



REPUBLICQUE 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 :

Mr. ABBAS Djamel Eddine

M^{lle}. LADJEL Hassiba

Thème

*Projet d'ouverture de la carrière de calcaire de Koudiet
El Khecheba – El Hachimia, W.Bouira*

Soutenu le 25 / 06 /2015 à 11h00 devant le jury composé de :

Président :	Mr Z.AIT HABIB	M.A.B	U.A.M.B
Encadreur :	Mr M.MAZARI	M.A.B	U.A.M.B
Examineur :	M ^{me} K.KHICHER	M.A.B	U.A.M.B

Année Universitaire : 2014-2015

Remerciements

On tient à exprimer nos vifs remerciements et toute notre gratitude à notre directeur de ce mémoire Mr. MAZARI Messaoud, pour le temps qu'il nous a accordé et les conseils qu'il nous a prodigué pour l'élaboration de ce travail.

Nos sincères remerciements vont aussi aux membres du jury, de nous avoir fait l'honneur d'examiner ce mémoire.

Par la même occasion, on exprime nos vifs remerciements et notre profonde gratitude à Mr. BELILI Nordine, ingénieur d'état au niveau de l'unité ENG d'El Hachimia pour l'ensemble des données qu'il a mis à notre disposition.

Nos remerciements s'adressent aussi, à Monsieur le Directeur de l'entreprise national des granulats, Mr. LARBI BENHORA Djamel et le personnel de l'unité d'El Hadjeb.

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

Dédicace

Je tiens à remercier Dieu qui ma donné la santé et le courage pour aboutir à la réalisation de ce travail.

Je dédie ce travail à :

Mes parents

Mes frères et sœurs

Mes nièces

A notre grande famille ABBAS

A tous mes amis

Mon binôme

A tous mes collègues.

Djamel Eddine

DEDICACE

A MA TRÈS CHÈRE MÈRE *KECJR FARJDA*

JE TE VOULAJS PRÉSENTE MAJS MALGRÈS TON ABSENCE JE TE DEDJE CE TRAVAJI JE T'AJME MAMAN ET QUE DJEU TE GARDE POUR MOJ ET MES FRÈRES.

PS : SOJTI FJÈRE.

A MON PAPA CHÈR, L'HOMME DE MA VJÈ,

MERCI POUR TON SOUTJEN ET TA CONFJANCE

A MES GRANDS PÈRES *KECJR RABAH, ET LADJEL MOHAMMED*

AUX DEUX FLEURS DE MA VJÈ *BELHARET YASMJNA ET KECJR WARDJA*

LONGUES VJÈ A VOUS ET QUE DJEU VOUS GARDE POUR MOJ.

A MES SŒURS *LYLJA ET MERJEM*

A MES FRÈRES *MOHAMMED ET CHÈRJI*

A TOUTES MES TANTES ET TOUS MES ONCLES

A MES COUSJNS ET COUSJNES

A TOJ MA *LOUJSA*

ET SANS OUBLIER *LYDJA, FARJDA ET SON FJANCEE VAAROUCH, SONONO,*

MEJSSA....

A TOUTE L'ÉQUIPE DE CHOC

A MON BIGNOME *DJAMEL*

ET A TOUS CEUX QUI ONT CONTRJBUÉ A MA REUSSJTE DE PRÈS OU DE LOJN

JE VOUS DEDJE CE MODESTE TRAVAJI.

ملخص :

من أجل تغطية الحاجيات المتزايدة على الحصى، المؤسسة الوطنية للحصى قررت فتح محجرة جديدة للكلس، تسمى كدية الخشبية، توجد على حوالي 7 كم من الموقع القديم المسمى الحاجب، الذي مدة حياة مقدره بسنة و عشرون سنة. اعتمادا على هذه المعلومات، قمنا بدراسة بخط الطريق الرئيسي، و أنجزنا مخططات الفتح والإستغلال باستعمال البرنامج أوتوكاد، وهكذا قمنا بتقدير الإحتياجات الممكن إستغلالها حقا من كل مستوى و المقدر بـ 22 مليون طن، هذه الإحتياجات تعطي مدة حياة للمحجرة 26 سنة . من أجل التخطيط للإستغلال استندنا في الحساب على طريقة LANGFORS.

كلمات مفتاحية : كلس، احتياطات، كدية الخشبية ، مخطط الرمي، LANGFORS

Résumé :

Pour couvrir les besoins toujours croissants en granulats, l'Entreprise Nationale des Granulats a projeté d'ouvrir une nouvelle carrière de calcaire à ciel ouvert, dénommé Koudiet El Khecheba, située à environ 7 km de son ancien site d'El Hadjeb, pour cela une étude sur le chargement et le transport vers la station de concassage du site d'El Hadjeb a été faite en se basant sur des données recueillies du premier site (El Hadjeb). Une piste principale ainsi que des plans d'exploitation ont été réalisés à l'aide d'Auto-CAD. Pour le calcul et la détermination des paramètres du plan de tir a été fait par la méthode LANGEFORS.

Mot clés : calcaire, exploitation à ciel ouvert, transport, plan de tir, LANGEFORS.

Summary :

To meet the always increasing requirements out of aggregates, the national company of the aggregates projected to open pit limestone quarry, named Koudiet El Khecheba, located at approximately 7 km of its old site of El Hadjeb. For that an estimate of the material of transport and loading of the site of Koudiet El Khecheba towards the station of crushing was made while being based on data collected of the site El Hadjeb. A principal track of the plan of the plans of exploitation was carried out using Auto-CAD. For the calculation of the parameters of shot-firing pattern, a using parameters of LANGEFORS.

Key words : limestone, opencast mining, transport, shot-firing pattern, LANGEFORS.

Table des matières

Introduction générale	01
Chapitre I : présentation de l'entreprise.	
1.1. Présentation de l'unité d'El Hachimia	02
1.2. Situation géographique.....	03
1.3. Géologie du gisement	04
1.3.1. Géologie régionale	04
1.3.1.a. Le trias	04
1.3.1.b. Le jurassique	04
1.3.1.c. Le crétacé	05
1.3.1.d. Néogène.....	05
1.3.1.e. Quaternaire.....	05
1.3.2. Géologie local.....	05
1.3.2.a. Les formations albiennes et néocomienne_.....	06
1.4. Le climat	06
1.4.1. Précipitation et température.....	06
1.5. Hydrogéologie	06
1.5.1. Réseau hydrographique	07
Chapitre II : caractéristiques du massif rocheux	
II.1 Caractéristiques des massifs rocheux	08
II.1.1 La matrice rocheuse	08
II.1.2 Les discontinuités dans un massif rocheux	09
II.1.3 Les propriétés physiques.....	13
II.1.3.a La masse volumique_.....	13
II.1.3.b L'absorption d'eau (teneur en eau)	13
II.1.3.c La porosité_.....	13

II.2	Propriétés mécaniques	16
II.2.1	Résistance à la compression simple.....	16
II.2.2	L'essai de Los Angeles	17
II.2.3	L'essai Deval et Micro Deval	20
II.3	Caractéristiques chimiques	21
 Chapitre III : processus technologique d'exploitation du gisement. 		
III.1.	Présentation d'un schéma de tir.....	22
III.2.	La foration	23
III.2.1.	Le chargement	23
III.2.2.	L'amorçage	23
III.3.	La foration	24
III.3.1.	Diamètre du trou (Φ)	24
III.3.2.	La hauteur du gradin	25
III.3.3.	L'angle de talus du gradin (α)	26
III.3.4.	Le choix de l'explosif	26
III.3.5.	La banquette (B)	28
III.3.5.a.	Densité de chargement (P)	28
III.3.5.b.	La puissance de l'explosif (strength)	29
III.3.5.c.	Facteur de contrainte (f)	30
III.3.5.d.	Rapport écartement sur banquette (S/B)	30
III.3.6.	L'espacement (E)	30
III.3.7.	La sous-foration (L_s)	31
III.3.8.	La profondeur du trou	31
III.3.9.	Nombre de rangée	31
III.3.9.a.	Distance entre les rangées (b)	32
III.3.10.	Chargement des trous	32
III.4.	Le travail à l'explosif	33
III.4.1.	Types d'explosifs utilisés dans les exploitations à ciel ouvert.....	34
III.4.1.a.	Les dynamites_.....	34

III.4.1.b. Les explosifs nitratés_	34
III.4.1.c. Les émulsions_	34
III.4.1.d. Les nitrates fuels (ANFO)	34
III.4.2. Le choix de l'explosif	35
III.4.3. La vitesse de détonation	35
III.4.4. La puissance de l'explosif	36
III.4.5. Le coefficient de self excitation (C.S.E)	36
III.5. Détermination de la répartition de la charge dans le trou de mine.....	36
III.5.1. La longueur de la charge de pied	36
III.5.2. Résistance au tirage (rock constant)	36
III.5.3. La charge linéaire de pied	37
III.5.4. Quantité d'explosif au pied du gradin (Q_p)	37
III.5.5. Charge linéaire de colonne.....	38
III.5.5.a. La hauteur du bourrage « H_b »	38
III.5.5.b. La hauteur de la charge de colonne « L_c »	38
III.5.5.c. Quantité d'explosif en colonne (Q_c)	38
III.5.6. Quantité de charge d'explosifs dans un trou	38
III.5.7. La consommation spécifique d'explosif	38
III.5.8. Volume de la roche abattu par un trou (V_{tr})	39
III.5.9. Nombre de trous forés en un mois (n_{tr})	39
III.6. L'amorçage	39
III.6.1. La chaîne d'amorçage.....	39
III.6.2. Les détonateurs électriques de l'ONEX	40
III.6.2.a. Détonateurs à sensibilité classique.....	40
III.6.2.b. Détonateurs insensibles	40
III.6.2.c. Détonateurs à haute insensibilité.....	40
III.6.2.d. Détonateurs instantanés	40
III.6.2.e. Détonateurs sismiques	40
III.6.2.f. Détonateurs à retards	40
III.6.2.g. Le cordeau détonant	41
III.6.2.h. Le type d'amorçage.....	41
III.6.2.i. Le schéma de tir.....	43
III.6.2.j. La charge instantanée_	44

III.6	Calcul des paramètres de tir pour ($\beta=10^\circ$).....	45
Chapitre IV : dimensionnement et équipements de la carrière		
IV.1	Les conditions technico-minières de la carrière	46
IV.1.1	Régime de fonctionnement de la carrière	46
IV.1.2	Capacité de production	46
IV.1.2.a	Production annuelle, Pa [T/an]	46
IV.1.2.b	Production mensuelle.....	46
IV.1.2.c	Production hebdomadaire.....	46
IV.1.2.d	Production journalière	46
IV.1.2.e	Production horaire	47
IV.1.3	Durée de vie de la carrière	47
IV.2	Travaux préparatoires	47
IV.2.1	Largeur de la piste.....	47
IV.2.2	Élément du système d'exploitation.....	48
IV.2.2.a	Hauteur du gradin	48
IV.2.2.b	Angle de talus du gradin.....	48
IV.2.2.c	Plate-forme de travail	48
IV.2.2.d	Longueur de la piste, L.....	50
IV.3	Blocométrie admissible.....	50
IV.3.1	Transport	51
IV.3.1.a	Exigences du transport.....	51
IV.3.1.b	Rendement des camions	51
IV.3.1.c	Temps de chargement d'un camion (t_{ch})	51
IV.3.1.d	Temps de déchargement (t_d)	52
IV.3.1.e	Temps de manœuvre (t_m)	53
IV.3.1.f	Temps de réalisation d'un cycle (t_c)	53
IV.3.2	Le nombre de camions nécessaires pour assurer la production	53
IV.4	La foration.....	53
IV.4.1	Choix du type d'équipement	54
IV.4.1.a	Réalisation de la foration.....	54

IV.4.1.b	Calcul du rendement de la foreuse	54
IV.5	Le chargement.....	56
IV.5.1	Le rendement de la chargeuse	56
IV.5.2	Nombre des godets nécessaires pour charger un camion	57
IV.5.3	La durée de chargement d'un camion	58
IV.5.4	Le transport.....	58
IV.5.5	Rendement des camions.....	58
Chapitre V : plans d'exploitation de la carrière de Koudiet El Khacheba		
V.1	Phases d'exploitation de la carrière Koudiet El-Khacheba.....	59
V.1.1	Phase N°1	59
V.1.2	Phase N°2	59
V.1.3	Phase N°3	60
V.1.4	Phase N°4.....	60
V.1.5	Phase N°5	60
V.2	Remise en état des lieux	61
Conclusion générale.....		69
Bibliographie.....		70
Annexes		72

LISTE DES TABLEAUX

Tableau I.1 : Représentation des coordonnées du périmètre selon MTU Fuseau 31 3

Tableau II.1 : Tableau récapitulatif des propriétés physiques du massif rocheux (site concerné par l'étude). 14

Tableau II.2 : résultats des échantillons de laboratoires 15

Tableau II. 3 : les valeurs extrêmes et moyennes de l'essai de compression 16

Tableau II.4 : résultats des essais de compression dans le laboratoire 17

Tableau II.5 : coefficient de Los-Angeles en pourcentage dans les principales utilisations du granulat 18

Tableau II.6 : les valeurs extrêmes et moyennes de l'essai los Angeles 18

Tableau II.7 : Les valeurs du Micro Deval 20

Tableau II.8: les principales composantes chimiques de la roche du gisement de Koudiet El Khechba 21

Tableau III.1 : les caractéristiques des explosifs produit par l'ONEX 27

Tableau III.2 : densité de chargement, GELANIT II. (ONEX) 29

Tableau III.3 : valeurs des facteurs de contrainte f en fonction de l'inclinaison des trous β 30

Tableau III.4 : résistance au tirage de quelques roches 37

Tableau III.5 : résultat du tir pour $\beta=10^\circ$ 44

LISTE DES FIGURES

Fig. I.1 : Situation géographique de la carrière « El Hachimia »	2
Fig. I.2 : Carte de situation géographique de la zone d'étude (site vierge).	4
Fig. II.1. Exemple de diaclase dans la roche de calcaire	8
Fig. II.2. Exemple d'une faille.....	10
Fig. II.3. Exemple des joints sédimentaires.....	10
Fig. II.4 : Caractéristiques structurale du gisement de Koudiet El Khecheba.....	11
Fig. II.5 : résultats du carottage.	12
Fig. II.6 : résultats de l'échantillonnage.	12
Fig. III.1 : Illustration des paramètres constituant un schéma de tir.	23
Fig. III.2 : Schéma du dispositif géométrique d'un tir.	24
Fig. III.3 : la relation entre le diamètre des trous et la hauteur des gradins	25
Fig. III.4: Paramètres de chargement dans un plan de tir.....	32
Fig. III.5 : Schéma représentatifs de différentes familles d'explosives	35
Fig. III.6 : Amorçage latéral.....	42
Fig. III.7 : Amorçage ponctuel (a-postérieur et b-antérieur)	42
Fig. III.8 : Représentation du plan de tir	44
Fig. III.9: L'effet de l'onde de choc au pied selon l'inclinaison du trou	45
Fig. IV.1 : Profil en largeur de la piste	48
Fig. IV.2 : plate-forme de travail	50
Fig. V.1 : plan topographique du gisement de Koudiet El Khechba	62
Fig. V.2 : plan d'exploitation n°1	64
Fig. V.3 : plan d'exploitation n°2	65
Fig. V.4 : plan d'exploitation n°3	66
Fig. V.5 : plan d'exploitation n°4	67

Fig. V.6 : plan d'exploitation n°5 **68**

LISTE DES ABREVIATIONS

Ch : Chargement ;

Cm : Centimètre ;

Cm³ : Centimètre cube ;

CSE : Coefficient de Self Excitation ;

ENG : Entreprise National des Granulats ;

g : Gramme ;

m : Mètre ;

M : La masse ;

Max : Maximum ;

Min : Minimum ;

Mm : Millimètre ;

Moy : Moyenne ;

MPa : Méga Pascal ;

N : Newton ;

NGL : Nétroglycérigycole ;

ONEX : Office National des Explosifs ;

RWS : Puissance de l'explosif ;

T : tonne ;

Tr : trous ;

UTM Fuseau 31 : Coordonnée de localisation selon le mode UTM ;

V : Volume ;

° : Degré ;

ρ : La masse volumique ;

Φ : Diamètre.

Introduction générale

L'unité d'El Hachimia est l'une des plus grandes unités de l'Entreprise Nationale des Granulats (ENG), sa production en matériaux de construction (granulats) s'élève à plus d'un millions de tonnes par an. Elle couvre une superficie de plusieurs kilomètres carrés dans la région centre d'Algérie (W. Bouira). La position stratégique de cette unité permet de satisfaire une production des granulats pour différents usages (routes, chemins de fer et béton hydraulique). Vu que les réserves exploitables restantes de l'ancien site (El Hadjeb) sont en voie d'épuisement, l'entreprise a projeté l'exploitation d'un nouveau site de calcaire (Koudiet El Khecheba) destiné pour la production des granulats, voisine de l'ancien site d'El Hadjeb.

Cette étude a pour but, d'une part, d'établir un plan d'exploitation y compris les paramètres d'exploitation, les plans d'ouverture et des tirs des mines, et d'autre part, le chargement et le transport dans la carrière ainsi que le dimensionnement du matériel afin de satisfaire les opérations de production projetées.

A cet effet, nous nous sommes fixés pour objectif l'étude du projet d'exploitation de la carrière KOUDIET EL KHECHEBA, Pour réaliser notre projet, cinq chapitres vont être traités :

- Un premier chapitre, est consacré à la présentation de l'unité d'El HACHIMIA, sa situation géographique, ainsi que le cadre géologique de la zone d'étude.
- Le deuxième chapitre traite les caractéristiques des massifs rocheux, en particulier la matrice rocheuse qui constitue le gisement de KOUDIET EL KHECHEBA.
- Le troisième chapitre comporte le processus technologique d'exploitation du gisement.
- Un quatrième chapitre, est consacré au dimensionnement du matériel, ainsi que les plans de l'ouverture et de développement des travaux d'exploitation.
- Un cinquième chapitre, est consacré aux phases d'exploitation de la carrière de KOUDIET EL KHECHEBA.

I.1. Présentation de l'unité d'El Hachimia [1]

L'unité d'El Hachimia est située à 19 km de la wilaya de Bouira et à 7 km de la commune d'El Hachimia sur le flanc Nord de l'anticlinal d'El Hadjeb, c'est une grande unité qui est caractérisée par sa grande capacité de production. La commercialisation des produits finis se fait au niveau de l'unité El Hachimia, dont les différents types de dimensions commercialisées sont :

- Sable : 0/4 mm à pourcentage de fines contrôlé ;
- Gravillon : 4/8 mm, 8/16 mm, 16/25 mm ;
- Cailloux (ballast) : 25/40 mm, 25/50 mm ;
- Gravier concassée NT : 0/20 mm, 0/25 mm, 0/31,5 mm, 0/40 mm.

Cette unité de production de granulats à une capacité théorique de 300 t/h.

