

République Algérienne Démocratique et Populaire

Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique



Ecole Nationale Polytechnique

Département Génie Minier

Entreprise ENOF

Mémoire de Fin d'Etude

En vue de l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

Thème

Optimisation du plan de tir conformément aux conditions minières de Keddara

Réaliser par : KACI Ilyas

KAIS Mohamed Amine

Soutenu publiquement le **24/06/2012** devant le jury composé de :

Président :	BACHAR ASSED Mohamed Aguid	Maitre de conférence A	ENP
Rapporteur :	OMRACI Kamel	Maitre de conférence A	ENP
Examineur :	HASBLAOUI Mustapha	Ingénieur	ENP
Invité :	BOURGHOUZ Zahir	Ingénieur	ALGRAN

ENP 2012

Remerciement

Nous voudrions avant d'entamer la présentation de ce mémoire remercier DIEU tout puissant de nous avoir donné la volonté et le courage d'établir ce travail.

Nous adressons également nous vifs remerciements à tous ceux et celles qui, directement ou indirectement ont contribué à faciliter notre travail.

Nous citerons à cet égard notre promoteur Dr K.OMRACI, enseignant d'Exploitation minière à l'école nationale polytechnique de nous avoir soutenu par ses orientations, ses remarques et ses recommandations, d'avoir tout mis en œuvre pour une réalisation dans de meilleures conditions de notre travail.

Nous remercions aussi Mr. M. KHELLOUF Directeur Des Ressources Humaines de l'ENOF et Mr. Z. BOURGHOUD chef d'exploitation au niveau de l'unité de Keddara qui nous ont réservé le meilleur accueil ainsi qu'à tout le reste du personnel de l'unité.

Nous remercions les membres du jury de nous avoir fait l'honneur d'accepter d'examiner notre travail.

Dédicaces

*Avec toute ma
Reconnaissance, je dédie ce travail :*

*A mes très chers parents
A mes frères Omar, Ishak, Mustapha et mes
Sœurs Sabrina, Linda.*

A toute ma famille.

A tout (es) mes

Amis (es)

Et à tous ceux que

J'aime.

Amine

Dédicaces

Je dédie ce modeste travail :

A ma très chère mère pour son soutien, sacrifice et son encouragement, sans qui je n'aurais pas pu arriver à ce stade.

A la mémoire de mon père.

A mon frère Hachem et à mes sœurs Lamia, Kenza et Sabrina.

A mon oncle et à ma tante.

A mes cousins et cousines ainsi qu'à tout ma famille.

A tout(e)s mes ami(e)s pour leur soutien moral et leurs encouragements.

A toute personne qui m'a été chère.

Lyes

ملخص :

هذا العمل مبني على تحليل و تحسين أساليب إطلاق النار باستعمال المتفجرات في المحجرة، من أجل إحراز تقدم في السيطرة على عملية استخراج الحجارة.

هناك تناقضات كبيرة بين النظري و التطبيقي لذلك ركزنا في دراستنا هذه على الجانب التطبيقي باستعمال برنامجين حاسوبين، الأول من أجل صنع مخطط لعملية الاستغلال و الثاني من أجل تحليل النتائج على أرض الواقع.

مفتاح الكلمات: قدارة، المحجرة، مخطط لعملية الاستغلال، التجزئة، توزيع حجم الكتلة، Delpat، Split-Desktop

Résumé:

Ce travail d'option repose sur l'analyse et l'amélioration des méthodes de tir à l'explosif dans une carrière de granulats, en vue de progresser dans la maîtrise de l'opération d'abattage.

La connaissance du phénomène de fragmentation à l'explosif a permis d'apporter un regard critique sur l'abattage réalisé. Afin d'évaluer les écarts qu'il peut y avoir entre théorie et mise en pratique, une analyse des images numériques effectuée avec un logiciel Split-Desktop, s'appuyant sur des données quantitatives obtenues par des mesures de chaque étape du processus. Ces mesures ont mis en évidence des écarts et incertitudes lors du passage à la pratique, à l'origine de résultats de tirs peu satisfaisants. Un plan de tir-test avec le logiciel de tir Delpat travaillant sur quelques paramètres a fourni des conclusions encourageantes.

Ces résultats doivent permettre de progresser dans la qualité de la mise en pratique qui est actuellement faite, dans le but d'arriver à une meilleure maîtrise du tir et de ses conséquences directes et d'éliminer les problèmes qui se trouvent au niveau de l'unité de Keddara.

Mots clés : Keddara, carrière de granulats, plan de tir, fragmentation, distribution blocométrique, Split-Desktop, Delpat.

Abstract:

This option work based on the analysis and improvement of methods of fire explosion in an aggregate quarry, to make progress in controlling the operation of slaughter.

Knowledge of the phenomenon of fragmentation with explosives has helped bring a critical eye on the slaughter done. To assess the differences that may exist between theory and practice, a digital image analysis performed with Split-Desktop software, based on quantitative data obtained from measurements of each step. These measurements have revealed gaps and uncertainties in the transition to practice, the cause of unsatisfactory results of shots.

A test-fire plan with the software working on shooting Delpat, few parameters provided encouraging conclusions.

These results should help advance the quality of the practice which is currently done in order to achieve better control of fire and its direct consequences and eliminate the problems that lie at the Keddara unit.

Key words: Keddara, blasting pattern, fragmentation, size distribution, Split-Desktop, Delpat.

SOMMAIRE

Sommaire

Introduction général	1
----------------------------	---

Chapitre 1 : Etude géologique du gisement

I. Historique.....	3
II. Situation géographique.....	3
III. Géologie régionale.....	7
VI. Litho-stratigraphie	7
IV.1 Précambrien	8
IV.2 Trias	8
IV.3 Jurassique	8
IV.4 Crétacé.....	8
IV.5 Paléogène	9
IV.6 Quaternaire (g6)	9
IV.7 Roches Intrusives	10
VI. Géologie locale.....	10
VII. Tectonique	13
VIII. Hydrogéologie.....	13
IX. Les réserves géologiques	13
X. Analyse chimique et minéralogique	14
IX.1 Essai chimique	14
IX.1.1 Mode opératoire	14
IX.1.2 Résultats	15
IX.1.3 Interprétation	15
IX.2 Analyse minéralogique	15
IX.2.1 Mode opératoire	15
IX.2.2 Résultats	16
IX.2.3 Interprétation.....	16
XI. Paramètres physiques	16
X.1 Masse volumique	16
X.1.1 Mode opératoire	16

X.1.2	Résultats	18
X.1.3	Interprétation	18
X.2	Masse volumique en vrac	18
X.2.1	Mode opératoire	18
X.2.2	Résultats	20
X.2.3	Interprétation	20
X.3	Poids spécifique	20
X.3.1	Mode opératoire.....	20
X.3.2	Résultats	21
X.3.3	Interprétation	21
XII.	Paramètres mécaniques	21
XI.1	Essai Los-Angeles	21
XI.1.1	Mode opératoire	21
XI.1.2	Résultats	22
XI.1.3	Interprétation	22
XI.2	Essai Micro-Deval humide.....	22
XI.2.1	Mode opératoire	22
XI.2.2	Résultats	23
XI.2.3	Interprétation	24
XIII.	Conclusion.....	24

Chapitre 2: Méthode d'exploitation

I.	Introduction	25
II.	Paramètres technico-minièrre	25
II.1	Réserves préparées et Travaux préparatoires	25
II.2	Programme de production 2012	25
II.3	Régime de fonctionnement de la carrière	26
II.4	Capacité de production	26
II.4.1	Capacité annuelle de production, par [t/an]	26
II.4.2	Production mensuelle	26
II.4.3	Production journalière	27
III.	Principaux éléments du système d'exploitation	27
III.1	Le gradin	27
III.2	L'angle de talus du gradin	27
III.3	Plate-forme de travail	27
III.4	Dimension maximale des blocs abattus	29
III.5	Plan de tir	31
III.5.1	Plan de tir théorique.....	31
III.5.1.1	Diamètre de trou " ϕ_t "	31
III.5.1.2	Inclinaison du trou " β "	32
III.5.1.3	Banquette maximale " W_{max} "	32
III.5.1.4	Profondeur de sous forage " L_s "	33
III.5.1.5	Profondeur de trou " L_t "	33
III.5.1.6	Banquette pratique " W "	33
III.5.1.7	Hauteur de bourrage " H_0 "	33
III.5.1.8	Espacement entre les trous " a "	34
III.5.1.9	Espacement entre les rangées " b "	34
III.5.1.10	Le choix de type de l'explosif	34
III.5.1.11	Répartition de charge	35
III.5.1.12	Volume de la roche abattue par un trou (V_{tr})	38
III.5.1.13	Schéma du plan de tir	39
III.5.2	Plan de tir pratique	40
IV.	Comparaison entre le plan de tir théorique et pratique	43
V.	Conclusion.....	4

Chapitre 3 : Optimisation du plan de tir

I. Introduction	45
II. Abattage à l'explosif.....	46
II.1 Processus de fragmentation.....	47
II.2 Réglage du tir pour les granulats.....	48
III. Le logiciel d'optimisation du tir : Delpat V 3.0 1995.....	48
III.1 Principe de fonctionnement	49
III.1.1 Equation de Kuznetsov	49
III.1.2 Le modèle des Kuz-Ram	50
IV. Le logiciel de traitement numérique des images : Split-Desktop.....	51
IV.1 Principe de fonctionnement	51
IV.2 Analyse du tir minier du 14/05/2012	51
V. Plan de tir proposé à l'aide de logiciel Delpat	54
V.1 Les paramètres d'entrées de Delpat.....	54
V.2 Les résultats de calcul	57
VI. Proposition d'un schéma d'amorçage.....	62
VII. Conclusion.....	62
Conclusion générale.....	64

Liste des figures

Fig. I.1 : Localisation géographique de l'unité de Keddara	4
Fig. I.2 : Situation topographique du gisement de Keddara.....	6
Fig. I.3 : Coupe géologique I-I.....	11
Fig. I.4 : Coupe géologique II-II.....	11
Fig. I.5 : Coupe géologique III-III.....	12
Fig. I.6 : Coupe géologique IV-IV.....	12
Fig. II.1: Schéma de la plate-forme de travail (abattage en explosif)	28
Fig. II.2: Pelle chargeuse Caterpillar 988.....	29
Fig. II.3: Dumper de carrière BEML BH 50M.....	30
Fig. II.4 : Concasseur primaire giratoire Babbitless BP 38 DD.....	31
Fig. II.5: Choix du couple diamètre-hauteur de front.....	32
Fig. II.6 : Schéma de chargement des trous de la volée.....	40
Fig. II.7 : Schéma de chargement des trous du pied.....	42
Fig. II.8 : Schéma de raccordement électrique de la volée et du pied	43
Fig. III.1 : Dissection informatisée de massifs rocheux.....	47
Fig. III.2 : Blocométrie obtenue après le tir du 14-05-2012 à Keddara.....	52
Fig. III.3 : Courbe de distribution de la taille des blocs après le tir du 14-05-2012.....	53
Fig. III.4 : Les paramètres d'entrée de Delpat.....	57
Fig. III.5 : Plan de tir réalisé avec Delpat.....	58
Fig. III.6 : Courbe blocométrique proposés par Delpat.....	59
Fig. III.7 : Les paramètres du plan de tir proposé par Delpat.....	60
Fig. III.8 : Schéma d'amorçage en V et branchement des détonateurs en série parallèle	62

Liste des tableaux

Tab. I.1 : Coordonnées des points du périmètre du gisement de Keddara.....	5
Tab. I.2 : Les réserves géologiques et exploitables du gisement de Keddara.....	14
Tab. I.3 : Composition chimique de la roche calcaire de Keddara	15
Tab. I.4 : Composition minéralogique de la roche	16
Tab. I.5 : Valeurs de la masse volumique, teneur en eau, porosité et coefficient d'absorption	18
Tab. I.6 : Valeurs de la masse volumique en vrac	20
Tab. I.7 : valeurs du poids spécifique	21
Tab. I.8 : Essai Los-Angeles	22
Tab. I.9 : Essai Micro-Deval humide	23
Tab. II.1: Caractéristiques des explosifs utilisés	35
Tab. II.2 : Paramètres principaux de tir (Plan de tir théorique).....	39
Tab. II.3 : Valeurs des paramètres de tir théorique et pratique.....	44
Tab.III.1: Coefficient du massif.....	49
Tab. III.2 : Taille des fragments des blocs en fonction du pourcentage passé par différents tamis..	53
Tab. III.3 : Comparaison des paramètres du plan du tir modélisé (Delpat), calculés en théorie et réel (in situ).....	61

INTRODUCTION GENERALE

La productivité et la rentabilité d'une carrière à ciel ouvert sont-elles influencées par la fragmentation des roches lors de l'abattage à l'explosif ?

Cette question, simple en apparence, est pourtant une interrogation permanente dans le secteur de l'industrie minière. Les outils permettant de quantifier cette influence n'existent pas ou répondent à la question de manière partielle (ou partielle).

Une autre question récurrente dans le secteur de l'industrie minière est: Quelles sont les modifications dans la réalisation des tirs qui permettent de modifier la courbe granulométrique résultant d'un tir ?

La bibliographie est très riche sur ce sujet. De nombreux paramètres déterminants ont été identifiés. De nombreuses méthodes d'évaluation existent. La principale difficulté réside dans la détermination de la granulométrie « exacte » des tirs. Cette énième étude sur le sujet devra donc être quantitative pour valider les choix techniques.

L'intérêt économique est bien réel, en calculant précisément les flux, les coûts d'exploitation... pour l'ensemble du cycle de production d'une carrière, en corrélation avec la granulométrie des tas issus des tirs d'abattage à l'explosif, on pourra déterminer un optimum de fragmentation pour une carrière, en ayant au préalable défini les besoins de la carrière en terme de granulométrie.

L'objectif de cette étude est de trouver une solution aux problèmes techniques qui s'observent au niveau de la carrière de Keddara. Ceux-ci se résument, en premier lieu au niveau du pied du gradin qui subsiste après chaque tir de hauteur qui varie entre 2 mètre à 6 mètre en moyenne, et en second lieu à la blocométrie qui atteint une taille de 1.80 mètre de diamètre en moyenne et qui ne correspond pas à la norme voulue et cela en utilisant un logiciel de conception du schéma de plan de tir et en effectuant des changements au niveau des paramètres de ce dernier.

Pour bien cerner le problème, il faut étudier avec précision la géologie régionale et spécifiquement la géologie locale du gisement. Les caractéristiques physiques, chimique et minéralogique sont aussi nécessaires pour mieux connaître la nature du gisement et la roche.

Pour trouver une solution au problème, il faut étudier les paramètres d'exploitation utilisée actuellement au niveau de l'unité de Keddara et analyser les résultats obtenus de ce dernier.

Notre étude se porte sur l'utilisation de deux logiciels, un pour la conception d'un nouveau plan de tir conforme à la nature du terrain, il s'agit du programme Delpat et l'autre pour l'analyse

de l'imagerie numérique et ceci nous aideras à confirmer la distribution de la blocométrie convenable aux exigences de l'unité de Keddara, il s'agit du programme Split-Desktop.

La réalisation d'un plan de tir optimal conformément aux conditions minières du gisement de la carrière de Keddara, en utilisant les explosifs fabriqués en Algérie, constitue le but et le contenu de ce présent projet de fin d'études.

CHAPITRE I :

Etude géologique
du gisement

I. Historique [1]

Organisé en 6 filiales depuis le 1 janvier 2001, le groupe ENOF exploite 18 mines et carrières et produit une gamme variée de minerais. Spécialisé dans l'exploitation des mines souterraines et à ciel ouvert pour la production des minerais non ferreux et des substances utiles non métalliques, le groupe ENOF a pour vocation la production, la commercialisation et le développement des produits miniers. La diversité et la qualité de ses produits font de ce Groupe un partenaire de choix pour les industries nationales et internationales. Sa progression est marquée par les investissements qu'il engage chaque année dans les opérations de développement et de la mise en valeur de nouveaux gisements.

L'unité de production d'agrégats d'ALGRAN-Keddara (filiale ENOF) exploite le gisement de calcaire depuis 1978 avec un permis d'exploitation de petite et moyenne mine n° 371.

II. Situation géographique [1]

Le site d'exploitation est situé dans la commune de Keddara (Wilaya de Boumerdès), à environ 1 Km à l'ouest de la ville de Keddara. On y accède par la route nationale N°29 reliant Boudouaou à Lakhdaria (cf.fig.I.1). Le gisement se trouve dans le massif montagneux de Bouzegza.

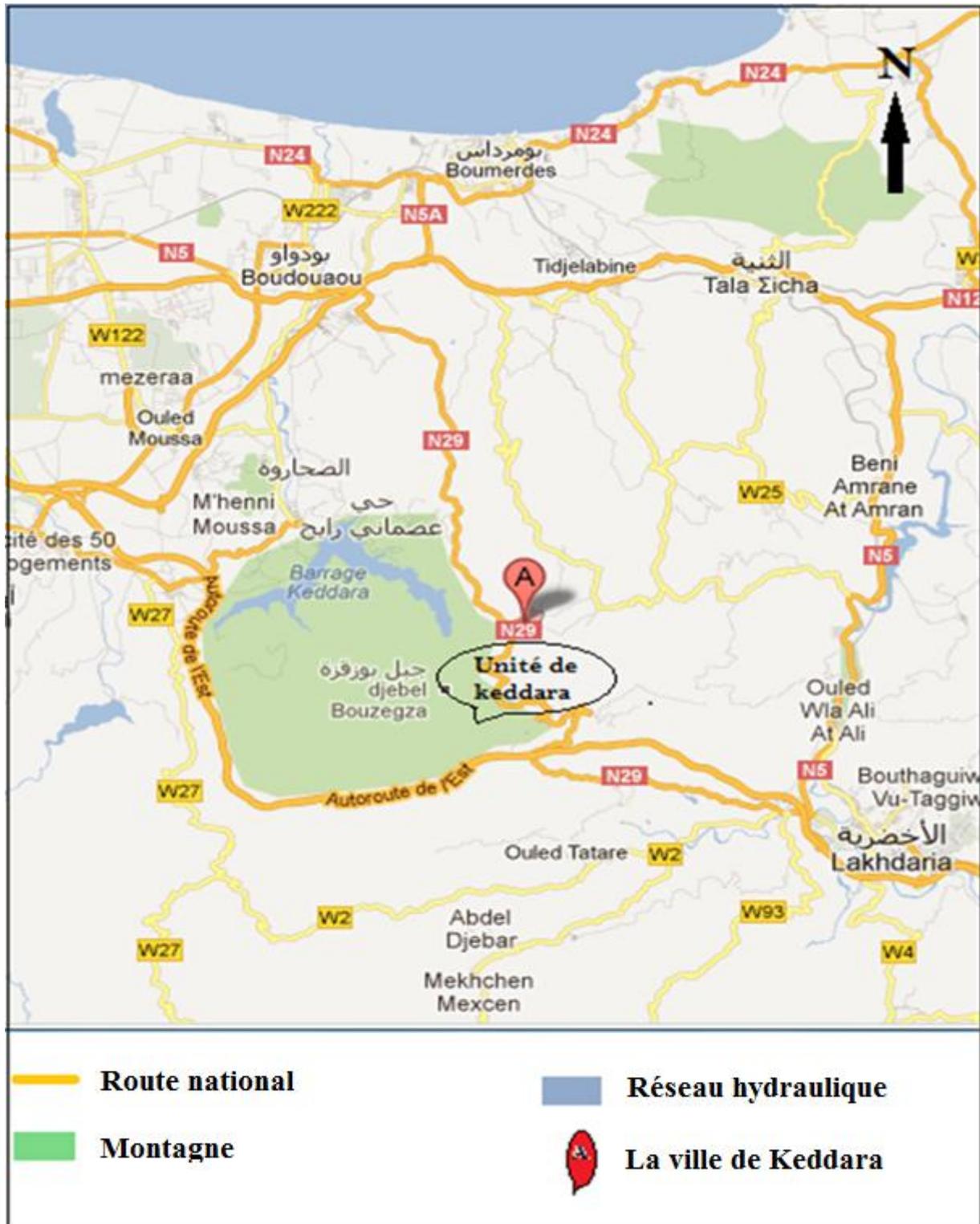


Fig.I.1 : Localisation géographique de l'unité de Keddara. [3]

(Extrait de Google Maps, Echelle : 1/50 000)

Le gisement de Keddara occupe une superficie de (65 ha). Il est délimité par les 8 points de coordonnées UTM ci-après (cf. tab I.1).

