

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
Ministère De L'enseignement Supérieur et de la Recherche scientifique

Ecole Nationale Polytechnique



Département Génie Minier

Mémoire de projet de fin d'études
En vue de l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

Thème Développement de la carrière de M'Hanna

Proposé et dirigé par :

Mr GACEM Rachid

Réalisé par :

Ouargli Lydia

Remidi Selma

Composition du Jury

President Mr BACHAR ASSAD Mohamed Aguid

Rapporteur Mr Gacem Rachid

Examineur Mr Berdoudi Said

Graduation

MCA ENP

MAA ENP

MCB ENP

Promotion Juin 2016.

École Nationale Polytechnique 10, Avenue Hassan Badi. El Harrach. Alger

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
Ministère De L'enseignement Supérieur et de la Recherche scientifique

Ecole Nationale Polytechnique



Département Génie Minier

Mémoire de projet de fin d'études
En vue de l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

Thème Développement de la carrière de M'Hanna

Proposé et dirigé par :

Mr GACEM Rachid

Réalisé par :

Ouargli Lydia

Remidi Selma

Composition du Jury

President	Mr BACHAR ASSAD Mohamed Aguid	MCA
Rapporteur	Mr Rachid Gacem	MAA
Examineur	Mr Berdoudi Said	MCB

Promotion Juin 2016.
École Nationale Polytechnique 10, Avenue Hassan Badi. El Harrach. Alger

Remerciements

Nous voudrions avant d'entamer la présentation de ce mémoire de remercier Dieu tout puissant de nous avoir donné le courage, la volonté et la patience d'avoir accompli ce travail

Tout d'abord, nous remercions

Dr BACHAR ASSAD Mohamed Aguid , d'avoir accepté de présider ce jury.

Dr Berdoudi , qui a très aimablement accepté d'examiner notre travail.

Notre gratitude va plus particulièrement à Notre promoteur

Mr R.GACEM

Pour ces appréciations et remarques,

qui nous ont été précieuses, pour mener à terme ce travail.

Nous tenons à exprimer également nos vifs remerciements à :

Mr le chef du département

Dr K. Ould Hamou,

Pour ses conseils et sa compréhension, ainsi que tous les profs ayant contribué à notre formation durant les trois années passées à l'école pour leur générosité, et leur disponibilité, en dépit de leurs nombreuses occupations

Enfin, nous remercions toute l'équipe de

La carrière de Keddara et unité de M'Hanna,

Leur contribution en données et leurs générosité, méritent un grand éloge.

En particulier les ingénieurs des mines pour leur collaboration et leur assistance

Dédicaces

J'ai l'honneur de dédier ce modeste travail à :

Mon Père ma fierté qui a tout consacré effort et moyens pour ma
réussite sans lui je n'aurai rien accompli

Ma chère mère pour sa compréhension, sa patience, ses
encouragements et sa tendresse

Mes sœurs et mon frère

A la mémoire de ma sœur Amira
que Dieu l'accueille dans son vaste paradis

Et à tous les membres de ma famille en particulier
ma grand mère et ma cousine

Mes enseignants sans exception

Tous ceux qui ont participé de près ou de loin à ma formation par des
cours, des conseils, des sourires, des gestes d'encouragement,
d'amours ou d'amitié.

Selma

Dédicace

A ma source du bonheur et ma raison de vivre ma mère

A ma fierté et mon exemple tout haut.... mon père

A mes chers sœurs et frères....

A mon cher copain Youcef....

*A mes adorables tantes et oncles spécialement tante Zahia et
oncle Yacine....*

A mes chers cousins et cousines....

A mes grands-mères....

A mon âme sœur Soumia....

*A toute personne qui m'aime et qui m'a simplement aidé
pour arriver là où je suis...*

لتغطية الحاجة المتزايدة مناجم جميع، المؤسسة الوطنية للمواد المنجمية اللامعدنية والمواد المفيدة، قرر تفتح محجرة جديدة للحجر الجيري بالمساحة المحنة بالواقعة بقرية دارة، نظر الوصول لمحجرة قدارة للمرحلة النهائية، ولهذا الصدد مخطط تنظيمي لمرحلة تطوير استغلال المحجرة ضروري بهدف تحقيق إنتاجية مستمرة طيلة حياة المحجرة وتحسين طريقة التشغيل مع انخفاض التكاليف ووظيفة أكثر أماناً

الكلمات المفتاحية: محجرة، COVADIS, حجر الكلس, الاحتياطي, مخطط التفجير, تنمية, وحدات النقل للتعدين

Abstract:

To cover the growing needs in aggregate, the National Company of Mining Non-Ferrous Products and useful substances (ENOF) planned to open a new open pit limestone quarry, called M'Hanna located next to site Keddara ; the deposit has geological reserves exhaustion phase; why a career development for M'Hanna is necessary in order to ensure continued production throughout the life of the quarry and improve the operating method with lower costs and a more secure job.

Keys words: surface mining, COVADIS, limestone, stocks, shooting plane, development, transport mining machine

Résumé :

Pour couvrir les besoins toujours croissants en granulats, l'Entreprise Nationale des Produits Miniers Non-Ferreux et des Substances Utiles (ENOF) a projeté d'ouvrir une nouvelle carrière de calcaire à ciel ouvert, dénommée M'Hanna située à côté de site de Keddara ; le gisement de Keddara a des réserves géologiques en phase d'épuisement ; pour cela un développement de la carrière de M'Hanna est nécessaire dans le but d'assurer une production continue durant toute la vie de la carrière et améliorer la méthode d'exploitation avec des moindres coûts et un travail plus sécurisé.

Mot clés : exploitation à ciel ouvert, COVADIS, calcaire, réserve, plan de tirs, développement engins de transport minier

TABLE DES MATIERES

Remerciements

Dédicaces

Résumé

Table des matières

Liste des figures

Liste des tableaux

Introduction Générale :	16
Chapitre I : Généralité sur le gisement de M'hanna	
1. Introduction :	19
2. Présentation de l'unité	19
3. Situation géographique :	20
4. Etude géologique du projet :	23
5. Aperçu infrastructurel (infrastructures de liaison et transport) :	23
CHAPITRE II :Geologie	
1. Cadre géologique général.....	25
Géologie régionale.....	25
1.1. Litho stratigraphie :	27
1.2. Tectonique :	29
1.3. Caractéristiques hydrogéologiques.....	30
1.4. Caractéristiques hydrauliques :.....	31
Géologie locale :	31
1.5. Localisation et situation géographique :.....	31
Géologie du gisement :	32
1.5.1. Aperçu géologique du gisement :.....	32
1.5.2. Stratigraphie et lithologie.....	32
1.5.3. Structure du gisement	33
1.5.4. Tectonique	33
1.5.5. Hydrogéologie	33

1.7.	Reconnaissance du gisement.....	33
1.7.1.	Réserves minières et méthodes d'estimation :	33
	Substances exploitées.....	34
1.7.2.	Les caractéristiques chimiques.....	34
1.7.3.	Les caractéristiques physico-mécaniques :	35
	Chapitre III : Mode d'ouverture	42
1.	Généralités	42
2.	Choix du mode d'ouverture des champs de la carrière	42
2.1.	Choix du mode d'ouverture	42
3.	Types du Modes d'ouvertures on distingue :	42
3.1.	Tranchée principale d'accès.....	42
3.2.	Tranchées de découpage :	43
3.3.	Tranchées spéciales	43
4.	Mode d'ouverture de la carrière de M'Hanna :	44
5.	Les différentes étapes lors de l'ouverture.....	44
6.	Les caractéristiques des pistes :	44
6.1.	La piste d'accès.....	44
2.1.	1 ^{ere} phase	46
	2 ^{eme} Phase.....	47
6.2.2.3.	Caractéristiques géométriques des ouvrages miniers :	48
	Chapitre IV: Méthode d'exploitation	
1.	Généralités	51
2.	Les éléments de la méthode d'exploitation	51
2.1.	Le gradin.....	51
2.1.1.	Hauteur du gradin.....	51
2.1.2.	L'angle de talus du gradin	52
2.2.	Forme et dimensions du bloc maximal abattu.....	52
3.	Classification de la méthode d'exploitation	53
	- la classification d'après CHESK.....	53
3.1.	La classification d'après RJEVESKY.....	53
4.	Choix de la méthode d'exploitation	54
5.	La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière de M'Hanna	54
6.	Principales étapes d'exploitation	55
6.1.	Travaux de découverte	55
6.1.1.	Définition :	55
6.1.2.	Calcul de la couche de découverte.....	56

6.2.	Abattage	56
6.2.1.	Abattage à l'explosif.....	56
6.3.	Foration	57
6.3.1.	Généralités	57
6.3.2.	Choix du matériel de foration :	58
6.3.3.	Types de perforatrice :.....	58
6.3.3.1.	Perforatrices à percussion :.....	58
6.3.3.2.	Perforatrices rotatives :.....	59
6.3.3.3.	Perforatrice à rotation et percussion :.....	59
6.3.3.4.	Perforations à fond de trou :	60
6.3.4.	Caractéristiques de foration	60
6.3.5.	La foration spécifique :	61
7.	Plan de tir	61
7.1.	Introduction :	61
7.2.	Conception du plan de tir :	62
7.3.	Paramètres du plan du tir	63
7.3.1.	Paramètres contrôlables (Variables).....	63
7.3.2.	Paramètres invariables.....	71
7.4.	Calcul des paramètres de tir :	71
7.4.1.	Charge d'explosif par trou :.....	71
7.4.2.	Consommation spécifique de l'explosif q_s :.....	74
7.4.3.	Nombre de trous forés en un mois « N_{tr} » :.....	75
7.4.4.	Consommation annuelle d'explosifs et accessoires :.....	76
7.5.	Résumé des paramètres du tir trouvés :	77
7.6.	Paramètre pratiques :.....	77
7.7.	Conclusion :	79
V.	Chapitre V : Developpement.....	Erreur ! Signet non défini.
1.	Introduction :	81
	L'étude d'exploitation est établie suite aux travaux d'exploration géologique réalisés par	81
2.	Calcul des réserves :	81
a.	Reserve géologique :.....	81
b.	Méthode de calcul de la surface des niveaux à exploiter.....	82
c.	Réserves exploitables :	82
6.	Planning des travaux :	86
1.	Interprétation :.....	87
7.	Conclusion :	87

Chapitre VI : Processus de chargement et de transport

A/ Chargement

1. INTRODUCTION :	90
2. CHOIX DU MOYEN DE CHARGEMENT.....	91
3. Equipement de chargement existant dans la carrière de M'Hanna	91
4. Durée moyenne d'un cycle de chargeur	94
5. Traitement statistique des essais chronométrés de la durée d'un cycle	94
du chargeur CATERPILLAR 988F.....	94
3.1.1. Durée d'un cycle moyen de la chargeuse ; t_c	94
3.1.2. Calcul l'écart-type standard empirique ; S	94

B/ Transport

1. Rendement annuel du chargeur CATERPILLAR 988H Ra:.....	95
Commentaire :.....	96
2. Capacité optimale du godet de chargeur E_{opt} :.....	96
3. Conclusion	97
1. Introduction.....	98
2. Le choix du moyen du transport	98
3. Equipement de transport existant dans la carrière de M'Hanna	98
a. Avantages du transport par camion :	99
b. Inconvénients du transport par camion :	99
4. Détermination de la durée moyenne d'un cycle de la chargeuse	99
5. Traitement statistique des essais de chronométrage de la durée d'un cycle du camion DUMPER TEREX TR60	100
5.1. Durée moyenne d'un cycle du camion : T_c	100
6. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion :.....	101
7. La durée de chargement d'un camion T_{ch}	101
8. Le rendement journalier d'un camion :.....	101
9. Le rendement annuel :	102
10. Nombre de camions par chargeuse : N_{cam}	102
11. Conclusion	102

Chapitre VII : Traitement

1. Introduction :.....	105
2. Station de concassage	105
3. Déroulement de l'opération traitement:.....	105
2.2. Spécifications techniques de la station de concassage	106

4.	Capacité de production de la station de concassage :	110
4.1.	Régime de travail :	110
4.2.	Calcul des capacités de production :	110
4.3.	Cycle de production	114
5.	Travaux de Laboratoire	115
5.1.	Essais de labo	115
5.1.1.	Coefficient d'aplatissement :	115
5.1.2.	Equivalent de sable :	115
5.1.3.	Bleu de méthylène	116
5.2.	Propriétés intrinsèques :	116
5.2.1.	Coefficient Los-Angeles (LA)	116
5.2.2.	Coefficient Duval et Micro-Duval :	116
5.3.	Rendement des différents travaux d'exploitation et de traitement de la carrière de M'Hanna	117
Chapitre VIII : Sécurité et environnement		119
A/ SECURITÉ		119
1.	Introduction	119
2.	Définition de l'accident de travail et de la maladie professionnelle	119
3.	Analyses des accidents	119
4.	Mesures préventives contre les maladies professionnelles	121
5.	Tir à l'explosif	122
5.1.	Transport des explosifs	122
5.2.	Conditions de tir :	122
6.	Sécurité lors du transport et du chargement :	123
B/ Environnement		
1.	Introduction	123
2.	Mesure et réduction des émissions de poussières au niveau du projet :	124
2.3.	Arrosage :	124
2.4.	L'aménagement des pistes:	124
2.5.	Plan d'action :	124
2.6.	Plan de gestion environnement et remise en des lieux	124
Conclusion générale		126
Bibliographie		128

Annexes

Liste des tableaux :

Chapitre I :

Tableau I.1 : Coordonnées UTM du périmètre de la concession.

Chapitre II :

Tableau II.1 : Réserves du gisement de M'Hanna

Tableau II.2 : Les analyses chimiques réalisées à l'UREG

Tableau II.3 : Les analyses chimiques réalisées à l'ORGM

Tableau II.4 : Résultats des essais physico-mécaniques

Tableau II.5 : Résultats des essais physico-mécaniques complets

Tableau II.6 : Analyses pétrographiques et minéralogiques

Tableau II.7 : Les résultats des essais de laboratoire sur les granulats

Chapitre III :

Tableau III.1 : Choix de largeur de la voie de transport en fonction de la capacité du camion

Tableau III.2 : caractéristique géométrique du gisement de M'Hanna

Tableau III.3 : Valeurs et paramètres de la tranchée de découpage et de la demi-tranchée d'accès

Chapitre IV:

Tableau IV.1 : caractéristiques de foration de la carrière de M'Hanna

Tableau IV.2 : caractéristiques des explosifs TEMEX et ANFOTIDJ

Tableau IV.3 : valeurs et types des différents paramètres du tir

Chapitre V :

Tableau V.1 : calcul des réserves exploitables par niveau

Tableau V.2 : planning des travaux d'exploitation de la carrière de M'Hanna

Chapitre VI :

Tableau VI.1 : Caractéristiques techniques de la chargeuse de type CATERPILLAR 9

Tableau VI.2: Chronométrages de la durée d'un cycle de la chargeuse CATERPILLAR 988

Tableau VI.3 : Durée d'un cycle « T_c » en fonction du type de matériau et de capacité du godet.

Tableau VI.4 : Caractéristiques techniques du camion de type DUMPER TEREX [11]

Tableau VI.5 : Chronométrage de la durée d'un cycle du camion CATERPILLAR 775F.

Chapitre VII :

Tableau VII.1 : caractéristique technique de l'installation primaire ARJA

Tableau VII.2 : caractéristique technique de l'installation secondaire ARJA

Tableau VII.3 : rendement de l'abattage, transport et de traitement

Liste des figures :

Chapitre I :

Figure .I.1 : Situation Géographique de la région de d'étude

Figure I.2 : Localisation topographique de la zone de d'étude

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

Chapitre II :

Figure II.1. Situation du périmètre de la carrière de Bouzegza Nord

(Extrait de la carte topographique de PALESTRO (Feuille N°34 EST) Echelle : 1/50000°

Figure II.2 : carte géologique de Bouzegza Nord

Chapitre III :

Figure III.1. Schéma de la tranchée d'accès et tranchée de découpage

Figure III.2 : Schéma de la disposition des trous lors de creusement de la demi-tranchée d'accès.

Figure III.3 : Schéma de culbutage des roches par bulldozer.

Figure III.4 : schéma de la demi-tranchée à l'état final.

Chapitre IV :

Figure IV.1 : Eléments géométriques et technologiques d'un gradin

Figure IV.2: Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison

Figure IV.3: Sens d'initiation d'une charge explosive

Figure IV.4 : schéma de tir de mine

Chapitre VI :

Figure VI.1: processus du chargement dans la carrière de M'Hanna

Figure VI.2 : schéma représentatif de la chargeuse CATERPILLAR 988H

Figure VI.3 : Présentation de la chargeuse CATERPILLAR 988H

Chapitre VII :

Figure VII.1 : station de concassage primaire

Figure VII.2 : station de concassage secondaire

Figure VII.3 : Coupe schématique de la station de concassage ARJA

INTRODUCTION GENERALE :

Les granulats étant des produits d'assez faible valeur unitaire, leur exploitation est généralement menée à ciel ouvert et leur transport n'est envisageable que sur des distances limitées (au-delà de 50 km, le coût du transport dépasse souvent le coût de production), ce qui signifie que les unités de production restent très réparties sur le territoire national.

L'activité d'exploitation des carrières a un impact environnemental limité, puisque la transformation de la roche se limite à une réduction granulométrique et ne met en œuvre aucun processus physico-chimique d'enrichissement, comme c'est le cas pour l'industrie minière en général.

Les exploitations de granulats sont souvent très visibles dans le paysage, souvent combattues par les riverains à cause de leurs nuisances (vibrations, poussières, bruit, trafic de poids lourds), et fréquemment confrontées à des environnements naturels protégés. De fait, les autorisations d'ouverture de nouvelles carrières, ou d'extension de carrières existantes, deviennent de plus en plus lourdes et complexes, et nécessitent aujourd'hui des délais de traitement importants.

L'unité d'ALGRAN KEDDARA est l'une des plus grandes unités de Groupe ENOF qui produit plus de 1.5 millions de tonnes par an de granulats. Elle couvre une superficie de plusieurs kilomètres carrés dans la région de Boumerdes et Alger. La situation stratégique de cette unité permet de satisfaire une production des granulats pour les routes, les chemins de fer et le béton hydraulique. Les réserves exploitables de l'ancien site de Keddara sont en voie d'épuisement d'une part et le besoin croissant dans la zone en matière de granulats, d'autre part, ont incité l'entreprise ALGRAN à projeter l'exploitation et le développement de la carrière de M'Hanna.

Notre objectif est le développement de la carrière de M'Hanna, pour atteindre ces objectifs nous avons structuré notre travail de la façon suivante :

- Présentation de la géologie régionale et locale de ce gisement et des caractéristiques de la substance exploitée.

- L'accès et l'ouverture du gisement.
- La méthode d'exploitation utilisée dans le gisement.
- Le processus de chargement et de transport du tout-venant de la carrière à la station de concassage et les paramètres qui rentrent en jeu.
- Le processus de traitement du tout-venant.
- L'hygiène sécurité et environnement.

CHAPITRE I

GENERALITES SUR

Le GISEMENT de M'HANNA

I. Chapitre I : généralité

1. Introduction :

Le gisement de Bouzegza nord est inscrit dans le programme de développement d'ALGRAN depuis son acquisition suite à une adjudication, le site a fait l'objet de travaux de d'exploration en 2005, le titre minier d'exploitation a été obtenu en 2007 pour une durée renouvelable de 10 ans. Mais à cause de la situation d'insécurité qui a régné dans la région depuis les années quatre-vingt dix, le projet n'a pas abouti.

Avec les nouvelles données dans la région, la décision d'engager un investissement s'avère intéressante.

2. Présentation de l'unité

La société Algérienne des Granulats, ALGRAN est l'une des plus grandes unités de Groupe industriel ENOF qui produit plus de 1.5 millions de tonnes par an de granulats, créée en 2002 après filialisation de l'entreprise ENOF.

ALGRAN possède dans son patrimoine, 10 unités (carrières), réparties sur le nord de l'Algérie, avec une capacité de production totale de 8 millions de tonnes par an.

Les unités ALGRAN dans la région Est sont :

Adrar Oufernou (Wilaya de Bejaia).

Gustar (Wilaya de Sétif).

El Ghedir (Wilaya de Skikda).

et Teiouelt (Wilaya d' Oum El Bouaghi) , qui est l'unique unité productrice de Dolomie en Algérie

Les unités ALGRAN dans la région ouest sont :

Oued Fodda (Wilaya de Chlef),

Batha (Wilaya de Tissemsilt),

Rouina (Wilaya de Ain Defla),

Arzew (Wilaya d'Oran) et Tadjertila (Wilaya de Tlemcen).

La région centre est dominée par la plus ancienne unité de production d'agrégats qui est l'unité Keddara.

ALGRAN possède les quatre plus grandes unités de production d'agrégats de l'Algérie à savoir l'unité Keddara créée en 1978, El Ghedir Créée en 1976, Arzew créée en 1978 et l'unité Oued Fodda créée en 1976.

3. Situation géographique :

Le gisement de calcaire de Bouzegza Nord est situé à 4 km au Sud-ouest de la Ville de Keddara et à 2,3 km de l'unité ALGRAN de Keddara, administrativement, il appartient à la commune de Kherrouba dans la wilaya de Boumerdès. Le gisement est relié à l'unité ALGRAN de Keddara par une piste de 3,3 km. Cette dernière est reliée à la route nationale N°29 par une piste de 1 KM.

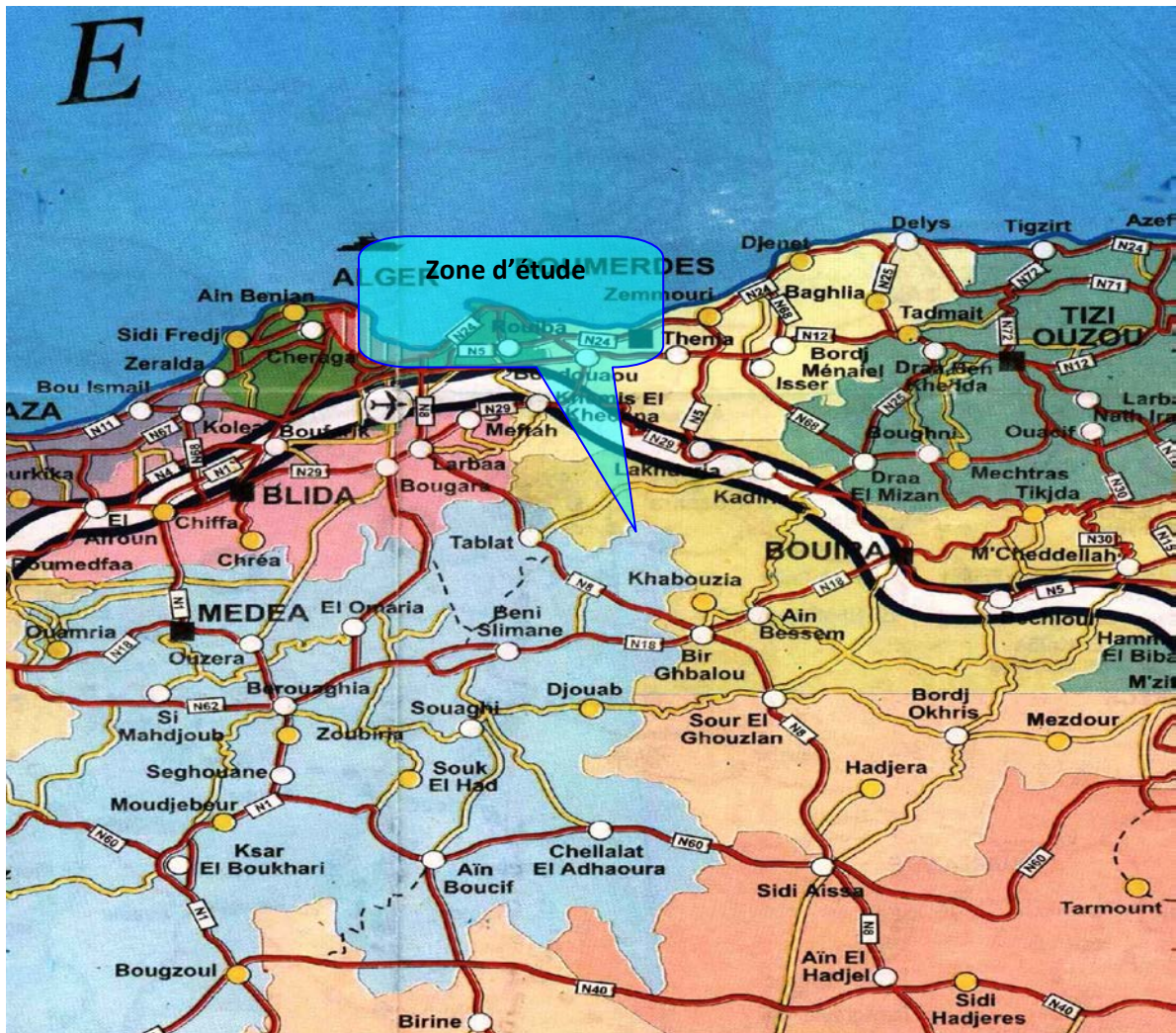


Figure .I.1 : Situation Géographique de la région de d'étude

(Extrait de la carte de réseau routier Nord à l'échelle 1/ 1 000 000, INC

Le site s'étend sur une superficie de 80 ha suivant une délimitation se présentant sous forme d'un rectangle à 04 points, définis par les coordonnées (UTM Nord Sahara1959) suivantes:

4. Etude géologique du projet :

Les travaux de recherches sur le gisement de calcaire de Bouzegza ont été réalisées dans le cadre du projet : « Agrégats Bouzegza » durant le premier semestre 1991 l'ENDMC – UREG pour le compte de l'ENG. L'objectif était de déterminer l'éventualité de leur utilisation en tant que matières pour granulats pour bétons et routes. La capacité de production envisagée serait de l'ordre de 1 000 000 de tonnes par an durant trente cinq ans.