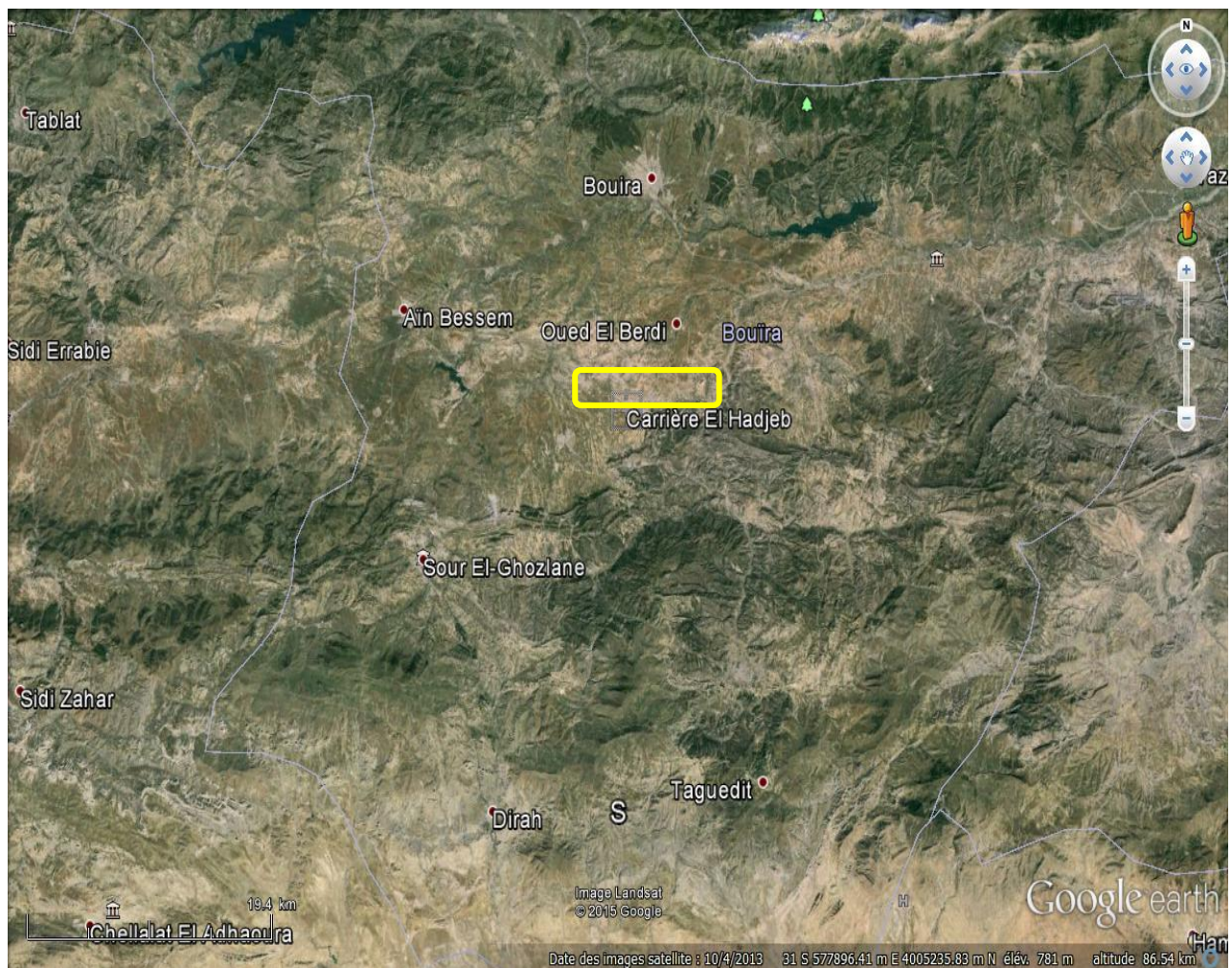


Fig. I.1 : Situation géographique de la carrière d'El Hadjeb « El Hachimia » [1].

I.2. Situation géographique [1]

La zone d'étude fait partie de la wilaya de Bouira qui est située dans la partie centrale du Nord de l'Algérie. Elle est limitée au Nord par les wilayas de Boumerdes et Tizi-Ouzou, au Sud par celle de M'Sila, à l'Ouest par celle de Blida et Média et à l'Est par celle de Béjaia et Sétif.

La carrière Koudiet Khecheba se trouve à 8 km environ de l'unité d'El Hachimia, et de 18 km au Sud du chef-lieu de la wilaya de Bouira.

D'après le système MTU fuseau 31 les coordonnées du périmètre sont représenté dans le tableau suivant :

Tableau I.1 : Représentation des coordonnées du périmètre selon MTU Fuseau 31.

Point	UTM FUSEAU 31	
	X	Y
1	581500	4007400
2	582000	4007400
3	582000	4007000
4	581500	4007000

- Superficie du périmètre : 20 ha ;
- Statut juridique du terrain : Domanial / Forestier ;
- L'accès au périmètre se fait directement à partir du CW qui relie El Hachimia à Hammam Ksenna.



Fig. I.2 : Carte de situation géographique de la zone d'étude (site vierge). [1]

I.3. Géologie du gisement [1]

I.3.1. Géologie régionale

Le territoire de la zone d'étude constitue la porte vers les hauts plateaux qui servent de zone intermédiaire entre l'Atlas Saharien au Sud et le plissement Tellien au Nord.

Ce sont les dépôts triasiques, jurassiques crétacés, néogènes et quaternaire qui prennent part à la constitution géologique régionale dont la description se fait de bas en haut :

I.3.1.a. Le Trias

Il a une extension limitée à l'Est du territoire (au Sud-Est de Sour El Ghozlane), il est représenté par des argiles, quartzites et grès quartzeux renfermant du gypse.

I.3.1.b. Le Jurassique

✓ Jurassique Inferieur:

Il constitue la chaîne du Djurdjura, la coupe offre deux complexes lithologiques :

- Le complexe inférieur (plies en bachien) constitue de calcaires argileux à quartz et à marnes.
- Le complexe supérieur (toarcien) constitue par des marnes et des calcaires.

✓ Jurassique Supérieur :

Il est représenté par :

- **Le Callovien :** constitue par des grès, des aleurolithes et des argiles.
- **L'Oxfordien :** La coupe offre trois niveaux :
 - L'inférieur : formé par des calcaires, des aleurithes et des argiles ;
 - Le moyen : formé par des calcaires ;
 - Le supérieur : formé par des grès, des argiles, des dolomies et des aleurolithes.

A l'exception des grès sous-jacents, les dépôts des niveaux supérieur et moyen se rattachent à la formation des argiles de Saida.

- **Le Kimméridgien :** Il est constitué par des dolomies et des grès.

I.3.1.c. Le Crétacé

Le crétacé est représenté par des dépôts marins représentés par une alternance de marnes grises, de grès gris foncé, de calcaires et localement par des schistes argileux et de gypse.

I.3.1.d. Néogène**✓ Miocène :**

Il est formé par des conglomérats, des grès, des argiles, des calcaires, et des sables.

✓ Pliocène :

Ses dépôts sont largement développés dans la région étudiée. Il est représenté par des conglomérats, des roches calcaires (craie calcaire) constituées de carbonates de calcium avec un mélange de matériau sableux et caillouteux.

I.3.1.e. Quaternaire

Ses dépôts sont développés principalement dans les vallées des oueds, des ruisseaux et sur les plaines, ils sont représentés par des formations alluviales telles que les limons argileux et sableux, des sables argileux, des galets et des conglomérats.

I.3.2. Géologie local

A travers les résultats des travaux d'exploration du site, et aussi à travers les études géologiques ainsi que les analyses géochimiques des carottes, il ressort que la majeure partie du périmètre est rattaché à l'Albo-aptien, composée par des calcaires massifs arrangés en couches dont l'épaisseur varie de six à dix mètres alternant parfois (en deux niveaux) avec des passées de calcaires marneux dont l'épaisseur varie de un à trois mètres.

I.3.2.a. Les formations Albiennes et Néocomienne

Il s'agit de la majeure partie des formations lithologiques constituant le périmètre à exploiter et étudier.

Les couches du gisement ont un pendage de 10° à 15° vers le Sud-Ouest et le Sud constituant ainsi le noyau d'un anticlinal d'axe orienté vers le Sud-Ouest – Nord Est.

Il n'y a pas de discontinuité stratigraphique à l'image de la succession continue des formations qui affleurent dans la partie Sud Est du périmètre.

I.4. Le climat [1]

Le climat y est chaud et tempéré, El Hachimia affiche une température annuelle moyenne de 15,5°C. Les précipitations annuelles moyennes sont de d'ordre de 559mm.

I.4.1. Précipitation et température

Avec 5 mm, le mois de juillet est le plus sec. Avec une moyenne de 85 mm, c'est le mois de janvier qui enregistre le plus haut taux de précipitations.

Au mois d'Août, la température moyenne est de 26,1°C. Août est de ce fait le mois le plus chaud de l'année. Avec une température moyenne de 6,4°C, le mois de Janvier est le plus froid de l'année.

Les précipitations varient de 80 mm entre le plus sec et le plus humide des mois. Sur l'année, la température varie de 19,7°C.

I.5. Hydrogéologie [1]

Dans la région de Bouira les aquifères principaux sont :

- Conglomérats d'Oligocène puissants de 200 à 300 m localisés dans les environs de Bouira ;
- Succession de roches gréseuses de 5m à 30 m (miocène inférieur), situé à 1 km à l'Ouest de Sour El Ghouzlane ;
- Grés et quartzites numidien (Oligocène) développés sur une grande superficie au Sud de Sour El Ghouzlane ;
- Calcaire de Vraconien puissante de 40 m à 50 m et ces diaclases qui jouent un grand rôle dans le drainage naturel des eaux.

I.5.1. Réseau hydrographique [1]

La wilaya de Bouira renferme d'importantes ressources en eau.

Elle est traversée par des bassins versants importants dont l'apport moyen annuel est de l'ordre de 561 millions de m³ constitué par :

- Bassin versant d'Isser : 135 millions de m³/an ;
- Bassin versant Sahel Soummam : 380 millions m³/an ;
- Bassin versant du Hodna : 35 millions m³/an ;
- Bassin versant Humus : 11 millions m³/an.

Introduction

Dans ce chapitre, nous traiterons la matrice rocheuse, les caractéristiques physiques et mécaniques du matériau constituant la matrice rocheuse.

L'étude du massif rocheux comprend : les caractéristiques géologiques globales de gisement, les caractéristiques géo-structurales du massif, les caractéristiques géo-mécaniques de la matrice rocheuse.

- Les caractéristiques géologiques globales de gisement : Il s'agit là de déterminer sur le terrain la complexité du massif dans son état naturel (présence ou non d'une nappe phréatique, altération de la roche, stratigraphie et lithologie, variation de faciès). Il faut utiliser ici les outils de base du géologue (cartes, sondages, géophysique, études sismiques ...) et adapter le contenu des reconnaissances à la complexité du massif. Cette partie de l'étude conduit à produire un document de synthèse appelé "le profil en long géotechnique" qui est une représentation dans l'espace de la localisation des différents massifs rocheux rencontrés sur le projet.
- Les caractéristiques géo-structurales du massif c'est-à-dire sa fracturation naturelle. Ces études sont d'abord des études de terrain puis des études statistiques. Il s'agit là d'établir pour chaque massif en présence son arrangement naturel en termes d'assemblage de blocs.
- Les caractéristiques géo-mécaniques de la matrice rocheuse c'est-à-dire sa résistance à la compression et sa dureté. Ces études sont essentiellement des études de laboratoire. Cette partie à un double objectif. Il s'agit d'une part de qualifier la fragilité de la roche vis à vis d'une contrainte explosive : cette fragilité pouvant être considérablement différente entre les roches. Et autre part il s'agit de qualifier les caractéristiques mécaniques des matériaux abattus, ces matériaux étant alors utilisés dans le cadre du projet en remblais ou en granulats.

II.1. Caractéristiques des massifs rocheux**II.1.1. La matrice rocheuse**

Les massifs rocheux ont des structures très complexe, formé d'une juxtaposition de matériaux hétérogènes et fissures.

Pour comprendre leur comportement mécanique, nous assimilerons les massifs rocheux à un assemblage de blocs :

- Les blocs sont constitués par un matériau appelé la matrice rocheuse ;

- Les blocs sont délimités par des fissures naturelles que nous désignerons sous le terme de discontinuité.

Les techniques de prélèvement d'échantillon sont :

- Le carottage à partir de la surface ;
- Le découpage de blocs au moyen d'une tronçonneuse à roches ;
- L'extraction des blocs prédécoupés par des fissures ou le prélèvement de blocs provenant d'un éboulement ou d'un tir à l'explosif, bien que dans ce cas on risque de provoquer une dégradation de la roche.

Dans tous les cas, il est important de bien orienter l'échantillonnage par rapport à la verticale, car les roches sont des matériaux souvent très anisotropes : leurs propriétés varient suivant la direction selon laquelle on les sollicite. [2]

II.1.2. Les discontinuités dans un massif rocheux

Tout massif rocheux, quelle que soit son histoire et sa localisation, possède des discontinuités. Celles-ci peuvent être prononcées, invisibles, cimentées ou bien ouvertes, mais elles existent. Elles possèdent en commun les caractéristiques suivantes : une faible résistance au cisaillement, la résistance à la traction négligeable et une grande conductivité hydraulique, tout ceci en comparaison de la matrice rocheuse environnante. En géologie on les regroupe par catégories:

- **Les diaclases** : ce sont des fractures de la roche, issues d'une rupture par compression, traction ou cisaillement liée aux mouvements tectoniques. Les deux parties de la roche qui se sont constituées n'ont cependant pas bougé ;



Fig II.1. Exemple de diaclase dans la roche de calcaire

- **Les failles** : ce sont des fractures identiques aux diaclases mais qui ont entraîné un mouvement relatif des deux parties de la roche encaissante. Un glissement a

donc eu lieu le long de cette faille. Leur longueur varie d'une dizaine de centimètres à plusieurs centaines de kilomètres ;



Fig. II.2. Exemple d'une faille

- **Les joints sédimentaires** : dans les roches sédimentaires, ce sont les joints séparant deux couches d'époques et de conditions de dépôt différentes. Chaque couche – ou strate – constitue une "dalle" susceptible de se séparer de ses voisines ;
- **La schistosité** : dans les roches métamorphiques, la forte compression a perturbé et transformé l'organisation des minéraux internes. Ceux-ci se sont alignés selon une direction orthogonale à la compression et ont entraîné la formation de plans de rupture préférentiels. L'ardoise, qui est fendue selon cette schistosité, en est une bonne illustration.

Les discontinuités sont généralement des lieux de grande déformabilité, où la rupture est plus facile et où l'eau circule plus facilement. Elles transforment l'état de contrainte du massif à leur proximité. [3]

✓ Caractéristique des massifs rocheux de Koudiet El Khecheba

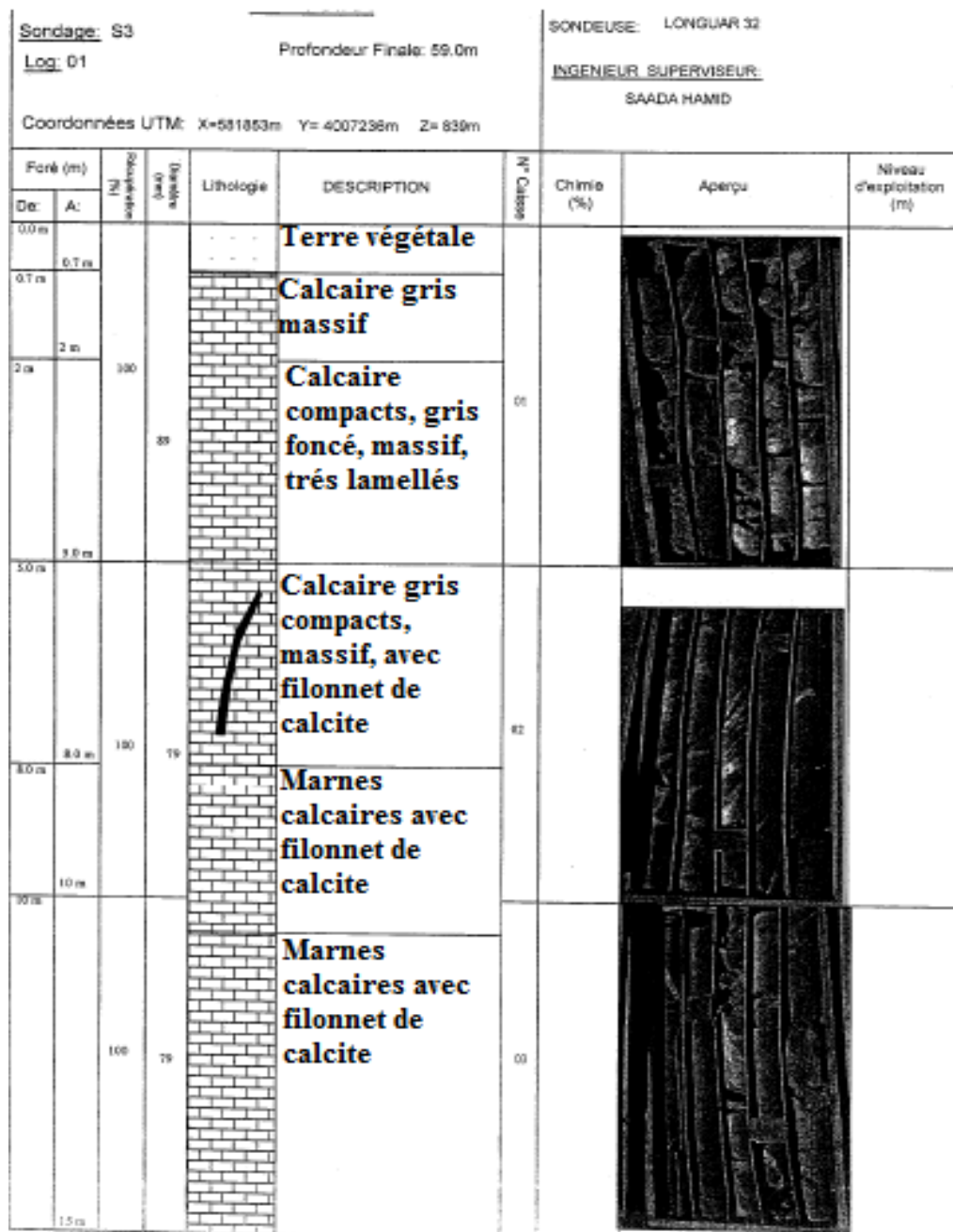


Fig.II.4 : Caractéristiques structurale du gisement de Koudiet El Khecheba. [4]