Borne	Coordonnées	
	X	Y
A	540 800	4 053 000
B	541 100	4 053 000
C	541 100	4 052 900
D	542 000	4 052 900
E	542 000	4 052 300
F	541 100	4 052 300
G	541 100	4 052 400
H	541 000	4 052 400
I	541 100	4 052 700
J	540 800	4 052 700

Tab.I.1 : Coordonnées des points du périmètre du gisement de Keddara.

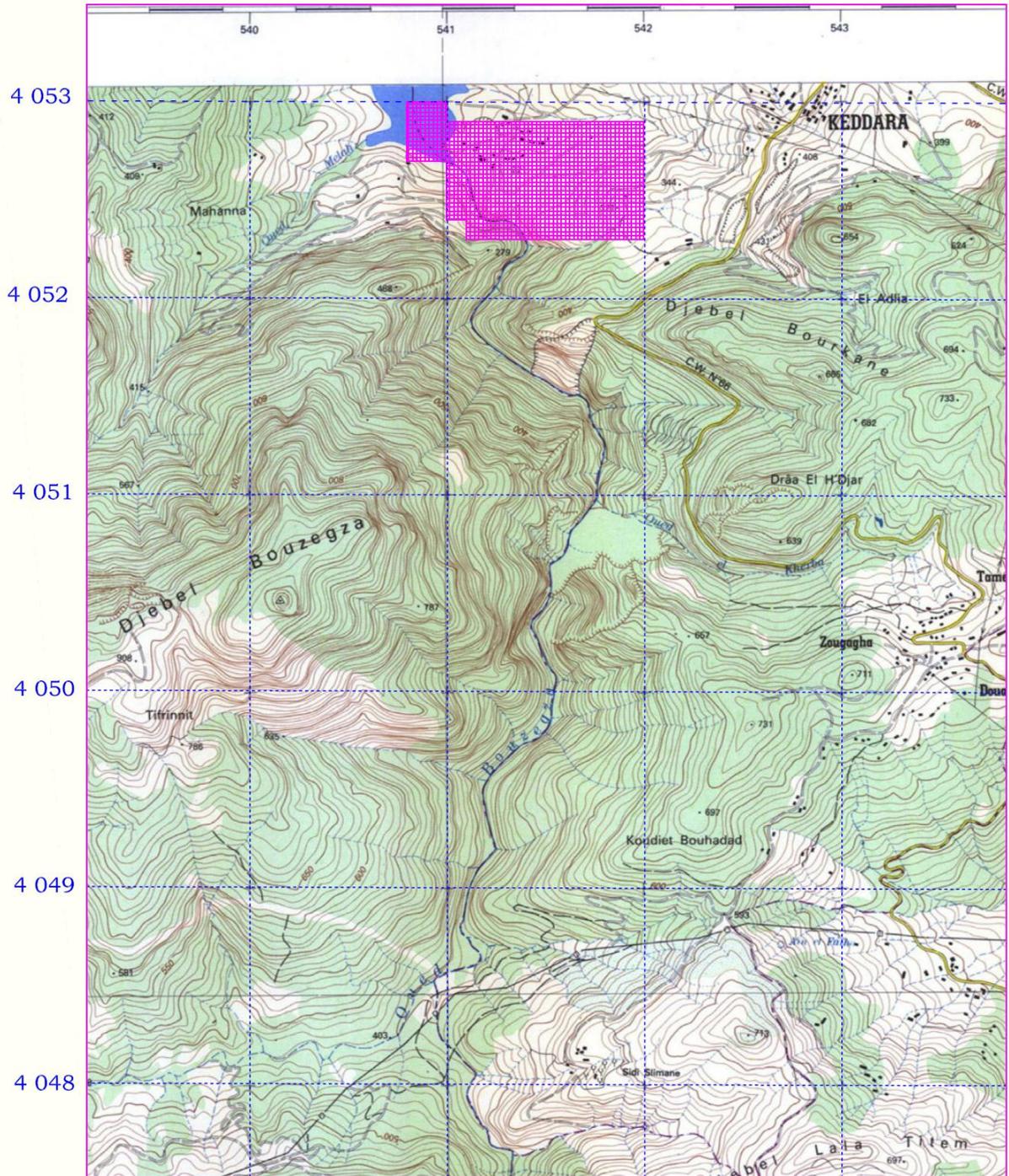


Fig.I.2 : Situation topographique du gisement de Keddara.

(Extrait de la carte topographique de la feuille de Rouiba NJ-31.IV.34 Est à l'échelle 1/ 25 000, INC).

III. Géologie régionale [1]

Les travaux de prospection détaillée du gisement de calcaire, ont été entamés pour la fabrication d'agrégats, par la Division Recherche de la Société Nationale de Recherche et d'Exploitation Minière (SONAREM)- Base Régionale centre de Tizi-Ouzou (programme de recherche élaboré pour cette division pour les années 1978-1979).

L'objectif des travaux projetés a été de préparer des réserves exploitables de roches calcaires pour alimenter la future station de granulats de grande capacité (un million de tonnes de granulats par an) sur le site de Keddara.

Les travaux de forage ont été exécutés par l'équipe d'intervention extérieure de la SONAREM. L'étude géophysique du chantier et le rattachement des sondages forés ont été menés par les spécialistes de la division recherche qui ont aussi réalisé les travaux de terrain sur le gisement.

Le gisement est associé à un bloc tectonique qui se poursuit sur 20 km en direction Nord Est constitué de calcaires, qui bute sur une faille à l'Est avec des brèches et des calcaires béchiques et au Nord des grés, des marnes et des schistes argileux.

Les calcaires d'âge Lutétien, de couleurs gris clair à gris foncé, sont en petits cristaux avec de nombreuses petites coquilles de nummulites et fortement cimentés avec les roches encaissantes.

La roche est massive avec de nombreux filonnets ramifiés de calcite blanche cristalline comportant des intervalles sporadiques de barytine à grand cristaux et parfois une masse à grains moyens de fluorine violacée pale. Les coquilles de nummulites qui constituent 80-90% de la roche sont cimentées par une calcite à grands cristaux et dolomie. Dans les calcaires, la dolomitisation s'accroît avec la profondeur.

Dans différentes parties du gisement, se trouvent des brèches tectoniques calcaires cimentées par un agrégat à gros grain de calcite, de dolomie et de barytine. La barytisation diminue avec la profondeur.

IV. Litho-stratigraphie [1]

Les formations de la région sont constituées par des séries du Précambrien, Trias, Jurassique, Crétacé, Paléogène et Quaternaire.

IV.1 Précambrien

Représenté essentiellement par une variété de schistes (phyllithes) métamorphisés, quartz séricite, chlorites, parfois intercalés par des bancs étroits de quartzites gris et gris clair, ainsi que par des calcaires gris bruns au Sud du village de KEDDARA. La puissance des dépôts dépasse 2000m.

IV.2 Trias

Très répandu dans les limites de la chaîne calcaire où on rencontre surtout des grés quartzeux, arkoses rouge. Ces terrains renferment des intercalaires de gravelites et de poudings, parfois on rencontre des couches d'argiles roses et lilas. Ces dépôts sont de 500m de puissance environ.

IV.3 Jurassique

Reconnu par le Jurassique inférieur (Lias) et le Jurassique supérieur (Malm).

- **Jurassique inférieur (Lias) :** il est subdivisé en deux unités.
 - ❖ Unité inférieure L3-6 : Constituée essentiellement par des calcaires et des dolomies massives gris clair, la puissance de cette unité est de 500m environ.
 - ❖ Unité supérieure L7-6 : Repérée sur les versants Sud de Djebel BOUZEGZA et DRASAHAR en concordance sur les calcaires argileux gris et lilas d'une puissance de 150m environ.
- **Jurassique Supérieur (Malm) :** Rencontré sous forme de petites écailles au niveau d'un grand accident sublatitudinal longeant le versant Sud de la chaîne calcaire entre les terrains du Crétacé Supérieur et du Paléogène. Il est constitué par des argiles rougeâtres avec des radiolarites siliceuses de couleur verdâtre et cerise.

IV.4 Crétacé

Il est représenté par le Crétacé inférieur et le Crétacé supérieur.

- **Crétacé inférieur :** Représenté essentiellement par des formations flychoïdes. Il est subdivisé en Néocomien-aptien et Aptien-albien.
 - ❖ Néocomien-aptien N1-5 : Représenté sous forme de bandes sublatitudinales vers l'Ouest de l'oued ISSER. Il repose sous forme d'une grande écaille représentée par une alternance régulière de couches de grés quartzeux blancs, gris et d'argilites. La puissance de cette formation est de 500 à 700m environ.
 - ❖ Aptien-albien N5-7 : Constitué de flyschs formés par une alternance régulière des grés et surtout des argilites, d'une puissance de 1000m environ.

- **Crétacé Supérieur Cénomaniens c 1-6** : Il est en contact avec les dépôts du crétacé inférieur et du paléogène. Il est surtout séparé de ceux-ci par des accidents disjonctifs. Il est représenté par des marnes schisteuses uniformes, grises et gris foncé, par endroit assez massives, d'une puissance dépassant les 1000m.

IV.5 Paléogène

Il est subdivisé en deux unités : Eocène et Oligocène.

➤ Eocène

- ❖ Eocène Moyen "Lutétien" e1-4a: Il est rencontré sous forme de blocs tectoniques, en nappes et en écaillés. Ce sont des calcaires massifs gris et gris clairs, renfermant de nombreux foraminifères. L'assise est d'une puissance de 100m environ.

Au-dessus de cette assise repose une formation flychoïde formée de grés grisâtre, alternée avec des argiles, calcaires gris et des marnes. Cette formation est d'une puissance de 100m environ.

- ❖ Eocène supérieur « Oligocène inférieur » e4b-g: C'est une formation flychoïde qui incorpore des couches de conglomérats polygéniques (jusqu'à 5m de puissance). La puissance de ces dépôts est de 600m à 800m environ.

➤ Oligocène (g)

C'est une formation de flyschs (série puissante) alternée par des grés et des marnes. Dans la partie inférieure de la coupe géologique I-I (cf. fig. I. 3) de l'assise au-dessus des marnes, prédominent les grés arkoses, calcaires polygéniques grossiers, gris, assez consistants, en gros bancs (jusqu'aux gravelites).

Dans la partie supérieure de la coupe de l'assise, il y a une alternance de bancs puissants de 5 à 10m de grés gris, calcaire, quartz micacés et de marnes micacées. La puissance de l'assise atteint 100m.

IV.6 Quaternaire (g6)

Il est représenté par plusieurs types génétiques :

- Type alluvionnaire : Se trouvant dans les lits actuels des oueds et sur les terrasses.
- Type diluvial - pluvial des creux et des versants.
- Travertins formés par les sources qui sortent en surface traversant des couches de roches carbonatées. La puissance des dépôts du quaternaire varie de 1,5 à 3m.

IV.7 Roches Intrusives

Représentées essentiellement par des métagabrodiorites et Granitogneiss.

❖ Métagabrodiorites (Ys): Ce sont des roches massives, schisteuses, en grains fins verdâtres avec des traces nettes, des modifications telles que teneur élevée en chlorite, carbonisation.

❖ Granitogneiss (X): Ce sont des roches grises à gris clair, rarement rosâtres, comportant du feldspath (jusqu'à 50-70%), du quartz (20-30%) et des micas clair.

V. Géologie locale [4]

Le gisement de Keddara occupe la dorsale de la chaîne calcaire qui se prolonge du Djebel Bouzegza à l'ouest jusqu'à Kef Marouane à l'est. Le gisement est associé à un bloc tectonique qui se prolonge sur 20 Km. Il est constitué de calcaires bréchiques de direction Nord - Est, de grés, marnes et de schistes argileux vers la direction Nord. La matière utile du gisement formant les calcaires lutétiens sont gris et gris foncés en petits cristaux avec de nombreuses petites coquilles de nummulites (1 à 2 cm). Celles-ci sont fortement cimentées avec les roches encaissantes.

La roche est massive avec de nombreux filonnets ramifiés de calcite blanche à grands cristaux. Les coquilles de nummulites constituent 80 à 90 % de la roche qui sont cimentées par une calcite à grands cristaux et dolomite. Dans les calcaires la dolomitisation diminue avec la profondeur et cède la place à une minéralisation : dolomite, calcite et sidérite, et dolomite calcite.

La SONAREM a effectuée 7 sondages au niveau du gisement de Keddara pour faire les profils géologiques Ouest – Est et Nord-Sud (cf. fig. I.3 à I.6). Un log stratigraphique de sondage S3.A est donné en annexe.

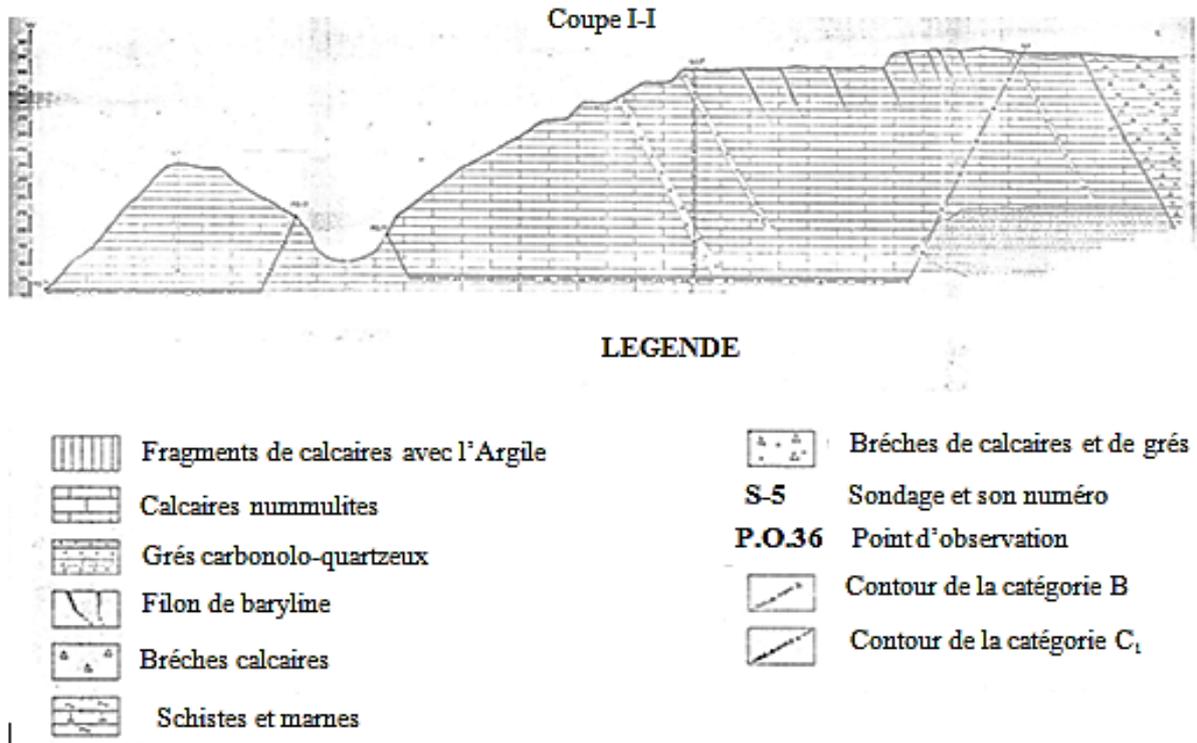


Fig.I.3 : Coupe géologique I-I. [5]

La coupe I-I est un profil géologique orientée W-E, qui est constitué principalement de calcaires nummulites, avec quelques filons de brèches calcaires et des fragments de calcaires avec l'argile. En surface on a des filons de barytine. Du côté Est de la coupe, on observe que les calcaires sont limités par les schistes et les marnes, et par les grés carbonato-quartzeux au niveau 210.

Dans cette coupe géologique, il y'a trois sondages qui sont désignés par S-1, S-3.3A et S-7.

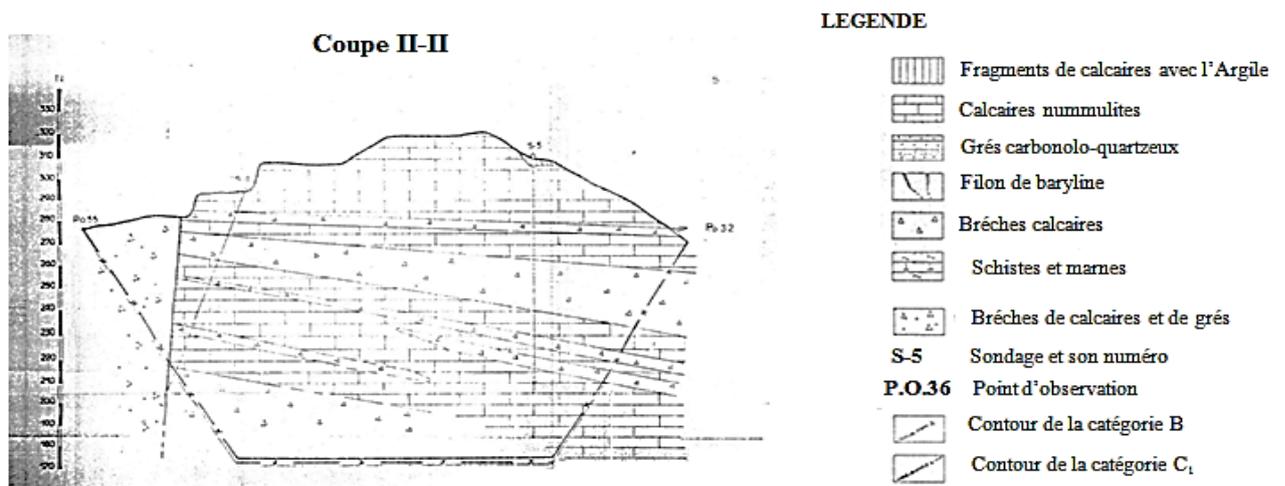


Fig. I.4 : Coupe géologique II-II. [5]

La coupe II-II est un profil géologique orientée N-S, montrant des brèches calcaires qui coupent les calcaires nummulites, et un très faible pourcentage de fragments de calcaires avec l'argile. Dans cette coupe deux sondages sont désignés par S-4 et S-5.

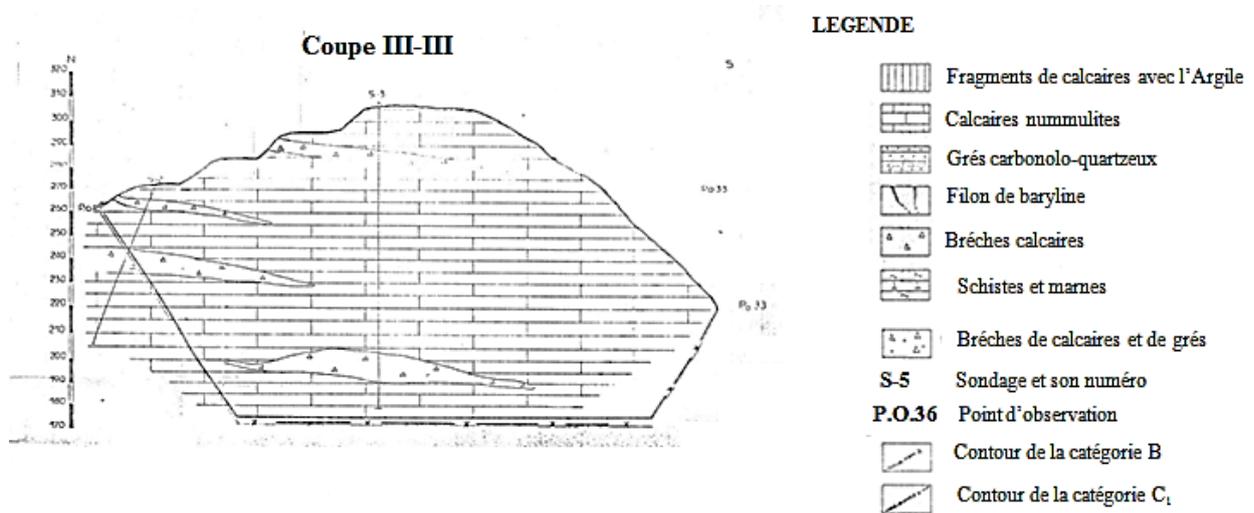


Fig. I.5 : Coupe géologique III-III. [5]

La coupe III-III est un profil géologique orientée N-S, constituée majoritairement de calcaires nummulites et quelques brèches calcaires. Dans ce profil, Il y à deux sondages qui sont désignés S-2 et S-3.

