement de gaz du charbon les dérivé de l'azote la lutte contre les gaz se fait par des sacs de plastique remplis d'eau et placée sur les bouches de trous.

Le retour des mineurs au chantier n'est pas autorisé qu'après diminution de la concentration des gaz nuisibles.

### **VI.2.3.3 Protection contre le bruit**

Le bruit peut contribuer à l'apparition du traumatisme et la diminution de rendement de travail. Le bruit peut provoquer la fatigue, les principales causes du bruit sont :

- Les engins de foration.
- Le concasseur.
- Les engins de transport et de chargement.

On peut réaliser la protection contre le bruit à l'aide des (stop-bruit), oreillettes de protection, casques.

### **VI.2.3.4 Lutte contre les vibrations**

Quand l'ouvrier travaille à l'aide d'un engin vibrant, ce dernier influe directement sur la santé de travailleur.

Exemple : marteau perforateur.

La lutte contre ces vibrations à l'aide des moyens suivants :

- L'application des matériaux absorbants l'énergie de vibration ;
- Siège vibro-isolé du machiniste ;
- Vêtements spéciaux (en caoutchouc).

### **VI.2.3.5 Sécurité lors des tirs des mines**

- Le tir doit être effectué juste après le chargement des trous.
- La présence d'un agent de sécurité est obligatoire.
- L'agent de sécurité doit assurer que toutes les prescriptions de sécurité sont observées.
- Avant le tir, on donne un signale continu d'une minute par le bout de feu.
- Quand le tir est raté il faut attendre un peu de temps (5 min).
- Au moment de tir, toutes les circulations doivent être arrêtées.
- La zone dangereuse doit être encerclée par les postes interdisant son approche.

### **VI.2.3.6 Sécurité dans le transport et le chargement**

- Le stationnement en charge pour une durée inacceptable et interdit.
- A la fin de travail la benne doit être vidée.
- Le camion ne peut être approché la berme de gradin.
- Le chargement doit s'effectuer seulement du côté ou de l'arrière du camion, il est interdit de lever le godet de la chargeuse au-dessus de la cabine du camion.

### **VI.2.3.7 Transport des explosifs**

Le transport des explosifs et les détonateurs à partir de dépôt de stockage au lieu de travail et dans des caisses différentes. Ce sont des caisses en bois pour protéger ces détonateurs au choc.

## **VI.3 Les Nuisances sismiques et acoustiques des tirs**

### **VI.3.1 Généralité**

La prise en compte des nuisances sismiques et acoustiques sont de plus en plus nécessaires, les sites d'extraction étant de plus en plus proches des zones habitées. Lors du déclenchement du tir, des vibrations sont émises dans l'environnement proche et transitent soit par le sol (onde sismique) soit par l'air (onde acoustique).[4]

Les vibrations vont engendrer des déplacements sur les structures proches du tir, parfois jusqu'à 1 km en fonction de la charge unitaire employée. Ces déplacements doivent rester dans des valeurs faibles pour ne pas générer de dégâts à toutes les structures pouvant se trouver à proximité des travaux à l'explosif :

- Habitations
- Ouvrage classé (château, église . . .)
- Installations industrielles (hangar, atelier, matériels . . .)
- Ouvrages d'art (pont)
- Conduite enterrée (eau, gaz)
- Béton frais (temps de prise inférieure à 24 h) et ne pas provoquer de craintes ou de gênes vis-à-vis des riverains situés à proximité des tirs.

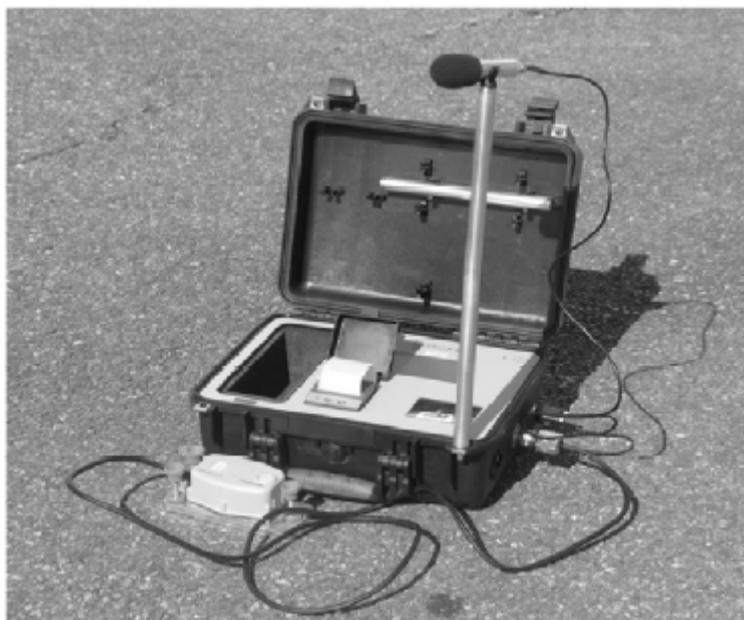


FIGURE VI.1 – Exemple d'appareillage de mesures

### VI.3.2 Paramètres conditionnant les niveaux vibratoires :

- charge unitaire et distance entre le tir et le point à protéger
- massif miné
- massif entre le tir et le point de mesure
- confinement de l'explosif : tir bloqué, tir une rangée, tir avec une maille différente, surprofondeur ou banquette trop grande. . .
- séquence de tir et précision des détonateurs