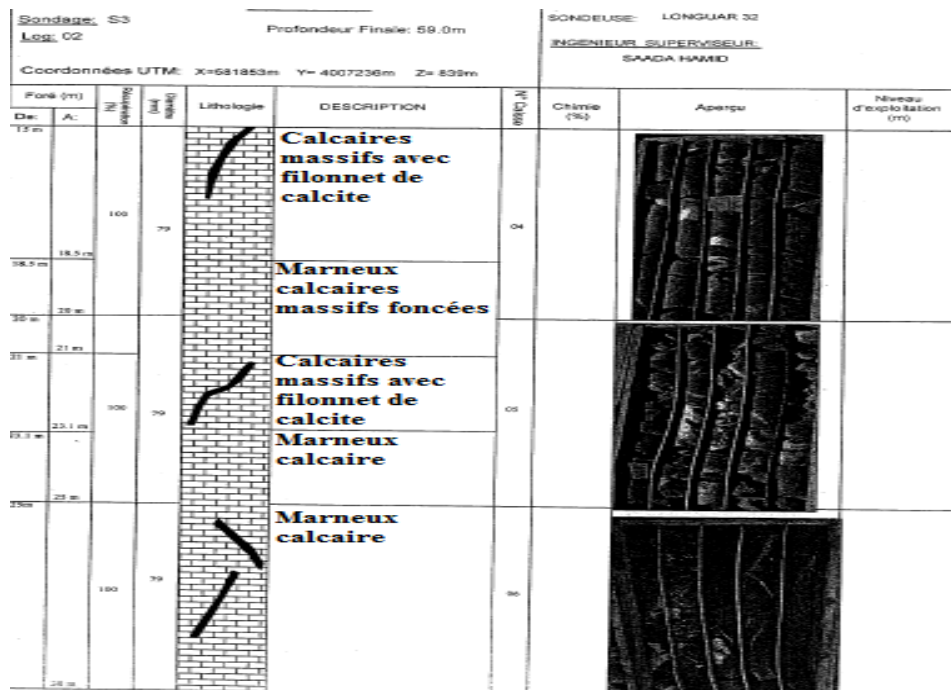


Fig.II.5 : Caractéristiques structurale du gisement de Koudiet El Khecheba . [4]

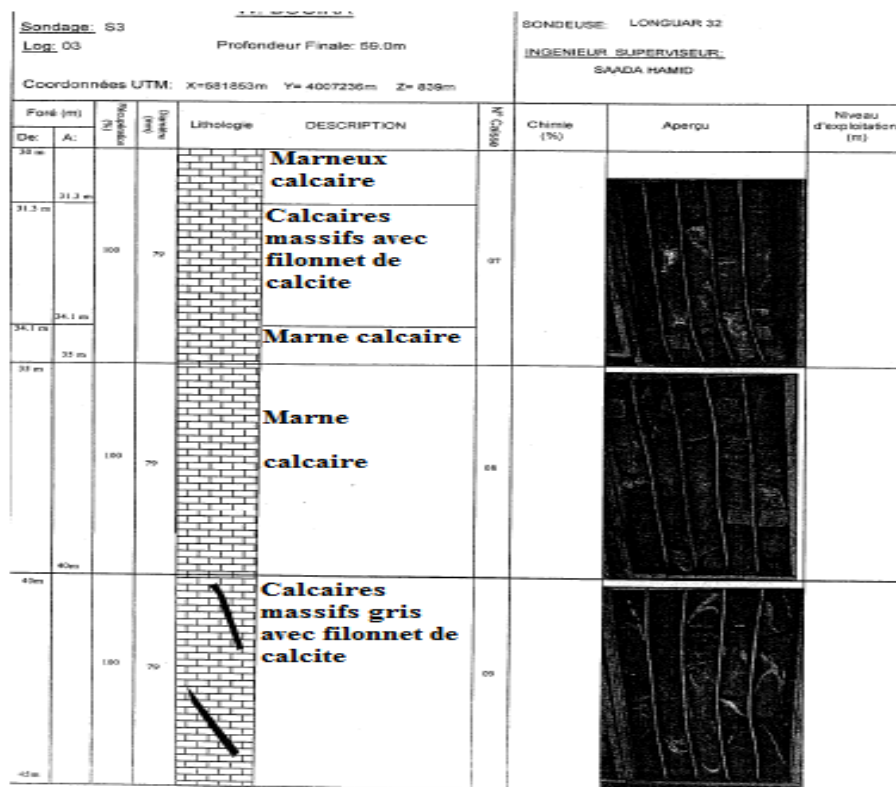


Fig.II.6 : Caractéristiques structurale du gisement de Koudiet El Khecheba. [4]

II.1.3. Les propriétés physiques [5]

Pour la détermination des propriétés physiques 20 échantillons (au niveau du site objet de notre étude) sont soumis aux différents essais physiques.

II.1.3.a. La masse volumique (apparente) [5]

C'est la masse totale de la matière (grain + l'eau) contenue dans l'unité de volume. Soit sa formule : $\rho = M/V$ (g/ cm³)

Où :

M : masse totale de l'échantillon (g) ;

V : volume totale de l'échantillon (cm³) ;

La masse volumique du site d'El Hachimia (site concerné par l'étude) est de l'ordre de $\rho=2.6$ t/m

II.1.3.b. L'absorption d'eau [5]

C'est le rapport en % du poids de l'eau au poids de la matière sèche, et se traduit par la formule suivante : $\eta = M_w / M_s \times 100$ [%]

Où : M_w : poids de l'eau (g)

M_s : poids de la matière sèche (g)

Dans notre cas, l'absorption d'eau varie de 0.44% comme valeur minimale et de 1.77% comme valeur maximale. Soit la valeur moyenne est de l'ordre de $\eta = 0.95\%$.

II.1.3.c. La porosité [5]

C'est le rapport en % du volume des vides au volume total de l'échantillon.

$\omega = v_v / v_t \times 100$ (%)

Où : v_v : volume des vides (cm³)

v_t : volume total de l'échantillon (cm³)

La porosité ω varie entre 0.9 à 4.42 %

On résume les propriétés physiques dans le tableau ci-dessous :

Tableau II.1 : Tableau récapitulatif des propriétés physiques du massif rocheux (site concerné par l'étude).

Poids volumique (t/m ³)	Absorption en eau (%)	Porosité (%)
2.6	0.44 à 1.77	0.9 à 4.42

Tableau II.2 : Résultats des essais d'échantillons de laboratoires. [5]

Code Echantillon	Masse vol. réelle (t/m ³)	Masse vol. imbibé (t/m ³)	Teneur en eau (%)	Coef. d'absorption (%)	Porosité (%)
CA.14.00163	2.647	2.664	0.299	0.638	1.688
	2.646	2.655	0.282	0.344	0.911
Moyenne	2.647	2.660	0.290	0.491	1.300
CA.14.00165	2.647	2.657	0.164	0.394	1.043
	2.655	2.675	0.229	0.737	1.957
Moyenne	2.651	2.666	0.196	0.565	1.500
CA.14.00169	2.499	2.560	0.813	2.438	6.093
	2.640	2.658	0.480	0.653	1.725
Moyenne	2.570	2.609	0.647	1.546	3.909
CA.14.00171	2.584	2.615	0.484	1.178	3.043
	2.628	2.644	0.404	0.636	1.670
Moyenne	2.606	2.629	0.444	0.907	2.357
CA.14.00175	2.653	2.664	0.242	0.393	1.042
	2.648	2.661	0.266	0.479	1.268
Moyenne	2.651	2.662	0.254	0.436	1.155
CA.14.00177	2.489	2.549	1.203	2.406	5.989
	2.535	2.564	0.941	1.127	2.858
Moyenne	2.512	2.557	1.072	1.767	4.424

II.2. Propriétés mécaniques

II.2.1. Résistance à la compression simple

Cet essai consiste à soumettre une éprouvette cylindrique de roche, d'élancement 2 c'est-à-dire le rapport hauteur/ diamètre est égale à 2, à une contrainte axiale.

Éventuellement, on peut utiliser une éprouvette de forme parallélépipédique. L'essai s'effectue au moins d'une presse de compression.

Au cours de l'essai, on mesure les déformations axiale (tassement de l'éprouvette) et transversale (augmentation du diamètre).

Dans notre cas, les caractéristiques de résistances à la pression sont portées sur les résultats d'essais sur 6 échantillons.

Tous les échantillons de calcaire principal, ont résisté jusqu'à la pression de 87,4 MPa. Les normes de calcaires pourront être utilisés, suivant la fabrication des agrégats jusqu'à la classe de résistance de 40MPa. [5]

Le tableau ci-après présente les valeurs obtenues lors de ces essais.

Tableau II. 3 : Les valeurs extrêmes et moyennes de l'essai de compression.

Types de roches	Résultats des essais de la résistance MPa		
	Min	Max	Moyenne
Calcaire	29.4	87.4	53

Tableau II.4 : résultats des essais de compression dans le laboratoire. [5]

Code Echantillon	Format (cm)	Masse (g)	Résistance en compression simple		
			Force (KN)	Contrainte (MPa)	Moyenne (MPa)
CA.14.00163	7.8×15.8	1999.4	300.1	62.8	62.8
CA.14.00165	7.8×15.9	1992.9	252.7	52.9	39.1
	7.8×15.9	1941.1	120.3	25.2	
CA.14.00169	9.0×18.1	3030.0	243.5	38.3	38.3
CA.14.00171	7.8×15.9	1984.6	185.4	38.8	61.0
	7.8×15.9	2016.0	397.7	83.2	
CA.14.00175	9.1×18.2	3150.0	555.8	87.4	87.4
CA.14.00177	9.2×18.0	3046.0	195.7	29.4	29.4

II.2.2. L'essai de Los Angeles [5]

Il est recommandé de déterminer l'indice de résistance à l'usure (essai de Los- Angeles). Il sert à déterminer la résistance à l'abrasion de gros granulats (c'est-à-dire leur résistance à la fragmentation par choc et l'usure par frottements réciproques entre ceux-ci et la charge broyante composée d'un certain nombre de boulets d'acier de 47 mm de diamètre). L'échantillon et les boulets sont mis en rotation dans un cylindre d'acier.

On mesure le pourcentage des fines inférieures à 1,7 mm produites après un certain temps de broyage. Le coefficient Los- Angeles est donné par :

$$L_A = \frac{m}{M} \times 100 (\%)$$

Avec :

- m : masse des particules fines ($m \leq 1,7$ mm);
- M : masse de l'échantillon (prise d'essai).

Tableau II.5 : Coefficient de Los-Angeles en pourcentage normes dans les principales utilisations du granulat. [6]

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

Pour déterminer le coefficient d'usure de la matière première (calcaire), on a effectué 10 essais de Los Angeles. Les valeurs extrêmes et les moyennes pondérées du gisement et par ouvrages sont présentés dans le tableau II.6.

Tableau II.6 : les valeurs extrêmes et moyennes de l'essai Los Angeles.

Type d'ouvrage	Résultats des essais de Los Angeles %		
	Min	Max	Moy
Sondages	24	38	26.7

La résistance aux chocs des gravillons a été testée par l'essai Los Angeles (LA) d'après la norme (NF EN-1097-2).

Les essais de Los Angeles ont prouvé que la matière première est d'une bonne qualité, elle est susceptible d'être utilisée pour produire des granulats de première classe. (Coefficient jusqu'à 30%). Pour les routes (la couche supérieure du granulat).

II.2.3. L'essai Deval et Micro Deval

Ces deux coefficients, tout comme le coefficient Los–Angeles dépendent principalement de la nature de la roche, les spécifications relatives à la résistance mécanique des granulats pour assise de chaussée portent entre autre sur le coefficient micro–Deval en présence d'eau. L'essai Deval ou micro–Deval sert à la détermination de la résistance à l'attrition.

L'attrition correspond à la production de particules fines par frottement mutuel entre les granulats qui émoussent les arrêtes des particules. Dans la technique routière. L'essai Deval est remplacé par l'essai Micro–Deval car il présente l'avantage d'être effectué sur les classes granulaires proches de celles mises en œuvre actuellement.

L'essai Deval consiste à peser les éléments inférieurs à 1,6 mm produit dans un cylindre en rotation sur un échantillon de 7kg. C'est la même formule qui est appliquée pour le coefficient LA. Par contre l'essai Micro Deval qui donne le coefficient de perte à l'usure est défini par le pourcentage des particules passant à travers les mailles du tamis à ouverture de 1,25 mm.

On place une prise d'essai (500g) dans une jarre de dimensions normalisées (diamètre intérieur = 210mm, longueur = 170mm, épaisseur = 3mm et de capacité = 5 l) avec un certain nombre de billes d'acier de 9,5mm de diamètre. [5]

Le coefficient MDE (coefficient Micro–Deval) est donné par la relation suivante :

$$MDE = \frac{500 - m}{500} \times 100 (\%)$$

Où :

m : masse totale des particules retenues sur les tamis dont les ouvertures sont 10 mm, 5 mm, 1,25 mm ;

La corrélation qui existe entre le DE (coefficient Deval) et MD et donnée par l'expression :

$$MDE = \frac{DE}{80}$$

Tableau II.7 : Les valeurs du Micro Deval varient entre :

valeurs de Micro Deval %		
Min	Max	Moy
24	40	30.6

L'essai a été réalisé selon la norme (NF EN-1097-1)

II.3. Caractéristiques chimiques [5]

La composition chimique du gisement de Koudiet el Khechba (El Hachimia) est illustrée dans le tableau suivant :

Tableau II.8: les principales composantes chimiques de la roche du gisement de Koudiet El Khechba. [5]

Ech	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Fe ₂ O ₃ (%)	CaO (%)	Mg (%)	SO ₃ (%)	K ₂ O (%)	Na ₂ O (%)	P.F (%)
Ech1	14.94	2.09	1.23	44.39	0.34	0.24	0.17	0.73	35.57
Ech7	4.95	0.84	2.13	50.89	0.52	0.01	0.04	0.13	40.37
Ech13	10.08	1.98	0.92	46.29	1.58	0.67	0.28	0.24	37.73
Ech19	4.03	0.86	2.17	49.55	1.46	0.27	0.02	0.45	41.09

Le tableau ci-dessus montre que la teneur en SiO₂ sont légèrement élevée, le taux de CaO est faible pour l'échantillon 1.

La teneur en SO₃ est très basse, donc favorable.

La quantité élevée de SiO₂ influe sur la qualité de béton.

Introduction

L'abattage à l'explosif est utilisé pour l'extraction des roches massives et dures. En effet, dans le cas de roches dures, les procédés d'extraction mécaniques ne sont pas possibles, l'abattage à l'explosif est alors une alternative qui présente l'avantage de fragmenter des volumes de roche importants, et ce avec des moyens limités en termes d'engins (foreuse et engins de chantiers) et une mise en œuvre assez restreinte.

III.1. Présentation d'un schéma de tir

Pour abattre un massif à l'explosif, on réalise un ensemble de trous de mines dont les paramètres géométriques sont définis [7] :

- **La plateforme** : zone sur laquelle évolue les engins ;
- **Le front** : est la surface libre qui va être abattue. Les paramètres essentiels du front sont sa hauteur (réglementairement limitée à 15 m), son inclinaison et sa régularité.
- **La banquette** : les distances entre deux rangées (ou bien distance entre le front et la première rangée) doivent être égales ; on appelle cette distance banquette.
- **L'espacement** : est la distance entre deux trous d'une même rangée ;
- **La maille** : on désigne par maille le couple banquette-espacement ;
- **l'inclinaison** des trous par rapport à la verticale détermine la longueur à forer en fonction de la hauteur du front. La longueur de foration additionnelle par rapport au carreau est désignée par surforation.

Les paramètres de chargement qui interviennent dans les plans de tirs sont ainsi définis [7] :

- L'explosif placé en fond de trou est désigné par charge de pied, la charge de colonne étant la charge restante. De manière plus générale, on désigne par pied la partie inférieure du gradin, et par tête ou colonne sa partie supérieure ;
- Le bourrage est un matériau inerte, mis en haut des trous (bourrage finale, obéatoire) et entre deux charges, il est utilisé pour éviter le dégagement d'énergie et de poussière.
- La séquence d'amorçage est l'ordre dans lequel détonnent les différents détonateurs placés dans les mines.

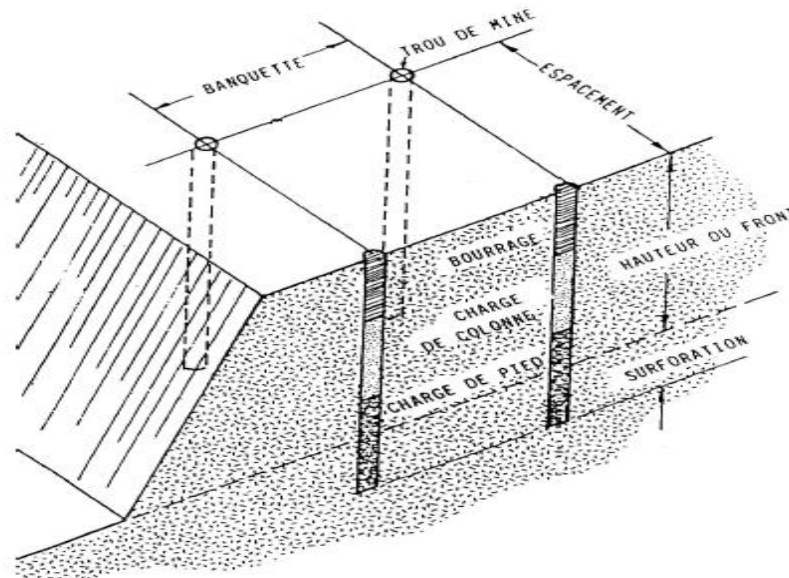


Fig.III.1 : Illustration des paramètres constituant un schéma de tir. [7]

Le contrôle de la granulométrie du tas de roche abattus peut être obtenu par la variation des paramètres suivants :

III.1.1. La foration [8]

Les paramètres qui interviennent dans le choix du type d'engin de foration sont

- Diamètre de foration ;
- La hauteur du gradin ;
- Banquette ;
- Espacement ;
- Profondeur du trou ;
- Sur profondeur ;
- Inclinaison du forage ;

III.1.2. Le chargement

Les paramètres de chargement de l'explosif dans le trou sont la nature et la quantité d'explosif.

III.1.3. L'amorçage

Principalement il s'agit de la séquence de mis à feu (mise en place du détonateur et la séquence (retard) d'initiation).il est soit : électrique ou bien par mèche.