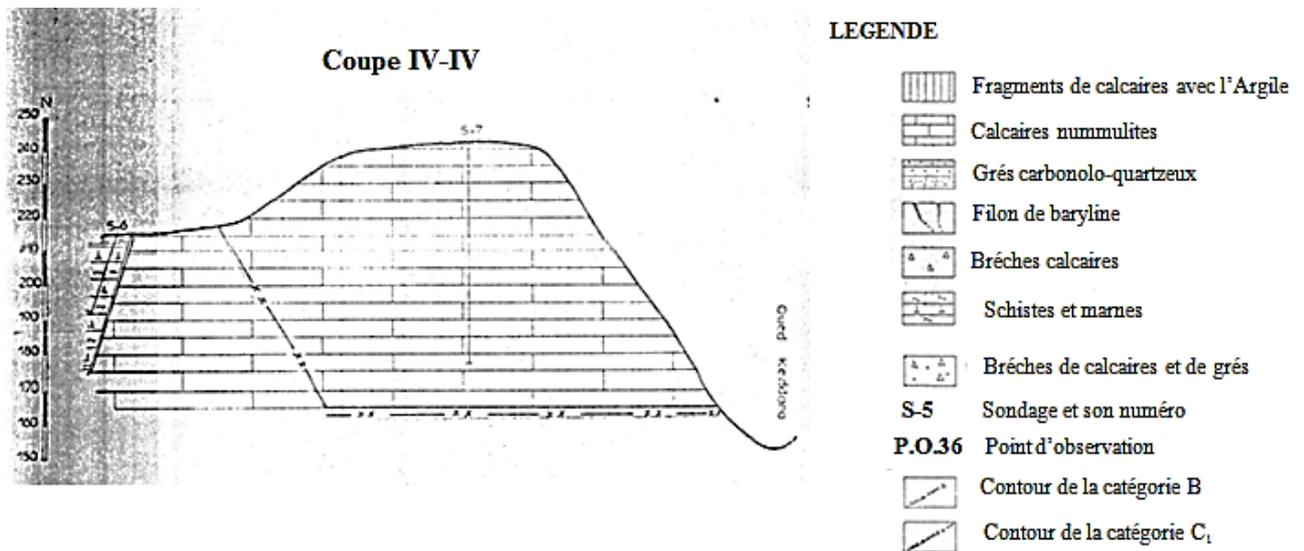


Fig. I.6 : Coupe géologique IV-IV. [5]

La coupe IV-IV est un profil géologique orientée N-S, constitué principalement de calcaires nummulites. Au Nord de la coupe on a des schistes et des marnes. Dans ce profil, il y a également 2 sondages qui sont S-6 et S-7.

VI. Tectonique [1]

On note deux types de déformations dans la région :

- ✓ Déformations souples : Elles se manifestent par un vaste dôme anticlinal à grand rayon de courbure dont l'axe est de direction Est-West.
- ✓ Déformations cassantes : Celles-ci se traduisent par des accidents s'organisant en plusieurs familles suivant leur direction.
 - Les accidents transversaux de direction NW-SE.
 - Les accidents NS qui interceptent les accidents EW.
 - Un grand accident de direction EW, situé au Nord montant en contact de la série des flysch avec les formations calcareuses.

La région est affectée surtout par des accidents discontinus, d'où on distingue deux familles de plan de failles :

- N 100° à 290°
- N 55° à 65°

Avec un pendage raide de 60° environ, on note aussi la présence de cavités karstiques généralement remplies de boue parfois très oxydées.

VII. Hydrogéologie [6]

La recherche hydrogéologique réalisée à partir de la surface et les observations effectuées dans certains trous de sondages, montrent à l'évidence qu'aucune nappe d'eau souterraine n'a été rencontrée. Un forage de 130 mètres de profondeur, réalisé au nord du gisement par les services hydrauliques de la wilaya de Boumerdès montre que l'on a affaire à une formation épi métamorphique calcaro-schisteuse bleuâtre altéré en surface (dans les 30 premiers mètres) et comprenant des fissures remplies de silice blanchâtre.

VIII. Les réserves géologiques [1]

L'évaluation des réserves est une étape cruciale et déterminante. Elle consiste à estimer le plus judicieusement possible les réserves existantes dans un gisement en se basant sur l'expérience, la connaissance du terrain et le suivi des travaux antérieurs. L'évaluation d'un géologue aguerri peut

effectivement se rapprocher de la réalité, en général la méthode utilisée est celle des coupes géologiques.

Les réserves minières du gisement de Keddara sont limitées :

- Au Nord par la présence d'une formation importante de calcaire ferrugineux.
- A l'Est par la présence de schistes et schistes argileux.
- Au Sud et à l'Ouest par les limites du périmètre minier.

En fait la partie utile appelée carrière centrale à une superficie de 12,65 ha. La quantité et la répartition des réserves sont illustrées dans le tableau I.2 ci-après.

	Réserves Géologiques tonnes	Pertes Réserves Géologiques tonnes	Réserves Exploitablees tonnes
Au 31/12/2009	12621425 (*)	4601514 (*)	8019911 (*)
Au 31/12/2011	10674711 (**)	4601514 (**)	6073197 (**)

Tab. I.2 : Les réserves géologiques et exploitables du gisement de Keddara

(*) Source : < plan de réhabilitation Keddara (février 2010) >.

(**) Source : < (*) – Extraction 2010, 2011 >.

IX. Analyse chimique et minéralogique

IX.1 Essai chimique

Cet essai a été effectué au niveau du laboratoire du CETIM sur un échantillon monolithe, le concassage a été effectué au niveau du laboratoire.

IX.1.1 Mode opératoire [7]

Ce mode opératoire concerne la détermination de la perte au feu, réalisée selon les modalités de la norme NF EN 1744-1. La masse est déterminée après des pesées successives effectuées à 1 h d'intervalle au moins, ne différant pas de plus de 0,1 %. Souvent la masse constante peut être atteinte après séchage de la prise d'essai dans une étuve réglée à $(110 \pm 5) ^\circ\text{C}$ pour une période déterminée à l'avance. Les laboratoires d'essai peuvent déterminer le temps nécessaire pour atteindre la masse constante suivant le type et la taille de l'échantillon et en fonction de la capacité de séchage de l'étuve utilisée.

IX.1.2 Résultats [2]

Les résultats obtenus sont donnés dans le tableau I.3 ci après.

Composition chimique	Teneurs %										
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	P ₂ O ₅	TiO ₂	PF
AA.12.00068	2.96	0.31	1.45	44.89	6.83	0.31	0.04	0.06	0.03	0.02	43.11

Tab. I.3 : Composition chimique de la roche calcaire de Keddara.

IX.1.3 Interprétation

La composition chimique de l'échantillon est un mélange de plusieurs éléments. Une combinaison de la chaux (CaO) avec de la silice (SiO₂), de l'alumine (Al₂O₃), de l'oxyde de magnésium et de l'oxyde de fer (Fe₂O₃) principalement. La chaux indispensable est apportée par des roches calcaires. L'alumine, la silice et l'oxyde de fer par des argiles. Les matériaux se trouvent dans la nature sous forme de calcaire, argile ou marne et contiennent, en plus des oxydes déjà mentionnés.

IX.2 Analyse minéralogique

L'analyse de l'échantillon portant le code AA.12.00068 consiste à déterminer la nature des constituants minéraux. Cette analyse a été réalisée par spectrométrie de fluorescence X.

IX.2.1 Mode opératoire

La spectrométrie de fluorescence X (SFX ou FX, ou en anglais XRF pour X-ray fluorescence) est une méthode d'analyse chimique utilisant une propriété physique de la matière, la fluorescence de rayons X. Lorsque l'on bombarde de la matière avec des rayons X, la matière réémet de l'énergie sous la forme, entre autres, de rayons X. Le spectre des rayons X émis par la matière est caractéristique de la composition de l'échantillon. En analysant ce spectre, on peut en déduire la composition élémentaire, c'est-à-dire les concentrations massiques en éléments.

IX.2.2 Résultats [2]

Les résultats obtenus sont donnés dans le tableau I.4 suivant.

Minéraux présent		Composition minéralogique (%)
Quartz	SiO ₂	3
Calcite	CaCO ₃	63.5
Dolomite	CaMg(CO ₃) ₂	32
Minéraux ferrugineux + autres	-	1.5

Tab. I.4 : Composition minéralogique de la roche.

IX.2.3 Interprétation

On remarque que la roche contient un très grand pourcentage de calcite (63,5%) ce qui veut dire qu'on a une bonne qualité de calcaire. La dolomite y est présente avec un pourcentage de l'ordre de moitié de celui de la calcite (32%) et le quartz avec des minéraux argileux dans un pourcentage global de 4,5%.

X. Paramètres physiques

X.1 Masse volumique

X.1.1 Mode opératoire [8]

La norme NF P18-554 a pour but la détermination des principes de mesure des masses volumiques, de la porosité, du coefficient d'absorption et de teneur en eau d'un échantillon de gravillon de cailloux. Elle traite les granulats d'origine naturelle ou artificielle utilisés dans le domaine du bâtiment et des travaux publics, et dont la masse volumique réelle est supérieure à 2g/cm³.

- Détermination de la masse de l'échantillon et sa teneur en eau à l'état :
 - Pesage de l'échantillon au gramme près et soit M sa masse.
- Soit M_g la masse sèche de l'échantillon.
- Détermination dans l'air de la masse sèche de l'échantillon :

- Lavage de l'échantillon sur tamis de 4mm.
 - Séchage à l'étuve à 105°C±5°C jusqu'à masse de l'échantillon imbibé.
 - Immerger l'échantillon dans l'eau pendant 24h à 20°C sous pression atmosphérique.
 - Peser l'échantillon au gramme près, après l'avoir soigneusement épongé avec un chiffon absorbant, les gros éléments étant essuyés séparément, soit M_a sa masse.
- Détermination dans l'eau de la masse de l'échantillon imbibé après la pesée précédente, mettre l'échantillon imbibé dans le panier en toile métallique, suspendre le panier au fléau de la balance, l'immerger dans l'eau à 20°C à l'aide du récipient prévu à cet effet, agiter le panier afin d'éliminer toute présence de bulles d'air avant la pesée. Pesage au gramme près, soit M'_a sa masse.
- Détermination dans l'air de la masse de l'échantillon saturé en eau. La saturation dans l'air de la masse de l'échantillon est obtenue en effectuant une désorption sous vide (trompe à eau pendant deux heures, puis en émergent dans l'eau pendant 24h à 20°C sous pression atmosphérique).

Si la porosité est inférieure à 3%, il y a lieu de laisser les échantillons immergés dans l'eau une semaine entière à la pression atmosphérique ou 24h à une pression de 10 MPa.

Peser en suite les échantillons en gramme près après l'avoir soigneusement épongé avec un chiffon absorbant, les gros éléments étant essuyés individuellement, soit M_w sa masse.

- Détermination dans l'eau de la masse de l'échantillon saturé en eau.
- Après avoir effectué la pesée citée, il y a lieu de mettre l'échantillon dans le panier, accrocher celui-ci au fléau de la balance et le plonger dans l'eau à 20°C à l'aide du récipient prévu. Agiter ensuite pour éviter les bulles d'air avant la pesée. Soit M'_w la masse de l'échantillon.

- ✓ Masse volumique réelle :

$$\rho_r = \frac{M_s}{M_a - M'_a}$$

- ✓ Coefficient d'absorption d'eau :

$$Ab = 100 \left(\frac{M_a - M_s}{M_s} \right)$$

- ✓ Masse volumique réelle imbibée :

$$\rho_{ri} = \frac{M_a}{M_a - M'_a}$$

- ✓ Porosité :

$$n = 100 \left(\frac{M_w - M_s}{M_w - M'_w} \right)$$

✓ Teneur en eau :

$$w = 100 \left(\frac{M - M'_s}{M'_s} \right)$$

X.1.2 Résultats [2]

Les résultats obtenus sont donnés dans le tableau I.5 suivant.

Code échantillon	Masse volumique réelle (t/m ³)	Masse volumique imbibée (t/m ³)	Teneur en eau (%)	Coef. D'absorption (%)	Porosité (%)
AA.12.00068	2.767	2.780	0.674	0.488	1.350
	2.765	2.778	0.668	0.476	1.370
Moyenne	2.766	2.779	0.671	0.482	1.334

Tab. I.5 : Valeurs de la masse volumique, teneur en eau, porosité et coefficient d'absorption.

X.1.3 Interprétation

On remarque que la valeur de la masse volumique réelle et celle imbibée sont tout à fait les mêmes, ce qui implique que l'échantillon n'absorbe presque pas d'eau, cela est démontré par le coefficient d'absorption qui est de faible valeur (0.482%). La roche a une faible porosité.

X.2 Masse volumique en vrac

X.2.1 Mode opératoire [9]

La détermination de la masse volumique en vrac (apparente) a été réalisée selon les modalités de la norme NF EN 1097-3.

Peser les conteneurs vides, secs et propres (m_1). Poser le conteneur sur une surface horizontale et le remplir à l'aide de la pelle jusqu'à ce qu'il déborde. Durant le remplissage du conteneur, limiter la ségrégation en appuyant sur le bord supérieur. À aucun moment le bord de la pelle ne doit être à plus de 50 mm au-dessus du conteneur.

Enlever avec soin tout excédent au sommet du conteneur en veillant à ce que la surface soit étalée de manière uniforme afin d'éviter tout phénomène de ségrégation. Nivelier la surface des granulats à l'aide de la règle, en prenant soin d'éviter tout compactage à la surface. Si cela s'avère impossible, nivelier la surface à la main en essayant autant que possible d'estimer le volume des granulats par rapport à la capacité du conteneur.

Peser le conteneur rempli et enregistrer sa masse à 0,1 % près (m_2). Soumettre trois prises d'essai à cet essai.

La masse volumique en vrac ρ_b se calcule pour chaque éprouvette selon l'équation suivante :

$$\rho_b = \frac{m_2 - m_1}{V}$$

Où :

ρ_b : est la masse volumique en vrac, en kilogrammes par mètre cube ;

m_1 : est la masse du conteneur et de l'éprouvette, en kilogrammes ;

m_2 : est la masse du conteneur vide, en kilogrammes ;

V : est la capacité du conteneur en litres.

Enregistrer la masse volumique en vrac ρ_b comme étant la moyenne de trois valeurs et l'exprimer pour les granulats courants, arrondie au deuxième chiffre après la virgule, et au troisième chiffre après la virgule pour les granulats légers.

La porosité intergranulaire v correspond au pourcentage de vides intergranulaires dans le conteneur ; il se calcule selon l'équation suivante :

$$v = \frac{\rho_p - \rho_b}{\rho_p}$$

v : est la porosité intergranulaire ;

ρ_b : est la masse volumique en vrac, en kilogrammes par mètre cube ;

ρ_p : est la masse volumique réelle en kilogrammes par mètre cube, déterminée suivant la norme EN 1097-6 et utilisant une prise d'essai provenant du même échantillon pour laboratoire.

X.2.2 résultats [2]

Les résultats obtenus sont donnés dans le tableau I.6 suivant.

Code échantillon	Volume du récipient (cm ³)	Masse échantillon (g)	Masse volumique en vrac (g/cm ³)	Moyenne (g/cm ³)
AA.12.00068	5000	6525	1.305	1.31
		6584	1.317	

Tab. I.6 : Valeurs de la masse volumique en vrac.

X.2.3 Interprétation

L'échantillon présente une moyenne de masse volumique en vrac encore appelée masse volumique apparente de 1.311 g/cm³ qui entre dans l'intervalle des normes pour une roche silico-calcaire de bonne qualité.

X.3 Poids spécifique

X.3.1 Mode opératoire

Le poids spécifique a été réalisé selon la méthode LE CHATELIER :

- ✓ On prend la prise d'essai qui est environ de 60g.
- ✓ On la sèche jusqu'à son poids constant.
- ✓ On remplit la fiole d'eau distillée jusqu'à la première graduation V₁.
- ✓ On pèse la fiole pleine d'eau P₁.
- ✓ On verse la prise d'essai dans la fiole.
- ✓ On lave la fiole des grains qui se sont fixés aux parois.
- ✓ On élimine tous les bulles d'air et on note le volume atteint V₂.
- ✓ On pèse la fiole pleine d'eau avec l'échantillon P₂.
- ✓ On calcule le poids spécifique par la formule suivante :

$$P_s = \frac{P_2 - P_1}{V_2 - V_1}$$

X.3.2 résultats [2]

Les résultats obtenus sont donnés dans le tableau I.7 suivant :

Code échantillon	Masse échantillon (g)	Volume d'eau initial (cm ³)	Volume d'eau final (cm ³)	Poids spécifique (g/cm ³)
AA.12.00068	55.0	250.0	269.9	2.764

Tab. I.7 : valeurs du poids spécifique.

X.3.3 Interprétation

On remarque que le poids spécifique est de même valeur que la masse volumique, cela est dû à la faible porosité de la roche.

XI. Paramètres mécaniques**XI.1 essai Los-Angeles****XI.1.1 mode opératoire [10]**

L'essai de Los-Angeles a été réalisé selon les modalités de la norme NF EN-1097-2. Il s'agit de faire rouler dans un tambour rotatif un échantillon de granulat mélangé à des boulets d'acier. À la fin, on évalue la quantité de matériau retenu sur le tamis de 1,6 mm.

Vérifier que le tambour soit propre avant d'y mettre l'échantillon. Placer avec précaution les boulets dans la machine, puis y introduire la prise d'essai. Remettre le couvercle et faire 500 tours à la machine, à une vitesse constante de 31 tr/min à 33 tr/min.

Verser le granulat sur un plateau placé sous l'appareil en veillant à éviter toute perte de matériau. Vider le tambour et le nettoyer soigneusement en éliminant toutes les fines, surtout autour de la plaque saillante. Enlever soigneusement les boulets du plateau en veillant à ne perdre aucune particule du granulat.

Analyser le matériau recueilli sur le plateau conformément à l'EN 933-1:1997, par lavage et tamisage au tamis à 1,6 mm. Sécher le refus à 1,6 mm à une température de $(110 \pm 5) ^\circ\text{C}$, jusqu'à obtention d'une masse constante.

Calculer le coefficient Los Angeles LA à partir de l'équation suivante :

$$LA = \frac{M_{init} - m}{M_{init}}$$

Où :

M_{init} : masse initiale de l'échantillon (5000g).

m : est la masse du refus à 1,6 mm, en grammes.

XI.1.2 Résultats [2]

Les résultats obtenus sont donnés dans le tableau I.8 suivant.

Code échantillon	Fraction utilisée (mm)	Masse initiale (g)	Masse finale (g)	Coef. Los-Angeles (%)	Moyenne (%)
AA.12.00068	10/14	5000	3986	20.3	21
	-	-	3913	21.7	

Tab. I.8 : Essai Los-Angeles.

