



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

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

Memoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de Master

Option : Exploitation minière

Présenté par

FHAIMA RabeH

DJELLAL Houssam

Thème

**Etude et analyse d'exploitation des granulats
(Cas : gisement de calcaire Adrar Oufernou)**

Soutenu le 24/06/2015 devant le jury composé de:

Président:	M ^{me} Kamli O.	M.A.A	U.A.M.B
Encadreur:	M ^{me} Bahloul F.	M.A.B	U.A.M.B
Examineur:	M ^r Guelmami A.	M.A.B	U.A.M.B

Année Universitaire: 2014-2015

REMERCIEMENT

Nous remercions le dieu-puissant qui grâce à son aide nous avons pu finir ce modeste travail.

Nous remercions également :

Notre promotrice M^{me} .BAHLOUL F. Pour ses conseils, ses orientations et son aide durant l'encadrement.

Les membres du jury qui auront la bienveillance d'évaluer et critiquer ce travail.

Tous les responsables et personnels de la carrière d'Adrar Oufernou.

Tous les enseignants du département de mine et géologie pour leur dévouement et disponibilité.

A tout merci.



Dédicace



Je dédie ce mémoire de fin d'étude à :

A mes très chers parents.

A mes grands parents.

Mes frères : Samir, mabrouk, basseem, wahid.

Sans oublier (Abed samed).

Et la famille MEGALLATI.

A mes oncles, mes tantes et tous mes cousins et cousines.

A tous mes amis :

*Houssam, Souleymen, Salah, Oussama, Salah Edine ,
Islam, Houssam.*

Tarak, Mohamed, hamide

Et à tous ceux que j'aime et m'aiment.

*Et enfin à tous ceux avec que j'ai partagé les meilleurs
moments de ma vie*



F. Rabeih





Dédicace



A mes très chers parents.

A mes grands parents.

A mes très chère frère : Antar, Mañdí.

A mes très chère sœurs : M, F, D, H.

*A mes oncles, mes tantes et tous mes cousins et
cousines.*

*A mes très chers amis : Rabah, Houssam, Souleyman,
cherif, aïssa*

Hicham, Ayeman, Adel, hamide, saïde

Soufiane, mokhtar, bilal

Amine, Ridha, Islem, Salah, Jalal, Mohamed.

Et à tous ceux que j'aime et m'aiment.



D.HOUSSAM



SOMMAIRE

Introduction générale	01
Chapitre I : Notions générales sur les granulats et étude géologique et topographique	
I.1/-Généralités sur les granulats.....	03
I.1.1/- Définition.....	03
I.2/-Les différents types de granulat	03
I.2.1/-Les granulats naturels	03
I.2.1.1/. Les granulats naturels d'origine minéralogique.....	03
I.2.1.2/- Granulats roulés et granulats de carrière	03
I.2.2/-Les granulats artificiels.....	04
I.2.2.1/- Sous-produits industriels, concassés ou non.....	04
I.2.2.2/- Granulats à hautes caractéristiques	04
I.2.3/-Les granulats recyclés	04
I.3/-Caractéristique des granulats.....	05
I.4/-Situation géographique	06
I.5/-Situation administrative.....	07
I.6/-Superficie du gisement, de la zone d'exploitation	07
I.7/-Historique des travaux	07
I.8/-Résumé sur les résultats des travaux de recherche	08
I.9/- Etude géologique	08
I.9.1/-La structure géologique de la région	08
I.9.1.1/-Jurassique	08
I.9.1.2/-Jurassique supérieur	09
I.9.1.3/-Crétacé.....	09
I.9.1.4/-les terrains quaternaires	10
I.9.2/-La Structure géologique du gisement	10
I.9.3/- Stratigraphie	10
I.9.4/-Tectonique.....	11
I.9.5/-Etude pétrographique	12
I.10/-Caractéristique hydrogéologique	14
I.11/-Les réserves du gisement.....	15
I.11.1/-La Méthode de calcul	15
I.11.2/-Estimation des réserves exploitables	15
I.12/- Les conditions technico-minières de la carrière d'Adrar Oufernou	17
I.12.1/- Régime de fonctionnement de la carrière	17
I.12.1.1/- Nombre des semaines par an	18

I.12.1.2/- Nombres de jours par an	18
I.12.1.3/- Nombres de jours par mois	18
I.12.1.4/- Nombres d'heures par jours	18
I.12.2/- Capacité annuelle de production	19
I.12.3/- Production mensuelle	19
I.12.4/- La production journalière	19
I.12.5/- Production horaire	19
I.12.6/- Durée de vie de la carrière	20

Chapitre II : Processus technologique d'exploitation du gisement

II.1/-Choix du mode d'ouverture du champ de la carrière	21
II.2/- Les différentes étapes lors de l'ouverture	22
II.2.1/- La demi-tranchée d'accès	22
II.2.1.1/- Technologie de creusement de La demi-tranchée d'accès	22
II.2.1.2/- Calcul de la largeur du tracé	25
II.2.1.3/- Calcul la longueur de la demi-tranchée d'accès	25
II.2.1.4/- Calcul du volume de la demi-tranchée d'accès	26
II.2.2/- Tranchée de découpage	26
II.2.2.1/- La longueur de la demi-tranchée de découpage	26
II.2.2.2/- Calcul du volume de la demi-tranchée de découpage	26
II.3/-Méthode d'exploitation	28
II.3.1/- Choix de la méthode d'exploitation	28
II.3.2/- Principaux éléments du système d'exploitation	29
II.3.2.1/- Gradins	29
II.3.2.2/- La largeur d'enlevure	30
II.3.2.3/- La plate forme de travail	31
II.3.2.4/- Vitesse d'avancement du chantier	33
II.3.2.5/- Temps d'extraction du bloc	33

Chapitre III : Travaux de forage et de tir

III.1/-Foration	36
III.1.1/- Choix du matériel de foration	36
III.1.2/- Paramètres caractérisant l'engin de foration	36
III.1.3/- Techniques de foration	37
III.1.4/- Qualité de la foration	37
III.1.5/- Le mode de forage utilise dans la carrière d'Adrar Oufernou	42
III.1.6/- Temps réel du cycle de forage d'un trou (sondeuse)	44
II.1.6.1/- Temps effectif de forage	44
II.1.6.2/- Temps auxiliaire	44
III.1.7/- Vitesse de forage d'un mètre du trou	44
III.1.8/- Temps auxiliaire d'un mètre du trou	45
III.1.9/- Rendement de la sondeuse	45

III.2/- Détermination des propriétés physiques et mécaniques des roches carbonatées d'Adrar Oufernou	45
III.2.1/- La densité	46
III.2.2/- La contrainte à la compression	46
III.2.3/- La contrainte à la traction	46
III.2.4/- La contrainte au déplacement	46
III.2.5/- La dureté	47
III.2.6/- Degré de fissuration	47
III.2.7/- Coefficient de foisonnement	48
III.2.8/- Indice de forabilité (I_f)	49
III.2.9/- Détermination de la tirabilité du calcaire ($q_{\text{étalon}}$)	50
III.3/- Abattage des roches	50
III.3.1/- Mode d'abattage par pelle et par excavateur	51
III.3.2/- Mode d'abattage à l'explosif	52
III.3.2.1/- Les caractéristiques des explosifs	53
III.3.2.2/- Les types des explosifs	53
III.3.2.3/- Energie d'explosion	54
III.3.2.4/- L'explosif utilisé	54
III.3.3/- Plan de tir	56
III.3.3.1/- Paramètres d'un plan de tir	57
III.3.4/- Calcul des paramètres des travaux de tir	63
III.3.4.1/- Consommation spécifique d'explosif de projet	57
III.3.4.2/- Volume du bloc à tiré	65
III.3.4.3/- Surface du bloc	65
III.3.4.4/- Longueur du bloc	65
III.3.4.5/- Calcul de la densité d'explosif	65
III.3.4.6/- La charge linéaire	66
III.3.4.7/- La longueur de sous-foration	66
III.3.4.8/- longueur du trou (incliné)	66
III.3.4.9/- Ligne de moindre résistance	67
III.3.4.10/- La distance entre les trous de même rangée	68
III.3.4.11/- La distance entre les rangées	68
III.3.4.12/- Quantité d'explosif à mettre dans chaque trou	68
III.3.4.13/- Longueur de la charge d'explosif	68
III.3.4.14/- Longueur de bourrage total du trou	69
III.3.4.15/- Longueur de bourrage du bouchon	69
III.3.4.16/- Longueur de bourrage intermédiaire	69
III.3.4.17/- Longueur de la charge principale lors de la structure discontinue	70
III.3.4.18/- Le volume de la roche abattu par un trou tiré	70
III.3.4.19/- Le nombre de trou par volée	70
III.3.4.20/- Quantité totale d'explosif utilisée pour abattre le bloc	70
III.3.4.21/- Répartition de la quantité d'explosif par trou	70
III.3.5/- Débitage Secondaire	74

Chapitre IV : Chargement et transport

IV.1/- Description des engins de chargement existant au niveau de la carrière d'Adrar Oufernou	76
IV.1.1/-Temps de cycle de la chargeuse (DEERE 824K)	77
IV.1.2/-Capacité du godet (DEERE 824K)	78
IV.1.3/- Rendement de la chargeuse (DEERE 824K).....	79
IV.1.3.1/- Rendement postier	79
IV.1.3.2/- Rendement journalier	79
IV.1.3.3/- Rendement annuel	79
IV.1.4/- Rendement de la chargeuse (CATERPILLAR 345D)	80
IV.1.4.1/- Rendement postier	80
IV.1.4.2/- Rendement journalier	80
IV.1.4.3/- Rendement annuel	80
IV.2/- Transport	81
IV.2.1/- Exigences du transport	81
IV.2.2/- Temps du cycle du théorique du camion	81
IV.2.3/- Temps du cycle pratique du camion	83
IV.2.4/- Rendement du camion	85
IV.2.4.1/- Rendement journalier	85
IV.2.4.2/- Rendement annuel du camion	85
IV.2.5/- Largeur de la voie du transport	86

Chapitre V: Traitement des granulats

V.1/- Le concassage et broyage	89
V.2/- Le criblage	89
V.3/- Le lavage	89
V.4/- Le stockage et la livraison	90
V.5/- Présentation de la station de concassage de la carrière Adrar Oufernou	90
V.5.1/- Etat des équipements et capacités	91
V.5.2/- Les processus de traitement	92
V.5.3/- Qualité du produit	95
V.5.4/- Contrôle de qualité des produits	95

Chapitre VI : Sécurité de travail

VI.1/- Analyse des conditions de travail	96
VI.2/- Lutte contre la poussière	96
VI.3/- Lutte contre les gaz nuisibles	97
VI.4/- Protection contre le bruit	97
VI.5/- Lutte contre les vibrations	97
VI.6/- Sécurité lors des tirs de mines	98

VI.7/- Sécurité dans le transport et le chargement	98
VI.8/-Transport des explosifs	98
VI.9/- Lutte contre l'incendie	98

Conclusion générale	100
----------------------------------	-----

Bibliographie

Annexe

Liste des tableaux

Tableau I.1 : Les Coordonnées des sommets du périmètre délimitant le gisement.....	07
Tableau I.2 : Les réserves du gisement	17
Tableau II.1: La largeur du camion	25
Tableau II.2 : Les valeurs de l'angle des talus des tranchées en fonction de la dureté	26
Tableau II.3 : Les principaux paramètres de l'ouverture.....	28
Tableau II.4 : Angle de talus stable du gradin.....	32
Tableau II.5 : Paramètres de la méthode d'exploitation	33
Tableau III.1 : Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO ECM-580Y ...	43
Tableau III.2 : Chronométrage de la durée de foration des trous	44
Tableau III.3 : Classification des massifs suivant la fissurité	48
Tableau III.4 : Indice de forabilité (I_f) des roches et leur classement	49
Tableau III.5 : Tirabilité des roches en fonction de la consommation d'étalon	50
Tableau III.6 : Caractéristiques technique des explosifs	56
Tableau III.7 : Les paramètres des travaux de forage et de tir utilisés dans la carrière	60
Tableau III.8 : Les paramètres de tir calculé	71
Tableau IV.1 : Caractéristique technique de la chargeuse CATERPILLAR 345D	77
Tableau IV.2 : Chronométrage de la durée du cycle de la chargeuse	78
Tableau IV.3: Temps de cycle théorique du camion	83
Tableau IV.4 : Le temps de cycle pratique d'un camion	84
Tableau IV.5: Tableau récapitulatif du rendement de camions	86
Tableau IV.6: La largeur du camion	87
Tableau V.1: La capacité réelle de la station	92

Liste des figures

Figure I.1: Situation géographique de la carrière Adrar Oufernou.....	06
Figure I.2 : Lithostratigraphie du gisement d' Adrar Oufernou.....	11
Figure I.3 : La carte géologique	13
Figure I.4 : La coupe géologique Nord-Sud	14
Figure II.1: Creusement de La demi-tranchée d'accès phase1	23
Figure II.2: Creusement de La demi-tranchée d'accès phase2.....	23
Figure II.3: Creusement de La demi-tranchée d'accès phase3.....	24
Figure II.4: Creusement de La demi-tranchée d'accès phase4.....	23
Figure II.5: Eléments géométriques et technologiques d'un gradin	29
Figure II.6: Largeur d'enlevure	31
Figure II.7: Schéma représente les éléments de la méthode d'exploitation	34
Figure III.1: Principales erreurs de foration.....	38
Figure III.2 : Les données mesurées par le profilomètre	39
Figure III.3 : Repérage des trous de forations en bord de front	39
Figure III.4 : Prise de la mesure	40
Figure III.5 : Les distances mesurées	40
Figure III.6 : Profilage du front de taille	41
Figure III.7 : Traitement des mesures avec le logiciel Profil Front	42
Figure III.8 : Matériels de foration utilisés dans la carrière d' Adrar Oufernou	43
Figure III.9 : Choix du couple diamètre- hauteur de front	58
Figure III.10 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison	59
Figure III.11 : Schéma de chargement des trous existants	61
Figure III.12 : Schema du plan de tir existant	62
Figure III.13 : Schéma de connexion existant (volée à tirer Niv 220).....	62
Figure III.14 : Schéma de chargement des trous de mine propose (structure discontinue). ...	73
Figure III.15 : Schéma de connexion de tir propose	74
Figure IV.1 : Chargement de tas des roches	77
Figure IV.2 : Histogramme représentatif du rendement annuel des camions	86
Figure IV.3 : Largeur de voie du transport	88
Figure V.1 : La station de concassage au sein de la carrière Adrar Oufernou	91
Figure V.2 : Schéma technologie du traitement	94

LISTE D'ABREVIATION

UTM : Transverse universelle de Mercator (en anglais Universal Transverse Mercator).

EREM : Entreprise Nationale de Recherche Minière.

RN : Route nationale.

TVC : Tout venant de carrière.

TVS : Tout venant de stérile.

SiO₂ : Le dioxyde de silicium.

CO: Oxydes du carbone.

ONEX : Office national des substances explosives.

LISTE DES SYMBOLES

Symbole	Désignations	Symbole	Désignations
S1	la surface du niveau 1.	H_i	le niveau inférieur de la demi-tranchée d'accès.
S2	la surface du niveau 2.	$L_{t,a}$	longueur de la demi-tranchée d'accès.
L	l'intervalle entre les deux niveaux.	l_{ta}	la largeur de la demi-tranchée.
Q_1	la quantité de matériau.	α_{ta}	angle de pendage du talus de la demi-tranchée d'accès.
ρ	la masse volumique de la roche.	β_f	β_f : angle de pendage du flanc de couteau.
N_m	le nombre de mois par an.	R_b	rayon de braquage du camion.
$N_{j/an}$	le nombre de jours par an.	l_c	la largeur du camion.
$N_{j/s}$	le nombre de jours par semaine.	W	la ligne de moindre résistance.
$N_{j/m}$	le nombre de jours par mois.	n	nombre de rangées.
$N_{h/j}$	le nombre d'heures par jour.	b	la distance entre les rangées.
$N_{p/j}$	le nombre de postes par jour	A	la distance entre les rangées.
T_p	le nombre de postes par jour.	C	la distance de sécurité.
$N_{h/m}$	le nombre d'heures par mois.	T	la largeur de la chaussée de transport.
$N_{h/an}$	le nombre d'heures par an.	X	la largeur de la chaussée de transport.
$N_{j/a}$	Nombre de jours ouvrables par an.	H_t	hauteur des tas des roches abattues.
$N_{h/j}$	Nombre d'heures ouvrables par jour.	K_f	hauteur des tas des roches abattues.
$N_{j/a}$	Nombre de jours ouvrables par an.	Z	largeur de prisme d'éboulement.
V_t	le volume total de la carrière.	γ	Angle du talus du gradin
P_{an}	la productivité annuelle.	P_j	La production journalière.
T_c	la durée de construction.	V_{ch}^a	vitesse d'avancement du chantier.
T_{ext}	le temps d'extinction et restauration du site.	L_b	longueur du bloc.
H_f	le niveau supérieur de la demi-tranchée d'accès.	T_f	le temps nécessaire pour forer un seul trou.
i	inclinaison longitudinale moyenne de la demi-tranchée d'accès qui dépend du type de transport.	L_t	longueur du trou.
K_a	coefficient d'allongement des traces qui dépend du mode de transport.	V_f	vitesse de forage.
K_u	coefficient d'utilisation.	D_{tr}	diamètre du trou.
T'_{aux}	la durée des travaux pour le forage d'un mètre de trou.	H_g	hauteur du gradin.

Symbole	Désignations	Symbole	Désignations
F	effort (charge) maximale atteinte (juste avant la rupture).	α	l'angle d'inclinaison du trou.
S	section ou surface sur laquelle on applique l'effort F.	m	coefficient de rapprochement des trous.
σ_c	la résistance à la compression.	q	Consommation spécifique d'explosif de projet.
V_f	volume des roches foisonnées.	L_{tr}	longueur du trou verticale.
V_m	volume des roches en place.	β	l'angle d'inclinaison du trou.
$\sigma_{dép}$	contrainte au déplacement (cisaillement).	P	La charge linéaire.
D_m	dimension moyenne du morceau abattu.	V_b	Volume du bloc à tirer.
E	capacité du godet de la chargeuse.	T_{ch}	Durée de chargement du godet.
B_{ou}	dimension caractérisant l'ouverture du concasseur à mâchoire.	T_{mar}	Durée de marche à charge.
$q_{ét}$	consommation spécifique étalon.	T_{dech}	Durée de déchargement.
K_{ex}	coefficient de conversion il tient compte de la différence d'aptitudes au travail de l'explosif étalon et celle de l'explosif utilisé.	T_{mav}	Durée de marche à vides.
A_{et}	Aptitude de travail de l'explosif d'étalon.	T_c	Temps de cycle.
A_{ut}	Aptitude de travail de l'explosif utilisé.	γ	Densité de la roche.
K_{fis}	coefficient qui tient compte de la fissuration du massif.	K_r	Coefficient de remplissage.
l_m	dimension moyenne dans le massif.	N_g	nombre de godets.
K_d	coefficient qui tien compte du degré de fragmentation nécessaire.	G	Capacité de charge du camion.
d_m	dimension moyenne des morceaux des roches fragmentées.	V_{ch}	Vitesse de marche du camion en charge.
K_c	c'est le coefficient qui tient compte du degré de concentration réel de la charge.	T_{att}	Temps d'attente du camion.
K_v	coefficient qui tient compte de l'influence du volume de la roche fragmentée.	V_v	Vitesse de marche du camion à vide.
K_{sd}	coefficient qui tient compte de la disposition de la charge et de nombre de surfaces dégagées du massif tiré.	l_c	la largeur du camion.

INTRODUCTION
GENERALE

Introduction générale

L'Algérie est l'un des pays riches en matières premières. Les bases minières nationales de grande envergure constituent nos gisements de calcaire, de cuivre, de plomb, de zinc, et d'autres substances à partir desquelles s'est développée notre compétence en exploitation.

La mise en exploitation de nouveaux gisements en Algérie est un moyen efficace pour réduire nos dépenses à l'égard de l'étranger ce qui va sans doute être suivi par un développement de la profession minière algérienne à un moment où le gouvernement accorde une grande importance à l'industrie minière.

Le développement du génie civil et des travaux publics a offert aux granulats divers domaines d'utilisation.

Les granulats sont souvent utilisés dans différents domaines à savoir :

- Fabrication du ciment.
- Construction des routes.
- Ballastage des voies ferrées.
- Construction des bâtiments.

Filiale du Groupe ENOF, activant dans le secteur des mines, ALGRAN (Algérienne des granulats) est spécialisée dans la production d'agrégats et compte dans son portefeuille 9 unités d'agrégats implantées sur tout le Nord de l'Algérie, dont celle d'Adrar Oufernou.

La Filiale ALGRAN a pour objet la recherche, le développement et l'exploitation des carrières, la production et la commercialisation des agrégats.

L'unité d'Adrar Oufernou s'étend sur une superficie domaniale de 46 hectares. La situation stratégique de cette unité permet de satisfaire une production des granulats pour les routes, les chemins de fer et le béton hydraulique.

Un stage de deux semaines (mois de mars 2015) à l'unité d'Adrar Oufernou, notre stage permis de réunir toutes les données essentielles pour pouvoir réaliser ce projet.

Dans ce travail on a étudié et analysé l'exploitation du calcaire. Pour atteindre cet objectif nous avons structuré notre mémoire de la manière suivante:

Le premier chapitre consiste à donner des notions générales sur les granulats, la présentation du gisement (d'Adrar Oufernou) et l'étude géologique du gisement.

Le deuxième chapitre, se rapporte au processus technologique d'exploitation du gisement où nous détaillons la méthode d'exploitation, la conduite des travaux miniers.

Le troisième chapitre et quatrième sont consacré les travaux de forage et de tir, chargement et transport.

Le cinquième chapitre résume les principaux processus de traitement des granulats, et dernier chapitre concerne la sécurité de travail.

Enfin nous terminons notre travail par une conclusion générale.

CHAPITRE I

***Notions générales sur les
granulats et étude géologique
et topographique***

Chapitre I: Notions générales sur les granulats et étude géologique et topographique

I.1/-Généralités sur les granulats

I.1.1/- Définition

On désigne par le terme « granulat » un ensemble des particules de matière solide, provenant des roches meubles ou consolidées ou des matériaux recyclés : ces particules sont de dimension, de forme et de nature diverses.

On appelle « granulat » tout matériau provenant de l'érosion des roches ou de leur broyage, utilisé dans la construction et entrant dans la composition des mortiers et des bétons.

On peut agglomérer les particules avec un liant pour produire des bétons de ciment ou des bétons bitumineux, ou encore les utiliser telles quelles pour la construction des routes, des digues, des barrages et les voies ferrées. [8]

I.2/-Les différents types de granulat

I.2.1/-Les granulats naturels

Les granulats naturels sont issus des roches meubles ou massives. Les roches meubles (matériaux alluvionnaires) sont exploitées le long des fleuves et des rivières. Les roches massives calcaires constituent les bassins sédimentaires et les chaînes récentes; les roches massives éruptives constituent les massifs anciens. [9]

I.2.1.1/. Les granulats naturels d'origine minéralogique

Parmi les granulats naturels, les plus utilisés pour le béton proviennent des roches sédimentaires siliceuses ou calcaires, de roches métamorphiques telles que les quartzs et quartzites, ou de roches éruptives telles que les basaltes, les granites, les porphyres.

I.2.1.2/- Granulats roulés et granulats de carrière

Indépendamment de leur origine minéralogique, on classe les granulats en deux catégories :

a) Les granulats de roche meuble :

Dits roulés, dont la forme a été acquise par l'érosion. Ces granulats sont lavés pour éliminer les particules argileuses, nuisibles à la résistance du béton et criblés pour obtenir différentes classes de dimension. Bien qu'on puisse trouver différentes roches selon la région d'origine, les granulats utilisés pour le béton sont le plus souvent siliceux, calcaires ou silico-calcaires. Ils sont exploités à proximité des cours d'eau, dans la nappe ou au-dessus de la nappe ou sur des fonds marins peu profonds. L'extraction est donc réalisée en fonction du gisement à sec ou en présence d'eau.

b) Les granulats de roche massive :

Sont obtenus par abattage et concassage, ce qui leur donne des formes angulaires. Une phase de pré criblage est indispensable à l'obtention de granulats propres. Différentes phases de concassage aboutissent à l'obtention des classes granulaires souhaitées. Les granulats concassés présentent des caractéristiques qui dépendent d'un grand nombre de paramètres : origine de la roche, degré de concassage.

I.2.2/-Les granulats artificiels

D'origine minérale résultant d'un procédé industriel comprenant des transformations thermiques ou autres.

I.2.2.1/- Sous-produits industriels, concassés ou non

Les plus employés sont le laitier cristallisé concassé et le laitier granulé de haut fourneau obtenus par refroidissement à l'eau.

I.2.2.2/- Granulats à hautes caractéristiques

Il s'agit de granulats élaborés industriellement pour répondre à certains emplois, notamment granulats très durs pour renforcer la résistance à l'usure de dallages industriels (granulats ferreux) ou granulats réfractaires.

I.2.3/-Les granulats recyclés

Obtenu par traitement d'une matière inorganique utilisée précédemment dans la construction, tels que les bétons de démolition de bâtiments.

I.3/-Caractéristique des granulats

Les granulats sont obtenus en exploitant des gisements de sables et de graviers d'origine alluvionnaire terrestre ou marine, en concassant des roches massives (calcaires ou éruptives) ou encore par le recyclage de produits tels que les matériaux de démolition.

Leur nature, leur forme et leurs caractéristiques varient en fonction des gisements et des techniques de production. La nature minérale des granulats est un critère fondamental pour son emploi, chaque roche possédant des caractéristiques spécifiques en termes de résistance mécanique, de tenue au gel et des propriétés physico-chimiques.

Les granulats sont considérés comme courants lorsque leur masse volumique est supérieure à 2 t/m^3 et légers si leur masse est inférieure à 2 t/m^3 . Les granulats doivent répondre à des exigences et des critères de qualité et de régularité qui dépendent de leur origine et de leur procédé d'élaboration.

Les granulats sont donc spécifiés par deux types de caractéristiques :

Des caractéristiques intrinsèques, liées à la nature minéralogique de la roche et à la qualité du gisement, par exemple :

- La masse volumique réelle.
- L'absorption d'eau et la porosité.
- La sensibilité au gel.
- La résistance à la fragmentation et au polissage.

Des caractéristiques de fabrication, liées aux procédés d'exploitation et de production des granulats telles que, en particulier :

- La granularité.
- La forme (aplatissement).
- La propreté des sables.

La carrière d'Adrar Oufernou de la Société ALGRAN produit des granulats pour satisfaire la demande en matière pour les travaux des routiers et des autoroutes. La classification des granulats dans la carrière d'Adrar Oufernou, est la suivante :

Sable (0/3 mm), gravillons (3/8 mm, 8/15 mm, 15/25 mm, 25/40 mm, 40/70 mm).

I.4/-Situation géographique

La wilaya de Bejaia est située au Nord-Est du pays, soit à 220 Km à l'Est de la capitale Alger, elle est limitée par la mer méditerranée au Nord, la wilaya de Jijel à l'Est, Les wilayas de Sétif et Bordj-Bou-Argeridj au Sud, Les wilayas de Tizi Ouzou et Bouira à l'Ouest, et s'étendant sur une superficie de 3261 Km².

Le gisement d'Adrar Oufernou est situé à une distance de 06 Km au Nord de la ville de Bejaia. Il est limité au Nord et au Nord-Est par la mer méditerranéenne, au Sud par la route nationale(RN24), à l'Est par Djebel Gouraya et Adrar Tabourt à l'Ouest. [1]

La carrière est accessible à partir de la route nationale (RN24) par un accès de 02 Km passant par le village d'Adrar Oufernou.



Figure I. 1 Situation géographique de la carrière Adrar Oufernou.

