

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE



DEPARTEMENT GENIE MINIER

Projet de fin d'étude en vue de l'obtention du diplôme d'Ingénieur d'Etat en
Génie Minier

Thème :

**Projet d'ouverture, d'exploitation et d'organisation des
travaux miniers du gisement de M'HANNA**

Soutenues le 30 Septembre 2014 devant le jury composé de :

Président de jury : Dr. DERAMCHI Karima

Promoteur : Dr. BACHAR ASSED Mohammed Aguid

Examineur : Mr. GACEM Rachid

Réalisé par :

DAHMANI Ishak

REFIS Choayb

Promotion : Septembre 2014

REMERCIEMENTS

Nous remercions DIEU LE TOUT PUISSANT pour nous avoir donné force, santé et patience pour arriver là où nous sommes.

Nous tenons à exprimer nos sincères remerciements et notre profonde gratitude à notre promoteur **Dr. BACHAR ASSED Mohamed Aguid** pour nous avoir considérés capables de traiter ce sujet.

Aussi nous tenons à remercier en particulier monsieur **MESBAH. H**, pour l'aide qu'il nous a apporté et le temps qu'il nous a consacré. C'est grâce à ses précieux conseils et remarques qu'on a pu réalisé ce modeste travail.

Nos remerciements vont également aux membres du jury pour avoir accepté d'évaluer notre modeste travail.

Nos remerciements vont également aux tous les enseignants de notre département et en particulier le chef de département Mr. OULD HAMOU Malek

DEDICACE

Je dédie ce modeste travail à mes très chers parents à qui je dois énormément, que dieu les préserve, ainsi qu'à mes frères et mes sœurs pour leur soutien de tous les jours surtout dans les moments difficiles.

Sans oublier tous mes camarades de la promotion 2014 en particulier Mohammed BEHLOULI, BANKA Aissa, MANSOUR Farid Aghilasse, GANA Houssam, BABAHOUM Nabil, TRAHY Fares, BELGHOUL Ahmed, BOULIFA RIAD, mais aussi mon binôme DEHMANI Ishak

CHOAYB

DEDICACE

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

La lumière de ma vie, source de tendresse, celle qui a sacrifié et souffert pour que je réussisse.

Ma chère mère ;

Mon père qui par son courage a consacré tous ses efforts, et ses moyens pour me faire réussir dans ma vie ;

Mes chers frères : Fouad, Adel, Djalal, Brahim ;

Mes chères soeurs : Zakia, Noura ;

Mes neveux : Aisam, Houssam, Rouni ;

Ma nièce Thafath ;

Ma grande mère ;

Mes amis, mes collègues sans exception ;

Toute les étudiantes, et tous les étudiants de 3^{ème} et 2^{ème} année Genier Minier ;

Mes enseignants sans exception, en particulier M.Saada que dieux bénisse sur lui !

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

DEHMANI Ishak

ملخص

من أجل تغطية الطلب المتزايد على الحصى لمؤقررت المؤسسة الوطنية للحصى استغلال مقلع جديد بالمنطقة المسماة "محنا" بالقرب من الوحدة المستغلة "قدارة"

من أجل هذا، مشروع إستغلال هذا المخزون المعدني الكلسي يقوم على دراسة المعطيات حول محنا المدخل الرئيسي فضلا عن خرائط الإستغلال منشأة عن طريق أتوكاد تم تحقيقها سنة 43 المخزون المعدني الكلسي في منطقة محنا يمكن أن يحقق فترة إستغلال تقدر ب كلمات مفتاحية : الكلس ، إستغلال منجمي على الهواء الطلق ، أتوكاد ، مخطط تفجير

Résumé :

Pour couvrir les besoins toujours croissants en granulats, l'Algérienne des Granulats (ALGRAN) a projeté d'exploiter une nouvelle carrière de calcaire à ciel ouvert, dénommé M'Hanna, située à environ 3 km de son ancien site de KEDDARA, qui n'a plus une durée de vie limitée à une dizaine d'années. Pour cela un Projet d'ouverture, d'exploitation et organisation des travaux de ce gisement a été faite en se basant sur des données recueillies du site de M'Hanna. Une piste principale ainsi que des plans d'exploitation ont été réalisés à l'aide d'Auto-CAD. Les réserves calculées par ce logiciel (63 millions de tonnes) permettent une durée de vie de 43 ans.

Mots clés : calcaire, exploitation à ciel ouvert, Auto-CAD et plan de tir.

Summary:

To meet the always increasing requirements out of aggregates, the Algerienne Company of the aggregates (ALGRAN) projected to open a new in the open pit limestone quarry, named M'Hanna, located at approximately 3 km of its old site of KEDDARA, which him at one lifespan limited to ten years. For that an works engineering, opening and exploitation was made while being based on data collected of the site of M'Hanna. A principal track as of the plans of exploitation was carried out using Auto-CAD. The reserves calculated by this software (63 million tons) allow one lifespan 43 years.

Key words: limestone, opencast mining, shot-fring pattern.

Table des matières

Introduction Générale.....	1
CHAPITRE I. GENERALITES SUR LE GISEMENT DE M'HANNA	
Introduction	3
1. Cadre géologique du gisement.	3
1.1.1. Litho-stratigraphie.	3
1.1.2. Tectonique.....	6
1.1.3. Données climatologiques.	6
2. Géologie locale du gisement.	9
2.1. Localisation administrative.....	9
2.2. Accès au gisement.	11
2.3. Litho-stratigraphie.....	11
2.4. Tectonique.	14
2.5. Structure du gisement.	14
2.6. Hydrogéologie	14
3. Reconnaissance du gisement	14
3.1. Réserves minières et méthodes d'estimations	14
3.1.1. Travaux de sondage.....	14
3.1.2. Analyse documentaire et traitement des données.....	14
4. Calcul des réserves du gisement.....	15
4.1. Généralités.....	15
4.2. Calcul des réserves géologiques.....	17
4.2.1. Méthodes de calcul des réserves.	17
Conclusion.....	23
CHAPITRE II. PROPRIETES ET CARACTIRISTIQUES DU CALCAIRE DE M'HANNA	
Introduction	25
1. Travaux d'échantillonnage.....	25
2. Caractéristiques chimiques et géologiques du produit.....	26
3. Caractéristiques minéralogique et pétrographique	27
4. Les propriétés physiques du calcaire de M'Hanna	27
4.1. Masse Volumique.....	28
4.2. Taux d'absorption d'eau.....	28
4.3. Porosité.....	29
5. Propriétés intrinsèques.	32
5.1. Coefficient de broyabilité BR (%).	32

5.2.	Coefficient Los-Angeles	32
5.3.	Coefficient Duval et Micro-Duval.....	34
6.	Propriétés dimensionnelles	35
6.1.	La granulométrie.....	35
6.2.	La propreté superficielle.....	36
7.	Caractéristiques mécaniques.	36
7.1.	Résistance à la compression.	37
7.2.	Résistance à la traction.	38
7.3.	Résistance au cisaillement.....	38
7.4.	L'angle de frottement interne	39
7.5.	Cohésion	39
8.	Propriétés technologique des roches.	39
8.1.	Dureté de la roche.....	39
8.2.	Degré de fissuration.....	39
8.3.	Coefficient de foisonnement.....	41
8.4.	Indice de forabilité	41
8.5.	Indice de la résistance au contact	42
8.6.	Le coefficient de dureté de l'agrégat	43
8.7.	Indice à la destruction	43
8.8.	Indice de tirabilité.....	44
8.9.	Indice de difficulté d'excavation	44
8.10.	L'indice de difficulté d'exploitation.	44
	Conclusion.....	45

CHAPITRE III. CONDITIONS TECHNICO - MINIERES ET OUVERTURE DE LA CARRIERE DE M'HANNA

	Introduction.....	47
1.	Les conditions technico-minières de la carrière.....	47
1.1.	Régime de fonctionnement de la carrière.....	47
1.2.	Capacité de production.	47
1.2.1.	Capacité annuelle de production.....	47
1.2.2.	Production mensuelle	48
1.2.3.	La production journalière par poste.....	48
1.2.4.	Production horaire	49
2.	Réserves exploitables.	49
2.1.	Durée de vie de la carrière.....	49

3.	Accès et ouverture du gisement.....	50
3.1.	Travaux de découverte.	50
3.2.	Traçage de la piste et ses caractéristiques.....	50
3.2.1.	Itinéraire de la piste.	50
3.2.2.	Pente de la piste.....	51
3.2.3.	Largeur de la piste.	51
3.2.4.	Largeur de la piste dans un virage :.....	52
3.2.5.	Berme de sécurité dans la piste.	53
3.2.6.	Longueur de la piste.	53
4.	Préparation de la station de concassage.	55
4.1.	Préparation de l’assiette de la station.....	55
4.2.	Installation du pont bascule.	56
5.	Organisation des travaux préparatoire de la carrière.....	57
5.1.	Réalisation de la piste de roulage.	57
5.2.	Travaux de terrassement.	57
5.2.1.	Calcul du volume à déblayer et à remblai.	57
5.2.2.	Le rendement de bulldozer.	57
5.2.3.	Le rendement de la pelle.	58
5.2.4.	Le nombre de jours pour dégager les déblais	58
5.3.	Transport de tout- venant.....	59
5.3.1.	Le nombre de jours pour transporté le tout-venant.	59
5.4.	Nivellement.	59
5.5.	Compactage du sol (tout-venant).....	61
	Conclusion.....	62

CHAPITRE IV. PROCESSUS ET TECHNOLOGIE D'EXPLOITATION DU GISEMENT DE M'HANNA

	Introduction.	64
1.	Classification des systèmes d'exploitation à ciel ouvert.....	64
2.	Principaux éléments du système d'exploitation.....	65
2.1.	Le gradin.....	65
2.2.	Plate-forme de travail.	66
2.3.	Forme et dimensions du bloc maximal abattu.	69
3.	Planning et ordre d'exécution des travaux miniers dans la carrière.	69
3.1.	Phases d'exploitation du gisement de M’Hanna.....	70
3.2.	Cadence d'exploitation.....	72

4. Technologie d'exploitation du gisement.....	72
4.1. Organisation des opérations.....	73
4.1.1. Abattage.	73
4.1.2. La conception du Plan de tir.....	73
4.1.3. La foration.	86
4.2. Chargement.....	89
4.2.1. Généralité.	89
4.2.2. La capacité de godet de la chargeuse	90
4.2.3. Le rendement de la chargeuse	90
4.2.4. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion	91
4.2.5. La durée de chargement d'un camion	91
4.3. Transport.....	91
4.3.1. Rendement des camions	91
4.3.2. Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production.....	94
Conclusion Générale.	95
Bibliographie.....	96

Liste des Figures

Figure I.1. Carte géologique de la région de KADDARA	5
Figure I.2. Moyennes mensuelles des précipitations.....	6
Figure I.3. Moyennes mensuelles des températures.....	7
Figure I.4. Moyennes mensuelles de la vitesse des vents	8
Figure I.5. . Répartition saisonnière des vents	8
Figure I.6. Carte de zonage sismique du territoire National	9
Figure I.7. Le plan topographique de Kaddara	10
Figure I.8. Plan de situation (site Djebel Bouzegza).....	11
Figure I.9. Colonne stratigraphique de Bouzegza	12
Figure I.10. Coupes lithologique de Bouzegza	13
Figure I.11. Carte géologique du gisement	13
Figure I.12. Levé topographique du gisement de M'hanna au 1 / 1000 è	18
Figure I.13. Présentation des niveaux d'un massif rocheux.....	21
Figure III.14. Schéma de la piste.....	50
Figure III.15. Schéma de la largeur de la piste.....	52
Figure III.16. Largeur de la piste dans un virage	52
Figure III.17. Berme de sécurité dans la piste.....	53
Figure III.18. Coupe schématique de la station de concassage.....	56
Figure III.19. Diagramme de GANTT	62
Figure IV.20. Schéma de la plateforme de travail (abattage en explosif).....	68
Figure IV.21. Diamètre du trou	75
Figure IV.22. L'effet de l'onde de choc au pied selon l'inclinaison du trou	76

Liste des Tableaux

Tableau I.1. Moyennes mensuelles des précipitations durant la Période : 2000-2012	6
Tableau I.2. Moyennes mensuelles des températures durant la période : 2000-2012.....	7
Tableau I.3. Moyennes mensuelles de la vitesse des vents durant la Période : 2000-2012	7
Tableau I.4. Les fréquences et directions des vents	8
Tableau I.5. Les Coordonnées en UTM de la concession.....	10
Tableau I.6. Coordonnées de la zone de calcul des réserves géologiques.	17
Tableau I.7. Les réserves géologiques globales du massif.....	23
Tableau II.8. Les échantillons prélevés.	26
Tableau II.9. Résultats des analyses chimiques	27
Tableau II.10. Masse volumique et poids spécifique du calcaire de M'hanna	28
Tableau II.11. Taux d'absorption d'eau	29
Tableau II.12. Classification des porosités (Schoeller, 1955).....	30
Tableau II.13. La porosité en %	31
Tableau II.14. Echelle de broyabilité (NFP 18-574)	32
Tableau II.15. Coefficient Los – Angeles en pourcentage dans les principales utilisations des granulats (NFP 18-573).....	33
Tableau II.16. Coefficient Los – Angeles déterminer sur des échantillons de calcaire de M'Hanna	33
Tableau II.17. Coefficient MDE en pourcentage déterminé sur des échantillons de calcaire de M'Hanna	35
Tableau II.18. Type de la granulométrie en fonction du coefficient de HAZEN.....	36
Tableau II.19. Résistance à la compression	37
Tableau II.20. Classification des massifs suivant la fissuration (V. KOVALENKO)	40
Tableau II.21. Indice de forabilité (<i>If</i>) des roches et leur classement.....	42
Tableau II.22. Classification des massifs suivant l'indice de destruction.....	43
Tableau II.23. Degré de fissuration du massif rocheux en fonction de la degré de fissuration du massif rocheux.....	44
Tableau II.24. Les coefficients : K_f , K_q , et K_{exc} sont donnée d'après les valeurs de I_f , q_0 et I_{exc}	44
Tableau III.25. Calcul des réserves exploitable en tonne.....	49
Tableau III.26. La longueur moyenne, la pente et le rayon de courbure de chaque tronçon de la piste de roulage.....	54
Tableau III.27. Les caractéristiques de la pelle.....	58
Tableau IV.28. Cadence d'exploitation	72
Tableau IV.29. Les caractéristiques des explosifs utilisés.....	79
Tableau IV.30. Résistance au tirage de quelques roches	81
Tableau IV.31. Variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous	82
Tableau IV.32. La vitesse du camion en fonction de la pente de TEREX TR60.....	92
Tableau IV.33. Temps de trajet en charge et à vide.....	93

Introduction Générale.

L'unité ALGRAN 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. La situation stratégique de cette unité permet de satisfaire une production des granulats pour les routes, les chemins de fer et le béton hydraulique. Vu que les réserves exploitables restantes de l'ancien site (12 millions de tonnes) sont en voie d'extinction, l'entreprise a obtenu une nouvelle concession, (M'Hanna) voisine de l'ancien site de Bouzegza Nord pour l'exploitation d'un gisement de calcaire, et pour laquelle un projet d'ouverture et d'exploitation ainsi que l'organisation de ces travaux a été proposé par l'entreprise « ALGRAN » ; et qu'est un projet d'exploitation à ciel ouvert.

Le stage effectué durant Cinq semaines du mois d'Avril au début du Mai à M'Hanna dans la région de Keddara, wilaya de Boumerdes ,a nos permis de réunir toutes les données essentielles pour pouvoir réaliser ce projet . Toutes les études détaillées du gisement, comme le rapport géologique, étude d'impact sur l'environnement qui sont accompagnés d'annexes formant des données nécessaires aux projets d'ouverture et d'exploitation et leur Organisation des travaux.

Pour mener à bien ce projet, notre travail s'articule autour de quatre chapitres. Le premier chapitre et le deuxième sont le résultat d'une étude bibliographique où nous présentons les conditions naturelles du gisement et les caractéristiques du matériau pouvant influencer sur la technologie d'exploitation.

Le troisième chapitre concerne le régime de fonctionnement de la carrière, ses réserves, sa production, l'accès et l'ouverture du gisement et l'organisation des travaux préparatoire et sa durée de vie, laquelle est estimée à 43 ans d'exploitation

Notre travail se termine par un quatrième chapitre, qui se rapporte à la technologie d'exploitation du gisement où nous détaillons la méthode d'exploitation, la conduite (Planning) des travaux miniers et la mécanisation de ces travaux.

CHAPITRE I
GENERALITES SUR
LE GISEMENT DE
M'HANNA

Introduction

Les roches sédimentaires de la région Est de l'Algérois 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 du 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, grés et calcaire, d'âge allant du précambrien au quaternaire.

1. Cadre géologique du gisement. [1]

Cadre géologique régional.

1.1.1. 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 (figI.1).

Précambrien : Représenté essentiellement par une variété de schistes (phyllithes) métamorphisés, quartz silicaté, chlorites, parfois intercalés par des bancs étroits de quartzites gris et gris clair, ainsi que par des calcaires gris brun au Sud du village de KEDDARA. La puissance des dépôts dépasse 2 000 m.

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

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

Jurassique Lias inférieur : 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 500 m 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 150m environ.

Lias moyen et supérieur : 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 grès quartzeux blancs, gris et d'argilites la puissance de la formation est de 500 m à 700 m environ.

Aptien albien N5-7 : constitué de flysch formés par une alternance régulière des grès et surtout des argilites, d'une puissance de 100 m environ.

Crétacé Supérieur cénomanien 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 100 m.

Paléogène : Subdivisé en deux unités : Eocène et Oligocène.

Eocène :

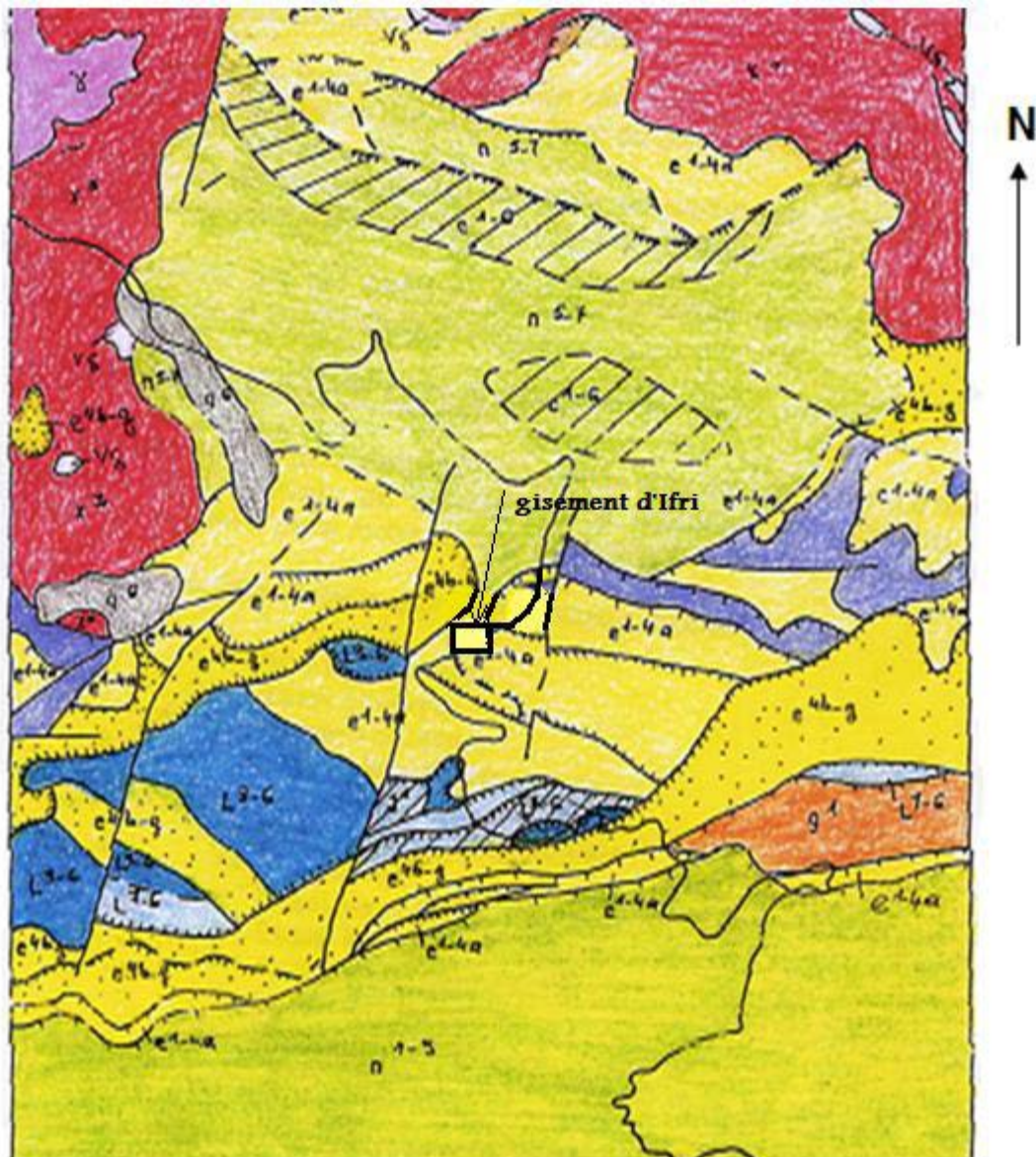
Eocène Moyen " Lutétien " e 1-4 a : IL est rencontré sous forme de blocs tectoniques, en nappes et en écailles. Ce sont des calcaires massifs gris et gris clairs, renfermant de nombreux foraminifères. L'assise est d'une puissance de 100 m environ. Au-dessus de cette assise repose une formation flysch id formée de grès grisâtre, alternée avec des argiles, calcaires gris et des marnes. Cette formation est d'une puissance de 100 m environ.

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

Oligocène (g) : C'est une formation de flysch (série puissante) alternée par des grès et des marnes. Dans la partie inférieure de la coupe de l'assise au-dessus des marnes prédominent les grès arkoses, calcaires polygéniques grossiers, gris, assez consistants, en gros bancs (jusqu'au gravelâtes). Dans la partie supérieure de la coupe de l'assise, il y a une alternance de bancs puissants de 5 m à 10 m de grès gris, calcaire, quartz micacés et de marnes micacées ; la puissance de l'assise atteint 100 m.

Quaternaire (g6) : 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 m à 3 m.



LEGENDE

- | | | |
|--------------------------------|--------------------------------------|------------------------|
| g6 Quaternaire | N5-7 Crétacé inf. aptien. albien. | L3 Trias. |
| g1 Oligocène | N1-5 Crétacé inf. néocomien. aptien. | X3 précambrien |
| e4b-g Lutetien sup. oligocène. | j1 jurassique moy. | X Oranites. |
| e1-4a Paléocène lutetien. | L7-6 Lias supérieur. | Ys Métagabbro-diorite. |
| e4c Lutetien inf. oligocène. | L3-6 lias inférieur. | |

Figure I.1. Carte géologique de la région de KADDARA [2]

1.1.2. Tectonique.

On note deux types de déformations dans la région :

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

Et un grand accident de direction E-W, situé au Nord montant en contact de la série des flyschs avec les formations calcaireuses.

1.1.3. Données climatologiques. [3]

Le climat qui règne dans la région d'étude est de type méditerranéen à tendance subhumide à deux saisons contrastées. Un été chaud et un hiver doux et pluvieux. Les données climatologiques ci-dessous représentent une moyenne calculées sur 12 ans, de 2000 à 2012, à partir des relevés de la station météorologique de Dar-El-Beida appartenant à l'Office Nationale de Météorologie.

1.1.3.1. La pluviométrie.

D'après le tableau ci-dessus les pluies sont très irrégulières durant les saisons. Elles sont abondantes en automne et en hiver et se caractérisent souvent par des orages et des tempêtes de vent. Elles sont variables et incertaines au printemps, nuls et irréguliers en été. La valeur moyenne des précipitations est de l'ordre de 613.57 mm pour une période de 12 ans.

Tableau I.1. Moyennes mensuelles des précipitations durant la Période : 2000-2012

Jan.	Fév.	Ma.	Avr.	Mai.	Jui.	Juil.	Aou.	Sept.	Oct.	Nov.	Déc.	M.A
100.7	82.7	46.2	58.9	44.9	9.05	3.4	19.2	28.7	42.4	78.1	99.03	613

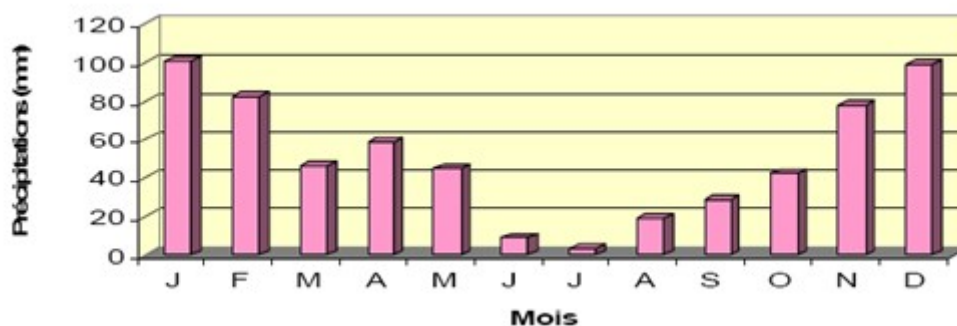


Figure I.2. Moyennes mensuelles des précipitations.

1.1.3.2. Les températures.

La température est un facteur très influent sur le milieu naturel, elle favorise notamment les phénomènes d'évapotranspiration et l'érosion éolienne.

Tableau I.2. Moyennes mensuelles des températures durant la période : 2000-2012

Année	Jan.	Fév.	Mar.	Avar.	Mai	Juin	Juillet	Aout	Sept.	Oct.	Nov.	Déc.	M.A
Tmax	16.78	17.24	19.97	21.71	25.05	29.2	31.9	32.1	25.5	24.4	21.1	18	23.9
Tmoy	10.86	11.0	13.43	15.23	19.16	23.25	24.94	26.08	23.5	19.48	15.8	12.05	17.90
Tmin	6.17	5.33	7.16	8.73	12.74	16.45	19.12	20.4	17.36	14.51	9.65	7.1	12.06

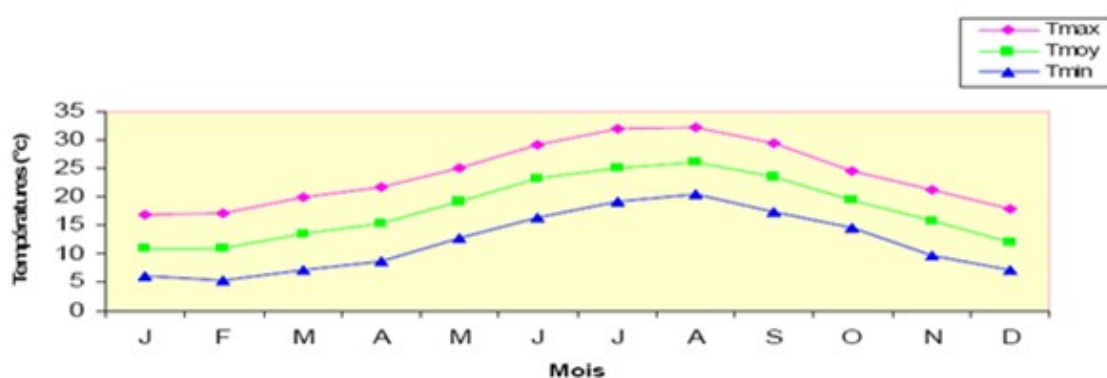


Figure I.3. Moyennes mensuelles des températures.

On remarque que la température moyenne diminue pendant les trois mois d'hiver (Décembre, Janvier, Février) et atteint un minimum de 10,86 °C en Janvier, elle augmente pendant les trois mois d'été (Juin, Juillet, Août) et atteint le maximum de 26,08 °C. La moyenne annuelle est de 17,90 °C, notons que des journées de gel peuvent affecter la région en hiver. La proximité de la mer a une influence directe sur le climat, ainsi la forte chaleur est rafraîchie et humidifiée par la brise d'été et la mer réchauffe la terre pendant les hivers rigoureux.

1.1.3.3. Les vents.

Ce facteur est important, car il nous contraint à donner une orientation géographique du tracé en fonction de la direction et de l'intensité des vents.