XI.1.3 Interprétation

Les résultats des essais physico-mécaniques effectués sur des échantillons du calcaire de keddara, montrent que l'essai de Los-Angeles est dans les normes. Ceci démontre que le calcaire est de bonne qualité.

XI.2 essai micro-Deval humide

XI.2.1 mode opératoire [11]

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

Introduire dans chaque cylindre d'essai une éprouvette. Ajouter un nombre suffisant de billes d'acier pour obtenir une charge de $(5\ 000 \pm 5)$ g.

Ajouter $(2,5 \pm 0,05)$ l d'eau dans chaque cylindre. Fixer soigneusement un couvercle sur chacun des cylindres, puis les placer sur les deux arbres.

Mettre les cylindres en rotation à une vitesse de (100 ± 5) min^{-1} pendant $(12\ 000 \pm 10)$ tours. Après essai, recueillir le granulat et les billes d'acier dans un bac en prenant soin d'éviter les pertes de granulat.

Laver soigneusement à la pissette l'intérieur du cylindre et le couvercle, en recueillant l'eau de lavage.

Verser le matériau ainsi que l'eau de lavage sur un tamis de 1,6 mm, protégé par un tamis de 8 mm. Laver les matériaux sous un jet d'eau propre.

Séparer soigneusement les granulats retenus sur le tamis à 8 mm des billes d'acier, en prenant soin de ne perdre aucune des particules de granulats. Pour ce faire, il est possible de recueillir les granulats à la main ou de retirer les billes à l'aide d'un aimant.

Mettre le refus à 8 mm sur un plateau. Ajouter le refus à 1,6 mm sur le même plateau. Sécher le contenu du plateau à l'étuve réglée à (110 ± 5) °C et achever la détermination de la masse de refus à 1,6 mm conformément à la norme EN 933-1.

Enregistrer la masse m du refus à 1,6 mm au gramme près.

Pour chaque éprouvette, calculer le coefficient micro-Deval MDE à partir de l'équation suivante :

$$M_{DE} = \frac{500 - m}{500}$$

Où :

(M_{DE}) est le coefficient micro-Deval de l'essai en présence d'eau ;

m : est la masse de refus à 1,6 mm, en grammes.

XI.2.2 Résultats [2]

Les résultats obtenus sont donnés dans le tableau I.9 suivant.

Code échantillon	Fraction utilisée (mm)	Masse initiale (g)	Masse finale (g)	Coef. Micro-Deval (%)	Moyenne (%)
AA.12.00068	10/14	500	422	15.6	15,3
	-	-	425	15.0	

Tab. I.9 : Essai Micro-Deval humide.

XI.2.3 Interprétation

L'analyse sur les échantillons de calcaire (2 essais) a démontré que l'on a un coefficient Micro-Deval de 15,3%, et par conséquent que la qualité du calcaire intéressante pour un usage routier ou la confection des bétons.

XII. Conclusion

A partir des résultats obtenus dans le laboratoire du C.E.T.I.M des différents essais et on se concentrant sur les valeurs des essais Micro-Deval et Los-Angeles qui sont de 15.3% et 21% respectivement, on peut conclure que la roche de calcaire du gisement de keddara est d'une dureté assez élevée et de très bonne qualité pour plusieurs types d'utilisation comme les bétons.

CHAPITRE II :

Méthode d'exploitation

I. Introduction

L'exploitation à ciel ouvert de la carrière de Keddara est menée du niveau supérieur (284m) vers le niveau le plus bas (actuellement 212m). La hauteur des gradins est de 12 m avec une inclinaison des fronts de 85° et une largeur des banquettes en liquidation de 5 à 6 m.

II. Paramètres technico-miniers [1]

II.1 Réserves préparées et Travaux préparatoires

Dans le courant du 4^{ème} trimestre de l'année 2011, une opération de réhabilitation a été mise en œuvre et qui a consisté à la réalisation d'une banquette de 8 à 10m au niveau 236 pour diviser en deux un gradin de 24 m de hauteur. De ce fait deux gradins (224/236 et 236/248) ont vu le jour.

Ces réserves connaîtront un accroissement dans le courant de l'année 2012 en procédant à des travaux de découverte et des travaux de réhabilitation.

II.2 Programme de production 2012

En raison de la quantité d'explosif autorisée (168T/an), cette capacité est un compromis entre la production de calcaire, les travaux de découverte et le programme de reconstruction des gradins.

Ainsi :

- pour l'ébranlement des schistes de découverte (84 700 m³) il est prévu une quantité annuelle d'explosif de 20T à raison de 100g/T.
- Pour la réalisation du programme de reconstruction et notamment la reconstitution des gradins 212/224, 200/212 et 188/200 avec (02) plateformes aux niveaux 200 et 212, la quantité estimée d'explosif est de 10 tonnes.
- Pour la quantité d'explosif restante (138 tonnes) et avec une consommation spécifique de 200 g/T la production annuelle prévisionnelle sera de 700 000 T. Ces réserves seront extraites des niveaux 224,236, 248, 260, 272 et 284m.

II.3 Régime de fonctionnement de la carrière

La carrière de keddara fonctionne selon le régime suivant :

- Nombre de jours ouvrables par an326 jours /an.
- Nombre de jours ouvrables par semaine7 jours /semaine.
- Nombre de postes de travail par jour1 poste /jour.
- Nombre d'équipes de travail1 équipes.
- Nombre d'heures de travail par poste11 heures /poste (9h30 effectives).

II.4 Capacité de production

II.4.1 Capacité annuelle de production, par [t/an]

La tâche technique assignée est d'alimenter une station de production annuelle en agrégat égale à $P_a = 1\ 250\ 000$ tonnes /an.

II.4.2 Production mensuelle

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

$$P_m = \frac{P_a}{n_m}$$

Avec n_m : nombre de mois dans une année, qui est 11 mois.

$$P_m = 113\ 636\ \text{T/mois}$$

Et le volume nécessaire de la production mensuelle est :

$$v_m = \frac{P_m}{\gamma}$$

Où γ : la densité absolue (2.69 T/m³)

$$V_m = 42\ 244\ \text{m}^3/\text{mois}$$

Ce calcul n'est qu'un volume moyen de la production mensuelle à obtenir.

II.4.3 Production journalière

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

$$P_{j/p} = \frac{P_a}{N_{p/j} \times N_j}$$

N_j : nombre de jours ouvrables par année, (326j);

$N_{P/j}$: nombre de postes par jour (1 poste).

$$P_j/p = 3\ 834\ T/p$$

III. Principaux éléments du système d'exploitation [1]

III.1 Le gradin

Le gradin est la façon la plus rationnelle pour abattre la roche du massif et qui consiste en l'exécution de travaux d'extraction appropriés.

Dans les normes minières en Algérie la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m. Pour les roches du gisement de Keddara, la hauteur maximale des gradins est de 12 m ce qui est conforme à la hauteur de sécurité.

III.2 L'angle de talus du gradin

Il dépend des paramètres physico-mécaniques de la roche et des engins miniers. Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 60° et 85° ; dans notre cas un angle de talus $\alpha = 85^\circ$ a été pris.

III.3 Plate-forme de travail

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée par les dimensions des engins de chargement; du transport; ainsi que la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlèvement). Les paramètres de ce dernier dépendent des propriétés physico-mécaniques des roches; des paramètres de l'explosif (consommation spécifique); et des éléments du système d'exploitation. La largeur minimale de la plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins. Lorsque l'abattage se fait par explosif; la largeur minimale de la plate-forme est la suivante :

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z, (m)$$

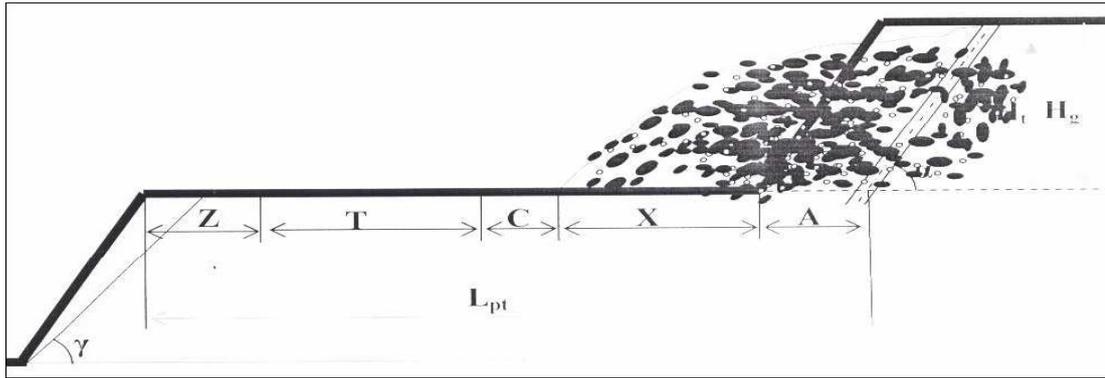


Fig.II.1: Schéma de la plate-forme de travail (abattage à l'explosif).

Avec:

L_{pt}: Largeur de la plate-forme de travail, (m).

A : Longueur de l'enlevure en massif, (m).

X : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure en massif, (m).

C : Berme de sécurité, c'est la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport, (m).

T : Largeur de la voie de transport, (m);

Z : Largeur du prisme éventuel d'éboulement, (m) ;

➤La valeur de A est déterminée par la formule suivante :

$$A = \frac{w}{\cos \beta} \quad , \quad (m)$$

W : ligne de moindre résistance = (2.5 à 3.2) m, la variation de la ligne de moindre résistance est due aux différentes structures du front d'abattage, on prend $w = 2.9$ m,

β : étant l'angle d'inclinaison de trou de mine, ($\beta = 15^\circ$) par rapport à la verticale;

Donc, **A = 3 m.**

➤La largeur X est calculée par la relation suivante :

$$X = A \left(2Kf \times \frac{H_g}{H_t} - 1 \right) = 7,7 \text{ m}$$

Kf : coefficient de foisonnement des roches, (1.6) ;

H_g : hauteur du gradin, (m);

H_t : hauteur du tas ($0.5 \div 0.9$) \times H_g, (m); et pour les calcaires $H_t = 0,9 \times H_g$

Si : H_g = 12m \Rightarrow H_t = $0,9 \times 12 = 10,8$ m

➤ La valeur de C est donnée par la formule suivante :

$$C = 0,2 \times Hg = 2,4m$$

➤ La valeur de Z est donnée par la formule suivante :

$$Z = Hg \times (\text{ctg } \alpha - \text{ctg } \gamma) = 2 m.$$

γ : l'angle de talus de gradin en liquidation, ($60^\circ - 70^\circ$), on prend $\gamma = 65^\circ$;

α : l'angle de talus de gradin en exploitation, on prend $\alpha = 85^\circ$;

➤ La largeur de la voie de transport est de :

$$T = 2A + Bc + 2b = 12.5m$$

A: la largeur du camion (=4.5m).

Bc: distance entre deux camions (m). Bc=0.7 à 1.7 ; on prend Bc=1.5m

b: la largeur de la bande de sécurité (m) b=0.4-1m ; on prend b=1m.

Donc la largeur minimale de la plate-forme est :

$$L_{pt} = 27.6 m$$

III.4 Dimension maximale des blocs abattus

La forme et les dimensions des roches abattues influent également sur le rendement des engins, la sécurité et l'efficacité des travaux miniers à ciel ouvert.

Les dimensions maximales admissibles des blocs de roches abattues se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir :

➤ De la capacité du godet de l'excavateur (E) :

Le chargement des roches abattues s'effectue avec les deux (02) engins sur pneus (une pelle KOMATSU WA600 (capacité de godet de $6m^3$) et une chargeuse CATERPILLAR 988 (capacité de godet de $7m^3$) (cf. fig. II.2).



Fig.II.2: Chargeuse Caterpillar 988

Sur la base d'une chargeuse CATERPILLAR de $E=7\text{m}^3$; la dimension maximale admise est :

$$D \leq 0,8 \times 3\sqrt{E} \quad \leftrightarrow \quad \mathbf{D \leq 1,53 \text{ m}}$$

- De la capacité de la benne du camion (V_c) :

Le transport est effectué par quatre dumpers de marque BEML de capacité 40 tonnes (cf. fig. II.3), de volume $V_c=30.5\text{m}^3$.



Fig.II.3: Dumper de carrière BEML BH 50M.

$$\mathbf{D \leq 0,5 \times 3 \times \sqrt{V_c} \quad \leftrightarrow \quad D \leq 1,56}$$

- De l'ouverture de la trémie du concasseur (b) : $b=1,25\text{m}$

$$D \leq 0,8 \times b \quad \leftrightarrow \quad \mathbf{D \leq 1 \text{ m}}$$

Les blocs de dimensions supérieures à 1 m seront considérés comme des blocs hors gabarits. Ces derniers qui sont en général de 5 à 10 % seront soumis au débitage secondaire. Le tout-venant avec une grosseur de 970 mm maximale est déversé à l'aide des dumpers dans une trémie réceptrice.

La fraction supérieure à 200 mm sélectionnée par un alimentateur passe par un concasseur primaire giratoire de marque BABITLESS type BP 38 DD, d'un débit théorique de 800t/h où elle subit une réduction à 200 mm.



Fig.II.4: Concasseur primaire giratoire Babitless BP 38 DD.

III.5 Plan de tir [1]

Le plan de tir théorique conçu lors du projet minier, présenté ci-après, a subi quelques modifications par l'ingénieur des mines chargé de l'exploitation de la carrière de Keddara. Elles sont basées sur son expérience professionnelle et suite à des tests réalisés sur le terrain.

III.5.1 Plan de tir théorique

III.5.1.1 Diamètre de trou " ϕ_t "

Le diamètre du trou sert à déterminer la quantité d'explosif par unité de longueur. Il est choisi en fonction de la granulométrie et de la hauteur du gradin. Pour une hauteur de 12 m, il est recommandé de prendre un diamètre entre 65-120mm. Le trait en bleu sur la figure II.5 indique le choix du diamètre du trou de 89mm en fonction de la hauteur du gradin qui est de 12m. Les taillants existants au niveau de la carrière ont un diamètre $\phi_t=89\text{mm}$ et $\phi_t=102\text{mm}$.

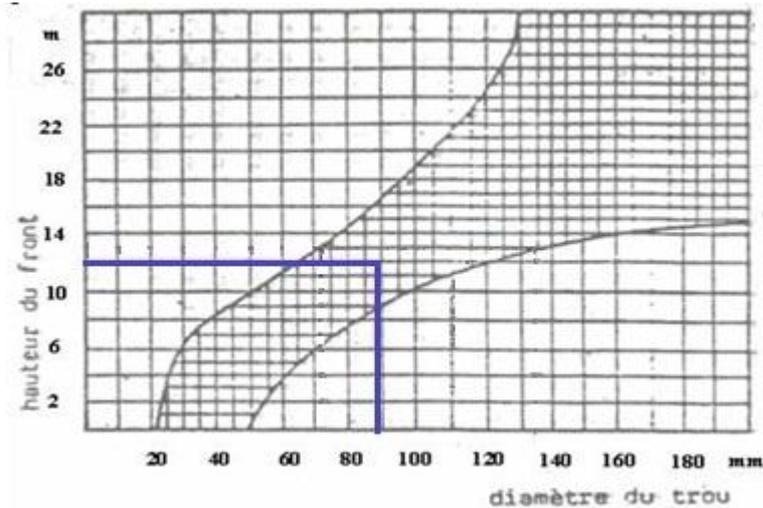


Fig.II.5: Choix du couple diamètre -hauteur de front.

III.5.1.2 Inclinaison du trou " β "

L'inclinaison du trou est un paramètre qui permet un bon foisonnement de la roche. Une inclinaison entre 10 à 20° par rapport à la verticale peut apporter les avantages suivants :

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

Une inclinaison de $\beta=15^\circ$ par rapport à la verticale correspond à un angle du talus de 75° .

III.5.1.3 Banquette maximale (Ligne de moindre résistance) " W_{\max} "

La banquette ou la ligne de moindre résistance est la distance entre le trou de la première ligne et la surface libre du gradin (comptée de l'arête supérieure). Elle dépend essentiellement du diamètre de trou (ϕ_t). On détermine la banquette maximale par la formule pratique suivante :

W_{\max} : la banquette maximale, (m).

$$W_{\max} = (40 \times \phi_t) / 1000 \text{ (m) avec } \phi_t \text{ en mm}$$

$$W_{\max} = 3.56 \text{ m.}$$

III.5.1.4 Profondeur de sous forage "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. Sa valeur est déterminée par la formule suivante :

$$L_s = 0.3 \times W_{max}; \text{ (m)}$$

$$L_s = 1.07 \text{ m.}$$

III.5.1.5 Profondeur de trou "L_t"

La profondeur du trou est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_t = \frac{H_r + L_s}{\sin \alpha}$$

Avec H_{gr} : hauteur du gradin, (m);

L_s : longueur de sous-foration, (m);

α : angle du talus, (α=85°) ;

$$\text{D'où } L_t = 13,20 \text{ m}$$

III.5.1.6 Banquette pratique "W"

Dans la pratique, on pourra rarement atteindre W_{max} et une réduction de cette valeur sera nécessaire, donc la banquette pratique est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$W = W_{max} - \left(\frac{3 \times \phi_t}{1000} + \frac{3 \times L_t}{100} \right)$$

Où : W_{max} : banquette maximale ;(m).

φ_t : diamètre de trou ;(mm).

L_t : profondeur de trou ;(m).

$$\text{Ce qui donne } W = 2,9 \text{ m}$$

III.5.1.7 Hauteur de bourrage "H₀"

L'objectif du bourrage est de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. Il est réalisé par des matériaux inertes (sable ou terre humide, argile...).

Le bourrage réalisé avec du sable fin bouche le trou afin d'empêcher la détonation à l'air libre et aussi les projections. L'expérience montre que si la hauteur de bourrage (H₀) est inférieure à W il

Il y a risque de projection des pierres de la surface avec la diminution de la fragmentation et si H_0 est supérieur à W la fragmentation sera plus grosse.

Pour ces raisons, on a :

$$H_0 = W ;(m).$$

$$H_0 = 2,9 \text{ m.}$$

III.5.1.8 Espacement entre les trous d'une même ligne "a"

L'espacement entre les trous d'une même rangée est donné par la formule suivante :

$$a = 1.13 \times W$$

Où W : la banquette pratique ;(m).

$$\text{Donc } a = 3.3 \text{ m.}$$

III.5.1.9 Espacement entre les rangées "b"

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

$$b = 0,85 \times a$$

Où a : l'espacement entre deux trous ;(m).

$$\text{D'où } b = 2,80 \approx 3 \text{ m}$$

III.5.1.10 Choix du type d'explosif

Le type d'explosif est choisi en fonction :

- ◆ Des caractéristiques du gisement : nature de la roche, fracturation du gisement, présence éventuelle d'eau dans les trous....

- ◆ De l'expérience des tirs antérieurs.

- ◆ Des considérations économiques :

- la charge de fond est constituée d'explosifs brisants en cartouches.

- La charge de colonne pourra être continue avec un explosif moins puissant, en vrac de préférence si l'absence d'eau le permet.

A partir de ces critères et 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, le choix s'est porté sur deux types d'explosifs :

TEMEX I

ANFOMIL

Pour la charge de fond avec :

Pour la charge de colonne

-Diamètre de cartouche de 65 mm;

En vrac dans des sacs de 25 kg chacun.

-Longueur de cartouche est 50 cm;

-Poids de cartouche est 2 kg.

Les caractéristiques de ces deux explosifs sont données dans le tableau II.1 suivant :

Caractéristiques	TEMEX I	ANFOMIL
Densité, (g/cm ³)	1.22	0.9
Vitesse de détonation, (m/s)	4500-5000	3000
Volume gaz, (l/kg)	confidentiel	975
Energie, (kJ/kg)	confidentiel	3000
Résistance à l'eau	Très bonne résistance	Médiocre

Tab.II.1: Caractéristiques des explosifs utilisés.