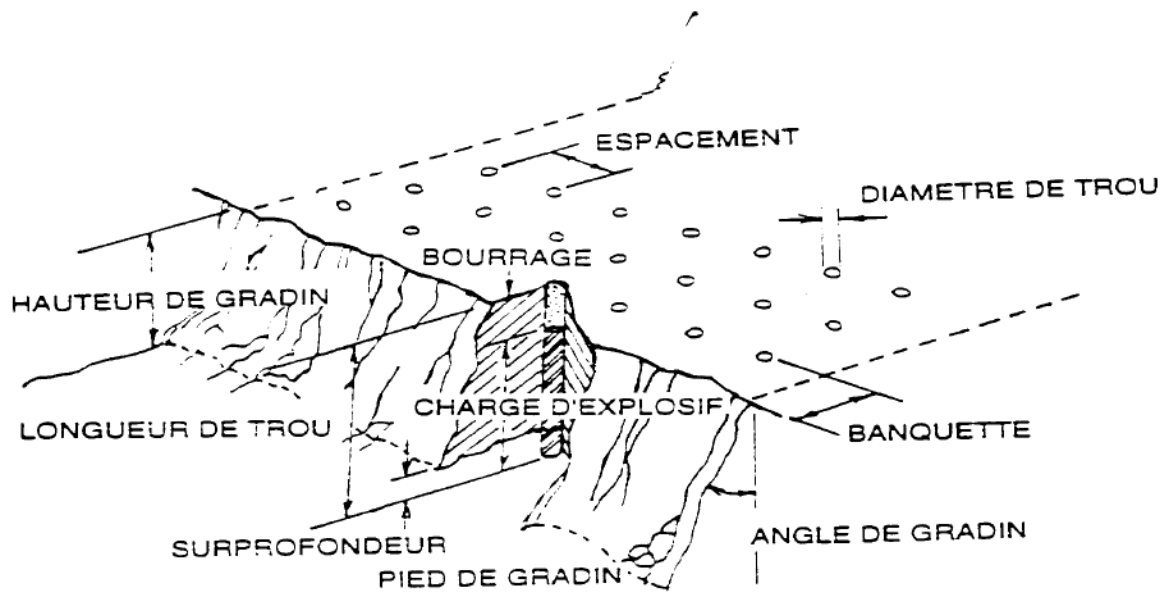


Fig. III.2 : Schéma du dispositif géométrique d'un tir. [8]

III.2. La foration :

III.2.1. Diamètre du trou (Φ) :

On utilise généralement des petits diamètres (65 à 165 mm) pour l'extraction de la roche dans les carrières à ciel ouvert. Le diamètre du trou doit être choisi en fonction de l'objectif de production, de granulométrie et du coût global. Le coût de la foration diminue généralement avec l'augmentation du diamètre de foration. [9]

Si le diamètre augmente la hauteur du gradin augmente mais la fragmentation résultante est moindre et vice-versa. Dans le cas étudié on utilise des trous de diamètre (d) :

$$d = 105 \text{ mm}$$

La relation entre le diamètre des trous et la hauteur du gradin :

Les autres données du chantier qui interviennent sur le diamètre sont les suivantes :

- L'environnement : le niveau de vibrations et de bruit dépend de la charge unitaire par retard (qui dans la plupart des cas est celle d'un trou de mine) ;
- La structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie, donc qui influencera indirectement sur le choix du diamètre de foration ;
- L'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner et qui par conséquent aura indirectement une incidence sur le choix du diamètre de foration ;
- La nature de l'explosif qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente. [9]

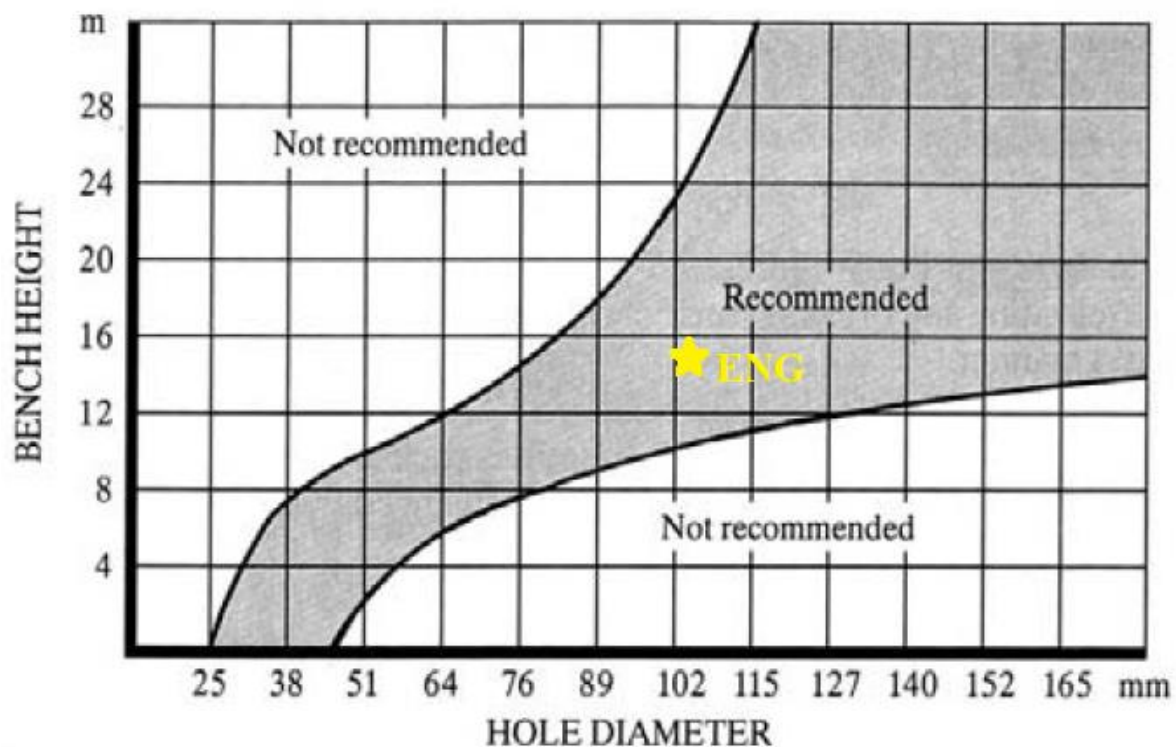


Figure III.3 : la relation entre le diamètre des trous et la hauteur des gradins. [10]

III.2.2. La hauteur du gradin :

La hauteur du gradin est déterminée en fonction :

- Des engins de chargement ;
- Du diamètre de foration ;
- De la production annuelle ;
- De la stabilité des roches du talus ;

- Des règles de sécurité en rapport avec la normalisation minière.

Pour une bonne conception d'un plan de tir, la hauteur du gradin doit être 3 à 3,5 fois la banquette. Pour l'exploitation de la plus part des gisements on procède à une exploitation par gradin de 15 m de hauteur. [9]

III.2.3. L'angle de talus du gradin (α)

Pour la détermination de l'angle du talus on tient compte des paramètres physico –mécaniques de la roche et des engins miniers, pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 60° et 80° par rapport à l'horizontale.

Avantage de l'inclinaison :

- Le gradin est plus stable ;
- La fragmentation est meilleure, et l'explosion est moins violente ;
- La sur profondeur est moins longue ;
- La consommation d'explosif est moindre ;
- Les trous peuvent être plus espacés.

Pour assurer la stabilité des gradins on donne un angle $\alpha = 80^\circ$ par rapport à l'horizontale autrement dit un angle de 10° par rapport à la verticale.[9]

III.2.4. Le choix de l'explosif [11]

L'explosif sera choisi essentiellement en fonction :

- Du massif rocheux : l'humidité détermine une première sélection forcément respectée : un explosif résistant à l'eau est choisi dans une roche humide. Mais de plus, l'explosif doit être adapté à la roche, ou plus simplement par le choix d'un explosif de vitesse de détonation élevée dans une roche résistante. Si le massif est pré facturé en place on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée (quantifiée par son énergie des gaz et par son volume des gaz).

- Des objectifs technico-économiques et autres engins de l'exploitation même si le coût de l'explosif est relativement faible dans le coût de l'exploitation. Par ailleurs, les objectifs de fragmentation et de foisonnement interviennent sur le choix de l'explosif.

Pour le choix des explosifs nécessaires au tir, il est tenu de procéder de la façon suivante :

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

D'après la consultation du guide technique des explosifs et accessoires de tir, réalisé par l'O.N.E.X (office national des substances explosives), et aussi compte tenu de la nature et des caractéristiques de la roche, on peut choisir deux types d'explosifs suivants :

1. GELANIT II, pour la charge de pied avec :
 - diamètre de cartouche de 80 mm;
 - longueur de la cartouche est 50 cm ;
 - poids de la cartouche est 2.5kg ;
 - type de cartouche est : gaine plastique.

Explosif de colonne

- Conditionnement ANFOMIL en vrac, dans des sacs de 25kg ;
- Quantité explosif de colonne 35 kg ;
- Longueur de la colonne 7m ;

Les caractéristiques de ces explosifs commercialisés en Algérie par l'ONEX sont données dans le tableau suivant :

Tableau III.1 : les caractéristiques des explosifs produit par l'ONEX. [12]

Désignation commerciale	GELANIT II	ANFOMIL
Résistance à l'eau	Excellente	Médiocre
Densité	1.45	0.85
Vitesse de détonation (m/s)	5000 à 6000	2600 ± 100
Puissance C.U.P	1.27	1.15
Energie kj/kg	4807	3803.8
Volume de gaz (L/kg)	808	967
Utilisation	Utilisée dans des terrains à roches dures à semi dures, pour des travaux d'abattage à ciel ouvert (carrières) ou en souterrain (galeries).	Explosif pour travaux à ciel ouvert, explosif pour roches tendres.

III.2.5. La banquette (B)

Elle correspond à l'épaisseur de la tranche à abattre et elle dépend des objectifs technico-économiques. Elle varie proportionnellement à l'énergie ou la puissance de la charge et du diamètre.

La règle dite de LANGEFORS propose une relation linéaire entre la banquette maximale admissible et le diamètre de foration (*Langefors, Kihlström, 1963*) :[7]

$$B = \frac{\Phi}{34} \times \sqrt{\frac{P \times s}{f \times \bar{c} \times \frac{S}{B}}}$$

- B : banquette maximale admissible (m) ;
- Φ : diamètre de foration (mm) ;
- P : densité de chargement (kg/m^3) ;
- s : strength de l'explosif (sans dimension), pris pour l'explosif en pied (car le cisaillement du pied est le travail le plus difficile) ;
- c : constante de roche (kg/m^3) ;
- f : facteur de contrainte ;
- S/B : rapport écartement sur banquette.

La banquette maximale est en général réalisée en pied : c'est ainsi a priori pour la partie inférieure du chargement que l'on calcule la banquette maximale admissible.

III.2.5.a. Densité de chargement (P)

La densité de chargement est la densité de l'explosif, à laquelle on peut introduire un facteur correctif dans le cas de l'utilisation de cartouches. Dans le cas d'un chargement à plusieurs types d'explosifs, on se réfèrera au chargement utilisé pour le cisaillement du pied, opération la plus difficile dans l'abattage. Dans notre cas, le chargement du pied est réalisé avec des cartouches de dynamite, de diamètre 80 mm. [7]

La densité de chargement est donc donnée par :

$$P = d \times \left(\frac{\Phi_c}{\Phi_t} \right)^2$$

Tableau III.2 : densité de chargement, GELANIT II. (ONEX)

GELANIT II encartouchée		
d(kg/m ³)	1.45	1.45
Φ _c (mm)	90	80
Φ _t (mm)	110	105
P (kg/m ³)	0.97	0.84

III.2.5.b. La puissance de l'explosif (strength) [13]

Le strength est un coefficient relatif à l'explosif, défini par :

$$S = \frac{5}{6} \times \left(\frac{Q}{Q_0} + \frac{V}{V_0} \right)$$

Q₀ et V₀ étant respectivement la chaleur d'explosion et le volume dégagé d'un explosif de référence. LANGEFORS a pris comme dynamite de référence, la "dynamite M" dont les caractéristiques principales sont les suivantes :

- Q₀= 1160 kcal / kg = 4848.8 kJ / kg;
- V₀= 850 l/kg ; avec Q₀ et V₀ dans les conditions normales (CNTP);
- Q : chaleur d'explosion dégagé par l'explosif, kJ / kg;
- V₀: volume de gaz dégagé par l'explosif, l/kg;
- V_{exp} = 5000 m/s : vitesse de détonation de l'explosif ;
- γ₀= 1,4 kg/dm³ : masse volumique de l'explosif.

Par comparaison avec la gamme des explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX, avec celui de référence pris par Langefors on constate que la Gélanit II est la plus proche, donc elle aura pour indice "Weight strength" égal à :

$$S = \frac{1}{6} \times \left(5 \times \frac{4807}{4848.8} + \frac{808}{850} \right) = 0.98 \approx 1$$

$$S = 1$$

Pour le cas de la charge de colonne, un calcul par la formule de LANGEFORS avec L'ANFO nous donnera un strength égal à :

$$S_c = \frac{1}{6} \times \left(5 \times \frac{Q}{Q_0} + \frac{V}{V_0} \right)$$

$$S_c = \frac{1}{6} \times \left(5 \times \frac{3803.8}{4848.8} + \frac{975}{850} \right) = 0.84$$

$$S_c = 0.84$$

➤ **Constante de roche c : [7]**

La constante de roche introduit un paramètre correspondant au massif rocheux et sa géologie.

$$\bar{c} = c + 0.05$$

- c : résistance au tirage : quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m³ roche, (pour le calcaire, c= 0.4 kg/m³)
- \bar{c} : Correction de la résistance au tirage de la roche, pour une roche très jointée :

$$\bar{c} = 0.4 + 0.05 = 0.45 \text{ Kg/m}^3$$

III.2.5.c. Facteur de contrainte (f) [7]

Le facteur de contrainte introduit une correction en fonction de l'inclinaison donnée au trou. L'inclinaison du trou est un paramètre secondaire relativement indépendant. Cela peut permettre une meilleure sortie du pied, une meilleure fragmentation en tête et une diminution des effets arrière. L'inclinaison du trou est décidée selon l'allure du front et selon les possibilités de la machine de foration. L'inclinaison retenue de 0° se situe dans un intervalle dans lequel la machine dévie a priori peu.

Tableau III.3 : valeurs des facteurs de contrainte f en fonction de l'inclinaison des trous β

B	0	10	20	30
F	1	0.95	0.90	0.85

D'où on prend f = 1

III.2.5.d. Rapport écartement sur banquette (S/B)

On retient la valeur habituelle de 1,25 pour le rapport S/B.

Donc la valeur de la banquette est :

$$B = \frac{105}{34} \times \sqrt{\frac{1.05 \times 0.98}{1 \times 0.45 \times 1.25}}$$

$$B = 4.18 \approx 4.2 \text{ m}$$

III.2.6. L'espacement (E)

La maille E x B est proportionnelle à l'énergie volumique comprise dans le trou. Elle a une influence sur le résultat du tir car elle contribue à la modification de la granulométrie des blocs entre l'état initial du massif et l'état du tas après le tir. Elle contribue, également à l'état

du front de taille après le tir et des éventuels hors-profils. Plus le rapport E/B est faible, plus la dimension des blocs dans le tas est grande mais plus la face du front est lisse. [14]

$$E = 1.25 \times B = 5.25m$$

III.2.7. La 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.

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

D'habitude, la longueur de la sous-foration varie de 0,5 à 3 m. Avec l'augmentation de la dureté de la roche, de la hauteur du gradin et de la résistance au pied, la longueur de la sous-foration doit augmenter. [15]

La longueur de sous-foration est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_s = 0.3 \times B$$

$$L_s = 0.3 \times 4.2$$

$$L_s = 1.26 m$$

III.2.8. La profondeur du trou

Elle est donnée par la relation suivante :

$$L_{tr} = \frac{H}{\cos(\beta)} + L_s$$

$$L_{tr} = \frac{15}{\cos(0)} + 1.26 = 16.26 \approx 16.3$$

$$L_{tr} = 16.3m$$

III.2.9. Nombre de rangée

Il est déterminé en fonction de la production, on peut faire quatre rangées mais il est préférable de concevoir un plan de tir avec une seule rangée, pour ne pas créer des nuisances au gradin ainsi que la granulométrie désirée (pour un bon rendement du tir). [9]

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) ;
- la réserve nécessaire des roches abattues ;
- la technologie et l'organisation des travaux miniers.

Le tir s'effectuera sur une ou deux rangées.

III.2.9.a. Distance entre les rangées (b)

La distance entre les rangées de trou (b) dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin. Il s'agit d'un tir à micro retard d'où :

$$b = B$$

$$b = 4.2 \approx 4 \text{ m}$$

III.2.10. Chargement des trous :

Pour le chargement des trous il faut tenir compte des paramètres suivants :

H : La hauteur du gradin

B : La banquette

E : L'espace

S : Sous-foration

L_B : Longueur de bourrage

L_P : Longueur de la charge

L_C : Longueur de la charge de la colonne

β : L'inclinaison

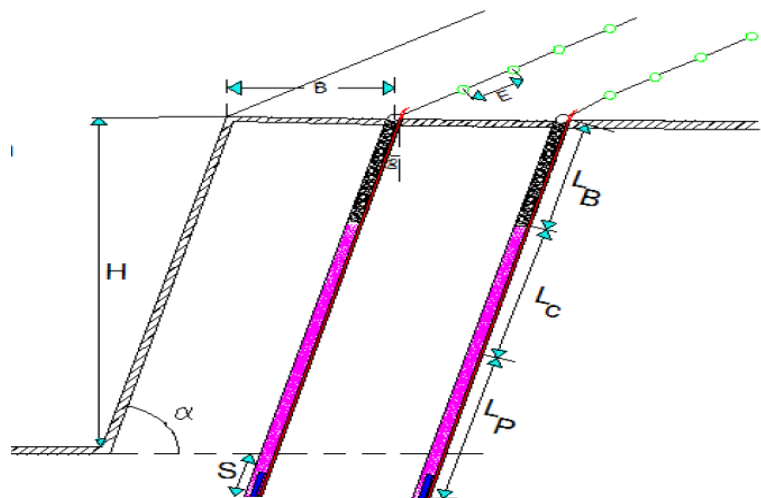


Fig. III.4: Paramètres de chargement dans un plan de tir. [8]

III.3. Le travail à l'explosif

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

Les explosifs industriels sont en général constitués par un comburant (oxydant), un combustible (réducteur) et divers autres produits pour leur conférer des propriétés particulières et qui peuvent se décomposer selon trois modes :

- combustion simple ;
- Déflagration ;
- Détonation.

Le mode de décomposition dépend essentiellement de :

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

Un explosif peu sensible non confiné peut se décomposer sous la forme d'une combustion simple. Si le confinement augmente, le régime de décomposition sera la déflagration ou la détonation.

En fonction de la vitesse de transformation de la matière on distingue :

- Les explosifs déflagrants : leur vitesse de décomposition est relativement lente (quelques centaines de mètres par seconde <1000 m/s).
- Les explosifs détonants : leur décomposition est rapide (>1000 m/s) produisant ainsi une onde de choc.

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

- Les explosifs primaires : très sensible et peuvent être amorcés par une flamme ou un faible choc.
- Les explosifs secondaires : relativement moins sensibles. Leur détonation ne peut être amorcée facilement que par la détonation d'un autre explosif. [8]

III.3.1. Types d'explosifs utilisés dans les exploitations à ciel ouvert

On distingue quatre types d'explosifs [8] :

III.3.1.a. Les dynamites

Les dynamites contiennent de 10 à 90 % de nitroglycéroglycol (NGL), mélange de nitroglycérine et dinitroglycol, composant qui assure la qualité antigel de la dynamite. La nitroglycérine est très sensible au choc et à la friction et sont à manipuler avec des gants pour limiter l'effet toxique de la nitroglycérine.

III.3.1.b. Les explosifs nitratés

Les explosifs nitratés sont à base d'ammonium 80% environ et d'un explosif pur (TNT, pentrite).

III.3.1.c. Les émulsions

Les émulsions sont des mélanges de deux liquides : du nitrate d'ammonium en solution aqueuse emprisonnées dans une matrice liquide à base d'huile, l'ensemble étant stabilisé par des tensioactifs.

III.3.1.d. Les nitrates fuels (ANFO)

Les nitrates fuels sont constitués de nitrate d'ammonium 94% en grain et d'huiles minérales en général du fuel domestique 6%.