Tableau I.3. Moyennes mensuelles de la vitesse des vents durant la Période : 2000-2012

Année	Jan.	Fév.	Mar.	Avar.	Mai	Juin	Juillet	Aout	Sept.	Oct.	Nov.	Déc.	M.A
V m/s	2.53	2,35	2.24	2,65	2,72	2,82	2,73	2,47	2,49	1,87	2,22	2,35	2.45

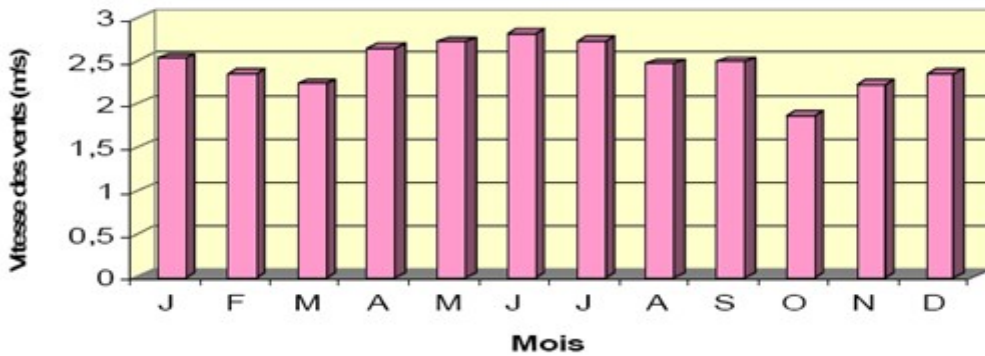


Figure I.4. Moyennes mensuelles de la vitesse des vents

Tableau I.4. Les fréquences et directions des vents

Direction	N	NE	E	SE	S	SO	O	NO
Hiver	7	3.8	2.6	1.8	11.5	25.3	15.5	5.4
Printemps	14.3	12.8	7.1	1	5.7	14.4	11.5	7.3
Eté	19.3	22.2	5.1	1	3	7.1	5.6	5.7
Automne	11.3	11.2	4.4	1.3	8.4	17.2	9.5	7.3

Il ressort du tableau précédent que durant l'Eté, la dominance des vents est de direction Nord (Nord, Nord-Est). Pour l'Automne, l'hiver et le printemps, la dominance des vents est de direction Sud (Sud-Ouest, Sud) [voir rose des vents]. Les vents dominants dans la wilaya de Boumerdes sont ceux de l'Ouest et du Nord-Ouest et soufflent en prédominance de novembre à avril. Les vents d'Est et de Nord-est soufflent en été, les vents du Nord sont plus fréquents et soufflent durant toute l'année et le sirocco, vent du Sud chaud et sec, de direction Sud-est et Sud-ouest, souffle avec une faible intensité avec une moyenne de 20 jours/an. La vitesse moyenne du vent est inférieure à 3 m/s pour toute l'année.

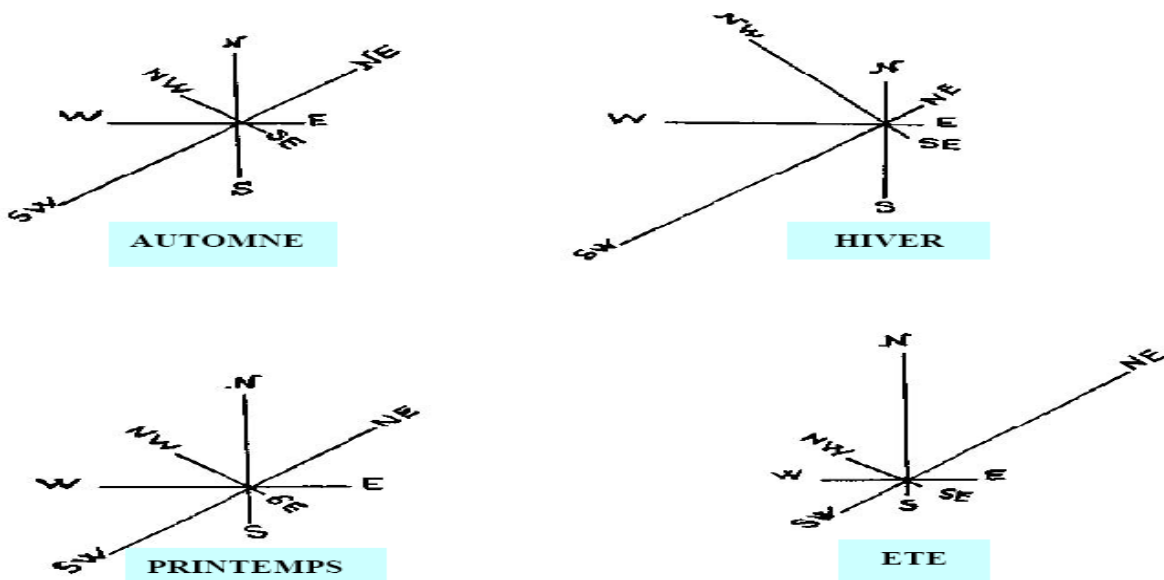
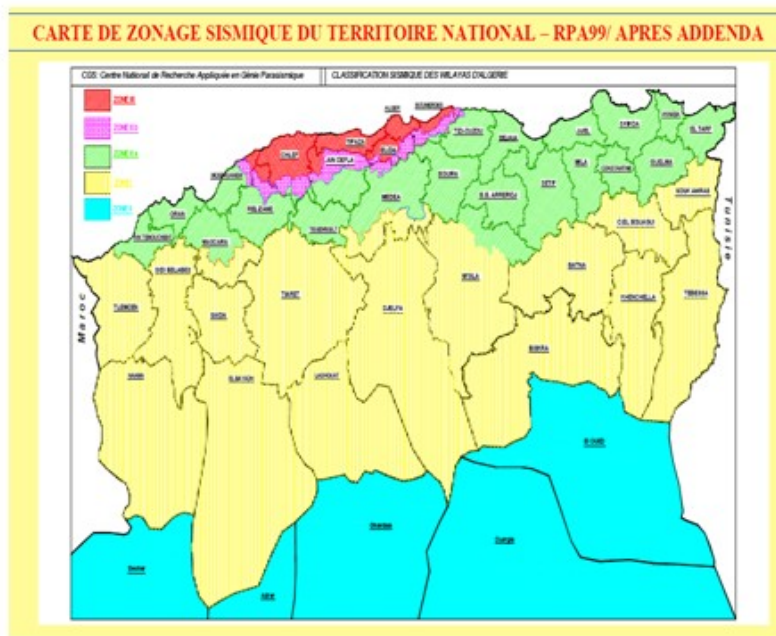


Figure I.5. . Répartition saisonnière des vents

1.1.3.4. Sismicité.

Les alluvions de la Mitidja peuvent subir des secousses sismiques qui proviennent des zones profondes au niveau de la flexure de la Mitidja ou de séisme provenant de la Marsa (cap Matifou) ou de la fouille de Thenia. Ce sont les scellements inondés qui peuvent être liquéfiés (perte momentanée de capacité portante du sol) et marquent des mouvements dans le sous-sol. La Wilaya de Boumerdes est classée zone sismique Zones III selon le RPA 99 version 2003, c'est donc une zone à sismicité élevée.



Zone 0 : sismicité négligeable
 Zone I : sismicité faible
 Zones IIa et IIb : sismicité moyenne
 Zone III : sismicité élevée

Figure I.6. Carte de zonage sismique du territoire National

2. Géologie locale du gisement. [1]

2.1. Localisation administrative.

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 Boumerdes. Le gisement est relié à la carrière de kaddara par une piste de 4,3 km et à 54km au Sud-Est d'Alger (fig. I.7).

Le gisement de calcaire concerné par l'étude se situe dans la partie Nord du Djebel Bouzegza sur le flanc Nord du massif de Bouzegza, au lieu-dit "M'Hanna" (fig. I.8).

Tableau I.5. Les Coordonnées en UTM de la concession

Points	Cordonnées UTM fuseau 31	
	X	Y
1	539 400	4 052 300
2	539 400	4 051 300
3	538 600	4 051 300
4	538 600	4 052 300



Figure I.7. La carte géographique de Kaddara

La superficie du site est : 80 ha.

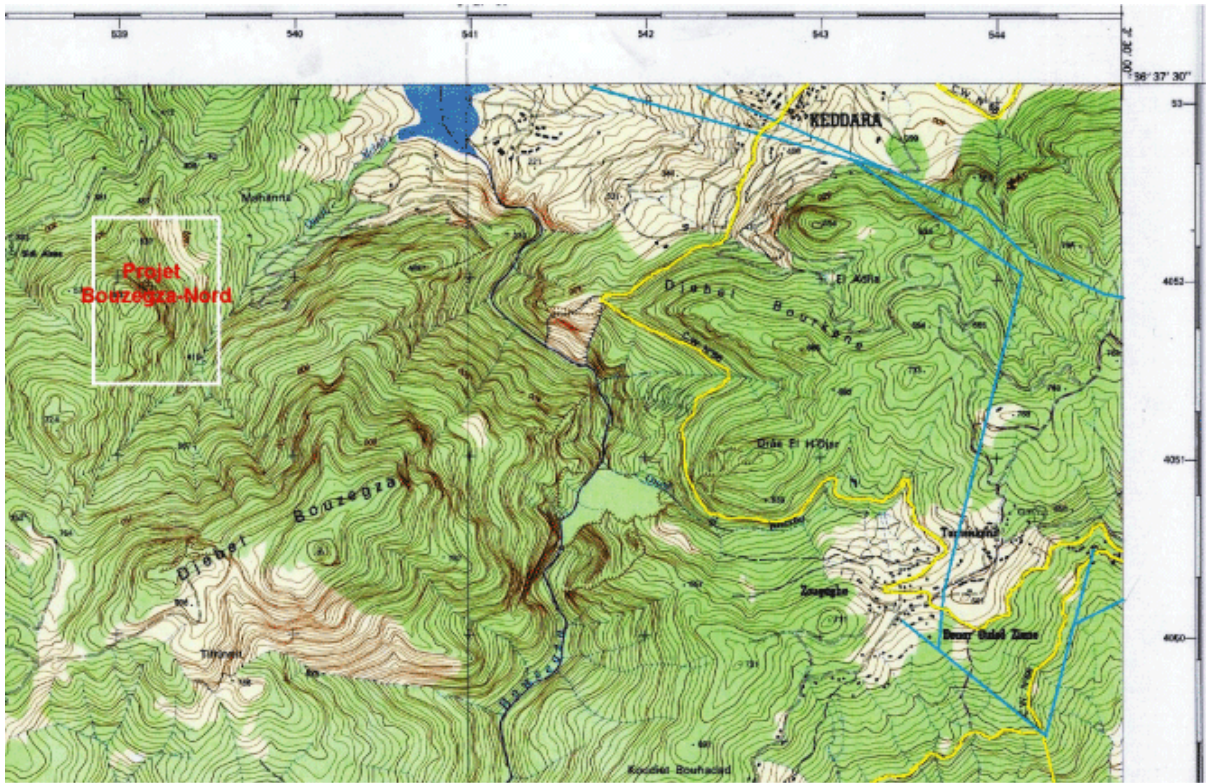


Figure I.8. Plan de situation (site Djebel Bouzegza)

2.2. Accès au gisement.

On accède au gisement en empruntant la route nationale n°29, qui relie la ville de Lakhdaria à la ville de Boudouaou, puis on prend le chemin communal menant au village de Keddara sur une distance de 5 km de Chef-lieu de commune de Kherrouba; et enfin une piste de 8Km vers la carrière de M'Hanna.

2.3. Litho-stratigraphie.

Le gisement de calcaires de Bouzegza Nord d'âge Eocène Moyen (Lutétien) marin est essentiellement formé par des calcaires massifs gris et gris clairs à foraminifères, parfois rougeâtres, à grains fins et moyens. L'assise à une puissance de 100 m environ. (fig. I.10). Les calcaires sont grossièrement lités et ont un pendage qui varie entre 20 et 30° en directions SSE à SSO, et sont affectés en surface par des cavités karstiques de dimensions variables. 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, et contient parfois des marnes versicolores. 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 endroit 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 (fig. I.11). L'étude pétrographique montre que les calcaires sont essentiellement constitué 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%.

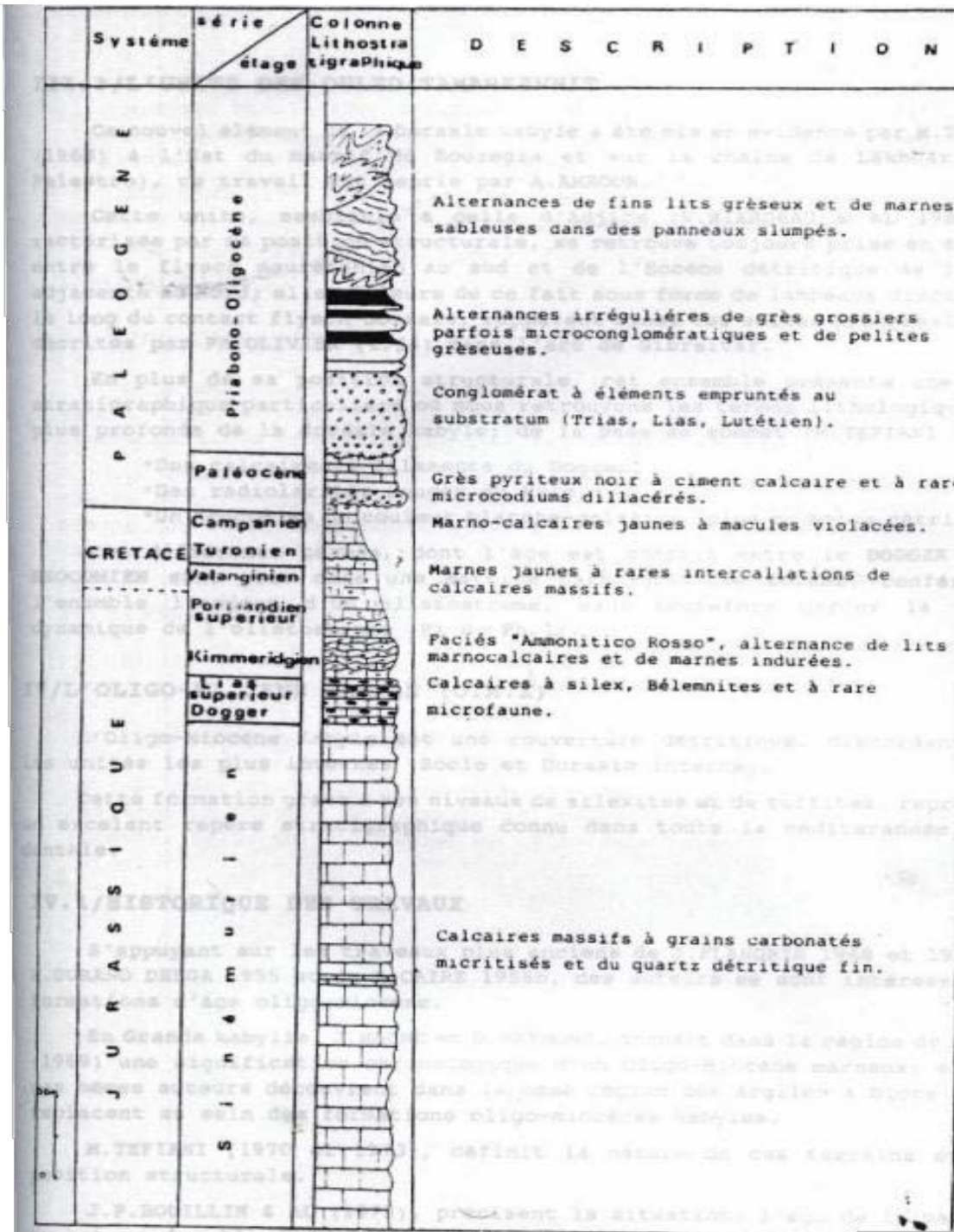


Figure I.9. Colonne stratigraphique de Bouzegza

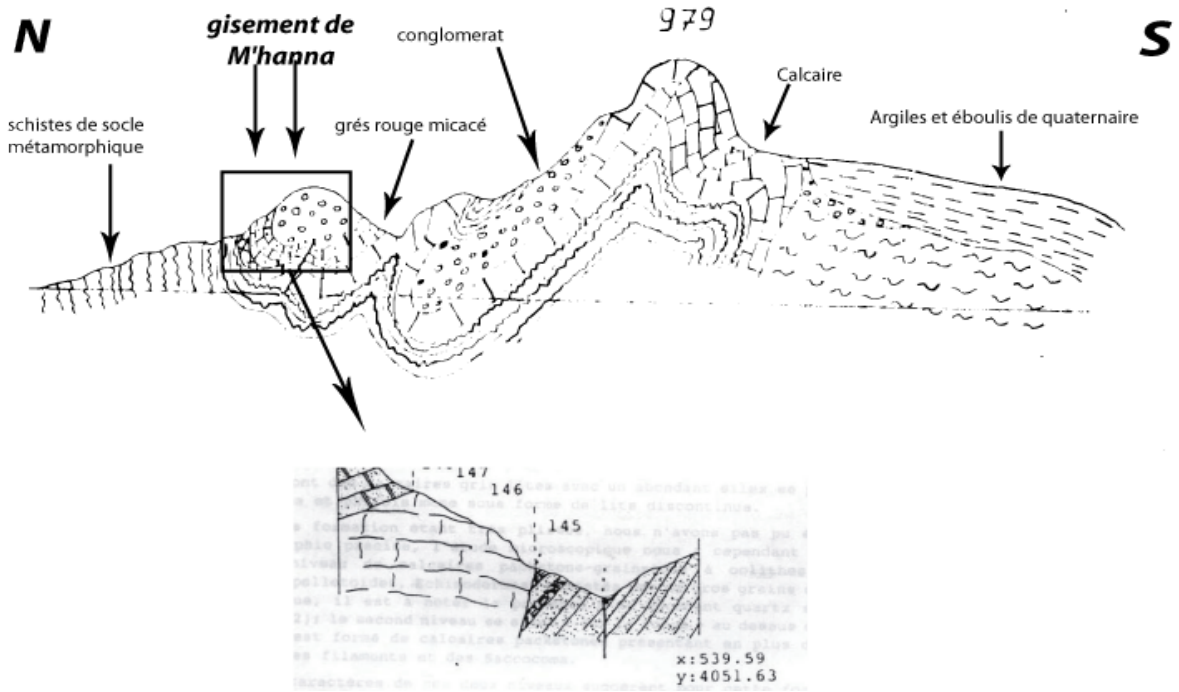


Figure I.10. Coupes lithologique de Bouzegza [1]

Cette coupe représente la coupe nord-ouest du gisement au sommet des différents reliefs. Ça prouve l'existence des sommets et montre les différentes lithologies du gisement de M'HANNA.

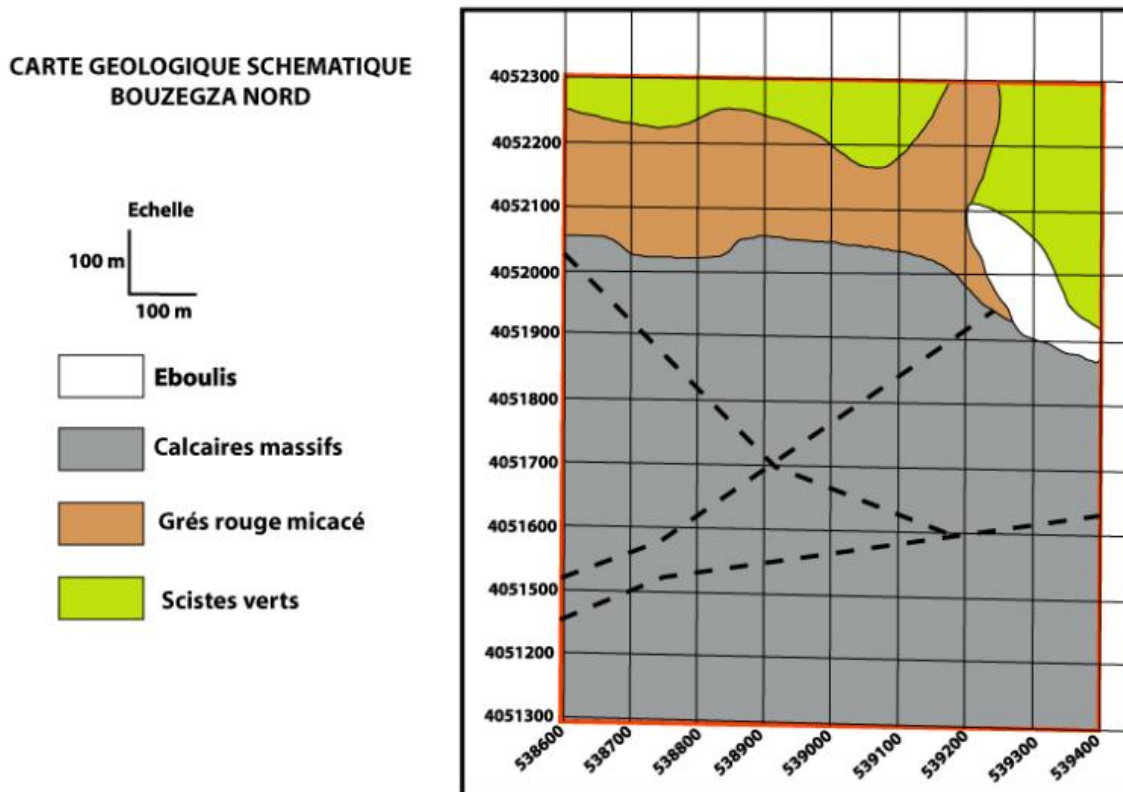


Figure I.11. Carte géologique du gisement [1]

2.4. Tectonique. [2]

Deux familles de failles majeures ont affectés djebel Bouzegza, l'une en plein milieu passant par le sommet, l'autre par contre est tangentielle longeant Oued KEDDARA.

Elles sont parallèles de direction Nord-Sud engendrant des décrochements senestre et des failles satellites et intra-formationnelles dans toutes les directions; les diaclases sont très fréquentes, surtout dans la partie sommitale du gisement. Dans la limite nord du gisement, les calcaires repose en discordance sur les formations des grès, argiles et schistes, région où se manifeste une faille dont la largeur dépasse les 60 mètres.

2.5. Structure du gisement.

Les formations de l'Eocène Moyen Lutétien dans lesquelles sont incluses les couches de calcaires sont sous forme d'un monoclinal 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 monoclinal où le pendage des couches est de direction Sud avec un angle de pendage qui varie de 10 à 15°.

2.6. 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 au de la crête 672 et qui longe le lise en direction du NW et Oued El Maleh qui le longe à l'Ouest.

3. Reconnaissance du gisement .

3.1. Réserves minières et méthodes d'estimations

3.1.1. Travaux de sondage [4] [5]

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 forages électriques dont les profondeurs d'investigation varient de 45m à 112.5m, l'interprétation des données enregistrées a permis l'établissement de 4 profils géoélectriques qui ont servis à la détermination des l'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 ont donné les résultats suivants : les réserves en calcaires pour granulats ont été estimées à 30 700 000 tonnes avec une épaisseur moyenne de 66.43m.

3.1.2. Analyse documentaire et traitement des données. [4] [5]

La documentation géologique disponible est celle relative aux travaux d'exploration réalisés par :

- L'UREG-ENDMC en 1991 pour le compte de l'ENG et qui réside dans :
 - L'établissement des levés topographique, géologique et géophysique sur 80 hectares au 1/2000 ;
 - Matérialisation de quatre profils parallèles distants chacun de 140 à 150m l'un de l'autre ;
 - Echantillonnage des affleurements selon les profils sur 50m afin de recouper toutes les couches de calcaires ;
 - Travaux de laboratoire ;
 - Rapport final avec le calcul des réserves.

- 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 à savoir :
 - Levés topographique au 1/1000 sur 23 hectares, les 50 hectares restants ont fait l'objet d'une, extrapolation à partir de la carte au 1/25000 ;
 - Les observations géologiques ont été faites le long des profils suivant une maille de 100x20m par GPS ;
 - L'élaboration de la carte géologique schématique de la partie Nord du gisement à partir des observations faites, la partie Sud a été extrapolée ;
 - Echantillonnage de surface selon les profils ;
 - Travaux de laboratoire de détermination des caractéristiques physico-chimiques des calcaires ;
 - Rapport final avec calcul des réserves.

4. Calcul des réserves du gisement.

4.1. Généralités. [6]

La prospection détaillée est l'étude définitive des réserves d'un minéral et de sa répartition suivant les parcelles isolées. Dans le processus de prospection détaillée, on précise également les caractéristiques du gisement de minéral, on détermine, avec une précision suffisante sa puissance sur l'ensemble du gisement et par parcelles isolées, on effectue l'échantillonnage détaillé et une subdivision du minéral suivant la qualité. De plus, les caractéristiques qualitatives sont données conformément aux conditions exigées par l'industrie pour un produit naturel brut; on détermine les conditions techniques minières de l'exploitation des gisements. Selon la constitution d'un minéral du

gisement, la prospection détaillée est réalisée soit par des excavations minières, soit par les trous de sondage de recherche.

Les réserves sont divisées en trois catégories : A, B et C, suivant le degré de prospection et d'étude du gisement, qui est caractérisé par la quantité et le caractère des coupes du gisement avec les ouvrages miniers.

Catégorie A (réserves certaines).

A1 : réserves entièrement prospectées, étudiées et préparées pour l'exploitation: ces réserves peuvent servir pour le calcul des travaux d'exploitation.

A2 : réserves entièrement prospectées et étudiées ; elles peuvent servir à la planification et à l'organisation de la partie minière des entreprises.

Catégorie B (réserves probables).

Réserves étudiées géologiquement, relativement prospectées et partiellement délimitées par des ouvrages miniers et sondages, échantillonnés pour étudier la composition et les propriétés du minerai et pour obtenir des renseignements qualitatifs sur la technologie des méthodes d'utilisation : ce sont des réserves techniques minières de l'exploitation. On peut utiliser ces données comme bases des projets de grands travaux des mines et des entreprises utilisant les produits miniers bruts et pour l'établissement des programmes.

Catégorie C (réserves possibles)

C1 : réserves établies par l'étude géologique, d'après les affleurements naturels, quelquefois artificiels ou d'après les données géophysiques, relatives à la structure géologique du gisement et à l'échantillonnage approximatif; on peut utiliser ces données pour la réalisation des travaux de la prospection détaillée et pour l'établissement des plans d'une éventuelle exploitation industrielle.

C2 : réserves relatives aux régions entières ou bassins, calculées d'après leur étude géologique; les réserves des gisements isolés ou de leurs groupes ; sont déterminées d'après les prévisions géologiques;

En partant de cette classification de réserves, on peut délimiter les prospections préalables et détaillées, qui, pendant la réalisation des travaux de prospection, sont très difficiles à délimiter du fait que les différents stades de prospection s'interpénètrent; le problème de la prospection préalable est de mettre en évidence les réserves de la catégorie C et, en partie, de la catégorie B; le problème de la prospection détaillée, c'est d'établir les réserves des catégories A et B.

Outre l'établissement des réserves de la catégorie A. il est nécessaire, d'après la prospection détaillée, de tirer les conclusions définitives relatives à l'usage industriel du minéral prospecté.

C'est pourquoi dans le processus de prospection détaillée, il est habituellement nécessaire de réaliser un essai d'exploitation du gisement étudié dans le but

d'obtenir le minerai en qualité suffisante pour un essai technique à l'échelle semi-industrielle.

4.2. Calcul des réserves géologiques.

La détermination de la quantité de minerai dans le gisement suivant la quantité CI à partir des données des travaux de prospection s'appelle l'évaluation des réserves. La méthode générale d'évaluation des réserves consiste à diviser la surface du gisement en secteurs qui ressemblent à tel ou tel corps géométrique, à multiplier la surface de ce secteur par la puissance de son gisement, puis par le poids spécifique du minerai pour obtenir le poids des réserves en tonnes. Le poids spécifique est déterminé expérimentalement. En additionnant les réserves des sections isolées, on détermine les réserves de tout le gisement. La surface du gisement et la puissance sont fournis par les données obtenues au cours des travaux de prospection.

En additionnant les réserves des secteurs, isolés on détermine les réserves de tout le gisement.

4.2.1. Méthodes de calcul des réserves. [7]

Le choix d'une méthode dépend des particularités de la minéralisation (morphologie, dimension, 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.

La zone qui nous intéresse a une superficie de 80 hectares (encadrée en rouge sur la Figure I.12. ci- dessous). Les coordonnées UTM de la zone encadrée par le rouge (zone de calcul) sont représentées dans le tableau suivant (Tableau I.6) :

Tableau I.6. Coordonnées de la zone de calcul des réserves géologiques. [1]

Points	Coordonnées UTM fuseau 31	
	X	Y
1	539 400	4 052 300
2	539 400	4 051 300
3	538 600	4 051 300
4	538 600	4 052 300

Nous présentons dans cette partie, les deux méthodes de calcul des réserves. En premier lieu, la méthode des coupes géologique, et en second lieu la méthode des courbes de niveaux, qu'est l'objet de calcul.

4.2.1.1. Méthode des coupes géologiques. [8]

4.2.1.1.1 Coupes géologiques.

4.2.1.1.1.1 Généralités sur les coupes géologiques

La coupe géologique représente la section des terrains par un plan vertical. A la différence du profil topographique, la coupe géologique exige une certaine part d'interprétation (on représente en effet des terrains cachés en profondeur, n'en connaissait que la partie qui affleure). Il nous est alors possible de dessiner l'allure la plus vraisemblable des terrains telle qu'elle se déduit logiquement des indications de la carte. Certaines coupes géologiques sont visibles dans la nature :

- bord des routes ;
- tranchées de chemins de fer ;
- carrières ;
- gorges profondes et verticales de torrents (d'oueds) ;
- falaises marines.

4.2.1.1.1.2 Les figurés de la coupe géologique

Alors que sur la carte, les différents terrains se distinguent par une notation et une couleur, sur la coupe, les figurés doivent rendre compte des caractères lithologiques des formations représentées.

Les figurés se dessinent en rapport avec les limites des couches et non avec l'horizontale, autrement dit, les traits des figurés seront parallèles ou perpendiculaires aux limites des couches.