III.5.1.11 Répartition de la charge

➤ **Charge de fond (L_f)**

La concentration de la charge de fond est donnée par la formule suivante :

$$L_f = \frac{P_c \times 100}{L}$$

Où P_c : poids de la cartouche (P_c = 2 kg).

L : longueur de la cartouche (L = 50 cm).

Ce qui donne **L_f = 4 kg/m.**

➤ **Hauteur de charge de fond théorique (H_{th})**

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$H_{th} = 0.4 (L_t - H_0) \text{ (m)}$$

Où : L_t : longueur de trou ;(m)

H_0 : hauteur de bourrage ;(m)

$$H_{th} = 4.12 \text{ m}$$

➤ **Hauteur réelle de charge de fond (H_f)**

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$H_f = (N_r \times L) / 100 \text{ (m)}$$

Où L : longueur de la cartouche ($L = 50 \text{ cm}$).

N_r : nombre de cartouches, qui est donné par la formule suivante :

$$N_r \approx N_{th} = (100 \times H_{th}) / L$$

Où N_{th} : nombre de cartouches théoriques ;

H_{th} : hauteur de charge de fond théorique ;(m)

L : longueur de cartouche ;(cm)

$$\text{Donc } N_{th} = 8.24 \Rightarrow N_r = 8$$

$$\text{Par conséquent } H_f = 4 \text{ m}$$

➤ **Poids de la charge de fond (Q_f)**

Il est calculé par la formule suivante :

$$Q_f = N_r \times P_c \text{ ; (kg)}$$

Où N_r : nombre de cartouches

P_c : poids de la cartouche ($P_c = 2 \text{ kg}$)

$$\text{D'où } Q_f = 16 \text{ kg}$$

➤ **Charge de colonne (L_c)**

La charge explosive de colonne a pour but d'abattre la partie de la roche au-dessus de la charge de fond. La concentration de la charge de colonne est donnée par la formule suivante :

$$L_c = \left(\frac{D}{2}\right)^2 \times \frac{3,14 \times \rho_{exp}}{1000} \text{ kg/m}$$

Où D : diamètre de trou (mm).

ρ_{exp} : densité d'explosif ($\rho_{exp}= 0,90 \text{ g/cm}^3$)

$$L_c = 5,60 \text{ kg/m}$$

➤ **Hauteur de charge de colonne (H_c)**

Elle est calculée par la formule suivante :

$$H_c = L_t - (H_0 + H_f) \text{ (m)}$$

Où L_t : profondeur de trou (m)

H_0 : hauteur de bourrage (m)

H_f : hauteur de la charge de fond (m)

Donc $H_c = 6,3 \text{ m}$

➤ **Poids de charge de colonne (Q_c)**

Il est calculé par la formule suivante :

$$Q_c = (L_c \times H_c) + 3,14 \times \left[\left(\frac{D}{2} \right)^2 - \left(\frac{D_c}{2} \right)^2 \right] \times \frac{\rho_{exp} \times H_f}{1000} \quad ; (kg)$$

Où L_c : charge explosif de colonne (kg/m)

H_c : hauteur de charge de colonne (m)

D : diamètre de trou (D= 89 mm)

D_c : diamètre de la cartouche ($D_c= 65 \text{ mm}$)

ρ_{exp} : densité d'explosif ($\rho_{exp}= 0,90 \text{ g/cm}^3$)

H_f : hauteur de charge de fond (m)

$$Q_c = 45,72 \text{ kg}$$

➤ **Poids total d'explosif par trou (Q_{ch})**

La quantité totale de la charge d'explosif dans un trou est la somme des charges d'explosif de colonne et du pied. Par conséquent, la quantité de charge d'explosifs dans un trou est :

$$Q_{ch} = Q_f + Q_c \text{ (Kg)}$$

$$Q_{ch} = 61.72 \text{ kg}$$

➤ **Hauteur totale de la charge d'explosif dans un trou (H_{ch})**

La longueur totale de la charge d'explosive dans un trou est la somme entre la longueur d'explosif de colonne et du pied. Donc, la longueur totale de la charge d'explosif dans un trou est :

$$H_{ch} = H_f + H_c; \text{ (m)}$$

$$H_{ch} = 10.3 \text{ m}$$

➤ **Consommation spécifique d'explosif (Q_s)**

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1m^3 de roche. Le degré de 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 exigé de la fragmentation. La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$Q_s = \frac{Q_{ch} \times 1000}{W \times a \times H_{gr} \times \rho} \quad (\text{g/tonne})$$

Où Q_{ch} : poids total d'explosif par trou (kg) ;

W : banquette pratique (m) ;

a : espacement entre les trous de mine (m) ;

H_{gr} : hauteur de gradin (m) ;

γ : densité de la roche abattue ($\gamma = 2,69$) ;

$$Q_s = 200 \text{ g/tonne}$$

III.5.1.12 Volume de la roche abattue par un trou (V_{tr})

$$V_{tr} = W \times a \times H_{gr} \text{ (m}^3 \text{)}$$

W : banquette pratique (m) ;

a : espacement entre les trous de mine (m) ;

H_{gr} : hauteur de gradin (m) ;

$$\text{Donc : } V_{tr} = 114.5 \text{ m}^3.$$

Cela correspond à la quantité en masse de roches:

$$M_{tr} = V_{tr} \times \gamma = 114.5 \times 2,69 = 308 \text{ tonnes.}$$

$M_{tr} = 308$ tonnes

En récapitulant l'ensemble des valeurs déterminées précédemment dans un tableau (cf. tabII.2) et sur la base de deux tirs par mois les principaux paramètres de tir sont les suivants:

N°	désignation	Valeur	Unité
1	Ligne de moindre résistance	3.56	m
2	Profondeur du sous forage	1.07	m
3	Profondeur du trou	13.20	m
4	Ligne de moindre résistance pratique	2.90	m
5	Espacement entre les trous de mines	3.3	m
6	Espacement entre les rangées	3	m
7	Charge d'explosif de fond	4.0	Kg/m
8	Hauteur de charge de fond	4.0	m
9	Poids de charge de fond	16.00	Kg
10	Poids de charge de colonne	45.72	Kg
11	Hauteur de bourrage	2.9	m
12	Poids total d'explosif par trou	61.72	Kg
13	Consommation spécifique d'explosif	200	g/T
14	Quantité de roche abattue/trou	308	T
15	Nombre de trou par volée	56	/
16	Nombre de volée	2	/
17	Nombre total de trous	112	/
18	Volume de roche abattue	34500	T

Tab. II.2: Paramètres principaux de tir (Plan de tir théorique).

Avec : Hauteur du gradin $H_g = 12\text{m}$.

Angle du talus du gradin $\alpha = 85^\circ$.

Diamètre du trou $\phi_t = 89\text{mm}$.

Densité de la roche $\gamma = 2,69$.

III.5.1.13 Schéma du plan de tir

Le schéma suivant (cf. fig.II.6) montre le plan de tir théorique pour le gisement de Keddara, qui a été conçue en utilisant les paramètres calculés précédemment. Mais ce schéma à quelque défaut

comme la hauteur du trou qui est normalement en théorie et en pratique de 13.20m et non pas 15m, aussi le bourrage intermédiaire qui figure sur ce schéma qui réellement n'existe pas sur le terrain.

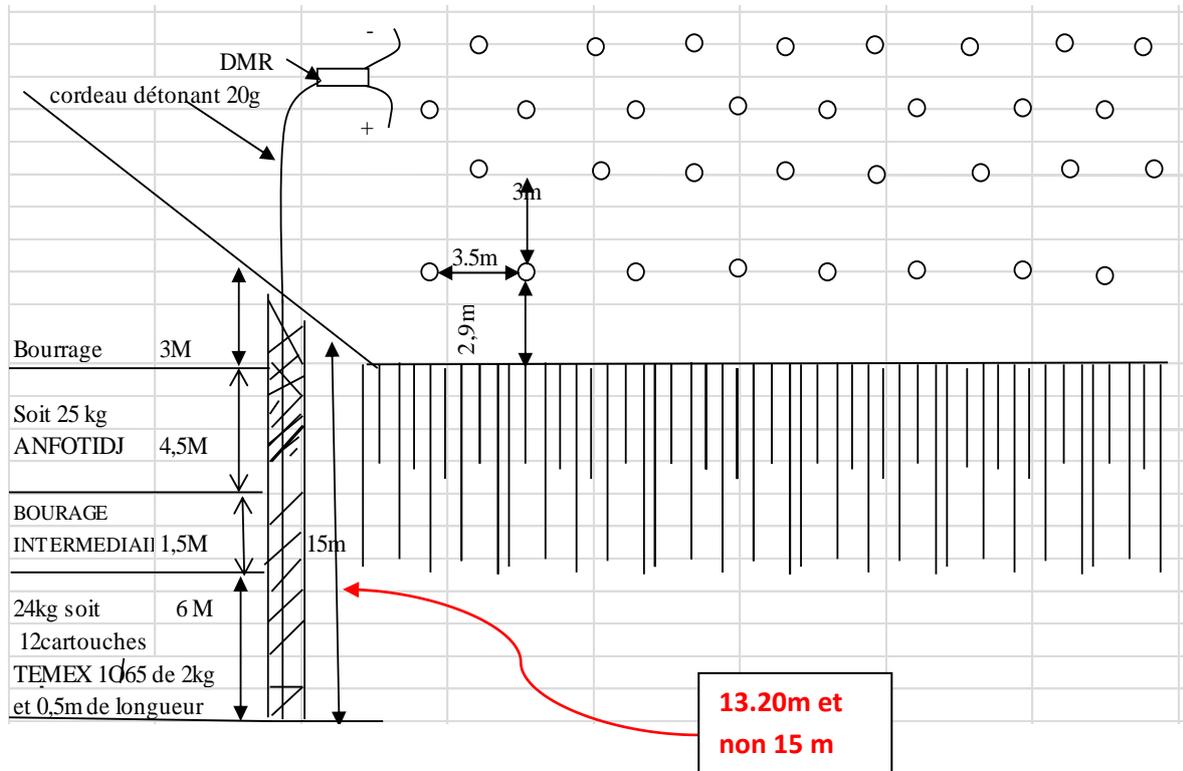


Fig.II.6 : Schéma de chargement des trous de la volée. [12]

III.5.2 Plan de tir pratique

Durant le stage effectué au niveau de l'unité de Keddara, nous avons remarqué que les paramètres théoriques calculés lors de la conception du plan de tir n'étaient pas les mêmes que ceux utilisés sur le terrain, parmi lesquels on peut citer:

➤ **Inclinaison du trou " β "**

Une inclinaison de $\beta=10^\circ$ par rapport à la verticale correspond à un angle du talus de 80° .

➤ **Banquette pratique "W"**

La banquette présente sur le terrain est voisine de celle calculée théoriquement. On a :

$$W_{réelle}=3m$$

➤ **Hauteur de bourrage " H_0 "**

Théoriquement $H_0=2.9m$ mais en réalité le bourrage varie entre 2m et 30cm et parfois il n'y a pas de bourrage.

➤ Espacement entre les trous "a" et les rangées "b"

L'espacement réel qui est sur le terrain est tout à fait différent de ce qu'a été calculé

$$a_{th} = 3,5m \text{ et } a_{réel} = 3m.$$

$$b_{th} = 3m \text{ et } b_{réel} = 2,5m.$$

On remarque qu'il y a une différence de 50cm de chaque côté de la maille, qui normalement favorise l'extraction de toute la volée sans avoir le pied de gradin.

➤ Le choix de type de l'explosif

Le choix de l'explosif dépend des paramètres physico-mécaniques de la roche mais pour la carrière de Keddara celui-ci est imposé par l'ONEX pour raison de sécurité nationale. L'ONEX exige à ALGRAN d'utiliser deux types d'explosifs qui sont le Temex I et l'Anfomil de moindre puissance et avec le temps ils perdent de leur efficacité. Pour ces raisons l'unité a un grand problème au niveau du plan de tir. Celui-ci fait apparaître un pied mal dégagé et des grands blocs rocheux.

➤ Répartition de la charge sur le terrain

La majeure partie du problème est dans la répartition des charges sur le terrain, qui est entièrement différente du cas théorique. Avant 2009, l'unité de Keddara utilisait tous types d'explosif voulu. A partir de 2009, l'ONEX a exigé à ALGRAN d'utiliser le Temex I comme explosif principal. Au tout début, ils utilisaient 2 cartons de Temex I par trou (l'équivalent de 48Kg), ce qui fait 12m de charge linéaire.

En 2010, l'unité a recruté un nouveau chef d'exploitation qui a fait des changements au niveau du plan de tir et a ajouté un deuxième explosif de type Anfo qui est autorisé par l'ONEX. Le chef d'exploitation a utilisé cette méthode car pour lui elle présente 2 principaux avantages qui sont : réduire les coûts et améliorer la blocométrie. Dans chaque trou, il utilise 1 carton de Temex I l'équivalent de 24Kg et 1 sac d'Anfo de 25Kg, ce résultat a été obtenu de son expérience dans le domaine et après quelques tirs effectués sur le terrain.

➤ La mise à feu

Au niveau de la carrière lorsque nous avons assisté à des tirs miniers on a pu remarquer qu'avant chaque tir on procédait à un tir simultané du pied (cf. fig. II.7) et du gradin supérieur qui est strictement interdit par la loi minière et cela faisait apparaître un nouveau pied d'une moyenne de 4m.

Ils utilisent des détonateurs DEI avec les cordons détonants ce qui fait apparaître une mauvaise blocométrie, avec une technique d'amorçage latérale (détonateurs en surface) et un branchement en série en quinconce avec plusieurs détonateurs qui détonnent en même temps et cela à cause de la limitation du nombre de numéros des détonateurs qui s'arrête à 12, aussi due à la limite de la longueur du fil du détonateur, les ouvriers ajoutent un fil électrique entre deux DMR ou bien DEI ce qui est interdit au cas où ils ne sont pas bien branchés alors on aura un tir raté.

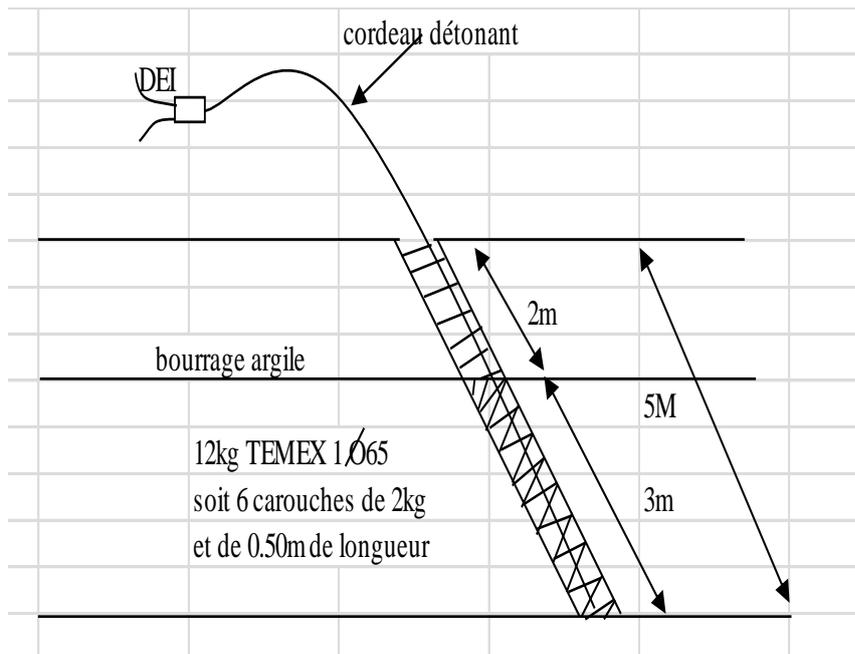


Fig.II.7 : Schéma de chargement des trous du pied. [12]

La figure II.8 ci-dessous montre l'amorçage du tir en série du pied et de la volée par un seul exploseur.

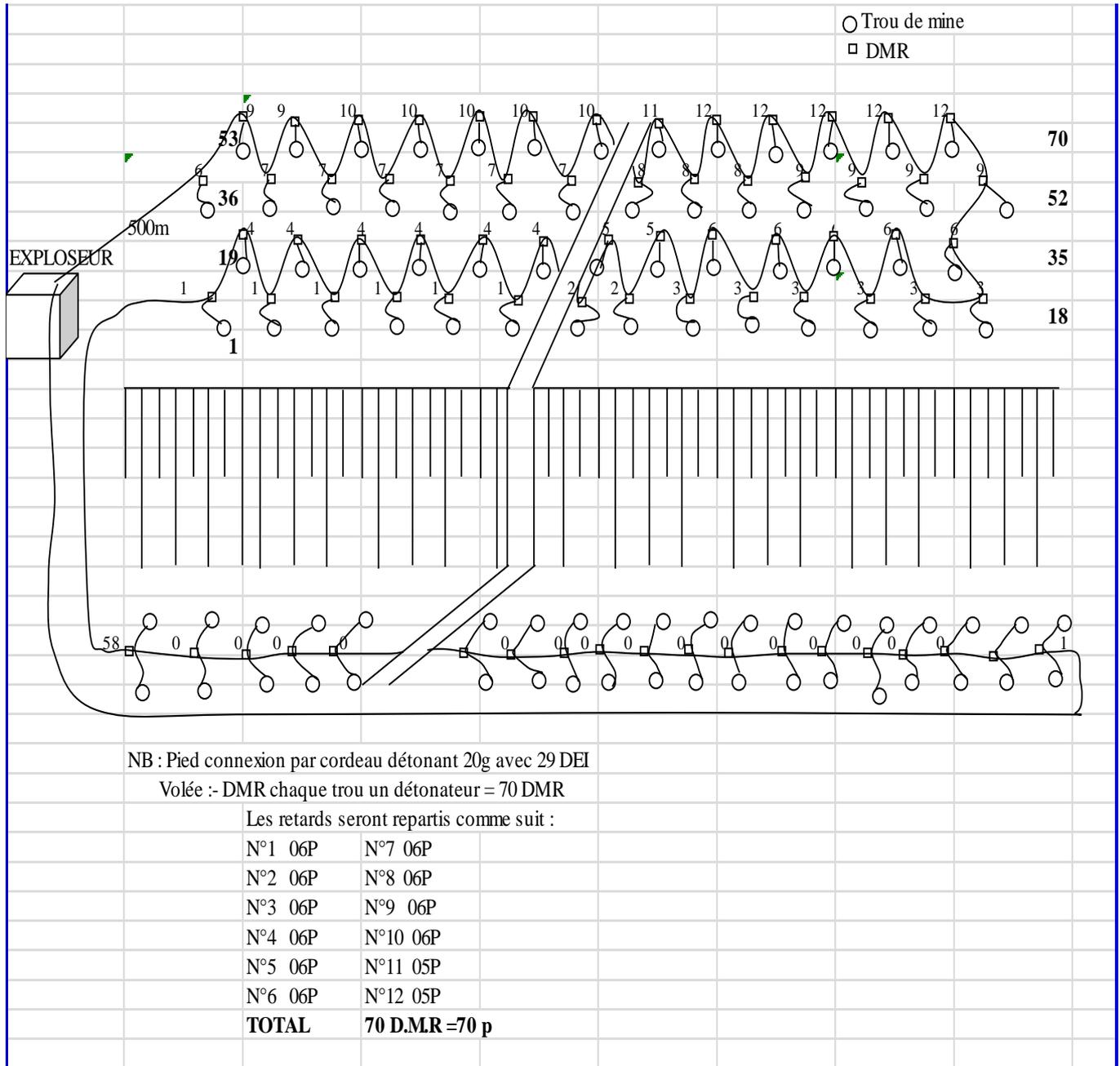


Fig.II.8 : Schéma de raccordement électrique de la volée et du pied. [12]

IV. Comparaison entre le plan de tir théorique et pratique

Une synthèse des valeurs théoriques et pratiques des paramètres du plan de tir a été faite en dressant un tableau comparatif (cf. tableau II.3). Il montre en effet une différence dans les paramètres géométriques de base et les quantités d'explosifs nécessaires que ce soit pour la charge de fond ou la charge de colonne.