### VI.3.3 Les normes de vibrations.

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

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

### VI.3.4 Prévision des vibrations

Méthode de la charge unitaire[13] : loi de Chapot (CETE NANCY)

$$V = K * \left(\frac{D}{Q^{0,5}}\right)^{(-a)} \quad (\text{VI.4})$$

V = vitesse en mm/s

D = Distance en m

Q = Charge unitaire d'explosif en kg, correspondant à la quantité d'explosif initiée avec un écart de temps supérieur à 6 à 8 ms par rapport à la charge précédente.

K = coefficient caractérisant le massif traversé, le type de tir pratiqué (abattage, tir de masse, souterrain)

a = coefficient caractérisant l'atténuation des ondes, en général égal à 1.8

Coefficient K moyen :

- Tir d'abattage :

Calcaire : 1000 à 2500                      Eruptif : 2000 à 5000

- Tir bloqué (tranchée, tunnel)

Calcaire : 2000 à 4000                      Eruptif : 3000 à 6000

Dans notre cas D= 1170 m (entre le point de tir et la station de concassage)

Q= 320 kg ;

k=2000 ;

donc :

$$V = 2000 * (1170/3200.5)^{-1,8}.$$

$$V = 1,07\text{mm/s} < 10$$

Cette charge ne présente pas un risque

on a fait les mesures par le sismographe et on a trouvé la vitesse moyenne de déplacement est égale à 0.7mm/s

### VI.3.5 Calcule la charge instantanée maximale

Pour une distance de 1170 m (distance la plus proche des installation « la station de concassage de la Chauff-Ammar » aux fronts d'extraction prévisionnel le plus proche ) la charge instantanée selon les différentes influences sont déterminés comme suit :

**1 - Pour la protection contre la projection des roches.**

$$R_i = K_i(Q^{(1/3)}).....i = 1 \text{ à } 5 \quad (\text{VI.5})$$

$$k_5 = 44$$

$$R = 1170m$$

donc

$$Q = \left(\frac{R}{K_5}\right)^3$$

$$Q = 18800kg$$

### **2 - Pour la protection des constructions à effets de l'onde de choc.**

Le rayon d'une onde de choc est déterminé d'après la formule de Chapot comme Suit :

La charge maximale admissible est déterminée en fonction de la vitesse maximale et la distance la plus proche qui représente un risque est 1170 m. Suivant la formule de CHAPOT :

$$Q_{max} = D^2 * (V/K)^{2/1.8}$$

$$Q_{max} = 1170^2 (10/2000)^{2/1.8}$$

$$Q_{max} = 3800kg$$

**3- En définitive la charge instantanée théorique d'explosif** qu'il convient de prendre en considération est de 3800 kg. En effet des deux charges déterminées dans les points (1) et (2) ci-dessus il convient de retenir la plus faible autrement dit 3800 Kg.

Les habitations, routes et autres infrastructures socio-économiques sont en dehors de la zone de sécurité

## **VI.3.6 Vibrations acoustiques**

L'onde acoustique est générée par l'onde de choc lors de l'explosion (si l'explosion a lieu à l'air libre) et par la production de gaz lors du tir 1 kg d'explosif = 900 litres de gaz

Cette surpression est générée au niveau du tir et va se propager dans l'air. Elle peut créer du bruit ou des vibrations sur les structures les plus légères en particulier les vitres, les façades de bâtiment peu résistantes (ex : bardage).

Le phénomène se propage dans l'air à une vitesse inférieure à l'onde sismique :

- vitesse de l'onde sismique (dans le sol) : 1500 – 6000 m/s

- vitesse de l'onde acoustique (dans l'air) : 340 m/s

on a fait les mesures par le sismographe on a trouvé l'onde acoustique est égale à 106 dB, on peut dire qu'elle est acceptable par rapport à la limite de tolérance qui est 130 dB.

### **VI.3.6.1 Paramètres influents sur l'onde acoustique**

- distance et charge unitaire.

- orientation des fronts de taille par rapport au point de mesure : les valeurs sont plus élevées face au tir.
- confinement insuffisant de l'explosif dans le massif en raison d'une épaisseur trop faible, bourrage insuffisant ou peu résistant.
- utilisation du cordeau détonant .
- conditions météorologiques : température et humidité de l'air, couverture nuageuse, sens du vent .
- présence d'écrans acoustiques : merlon, rideau d'arbres,...