I.5/-Situation administrative

Administrativement, le gisement fait partie du territoire de la commune, daïra et wilaya de Bejaia. La carrière s'étend sur 46 hectares comportant une zone en exploitation, une zone occupée par les installations fixes et une zone regroupant les blocs administratifs, laboratoire, ateliers et magasin.

Pour des exigences réglementaires et dans le but d'atteindre l'exploitation rationnelle des ressources du gisement aboutissant à une forme hectométrique en respectant l'art minier une reconversion des coordonnées au système UTM Nord Sahara à été effectuée dont le périmètre et définie comme suit :

Tableau I.1 : Les Coordonnées des sommets du périmètre délimitant le gisement.

Point	X	Y	Point	X	Y
1	681 200	4073100	7	681700	4072800
2	681500	4073100	8	682000	4072800
3	381500	4073000	9	682000	4072300
4	681600	4073000	10	681400	4072300
5	681600	4072900	11	681400	4072600
6	681700	4072900	12	681200	4072600
La superficie du gisement est de 46 ha/Titre minier N° 1056 PM du 25/12/2013.					

I.6/-Superficie du gisement, de la zone d'exploitation

- La superficie du gisement est de : 46 ha.
- Le contour de la zone renfermant les réserves en exploitation est de : 28 ha
- Le contour du gisement épuisé ou non susceptible d'être mis en exploitation est de 18 ha (hectares).

I.7/-Historique des travaux [1]

Dans le cadre de la reconnaissance de ce gisement, l'EREM a réalisé des travaux de recherche et de prospection durant la période de 1974 à 1977. Ces travaux se résument en :

- 04 sondages carottant de différentes profondeurs.

- Des travaux géophysiques.
- Des levés topographiques.
- Des prélèvements d'échantillons en surface et aux différentes profondeurs.
- Des essais chimiques et physico-mécaniques au laboratoire.
- Etude géologique.
- Le calcul des réserves.

Actuellement, des essais périodiques sont réalisés pour le suivi de qualité des granulats et des mise à jours topographique et des calculs des réserves sont réalisés annuellement.

I.8/-Résumé sur les résultats des travaux de recherche

Le gisement d'Adrar Oufernou présente une structure, qualité et puissance homogènes ce qui a permis de le classer parmi les gisements du premier groupe C1 (1er Groupe) avec des réserves de l'ordre de 27 400 000 tonnes.

I.9/-Etudes géologiques

I.9.1/-La structure géologique de la région [2]

I.9.1.1/-Jurassique

Les terrains du jurassique sont largement développés dans la partie littorale de la région et ils sont représentés par les étapes inférieur, moyen et supérieur :

a) Jurassique inférieur et moyen :

Ces terrains forment l'Adrar Oufernou et le Djebel Gouraya et sont représentés par le lias inférieur (I1-3) et le lias supérieur dogger (I4jm).

➤ Lias inférieur (I1-3)

Il forme le flanc Nord-Est de l'Adrar Oufernou et presque tout le Djebel Gouraya sur une étendue de 9 Km en direction et de 1,5 Km selon le pendage.

Les roches sont composées des calcaires et dolomies gris bruns, denses avec des filonnets et de rares nids de calcite. Parmi les calcaires on observe des cavités karstiques qui sont souvent remplies par des roches Calcaro-argilo-sableuses. Les roches ont le pendage au Sud-Ouest (220-240°) sous l'angle de 30- 40°. La puissance de ces roches est de 300 m.

➤ **Lias dogger supérieur (l4jm)**

Il forme une partie de la ligne de partage des eaux et le flanc Sud-Ouest d'Adrar Oufernou.

Les roches sont représentées par des calcaires marneux et des marnes friables par endroits avec des intercalations d'argiles et d'argilites.

Ces roches s'étendent sur 3 Km en direction et sur 600-700 m en pendage. Leur pendage est au Sud, Sud-Ouest (180-220°) sous l'angle de 35- 45°. La puissance est de 120m.

I.9.1.2/-Jurassique supérieur

Le flanc Sud d'Adrar Oufernou est formé par des terrains jurassiques supérieurs sous forme d'une bande étroite s'étendant d'Ouest en Est sur 3 Km, il est représenté par des calcaires et marno-calcaires. Leur pendage est Sud-Ouest pendage (210-240°) sous l'angle de 35- 45°. l'épaisseur des terrains est environ de 80 m.

I.9.1.3/-Crétacé

Le crétacé de la région est présent par le néocomien l'Albo-Aptien et par le crétacé supérieur.

a) Crétacé inférieur

Il est développé dans la partie Nord-Est de la région, il est représenté par des schistes et conglomérats. Les roches néocomiennes (c1-3) ont le pendage Nord-Nord-Ouest sous l'angle de 60° l'épaisseur est de 60 m.

Les roches de l'Albo-Aptien (n5-7) sont développées dans la partie Nord-Ouest de la feuille et composent l'Adrar Imoula.

b) Crétacé supérieur (c7-8)

Ces terrains occupent 70% de la superficie de la région.ils sont représentés par des dépôts des marnes et des marnes calcaireuses.

Ces dépôts forment dans la partie centrale un pli-synclinal avec le pendage des flancs au Sud-Sud-Ouest et Nord-Nord-Ouest, sous l'angle de 30°, l'épaisseur des terrains dépasse 100 m.

c) La couche nummulitique supérieure

Elle affleure dans la partie Nord-Ouest de la région. Elle est représentée par des brèches et conglomérats.

d) Mio-pliocène (m4p)

Il est largement répandu dans la partie centrale et Sud-Est de la région .il est représenté par des brèches et des argilites bleues.

I.9.1.4/-Les terrains quaternaires

Ils sont développés en générale dans la partie Sud et Sud Est de la région. Ils forment les dépôts de pente et d'alluvions du Djebel El Ratzouni, Oued Srir.

I.9.2/-La Structure géologique du gisement

Le Djebel Adrar Oufernou forme un anticlinal de direction Est-Ouest à flanc nord érodé. Il est formé de terrain d'âge Jurassique inférieur et moyen. Il est constitué essentiellement de calcaire massif du lias inférieur. Il est limité par deux accidents tectoniques, un à l'Est qui le sépare du Djebel Gouraya et l'accident d'Aghbalou à l'Ouest qui le sépare d'Adrar Imoula.

I.9.3/-Stratigraphie

Les formations du territoire sont constituées essentiellement des roches sédimentaires stratifiées. Elles sont formées à la base par des calcaires massifs et dolomies du lias inférieur et par des marnes et marno-calcaires du dogger vers le sommet.

Le gisement de calcaire d'Adrar Oufernou est caractérisé par deux structures distinctes : une structure massive à la base et une structure stratifiée vers le sommet.

- **A la base :** Le niveau massif est formé des roches micritiques de couleur gris clair, caractérisé par des passages fossilifères riches en débris de fossiles (brachiopodes, foraminifères, et lamellibranches).

- **Au sommet :** Le niveau stratifié est caractérisé par des bancs des calcaires gris bleuâtre renfermant des nodules du silex de taille millimétriques à centimétriques, vers le sommet, les bancs des calcaires sont parfois soulignés par des interfaces marneuses.

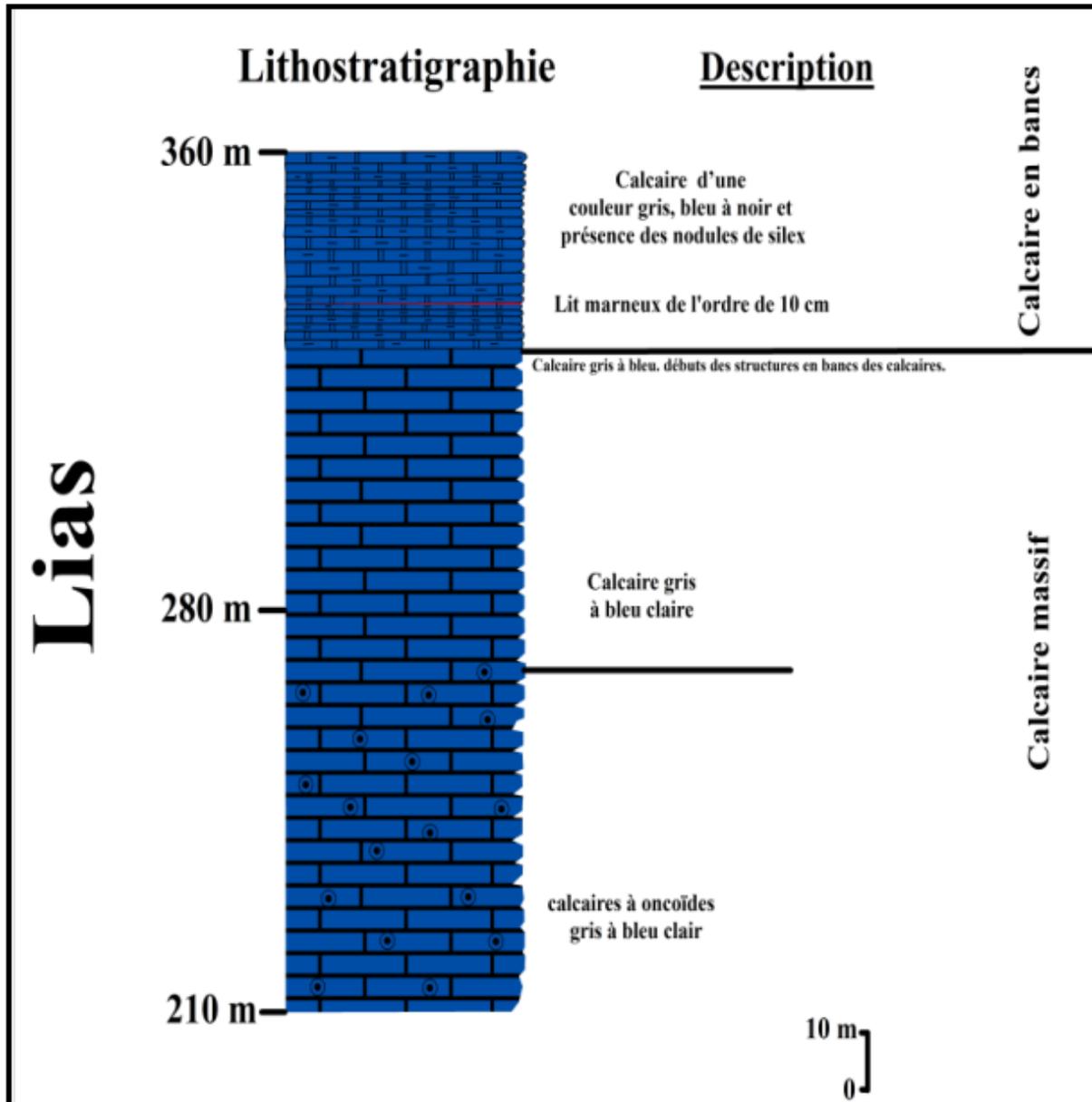


Figure I.2 : Lithostratigraphie du gisement d'Adrar Oufernou.

I.9.4/-Tectonique

Le gisement d'Adrar Oufernou représente la partie Est du grand synclinal de direction subméridionale. Il est limité à l'Ouest par l'accident d'Aghbalou qui le sépare d'Adrar Imoula d'âge Crétacé. Dans la partie Est, une faille importante d'orientation Nord-Est le sépare du massif calcaireux de Djebel Gouraya.

Les calcaires du gisement ont un pendage monoclinale vers Sud-Ouest. Les roches sont régulières suivant la direction et le pendage. L'étude géophysique a mis en évidence deux petites failles dans la partie centrale et Est du gisement. Deux types de fissures sont observés :

- Fissure parallèle à la stratification.
- Fissures perpendiculaires au premier type et remplies par des filonnets de calcite ayant une puissance moyenne de 1m.

Le gisement est caractérisé aussi par la présence du phénomène karstique qui est observé sur toute l'assise exploitable. Il est plus développé dans sa partie Ouest. L'exploitation des niveaux inférieurs (240 m, 230 m et 220 m) a mis en évidence la présence d'une poche importante à remplissage de calcite.

I.9.5/-Etude pétrographique

L'étude microscopique et macroscopique des échantillons prélevés sur toute la surface du gisement ont permis de distinguer trois variétés de calcaires :

- Calcaire organogène (calcaire mudstone).
- Calcaire détritique à débris fossilifères.
- Pseudo-brèche à carbonates : cette dernière est prédominante.

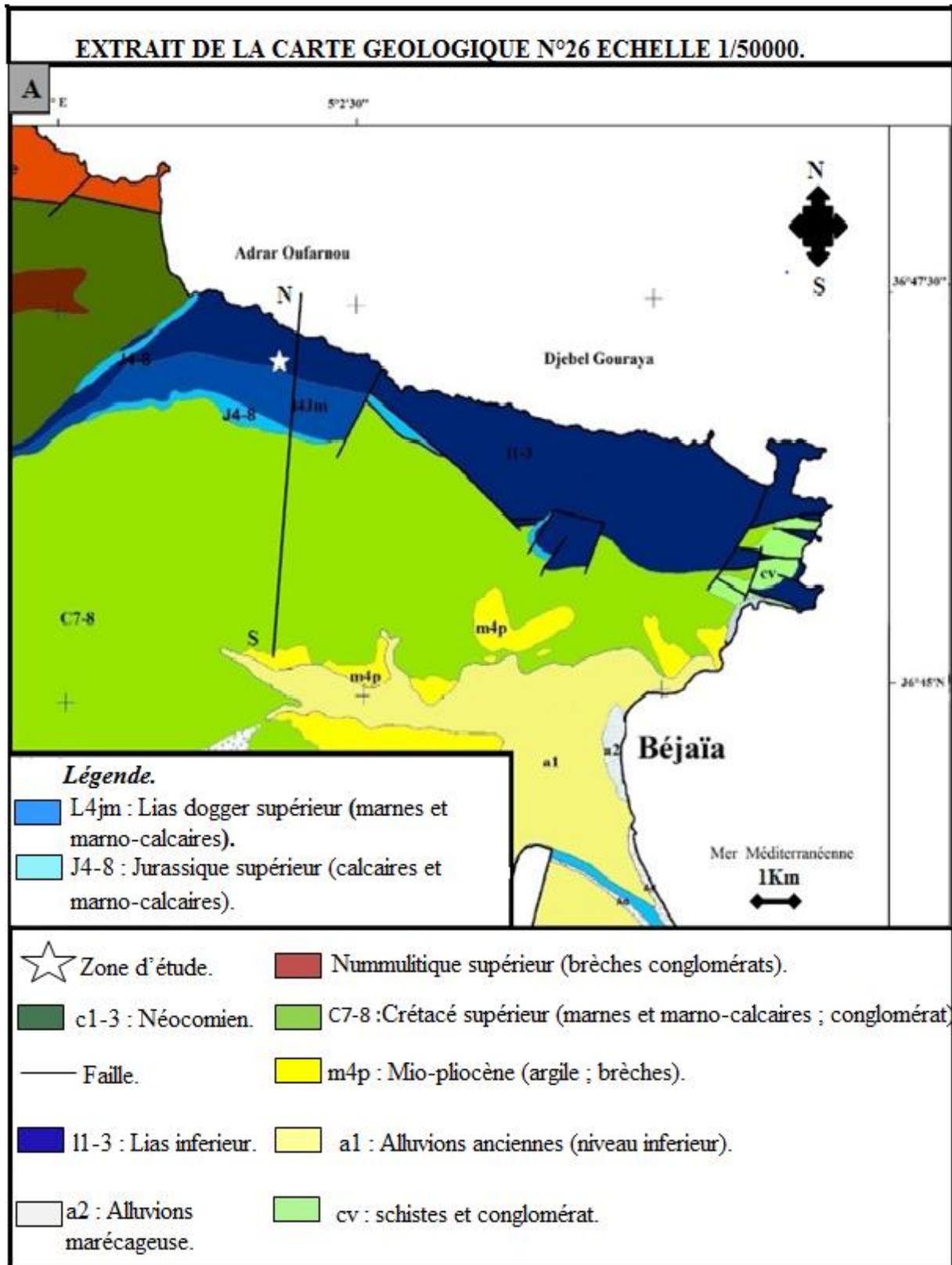


Figure I.3 : La carte géologique.

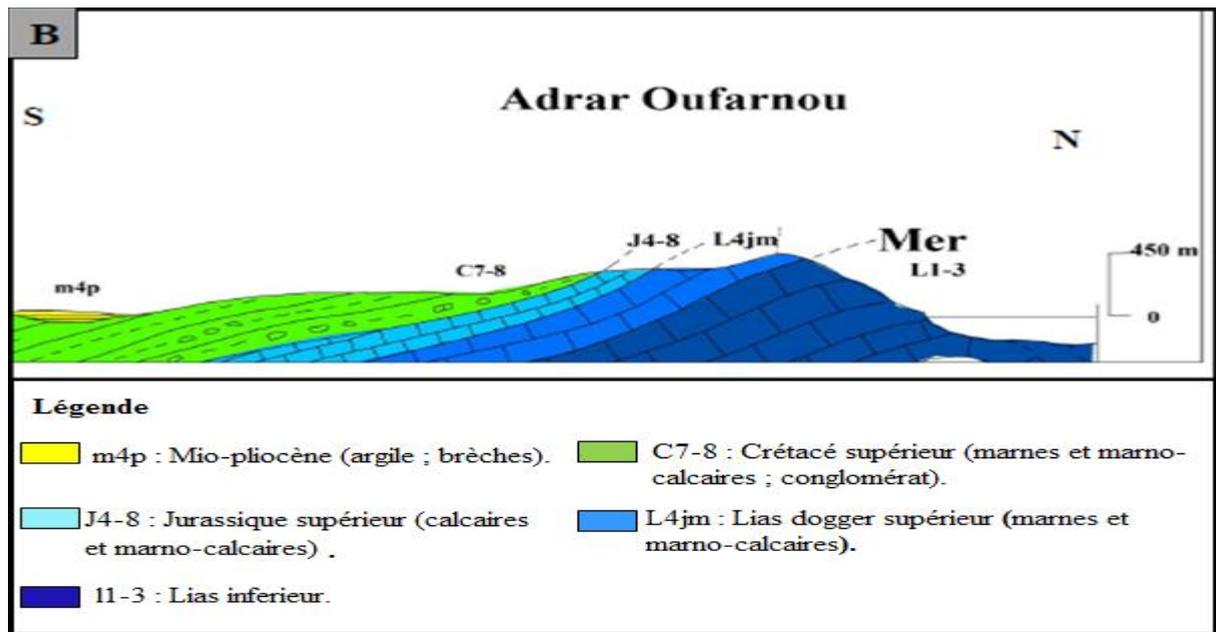


Figure I.4 : La coupe géologique Nord-Sud.

I.10/-Caractéristique hydrogéologique [2]

Le gisement d'Adrar Oufarnou est situé sur la ligne de barrage des eaux de la chaîne de montagne d'Adrar Oufarnou. Cette chaîne de montagne s'étend d'Est en Ouest en formant une bande étroite de 3 Km. Du côté Nord Nord-Est elle est limitée par la mer et des côtés Sud-Sud-Ouest par un oued arde. Dans la partie Ouest du gisement il ya oued ihzer n'sahal. Dans le sondage en profondeur on n'a pas rencontré d'eaux souterraines.

La source d'eau la plus proche située en dehors du gisement près du village Adrar Oufarnou est associée aux dépôts quaternaires meubles. Son débit dépend de la quantité des précipitations atmosphériques.

Pendant l'été le débit baisse brusquement et augmente pendant la période des pluies. On observe sur le gisement 5 ravines qui jouent le rôle de cours d'eau temporaires pendant la période des pluies.

I.11/-Les réserves du gisement [1]

I.11.1/-La Méthode de calcul

La méthode de calcul des réserves utilisée pendant les travaux des recherches et de prospection exécutés sur le gisement en 1974-1977 été celle des blocs géologiques.

Actuellement, le calcul des réserves se fait par le topographe de l'unité, En faisant un levé topographique (prendre la référence, les coordonnées x, y et z de terrain) et après transfert des données sur logiciel Auto-CAD, le découpage est effectué en fonction de la surface des réserves.

La méthode utilisée est dite méthode des coupes (changements brusques).

➤ Changements brusques :

Dans ce cas le volume est simplement la surface de la section multipliée par la distance (L) entre les sections.

$$V_1 = \frac{S_1 + S_2}{2} * L ; m^3 \quad (I.1)$$

$$Q_1 = \frac{S_1 + S_2}{2} * L * \rho ; t \quad (I.2)$$

Tel que :

S1 : la surface du niveau 1 en m².

S2: la surface du niveau 2 en m².

L: l'intervalle entre les deux niveaux en m.

Q₁ : la quantité de matériau en tonnes.

ρ: la masse volumique de la roche en t/m³.

I.11.2/-Estimation des réserves exploitables

Le gisement d'Adrar Oufernou présente une structure, qualité et puissance homogènes ce qui permet de le classer parmi les gisements du premier groupe.

La zone d'exploitation couvre une surface de 28 hectares. Elle est constituée de 15 gradins, du niveau 360m jusqu'au niveau 210m :

- les gradins 360m, 350m et 340m sont en fin d'exploitation.
- Les gradins compris entre les niveaux 310m et 250m sont en réouverture (gradins accidentés et couverts d'argile).
- Seuls les gradins 320m, 240m et 230m et 220 m sont en activité.
- Le gradin 210 m est prêt pour l'exploitation de l'exercice 2015.
- Le gradin 310 sera prêt pour l'exploitation de l'exercice 2015, dont l'avancement des travaux de réouverture de ce dernier est à 90%.

Malgré l'augmentation de la superficie de la carrière de 42 ha à 46 ha suite la régularisation de la carrière avec un titre minier du 25/12/2013 , la délimitation de la zone d'exploitation reste la même par rapport à l'ancien périmètre pour les arguments suivants.

La zone d'exploitation est limitée au :

- Nord par une falaise abrupte et la mer méditerranée.
- Est par la zone fissurée, altérée et traversée par un talweg de direction Nord-Sud.
- Sud par la limite de fin d'exploitation des niveaux épuisés 360m-350m.
- Ouest par un talweg et les limites finales du gisement.

Tableau I.2 : Les réserves du gisement [1].

Niveaux des gradins	Réserves	
	Géologiques (m ³)	Exploitable (m ³)
340	8 182	3 670
330	49 392	23 280
320	162 384	107 088
310	270 336	190 560
300	314 400	210 096
290	358 272	229 440
280	401 184	247 824
270	441 456	263 520
260	482 208	280 128
250	526 224	299 424
240	646 128	394 704
230	681 754	391 834
220	798 432	493 344
210	987 360	662 640
Total	6 127 712	3 797 552

I.12/- Les conditions technico-minières de la carrière d'Adrar Oufernou

I.12.1/- Régime de fonctionnement de la carrière

La carrière fonctionne selon le régime suivant :

- Le nombre de mois ouvrables par an **12mois /an.**
- Le nombre de jours ouvrables par semaine **5 jours /semaine.**
- Le nombre de postes de travail par jour **2postes /jour.**
- Le nombre d'heures de travail par poste **7 heures / poste.**
- 1^{er} poste **6h-13h.**
- 2^{eme} poste **13h-20h.**

I.12.1.1/-Nombre de semaine par an

$$N_{se/an} = 4 * N_m; \text{ sem/an} \quad (I.1)$$

Tel que :

N_m : le nombre des mois par an.

4 : représente le nombre de semaine ouvrables par mois.

$$N_{se/an} = 4 * 12$$

$$N_{se/an} = 48$$

$$N_{sem} = 48 \text{ sem/an}$$

I.12.1.2/-Nombre de jours par an

$$N_{j/an} = N_{sem} * N_{j/s}; \text{ j/an} \quad (I.2)$$

Tel que :

$N_{j/an}$: le nombre de jours ouvrables par an.

$N_{j/s}$: le nombre de jours ouvrables par semaine.

$$N_{j/an} = 48 * 5$$

$$N_{j/an} = 240 \text{ j/an}$$

I.12.1.3/-Nombre de jours par mois

$$N_{j/m} = 4 * N_{j/s}; \text{ j/mois} \quad (I.3)$$

Tel que :

$N_{j/m}$: le nombre des jours ouvrables par mois.

4 : représente le nombre des semaines ouvrables par mois.

$$N_{j/m} = 4 * 5$$

$$N_{j/m} = 20 \text{ j/mois}$$

I.12.1.4/-Nombres d'heures par jours

$$N_{h/j} = N_{p/j} * T_p; \text{ h/jour} \quad (I.4)$$

Tel que :

$N_{h/j}$: le nombre d'heures ouvrables par jour.

$N_{p/j}$: le nombre de postes ouvrables par jour.

T_p : la durée d'un poste.

$$N_{h/j} = 2 * 7$$

$$N_{h/j} = 14 \text{ h/jour}$$

I.12.2/-Capacité annuelle de production

La production annuelle ($P_{an} = 530000 \text{ t/an}$).

I.12.3/-Production mensuelle

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

$$P_m = \frac{P_{an}}{N_{m/a}} ; \text{t/mois} \quad (\text{I.5})$$

Tel que :

$N_{m/a}$: nombre de mois par an, est égal à 12 mois.

Donc :

$$P_m = \frac{530000}{12}$$

$$P_m = 44166 \text{ t/mois}$$

I.12.4/-La production journalière

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

$$P_j = \frac{P_{an}}{N_{j/a}} ; \text{t/jour} \quad (\text{I.6})$$

Tel que :

$N_{j/a}$: Nombre de jours ouvrables par an

Donc :

$$P_j = \frac{530000}{240}$$

$$P_j = 2208 \text{ t/jour}$$

I.12.5/-Production horaire

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

$$P_h = \frac{P_{an}}{N_{h/j} * N_{j/a}} ; \text{t/h} \quad (\text{I.7})$$

Tel que :

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

$N_{j/a}$: Nombre de jours ouvrables par an.

$$P_h = \frac{530000}{14 \cdot 240}$$

$P_h = 158 \text{ t/h}$

I.12.6/-Durée de vie de la carrière

$$T_v = \frac{V_t}{P_{an}} + T_c + T_{ext} ; \text{ans} \quad (I.8)$$

V_t : le volume total de la carrière.

P_{an} : la productivité annuelle.

T_c : la durée de construction (3÷5ans).

T_{ext} : le temps d'extinction et de restauration du site (1÷3ans).

$$T_v = \frac{27400000}{530000} + 2 + 2$$

$T_v = 56 \text{ ans}$
--

Conclusion

La production classique pour la conception d'une mine ou carrière, commence par l'identification, la recherche géologique, le bornage des périmètres de la minéralisation, ainsi que l'évaluation des réserves existants. Avant d'entamer l'exploitation d'un gisement minéral (l'extraction), il est nécessaire de mettre en évidence la valeur industrielle de ce dernier.

L'étude géologique du gisement d'Adrar Oufernou a permis dévaluer la quantité (tonnage) et le volume des réserves géologiques et exploitables.

CHAPITRE II

Processus technologique d'exploitation du gisement

Chapitre II : Processus technologique d'exploitation du gisement

Introduction

L'ouverture d'une carrière exige la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation. Elle consiste à creuser des tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées de découpages qui permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitation.

Le mode d'ouverture est un facteur parmi plusieurs autres qui influe sur le choix de la méthode d'exploitation. Cette dernière est définie comme l'ordre d'exécution des travaux de creusement et d'extraction du gisement dans le temps et dans l'espace d'une façon organisée et rationnelle.

II.1/-Choix du mode d'ouverture du champ de la carrière

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 [10] :

- par tranchées.
- demi- tranchées.

Les argumentations de base d'ouverture sont :

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

Etant donné que le gisement d'Adrar Ouférnou est un relief montagneux, alors le mode d'ouverture choisi pour ce type de gisement est l'ouverture par demi-tranchée d'accès creusée de bas vers le haut. 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.

Le choix de la forme du tracé dépend de la pente, des dimensions du flanc de coteau, et de la demi-tranchée dans la carrière montagneuse.