Paramètres du plan de tir	Théorique	pratique
Banquette max	3.56m	3m
Profondeur du sous forage	1.07m	1.07m
Profondeur du trou	13.20m	13 à 14m
Banquette pratique	2.90m	3m
Espacement entre les trous	3.30m	3m
Espacement entre les rangées	3m	2.5m
Charge explosif du fond	4Kg/m	4Kg/m de Temex I 1 à 2Kg/m d'Anfomil
Hauteur de charge du fond	4m	4m
Poids de charge du fond	16Kg	20 à 24Kg
Poids de charge de colonne	45.72Kg	25 à 29Kg
Hauteur du bourrage	2.90m	2 à 0m
Poids total d'explosif par trous	61.72Kg	49Kg

Tab. II.3 : Valeurs des paramètres de tir théorique et pratique.

V. Conclusion

Après le stage pratique que nous avons fait à l'entreprise au niveau de l'unité de Keddara et assiste à des tirs, on a remarqué que les règles de l'art minier n'ont pas été respecté. Le plan de tir théorique est différent de celui pratiqué sur le terrain et avec une technique d'amorçage latérale, un branchement en série en quinconce avec plusieurs détonateurs qui détonnent en même temps, les ouvriers ajoutent un fil électrique entre deux DMR ou bien DEI ce qui est interdit, le tir de la volée et du pied se fait en même temps alors que c'est déconseillé. C'est pour ces raisons là qu'ils ont des problèmes du pied et de la mauvaise granulométrie.

CHAPITRE III :

Optimisation du plan de tir

I. Introduction

Une tentative d'adaptation du schéma de tir aux exigences du chantier aurait pu être réalisée expérimentalement. Toutefois, une telle méthode aurait imposé un nombre d'essais important, incompatible avec la durée du chantier expérimental où des modifications importantes du plan de tir seraient faites sans garantir de trouver rapidement une solution acceptable, voire en prenant des risques vis-à-vis de l'environnement (en matière de projections par exemple). Une autre solution consistait à simuler différentes hypothèses de tir à l'aide d'un logiciel adapté (en l'occurrence **DELPAT V 3.0** 1995). C'est cette dernière voie que nous avons entreprise pour apporter une amélioration à la blocométrie obtenue à la carrière de Keddara.

Les paramètres nécessaires à la simulation sont :

- ❖ Les caractéristiques du massif : caractéristiques mécaniques, fissuration.
- ❖ La géométrie du tir : hauteur du front, diamètre du trou, inclinaison, déviation de la foration.
- ❖ Les caractéristiques des explosifs : nature, densité, vitesse de détonation, énergie.
- ❖ Les coûts des explosifs, foration, amorçage.

A partir des paramètres listés précédemment, le logiciel peut simuler un tir, c'est-à-dire, pour une maille déterminée, donner une estimation de la granulométrie d'abattage.

La mesure de la taille des fragments de roche abattue est très importante afin d'évaluer l'efficacité des travaux de dynamitage et l'opération de production. Il existe plusieurs méthodes de mesure de la distribution de taille et se répartissent en deux grandes catégories: Méthode directe et des méthodes indirectes.

L'analyse par le tamis est une méthode directe et précise pour mesurer la taille de la distribution. Bien qu'elle soit la technique la plus précise parmi les autres, elle n'est pas pratique pour une telle ampleur en raison d'être à la fois coûteuse et prends beaucoup de temps. Pour cette raison, des méthodes indirectes qui sont des méthodes d'observation, empirique et numérique ont été développées.

Les techniques récentes d'évaluation de la fragmentation à l'aide de programmes de traitement d'images numériques permettent l'octroi rapide et précis de la taille de fragmentation et d'évaluation de la distribution. Les logiciels d'images numériques ont été développés dans les années 1990 et à l'heure actuelle, ils sont des outils mondialement acceptés dans l'industrie minière. Son principal avantage est qu'il peut être utilisé sur une base continue, sans affecter le cycle de production, ce qui le rend le seul outil pratique pour l'évaluation de la fragmentation. Parmi les

logiciels de traitement d'images numériques il y a **SPLIT-DESKTOP v3.0** que nous avons utilisé pour notre projet.

II. Abattage à l'explosif [17]

Ce chapitre présente une rapide introduction sur les facteurs d'abattage qui concernent la production des granulats. Le processus de fragmentation est brièvement décrit puis le réglage des tirs pour les granulats est présenté, de même que des mesures concrètes souvent utiles pour maximiser le rendement en granulats.

L'objectif de toute conception d'un tir d'abattage est de produire des blocs dont la taille et la forme faciliteront les opérations ultérieures et minimiseront les coûts totaux.

Le réglage du tir d'abattage est un processus important qui doit garantir la fragmentation souhaitée. Il y a cependant beaucoup de difficulté à surmonter notamment parce qu'il existe de nombreux facteurs qui affectent la fragmentation et qui ne sont pas contrôlables (essentiellement géologiques).

➤ Ces facteurs non maîtrisables sont :

- ✓ L'espacement et l'orientation des discontinuités (stratification, joints, failles, fragilités locales) ;
- ✓ La résistance et la déformabilité (liées au type de roche et à ses caractéristiques d'altération) ;
- ✓ La densité, la porosité, la perméabilité ;
- ✓ La présence d'eau dans les trous de mines, dans les fractures et les joints ;
- ✓ Les variations spatiales de la géologie et des types de roches en général ;

Ces facteurs sont essentiellement des caractéristiques géologiques des massifs rocheux ou bien découlent de l'altération. Bien que non maîtrisables, ils peuvent généralement être mesuré et leur effets pris en compte lors de la conception ou du réglage du tir d'abattage.

➤ Ces facteurs maîtrisables :

- ✓ Les propriétés et les méthodes de détonation des explosifs utilisés, y compris la séquence de tir ;
- ✓ La conception du tir d'abattage (configuration et plan de foration) ;

Pour être réussie, l'abattage doit avoir des objectifs clairement définis tels que la blocométrie requise du matériau abattu, la facilité de manutention des matériaux abattus, une perturbation minimale dans la poursuite de l'exploitation...etc.

Une compréhension théorique du processus de fragmentation est requise ainsi que la connaissance des caractéristiques de la roche, des effets de l'utilisation de différents explosifs et techniques de détonation et des contraintes environnementales. L'expérience et l'expertise du mineur combinent tous ces éléments, parfois à l'aide d'un logiciel d'abattage. Pour ce qui concerne spécifiquement l'abattage pour la production de granulats, les principaux objectifs de la fragmentation sont :

- ✓ L'abattage pour améliorer le rendement en petits blocs dans les fronts de carrières de granulats, spécialement réservés à cet usage ;
- ✓ L'abattage pour réduire le rendement en gros blocs dans ces carrières ;

II.1 Processus de fragmentation [17]

La figure III.1 illustre la manière dont la stratification, la fissuration et les autres discontinuités in situ découpent le massif rocheux en blocs présentant des distributions de formes et de tailles prédéfinies avant l'abattage.

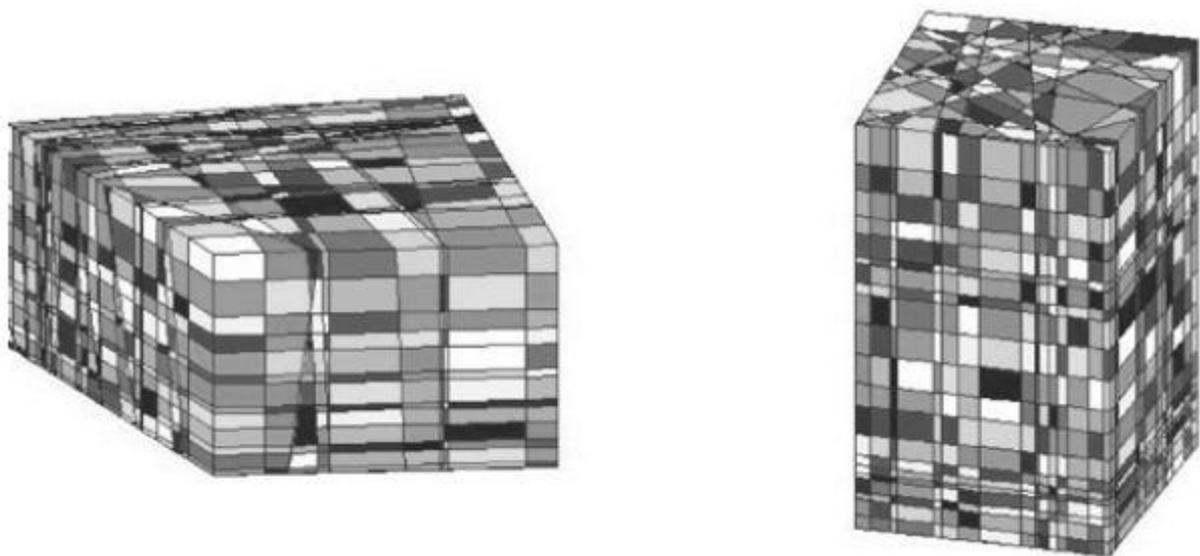


Fig. III.1 : Dissection informatisée de massifs rocheux.

La libération concentrée d'énergie provenant des explosifs confinés dans des trous de mine transforme l'IBSD (In Situ Block size distribution) en une BBSD (Blasted Block Size Distribution)

de matériaux plus fins. L'élévation secondaire de la pression de gaz induite par l'explosion et la transmission d'une onde de choc entraîne un écrasement par compression à proximité du trou, une fracturation par traction radiale et une fissuration par décollement sous l'effet de la traction sur les fronts libres.

La fracturation et la fragmentation sont accompagnées d'une circulation de gaz dans les fissures, ce qui accroît encore leur volume. Les gaz, aidés par la gravité, poussent les blocs du front de taille vers le tas abattus. La capacité à atteindre la BBSD (Blasted Block Size Distribution) souhaitée dépend de la connaissance de l'IBSD (Blocométrie In Situ), de la résistance et de la persistance des discontinuités naturelles et :

- ✓ D'autres facteurs incontournables (voir plus haut) qui conditionne l'abattabilité du massif ;
- ✓ De l'énergie explosive mobilisée dans le tir ;

II.2 Réglage du tir pour les granulats [17]

Un tir d'abattage pour granulats a pour objectifs de minimiser les tailles de gros blocs, la fragmentation secondaire est onéreuse en maintenant la BBSD (Blasted Block Size Distribution) moyenne à moins de 10% des blocs supérieurs à 3 tonnes environ (ce qui revient à estimer une arête cubique de 1m pour un poids volumique de 2,7 T/m³). Il faut aussi veiller à limiter le pourcentage de roches réduites par une énergie d'explosion excessive à des particules fines inutilisables. En règle générale une charge spécifique de 0.4 à 0.7 Kg/m³ est utilisée en deux ou trois rangées de tir pour une fragmentation suffisante.

La clé de l'évaluation du potentiel en granulats et enrochement des nouvelles carrières dédiés est la prévision de la distribution des tailles des blocs abattus (BBSD - Blasted Block Size Distribution) ; cela s'applique aussi à l'adaptation des carrières de granulats à la production d'enrochement. Les approches modernes de la modélisation d'abattage, appliquée de plus en plus à l'abattage pour les granulats et les minerais, requièrent une estimation de la blocométrie du massif rocheux après abattage.

III. Le logiciel d'optimisation du tir : Delpat V 3.0 1995

La version d'évaluation de Delpat est développée dans le langage de programmation Microsoft Visual Basic. La base de données a été structurée en utilisant le système Microsoft Access et s'applique en multi utilisateur avec une connectivité de base de données ouverte pour le stockage et le traitement des informations de forage et de dynamitage. L'interface "utilisateur" du

logiciel permet de faire entrer les données dans une fenêtre où sont regroupés les paramètres du plan de tir, la taille de blocs voulue et les paramètres économiques.

Après avoir fait entrée tous les paramètres du plan de tir, on obtient les paramètres de sortie suivants :

- Distribution de la taille des blocs avec estimation en pourcentage.
- Le plan géométrique du forage (espacement entre les trous d'une même ligne et les rangées) et la distribution de la charge dans un trou de mine.
- Les coûts des divers modèles de conception (foration et explosifs).

III.1 principe de fonctionnement

Le logiciel étudie la relation qui existe entre les dimensions des blocs (en %) passant les différentes tailles des mailles et les paramètres de tir. La prédiction des distributions de taille des blocs est basée sur la formule de Kuznetsov et Rosin-Rammler. Le calcul du plan de tir conduit à fournir une feuille de résultat dans laquelle sont regroupés les paramètres de la maille ainsi que ceux de la répartition de la charge dans le trou et également une fonction de calcul économique pour les couts relatifs au forage et l'abattage.

III.1.1 Equation de Kuznetsov [17]

$$X_0 = A * (V/Q)^{0.8} * Q^{0.167} * (E/115)^{0.633}$$

Où :

V : Volume de roches abattu par trou (m³)

Q : Charge par trou de mine (Kg)

E ou RWS : Puissance relative de l'explosif ou Relative weight strength (ANFO : E=100, TNT=115).

Q/V : Charge spécifique (Kg/m³), une mesure générale de la puissance explosive du tir.

A : coefficient du massif

A	Dureté et état de la roche
1	Roche tendre
7	Roche moyenne
10	Roche dure fortement fracturée
13	Roche dure faiblement fracturée

Tab. III.1 : Coefficient du massif.

III.1.2 Le modèle de Kuz-Ram [14]

Kuz-Ram est la combinaison des équations de Kuznetsov et de Rosin-Rammler, et le modèle empirique de fragmentation. Depuis son introduction par Cunningham, le modèle de Kuz-Ram a été utilisé par beaucoup d'ingénieurs de mine pour prédire la fragmentation des roches résultant de tir et beaucoup de chercheurs ont essayé d'améliorer ce modèle de Kuz-Ram pour la prédiction de fragmentation (Cunningham, 1983 et 1987).

Cunningham élaborera le modèle, ci-après, dit modèle de Kuz-Ram:

$$F(X) = 1 - e^{-\ln(2) \times \left(\frac{X}{X_0}\right)^n}$$

$$n_{RRD} = \left(2.2 - 14 \frac{B}{d}\right) \left[0.5 \left(1 + \frac{S}{B}\right)\right]^{0.5} \left(1 - \frac{W}{B}\right) \left[\text{abs}\left(\frac{BCL - CCL}{L}\right) + 0.1\right]^{0.1} \frac{L}{H}$$

Avec :

F(x) : fraction des passants à travers le tamis ;

X : ouverture du tamis ;

d : diamètre du trou de mine (mm) ;

W : écart type de forage de précision (mm) ;

n_{RRD} : coefficient caractérisant la forme de la courbe (en général n varie de 0,8 à 2,2).

L = longueur de la charge totale (m).

B : banquette, (m);

H : hauteur du gradin, (m);

S : espacement des trous de mine (m);

BCL : hauteur de la charge de pied (m);

CCL : hauteur de la charge de colonne par trou (m);

X_0 : dimension moyenne des blocs;

abs (x) = opérateur « valeur absolue de x ».

IV. Le logiciel de traitement numérique des images : Split-Desktop

IV.1 Principe de fonctionnement [15]

Split système est un programme de traitement d'image conçu pour calculer la distribution de taille des fragments de roche à travers l'analyse d'image numérique en niveaux de gris. Les images numériques en niveaux de gris peuvent être acquises manuellement grâce à l'utilisation d'un appareil photo numérique, ou par la capture d'image individuelle d'une vidéo ou par le biais de photographies numérisées ou bien scannées.

Le logiciel Split est le résultat de plus de neuf années de recherche et développement à l'Université de l'Arizona. Les programmes originaux du logiciel Split ont été écrits au moyen de modifications du code source au NIH (National Institutes of Health) image, un programme du domaine public de traitement d'image développé par Wayne Rasband à l'institut national de la santé (NIH) aux Etats-Unis.

Il existe deux formats du système Split, l'un est entièrement automatisée et fonctionne en continu sur les images prises à partir d'un convoyeur à bande. L'autre est le logiciel Split-Desktop qui se réfère à l'utilisateur-assistée en version hors-ligne des programmes de Split qui peut être opérant sur les images enregistrées.

Le sujet de ces images peut être un tas de fragments de roche, un camion de transport, un tas de lixiviation, une décharge de déchets, des stocks de stériles, une bande transporteuse, ou tout autre endroit où des images claires de fragments de roche peuvent être obtenues. Une fois les images ont été prises et enregistrées dans un ordinateur, le logiciel Split-Desktop dispose de cinq étapes progressives pour analyser chaque image.

La première étape dans le programme permet de déterminée l'échelle pour chaque image prise dans le domaine. La deuxième étape exécute la délimitation automatique des fragments dans chacune des images qui sont traitées. La troisième étape permet d'éditer la délimitation des fragments pour assurer l'exactitude des résultats. La quatrième étape comprend le calcul de la distribution de la taille sur la base des fragments délimités. Enfin, la cinquième étape porte sur le graphe et les sorties diverses pour afficher les résultats de la distribution de taille.

IV.2Analyse du tir minier du 14/05/2012

Le 14/05/2012 à l'unité de Keddara, un tir minier a été effectué avec les paramètres habituels. Nous avons pris des échantillons d'images et analysé toutes les photos avec le logiciel SPLIT-DESKTOP. Pour notre étude nous avons sélectionné trois photos (cf. figures III.1 a, b, c).



Fig. III.2 : Blocométrie obtenue après le tir du 14-5-2012 à Keddara.

Un traitement numérique des images avec le logiciel SPLIT-DESKTOP v3.0, en utilisant un volume comme repère d'échelle de 15cm de longueur (la sacoche de l'appareil photo sur les images a ou b). Après que le logiciel ait analysé les images, nous obtenons une courbe de distribution des blocs combinés entre les trois photos (cf. fig. III.3).

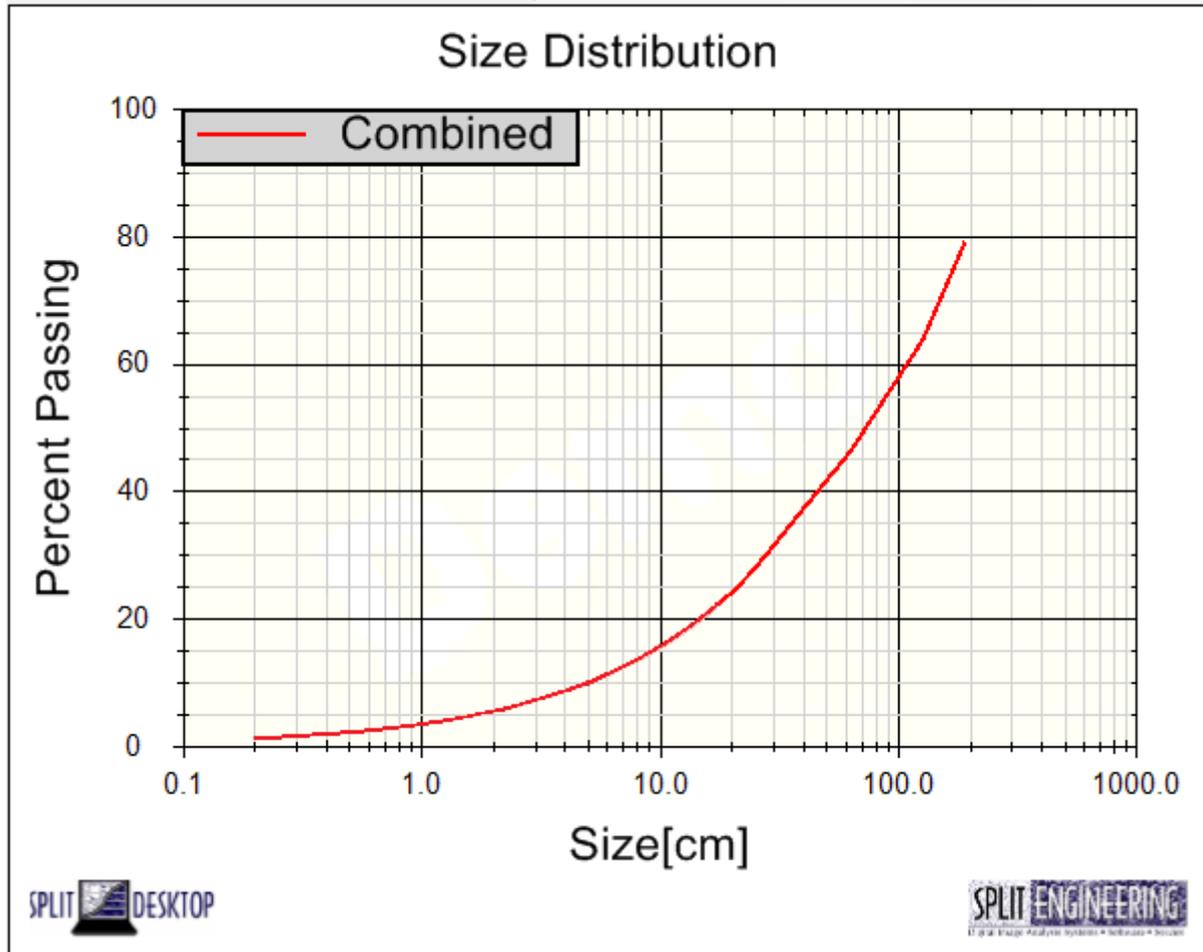


Fig. III.3 : Courbe de distribution de la taille des blocs après le tir du 14-5-2012.