4.2.1.1.1.3 La coupe géologique :

Marche à suivre (cas des dépôts sédimentaires)

1. Exécuter le profil topographique orienté avec le plus grand soin.
2. Repérer toutes les couches géologiques qui affleurent le long du trait de coupe (couleurs et indices). Chercher les correspondances dans la légende.
3. On commence par dessiner la couche la plus récente dont on connaît le toit et le mur partout où elle affleure.
4. une fois dessinée cette première couche (et du même coup remarquons-le la couche la plus récente qui lui est superposée). On fait de même pour les couches sous-jacentes en respectant à chaque fois l'épaisseur et les limites de chaque couche. Dans la même couche, l'épaisseur doit rester constante tout le long de son tracé (sauf pour la couche superficielle car elle a été soumise à l'érosion).
5. les alluvions laissées par les rivières lors des crues n'interviennent pas dans la structure géologique, on les représente à la fin par un trait de crayon plus épais sur le tracé du profil.

4.2.1.1.1.4 Description de la méthode de calcul des réserves par coupes géologiques.

Le calcul des réserves par cette méthode est utilisé lorsque la morphologie du corps est complexe et que les ouvrages sont disposés le long des lignes de prospection. Le principe de cette méthode est la délimitation de chaque bloc par deux coupes voisines parallèles ou non parallèles.

4.2.1.1.1.4.1 Marches à suivre pour l'exécution de cette méthode

- A- le bloc de réserves est délimité par deux coupes successives ;
- B- On calcule la surface du corps dans chaque coupe et séparément pour chaque catégorie.

Catégorie 1 : lorsque les coupes sont parallèles et si :

- a. $|S_i - S_{i+1}| \leq 40\%$ on a :

$$V_{i,i+1} = \frac{(S_i + S_{i+1})}{2} * l_i \dots \dots \dots \text{Eq(I. 1)}$$

S_i, S_{i+1} : Surface des blocs sur les coupes voisines.

- b. $|S_i - S_{i+1}| \geq 40\%$ on a :

$$V_{i,i+1} = S_i + S_{i+1} + \frac{\sqrt{S_i * S_{i+1}} * l_i}{3} \dots \dots \dots \text{Eq(I. 2)}$$

Catégorie 2 : Lorsque les coupes ne sont pas parallèles et si :

- a. $S_i - S_{i+1} \leq 40\%$ et $\alpha \leq 10^\circ$ on a :

$$V_{i,i+1} = \frac{(S_i + S_{i+1}) * (l_i + l_{i+1})}{2} \dots \dots \dots \text{Eq(I. 3)}$$

l_i, l_{i+1} : Distance minimale et maximale des points extérieurs.

- b. $|S_i - S_{i+1}| \geq 40\%$ et $\alpha \leq 10^\circ$ on a :

$$V_{i,i+1} = \left(\frac{(S_i + S_{i+1}) + \sqrt{S_i * S_{i+1}}}{3} \right) * \frac{(l_i + l_{i+1})}{2} \dots \dots \dots \text{Eq(I. 4)}$$

- c. $|S_i - S_{i+1}| \leq 40\%$ et $\alpha \geq 10^\circ$ on a :

$$V_{i,i+1} = \frac{\alpha}{\sin \alpha} * \frac{(S_i + S_{i+1})}{2} * \frac{(l_i + l_{i+1})}{2} \dots \dots \dots \text{Eq(I. 5)}$$

- d. $|S_i - S_{i+1}| \geq 40\%$ et $\alpha \geq 10^\circ$ on a :

$$V = \frac{\alpha}{\sin \alpha} * \left(\frac{(S_i + S_{i+1}) + \sqrt{S_i * S_{i+1}}}{3} \right) * \frac{(l_i + l_{i+1})}{2} \dots \dots \dots \text{Eq(I. 6)}$$

α : Angle entre les coupes en radian.

4.2.1.2. Méthode des courbes de niveau. [7]

4.2.1.2.1 Présentation de la méthode :

La topographie de la surface terrestre est restituée par l'intermédiaire de courbes de niveau. Une courbe de niveau correspond à l'intersection de la surface topographique avec un plan horizontal d'altitude donné. Elle joint donc un ensemble de points de même altitude. La différence d'altitude entre les plans horizontaux est appelé équidistance des courbes de niveau. La méthode de calcul des réserves par les courbes de niveau consiste à calculer un volume entre deux courbes de niveau distinctes après avoir calculé leurs surfaces.

Soit deux courbes de niveau successives, de surfaces S_i et S_{i+1} espace d'un pas P (dénivelé). Comme le montre la figure IV.2 ci- dessous :

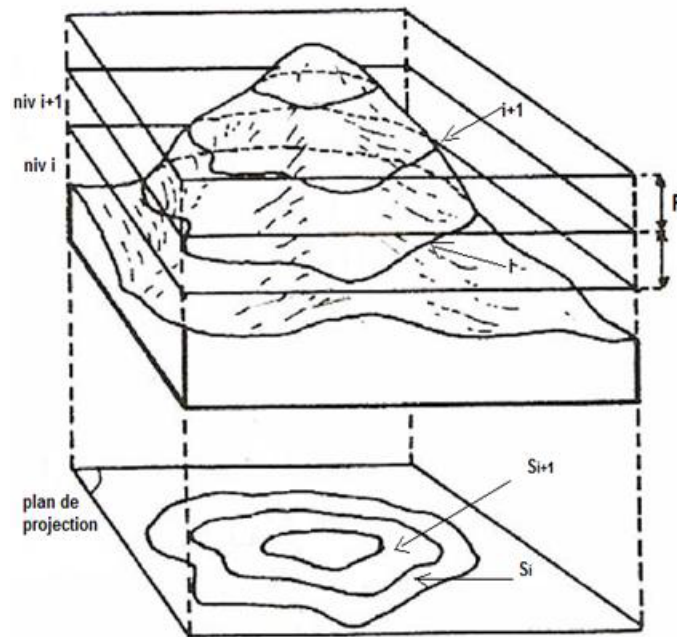


Figure I.13. Présentation des niveaux d'un massif rocheux.

Le volume entre ces deux courbes de niveau ($i, i+1$) est :

$$V_i = (S_i + S_{i+1}) * P/2 \dots \dots \dots \text{Eq (I. 7)}$$

De façon analogue pour toutes les courbes de niveau et sur toute la zone à calculer. Donc le volume total sera :

$$V_t = \sum_{i=1}^n V_i \dots \dots \dots \text{Eq(I. 8)}$$

Le calcul des réserves par les courbes de niveau est un calcul surestimé à cause des hypothèses de calcul qui sont obligatoires. Pour le calcul de réserves géologiques d'un gisement par les courbes de niveau, on procède à des estimations de la découverte par rapport à la quantité de minerai, et à des hypothèses d'homogénéité du gisement sur tout le périmètre de calcul.

4.2.1.2.2 Utilisation de la méthode.

La méthode des courbes de niveau est beaucoup plus utilisée dans le calcul des volumes des corps homogènes c.-à-d. de même nature par exemple le calcul de réserves d'eau dans un barrage. Après avoir fait un levé topographique de ce dernier avant l'accumulation des eaux, on procède en délimitant des plaques de niveau dans chaque niveau. Un tableau récapitulatif est fait en basant sur la méthode des courbes de niveau et les réserves en eau se liront de façon directe.

4.2.1.2.3 Application de la méthode dans notre modèle.

Les surfaces de ces niveaux sont calculées à l'aide du logiciel AutoCAD. AutoCAD a été développé à l'origine pour les ingénieurs en mécanique, il est aujourd'hui utilisé par de nombreux corps de métiers. Il est actuellement le logiciel de dessin assisté par ordinateur (DAO) le plus répandu dans le monde. C'est un logiciel de dessins techniques pluridisciplinaires :

- Industrie ;
- Cartographie et Topographie (Géosciences);
- Electronique;
- Electrotechnique (schémas de câblage);
- Architecture et Urbanisme; et mécanique.

Les formules utilisées pour le calcul des volumes des blocs géologiques sont les suivantes; Entre deux coupes :

$$Q_{i,i+1} = \left(\frac{S_i + S_{i+1}}{2} \right) * L_i * \gamma_i \dots \dots \dots (Eq 1.8)$$

Où :

Q : Est la quantité de matériau en tonnes

S_i : est la surface de la coupe i en m^2 ;

L_i : est l'intervalle inter coupe ($i, i+1$) en m ;

γ_i : Est le poids volumique du matériau du bloc situé entre les coupes ($i, i+1$) en T/m^3

soit $\gamma = 2.69 \text{ t/m}^3$

Les réserves ont été calculées par niveaux d'exploitation suivant la méthode des courbes de niveaux 1-1, 2-2,.....,14-14.

Tableau I.7. Les réserves géologiques globales du massif

Niveau	Surface (m ²)		Moyenne	Volume (m ³)
670	S1	595.2	3604.54	36045.4
660	S2	6613.88		
660	S2	6613.88	11780.01	117800.1
650	S3	16946.15	23281.09	232810.9
650	S3	16946.15		
640	S4	29616.03	45175.96	451759.6
640	S4	29616.03		
630	S5	60735.9	80487.57	804875.7
630	S5	60735.9		
620	S6	100239.25	117700.05	1177000.5
620	S6	100239.25		
610	S7	135160.86	151002.16	1510021.6
610	S7	135160.86		
600	S8	166843.46	183462.32	1834623.2
600	S8	166843.46		
590	S9	200081.19	212341.64	2123416.4
590	S9	200081.19		
580	S10	224602.1	245933.04	2459330.4
580	S10	224602.1		
570	S11	267263.98	285917.45	2859174.5
570	S11	267263.98		
560	S12	304570.93	322664.31	3226643.1
560	S12	304570.93		
550	S13	340757.7	351710.20	3517102.0
550	S13	340757.7		
540	S14	362662.69	369912.79	
540	S14	362662.69		
530	S15	377162.9		
			Volume total	24 049 731.7

Conclusion.

L'étude géologique et topographique du gisement de M'Hanna a permis d'évaluer les réserves géologiques exploitables qui sont de **64 693 778** millions de tonnes.

CHAPITRE II
PROPRIETES ET
CARACTERISTIQUES DU
CALCAIRE
DE M ' H A N N A

Introduction.

L'étude des propriétés et des caractéristiques des minerais à exploités est un outil indispensable pour la décision d'engagement dans l'exploitation d'un gisement. Pour cela dans ce chapitre on va procéder au calculs des différentes propriétés physiques et mécaniques ainsi que les différentes indices technologiques pour pouvoir juger la qualité des minerais et la possibilité de l'extraire.

1. Travaux d'échantillonnage. [11]

L'objectif de ces travaux est la détermination de la qualité et les caractéristiques des calcaires du gisement. L'échantillonnage a été réalisé en surface. Les échantillons prélevés ont fait l'objet des analyses et des essais suivant :

- L'Etudes pétrographique des calcaires (quatre (04) lames minces ont été étudiée ;
- L'analyses chimique des échantillons pour déterminer les éléments majeurs : CaO, MgO, SiO₂, TiO₂, Al₂O₃, Fe₂O₃, Na₂O₃, SO₃ soufre total ; (quatre (04) échantillons ont été analysés ;
- Essais physico-mécaniques réduits qui ont permis de déterminer :
 - le poids volumique ;
 - Le poids spécifique ;
 - L'absorption d'eau ;
 - La porosité ;
 - La résistance à la compression.
- Essais physico-mécanique complets pour déterminer :
 - Los Angeles ;
 - Micro Deval ;

L'échantillonnage a été réalisé en surface où trois types de prélèvement des échantillons ont été réalisés voir tableau II.8 :

Tableau II.8. Les échantillons prélevés. [11]

Ouvrage	Type d'échantillonnage	N° Echantillon	Coordonnées Lambert	
			X	Y
Affleurement	Monolithe	Mn1	539 030	405 205.5
	-//-	Mn2	539 086	405 232
	-//-	Mn3	539 947	405 402
	-//-	Mn4	539 894	405 212
	-//-	Mn5	539 892	405 208
	-//-	Mn6	539 254	405 197
	-//-	Mn7	539 384	405 189
	-//-	Mn8	539 360	405 189
	-//-	Mn9	539 374	405 185.5
	-//-	Mn10	539 392	405 186
	Saignée	SG1	539 035	405 206
	-//-	SG2	539 950	405 202
	-//-	SG3	539 890	405 209
	-//-	SG4	539 360.5	405 189
	Lame mince	Lm1	539 904	405 206
	-//-	Lm2	539 942	405 203
	-//-	Lm3	539 894	405 212
	-//-	Lm4	539 250.9	405 196.5

2. Caractéristiques chimiques et géologiques du produit. [11]

Quatre (04) échantillons (SG1, SG2, SG3, et SG4) ont été prélevés à partir de la surface et ont fait l'objet d'une analyse chimique pour la détermination des oxydes suivants : CaO, MgO, SiO₂, TiO₂, Al₂O₃, Fe₂O₃, Na₂O₃, SO₃, le PAF et le soufre total.

Les résultats d'analyses se résument dans le tableau suivant :

Tableau II.9. Résultats des analyses chimiques

N° d'éch.	Teneurs des éléments en %									
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	TiO ₂	Fe ₂ O ₃	MgO	SO ₃	Na ₂ O	CaO	S tot	PAF
SG1	1.53	0.43	<0.05	0.62	0.69	0.26	<0.05	53.31	0.11	42.10
SG2	0.43	0.08	<0.05	0.94	1.20	0.18	<0.05	52.88	0.35	42.53
SG3	1.13	0.25	<0.05	1.21	1.42	<0.05	<0.05	53.55	0.09	41.24
SG4	4.37	0.67	0.05	1.78	2.67	0.20	0.22	49.90	0.20	38.04
Moyenne	1.86	0.35	0.05	1.13	1.49	0.17	0.092	52.41	0.18	40.97

Commentaire et interprétation des résultats.

Tenant compte des résultats enregistrés dans le tableau, on peut dire que la substance étudiée est riche en CaO et pauvre en MgO et que les analyses chimiques révèlent une bonne homogénéité dans les composantes nuisibles telles que les sulfates, les oxydes de fer et d'alumine sont faiblement représentés.

3. Caractéristiques minéralogique et pétrographique . [11]

Une étude pétrographique a été jugée nécessaire pour la détermination de la nature de la roche et la matière première composant l'assise utile.

A cet effet, quatre échantillons L1, L2, L3 et L4 provenant de surfaces ont été prélevés.

L'étude pétrographique des lames minces montre que les calcaires sont micritiques à texture massive et à structure micritiques, à organogène par endroit.

Ces calcaires sont constitués essentiellement d'un fond carbonaté, représenté par de la calcite crypto grenu à microsparitique (44% -97%) ; de taille < 0.35 mm, de dolomite.

(5-10%) de la taille allant de 0.03 à 0.08 mm, rarement de quartz de l'ordre de 5% de taille allant de (0.05-0.25), des fossiles, et d'hydroxydes de fer. Les fossiles sont principalement des foraminifères de forme arrondie à allongée de taille allant de 0.1 à 0.3 mm. Les fossiles et les hydroxydes de fer varient respectivement de (25% à 40%) et de (1% à 4%).

4. Les propriétés physiques du calcaire de M'Hanna. [11]

Les propriétés physico-mécanique du gisement de calcaire de M'hanna ont été étudiées sur dix (10) échantillons.

4.1. Masse Volumique.

Pour toute substance homogène, le rapport de la masse m correspondant à un volume V de cette substance est indépendant de la quantité choisie : c'est une caractéristique du matériau appelée : **masse volumique**.

$$\rho = \frac{m}{v} \quad (\text{kg/m}^3) \dots \dots \dots (\text{Eq. II. 1})$$

Le tableau II.3 ci-dessous nous donne les résultats de mesure de γ . On constate une grande Régularité dans les valeurs.

Tableau II.10. Masse volumique et poids spécifique du calcaire de M'hanna

Lieu de prélèvement	N° d'échantillon	Masse volumique (g/cm ³)	Poids spécifique (g/cm ³)
Surface	Ech. Mn-1	2.68	2.70
	Ech. Mn-2	2.69	2.69
	Ech. Mn-3	2.69	2.70
	Ech. Mn-4	2.70	2.70
	Ech. Mn-5	2.69	2.69
	Ech. Mn-6	2.67	2.69
	Ech. Mn-7	2.69	2.69
	Ech. Mn-8	2.64	2.72
	Ech. Mn-9	2.69	2.69
	Ech. Mn-10	2.69	2.70
Moyenne		2.68	2.69

Commentaire et interprétation :

Masse volumique : les valeurs de la masse volumique des échantillons mesurés varient de 2.64 à 2.70. La valeur moyenne pour l'ensemble du gisement est de 2.68 g/cm³ ou 2.68 t/m³ elle se situe dans les limites de la norme.

Poids spécifique : les valeurs sont comprises dans l'intervalle de 2.69 à 2.72 g/cm³. La moyenne pour l'ensemble du gisement est de 2.69 g/cm³.

4.2. Taux d'absorption d'eau.

Le taux d'absorption d'eau, ou capacité d'hydratation, exprime la quantité maximale d'eau pouvant être absorbée par 100 grains à température ambiante (22 ± 2 °C). Les grains cassés

et endommagés ainsi que les matières étrangères sont retirées manuellement de chaque échantillon.

Un échantillon de 100 grains est pesé puis immergé dans de l'eau distillée selon un rapport 1:3 (Poids de l'échantillon/masse d'eau) à température ambiante (22 ± 2 °C) pendant 16 heures. Après, ce trempage, les grains égouttés sont épongées avec du papier absorbant, afin d'éliminer l'eau de surface, puis pesées. Les résultats sont exprimés en quantité d'eau absorbée par gramme de grains (gH₂O/g grains). Les résultats expérimentaux sont donnés dans le tableau II.11 ci-dessous et ils montrent des valeurs très voisines.

Tableau II.11. Taux d'absorption d'eau

Lieu de prélèvement	N° d'échantillon	Absorption (%)
Surface	Ech. Mn-1	0.39
	Ech. Mn-2	0.29
	Ech. Mn-3	0.22
	Ech. Mn-4	0.09
	Ech. Mn-5	0.16
	Ech. Mn-6	0.61
	Ech. Mn-7	0.40
	Ech. Mn-8	1.46
	Ech. Mn-9	1.24
	Ech. Mn-10	0.38
Moyenne		0.52

Commentaire des résultats.

Les essais d'absorption réalisés ont donné des valeurs allant de 0.09% à 1.46%. La moyenne pour les dix échantillons est de 0.52% ce qui est relativement bonne.

4.3. Porosité.

La porosité est définie à la fois comme une propriété caractéristique d'un milieu poreux et comme un paramètre qui l'exprime quantitativement (rapport de volumes, sans dimension).

- En se référant à la gamme des tailles moyennes des interstices d'un milieu poreux et aux états physiques de l'eau contenue, une classification des porosités a été proposée (Tableau II.14).

Tableau II.12. Classification des porosités (Schoeller, 1955)

Rayon des pores	Classe	Etat de l'eau
< 0,0001 mm	Microporosité	eau de rétention exclusivement
0,0001 à 2,5 mm	Porosité capillaire	eau capillaire et eau gravitaire
>2,5 mm	Macroporosité	eau gravitaire dominante

- En prenant en compte la connexion entre les interstices il a été distingué :
 - ✓ La porosité formée par les seuls vides inters communicants : *porosité ouverte* (Schoeller, 1955) ;
 - ✓ La porosité formée par les vides non interconnectés : *porosité close* ou *porosité vacuolaire* (Schoeller, 1955), dénommée aussi *porosité résiduelle* (Houpert, 1956), qui ne permet aucune perméabilité.
- En hydrogéologie, des distinctions ne sont plus exclusivement géométriques mais se réfèrent à l'eau contenue dans le milieu poreux, à ses liaisons physiques avec la matrice solide et à ses mouvements possibles :
 - ✓ La *porosité efficace* (Castany, 1961) est le rapport du volume d'eau gravitaire qu'un milieu poreux peut contenir en état de saturation puis libérer sous l'effet d'un drainage complet (Égouttage en laboratoire sur échantillon), à son volume total. Terme complémentaire de la capacité de rétention. Elle équivaut en pratique au *coefficient d'emmagasinement* d'un aquifère à nappe libre. Ce concept est dénommé aussi, suivant les auteurs : *porosité effective* (Tison, 1951), *porosité de drainage* (Vachaud, 1968), *porosité utile* (Muller-Feuga, 1956), *porosité dynamique* (Schoeller, 1955), *capacité d'écoulement* (Muller-Feuga, 1960), *capacité de libre écoulement* (Schoeller, 1955), *coefficient d'écoulement*, *coefficient de restitution*, *coefficient de stockage* (Ruby, 1969). *Absorption spécifique* (Fourmarier, 1939) ou *capacité*

effective d'absorption (Schoeller, 1955) désignent le même concept, en considérant la quantité d'eau gravitaire à ajouter, au lieu de la quantité libérée par égouttage.

✓ La *porosité cinématique* est le rapport de la vitesse de déplacement moyenne de l'eau en mouvement dans un milieu perméable, déterminée expérimentalement (notamment par traçage), à la vitesse de filtration (de Darcy). Il est équivalent au rapport du volume des interstices réellement parcourus par l'eau en mouvement (à des vitesses variées) au volume total du milieu (saturé ou non) : c'est la teneur en eau mobile. Ce concept est dénommé aussi, suivant les auteurs : *porosité effective cinématique*, *porosité effective dynamique*, *porosité de surface*, *coefficient superficiel de porosité*. Il est équivalent à *effective porosity* dans la terminologie américaine moderne recommandée par l'U.S.G.S. – "*interconnected pore space available for fluid transmission*" (1972) – différent de *effective porosity* de Meintzer, et équivalent à *porosité "active"* des auteurs russes (Chestakov, 1974). La porosité mesurée sur les dix échantillons de calcaire de M'Hanna est donnée dans le tableau II.14 ci-dessous.

Tableau II.13. La porosité en %

Lieu de prélèvement	N° d'échantillon	Porosité (%)
Surface	Ech. Mn-1	0.76
	Ech. Mn-2	0.12
	Ech. Mn-3	0.14
	Ech. Mn-4	0.09
	Ech. Mn-5	0.18
	Ech. Mn-6	1.07
	Ech. Mn-7	0.18
	Ech. Mn-8	2.75
	Ech. Mn-9	0.11
	Ech. Mn-10	0.18
Moyenne		0.55

Commentaire des résultats de la porosité :

Les essais de porosité ont donné des valeurs relativement bonne allant de 0.09% à 2.75%, la valeur moyenne pour tous le gisement est de 0.55% elle se situe dans les limites de la norme.

5. Propriétés intrinsèques. [11]

5.1. Coefficient de broyabilité BR (%).

Le degré de broyabilité consiste en la mesure du rapport du poids des particules fines inférieures à 1,6 mm (M_s), produites par l'abrasimètre sur la masse initiale M_i des granulats de dimension 4 à 6.3 mm.

$$BR = \frac{M_s}{M_i} * 100 \dots \dots \dots (Eq. II. 2)$$

Où :

M_s : masse des particules fines inférieures à 1.6mm.

M_i : masse initiale de l'échantillon à granulométrie 4 à 6.3 mm.

Ce coefficient est intimement lié à la résistance mécanique de la roche, en effet plus la roche est résistante moins le granulat produit est fin. Une échelle de broyabilité est donnée dans le tableau II.7 ci-après.

Tableau II.14. Echelle de broyabilité (NFP 18-574)

BR %	Broyabilité
0 – 25	Très Faible
25 -50	Faible
50 – 75	Moyenne à forte
75 – 100	Très forte

5.2. Coefficient Los-Angeles (LA).

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

Principe de l'essai.

Cet essai permet de déterminer la quantité des éléments inférieurs à 1.6mm en faisant subir au matériau des chocs avec des boulets d'acier normalisé dans la machine Los Angeles.

La classe où est choisie la granularité des matériaux c'est à dire la classe d/D sont au Nombre de 6. Soit : 4/ 6.3 mm, 6.3/ 10 mm, 10/14 mm, 10/25 mm, 16/31.5 mm, 25/50 mm.

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 et la charge broyant composée d'un certain nombre de boulets d'acier de 47 mm de diamètre). L'échantillon et les boulets sont mis en rotation

dans un cylindre d'acier (appareil Los-Angeles). La normalisation française du LA pour diverses application des granulats est données dans le tableau II.8.

Le coefficient Los- Angeles est donné par :

$$L_A = \frac{m}{M} * 100. (\%) \dots \dots \dots (Eq. II. 3)$$

Avec :

m : Masse des particules fines ($m \leq 1.6 \text{ mm}$) ;

M : Masse de l'échantillon (prise d'essai).

Tableau II.15. . Coefficient Los – Angeles en pourcentage dans les principales utilisations des granulats (NFP 18-573)

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

Tableau II.16. Coefficient Los – Angeles déterminer sur des échantillons de calcaire de M'Hanna

Lieu de prélèvement (échantillon de surface)	N° échantillon	Los-Angeles (%)
	Ech.Mn-1	31.51
	Ech.Mn-2	-
	Ech.Mn-3	24.81
	Ech.Mn-4	-
	Ech.Mn-5	-
	Ech.Mn-6	-
	Ech.Mn-7	28.91
	Ech.Mn-8	21.62
	Ech.Mn-9	21.43
	Ech.Mn-10	24.63
Moyenne	25.48	

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 utilisé (tableau II.8). Et les valeurs de Los-Angeles sont régulières et ne diffèrent pas considérablement les unes des autres.

5.3. 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 l'attrition.

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.

L'essai Duval consiste à peser les éléments inférieurs à 1,6 mm produit dans un cylindre en rotation sur un échantillon de 7kg. C'est la même formule qui est appliquée pour le coefficient LA. Par contre l'essai Micro Duval qui donne le coefficient de perte à l'usure est défini par le pourcentage des particules passant à travers les mailles du tamis à ouverture de 1,25 mm. On place une prise d'essai (500 g) dans une jarre de dimensions normalisées (diamètre intérieur = 210mm, longueur = 170mm, épaisseur = 3mm et de capacité = 5 l) avec un certain nombre de billes d'acier de 9,5mm de diamètre et également une quantité d'eau.

Le coefficient MDE (coefficient Micro Duval en présence d'eau) est donné par la relation suivante :

$$MDE = \frac{500 - m}{500} * 100. (\%) \dots \dots \dots (Eq. II. 4)$$

Où :

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

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

$$MDE = \frac{DE}{80} \dots \dots \dots (Eq. II. 5)$$

La résistance à l'usure des gravillons a été appréciée par l'essai Micro–Deval MDE (humide). d'après la norme (NFP 18-572). On remarque que le MDE est < 35% donc le granulat de M'Hanna a des qualités en conformité avec la norme (NFP 18-572) comme le montre le tableau II.17.

Tableau II.17. Coefficient MDE en pourcentage déterminé sur des échantillons de calcaire de M'Hanna

Lieu de prélèvement (échantillon de surface)	N° échantillon	Micro Duval (%)	
		Sec	Humide
	Ech Mn-1	16.73	28.78
	Ech Mn-2	15.52	26.4
	Ech Mn-3	-	18.57
	Ech Mn-4	13.56	20.51
	Ech Mn-5	-	-
	Ech Mn-6	-	23.05
	Ech Mn-7	-	24.79
	Ech Mn-8	13.68	22.28
	Ech Mn-9	12.5	20.94
	Ech Mn-10	-	20.59
	Moyenne	14.39	22.87

Commentaire sur les résultats.

Le Micro Deval humide varie de 20.51% (Ech Mn-4) à 28.78% (Ech Mn-1) avec une moyenne égale à 22.87%.

Le Micro Deval à Sec varie de 12.50% (Ech Mn-9) à 16.73% (Ech Mn-1) avec une moyenne égale à 22.87%.

6. Propriétés dimensionnelles .**6.1. La granulométrie.**

La granulométrie d'une roche concassée peut être caractérisée par un Coefficient d'uniformité ou coefficient de Hazen, qui est égal au rapport :

$$C_u = \frac{d_{60}}{d_{10}} \dots \dots \dots (Eq. II. 6)$$

Où :

d_{60} : est l'ouverture du tamis au travers duquel passe 60 % du poids des grains;

d_{10} : est l'ouverture du tamis au travers duquel passe 10 % du poids des grains.

Selon que le coefficient d'uniformité est plus ou moins voisin de 5, on parle d'une granulométrie serrée ou étalée (comme le montre le tableau II.18).

- Pour $Cu < 5$ la granulométrie du sol est dite uniforme ;
- Pour $Cu > 5$ la granulométrie du sol est dite étalée ;
- Pour notre cas $Cu=4$.

Tableau II.18. Type de la granulométrie en fonction du coefficient de HAZEN

Coefficient de HAZEN	Type de granulométrie
$Cu \leq 2$	Granulométrie très serrée
$2 \leq Cu \leq 5$	Granulométrie serrée
$5 \leq Cu \leq 20$	Granulométrie semi étalée
$20 \leq Cu \leq 200$	Granulométrie étalée
$200 < Cu$	Granulométrie très étalée

6.2. La propreté superficielle.

Cette propriété est très importante pour le granulat quant à son utilisation sous forme de béton. En effet, le pourcentage de particules fines boueuses (argile et matière vaseuse) dans un granulat fin mélangé au ciment peut provoquer le gonflement ou le retrait qui ces derniers jouent un rôle négatif pour les bétons. Elle est déterminée par l'expression suivante :

$$P = \frac{m - r}{m} * 100 \text{ (\%)} \dots \dots \dots \text{(Eq. II. 7)}$$

Où :

P : Pourcentage des particules fines et friables;

m : Masse de l'échantillon à granulométrie fine (0 à 3,15 mm; sable);

r : Masse de l'échantillon après enlèvement des particules fines (après lavage).