La largeur du fond de la demi-tranchée est définie par le type de transport utilisé ou par le mode de creusement, elle ne doit pas être inférieure à la somme de la largeur.

II.2/- Les différentes étapes lors de l'ouverture

- La première étape consiste au creusement de la demi-tranchée d'accès.
- La deuxième consiste au creusement des tranchées de jonction.
- La troisième consiste au creusement des tranchées de découpage.

II.2.1/-La demi-tranchée d'accès

Elle permet de donner l'accès à tous les niveaux de la carrière. La forme du tracé est simple, elle se caractérise par :

- La largeur.
- La longueur.
- Le volume.
- L'inclinaison longitudinale qui varie de 6% jusqu'à 12%.

II.2.1.1/-Technologie de creusement de La demi-tranchée d'accès

La demi-tranchée d'accès est commencée à partir du niveau 210 m, c'est le niveau de base de la carrière jusqu'au sommet du relief (niveau 360 m), la réalisation de la demi-tranchée d'accès se fait par travaux de forage et de tir. On fore des trous de profondeur qui varie de 1 jusqu'à 5 m, les trous sont chargés par l'explosif et après sont tirés.

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

- Préparation du sol à creuser (nettoyage par le bulldozer).
- Foration des trous de mines.
- Evacuation des déblais par bulldozer, on continue ces travaux jusqu'à obtenir une largeur de 11m.

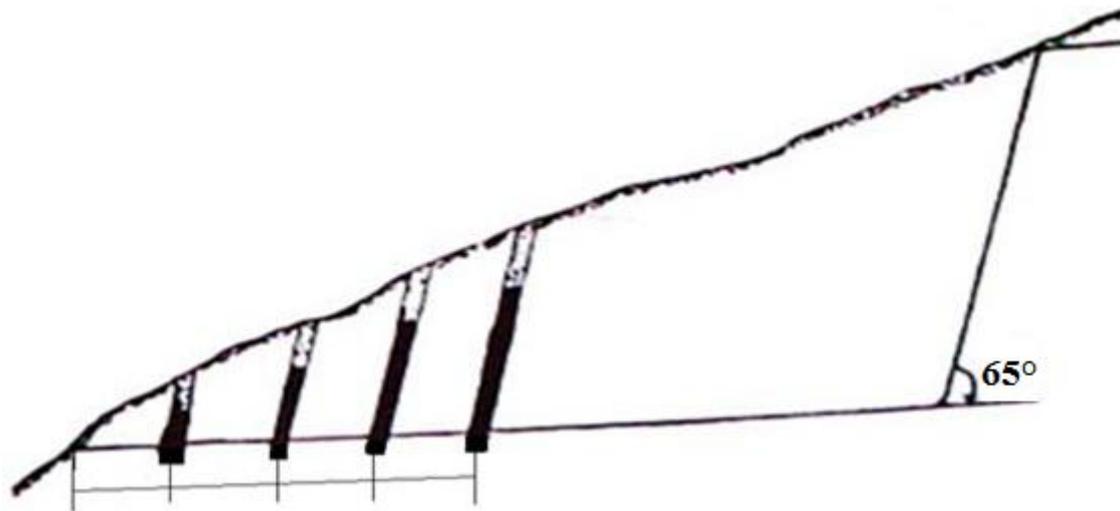


Figure II.1 : Creusement de La demi-tranchée d'accès phase1.

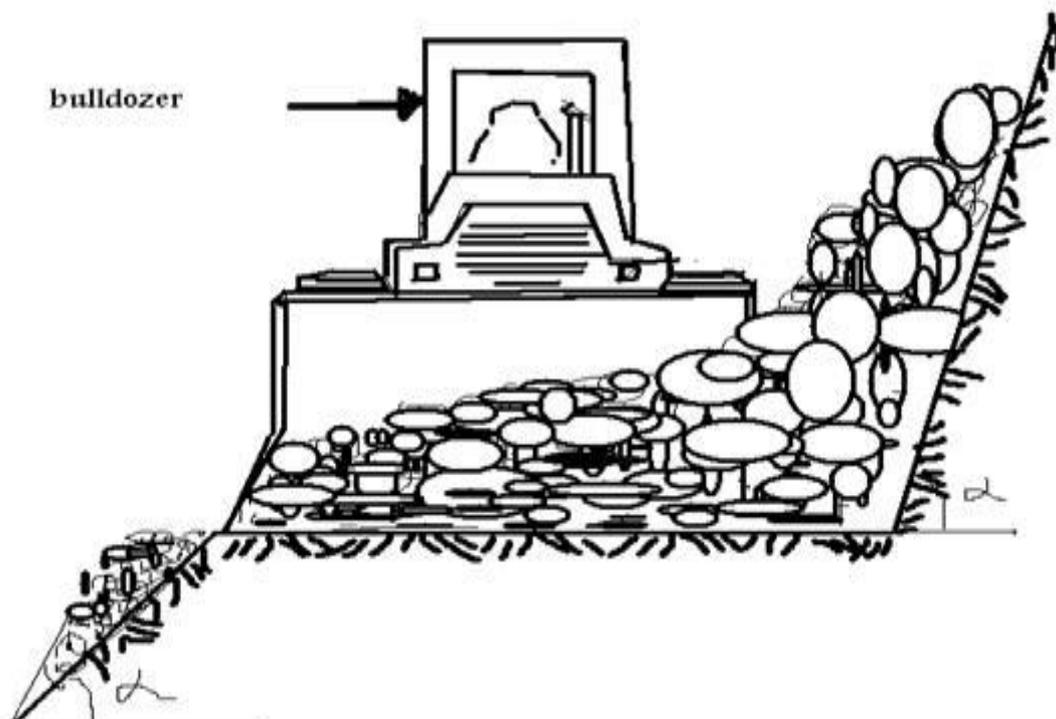


Figure II.2 : Creusement de La demi-tranchée d'accès phase2.

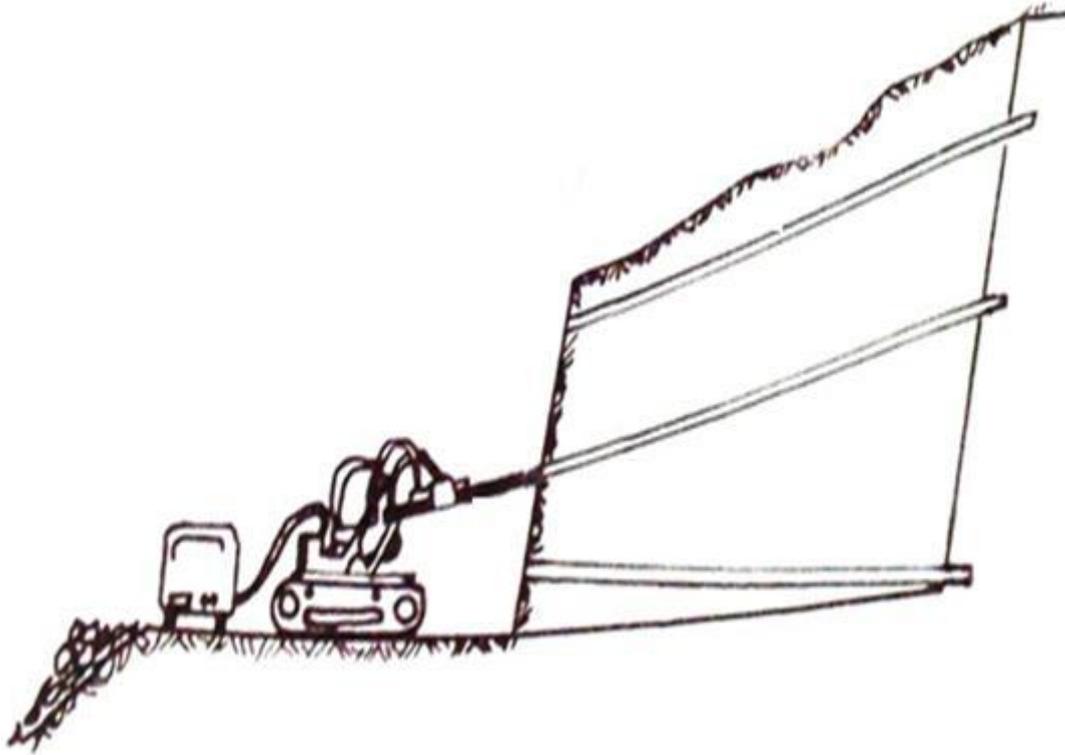


Figure II.3 : Creusement de La demi-tranchée d'accès phase3.

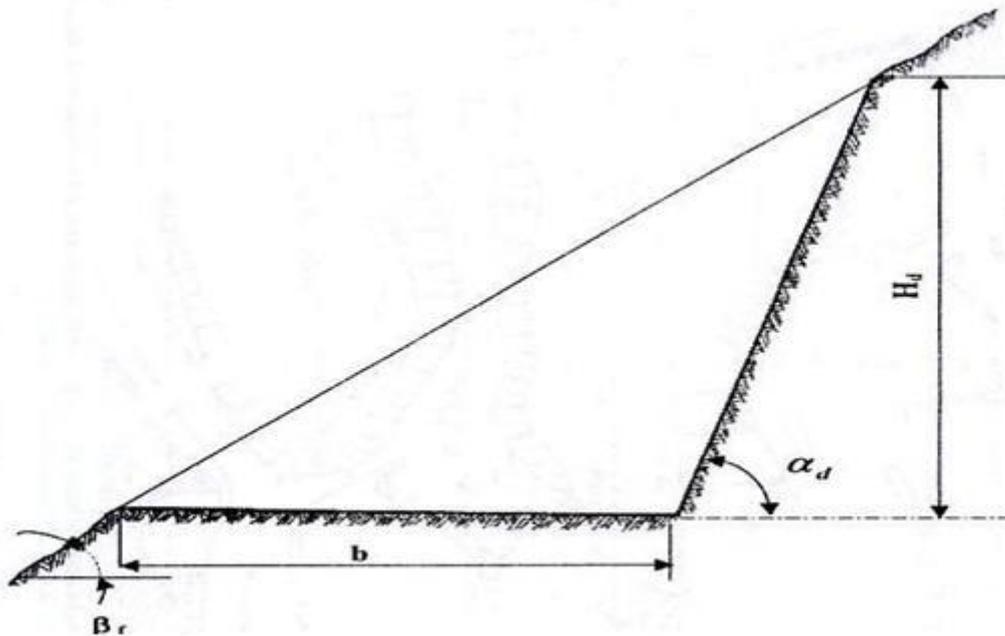


Figure II.4 : Creusement de La demi-tranchée d'accès phase4.

II.2.1.2/-Calcul de la largeur du tracé

Dans la carrière d'Adrar Oufernou la largeur de la demi-tranchée d'accès est égale à 10 m.

La largeur de la demi-tranchée d'accès dépend de celle des camions utilisés. Du nombre de voies et la vitesse de déplacement des camions, (voir la partie de transport).

Dans la carrière d'Adrar Oufernou le transport est effectué par quatre camions, ASTRA (RD28, BM35, RD32), TERAX TA 400. Il existe un problème de circulation des engins, pour éviter ce problème il faut élargir la demi-tranchée d'accès.

Tableau II.1 : La largeur du camion.

Type du camion	La largeur du tracé (m)
ASTRA RD28	9,80
ASTRA BM35	11
ASTRA RD32	9,80
TERAX TA 400	10,20

Donc la largeur du tracé est prise $L_{ta} = T = 11m$

II.2.1.3/-Calcul la longueur de la demi-tranchée d'accès

$$L_{ta} = \frac{H_f - H_i}{i} * K_a; m \quad (II.1)$$

Tel que :

H_f : le niveau supérieur de la demi-tranchée d'accès ($H_f = 360m$).

H_i : le niveau inférieur de la demi-tranchée d'accès ($H_i = 210m$).

i : inclinaison longitudinale moyenne de la demi-tranchée d'accès qui dépend du type de transport ($i = 12\% = 0,12$).

K_a : coefficient d'allongement des traces qui dépend du mode de transport.

$K_a = 1,1 \div 1,6$, on prend $K_a = 1,2$.

$$L_{ta} = \frac{360 - 210}{0,12} * 1,2$$

$$L_{ta} = 1500m$$

II.2.1.4/-Calcul du volume de la demi-tranchée d'accès

$$V_{ta} = \frac{(l_{ta}^2 \cdot \sin \alpha_{ta} \cdot \sin \beta_f) \cdot L_{ta}}{2 \cdot \sin(\alpha_{ta} - \beta_f)} ; m^3 \quad (II.2)$$

Tel que :

L_{ta} : longueur de la demi-tranchée d'accès ($L_a=1500m$).

l_{ta} : la largeur de la demi tranchée (chaussée de transport, $l_{ta}=11m$).

α_{ta} : angle de pendage du talus de la demi tranchée d'accès, $\alpha_{ta} = 65^\circ$.

β_f : angle de pendage du flanc de couteau $\beta_f=25^\circ$.

Donc :

$$V_{ta} = \frac{(11^2 \cdot \sin 65 \cdot \sin 25) \cdot 1500}{2 \cdot \sin(65 - 25)}$$

$V_{ta} = 54075,82m^3$
--

Tableau II.2 : Les valeurs de l'angle des talus des tranchées en fonction de la dureté. [17]

Type de tranchées	Angles des bords des tranchées			
Dureté des roches	2÷4	5÷9	10÷14	15÷20
Accès (α_{ta})	60°	65°	70°	80°
Découpage (α_{td}) (γ)	60°	70°	75°	80° ÷ 85°

II.2.2/- tranchée de découpage

La demi tranchée de découpage est la tranchée qui dessert les gradins .Elle permet à partir de la tranchée d'accès de relier le gradin afin de procéder à l'extraction de la substance utile.

II.2.2.1/-la longueur de la demi-tranchée de découpage

La longueur de la demi-tranchée de découpage est égale à 200 m que nous avons mesuré pendant la période de stage (**$L_{td}=200m$**).

II.2.2.2/-calcul du volume de demi-tranchée de découpage

Nous avons fait les calculs de la demi-tranchée de découpage pour chaque type de camion.

La largeur de la demi tranchée de découpage est égale à :

$$l_{td} = 2 \cdot (R_b + 0,5l_c + a) ; m \quad (II.3)$$

Tel que :

R_b : rayon de braquage du camion ($R_b=9m$).

a : largeur des remparts de protection ; $a=1m$.

l_c : la largeur du camion (voire la partie de transport).

➤ **Pour ASTRA (RD28, RD32) :**

$$l_{td}=2*(9+0,5(3,10) +1)$$

$$l_{td}=23,1m$$

➤ **Pour ASTRA (BM35) :**

$$l_{td}=2*(9+0,5(3,70) +1)$$

$$l_{td}= 23,7m$$

➤ **Pour TERAX TA 400 :**

$$l_{td}=2*(9+0,5(3,30) +1)$$

$$l_{td} = 23,3m$$

Donc : la largeur de la demi-tranchée de découpage est égale à 24m.

➤ Le volume de la demi-tranchée de découpage :

$$V_{td} = \frac{(l_{td}^2 \cdot \sin \alpha_{td} \cdot \sin \beta_f) \cdot L_{td}}{2 \cdot \sin(\alpha_{td} - \beta_f)} ; m^3 \quad (II.4)$$

$$V_{td} = \frac{(24^2 \cdot \sin 70 \cdot \sin 25) \cdot 200}{2 \cdot \sin(70 - 25)}$$

$$V_{td}= 32349,79 m^3$$

Tableau II.3 : Les principaux paramètres de l'ouverture.

Paramètres	Symboles	Valeurs	Unités
Angle de flanc couteaux	β_f	25	Degré
Angle du talus de la demi-tranchée d'accès	α_{ta}	65	Degré
Angle du talus de la demi-tranchée de découpage	γ	70	Degré
Longueur de la demi- tranchée d'accès	L_{ta}	1500	m
Longueur de la demi- tranchée de découpage	L_{td}	200	m
Largeur de la demi- tranchée d'accès	l_{ta}	11	m
Largeur de la demi- tranchée de découpage	l_{td}	24	m
Volume de la demi-tranchée d'accès	V_{ta}	54075,82	m ³
Volume de la demi-tranchée de découpage	V_{td}	32349,79	m ³

II.3/-Méthode d'exploitation

II.3.1/-Choix de la méthode d'exploitation

Le choix d'une méthode d'exploitation dépend des facteurs suivants : Mr : V.RJEVESKI.

- La topographie du gisement.
- Les caractéristiques géologiques du gisement.
- Le mode d'ouverture du gisement.
- L'angle de pendage du gisement.
- La qualité et les réserves exploitables du gisement.
- La production annuelle planifiée par la carrière.
- Des dimensions des engins miniers et de transport.
- Des mesures de sécurité pour le personnel et pour les engins utilisés.

La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière d'Adrar Oufernou se fait de haut vers le bas par des gradins de hauteur $H_g = 10$ m ; c'est une méthode d'exploitation simple selon les travaux de forage et de tir a un seul bord exploitable. [10]

II.3.2/- Principaux éléments du système d'exploitation

Tous les systèmes d'exploitation ont des éléments communs, ces éléments sont : [7]

- Le gradin.
- Le front des travaux du gradin et de la carrière.
- La plate-forme de travail.
- La zone de travail.
- La vitesse d'avancement.
- Longueur du bloc.
- Les paramètres du plan de tir.

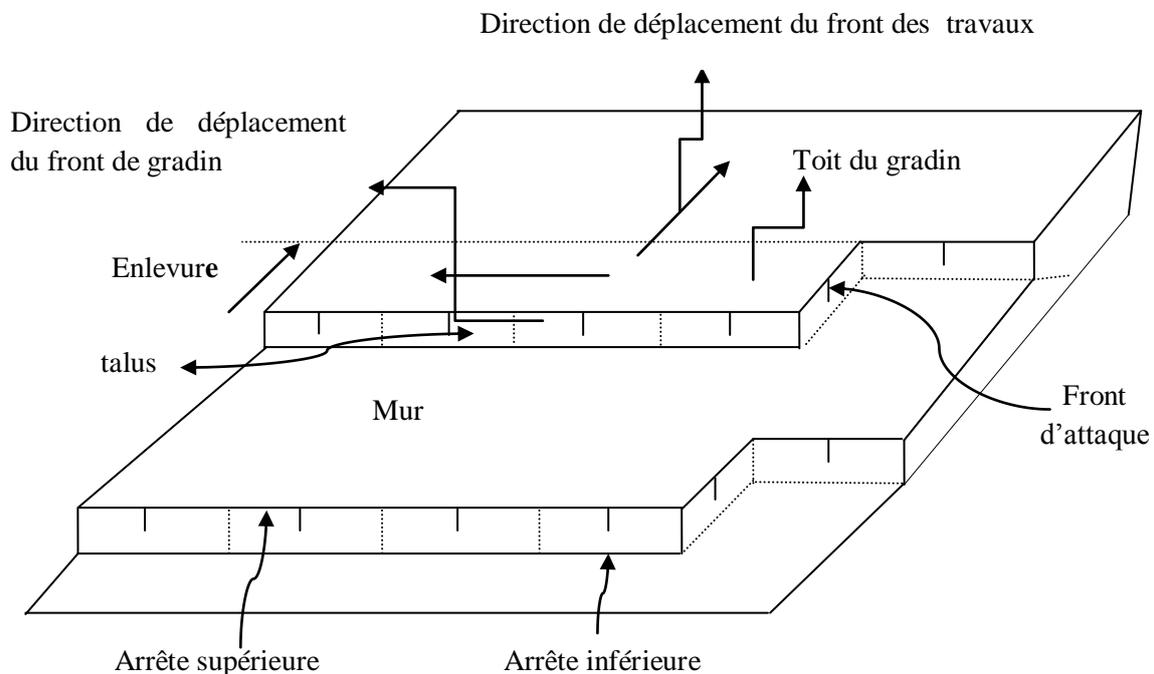


Figure II.5 : Eléments géométriques et technologiques d'un gradin.

II.3.2.1/- Gradins

C'est un élément fondamental technologique de l'exploitation à ciel ouvert représentant une partie des morts terrains ou du gisement enlevée de manière autonome et qui est desservi par des moyens de transport qui lui sont propres. Chaque gradin a généralement deux surfaces dégagées : [11]

- Le front d'attaque.
- Le talus du gradin.

a) La hauteur du gradin

Une série de facteurs intervient dans la détermination de la hauteur du gradin :

- Caractéristiques des excavateurs employés.
- Stabilité des roches.
- Nécessité d'exécuter des tirs d'abattage.
- Règles de sécurité.
- Production annuelle.

Dans les roches tendres exploitées sans foisonnement préalable, la hauteur du gradin ne doit pas dépasser la hauteur du creusement maximum de l'excavateur. Dans les roches dures, mais bien fragmentées par tir à explosif, la hauteur du gradin ne doit pas être supérieure à 1,5 la hauteur du creusement maximum. [12], [3]

Dans la législation minière Algérienne la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m. Pour le gisement d'Adrar Oufernou, la hauteur maximale des gradins est de 10 m.

II.3.2.2/-la largeur d'enlevure [3]

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

- Les propriétés physico-mécaniques des roches.
- Le type et dimensions des engins de chargement.

$$A = W + (n-1) b ; m \quad (\text{II.5})$$

Tel que :

W : la ligne de moindre résistance, W=3,5 m (voir la partie de Travaux de forage et de tir).

n : nombre de rangées (n=2) deux rangées.

b : la distance entre les rangées (b= W=3,5 m).

$$A = 3,5 + (2-1) 3,5$$

A = 7m

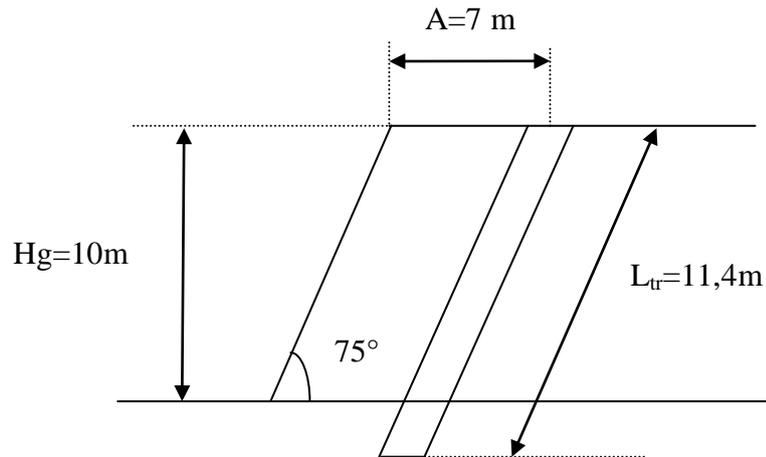


Figure II.6 : Largeur d'enlèvement.

II.3.2.3/- La plate forme de travail

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

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z ; \text{ m} \quad (\text{II.6})$$

Tel que :

A : la largeur d'enlèvement ($A = 7\text{ m}$).

C : la distance de sécurité entre l'arrêt inférieure du tas des roches abattues et la chaussée de transport ($C = 3\text{ m}$).

T : la largeur de la chaussée de transport $T = l_{t,a} = 11\text{ m}$, (voir partie ouverture).

X : largeur réduite des tas des roches abattues.

$$X = A * \left(\left(2 * K_f * \frac{H_g}{H_t} \right) - 1 \right) ; \text{ m} \quad (\text{II.7})$$

H_t : hauteur des tas des roches abattues.

$$H_t = (0,7 \div 1,05) * H_g ; \text{ m} \quad (\text{II.8})$$

$$H_t = 0,7 * 10$$

$$\boxed{H_t = 7\text{ m}}$$

$$X = 7 * ((2 * 1,6 * \frac{10}{7}) - 1)$$

$$\boxed{X = 25 \text{ m}}$$

K_f : coefficient de foisonnement des roches $K_f = 1,6$.

Z : largeur de prisme d'éboulement.

$$Z = Hg * (ctg\gamma - ctg\alpha) ; \text{ m} \quad (\text{II.9})$$

Tel que :

α : Angle du talus du gradin $\alpha = 75^\circ$.

γ : Angle du talus stable du gradin ($55 \div 65^\circ$), $\gamma = 60^\circ$.

$$Z = 10 * (ctg60 - ctg75)$$

$$\boxed{Z = 3,1 \text{ m}}$$

Donc :

$$L_{ptr} = 7 + 25 + 3 + 11 + 3,10$$

$$\boxed{L_{ptr} = 49,10 \text{ m}}$$

Tableau représentatif des angles de talus de gradin.

Tableau II.4 : Angle de talus stable du gradin. [20]

Caractéristiques des roches	Coefficient de la durée selon Protodiakonov	Angle du talus stable du gradin
Très dure	15 ÷ 20	75 ÷ 85°
Dure	8 ÷ 14	65 ÷ 75°
Dureté moyenne	3 ÷ 7	55 ÷ 65°
Tendre	1 ÷ 2	40 ÷ 55°
Meuble et végétal	0,6 ÷ 0,8	25 ÷ 40°

II.3.2.4/- Vitesse d'avancement du chantier

$$V_{ch}^a = \frac{P_j}{A \cdot H_g} ; \text{ m/j} \quad (\text{II.10})$$

Tel que :

P_j : La production journalière $P_j = 1380,21 \text{ m}^3/\text{j}$.

$$V_{ch}^a = \frac{1380,21}{7 \cdot 10}$$

$$V_{ch}^a = 19,72 \text{ m/j}$$

II.3.2.5/- Temps d'extraction du bloc

$$T_{ex}^b = \frac{L_b}{V_{ch}^a}, \text{ jour} \quad (\text{II.11})$$

Tel que :

V_{ch}^a : vitesse d'avancement du chantier.

L_b : longueur du bloc $L_b = 98,5 \text{ m}$ (voir les paramètres du tir).

$$T_{ex}^b = \frac{98,5}{19,72}$$

$$T_{ex}^b = 5 \text{ jour}$$

Tableau II.5 : Paramètres de la méthode d'exploitation.