Cette courbe représente le pourcentage en fonction de la taille des blocs obtenus après le traitement de l'image.

Size[cm]	Combined % Passing	Image 1 % Passing	Image 2 % Passing	Image 3 % Passing
190.50	79.17	74.06	73.50	100.00
127.00	63.73	52.82	53.95	100.00
63.50	46.36	41.68	32.62	95.59
38.10	36.29	30.24	24.76	77.94
25.40	28.01	23.44	19.31	59.44
20.32	24.25	20.37	16.84	51.03
15.24	20.30	17.00	14.12	42.64
10.16	15.70	13.17	11.00	32.68
5.08	10.12	8.51	7.18	20.73
2.54	6.51	5.49	4.68	13.13
1.91	5.42	4.57	3.92	10.86
1.27	4.18	3.53	3.05	8.30
0.95	3.48	2.94	2.55	6.86
0.64	2.68	2.27	1.98	5.24
0.47	2.23	1.89	1.65	4.32
0.20	1.28	1.08	0.96	2.43

Tab.III.2: Taille des fragments des blocs en fonction du pourcentage passé par différents tamis.

Interprétation :

Ces résultats montrent le pourcentage des fragments de roches de différentes tailles dans le tas. Le tableau III.2 ci-dessus, issu des calculs de Split-Desktop, montre que 79.17% des fragments de l'ensemble du tir (les trois images ensembles) ont une taille inférieure à 190.50 cm ce qui veut dire que le reste des fragments, soit 20.83% sont des fragments de taille supérieure à 190.50 cm. Egalement pour 63.73% des 79.17% nous avons des blocs de taille inférieure à 127cm ce qui veut dire que 36.27% des fragments sont supérieurs à 127cm.

Ces résultats montrent que la blocométrie est de mauvaise qualité ce qui veut dire que soit les paramètres de tir n'ont pas été respectés ou bien c'est due tout simplement à l'explosif qui n'est pas adéquat à la nature du terrain.

Le pourcentage peut être renforcé en optimisant le fonctionnement global des opérations de dynamitage. La banquette et l'espacement sont les deux facteurs les plus importants dans le plan de tir, car ces deux facteurs peuvent être ajustés pour obtenir la blocométrie requise. Une bonne quantité appropriée d'explosif peut aussi être le résultat d'une bonne fragmentation et réduire le coût global de la production.

V. Plan de tir proposé à l'aide du logiciel Delpat

Le plan de tir proposé est basé sur les calculs du logiciel et limité par les exigences d'ALGRAN et surtout de l'ONEX (Office National Des Substances Explosives).

V.1 Les paramètres d'entrée de Delpat

Le logiciel exige des données d'entrées parmi lesquelles :

➤ Volume total d'excavation :

L'unité de Keddara a exigé au chef d'exploitation d'atteindre un volume d'abatage en moyenne de 462962m³ pendant une période de 12 mois (équivalent à 1250000T/an).

➤ Rock blastability : on a choisie l'option good car elle satisfaisait notre type de roche.

➤ Distribution de la taille des blocs :

En tenant compte de l'ouverture maximale du concasseur primaire (1m environ), l'unité a besoin d'une blocométrie de 90cm en moyenne avec un pourcentage de 99%.

➤ Hauteur du gradin :

La hauteur moyenne actuelle du gradin est de 12m.

➤ Nombre d'heures de travail par jours :

Les ouvriers de l'unité travail en moyenne 9 heures par jours.

➤ Machines de foration

Le logiciel propose quelques machines de foration, mais l'unité utilise un groupe de foration qui ne se trouve pas dans la liste des choix du logiciel, alors on la ajouté et pour le faire il nous faut :

- ✓ Nom et type : Atlas Copco ECM 580Y
- ✓ Le coût d'achat : 20898024 DA ce qui fait 261225 \$
- ✓ Amortissement : qui est de 5 ans.
- ✓ Puissance : 127Kw
- ✓ Consommation de fuel : 22L/h
- ✓ Diamètre de foration : qui est de 89mm.

➤ Arrangement du système de forage :

L'inclinaison des gradins est de 81° ce qui fait un V/H de 6/1.

➤ Explosifs :

Au niveau du logiciel on a besoin de ces paramètres :

- ✓ Détonateurs : l'unité utilise des DMR
- ✓ Charge primaire : on n'utilise pas de charge primaire.
- ✓ Charge de colonne : on utilise de l'ANFO.
- ✓ Charge de fond : on utilise du TEMEX I.

Le logiciel propose plusieurs substances explosives, mais vu que l'ONEX exige le TEMEX I et l'ANFO donc on n'a pas le choix d'essayer le tir avec d'autre explosif, alors on doit ajouter les paramètres de ces deux derniers explosifs dans la liste des choix.

Pour le faire on a besoin :

❖ L'ANFO

- Nom de l'explosif : ANFOTIDJ
- Absolute weight strenght (AWS) : Il est déterminé avec la relation suivante :

$$RWS_{ANFO/AP} = \frac{AWS_{(ANFO)} \times 100}{AWS_{(AP)}}, \text{ Donc } AWS_{ANFO} = \frac{RWS_{(ANFO/AP)} \times AWS_{(AP)}}{100}$$

Avec:

RWS: relative weight strength ($RWS_{ANFO/AP}=78\%$).

AP: Acide picrique.

L'Acide Picrique est prise comme référence ($AWS_{AP}=3249 \text{ j/g}=777.27 \text{ cal/g}$).

Alors :

$$AWS_{ANFO}=606.27 \text{ cal/g}$$

- Densité : $d=0.9$.
- Vitesse de détonation : $V=3000\text{m/s}$.
- Cout d'achat : 109 DA.

❖ TEMEX I

Vu que le TEMEX I est un nouveau produit (fabriqué depuis 2 ans seulement), nous n'avons pas pu obtenir les paramètres relatifs à l'énergie de l'explosion comme la chaleur d'explosion Q et le volume des gaz V . C'est pourquoi nous avons utilisé les paramètres d'un autre explosif fabriqué par l'ONEX (la CARRINIT), qui nous paraît le plus proche du TEMEX I par comparaison de leur vitesse de détonation.

$$RWS_{CARRINIT/AP} = \frac{AWS_{(CARRINIT)} \times 100}{AWS_{(AP)}}, \text{ donc } AWS_{CARRINIT} = \frac{RWS_{(CARRINIT/AP)} \times AWS_{(AP)}}{100}$$

Avec:

RWS: relative weight strength ($RWS_{CARRINIT/AP}=84\%$).

AP: Acide picrique.

Toujours l'Acide Picrique comme référence ($AWS_{AP}=3249 \text{ j/g}=777.27 \text{ cal/g}$).

Alors :

$$AWS_{CARRINIT}=652.90 \text{ cal/g.}$$

- Densité : $\gamma=1.22$.
- Vitesse de détonation : $V=4500 \text{ à } 5000\text{m/s}$.
- Coût d'achat : 174 DA.

La figure III.4 suivante est la page d'entrée des données pour le calcul du plan de tir avec DELPAT.

The screenshot shows the DelPat software interface with the following sections and values:

- Amount of Excavation and Duration :**
 - Amount of Rock Exc. m³: 462962
 - Project Duration, months: 12
- Rock Blastability :**
 - Explanation: Slightly rough surfaces. There are little fissures in formation. Drillability good. Hole diameter increase a little than original value. The blasting reaction mediocre. The resistance in shot is good.
 - Options: Very Good, **Good**, Mediocre, Poor, Very Poor
- Block Size Distribution :**
 - Requirement of Block Size, cm (10-150 cm): 90
 - Percentage by Weight (% 5-99): 99
- Height of Bench in Worksite :**
 - Bench Height, m (4 - 24 m): 12
- Workhour :**
 - Workhour per day: 9
- Drilling Machinery's :**
 - Machine: ATLAS COPCO ECM 580Y
- Arrangement for Drilling System :**
 - Drilling Pattern: []
 - Hole Inclination:

V / H :	Deg (°) :
7/1	82
6/1	81
5/1	79
- Explosives and Detonators to Choose or to Add :**
 - Explosive in the column of hole:

Detonator	Primer	Bottom Charge	Column Charge
None			
TEKNIK AMONYUM NITRAT Türkiye			
AMMONIUM NITRATE Romania			
OLAN France			

At the bottom right, the software version is v-3.00 and the location is Türkiye. The date and time are 15/06/2012 12:49:56.

Fig. III.4 : Les paramètres d'entrée de Delpat.

V.2 Les résultats de calcul

Delpat propose un plan de tir pour un diamètre du trou de 89mm et une inclinaison du gradin de 81° avec un schéma de la maille rectangulaire (Banquette de 2,41m et un espacement S entre les trous d'une même ligne de 2,88 m). La longueur du bourrage serait de 2,63m, et la répartition de la charge comme suit : Une charge de colonne de 7,13m (Anfo) et une charge de fond de 3,42m (Temex 1) (cf. figure III.5).

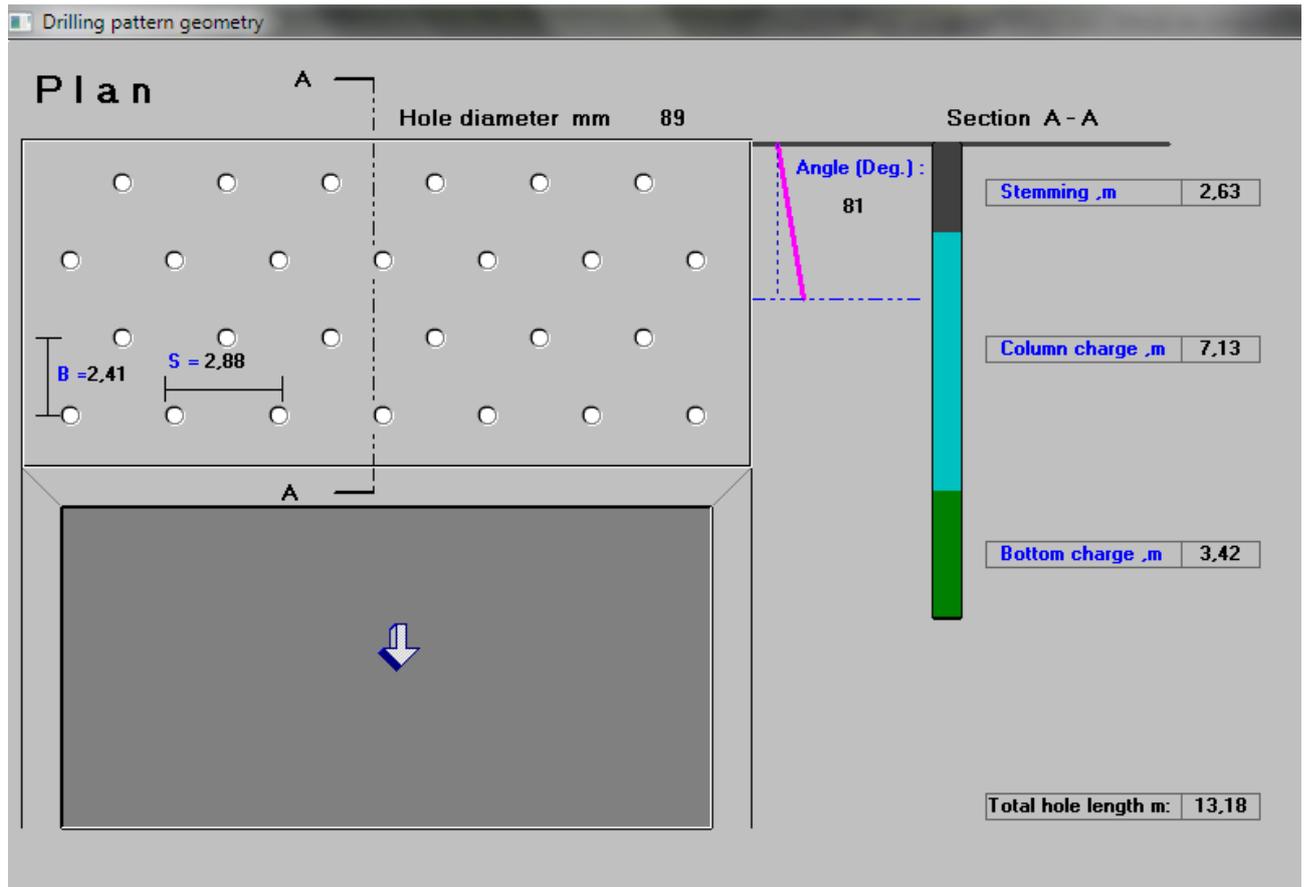


Fig.III.5: plan de tir réalisé avec Delpat.

En ce qui concerne la blocométrie, le logiciel nous donne comme distribution celle illustrée en figure III.6 ci-après. On constate que près de 84% des blocs ont une dimension comprise entre 8 cm et 64 cm. Pour des petits blocs (inférieurs à 8cm) leur pourcentage est de l'ordre de 14%, ce qui est généralement admis en carrière de granulat pour les fines considérées comme stérile lors du scalpage du tout-venant (0-70mm).

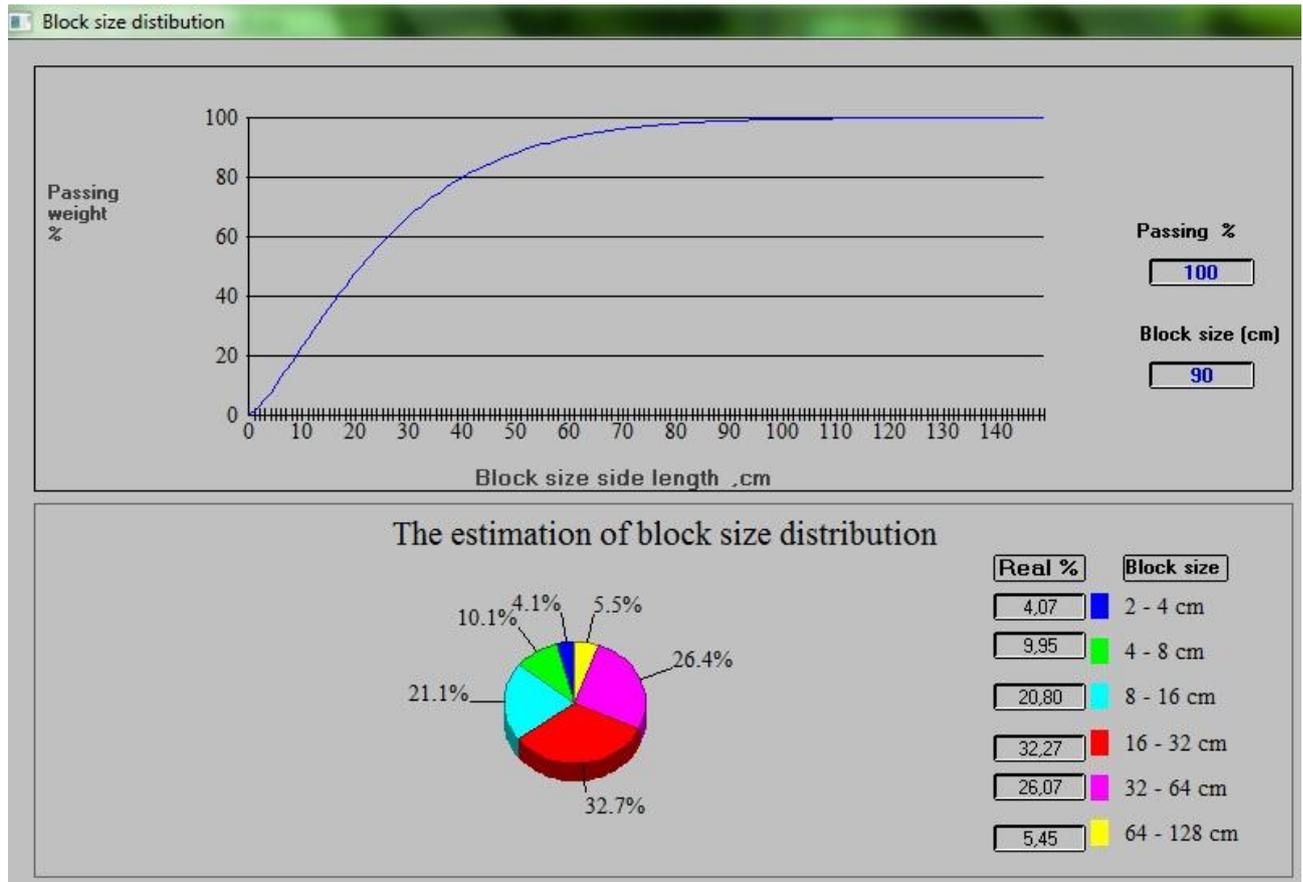


Fig.III.6: Courbe blocométrique proposée par Delpat.

Les résultats de calcul avec le logiciel de Delpat sont illustrés dans la figure III.7 ci-dessous. Ceux-ci seront considérés comme les nouveaux paramètres du tir. Pour une blocométrie maximale de 90 cm estimée à 99% on peut s'attendre à une répartition de la charge d'explosif dans le trou de 26,5 kg de TEMEX 1 au fond du trou sur une longueur de 3,4 m et une charge de colonne de 40,7 kg d'ANFO sur une longueur de 7 m environ. La charge totale d'un trou est de 67 kg. Une longueur de bourrage a été calculée de l'ordre de 2,6m. Le rapport de maille est de 1,2 (Ratio S/B) qui est très proche de celui proposé par Langefors dans le calcul de l'espacement S entre trous pour une banquette pratique B. La charge spécifique calculée ($q=0,51\text{Kg/m}^3$) est dans l'intervalle de 0.4 à 0.7 Kg/m^3 proposé par les auteurs afin d'obtenir une fragmentation suffisante.

Output of the Values		
Please choose one hole diameter 		
Hole Diameter (mm)		89
Burden ,B (m)		2,41
Spacing ,S (m)		2,88
Subdrill (m)		0,95
Hole lenght (m)		13,18
Ratio of S/B		1,20
Specific drilling (drm/m3)		0,14
Yield per drm (m3/drm)		6,95
Yield per hole (m3/hole)		91,56
1. Productivity number of machine		1 (69 %)
2. Productivity number of machine		2 (34 %)
Drilling cost (\$/m3)		0,17
Stemming (m)		2,63
Height of emptiness (m/hole)		None
The Amount of primer (kg/hole)		0,00
Height of primer charge (m)		0,00
Bottom charge (kg/hole)		26,46
Height of bottom charge (m)		3,42
Column charge (kg/hole)		40,70
Height of column charge (m)		7,13
Total charge (kg/hole)		67,16
Specific charge (kg/m3)		0,51
Total column charge in this project (ton) ..		205 767
Total bottom charge in this project (ton) ..		133 810
Total primer charge in this project (ton) ...		
Blasting cost (\$/m3)		0,64
1. Productivity total cost (\$/m3)		0,80
2. Productivity total cost (\$/m3)		0,81
Block size distribution	99 %	90 cm
Rock blastability	Good	

Fig. III.7 : les paramètres du plan de tir proposé par Delpat.