Au cours de cette période, des travaux de prospection et d'évaluation, géologie et géophysique, ont été réalisés. Ces derniers ont permis de mettre en évidence 52 778 441 tonnes de réserves géologiques : 29 222 978 tonnes en catégorie C1 et 23 555 463 tonnes en C2.

En 2005 et dans le cadre de la demande formulée auprès de l'ANPM par ALGRAN pour le titre minier d'exploitation, l'étude géologique du gisement, a été confiée à l'OGRM et a permis de mettre en évidence 31 700 000 tonnes des réserves géologiques.

Il est à signaler que ces réserves ne concernent que 57 hectares sur les 80 hectares octroyés, les travaux n'ont pas pu être achevés pour des raisons de sécurité.

5. Aperçu infrastructural (infrastructures de liaison et transport) :

Le réseau routier dans la région de Boumerdès est pratique est très bien entretenu. La région de Keddara est spécialement bien desservie par le réseau routier, vers le nord elle est reliée à la RN N° 5 reliant Boumerdès à Constantine et la nouvelle rocade reliant Boudouaou à Zeralda. Vers l'ouest le site est relié à l'autoroute est-ouest qui passe à environ 6 Km du site.

La wilaya de Boumerdès est desservie par une ligne de chemin de fer située à une vingtaine de kilomètres. L'aérodrome le plus proche est l'aéroport international Houari Boumediene situé à environ 30 kilomètres. La structure portuaire la plus proche au site est le port d'Alger qui est à environ 45 Km.

La région de Keddara est une région à vocation minière, essentiellement axée sur la production d'agrégats.

CHAPITRE II

GEOLOGIE

II. Chapitre II : Géologie

1. Cadre géologique général

La région de Keddara fait partie des internes de la chaîne alpine de l'Afrique du Nord (l'Atlas tellien). Le mont de Bouzegza constitue la terminaison périclinale de la dorsale kabyle, ce massif est constitué de terrain d'âge paléozoïque constituant le socle sur lequel repose une couverture méso-cénozoïque constituée de dépôts sédimentaires marins et terrigènes, cette coupe est recouverte par des terrains quaternaires plutôt alluvionnaire.^[1]

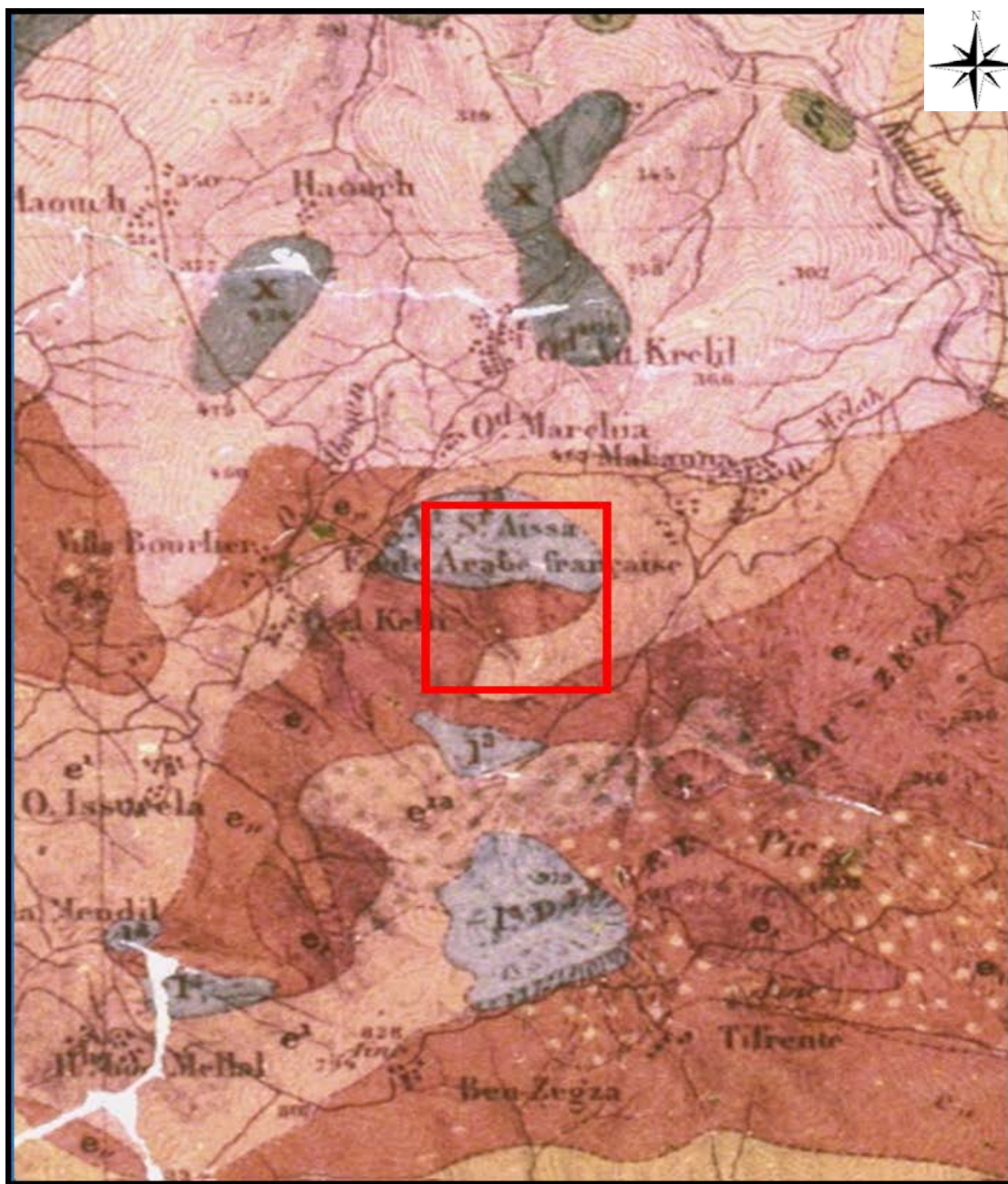
Géologie régionale^[2]

Les roches sédimentaires de la région Est de l'Algérie affleurent sur une grande surface, offrant un très fort potentiel en agrégats, Plusieurs carrières exploitent ces matériaux de construction ; elles ont été surtout implantées en grand nombre dans la région de Keddara, dont l'unité ENOF fait partie, en raison de la facilité d'accès et de la proximité du massif montagneux de Bouzegza par rapport à la capitale (Alger).

Sur le plan géologique la région fait partie du territoire de l'Atlas Tellien.

Le relief de la région est très complexe et accentué. Il occupe la dorsale de la chaîne qui s'étend du djebel Bouzegza jusqu'à Koudiat el Marouane à L'Est.

Les formations géologiques de la région sont caractérisées par des dépôts métamorphiques percées par de petites intrusions de roches acides et basiques ainsi que des roches sédimentaires telles que l'argilite, grès et calcaire, d'âge allant du précambrien au quaternaire



0 1000 2000

Légende technique

q ¹	Alluvions anciennes (niveau moyen)	m ¹	Marnes et grès (delysien)	λ	Alluvionnaire actuelles	e ¹	Calcaire a nummitiles	m ⁴	Argiles et grès (helvetien)	e ¹	Grès et marnes
p ¹	Pliocène sup (sable rouge)	e ¹⁰	Grès de Numidie	At	Travertins	e ¹¹	Grès de beni khalfoun	m ¹⁰	Marnes dures	e ¹²	Poudingue supra num
m ²	Marnes bleues (sahélien)	e ¹¹	Argiles et quartzites (numidien inf)	a ²	Alluvions récentes	e ¹²	Marnes grès et calcaires	e ¹³	Grès à clypéastes	e ¹³	Grès de beni khalfoun
m ³	Argiles et grès (helvetien)	e ²	Grès et marnes	q ²	Alluvions anciennes (niveau inf)	m ¹¹	Poudingues delysiens	m ¹¹	Poudingue cartennisien		

Figure II.1. Situation du périmètre de la carrière de Bouzegza Nord (Extrait de la carte topographique de PALESTRO (Feuille N°34 EST) Echelle : 1/50000^e)

1.1. Litho stratigraphie :

Les formations de la région sont constituées par des séries du Précambrien (différentes variétés de schistes, calcaires cristallins), Trias, Jurassique, Crétacé, Paléogène et Quaternaire.

-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 2000 m.

-Le Trias :

Très répandus dans les limites de la chaîne calcaire où on rencontre surtout des grés quartzeux, arkoses rouge. Ces terrains renferment des inters couches de gravelites et de poudings, parfois on rencontre des couches d'argiles roses et lilas.

Ces dépôts sont de 500m de puissance environ.

-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 : constitué essentiellement par des calcaires et de 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 DRA SAHAR en concordance sur les calcaires argileux gris et lilas gris d'une puissance de 150 m environ.

➤ Jurassique Supérieure (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 .Constitué par des argiles rougeâtres, avec de radiolarites siliceuses de couleur verdâtre et cerise.

-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 en forme de bande sublatitudinale vers l'Ouest de l'oued ISSER. 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 la formation est de 500 à 700m environ.

✓ Aptien albien N5-7 : constitué de flysch formés par une alternance régulière des grés et surtout des argilites, d'une puissance de 100m 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. Représenté par des marnes schisteuses uniformes, grises et gris foncé, par endroit assez massives, d'une puissance dépassant le 100m.

-Paléogène :

Subdivisé en deux unités : Eocène et Oligocène.

➤ Eocène :

✓ Eocène Moyen " Lutétien " e 1-4 a : IL est rencontré sous forme de blocs tectoniques, en nappes et en écailles. Se 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 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 flysch (série puissante) alternée par des grés et des marnes. Dans la partie inférieure de la coupe de l'assise au dessus des marnes prédominent les grés arkoses, calcaires polygéniques grossiers, gris, assez consistants, en gros bancs (jusqu'au 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.

-Quaternaire :

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.

Roches Intrusives :

Représentées essentiellement par des metagabbro-diorites et granito gneiss.

✓ Metagabbro-diorites (Ys) : Se sont des roches massives, schisteuses, en grains fins verdâtres avec des traces nettes, des modifications telles que teneur élevée en chlorite, carbonisation etc....

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

1.2. Tectonique :

On note deux types de déformations dans la région :

- Déformations souples.
- Déformations cassantes.
- Déformations souples : Elles se manifestent par un vaste dôme anticlinal à grand rayon de courbure dont l'axe est de direction E-W.

- Déformations cassantes : Celle ci se traduit 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.
- et un grand accident de direction EW, situé au Nord montant en contact de la série des flysch avec les formations calcaires.

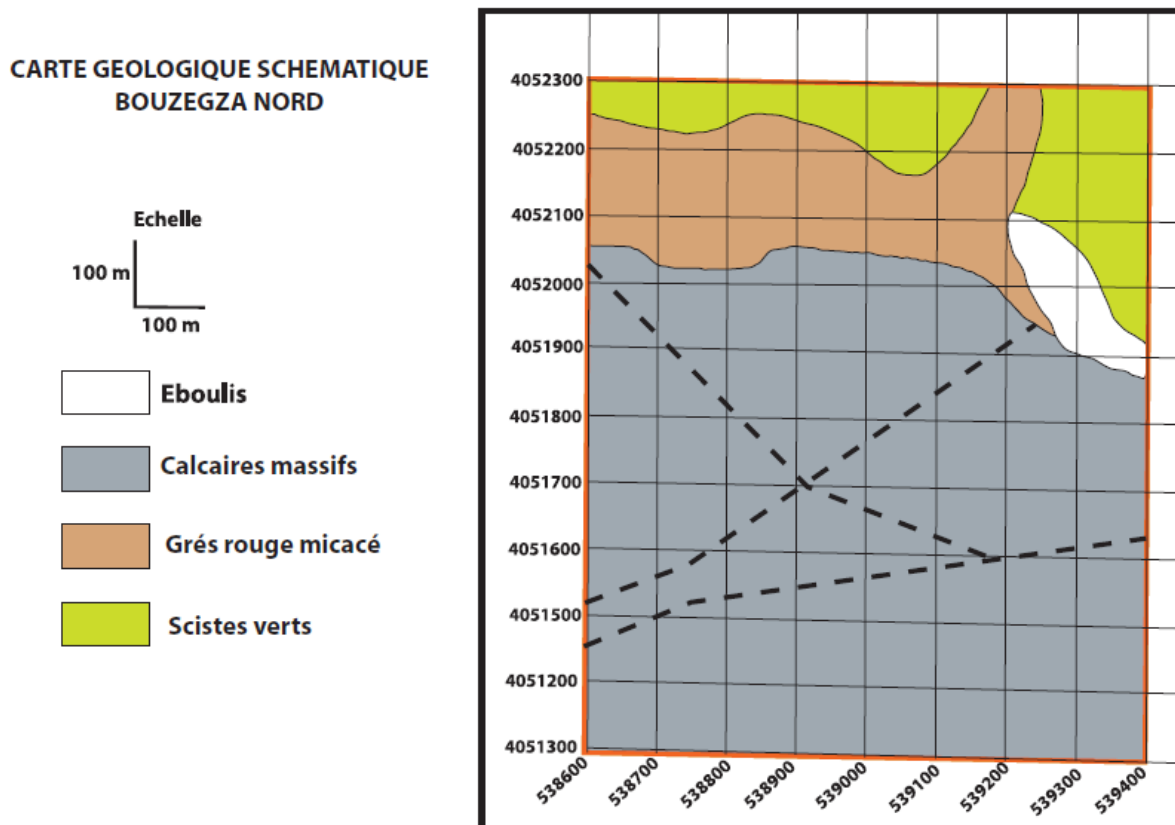


Fig. II.2 : carte géologique de Bouzegza Nord

1.3. Caractéristiques hydrogéologiques

La recherche hydrogéologique réalisée à partir de la surface et les observations hydrogéologiques 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 à 1 Km au Nord du gisement par les services de hydraulique de la Wilaya de BOUMERDES montre que l’on a affaire à une formation épi métamorphique calcaro-schisteuse bleuâtre altérée en surface (dans les 30 premiers mètres) et comprenant des fissures remplies de silice blanchâtre.

L'étude effectuée par la SONAREM a, quant à elle, permis d'individualiser deux grands ensembles.

- Une assise calcaire massive et compacte à Nummulites
- Une assise marno-calcaire gréseuse sous-jacente

L'assise calcaire massive et compacte à nummulites est dépourvue de sources d'eau et de puits dans les abords du périmètre d'exploitation.

Elle occupe la 2/3 du périmètre d'exploitation.

L'assise marno-calcaire gréseuse sous-jacente est quant à elle, une formation sédimentaire très peu perméable ne permettant pas l'infiltration et ne peut donc constituer de nappe aquifère. Par contre on note l'existence de deux points d'eaux se trouvant à l'est et au sud du gisement alimentant l'unité en eau potable.

1.4. Caractéristiques hydrauliques :

Le réseau hydrographique proche du site s'organise autour de thalwegs (oueds temporaires) qui se jettent dans l'Oued Corso, en dehors du bassin versant de l'oued Keddara et du barrage du même nom de 150 millions de m³.

L'écoulement des eaux dans les deux thalwegs, en période de crue, s'effectue de manière linéaire du Sud vers le Nord et indique un régime torrentiel évident sur un substratum imperméable.

Géologie locale :

1.5. Localisation et situation géographique :

Le gisement de calcaires de Bouzegza Nord est situé à (vol d'oiseau) à «3,8 km au Sud-ouest de la localité de Keddara et à 2,3 km de l'unité ALGRAN de Keddara ou sont implantées les installations de traitement, dans la commune de Kherrouba dans la wilaya de Boumerdès. Le gisement est relié à la carrière de Keddara par une piste de 4,3 km et à 54 km au Sud-est d'Alger ; Il occupe une superficie de 80 hectares.

Géologie du gisement :

1.5.1. Aperçu géologique du gisement :

1.5.2. Stratigraphie et lithologie

Le gisement de calcaires de Bouzegza Nord d'âge Eocène Moyen (Lutétien) marin est essentiellement formé par des roches carbonatées : calcaires massifs gris et gris clairs à foraminifères, parfois rougeâtres, à grains fins et moyens. L'assise à une puissance de 100 m environ. Les calcaires sont grossièrement lités et ont un pendage qui varie entre 20 et 30° en directions d SSE à SSO.

Le gisement est associé à un bloc tectonique de 20Km en direction Nord-est.

Les affleurements de calcaires sont affectés en surface par des cavités karstiques de dimensions modestes, diamètre inférieur ou égal à un (01) mètre et profondeur variant de deux (2) à trois (3) mètres.

A la base, les calcaires reposent en blocs tectoniques sur des grès rougeâtres et brunâtres, friables à légèrement compacts à ciment carbonaté, à galets de quartz. Ces grès limitent le gisement au Nord et Nord-est.

Il est à signaler que ces calcaires sont parfois recouverts par des grès massifs, siliceux et ferrugineux. Le passage des calcaires vers les grès se fait progressivement. Au début ces grès sont compacts et deviennent de plus en plus friables et tendres.

La substance utile dans ce gisement est représentée par les calcaires à nummulites du Lutétien.

La roche est massive affectée de nombreux filonnets ramifiés de calcite blanche cristalline avec par endroits des inclusions sporadiques de barytine à gros cristaux.

Dans les zones de faille, on note la présence de brèches de calcaires cimentés par de la calcite, de la dolomie et de la barytine.

L'étude pétrographique montre que les calcaires sont essentiellement constitués par de la calcite en grains micritiques finement cristallisés en pâte carbonatée, de texture massive, organogène par endroit.

Le reste de fossiles varie de 25 à 40% de la masse, quant aux hydroxydes, ils varient de 1 à 4%. Le quartz est l'ordre de 5%.

1.5.3. Structure du gisement

Les formations de l'Eocène Moyen Lutétien dans lesquelles sont incluses les couches de calcaires sont sous forme d'un monoclin de direction Ouest Nord Ouest - Est Sud Est, le centre du gisement se caractérise par un repli synclinal dissymétrique. Le gisement de calcaires est situé sur la terminaison Nord du monoclin où le pendage des couches est de direction Sud avec un angle de pendage qui varie de 10 à 15°.

1.5.4. Tectonique

Dans la limite du gisement, les calcaires reposent en discordance sur les formations du Précambrien formées de grès, argiles et schistes, région où se manifeste une faille dont la largeur dépasse les 60 mètres.

1.5.5. Hydrogéologie

Le gisement constitue la façade Sud du Bassin versant du barrage de Keddara. La région se caractérise par une pluviométrie qui varie en 600 et 900mm par an. On note la présence d'une petite source d'eau sur le versant Nord ainsi que la présence de deux oueds qui sont à sec, mais dont il faut tenir compte au cours de l'exploitation :

Oued Sidi Aïssa qui prend sa source à la crête 672 et qui longe le lit en direction du Nord-ouest et Oued El Maleh qui le longe à l'Ouest.

1.6. Réserves et qualité du gisement :

Selon les études réalisées par l'ORGM en 2005, les réserves du gisement s'élèvent à :

Tableau II.1 : Réserves du gisement de M'Hanna

Réserves géologiques	30 700 000 tonnes
Réserves exploitables	28 00 000 tonnes

1.7. Reconnaissance du gisement

1.7.1. Réserves minières et méthodes d'estimation :

1.7.1.1. Travaux de sondage :

Les travaux de géophysique (résistivité) réalisés par l'UREG en 1991 sur le gisement de calcaire de Bouzegza Nord ont consisté dans la réalisation de 15 Sondages électriques (SEV) dont les profondeurs d'investigation varient de 45 m à 112.5m, l'interprétation des données

enregistrées a permis l'établissement de 4 profils géoélectriques qui ont servi à la détermination des épaisseurs apparentes des couches de calcaires ainsi que celles des roches formant la découverte, avec les travaux d'échantillonnage et de laboratoire.

Ces travaux ont abouti au calcul des réserves en calcaires pour granulats qui ont été évaluées à 52 778 441 tonnes en toutes catégories, soit 29 222 978 tonnes en C1 et 23 555 463 tonnes en C2. Quant aux travaux réalisés par l'ORGM en 2005, ils ont donné les résultats suivants : les réserves en calcaires pour granulats ont été estimées à 30 700 00 tonnes avec une épaisseur moyenne de 66.43m. ^[3]

Substances exploitées

Le calcaire est une roche sédimentaire carbonatée composée d'au moins 50% de calcite (carbonate de calcium CaCO₃) et pouvant contenir de la dolomite, de l'aragonite souvent d'origine formée par une accumulation de fragments de squelettes ou de coquilles calcaire (calcaire à foraminifères dont la craie, les calcaire coquilliers), mais aussi d'origine chimique (calcite, calcaire oolithique, pisolithique, lithographique). C'est une roche formée dans des eaux relativement profondes

Les roches calcaires sont intégralement résistantes, plus ou moins perméables, et susceptibles d'être attaquées par dissolution si l'eau qui les baigne est riche en gaz carbonique

Du point de vue qualitatif les teneurs moyennes prises lors de ce calcul des réserves en calcaires du gisement sont les suivantes :

1.7.2. Les caractéristiques chimiques

➤ UREG :

Les analyses chimiques réalisées ont donné les résultats suivants : ^[1]

Tableau II.2 : Les analyses chimiques réalisées à l'UREG

Eléments	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	PAF
Teneur (%)	1.92	53.11	0.35	0.52	0.12	0.06	0.06	0.31		42.93

➤ ORGM :

Tableau II.3 : Les analyses chimiques réalisées à l'ORGM

Eléments	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	SO ₃	Stot.	Na ₂ O	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	PAF
Teneur (%)	1.86	52.41	0.35	1.49	0.17	0.18	0.09	1.13	0.05	40.97

En tenant des résultats enregistrés, la substance étudiée est riche en CaO et pauvre en MgO et que les analyses chimiques révèlent une bonne homogénéité dans la composition chimique de la roche. Les éléments nuisibles, notamment les sulfates, sulfures et les oxydes de fer et d'alumine sont en deçà des limites admises ceci montre qu'on est en présence d'une roche saine, ce qui en fait un bon calcaire.