La propreté superficielle est définie comme étant la masse pondérale des particules inférieures à 0,5 mm d'après la norme (NEP 18-591),

7. Caractéristiques mécaniques. [12]

Les caractéristiques mécaniques des roches sont: les résistances à la compression, à la traction, à la flexion, au cisaillement, les déformations d'élasticité, de plasticité, le module de Young (module d'élasticité), le coefficient de Poisson, l'angle de frottement interne, la cohésion, la vitesse de propagation longitudinale et transversale.

7.1. Résistance à la compression.

La résistance à la compression correspond au rapport de la contrainte normale sur la surface appliquée; et se détermine par la formule suivante :

$$\sigma_c = \frac{F_{max}}{S}, \left[\frac{Kgf}{cm^2} \right] \dots \dots \dots (Eq. II. 8)$$

Où :

F_{max} : la force de compression maximale en [kgf];

S : la surface sur laquelle l'effort est appliqué [cm²].

On peut déterminer la résistance à la compression en fonction de la dureté par la formule suivante :

$$f = \frac{\sigma_c}{100} \rightarrow \sigma_c = 100 * f, \left[\frac{Kgf}{cm^2} \right] \dots \dots \dots (Eq. II. 9)$$

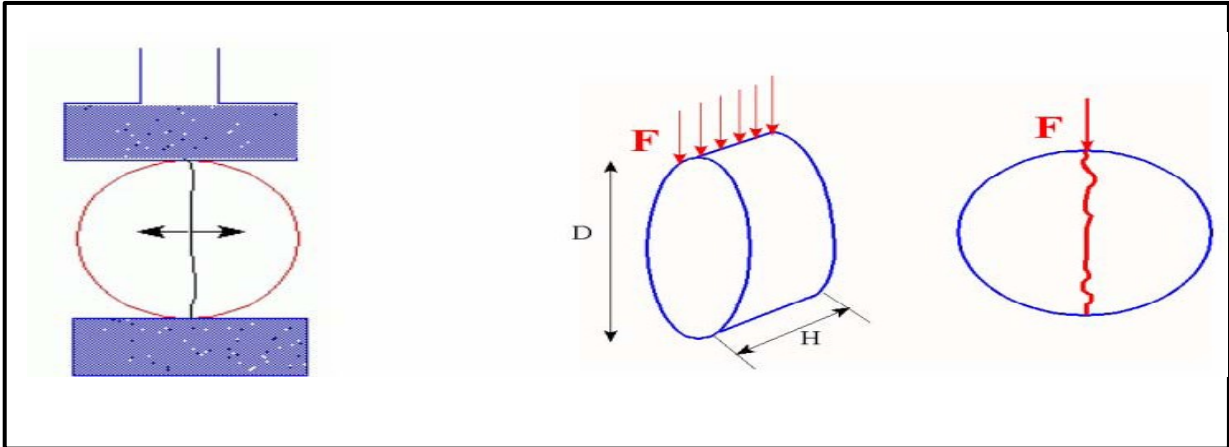
Avec :

f : la dureté.

Pour le gisement de M'Hanna la dureté de la roche est 9. Donc la résistance à la compression est de l'ordre de 900 kgf/cm² (\approx 92,24MPa). Ce qui est proche des résultats obtenu en laboratoire (Tableau II.12) (moyenne 92,8MPa).

Tableau II.19. Résistance à la compression

Lieu de prélèvement	N° échantillon	Résistance à la compression Kg/cm ²	
		Sec	Humide
Surface	Ech. Mn-1	981	820
	Ech. Mn-2	1116	786
	Ech. Mn-3	1142.7	1116.4
	Ech. Mn-4	1252	962
	Ech. Mn-5	1135	1081
	Ech. Mn-6	1045	853
	Ech. Mn-7	1165	949
	Ech. Mn-8	1533	1179
	Ech. Mn-9	1679	1288
	Ech. Mn-10	1673	1250
Moyenne		1272.1	928.44



On prend la moyenne arithmétique $\sigma_c = 928.44 \text{ kgf/cm}^2$ comme étant la résistance à la compression.

7.2. Résistance à la traction.

La mesure de la résistance à la traction σ_t suivant l'essai brésilien est faite d'une manière indirecte en appliquant un effort de compression diamétral.

L'éprouvette doit avoir un élancement (H/D) égal à 0.5 de manière à générer une traction uniforme et homogène. L'effort de compression est augmenté jusqu'à la rupture de l'éprouvette. Pour une force de compression F , la contrainte de traction générée σ_t est :

$$\sigma_t = 2 * \frac{F}{(\pi * H * D)} \dots \dots \dots (Eq. II. 9)$$

Avec :

H et D sont les dimensions de l'éprouvette.

Notons que la résistance à la traction d'une roche est très faible par rapport à sa compression à cause des surfaces d'affaiblissement structurales qu'elle renferme.

On peut déterminer la résistance à la traction en fonction de la résistance à la compression, par la relation suivante :

$$\sigma_t = (0,08 \div 0,12) * \sigma_c. [\text{Kgf/cm}^2].$$

$$\sigma_t = (0,08 \div 0,12) * 928.44 = 74 \text{ à } 111,41 \text{ Kgf/cm}^2.$$

On prend

$$\sigma_t = 92,7 \text{ Kgf/cm}^2 \text{ comme la résistance à la traction moyenne.}$$

7.3. Résistance au cisaillement.

Approximativement, elle est déterminée par rapport à la résistance à la compression par la formule suivante :

$$\sigma_{cis} = \frac{\sigma_c}{3} = \frac{928.44}{3} = 309.48 \text{ Kgf/cm}^2.$$

$$\sigma_{cis} = 309.48 \text{ Kgf/cm}^2.$$

7.4. L'angle de frottement interne (φ).

C'est un angle fictif qui caractérise l'obliquité d'une couche, il est déterminé par la relation :

$$\varphi = \arcsin \frac{\sigma_c - 4 * \sigma_t}{\sigma_c - 2 * \sigma_t} \dots \dots \dots (Eq. II. 10)$$

Où :

σ_c : Résistance à la compression, [Kgf/cm²] ;

σ_t : Résistance à la traction, [kgf/cm²] ;

$$\varphi = \arcsin \frac{928.44 - 4 * 92.7}{928.44 - 2 * 92.7} = 48,6^\circ$$

$$\varphi = 48,6^\circ$$

7.5. Cohésion (C).

Elle exprime le degré de cimentation des grains composant la roche, elle est donnée par la relation :

$$C_r = \frac{\sigma_c * \sigma_t}{2\sqrt{\sigma_c * \sigma_t - 3\sigma_t^2}} = \frac{928.44 * 92.7}{2\sqrt{928.44 * 92.7 - 3 * 92.7^2}} = 175.26 \text{ kgf/cm}^2$$

$$C_r = 175.26 \text{ kgf/cm}^2$$

8. Propriétés technologique des roches. [12]

8.1. Dureté de la roche.

La dureté représente l'un des paramètres les plus importants. Elle se caractérise par la capacité de la roche à résister à la pénétration d'un autre corps.

La relation qui donne la dureté de la roche est celle du professeur PROTODIAKONOV qui est la suivante :

$$f = \frac{\sigma_c}{100} \dots \dots \dots (Eq. II. 11)$$

Où :

R_c : La résistance à la compression (kgf/cm²).

La valeur de la dureté dépend de la solidité, de la viscosité, de la structure ainsi que de la composition minéralogique.

La dureté de la roche calcaire de M'Hanna est : $f = 9$.

8.2. Degré de fissuration.

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

fissuration et la distribution des blocs en massif, suivant leurs dimensions, la fissuration des roches s'évalue par la distance moyenne entre les fissures, et déterminée par la formule suivante :

$$m = \frac{l}{n} \quad [m]$$

Où :

- L : Longueur de la partie du massif mesuré, [m];
- n : Nombre de fissures sur la partie mesurée, [pièces].

D'après la distance moyenne (m) et la classification des massifs suivant la fissuration donnée dans le tableau II.20.

Tableau II.20. Classification des massifs suivant la fissuration (V. KOVALENKO)

Catégorie de fissuration des roches	Degré de fissuration du massif en blocs	Distance moyenne entre les fissures, [m]	Proportion dans le massif des blocs (%) avec les dimensions en mètre.			
			0,3	0,5	0,7	1,0
I	Roches exclusivement fissurées	Jusqu'à 0,1%	Jusqu'à 10%	Jusqu'à 5%	à peu près 0	Ne contient pas
II	Roches à grande fissuration	0,1 – 0,5	10 – 70	5 – 40	Jusqu'à 30%	Jusqu'à 5%
III	Roches à moyenne fissuration	0,5 – 1,0	70 – 100	40 – 100	40 – 80	5 – 40

IV	Roches à Faible fissuration	1,0 – 1,5	100	100	80 – 90	40 – 80
V	Roches pratiquement monolithiques	>1,5	100	100	100	100

On a la dureté du gisement de M'Hanna est égale à 9 et d'après le tableau II .12 on déduit que la catégorie de la fissuration de la roche est intermédiaire entre la catégorie III et IV.

8.3. Coefficient de foisonnement.

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

$$K_f = \frac{V_f}{V_p} > 1 \dots \dots \dots (Eq. II. 12)$$

Où :

- K_f : le coefficient de foisonnement de roche;
- V_p : volume des roches en place ;
- V_f : volume des roches foisonnées.

Les valeurs du coefficient de foisonnement sont différentes pour divers types de roches et dépendent de leur densité, structure, aspérité, ...etc. pour la même roche le coefficient de foisonnement dépend de la méthode de fragmentation, du temps, de tassement et de la pression de cavage.

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

8.4. Indice de forabilité (If).

Le forage des trous est une opération importante durant le processus de la préparation des roches à l'extraction à l'explosif.

Pour évaluer la forabilité (perforabilité) l'académicien RJEVSKY V, a proposé un indice de forabilité If basé sur les thèses scientifiques suivantes :

- Les efforts de compression et de déplacement jouent un grand rôle dans le forage ;
- par contre les efforts de traction n'ont pas une importance pratique dans ce procédé;
- Vu le petit diamètre des trous, la fissuration n'influe guère sur la forabilité;

Considérant que dans le processus de forage on évacue les débris du fond du trou vers l'extérieur, il est normal de tenir compte de la masse volumique. Donc l'indice de forabilité peut être déterminé d'après la formule suivante :

$$I_f = 0.07 * (\sigma_c + \sigma_{cis}) + 0.7 * \gamma \dots \dots \dots (Eq. II. 13)$$

Avec :

σ_c : Résistance à la compression ;

σ_{cis} : Résistance au cisaillement;

γ : La masse volumique.

$$I_f = 0.007 * (928.44 + 309.48) + 0.7 * 2.69 = 10.54$$

Suivant l'indice de forabilité, les roches sont divisées en 5 classes, dont chacune se repartit en 5 catégories: (Tableau II.21).

Tableau II.21. Indice de forabilité (I_f) des roches et leur classement

forabilité très facile	If = (1 ÷ 5).
forabilité facile	If = (5,1 ÷ 10).
forabilité moyenne	If = (10,1 ÷ 15).
forabilité difficile	If = (15,1 ÷ 20).
forabilité très difficile	If = (20,1 ÷ 25).

Dans notre cas If = 10,54 ce qui classe la forabilité de la roche de M'Hanna dans la catégorie "moyenne à forer".

8.5. Indice de la résistance au contact (I_c).

Cet indice caractérise l'action de l'outil de foration, Il est donné par la relation :

$$I_c = 1.9 * \sigma_c^{1.5} \dots \dots \dots (Eq. II. 14)$$

Avec :

σ_c : Résistance à la compression qu'est exprimé en [MPa].

A.N :

$$I_c = 1.9 * 92.84^{1.5} = 38.96.$$

8.6. Le coefficient de dureté de l'agrégat (fag).

Ce coefficient caractérise la pression relative de l'outil de foration sur la roche au moment de la destruction de celle-ci , il est en fonction de l'indice de la résistance au contact Ic.

$$f_{ag} = \frac{I_c}{0.62} \dots \dots \dots (Eq. II. 15)$$

Où : I_c : Indice de la résistance au contact.

A.N :

$$f_{ag} = \frac{38.96}{0.62} = 62.83.$$

8.7. Indice à la destruction des roches (I_{des}) .

A été développé par l'académicien R. Jevesky. La résistance à la destruction caractérise la conduite de la roche sous l'action des différents instruments machines ou procédés technologique lors de la destruction, la roche éprouve les diverses contraintes telle que les contraintes de la compression de l'attraction et cisaillement.

Les contraintes agissent ensemble et créent de nouvelles surfaces dégagées entre les particules des roches.

Le résultat de la destruction et l'apparition des fissures dans la roche et le déplacement d'une certaine partie de la roche dans cette relation l'indice de la résistance à la destruction doit tenir compte :

- l'indice de la fissuration et de la masse volumique ;
- σ : résistances ;
- A_i : impédance acoustique = $\rho * V_0$; V_0 : vitesse
- ρ_i : masse volumique.

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

$$I_{des} = 0,005 * A_i * \left(\sum_i^3 \sigma_i \right) + 0,5 * \rho_i \dots \dots \dots (Eq. II. 16)$$

Ou :

A_i : indice acoustique tenant compte de la fissuration, il est calculé d'après la formule :

$$A_i = 1,2 * d_{ms} + 0,2.$$

L'indice acoustique est en fonction de la catégorie de la fissurée du massif.

La roche est très fissurer $A_i = 0,25$

$$I_{des} = 0,005 * 0,25 * \left(\sum_i^3 309.48 + 92.7 + 928.44 \right) + 0,5 * 2.68 = 3$$

Tableau II.22. Classification des massifs suivant l'indice de destruction

Classe	I.	II.	III.	IV.	V.
A_i	< 0.1	0.1-0.25	0.25-0.40	0.40-0.60	0.60- 1.0
I_{des}	1-5	5.1-10	10.1-15	15.1-20	20.1-25

Selon le résultat obtenu, le massif rocheux du gisement de M'HANNA est de classe 1 .

8.8. Indice de tirabilité (q₀).

L'indice de tirabilité est défini par la formule suivante :

$$q_0 = 0,1 * Ks * (\sigma_c + \sigma_t + \sigma_{cis}) + 40 * \gamma \dots \dots \dots (Eq. II. 17)$$

Où :

$$Ks = 1,2 * dms + 0,2$$

Avec :

Dms : dimension moyenne des blocs structuraux exprimée en (m) ;

$\sigma_t, \sigma_c ; \sigma_{cis}$: exprimé en [kgf/cm²] ;

γ : le poids volumique [2,69 g/cm³] ;

A.N :

$$q_0 = 0,0001 * 0,25 * (30,948 + 9,27 + 92,844) + 40 * 2,68 = 140,46$$

Donc on trouve q₀ égale à 140,46

8.9. Indice de difficulté d'excavation (I_{exc}).

L'indice de difficulté est donné par la relation suivant :

$$I_{exc} = 0,3 * \lambda * (0,2 * \sigma_c + \sigma_{cis} + \sigma_t) + 0,3 \dots \dots \dots (Eq. II. 18)$$

Avec :

λ : coefficient d'affaiblissement structural.

Tableau II.23. Degrée de fissuration du massif rocheux en fonction de la dégré de fissuration du massif rocheux

Degrée de fissuration du massif rocheux	λ
Extrêmement fissuré	0.01 à 0.065
Très fissuré	0.05 à 0.015
Moyennement fissuré	0.1 à 0.55
Peu fissuré	0.5 à 0.9
Pratiquement monolithique	0.6 à 0.98

Puisque la catégorie de la fissuration de la roche est intermédiaire entre la catégorie III et IV c-à-d on prend $\lambda = 0,32$.

A.N :

$$I_{exc} = 0,3 * 0,32 * (0,2 * 928,44 + 309,48 + 92,7) + 0,3$$

$$I_{exc} = 56,73.$$

8.10. L'indice de difficulté d'exploitation.

Il est exprimé par la relation :

$$D_{exp} = 0,2 (K_f * I_f + K_q * q_0 + K_{exp} * I_{exc}) \dots \dots \dots (Eq. II. 19)$$

Tableau II.24. Les coefficients : K_f, K_q, et K_{exp} sont donnée d'après les valeurs de I_f, q₀ et I_{exc}

I _f	K _f	q ₀	K _q	I _{exc}	K _{exp}
5	0,8	0,2	30	3	0,8
6 à 10	0,9	0,2 à 0,4	35	3 à 5	0,9
11 à 14	1	0,4 à 0,6	40	6 à 9	1
15 à 17	1,1	0,6 à 0,8	45	9 à 12	1,1
17	1,2	0,8 à 1	50	12 à 15	1,2

Conclusion.

Suite aux différents travaux exécutés au niveau du site M'Hanna et dont les analyses effectuées dans laboratoire (ORGM) ont aboutit à des résultats bien conformité.

Nous pouvons ainsi conclure que les calcaires de ce gisement présentent des qualités conformes aux normes conçues pour la production des granulats utiles dans le béton hydraulique, travaux routiers et construction.

La résistance à la compression est assez élevée et convenable. Le LOS ANGELES est stable, inférieur à 30%. Le MICRO DEVAL humide est inférieure à 35%.

D'après les résultats concluants obtenus à partir des analyses réalisées sur le site, qui nous encourage à considérer les calcaires du site M'Hanna, sous toutes réserves bien évidemment homogène et apte à être utilisé en qualité des granulats dans la confection des bétons, travaux public et des bâtiments.

CHAPITRE III
CONDITIONS
TECHNICO-MINIERES
ET OUVERTURE DE
LA CARRIERE
M ' H A N N A

Introduction.

Une fois les propriétés physico - mécaniques et ainsi que les indices technologiques sont favorables, l'ouverture du gisement pour l'exploitation sera l'étape suivante mais auparavant ça il faut bien planifier les différentes tâches avant leurs exécutions, commençant par l'estimation d'une production annuelle en matière fini et par rapport à ça qu'on définit les autres tâches.

1. Les conditions technico-minières de la carrière.

1.1. Régime de fonctionnement de la carrière.

La carrière des agrégats de M'hanna fonctionne selon le régime suivant :

- Le nombre de jours ouvrables par an **230 jours /an** ;
- Le nombre de jours ouvrables par semaine **5 jours /semaine** ;
- Le nombre de postes de travail par jour..... **2 postes /jour** ;
- Le nombre d'heures de travail par poste..... **7 heures / poste**.

1.2. Capacité de production.

1.2.1. Capacité annuelle de production, P_a [t/an]

La tâche technique assignée à ce projet est d'alimenter une station de concassage de production annuelle en agrégat égale à **1 182 720 Tonnes/an**, qu'est calculé comme suit:

1.2.1.1. Capacité de production de la station de concassage.

D'après les caractéristiques techniques de la station de concassage acquise par l'unité de M'HANNA

Production Horaire (P_h).

$$P_h = 400 \text{ T/h.}$$

Production par poste (P_p).

$$P_p = P_h * D_p \quad \text{donc : } P_p = 400 * 7 = 2\,800 \text{ Tonnes.}$$

Production journalier par poste (P_j).

$$P_{j/p} = P_p * N_p \quad \text{Donc : } P_{j/p} = 2\,800 * 2 = 5\,600 \text{ Tonnes.}$$

Production mensuelle (P_m).

$$P_m = P_{j/p} * N_{j/m} \quad \text{Donc : } P_m = 5\,600 * 22 = 123\,200 \text{ Tonnes.}$$

Production annuelle ($P_{a,st}$).

La capacité annuelle du concasseur l'aire est :

$$P_{a,st} = P_m * N_m$$

$$P_{a,st} = 123\,200 * 12 = 1\,478\,400 \text{ Tonnes.}$$

Sachant que le coefficient d'utilisation de la station est de : $K_i = 0.8$.

La production annuelle de la station sera.

$$P_{a,st} = 1\,182\,720 \text{ Tonnes.}$$

Et plus, le taux de stérile traité par le laire.

$$t_{st} = 10\%$$

Ce qui donne une capacité annuelle de laire :

$$P'_{a,st} = 118\,272 \text{ Tonnes de stérile par an.}$$

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

$$P_e = p * P_{a,st} \dots \dots \dots (\text{Eq. III. 1})$$

$$P_e = 0.05 * 1\,182\,720 = 59\,136 \text{ Tonnes.}$$

Donc la production en tonnage annuel en place à extraire s'élève à :

$$T = P_{a,st} + P_e \dots \dots \dots (\text{Eq. III. 2})$$

$$T = 1\,182\,720 + 59\,136 = 1\,241\,856 \text{ Tonnes/an.}$$

1.2.2. Production mensuelle

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

$$P_m = \frac{T}{N_m} \dots \dots \dots (\text{Eq. III. 3})$$

Où :

N_m : Nombre des mois dans une année, qui est égal : 12 mois.

$$P_m = \frac{1\,241\,856}{12} = 103\,488 \text{ Tonnes/mois}$$

$$P_m = 103\,488 \text{ tonnes/mois}$$

Et le volume nécessaire de la production mensuelle est :

$$V_m = \frac{P_m}{\gamma} \dots \dots \dots (\text{Eq. III. 4})$$

Où :

γ : la densité absolu .

$$V_m = \frac{103\,488}{2.69} = 38\,472 \text{ m}^3/\text{mois}$$

$$V_m = 38\,472 \text{ m}^3/\text{mois}$$

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

1.2.3. La production journalière par poste

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

$$P_{j/p} = \frac{T}{N_p * N_j} \dots \dots \dots (\text{Eq. III. 5})$$

N_j : Nombre de jours ouvrables par année, (230 j);

N_p/j : Nombre de postes par jour (2 poste).

$$P_{j/p} = \frac{1\,241\,856}{2 * 230} = 2\,699 \text{ tonnes/poste}$$

$$P_{j/p} = 2\,699 \text{ T/p}$$

1.2.4. Production horaire

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

$$P_h = \frac{P_{j/p}}{N_h} \dots \dots \dots \text{(Eq. III. 6)}$$

Où : P_h : production horaire (T/h) ;

N_h : Nombre d'heures du travail par poste (7 heures) ;

$$P_h = \frac{2\,699}{7} = 386 \text{ T/h}$$

$$P_h = 386 \text{ T/h}$$

2. Réserves exploitables.

Les réserves exploitables calculées dans le contour des limites consacrées par l'exploitation, sont **64 693 778** tonnes, calculée sur la base de 5% de perte ; étant donné que le gisement se caractérise par une formation calcaire en relief montagneux affleurant en totalité ($S= 80 \text{ h}$), et la présence de la couche de découverte dont ; le taux de recouvrement (découverte) est :

$$t_{déc} = \frac{V_{découverte}}{R_{géologique}} = 13\% \dots \dots \dots \text{(Eq. III. 7)}$$

de découverte, et considérant un poids volumique moyen égal à 2,69 tonnes/m³ (voir tableau III.25 ci-dessous).

Tableau III.25. Calcul des réserves exploitable en tonne

Réserves géologiques (tonnes)	Pertes d'exploitation (5%) (tonnes)	Volume de découverte (13%) (tonnes)	Réserves Exploitables (tonnes)
64 693 778	3 234 688.9	8 410 191.14	53 048 897.96

2.1. Durée de vie de la carrière.

La durée de vie d'exploitation de la carrière est estimée par la formule suivante :

$$T_{carriere} = \frac{Q_{exp}}{P_a} \dots \dots \dots \text{(Eq. III. 8)}$$

Où :

Q_{exp} : les réserves exploitables (t);

P_a : Production annuelle en tout venant de carrière (t/an).

$$T_{carriere} = \frac{53\,048\,897.96}{1\,241\,856} = 42.72 \text{ ans.}$$

$$T_{carriere} \approx 43 \text{ ans.}$$

3. Accès et ouverture du gisement.

L'ouverture de la carrière nécessite de réaliser les travaux suivants :

3.1. Travaux de découverte.

Les travaux de découverte consistent à déplacer la terre de recouvrement vers les terrains réservés à cet effet (portion de terrain aménagée à l'intérieure de la concession). La carrière de M'Hanna se caractérise par un très faible recouvrement.

Pour cela, les travaux de découverte consistent uniquement au décapage de la terre de végétation qui recouvre seulement une petite épaisseur de la surface du gisement. Le taux de découverte est de :

$$\varepsilon = \frac{V_{\text{découverte}}}{V_{\text{réserves géologiques}}} \dots \dots \dots (Eq. III. 9)$$

Selon le tableau III.25 on l'estime à (13%).

3.2. Traçage de la piste et ses caractéristiques.

La piste principale a été planifiée en tenant compte de la topographie du gisement (relief très accidenté), des dimensions techniques des engins de transport, de la production et la durée de vie de la carrière.

Tout ceci nous a amené à tracer une piste à double voie, qui est située dans la partie Sud-Est du gisement. Celle ci a été dessinée avec le logiciel AutoCAD.

3.2.1. Itinéraire de la piste.

Le départ de la piste principale se fait au point de déversement de la matière utile, à la station de concassage située au l'Est du gisement (0-0) ; dans une région présentant un relief pratiquement plat jusqu'à (1-1).

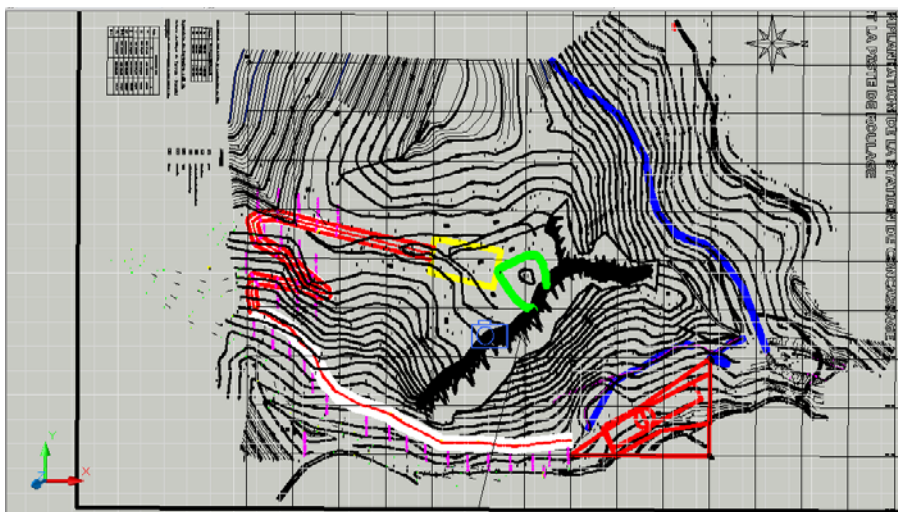


Figure III.14. Schéma de la piste

La piste principale présente trois (03) virages avec un rayon de courbure supérieur à 23 m, ce qui satisfait largement les exigences des camions utilisés.

Ensuite, la piste suivra la courbe de niveau 610 jusqu'au niveau 670 m pour atteindre les limites des réserves du gisement ou se fera la construction d'une plate forme de travail (limite supérieure) qui est une préparation pour le début de l'exploitation, tout en respectant la pente limite.

3.2.2. Pente de la piste.

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 vers l'atelier de préparation mécanique. La réalisation des pistes de circulation des Dumpers pour le transport des roches abattues, doit être spécialement bien étudiée avec des pentes limites, on doit veiller à ne pas dépasser 10%. Pour le cas de notre piste les pentes sont résumées dans le tableau III.26.

Cette pente est pratiquement surmontable par les camions envisagés pour le transport. Surtout si nous prenons en considération que ces derniers vont circuler à vide en montée et à charge en descente (exploitation du haut vers le bas).

3.2.3. Largeur de la piste.

La largeur de la chaussée des routes dépend des gabarits de moyens de transport, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation.

Elle peut être déterminée d'après les formules suivantes :

1^{er} cas : circulation à une seule voie (pour les pistes secondaires) :

$$T = a + (2 * c) \dots \dots \dots (Eq. III. 10)$$

Où :

T : c'est la largeur de la piste ;

a : Largeur de la benne du camion, ($a = 4,5$ m (valeur approximative)) ;

C : Largeur de la bande de sécurité, (m).

Avec :

$$c = 0,5 + 0,05 * V \dots \dots \dots (Eq. III. 11)$$

Où : V : c'est la vitesse moyenne de circulation des camions ($V = 25$ km / h).

Donc :

$$c = 0,62 \text{ m.}$$

Alors :

$$T = 4,5 + (2 * 0,62) = 5,74 \text{ m.}$$

Donc, la largeur de la piste pour une circulation à une seule voie est :

$$T = 5.74 \text{ m.}$$

2^{ème} cas: circulation à double voie (pour la piste principale) comme illustré sur la figure III.2

$$T = 2 * (a + c) + X + r \dots \dots \dots (Eq. III. 12)$$

Où :

r : La largeur de la rigole d'évacuation d'eau = 0.4 m.

X : Distance entre les bennes des camions. $X = 2 \times C \dots(m)$.