Le tableau III.3 ci-après montre une comparaison entre les anciens paramètres utilisés sur le terrain et ceux proposés par Delpat.

N°	désignation	Paramètre modélisés Delpat	Paramètre Réels (in situ)	Paramètre calculés théorie
1	Ligne de moindre résistance, m	2,41	3	3,56
2	La banquette, m	2,41	3	2,90
3	Profondeur du sous forage, m	0,95	1,07	1,07
4	Profondeur du trou, m	13,18	13	13,20
5	Espacement entre les trous de mines, m	2,88	3	3,30
6	Hauteur de charge de fond, m	3,42	6	4
7	Hauteur de charge de colonne, m	7,13	4	6,3
8	Poids de charge de fond, Kg	26,46	20 à 24	16
9	Poids de charge de colonne, Kg	40,70	25 à 29	45,72
10	Hauteur de bourrage, m	2,63	2 à 0	2,9
11	Poids total d'explosif par trou, Kg	67,16	45 à 53	61,72

Tab.III.3: Comparaison des paramètres du plan du tir modélisé (Delpat), calculés en théorie et réel (in situ).

En ce qui concerne les paramètres de la maille nous passons d'une maille carrée (3x3) m² à une maille rectangulaire (2,41x2,88) m². Cette réduction de la maille est un premier pas vers la réduction de la blocométrie.

Pour ce qui est de la charge d'explosif, il est clair que les résultats de la modélisation avec Delpat sont plus grands que ceux pratiqués sur le terrain (67 kg au lieu de 45 kg). Si la charge de colonne est approximativement la même il n'est pas le cas pour la charge de fond qui est supérieure. L'unité devra faire des efforts au niveau du bourrage qui doit être appliqué scrupuleusement pour garantir un meilleur broyage de la roche et éviter des pertes de l'énergie d'explosion dans l'air.

Pour la charge de fond, le logiciel propose 26.46Kg par trou pour une hauteur de 3.42m qui est impossible à faire avec les cartouches de Temex I de diamètre 65mm, de longueur 0.5m et d'une pesée de 2Kg. Pour appliquer les résultats de Delpat il faut qu'ALGRAN demande à l'ONEX de fabriquer des cartouches de Temex I ayant une longueur de 0.5m et d'une pesée de 4Kg.

VI. Proposition d'un schéma d'amorçage

Pour que la solution préconisée par Delpat soit exploitée, nous proposons un nouveau schéma de disposition des trous (design du plan de tir) en chevron (ou schéma en V) avec un branchement des détonateurs en 4 séries parallèles, avec deux trous d'ouverture centraux et avec la technique d'amorçage postérieure (détonateur en fond de trou), (cf. Fig.III.8).

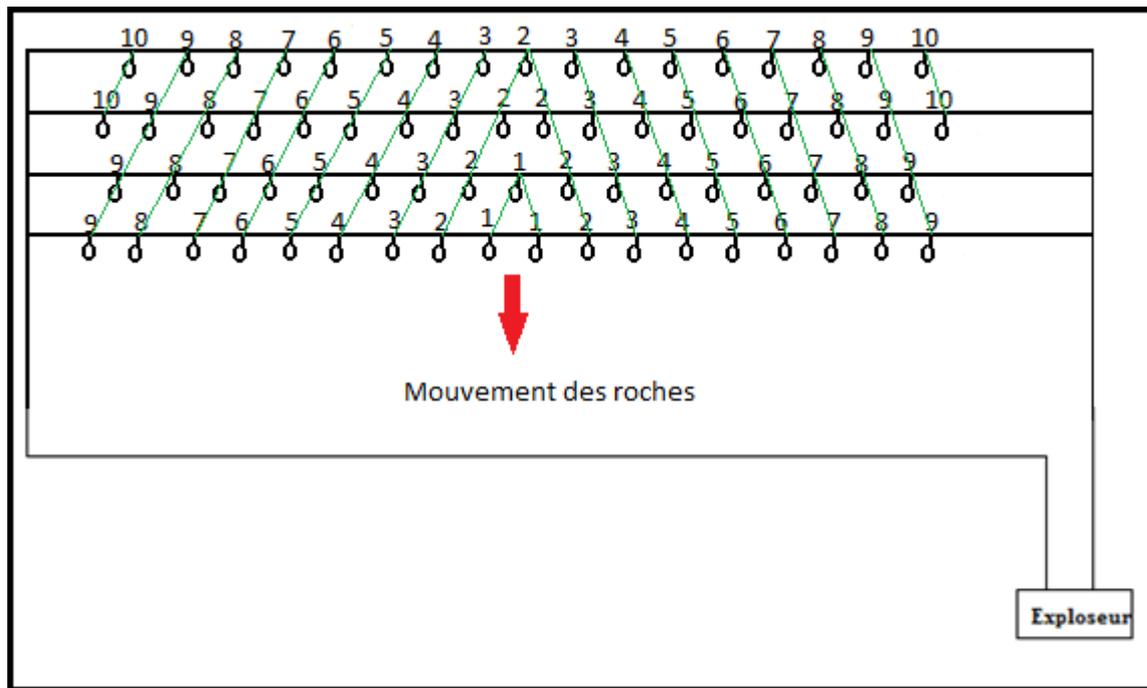


Fig.III.8 : schéma d'amorçage en V et branchement des détonateurs en série parallèle.

Pour pouvoir réaliser la technique d'amorçage postérieure, il faut demander à l'ONEX de fabriquer des détonateurs avec des tiges de grande longueur (au moins 15m).

En principe un bon tir ne devrait pas faire apparaître le défaut du pied au bas du talus. Nous recommandons donc à l'unité d'éliminer le pied avec un tir séparé de la volée du niveau avec un nettoyage de la plateforme avant de faire le tir de la volée.

VII. Conclusion

Delpat nous a permis de réduire la difficulté à calculer les paramètres du plan de tir qui sont parfois fastidieux et ces derniers théoriquement sont acceptables et dans les normes. Dans le plan du tir proposé par Delpat il y a des changements au niveau des paramètres de la maille comme l'espacement entre les trous de mines et les rangées qui sont 2.88 et 2.41m respectivement. D'autre sont complètement différent comme la charge de colonne qui occupe une longueur plus importante.

Le bourrage qui doit impérativement être de 2.63m et surtout respectée par les opérateurs de mise en place des explosifs car c'est un aspect qui a démontré son importance dans le tir. Nous proposons un schéma de tir en chevron avec un amorçage fond du trou et un branchement des détonateurs en série parallèle différent de celui en série utilisé sur le terrain pour une raison de meilleur contrôle des ratés (un détonateur défectueux ou un branchement mal fait est plus facilement détecté dans une série de 18 détonateurs que dans 72 lorsque ceux-ci sont branchés en série). Ceci pourrait en principe nous conduire à un meilleur résultat du tir.

CONCLUSION
GENERALE

L'unité ALGRAN de Keddara produit des granulats de différentes fractions destinées aux wilayas du centre principalement pour les grands projets de la capitale. Sa production moyenne annuelle atteint les 1 250 000 tonnes. L'exploitation en cours ce fait sur plusieurs niveaux avec des gradins de 12m de hauteur. L'abattage de la roche à l'explosif a montré des insuffisances vis-à-vis de la blocométrie du faite que le résultat du tir donnait des blocs de grandes dimensions (hors gabarit) ainsi qu'une mauvaise sortie du pied qui nécessitait un tir double (gradin supérieur et pied) engendrant des difficultés dans la maîtrise du tir.

Notre contribution dans ce mémoire intitulé « Optimisation du plan de tir conformément aux conditions minières de Keddara », est précisément de trouver une solution acceptable pour l'élimination du pied et l'amélioration de la blocométrie après chaque tir.

Pour ce faire, nous avons utilisé deux logiciels dédiés au tir minier qui sont Split-Desktop et Delpat. Le premier est destiné à l'analyse d'images numériques des blocs après abattage en donnant la courbe blocométrique du tas après le tir. Les photos numériques prises du tas abattu après le tir du 14/05/2012 sur le site de Keddara a montré de gros blocs à un pourcentage important. Le second logiciel Delpat nous a permis d'effectuer plusieurs calculs de plans de tirs et faire le choix sur les valeurs de la maille ainsi que la distribution de la charge d'explosif dans le trou en proposant une certaine granulométrie compatible avec l'ouverture du concasseur. Les résultats ont été encourageants malgré les difficultés sur les données énergétiques des explosifs utilisés.

Nos citons quelques résultats obtenus :

- Le charge totale dans un trou est de 67Kg avec un poids de charge de fond de 26.5Kg d'une hauteur de 3.4m et un poids de charge de colonne de 40.7Kg pour une hauteur de 7.1m. Une maille en quinconce de dimension de $(2.41 \times 2.88) \text{ m}^2$ et un bourrage de 2.6m pour une inclinaison de 81° .
- La courbe blocométrique obtenue avec Delpat montre un résultat très optimiste puisque la fraction des fines (0-8cm) est très faible ainsi que les blocs au-delà de 64cm sont très réduits (de l'ordre de 5%). La tranche blocométrique (8-64cm) atteint environ 80%.

Pour mieux approuver le plan de tir de Delpat, nous proposons un nouveau schéma de tir en chevron (en V) et une technique d'amorçage fond de trou avec des DMR ainsi qu'un branchement de ces derniers en série parallèle.

En perspective, il serait souhaitable de mettre en application ces résultats sur le terrain du site de Keddara et obtenir une courbe blocométrique réelle du tas abattu pour pouvoir les superposer et observer le degré de similitude de ces deux courbes.

BIBLIOGRAPHIE

Bibliographie

[1] : Plan d'exploitation 2012 de l'unité de Keddara.

[2] : Rapport d'essai N° 0024/12 officiel ALGRAN carrière d'agrégats (unité de Keddara) C.E.T.I.M 2012.

[3] : Carte géographique extraite de Google maps.

[4] : Mémoire de fin d'étude de l'école nationale polytechnique «Etudes des vibrations dues aux tirs de mines. Apport de la modélisation » Mlle. KERKEBANE Hana ; 2008.

[5] : Profil géologique fait par la SONAREM en 1979.

[6] : Rapport « étude de danger relative à l'exploitation de calcaire de Keddara » 2011.

[7] : Essai chimique selon la norme française NF EN 1744-1; Septembre 1998.

[8] : Masse volumique selon la norme française NF P18-554.

[9] : Masse volumique en vrac selon la norme française NF EN 1097-3; Aout 1998.

[10] : Essai Los-Angeles selon la norme française NF EN-1097-2; Octobre 1998.

[11] : Essai Micro-Deval humide selon la norme française NF EN-1097-1; Novembre 1996.

[12] : Plan de tir 2012 de l'unité de Keddara.

[13] : Rapport « Delpat Software System for Design of Drilling and Blasting Operations »Mr. M.Can Celiksirt & Vural Erkan - Delpat, Mersin, TURKEY & Mr. Vladislav Kecojevic - The Pennsylvania State University, USA.

[14]: Mémoire de fin d'étude de l'école nationale polytechnique «L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier » Mr ; GHARBI Kouider ; 2007.

[15] : Rapport du Department of Mining Engineering, Mehran University of Eng. and Tech., Jamshoro, Pakistan « Measurement of Size Distribution of Blasted Rock Using Digital Image Processing » Mr. F.I. Siddiqui, Mr. S.M. Ali Shah & Mr. M. Y. Behan.

[16]: PowerPoint de présentation de l'ONEX et des explosifs fabriqués.

[17] : CIRIA, CUR, CETMEF (2009). Guide enrochement. L'utilisation des enrochements dans les ouvrages hydrauliques. Version française du Rock Manual (2^e édition) ; Jean François GUIDON.

ANNEXE

SOCIÉTÉ NATIONALE DE RECHERCHES ET D'EXPLOITATIONS MINIÈRES.

DIVISION RECHERCHE,
UNITE DE TIZI-OUZOU,
CHANTIER KHEDDARA.

SONDAJE N° 3a

Echelle : 1:200

T.P.O.P. (m)	Foré par chaque passe (m)			Régl. de la sonde (m)	Colonne Géologique	Prof. du mur (m)	Puis. de la couche (m)	Echant. et leur n°	Description géologique des roches	Résultats d'analyse				
	De	A	Total							Poids Volumétrique	Poids Spécifique	Porosité	Capacité d'absorpt.	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	
00.00	1.20	1.20	1.20	1.20						Calcaires nummulitiques consistants durs massifs de nombreuses fissures orientés différemment et remplis de calcite.				
1.20	3.00	2.70	2.70	0.60										
3.00	4.70	0.60	0.60											
4.50	5.70	0.60	0.60											
5.10	6.10	3.00	3.00				17.10							
6.10	11.10	2.20	3.00											
11.10	12.90	1.80	1.90											
12.90	14.10	1.20	1.20											
14.10	17.10	3.00	3.00			17.10	17.1							
17.10	20.10	3.00	3.00				0.60		Brèches calcaireuses avec des fragments d'aleurolite et d'argille brun-rougeâtre, consistants durs faiblement fissurés.					
20.10	23.10	3.00	3.00			23.10	6.0							
23.10	26.10	3.00	3.00											
26.10	29.10	3.00	3.00											
29.10	32.50	3.40	3.40											
30.50	35.50	3.00	3.00											
35.50	38.50	3.00	3.00											
38.50	41.60	3.10	3.10											
41.60	44.60	3.00	3.00											
44.60	47.70	3.10	3.10											
47.70	50.70	3.00	3.00						Calcaires gris-foncés, nummulitiques, consistants, durs, massifs faiblement caverneux.					
50.70	53.70	3.00	3.00											
53.70	57.10	3.00	3.00											
57.10	59.80	3.10	3.10					134						
59.80	62.80	3.00	3.00					135						
62.80	65.10	3.10	3.10					136						
65.10	68.10	3.00	3.00					137						
68.10	71.00	3.10	3.10					138						
71.00	74.00	3.05	3.05					139						
74.00	77.00	3.10	3.10					140						
77.00	80.00	3.05	3.05					107						
80.00	83.10	3.05	3.05					108						
83.10	86.10	3.05	3.05					109						
86.10	89.10	3.05	3.05					110						
89.10	91.15	3.05	3.05					111						
91.15	94.20	3.05	3.05					112						
94.20	97.20	3.00	3.00					113						
97.20	100.20	3.00	3.00					114						
100.20	103.20	3.00	3.00					115						
103.20	106.20	3.00	3.00					116						
106.20	109.20	3.00	3.00					117						
109.20	112.20	3.05	3.05					118						
112.20	115.20	3.05	3.05					119						
115.20	118.20	3.05	3.05					120						
118.20	121.20	3.00	3.00					121						
121.20	124.20	3.00	3.00					122						
124.20	127.20	3.00	3.00					123						
127.20	130.20	3.00	3.00					124						
130.20	133.20	3.00	3.00					125						
133.20	136.20	3.00	3.00					126						
136.20	139.20	3.00	3.00					127						
139.20	142.20	3.00	3.00					128						
142.20	145.20	3.00	3.00					129						
145.20	148.20	3.00	3.00					130						
148.20	151.20	3.00	3.00					131						
151.20	154.20	3.00	3.00					132						
154.20	157.20	3.00	3.00					133						
157.20	160.20	3.00	3.00					134						
160.20	163.20	3.00	3.00					135						
163.20	166.20	3.00	3.00					136						
166.20	169.20	3.00	3.00					137						
169.20	172.20	3.00	3.00					138						
172.20	175.20	3.00	3.00					139						
175.20	178.20	3.00	3.00					140						
178.20	181.20	3.00	3.00					141						
181.20	184.20	3.00	3.00					142						
184.20	187.20	3.00	3.00					143						
187.20	190.20	3.00	3.00					144						
190.20	193.20	3.00	3.00					145						
193.20	196.20	3.00	3.00					146						
196.20	199.20	3.00	3.00					147						
199.20	202.20	3.00	3.00					148						
202.20	205.20	3.00	3.00					149						
205.20	208.20	3.00	3.00					150						
208.20	211.20	3.00	3.00					151						
211.20	214.20	3.00	3.00					152						
214.20	217.20	3.00	3.00					153						
217.20	220.20	3.00	3.00					154						
220.20	223.20	3.00	3.00					155						
223.20	226.20	3.00	3.00					156						
226.20	229.20	3.00	3.00					157						
229.20	232.20	3.00	3.00					158						
232.20	235.20	3.00	3.00					159						
235.20	238.20	3.00	3.00					160						
238.20	241.20	3.00	3.00					161						
241.20	244.20	3.00	3.00					162						
244.20	247.20	3.00	3.00					163						
247.20	250.20	3.00	3.00					164						
250.20	253.20	3.00	3.00					165						
253.20	256.20	3.00	3.00					166						
256.20	259.20	3.00	3.00					167						
259.20	262.20	3.00	3.00					168						
262.20	265.20	3.00	3.00					169						
265.20	268.20	3.00	3.00					170						
268.20	271.20	3.00	3.00					171						
271.20	274.20	3.00	3.00					172						
274.20	277.20	3.00	3.00					173						
277.20	280.20	3.00	3.00					174						
280.20	283.20	3.00	3.00					175						
283.20	286.20	3.00	3.00					176						
286.20	289.20	3.00	3.00					177						
289.20	292.20	3.00	3.00					178						
292.20	295.20	3.00	3.00					179						
295.20	298.20	3.00	3.00					180						
298.20	301.20	3.00	3.00					181						
301.20	304.20	3.00	3.00					182						
304.20	307.20	3.00	3.00					183						
307.20	310.20	3.00	3.00					184						
310.20	313.20	3.00	3.00					185						
313.20	316.20	3.00	3.00					186						
316.20	319.20	3.00	3.00					187						
319.20	322.20	3.00	3.00					188						
322.20	325.20	3.00	3.00					189						
325.20	328.20	3.00	3.00					190						
328.20	331.20	3.00	3.00					191						
331.20	334.20	3.00	3.00					192						
334.20	337.20	3.00	3.00					193						
337.20	340.20	3.00	3.00					194						
340.20	343.20	3.00	3.00					195						
343.20	346.20	3.00	3.00					196						
346.20	349.20	3.00	3.00					197						
349.20	352.20	3.00	3.00					198						
352.20	355.20	3.00	3.00					199						
355.20	358.20	3.00	3.00					200						
358.20	361.20	3.00	3.00					201						
361.20	364.20	3.00	3.00					202						
364.20	367.20	3.00	3.00					203						
367.20	370.20	3.00	3.00					204						
370.20	373.20	3.00	3.00					205						
373.20	376.20	3.00	3.00					206						
376.20	379.20	3.00	3.00					207						
379.20	382.20	3.00	3.00					208						
382.20	385.20	3.00	3.00					209						
385.20	388.20	3.00	3.00					210						
388.20	391.20	3.00	3.00					211						
391.20	394.20	3.00	3.00					212						
394.20	397.20	3.00	3.00					213						
397.20	400.20	3.00	3.00					214						
400.20	403.20	3.00	3.00					215						
403.20	406.20	3.00	3.00					216						
406.20	409.20	3.00	3.00					217						
409.20	412.20	3.00	3.00					218						
412.20	415.20	3.00	3.00					219						
415.20	418.20	3.00	3.00					220						
418.20	421.20	3.00	3.00					221						
421.20	424.20	3.00	3.00					222						
424.20	427.20	3.00	3.00					223						
427.20	430													