1.7.3. Les caractéristiques physico-mécaniques :

Les essais physico-mécaniques des calcaires de Bouzegza Nord ont été effectués sur 10 échantillons et les résultats obtenus se résument comme suit :

Tableau II.4 : Résultats des essais physico-mécaniques

Lieu de Prélèvement	Essais	Unités	Entreprises		
			UREG	ORMM	
Surface	Poids volumique	Gr/cm ³	2.68	2.683	
Surface	Poids spécifique	Gr/cm ³	-	2.697	
Surface	Absorption d'eau	%	0.32	0.524	
Surface	Porosité	%	0.84	0.558	
Surface	Résistance à la compression	Sec	Kgf/cm ²	-	1272.17
Surface		humide	Kgf/cm ²	925.58	1028.44

○ Essais Physiques :

- Masse volumique : Les valeurs enregistrées varient de 2.64 g/cm³ à 2.70g/cm³, quant à la moyenne du gisement elle est 2.68g/cm³.

- Poids spécifique : Variant entre 2.69 g/cm³ et 2.72 g/cm³ pour une moyenne de 2.697g/cm³.

- Absorption d'eau : Les valeurs enregistrées varient de 0.09% à 1.46% pour une moyenne de 0.524%.

- Porosité : Les valeurs enregistrées pour celle-ci vont de 0.09% à 2.75% pour une moyenne de 0.558%, ceci montre que les calcaires sont peu poreux.

- Essais Mécaniques :

- Résistance à la compression à sec : Les résultats obtenus ont donné des valeurs allant de 981 kgf/cm² à 1679 kgf/cm² et une moyenne de 1272.17 kgf/cm².

- Résistance à la compression à l'état humide : la variation des valeurs obtenues va de 786 kgf/cm² à 1288 kgf/cm² soit 1028.44 kgf/cm².

L'ensemble des résultats obtenus montrent que les calcaires sont homogènes et présentent très peu de variations et peuvent être utilisés en tant que granulats pouvant servir dans différents domaines : travaux publics, bâtiments, chaussées.

Tableau II.5 : Résultats des essais physico-mécaniques complets

Lieu de Prélèvement	Essais	Unités	Entreprises	
			UREG	ORGM
Surface	Los Angeles	(%)	22.20	25.48
Surface	Micro Deval sec	(%)	10.75	14.39
Surface	Micro Deval Humide	(%)	-	22.87
Surface	Broyabilité	(%)	13.83	-

Les résultats des essais physico-mécaniques complets ont été réalisés sur : 6 échantillons pour le Los Angeles, 5 échantillons pour le Micro Deval à sec et 9 pour le Micro Deval Humide. Il à noter que tous ces échantillons sont issus d'un prélèvement de surface.

- Los Angeles : Les valeurs enregistrées pour le coefficient Los Angeles vont d'un maximum de 31.51% à un minimum de 21.43%, la moyenne étant de 25.48%. Les valeurs sont régulières et ne diffèrent pas considérablement les unes des autres.

- Micro Deval à sec: Les valeurs obtenues varient de 12.5% à 16.73% pour une moyenne de 14.39%.

- Micro Deval Humide : les valeurs enregistrées varient de 18.57% à 28.78% pour une moyenne de 22.87%.

Ces valeurs sont acceptables quant à leur utilisation en tant que granulats et que leur amélioration est prévisible en profondeur dans la roche saine.

Il est à signaler que tous ces essais sont effectués sur des échantillons prélevés en surface qui ont subi une altération et que la qualité peut s'améliorer en profondeur. Les valeurs enregistrées sont acceptables et montrent qu'on est en présence de calcaires assez durs qui peuvent très bien servir dans plusieurs domaines tels que la préparation des bétons de différents types et pour la construction des chaussées souples et rigides.

Afin de confirmer l'utilisation des granulats obtenus à partir des échantillons de calcaires de Bouzegza Nord – M'Hanna, un essai de composition de béton a été réalisé au niveau du laboratoire de l'UREG - ENDMC.

Les granulats utilisés ont été fabriqués à partir d'un échantillon composite résultant du mélange de 16 prélèvements faits lors des travaux de terrain, du sable de Baba Ali (sable roulé de plage) et d'un ciment de classe 325 provenant de Meftah, la résistance moyenne obtenue à 28 est de 350Kgf/cm² caractérisant un béton de bonne qualité.

Tableau II.6 : Analyses pétrographiques et minéralogiques

Nature des constituants	Composition en (%)				
	Calcite	Dolomite	Fossiles	Quartz	Oxyde de fer
Calcaire à nummulites	44	10	40	5	1
Calcaire fossilifère	71	-	25	-	4
Calcaire micritique à nummulites	64	5	30	-	1
Calcaire micritique fissuré	97	-	-	-	3

○ Calcaires à nummulites

La roche est de texture massive et de structure organogène. Elle se caractérise par l'abondance de fossiles représentés essentiellement par des sections de nummulites et de quelques orbitolines. Au niveau des pourtours des tests de fossiles et dans les fissures, on note l'apparition de petits rhomboèdres de dolomite et quelques cristaux prismatiques de quartz dispersés dans la masse.

○ Calcaires fossilifères

La roche est de texture massive et de structure organogène. Elle est constituée d'un fond carbonaté représenté par un assemblage de cristaux microsparitiques de calcite colorés par des hydroxydes de fer formant des plages enveloppant des structures organogènes. Ces dernières sont essentiellement constituées de tests de forme arrondie et allongée de foraminifères : nummulites, miliolles, orbitolines, textularidés et d'autres débris recristallisés.

○ Calcaires micritiques à nummulites

La roche est de texture massive et de structure organogène. La masse est constituée de calcaire micritique représenté par de la calcite cryptogrenue masquée par des boues carbonatés. Ce fond carbonaté se caractérise par l'abondance des foraminifères. Par endroits au niveau des bordures de tests on note la présence de cristaux de dolomite ferrugineuse.

○ Calcaires micritiques fissurés

La roche est de texture massive et de structure organogène. La masse est généralement constituée par des calcaires micritiques formés de calcite crypto grenue partiellement pigmentée par les hydroxydes de fer. La roche est parcourue par plusieurs microfissures ramifiées dont l'épaisseur peut atteindre 0.3mm, très souvent, remplies par de la calcite de teinte claire.

L'étude des caractéristiques minéralogiques et pétrographiques montre que les calcaires sont micritiques à texture massive organogènes.

Ces calcaires sont essentiellement constitués par un fond carbonaté qui est représenté par de la calcite crypto grenue à microsparitiques dont les pourcentages sont compris entre 44% et 97%, de taille inférieure à 0.35mm, de dolomite 5 à 10% dont la taille varie de 0.03mm à 0.08mm, rarement de quartz, environ 5%, de taille comprise entre 0.05mm et 0.25mm, de fossiles principalement des foraminifères de forme arrondie à allongée, leur pourcentage varie de 25%

à 40%, de taille allant de 0.1mm à 0.3mm et d'hydroxydes de fer dont le pourcentage est compris entre 1% et 4%. Les calcaires se caractérisent par leur propreté et l'absence de minéraux nuisibles (sulfates, sulfures, matière organique et minéraux argileux).

➤ **Résultats des essais sur les granulats:**

Les résultats des essais de laboratoire sur les granulats fabriqués à partir des échantillons de monolithes réalisés par l'ORGM en 2005 ont donné :

Tableau II.7 : Les résultats des essais de laboratoire sur les granulats

Essai		Granulat		Sable	
		Tamis (mm)	Refus pondéraux (%)	Tamis (mm)	Refus pondéraux (%)
Analyse granulométrique		50	0.00	5	16.79
		40	2.15	2.5	33.51
		31.5	16.86	1.25	20.55
		25	21.97	0.63	13.52
		16	34.36	0.315	4.99
		14	2.73	0.16	3.40
		10	6.12	0.08	2.23
		6.5	6.29	<0.08	4.00
		5	1.51	-	-
		<5	7.95	-	-
		Teneur en particules argileuses (%)		0.06	
Masse volumique (g/cm ³)		-		1.37	
Masse spécifique (g/cm ³)		-		2.64	
Classe (mm)	Grains lamellaires (%)	Los Angeles (%)		Micro Deval (%)	
				MDS	MDE
31.5 – 40	17.83	-		-	-

25 – 31.5	24.89	-	-	-
16 – 31.5	-	24.63	-	-
16 – 25	30.94	-	-	-
14 -16	42.35	-	-	-
10 -14	34.03	-	10.84	18.16
6.3 – 10	76.97	-	17.95	23.02

Les essais physico-mécaniques effectués sur les granulats fabriqués à partir de l'échantillonnage de surface confirment les résultats obtenus sur les échantillons de monolithes et que les variations enregistrées sont minimales.

Les essais effectués aux laboratoires de l'ORGM et l'UREG ont montré que les conditions technico-minières sont favorables pour l'exploitation du calcaire de M'Hanna.

CHAPITRE III

MODE D'OUVERTURE

III. Chapitre III : Mode d'ouverture

1. Généralités

Sur la base des données illustrées par le rapport géologique et les données topographiques, on passe à la réalisation, qui consiste dans un premier temps à la construction de la carrière.

Lors de cette étape, on exécute les travaux de creusement des excavations minières qui donnera l'accès au gisement, selon leurs destinations, on distingue les tranchées d'accès et les tranchées de découpages.

L'inclinaison des tranchées d'accès dépend du mode de transport utilisé dans la carrière. elles permettent la communication entre les horizons de travail.

La disposition dans l'espace de ces excavations, leurs aspects et leur nombre caractérisent le schéma d'ouverture. Ce dernier est rationnel quand il assure une exploitation rentable et des conditions permettant aux éléments productifs de la carrière de fournir un rendement optimal. De cela, on peut conclure que le taux productif d'une entreprise minière dépend considérablement du mode d'ouverture adopté.^[4]

2. Choix du mode d'ouverture des champs de la carrière

2.1. Choix du mode d'ouverture

Lors de l'exploitation d'un gisement à ciel ouvert, il est nécessaire de choisir le mode d'ouverture répondant aux conditions les plus efficaces de l'exploitation.

Généralement l'ouverture d'un gisement exploitable à ciel ouvert dépend des facteurs dont les principaux sont :

- Facteurs géologiques.
- Facteurs technico-miniers.
- Facteurs économiques.

3. Types du Modes d'ouvertures on distingue :

3.1. Tranchée principale d'accès

Les tranchées principales qui donnent l'accès au gisement, les tranchées d'accès sont inclinées suivant un angle qui tient compte du mode de transport utilisé dans la carrière. Elles

permettent la communication entre les horizons de travail (fronts de taille) et les points de déchargements (trémie de réception, stock, terril).

3.2. Tranchées de découpage :

Les tranchées de découpage préparent le champ de la carrière à l'exploitation, elles sont en général horizontales. Elles s'élargissent dans le temps pour constituer les gradins (actifs ou inactifs).

3.3. Tranchées spéciales

Les tranchées spéciales destinées à la recherche de l'exhaure, au drainage (l'évacuation de l'eau).

Ce mode d'ouverture a pour argument de base :

- D'assurer les frais minimum de transport
- Le volume des travaux de creusement doit être minimal.
- La distribution du volume de stériles durant toute la vie de la carrière doit être rationnelle.

Le choix du schéma d'ouverture doit assurer :

- Le fonctionnement des engins au régime favorable.
- L'exploitation du gisement la plus rentable.
- La production planifiée.
- La sécurité du travail.
- Le volume des travaux de creusement minimal

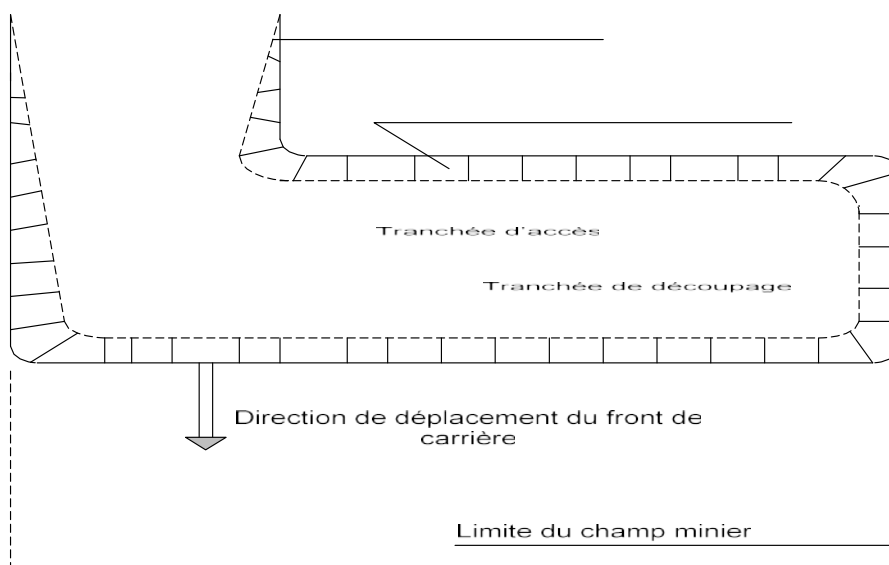


Figure III.1. Schéma des tranchées d'accès et de découpage

4. Mode d'ouverture de la carrière de M'Hanna :

La carrière de M'Hanna, le relief étant montagneux, l'ouverture du gisement s'effectue au moyen d'une piste à partir de laquelle, l'accès aux gradins du niveau en exploitation s'effectue par des demi-tranchées de jonction

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

La largeur du fond de la demi-tranchée est définie par le type de transport utilisé, elle ne doit pas être inférieure à la somme de la largeur des moyens de transport, de la distance de sécurité, de la largeur de rigole.

5. Les différentes étapes lors de l'ouverture

Le procédé de creusement au niveau de la carrière de M'Hanna est comme suit :

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

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

6. Les caractéristiques des pistes :

6.1. La piste d'accès

6.1.1. Définition :

La piste d'accès est liée à tous les gradins de la carrière.

Le tracé des pistes est un facteur important pour l'obtention de bonnes conditions de travail et de sécurité pour les engins du transport de la matière utile. La forme du tracé est simple et ses caractéristiques sont :

Dans la carrière de piton de M'Hanna la valeur de cette pente est de la moyenne de 15%.

6.1.2. Largeur de la piste de transport ^[4]

La largeur de la piste de transport est déterminée en fonction du nombre de voies, du type et des dimensions des moyens de transport utilisés. Elle dépend du mode de creusement et de la destination de celle-ci. Les valeurs pratiques sont données dans le tableau III.1

Tableau III.1 : Choix de largeur de la voie de transport en fonction de la capacité du camion

Destination des tranchées	la largeur minimale m	largeur maximale m
*camions capacité $\leq 35T$ *camions capacité $\geq 40T$	deux voies	
	14	17
	15	20
*camions capacité $\leq 35T$ *camions capacité $\geq 40T$	une voie	
	8.0	13
	9.5	16

La largeur de la voie de transport (b) est déterminée par la formule suivante :

$$T = 2 \times (A + c) + r$$

Tels que:

A : la largeur maximale de l'engin le plus large ; (m) A = 4.5 m

c : la distance entre les deux engins et les bermes de sécurité ; (m) c = 3 m

r: largeur de la rigole ; (m)

$$T = 2 \times (4.5 + 3) + 1$$

$$T = 16 \text{ m}$$

Commentaires:

Dans la carrière de M'Hanna, la piste de transport est à deux voies et les camions ont une capacité supérieure à 40 tonnes. De ce fait la largeur de la tranchée doit être prise entre 15 à 20m. Or la valeur calculée est égale à 16 m ce qui est conforme avec le tableau ci-dessus

6.1.3. Longueur de la demi-tranchée d'accès

D'après les données de la carrière, la longueur de la demi-tranchée est

$$L_{dt} = 1425 \text{ m}$$

6.1.4. Calcul du volume de la demi-tranchée d'accès

Le volume de la demi-tranchée d'accès est déterminé par la formule suivante :

$$V_d = \frac{b^2 \cdot \sin \alpha_d \cdot \sin \beta_f \cdot L}{2 \cdot \sin(\alpha_d - \beta_f) \cdot \cos \beta}; (m^3)$$

Tels que :

b : largeur de la piste de transport T = 16m.

α ; Angle des talus de la tranchée d'accès, $\alpha = 80^\circ$.

β : Angle du flanc de coteau est égal à 9° .

L : longueur de la piste d'accès L = 1425 m. curviligne

Ainsi :

$$V_{\text{accès}} = \frac{258 * \sin(80) * \sin(9) * 1425}{2 * \sin(71) * \cos(9)}$$

$$V = 30324.83 \text{ m}^3$$

6.1.5. Creusement de la demi-tranchée d'accès ^[6]

Le creusement de la demi-tranchée d'accès selon les conditions des roches de M'Hanna est réalisé par les travaux de forage et de tir.

La réalisation de la demi-tranchée d'accès se fait en 2 phases à savoir :

2.1. 1^{ère} phase

A l'aide des marteaux perforateurs on fore des trous de mines dont les longueurs varient pour but de créer une plate forme initiale (Figure III.2).

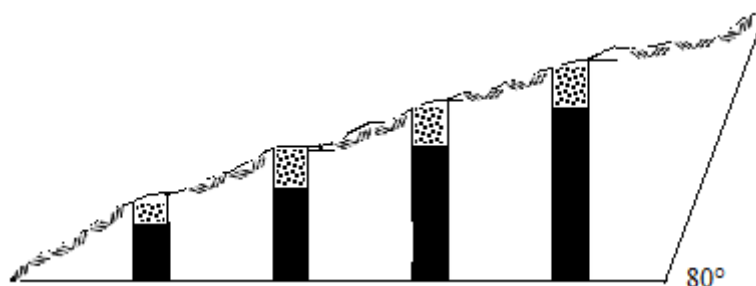


Figure III.2 : Schéma de la disposition des trous lors de creusement de la demi-tranchée d'accès.

2^{ème} Phase

On évacue le déblai (les morceaux abattus), puis le culbuté à l'aide d'un bulldozer pour préparé une plate-forme de travail afin que le chariot de forage pourra forer les trous d'élargissement librement. Voir (Figure II.3).

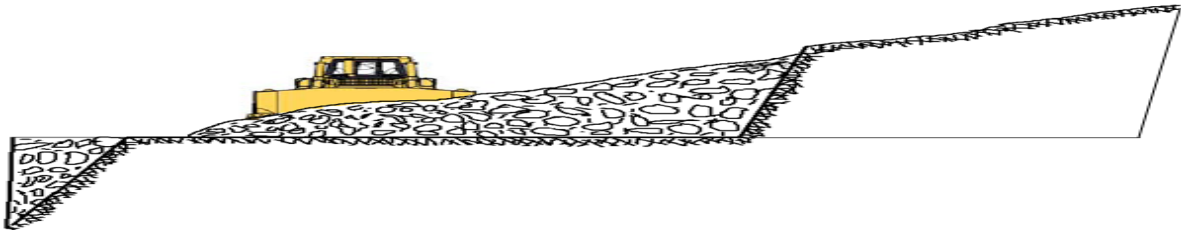


Figure III.3 : Schéma de culbutage des roches par bulldozer.

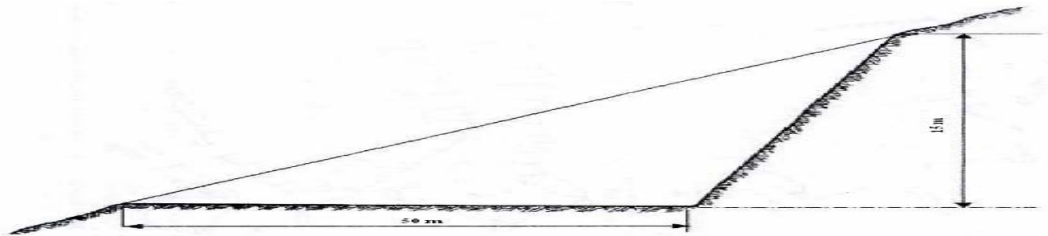


Figure III.4 : schéma de la demi-tranchée à l'état final.

6.2. Plate forme de travail

6.2.1. Définition :

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins d'exécution des travaux miniers.

Elle est déterminée par les dimensions des engins de chargement, du transport ainsi que par la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure), des paramètres de l'explosif (consommation spécifique) et des éléments du système d'exploitation.

6.2.2. Caractéristiques de la plate forme de travail

6.2.2.1. La largeur de la plate forme de travail

C'est la surface sur laquelle sont disposés les engins 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'enlevure); 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 formule selon laquelle on détermine la largeur de la demi-tranchée d'accès est la suivante :

$$L_{pt} = bs + Z + T + C + B$$

Tels que :

- ✓ L_{pt} : Largeur de la plateforme de travail, (m) ;
- ✓ A : Longueur de l'enlèvement en massif, (m) ;
- ✓ B : Largeur du tas des roches abattues en dehors du massif enlevé, (m).
(Donnée d'entreprise)
- ✓ T : Largeur de la piste de transport, (m);
- ✓ Z : Largeur du prisme éventuel d'éboulement, (m) $Z=1.5$ m
- ✓ B_s : Bermes de sécurité

$$L_{pt} = 4 + 2.5 + 16 + 1.5 = 24.5$$

$$L_{pt} = 24.5\text{m}$$

6.2.2.2. La longueur de la plate forme de travail :

D'après les données de la carrière de M'Hanna la longueur de la plate forme de travail est estimée de 700 m.

6.2.2.3. Caractéristiques géométriques des ouvrages miniers :

Tableau III.2 : caractéristiques géométriques du gisement de M'Hanna

Paramètres	Désignations	Valeurs	Unités
Hauteur de gradin	Hg	10	m
Largeur d'enlèvement en massif	A	4	m
Largeur de la piste de transport	T	16	m
Largeur de prisme d'éboulement	Z	1.5	m
Largeur de la plate-forme de travail	L_{pt}	24.5	m
Longueur de la piste de travail	L	700	m

6.2.2.4. Volume de la demi-tranchée de découpage :

Il est déterminé par la formule suivante :

$$V = \frac{Bd^2 \cdot \sin \alpha \sin \beta \cdot Ld}{2 \cdot \sin(\alpha - \beta) \cdot \cos \beta}$$

Tels que :

B_d : largeur de la tranchée de découpage, $B_d = 24.5$ m

β : Angle du flanc de coteau, $\beta = 9^\circ$.

α : Angle du bord de la demi-tranchée de découpage, $\alpha = 80^\circ$

L_d : Longueur de tranchée de découpage, $L = 700$ m.

Ainsi

$$V_{dec} = \frac{832.32 * \sin(80) * \sin(9) * 700}{2 * \sin(71) * \cos(9)}$$

$$\mathbf{V=48056.51 \text{ m}^3}$$

Tableau III.3 : Valeurs et paramètres de la tranchée de découpage et de la demi-tranchée d'accès

Paramètres	Demi-tranchée d'accès	Tranchée de découpage	Unité
Angle des talus des tranchées	80	80	(°)
Inclinaison longitudinale des tranchées	15	15	%
Largeur du fond de la demi-tranchée	16	24.5	m
Longueur de la tranchée	1425	700	m
Volume de la demi-tranchée	30324.83	48056.51	M ³

CHAPITRE IV

METHODE D'EXPLOITATION

1. Généralités

La méthode d'exploitation est un élément principal dans la chaîne technologique minière, c'est un ordre de réalisation qui assure l'extraction du minerai utile et des roches stériles.[4]

D'une part, les moyens mis en œuvre pour déplacer le stérile peuvent déterminer les principaux paramètres dans la classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert, et d'autre part par le choix du matériel qui peut à lui seul caractériser la méthode d'exploitation.