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

Alors,

$$T = 2 * (4.5 + 0.62) + 1.24 + 0.4 = 11.88 \approx 12m$$

Donc, la largeur de la piste pour une circulation à double voie est :

$$T = 12m$$

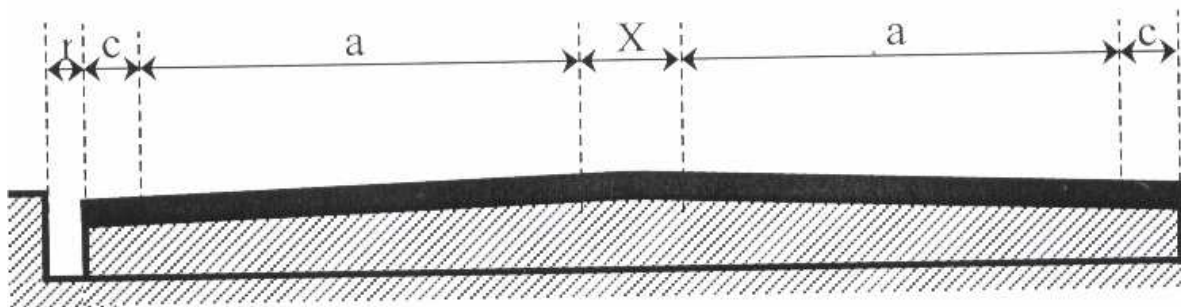


Figure III.15. Schéma de la largeur de la piste

3.2.4. Largeur de la piste dans un virage :

A cause de difficulté de conduite et le problème de surplomb des camions dans les virages, la largeur de virage doit être augmentée afin d'assurer la circulation des camions.

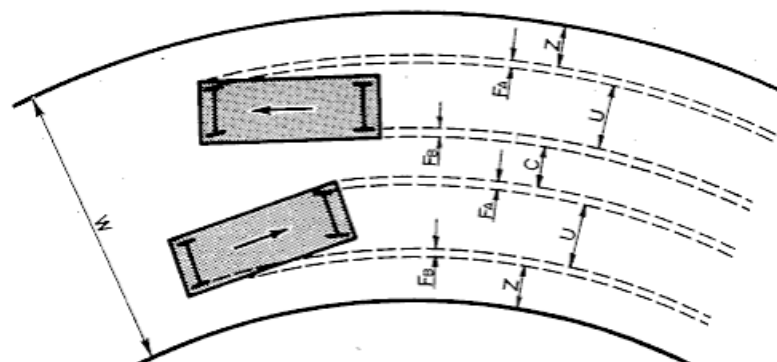


Figure III.16. Largeur de la piste dans un virage

On calcule la largeur du virage par la formule suivante :

$$w = 2(u + F_a + F_b) + 3c \dots \dots \dots (Eq. III. 13)$$

Avec :

c : distance de sécurité ;

$$c = z = \frac{1}{2}(u + f_a + f_b) = 3.25 \text{ m} ;$$

U : La largeur du camion = 4.5 m ;

F_a : La largeur de surplomb avant ;

F_b : La largeur de surplomb après ; on prend $F_a = F_b = 1 \text{ m}$

Donc la largeur du virage égale à

$$w = 22.75 \approx 23 \text{ m}.$$

3.2.5. Berme de sécurité dans la piste.

Pour de raisons de sécurité on fait une berme garantissant la stabilité de la piste et aussi protège les engins contre le glissement les dimensions sont indiquées sur la figure suivante

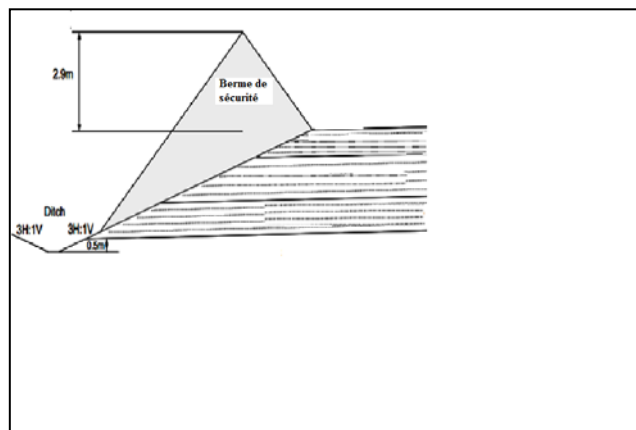


Figure III.17. Berme de sécurité dans la piste

3.2.6. Longueur de la piste.

La piste principale possède une longueur totale de 1 330 m (déterminée avec AutoCAD). A partir de la station de concassage (point de départ) jusqu'au point de la construction de la plate forme de travail (limite supérieure) au niveau 634m. Dans l'évolution des travaux d'abattage qui conduit au déplacement du front de taille, on aménagera des pistes dites "provisoires". Seule celle qui mène vers la station de concassage sera définitive. La longueur moyenne, la pente et le rayon de courbure de chaque tronçon est donné dans le tableau III.2 suivant :

La pente globale de la piste de roulage dans sa totalité a une pente moyenne de l'ordre de 13.3%.

Tableau III.26. La longueur moyenne, la pente et le rayon de courbure de chaque tronçon de la piste de roulage

Tronçon	La longueur moyenne (m).	La pente (%).	Le rayon de courbure (m).
1-2	117.72	0.4	
2-3	82.22	10	
3-4	80.01	10	
4-5	97.94	13	
5-6	25.55	13	
6-7	27.86	13	
7-8	46.84	13	
8-9	53.67	13	
9-10	42.52	13	
10-11	56.86	13	
11-12	29.68	13	
12-13	13.04	13	
13-14	23.35	13	
15-16	88.10	13	
16-17	51.61	14	
17-18	32.76	14	
18-19	46.14	14	
19-20	13.34	14	
20-21	22.20	14	26
21-22	28.02	14	
22-23	96.77	14	
23-24	53.37	14	
24-25	24.70	14	20

25-26	21.93	14	
26-27	53.76	14	20
27-28	22.63	14	
28-29	76.66	15	
Totale	1330	13,30	

Commentaire du tableau.

D'après les résultats obtenues, on remarque que la longueur moyenne de la piste de roulage est de 1330 m qu'est acceptable, mais par contre, la pente moyenne est égale à 13% c'est – à – dire elle a dépassée 10%. Ce qui nécessite une correction immédiate pour éviter des dangereuses conséquences sur les engins et les personnels, plus particulièrement les engins de transport, aussi on remarque que certains rayons de courbures ont moins de 23 m ce qui nécessite aussi des corrections immédiate.

Pour cela on recommande des vérifications périodiques et des mises à jour des plans topographiques au fur et au mesure de l'avancement des travaux, ainsi que l'effectuation des travaux d'arpentage des mines relatifs à l'ouverture.

4. Préparation de la station de concassage.

Pour la réalisation des objectifs de production de **1 182 720** tonnes par an, il y'a lieu de prévoir d'acquérir une station de concassage d'une capacité de 400 tonnes/heure, qui sera installée à 100 m de la route communale.

La préparation de la station de traitement nécessite à réaliser les travaux suivants :

4.1. Préparation de l'assiette de la station.

La surface du terrain d'assiette a été définie sur la base des plans de la station de concassage et le plan génie civil, il est situé au Nord-est du périmètre minier.

Le choix est basé sur les critères suivant :

- La direction des vents ;
- La position par rapport au gisement ;
- La topographie de l'assiette ;
- La distance par rapport à la route commerciale.

Elle consiste à :

- ✓ Délimiter le périmètre de l'assiette qui est de l'ordre de 720 m sur une superficie de **2.88 ha**
- ✓ Préparer les deux étages de la station de concassage, l'un pour le prés stockage de tout venant et le concasseur primaire sur une surface de (100x 20) m soit 2000 m², l'autre est

destinée pour le crible vibrant et concasseur secondaire sur une surface de (100 x100) m soit un hectare.

- ✓ préparation de l'aire de stockage du produit fini sur une surface de 1.68 hectares.
- Une vue d'ensemble de la station de concassage est illustrée dans la figure III.5

4.2. Installation du pont bascule.

L'installation du pont bascule nécessite les travaux suivants :

— Creusement d'un fossé de dimension suivant :

- Longueur de 16 m
- Largeur de 06 m
- Profondeur de 1.5 m

Volume.....144m³

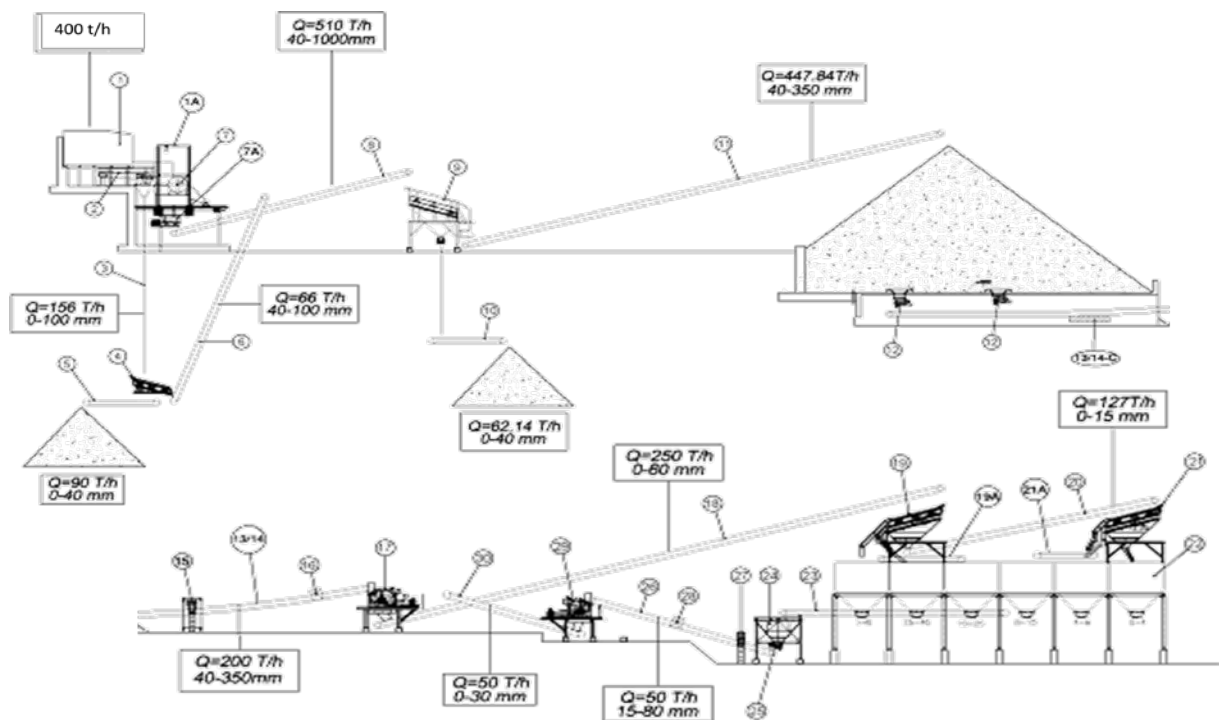


Figure III.18. Coupe schématique de la station de concassage.

5. Organisation des travaux préparatoire de la carrière.

5.1. Réalisation de la piste de roulage.

On exécute son dessin sur le plan topographique du site puis en réalise son profil en long, en mentionnant ses paramètres ou ses caractéristique (longueur, largeur, pente, rayon de courbure), on calcule le volume de déblais enlevé et de remblai, grâce à l'exécution des profils en travers.

Matériaux de construction des couches de la piste.

La réalisation des chaussées capables de supporter la circulation des engins en générale est constituée de trois couches qui sont les suivantes :

- Couche de fondation ;
- Couche de base : elle est constituée du sable ;
- Couche de surface : elle est généralement constitué du gravie et d'une épaisseur de 0,2m.

Etapas et matériels nécessaire pour la réalisation de la piste.

- Déforestation et terrassement : un bulldozer à chenille et une pelle chargeuse ;
- Nivellement : niveleuse automotrice ;
- Ensoleillement latérale ;
- Extraction de matériaux : bulldozer, chargeur frontal ;
- Transport de matériaux : dumper TEREX ;
- Compactage : rouleau à pneu tracté de 10 à 13 T.

5.2. Travaux de terrassement.

Les travaux de terrassement s'effectuer à l'aide de la pelle chargeuse et de bulldozer à chenille.

5.2.1. Calcule du volume à déblayer et à remblai.

Les volumes du déblai et du remblai nécessaire pour la réalisation de la piste sont donnée en annexe

Les volumes totaux du remblai et déblayer sont respectivement 159 228 m³, 54 151 m³. Les deux de chaque tronçon sont donnees dans l'annexe.

Puisque le volume de déblai est inférieur au volume de remblai, Il faut transporter 105 077 m³.

5.2.2. Le rendement de bulldozer.

Le rendement de bulldozer est déterminé par l'expression suivante :

$$R_{JB} = \frac{3600 * G * N_P * N_H * K_U}{T_C * k_f} \quad T/\text{jour} \dots \dots \dots (Eq. III. 14)$$

- R_{AB} : rendement journalier du bulldozer (Tonnes /jour).

- G : volume du prisme de raclage de la lame du bulldozer (Tonnes).

$$G = \frac{H^2 * L}{2 \tan \alpha} \quad (\text{Tonnes}) \dots \dots \dots (Eq. III. 15)$$

- **H** : hauteur de la lame du bulldozer = 1,5 m.
- **L** : largeur de la lame du bulldozer = 4,5 m.
- **α** : angle de la pente du prisme de raclage de la lame = 40°.

$$G = \frac{1.5^2 * 4.5}{2 \tan 40^\circ} = 6.03 \text{ m}^3$$

- **N_J** : nombre de jours ouvrables par an = 230 j /an.
- **N_P** : nombre de postes par jour = 2 p /jour.
- **N_H** : nombre d'heures par poste = 7h /poste.
- **K_U** : coefficient d'utilisation du bulldozer = 0,9.
- **T_C** : durée d'un cycle du bulldozer = 120 secondes.

$$R_{AB} = \frac{(3600 * 6,03 * 2 * 7 * 0,9)}{120 * 1.6} = 1\,425 \text{ m}^3/\text{jour}$$

$$R_{AB} = 3\,832 \text{ Tonnes /jour.}$$

5.2.3. Le rendement de la pelle.

Pour calculer le rendement de la pelle, les caractéristiques utilisées sont les suivantes

Tableau III.27. Les caractéristiques de la pelle

Type	Unité	
Capacité de godet	m ³	3,0
coefficient de foisonnement		1,6
coefficient de chargement de godet		80%
durée de chargement de godet	Sec	30
Heure de travail / jour	Heure	7
durée de cycle	Min	10
quantité chargée par cycle	Tonne	40
Capacité de chargement /heure	Tonne	240
Capacité de chargement /jour	Tonne	1 920

5.2.4. Le nombre de jours pour dégager les déblais (N_j).

$$N_j = \frac{V_{deb}}{R_{j,p}} \text{ (jours) } \dots \dots \dots \text{ (Eq. III. 15)}$$

Avec :

$R_{j,p}$: Le rendement journalier de la pelle qui égale à :

$$R_{j/p} = \frac{1\,920}{\gamma} = 714 \text{ m}^3/\text{jour}.$$

A.N:

$$N_j = \frac{54\,151 \text{ m}^3}{714} \cong 76 \text{ jours}.$$

5.3. Transport de tout-venant.

Le volume de tout-venant nécessaire pour la réalisation de la couche est le suivant :

$$V_{t.v} = T \times L \times E \text{ (m}^3\text{)} \dots \dots \dots \text{(Eq. III. 16)}$$

Où :

T : la largeur de la piste ; ($T = 12 \text{ m}$) ;

L : la longueur de la piste ($L = 1\,330 \text{ m}$) ;

E : l'épaisseur de la couche ($E = 0.3 \text{ m}$).

A.N :

$$V_{t.v} = 12 \times 1\,330 \times 0.3 = 479 \text{ m}^3.$$

$$V_{t.v} = 479 \text{ m}^3$$

5.3.1. Le nombre de jours pour transporté le tout-venant.

5.3.1.1. Calcul du nombre de voyages à transporté.

On à la capacité du camion (TEREX TR60),

$$Q_c = 45T \approx 16 \text{ m}^3 ;$$

$$N_v = \frac{V_{t.v}}{Q_c} \dots \dots \dots \text{(Eq. III. 17)}$$

A.N :

$$N_v = \frac{479}{16} = 29.94 \approx 30 \text{ voyages}.$$

On considère le nombre de voyage par jours égale : $N_{v/jour} = 10 \text{ voyages/jour}$

$$N_j = \frac{N_v}{N_{v/jour}} = \frac{30}{10} = 3 \text{ jours}$$

$$N_j = 3 \text{ jours}$$

5.4. Nivellement.

Niveleuse.

Les niveleuses sont utilisées à plusieurs fins comme le déneigement, le régalaie primaire et l'épandage. Toutefois, son application la plus utile lors de travaux de terrassement en chantier routier demeure le profilage des sections de remblai, des fossés et des talus. Ces opérations de profilage nécessitent plusieurs passes.

L'exploitation efficace des niveleuses requiert beaucoup d'adresse et d'expérience de la part de l'opérateur.

Avec :

L : La longueur de la piste ($L = 1\,330\text{m}$);

R_j : Rendement journalière de la niveleuse ;

A.N:

$$t = \frac{1\,330\text{ m}}{10\,700\text{m/j}} = 3\text{ heures.}$$

5.5. Compactage du sol (tout-venant).

Compacteur.

Les compacteurs servent à stabiliser les sols en diminuant la quantité de vides à l'intérieur de ceux-ci. Il existe trois principes de compaction, la compaction par chocs, par vibration et par roulage.

Les compacteurs sur rouleaux lisses en acier sont des engins assez faciles à opérer. L'expérience de l'opérateur est utile lors du jugement de l'atteinte du compactage requis qui se situe habituellement dans les devis, à environ 95% de l'optimum PROCTOR.

Le rendement d'un compacteur est conditionné par sa vitesse, l'épaisseur de la couche de matériaux ou de sol, du nombre de passes requises pour atteindre la compaction voulue. On détermine le rendement horaire d'un compacteur à l'aide de la formule suivante :

$$\text{Rendement Horaire} \left(\frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right) = L_a \times V_{\text{moy}} \times E_p \times \frac{F_o}{N_p} \dots \dots \dots \text{(Eq. III. 19)}$$

Où

L_a : Largeur des rouleaux du compacteur en mètre ;

V_{moy} : Vitesse moyenne de déplacement en kilomètre par heure ;

E_p : Épaisseur des couches en millimètre ;

F_a : Facteur d'opération qui prend en compte l'inversion de marche, la superposition des passes, l'attente. La valeur de 70% est souvent utilisée pour les compacteurs à rouleaux lisses et vibrants ;

N_p : Nombre de passes requises ;

Dans notre cas on utilise un compacteur qui a les caractéristiques suivantes :

- Rouleaux lisses et vibrants ;
- Une largeur de rouleau de 1 035 mm. Afin de compacter adéquatement le tout-venant ;
- Le compactage se fera par couche de 300 mm d'épaisseur ;
- Une vitesse de 2,1 km/h et en 4 passes.

Le Rendement horaire (R_H) :

$$R_H \left(\frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right) = 1,035\text{ m} \times 2100 \frac{\text{m}}{\text{h}} \times 0,300\text{ m} \times \left(\frac{70\%}{4} \right) = 114\text{m}^3/\text{h}$$

Rendement journalière (R_j):

$$R_j = R_H \times \text{nombre d'heures par poste} \dots \dots \dots \text{(Eq. III. 20)}$$

$$\text{Rendement journalière} = 114 \times 7 \times 2 = 1\,596 \text{ m}^3/\text{j}$$

$$R_j = 1596 \text{ m}^3/\text{j}$$

Le temps nécessaire pour accomplir la tâche de compactage c'est :

Le rapport de volume de tout-venant à compactée sur le rendement de la machine (compacteur).

Donc :

$$t = \frac{479}{114} = 4.2 \approx 5 \text{heurs.}$$

La durée totale pour réaliser la piste de roulage est Trois (03) mois et 20 jours.

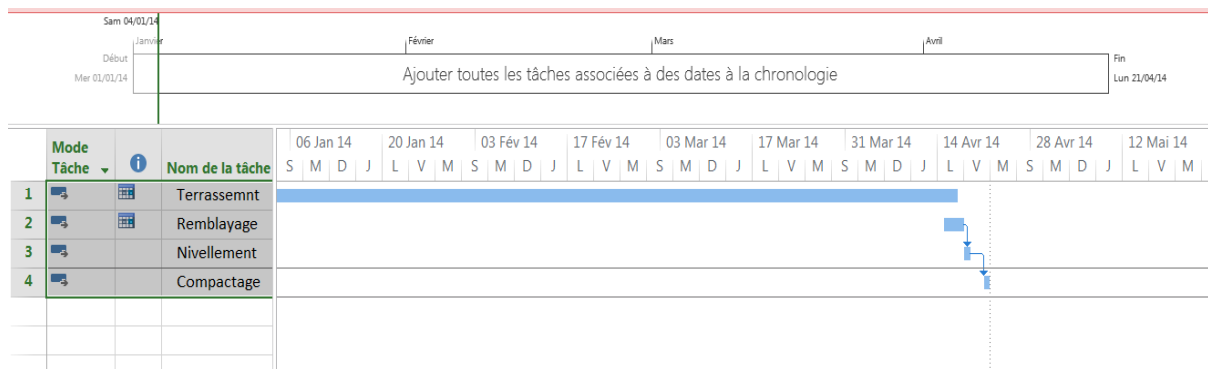


Figure III.19. Diagramme de GANTT

Conclusion.

La durée calculée pour exécuter les différents travaux n'implique pas la durée réelle de réalisation de ces travaux sur site. Sur le terrain, les travaux prennent beaucoup plus de temps à cause de la non disponibilité de certain engins comme la niveleuse dans notre cas, ainsi que certains conditions défavorable qui empêchent la bonne conduite des travaux, aussi la mauvaise planification et le manque des données précise au départ sur le terrain influent sur la durée des travaux.

CHAPITRE IV
PROCESSUS ET
TECHNOLOGIE
D'EXPLOITATION DU
GISEMENT
DE M'HANNA

Introduction.

Les méthodes d'exploitation à ciel ouvert peuvent être définies comme étant l'ordre d'exécution dans le temps et dans l'espace d'un ensemble de travaux d'enlèvement des stériles et du minerai, établi pour des conditions déterminées. Cet ordre dépend de la variété du nombre de mécanisme, d'engins utilisés à cet effet et de l'organisation de ces derniers.

L'élaboration du projet d'ouverture et d'exploitation de la carrière d'agrégat de M'Hanna doit prendre en compte les exigences fondamentales:

- Pour la mise en exploitation rapide du gisement et sa rentabilité économique.

Ainsi pour l'élaboration du projet on doit déterminer les paramètres suivants :

- Le contour de la carrière et ses éléments;
- Le plan topographique ;
- Les réserves géologiques exploitables ;
- La durée de vie de la carrière, la production annuelle et le calendrier de l'exploitation ;
- Le sens de propagation des travaux miniers;
- La méthode d'exploitation;
- L'exécution des travaux miniers.

Le système d'exploitation à ciel ouvert, dans la carrière de M'Hanna peut se définir suivant la disposition du front des travaux miniers ainsi que par la mécanisation complexe employée. Les paramètres du système d'exploitation seront donc les suivants :

- La hauteur et le nombre de gradins;
- La largeur des plates-formes de travail ;
- La direction des fronts d'exploitation des gradins et de la carrière.

1. Classification des systèmes d'exploitation à ciel ouvert.

La classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert peut être comme suit :

Méthode d'exploitation sans transport.

Cette méthode est divisée en deux types :

- ❖ *Simple* : les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs directement par les excavateurs;
- ❖ *Avec remaniement des déblais au terril* : les déblais peuvent être ensuite remaniés dans les terrains;

Méthode avec emploi d'engins de transfert.

Les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs au moyen d'engins de transfert mobiles (ponts de transfert); sautrelle.

Méthode spéciale.

Les déblais sont évacués au moyen des engins suivants : excavateurs, scrapers à roues, appareils hydromécaniques, grues.

Méthode avec transport des déblais.

Les déblais sont transportés par locomotives et wagons ou par des camions vers des terrils externes ou internes;

Méthodes mixtes.

Les déblais provenant des gradins supérieurs sont transportés jusqu'aux terrils intérieurs ou extérieurs au moyen d'excavateurs ou d'engins de transferts.

2. Principaux éléments du système d'exploitation. [12]

Tous les systèmes d'exploitation ont des éléments communs, qui sont :

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

2.1. Le gradin.

Le gradin c'est la façon la plus rationnelle pour abattre la roche qui consiste en l'exécution de travaux appropriés.

Un gradin bien dimensionné et de forme idoine présente les avantages suivants :

- Le travail se fait plus rapidement ;
- La production journalière est plus élevée;
- Le déroulement des travaux est amélioré;
- Le front d'attaque et le plan de tir se présentent mieux;
- Le prix de revient se trouve diminué.

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

- ✓ Leur hauteur;
- ✓ Le talus;
- ✓ L'angle du talus du gradin
- ✓ Arête inférieure et supérieure du gradin;
- ✓ Tranches d'enlèvement;
- ✓ La largeur des plates-formes de travail supérieure et inférieure.

La hauteur du gradin.

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

- Caractéristiques des excavateurs employés;
- Stabilité des roches;

- Nécessité d'exécuter des tirs d'abattage;
- Règles de sécurité;
- Production annuelle.

Dans les normes minières en Algérie la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m.

Pour les roches du gisement de M'Hanna, la hauteur maximale des gradins est de 10 m ce qui est conforme à la hauteur de sécurité.

L'angle de talus du gradin.

Il dépend des paramètres physico –mécaniques de la roche et des engins miniers.

Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 60° et 80°; dans notre cas on prendra un angle de talus $\alpha = 75^\circ$.

2.2. Plate-forme de travail.

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée par les dimensions des engins de chargement; du transport; ainsi que la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'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 largeur minimale de la plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins. Lorsque l'abattage se fait par explosif; la largeur minimale de la plate-forme (figure IV.1) est la suivante :

$$L_{pt} = A + B + C + T + Z \text{ (m)} \dots \dots \dots \text{ (Eq.VI.1)}$$

Où :

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

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

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

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

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

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

On définit aussi les paramètres suivants :

W : ligne de moindre résistance.

R_c : rayon de chargement.

R_d : rayon de d'échargement.

H_{gr} : hauteur du gradin.

L_{tr} : longueur du trou.

L_{sf} : longueur de sous foration.

b : distance entre rangé.

a : distance entre trous.

α : Angle d'inclinaison du talus du gradin en exploitation ;

α' : Angle d'inclinaison du talus du gradin en exploitation ;

Voici un schéma qui représente les éléments du gradin en cours d'exploitation

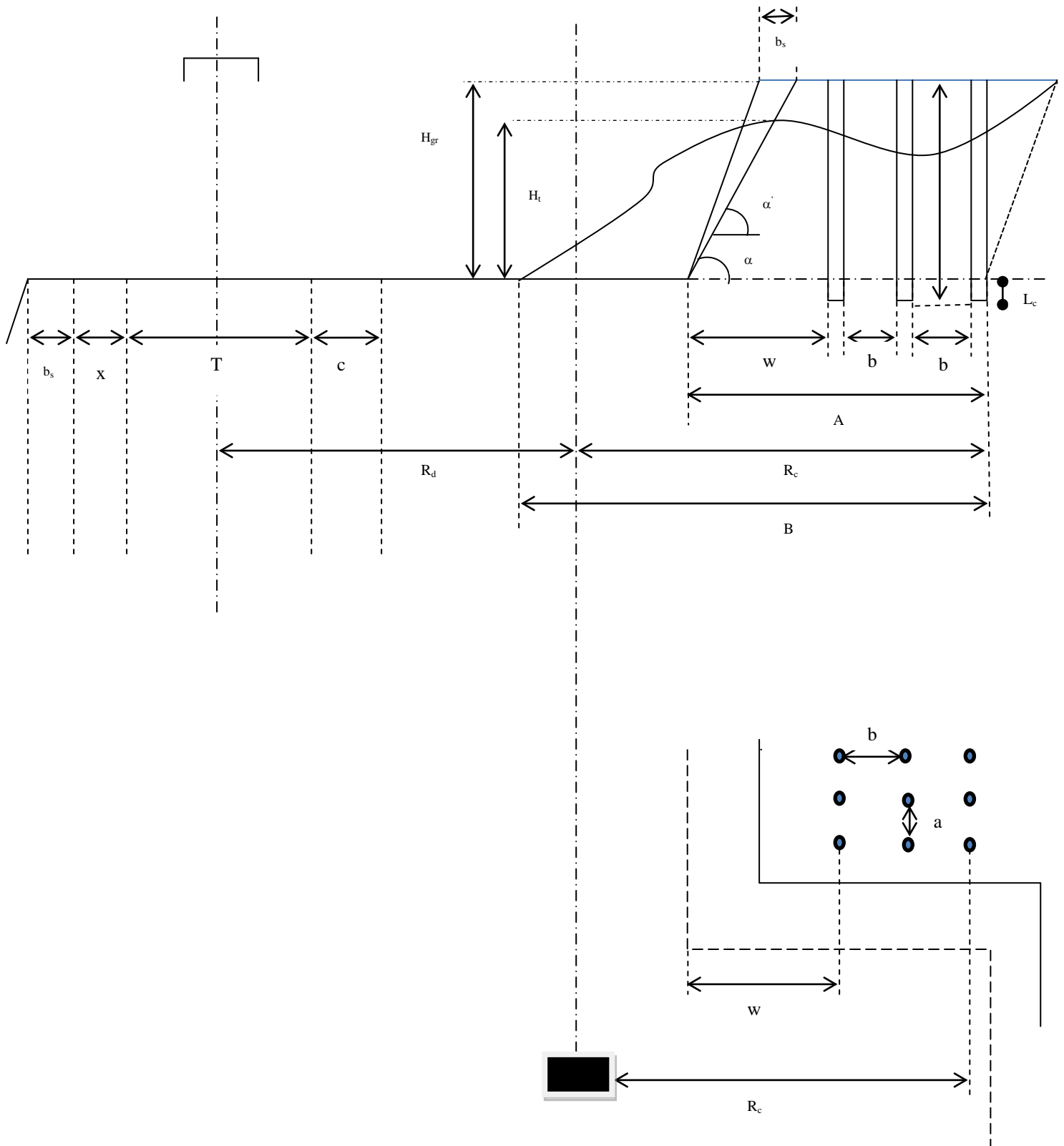


Figure IV.20. Schéma de la plateforme de travail (abattage à explosif)

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

$$A = \frac{w}{\cos \beta} \dots \dots \dots (Eq. IV. 2)$$

W : Ligne de moindre résistance, la variation de la ligne de moindre résistance est due aux différentes structures du front d'abattage, on prend $w = 3,6$ m, (voir le calcul des paramètres de tir) ;

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

Donc, $A = 3,7$ m.