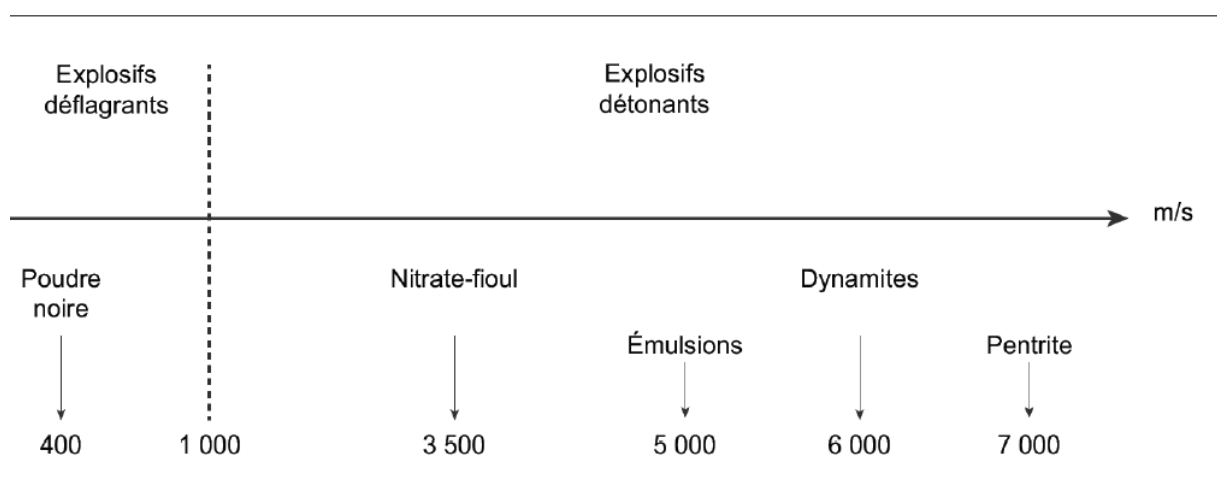


Fig. III.5 : Schéma représentatifs de différentes familles d'explosives. [12]

III.3.2. Le choix de l'explosif

Le choix d'un explosif, est une tâche compliquée. L'objectif est non seulement d'optimiser le tir mais aussi toute l'opération d'extraction. De par sa délicatesse, il doit tenir compte :

- Du coût de foration ;
- Du coût de l'explosif ;
- Du diamètre de la charge explosive ;
- De la résistance de la roche ;
- Des caractéristiques de l'explosif.

Le travail demandé à l'explosif est de fournir une bonne fragmentation et le moins de nuisance à l'environnement proche du point de tir. Il est recommandé que :

- La charge de colonne soit un explosif avec une énergie moyenne ou faible ;
- La charge de pied soit un explosif avec une énergie importante.[13]

III.3.3. La vitesse de détonation

Ce paramètre définit la célérité avec laquelle l'onde de détonation se propage dans une cartouche d'explosif, elle détermine l'effet de brisance sur la roche. Plus elle est élevée, plus l'explosif est brisant et les déblais obtenus sont plus fragmentés. [8]

En règle générale :

Les grandes vitesses de détonation sont utilisées pour la destruction de structure en béton armé, pour des roches dures.

Les petites et moyennes vitesses sont utilisées dans des roches tendres et dans des milieux superficiels.

- Une vitesse de détonation lente à un dégagement d'énergie plus lent ;
- Vitesse lente de l'onde de choc est bonne pour la poussée du tas de roche ;
- Vitesse rapide de l'onde de choc est bonne pour la dislocation et la désagrégation du massif de roche.

L'ONEX fabrique des explosifs dont la vitesse de détonation varie entre 2500 et 7000 m/s.

III.3.4. La puissance de l'explosif

Elle se définit par l'énergie développée pendant la détonation et par la capacité d'un explosif à réaliser un travail donné.

III.3.5. Le coefficient de self excitation (C.S.E)

Il exprime numériquement la faculté que possède la détonation à se transmettre d'une charge à une autre charge et particulièrement d'une cartouche à une autre.

Cette transmission de la détonation dépend : de la puissance de l'onde de choc et de la réception de la cartouche au voisinage de celle qui explose. Le coefficient de self excitation est important lors du bourrage des trous de mine.

Pour les explosifs de l'ONEX, Le C.S.E varie entre 0 et 18 cm.

L'expansion des gaz de décomposition qui suit l'explosion exerce une énorme pression sur les parois rocheuses qui les contiennent. Cette haute pression agit sur les parois du trou de mine et provoque d'abord un choc qui fissure les roches avoisinantes et une poussée qui entraîne la projection des roches et leur fragmentation.

La pression des gaz est la même dans toutes les directions mais les gaz comme tous les fluides, auront tendance à s'échapper en suivant les lignes de moindre résistance.[8]

III.4. Détermination de la répartition de la charge dans le trou de mine

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

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

III.4.1. La longueur de la charge de pied

La zone qui assure le cisaillement de la partie basse et son déplacement. La charge de pied est celle qui contribue au dégagement et à la fragmentation du pied. [17]

$$X_p = 1.3 \times B = 1.3 \times 4.2 = 5.46 \text{ m}$$

III.4.2. Résistance au tirage (rock constant)

La résistance au tirage représente en quelque sorte la difficulté que l'on a à abattre une roche, c'est donc la quantité minimale d'explosif pour abattre 1m^3 de roche. Cette valeur est déduite en général après la détermination de la banquette maximale sur le terrain. Elle est donnée dans le tableau ci-dessous.

Tableau III.4 : résistance au tirage de quelques roches.

Roche	R (kg/m ³)
Basalte	0,33
Calcaire crayeux	0,25
Calcaire moyen à dur	0,35 ÷ 0,40
Diorite	0,45
Granite dur	0,45
Grés fins	0,40
Quartzite pâte fine	0,53
Quartzite fracturé	0,30

Pour les calcaires durs (notre cas) on prend la valeur de :

$$R = 0,40 \text{ kg/m}^3$$

III.4.3. La charge linéaire de pied [11]

Elle est donnée par la relation empirique suivante :

$$L_p = 0.88 \times \frac{f}{S} \times a \times \left[\frac{0.07}{B} + R + (0.04 \times B) \right] \times B$$

Avec :

f : le facteur de la contrainte dépendant de l'inclinaison du trou.

Donc la charge linéaire de pied est :

$$L_p = 0.88 \times \frac{1}{0.98} \times 4 \times \left[\frac{0.07}{4.2} + 0.40 + (0.04 \times 4.2) \right] \times B = 8.92 \approx 9$$

$$L_p = 9 \text{ kg/m}$$

III.4.4. Quantité d'explosif au pied du gradin (Q_p)

Pour assurer l'arrachement du pied, la charge à ce niveau doit être plus élevée que la charge en colonne, certains auteurs considèrent que la moitié de la charge doit être dans le 1/3 de la longueur du trou (au fond du trou). Elle est obtenue en faisant le produit de la charge linéaire par la longueur de la charge de pied. [18]

$$Q_p = L_p \times X_p$$

Donc :

$$Q_p = L_p \times X_p = 9 \times 5.46$$

$$Q_p = 49.14 \text{ kg/m}$$

III.4.5. Charge linéaire de colonne

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

$$C_c = 0.5 \times L_p = 0.5 \times 9 = 4.5 \text{ kg/m}$$

III.4.6. La hauteur du bourrage « H_b » [14]

La hauteur de bourrage est égale en général à la banquette pratique « B » pour les tirs de surface.

Le bourrage devrait se composer du sable ou du gravier avec une dimension particulière de 4 à 9 mm La recherche a prouvé que cette taille donne le meilleur emprisonnement des gaz d'explosifs.

Si $H_b < B$, le risque de projection des roches augmente, mais la quantité de rochers diminue. D'autre part, si $H_b > B$, elle donnera plus de rochers mais la projection des roches sera moins.

$$H_b = B = 4.2m$$

III.4.7. La hauteur de la charge de colonne « L_c » [14]

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

$$L_c = L_{tr} - 1.3 \times B - H_b = 6.64m$$

III.4.8. Quantité d'explosif en colonne (Q_c) [18]

La quantité d'explosif en colonne est :

$$Q_c = L_c \times L_p = 6.64 \times 9 = 59.76$$

$$Q_c = 59.76 \text{ kg}$$

III.4.9. Quantité de charge d'explosifs dans un trou

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

Donc; la Quantité de charge d'explosifs dans un trou est :

$$Q_{ch} = Q_p + Q_c$$

$$Q_{ch} = 49.14 + 59.76 = 108.9 \text{ kg/m}$$

$$Q_{ch} = 108.9 \text{ kg/m}$$

III.4.10. La consommation spécifique d'explosif [18]

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m^3 de roche. Le degré de la fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir, ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique de l'explosif nécessaire pour atteindre le degré souhaité de la fragmentation.

$$q_s = \frac{Q_{ch}}{\left(\frac{H_g}{\cos \beta}\right) \times B \times E}$$

$$q_s = \frac{108.9}{\left(\frac{15}{\cos 0}\right) \times 4.2 \times 5.25} = 0.32 \text{ kg/m}^3$$

III.4.11. Volume de la roche abattu par un trou (V_{tr}) [14]

$$V_{tr} = B \times E \times \frac{H_{gr}}{\cos \beta} = 330.75 \text{ m}^3/\text{trou}$$

Qui correspond à la quantité :

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \gamma = 330.75 \times 2.6 = 859.95$$

$$Q_{tr} = 859.95 \text{ kg/trou}$$

III.4.12. Nombre de trous forés en un mois (n_{tr}) [13]

Le nombre de trous forés en un mois est déterminé en fonction de :

- La production mensuelle (P_m);
- Volume de la roche abattu par trou (V_{tr}).

On détermine le nombre des trous forés en un mois par la relation suivante :

$$n_{tr/mois} = \frac{P_m}{V_{tr}} = \frac{87500}{330.75} = 264.55$$

$$n_{tr/mois} = 264 \text{ trous/mois}$$

III.5. L'amorçage**III.5.1. La chaîne d'amorçage [8]**

L'amorçage a deux fonctions essentielles :

- La mise en détonation correcte des charges ;
- La séparation des charges dans le temps.

Pour ce faire, le système d'amorçage est composé de divers éléments ayant chacun un rôle (voire plusieurs rôles) précis :

- Initiation ;
- Retard ;
- Transmission ;
- L'amorçage à proprement parler.

La chaîne d'amorçage ainsi constituée peut être parfois complexe.

III.5.2. Les détonateurs électriques de l'ONEX [12]

Pour l'amorçage des charges d'explosifs, ces détonateurs peuvent être classés au vu de leur sensibilité à l'électricité selon trois catégories.

III.5.2.a. Détonateurs à sensibilité classique

Ces détonateurs sont employés dans des conditions normales de travail quand il n'existe aucun risque du point de vue électricité statique et courants vagabonds.

III.5.2.b. Détonateurs insensibles

Ces détonateurs sont utilisés quand les effets des phénomènes d'électricité statique sont à craindre.

III.5.2.c. Détonateurs à haute insensibilité

Ces détonateurs sont recommandés dans les zones où il y a forte densité d'électricité statique (haute montagne, région orageuse, champ radio, très haute tension, groupe électrogène).

Ces détonateurs sont aussi classés suivant le retard contenu dans la capsule :

III.5.2.d. Détonateurs instantanés

Avec l'emploi de détonateurs instantanés, les amorçages des charges explosives sont parfaitement simultanés. Il n'y a pas de retard (le numéro de retard est égal à zéro).

III.5.2.e. Détonateurs sismiques

L'ONEX produit pour la recherche géophysique des détonateurs instantanés dits sismiques spécialement adaptés pour les tirs de sondage (régularité d'allumage, étanchéité, bonne protection).

III.5.2.f. Détonateurs à retards**➤ Détonateurs à retards demi-seconde :**

Avec l'emploi des détonateurs à retard demi-seconde, l'amorçage de la charge explosive se fait après la combustion de la composition retardatrice. Les temps de retard varient entre 0,5 seconde pour le n°1 et 6 secondes pour le n°12 ; il existe 12 numéros de retard, soit 13 avec le numéro zéro (détonateur instantané).

➤ Détonateurs micro-retards :

Ces détonateurs diffèrent des détonateurs à retard par les temps de retard beaucoup plus courts. L'ONEX fabrique des détonateurs micro-retards avec 12 degrés de retard, soit 13 en comptant le détonateur instantané (retard zéro). La durée du retard en ms varie entre 0 à 240 ms ;

➤ Utilisation des micro-retards :

L'utilisation des micro-retards permet :

- Une diminution de la vibration du sol et du déplacement d'air par l'explosion, d'où l'avantage que procure l'utilisation des micro-retards lors des tirs programmés aux environs des constructions.
- Une meilleure fragmentation des roches et une meilleure prévision d'étalement des produits de tir.

- Une réduction de l'éventualité d'avoir des trous coupés par la détonation d'un numéro antérieur et de laisser ainsi des cartouches inéxplosées au front de taille ou dans les déblais.

Donc l'adéquation de l'amorçage à l'explosif est le meilleur atout pour prévenir les ratés.

III.5.2.g. Le cordeau détonant [12]

L'ONEX produit au sein de ses unités, un explosif conditionné sous une forme de cordeau détonant. Ce cordeau détonant peut avoir deux usages :

➤ La Transmission de détonation :

Dans le cas de tir de plusieurs charges simultanées, le cordeau est utilisé comme transmetteur de la détonation à toutes les charges.

➤ L'amorçage du cordeau détonant :

Le cordeau détonant de l'ONEX est amorcé par tous les détonateurs conventionnels (électriques et pyrotechniques).

➤ Les détonateurs électroniques : (ne sont pas fabriqués à l'ONEX actuellement)

Une technologie spécifique qui est en développement depuis plusieurs années, par plusieurs manufacturiers, et commence à être testé et utilisée progressivement dans l'industrie est le détonateur électronique. Les détonateurs électroniques, dont il existe plusieurs types, tous utilisent une énergie électrique stockée à l'intérieur du détonateur et qui servira à assurer la temporisation du retard et l'énergie d'amorçage. Toutes les autres technologies des détonateurs y compris les capsules de détonation, les fusibles d'amorçage électriques ou de sécurité, utilisent l'énergie pyrotechnique comme moyens de retard et d'amorçage.

III.5.2.h. Le type d'amorçage

La détonation est propagée du haut vers le bas ou inversement par le cordeau détonant. Le cordeau doit être amorcé par un détonateur ou un autre cordeau détonant placé en surface.

La mise à feu de l'explosif peut s'effectuer par :

- Amorçage latéral ;
- Amorçage ponctuel (postérieur et antérieur).

➤ **L'amorçage latéral :**

Avec un cordeau détonant placé tout au long du trou et assure l'amorçage de l'explosif.

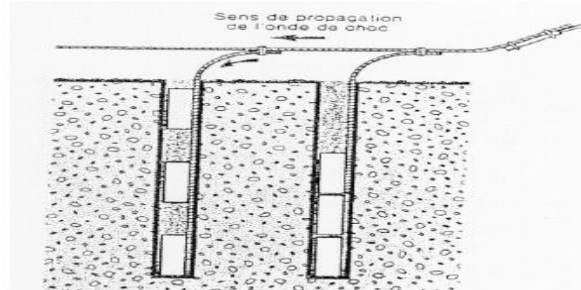


Fig. III.6 : Amorçage latéral. [9]

➤ **L'amorçage ponctuel :**

Avec un seul détonateur placé sur la première cartouche mise en place. La détonation est propagée du bas vers le haut par l'explosif (Fig. III.7) L'amorçage ponctuel postérieur s'est révélé plus intéressant et plus avantageux que l'amorçage ponctuel antérieur.

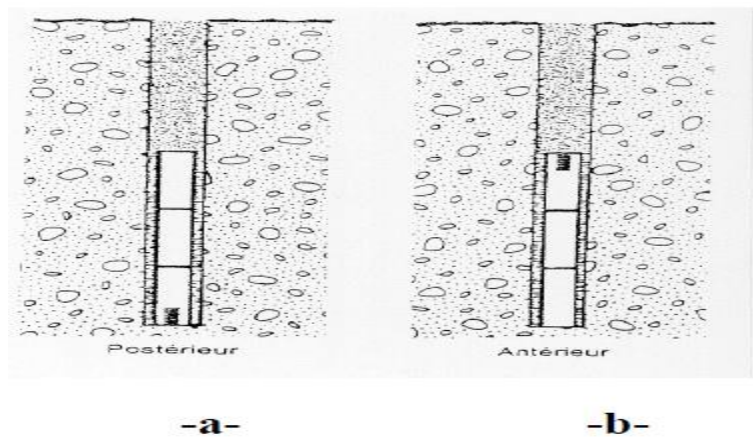


Fig. III.7 : Amorçage ponctuel (a-postérieur et b-antérieur). [9]

➤ **L'efficacité du type d'amorçage [9]**

L'onde de choc se propage perpendiculairement à l'axe du trou de mine. La distance de parcours de l'onde dans l'explosif est faible, aussi le plus souvent, la détonation n'atteint-elle pas son régime stable. Cette diminution du rendement de l'explosif est confirmée par les mesures.

L'onde de choc remontant vers le bourrage est faible, ce qui signifie que la fragmentation y est insuffisante a priori. Dans le cas de l'amorçage latéral comme dans le cas de l'amorçage en tête, les gaz sont formés d'abord en tête de la colonne. L'expulsion du bourrage est rapide (risques de projection) et en conséquence le déplacement du pied et de l'ensemble du tas est plus faible.

On peut donc attendre de l'amorçage latéral :

- Un rendement parfois plus faible de l'explosif ;
- Une fragmentation moins poussée du massif ;
- Des projections éventuelles ;
- Un déplacement du tas insuffisant ;
- Des blocs au niveau du bourrage.

Pour ce qui concerne l'amorçage en tête ou antérieur, d'ailleurs peu utilisé, on va atteindre un régime stable de la détonation avec un meilleur rendement de l'explosif, mais on retrouve une partie des inconvénients de l'amorçage latéral.

D'autre part, une puissante onde de choc descend dans le massif sous-jacent provoquant des vibrations supplémentaires mais aussi une dégradation de la résistance du massif.

Dans le cas de l'amorçage au pied ou postérieur l'onde de choc qui descend dans le massif sous-jacent est faible, alors que celle qui remonte dans la zone de bourrage et qui se réfléchit en surface est puissante. De plus, les gaz formés d'abord au pied sont mieux confinés, ainsi le pied est-il bien dégagé, ainsi que le bourrage est soumis à une pression des gaz moins importante et plus tardive, d'où les résultats suivants :

Bon déplacement du pied.

- Bonne fragmentation générale et dans la zone de bourrage.
- Diminution des projections.
- Protection du massif sous-jacent.

III.5.2.i. Le schéma de tir :

On a deux règles à respecter :

- Retard entre deux trous de mine ;
- Retard entre deux rangées.

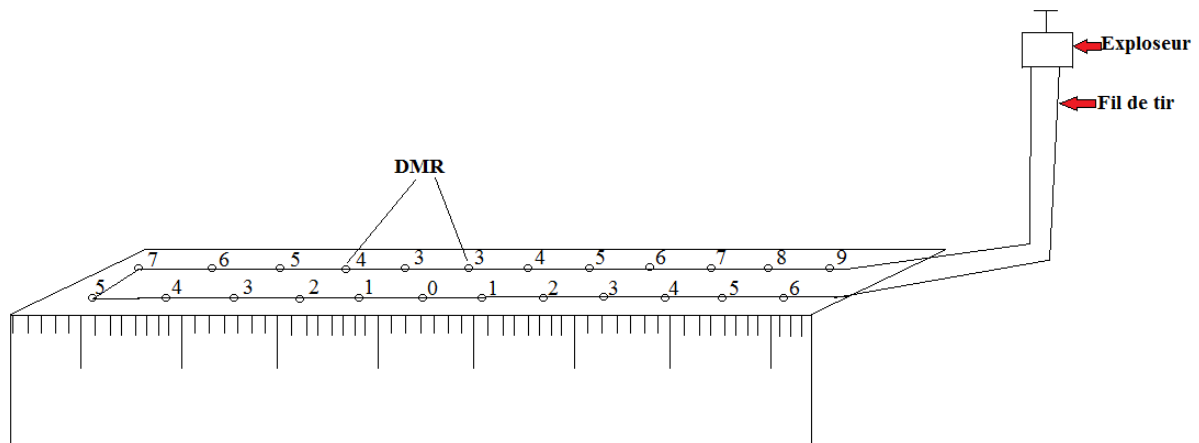


Fig III.8 : Représentation du plan de tir.