Elle prédétermine le type des équipements et paramètres principaux de la carrière et aussi les indices technico-économiques du fonctionnement de la carrière

La préparation des roches à l'extraction par travaux de forage et de tir doit répondre aux exigences suivantes :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches.
- État normal du pied du gradin.
- .Action sismique minimale.

2. Les éléments de la méthode d'exploitation

Les principaux éléments de la méthode d'exploitation à ciel ouvert sont ^[7]

1. Le gradin.
2. La plate-forme de travail.
3. Longueur du bloc du travail.

2.1. Le gradin.

L'élément fondamental des exploitations à ciel ouvert est le gradin .Les gradins sont caractérisés par :

- Leur hauteur
- L'angle de talus du gradin

2.1.1. Hauteur du gradin

Plusieurs facteurs interviennent dans la détermination de la hauteur du gradin :

- . Caractéristiques des excavateurs employés (hauteur d'engins d'excavation).

- . Nature et stabilité des roches.
- . La puissance des engins d'extraction (pelles et chariot de foration).
- . Règles de sécurité

Dans notre cas la hauteur des gradins est liée a la nature de la roche (calcaires durs) , pour cela on admet une hauteur de: $H = 10 \text{ m}$.

2.1.2. 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 75° et 80° ; du fait que la roche est un calcaire dur, l'angle de talus du gradin sera:

$$\alpha=80^\circ \text{ pour } H=11\text{m}$$

2.2. Forme et dimensions du bloc maximal abattu

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

Les principales exigences du tas des roches abattues sont les suivantes :

- Bon remplissage du godet de chargeur tout le long du tas ;
- Sécurité du travail.

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

- La capacité du godet du chargeur.
- La capacité de la benne du dumper.
- L'ouverture de concasseur primaire.

Sachant que l'ouverture de la mâchoire de concasseur primaire est d'ordre 800 mm donc la dimension maximale des blocs doit être inférieure^[8]

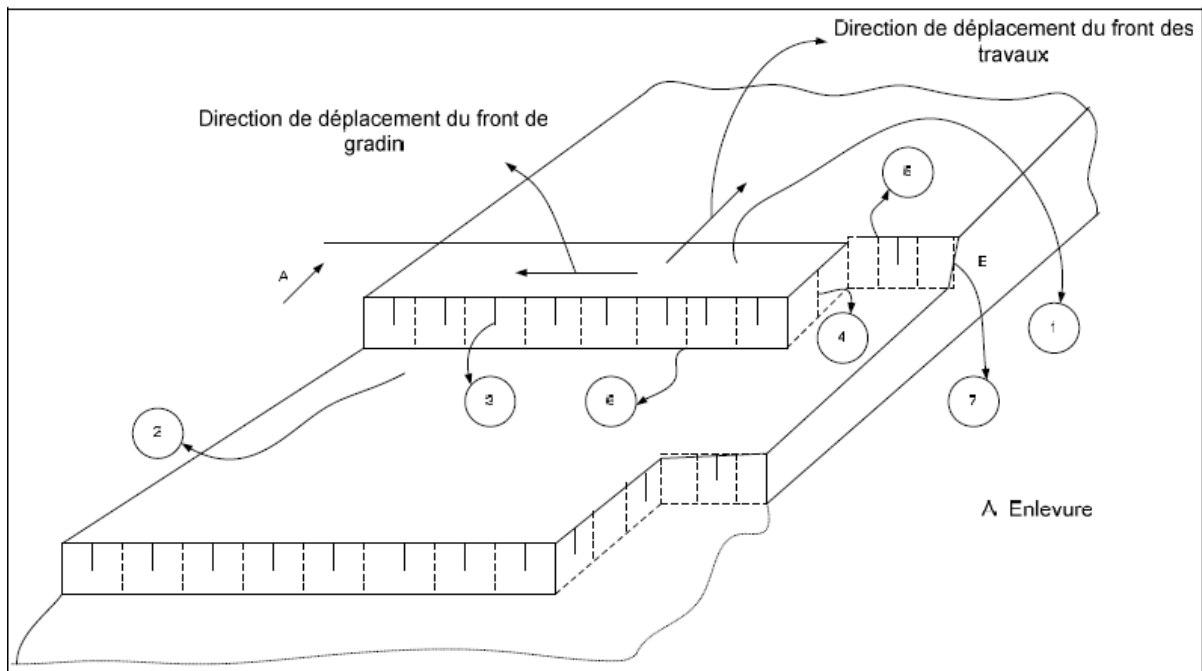


Figure IV.1 : Éléments géométriques et technologiques d'un gradin

- 1- Toit du gradin.
- 2- Front d'attaque.
- 3- Arrête supérieure.
- 4- Arrête inférieure.
- 5- Angle du gradin.

3. Classification de la méthode d'exploitation

Dans l'exploitation à ciel ouvert, il existe plusieurs types de classification des méthodes d'exploitation, parmi ces classifications on peut citer :^[4]

- la classification d'après CHESK

- la classification d'après RJEVESKY

3.1. La classification d'après RJEVESKY

La classification des méthodes d'exploitation, selon l'académicien V.RJVESKY, est très répandue, contrairement à la classification de CHESKO qui ne prend en considération que des roches stériles le long de la carrière en travers de la mine ou bien le déplacement mixte,

4. Choix de la méthode d'exploitation

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

1. Caractéristiques géométriques et miniers du gisement.
2. Le nombre et la puissance des gites.
3. L'angle de pendage du gite.
4. Production planifiée en minerai utile.
5. Mode d'ouverture.^[6]

5. La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière de M'Hanna

Selon la classification de l'académicien RJEVSKY pour ce type de gisement, on adopte la méthode d'exploitation du haut vers le bas. Elle commence par la préparation du sommet a un seul bord exploitable, afin d'avoir une plate-forme de travail suffisante pour l'emplacement des engins. Au fur et à mesure qu'on avance sur le gradin supérieur ; on ouvre le gradin inférieur à partir de ce niveau. L'accès au gisement s'effectue par une demi-tranchée commune de façon à faciliter le trafic des engins de forage et chargement, elle s'effectue par la méthode de foration et de tir à l'explosif. L'exploitation est réalisée à travers une succession de gradins de 10 à 12 m avec des angles d'inclinaison de 80° à 85°.

La Méthode d'exploitation employée est par tranchées successives.

Dans le cas de gisements subhorizontaux ou en plateures, l'exploitation se développe horizontalement et on diminue la distance de transport du stérile, pour le déposer dans la fosse aussitôt après avoir exploité le minerai.

Ce remblayage peut être fait par un seul engin, pelle chargeuse,

Le transport se fait par camions-bennes associés aux bulldozers. Cette méthode est appelée méthode par tranchées successives, c'est-à-dire des terrains en place qui recouvrent la couche minéralisée sont déplacés et remis en arrière là où on a déjà enlevé du minerai.

6. Principales étapes d'exploitation

On doit distinguer deux phases dans ce type d'exploitation :

- ✓ Le décapage ou découverte ;
- ✓ L'extraction du minerai.

Ces deux opérations sont, le plus souvent effectuées simultanément sur les chantiers. Ce type d'exploitation présente du point de vue sécurité, des avantages certains sur l'exploitation souterraine. Par contre, il peut poser de gros problèmes d'environnement. Ici, cette exploitation se fait sur des gradins à front vertical.

L'ensemble de ces avantages conduit généralement à des coûts d'exploitation par tonne faible.

En revanche, Les problèmes rencontrés lors de l'exploitation à ciel ouvert sont :

- La stabilité des talus
- Le rabattement de la nappe aquifère
- La trace des plans de carrières ou design (projet partiel ou projet global) et le calcul de la quantité des matériaux contenue dans les limites de ces projets d'exploitation.
- La planification à court et à moyen terme
- La simulation du transport et des extractions minières ainsi que leurs contrôles périodiques et la mise à jour.^[9]

6.1. Travaux de découverte

6.1.1. Définition :

La découverte est l'enlèvement du mort terrain qui recouvre un gisement

Le Relief du terrain est favorable aux travaux d'accès donc le prix de revient d'une tonne du minerai est inférieur à celui qu'on obtiendrait en utilisant l'exploitation souterraine.

La découverte d'un gisement se fait par le creusement des tranchées principales qui donnent accès à la couche minéralisée et des tranchées de découpage qui préparent le champ de la carrière à l'exploitation.^[10]

6.1.2. Calcul de la couche de découverte

Le volume de la couche végétale sujet de découverte est faible, elle ne dépasse jamais les 1.5 m, l'opération de découverte va être effectuée sur toute la surface du gisement sur une épaisseur moyenne de 1 m.

D'où le volume de stériles à enlever de cette couche est de :

$$VP = S \times e \text{ (m}^3\text{)}.$$

Tel que :

S : superficie de la zone de découverte = 53 Hectares= 530000 m².

e : Epaisseur de la couche à enlever = 01 m.

VP = 530000×1 = 53 0000 m³.

$$VP= 53 0000 \text{ m}^3.$$

6.2. Abattage

Le choix de la méthode d'abattage des roches dépend des facteurs suivants:

- Type de roches, et leur état naturel;
- Les propriétés physico – mécaniques et technologiques des roches;
- De la productivité de l'entreprise minière.
- des paramètres techniques des engins et des équipements miniers disponibles.

D'après les critères de choix de la méthode d'abattage des roches, on va appliquer le mode d'abattage à l'explosif dans le massif rocheux de calcaire du gisement de M'Hanna. ^[8]

6.2.1. Abattage à l'explosif.

L'abattage à l'explosif est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une densité supérieure à 2,5 et une résistance à la compression de 92.7 MPa.

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches;
- Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebords;

- Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimension nécessaires;
- Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement.
- Action sismique minimale pour l'installation au jour et l'environnement;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail.

L'abattage des calcaires de la carrière de M'Hanna se fait à l'explosif à l'aide des trous de mines sensiblement parallèles au talus du gradin.

6.3. Foration

6.3.1. Généralités

L'emplacement de la charge explosive et son confinement jouent un rôle primordial pour le rendement des tirs. Il est donc nécessaire de respecter certains paramètres pour forer les trous de mines (position, orientation, diamètre et longueur). Ces critères auront une grosse influence sur les résultats.

La réalisation d'un abattage consiste en la mise en œuvre d'explosifs à l'intérieur de trous de forage. Le résultat dépend pour une part importante de la qualité des trous, donc de l'exécution et des caractéristiques des forages destinés à être chargés.

D'autre part, le fait que l'énergie explosive est d'autant mieux transmise à la roche qu'elle est confinée dans le trou de mines, conduit à recherche d'une bonne qualité de la paroi de forage.

Le forage des trous dans le massif de roche s'effectue à l'aide d'outils spéciaux ayant différents types d'actions : cisaillement, coupe et abrasion. Le forage des trous peut être effectué sans action mécanique des outils lorsqu'on applique les phénomènes de l'action physique sur la roche.^[19]

La foration doit prendre en compte :

- Les caractéristiques mécaniques de la roche;
- La structure du massif;
- La géométrie du dérochement;

Les paramètres caractérisant l'engin de foration :

Le matériel de foration à utiliser peut être caractérisé par différents paramètres :

- le diamètre de foration : dans le pratique la gamme des diamètres disponibles peut varier de 40 à 800 mm;
- la profondeur à forer;
- la vitesse de perforation;
- le type de perforatrice.

6.3.2. Choix du matériel de foration :

Le matériel de foration est généralement choisi en fonction de trois critères :

- Les caractéristiques de la roche (résistance à la compression, abrasivité), ainsi que la structure du massif (hétérogénéité, puissance, position du toit, discontinuité) sont généralement déterminantes;
- Matériel de reprise (pelle, chargeuse), granulométrie recherchée et programme de production;
- L'environnement : présence d'habitation, vibration et bruits, poussières.

Dans la carrière de M'Hanna la foration s'effectue par les moyens suivants : Sondeuse FURUKAWA et engin de foration (chariot)

6.3.3. Types de perforatrice :

On distingue quatre Types différents de perforatrices :

- perforatrices à percussion;
- perforatrices rotatives;
- perforatrices à rotation et percussion;
- perforatrices à fond de trou.

6.3.3.1. Perforatrices à percussion :

Ces perforatrices sont habituellement pneumatiques. Toute leur énergie est pratiquement utilisée pour la percussion. Ce sont les plus anciennes, et elles ont atteint

actuellement un maximum de progrès technique; mais elles seront remplacées peu à peu par d'autres types.

6.3.3.2. Perforatrices rotatives :

Toute l'énergie y est employée pour la rotation. Elles ont un rendement optimum dans les roches tendres. Leur pénétration est déterminée par le profil de la couronne. Leur commande est électrique ou hydraulique.

a) perforation par taille : le forage est exécuté à l'aide de pointes disposées sur le pourtour de la couronne. C'est ce qu'on nomme les drags bits.

b) Perforation par abrasion : elle est effectuée à l'aide d'une couronne diamantée et sert principalement au creusement de puits, aux sondages, etc.

c) Perforation par rupture : utilisé pour les forages pétroliers...

6.3.3.3. Perforatrice à rotation et percussion :

L'énergie est utilisée pour 80 % dans la rotation, et pour la quantité restante dans la percussion. Leur actionnement est hydraulico-pneumatique ou pneumatique. Le diamètre de leur sondage va de 20 mm à 50 mm.

Les types de perforatrices à rotation et percussion emploient peu d'air comprimé en vue de la percussion, leur piston étant totalement libre. Elles présentent essentiellement les caractéristiques suivantes :

- séparation complète de la rotation et de la percussion;
- Pression constante et élevée sur la couronne, atteignant jusqu'à 1 000 kg;
- Contrôle indépendant de la rotation et de percussion, permettant son adaptation à chaque sorte de roche;
- Profil spécial de la couronne, en forme de pastille et constitué selon la nature de la roche;

Les principaux avantages de ce type de perforatrice résident en :

- Une diminution du nombre de pièces mobiles en vue de la percussion, permettant un meilleur rendement et une moindre consommation d'air comprimé;
- Une rotation appropriée imprimée par un moteur hydraulique permettant une meilleure efficacité;
- Une transmission directe de la puissance à la douille d'emmanchement, permettant de diminuer le nombre des parties mobiles par comparaison avec les perforatrices à axe à cliquet;
- Une plus grande économie, due à une vitesse plus élevée de pénétration, à une diminution des frais d'entretien, à une moindre consommation d'air comprimé et à une plus longue durée de l'équipement d'allonge.

La vitesse de forage, avec des couronnes des 50 mm, est la suivante :

Calcaire tendre 3,00 à 3,60 m/mn.

Calcaire dure 1,50 à 2,00 m/mn.

Granit 0,90 m/mn.

Cette vitesse est deux ou trois fois supérieure à celle des perforatrices à percussion.

6.3.3.4. Perforations à fond de trou :

A commande hydraulico-pneumatique ou pneumatique, elles sont identiques à celles dont nous avons parlé ci-dessus, mais elles exécutent des trous plus grands et plus profonds (0,10 à 0,25 m de diamètre). Elles sont composées de deux parties, le mécanisme de rotation (généralement hydraulique) reste hors du trou, et celui de percussion (généralement pneumatique) étant à l'intérieur de celui-ci, puisqu'il accompagne la couronne.

6.3.4. Caractéristiques de foration ^[7]

Si on tient compte du fait, qu'au cours de l'année on aura une disponibilité de 90% de chariot de forage , la foration prévisionnelle sera :

Tableau IV.1 : caractéristiques de foration de la carrière de M'Hanna

Rubrique	Unité de mesure
Nombre de sondeuses	1
Capacité	20 ml
Heure de travail / jour	9 h
Capacité de foration /jour	180 ml
Nombre de jour de travail /mois	29
Capacité de foration /mois	5 220 ml
Capacité de foration / an	62 640 ml
Taux de disponibilité	90%
Capacité de foration / an ajustée (Qf)	56 376 ml

Pour atteindre les quantités prévues pour chaque mois, nous sommes dans l'obligation de prendre en considération les travaux de découvertures, Cela exige la disponibilité des engins suivants :

- Un (01) bulldozer.
- Une pelle équipée de godet et de brise roche.
- Et la capacité de foration du chariot $Q_f = 56\ 376$ ml

On remarque que la production annuelle en ce qui concerne la foration répond au besoin.

6.3.5. La foration spécifique :

La foration spécifique représente le cubage de la roche abattue. Pour chaque mètre foré est donné par l'expression :

$$f = \frac{L}{V}$$

f : foration spécifique (m/m³) 1m foré sur 1m³ de roche abattue

L : longueur du trou foré L=11.15

v : le volume de roche abattue par un trou $V = B \times E \times H$

Tels que :

E : espacement entre deux trou voisins E= 3.68m

B :la banquette (m) ; B = 3.06 m

H : hauteur du gradin (m) ; H= 10 m

donc : V=102.608 m³

la foration spécifique sera égal à : $f=0.108$ m/m³ $f=0.285$ m/t

7. Plan de tir

7.1. Introduction :

L'abattage des roches représente le premier maillon des processus technologiques de l'exploitation des gisements à ciel ouvert. Il consiste à modifier l'état naturel des roches dans le but d'améliorer le processus de leur extraction. Les travaux de tir sont largement utilisés dans les exploitations à ciel ouvert des roches dures. Dans ce cas, la roche est séparée du massif à l'aide d'explosifs placés dans des trous réalisés à cet effet. La qualité de l'abattage

des roches prédétermine en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité de travail, et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciel ouvert. Cependant l'obtention de cette dernière dépend de plusieurs paramètres variables et invariables représentant le souci des ingénieurs et spécialistes. Nous allons essayer dans ce premier chapitre d'étudier et analyser les principaux paramètres permettant par conséquent l'élaboration d'un plan de tir performant.

7.2. Conception du plan de tir :

La conception générale d'un tir doit prendre en compte les principes théoriques, qui sont principalement:

- l'adaptation de l'explosif au massif (afin d'optimiser l'énergie transmise dans ce milieu connexe);
- la création d'un maximum de faces libres afin de faciliter les réflexions d'ondes de contraintes qui créent la fissuration.

La conception d'un plan de tir s'appuie sur un certain nombre de données variables et d'éléments propres à l'entreprise qu'il faut s'efforcer de connaître ou de définir.

Avant d'entreprendre la conception, il faut :

1. Bien définir les objectifs techniques et économiques et en particulier ceux qui concernent la granulométrie et les coûts.
2. Caractériser le massif (au moins la fracturation en place et la résistance de la roche, l'hydrogéologie et les hétérogénéités).
3. Bien connaître les possibilités complètes des matériels disponibles à l'amont du tir pour la foration, ainsi qu'à l'aval, pour le chargement et dans certains cas, le concasseur , (ce dernier point devrait constituer un objectif technique, à cause de sa limite d'ouverture).
4. Connaître les caractéristiques principales des explosifs disponibles: leur densité, leur énergie (si possible mesurée sous l'eau), leur résistance à l'eau.
5. Préciser les contraintes de l'environnement (distance des installations riveraines et niveaux acceptables maximum de vibrations, bruit, projections et poussières).

Ces cinq éléments recensés ci-dessus permettent de choisir, parmi les paramètres de base du tir.

7.3. Paramètres du plan du tir

7.3.1. Paramètres contrôlables (Variables)

7.3.1.1. Paramètre Explosif (type d'explosif)

Généralement, on choisit le type d'explosif en fonction de la nature du massif. Les roches dures peu fracturées nécessitent des explosifs ayant de forte densité et des vitesses de détonation élevées. Un explosif de forte brisance est indispensable pour créer de nouvelles surfaces pendant la fragmentation.

Par contre dans les massifs fracturés, où les blocs du tas abattus sont délimités en grande partie par des discontinuités préexistantes (peu de création de nouvelles surfaces pendant l'abattage), un explosif de faible densité ayant une vitesse de détonation moins importante serait plus efficace.

Dans ce cas, et surtout lorsque les fractures sont ouvertes, il faut prendre en compte la perméabilité au gaz du massif rocheux comme un paramètre essentiel.

7.3.1.2. Le choix de l'explosif :

Le choix de l'explosif dépend aussi dans une large mesure de présence d'eau dans le massif à abattre ou des conditions climatiques, parce qu'il y a des explosifs très sensibles à l'eau et d'autres résistants (comme par exemple le nitrate fioul, leur emploi est prohibé lors de présence d'eau).

Cependant c'est à l'utilisateur de bien choisir le type d'explosif ou jouer sur les techniques permettant la conservation ou la protection de l'explosif contre l'eau. [⁸]

L'explosif sera choisi essentiellement en fonction :

➤ Du massif rocheux : l'humidité détermine une première sélection forcément respectée :

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

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

Pour le choix des explosifs nécessaires au tir, il est tenu de procéder de la façon suivante : La charge de fond de trou de mines est constituée par de l'explosif dense formant ainsi la charge principale , et la partie supérieure représentant la charge secondaire ou bien la charge en colonne est chargée par de l'explosif moins dense, parfois en vrac de préférence si l'absence d'eau le permet; ou bien discontinue en charge étagée qui nécessite alors des explosifs en cartouches.

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

1. la charge au pied : Temex1
2. la charge de colonne : Anfo

7.3.1.3. Paramètres liés aux trous

7.3.1.3.1. Qualité de la foration

Le résultat d'un minage, pour une part importante, dépend de la qualité des trous, donc de l'exécution, de la géométrie et des caractéristiques des forages destinés à être chargés.

D'autre part, le fait que l'énergie explosive est d'autant plus efficace qu'elle est confiné à l'intérieur du trou conduit à rechercher une foration de qualité.

Enfin, les conséquences les plus visibles de la qualité de la foration se retrouvent au niveau des parois prédécoupées où le bon résultat est obligatoirement lié au parallélisme et à la coplanarité des forages. La mauvaise qualité de la foration se traduit, le plus souvent, par des déviations bien visibles, et ceci , dans le cas de découpage.

Ou indirectement visibles, dans le cas d'un abattage, mais aux conséquences parfois considérables: projections, production de blocs, voir dans les cas extrêmes ratés de tir, etc. Parmi toutes les nuisances, les projections sont celles qui sont le plus susceptibles de provoquer des dégâts ou accidents graves.

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

7.3.1.3.2. Le diamètre du trou d:

. Le diamètre du trou doit être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage. A savoir :

- L'environnement: le niveau de vibration et de bruit dépend de la charge (qui dans la plupart des cas est celle d'un diamètre du trou de mine).
- La structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie, influencera donc directement sur le choix du diamètre de sondage.
- L'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner.
- La nature de l'explosif qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente.
- La hauteur du front à abattre: l'abaque ci-dessous permet d'évaluer la zone favorable entre le diamètre de foration des trous et la hauteur du front à abattre.

Pour une hauteur de 11 m, il est recommandé de prendre un diamètre entre 45-98 mm.

Les taillants existant au niveau de la carrière de M'Hanna, ont un diamètre $D=89$ mm

7.3.1.3.3. L'inclinaison du trou β

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

Selon les méthodes modernes, l'exécution de gradin ne se fait plus suivant la pente d'attaque verticale traditionnelle, mais suivant des surfaces inclinées. On aboutit, grâce à cette manière de procéder, aux avantages suivants :

- Les gradins ont une surface tenant mieux par suite de l'inclinaison ;
- La fragmentation de la roche est meilleure, et l'explosion est moins violente ;
- La consommation d'explosif est moindre ;
- Les trous peuvent être plus espacés et plus écartés ;
- L'inconvénient du « rebord » se trouve éliminé ; Les hors gabarits sont diminués ;
- Les vibrations sont moindres.