➤ La largeur X est calculée par la relation suivante :

$$X = A \left(2K_f \times \left(\frac{H_g}{H_t} \right) - 1 \right), (m) \dots \dots \dots (Eq. IV. 3)$$

K_f : Coefficient de foisonnement des roches, (1.6) ;

H_g : hauteur du gradin, (m);

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

Puisque on a $H_g = 10m$ donc on se trouve d'une hauteur du tas $H_t = 0.9 \times 10 = 9m$

Donc la largeur du tas $X = 3.7(2 \times 1.6 \times (10/9) - 1) = 9.45m$.

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

$$C = 0.2 * H_g, (m) \dots \dots \dots (Eq. IV. 4)$$

Pour un gradin de hauteur de $H_g = 10$ m la berme de sécurité veut à

$$C = 0.2 * 10 = 2 m.$$

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

$$Z = H_g \times (ctg \gamma - ctg \alpha), (m) \dots \dots \dots (Eq. IV. 5)$$

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

α : l'angle de talus de gradin en exploitation, 75° ;

Si

$$H_g = 10m \rightarrow Z = 1.4 m.$$

➤ La largeur de la voie de transport est de : $T = 12$ m.

Figure IV.21. Schéma de la plateforme de travail (abattage en explosif)

Donc la largeur minimale de la plateforme est :

$$L_{pt} = 3.7 + 9.45 + 2 + 12 + 1.4 = 28.5m.$$

2.3. 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 exigences aux dimensions et à la forme du tas de roche sont dictées par la technologie appliquée et par le type d'engins utilisés.

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

- Bon remplissage du godet d'excavateur tout le long du tas ;
- Sécurité du travail.

Suivant la sécurité, la hauteur du tas ne doit pas dépasser la hauteur maximale de creusement de l'excavateur et près du talus elle doit être minimale.

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

- de la capacité du godet de l'excavateur (E), 3,5 m³:

$$d < 0.8 \times \sqrt[3]{E} \quad (m) \dots \dots \dots (Eq. IV. 6).$$

$$d < 0.8 \times \sqrt[3]{3.5}$$

$$d < 1.5m.$$

- de la capacité de la benne du camion (Vc), 16 m³:

$$d < 0.5 \times \sqrt[3]{V_c} \quad \dots \dots \dots (Eq. IV. 7)$$

$$d < 0.5 \times \sqrt[3]{16}$$

$$d < 1.3 m.$$

Il est nécessaire non seulement que les blocs ne dépassent pas les dimensions admissibles mais aussi que toute la masse minière soit fragmentée à telle granulométrie où ces engins aient la productivité maximale.

Le tas répondant aux exigences indiquées assure la meilleure utilisation des excavateurs, des moyens de transport, de main-d'œuvre ainsi que la sécurité maximale des travaux dans le chantier.

La forme et les dimensions du tas peuvent être réglées par les paramètres des travaux de forage et de tir et par l'explosion successive des charges en utilisant le tir à microretard.

3. Planning et ordre d'exécution des travaux miniers dans la carrière.

L'exploitation du gisement de M'Hanna se fera en premier lieu par l'ouverture au (niveau 660 m) par gradins de hauteur moyenne de 10m.

Dés que l'ouverture sera terminée, le gradin va se développer pour atteindre sa hauteur de production, et l'exploitation se fera par la suite niveau par niveau selon une direction principale d'avancement vers l'Est pour les trois premiers niveaux (660, 650 et 640m) puis dans les deux directions Est et Ouest jusqu'à l'épuisement du gisement.

3.1. Phases d'exploitation du gisement de M'Hanna.

Après ouverture au niveau 660m et avancement du gradin jusqu'à liquidation (670m) on procède aux travaux d'exploitation en descendant niveau par niveau. Ces travaux valent se faire par phases comme suit:

Phase N00 (niveau 660 – 670) (figure IV.1)

Ouverture du premier niveau, il s'agit du sommet de la montagne, ce niveau prépare une plate forme de travail pour l'exploitation du niveau 660 – 650 , le volume de la roche abattue est estimé pour une durée de travail **de 28 jours** à

$$V = 96298.37 \text{ Tonnes}$$

Phase N01 (niveau 650-660) (figure IV.2).

- Ouverture d'un niveau sous-jacent productif 650-660m.
- Ce gradin va évoluer par le développement des travaux essentiellement vers le Nord Est. La hauteur du gradin est $H_{gr.} = 10m$.

Le volume des roches à abattre pour une durée de travail de **92 jours** (près de 3 mois) jusqu'à la liquidation est

$$V = 314254.81 \text{ Tonnes}$$

Phase N02 (niveau 640-650) (figure IV.3).

- Ouverture d'un niveau sous-jacent productif 640-650m.
- Développement du gradin vers le Nord Est et le Nord - Ouest jusqu'à atteindre le niveau 650 m

Le volume des roches abattre jusqu'à la liquidation pour une durée des travaux de **182 jours** (6 mois) est

$$V = 625322.78 \text{ Tonnes}$$

Phase N03 (niveau 630-640) (figure IV.4).

- Ouverture d'un niveau sous-jacent productif 630-640m.
- Développement du gradin vers le Nord Est et le sud Ouest jusqu'à atteindre le niveau 640 et c'est à ce niveau qu'il devient productif,

Le volume des roches abattre jusqu'à la liquidation pour une durée de vie **de 309 jours** (plus de 10 mois) est

$$V = 1058057.3 \text{ Tonnes}$$

Phase N04 (niveau 620-630) (figure IV.5).

- Ouverture d'un niveau sous-jacent productif 620-630m.
- Il évoluera essentiellement vers le Nord Est et le Nord Ouest jusqu'à atteindre le niveau 640 m .

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation pour une durée de travail **de 480 jours** (16 mois) est

$$V = 1654612.01 \text{ Tonnes}$$

Phase N05 (niveau 610-620) (figure IV.6).

- Ouverture d'un niveau sous-jacent productif 610 m -620 m.

L'évacuation de la roche abattue se fera sur la plate forme 540 m en empruntant la nouvelle piste qui se trouve au nord. Une fois suffisamment avancé, on continuera l'évacuation par la nouvelle piste de roulage sur la plate forme construite (540 m).

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation pour une durée des travaux pour exploiter ce niveau est estimé pour **698 jours** soit (plus de 23 mois) est

$$V = 2406362.23 \text{ Tonnes.}$$

Phase N06 (niveau 600-610) (figure IV.7)

- Ouverture d'un niveau sous-jacent productif 600-610 m.
- Développement du gradin vers le Nord Est et le Nord-Ouest jusqu'à atteindre le niveau 600m, ce gradin évoluera jusqu'à atteindre le niveau 600 m .Le volume de la roche à abattre jusqu'à la liquidation est

$$V = 3153302.06 \text{ Tonnes}$$

ça assure une durée importante de travaux qui est de **915 jours** (plus de 30 mois)

3.2. Cadence d'exploitation.

La cadence d'exploitation est calculée par la division du volume abattu par chaque niveau sur la production annuelle soit 1 241 856 en (tonne)

$$\text{La cadence} = \frac{V(\text{tonne})}{P_{\text{annuel}}} \dots \dots \dots (\text{Eq. IV. 8})$$

Ainsi que le volume en tonne est calculé à partir de la relation suivante :

$$V(\text{tonne}) = V(m^3) * 2,69 \dots \dots \dots (\text{Eq. IV. 9})$$

où 2,69 : la densité moyenne du calcaire

Tableau IV.28. Cadence d'exploitation

N° de la phase	Niveau	Volume (t)	Cadence (jours)
0□ (ouverture)	660-670	96 298 .37	28
01	650-660	314 254 .81	92
02	640-650	□25 322.78	182
03	630-640	1 058 057.3	309
04	620-630	1 654 612.01	480
05	610-620	2 406 362.23	698
06	600-610	3 153 302.06	915
Totale		9 308 207	2700

Ce qui permet d'affirmer que les volumes calculées avec le logiciel AutoCAD pour chaque phase d'exploitation jusqu'au niveau 600 m sont en accord avec le calcul des réserves d'exploitation et à fortiori la durée de vie de la carrière estimée.

En total on a plus de 9308207 millions de tonnes à extraire dont la production annuelle est de 1241856 tonnes, donc

$$D_{exp} = 9\,308\,207 / 1\,241\,856 \text{ soit } 7 \text{ ans et } 6 \text{ mois}$$

4. Technologie d'exploitation du gisement.

On distingue les processus principaux de la technologie d'exploitation du gisement en quatre parties telles que :

- Abattage des roches ;
- Chargement des roches ;
- Déplacement et transport des roches ;
- Formation des terrils.

A chaque processus principal correspondant les travaux auxiliaires dont la réalisation permettent de faciliter son exécution.

4.1. Organisation des opérations.

4.1.1. 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 et des exigences fixées à la qualité du minerai extrait.

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.

4.1.1.1. Abattage à l'explosif.

L'abattage des roches par explosif est très répandu dans les exploitations à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures.

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 plusieurs centaines de Kgf/m².

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.

4.1.2. La conception du Plan de tir. [12]

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.

4.1.2.1. Paramètres du plan de tir.

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

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

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

- le diamètre de foration (d);
- la nature de l'explosif;
- les conditions géométriques (hauteur du front, faces libres);
- le nombre de rangées.

Dans les chantiers en exploitation, les paramètres précédents sont déjà fixés; par contre, chaque fois qu'une seule donnée du chantier est modifiée tout peut être remis en cause avec profit. Ensuite il faut déterminer par des calculs ou des considérations plus approfondies les conditions de sautage liées aux paramètres de base en gardant néanmoins en mémoire les objectifs et les contraintes d'environnement.

Ce sont:

- la banquette;
- l'amorçage (fond de trou, latéral, énergie et pression de détonation);
- la séquence d'initiation des différents trous.

On notera que les objectifs techniques, économiques et l'environnement interviennent encore dans les conditions de sautage.

En outre, des paramètres secondaires sont à prendre en considération:

- rapport banquette/espacement (rapport de maille);
- sur-profondeur de foration (L_s);
- bourrage.

4.1.2.2. Détermination des paramètres du plan de tir.

4.1.2.2.1 Diamètre du trou (d).

Dans le cas général, le diamètre devrait être choisi en fonction de l'objectif de production, de granulométrie et de coût global. Il conditionnera partiellement la granulométrie (qui dépend du diamètre à cause de son incidence directe sur la maille).

Le coût de la foration diminue généralement avec l'augmentation du diamètre de foration.

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

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

La figure IV.11 montre la relation existant entre le diamètre du trou et la profondeur du trou. Pour une hauteur de 10 m, il est recommandé de prendre un diamètre entre 45-98 mm.

4.1.2.2.1.1 Choix du diamètre de foration.

Le choix du diamètre de foration dépend de différents facteurs :

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

L'équipement de foration dont dispose l'entreprise détermine le diamètre qui est de 89 mm.

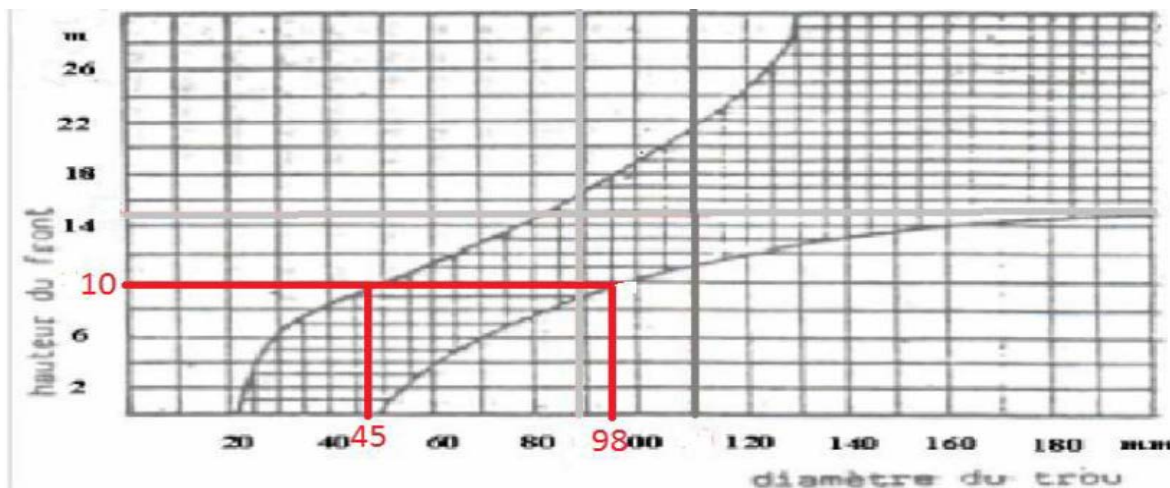


Figure IV.22. Diamètre du trou

4.1.2.2.2 L'inclinaison du trou « β »

La constriction « action d'exercer un resserrement par pression circulaire » de la roche dans la partie inférieure du trou diminue si les trous sont inclinés. En inclinant les trous, l'énergie d'onde de choc est mieux exploitée. L'angle de rupture devient tel que l'onde de choc se reflète contre une plus longue surface libre. Si les trous sont verticaux, beaucoup de l'énergie d'onde de choc dans la partie inférieure sort de la roche sans être réfléchi et ne casse pas la roche. La fragmentation de roche devient meilleure avec les trous inclinés. Une inclinaison de 0.33m/m est recommandée pendant la foration, la figure IV.12 montre l'effet de l'onde du choc au pied du gradin selon l'inclinaison du trou de mines. [13]

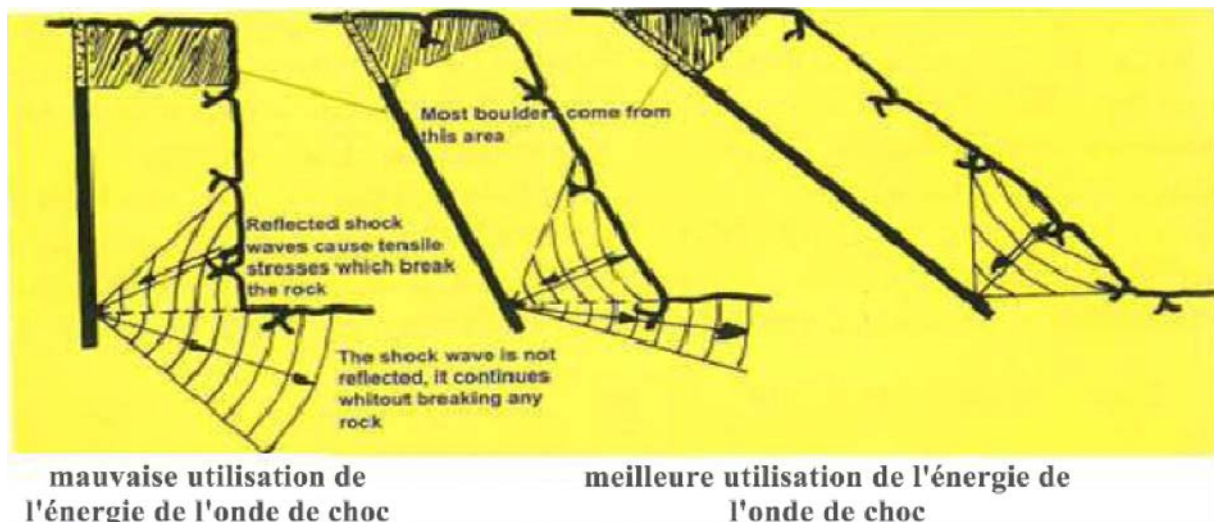


Figure IV.23. L'effet de l'onde de choc au pied selon l'inclinaison du trou

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 choisi un angle d'inclinaison du trou « $\beta=15^\circ$ ».

4.1.2.2.3 Ligne de moindre résistance (W) :

On donne le nom de la ligne de moindre résistance, la distance entre le trou et la surface libre du gradin. Le diamètre (d) du trou donné en millimètre, la valeur maximale possible de résistance au pied de gradin (W_{max}) sera la suivante :

$$W_{max} = 45 \times d \dots \dots \dots (Eq. IV. 10)$$

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

$$W_{max} \cong 4m$$

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%, en sorte que la résistance au pied de gradin prévu sera de:

$$W = 0.9 \times W_{max} \dots \dots \dots (Eq. IV. 11)$$

A.N :

$$W = 0.9 \times 4 = 3.6 \text{ m}$$

4.1.2.2.4 La longueur de la sous-foration « L_s »

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

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

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

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

$$L_s = 0.3 \times W \text{ (m)} \dots \dots \dots (Eq. IV. 12)$$

Où : W : la résistance au pied du gradin

$$L_s = 0.3 \times 3.6 = 1.08 \text{ m}$$

4.1.2.2.5 La longueur du trou « L_{tr} »

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

$$L_{tr} = \frac{H_{gr}}{\sin \alpha} + L_s \dots \dots \dots (Eq. IV. 13)$$

Où :

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

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

α : angle du talus, (en degré(°)).

$$L_{tr} = \frac{H_{gr}}{\sin \alpha} + L_s = \frac{H_{gr}}{\sin \alpha} + 0.3 \times W \dots \dots \dots (Eq. IV. 14)$$

Application Numérique

$$H_{gr} = 10m$$

$$L_{tr} = \frac{H_{gr}}{\sin \alpha} + L_s = \frac{10}{\sin 75^\circ} + 0.3 \times 3.6$$

$$L_{tr} = 11.4m$$

La distance ménagée entre deux trous « E »

C'est la distance d'une même rangée qui porte le nom d'espacement. Elle peut être déterminée d'après la relation suivante :

$$E = 1.25 \times W \dots \dots \dots (Eq. IV. 15)$$

Cette relation permet de déterminer la condition optimum de la rupture et de la fragmentation. En faisant varier les valeurs de E et de W de telle façon que le produit E×W reste constant, on obtiendra approximativement le même résultat. Cependant, la fragmentation sera modifiée par cette variation de la façon suivante :

- En augmentant E et en diminuant W, la roche est plus fragmentée, et les blocs sont plus petits;
- En diminuant E et en augmentant W, la fragmentation est moindre, et les blocs obtenus sont plus gros.

$$E = 1.25 \times 3.6$$

$$E = 4.5m$$

4.1.2.2.6 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.

4.1.2.2.7 La distance entre les rangées « b »

La distance entre les rangées de trou (b) dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin.

$$b = 0.85 \times E \dots \dots \dots (Eq. IV. 16)$$

$$b = 0.85 \times 4.5 = 3.8 m$$

$$b = 3.8 m$$

4.1.2.3. Répartition de la charge**4.1.2.3.1 Le choix de l'explosif :**

L'explosif sera choisi essentiellement en fonction :

- Du massif rocheux : l'humidité détermine une première sélection forcément respectée : un explosif résistant à l'eau est choisi dans une roche humide. Mais de plus, l'explosif doit être adapté à la roche, ou plus simplement par le choix d'un explosif de vitesse de détonation élevée dans une roche résistante. Si le massif est pré facturé en place on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée (quantifiée par son énergie des gaz et par son volume des gaz).
- Des objectifs technico-économiques et autres engins de l'exploitation même si le coût de l'explosif est relativement faible dans le coût de l'exploitation. Par ailleurs, les objectifs de fragmentation et de foisonnement interviennent sur le choix de l'explosif. Pour le choix des explosifs nécessaires au tir, il est tenu de procéder de la façon suivante :

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

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

1. Temex1, pour la charge de pied avec :
 - Diamètre de cartouche de 65 mm;
 - Longueur de cartouche est 0,5 m;
 - Poids de cartouche est 2 kg;
 - Type de cartouche est : gaine plastique
2. Anfotidj
 - En vrac dans des sacs de 25 kg chacun.

Les caractéristiques de ces explosifs commercialisés en Algérie par l'ONEX sont données dans le tableau IV.29 suivant:

Tableau IV.29. Les caractéristiques des explosifs utilisés

Désignation commercial (Explosifs)	Resistance à l'eau	Densité	Vitesse de détonation (m/s)	Puissance C.U.P	C.S.E (cm)	Volume gaz (l/kg)	Energie Q (Kj/kg)	Utilisation
Temex1	Bonne	1.45	6000	1.27	6	808	4807	roches dures
Anfotidj	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.

4.1.2.3.2 Coefficient de puissance de l'explosif (weight strength (S))

La puissance de l'explosif désigne son énergie propre utilisable à un travail déterminé. Cet indice d'énergie est défini à partir de la chaleur d'explosion Q et du volume de gaz V dégagé par unité de masse. Il est déterminé par la formule de Langefors suivante :

$$S_p = \frac{1}{6} \times \left(5 \times \frac{Q_t}{Q_{t_0}} + \frac{V_g}{V_{g_0}} \right) \dots \dots \dots (Eq. IV. 17)$$

Q_{t_0} Et V_{g_0} étant respectivement la chaleur d'explosion et le volume dégagé d'un explosif de référence. Langefors a pris comme dynamite de référence, la "dynamite M" dont les caractéristiques principales sont les suivantes :

$$Q_{t_0} = 1160 \text{ kcal / kg} = 4848,8 \text{ kj / kg};$$

$V_{g_0} = 850 \text{ l/kg}$; Avec Q_{t_0} et V_{g_0} dans les conditions normales (CNTP);

Q_t et V_g : sont les valeurs correspondantes à celle de la dynamite Temex1 (utilisé comme charge de pied) ;

$Q_t = 4807 \text{ kj / kg}$;

$V_g = 808 \text{ l/kg}$;

$V_d = 5000 \text{ m/s}$: vitesse de détonation de l'explosif ;

$\gamma_0 = 1,4 \text{ kg/dm}^3$: masse volumique de l'explosif.

Par comparaison avec la gamme des explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX, avec celui de référence pris par Langefors on constate que le Temex1 est le plus proche, donc il aura pour indice «Weight strength" égal à:

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

$$S_p = 1 \text{ (strength de pied du gradin).}$$

Pour le cas de la charge de colonne, un calcul par la formule de Langefors avec l'anfotidj nous donnera un strength égal à :

$$S_p = \frac{1}{6} \times \left(5 \times \frac{Q_t}{Q_{t_0}} + \frac{V_g}{V_{g_0}} \right) \dots \dots \dots (Eq. IV. 18)$$

$$S_p = \frac{1}{6} \times \left(5 \times \frac{3808.8}{4848.8} + \frac{975}{850} \right) = 0.84$$

$$S_c = 0,84 \text{ (strength de colonne).}$$

4.1.2.3.3 Résistance au tirage (rock constant)

La résistance au tirage représente en quelque sorte la difficulté que l'on a à abattre une roche, c'est donc la quantité minimale d'explosif pour abattre 1m^3 de roche. Cette valeur est déduite en général après la détermination de la banquette maximale sur le terrain. Elle est donnée dans le tableau IV.30 ci-dessous.

Tableau IV.30. Résistance au tirage de quelques roches

Roches	R (kg/m^3)
Basalte	0.33
Calcaire crayeux	0.25
Calcaire moyen à dur	0.35-0.40
Diorite	0.45
Granite dur	0.45
Grés fins	0.40
Quartzite pâte fine	0.53
Quartzite fracturé	0.30

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

$$R = 0.40\text{kg}/\text{m}^3.$$

Détermination de la répartition de la charge dans le trou de mine :

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

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

La hauteur de la charge de pied « L_p »

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 :

$$L_p = 1.3 \times W \dots \dots \dots (Eq. IV. 19)$$

$$L_p = 1.3 \times 3.6 = 4.6 \text{ m.}$$

4.1.2.3.4 Charge linéaire de pied

Elle est donnée par la relation empirique suivante :

$$C_p = 0.88 \times \frac{f}{S_p} \times E \times \left[\frac{0.07}{W} + R + 0.004 \times W \right] \times W \dots \dots \dots (Eq. IV. 20)$$

Avec :

f : facteur de la contrainte dépendant de l'inclinaison du trou;(tableauIV.4) ci-dessous qui nous indique la variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous :

Tableau IV.31. Variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous

Inclinaison du trou $\beta(^{\circ})$	0	15	30	45
Facteur de contrainte, f	1.11	1.02	0.92	0.83

Pour notre cas = 15° , On prendra la valeur de f égale à 1,02.

$$f = 1.02$$

Donc la charge linéaire de pied est :

$$C_p = 0.88 \times \frac{1.02}{1} \times 4.5 \times \left[\frac{0.07}{3.6} + 0.40 + 0.004 \times 3.6 \right] \times 3.6 = 6.3kg/m.$$

$$C_p = 6.3kg/m.$$

4.1.2.3.5 Quantité d'explosif au pied du gradin (Qp)

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

$$Q_p = L_p \times C_p \dots \dots \dots (Eq. IV. 21)$$

Donc : $Q_p = 6.3 \times 4.6 = 28.9 kg.$

$$Q_p = 28.9 kg.$$

La hauteur de la charge de colonne « Lc » [13]

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

$$L_c = \frac{H_g}{\cos \beta} - 2 \times W \dots \dots \dots (Eq. IV. 22)$$

$$L_c = \frac{10}{\cos 15^{\circ}} - 2 \times 3.6 = 3.15m.$$

$$L_c = 3.15m.$$

4.1.2.3.6 Charge linéaire de colonne

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

$$C_c = 0.5 \times C_p \dots \dots \dots (Eq. IV. 23)$$

$$C_c = 0.5 \times 6.3 = 3.15 \text{ kg/m.}$$

Quantité d'explosif en colonne (Q_c)

Est déterminé par la formule suivante :

$$Q_c = L_c \times C_c \dots \dots \dots (Eq. IV. 24)$$

$$Q_c = 3.15 \times 3.1 = 9.7 \text{ kg.}$$

4.1.2.3.7 Quantité de charge d'explosifs dans un trou

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

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

$$Q_{tot} = Q_p + Q_c \dots \dots \dots (Eq. IV. 25)$$

$$Q_{tot} = 28.9 + 9.7 = 38.6 \text{ kg.}$$

Longueur totale de la charge d'explosif dans un trou « L_{ch} »

La Longueur totale de la charge d'explosif dans un trou est la somme de la longueur d'explosif de colonne et de pied.

Donc, la longueur totale de la charge d'explosif dans un trou :

$$L_{ch} = L_p + L_c \dots \dots \dots (Eq. IV. 26)$$

$$L_{ch} = 4.6 + 3.15 = 7.75 \text{ m.}$$

$$L_{ch} = 7.75 \text{ m.}$$

4.1.2.3.8 Longueur du bourrage « H_b »

Le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. Il est réalisé par des matériaux inertes (sable ou terre humide, argile). Le bourrage réalisé avec du sable fin bouche le trou afin d'empêcher la détonation à l'air libre et aussi les projections. La longueur du bourrage est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} \dots \dots \dots (Eq. IV. 27)$$

$$L_b = 11.4 - 7.75 = 3.65 \text{ m.}$$

4.1.2.3.9 Consommation spécifique d'explosif, q_s

La consommation spécifique de l'explosif est appelée quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m^3 de roche (ou 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/m^3 nécessaire pour atteindre le degré exigé de la fragmentation.

La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$q_s = \frac{Q_{tot}}{W \times E \times \frac{H_g}{\cos \beta}} \dots \dots \dots (Eq. IV. 28)$$

$$q_s = \frac{38.6}{3.6 \times 4.5 \times \frac{10}{\cos 15^\circ}} = 0.23 \text{ kg/m}^3$$

$$q_s = 0.23 \text{ kg/m}^3.$$

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

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

$$V_{tr} = W \times E \times \frac{H_g}{\cos \beta} \times K_f \dots \dots \dots (Eq. IV. 29)$$

A.N:

$$V_{tr} = 3.6 \times 4.5 \times \frac{10}{\cos 15^\circ} \times 1.6 = 268.3 \text{ m}^3/\text{trou}.$$

$$V_{tr} = 268.3 \text{ m}^3/\text{trou}.$$

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

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \gamma \dots \dots \dots (Eq. IV. 30)$$

$$Q_{tr} = 268.3 \times 2.69 = 721.8 \text{ t/trou}.$$

4.1.2.3.11 Nombre de trous forés en un mois « N_{tr} »

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

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

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

$$N_{tr} = \frac{P_m}{V_{tr}} \dots \dots \dots (Eq. IV. 31)$$

A.N:

$$N_{tr} = \frac{103\,488}{721.8} = 143.37 \cong 144 \text{ trous/mois}.$$

$$N_{tr} = 144 \text{ trous/mois}.$$

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.

$$Q_v = N_{tr} \times Q_{tot} \dots \dots \dots (Eq. IV. 32)$$

$$Q_v = 72 \times 38.6 = 2\,779.2 \text{ kg}.$$

4.1.2.3.12 Amorçage et système d'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'amorce doit être à l'épreuve de l'eau si nécessaire;
- L'amorçage doit avoir une forme et une position qui permettent un chargement parfait.