III.5.2.j. La charge instantanée :

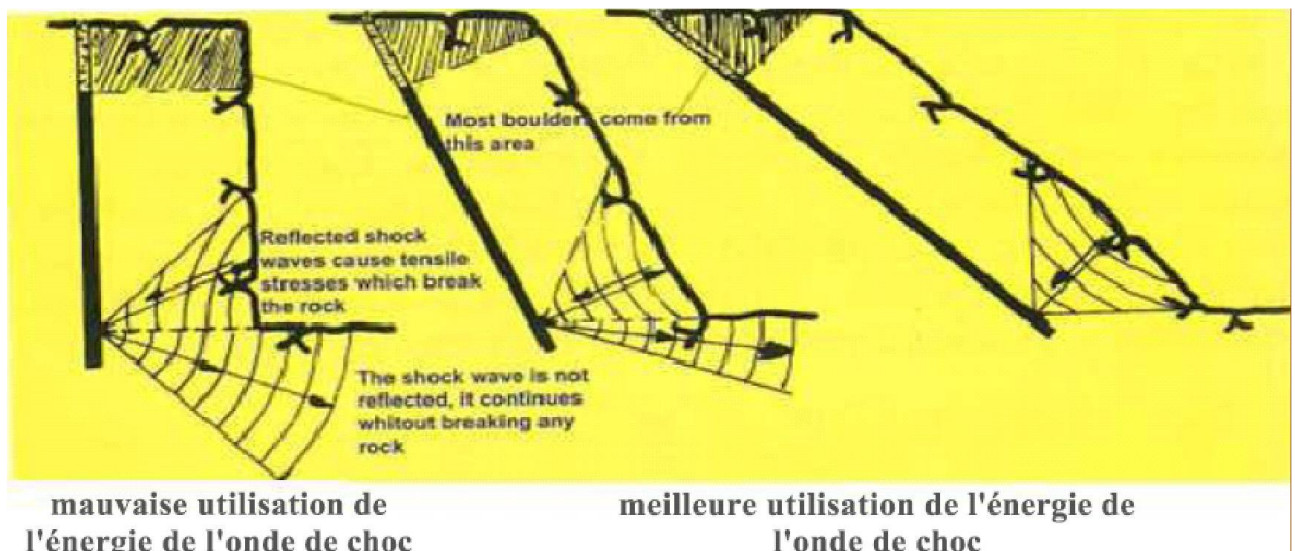
Pour remédier à ce problème de la charge instantanée, on divise le nombre des trous en 2 volés. On réalise leur mise à feu en deux moments, donc la charge instantanée est réduite de moitié de la première charge. [9]

III.6 Calcul des paramètres de tir pour ($\beta=10^\circ$)

Pour le bon dégagement de la roche et un rendement optimale du tir, on propose d'incliner les trous de 10° soit $\beta=10^\circ$; les résultats sont présenter dans le tableau ci-dessous :

Tableau III.5 : résultat du tir pour $\beta=10^\circ$.

La banquette (B)	L'espace ment (E)	La sous-foration	La profondeur du trou	Nombre de rangées	Distance entre les rangées	Longueur de la charge de pieds	Consommation spécifique
4.5 m	5.6 m	1.35m	16.6 m	2	4.48 m	5.85 m	0.26 kg/m ³
La charge linéaire de pieds	Quantité d'explosif au pied du gradin	Charge linéaire de colonne	La hauteur du bourrage	La hauteur de la charge de colonne	Quantité d'explosif en colonne	Quantité de la charge d'explosif dans un trou	Volume du tas de roche abattus
8.32 kg/m	48.68 kg	4.16 kg	4.5m	6.25 m	52kg	100.68 kg	385.71m ³ /trou



mauvaise utilisation de l'énergie de l'onde de choc

meilleure utilisation de l'énergie de l'onde de choc

Figure III.9: L'effet de l'onde de choc au pied selon l'inclinaison du trou. [13]

IV.1. Les conditions technico-minières de la carrière

IV.1.1. Régime de fonctionnement de la carrière [9]

Le régime de travail adopté pour l'ensemble des ateliers de la carrière est le suivant :

- Nombre d'heure de travail par poste : 8 h (7 h effective) ;
- Nombre de postes par jour : 02 ;
- Nombre de jour ouvrable par semaine : 05 j ;
- Nombre de jour ouvrables par an : 250 j.

IV.1.2. Capacité de production :

IV.1.2.a. Production annuelle, Pa [T/an]: [9]

L'objectif de l'unité d'El Hachimia est d'assurer une production annuelle

$$Pa = 875\ 000 \text{ tonnes /an.}$$

IV.1.2.b. Production mensuelle :

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

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

Où :

- Pm : Nombre des mois/an ;
- Nj : Nombre de jour ouvrable/an (250 j).

$$Pm = \frac{875\ 000}{12} = 72\ 917 \text{ T/mois}$$

IV.1.2.c. Production hebdomadaire

$$Ps = \frac{Pm}{4}$$

$$Ps = \frac{72\ 917}{4} = 18\ 230 \text{ T/semaine}$$

IV.1.2.d. Production journalière

La production journalière à assurer avec une bonne performance des engins miniers est :

$$Pj/p = \frac{Pa}{Nj} = \frac{875\ 000}{250} = 3500 \text{ T/j}$$

- Pa : Production annuelle 875 000 tonnes /an ;
- Nj : Nombre de jours ouvrables par année, (250 j) ;

$$Pj/p = 3500 \text{ T/j}$$

IV.1.2.e. Production horaire

D'après la production journalière par poste de l'unité, on a un volume horaire à produire :

Où :

- P_h : Production horaire (T/h) ;
- N_h : Nombre d'heures du travail par poste (8 heures avec une heure de pause).

$$P_h = \frac{P_j/p}{N_h}$$

$$P_h = \frac{3\,500}{7 \times 2} = 250 \text{ T/h}$$

IV.1.3. Durée de vie de la carrière

La durée de vie d'exploitation :

- R_{ex} : Les réserves exploitables ;
- P_a : Production annuelle.

$$T = \frac{R_{ex}}{P_a}$$

$$T = \frac{22\,698\,343}{875\,000} = 25,94 \approx 26 \text{ ans}$$

IV.2. Travaux préparatoires :**IV.2.1. Largeur de la piste :**

- L : Largeur de la piste ;
- a : Largeur de la benne du camion TEREX TR60 ($a = 4 \text{ m}$) ;
- C : Largeur de la bande de sécurité (m).

$$C = 0,5 + 0,005 V$$

Où :

- V : La vitesse moyenne de circulation des camions ($V = 25 \text{ km / h}$).

Donc : $C = 0,62 \text{ m}$.

$$L = 2 \times (a + C) + X + r$$

- r : La largeur de la rigole d'évacuation d'eau = 0.4 m.
- X : Distance entre les bennes des camions, $X = 2 \times C \dots (m)$.

$$X = 1,24 \text{ m.}$$

Alors,

$$L = 2 \times (4 + 0,62) + 1,24 + 0,4 = 10,88 \approx 11 \text{ m}$$

Donc, la largeur de la piste pour une circulation à double voie est $L = 11 \text{ m}$

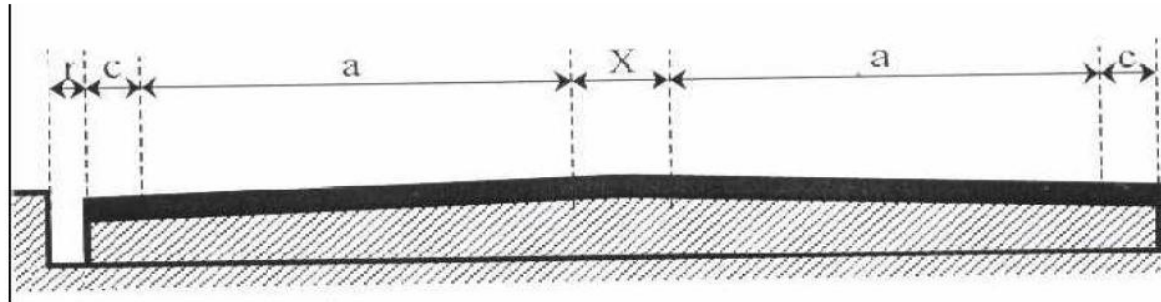


Fig.IV.1 : Profil en largeur de la piste. [13]

IV.2.2. Élément du système d'exploitation

IV.2.2.a. Hauteur du gradin

Elle est choisie en fonction des propriétés physico-mécaniques de la roche, de la stabilité des talus, des règles de sécurité, de la production annuelle.

Pour les roches du gisement, la hauteur maximale des gradins est fixée à 15 m puisque la structure du gisement est fracturée pour sécuriser les travaux miniers. Ce qui est conforme aux règles de la sécurité minière. [13]

IV.2.2.b. Angle de talus du gradin

Il dépend des paramètres physico-mécanique de la roche et même des engins miniers.

Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie de 60° à 80°, dans notre cas on prendra $\alpha = 80^\circ$ (par rapport à l'horizontale). [13]

IV.2.2.c. Plate-forme de travail

Lorsque l'abattage se fait par explosif, la largeur minimale de la plateforme de travail est donnée par l'expression suivante :

$$L_{pt} = Z + L + C + X + A ; (m)$$

Où :

- Z : largeur du prisme éventuel d'éboulement, (m) ;
- L : largeur de la voie de transport, (m) ;
- C : distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport, (m) ;
- X : largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlèvement en massif, (m) ;
- A : Largeur de l'enlèvement en massif, (m).

La valeur de Z est donnée par la formule suivante :

$$Z = H \times [(1/\tan(\beta)) - (1/\tan(\alpha))], (m)$$

Où :

- H : hauteur du gradin, (m) ;
- b : angle de talus de gradin en liquidation, (50°) ;
- a : angle de talus de gradin en exploitation, (80°).

Pour : H= 15 m

$$Z = 4,54 \text{ m}$$

La largeur (X) dépend de la hauteur du gradin, de la nature de terrain, des paramètres des travaux de forage et de tir.

Pour les gradins de 10 à 15 m de hauteur, elle est de l'ordre de 20 à 25m, on prendra :

$$X = 20 \text{ m.}$$

- La valeur de C est donnée par la formule :

$$C = 0.2 \times H, \text{ (m)}$$

$$C = 3 \text{ m}$$

- La valeur de A est donnée par relation suivante :

$$A = n B, \text{ (m)}$$

Où :

- B : la banquette pratique ; (m)
- n : nombre de rangées des trous dans le plan de tir.

$$B = 4,25 \text{ m}$$

Pour : n = 1 rangé :

$$A = 4,25 \text{ m}$$

$$L_{pt} = 4,54 + 11 + 3 + 20 + 4,25 = 42,79 \text{ m}$$

Donc la largeur minimale de la plateforme est :

$$L_{pt} \approx 43 \text{ m}$$

Pour : n = 2 rangé :

$$A = 2 \times 4,25 = 8,5 \text{ m}$$

$$L_{pt} = 4,54 + 11 + 3 + 20 + 8,5 = 47 \text{ m}$$

$$L_{pt} \approx 47 \text{ m}$$

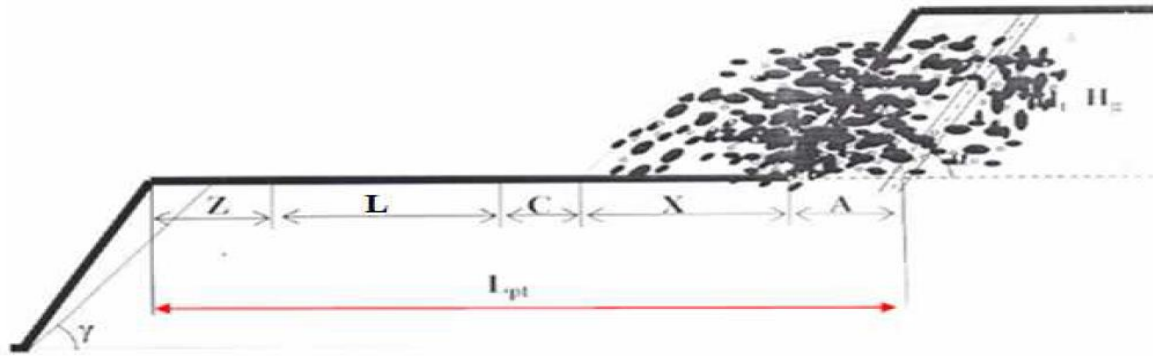


Fig.IV.2 : Plate-forme de travail. [16]

IV.2.2.d. Longueur de la piste, L

C'est la distance entre le concasseur primaire (au niveau du gradin à exploité) et le concasseur secondaire ancien site de l'ENG (station d'El-Hadjeb) [1]

$$L = 7 \text{ Km}$$

IV.3. Blocométrie admissible :

La blocométrie admissible est choisie en fonction de 3 paramètres :

- La capacité du godet de la chargeuse KOMATSU ($E_c = 6 \text{ m}^3$)

$$d \leq * \sqrt[3]{E_c}$$

$$d \leq * \sqrt[3]{6}$$

$$d \leq 1,45$$

- Le volume du dumper TEREX TR 60 ($V_c = 22,5 \text{ m}^3$)

$$d \leq 0,5 * \sqrt[3]{V_c}$$

$$d \leq \sqrt[3]{22,5}$$

$$d \leq 1,41 \text{ m}$$

- Ouverture du concasseur primaire :

$$D_m = 0,8 * b ; (\text{m})$$

Où :

- b : est la largeur de l'ouverture de concasseur ; (m)

Dans la carrière de l'unité d'El Hachimia l'ouverture du concasseur est de 1 m donc :

$$D_m = 0,8 \text{ m.}$$

Tout bloc dépassant cette dimension maximale doit subir une opération de débitage secondaire (pétardage secondaire), on fore dans ces gros blocs et, on les réduit en des blocs de dimensions plus petites.

Ils peuvent être utilisés comme un rempart dans les pistes ou vendus pour l'enrochement lorsque ceux-ci sont laissés tels quels.

IV.3.1. 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 50 % des frais d'exploitation de la mine. [13]

IV.3.1.a. Exigences du transport

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 du 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. [13]

IV.3.1.b. Rendement des camions

Le rendement horaire du camion est donné par la formule suivante :

$$R_c = \frac{60 \times 60 \times Q_c \times K_q}{T_c}$$

- Q_c : capacité de la benne du camion Dumper (TEREX TR60), (54 tonnes) ;
- K_q : Coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion ($k_q \leq 1$, On prend $k_q = 0.9$) ;
- t_c : le temps de réalisation d'un cycle.

$$t_c = t_{ch} + t_{tr} + t_d + t_m$$

IV.3.1.c. Temps de chargement d'un camion (t_{ch})

Les mesures des temps de chargement sur le terrain d'un camion TEREX TR60 (3 mesures) sont : 175 s, 180 s, 185 s.

On prend la valeur moyenne de ces temps, $t_{ch} = 180$ s ;

➤ **Temps du trajet (t_{tr}) :**

➤ **A vide :**

- D : C'est la distance entre la carrière de Koudiet El Khecheba et la station du traitement du site d'El Hadjeb.

D'où :

$$D = 7 \text{ km}$$

- V : C'est la vitesse du camion TEREX 60 à vide qui varie entre 20 km/h à 25 km/h.

D'où :

$$V_{\text{moy}} = 25 \text{ km/h}$$

On a : la vitesse = $\frac{\text{la distance}}{\text{temps}}$

Donc : le temps = $\frac{\text{la distance}}{\text{la vitesse}}$

$$t_v = \frac{7}{25} = 0,28 \text{ h}$$

$$t_v = 0,14 \times 3600 = 1008 \text{ s}$$

$$t_v = 16,8 \text{ min.}$$

Donc le temps du trajet à vide est : 1008 s

➤ **En charge :**

- V : C'est la vitesse du camion TEREX 60 en charge qui varie entre 15 km/h à 20 km/h.

$$t_c = \frac{7}{15} = 0,46 \text{ h}$$

$$t_c = 0,28 \times 3600 = 1680 \text{ s}$$

Donc le temps de trajet en charge est : 1680 s

Le temps du trajet est le temps du trajet à vide plus temps du trajet en charge.

Donc :

$$t_{tr} = t_c + t_v$$

$$t_{tr} = 1008 + 1680 = 2688 \text{ s}$$

$$t_{tr} = 44,8 \text{ min}$$

IV.3.1.d. Temps de déchargement (t_d)

Les mesures des temps de déchargement sur le terrain sont : 55 s, 60 s, 65 s.

On prend la valeur moyenne de ces temps, $t_d = 60 \text{ s}$.

IV.3.1.e. Temps de manœuvre (t_m)

Les mesures des temps de manœuvre sur le terrain (3mesures) sont 40 s, 45 s, 50 s.

On prend la valeur moyenne de ces temps, $t_m = 45$ s.

IV.3.1.f. Temps de réalisation d'un cycle (t_c)

$$t_c = t_{ch} + t_{tr} + t_d + t_m$$

$$t_c = 180 + 2688 + 60 + 45 = 2973 \text{ s.}$$

Donc le temps de réalisation d'un cycle est de : 2 973 seconde.

$$R_c = \frac{60 \times 60 \times Q_c \times K_q}{T_c}$$

$$R_c = \frac{60 \times 60 \times 54 \times 0,9}{2973} = 58.85 \text{ T/h}$$

Donc le temps de rendement du camion est de : 58.85 T/h

IV.3.2. Le nombre de camions nécessaires pour assurer la production :

Le nombre de camions nécessaires pour assurer la production est donné par la formule suivante :

$$N_c = \frac{P_h \times K_i}{R_c}$$

- P_h : Production horaire ;
- k_i : coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0.8 et 1.2, On prend $k_i = 0,8$ puisque les pistes possèdent deux voies, donc en cas de croisement des camions ils peuvent passer sans ce gêner) ;
- R_c : Rendement des camions.

$$N_c = \frac{250 \times 0,8}{58.85} = 3.4 \approx 4 \text{ camion}$$

Pour garantir la production de la carrière, il faut quatre (04) camions pour assurer la production souhaitée.

IV.4. La foration

La mise en œuvre de l'explosif selon le plan de tir retenu s'effectue après l'implantation et la réalisation de l'ensemble de trous constituant l'abattage type. Le matériel de foration doit être en rapport avec la production recherchée. Il est nécessaire de forer les trous de mine à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur, et le bon diamètre. [11], [18]

IV.4.1.Choix du type d'équipement

Le choix du type d'équipement dépend des facteurs suivants :

- Résistance de la roche ;
- Diamètre de foration ;
- Production requise ;
- Conditions locales :
 - ✓ Environnement (bruit, poussière...) ;
 - ✓ Fournisseur (après-vente, pièces de rechange...).