Pour ces raisons, et la réglementation limite 10 à 20° l'angle du trou foré par rapport à la verticale. Donc on choisit un angle d'inclinaison du trou « $\beta=15^\circ$ ». ^[8]

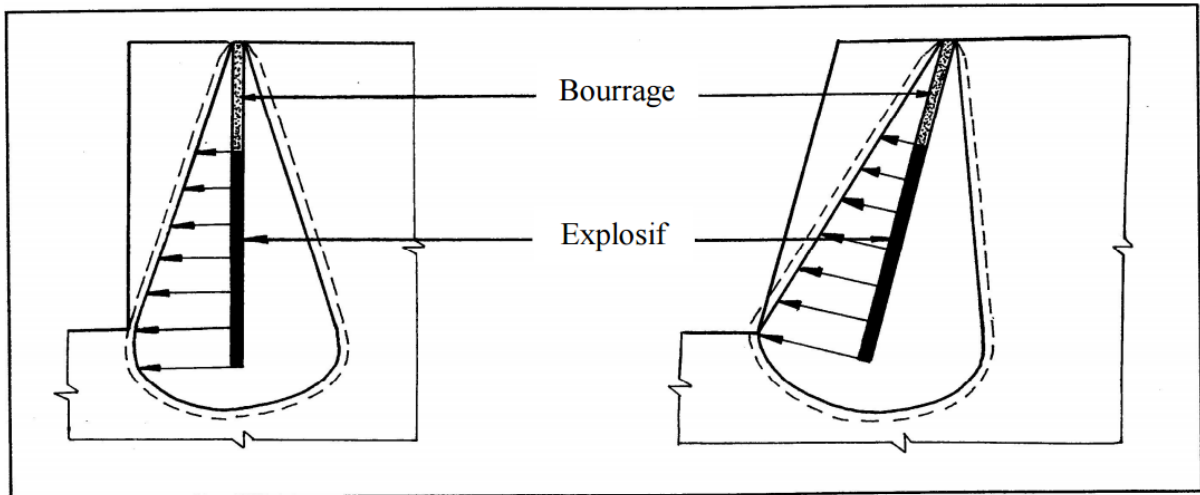


Figure IV.2: Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison

7.3.1.3.4. Ligne de moindre résistance (W) :

On donne le nom de la ligne de moindre résistance, à la distance entre le trou et la surface libre du gradin. Le diamètre (d) du trou donné en millimètre,

Lorsque des roches ont la résistance à la destruction

- Facile ($w=45 D_{tr}$) ;
- Moyenne ($w=40 D_{tr}$) ;
- Difficile ($w=35 D_{tr}$) ;

La valeur maximale possible de résistance au pied de gradin (W_{max}) sera la suivante :

$$W_{max} = 40 \times D_{tr}$$

$$W_{max} = 45 \times 89 \times 10^{-3} = 3.56m$$

Dans la pratique, on pourra rarement atteindre W_{max} et une réduction de cette valeur sera nécessaire, suivant la valeur la plus ou moins grande précision du forage. Ces résistances vont, généralement, de 10 à 20%, de sorte que la résistance au pied de gradin prévu sera de:

$$W = 0.9 \times W_{max}$$

$$A.N : W = 0.9 \times 3.56 = 3.204m \approx 3.2m$$

7.3.1.3.5. L'excès de forage (sous forage) L_s :

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

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

$$L_s = 0.3 \times W$$

Où : W : résistance au pied du gradin

$$(A/N) : \quad L_s = 0.3 \times 3.2 = 0.96 \approx 1 \text{ m}$$

7.3.1.3.6. Longueur du trou L_{tr}

Elle dépend essentiellement: de la hauteur du gradin, de l'inclinaison et de la longueur d'excès. Elle détermine la distribution de l'énergie dans le volume à abattre. La distribution idéale de la charge est difficile à obtenir pour les trous longs.

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

$$L_{tr} = \frac{H_{gr}}{\sin \alpha} + L_s$$

Où : H_{gr} : hauteur du gradin, (m);

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

α : angle du talus, (en degré($^\circ$)).

$$L_{tr} = \frac{H_{gr}}{\sin \alpha} + 1$$

(A/N) : $H_{gr} = 10 \text{ m}$

$\alpha = 80^\circ$

$$L_{tr} = \frac{10}{\sin 80} + 0.3 \times 3.2 = 11.15 \text{ m}$$

Choix du diamètre de foration. ^[8]

Le choix du diamètre de foration dépend de différents facteurs :

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

7.3.1.4. Paramètres liés au Bourrage

7.3.1.4.1. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous

Le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs, il doit être suffisant pour éviter le travail "en cratère" de la dernière charge. Il est réalisé par des matériaux inertes (sable ou terre humide, argile). En général, il dépend de la banquette. Dans les trous profonds, sa longueur doit être égale à la banquette, et il peut descendre à (0,5 de la banquette) dans les courts trous. Dans la majorité des cas en mines et carrières à ciel ouvert, le bourrage se dispose en fonction de fissures, de l'hétérogénéité du gradin et de l'utilisation de gros diamètres des trous. Le bourrage intermédiaire permet dans le premier cas d'obtenir un abattage sélectif, dans le second d'éviter la perte d'énergie, et dans le troisième d'éviter une surconsommation d'explosif.

7.3.1.4.2. Qualité du matériau de bourrage

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

7.3.1.5. Paramètres liés au plan

7.3.1.5.1. L'espacement E :

On entend par Espacement, la distance qui sépare deux trous voisins. En général un espacement égal à 1,25 fois la banquette donne de bons résultats. Une bonne fragmentation peut être obtenue en variant l'espacement entre (1,15 et 1,25) fois la banquette sans pour autant augmenter l'énergie de la charge spécifique.

$$E = 1.15 \times w$$

$$(A/N) : E = 1.15 \times 3.2 = 3.68m$$

7.3.1.5.2. Banquette B :

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

$$B = 0.85 \times E$$

$$B = 0.85 \times 3.6 = 3.06 \text{ m m}$$

$$B=3m$$

7.3.1.5.3. Rapport de maille

Le rapport de maille est égal à la valeur de l'espacement sur celle de la banquette.

$1.1 < \frac{E}{B} < 1.15$: Bonne fragmentation des roches

$\frac{E}{B} \approx 1$: bon profil du front

$\frac{E}{B} < 1$: Production d'encochement ,

7.3.1.5.4. Nombre de rangées :

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

- La fragmentation des blocs;
- Les variations de projection;
- Les vibrations du sol;
- Les dégâts commis sur la roche en place;

Le nombre de rangées est déterminé par :

- Les éléments de la méthode d'exploitation (largeur de la plate-forme du travail);
- La réserve nécessaire des roches abattues;
- La technologie et l'organisation des travaux miniers.

Le tir s'effectuera sur 2 rangées de trous.

7.3.1.5.5. Amorçage :

On donne le nom d'amorçage à l'opération consistant à placer un allumeur dans une charge explosive, afin qu'elle soit prête à être mise à feu.

Un bon amorçage doit satisfaire aux conditions suivantes :

-L'amorçage doit être soigneusement attaché à l'explosif, afin d'éviter que, durant le chargement, elle ne soit arrachée de sa position. Elle doit être enfoncée intégralement dans l'explosif, pour ne pas être cognée contre les parois du trou lors du chargement;

-L'amorçage doit être dans la position convenant le mieux dans la charge, pour donner les meilleurs résultats;

- Les fils et les cordons ne doivent jamais être sujets à des tensions trop fortes,

- L'amorçage doit être à l'épreuve de l'eau si nécessaire;

- L'amorçage doit avoir une forme et une position qui permettent un chargement parfait

7.3.1.5.6. Classifications des Détonateurs électriques.

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

1- Détonateurs électriques instantanés DE.I ;

2- Détonateurs électriques à retard D.E.R pour les tirs dans les mines ;

3- Détonateurs électriques Micro-Retard DMR.

Pour notre plan de tir on utilise le détonateur Micro-Retard, pour les avantages décrits ci dessous :

- Une diminution de la vibration du sol et du déplacement de l'air par l'explosion d'où l'avantage que procure l'utilisation des microretards lors des tirs programmés aux environs des constructions;

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

- La possibilité d'orienter l'onde de choc pour la création d'un dégagement.

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

7.3.2. Paramètres invariables

7.3.2.1. Comportement de la roche (Résistances et propriétés)

- Pression statique : poussée des terrains,
- Pression dynamique : action des explosifs

7.3.2.2. Conditions climatiques (Eau quelque fois contrôlable)

La présence d'eau dans un terrain est toujours une source de préoccupation pour le mineur, elle influe généralement sur trois paramètres à savoir :

7.3.2.3. Répartition de la charge :

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

- La charge de pied ;

-La charge de colonne.

7.4. Calcul des paramètres de tir :

7.4.1. Charge d'explosif par trou :

7.4.1.1. Caractéristique d'explosif :

Les caractéristiques des explosifs (Temex1 et Anfotidj) commercialisés en Algérie par l'ONEX sont données dans le tableau suivant:

Tableau IV.2 : caractéristiques des explosifs Temex et Anfotidj

Désignation commerciale (Explosif)	Resistance à l'eau	Densité	Vitesse de détonation (m/s)	Puissance C.U.P	C.E.S (cm)	Volume gaz (l/kg)	Energie Q(k/kg)	Utilisation
Temex1	bonne	1.45	6000	1.27	6	808	4807	Roches dures
Anfo	Médiocre	0.9	3000	1.15	0	975	3803.8	Travaux à ciel ouvert

Avec :

C.U.P : coefficient d'utilisation pratique;

C.S.E : coefficient de self excitation.

Explosif	Emballage	Poids [kg]	Lg cartouche [m]
Temex1	Cartouche	2	0.5
Anfotidj	En vrac	25	

7.4.1.2. Distribution de la charge :

-Pied : Temex

-Colonne :Anfo

7.4.1.3.Calcul des charges :

- **pied** : La charge de pied, est celle qui contribue au dégagement et à la fragmentation du pied ; elle a une hauteur d'au moins une fois la banquette et la sous-foration :

$$H_p=1.1 \times W$$

$$(A/N) : H_p=1.1 \times 3.2=3.52 \text{ m}$$

$$\text{Temex} : Q_p=N_c \times P_t$$

N_c : Nombre de cartouche : 8

P_t : Le poids de la cartouche du Temex (Kg) ; $P_c= 2 \text{ Kg}$

$$Q_{\text{temex}}=8 \times 2=16 \text{ kg}$$

- **Colonne** : La hauteur de la charge de colonne est la partie restante du trou de mine, et est déterminée par la formule suivante : $Hc = \frac{Hg}{\cos\beta} - 2 \times W$

Hg : Hauteur du gradin

β : Inclinaison du trou

W : Ligne de moindre résistance

(A/N) :

$$Hc = \frac{10}{\cos 15^\circ} - 2 \times 3.2 = 3.95 \approx 4 \text{ m}$$

-Anfo : $Qc = Ns \times Pan$

Pan : Poids de l'Anfo (kg) Pan=25kg

Ns : Nombre de sac

$$Q_{\text{Anfo}} = 1 \times 25 = 25 \text{ kg}$$

Bourrage : charge de bourrage

$$L_b = L_{\text{tr}} - L_{\text{ch}}$$

L_{tr} : Longueur de trou $L_{\text{tr}} = 11.15 \text{ m}$

L_{ch} : Longueur de charge $L_{\text{ch}} = L_c + L_p$

Tel que : L_c : Longueur de colonne $L_c = 4 \text{ m}$

L_p : Longueur de pied $L_p = 3.52 \text{ m}$

$$L_{\text{ch}} = 4 + 3.52 = 7.52$$

$L_{\text{ch}} = 7.52 \text{ m}$

(A/N): $L_b = 11.15 - 7.52$

$$\boxed{L_b = 3.68 \text{ m}}$$

-Charge totale d'un trou de 11.15 m est $Q_t = Q_p + Q_c$

$$Q_t = 25 + 16 = 41 \text{ kg}$$

Minage :

-Pied : Temex1 16kg sur 3.52 m

-Colonne : Anfo 25kg sur 4 m

Amorçage

- Cordeau détonant 20gr/ml 12ml

- Détonateur (D.M.R) :20 ms 1pièce

7.4.2. Consommation spécifique de l'explosif q_s :^[8]

La consommation spécifique de l'explosif est appelée quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m³ de roche (respectivement de 1 tonne de minerai). Le degré de la fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir. Ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique de l'explosif, g/m³ (respectivement g/t) nécessaire pour atteindre le degré exigé de la fragmentation. La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$q_s = \frac{Q_t}{H_{gr} \times B \times E \times \gamma}$$

Qt : La charge totale de l'explosif par trou (kg) ; Qt= 41 kg

E : Espacement(m)

B : Banquette (m)

γ : Densité de la roche abattue

$$q_s = \frac{41 * 1000}{10 \times 3.06 \times 3.68 \times 2.64}$$

$$q_s = 137.9 \text{ g/t}$$

Volume de la roche abattue par un trou V_{tr}

Le volume de la roche abattue par un trou est déterminé par la formule suivante :

$$V_{tr} = W \times E \times \frac{Hg}{\cos\beta}$$

Tel que :

W : Ligne de moindre résistance (m)

E : Espacement (m)

Hg : Hauteur du gradin (m)

$$V_{tr} = 3.2 \times 3.68 \times \frac{10}{\cos 15^\circ}$$

$$V_{tr} = 121.91 \text{ m}^3/\text{trou}$$

Qui correspond a la quantité « Q_{tr} » en tonnes :

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \gamma$$

$$Q_{tr} = 121.91 \times 2.64 = 321.84 \text{ t/trou}$$

7.4.3. Nombre de trous forés en un mois « N_{tr} » :

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

P_m : La production mensuelle prévisionnelle $P_m = 75363,75$ tonnes/mois

V_{tr} : Volume de la roche abattue par trou.

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

$$N_{tr} = \frac{P_m}{V_{tr}}$$

$$N_{tr} = \frac{75363,75}{321.84} = 234.16 \approx 234 \text{ trou/mois}$$

La charge totale d'une volée Q_v

Le tir sera réalisé en deux fois par mois, la charge totale d'une volée est le nombre des trous de la volée multiplié par la charge dans un trou.

N_{tr} : nombre de trou par tir $N_{tr} = 234/2 = 117$ trou

$$Q_v = N_{tr} \times Q_{tot}$$

$$Qv = 117 \times 41 = 4797 \text{kg}$$

7.4.4. Consommation annuelle d'explosifs et accessoires :

7.4.4.1. Explosifs :

La consommation spécifique est $q = 0,137 \text{Kg/t}$

Le Tonnage de massif abattu est $T = 904\,365$ Tonnes

Ce qui donne :

$$Q_{ex} = T \times q \quad (\text{Kg}) \quad \text{soit} \quad Q_{ex} = 123898,005 \text{kg}$$

$Q_t = 41 \text{ Kg}$ on a Temex 1 = 16 Kg

Anfo = 25 Kg

On aura pour : $Q_{ex} = 123\,898,005 \text{ Kg}$

 Temex 1 = 48 320,22195 Kg

 Anfo = 75 577,78305 Kg

7.4.4.2. Détonateurs :

$$N = F/L \quad N = 4\,218 \text{ détonateurs}$$

Sachant que les détonateurs sont divisés en : 13

Série dont 1 instantanée (DEI) et 12 DMR

Donc on aura : **324** DEI et **3 894** DMR par an.

7.5. Résumé des paramètres du tir trouvés :

Tableau IV.3 : valeur et type des différents paramètres du tir

Paramètre du plan du tir	Symbole	valeur	unité
Diamètre du trou	D	89	mm
Longueur du trou	Ltr	10	m
Longueur de sous-forage	Ls	01	m
Longueur de bourrage	Lb	3.68	m
Maille de forage	B x E	3.06×3.68	m
Ligne de moindre résistance	w	3.2	m
Longueur de la charge d'explosif	Lch	7.52	m
Paramètre		Type	
Bourrage		Simple extérieur	
Charge d'explosif		Continue (sans bourrage intermédiaire)	
Explosif utilisé		TEMEX 1 et ANFOMIL	
Tir		Tir électrique à retard (microretards utilisés de 20 millièmes de seconde).	
Détonateur		Exploseur électrique	

7.6. Paramètre pratiques :

Les paramètres du plan de tir pratiqué dans la carrière sont résumés dans le tableau suivant :

Tableau IV.4 : paramètres du tir utilisé dans la carrière de M'Hanna

Paramètre du plan du tir	Symbole	valeur	unité
Diamètre du trou	D	89	mm
Longueur du trou	Ltr	10	m
Longueur de sous-forage	Ls	01	m
Longueur de bourrage	Lb	2	m
Maille de forage	B x E	3x3.5	m
Ligne de moindre résistance	w	3	m
Longueur de la charge d'explosif	Lch	9	m

Commentaire :

Afin d'avoir un meilleur résultat du tir (bonne fragmentation des roches) on propose d'améliorer le plan de tir

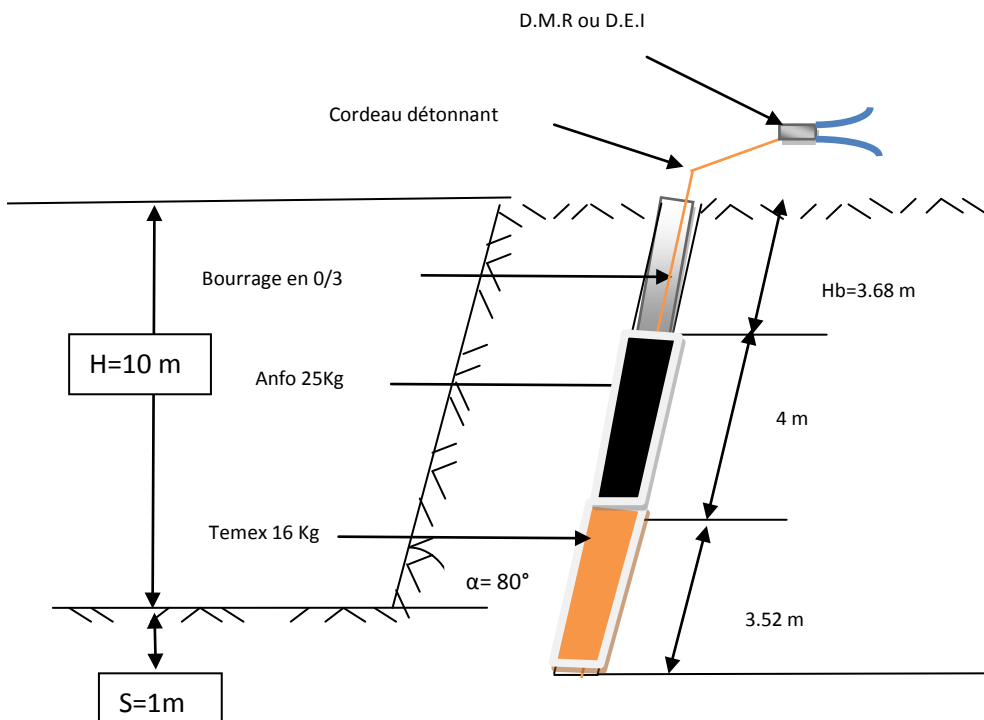


Figure IV.3 : schéma de tir de mine

7.7. Conclusion :

La chaîne technologique d'un plan de tir et leur efficacité sont plus affectées par les discontinuités structurales y compris failles, joints et autres, et les conditions climatiques que par les propriétés de l'explosif.

A propos des paramètres contrôlables, le choix de type d'explosif dépend de la nature du massif et les objectifs de fragmentation et de foisonnement. Le trou doit être caractérisé par un diamètre choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage, une longueur qui prédétermine la distribution de la charge et par conséquent la distribution de l'énergie dans le volume à abattre, aussi une inclinaison qui améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer une hausse sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus de forage et de tir, ainsi l'excès de forage qui 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. La hauteur de bourrage et sa qualité sont responsables de l'utilisation de l'énergie d'explosif.

La largeur de la banquette et l'espacement sont affectées principalement par les paramètres liés au trou, la hauteur du gradin, l'explosivité de la roche et la fragmentation prévue. La séquence d'initiation de la charge influe également sur la fragmentation et contrôle en grande partie les effets arrière et les vibrations qui résultent du tir.

CHAPITRE V

DEVELOPPEMENT

1. Introduction :

L'étude d'exploitation est établie suite aux travaux d'exploration géologique réalisés par

- L'UREG-ENDMC en 1991 pour le compte de l'ENG.
- L'ORGM en 2005 pour le compte de la filiale ALGRAN du Groupe ENOF dans le cadre de la demande du titre minier d'exploitation.

Le développement a pour but de puiser les réserves exploitables du gisement de calcaire « M'Hanna », sur une durée de vie appréciable.

Le site minier calcaire « M'Hanna ou Bouzegza nord » représente l'extension du site minier « Keddara » en raison d'appauvrissement des réserves de ce dernier exploité par la société ENOF .L'exploitation de ce gisement est destinée à alimenter une station de concassage afin de produire des granulats de différentes classes granulométriques.

La société ENOF prévoit pour cela, une capacité d'extraction annuelle de 904 365 tonne/an.

Le développement des exploitations à ciel ouvert s'explique par les avantages suivants :

- La meilleure récupération des gisements et une bonne sélectivité.
- La plus grande souplesse dans la planification de l'exploitation et de la découverte.
- La plus grande sécurité de travail
- La possibilité d'une importante mécanisation permettant d'utiliser des grosses machines.

2. Calcul des réserves :

a. Reserve géologique :

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 Bouzegza 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.

Le calcul de la surface exploitable du gisement de calcaire a été évaluée à l'aide du logiciel AUTOCAD+COVADIS à l'intérieur du périmètre autorisé de la carrière de m'Hanna est environs 53.3 Ha.

b. Méthode de calcul de la surface des niveaux à exploiter

Le choix d'une méthode dépend des particularités de la minéralisation (morphologie, dimensions, caractéristiques de la minéralisation, nature et intensité de la minéralisation) ainsi que des procédés et des moyens de la prospection et de l'exploitation.

Parmi ces méthodes, on a :

- Méthode des courbes de niveau ;
- Méthode des coupes géologiques.

Le Choix de secteur de calcul de la superficie du gisement de M'HANNA est de 80 hectares, c'est pourquoi le calcul de réserves s'effectuera sur une partie délimitée en fonction des critères suivants :

- Avancement des travaux d'ouverture ;
- Progression de la préparation ;
- Evolution de l'exploitation ;
- Planification à moyen et long terme.