Cordeau détonant :

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

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

Dans notre plan de tir, on choisit le cordeau détonant de type : Onacord 1, qui est disponible à l'ONEX, ses caractéristiques, sont :

- Nature : cordeau détonant 12 gr;
- Couleur : rouge;
- Etanchéité à l'eau : très bonne ;
- Vitesse de détonation : 6500 m/s (min).

Amorçage du cordeau détonant.

Pour amorcer un cordeau détonant, il suffit d'attacher l'extrémité libre du cordeau détonant à un détonateur pyrotechnique ou une amorce électrique. L'amorce d'une cartouche est réalisée par l'introduction du détonateur dans l'axe de celle-ci ou encore par la fixation solide de la cartouche au cordeau détonant. La cartouche ainsi préparée est appelée cartouche amorce. (Figure IV .13)

Classifications des Détonateurs électriques.

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

- 1- Détonateurs électriques instantanés D.E.I ;
- 2- Détonateurs électriques à retard D.E.R ;
- 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 micro-retards 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.

Règles de travail.

Temps entre trous d'une même rangée :

$$3 * \text{Espacement} < \text{Temps en ms} < 10 * \text{Espacement}$$

$$13.5 < \text{Temps en ms} < 45 \text{ ms}$$

On prend un temps entre trous d'une même rangée de 20 ms.

Temps entre rangées :

$$10 * \text{Banquette} < \text{Temps en ms} < 30 * \text{Banquette}$$

$$36 < \text{Temps en ms} < 108 \text{ ms.}$$

On prend un temps entre rangées de 40 ms.

Nombre de détonateurs nécessaire.

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

Le nombre de trous dans la volée est de 72 donc il faut 72 détonateurs à microretard.

La résistance totale du circuit est la résistance des détonateurs plus la résistance de la ligne de tir, elle est égale à

$$R_T = R_d \times N_d + R_L \times L \dots \dots \dots (Eq. IV. 33)$$

Où :

R_d : La résistance d'un détonateur « $R_d=1.5 \text{ Ohm}$ » ;

N_d : Nombre de détonateurs « $N_d=34$ » ;

R_L : la résistance de la ligne de tir « $1.5 \text{ ohm}/100\text{m}$ » ;

L : longueur de la ligne de tir « $L= 300 \text{ m}$ ».

A.N :

$$R_T = 1.5 \times 72 + (1.5/100) \times 300 = 112.5 \text{ Ohm.}$$

4.1.3. La foration.

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

Choix du type d'équipement

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

- ✓ Résistance de la roche ;

- ✓ Diamètre de foration ;
- ✓ Production requise ;
- ✓ Distance entre gradins ;
- ✓ Conditions locales :
 - Environnement (bruit, poussière...);
 - Fournisseur (après-vente, pièces de rechange...).

Comment les erreurs de foration affectant les opérations suivantes

- Foration : réduction de la durée de vie des outils.
- Tir : danger de mauvais travail de l'explosif dans les trous voisins à cause de la déflagration ou désensibilisation par pression ; danger de projection à cause du mauvais contrôle de l'espacement de la première rangée.
- Marinage : mauvaises conditions de chargement sur la "nouvelle banquette" à cause de pieds et de tas trop serrés.

Le coût de la foration

Le coût de la foration est lié à la vitesse d'avancement de la foration et à l'usure des pièces.

- La vitesse d'avancement diminue lorsque la résistance à la compression de la roche augmente. Elle diminue également lorsque le taux de fracturation est trop élevé : des débris tombent et bloquent le taillant, obligeant à ramoner le trou de mine.
- L'usure des taillants et des tiges augmente avec l'abrasivité (teneur en silice) de la roche. L'usure des tiges varie également avec les efforts transmis.

Réalisation de la foration

Quel que soit le matériel retenu et le diamètre de foration utilisé, un certain nombre de précautions doivent être respectées pour aboutir à une réalisation correcte de l'abattage. Dans tous les cas, chaque forage doit être rigoureusement implanté en x, y, z, et α (inclinaison) et l'engin de foration doit pouvoir évoluer et se mettre en place à partir d'une plate forme bien réglée :

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

Vitesse de foration :

Pour une roche donnée, il s'agit de la vitesse, exprimée en cm/mn, avec laquelle une perforatrice fait avancer un fleuret dans celle-ci. Cette définition implique que la vitesse de forage peut être très variable, dépendant de la perforatrice, du diamètre du fleuret, de la percussion de l'air, etc.

Caractéristiques de foration de la carrière de M'Hanna :

La foration des trous dans la carrière de M'Hanna est réalisée par l'engin de foration (Chariot), pneumatique sur chenilles avec marteau pneumatique hors du trou et récupération de poussières, pour forer des trous de 89 mm. Avec compresseur d'air mobile de 7 bars.

Rendement de la foreuse

La vitesse moyenne de foration des trous de mines de diamètre 89 mm est de l'ordre de 22 cm/mn d'où le temps nécessaire pour faire un trou de longueur L_{tr} :

➤ Pour $L_{tr} = 11.4m$. c.-à-d. hauteur du gradin est $H = 10m$. T_f est de :

$$T_f = \frac{L_{tr}}{B_v} = \frac{11.4}{0.22} = 51.8 \text{ mn.}$$

Avec B_v : la vitesse d'avancement 0.22m/mn.

Donc :

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

$$N_{trous} \frac{T \times K_u}{T_f} \left(\frac{\text{trou}}{\text{poste}} \right) \dots \dots \dots (Eq. IV. 34)$$

Avec :

- N_{trous} : nombre de trous, faits par la sondeuse (trous/poste);
- T : durée d'un poste de travail (durée de poste de travail est 7 heures), c'est-à-dire $T = 7 \text{ heures} = 420 \text{ mn}$;
- K_u : coefficient d'utilisation de la sondeuse, (0,85);
- Le temps nécessaire pour la foration d'un trou, (51.8 mn).

A.N:

$$N_{trous} \frac{420 \times 0.85}{51.8} = 6.89 \cong 7(\text{trou/poste})$$

Donc le nombre de trous est : $N_{trous} = 7 \text{ trous/poste}$

Et, on peut déterminer le rendement de la sondeuse durant un poste de travail par le nombre des mètres foré des trous par poste de travail, qui est calculé par la relation suivante :

$$R_S = L_{tr} \times N_{trou} \dots \dots \dots (Eq. IV. 35)$$

Puisque :

$$L_{trou} = 11.4m \leftrightarrow \text{donc :}$$

$$R_S = 11.4 \times 7 = 79.8 \cong 80m/poste$$

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

$$N_s = \frac{P_a \times K_r}{N_{trou} \times N_{p/j} \times N_j \times Q_{tr}} \dots \dots \dots (Eq. IV. 36)$$

Où :

P_a : Puissance de la carrière (la production souhaitée $P = 1\ 182\ 720$ T/an).

K_r : Coefficient de réserve de la sondeuse (1.2 ; 1.25); On prend $K_r = 1,22$;

N_{trous} : Rendement de la sondeuse par poste (nombre des trous réalisés) ;

$N_{p/j}$: Nombre de postes de travail par jour, ($N_{p/j} = 2$ postes) ;

N_j : Nombre de jours de travail de la sondeuse au cours de l'année, ($N_j = 230$ jours) ;

Q_{tr} : Le volume (en tonne) de la roche abattu par un trou.

Si

$$N_{trous} = 7 \text{ trous/poste et } (Q_{tr} = 721.8 \text{ t/trou})[\text{voir la page ci-dessous}] \Rightarrow$$

$$N_s = \frac{1\ 182\ 720 \times 1,22}{7 \times 2 \times 230 \times 721.8} = 0.062 \approx 1 \text{ sondeuse.}$$

Donc, on utilise une seule sondeuse dans les travaux de foration;

Pour un meilleur rendement ce résultat peut être obtenu dans des conditions normales et pour une meilleure exécution de la production, il faut 02 sondeuses, lorsque un chariot est arrêté pour entretien préventif ou curatif l'autre le remplace.

4.2. Chargement.

4.2.1. Généralité.

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

Les pelles hydrauliques et les pelles à câbles présentent des avantages et des limites d'utilisation similaires. Les pelles hydrauliques ne sont pas adaptées à l'excavation en roche dure. Les capacités des pelles à câbles sont supérieures à celles des pelles hydrauliques. Les pelles à câbles de grande capacité, pouvant contenir une charge utile de l'ordre de 50 m^3 ou davantage, sont donc plus avantageuses dans les mines où la production dépasse $200\ 000$ tonnes par jour. Les pelles hydrauliques, par contre, sont d'une plus grande souplesse

d'emploi; la précision et la souplesse de manœuvre du godet permettent en effet de prendre sélectivement des matériaux à la partie supérieure ou à la partie inférieure du front de taille. Cette possibilité de séparer le minerai des stériles aux points de chargement a l'avantage de réduire la quantité de matériaux à transporter aux installations de traitement.

Avant de choisir une chargeuse, il faut d'abord examiner la capacité du godet en tenant compte de la production journalière;

4.2.2. La capacité de godet de la chargeuse

Pour assurer la production souhaitée par l'entreprise il est préférable d'utiliser une chargeuse (KOMATSU) avec une capacité de godet de 3,5 m³.

4.2.3. Le rendement de la chargeuse

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

$$R_{ch} = \frac{3600 \times V \times K_r \times T \times \gamma \times K_u}{t_c \times k_f} \left(\frac{t}{poste} \right) \dots \dots \dots (Eq. IV. 37)$$

Où :

V : La capacité du godet de la chargeuse en (3,5 m³) ;

K_f : Coefficient de foisonnement ($K_f = 1.6$) ;

K_r : Coefficient de remplissage du godet de la chargeuse ($K_r=0.85$) ;

T : Durée d'un poste de travail ($T = 07$ heures) ;

γ : Masse volumique ; $\gamma = 2.69$ T/m³ ;

K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail ($K_u = 0.90$) ;

t_c : Durée d'un cycle de chargement ; $t_c=40$ s ;

$$t_c = t_r + t_{pc} + t_d + t_{pv} \dots \dots \dots (Eq. IV. 38)$$

$$t_c = 25 + 5 + 5 + 5 = 40 \text{ s.}$$

t_r : Temps de remplissage du godet, il est en fonction de la difficulté de pénétration du godet dans le tas et le coefficient de foisonnement ($t_r = 25$ s) ;

t_{pc} : Temps de parcours (rotation) de la chargeuse chargée vers le lieu de déchargement ($t_{pc} = 5$ s) ;

t_d : Temps de déchargement du godet ; $t_d = 5$ s ;

t_{pv} : Temps de parcours (rotation) de la chargeuse vide vers le lieu de chargement (le tas des roches abattus) ; $t_{pv}=5$ s.

Donc : le rendement de la chargeuse est:

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 3.5 \times 0.85 \times 7 \times 2.69 \times 0.9}{40 \times 1.6} = 2825.5 \text{ T/poste.}$$

$$R_{ch} = 2\ 825.5 \text{ T/poste.}$$

4.2.4. 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 :

$$N_g = \frac{Q_c \times K_f}{V \times K_r \times \gamma} \dots \dots \dots (Eq. IV. 39)$$

Avec :

Q_c : Capacité du camion (TEREX TR60), $Q_c = 45$ T ;

k_f : Coefficient de foisonnement, $k_f = 1,6$;

V : Capacité du godet de la chargeuse, $V = 3,5$ m³ ;

k_r : Coefficient de remplissage du godet ; $k_r = 0,85$;

γ : Poids volumique de la roche $\gamma = 2,69$ T/m³.

$$N_g = \frac{45 \times 1.6}{3.5 \times 0.85 \times 2.69} = 9 \text{ godets.}$$

$$N_g = 9 \text{ godets.}$$

4.2.5. La durée de chargement d'un camion

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

$$T_{ch} = t_c \times N_g \dots \dots \dots (Eq. IV. 40)$$

Avec :

t_c : La durée d'un cycle de la chargeuse. $t_c = 40$ secondes ;

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

$$T_{ch} = 40 \times 9 = 360 \text{ s.}$$

Pour un meilleur rendement et une meilleure marche de la production il faut 02 chargeuses, qui assurent la réalisation du programme lorsqu'une chargeuse est arrêtée pour entretien préventif ou curatif, l'autre la remplace.

4.3. Transport.

Le but principal du transport dans la carrière est le déplacement qui est la terre végétale pour les roches stériles et le calcaire pour les stocks ou la trémie de réception des installations de traitement.

Dans les carrières contemporaines, on applique largement le transport par camion. Il est répandu lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des carrières. Ils ont une grande efficacité du transport des minéraux utiles et roches stériles sur une distance relativement courte. La simplicité des constructions des engins de transport, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation de travail caractérisent fort bien cette méthode de transport.

4.3.1. Rendement des camions

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

$$R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T \times K_{ch}}{t_c} \left(\frac{T}{\text{poste}} \right) \dots \dots \dots (Eq. IV. 41)$$

D'où :

Q_c : Capacité de la benne du camion (45 tonnes),

T : La durée d'un poste de travail ($T = 7$ heures) ;

kch : Coefficient de chargement du camion ; $kch = 0.85$;

t_c : Le temps de réalisation d'un cycle ;

$$t_c = T_{ch} + T_{tr} + T_d + T_m \dots \dots \dots (Eq. IV. 42)$$

T_{ch} : Temps de chargement du camion, 360 s;

T_d : Temps de déchargement du camion, 30 s;

T_m : Temps de manœuvre, 45 s ;

T_{tr} : Temps du trajet (en charge et à vide), 826 s;

L'estimation de temps du trajet en charge et à vide sera basé sur les données techniques de l'engin de transport (TEREX TR60), c'est-à-dire la vitesse en fonction de la pente, qui sont données dans le tableau IV.4.

Le temps du trajet en charge et à vide est déterminé par la formule suivante :

$$T_{tr} = \frac{3600 \times D}{V_a \times f} \dots \dots \dots (Eq. IV. 43)$$

D : Longueur du tronçon à parcourir en km;

V_a : La vitesse de l'engin de transport correspondant à la pente du tronçon à parcourir ;

f : Facteur qui dépend de : l'expérience du conducteur, l'usure du camion et l'état de la piste;
 $f = 0.65$.

Tableau IV.32. La vitesse du camion en fonction de la pente de TEREX TR60

La pente [%]	La vitesse [km/h]	
	Descente en charge	Monté à vide
0	60	60
5	30	58
10	16	35
15	10	24
20	8	18
25	5	15
30	2	12

Tableau IV.33. Temps de trajet en charge et à vide

Tronçon	La longueur moyenne (m).	La pente (%).	Temps de trajet (t_{tr}) [s]	
			En charge	A vide
1-2	117.72	0,4	11,24	11,24
2-3	82.22	10	28,46	13,01
3-4	80.01	10	27,70	12,66
4-5	97.94	13	45,20	18,70
5-6	25.55	13	11,79	4,88
6-7	27.86	13	12,86	5,32
7-8	46.84	13	21,62	8,95
8-9	53.67	13	24,77	10,25
9-10	42.52	13	19,62	8,12
10-11	56.86	13	26,24	10,86
11-12	29.68	13	13,70	5,67
12-13	13.04	13	6,02	2,49
13-14	23.35	13	10,78	4,46
15-16	88.10	13	40,66	16,83
16-17	51.61	14	25,99	10,59
17-18	32.76	14	16,49	6,72
18-19	46.14	14	23,23	9,46
19-20	13.34	14	6,72	2,74
20-21	22.20	14	11,18	4,55
21-22	28.02	14	14,11	5,75
22-23	96.77	14	48,72	19,85
23-24	53.37	14	26,87	10,95

Conclusion Générale.

Au terme de notre projet de fin d'études : " L'ouverture du gisement l'organisation des travaux d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de M'Hanna (Keddara II)", nous sommes arrivés aux conclusions suivantes:

- L'étude géologique et topographique du gisement de M'Hanna a permis l'évaluation de ses réserves exploitables qui sont estimées à **53 048 897. 96** tonnes. Avec une production annuelle de 1 182 720 tonnes, l'entreprise pourra alimenter les besoin des clients pendant 43 ans.
- Les caractéristiques géotechniques du calcaire de M'Hanna sont conformes aux normes d'utilisation de ce granulat pour la confection de béton.
- Les conditions géologiques, minières et techniques du gisement sont favorables pour son exploitation.
- Nous avons choisi et défini tous les paramètres de mode d'ouverture et du système d'exploitation, à savoir : l'emplacement, l'aménagement et les paramètres de la piste d'ouverture et de transport ; les éléments du système d'exploitation, et une méthode d'organisation des travaux minier etc.

L'exploitation se fait de haut vers le bas, avec des gradins de 10m, dont le sens d'orientation global est Nord Ouest, pour cela un seul schéma de plan de tir a été proposé.

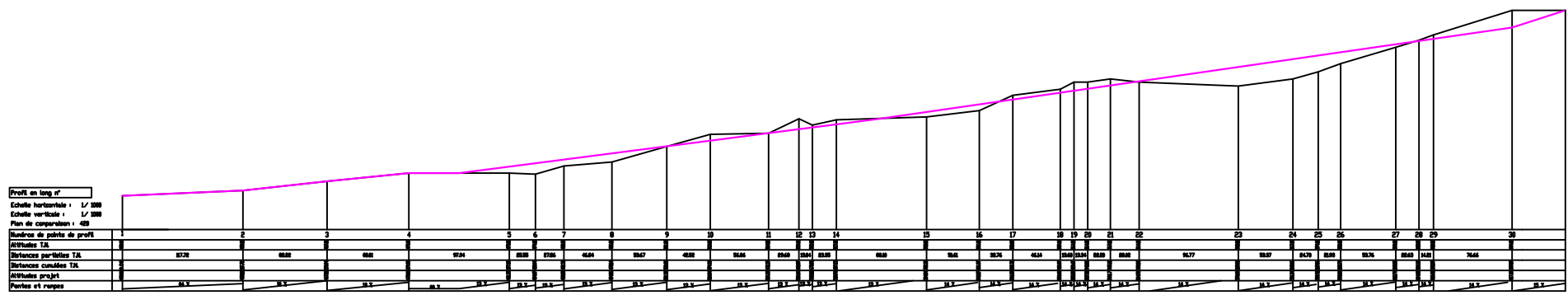
Le volume total des réserves à exploiter est **53 048 897. 96** tonnes. Ce qui permet de conclure que les volumes calculés avec le logiciel AutoCAD pour chaque phase d'exploitation sont en accord avec le calcul des réserves d'exploitation et à fortiori la durée de vie de la carrière estimée à 43 ans.

Bibliographie

- [1] : Aperçu Géologique Régional / plan d'exploitation de gisement du M'Hanna 2014.
- [2] : BENFERDI . Y et LAICHAOUIE « Problèmes d'ouverture et de déplacement du calcaire dans la carrière d'Ifri (Unité de KEDDARA » mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique, 2012.
- [3] : Audit environnemental ALGRAN ,Avril 2014.
- [4] : Rapport UREG ,1991.
- [5] : Rapport ORGM , 2005.
- [6] :Dr. CHABOU.S « Cours d'évaluation et géostatistique, 2013 ».
- [7] : FEKIK.T et GHOURASSI.B « Evaluation géologique et minière du gisement calcaire d'Ifri » mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique, 2012.
- [8] : BELHADAD « » mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique, 2008.
- [9] : HAMADACHE « f » mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique, 1994.
- [10] : levé topographique M'Hanna 2010 .
- [11] : ORGM « Etude du gisement de calcaire KEDDARA WILAYA DE BOUMERDES », Septembre 2005.
- [12] : Dr.AGUID.M « cours géotechnique II ,1^{ère} Année 2012 »
- [13] : Dr.AGUID.M « Cours Exploitation à ciel ouvert, 2^{ème} Année Génie Minier, ENP.2013

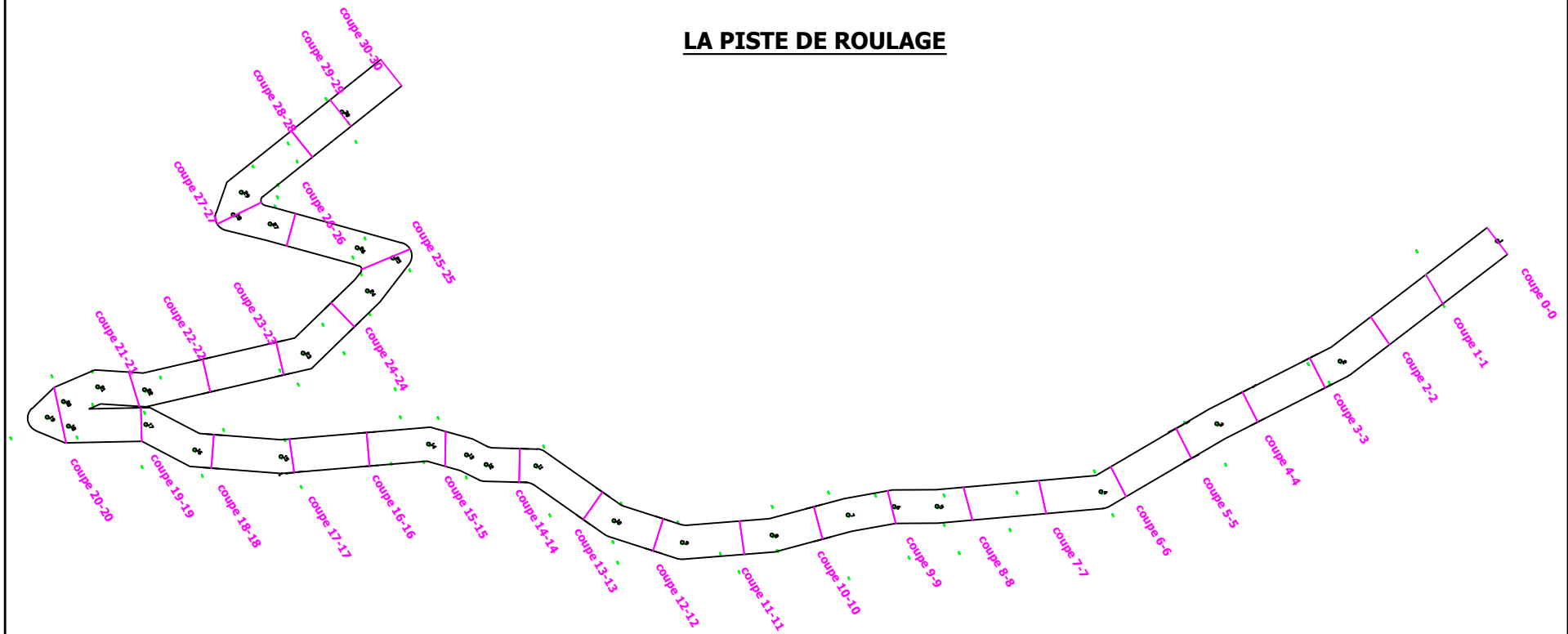
ALGRAN : GISEMENT DE CALCAIRE DE MEHANNA.PROJET KEDDARA II
PROFIL EN LONG DE LA PISTE DE ROULAGE

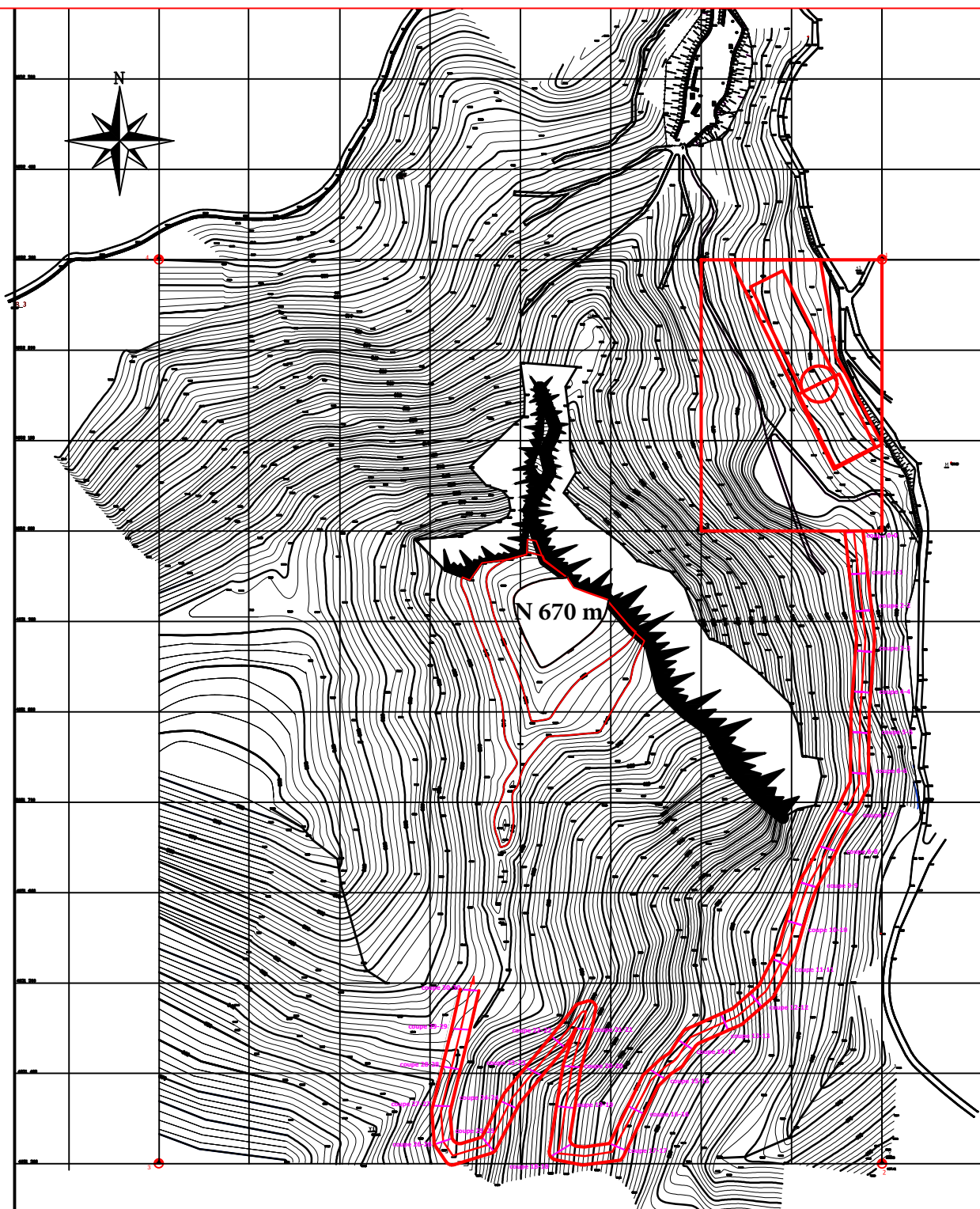
Profil en long n°
 Echelle horizontale : 1/ 300
 Echelle verticale : 1/ 300
 Plan de comparaison : 400



ALGRAN : GISEMENT DE CALCAIRE DE MEHANNA.PROJET KEDDARA II

LA PISTE DE ROULAGE





Coordonnées des Points de Localisation du Site

Point	Coordonnées UTM (Zone 32)
A	600 000 4 000 000
B	600 000 4 000 000
C	600 000 4 000 000
D	600 000 4 000 000


Superficie du Périmètre : 80 Ha.
Nature Juridique du Terrain : Domestique

Propriétaire : M. Boumediene Boumediene, 20, Rue de la Liberté, Alger

Point	Coordonnées UTM		
	X	Y	Z
A	600 000	4 000 000	0000
B	600 000	4 000 000	0000
C	600 000	4 000 000	0000
D	600 000	4 000 000	0000
E	600 000	4 000 000	0000
F	600 000	4 000 000	0000
G	600 000	4 000 000	0000
H	600 000	4 000 000	0000
I	600 000	4 000 000	0000
J	600 000	4 000 000	0000
K	600 000	4 000 000	0000
L	600 000	4 000 000	0000
M	600 000	4 000 000	0000
N	600 000	4 000 000	0000
O	600 000	4 000 000	0000
P	600 000	4 000 000	0000
Q	600 000	4 000 000	0000
R	600 000	4 000 000	0000
S	600 000	4 000 000	0000
T	600 000	4 000 000	0000
U	600 000	4 000 000	0000
V	600 000	4 000 000	0000
W	600 000	4 000 000	0000
X	600 000	4 000 000	0000
Y	600 000	4 000 000	0000
Z	600 000	4 000 000	0000

LEGENDE

- Point
- Contour de niveau
- Contour de niveau (Capacité 2,5 m)
- Point de hauteur spot
- Route
- Frontière
- Eau