## **VI.4 Projection des roches**

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

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

### **VI.4.1 Influences de la zone de sécurité sur les dommages prévisibles :**

Les dommages prévisibles en cas d'explosion accidentelle aux personnes et aux biens sur la base de la réglementation en vigueur et de la classification internationale sont présentés dans le tableau VI.1 ci –après

TABLE VI.1 – Dommages prévisibles en fonction de la zone d'influence.

Zone	Distance R	Dommages prévisibles aux personnes	Dommages prévisibles aux biens
Z1	$0 < R1 \leq 5.Q^{1/3}$	Blessures mortelles dans plus de 50% des cas	Dégâts très graves
Z2	$5.Q^{1/3} < R2 \leq 8.Q^{1/3}$	Blessures graves pouvant être mortelles	Dégâts importants
Z3	$8.Q^{1/3} < R3 \leq 15.Q^{1/3}$	Blessures	Dégâts moyens
Z4	$15.Q^{1/3} < R4 \leq 22.Q^{1/3}$	Possibilité de blessures	Dégâts légers
Z5	$22.Q^{1/3} < R5 \leq 44.Q^{1/3}$	Très faibles possibilités de blessures légères	Dégâts très légers

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

## VI.4.2 Détermination de la distance de projection

Pour déterminer la distance de projection de la roche abattue on utilise la formule suivante : [13]

$$R = 44 * Q^{1/3} \quad (VI.6)$$

R : Distance de projection [m].

Q : la charge instantanée d'explosif [ Kg]

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

La charge instantanée utilisée dans la carrière de Chauff-Ammar est 320 kg

$$R = 44 * (320)^{1/3} = 301m$$

## VI.5 conclusion

Toute ces préventions, ces conseils de la protection du travail et de la sécurité permettent le bon déroulement des processus technologiques et assurent la production.

L'étude de rayon de sécurité à une grande importance pour éviter les dégâts engendrés par les vibrations et la projection des blocs.

dans notre cas d'étude la charge instantanée maximale est 3800 Kg et un rayon de sécurité de 301 m. Les habitations, routes et autres infrastructures socio-économiques sont en dehors de la zone de sécurité.

# Conclusion générale

Après l'étude et l'élaboration de ce projet, les suggestions apportées sont intéressantes pour l'amélioration des paramètres de forage et de tir dans la carrière de Chauff – Ammar.

- La qualité de fragmentation des roches à grande résistances au tir est mieux maîtrisée pour la variante proposée.
- Nous proposons des paramètres de forage et de tir optimaux qui tiennent compte des caractéristiques des roches, des explosifs utilisés et autre.
- De même, nous avons élaboré un plan de tir plus facile à réaliser et plus économique.
- la charge intermédiaire (discontinue) au niveau des fissures améliore la qualité de fragmentation des roches, elle contribue à éviter la perte d'énergie et la surconsommation d'explosif, ainsi qu'à l'amélioration de la sécurité de travail en assurant des résultats stables et désirables.
- La charge instantanée d'explosifs utilisés dans la carrière (320 kg) ne représente pas un danger sur l'environnement avec un rayon de sécurité 1170 m.
- Nous estimons que ce mémoire a apporté des solutions au problème crucial de l'entreprise minière de Chauff- Ammar

# References

- [1] B. Radouane, “Rapport geologique actualise gisement calcaire chauf-amar,” 2013.
- [2] A. Abdelouahab, “Hydrogeologie et qualite des eaux souterraines de la plaine de m’sila,” 2008.
- [3] laboratoire centrale des travaux publics, “étude geotechnique,” 2007.
- [4] “Documentation de la carrière de chauf ammar,”
- [5] K. Mudiangan, *cours d’exploitation des mines à ciel ouvert*.
- [6] B. A. M. Aguid, “Cours exploitation à ciel ouvert 2éme année génie minier, enp,” 2014.
- [7] V.Rjeveski, “Processus des travaux miniers à ciel ouvert. nedra, moscou,” 1978.
- [8] F. Mohamed, “Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire (chauf-amar m’sila),” 2012.
- [9] *www.cat.com*.
- [10] M. NEFIS, “Modele d’un plan de tir,” 2010.
- [11] B. Bachir, “Caractéristiques d’un massif rocheux et anomalies de tir. carrière de gypse de sidi boutbal, plateau de boufatis, oran,” 2015.
- [12] M. Kamel, “Influences des discontinuites et de l’emplacement du detonateur sur les resultats de l’abattage des calcaires sur modèle reduit (cas de chauf ammar m’sila),” 2011.
- [13] R. Gacem, “Cours normalisation minier,” 2014.