En suivant une méthode de calcul comme suit :

- tracé du contour des réserves de calcaire sur toute la carte en utilisant « polyligne » sur la barre d'outil d'autocad/covadis 3D/ cubature par prisme/entre MTN et plan Horizontal on sélectionne le contour tracé précédemment et on détermine le niveau de base qui est 405m dans notre cas

- confirmation et l'apparition d'une page de calcul qui nous indique le volume et la surface de calcaire

c. Réserves exploitables :

On a calculé les réserves exploitables et donc le tonnage de chaque niveau du gisement de

la même façon décrite précédemment on trace à l'intérieur du périmètre et en tenant compte de l'existence du calcaire les contours de chaque niveau ensuite on a calculé le volume et le tonnage :*

- Surface moyenne S_{moy}

Le calcul de la surface moyenne entre deux niveaux successifs se fait à l'aide de la formule suivante :

$$\text{si } \frac{S(i+1)}{S(i)} < 40\%$$

Sinon :

Tel que :

- S_i : la surface d'un niveau i (m^2)
- S_{i+1} : surface du niveau suivant (m^2)
- S_{moy} : la surface moyenne entre les deux surfaces S_i et S_{i+1} (m^2)
- Calcul de volume :

Pour calculer le volume on utilise la formule suivante

$$V_i = S_{moy} * H_{gr}$$

Tel que

- V_i : le volume du niveau (i) (m^3)
- S_{moy} : la surface moyenne entre deux niveaux consécutifs (m^2)
- H_{gr} : hauteur qui existe entre deux niveaux (dont on a calculé le volume) (m)
- calcul du tonnage $T \quad T_i = V_i \times \rho$

Tel que :

$$\rho: \text{masse volumique } \left(\frac{kg}{m^3} \right)$$

V_i : le volume de chaque niveau i (m³)

- durée de vie de la carrière :

Elle est estimée par la formule suivante :

$$T_{carriere} = \frac{Q_{exp}}{Pa}$$

Tel que :

Q_{exp} : réserves exploitables totale (tonnes)

Pa : production annuelle (tonnes)

$$T_{carriere} = \frac{74498755,49}{904365} = 82,38 \approx 82 \text{ ans}$$

Les résultats sont résumés dans le tableau suivant :

Tableau V.1 : calcul des réserves exploitables par niveau

Niveau	Surface 2D	Surface moyenne (m²)	Hauteur	Volume (m3)	Tonnage (tonnes)	Prod annuel	Durée	Durée de vie (mois)
660	4549,91	9764,52	10	97600	257664,00	904365	0,28	3,42
650	14979,13	20687,43	10	206800	545952,00	904365	0,60	7,24
640	26980,00	38002,18	10	380000	1003200,00	904365	1,11	13,31
630	50217,88	71724,10	10	717200	1893408,00	904365	2,09	25,12
620	95648,75	114991,10	10	1149900	3035736,00	904365	3,36	40,28
610	135486,46	150251,76	10	1502500	3966600,00	904365	4,39	52,63
600	165517,67	181906,83	10	1819000	4802160,00	904365	5,31	63,72
590	198803,91	216026,35	10	2160200	5702928,00	904365	6,31	75,67
580	233719,32	250153,54	10	2501500	6603960,00	904365	7,30	87,63
570	266955,90	290079,21	10	2900700	7657848,00	904365	8,47	101,61
560	313834,17	331664,72	10	3316600	8755824,00	904365	9,68	116,18
550	349820,74	362991,75	10	3629900	9582936,00	904365	10,60	127,16
540	376324,04	385870,44	10	3858700	10186968,00	904365	11,26	135,17
530	395496,22	397808,63	10	3978000	10501920,00	904365	11,61	139,35
total	3028459,62	2821922,56		28218600	74498755,49	904365	82,38	989

6. Planning des travaux :

Le planning des travaux du gisement de M'Hanna sur une durée de 10 ans est résumé dans le tableau suivant :

Tableau V.2 : planning des travaux d'exploitation de la carrière de M'Hanna

Désignation	Volume	Durée de vie	EXERCICES											
			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10		
Ouverture et exploitation du niveau 660 m	257 664	0,28	—											
exploitation du niveau 650 m	545 952	0,60	—	—										
exploitation du niveau 640 m	1 003 200	1,10	—	—	—									
exploitation du niveau 630 m	1 893 408	2,09		—	—	—	—							
exploitation du niveau 620 m	3 035 736	3,35				—	—	—	—	—	—			
exploitation du niveau 610 m	3 966 600	4,38						—	—	—	—	—	—	—
Remise en état					—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

1. Interprétation :

Ce tableau représente le planning des travaux d'exploitation dans la carrière de M'Hanna de telle sorte que ça montre l'avancement des travaux de chaque niveau en fonction des années ; on a obtenu ce tracé en calculant les réserves géologique sur covadis en suivant la méthode des courbes de niveaux.

Le développement présent a été fait sur une durée de 10ans selon le titre minier obtenu (renouvelable chaque 10ans)

On remarque que pour les niveaux 650 et 640 on entame les travaux de decouverte en même temps pour préparer la plateforme de travail du niveau inferieur avant de finir avec l'abattage du niveau supérieur

A la fin des 10 années , après épuisement du niveau 610, on peut soit demander un renouvellement du titre minier et continuer l'exploitation des réserves restantes soit procéder a une remise en état des lieux

Cette représentation est qualitative il se peut que les travaux en réalité prennent plus ou moins de temps et cela est du aux conditions réelles (climats, engins rendement du personnel) qui n'ont pas été pris en compte lors du calcul.

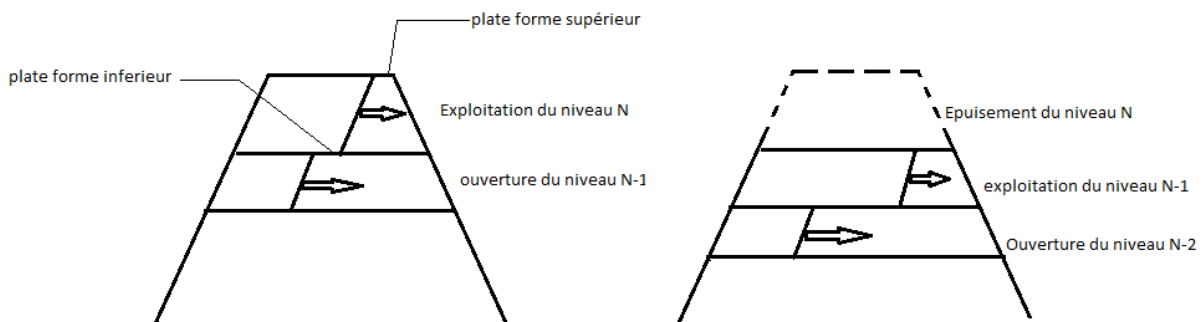


Figure V.1 : schéma représentatif de l'avancement des gradins

7. Conclusion :

Les plans de développement et d'exploitation élaboré dans le cadre de la demande de permis d'exploitation de carrières du gisement de calcaire « M'Hanna » prévoit de développer les réserves exploitables du gisement sur quatorze niveaux d'exploitation : [660 m_530] avec une hauteur de gradin de 10 m.

Les réserves exploitables sont de l'ordre 74 498 755 tonnes de calcaire assurant une activité à la station de concassage pendant Quatre-vingt ans (80,38 ans), à raison de 904 365 tonnes/an.

Les conditions technico-minières sont favorables pour mener à une exploitation dans les conditions du respect total des normes en vigueur.

CHAPITRE VI

ETUDE DU PROCESSUS DE CHARGEMENT ET DE TRANSPORT

VI. Chapitre V : Etude de processus de chargement et transport

A. Chhargement

1. INTRODUCTION :

L'exploitation des mines et carrières requiert en matière de chargement et transport des matériels de types et de puissances variés. Différents systèmes de desserte, une correspondance entre un engin de chargement et de transport, peuvent être envisagés chacun d'entre eux ayant un domaine d'application économiquement rentable bien défini.



Figure VI.1: processus du chargement dans la carrière de M'Hanna

Du fait de son incidence économique cette activité a été largement étudiée dans le passé c'est pourquoi on trouve dans la littérature de nombreuses études visant à optimiser le choix des engins satisfaisant les exigences de travail de la carrière ^[2]

2. CHOIX DU MOYEN DE CHARGEMENT

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

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

3. Equipement de chargement existant dans la carrière de M'Hanna

Dans la carrière de M'Hanna, l'équipement de chargement utilisé est le chargeur à roues de type CATERPILLAR 988H au nombre de deux (02) dont l'un est à l'arrêt, endommagé suite à la chute de bloc.

Durant les dernières années, nous assistons au développement continu des chargeurs qui concurrencent fortement la pelle mécanique dans les conditions correspondantes d'exploitation des gisements à ciel ouvert. Dans les carrières contemporaines les chargeurs remplacent souvent les excavateurs entre autres pelles mécaniques. Cela est devenu possible grâce aux avantages considérables des chargeurs en comparaison avec les excavateurs. On peut mettre en relief les avantages suivants :

- Grande capacité du godet par rapport à la masse du chargeur. Le chargeur avec la même capacité du godet pèse de six à huit fois moins que l'excavateur.
- Grande vitesse du déplacement elle dépasse trente à quatre-vingt-dix fois celle de l'excavateur.
- Grande manœuvrabilité permettant de faire le chargement dans les conditions gênées ou défavorables non accessibles pour les excavateurs.

Parmi les inconvénients, on peut citer :

- L'effort de poussée relativement petit, pour l'exploitation des roches dures et mi-dures mal fragmentées, surtout pour les chargeurs à petite et moyenne puissance, c'est-à-dire que le chargeur a plus de difficulté de pénétration dans les roches abattues que la pelle.

Les chargeurs sur pneus ont besoin d'espace pour les manœuvres.

En pratique la durée d'un cycle d'un chargeur diffère de celle d'un excavateur ayant le même volume de godet par ce que le chargeur doit se déplacer pour déverser la charge, contrairement à l'excavateur qui effectue une simple rotation sur lui-même.

De là, nous pouvons dire que le rendement du chargeur est plus petit que celui de l'excavateur à godet unique.

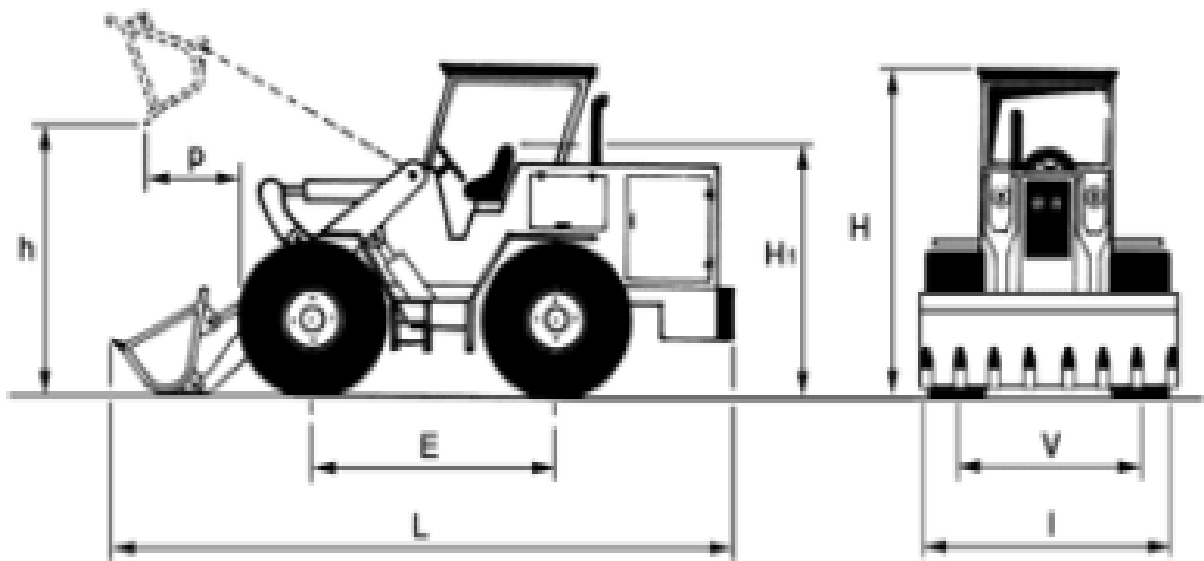


Figure VI.2 : schéma représentatif du chargeur CATERPILLAR 988H



Figure VI.3 : Présentation du chargeur CATERPILLAR 988H

Tableau VI.1 : Caractéristiques techniques du chargeur de type CATERPILLAR 9 ^[11]

N°	Caractéristiques techniques	Symboles	Valeurs	Unités
01	Chargeur CATERPILLAR 988H	-	-	-
02	Capacité du godet	E	7	m ³
03	Puissance du moteur	P _m	373.00	Kw
04	Type de moteur	-	CATERPILLAR C 18	-
05	Vitesse de déplacement en avant	V _{av}	36	Km/h
06	Vitesse de déplacement en arrière	V _{ar}	24	Km/h
07	Poids de l'engin	P	49.80	t
08	Rayon de braquage	R _b	8,69	m
09	Largeur	l	3.98	m
10	Hauteur maximale	H	4,13	m
11	Longueur	L	12.29	m

4. Durée moyenne d'un cycle de chargeur

Le cycle de travail d'une pelle excavatrice comprend quatre opérations essentielles :

- Pénétration du godet dans le tas du TVC.
- 1^{ère} Rotation axiale vers le lieu de déversement.
- Déchargement du godet.
- 2^{ème} rotation axiale à la position initiale.

Lors du stage pratique, on a précédé au chronométrage de la durée d'un cycle "t_c" du chargeur CATERPILLAR 988F pour 20 essais. Voir Tableau 16.

Tableau VI.2 : Chronométrages de la durée d'un cycle du chargeur CATERPILLAR 988

N° cycle	Durée de cycle (min)	N° cycle	Durée de cycle (min)
1	53	6	52
2	50	7	54
3	49	8	53
4	51	9	54
5	49	10	55

5. Traitement statistique des essais chronométrés de la durée d'un cycle du chargeur CATERPILLAR 988F

3.1.1. Durée d'un cycle moyen de la chargeuse ; \bar{t}_c

$$\bar{t}_c = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n T_i$$

n = 10 essais

T_i : temps de chargement de l'essai i (s)

$$\bar{t}_c = 52.0 \text{ s}$$

3.1.2. Calcul l'écart-type standard empirique ; S

$$S = \sqrt{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (t_c - \bar{t}_c)^2}$$

$$S = 4.2 \text{ min}$$

i. Rendement par poste du chargeur CATERPILLAR 988F :

Le rendement des engins de chargement dépend :

- De type d'engin ;
- De la capacité du godet ;
- De temps de cycle ;
- De la densité et la granulométrie de la roche abattue ;
- De l'expérience de conducteurs ;

Et il est calculé par la formule suivante :

$$R_{an} = \frac{3600.Cg.Kr.Ku.Tp.Np.Nj}{Tc.Kf}, m^3/an$$

Tells que :

- Cg : capacité du godet $Cg=7 m^3$
- Kr : coefficient de remplissage $Kr=0,75$
- Tp : durée d'un poste $Tp=7 h$
- Ku : coefficient d'utilisation $Ku=0.91$
- Kf : coefficient de foisonnement $Kf=1,6$
- Tc : temps cycle de la pelle excavatrice $Tc=52 s$
- Np : nombre de poste par jour

Donc :

$$R = \frac{3600 * 7 * 0.75 * 7 * 0.91 * 1}{52 * 1.6}$$

$$Rc = 1447.09 m^3/poste$$

- Le rendement massique est donc est : $Rc = R * \gamma$
- Tel que $\gamma=2.64 t/m^3$

$$Rc = 3820.16 Tonnes/poste$$

1. Rendement annuel du chargeur CATERPILLAR 988H Ra:

Le rendement annuel du chargeur est calculé par la formule suivante :

$$Ra = Rj * Nj \text{ ou } v$$

Tel que : Nj = nombre de jour ouvrable par an = 350 j/an

Rj : le rendement journalier du chargeur $Rj=5037.38 \text{ tonnes/j}$

$$Ra = 3820.16 * 350$$

$$Ra = 1337056.87 \text{ tonnes/an}$$

Commentaire :

Pour une production annuelle de **904 365** tonnes, le moyen de chargement répond positivement aux besoins de la production en comparant la production annuelle prévue

T = 904 365 tonnes.

On peut atteindre un rendement optimal et cela en minimisant les contraintes de production et en améliorant l'état de marche des équipements de chargement , la mise en travail d'un deuxième chargeur est nécessaire dans le cas d'un arrêt imprévu ou l'entretien du premier chargeur car ce rendement reste tout de même très optimiste et ne prend pas en considération les aléas rencontrés lors du chargement.

2. Capacité optimale du godet de chargeur E_{opt} :

Elle est donnée par la formule suivante :

$$E_{opt} = \frac{P_{an} \cdot T_c \cdot K_f}{3600 \cdot K_u \cdot K_r \cdot T_p \cdot N_p \cdot N_j}; (m^3)$$

Selon la Firme Internationale CATERPILLAR, la durée d'un cycle « t_c » peut être déterminée en fonction de type de matériau et de la capacité de godet (voir Tableau ...)

Tableau V.3 : Durée d'un cycle « T_c » en fonction du type de matériau et de capacité du godet

Types de matériaux	Capacité du godet (m^3)	t_c , (s)	
		Pelles	Chargeur
Facile	1,0 ÷ 3,0	11 ÷ 18	20 ÷ 24
	3,8 ÷ 7,6	18 ÷ 24	24 ÷ 30
	8,4 ÷ 15,3	24 ÷ 36	30 ÷ 48
Moyen	1,0 ÷ 3,0	16 ÷ 26	25 ÷ 30
	3,8 ÷ 7,6	26 ÷ 34	30 ÷ 36
	8,4 ÷ 15,3	34 ÷ 48	36 ÷ 60
Difficile	1,0 ÷ 3,0	20 ÷ 30	30 ÷ 36
	3,8 ÷ 7,6	30 ÷ 36	36 ÷ 60
	8,4 ÷ 15,3	36 ÷ 60	60 ÷ 90

Selon les conditions géologiques et minières de la carrière de M'Hanna, le minerai de calcaire est fragmenté par travaux de forage et de tir avec un taux de blocs hors gabarit allant jusqu'à 10%. Il s'agit d'un matériau moyennement difficile.

De l'autre côté, la capacité de godet du chargeur CATERPILLAR 988H est de 7 m^3 .

Selon le type de minerai (matériaux) de M'Hanna et conformément au Tableau V.3 la valeur de t_c (temps de cycle) varie entre 36 et 60 secondes ($t_c = 36 \div 60 \text{ (s)}$)

Dans notre mémoire de fin d'études, la durée moyenne d'un cycle du chargeur ($\bar{t}_c = 52.0 \text{ s}$) est incluse dans l'intervalle de 36 à 60 s ce qui confirme la fiabilité des essais chronométrés qu'on a réalisés dans la carrière de M'Hanna

Tel que :

P_{an} : production annuelle de la carrière: $P_{an} = 904\ 365$ tonnes donc 342562.5 m^3 . t_c

: Durée d'un cycle de la chargeuse, $T_c = 52.0 \text{ s}$

K_f : Coefficient de foisonnement $K_f = 1,6$

K_r : Coefficient de remplissage du godet, $K_r = 0,75$

T_p Durée d'un poste en heure, $T_p = 7 \text{ h}$

K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse $K_u = 0,91$

N_p : Nombre de poste de travail de la chargeuse, $N_p = 1 \text{ P} / \text{j}$

N_j : Nombre de jours ouvrables par an, $N_j = 350 \text{ j}$

$$E_{opt} = \frac{342562.5 \times 52.0 \times 1,6}{3600 \times 0,75 \times 0,91 \times 7 \times 350} = 4.73 \text{ m}^3$$

$$\mathbf{E_{opt}=4.73 \text{ m}^3}$$

3. Conclusion

- La capacité du godet du chargeur CATERPILLAR 988 H d'après les caractéristiques techniques est de : 7 m^3 .
- La capacité du godet du chargeur calculé est de : $4,73 \text{ m}^3$.
- On déduit que le choix de chargeur susmentionné est judicieux pour les conditions de la carrière de M'Hanna.

B/ TRANSPORT :

1. Introduction

Le transport est un processus d'une importance capitale dans les travaux miniers, car il assure la liaison entre le lieu d'extraction de la matière première et le lieu de la transformation, mais son choix est basé sur des calculs selon les conditions d'utilisation et le lieu de travail. [2]

2. Le choix du moyen du transport [6]

Le choix du transport dans la carrière prédétermine le mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, des équipements miniers, le mode de mise à terril etc.

Le but principal du transport consiste à déplacer la masse minière bien fragmentée des chantiers (front de taille) jusqu'aux points de déchargement (concasseur, les trémies de réception, les stocks ou les terrils).

Le choix des moyens de transport dépend des facteurs principaux suivants :

- La production de la carrière
- La distance de transport
- Du type d'équipement de chargements
- Des caractéristiques de la masse minière à transportée
- Et des dimensions de la carrière

Après une étude des paramètres de ces différents facteurs cités ci-dessus, nous pouvons choisir le type de transport adapté car il existe une multitude de mode de transport à savoir :

- Transport par voie ferrée
- Transport par camion
- Transport par convoyeur

Actuellement le transport par camion est le plus répandu vu la simplicité de construction des engins, la manœuvrabilité, la possibilité de surmonter des pentes élevées allant jusqu'à 12%. La simplicité d'organisation de travail caractérise fort bien le mode de transport par camion

3. Equipement de transport existant dans la carrière de M'Hanna

Au niveau de la carrière de M'Hanna, le transport de tout-venant au niveau du projet est assuré par des Dumpers de marque TEREX avec des capacités de bennes **50 tonnes**.

La distance de transport de la carrière vers la station de concassage est de **3 km**.

Tableau VI.4 : Caractéristiques techniques du camion de type DUMPER TEREX ^[11]

N°	Caractéristiques techniques	Symboles	Valeurs	Unités
01	DUMPER TEREX TR60	-	-	-
02	Capacité du godet ou de chargement	E	50	t
03	Puissance du moteur	P _m	462.00	Kw
04	Type de moteur	-	CUMMINS	-
07	Pois de l'engin	P	41.30	t
08	Rayon de braquage	R _b	10.50	m
09	Largeur	L	4.47	m
10	Hauteur maximale	H	4.44	m
11	Longueur	L	9.13	m

a. Avantages du transport par camion : ^[12]

- Grande capacité de la benne
- Pente importante $i = 6\%$ à 12%
- Rayon de braquage réduit
- Souplesse et manœuvrabilités élevées

b. Inconvénients du transport par camion :

- Limitation de la longueur de transport
- Faible rendement du moteur diesel
- Coûts d'amortissement élevés
- Entretien assez compliqué

4. Détermination de la durée moyenne d'un cycle de la chargeuse

Au cours de notre stage, on a effectué un chronométrage du cycle de camion dont les résultats sont notés dans le tableau 21

Tableau VI.5 : Chronométrage de la durée d'un cycle du camion DUMPER TEREX TR60

Numéro de cycle	Durée de cycle (min)
1	30.51
2	28.43
3	31.12
4	29.46
5	32.40
6	32.57
7	33.12
8	28.34
9	27,25
10	28,21

5. Traitement statistique des essais de chronométrage de la durée d'un cycle du camion DUMPER TEREX TR60

5.1. Durée moyenne d'un cycle du camion : \bar{T}_c

La durée moyenne d'un cycle de camion est calculée par la formule suivante :

$$\bar{T}_{c.cam} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n T_i$$

n = 10 essais

$$\bar{T}_c = 30.14 \text{ mn}$$

Le rendement d'un camion est donné par la formule suivante :

$$R_c = \frac{60 * n_g * E * \gamma * K_r * T_p * K_u}{T_c * K_f}, \text{ (t /poste)}$$

Où :

T_p : Durée d'un poste ; $T_p = 7 \text{ h}$

n_g : Nombre de godets ; $n_g = 6 \text{ Godets}$

K_r : Coefficient de remplissage ; $K_r = 0.75$

γ : masse volumique de la roche ; $\gamma = 2,64 \text{ t/m}^3$

E : capacité du godet de la chargeuse ; $E = 7 \text{ m}^3$

K_f Coefficient de foisonnement des roches dans la benne ; $K_f = 1.6$

T_c : Temps de cycle ; $T_c = 30$. min

K_u : coefficient d'utilisation du camion : $K_u = 0.75$

$$R_c = \frac{60 * 6 * 7 * 2.64 * 0.75 * 7 * 0.75}{30.14 * 1.6} = 1483.30 \text{ tonnes /poste}$$

6. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion :

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

$$Ng = (Q_c * K_f) / (v * K_r * \gamma)$$

- Q_c : capacité du camion 50 t
- k_f : coefficient de foisonnement, $k_f = 1,6$
- V : capacité du godet de la chargeuse $k_f = 7 \text{ m}^3$
- k_r : coefficient de remplissage du godet $k_r = 0.75$
- γ : Poids volumique de la roche $\gamma = 2.64 \text{ t/m}^3$

$$Ng = \frac{50 * 1.6}{7 * 0.75 * 2.64} = 5.77 \approx 6 \text{ godets}$$

Donc on a besoin de 6 godets pour charger un camion de capacité de 50 tonnes

7. La durée de chargement d'un camion Tch

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

$$Tch = T_c \times Ng$$

T_c : La durée d'un cycle de la chargeuse. $T_c = 52$ s

Ng : Nombres de godets nécessaires pour le chargement d'un camion

$$Tch = 52 \times 6$$

$$Tch = 312 \text{ s}$$

8. Le rendement journalier d'un camion :

$$R_{cj} = R_c * N_p$$

Tel que : - R_{cj} : le rendement journalier (tonnes/jour)

- R_c : le rendement du camion ; $R_c = 1483.30$ tonnes/poste

- N_p ; nombre de poste par jour $N_p = 2$

$$R_{cj} = 1483.30 \times 2$$

$$R_{cj} = 2966.60 \text{ tonnes / jours}$$

9. Le rendement annuel :

$$R_a = R_j * 350$$

$$R_a = 2966.60 * 350 = 1038310$$

$$R_a = 1038310 \text{ t/an}$$

10. Nombre de camions par chargeuse : N_{cam}

$$N_{cam} = \frac{T_c}{T_{ch} + T_{pause}}; \text{ camions}$$

Où :

T : Durée d'un cycle du camion ; $T = 30.14 \text{ mn}$

T_{pause} : Durée de pause du chargeur en attendant le chargement : $T_{pause} = 3,2 \text{ mn}$

T_{ch} : Temps de chargement du camion : $T_{ch} = 5.20 \text{ min}$

$$N_{cam} = \frac{30.14}{5.2 + 3,2} = 3.58$$

Après avoir arrondi le nombre de camion par excès, on prend :

$$N_{cam} = 4 \text{ camions}$$

11. Conclusion

- Le nombre de godets calculé (à déverser dans la benne du camion) est de $n_g = 6$ godets.
- On déduit que le camion DUMPER TEREX TR 60 est correctement choisi pour les conditions de la carrière de M'Hanna.