IV.4.1.a. Réalisation de la foration

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

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

- Le repérage en x et y est fonction de la maille de foration retenue ;
- Le nivellement en altitude (z) est effectué à partir d'un levé en altitude des points représentatifs de la plate-forme. Tous les trous doivent être vérifiés avant le chargement : les sur-profondeurs éventuelles sont réglées par l'ajout à la base du forage de résidus de foration ;
- L'inclinaison des forages doit être rigoureusement respectée, afin que les explosifs mis en œuvre intéressent un volume de matériaux bien défini. [13]

✓ Paramètres caractérisant l'engin de foration

La foration des trous dans la carrière de Koudiet El Khecheba sera réalisée par l'engin de foration (chariot plus compresseur), pneumatique sur chenilles avec marteau pneumatique hors du trou ;

Le matériel de foration utilisé est de type INGERSOLL-Rand et caractérisé par :

- Le diamètre de foration « 105 mm » ;
- La profondeur de foration jusqu'à une dizaine de mètres ;
- Vitesse de foration.

IV.4.1.b. Calcul du rendement de la foreuse

Le rendement de la foreuse est déterminé par le nombre des trous forés durant un poste de travail, qui est calculé par la relation suivante :

$$N_{tr} = \frac{T \times Ku}{Tf}$$

$$N_{tr/p} = \frac{420 \times 0.85}{55} = 6.49 \text{ trous}$$

Où :

- $N_{tr/p}$: nombre de trous foré par poste ;
- T : la durée d'un poste, (durée de poste de travail est 8 heures avec 1 heure de pause), C'est-à-dire $T = 7 \text{ heures} = 420 \text{ min}$;
- Ku : coefficient d'utilisation de la foreuse, 0.85 ;

Le rendement de foration par poste :

$$Rf = 6,49 \times 16,5 = 107 \text{ ml/poste}$$

- T_f : la durée de réalisation d'un trou.

$$T_f = 55 \text{ min}$$

Où :

- B_v : La vitesse d'avancement ;

$$B_v = \frac{L_t}{T_f}$$

- L_t : Longueur des trous ;

$$B_v = \frac{16,5}{55} = 0,30 \text{ m/min}$$

$$B_v = 0,30 \text{ m/min}$$

Le nombre des foreuses nécessaires pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est déterminé par la formule suivante :

$$N_s = \frac{Pa \times Kr}{N_{tr/p} \times N_{p/j} \times N_{j/a} \times Q_{tr}}$$

Où :

- Pa : La production annuelle souhaitée : $Pa = 875 \text{ 000 T/an au départ}$.
- kr : Coefficient de réserve de la sondeuse ($1.2 \div 1.25$) ; On prend $kr = 1,25$;
- $N_{tr/p}$: Nombre de trous réalisés par poste;
- $N_{p/j}$: Nombre de postes de travail par jour, (pour la foration un seul poste) ;
- $N_{j/a}$: Nombre de jours de travail de la sondeuse au cours de l'année, ($Na = 250 \text{ jours}$)
- Q_{tr} : La quantité (en tonne) de la roche abattue par un trou ;
- Ku : Coefficient d'utilisation de la sondeuse, $Ku = 0,8$.

$$N_s = \frac{875\,000 \times 1,25}{7 \times 1 \times 250 \times 819} = 0,763 \approx 1$$

Nombre de la sondeuse nécessaire : $N_s = 1$.

IV.5. Le chargement

Dans les mines à ciel ouvert modernes, le chargement s'effectue le plus souvent au moyen de pelles à câbles, de pelles hydrauliques ou de pelles en butte. En fosse, les engins de chargement sont utilisés ensemble avec des camions qu'ils peuvent remplir du contenu de trois à cinq godets. Divers autres facteurs entrent cependant en ligne de compte dans le choix de ces engins. Pour le chargement de blocs anguleux ou en terrain humide, les pelles sur chenilles sont préférables. Par contre, les chargeuses sur pneus, d'un coût bien moindre, conviennent pour le chargement de matériaux de plus faible calibre et faciles à extraire. Ces chargeuses sont très maniables et particulièrement bien adaptées aux opérations exigeant des déplacements rapides et aux opérations de mélange de matériaux. Elles sont souvent utilisées pour reprendre les produits apportés par camions à proximité des concasseurs, les transporter et les déverser dans ces derniers. [13]

IV.5.1. Le rendement de la chargeuse [19]

Le rendement d'une chargeuse est le volume de la roche qu'elle peut charger par unité de temps. Il dépend des facteurs suivants :

- Type de la chargeuse ;
- Capacité du godet ;
- Propriétés physico-mécaniques de la roche exploitée ;
- Granulométrie des roches chargées ;
- Schéma technologique du travail de la chargeuse ;
- Type d'engin de transport et sa capacité de charge ;
- La forme et les dimensions du chantier (la plate-forme de travail) ;
- L'organisation des travaux de la chargeuse et de transport dans le chantier.

Pour calculer le rendement effectif de la chargeuse, on peut utiliser la formule suivante :

$$R_{ch} = \frac{T_d \times K_u}{T_{ch}}$$

Où :

- T_d : La durée du travail par jour ; (14h = 50 400 s)
- K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse ($K_u = 0.8$) ;
- T_{ch} : Temps de chargement d'un camion.

$$T_{ch} = t_c \times N_g$$

- t_c : Temps de chargement d'un godet;
- N_g : Le nombre de godet nécessaire pour le chargement d'un camion.

$$t_c = t_r + t_{pc} + t_d + t_{pv}$$

- t_r : Temps de remplissage du godet, il est en fonction de la difficulté de pénétration du godet dans le tas et le coefficient de foisonnement (20 s).
- t_{pc} : Temps de parcours (rotation) de la chargeuse chargée vers le lieu de déchargement (4 s).
- t_d : Temps de déchargement du godet ; $t_d = 3$ s ;
- t_{pv} : Temps de parcours (rotation) de la chargeuse vide vers le lieu de chargement (le tas des roches abattus), $t_{pv} = 3$ s.

$$t_c = 20 + 4 + 3 + 3 = 30 \text{ s}$$

✓ Nombre des godets nécessaires pour charger un camion

Le nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion est calculé par la relation suivante :

$$N_g = \frac{C_c \times K_f}{V \times K_r \times \rho}$$

Où :

- C_c : capacité du camion (TEREX TR60) $C_c = 54$ Tonnes.

$$N_g = \frac{54 \times 1,5}{6 \times 0,9 \times 2,6} = 5,77 \approx 6$$

✓ Temps de chargement d'un camion

$$t_c = 6 \times 30 = 180 \text{ s}$$

d'où :

le rendement de la chargeuse :

$$R_{ch} = \frac{50\,400 \times 0,8}{180} = 224 \text{ cycle de camion/jour}$$

IV.5.2. Nombre des chargeuses nécessaire :

$$N_c = \frac{N_r}{R_{ch}}$$

- N_r : nombre des rotations /jour : $N_r = (P_{j/3})/\text{capacité de la benne du camion}$

$$N_r = 3500 / (54 \times 0,9) = 72$$

$$N_c = \frac{72}{224} = 0,32 \approx 1 \text{ chargeuse}$$

IV.5.4 La durée de chargement d'un camion

La durée de chargement d'un camion est calculée par la relation suivante :

$$T_{ch} = t_c \times N_g ; (s)$$

$$T_{ch} = 30 \times 6 \approx 180 \text{ s.}$$

Au niveau de l'entreprise il y a deux chargeuses de marque KOMATSU, utilisées dans l'opération de chargement de la matière première et de stérile, elles sont largement suffisantes pour assurer la production souhaitée par l'entreprise.

Lorsqu'une chargeuse est arrêtée pour entretien préventif ou curatif, l'autre la remplace. [19]

Donc pour satisfaire la production de la carrière on doit tenir compte de ces moyens de transport et de chargement que l'on a dimensionné pour le bon rendement de la carrière.

Introduction :

L'exploitation du gisement de Koudiet El Khecheba se fera par des gradins verticaux de 15 m de haut en bas, entre le niveau de sommet 855 m et la base du gisement 795m, à l'intérieur des périmètres accordées par le titre minier.

L'exploitation sera conduite sur cinq phases principales sur une durée de 23 années environ avec une cadence d'un peu plus d'un million de tonnes par an.

Les réserves exploitables sont estimées à l'aide de logiciel Covadis dont les détails de calculs sont présentés aux annexe N°3, (plan topographique N° 1).

V.1. Phases d'exploitation de la carrière Koudiet El-Khecheba

V.1.1. Phase N°1 :

Cette première phase sera consacrée à l'ouverture de la carrière à partir du côté Nord du gisement et entre les deux niveaux d'exploitation 855/840.

On commence l'exploitation par le point le plus haut de la carrière qui est représenté par le niveau 855, jusqu'au niveau 840 en suivant la direction Sud-Ouest, avec création de la 1^{er} berme de sécurité. (plan d'exploitation N°1)

Les réserves exploitables sont évaluées à l'aide du logiciel Covadis :

1^{er} Niveau 840 :

$$V_1 = 290\,408 \text{ m}^3$$

$$T_1 = 290\,408 \times 2,6 = 755\,061 \text{ (t)}$$

V.1.2. Phase N°2 :

Après avoir achevé l'exploitation du 1^{er} gradin du niveau 840, on entame l'exploitation du 2^{ème} niveau qui est représenté sur le plan topographique avec les courbes de niveau (840/825), l'extension de la carrière est toujours suivant la direction Sud-Ouest, avec la réalisation de la 2^{ème} berme de sécurité.

(plan d'exploitation N° 2)

Les réserves exploitables sont :

2^{ème} Niveau 825 :

$$V_2 = V_{\text{Tot}} - V_1 = 1\,016\,987 - 290\,408 = 726\,579 \text{ m}^3$$

$$T_2 = 726\,579 \times 2,6 = 1\,889\,105 \text{ (t)}$$

V.1.3. Phase N°3 :

Cette phase consiste à exploiter le 3^{ème} niveau (810 m) suivant la direction Sud-West qui est représenté par les courbes de niveau (825/810), avec l'apparition d'une 3eme berme de sécurité. (plan d'exploitation N° 3)

Les réserves exploitables sont :

3^{ème} Niveau :

$$V_3 = V_{Tot} - V_2 = 2\,541\,517 - 726\,579 = 1\,814\,938 \text{ m}^3$$

$$T = 1\,814\,938 \times 2,6 = 4\,718\,839 \text{ (t)}$$

V.1.4. Phase N°4:

Cette phase consiste à exploiter le niveau 790 avec création d'une quatrième berme de sécurité. (plan d'exploitation N° 4)

Les réserves exploitables sont :

4^{ème} Niveau :

$$V_4 = V_{Tot} - V_3 = 4\,640\,931 - 1\,814\,938 = 2\,825\,993 \text{ m}^3$$

$$T = 2\,825\,993 \times 2,6 = 7\,347\,582 \text{ (t)}$$

V.1.5. Phase N°5 :

Cette phase finale sera consacrée à l'exploitation des réserves des niveaux 790/795 m, ce niveau est représenté par un gradin de 5 m. (plan d'exploitation N° 5)

Les réserves exploitables sont :

5^{ème} Niveau :

$$V_5 = V_{Tot} - V_4 = 5\,898\,207 - 2\,825\,993 = 3\,072\,214 \text{ m}^3$$

$$T = 3\,072\,214 \times 2,6 = 7\,987\,756 \text{ (t)}$$

Tableau V.1 : Tableau récapitulatif des réserves exploitables.

Niveau (m)	Volume (m ³)	Tonnage (t)
840	290 408	755 061
825	726 579	1 889 105
810	1 814 938	4 718 839
795	2 825 993	7 347 582
785	3 072 214	7 987 756
	8 730 132	22 698 343

V.2. Remise en état des lieux

La réhabilitation de la plupart des sites miniers implique la restauration de la couverture végétale.

Il est très important d'assurer le développement d'une couverture végétale durable.

Les mesures de contrôle devront montrer que la mise en culture est un succès et qu'un biotope végétal équilibré et durable a pu se mettre en place au cours d'une période s'étendant sur plusieurs saisons de croissance des végétaux.

Recommandation :

On recommande que l'opération de remise en état des lieux soit étudiée prochainement afin de remettre les lieux à son état naturel pour qu'elle soit un modèle pour les exploitations voisines.

Conclusion générale

Les réserves exploitables estimés pour le gisement KOUDIET EL KHECHEBA ont permis à l'entreprise de continuer de produire les matériaux de construction dans la région centre de l'Algérie (W. Bouira).

Les caractéristiques géotechniques du calcaire de Koudiet El Khecheba sont conformes aux normes pour la production des granulats pour les travaux de construction et travaux publics (béton et routes).

L'exploitation du gisement se fait de haut vers le bas avec cinq gradins de 15 m, dont le sens d'orientation global est Sud-Ouest, les travaux d'ouverture de ce gisement vont commencer avant l'épuisement total de l'ancien gisement (El Hadjeb). La durée de vie de ce gisement est estimée d'environ 26 ans avec une cadence de production de 1 000 000 T/an.

L'extraction de matière première se fait par foration et tirs de mines, dont les paramètres géométriques et énergétiques sont définis suivant les règles de LANGEFORS, règles qui ont donné leurs bons résultats de fragmentation des roches.

Pour relier le nouveau site de Koudiet El Khecheba à la station de concassage de l'ancien site (El Hadjeb), une route à deux voies d'environ 7 km existe déjà, dont les travaux d'ouverture commencent avec le tracé d'une nouvelle piste d'un kilomètre (1 km) environ afin de relier les deux routes.

Afin d'alimenter la station de concassage au niveau de l'ancien site (El Hadjeb), le transport de la matière première se fait par camion, le concassage primaire est effectué à l'aide d'un concasseur mobile au niveau du site de Koudiet El Khecheba.

Liste Bibliographique

- [1].Entreprise National Des Granulats, documents internes.
- [2].NOEL ; 2007. Massif rocheux. Les presses de l'école des mines de paris.
- [3].MATIN F. & SAITA A. ; 2012. Mécanique des roches travaux souterrains. Huitième édition, ENS Cachan.
- [4].SAADA H. ; janvier 2014. Travaux effectués pour l'ENG.
- [5].Résultats des essais et commentaires exécutés sur le gisement de Koudiet El Khechba.laboratoire centrale de l'ENG, El Khroub, Canstantine.
- [6].COSTET J. ; 1983.cours pratique de mécanique des sols.
- [7].COULOMBEZ C. ; 2007.Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats, rapport d'option mines Paris Tech.
- [8].BERDOUDI S. ; 2014.Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modelés réduits dans les conditions algériennes, thèse de doctorat de l'université de BADJI Mokhtar de Annaba.
- [9].NEGGAZI A. ; 2009.Projet d'exploitation de la colline Est de dolomie-calcaire à El Maleh Ain Timouchent, thèse de doctorat de l'école national supérieur polytechnique d'Alger.
- [10].rock excavation hand book.Décembre 2006.
- [11].GHARBI K. ; 2007.L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier. Mémoire de fin d'études de l'ENP.
- [12].Office National Des Explosifs. (ONEX).
- [13].AMARI G. ; 2010.Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula situé à proximité de Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbas).mémoire de fin d'études de l'ENP.
- [14].OLOFSSON S.O.; 2002.Applied explosives technology for construction and mining.
- [15].HERMANN K. ; 1971.Precis de forage des roches. Edition DUNOD Paris.

[16].DJARFOUR DJ. ; 2006.Projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de Djebel Sadjar,Ain Smara,Canstantine.Projet de fin d'études pour l'ENP.

[17].<http://www.ceresm.com> ; 2008.Guide de mise en œuvre des produits explosifs en milieu subaquatique.

[18]. 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.

[19]. KOVALENKO V. & AMBARTSOUMIAN N. & LAHMER K.M. ; 1986. Exploitation des carrières. Edition Office des publications universitaires.

1. Annexes :

1.1. Annexe 1 : Présentation de l'entreprise nationale des granulats

L'Entreprise Nationale des Granulats (ENG) a vu le jour le premier Janvier 1987 à la suite de la restructuration de la société nationale de matériaux de construction "SNMC".

L'ENG est chargée de la gestion des activités de production, de commercialisation et de développement des granulats, carbonate de calcium et de pierres ornementales et/ou marbre.

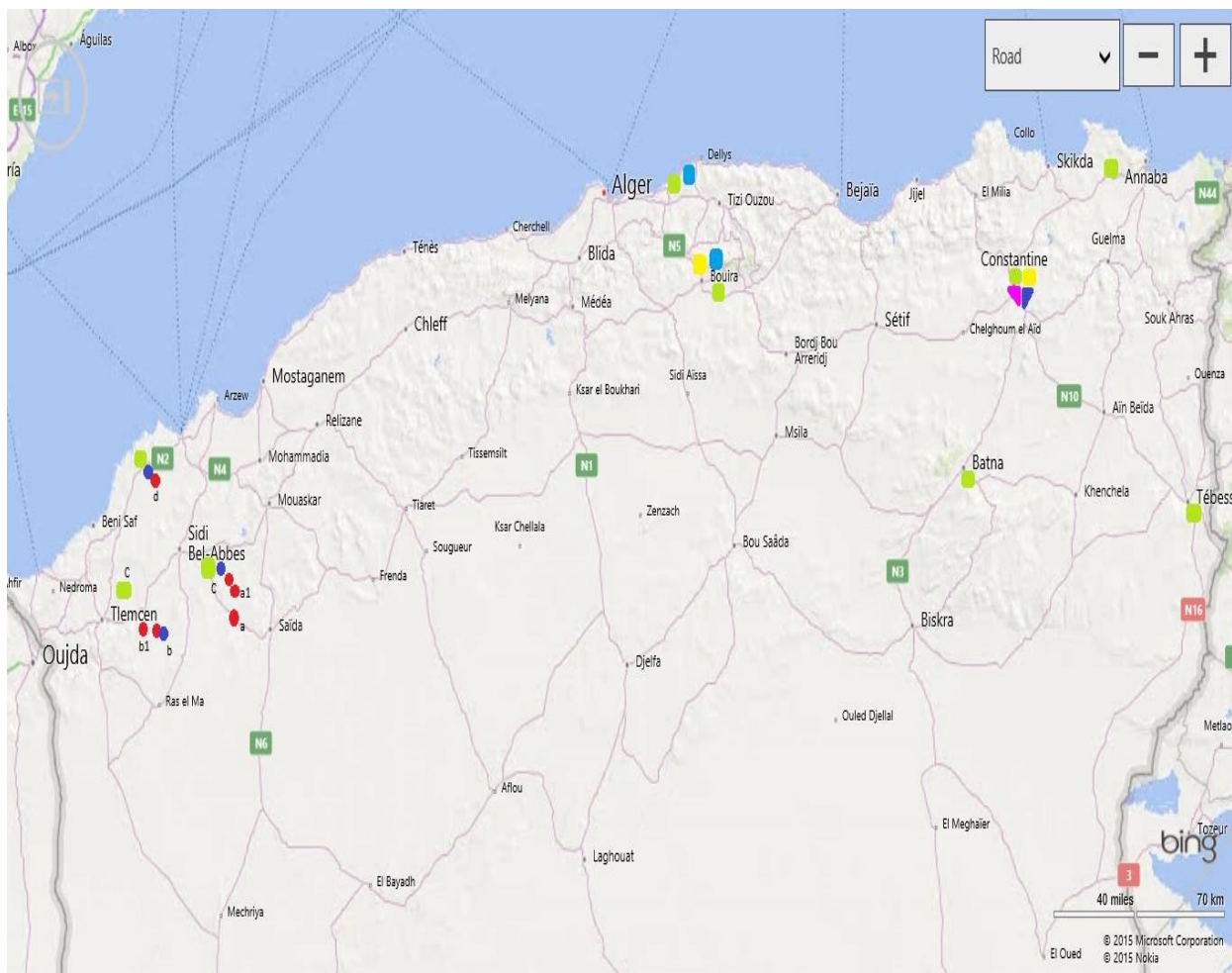
Le patrimoine de l'ENG est constitué de :

Neuf (9) unités de granulats en exploitation réparties sur le territoire national.