ALGRAN
Société Algérienne Des Granulats

200800000000
DIRECTION GENERALE
BEHENZI, EL MOUKADIM, W. ALGER

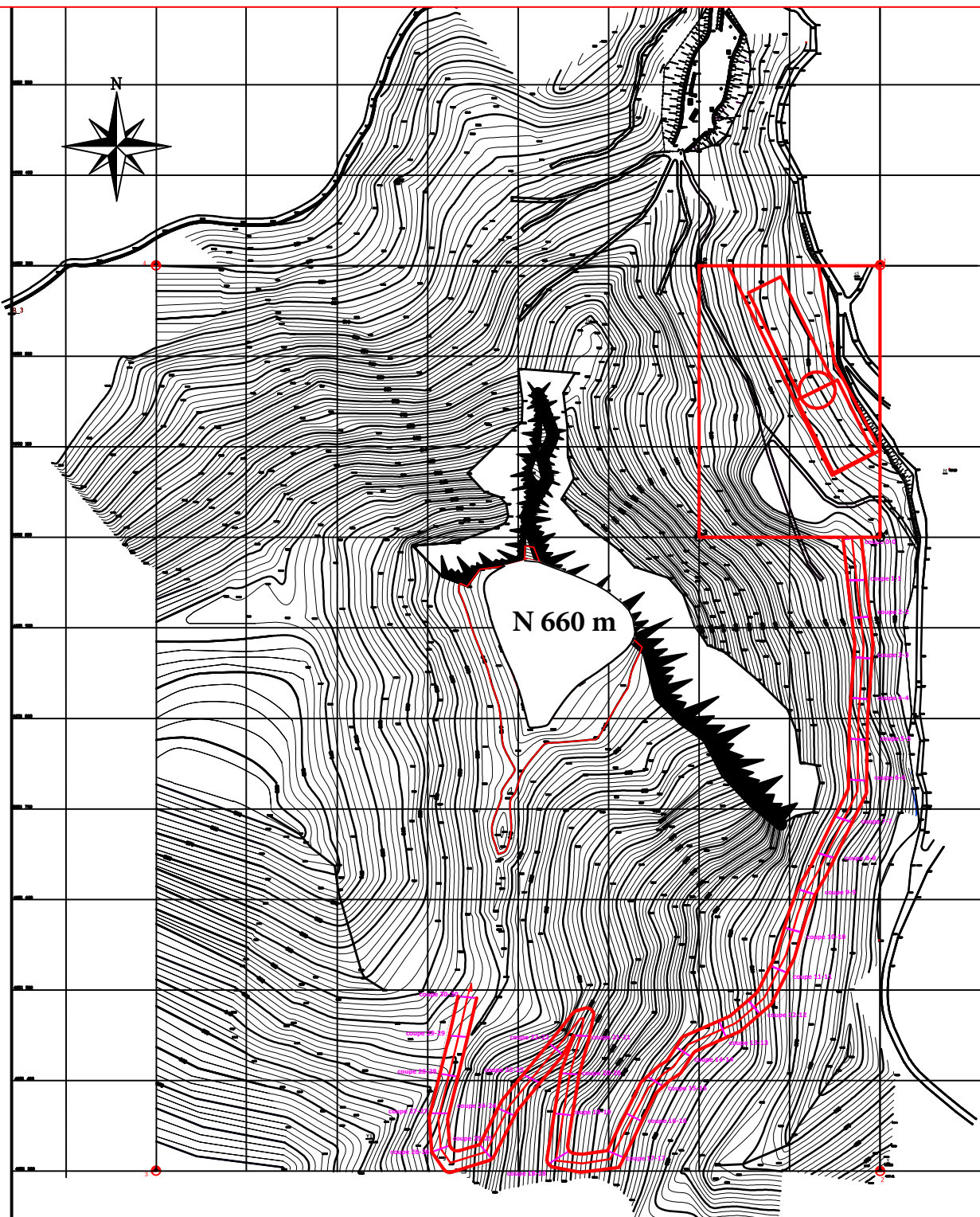
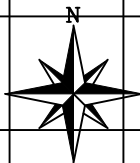
Implantation de la station de concassage et la piste de roulage

GISEMENT DE CALCAIRE DE MAHANDA
SUDORABIA ET COMMUNE DE GHERBERA
DAIRA DE BOUDJAJAJAH W. BOUMERDES

Échelle: 1:2000

10/04/2010

1:000 1:2000



Coordonnées des Points de Localisation du Site

Point	Coordonnées X (mètres)	Coordonnées Y (mètres)
1	485 400	4 485 500
2	485 400	4 485 500
3	485 400	4 485 500
4	485 400	4 485 500

Superficie du Parcelle : 80 Ha

Nature Juridique du Terrain : Donoriel

Coordonnées des Points des Corners du Terrain

Point	X	Y	Z
1	485 400	4 485 500	485 500
2	485 400	4 485 500	485 500
3	485 400	4 485 500	485 500
4	485 400	4 485 500	485 500
5	485 400	4 485 500	485 500
6	485 400	4 485 500	485 500
7	485 400	4 485 500	485 500
8	485 400	4 485 500	485 500
9	485 400	4 485 500	485 500
10	485 400	4 485 500	485 500
11	485 400	4 485 500	485 500
12	485 400	4 485 500	485 500
13	485 400	4 485 500	485 500
14	485 400	4 485 500	485 500
15	485 400	4 485 500	485 500
16	485 400	4 485 500	485 500
17	485 400	4 485 500	485 500
18	485 400	4 485 500	485 500
19	485 400	4 485 500	485 500
20	485 400	4 485 500	485 500
21	485 400	4 485 500	485 500
22	485 400	4 485 500	485 500
23	485 400	4 485 500	485 500
24	485 400	4 485 500	485 500
25	485 400	4 485 500	485 500
26	485 400	4 485 500	485 500
27	485 400	4 485 500	485 500
28	485 400	4 485 500	485 500
29	485 400	4 485 500	485 500
30	485 400	4 485 500	485 500
31	485 400	4 485 500	485 500
32	485 400	4 485 500	485 500
33	485 400	4 485 500	485 500
34	485 400	4 485 500	485 500
35	485 400	4 485 500	485 500
36	485 400	4 485 500	485 500
37	485 400	4 485 500	485 500
38	485 400	4 485 500	485 500
39	485 400	4 485 500	485 500
40	485 400	4 485 500	485 500
41	485 400	4 485 500	485 500
42	485 400	4 485 500	485 500
43	485 400	4 485 500	485 500
44	485 400	4 485 500	485 500
45	485 400	4 485 500	485 500
46	485 400	4 485 500	485 500
47	485 400	4 485 500	485 500
48	485 400	4 485 500	485 500
49	485 400	4 485 500	485 500
50	485 400	4 485 500	485 500

- LEGENDE**
- Rivière
 - Route du site
 - Courbes de niveau (équidistance 2,5 m)
 - Points de bornes topographiques
 - Terrain
 - Bornes
 - Bornes

ALGRAN

ALGERIE

10, rue de la Liberté - 16000 ALGER

Tel: 021 20 10 10 10

Société Algérienne Des Granulats

ALGRAN

10, rue de la Liberté - 16000 ALGER

Tel: 021 20 10 10 10

Société Algérienne Des Granulats

RELEVÉ TOPOGRAPHIQUE

PROJET GENERAL

BÂTIMENT LA BOULANGERIE W. ALGER

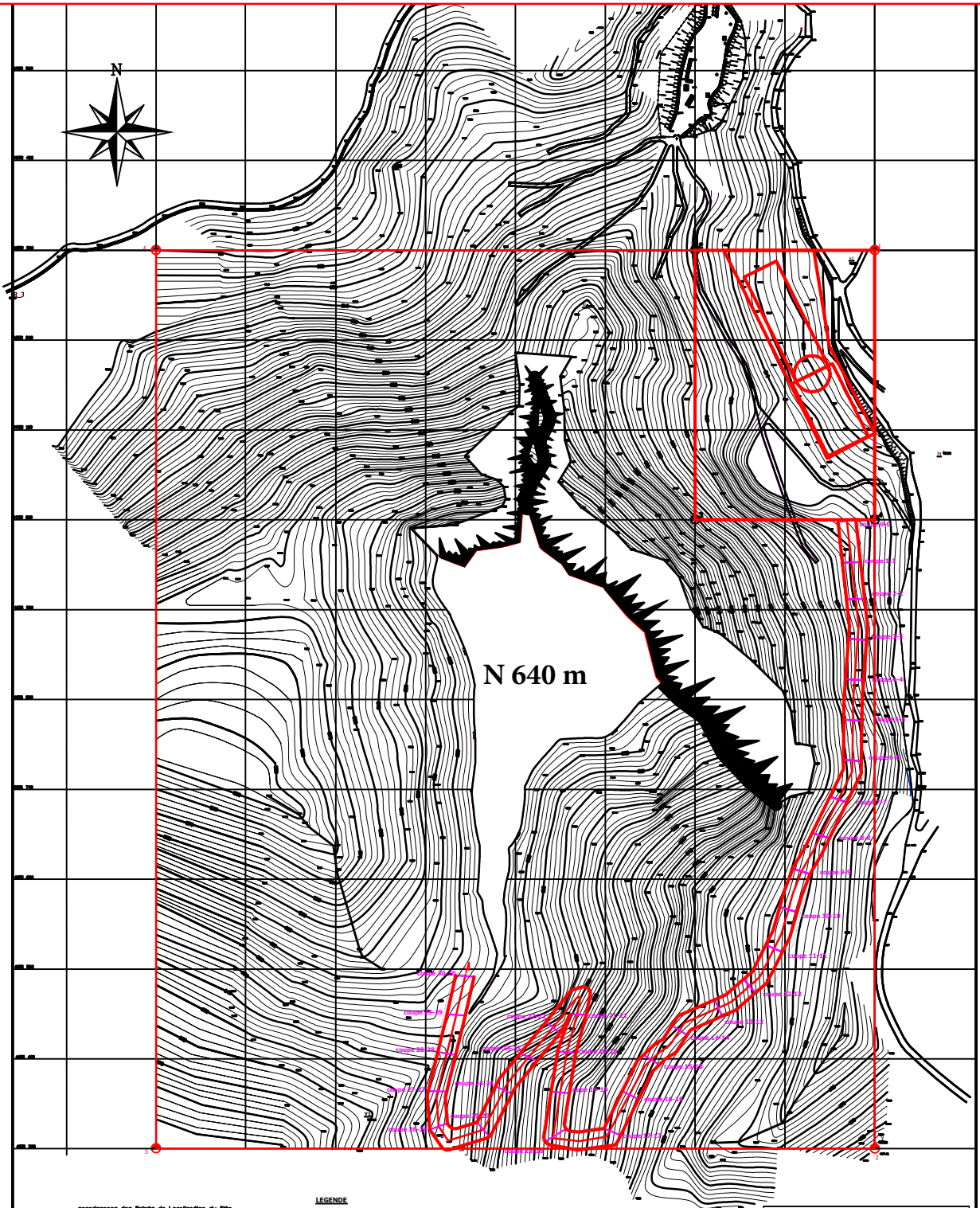
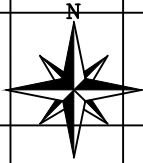
Implémentation de la station de concassage et la piste de roulage

GISEMENT DE CALCAIRE DE MAHANSIA
KEDDARA II COMMUNE DE KHEROUBA
D'AIR A DE BOUDOUAGHOU W. BOUMERDES

Echelle: 1:200

1:200

1:200



N 640 m

Coordonnées des Points de Localisation du Site

Point	Longitude (WGS 84)	Latitude (WGS 84)
1	008 450	34 000 000
2	008 450	34 000 000
3	008 450	34 000 000
4	008 450	34 000 000

Superficie du Parcelaire : 80 Ha

Nature Juridique du Terrain : Bonanisi

Contenance des Parcelles Individuelles de Zone d'Urbanisation

Parcelle	Superficie (m²)		
	X	Y	Z
01	80 000,00	800 000,00	640 000,00
02	80 000,00	800 000,00	640 000,00
03	80 000,00	800 000,00	640 000,00
04	80 000,00	800 000,00	640 000,00
05	80 000,00	800 000,00	640 000,00
06	80 000,00	800 000,00	640 000,00
07	80 000,00	800 000,00	640 000,00
08	80 000,00	800 000,00	640 000,00
09	80 000,00	800 000,00	640 000,00
10	80 000,00	800 000,00	640 000,00
11	80 000,00	800 000,00	640 000,00
12	80 000,00	800 000,00	640 000,00
13	80 000,00	800 000,00	640 000,00
14	80 000,00	800 000,00	640 000,00

LEGENDE

- point
- courbe de niveau
- intervalle de courbe (équidistance 2,5 m)
- point de cote topographique
- eau
- route
- limite

ALGRAN

ALGRAN

7 Boulevard de la République, Algiers
BOITE POSTALE 21318

Société Algérienne Des Granulats

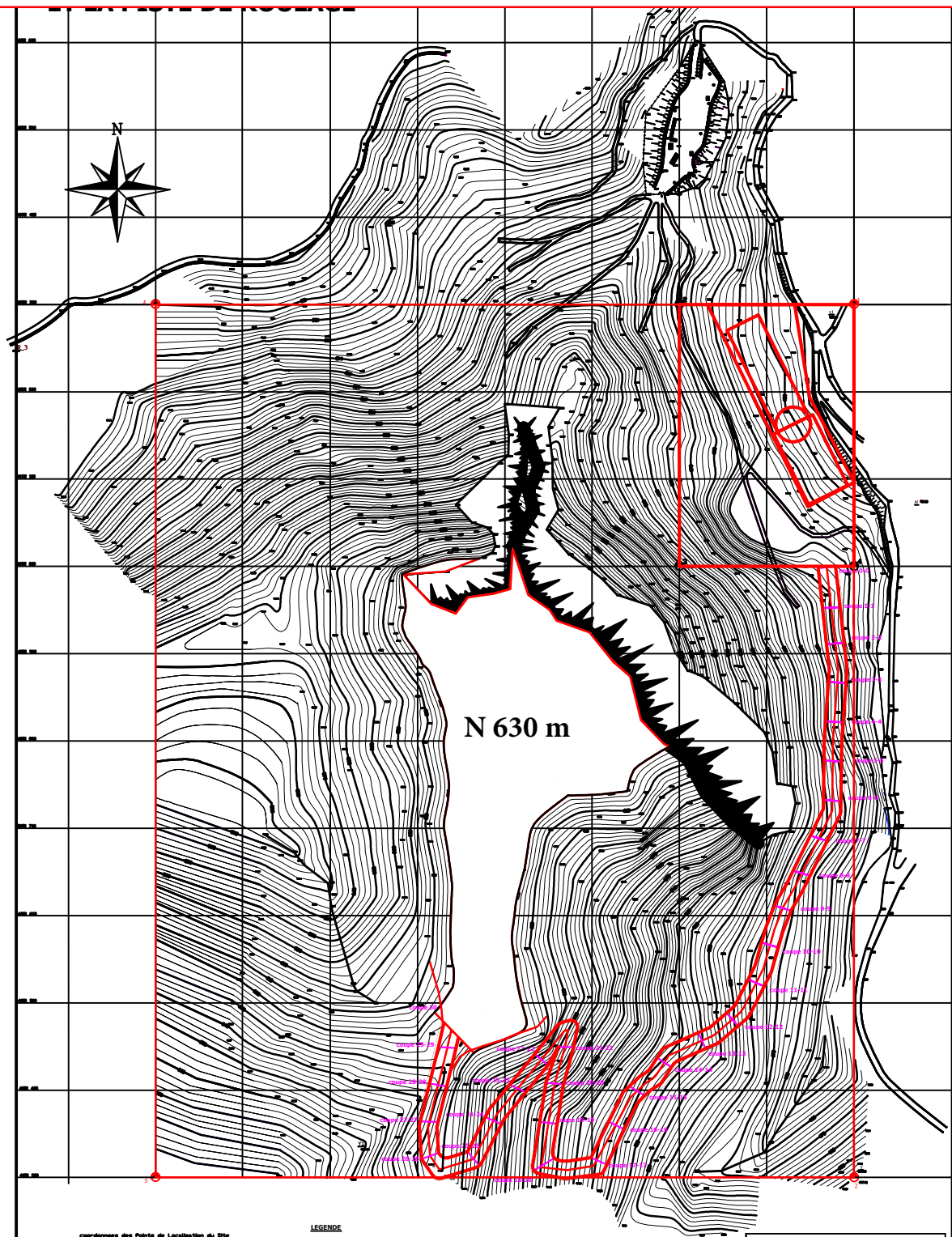
SIÈGE SOCIAL
DIRECTION GÉNÉRALE
B.P. 101, EL HANOUCHA, ALGER

Implémentation de la station de concassage et la piste de roulage

GISEMENT DE CALCAIRE DE RAMHANA
SECTORIALE ET COMMUNE DE KHEIROUA
DAIRA DE BOUDOUAOU W. BOUMERDES

ÉCHELLE 1:5000

1:5000



Coordonnées des Points de Localisation du Site

Point	Longitude (Easting)	Latitude (Northing)
1	582 000	7 100 000
2	582 000	7 100 000
3	582 000	7 100 000
4	582 000	7 100 000

Superficie du Parcelles : 88,18
 Nature Juridique du Terrain : Domestique

Parcelles : voir Plan d'Annexion de Son Parc à L'Etat

Parcelle	Superficie (m²)	Superficie (ha)
01	88 000 000	88,00
02	180 000 000	180,00
03	180 000 000	180,00
04	180 000 000	180,00
05	180 000 000	180,00
06	180 000 000	180,00
07	180 000 000	180,00
08	180 000 000	180,00
09	180 000 000	180,00
10	180 000 000	180,00
11	180 000 000	180,00
12	180 000 000	180,00
13	180 000 000	180,00
14	180 000 000	180,00
15	180 000 000	180,00
16	180 000 000	180,00
17	180 000 000	180,00
18	180 000 000	180,00
19	180 000 000	180,00
20	180 000 000	180,00

LEGENDE

- point
- limite du site
- limite des parcelles (Superficie > 2 000)
- limite des parcelles (Superficie < 2 000)
- route
- voie ferrée
- cours d'eau

ALGRAN

11 Avenue de l'Indépendance, 16000
 BP 10000, ALGER

Société Algérienne Des Granulats

REPRÉSENTANT
 LE GOUVERNEMENT ALGÉRIEN

**Direction Générale
 des Travaux Publics et de l'Équipement
 Urbain et Rural**

**Implémentation de la station de
 concassage et la piste de roulage**

GISEMENT DE CALCAIRE DE NAHANNIA
 NEPOUHAH CONCRETE ET RESEAUX
 DAIRA DE BOUDOUAOU W. BORDJERDES

Échelle: 1:200

01/09/2022

1/200

ALGRAN

11 Avenue de l'Indépendance, 16000
 BP 10000, ALGER

Société Algérienne Des Granulats

REPRÉSENTANT
 LE GOUVERNEMENT ALGÉRIEN

**Direction Générale
 des Travaux Publics et de l'Équipement
 Urbain et Rural**

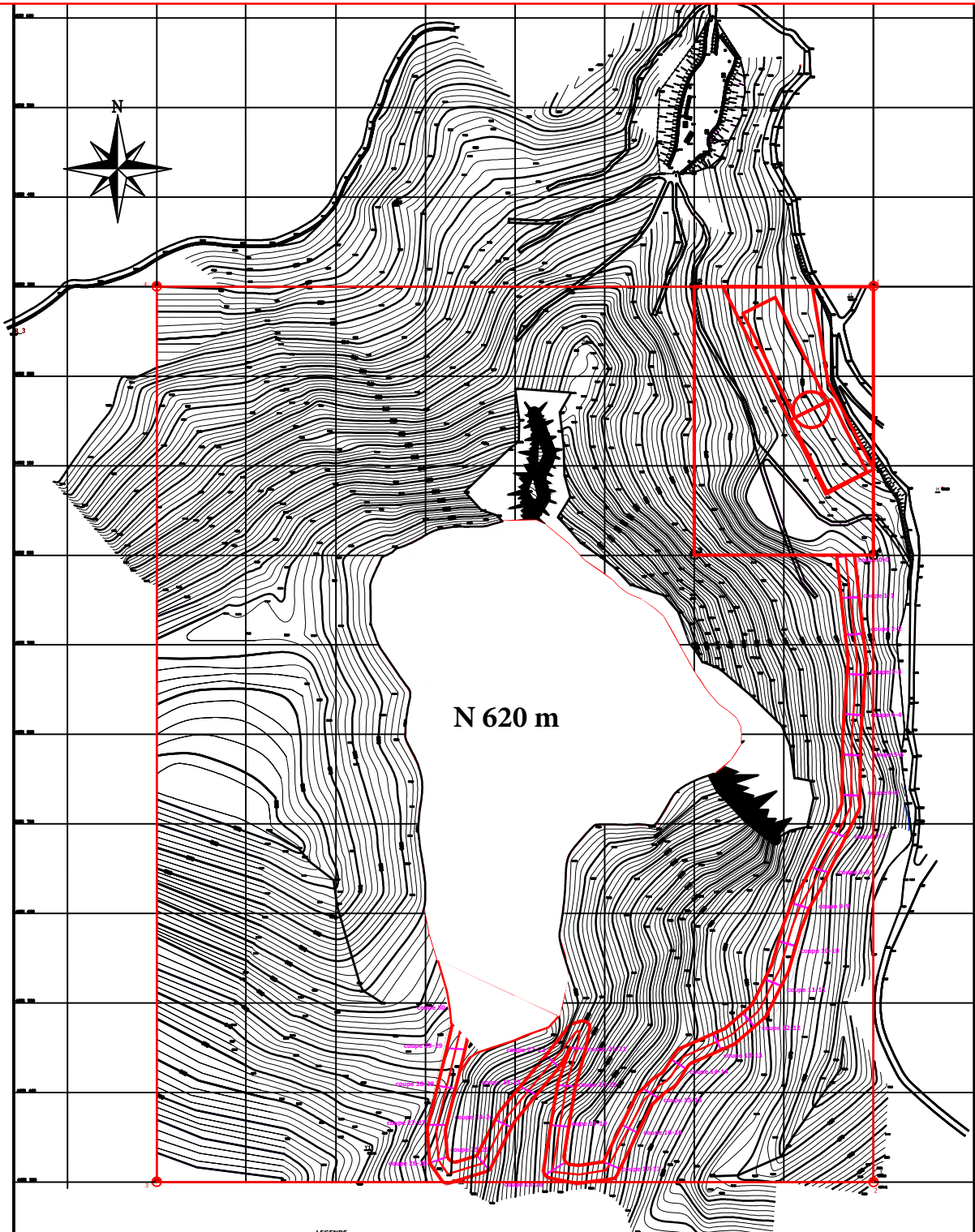
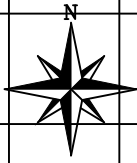
**Implémentation de la station de
 concassage et la piste de roulage**

GISEMENT DE CALCAIRE DE NAHANNIA
 NEPOUHAH CONCRETE ET RESEAUX
 DAIRA DE BOUDOUAOU W. BORDJERDES

Échelle: 1:200

01/09/2022

1/200



N 620 m

Coordonnées des Points de Localisation du Site

Point	X	Y
01	100 00	1 000 00
02	100 00	1 000 00
03	100 00	1 000 00
04	100 00	1 000 00

Superficie du Périmètre : 80 Ha

Nature Juridique du Terrain : Domainal

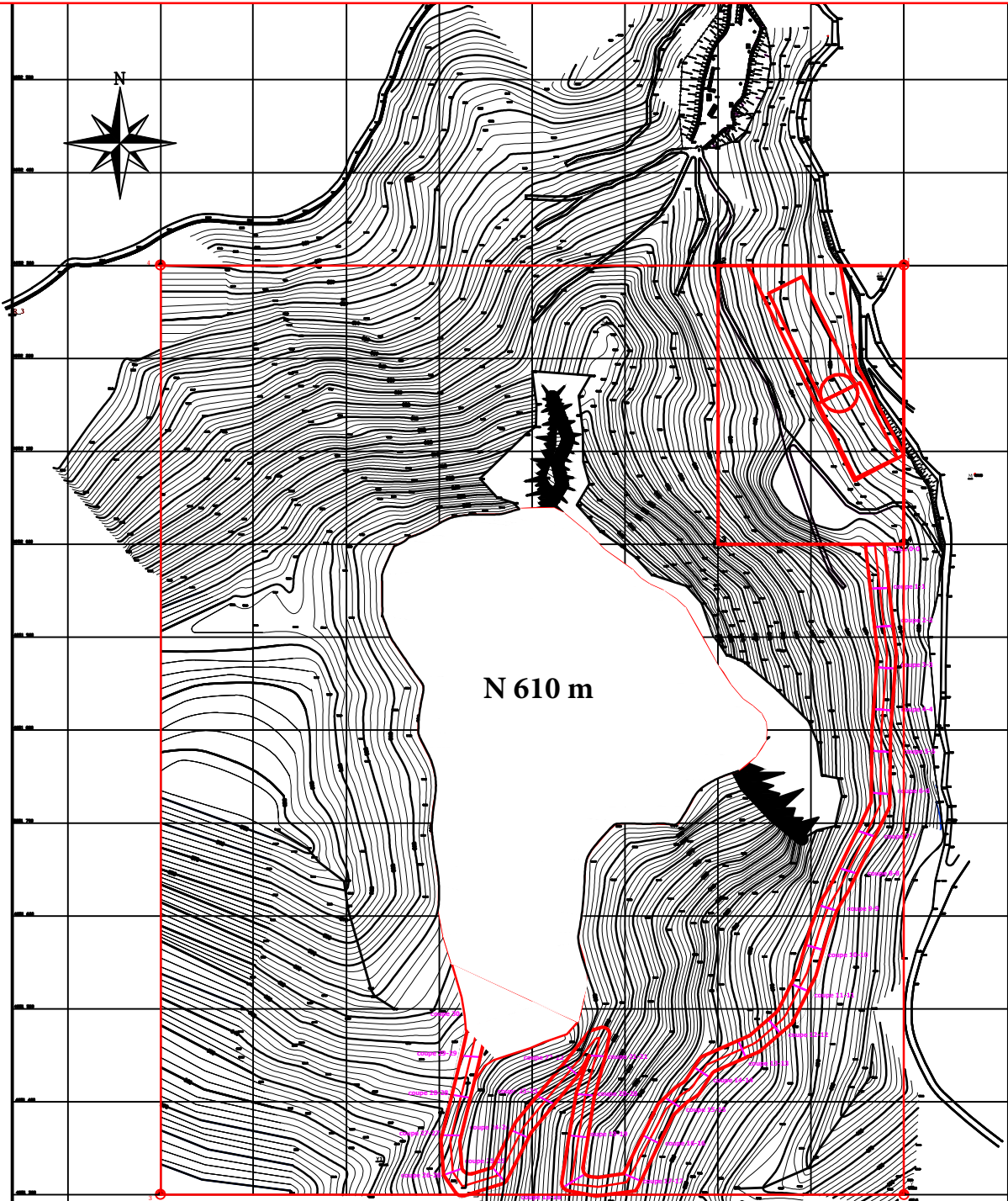
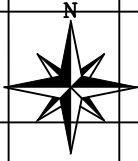
Coordonnées des Points de Localisation des Bâtes dans la Zone

Point	X	Y	Point	X	Y
01	100 000	1 000 000	06	100 000	1 000 000
02	100 000	1 000 000	07	100 000	1 000 000
03	100 000	1 000 000	08	100 000	1 000 000
04	100 000	1 000 000	09	100 000	1 000 000
05	100 000	1 000 000	10	100 000	1 000 000

LEGENDE

- 01 parcelle
- 02 limite du site
- 03 limite de terrain (Coordonnées 20 12)
- 04 limite de terrain topographique
- 05 route
- 06 route nationale
- 07 route

ALGRAN
 Société Algérienne Des Granulats
 DIRECTION GÉNÉRALE
 BORDJ, EL BARRACH W. ADER
 Implantation de la station de concassage et la piste de roulage
 GESTION DE CALCAIRE DE MAJANMA
 GÉNÉRALAT COMUNE DE KENDOUJA
 DARRA DE BORDJOUACH W. BOUMERDES
 01/01/2021
 01/01/2021
 1/01/2021



N 610 m

Coordonnées des Points de Localisation du Site

Point	Coordonnées UTM Zone 32
01	500 000 4 200 000
02	500 000 4 200 000
03	500 000 4 200 000
04	500 000 4 200 000

Superficie du Parcelaire : 80 Ha

Nature Juridique du Terrain : Domestique

Coordonnées des Points, Stationnés de Réf. Pour le Lotissement

Point	Coordonnées UTM	Altitude
01	500 000 4 200 000	420
02	500 000 4 200 000	420
03	500 000 4 200 000	420
04	500 000 4 200 000	420
05	500 000 4 200 000	420
06	500 000 4 200 000	420
07	500 000 4 200 000	420
08	500 000 4 200 000	420
09	500 000 4 200 000	420
10	500 000 4 200 000	420

- LEGENDE**
- parcelle
 - limite du site
 - limites de station (écartement 2,5 m)
 - points de bornage topographique
 - route
 - ruisseau
 - fossé

ALGRAN
Société Algérienne Des Granulats

ALGRAN
Société Algérienne Des Granulats

Société Algérienne Des Granulats

Direction Générale
RUE EL HADJAJE V. ALGER

Implantation de la station de concassage et la piste de roulage

GEOMETRIE CALCULÉE DE MOHAMED KEDDARAI COMMUNE DE KHROUBA DAIRA DE BOUDJOUAI W. BOUMERDES

ÉCHELLE: 1:500

0 10M 20M