Paramètres	symboles	Valeurs	Unités
Hauteur du gradin	H_g	10	m
largeur d'enlevure	A	7	m
largeur réduite des tas des roches abattues.	X	25	m
largeur de prisme d'éboulement.	Z	3,10	m
la distance de sécurité entre l'arrête inférieure du tas des rochers abattues et la chaussées de transport	C	3	m
La largeur de la plate forme de travail	L_{ptr}	49,10	m
Vitesse d'avancement du chantier	V_{ch}^a	19,72	m/j

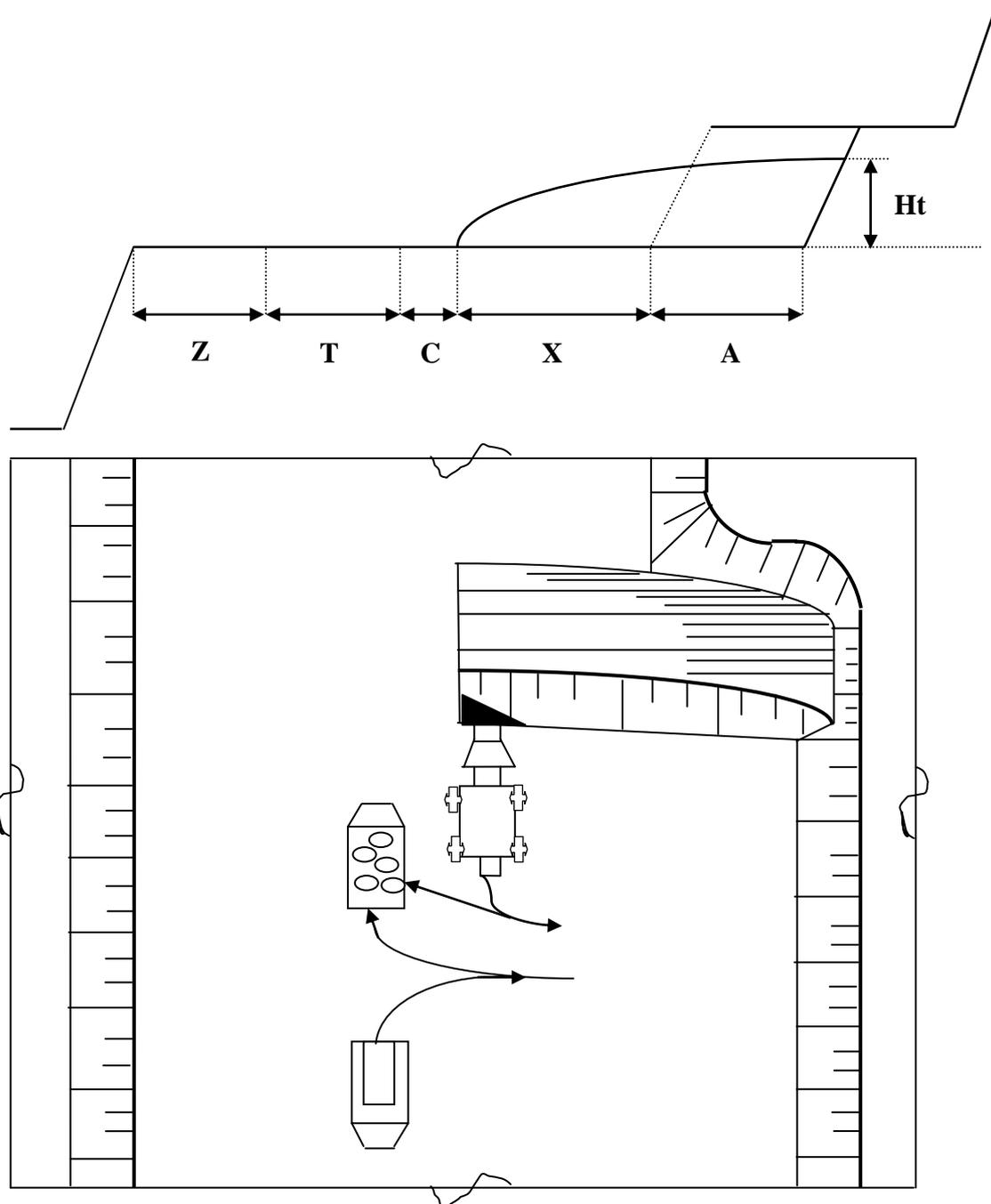


Figure II.7 : Schéma représentant les éléments de la méthode d'exploitation.

Conclusion

On peut conclure que le choix d'une méthode d'exploitation est indispensable avant le début des travaux.

Dans la carrière d'Adrar Oufernou le transport est effectué par quatre camions, il existe un problème de circulation des engins, pour éviter ce problème il faut élargir la demi-tranchée d'accès, et construire des tranchées spéciales destinées à l'exhaure et au drainage (évacuation des eaux).

CHAPITRE III

Travaux de forage et de tir

Chapitre III : Travaux de forage et de tir

Introduction

Le principal objectif des tirs dans les mines est d'avoir une fragmentation optimale de la roche. Le degré de fragmentation de la roche joue un rôle très important dans le but de contrôler et de minimiser le coût global de production y compris le chargement et le transport de la matière première. Une fragmentation optimale améliore l'efficacité de broyage et des milliers de kilowatts-heures d'énergie par an peuvent également être gagnées.

Les travaux de tir est l'une des opérations de base de l'exploitation minière et l'industrie des carrières, un tir efficace pour une géologie donnée, le volume de la roche a abattre et les conditions de sécurité sont les résultats d'un choix correct des types d'explosifs, la quantité d'explosifs et la planification de tir.

III.1/-Foration

III.1.1/- Choix du matériel de foration

Le choix du matériel de foration est généralement choisi en fonction de :

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

III.1.2/- Paramètres caractérisant l'engin de foration

Le matériel de foration à utiliser peut être caractérisé par :

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

peut être donné par l'imposition de la technique de foration avec marteau fond de trou pour les profondeurs importantes.

- la quantité de matériaux à abattre : elle est directement liée au rythme de production, et définit les besoins en mètres forés en fonction des dimensions de la maille.

Par exemple dans le cas d'une production importante, le choix peut se faire soit sur une machine puissante à haute performance, soit sur plusieurs machines moins importantes.

III.1.3/-Techniques de foration

Toutes les techniques de forage existant actuellement utilisent :

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

Les mouvements de rotation et de descente, ainsi que le soufflage d'air sont assurés par un train de tiges ou de tubes solidaires d'un outil (taillant, tricône, outil de coupe) situé à la base du trou. La roto percussion nécessite l'utilisation d'un marteau (frappeur) situé soit en surface (hors du trou), soit entre le taillant et le train de tiges (fond du trou).

A partir de là on distingue quatre techniques de foration :

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

III.1.4/-Qualité de la foration

Le résultat d'un minage, pour une part importante, dépend de la qualité des trous, donc de l'exécution, de la géométrie et des caractéristiques des forages destinés à être chargés. D'autre part, le fait que l'énergie explosive est d'autant plus efficace qu'elle est confinée à l'intérieur du trou conduit à rechercher une foration de qualité. Enfin, les conséquences les plus visibles de la qualité de la foration se retrouvent au niveau des parois prédécoupées où le bon résultat est obligatoirement lié au parallélisme et à la coplanarité des forages. [4]

La mauvaise qualité de la foration se traduit le plus souvent par des déviations bien visibles, dans le cas de découpage, ou non directement visibles dans le cas d'un abattage, mais aux conséquences parfois considérables: projections, production de blocs. Parmi toutes les nuisances, les projections sont celles qui sont les plus susceptibles de provoquer des dégâts ou accidents graves.

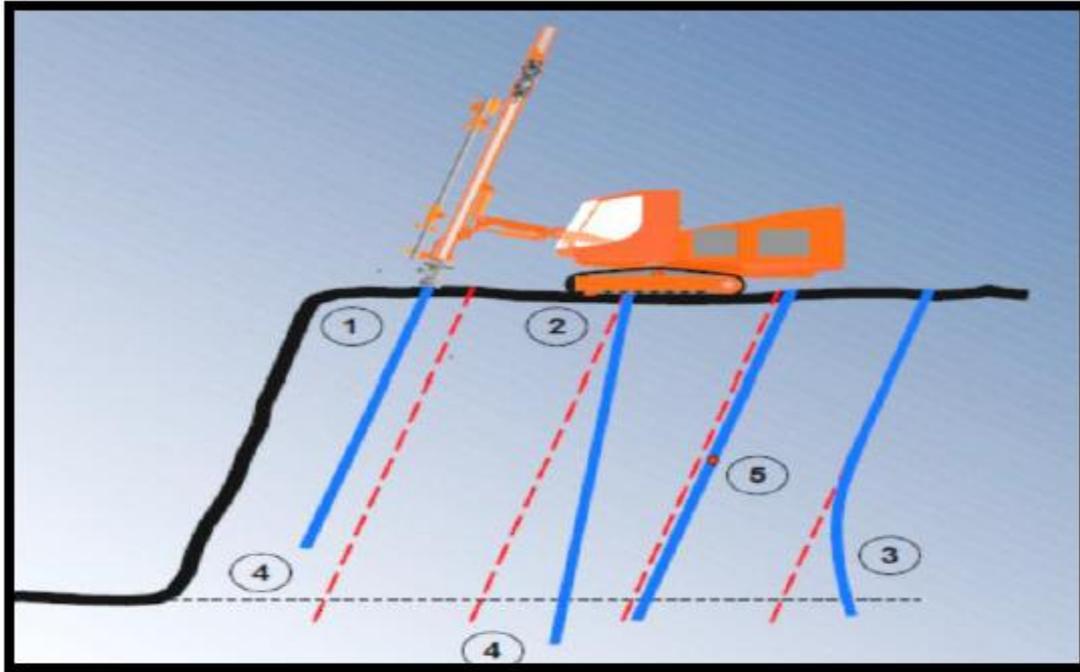


Figure III.1 : Principales erreurs de foration.

1. Erreur de marquage et d'amorçage ;
2. Erreur d'inclinaison et de direction ;
3. Déviation ;
4. Erreur de profondeur ;
5. Trous trop petits, omis, ou perdus.

Pour éviter le problème de déviation des trous on propose d'utiliser le profilomètre, ce dernier équipé d'un distance-mètre permettant de mesurer la distance directement sur la roche sans réflecteur jusqu'à 150 m maximum (600 m avec un réflecteur), et aussi équipé d'un inclinomètre pour mesurer l'angle par rapport à l'horizontal (-70 à $+70^\circ$).

Les données mesurées par le profilomètre sont :

- Hauteur du front de taille.
- Inclinaison du front de taille.
- Banquette en pied (Ws).
- Banquette en fonction de la profondeur (W).

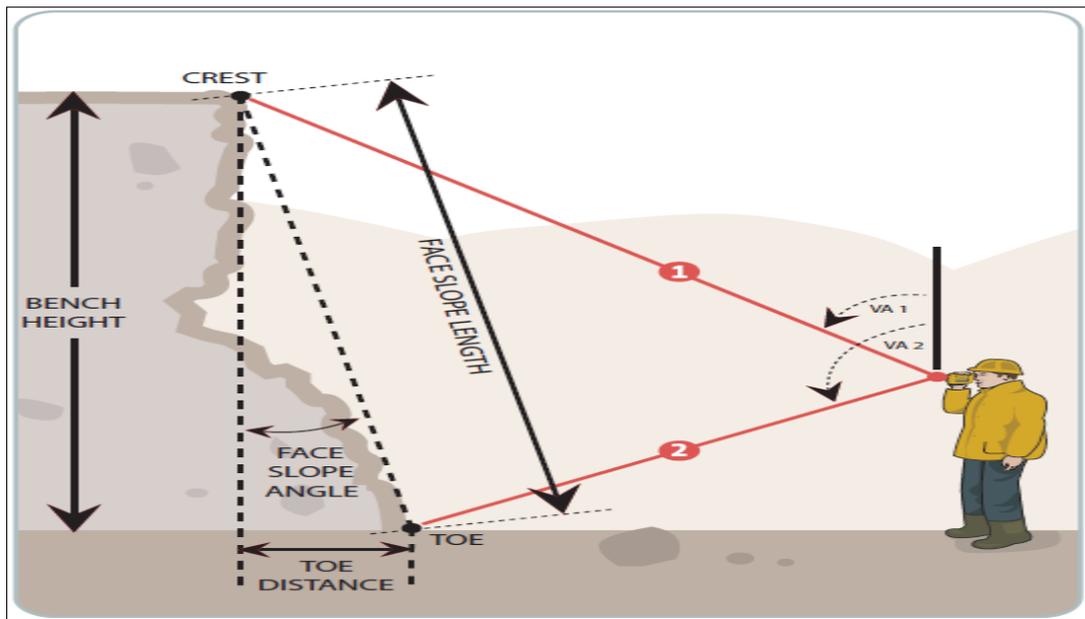


Figure III.2 : Les données mesurées par le profilomètre.

❖ **Mode opératoire de mesures :**

Première étape :

- Entrée des paramètres de foration dans le burden Finder (dans le menu de l'appareil) :
 - ❖ inclinaison de foration (drill angle).
 - ❖ distance crête-trou (collar).
- Repérage des trous de forations en bord de front :
 - ❖ marque de peinture ou mise en place.
 - ❖ d'un cône de chantier face au trou.

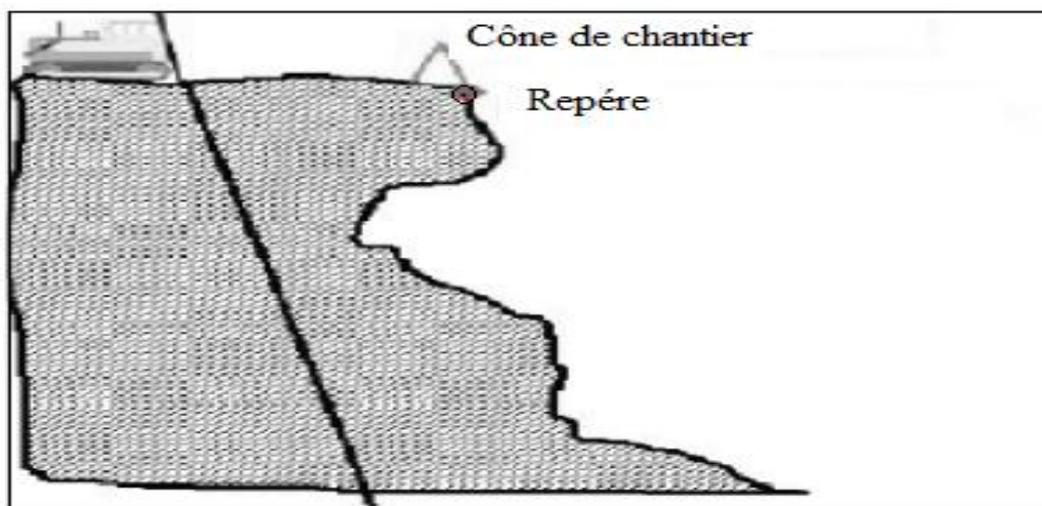


Figure III.3 : Repérage des trous de forations en bord de front.

Deuxième étape :

Prise de la mesure :

- visée du repère du trou.
- Visée du pied du front.

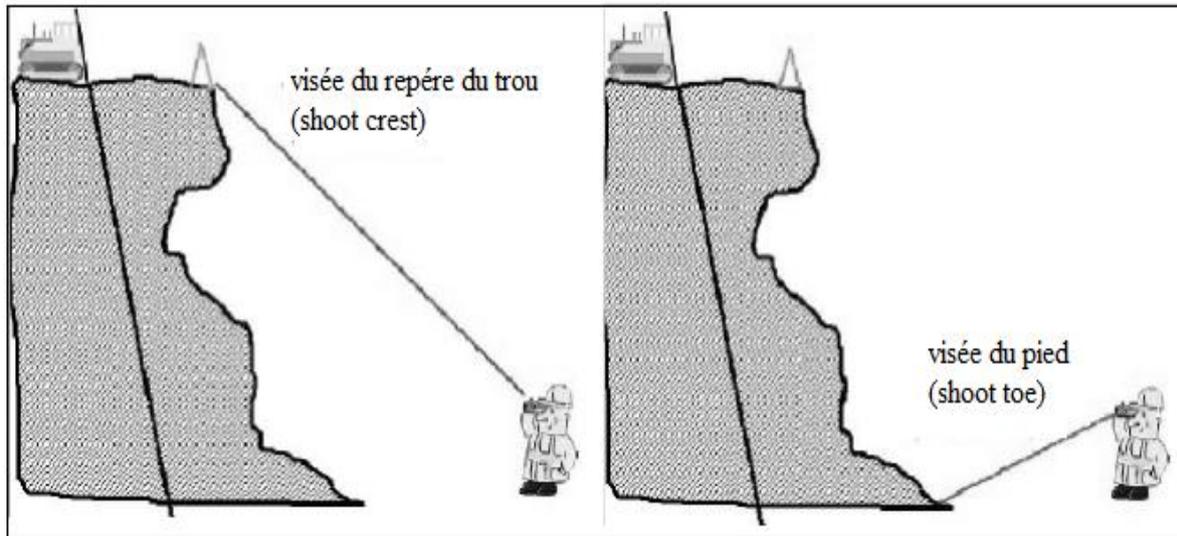


Figure III.4 : Prise de la mesure.

Troisième étape :

Prendre les données affichées sur l'écran de l'appareil :

- Hauteur du front de taille.
- Banquette en pied.
- Distance oblique entre les 2 visées.

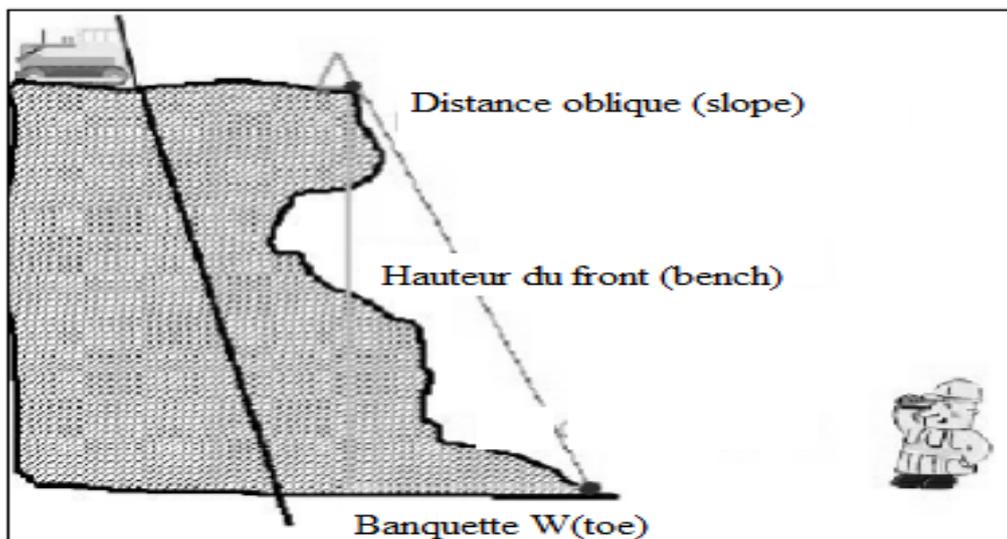


Figure III.5: Les distances mesurées.

Quatrième étape :

Profilage du front de taille :

- visée d'autant de points que nécessaire dans la colonne.
- affichage de la valeur de la banquette pour tous les points visés sur l'écran de l'appareil.

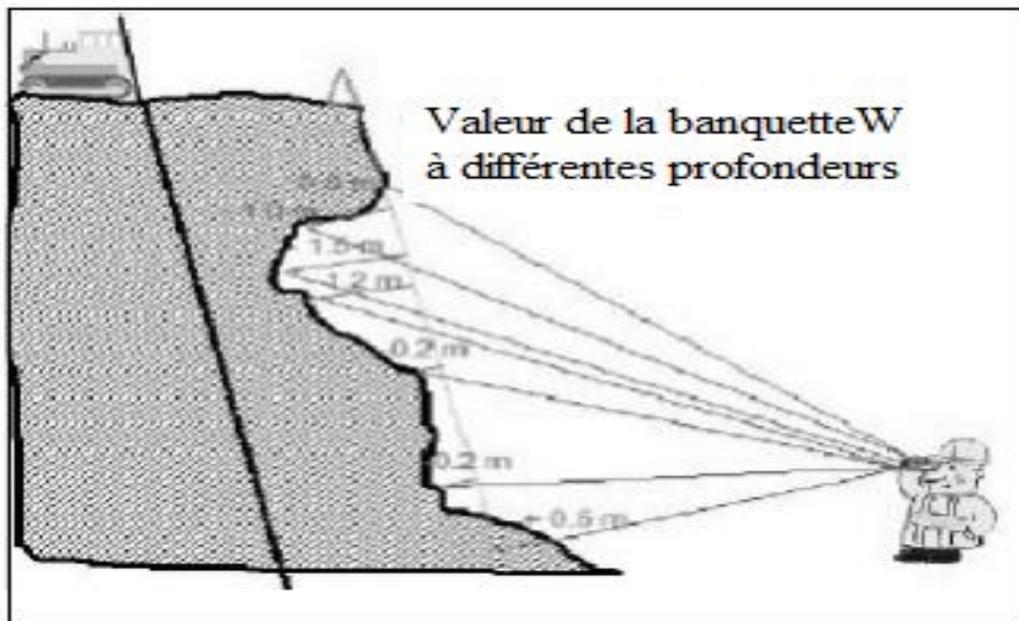


Figure III.6 : Profilage du front de taille.

Dernière étape :

Traitement des mesures avec le logiciel Profil Front :

- modification du recul (position de la tête de forage).
- entrée des paramètres de profondeur de forage pour le calcul de la sur-profondeur.

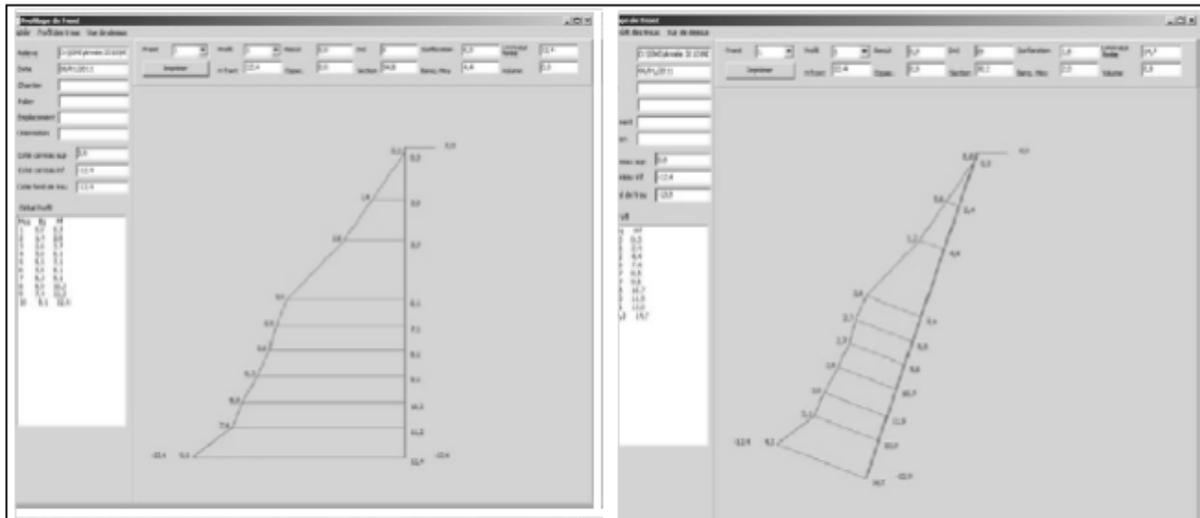


Figure III.7 : Traitement des mesures avec le logiciel Profil Front.

III.1.5/-Le mode de forage utilisé dans la carrière d'Adrar Oufernou

Le forage des trous dans le massif rocheux s'effectue à l'aide des outils spéciaux ayant différents types d'action dont la coupe et l'abrasion.

Le mode de forage dépend :

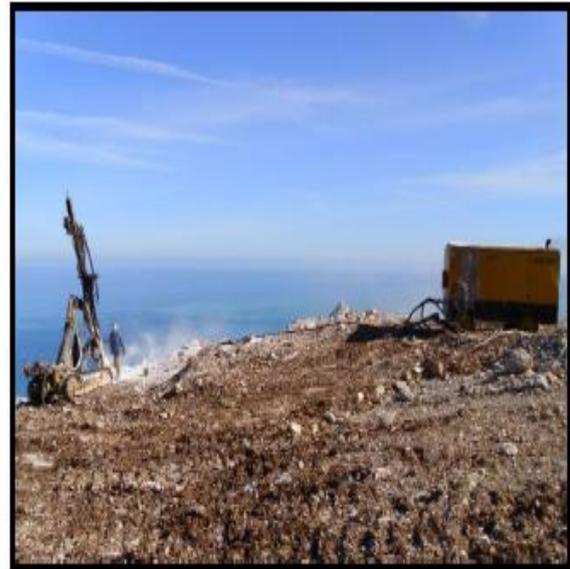
- des propriétés physiques et mécaniques des roches.
- du diamètre de trou à forer.
- de la hauteur du gradin.
- de la longueur (profondeur) du trou à réaliser.

Dans la carrière d'Adrar Oufernou, le mode de forage existant est le forage rotopercutant, et en relation avec les données du gisement ($f=6$, $\gamma=2,6t/m^3$, $H_g = 10m$, $D_{tr}=89mm$).

La foration s'effectue par les moyens suivants : Sondeuse et groupe de foration (chariot+compresseur).



Sondeuse ATLAS COPCO



Groupe de foration (chariot+compresseur)

Figure III.8 : Matériels de foration utilisés dans la carrière d'Adrar Oufernou.

Les caractéristiques techniques de la sondeuse rotopercutante utilisée dans la carrière d'Adrar Oufernou, de type ATLAS COPCO (ECM-580Y), il est à signaler que la sondeuse ATLAS COPCO est la plus utilisée car elle est plus performante que le chariot de forage. L'ATLAS COPCO est utilisée pour la foration des trous verticaux aussi bien qu'inclinés sur des plates formes de travail bien nivelées.

Tableau III.1: Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO ECM-580Y.

Paramètres	Valeurs	Unité
Type ECM-580Y	-	-
Puissance du moteur	127	Kw
Diamètre du trou	89	mm
Vitesse de rotation	0÷132	tr/min
Vitesse maximal	3	Km/h
Poids	10,5	t
Profondeur maximale de forage	30	m
Pente maximale	30	Degré
Force de traction	78,5	KN

III.1.6/- Temps réel du cycle de forage d'un trou (sondeuse)

Le temps de forage est déterminé d'après le chronométrage que nous avons effectué au cours de notre stage, indique selon le tableau III.2.

Tableau III.2: Chronométrage de la durée de foration des trous.

N° du trou	1 ^{ère}	2 ^{ème}	3 ^{ème}	4 ^{ème}	5 ^{ème}	6 ^{ème}	7 ^{ème}
Temps (s)	trou						
Temps auxiliaire (temps de déplacement)	141	212	499	95	212	82	157
Temps de foration	1069	1490	970	1177	980	1040	1421
Temps totale	1210	1702	1469	1272	1192	1122	1578
Moyenne	1364						

III.1.6.1/- Temps effectif de forage

$$T_f = 1364 \text{ s} = 0,38 \text{ h}$$

III.1.6.2/- Temps auxiliaire

D'après le tableau IV.3 on peut calculer le temps auxiliaire (temps de déplacement) moyen.

$$T_{aux} = 200 \text{ s} = 0,06 \text{ h}$$

III.1.7/- Vitesse de forage d'un mètre du trou

➤ Pour la sondeuse :

$$V_f = \frac{L_t}{T_f} ; \text{ m/h} \quad (\text{III.1})$$

Tel que :

T_f : le temps nécessaire pour forer un seul trou $T_f = 1364 \text{ s} = 0,38 \text{ h}$.

L_t : longueur du trou $L_t = 11,4 \text{ m}$.

Donc :

$$V_f = \frac{11,4}{0,38}$$

$$V_f = 30 \text{ m/h}$$

➤ **Pour le chariot de foration :**

$$V_f = 10 \text{ m/h}$$

Remarque : la vitesse de forage d'un mètre du trou par la sondeuse est plus élevée que la vitesse de forage par le chariot.

III.1.8/-Temps auxiliaire d'un mètre du trou

$$T'_{\text{aux}} = \frac{T_{\text{aux}}}{L_t} ; \text{h/m} \quad (\text{III.2})$$

$$T'_{\text{aux}} = \frac{0,06}{11,4}$$

$$T'_{\text{aux}} = 0,005 \text{ h/m}$$

III.1.9/-Rendement de la sondeuse

Le rendement de la sondeuse est déterminé par l'expression suivante :

$$R_s = \frac{T_p \cdot K_u}{\frac{1}{V_f} + T'_{\text{aux}}} ; \text{m/poste} \quad (\text{III.3})$$

Tel que :

T_p : durée d'un poste de travail $T_p=7\text{h}$.

V_f : vitesse de forage ($V_f=30\text{m/h}$).

K_u : coefficient d'utilisation $K_u=0,57$.

T'_{aux} : la durée des travaux pour le forage d'un mètre de trou ($T'_{\text{aux}}=0,005\text{h/m}$).

$$R_s = \frac{7 \cdot 0,57}{\frac{1}{30} + 0,005}$$

$$R_s = 104,09 \text{ m/poste}$$

III.2/-Détermination des propriétés physiques et mécaniques des roches carbonatées d'Adrar Oufernou

Sur la base des données reçues lors de notre stage effectué au sein de la carrière d'Adrar Oufernou on a prélevé certaines propriétés de roche nécessaire à l'élaboration de notre mémoire de fin d'étude à savoir :

III.2.1/-La densité

C'est le rapport de la masse volumique de ce matériau à celle de l'eau à une température, elle est exprimée sans unité. [6]

Dans la carrière d'Adrar Oufernou la densité $\gamma = 2,6$ (voir l'annexe II.1).