CHAPITRE VII

TRAITEMENT

VII. Chapitre VII : Traitement



Figure VII.1 : station de concassage primaire



Figure VII.2 : station de concassage secondaire

1. Introduction :

Le traitement est une opération mécanique qui a pour conséquence de modifier l'aspect de la roche afin de l'adapter à des conditions d'utilisation données (transformation de la matière première en produit fini).

Le traitement proprement dit au niveau des carrières d'agrégats ; est un traitement purement mécanique par l'intermédiaire des stations de concassage conçues spécialement à cet effet. Le processus technologique de ces stations diffère d'une installation à une autre et ce suivant la conception de chaque constructeur et suivant la capacité. Le but du traitement mécanique est d'aboutir aux produits commercialisés de différentes granulométries tels que : le sable (0/30), graviers (03/08) ; (8/15) et (15/25).

2. Station de concassage

3. Déroulement de l'opération traitement:

Le tout-venant carrière avec une grosseur maximale de 1000 mm et une teneur moyenne de 10 à 15% en stérile est traité dans :

- Une station primaire
- une station secondaire

3.2.La station primaire :

Le tout venant avec une grosseur 0-1000mm est déversé dans la trémie de concasseur à mâchoires de type MA 1512 d'un débit de 600T/h où il subit une réduction de 40-1000 mm, les fractions inférieures à 40 mm sont considérées comme stérile et sont transportées par un convoyeur à bande et stockées dans un chapeau chinois.

Les fractions > 40 mm passent par un crible de débit 510 T/h ; ensuite un deuxième crible de fraction 40-350 mm de débit 447.84 T/h le passant est stocké dans un chapeau chinois qui à son tour va subir un autre traitement dans la station secondaire.

3.3.La station secondaire :

Le produit du chapeau chinois de grosseur 40-350 mm passe par une série de broyeurs et de cribles pour des produits de différentes dimensions.

Les fractions issues du dernier crible représentent le produit fini de l'installation, sont déversés dans leurs silos respectifs:

- Fraction supérieure à 40 mm
- Fraction 25/40 mm
- Fraction 15/25 mm
- Fraction 8/15 mm
- Fraction 4/8 mm

- Fraction 0/4 mm

2.2. Spécifications techniques de la station de concassage ¹

On prend comme référence les capacités des installations de concassage, pour optimiser la production au niveau des équipements de production de l'exploitation. ¹²

La station de concassage de type ARJA fabriquée en Espagne contient deux installations primaire et secondaire:

Tableau VII.1 : caractéristique technique de l'installation primaire ARJA

Installation Partie Primaire:			
Réf	Installation	Capacité	
N° 1	Trémie d'alimentation MAT 1512	110 m3	
N° 2	Alimentateur vibrant avec grizzly AVA 1500	700 t/h	
N° 3	Convoyeur à bande TTR 21 mètres x 800 mm	Débit	180 t/h
		granulométrie	0/100 mm
N° 4	Crible stérile CV 502	Débit	2500 t/h
N° 5	Convoyeur à bande (stérile) TTR 15 mètres x 600 mm	110t/h	110t/h
N° 6	Convoyeur à bande TTR 22 mètres x 600 mm	Débit	80t/h
N° 7	Concasseur a mâchoires MA 1512	Débit	200-900 t/h
		granulométrie	150-300 mm
N° 8	Convoyeur à bande TCL 24 mètres x 1200 mm	Débit	550 t/h
		granulométrie	0-350 mm
N° 9	Pré crible CVP 5022	taille sélectionnée	0/40 40/350
		Débit	800 t/h
N° 10	Convoyeur à bande	Débit	80 t/h

	TTR 15 mètres x 600 mm	granulométrie	0-40 mm
N° 11	Convoyeur à bande	Débit	600 t/h
	TCL 50 mètres x 1200 mm	granulométrie	40-350 mm

Pour la partie secondaire, elle est répartie en deux lignes équivalentes

Tableau VII.2 : caractéristique technique de l'installation secondaire ARJA

Installation Partie secondaire (pour une ligne) :				
N° 12	Alimentateur vibrant AVM 1000	Débit	300-480 t/h	
		granulométrie	350 mm	
N° 13/14	Convoyeur à bande TCL 46,7 mètres x 1000 mm	Débit	250 t/h	
		granulométrie	40-350 mm	
N° 15	Aimant permanent IMP 1035	longueur	990	
		largeur	740	
N° 16	Détecteurs de métaux SIF 1045-01	longueur	1200	
		largeur	685	
N° 17	Broyeur à percussion TAURO 50 P	entrée	Débit	300 t/h
			granulométrie	300-350 mm
		sortie	Débit	200 t/h
			granulométrie	40-350 mm
N° 18	Convoyeur à bande TCL 54 mètres x 800 mm	Débit	250 t/h	
		granulométrie	0-80 mm	
N° 19	Crible CV 753	taille sélectionnée	15/25/40 mm	
		Débit	400 t/h 123 t/h en 0/15 mm	

N° 19A	Convoyeur à bande TTR 7 mètres x 600 mm	Débit	60 t/h
		granulométrie	15/25 mm
N° 20	Convoyeur à bande TTR 24 mètres x 800 mm	Débit	120 t/h
		granulométrie	0/15 mm
N° 21	crible vibrant CV 753	taille sélectionnée	15/25/40 mm
		Débit	400 t/h 123 t/h en 0/15 mm
N° 21A	Convoyeur à bande TTR 5 mètres x 600 mm	granulométrie	3/8 mm
		débit	30 t/h
N° 22	Silo de stockage S150	capacité	97 m ³ = 150 tonnes
		débit	70 m ³ /h
N° 23	convoyeur à bande TTR 20 mètres x 600 mm	granulométrie	15/80 mm
		débit	100 t/h
N° 24	Trémie d'alimentation T30	capacité	30 m ³
N° 25	Alimentateur vibrant AVM 652	Débit	170-250 t/h
		granulométrie	250 mm
N° 26	convoyeur à bande TTR 17,5 mètres x 600 mm	granulométrie	0/40 mm
		débit	110 t/h
N° 27	Aimant permanent IMP 625	longueur	691
		largeur	739
N° 28	Détecteurs de métaux	Longueur	1035 mm

	SIF 635-01	Largeur		500 mm
N° 29	broyeur à percussion TAURO 15 P	entrée	Débit	100 t/h
			granulométrie	300-350 mm
		sortie	Débit	50 à 80 t/h
			granulométrie	15/80 mm
N° 30	convoyeur à bande TTR 15 mètres x 600 mm	granulométrie		40/110 mm
		débit		80 /h

4. Capacité de production de la station de concassage :

4.1. Régime de travail :

L'unité M'Hanna adopte un régime de travail de 11 mois par an (congé au mois d'aout) soit 29 jours par mois avec 7 jours de travail ouvrables par semaine en raison d'un poste par jour et une durée de poste de 10h avec une heure de repos.

4.2. Calcul des capacités de production :

Dans le but de connaître le rendement de la station de concassage ,il est nécessaire de calculer la production à partir des caractéristiques techniques de la station de concassage acquise par l'unité de M'HANNA

➤ Production horaire (Ph) :

La station ARJA a une capacité de production de :

$$Ph = 400 \text{ tonnes/heure}$$

➤ Production par poste (Pp) :

La production par poste est calculée comme suit :

$$Pp = Ph \times Dp$$

Avec :

Ph : Production horaire (Tonnes/h)

Dp : durée de poste (heure)

$$Pp = 400 \times 10 = 4000 \text{ tonnes/poste}$$

➤ Production journalière par poste (Pj) :

La production journalière est calculée par la formule suivante

$$P_j = P_p \times N_p$$

N_p : nombre de postes

$$P_j = 4000 \times 1 = 4000 \text{ tonnes/jour}$$

➤ **Production mensuelle (Pm) :**

La production mensuelle est calculée par rapport au nombre de jours ouvrable par mois (N_{jm}) par la formule suivante :

$$P_m = P_j \times N_{jm}$$

$$P_m = 4000 \times 29 = 116\,000 \text{ tonnes/mois}$$

➤ **Production annuelle (Pa) :**

La capacité annuelle est calculée par la formule suivante

$$P_a = P_m \times N_m$$

Avec :

P_m : production mensuelle (T/mois)

N_m : nombre de mois ouvrable par an

$$P_a = 116\,000 \times 11 = 1\,276\,000 \text{ tonnes}$$

Calcul de la production réel de la station : Pas

Sachant que le coefficient de l'utilisation de la station est de $KI = 0,8$

La production annuelle de la station est calculée par la formule suivante :

$$P_{as} = P_a \times KI$$

$$P_{as} = 1\,276\,000 \times 0,8 = 1\,020\,800 \text{ tonnes/an}$$

➤ **Quantité de stérile traité par an Pst**

Le produit de l'abattage contient un taux de stérile d'environ 10 % et donc un taux de stérile traité : $T_{st} = 10$

Ce qui donne une capacité annuelle de :

$$P_{st} = P_{as} \times T_{st}$$

Avec :

P_{st} : quantité de stérile traité (Tonnes/an)

$$P_{st} = 1\,020\,800 \times 0,1 = 102\,080 \text{ tonnes de stérile par an}$$

➤ **Produit traité Pt :**

La quantité de produit traité par la station est la différence entre la production annuelle total (produit fini+stérile) et la quantité de produit stérile

$$P_t = P_{as} - P_{st}$$

Avec :

P_a : production annuelle de la station (Tonnes/an)

P_{st} : quantité de stérile traité (Tonnes/an)

$$P_t = 1020800 - 102080 = 918\,720 \text{ tonnes de produit traité par an}$$

➤ **production journalière de produit fini commercialisé : P_{jc}**

C'est la quantité de produit fini commercialisé par jour et elle est calculée par la formule suivante :

P_t : quantité du produit trité (Tonnes/an)

N_j : nombre de jours ouvrable par an (319 jours)

$$P_{jc} = \frac{P_t}{N_j}$$

$$P_{jc} = \frac{918720}{319} = \mathbf{2\,880 \text{ tonnes/jour}}$$

Calcul de la quantité des pertes d'exploitation :

.En tenant compte des pertes d'exploitation P_e d'un taux fixe $p = 5\%$:

$$P_e = p \times P_{as}$$

Avec :

p : taux de perte en exploitation (%)

P_{as} : production annuelle de station (Tonnes/an)

$$P_e = 1020800 \times 0.05 = 51040 \text{ Tonnes de perte par an}$$

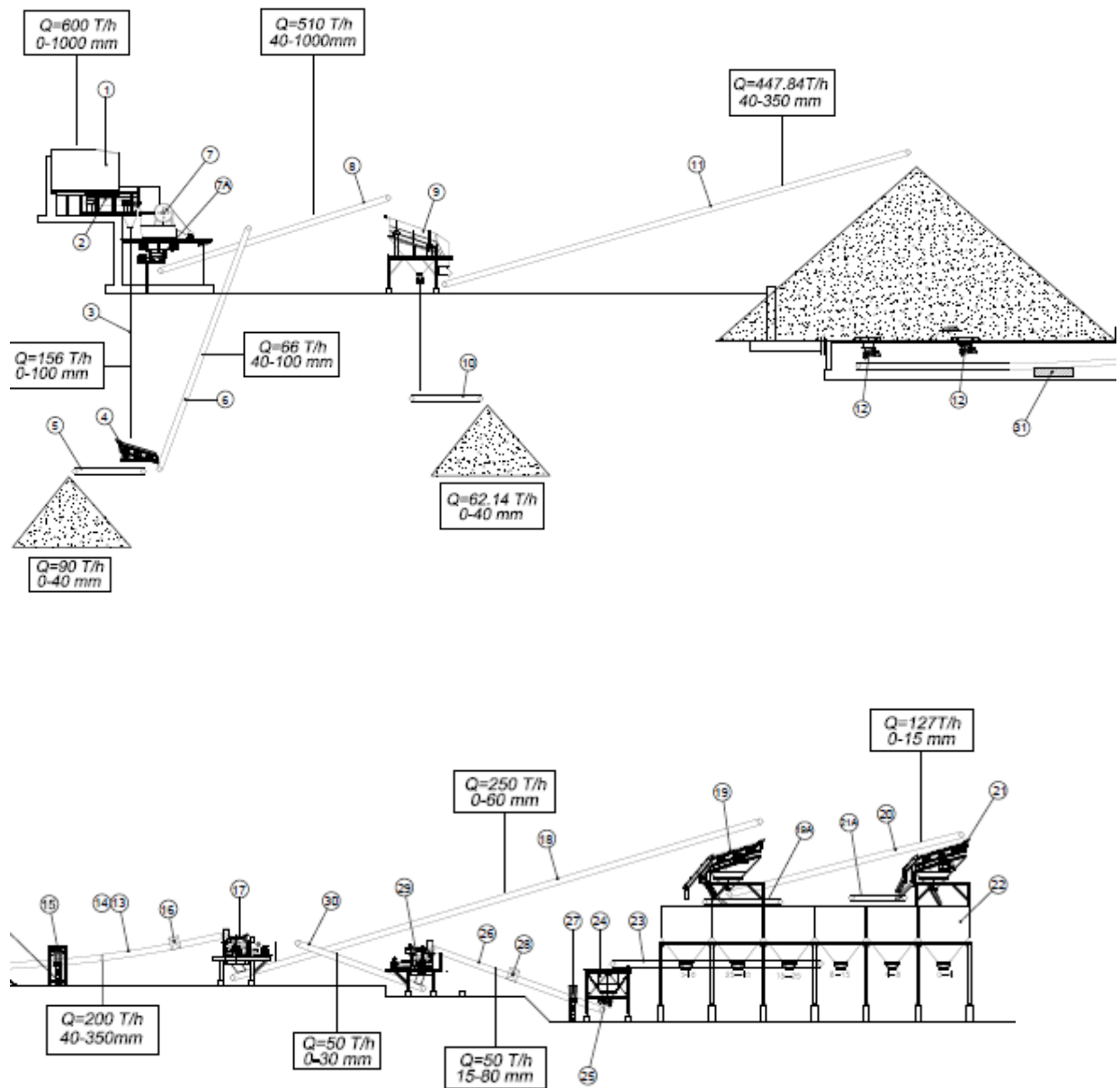
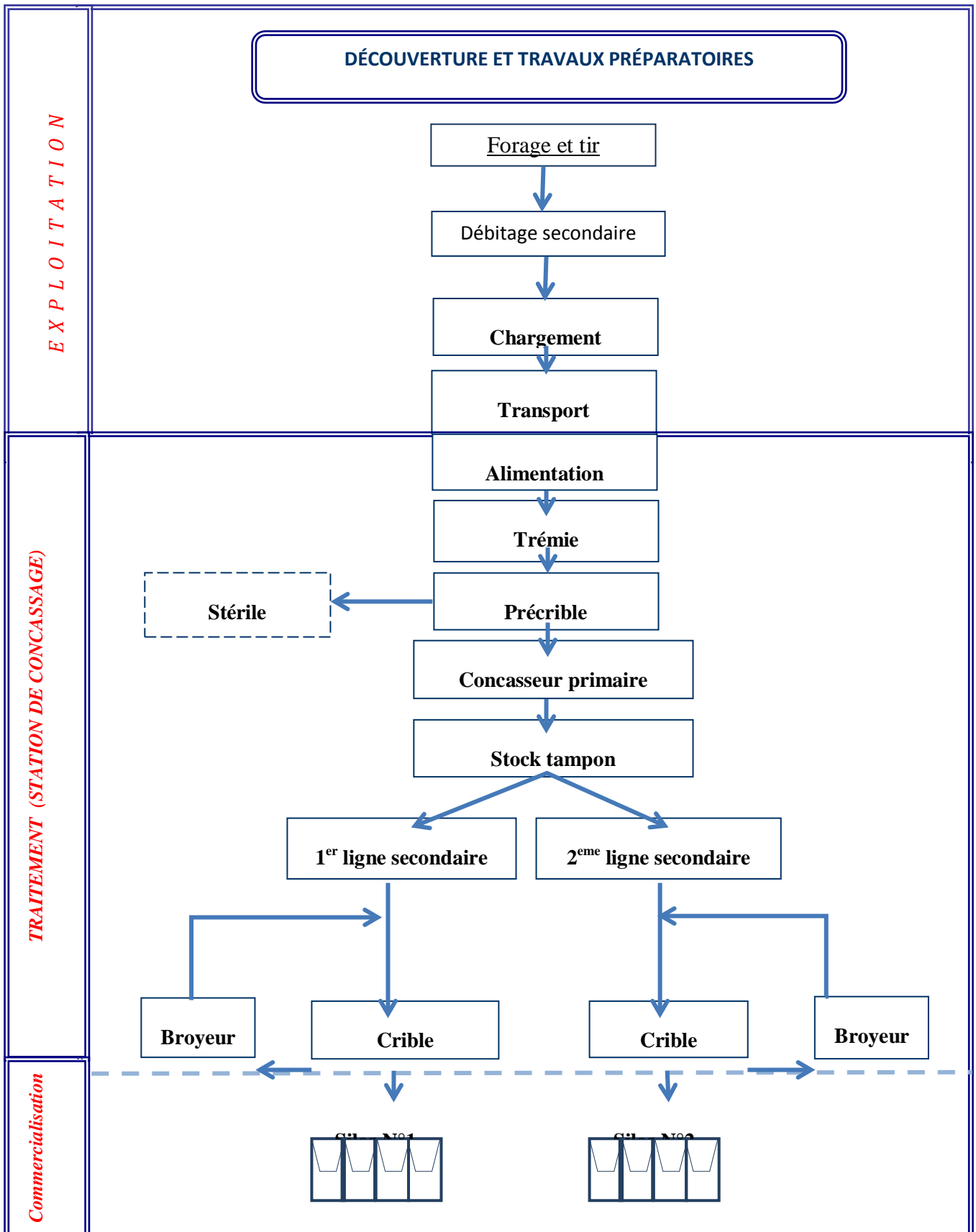


Figure VII.3 : Coupe schématique de la station de concassage ARJA

4.3. Cycle de production

Le cycle de production est traduit par le schéma synoptique ci-après : ^[13]



5. Travaux de Laboratoire

Les contrôles de qualité des différentes fractions de produit fini se font au niveau du laboratoire de l'unité de Keddara ; pour chaque production journalière on prend un échantillon qu'on passe par le laboratoire avant d'être commercialisé afin de le retraiter dans la station de concassage dans le cas où il ne répond pas aux normes

Les analyses effectuées sont :

- coefficient d'aplatissement
- bleu de méthylène
- équivalent de sable
- analyse granulométrique

D'autres analyses des propriétés intrinsèques du calcaire sont effectuées en dehors de l'unité de Keddara afin de déterminer les propriétés physiques du calcaire de M'Hanna au niveau de l'ORGM , ce sont : LOS ANGELES et MICRODEVAL

5.1. Essais de labo

Ce sont les essais effectués à l'unité de Keddara ^[14]

5.1.1. Coefficient d'aplatissement :

La mesure du coefficient d'aplatissement (CA) caractérise la forme plus ou moins massive des granulats

Le CA s'obtient en faisant une double analyse granulométrique en utilisant successivement et pour le même échantillon de granulat :

- une série de tamis normalisés à maille carrées
- une série de tamis à fentes de largeur normalisée.

5.1.2. Equivalent de sable :

Essai utilisé de manière courante pour évaluer la propreté des sables entrant dans la composition des bétons. Il consiste à séparer les particules fines contenues dans les éléments sableux plus grossiers. Une procédure normalisée permet de déterminer un coefficient d'équivalent de sable qui quantifie la propreté de celui-ci .

5.1.3. Bleu de méthylène ^[15]

L'essai au bleu de méthylène, ou « essai au bleu », est utilisé pour déterminer l'argilosité d'un sable, d'un granulat et plus généralement d'un sol.

L'essai consiste à déterminer la quantité de particules argileuses présentes dans l'échantillon. Pour cela on utilise du bleu de méthylène, substance adsorbée de préférence par les argiles.

L'essai consiste à mesurer la quantité de bleu de méthylène fixée par 100 g de la fraction granulaire de sol analysé.

5.2. Propriétés intrinsèques :

5.2.1. Coefficient Los-Angeles (LA).

Cette norme sert à déterminer la résistance à la fragmentation par chocs des éléments d'un échantillon de granulat. ^[20]

Pour les granulats destinés à la construction routière, il est recommandé de déterminer l'indice de résistance à l'usure (essai Micro-Deval et Deval). Il sert à déterminer la résistance à l'abrasion de gros granulats (c'est-à-dire leur résistance à la fragmentation par choc et l'usure par frottements réciproques entre ceux-ci

Le résultat obtenu de l'essai a montré que le coefficient de Los-Angeles varie de 21.43 à 31.51% avec une moyenne égale à 25.48% qu'est < 30% donc le granulat de M'Hanna a des qualités en conformité avec le tableau des normes en vigueur.

5.2.2. Coefficient Duval et Micro-Duval :

Ces deux coefficients, tout comme le coefficient Los-Angeles dépendent principalement de la nature de la roche, les spécifications relatives à la résistance mécanique des granulats pour assise de chaussée portent entre autre sur le coefficient micro Duval en présence d'eau.

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

Le résultat de l'essai a montré que l'essai Micro-Deval MDE (humide).