Une (1) unité de pierres ornementales composée de six (6) carrières et d'une usine et de (2) ateliers de sciage.

Une (1) usine de carbonate de calcium.

Un (1) laboratoire central pour le contrôle de la qualité des produits de l'entreprise.



<ul style="list-style-type: none"> ■ Sidi Abdelli – Telemcen ■ Sidi Ali Benyoub – Sidi Belabbes ■ El Maleh – Ain Témouchent 	<ul style="list-style-type: none"> ■ Takbalet (b) – Telemcen ■ Sidi Lahcen(c) – Sidi Belabbes ■ Chaabat (d) – Ain Témouchent ➤ El Khroub – Constantine
<ul style="list-style-type: none"> ■ Dhaya(a)– Sidi Belabbes ■ Takbalet (b) – Telemcen ■ Sidi Lahcen(c)– Sidi Belabbes ■ Tenira (a1) – Sidi Belabbes ■ El Khroub – Constantine ◀ Laboratoire contrôle qualité 	<ul style="list-style-type: none"> ■ Chaabat (d) – Ain Témouchent ■ Sidi Abdelli (b1) –télemcen ■ Si Mustapha – Boumerdes ■ El Hachimia – Bouira ■ Bouzegza – Boumerdes ■ El Hachimia–Bouira ■ Ain Touta – Batna ■ Ben Azzouz - Skikda ■ ElmaLabiod – Tébessa ■ El Khroub 1 – Constantine

Carte des unités de l'entreprise nationale des granulats.

I.2 Annexe 2 : Analyse de laboratoire**RAPPORT D'ESSAI :**

O.S N° 00036 du 08/01/14	Date de réception : 08/01/14
Nature et référence de l'échantillon	Calcaire : Du CA 14.00161 au CA.14.00180
Date d'exécution des essais	29/01/14

Nature des essais	Code Com	Nombre
Analyse élémentaire de fluorescence X	CHF20	04
Découpage	PVY04	06
Résistance à la compression	BGD14	
Masse volumique, absorption d'eau teneur en eau et porosité des roches	BGD30	
Essai Micro Deval *	BGD21	10
Essai Los Angeles *	BGD23	

NB/ *Essais couverts par l'accréditation

Modalités des essais :

-La résistance à la compression a été réalisée selon les modalités de la norme NF EN 12390-3

-La détermination de la masse volumique, du coefficient d'absorption, la teneur en eau et la porosité ont été réalisés selon les modalités NFP18.554.

-L'essai Los Angeles a été réalisé selon les modalités de la norme NF EN 1744-1.

-L'essai Micro Deval a été réalisé selon les modalités de la norme NF EN-1097-1.

Essais chimique :

-La détermination de la perte au feu est réalisée selon les modalités de la norme NF EN1744-1

-L'analyse élémentaire roche par spectrométrie de fluorescence X est réalisée selon les modalités de la norme NF P15-467.

Résultats des essais :

Essai de compression :

Code Echantillon	Format (cm)	Masse (g)	Résistance en compression simple		
			Force (KN)	Contrainte (MPa)	Moyenne (MPa)
CA.14.00163	7.8×15.8	1999.4	300.1	62.8	62.8
CA.14.00165	7.8×15.9	1992.9	252.7	52.9	39.1
	7.8×15.9	1941.1	120.3	25.2	
CA.14.00169	9.0×18.1	3030.0	243.5	38.3	38.3
CA.14.00171	7.8×15.9	1984.6	185.4	38.8	61.0
	7.8×15.9	2016.0	397.7	83.2	
CA.14.00175	9.1×18.2	3150.0	555.8	87.4	87.4
CA.14.00177	9.2×18.0	3046.0	195.7	29.4	29.4

Masse volumique, coefficient d'absorption, teneur en eau et porosité :

Code Echantillon	Masse vol. réelle (t/m ³)	Masse vol. imbibé (t/m ³)	Teneur en eau (%)	Coef. d'absorption (%)	Porosité (%)
CA.14.00163	2.647	2.664	0.299	0.638	1.688
	2.646	2.655	0.282	0.344	0.911
Moyenne	2.647	2.660	0.290	0.491	1.300
CA.14.00165	2.647	2.657	0.164	0.394	1.043
	2.655	2.675	0.229	0.737	1.957
Moyenne	2.651	2.666	0.196	0.565	1.500
CA.14.00169	2.499	2.560	0.813	2.438	6.093
	2.640	2.658	0.480	0.653	1.725
Moyenne	2.570	2.609	0.647	1.546	3.909
CA.14.00171	2.584	2.615	0.484	1.178	3.043
	2.628	2.644	0.404	0.636	1.670
Moyenne	2.606	2.629	0.444	0.907	2.357
CA.14.00175	2.653	2.664	0.242	0.393	1.042
	2.648	2.661	0.266	0.479	1.268
Moyenne	2.651	2.662	0.254	0.436	1.155
CA.14.00177	2.489	2.549	1.203	2.406	5.989
	2.535	2.564	0.941	1.127	2.858
Moyenne	2.512	2.557	1.072	1.767	4.424

Essai los angeles :

Code Ech	Fraction Utilisée (mm)	Masse initiale (g)	Masse finale (g)	Coef Los Angeles LA (%)	Moyenne LA (%)
CA.14.00162	10/25	5000	3716	25.7	26
	/	/	3642	27.2	
CA.14.00164	10/25	5000	3790	24.2	24
	/	/	3781	24.4	
CA.14.00166	10/25	5000	3714	25.7	26
	/	/	3673	26.5	
CA.14.00168	10/25	5000	3656	26.9	26
	/	/	3749	25.0	
CA.14.00170	10/25	5000	3732	25.4	25
	/	/	3787	24.3	
CA.14.00172	10/25	5000	3735	25.3	25
	/	/	3719	25.6	
CA.14.00174	10/25	5000	3662	26.8	27
	/	/	3631	27.4	
CA.14.00176	10/25	5000	3781	24.4	24
	/	/	3789	24.2	
CA.14.00178	10/25	5000	3640	27.2	26
	/	/	3717	25.7	
CA.14.00180	10/25	5000	3059	38.8	38
	/	/	3142	37.2	

Essai micro – deval :

Code Ech	Fraction utilisée (mm)	Masse Initiale (g)	Masse finale (g)	Coef. Micro-Deval (%)	Moyenne MDE (%)
CA.14.00162	10/14	500	297	40.6	40
	/	/	301	39.8	
CA.14.00164	10/14	500	398	20.4	21
	/	/	396	20.8	
CA.14.00166	10/14	500	314	37.2	37
	/	/	315	37.0	
CA.14.00168	10/14	500	380	24.0	24
	/	/	377	24.6	
CA.14.00170	10/14	500	319	36.2	36
	/	/	323	35.4	
CA.14.00172	10/14	500	376	24.8	25
	/	/	376	24.8	
CA.14.00174	10/14	500	379	24.2	24
	/	/	382	23.6	
CA.14.00176	10/14	500	342	31.6	32
	/	/	339	32.2	
CA.14.00178	10/14	500	331	33.8	33
	/	/	335	33.0	
CA.14.00180	10/14	500	330	34.0	34
	/	/	331	33.8	

Analyse élémentaire par spectrométrie de fluorescence x :

DISTANCE (km)	PENTE (%)	ELEVATION (m)
0	2,8	765
0,75	0,9	750
1,50	-2,6	739
2,25	-2,2	742
3	-0,4	749
3,75	-2,1	756
4,5	-0,7	754
5,25	10,1	789
6	3,2	792
6,72	4,6	806

Pente maximale : 10,6%

Pente minimale : -11,6%

Pente moyenne : 3,4%, -2,3%

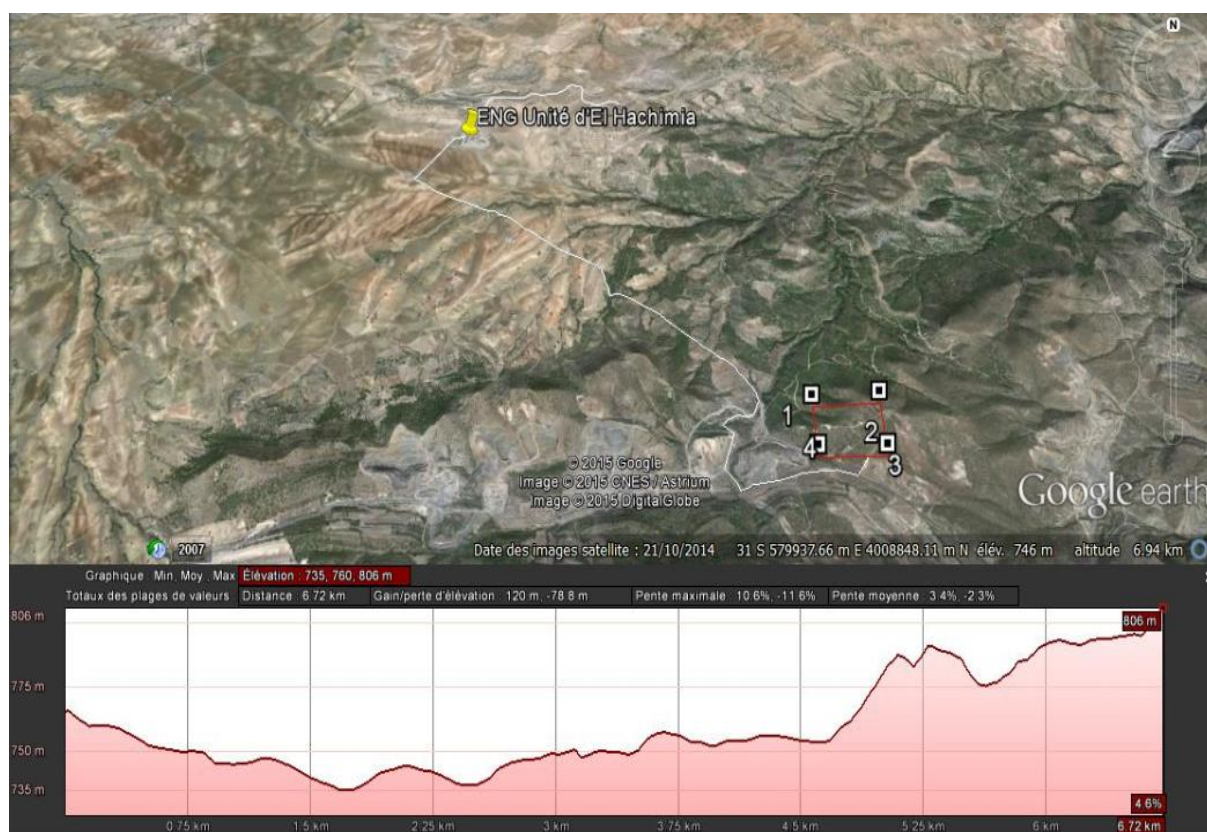
Distance totale : 6,72 km

Elévation minimale : 735 m

Elévation moyenne : 760 m

Elévation maximale : 806 m

Code Ech	Teneurs %										
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	Mg O	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	P ₂ O ₅	TiO ₂	PF
CA.14.0016 1	14.9 4	2.09	1.23	44.3 9	0.34	0.2 4	0.1 7	0.73	0.21	0.09	35.5 7
CA.14.0016 7	4.95	0.84	2.13	50.8 9	0.52	0.0 1	0.0 4	0.13	0.09	0.04	40.3 7
CA.14.0017 3	10.0 8	1.98	0.92	46.2 9	1.58	0.6 7	0.2 8	0.24	0.15	0.09	37.7 3
CA.13.0017 9	4.03	0.86	2.17	49.5 5	1.46	0.2 7	0.0 2	0.45	0.08	0.03	41.0 9



Route reliant le site de Koudiet El Khecheba a l'ancien site d'El Hadjeb

Prévision de l'entreprise :

La capacité de production théorique de la station de concassage est de 300 tonnes/heure.

Compte tenu d'un compte de stériles entre 15 et de 20 % représentant 50 t/h environ, la production nette en pré concassé 0/250 mm sera de 250 t/h.

Compte tenu du régime de travail arrêté, les paramètres de production sont arrêtés comme suit :

Production	Station de concassage (t)	Carrière (t) extraction
Production horaire	250	300
Production par poste (7 h)	1 750	2 100
Production par jour (2 postes)	3 500	4 200
Production hebdomadaire	17 5000	18 000
Production mensuelle	73 000	87 500
Production annuelle	875 000	1 050 000

Tableau V.1 : Tableau récapitulatif des réserves exploitables.

Niveau (m)	Volume (m ³)	Tonnage (t)
840	290 408	755 061
825	726 579	1 889 105
810	1 814 938	4 718 839
795	2 825 993	7 347 582
785	3 072 214	7 987 756
	8 730 132	22 698 343

I. 3 Annexe 3

Nom du dessin : Plan initiale topo ENG

Ecriture du listing le 18/06/2015 à 10:04:29

Caractéristiques du contour

Calque	P1
Couleur	DuCalque
Surface 2D	33999.83 m ²
Périmètre	720.491 m

Caractéristiques du modèle numérique

Calque	TN_MNT2
Nombre de faces	567
Altitude mini	772.990 m
Altitude maxi	860.490 m
Surface totale 2D	431600.50 m ²
Surface totale 3D	444204.25 m ²

Résultat du calcul de cubatures avec un plan horizontal à 840.000 m

Surfaces 2D	
En-dessous du plan	: 65.89 m ²
Au-dessus du plan	: 33933.94 m ²
Sans écart	: 0.00 m ²
Total	: 33999.83 m ²

Volumes	
En-dessous du plan	: 5.795 m ³
Au-dessus du plan	: 290402.50 m ³
Total	: 290408.30 m ³

Surfaces 3D	
En-dessous du plan	: 67.43 m ²
Au-dessus du plan	: 34563.69 m ²
Sans écart	: 0.00 m ²
Total	: 34631.12 m ²

Nom du dessin : Plan initiale topo ENG
 Ecriture du listing le 18/06/2015 à 10:13:38

Caractéristiques du contour

Calque	P2
Couleur	DuCalque
Surface 2D	74254.06 m ²
Périmètre	1179.752 m

Caractéristiques du modèle numérique

Calque	TN_MNT2
Nombre de faces	567
Altitude mini	772.990 m
Altitude maxi	860.490 m
Surface totale 2D	431600.50 m ²
Surface totale 3D	444204.25 m ²

Résultat du calcul de cubatures avec un plan horizontal à 825.000 m

Surfaces 2D	
En-dessous du plan	: 21.45 m ²
Au-dessus du plan	: 74232.61 m ²
Sans écart	: 0.00 m ²
Total	: 74254.06 m ²

Volumes	
En-dessous du plan	: 1.410 m ³
Au-dessus du plan	: 1016985.390 m ³
Total	: 1016986.800 m ³

Surfaces 3D	
En-dessous du plan	: 21.60 m ²
Au-dessus du plan	: 75390.89 m ²
Sans écart	: 0.00 m ²
Total	: 75412.49 m ²

Nom du dessin : Plan initiale topo ENG
 Ecriture du listing le 18/06/2015 à 10:18:37

Caractéristiques du contour

Calque	P3
Couleur	Bleu
Surface 2D	139836.11 m ²
Périmètre	1545.383 m

Caractéristiques du modèle numérique

Calque	TN_MNT2
Nombre de faces	567
Altitude mini	772.990 m
Altitude maxi	860.490 m
Surface totale 2D	431600.50 m ²
Surface totale 3D	444204.25 m ²

Résultat du calcul de cubatures avec un plan horizontal à 810.000 m

Surfaces 2D	
En-dessous du plan	: 10.55 m ²
Au-dessus du plan	: 139825.56 m ²
Sans écart	: 0.00 m ²
Total	: 139836.11 m ²

Volumes	
En-dessous du plan	: 0.516 m ³
Au-dessus du plan	: 2541516.304 m ³
Total	: 2541516.820 m ³

Surfaces 3D	
En-dessous du plan	: 10.74 m ²
Au-dessus du plan	: 141762.29 m ²
Sans écart	: 0.00 m ²
Total	: 141773.03 m ²

Nom du dessin : Plan initiale topo ENG
 Ecriture du listing le 18/06/2015 à 10:21:54

Caractéristiques du contour

Calque	P4
Couleur	Bleu
Surface 2D	161216.56 m ²
Périmètre	1598.160 m

Caractéristiques du modèle numérique

Calque	TN_MNT2
Nombre de faces	567
Altitude mini	772.990 m
Altitude maxi	860.490 m
Surface totale 2D	431600.50 m ²
Surface totale 3D	444204.25 m ²

Résultat du calcul de cubatures avec un plan horizontal à 795.000 m

Surfaces 2D	
En-dessous du plan	: 4.22 m ²
Au-dessus du plan	: 161212.34 m ²
Sans écart	: 0.00 m ²
Total	: 161216.56 m ²

Volumes	
En-dessous du plan	: 0.335 m ³
Au-dessus du plan	: 4640930.214 m ³
Total	: 4640930.550 m ³

Surfaces 3D	
En-dessous du plan	: 4.28 m ²
Au-dessus du plan	: 163599.14 m ²
Sans écart	: 0.00 m ²
Total	: 163603.42 m ²

Nom du dessin : Plan initiale topo ENG
 Ecriture du listing le 18/06/2015 à 10:29:48

Caractéristiques du contour

Calque	P5
Couleur	Magenta
Surface 2D	154049.26 m ²
Périmètre	1571.047 m

Caractéristiques du modèle numérique

Calque	TN_MNT2
Nombre de faces	567
Altitude mini	772.990 m
Altitude maxi	860.490 m
Surface totale 2D	431600.50 m ²
Surface totale 3D	444204.25 m ²

Résultat du calcul de cubatures avec un plan horizontal à 785.000 m

Surfaces 2D	
En-dessous du plan	: 0.00 m ²
Au-dessus du plan	: 154049.26 m ²
Sans écart	: 0.00 m ²
Total	: 154049.26 m ²

Volumes	
En-dessous du plan	: 0.000 m ³
Au-dessus du plan	: 5898206.814 m ³
Total	: 5898206.814 m ³

Surfaces 3D	
En-dessous du plan	: 0.00 m ²
Au-dessus du plan	: 156341.22 m ²
Sans écart	: 0.00 m ²
Total	: 156341.22 m ²

INTRODUCTION GENERALE

CHAPITRE I
GEOLOGIE DU GISEMENT

CHAPITRE II
CARACTERISTIQUES DES MASSIFS ROCHEUX

CHAPITRE III
PROCESSUS
TECHNOLOGIQUE D'EXPLOITATION
DU GISEMENT

CHAPITRE IV
DIMENSIONNEMENT DES EQUIPEMENTS DE LA
CARRIERE

CHAPITRE V
PLANS D'EXPLOITATION DE LA CARRIERE
KOUDIET EL-KHECHEBA

CONCLUSION GENERALE

ANNEXES

BIBLIOGRAPHIE