III.2.2/- La contrainte à la compression

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

$$\sigma_c = \frac{F}{S} ; \text{Kgf/cm}^2 \quad (\text{III.4})$$

Tel que :

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

S : section ou surface sur laquelle on applique l'effort F, cm^2 .

Dans le cas de carrière d'Adrar Oufernou la moyenne des résultats des analyses physico-mécaniques effectuées sur des échantillons prélevés aux différentes profondeurs au niveau des sondages carottés sont résumés dans l'annexe II.1 ($\sigma_c = 618 \text{ Kgf/cm}^2$).

III.2.3/-La contrainte à la traction

Elle se détermine par la formule empirique suivante :

$$\sigma_t = (0,08 \div 0,12) * \sigma_c \quad (\text{III.5})$$

$$\sigma_t = 0,10 * 618$$

$\sigma_t = 61,80 \text{ kgf/cm}^2$

III.2.4/-La contrainte au déplacement

Elle se détermine par la formule suivante :

$$\sigma_{\text{dép}} = (0,13 \div 0,33) * \sigma_c ; \text{kgf/cm}^2 \quad (\text{III.6})$$

$$\sigma_{\text{dép}} = 0,3 * 618$$

$$\sigma_{\text{dép}} = 185,4 \text{ kgf/cm}^2$$

III.2.5/-La dureté [7]

La dureté représente l'un des paramètres les plus importants. Elle se caractérise par la capacité de la roche à résister à la pénétration d'un autre corps. La relation qui donne la dureté de la roche est celle du professeur PROTODIAKONOV est la suivante :

$$f = \frac{\sigma_c}{100} \text{ (III.7)}$$

Tel que :

σ_c : la résistance à la compression (kgf/cm^2).

Pour les roches d'Adrar Oufernou $\sigma_c = 618 \text{ kgf/cm}^2$:

$$f = \frac{618}{100}$$

$$f = 6,18 \approx 6$$

III.2.6/-Degré de fissuration

En général les massifs des roches dures et mi-dures sont divisés en blocs naturels par les systèmes de fissures, appelé la fissuration. Cette dernière joue un rôle important et la connaissance de la fissuration permet de choisir la méthode d'exploitation la plus rationnelle, résoudre correctement le problème de stabilité des bords et des gradins des carrières et d'autres problèmes y compris le processus de la préparation des roches à l'extraction.

Tableau III.3 : Classification des massifs suivant la fissurité. [7]

Catégorie de fissurité des roches	Degré de fissurité du massif	Distance moyenne entre les fissures, m	Proportion dans le massif des blocs(%) avec les dimensions en mètre			
			0,3	0,5	0,7	1,0
I	Roche exclusivement fissurées	jusqu'à 0,1	jusqu'à 10	jusqu'à 5	à peu près 0	ne contient pas
II	Roche de grande fissurité	0,1÷ 0,5	10÷ 70	5÷ 40	jusqu'à 30	jusqu'à 5
III	Roche de moyenne fissurité	0,5÷ 1,0	70÷100	40÷100	40÷80	5÷40
IV	Roche de faible fissurité	1,0÷ 1,5	100	100	80÷90	40÷80
V	Roche pratiquement monolithique	>1,5	100	100	100	100

III.2.7/-Coefficient de foisonnement

Le coefficient de foisonnement exprime l'indice de fragmentation du volume après l'abattage du massif, pendant l'exploitation des roches. Ce coefficient s'exprime par la formule suivante :

$$K_f = \frac{V_f}{V_m} \quad (\text{III.8})$$

Tel que :

V_f : volume des roches foisonnées.

V_m : volume des roches en place.

Les valeurs du coefficient de foisonnement sont différentes pour divers types de roches et dépendent de leur densité, structure, aspérité, ...etc.

Les hautes valeurs du coefficient de foisonnement, en général, influent négativement sur les processus de l'exploitation minière. Elles diminuent le degré de remplissage des godets des excavateurs et des chargeuses, l'utilisation de la capacité des bennes des moyens de transport et augmente la surface nécessaire des terrils et des stocks piles. Pour les roches calcaires on prendra la valeur $K_f=1,6$.

III.2.8/-Indice de forabilité (I_f) [7]

Le forage des trous est une opération importante durant le processus de la préparation des roches à l'extraction à l'explosif. Pour évaluer la forabilité (perforabilité) l'académicien RJEVSKY V, a proposé un indice de forabilité I_f basé sur les thèses scientifiques suivantes :

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

$$I_f = 0,007 * (\sigma_{c+} \sigma_{dép}) + 0,7 * \rho \quad (III.9)$$

Tel que :

$\sigma_{dép}$: contrainte au déplacement (cisaillement).

ρ : la masse volumique, $\rho=2,6t/m^3$.

$$I_f = 0,007 * (618 + 185,4) + 0,7 * 2,6$$

$I_f = 7,44$

D'après le tableau III.4 les roches de calcaires d'Adrar Oufernou appartiennent à la classe II, c'est-à-dire sont caractérisées par une forabilité facile.

Tableau III. 4 : Indice de forabilité (I_f) des roches et leur classement.

Classes	Valeurs de I_f	Appréciation des roches
I	forabilité très facile	$I_f = (1 \div 5)$.
II	forabilité facile	$I_f = (5,1 \div 10)$.
III	forabilité moyenne	$I_f = (10,1 \div 15)$.
IV	forabilité difficile	$I_f = (15,1 \div 20)$.
V	forabilité très difficile	$I_f = (20,1 \div 25)$.

III.2.9/-Détermination de la tirabilité du calcaire ($q_{\text{étalon}}$)

La résistance des roches au tir est caractérisée par la consommation spécifique étalon d'explosif.

Elle se détermine par la formule suivante :

$$q_{\text{ét}} = 0,02(\sigma_c + \sigma_t + \sigma_{\text{dép}}) + 2 * \rho; \text{ g/m}^3 \quad (\text{III.10})$$

$$q_{\text{ét}} = 0,02(618 + 61,8 + 185,4) + 2 * 2,6$$

$q_{\text{ét}} = 22,50 \text{ g/m}^3$

Tableau III.5 : Tirabilité des roches en fonction de la consommation d'étalon.

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

Suivant la valeur de la consommation spécifique d'explosif étalon, les roches sont de la classe III, (Tirabilité difficile).

III.3/-Abattage des roches

Dans la plupart des cas, la préparation des roches à la traction renferme destruction du massif rocheux jusqu' à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissibles pour la rentabilité de tous les complexes d'extraction et de transport.

L'abattage des roches est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière. Le coût d'abattage d'une tonne est estimé de 15 à 20 % du coût total dans l'exploitation minière à ciel ouvert.

L'abattage des roches consiste à la destruction des roches au niveau du massif et leur obtention sous-forme de morceaux abattus de grosseurs et de volumes différents. En pratique minière, il existe un certain nombre de méthodes d'abattage à savoir :

- L'abattage mécanisé.

- L'abattage par explosif.

Dans la carrière d'Adrar Oufernou, l'abattage à l'explosif est largement utilisé du fait que le calcaire qui forme le gisement suscit  est caract ris  par une duret  $f=6$.

III.3.1/-Mode d'abattage par pelle et par excavateur

L'abattage par pelle et par excavateur est pratiqu  dans les milieux rocheux tendres, les excavateurs sont des machines destin es   la prise de la roche dans le massif vierge par leur godet jusqu'au lieu de d versement (engin de transport).

III.3.2/-Mode d'abattage   l'explosif

L'abattage des roches   explosif est tr s r pandu dans les mines   ciel ouvert et c'est une m thode principale pour la pr paration des roches dures.

Il est  tabli que la qualit  de la pr paration des roches a une influence importante sur les indices techniques et  conomiques des processus technologiques, et sur les indices principaux de travail des entreprises mini res.

L'abattage   l'explosif est pratiqu  dans les milieux rocheux qui ont une densit  sup rieure   2,5 et une r sistance   la compression de plusieurs centaines de Kg/cm².

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer : [13]

- Degr  n cessaire et r gularit  de la fragmentation des roches.
- Etat normal du pied du gradin, c'est- -dire la surface plate sans rebords.
- Formation du tas de la masse mini re abattue avec forme et dimensions n cessaires.
- Volume n cessaire de la masse mini re abattue pour le travail r gulier des engins de chargement.
- D pense minimale et grande s curit  du travail.

Les dimensions maximales admissibles des blocs de roches abattues se d terminent en fonction de la capacit  du godet de la chargeuse et les param tres des installations. [7]

- **Pour les chargeuses :**

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

Tel que :

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

E : capacité du godet de la chargeuse (CATERPILLAR 345D, $E=3,2 \text{ m}^3$).

$$D_m \leq 0,8 \sqrt[3]{3,2}$$

$$\boxed{D_m \leq 1,17 \text{ m}}$$

➤ Pour les concasseurs :

$$D_m \leq 0,8 * B_{ou} ; \text{ m} \quad (\text{III.12})$$

Tel que :

B_{ou} : dimension caractérisant l'ouverture du concasseur à mâchoire ($B_{ou}=1,2\text{m}$).

$$D_m \leq 0,8 * 1,2$$

$$\boxed{D_m \leq 0,96 \text{ m}}$$

➤ Pour les camions :

$$D_m \leq 0,5 \sqrt[3]{V_c} ; \text{ m} \quad (\text{III.13})$$

Tel que :

V_c : volume de la benne du camion (voir la partie de transport).

➤ Pour TEREX TA 400 ($V_c=20\text{m}^3$) :

$$D_m \leq 0,5 \sqrt[3]{20}$$

$$\boxed{D_m \leq 1,36 \text{ m}}$$

➤ Pour ASTRA BM 35 ($V_c= 17,5\text{m}^3$) :

$$D_m \leq 0,5 \sqrt[3]{17,5}$$

$$\boxed{D_m \leq 1,3 \text{ m}}$$

- Pour ASTRA RD 32($V_c=16m^3$) :

$$D_m \leq 0,5\sqrt[3]{16}$$

$$D_m \leq 1,26 \text{ m}$$

- Pour ASTRA RD 28($V_c=14m^3$) :

$$D_m \leq 0,5\sqrt[3]{14}$$

$$D_m \leq 1,2 \text{ m}$$

Les morceaux des roches abattues qui ne satisfont pas aux conditions ci-dessus seront considérés comme les blocs hors gabarits et feront l'objet d'un débitage secondaire.

III.3.2.1/-Les caractéristiques des explosifs

Un explosif est une matière inerte qui sous l'action d'un choc, du feu, ou des deux combinés se transforme dans un temps très court en un grand volume de gaz à haute température. [15]

III.3.2.2/-Les types d'explosifs

On distingue habituellement les matières et substances explosives selon le régime de propagation de leur réaction de décomposition :

- Combustion.
- Déflagration.
- Détonation.

On distingue suivant l'utilisation :

- des explosifs d'amorçage.
- des explosifs relais.
- des explosifs de chargement.

On distingue suivant la sensibilité :

Des explosifs primaires : sont généralement très sensibles et peuvent être amorcés par une flamme ou un faible choc. [19]

Des explosifs secondaires : relativement moins sensibles. Leur détonation ne peut être amorcée facilement que par la détonation d'un autre explosif.

On distingue suivant l'état physique :

- des explosifs solides.
- des explosifs liquides.
- des explosifs en bouillies.
- des explosifs gazeux.

On distingue suivant leur composition :

- des corps purs.
- des mélanges.

III.3.2.3/-Energie d'explosion

Lors de la détonation d'explosif, ce dernier libère 2 types d'énergie nécessaires et complémentaires pour arracher la masse rocheuse.

- a) **Energie de choc :** c'est celle qui agit comme un marteau et qui brise le massif.
- b) **Energie de gaz :** c'est celle qui pousse la roche vers l'avant variation de l'énergie lors de la détonation en fonction du temps.

III.2.2.4/-L'explosif utilisé

Le choix de l'explosif dépend généralement des propriétés physique et mécanique des roches, et principalement de la tirabilité. Chaque explosif est caractérisé par sa densité, sa sensibilité, sa brisance, sa vitesse de détonation et sa capacité de travail.

Dans la carrière d'Adrar Oufernou les explosifs utilisés pour la fragmentation des roches sont les suivants :

- charge principale Anfomil en vrac.
- charge d'amorçage Marmanite III en cartouches.
- cordeau détonant (20g/m).

- a) **La mise à feu :** La connexion est en série, et la mise à feu est électrique ; comme explosif.

b) Cordeau de détonation :

Il est constitué d'une âme de penthrite en poudre enrobée dans un textile puis dans une gaine en matière plastique. Le cordeau détonant rend de grands services lors des travaux de minage. Il sert principalement à :

- L'amorçage de n'importe quel explosif placé en son contact.
- L'amorçage simultané de plusieurs charges à la fois.
- L'augmentation de l'effet de brisance de l'explosif qu'il amorce et cela grâce à sa grande vitesse de détonation.
- Dans les trous de mines profonds où les charges explosives sont étalées et séparées par des espaces réservés au bourrage des trous, le cordeau détonant sert ici à la transmission de la détonation.

Dans notre plan de tir, on choisit le cordeau détonant de type : ONACORD, qui est disponible à l'ONEX, ses caractéristiques, sont :

- Nature : cordeau détonant 20 gr.
- Couleur : rouge.
- Etanchéité à l'eau : très bonne.
- Vitesse de détonation : 6500 m/s.

c) Ohmmètre :

L'ohmmètre permet de mesurer la résistance des détonateurs et de l'ensemble du circuit de tir.

d) Classifications des détonateurs électriques :

Les détonateurs ou couramment les amorces électriques sont classés selon leur temps de réaction à l'impulsion électrique en :

- Détonateurs électriques instantanés DEI.
- Détonateurs électriques à retard DER.
- Détonateurs électriques microretards DMR.

Pour notre plan de tir on utilise le détonateur microretard, pour ses avantages décrits ci dessous :

- Une diminution de la vibration du sol et du déplacement de l'air par l'explosion d'où l'avantage que procure l'utilisation des microretards lors des tirs programmés aux environs des constructions.
- La possibilité d'orienter l'onde de choc pour la création d'un dégagement.

Le tir sera branché en série et réalisé avec détonateur microretard (DMR) de 20 ms, nombre de retard est 12 et résistance ohmique par détonateur est 1,5 ohm. [13]

Tableau III.6: Caractéristiques technique des explosifs.

Paramètre	Marmanite III	Anfomil
Densité (g/cm ³)	1,33	0,95
Vitesse de détonation (m/s)	6500	3000
Travail spécifique(CUP)%	1,18	1,15
Diamètre de la cartouche (mm)	65	/
Langueur de la cartouche (mm)	750	/
Poids de la cartouche (kg)	2,5	25
Coefficient de self excitation (mm)	30	/
Resistance à l'eau	Moyenne	Faible
Volume gaz (l/kg)	902	975
Utilisation	-terrain sec ou faiblement humide. -terrains à roches tendres à mi-dures.	-terrain sec. -terrains à roches tendres.

III.3.3/-Plan de tir

- les trous de mines seront disposés suivant plusieurs rangées sur la banquette supérieure.
- L'explosif utilisé sera l'Anfomil en vrac (charge de colonne), et Marmanite III dont le diamètre de cartouche est de 65 mm (charge de pied).
- L'amorçage de la charge sera latéral par cordeau détonant de 20g/m linéaire et un détonateur micro retard (DMR), l'intervalle des retards est de 20 ms.
- Le branchement des charges sera en série. [13]

III.3.3.1/-Paramètres d'un plan de tir

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

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

Le plan de tir donc prend en considération ces objectifs en appréciant les paramètres tels que :

- la hauteur du gradin(H_g).
- la profondeur du trou (L_{tr}).
- la sous-foration (L_S).
- l'inclinaison du trou par rapport à la verticale(β).
- la ligne de moindre résistance (résistance au pied du gradin) (W).
- le diamètre du trou (D_{tr}).
- la maille ou le rapport banquette/écartement entre trous.
- la distance entre les trous dans une rangée (a).
- la distance entre les trous (b).
- la qualité et quantité de la charge.
- l'ordre de mise à feu des charges (amorçage).

a) Le diamètre du trou (D_{tr}) :

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

Le diamètre du trou est sensiblement celui du taillant et la détermination de ce paramètre dépend du matériel dont dispose l'exploitant. L'implication du matériel est aussi en rapport avec le type de matériau défini par sa dureté et sa fracturation interne.

b) Choix du diamètre de foration :

Le choix du diamètre de foration dépend de différents facteurs :

- Nature de la roche à abattre, dureté, abrasivité.
- Homogénéité, taille du massif.
- Production journalière désirée, fragmentation recherchée.
- Performances techniques, prix et servitudes du matériel de foration.

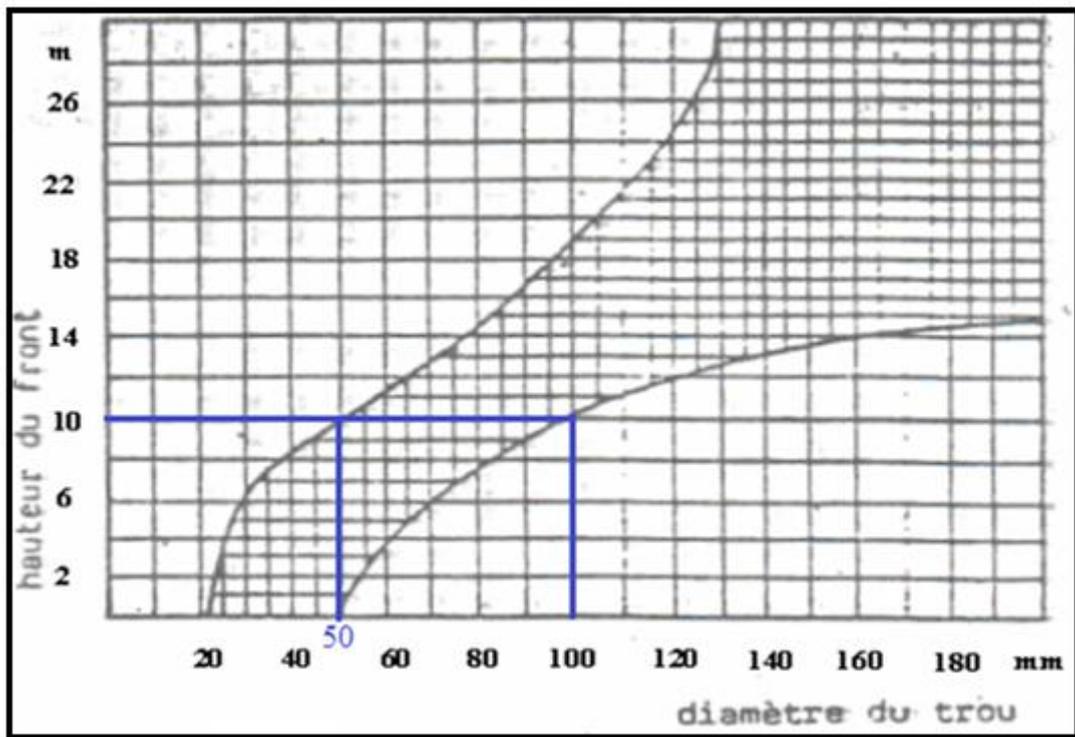


Figure III.9 : Choix du couple diamètre- hauteur de front.

c) Ligne de moindre résistance (W) :

On donne le nom de la ligne de moindre résistance, la distance entre le trou et la surface libre du gradin.

d) L'inclinaison du trou (β) :

L'inclinaison du trou est un paramètre très intéressant pour déterminer le bon foisonnement de la roche. La réglementation limite 10 à 20° l'angle du trou foré par rapport à la verticale. On prend l'inclinaison de 15° pour notre cas. Les avantages obtenus portent sur :

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

Etant donné ces avantages, les trous inclinés sont de plus en plus utilisés dans les carrières et mines à ciel ouvert. [4]

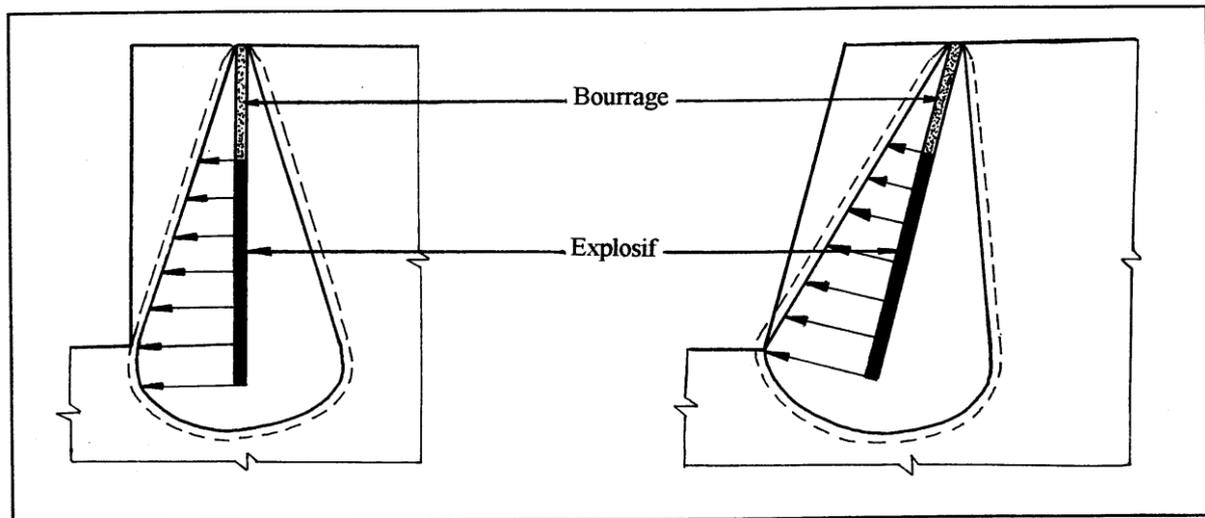


Figure III.10 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison. [14], [4]

e) La longueur de sous-foration (L_s) :

La sous-foration 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. [19]

La longueur de sous-foration dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés de l'explosif, de la résistance au pied (moindre résistance), des propriétés physiques et mécaniques des roches.

f) Nombre de rangées :

Lorsqu'il est fait recours, pour les besoins de production, au tir à plusieurs rangées, l'emploi du tir aux microretards est indispensable pour mieux contrôler :

- La fragmentation des blocs.
- Les variations de projection.

- Les vibrations du sol.
- Les dégâts commis sur la roche en place.
- Le nombre de rangées est déterminé par :
 - ❖ Les éléments de la méthode d'exploitation (largeur de la plate-forme du travail).
 - ❖ Les réserves nécessaires des roches abattues.
 - ❖ La technologie et l'organisation des travaux miniers.

Dans la carrière d'Adrar Oufernou le tir s'effectue sur 2 rangées des trous, avec une charge continue, le tableau III.7 représente les paramètres de tir utilisés dans la carrière.

Tableau III.7 : Les paramètres des travaux de forage et de tir utilisés dans la carrière.

Désignation	Mesure	Symbole	Gradin niv-220m
Diamètre du trou.	mm	D_{tr}	89
Hauteur du front de taille « gradin».	m	H_g	10
Angle de foration.	Degré	-----	15°
Profondeur de trou de mine.	m	L_{tr}	11
Ligne de moindre résistance.	m	W	3
Distance entre les trous.	m	a	3
Sur-foration.	m	L_s	1
Langueur de bourrage.	m	L_b	3
Longueur de la charge d'explosif.	m	L_{ch}	8
la quantité d'explosif (Anfomil) par trou.	Kg	Q_{anf}	23
la quantité d'explosif (Marmanite III)par trou.	Kg	Q_{mar}	12
Charge d'un trou.	Kg	Q_t	35

Nombre total de trous.	----	N_t	26
Nombre de rangées.	----	N_r	2
Nombre de trous par rangées.	----	$N_{tr}/rang$	1/13-2/13
Charge d'explosif.	Kg	Q_{tot}	910
Cordeau détonant.	20g	-----	375
Consommation spécifique.	Kg/m^3	q	0,377

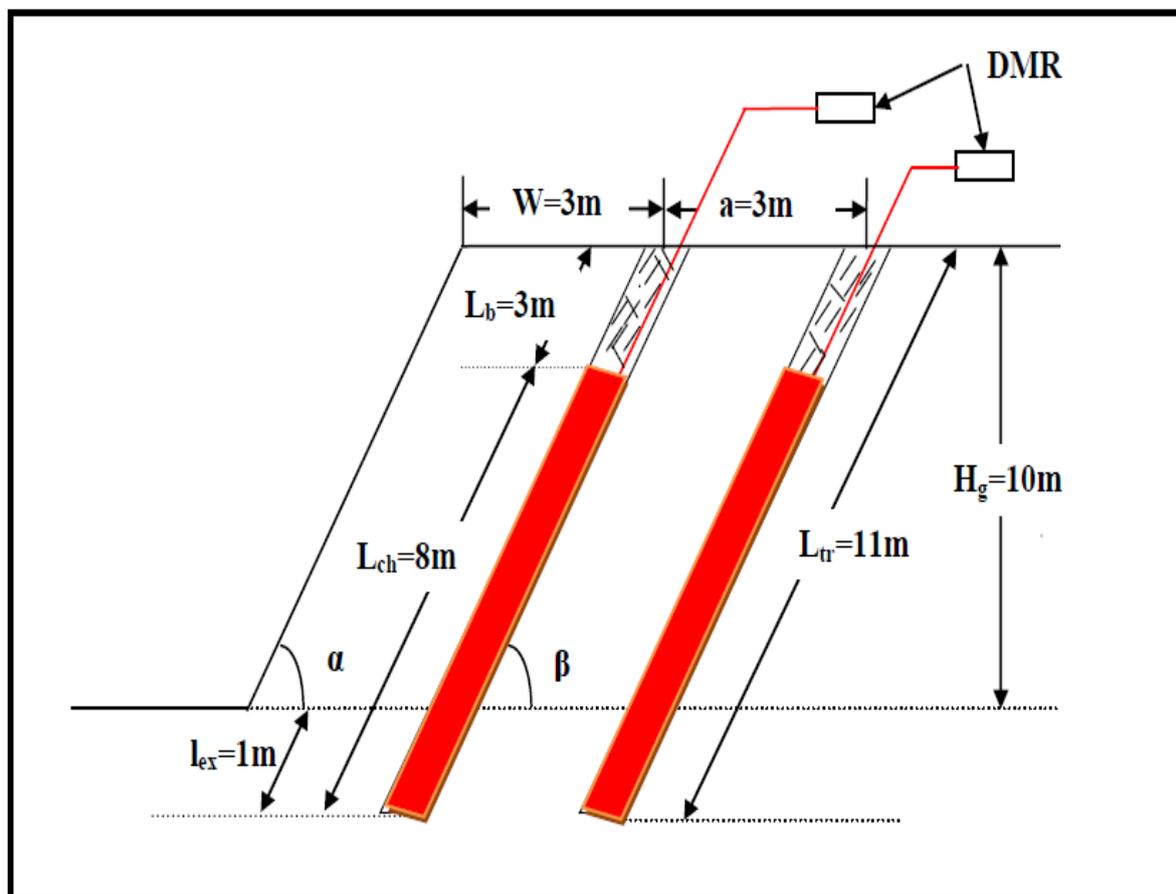


Figure III.11 : Schéma de chargement des trous existant.