MDE est < 35% donc le granulat de M'Hanna a des qualités en conformité avec la norme (NFP 18-572)

5.3. Rendement des différents travaux d'exploitation et de traitement de la carrière de M'Hanna :

Le résultat des calculs de rendement des travaux d'exploitation et de traitement est résumé dans le tableau suivant :

Tableau VII.3 : rendement de l'abattage, transport et de traitement

Désignation	Réalisation au fin Aout 2015	Prévision 2016
ABATTAGE	1337056.87Tonnes	904 365 Tonnes
TRANSPORT	1038310Tonnes	904 365 Tonnes
TRAITEMENT	918 720Tonnes	813 928Tonnes

Commentaire :

On remarque qu'on a atteint l'objectif de la production prévisionnel par rapport aux travaux effectués, cela est dû à de faibles objectifs prévisionnels, en sachant que les capacités des engins permettent une bien plus grande production que celle réalisée, on peut expliquer cela par la mauvaise organisation du travail

D'autre part on remarque que la production diminue, de l'abattage jusqu'au traitement, la production après le traitement est plus faible que celle du transport à cause des pertes de stérile (il représente un taux de 10 %

CHAPITRE VIII

SECURITÉ ET ENVIRONNEMENT

Chapitre VIII : Sécurité et environnement

8. A/ SECURITÉ

1. Introduction

La sécurité du travail représente un ensemble de mesures destinées à sauvegarder la santé des travailleurs, pour cela il faut toujours adapter le travail à l'homme et créer des conditions saines et sécurisées.^[6]

La sécurité du travail regroupe les disciplines suivantes :

- La médecine du travail.
- La législation du travail.
- La technique de travail.
- La lutte anti-incendie

2. Définition de l'accident de travail et de la maladie professionnelle

✓ l'accident de travail est un évènement imprévu et soudain, engendré par le dysfonctionnement progressif du système homme-travail.

✓ les maladies professionnelles sont essentiellement dues à deux facteurs :

- L'atmosphère nuisible (pollution).
- Aux agents physiques d'agression tel que : Le bruit, les vibrations, la chaleur, le mauvais éclairage, la radioactivité, etc.

On peut dire que l'accident de travail est un évènement imprévu et anormal, par contre la maladie professionnelle provient d'une exposition prolongée dans un milieu agressif et nuisible.

3. Analyses des accidents ^[16]

L'activité d'exploitation minière peut être le siège de plusieurs risques d'accidents. Ces risques, dans une exploitation à ciel ouvert, sont liés généralement à:

- la hauteur des gradins,

- la cohésion des roches du front d'abattage;
- la manipulation des explosifs,
- la manutention
- la circulation des engins;
- les mouvements des personnes;
- le stockage des carburants, etc.

Ainsi les causes des accidents sont nombreuses et l'on peut citer les plus importantes :

- Chutes de blocs et chutes d'objets;
- Glissades et chutes de personnes;
- Heurts;
- Incendie, etc.
- Explosion ;
- Electrocutation ;
- Brûlures;

L'analyse détaillée des accidents permet de tirer des enseignements et de prendre des mesures dans le cadre de programme d'actions , pour éviter leur répétition.

4. Mesures préventives contre les maladies professionnelles ^[6]

4.1. Lutte contre la poussière :

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

9. Moyens de protection individuels :

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

10. Moyens de protection collective :

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

4.2. Protection contre le bruit :

Le bruit peut contribuer à l'apparition de traumatismes et la diminution du rendement.

Le bruit peut provoquer la fatigue, les principales causes du bruit sont :

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

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

4.3. Lutte contre les vibrations :

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

4.4. Besoin en effet de sécurité

Les besoins en effets de sécurité sont donnés dans la liste ci-dessous. ^[2]

Tenues de travaux adéquates au poste de travail (bleu de travail, combinaison de travail, tablier...).

- Souliers de sécurité.
- Masques anti-poussière
- Anti-bruits
- Casques de sécurité.
- Paires de gants adéquates au poste de travail.
- K -Way. (Ciré).
- Bottes de chantier.
- lunettes

5. Tir à l'explosif ^[6]

5.1. Transport des explosifs

Le transport des explosifs et des détonateurs à partir de dépôt de stockage au lieu de travail se fait dans des caisses différentes pour protéger ces détonateurs des chocs.

5.2. Conditions de tir :

L'opération du tir proprement dite s'effectue comme suit :

- Vérification des trous à tirer avant l'opération.
- Fourniture de la matière explosive par l'organisme fournisseur en prenant toutes les mesures de sécurité nécessaires.
- Opération de comptage de la quantité fournie avec celle commandée par les agents de l'entreprise.
- Opération de chargement des trous forés par la matière explosive.
- S'assurer que tous les trous sont chargés à l'explosif.
- S'assurer qu'aucune quantité d'explosif restante sans qu'elle soit utilisée.
- Opération de bourrage des trous chargés avec précaution.

- Opération de connexion des trous.
- Donner la première alerte pour que personne ne soit au niveau du rayon prescrit du tir.
- Connexion du détonateur et de la mèche avec la connexion des trous.
- Vérification du rayon du tir pour qu'on s'assure que personne ne soit à l'intérieur de la zone de danger
- Donner l'alerte du tir.
- Déplacement de l'équipe de tir hors de la zone de danger.
- Mise à feu du tir par le boutefeux.
- Attente de la détonation totale du tir et dispersion totale des poussières issues du tir.
- Déplacement de l'équipe chargée du tir pour la vérification du front (s'assurer qu'il n'y a aucune ratée)
- Destruction de tous les restes des matières explosives (mèche, détonateur, etc.).
- Elaboration du P.V de tir avec la mention de toutes les conditions et toutes contraintes rencontrées des anomalies surgies et leur causes, s'il y a lieu.

6. Sécurité lors du transport et du chargement :

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

B/ ENVIRONNEMENT

11.Introduction

Les sources de poussières sont nombreuses et diversifiées. Les méthodes d'intervention qui visent à réduire ces émissions le sont tout autant, puisqu'il en existe plusieurs et qu'elles comportent toutes une particularité au niveau de leurs coûts, de leur efficacité, de leur applicabilité ou de leurs impacts environnementaux. En l'occurrence, il n'est pas toujours clair d'identifier la source de poussière qui soit la plus importante, ni la méthode de réduction des émissions qui soit la plus efficace à appliquer sur un site en particulier.^[2]

Les émissions de poussières sont un aspect environnemental important des activités minières. Des lors, les études de danger et des audits environnementaux seront effectués chaque année au niveau du projet.

12. Mesure et réduction des émissions de poussières au niveau du projet :

La méthode d'exploitation diffère selon le type de substance exploitée, l'extraction des calcaires se fait par la méthode de l'abattage à l'explosif et celle des argiles se fait par ripage par engins excavateurs.

2.3. Arrosage :

Demande d'acquisition d'un camion-citerne pour appliquer de l'eau sur les différentes voies de circulation environ deux fois par jour par temps sec afin de réduire les émissions de poussières dues à la circulation des engins.

2.4. L'aménagement des pistes:

L'amélioration d'accès au niveau du projet et l'aménagement de toute la station de concassage par le mélange 0/40.

Elimination des bosses et l'élargissement des pistes de roulage des engins avec des largeurs supérieur à 12 m

2.5. Plan d'action :

Les nuisances occasionnées lors des opérations d'extraction sont dues aux polluants atmosphériques, aux vibrations et aux bruits. La limitation et le contrôle de ces émissions se fait par la prise de certaines mesures, tel que le bon entretien du matériel et l'arrosage par l'eau, selon le type de la source d'émissions.

2.6. Plan de gestion environnement et remise en des lieux ^[17]

Ceci n'est qu'un rappel des obligations et ne prétend pas se substituer au plan de gestion environnementale qui, seul peut prendre en charge tous les aspects environnementaux avec précision et trouver des solutions aux problèmes réels posés.

La remise en état des lieux est nécessaire, après la cessation des travaux d'extraction une fois le gisement est épuisé ou au fur et à mesure que l'exploitation avance pour les réintégrer dans le paysage et faire disparaître les déformations engendrées sur le site et ce conformément à la réglementation en vigueur. Ces travaux consisterons à :

a) Reboisement et aménagement : sous réserve de la faisabilité pratique de cette opération, les gradins doivent être recouverts reboisés tout en participant à la reconstitution du patrimoine forestier et faunistique de la région.

b) Remise en état des excavations : Toute excavation sera remblayée par les stériles.

c) Réutilisation de la terre végétale et des découvertes : Les terrassements les conduits de façon à séparer les sols en vue de leur réutilisation pour un habillage des environs de la carrière et de ces abords.

d) Dépôts et dispositifs temporaires : Tout dépôt inutile ou inutilisé sera retiré de la carrière en fin de vie de l'exploitation (matériel usé, stocks de matériaux non écoulés, ...etc.) et évacué vers une décharge adéquate.

e) Voies d'accès : Les voies d'accès peuvent être étudiées avec les pouvoirs publics locaux pour :

- Supprimer ou maintenir celles-ci.
- Aménager ou remettre en état toutes les surfaces laissées par l'exploitation.

Conclusion générale

Notre étude est faite sur la base du stage pratique effectué au niveau de la carrière de M'Hanna, ce stage nous a permis de constater les insuffisances suivantes :

- Le rythme actuel de la production de la carrière de l'année 2016 satisfait la production annuelle projetée évaluée à 904 365 tonnes, néanmoins il faut souligner un problème du rendement d'engin et de la mauvaise gestion du temps et des moyens humains
- Une carrière avec des réserves énormes, la production projetée est relativement faible.
- Le nombre de sondeuses et le nombre de chargeurs dans la carrière est de un de chaque, est relativement insuffisant.
- Mauvaise planification vis-à-vis du développement de la carrière (méconnaissance des réserves).
- Le non-respect des consignes de sécurité certifiées par la loi minière, et cela s'est manifesté lors d'un tir engendrant une projection des roches sur la station de concassage.

Pour améliorer les conditions d'exploitation et la production de la carrière nous recommandons les conseils suivants :

1. Optimiser la production en trouvant une meilleure combinaison du couple (capacité/ rendement) d'engins.
2. prévoir un chargeur supplémentaire en cas de panne ou de maintenance pour que la production ne soit pas bloquée
3. respecter les règles de sécurité spécialement lors du tir et prévoir une formation du personnel sur ce thème.
4. Amélioration de la piste de roulage.
5. Optimisation de plan de tir pour un meilleur rendement.

Bibliographie :

[1] Rapport géologique et résultats des travaux d'exploration réalisés en 2015 par l'entreprise ENOF.

[2] plan d'exploitation M'hanna réalisés en 2014 par l'entreprise ENOF.

[3] Rapport géologique réalisé en 2005 par l'ORGM.

[4] Rahmouni.W ; Bazouch.Y « Etude de stabilité des talus dans la carrière de boukhadra » ; Mémoire de Master université Badji Mokhtar Annaba ; 2014

[5] Mrs Hicham ,Karim « Evaluation géologique et minière du gisement calcaire d'Ifri » Mémoire de Master université Badji Mokhtar Annaba, 2013

[6] Mrs Mrs Sakou B ; khouas S «étude de l'exploitation de la carrière de piton d'Akbou» Mémoire de Master université Badji Mokhtar Annaba, 2011

[7] plan d'exploitation M'hanna réalisé par l'entreprise ENOF en 2016

[8] Refis.C et Dahmani.I ; «Projet d'ouverture, d'exploitation et d'organisation des travaux miniers du gisement de M'HANNA » mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique, 2014.

[9] Mr KAMULETE MUDIANGA ; « COURS D'EXPLOITATION DES MINES À CIEL OUVERT » ; UNIVERSITE DE LUBUMBASHI FACULTE POLYTECHNIQUE DEPARTEMENT DES MINES » ;

[10] plan d'ouverture du gisement « Bouzegza Nord » M'hanna réalisé par l'entreprise l'ENOF en 2013

[11] caractéristique matériel FNTP/ chargeuse sur pneu CATERPILER ; equipment-center.com

[12] Mrs ABDOUNE. F ; HAMI A. « Étude et analyse des processus de chargement et de transport dans la carrière de Hadjar-Soud » Memoir de Master université Badji Mokhtar Annaba; 2013

[13] plan d'exploitation global du gisement de M'hanna réalisé par l'entreprise ENOF en 2012

[14] mode opératoire d'essais ; laboratoire keddara

[15] essai de sol : essai au bleu de méthylène ; idrop2.weebly.com

[16] cours ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE D'ALGER « LES REGLES DE L'ART MINIER DANS LES EXPLOITATIONS MINIERES »










[17] Mrs : BENFERDI .Y ,LAICHAOUI .E « Problèmes d'ouverture et de déplacement du calcaire dans la carrière d'Ifri (unité de Keddara) » Mémoire de fin d'étude de l'école nationale polytechnique ;2012

[18] Mr Mouloud. R «Modèle d'un plan de tir» ; Mémoire de Magister en mines université Badji Mokhtar Annaba; 2010

[19] Mrs : BENFERDI.Y ; LAICHAOUI.E « Problèmes d'ouverture et de déplacement du calcaire dans la carrière d'Ifri (unité de Keddara)» Mémoire de fin d'étude de l'école nationale polytechnique;2012

[20] ORGM « Etude du gisement de calcaire KEDDARA WILAYA DE BOUMERDES »,
Septembre 2005.

LEGENDE

-  pistes
-  Choix de terrain de la station de concassage
-  Emite du site
-  courbes de niveaux (équidistance 5 m)
-  points de leve topographique
-  Talus
-  Broussaille
-  Bornes
-  Bornes de terrain de la station de concassage



Coordonnées des Points Géodésiques de Base Pour Le Lever Topographique

Coordonnées UTM ZONE 31			
Pointe	X	Y	Z
PT 1	541384.862	4052051.14	305.74
PT 2	539421.514	4052071.134	496.499
PT 3	539794.228	4052076.882	298.868

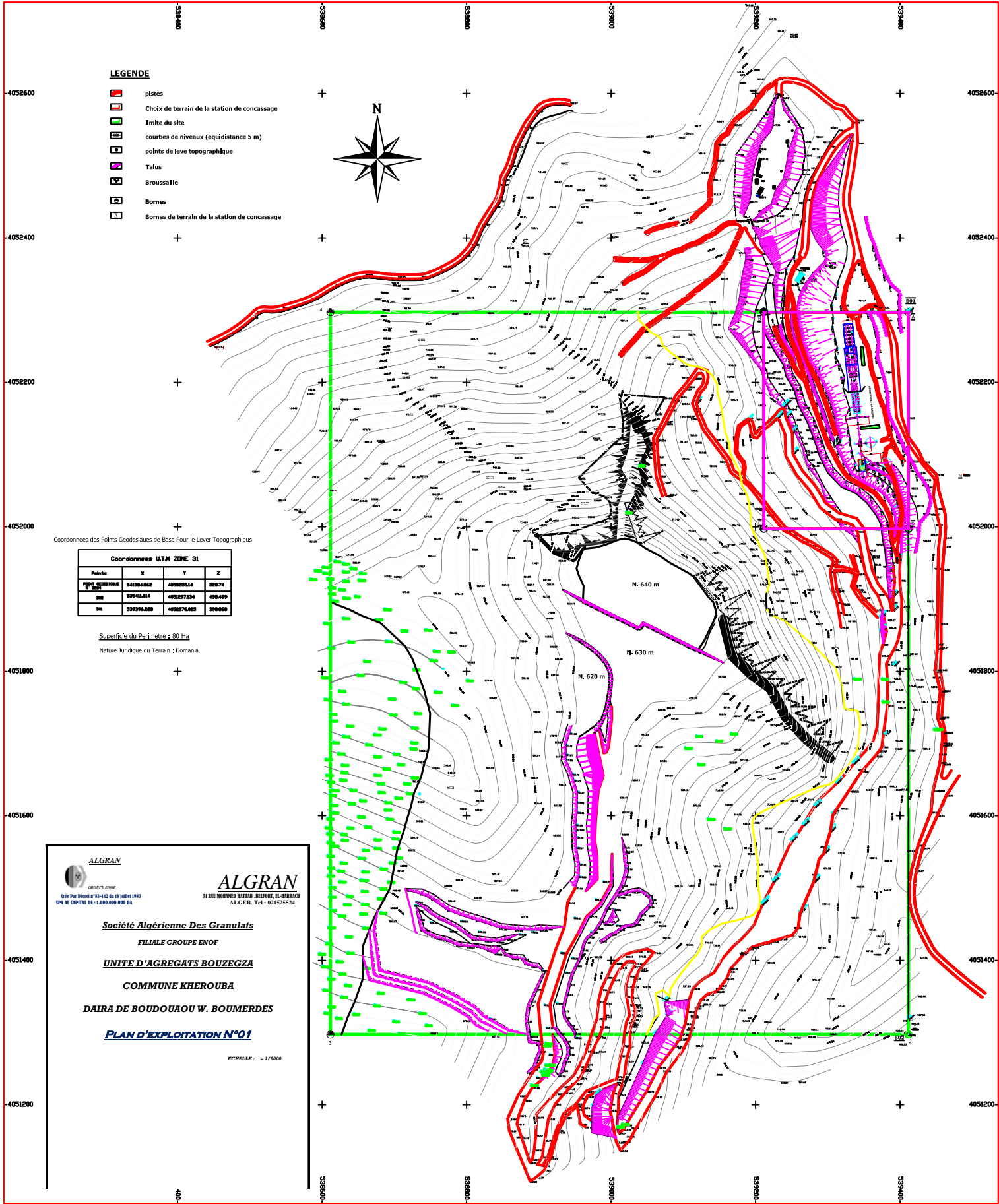
Superficie du Perimetre : 80 Ha
Nature Juridique du Terrain : Domaniale

ALGRAN
Société Algérienne Des Granulats
FILIALE GROUPE ENOF










UNITE D'AGREGATS BOUZEGZA
COMMUNE KHEROUBA
DAIRA DE BOUDOUAOU W. BOUMERDES

PLAN D'EXPLOITATION N°01

ECHELLE : = 1/2000



LEGENDE

-  plates
-  Choix de terrain de la station de cassage
-  Émrite du site
-  courbes de niveaux (equidistance 5 m)
-  points de leve topographique
-  Talus
-  Broussaille
-  Bornes
-  Bornes de terrain de la station de cassage



Coordonnées des Points Géodésiques de Base Pour le Lever Topographique

Coordonnées UTM ZONE 31			
Points	X	Y	Z
POINT GÉODÉSIQUE	541384862	40282014	283,74
T	53941254	4028297124	498,499
20	539296428	4028276482	298,268

Superficie du Périmètre : 80 Ha

Nature Juridique du Terrain : Dominant



ALGRAN
GROUPE ENOF
Crée Par Decret n°53-422 du 10 juillet 1953
SPA AU CAPITAL DE : 1.000.000.000 DA

ALGRAN
31 RUE HANOUA BOUTIN BELFORT, LE HAUT SAÏEN
ALGER. Tel : 021535524

Société Algérienne Des Granulats
FILIALE GROUPE ENOF

UNITE D'AGREGATS BOUZEGZA

COMMUNE KHEROUBA

DAIRA DE BOUDOUAOU W. BOUMERDES

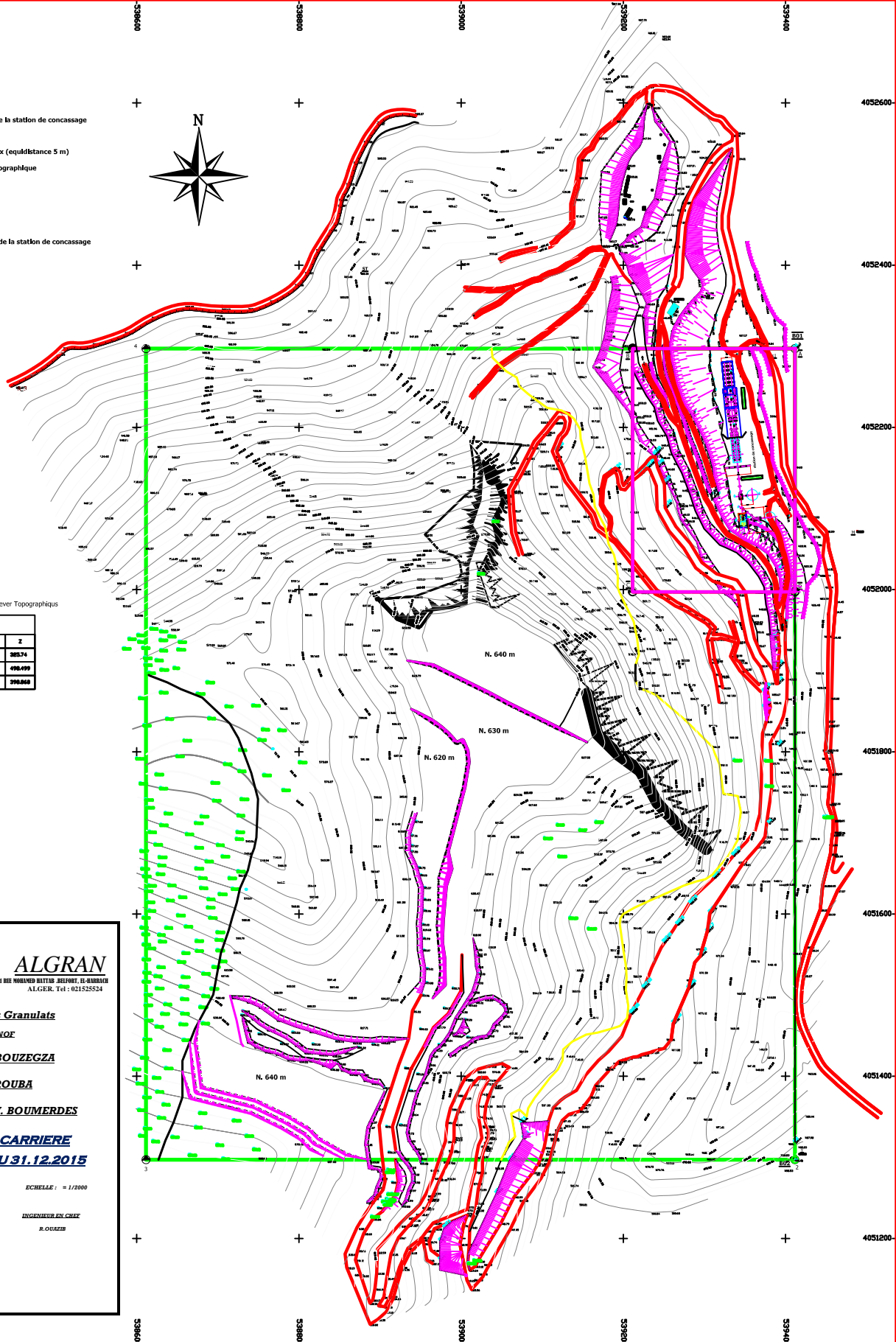
MISE A JOUR DE LA CARRIERE
BOUZEGZA ARRETEE AU 31.12.2015

Echelle : = 1/2000

LES TOPOGRAPHES
S.HADJ Y.HASSANI

INGENIEUR EN CHEF
R.OUAZIB

LE DIRECTEUR DE L'UNITE
B.KHELLALI



LEGENDE

- pistes
- ▭ Choix de terrain de la station de concassage
- ▭ limite du site
- courbes de niveaux (équidistance 5 m)
- points de leve topographique
- ▭ Talus
- Broussaille
- ▭ Bornes
- ▭ Bornes de terrain de la station de concassage



Coordonnées des Points Géodésiques de Base Pour le Levé Topographique

Coordonnées U.T.M. ZONE 31				
Pointe	X	Y	Z	
PP1	54384.862	403825.14	385.74	
PP2	53942.254	403897.134	498.499	
PP3	53994.289	403876.685	398.858	

Superficie du Perimetre : 80 Ha

Nature Juridique du Terrain : Domaniale

ALGRAN

GRANITE ENNOU
Crée Par Décret n°93-442 du 16 Juillet 1993
SPA AU CAPITAL DE : 1.000.000.000 DA

ALGRAN
31 RUE MOHAMED ELITIAJ, BELFORT, EL-HARRACH
ALGER, Tel : 021525524

Société Algérienne Des Granulats

FILIALE GROUPE ENOF

UNITE D'AGREGATS BOUZEGZA

COMMUNE KHEROUBA

DAIRA DE BOUDOUAOU W. BOUMERDES

PLAN D'EXPLOITATION N°03

ECHELLE : = 1/2000