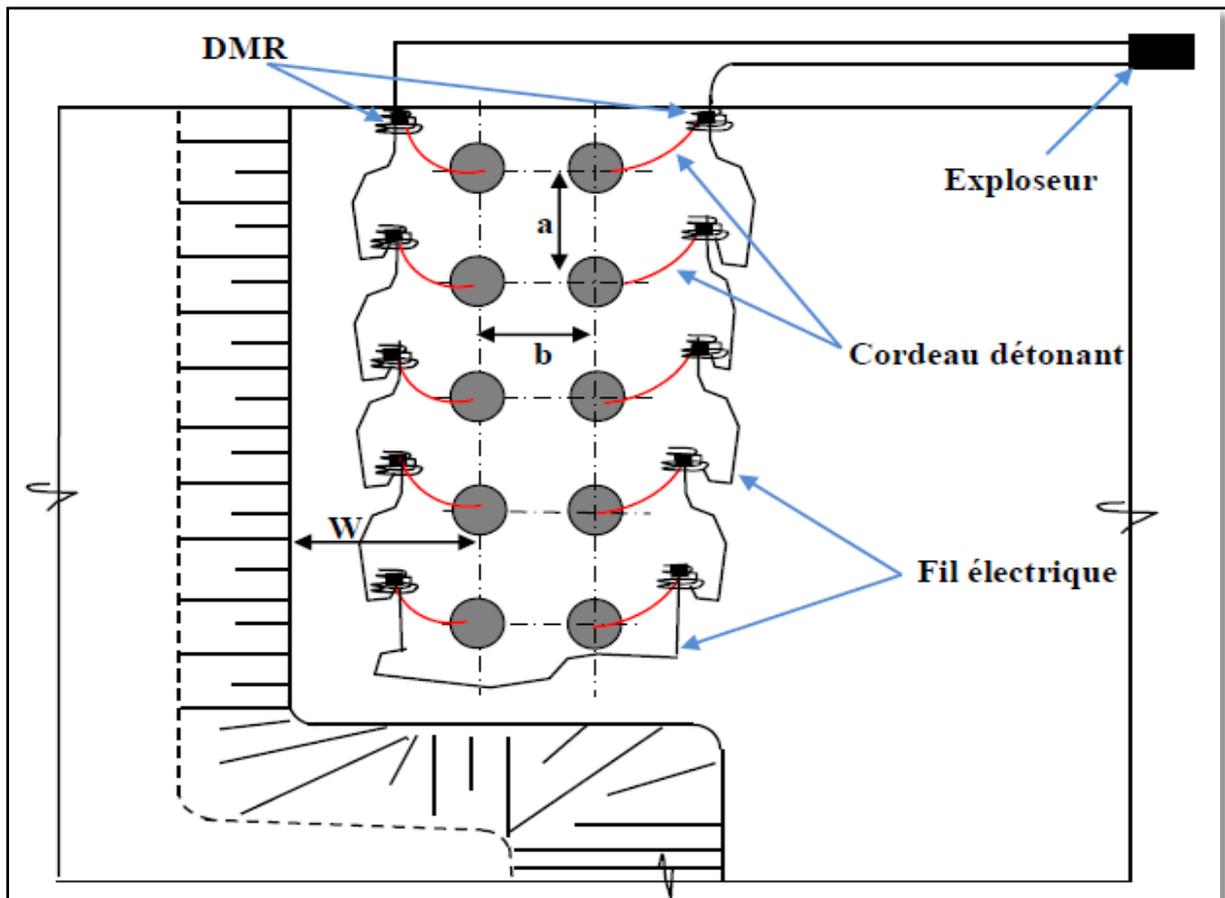


Figure III.12:Schema du plan de tir existant.

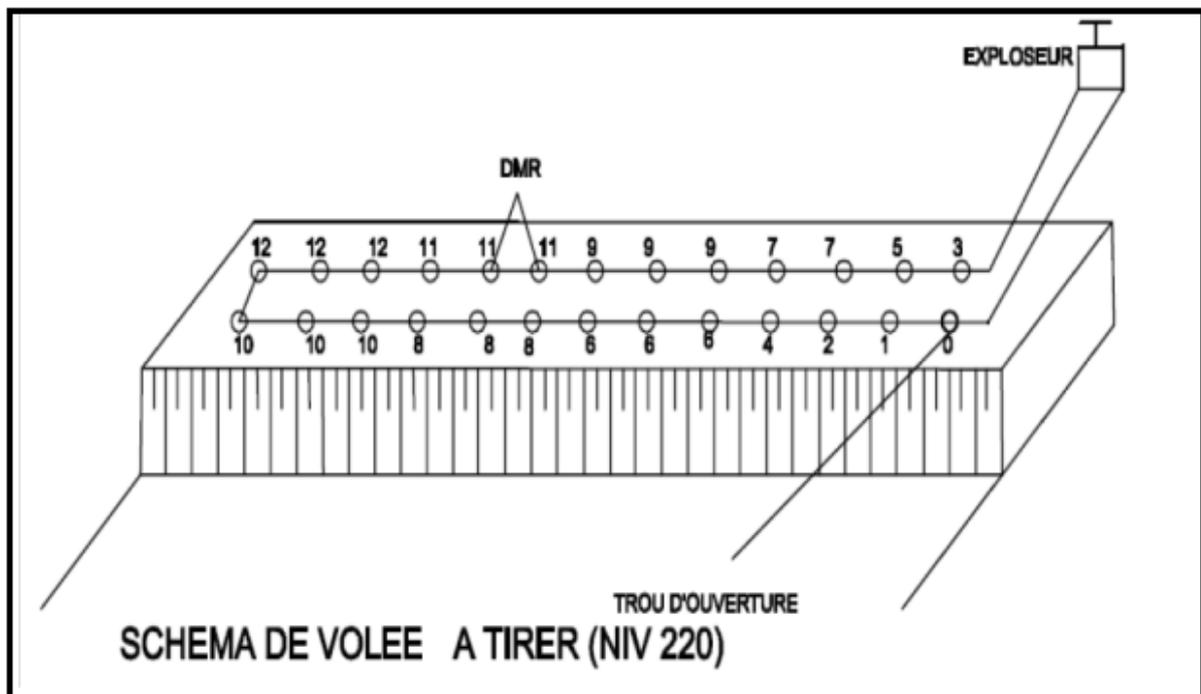


Figure III.13 : Schéma de connexion existant (volée à tirer Niv 220).

III.3.4/- Calcul des paramètres des travaux de tir

III.3.4.1/- Consommation spécifique d'explosif de projet

$$q = q_{\text{ét}} * K_{\text{exp}} * K_{\text{fis}} * K_{\text{d}} * K_{\text{c}} * K_{\text{v}} * K_{\text{sd}} ; \text{g/m}^3 \quad (\text{III.14})$$

Tel que :

$q_{\text{ét}}$: consommation spécifique étalon ($q_{\text{ét}} = 22,50 \text{ g/m}^3$).

K_{exp} : coefficient de conversion : il tient compte de la différence d'aptitudes au travail entre l'explosif étalon et celle de l'explosif utilisé.

$$K_{\text{exp}} = \frac{A_{\text{et}}}{A_{\text{ut}}} \quad (\text{III.15})$$

A_{et} : Aptitude de travail de l'explosif d'étalon. L'explosif d'étalon est l'Ammonite ($A_{\text{et}} = 360 \text{ cm}^3$).

A_{ut} : Aptitude de travail de l'explosif utilisé.

Les explosifs utilisés sont : l'Anfomil $A_{\text{anf}} = 320 \text{ cm}^3$ (70%) et Marmanite (III) $A_{\text{mar}} = 360 \text{ cm}^3$ (30%).

$$A_{\text{ut}} = \frac{A_{\text{anf}} * 70 + A_{\text{mar}} * 30}{100} \quad (\text{III.16})$$

$$A_{\text{ut}} = \frac{320 * 70 + 360 * 30}{100}$$

$$A_{\text{ut}} = 332 \text{ cm}^3$$

Donc :

$$K_{\text{exp}} = \frac{360}{332}$$

$$K_{\text{exp}} = 1,08$$

K_{fis} : coefficient qui tient compte de la fissuration du massif.

$$K_{\text{fis}} = 1,2 * l_{\text{m}} + 0,2 \quad (\text{III.17})$$

l_{m} : dimension moyenne dans le massif, $l_{\text{m}} = 1 \text{ m}$ (voir le tableau III.3).

$$K_{\text{fis}} = 1,2 * 1 + 0,2$$

$$K_{\text{fis}} = 1,4$$

K_d : coefficient qui tient compte du degré de fragmentation nécessaire.

$$K_d = \frac{0,5}{d_m} \quad (\text{III.18})$$

d_m : dimension moyenne des morceaux des roches fragmentées.

$$d_m = 0,170 \sqrt[3]{E} \quad (\text{III.19})$$

E : capacité du godet de la chargeuse $E=3,2\text{m}^3$.

$$d_m = 0,170 \sqrt[3]{3,2}$$

$$\mathbf{d_m = 0,3m}$$

Donc :

$$K_d = \frac{0,5}{0,3}$$

$$\mathbf{K_d = 1,67}$$

K_c : c'est le coefficient qui tient compte du degré de concentration réel de la charge $K_c=0,7 \div 0,8$. on prend $K_c=0,8$.

K_v : coefficient qui tient compte de l'influence du volume de la roche fragmentée.

$$k_v = \sqrt[3]{\frac{15}{H_g}} \quad (\text{III.20})$$

Donc :

$$k_v = \sqrt[3]{\frac{15}{10}}$$

$$\mathbf{K_v = 1,14}$$

K_{sd} : coefficient qui tient compte de la disposition de la charge et du nombre de surfaces dégagées le massif tiré (on a deux surfaces libres donc $K_{sd} = 8$).

$$q = 22,50 * 1,08 * 1,4 * 1,67 * 0,8 * 1,14 * 8$$

$$\mathbf{q = 412 \text{ g/m}^3 = 0,412 \text{ Kg/m}^3}$$

III.3.4.2/-Volume du bloc à tiré

$$V_{bl} = \frac{P_{an}}{N_{t.s} * N_s} ; m^3 \quad (III.21)$$

Tel que :

P_{an} : Production annuelle planifiée par la carrière, $P_{an} = 530000 \text{ t/an} = 331250 \text{ m}^3/\text{an}$.

$N_{t.s}$: Intervalle entre deux tirs successifs, $N_{t.s} = 1$.

N_s : Nombre de semaines ouvrables par an, $N_s = 48$ semaines.

$$V_{bl} = \frac{331250}{1 * 48}$$

$$V_{bt} = 6901,04 m^3$$

III.3.4.3/-Surface du bloc

$$S_{bl} = \frac{V_{bl}}{hg} ; m^2 \quad (III.22)$$

$$S_{bl} = \frac{6901,04}{10}$$

$$S_{bl} = 690,10 m^2$$

III.3.4.4/-Longueur du bloc

$$L_{bl} = \frac{S_{bl}}{A} ; m \quad (III.23)$$

$$L_{bl} = \frac{690,10}{7}$$

$$L_{bl} = 98,5 m$$

III.3.4.5/-Calcul de la densité d'explosif

L'explosif utilisé est l'Anfomil 70% $\gamma_a = 0,95 \text{ g/cm}^3$, et 30% Marmanite III $\gamma_m = 1,33 \text{ g/cm}^3$.

Donc :

$$\gamma_{ex} = \frac{(70 \cdot 0,95) + (30 \cdot 1,33)}{100} ; \text{g/cm}^3 \quad (\text{III.24})$$

$$\gamma_{ex} = 1,064$$

III.3.4.6/-La charge linéaire

$$P = \pi \cdot \frac{(D_{tr})^2}{4} * \gamma_{ex} ; \text{Kg/m} \quad (\text{III.25})$$

$$P = (3,14/4) * (0,089)^2 * 1064$$

$$P = 6,61 \text{ Kg/m}$$

III.3.4.7/- La longueur de sous-foration

$$L_s = (10 \div 15) * D_{tr} ; \text{m} \quad (\text{III.26})$$

Te que :

D_{tr} : diamètre du trou ($D_{tr} = 89 \text{mm}$).

$$L_s = 12 * 0,089$$

$$L_s = 1,07 \text{m}$$

III.3.4.8/-longueur du trou (incliné)

$$L_{tr} = \frac{H_g}{\sin \alpha} + L_s ; \text{m} \quad (\text{III.27})$$

Tel que :

H_g : hauteur du gradin ($H_g = 10 \text{m}$).

α : l'angle d'inclinaison du trou ($\alpha = 75^\circ$).

$$L_{tr} = \frac{10}{\sin 75} + 1,07$$

$$L_{tr} = 11,4 \text{m}$$

III.3.4.9/-Ligne de moindre résistance

➤ Pour les trous verticaux :

$$W = \frac{-0,75 \cdot p + \sqrt{0,56 \cdot p^2 + 4 \cdot m \cdot q \cdot H_g \cdot L_{tr} \cdot p}}{2 \cdot m \cdot q \cdot H_g} ; m \quad (\text{III.28})$$

Tel que :

m : coefficient de rapprochement des trous, $m = (0,8 \div 1,2)$, on prend $m = 1$.

q : consommation spécifique d'explosif de projet $q = 0,412 / \text{Kg/m}^3$.

L_{tr} : longueur du trou vertical.

$$L_{tr} = H_g + L_s ; m \quad (\text{III.29})$$

$$L_{tr} = 10 + 1,07$$

$$\boxed{L_{tr} = 11,07 \text{ m}}$$

Donc :

$$W = \frac{-0,75 \cdot 6,61 + \sqrt{0,56 \cdot 6,61^2 + 4 \cdot 1 \cdot 0,412 \cdot 10 \cdot 11,07 \cdot 6,61}}{2 \cdot 1 \cdot 0,412 \cdot 10}$$

$$\boxed{W = 3,7 \text{ m}}$$

➤ Ligne de moindre résistance au pied du gradin (W_s) :

$$W_s = h_g \cdot (\text{ctg} \alpha - \text{ctg} \beta) + C ; m \quad (\text{III.30})$$

Tel que :

α : l'angle d'inclinaison du talus de gradin, donc $\alpha = 75^\circ$.

β : l'angle d'inclinaison du trou, (trous vertical $\beta = 90^\circ$).

C : distance de sécurité, $C = 3 \text{ m}$.

$$W_s = 10 \cdot (\text{ctg} 75) + 3$$

$$\boxed{W_s = 5,7 \text{ m}}$$

Pour notre cas la condition n'était pas vérifiée ($W \geq W_s$) on a donc procédé au forage de trous inclinés. Alors certains paramètres ont changé comme suit :

$$W = \frac{-p + \sqrt{p^2 + 4 * m * q * hg * Ltr * p}}{2 * m * q * hg} ; m \quad (\text{III.31})$$

$$W = \frac{-6,61 + \sqrt{6,61^2 + 4 * 1 * 0,412 * 10 * 11,4 * 6,61}}{2 * 1 * 0,412 * 10}$$

$$\mathbf{W = 3,5m}$$

$$W_s = 10 * (\text{ctg}75 - \text{ctg}75) + 3$$

$$\mathbf{W_s = 3m}$$

III.3.4.10/-La distance entre les trous de même rangée

$$a = m * W ; m \quad (\text{III.32})$$

Tel que :

W : la ligne de moindre résistance W=3,5m.

m : coefficient de rapprochement du tous m= (0,8÷1,2), en prendre m=1.

$$a = 1 * 3,5$$

$$\mathbf{a = 3,5m}$$

III.3.4.11/-La distance entre les rangées

$$b = W \text{ (tir à micro retard) } ; m \quad (\text{III.33})$$

$$\mathbf{b = 3,5m}$$

III.3.4.12/-Quantité d'explosif à mettre dans chaque trou

$$Q_{tr} = q * a * W * H_g ; kg \quad (\text{III.34})$$

$$Q_{tr} = 0,412 * 3,5 * 3,5 * 10$$

$$\mathbf{Q_{tr} = 50Kg}$$

III.3.4.13/-Longueur de la charge d'explosif

$$L_{ch} = \frac{Q_{tr}}{P} ; m \quad (\text{III.35})$$

Tel que :

P : La charge linéaire (P=6,61kg/m).

$$L_{ch} = \frac{50}{6,61}$$

$$L_{ch} = 7,56 \text{ m}$$

III.3.4.14/-Longueur de bourrage total du trou

$$L_b = L_{tr} - L_{ch}; \text{ m} \quad (\text{III.36})$$

➤ Pour $L_{ch} = 7,56 \text{ m}$

$$L_b = 11,40 - 7,56$$

$$L_b = 3,84 \text{ m}$$

III.3.4.15/-Longueur de bourrage du bouchon

$$L_{bb} = 20 * D_{tr}; \text{ m} \quad (\text{III.37})$$

Tel que :

D_{tr} : diamètre du trou $D_{tr} = 89 \text{ mm}$.

$$L_{bb} = 20 * 0,089$$

$$L_{bb} = 1,78 \text{ m}$$

Dans la carrière Adrar Oufernou la charge utilisée est continue, mais d'après les résultats de calcul obtenus on a trouvé que $L_b > L_{bb}$, ce qui peut être l'une des causes de provenance de blocs hors-gabarits. Donc on propose de charger les trous d'une manière discontinue (structure discontinue) pour diminuer le taux de blocs hors-gabarit.

III.3.4.16/-Longueur de bourrage intermédiaire

$$L_{bi} = L_b - L_{bb} \quad (\text{III.38})$$

$$L_{bi} = 3,84 - 1,78$$

$$L_{bi} = 2,06 \text{ m}$$

III.3.4.17/-Longueur de la charge principale lors de la structure discontinue

$$L_{ch}^p = 1,2 * W ; m \quad (III.39)$$

$$L_{ch}^p = 1,2 * 3,5$$

$$L_{ch}^p = 4,2 m$$

III.3.4.18/-Le volume de la roche abattu par un trou tiré

$$V_t = a * w * Hg ; m^3 \quad (III.40)$$

$$V_t = 3,5 * 3,5 * 10$$

$$V_t = 122,5 m^3$$

III.3.4.19/-Le nombre de trous par volée

$$N_{tr} = \frac{V_b}{v_t} ; \text{trou} \quad (III.41)$$

Tel que :

V_b : Volume du bloc à tirer $V_b = 69014,04 m^3$.

$$N_{tr} = \frac{6901,04}{122,5}$$

$$N_{tr} = 56 \text{ trou}$$

III.3.4.20/-Quantité totale d'explosif utilisée pour abattre le bloc

$$Q_{tot} = N_{tr} * Q_{tr} ; Kg \quad (III.42)$$

$$Q_{tot} = 56 * 50$$

$$Q_{tot} = 2800 Kg$$

III.3.4.21/-Répartition de la quantité d'explosif par trou

Comme deux types d'explosifs sont utilisés lors de l'abattage des roches à la carrière d'Adrar Oufernou on doit tenir compte du pourcentage de l'explosif principal (Anfomil 70%) et celui d'amorçage (Marmanite III 30%).

A partir de là nous pouvons faire la répartition de la quantité d'explosif dans le trou comme suite.

➤ **Pour Marmanite III :**

$$Q_{\text{mar}} = 30\% * Q_{\text{tr}} ; \text{Kg} \quad (\text{III.43})$$

$$Q_{\text{mar}} = 0,30 * 50$$

$$Q_{\text{mar}} = 15 \text{ Kg}$$

➤ **Pour l'Anfomil :**

$$Q_{\text{anf}} = 70\% * Q_{\text{tr}} ; \text{Kg} \quad (\text{III.44})$$

$$Q_{\text{anf}} = 0,70 * 50$$

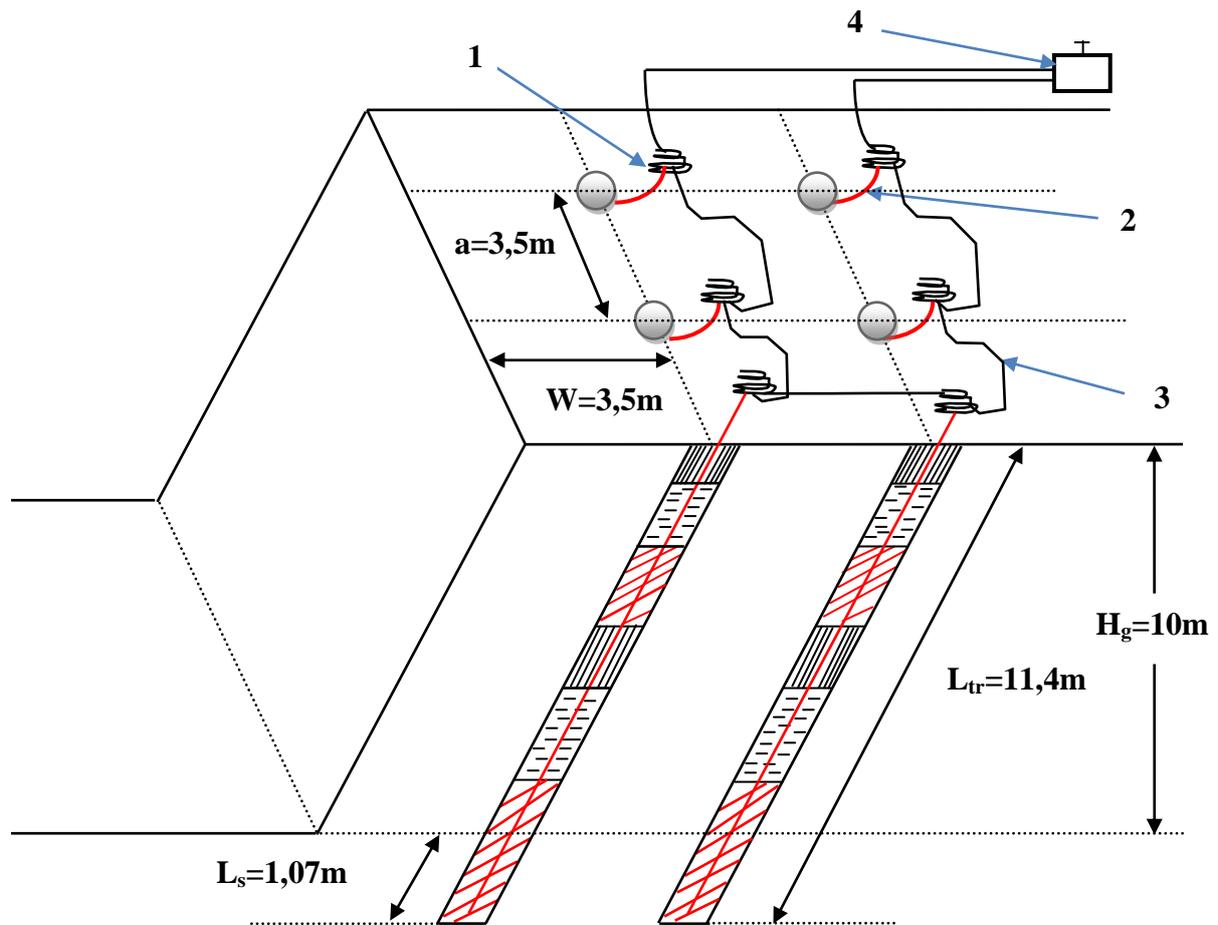
$$Q_{\text{anf}} = 35 \text{ Kg}$$

D'après le tableau IV.5 la quantité d'explosif par trou de mine utilisé dans la carrière d'Adrar Oufernou est inférieure à celle calculée théoriquement, ce qui peut être l'une des causes de provenance des blocs hors-gabarits et pied de gradin.

Tableau III.8 : Les paramètres de tir calculés.

Désignation	Mesure	Symbole	Valeur
Diamètre.	mm	D_{tr}	89
Hauteur du front de taille.	m	H_{g}	10
Angle de foration.	Degré	-----	15°
Profondeur du trou de mine.	m	L_{tr}	11,40
Ligne de moindre résistance.	m	W	3,5
Distance entre les trous.	m	a	3,5
Distance entre les rangées.	m	b	3,5
Sur-foration.	m	L_{s}	1,07
Longueur de bourrage intermédiaire.	m	L_{b}	2,06

Longueur de bourrage du bouchon.	m	L_{bb}	1,78
Longueur de la charge d'explosif.	m	L_{ch}	7,56
Longueur de la charge principale.	m	L_{ch}^p	4,2
la quantité d'explosif (Anfomil) par trou.	Kg	Q_{anf}	35
la quantité d'explosif (Marmanite) par trou.	Kg	Q_{mar}	15
Charge d'un trou.	Kg	Q_{tr}	50
Nombre total de trous.	-----	N_t	56
Nombre de rangées.	-----	N_r	2
Nombre de trous par rangées.	-----	$N_{tr}/rang$	1/28-2/28
Charge d'explosif.	Kg	Q_{tot}	2800
Cordeau détonant.	20kg	m	675
Consommation spécifique.	kg/m^3	q	0,418



Légende

1- Détonateurs micro-retard(DMR) . 2-cordeau détonant. 3-Fil électrique. 4- Exploseur.

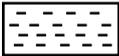
 Marmanite III.
  Anfomil.
  Bourrage.

Figure III.14 : Schéma de chargement des trous de mine proposé (structure discontinue).

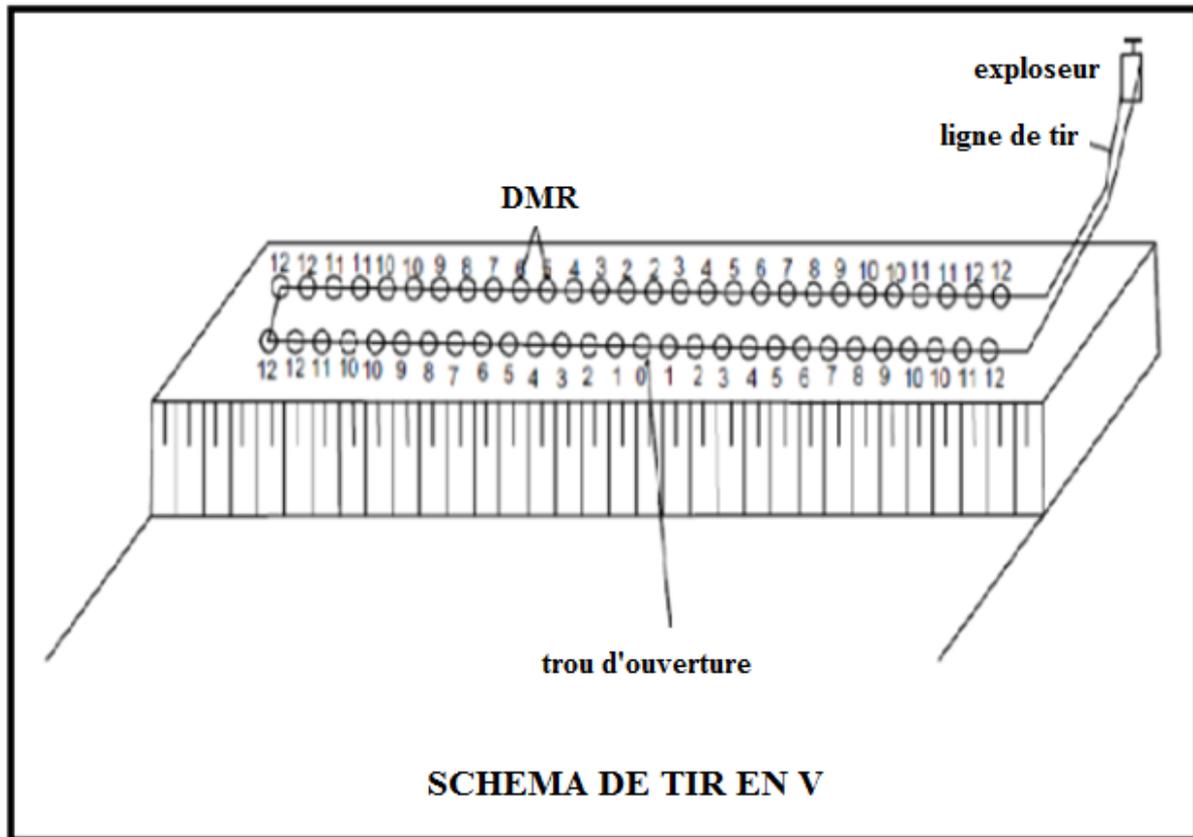


Figure III.15 : Schéma de connexion de tir proposé.

III.3.5/-Débitage Secondaire

L'unité d'Adrar Oufernou n'a jamais procédé à l'opération de débitage secondaire à cause de présence de marché local écoulant ce produit d'où les enrochements sont destinés pour les travaux maritimes.

Conclusion

A la fin de ce chapitre on peut dire que la qualité de forage influe beaucoup plus sur la fragmentation des roches et la projection de cette dernière. Dans la carrière d'Adrar Oufernou la vitesse de forage d'un mètre du trou par la sondeuse est plus élevée que la vitesse de forage par le chariot.

Le choix de l'explosif dépend généralement des propriétés physique et mécanique des roches, pratiquement en fonction de la roche en choisira :

- Un explosif à forte énergie de choc et plus forte énergie de gaz pour les roches dures.
- Un explosif à forte énergie de gaz et plus faible énergie de choc pour les roches tendres.

Après les calculs des paramètres des travaux de tir (méthode Russe) on obtient que la quantité d'explosif par trou de mine utilisé dans la carrière d'Adrar Oufernou est inférieure à celle calculée théoriquement, ce qui peut être l'une des causes de provenance des blocs hors-gabarits et le pied de gradin.

Malgré qu'il existe des blocs hors-gabarit l'unité d'Adrar Oufernou n'a jamais procédé à l'opération de débitage secondaire à cause de présence de marché locale écoulant ce produit d'où les enrochements sont destinés pour les travaux maritimes.

CHAPITRE IV

Chargement et transport

Chapitre IV : Chargement et transport

Introduction

Le fonctionnement de la carrière est organisé autour des engins choisis pour le chargement des roches abattues en cas d'ameublissement par travaux de forage et de tir si la dureté des roches est de $f > 3$. [18]

Le choix des types d'engin d'extraction-chargement dépend des facteurs suivants :

- les propriétés des roches : dureté, densité, foisonnement, abrasivité, humidité.
- les réserves exploitables du gisement.
- la production annuelle planifiée pour la carrière.
- le mode d'ouverture.
- la méthode d'exploitation.
- les mesures de sécurité : (pour le personnel, l'usage des engins, la stabilité du talus de gradin, la stabilité des bords de la carrière).

IV.1/-Description des engins de chargement existant au niveau de la carrière d'Adrar Oufernou

Au niveau de la carrière d'Adrar Oufernou l'engins d'extraction-chargement des roches préalablement abattues par travaux de forage et de tir est la chargeuse CATERPILLAR 345D, mais dans la carrière le chargement des roches est assuré par la chargeuse de type DEERE 824K à cause de la panne de la chargeuse CATERPILLAR 345D.

Les principaux paramètres des chargeuses qui caractérisent les possibilités technologiques de l'équipement de travail suspendu sont les suivants :

- capacité de la charge.
- force d'arrachement.
- hauteur de déchargement du godet.
- angle de basculement du godet lors du chargement.

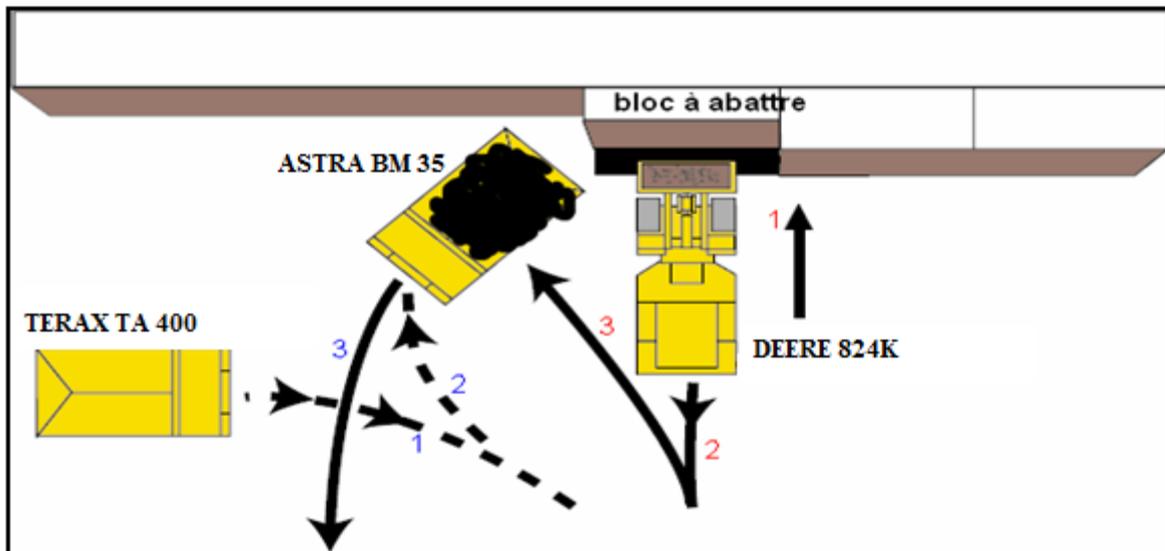


Figure IV.1 : Chargement de tas des roches.

Tableau IV.1 : Caractéristique technique de la chargeuse CATERPILLAR 345D.

Paramètre	Unité	Valeur
Type 345D	-----	-----
Puissance du moteur	KW	283
Largeur du godet	m	1,500
Capacité du godet	m ³	3,2
Hauteur de diversement	m	7,041
Vitesse de rotation du moteur	tr/min	1800
Poids	t	57,87
Force d'extraction	KN	235

IV.1.1/- Temps de cycle de la chargeuse (DEERE 824K)

Le temps de cycle d'une chargeuse est déterminé d'après le chronométrage qui nous avons effectué au cours de notre stage indiqué, selon le tableau IV.2.

Tableau IV.2 : Chronométrage de la durée de cycle de la chargeuse.

Type de camion	Temps de chargement (s)	Temps de marche a charge(s)	Temps de déchargement (s)	Temps de marche à vides(s)	Nombre des godets
ASTRA RD28	12,25	14,75	6,75	10,75	5
ASTRA BM 35	11 ,16	15,33	5,5	12,83	6
TEREX TA 400	12,8	14,4	6,2	11,2	5
Moyenne	12 ,07	14,82	6,15	11,59	

$$T_c = T_{ch} + T_{mar} + T_{dech} + T_{mav}; S \quad (IV.1)$$

Te que :

T_{ch} : Durée de chargement du godet $T_{ch} = 12,07s$.

T_{mar} : Durée de marche à charge $T_{mar} = 14,82s$.

T_{dech} : Durée de déchargement $T_{dech} = 6,15s$.

T_{mav} : Durée de marche à vide $T_{mav} = 11,59s$.

$$T_c = 12,07 + 14,82 + 6,15 + 11,59$$

$$T_c = 44,63s = 0,74min$$

IV.1.2/-Capacité du godet (DEERE 824K)

La capacité du godet est déterminée d'après la formule suivante :

$$E = \frac{P_{an} * T_c * k_f}{3600 * K_r * k_u * N_j / an * T_p * N_p * \gamma}; m^3 \quad (IV.2)$$

P_{an} : Production annuelle de la carrière ; $P_{an} = 530000t/an$.

T_c : Temps de cycle de la chargeuse ; $T_c = 44,63 s$.

K_f : Coefficient de foisonnement des taches dans le godet ; $K_f = 1,6$

K_r : Coefficient de remplissage du godet ; $K_r = (0,85 \div 0,90)$ en prendre $K_r = 0,8$.

K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse ; $K_u = 0,57$.

$N_{j/an}$: Nombre de jours ouvrables par an $N_{j/an} = 240$ jours.

T_p : Temps d'un poste de travail $T_p = 7$ h.

N_p : Nombre de poste de travail $N_p = 2$ poste.

γ : Densité de la roche ; $\gamma = 2,6$.

$$E = \frac{530000 * 44,63 * 1,6}{3600 * 0,8 * 0,57 * 240 * 7 * 2 * 2,6}$$

$$E = 2,64 \text{ m}^3$$

IV.1.3/-Rendement de la chargeuse (DEERE 824K)

IV.1.3.1/-Rendement postier

$$R_p = \frac{3600 * E * K_u * K_r * T_p * \gamma}{T_c * K_f} ; \text{ t/ poste} \quad (\text{IV.3})$$

$$R_p = \frac{3600 * 2,64 * 0,57 * 0,8 * 7 * 2,6}{44,63 * 1,6}$$

$$R_p = 1104,6 \text{ t/ poste}$$

IV.1.3.2/-Rendement journalier

$$R_j = R_p * N_p ; \text{ t/jour} \quad (\text{IV.4})$$

$$R_j = 1104,6 * 2$$

$$R_p = 2209,2 \text{ t/jour}$$

IV.1.3.3/-Rendement annuel

$$R_{an} = R_j * N_{j/an} ; \text{ t/an} \quad (\text{IV.5})$$

$$R_{an} = 2209,2 * 240$$

$$R_{an} = 530208 \text{ t/an}$$

IV.1.4/-Rendement de la chargeuse (CATERPILLAR 345D)

IV.1.4.1/-Rendement postier

Le rendement de la pelle excavatrice est déterminé comme suit :

$$R_p = \frac{3600 * E * K_u * K_r * T_p * \gamma}{T_c * K_f} ; \text{ t/ poste (IV.6)}$$

Tel que :

E : capacité du godet $E=3,2\text{m}^3$.

T_c : temps de cycle de la pelle excavatrice $T_c=18\text{s}$.

K_u : coefficient d'utilisation pratique de la chargeuse $K_u=0,57$

$$R_p = \frac{3600 * 3,2 * 0,57 * 0,8 * 7 * 2,6}{18 * 1,6}$$

$$\boxed{R_p = 3319,68 \text{ t/ poste}}$$

IV.1.4.2/-Rendement journalier

$$R_j = R_p * N_p ; \text{ t/jour (IV.7)}$$

$$R_j = 3319,68 * 2$$

$$\boxed{R_p = 6639,36 \text{ t/jour}}$$

IV.1.4.3/-Rendement annuel

$$R_{an} = R_j * N_{j/an} ; \text{ t/an (IV.8)}$$

$$R_{an} = 6639,36 * 240$$

$$\boxed{R_{an} = 1593446,4 \text{ t/an}}$$

Remarque :

Le rendement annuel de la chargeuse CATERPILLAR 345D est meilleur que le rendement de la chargeuse DEERE 824K.

IV.2/-Transport

Le transport des produits dans les mines à ciel ouvert se fait généralement à l'aide des camions. Bien souvent, l'utilisation des camions se limite aux transports entre les points de chargement des produits et le point de transfert, qui peut être un concasseur de chantier ou un convoyeur. Le coût du transport par camions dans les mines exploitées à ciel ouvert, représente en général 30 à 40% des frais d'exploitation de la mine.[21]

IV.2.1/-Exigences du transport [7]

Le choix d'engin de transport dans les carrières est basé sur plusieurs caractères telle que la productivité de la carrière, la distance de transport , la nature de la matière à transporté , la qualité de la fragmentation des roches. Dans les condition de la carrière d'adrar oufernou la distance de transport est de 1,5 Km, les roches sont d'une granulométrie moyenne, la pente de la piste d'accès est de l'ordre de 12%.

Afin de réaliser une exploitation dans les règles de l'art les exigences du transport doivent être en accord avec :

- Distances minimales de transport.
- Temps morts réduits et rendement maximal des engins de chargement.
- Paramètres des moyens de transport doivent correspondre à ceux des engins de chargement ainsi qu'aux propriétés des roches transférées.
- Sécurité du travail.
- Meilleur sens de progression des travaux miniers.

Dans la carrière d'Adrar Oufernou le transport est effectué par quatre camions, ASTRA (RD28, BM35, RD32), TERAX TA 400.

IV.2.2/-Temps du cycle théorique du camion

Le temps de cycle théorique d'un camion est déterminé d'après la formule suivante :

$$T_c = T_{ch} + T_{mch} + T_{att} + T_{déch} + T_{mv}; \min \quad (IV.9)$$

Tel que:

T_{ch} : temps de chargement, min.

$$T_{ch} = T_c * N_g ; \min \quad (IV.10)$$

T_c : temps de cycle de la chargeuse (CATERPILLAR 345D), $T_c = 18$ s.

N_g : nombre de godets.

$$N_g = \frac{G \cdot K_f}{E \cdot K_r \cdot \gamma} ; \text{godet} \quad (\text{IV.11})$$

G : Capacité de charge du camion.

K_f : Coefficient de foisonnement des roches ; $K_f = 1,6$.

E : Capacité du godet, $E = 3,2 \text{ m}^3$.

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

γ : Densité de la roche, $\gamma = 2,6$.

➤ Pour le camion ASTRA RD28 ($G = 28 \text{ t}$) :

$$N_g = \frac{28 \cdot 1,6}{3,2 \cdot 0,8 \cdot 2,6}$$

$$N_g = 7 \text{ godet}$$

Donc :

$$T_{ch} = 18 \cdot 7$$

$$T_{ch} = 126 \text{ s} = 2,1 \text{ min}$$

T_{mch} : Temps de marche en charge du camion.

$$T_{mch} = 60 \cdot \frac{L_{ta}}{V_{ch}} ; \text{min} \quad (\text{IV.12})$$

V_{ch} : Vitesse de marche du camion en charge, $V_{ch} = (10 \div 40) \text{ Km/h}$ on prend 20 Km/h .

L_{ta} : Longueur de la demi-tranche d'accès (longueur de transport), $L_{ta} = 1500 \text{ m} = 1,5 \text{ Km}$.

$$T_{mch} = 60 \cdot \frac{1,5}{20}$$

$$T_{mch} = 4,5 \text{ min}$$

T_{att} : Temps d'attente du camion; $T_{att} = (2-3) \text{ min}$ on prend $T_{att} = 3 \text{ min}$.

$T_{déch}$: Temps de déchargement du camion; $T_{déch} = (1 \div 1,3) \text{ min}$ on prend: $T_{déch} = 1,3 \text{ min}$.

T_{mv} : Temps de marche du camion à vide.

$$T_{mv} = 60 \cdot \frac{L_{tr}}{V_v} ; \text{min} \quad (\text{IV.13})$$

V_v : Vitesse de marche du camion à vide (40÷60) Km/h on prend $V_v=40$ Km/h.

$$T_{mv} = 60 * \frac{1,5}{40}$$

$$T_{mv} = 2,25 \text{ min}$$

Donc:

$$T_c = 2,1 + 4,5 + 3 + 1,3 + 2,25$$

$$T_c = 13,15 \text{ min}$$

Le temps du cycle pour les autres camions, il est regroupe dans le tableau IV.3

Tableau IV.3 : Temps des cycles théoriques des camions.

Types de camions	ASTRA RD 28	ASTRA BM 35	TEREX TA 400	ASTRA RD32
Capacité de charge du camion(t)	28	35	40	32
Nombre de godets (N_g)	7	8	10	8
Temps de cycle (min)	13,15	13,45	14,05	13,45

IV.2.3/- Temps de cycle pratique du camion

Le temps de cycle pratique d'un camion est déterminé d'après le chronométrage que nous avons mesuré au cours de notre stage indiqué, selon le tableau IV.4.

Tableau IV.4 : Le temps de cycle pratique d'un camion.

Types de camions	Temps de charge(s)	Temps de marche à charge(s)	Temps d'attente du camion(s)	Temps de marche à vide(s)	Temps de déchargement (s)	Temps de cycle (s)
ASTRA RD28	206,2	530,4	156,15	310,8	59,4	1262,95
ASTRA BM35	300,6	428,4	335,75	345,2	34,2	1444,15
ASTRA RD32	233,4	612,8	32,5	529	25,6	1433,3
TERAX TA 400	295,2	534,4	126,2	606,2	40,6	1602,6

Le temps de cycle d'un camion est déterminé d'après la formule suivante :

$$T_c = T_{ch} + T_{mch} + T_{att} + T_{déch} + T_{mv}; \text{ min} \quad (\text{IV.14})$$

Tel que:

T_{ch} : Temps de chargement du camion.

T_{mch} : Temps de marche à charge.

T_{att} : Temps d'attente du camion.

$T_{déch}$: Temps de déchargement.

T_{mv} : Temps de marche à vide.

➤ Pour TERAX TA 400 :

$$T_c = 295,2 + 534,4 + 126,2 + 40,6 + 606,2$$

$T_c = 1602,6 \text{ s} = 26,7 \text{ min}$

IV.2.4/- Rendement du camion

$$R_p = \frac{60 \cdot V_c \cdot T_p \cdot K_u \cdot k_r \cdot \delta}{T_c \cdot K_f} ; \text{ t/poste} \quad (\text{IV.15})$$

Tel que :

V_c : volume géométrique de la benne du camion (m^3).

K_r : coefficient de remplissage de la benne du camion (voir le tableau IV.5).

➤ Pour Astra RD 28 :

$$R_p = \frac{60 \cdot 14 \cdot 7 \cdot 0,57 \cdot 0,8 \cdot 2,6}{21,04 \cdot 1,6}$$

$$\boxed{R_p = 207,08 \text{ t/poste}}$$

IV.2.4.1/- Rendement journalier

$$R_j = R_p \cdot N_p ; \text{ t/jours} \quad (\text{IV.16})$$

$$R_j = 207,08 \cdot 2$$

$$\boxed{R_j = 414,16 \text{ t/jours}}$$

IV.2.4.2/- Rendement annuel du camion

$$R_{an} = R_j \cdot N_{j/an} ; \text{ t/an} \quad (\text{IV.17})$$

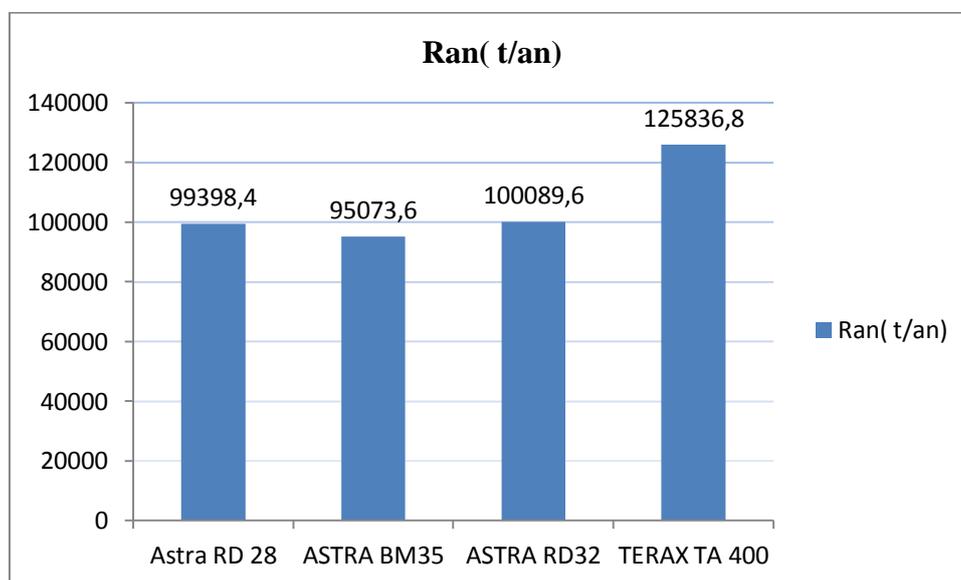
$$R_{an} = 414,16 \cdot 240$$

$$\boxed{R_{an} = 99398,4 \text{ t/an}}$$

Pour les autres camions voir le tableau IV.5.

Tableau IV.5 : Tableau récapitulatif du rendement des camions.

Type de camion	Astra RD 28	ASTRA BM35	ASTRA RD32	TERAX TA 400
K_r	0,8	0,7	0,8	0,9
$V_c(m^3)$	14	17,5	16	20
$R_p(t/poste)$	207,08	198,07	208,52	262,16
$R_j(t/jours)$	414,16	396,14	417,04	524,32
$R_{an}(t/an)$	99398,4	95073,6	100089,6	125836,8

**Figure IV.2** : histogramme représentatif du rendement annuel des camions.

On remarque que le rendement annuel du camion TERAX TA 400 est très élevé par rapport aux autres camions.

IV.2.5/-Largeur de la voie du transport

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 temporaires.

La route temporaire construite sur le gradin, elle est disposée directement sur le calcaire, elle se déplace au fur et à mesure qu'on descend d'un niveau à un autre.

La largeur de la chaussée de la route dépend de :

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

Elle est déterminée d'après la formule suivante (double voie) :

$$T = 2l_c + c + 2a ; m \quad (\text{IV.18})$$

Tel que :

l_c : la largeur du camion ; m.

c : la distance entre deux camion ; $c = 1,5m$.

a : largeur des remparts de protection ; $a = 1m$.

Tableau IV.6: La largeur du camion.

Type du camion	La largeur (m)
ASTRA RD28	3,10
ASTRA BM35	3,70
ASTRA RD32	3,10
TERAX TA 400	3,30

- **Pour ASTRA (RD28, RD32) :**

$$T = 2(3,10) + 1,5 + 2(1)$$

$$\mathbf{T = 9,70m}$$

- **Pour ASTRA (BM35) :**

$$T = 2(3,70) + 1,5 + 2(1)$$

$$\mathbf{T = 11m}$$

- **Pour TERAX TA 400 :**

$$T = 2(3,30) + 1,5 + 2(1)$$

$$\mathbf{T = 10,10m}$$

Donc la largeur du tracé est prise $T=11m$.

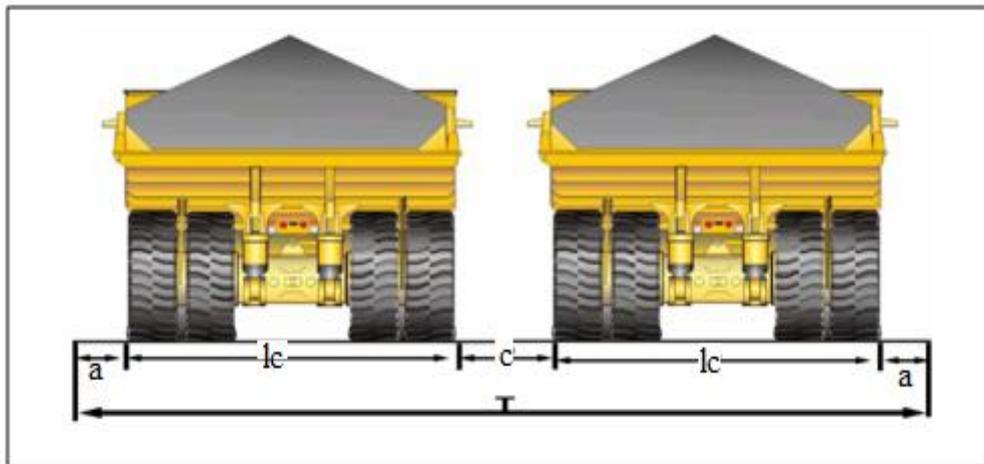


Figure IV.3 : Largeur de voie du transport.

Conclusion

L'efficacité de l'utilisation des camions dans des mines à ciel ouvert dépend d'une grande mesure du schéma d'accès du camion vers le chantier et sa disposition près de la chargeuse.

Suivant la méthode d'ouverture des gradins, les dimensions de la plate forme du travail et des conditions de travail de la chargeuse, on applique différents types d'accès des camions vers la chargeuse, à savoir :

- Schéma d'approche direct.
- Schéma d'approche en boucle.
- Schéma d'approche en cul de sac.

Dans la carrière d' Adrar Oufernou, il est préférable d'utiliser le schéma d'approche en boucle, pour augmenter le rendement de la chargeuse, et l'utilisation de la chargeuse CATERPILLAR 345D puisqu'elle a un rendement très élevé que celles de la chargeuse DEERE 824 K.

Pour augmenter la production annuelle du calcaire d' Adrar Oufernou il faut augmenter premièrement le rendement des engins de transport, pour cela on utilise les camions TERAX TA400,et aussi il faut augmenter la largeur des voies du transport pour une bonne circulation des engins.

CHAPITRE V

Traitement des granulats

Chapitre V: Traitement des granulats

Introduction

Les opérations de concassage et broyage, criblage et lavage peuvent avoir lieu dans des ordres différents et à une ou plusieurs reprises pour fabriquer des granulats diversifiés à partir de la même roche de départ, qu'elle soit alluvionnaire ou massive.

V.1/-Le concassage et broyage

La fragmentation des matériaux se fait par concassage et broyage, le concassage étant la fragmentation grossière et le broyage l'élaboration des sables, petits gravillons et fillers. C'est une opération purement mécanique à l'aide des différents appareils, fonction des différents types de concassage. [5]

Le concassage est l'une des premières étapes de la préparation mécanique des roches, elle est réalisée sur place dans une carrière ou dans une mine. Le but recherché étant la réduction des dimensions du minerai.

Le concassage demande des concasseurs de type à mâchoires, à percussion, à projection centrifuge ou giratoires. Ils permettent de réduire, de façon successive, la taille des éléments. La fabrication des granulats à partir de roches massives nécessite toujours plusieurs opérations de concassage. Dans le cas de granulats alluvionnaires, le concassage ne s'effectue que sur les plus gros éléments (gros graviers). [16]

V.2/- Le criblage

Les opérations de criblage ou de tamisage permettent de sélectionner les grains, le crible ne laissant passer dans ses mailles que les éléments inférieurs à une certaine taille. Une succession de criblages permettra de trier les grains et obtenir des granulats de tous les calibres possibles.

V.3/- Le lavage

La propreté des granulats est une nécessité industrielle. La présence de boues d'argiles ou de poussières mélangées aux matériaux ou enrobant les grains empêche leur adhérence avec les liants, ce qui interdit leur utilisation. Afin de les rendre propres, il est nécessaire de débourber, laver ou dépoussiérer.

Dans tous les cas, les eaux de lavage sont décantées dans des bassins spéciaux, de façon à pouvoir être réutilisées ou restituées propres à la rivière ou au lac. Les opérations de criblage et de lavage sont souvent réalisées conjointement, une rampe de jets d'eau étant disposée au-dessus du crible.

V.4/- Le stockage et la livraison

En fin de traitement, on obtient des produits de qualité répondant à des critères bien précis et qui sont fonction de la nature des granulats, de la forme des grains, de la nature des opérations de traitement et de la granulométrie.

Des mélanges avec des proportions précises pour chaque composant peuvent être réalisés, en vue d'utilisations bien particulières ou pour économiser les gisements. Après traitement et classification des granulats, ils sont acheminés vers les aires de stockage sous forme de tas individualisés. Différents moyens de transport (camion) permettent ensuite de les livrer à la clientèle.

V.5/- Présentation de la station de concassage de la carrière Adrar Oufernou

La capacité théorique de traitement de notre station de concassage sont de l'ordre de 200 tonnes /heure. Elles ont été installées pour l'essentiel durant le projet 1978 avant de subir au fur et à la mesure d'évolution du marché local des granulats des modifications structurelles importantes. [1]

C'est ainsi que :

- En 1986-1988 l'unité a procédé au renouvellement du concasseur tertiaire GARNIER CAH500 par des concasseurs de type ALSTHOM et CFBK.
- En 2003, l'unité s'est vue renforcée ses capacités de production par l'acquisition d'un broyeur à sable de marque KRUPP pour pouvoir honorer ses engagements face à une demande de plus en plus importante.
- En 2008, un nouveau concasseur à percussion (secondaire) de marque ARJA, est livré à l'unité pour réhabiliter de façon durable ses capacités de traitement et a été mis en jonction avec le concasseur primaire GRANIER qui subit à son tour une rénovation importante.



Figure V.1 : La station du concassage au sein de la carrière Adrar Oufernou.

V.5.1/-Etat des équipements et capacités

Les capacités théoriques des installations fixes sont comme suit :

- Concasseur à mâchoire (primaire) : 200 t/h
- Percuteur ARJA (secondaire) : 200 t/h
- Concasseur ALSTHOM (tertiaire) : 54 t/h
- Broyeur KRUPP (tertiaire) : 50 t/h

La capacité réelle de la station est calculée comme suit :

$$R=Q*T_p *N_p*N_{j/an}*K_u \quad (V.1)$$

Tel que :

Q : capacités théoriques des installations, t/h.

T_p : durée d'un poste, $T_p=7$ h.

N_p : nombre de poste par jour, $N_p=2$ poste.

$N_{j/an}$: nombre de jours ouvrables par an, $N_{j/an}=240$ jour.

K_u : coefficient d'utilisation des équipements, $K_u=0,82$.

Tableaux V.1 : La capacité réelle de la station.

Equipements	Capacité réelle(t/an)
concasseur à mâchoire (primaire).	551040
percuteur (secondaire).	551040
concasseur ALSTHOM (tertiaire).	148780,8
broyeur KRUPP (tertiaire).	137760

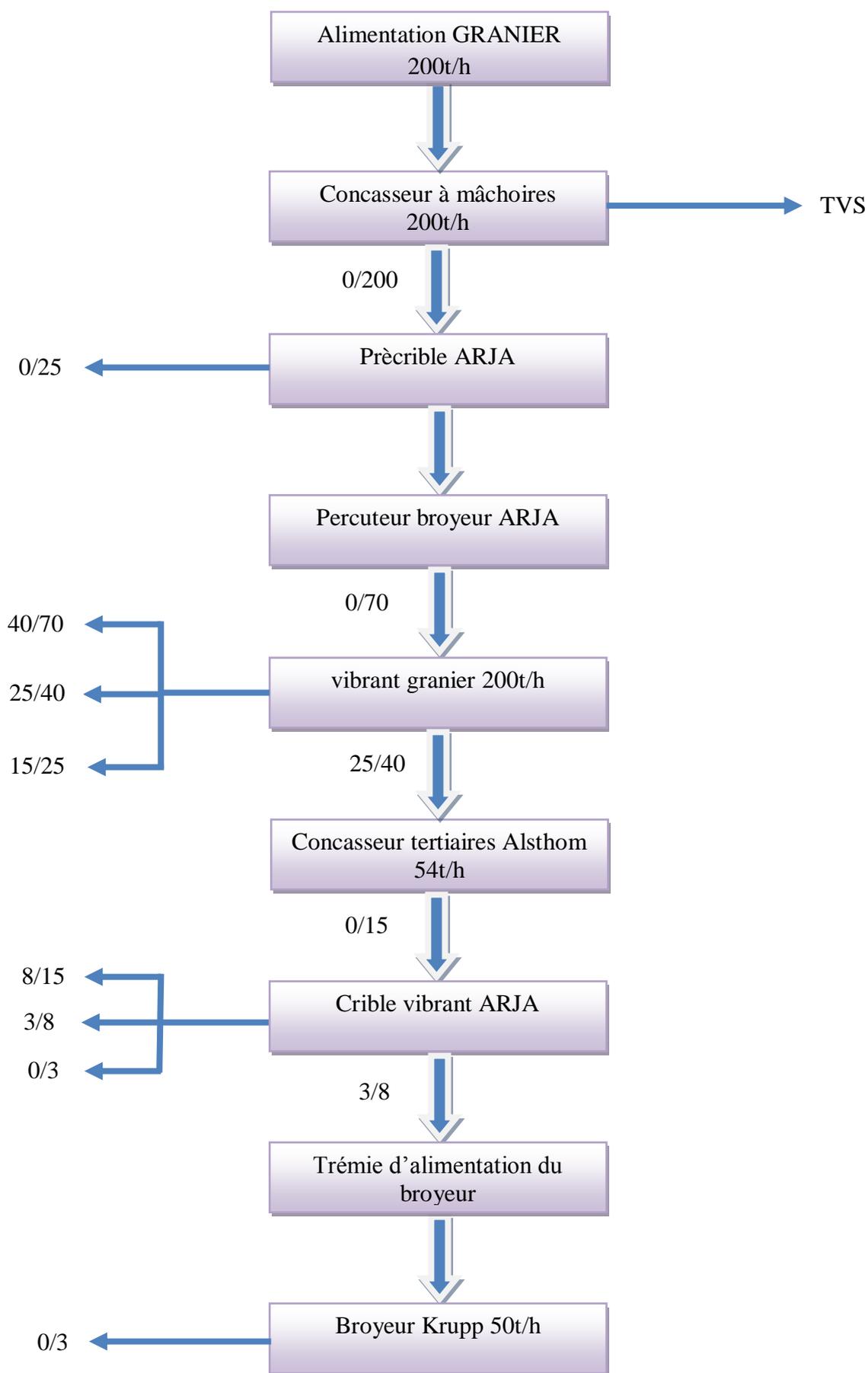
V.5.2/-Les processus de traitement

- **Mise en pré-stock** : la mise en stock et la reprise des matériaux destinés à un traitement ultérieur permet de donner une souplesse de fonctionnement à la station.
- Notre cycle commence par une trémie réceptrice du tvc, Et une bande transporteuse des stériles.
- **Concassage primaire (concasseur à mâchoire)**: les matériaux grossiers provenant de la trémie sont cassés par la fermeture de deux mâchoires verticales de ce dernier pour obtenir des matériaux allant de 0 à 200 mm.
- **Préciblage de type ARJA** : à l'issue du concassage primaire, les matériaux sont envoyés par des convoyeurs à bandes sur une série de grilles vibrantes. La taille des trous dans les grilles permet de trier les matériaux. Ceux suffisamment petits pour ne pas être commercialisés (stériles sont mis en stock), les autres sont transporter pour suivre le cycle.
- **Concassage secondaire (Concasseur à percussions de type ARJA)** : ce dernier consiste à diminuer les dimensions du produit pour atteindre une taille de 0 à 70mm.
- **Criblage primaire** : Il se possède par 3 cribles vibrants ; il nous donne un produit dont les dimensions sont différents :
 - ❖ Une bande transporteuse 40/70.
 - ❖ Une bande transporteuse 15/25.
 - ❖ Une bande transporteuse 25/40.
- **Concassage tertiaire (Concasseur tertiaire de type Alsthom)** : ce dernier consiste à concasser les matériaux de dimensions 25/40, car elle n'est pas demandé alors on

l'utilise pour produire des matériaux de dimensions 0/15 qui passe par le criblage secondaire à nouveau. Afin d'avoir d'autre produit demandé.

➤ **Criblage secondaire** : contient 2 cribles qui consistent à séparer le produit de 0/15 en 3 dimensions

- ❖ 2 bandes transporteuse 3/8.
- ❖ Une bande transporteuse 0/3.
- ❖ Une bande transporteuse 8/15.
- ❖ L'une des 2 bandes transporteuses du produit 3/8 alimente la trémie du broyeur de type Krupp pour produire 0/3.

**Figure V.2** : Schéma technologique du traitement.

V.5.3/- Qualité du produit

Le gisement est caractérisé par la forte présence d'argiles et de calcite sous forme de remplissage de cavités karstiques.

Les caractéristiques intrinsèques de la substance exploitée sont comme suit:

- Résistance à la fragmentation « Los Angeles » LA = 28 à 33%.
- Résistance à l'usure « Micro-Deval » MDE = 18 à 20 %.
- Masse volumique $\gamma = 2,6$ à $2,7 \text{ t/m}^3$

D'après ces caractéristiques, les produits peuvent être utilisés comme :

- Granulats pour Bétons Hydrauliques.
- Granulats pour couches de fondation, de base.
- Pour les produits divers « Enrochement et TVC » ces derniers sont destinés pour les travaux maritimes.

V.5.4/- Contrôle de qualité des produits

Le contrôle de la qualité des produits se fait d'une façon périodique pour les caractéristiques de fabrication (analyses granulométriques, équivalent de sable et essai au bleu de méthylène) au niveau du laboratoire de l'unité, les essais complémentaires de type masse volumique, porosité, coefficient d'absorption, Los Angeles, Micro-Deval, compression simple, friabilité des sables et analyse chimique sont effectués par des laboratoires externes.

Conclusion

La granularité produite par un concasseur est en fonction de la granularité des produits d'entrée, débit d'alimentation et d'usure des pièces broyeuses. L'ouverture d'entrée (largeur et prise) conditionne la taille des plus gros éléments admis à l'alimentation et l'ouverture de sortie (appelée quelque fois réglage), la granularité du produit sortant.

Les concasseurs utilisés se basent sur trois principes de rupture : Rupture par écrasement, rupture par chocs et rupture sous l'action de charges libres.

CHAPITRE VI

Sécurité de travail

Chapitre VI : Sécurité de travail

Introduction

La sécurité de travail se manifeste dans les branches des entreprises, l'assurance du processus technologique provoque une bonne organisation des travaux, ce qui assure une productivité désirable et meilleure.

La protection du travail représente un vaste système des mesures techniques et d'organisation destinée à sauvegarder la santé des travailleurs, elle a pour but la sensibilisation des ouvriers en matière de protection contre les accidents de travail et maladies professionnelles, d'améliorer et de perfectionner les processus technologiques et de créer les conditions du travail saines et sans danger.

VI.1/- Analyse des conditions de travail

A l'issue d'un accident, une enquête doit être menée, le but de celle-ci est de déterminer les causes des accidents de travail, et élaborer des normes préventives en cherchant au préalable le fautif, l'enquête devra faire ressortir tous les éléments qui peuvent être des causes directes accidents de travail.

VI.2/- Lutte contre la poussière

La poussière suivant sa composition minéralogique peut être toxique, l'un des éléments le plus massif est le (SiO_2), sa poussière, en pénétrant dans les poumons, forme avec le sang l'acide silicique qui tue les lymphocytes (globules blancs) ce qui entraîne des maladies.

Comme moyen de lutte contre les poussières durant les processus de chargement, forage et transport on a les moyens individuels et collectifs. Les ouvriers les plus exposés doivent obligatoirement porter des masques anti-poussière, il faut aussi arroser la route pendant le transport.

VI.3/-Lutte contre les gaz nuisibles

Lors du tir, on a également un dégagement de (CO) et les dérivés de l'azote. La lutte contre les gaz se fait par des sacs de plastique remplis d'eau est placée sur les bouches de trous.

Le contrôle des miniers au chantier n'est autorisé qu'après diminution de la concentration des gaz nuisibles.

VI.4/-Protection contre le bruit

Le bruit peut contribuer à l'apparition du traumatisme et la diminution du rendement de travail.

Le bruit peut provoquer la fatigue, les principales causes du bruit sont :

- La sondeuse.
- Le concasseur.
- La chargeuse.

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

VI.5/-Lutte contre les vibrations

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

Exemple : marteau perforateur.

On 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 (chaussure en caoutchouc poreux, port de gants spéciaux).

VI.6/-Sécurité lors des tirs des mines

- La présence d'un agent de sécurité est obligatoire.
- L'agent de sécurité doit s'assurer que toutes les prescriptions de sécurité sont observées.
- Avant le tir, on donne signal continu d'une minute par le boutefeu.
- Quand le tir est raté il faut attendre un peut (30 minutes).
- Au moment du tir toute circulation doit être arrêtée.
- La zone dangereuse doit être encerclée par des postes interdisant son approche.

VI.7/-Sécurité dans le transport et le chargement

- Le stationnement en charges pour une durée inacceptable est interdit.
- A la fin des postes de travail, la benne doit être vidée.
- Excès de vitesse interdit.

VI.8/-Stockage des explosifs

Il est interdit de stocker les explosifs dans un endroit sans surveillance, ils doivent être déposés dans un endroit répandant au règlement du service de mines.

Pour le stockage on construit les dépôts souterrains, qui doivent présenter certaines caractéristiques parmi lesquelles nous citons :

- Etre étanche à l'eau et être bien aéré.
- Le magasin doit être continuellement surveillé.
- Les amorces ordinaires et les détonateurs électriques ne doivent pas être entreposés dans le même dépôt que les explosifs.

VI.9/-Lutte contre l'incendie

Les incendies sont généralement provoqués suite au non respect des règles de sécurité dû à la négligence des ouvriers, pour ce la il faut prévoir des extincteurs près des lieux de dépôts des carburant, d'explosifs, des ateliers et dans les engins.

Les causes de l'incendie :

- Les défauts dans les installations électriques.

- Inflammation de liquide combustible.
- L'utilisation maladroite des installations électriques et mécaniques.

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.

CONCLUSION GENERALE

Conclusion générale

Le calcaire Algérien est la ressource minière nationale la plus exploitée, il est considéré comme une importance source d'entrée de devise d'une part, et comme un élément capital du secteur minier d'autre part.

La région d'Adrar Oufernou est reconnue par les sédiments Jurassique inférieur et moyen, Il est constitué essentiellement de calcaire massif du lias inférieur. L'étude géologique de gisement d'Adrar Oufernou a permis d'évaluer la quantité (tonnage) et le volume des réserves géologiques exploitables.

Nous pouvons ainsi conclure que les calcaires de ce site présentent des qualités conformes aux normes conçues pour la production des granulats utiles dans le béton hydraulique, travaux routiers et construction.

Durant la période de stage dans la carrière Adrar Oufernou, nous avons constaté que la carrière est confrontée à un problème dû à une mauvaise fragmentation des roches par la formation des bosses (pied de gradin) et un taux des blocs hors-gabarits conséquent mais il a été porté à notre connaissance qu'une commande des hors gabarit a été effectuée.

Après les calculs des paramètres des travaux de tir (méthode Russe) on obtient que la quantité d'explosif par trou de mine utilisé dans la carrière d'Adrar Oufernou est inférieure à celle calculée théoriquement, ce qui peut être l'une des causes de provenance des blocs hors-gabarits et le pied de gradin.

Pour augmenter la production annuelle du calcaire d'Adrar Oufernou il faut diminuer le taux de blocs hors-gabarit et augmenter le rendement des engins de transport pour cela on utilise les camions TERAX TA400, et il faut aussi augmenter la largeur des voies de transport pour une bonne circulation des engins.

Bibliographie

- [1] **Lalou A**, 2015, Rapport « plan de tir 2015».
- [2] **KERIMOV**, 1977, Rapport « concernant les travaux de recherches et de prospection exécutés sur le gisement de calcaire d'Adrar Oufernou ».
- [3] **CHENNA Wassil**, 2011, « Etude du régime de fonctionnement du (Surface Miner 2500 SM) dans les conditions de la carrière de Ain-Touta », mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba.
- [4] **Mouloud Nefis**, 2010, « Modèle d'un plan de tir », mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba.
- [5] **BOUFEDAH BADISSI Ahmed**, 2011, « influence de la granularité (classe granulaire 4/22.4) sur les caractéristiques des granulats et sur les propriétés des bétons ordinaires», Mémoire de Magister de l'Université Mentouri de Constantine.
- [6] **Prof_Barakat A**. « matériaux de carrière et de construction », Université Sultan Moulay Slimane.
- [7] **V KOVALENKO, N.AMBARTSUMAIN, K MLAHMER**, « exploitation des carrières».
- [8] **A.SAADA**, ENP 2004/2005, « cours de matériaux de construction ».
- [9] **RICHARD Maillot**, 2001, « Mémento technique des granulats ». Les Presses de l'Ecole des Mines.
- [10] **SAADOUN Abderrezak**, 2012, « Contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf-Amar. M'sila », mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba.
- [11] **KAMULETE MUDIANGA N**, «cours d'exploitation des mines à ciel ouvert » ; Université de Lubumbashi.

[12] **ALIOUCHE Mohamed**, 2008, « Exploitation des substances utiles à ciel ouvert et impact sur l'environnement, Etude de cas dans l'Est Algérien (Les gisements de Djebel Salah, Région de Constantine)», mémoire de fin d'étude de l'Université Mentouri de Constantine.

[13] **LOUNIS F**, 2007, « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha ». Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique.

[14] **MENACER Kamel**; 2011 ; « Influences des discontinuités et de l'emplacement du détonateur sur les résultats de l'abattage des calcaires sur modèle réduit (cas de Chouf-Amar M'SILA)», mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba.

[15] **ROGER DELEMONT**, « Explosifs et technique de minage ».

[16] **DAHO ILLIESSE**, 2012, « étude du potentiel local en granulats pour une utilisation optimale », mémoire de Magister de l'Université Abou Bekr Belkaid – Tlemcen.

[17] **Dr CHAIN RABAH, Dr BOUHEDJA AHCENE**, guide pour l'élaboration des projets de cours : « EXPLOITATION A CIEL OUVERT », Université Badji Mokhtar Annaba.

[18] **FREDJ Mohamed**, 2012, étude du régime dans les conditions de la carrière de calcaire (Chouf- Amar M'sila), mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba

[19] **BERDOUDI Said**, « Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions Algériennes », Thèse de doctorat de l'Université Badji Mokhtar Annaba.

[20] **Dj. MERABET, V.STEPANOV**, «principes de l'élaboration du projet des mines a ciel ouvert ».

[21]**Pr.Dr.Kamulete Mudianga, Nsensu Pierre**, « cours d'exploitation des mines à ciel ouvert».

ANNEXE

ANNEXE I : Photos de la carrière de calcaire d'Adrar Oufernou.



Annexe I.1 : Photo de la carrière de calcaire d'Adrar Oufernou.



Annexe I.2 : Chargeuse (DEERE 824K).



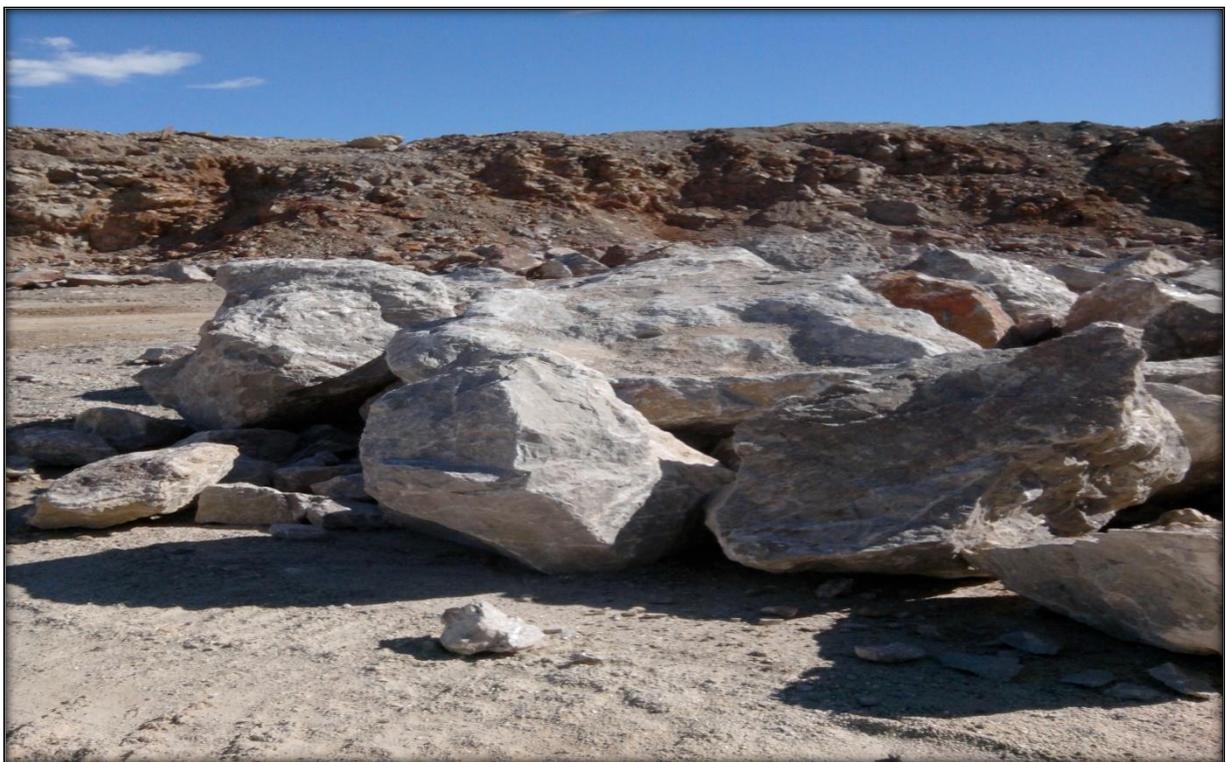
Annexe I.3 : La largeur de la demi-tranchée d'accès (la largeur de la piste).



Annexe I.4: Trou de mine.



Annexe I.5: Cisaillement de tige de la sondeuse au fond du trou.



Annexe I.6: Représentation des hors gabarits.

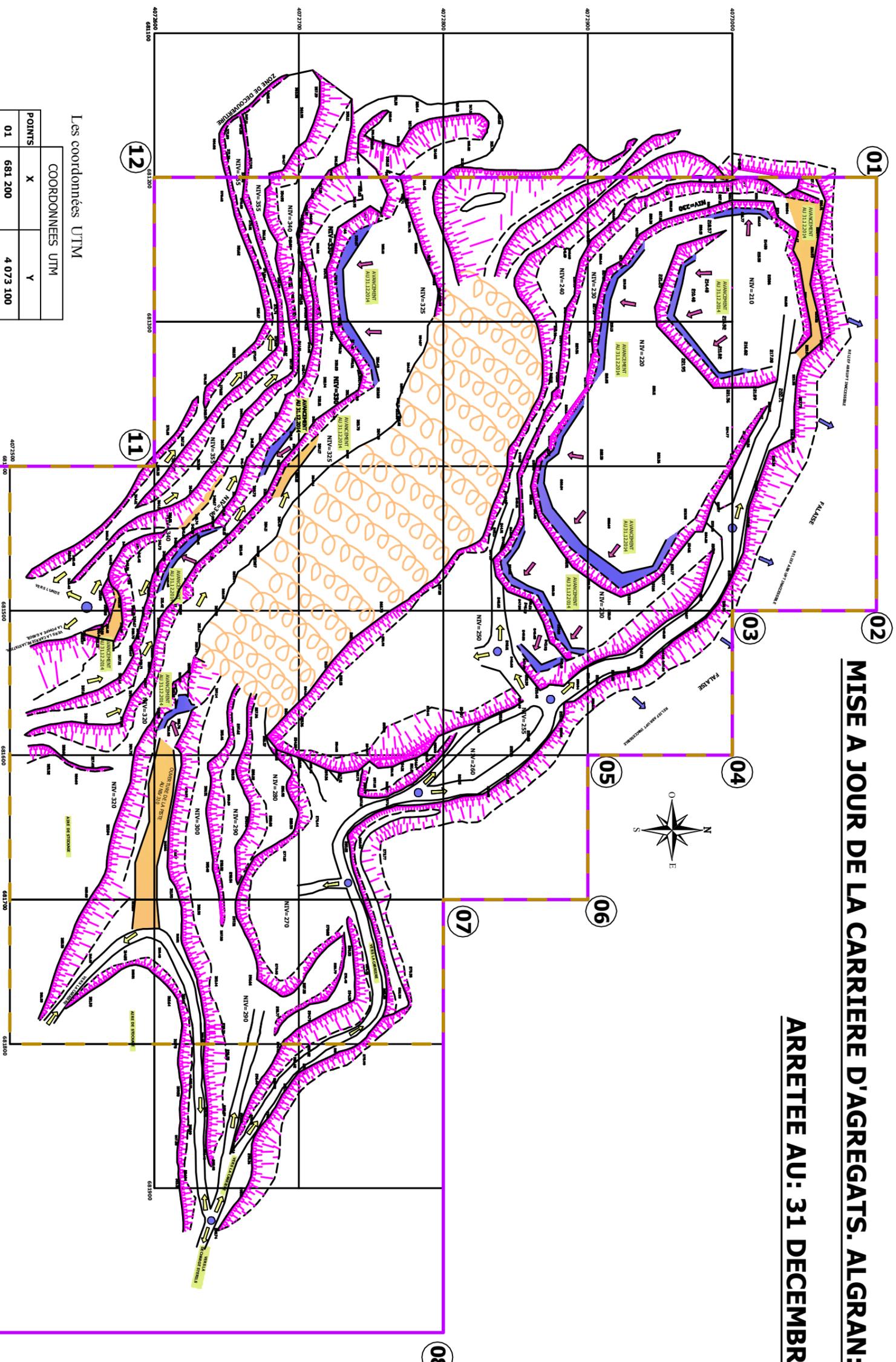
ANNEXE II : Les résultats des analyses physico-mécaniques effectuées sur des échantillons.

Annexe II.1 : Les résultats des analyses physico-mécaniques effectuées sur des échantillons.

Echantillons (une moyenne de 9 essais)	Résistance en compression (kgf/cm²)	Masse volumique absolue (t/m³)	Porosité (%)
Moy1	480	2,65	1,45
Moy2	501	2,7	0,72
Moy3	802	2,64	2,28
Moy4	591	2,69	1,02
Moy5	303	2,59	4,19
Moy6	252	2,48	8,34
Moy7	493	2,59	4,79
Moy8	696	2,67	1,86
Moy9	700	2,63	2,04
Moy10	732	2,68	1,15
Moy11	824	2,68	0,82
Moy12	1038	2,67	1,04
Moyenne	618	2,6	2,47

MISE A JOUR DE LA CARRIERE D'AGREGATS. ALGRAN: ADRAR OUFERNOU. BEJAIA

ARRETEE AU: 31 DECEMBRE 2014



- LEGENDE**
- TALUS DES GRADINS ET PISTES
 - PISTES D'ACCES DE LA CARRIERE
 - ENDROITS INACCESSIBLES PREVOIR NETTOYAGE (STERILIS)
 - AMANCEMENT EN PRODUCTION AU 31.12.2014
 - AMANCEMENT DE LA DECOUVERTURE AU 31.12.2014
 - PERIMETRE DE L'UNITÉ 46 ha
 - ZONE DEVOIQUATION 28 ha

Les coordonnées UTM

POINTS	X	Y
01	681 200	4 073 100
02	681 500	4 073 100
03	681 500	4 073 000
04	681 600	4 073 000
05	681 600	4 072 900
06	681 700	4 072 900
07	681 700	4 072 800
08	682 000	4 072 800
09	682 000	4 072 300
10	681 400	4 072 300
11	681 400	4 072 600
12	681 200	4 072 600

Superficie du Perimetre : 46ha. au. Air. au. Ca.

MISE A JOUR DE LA CARRIERE
ARRETEE AU 31. DECEMBRE. 2014

ECHELLE : 1/1000

Résumé :

Le gisement de calcaire d'Adrar Oufernou est en cour d'exploitation à ciel ouvert et les matières extraites utilisées pour l'alimentation de la station de concassage pour la fabrication des granulats. La méthode d'exploitation de ces gisements diffère selon le type de substance à exploiter.

L'objectif de la présente étude est d'analyser et étudier le cycle d'exploitation et de chercher les différents problèmes de chaque étape d'exploitation et proposer des solutions pour résoudre ces problèmes.

Dans le cadre de cette étude, nous avons relève plusieurs problèmes dont celui relatif à la circulation des engins, la mauvaise fragmentation des roches donnant une formation de bosses (pied de gradin) et un taux de blocs hors-gabarits élevé. Pour y remédier, nous avons proposé l'élargissement de la demi tranchée d'accès et l'utilisation du schéma de connexion de type V, et voire le changement de la structure de la charge utilisée (continue) par la charge discontinue tout en contrôlant la qualité du forage par le profilomètre. Et enfin la construction de tranchées spéciales destinées à l'exhaure et au drainage (évacuation des eaux).

Mots clés : calcaire, exploitation à ciel ouvert, transport, et plan de tir.

Abstract :

The limestone layer of Adrar Oufernou is in court of exploitation to open sky and the matters extracted used for the food station of crushing for the manufacture of the aggregates. The mining method of these layers differs according to the type of substance to exploit.

The objective of this study is to analyze and study the cycle of exploitation and to seek the various problems of each stage of exploitation and to propose solutions to solve these problems.

Within the framework this study, we have changing several problems of which that relating to the circulation of the machines, the bad fragmentation of the rocks giving a formation of bumps (foot of step) and a rate of blocks out-gauges high. To cure it, we propose the widening of the half distinct of access and the use of the diagram connection of the type V, and even the change lies of the structure of the load use (continues) by the discontinuous load while controlling the quality of drilling by the profilomètre. And finally the construction of special trenches intended for the pumping out and the drainage (drainage).

Key words: limestone, opencast mining, transport, and shotfiring pattern.