



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

Memoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de Master en Mines

Option : Exploitation Minière

Présenté par

CHAGOUR Lahcene

BOUASRIA Redouane

Thème

***Ouverture et exploitation du gisement de calcaire de Djebel Sidi Yousef
« Ain Fezza - Tlemcen »***

Soutenu le 26/09/2016 devant le jury composé de:

Président: M^r. FREDJ M.

Promoteur: M^r. DJEZAIRI O.

Examineur: M^r. SAADOUN A.

Année Universitaire: 2015-2016

Remerciement

Avant tout, nous tenons à remercier Dieu le tout puissant qui nous à donner la force, la patience, le courage et la volonté pour mener à terme ce travail.

Nous adressons notre reconnaissance et nos remerciements à notre encadreur Mr : DJEZAIRI Omar pour ses conseils chaleureux, ses orientations, son encadrement, sa disponibilité et son aide précieuse à la réalisation de ce modeste travail, pour cela nous l'assurons de notre sincère gratitude et notre respect le plus profond.

Nos remerciements sont tout autant dédiés à l'examineur : Mr : M, FREDJ pour avoir acceptée de présider le jury

Nous remercions Mr ; A, SAADOUN. Pour le temps qu'il a consacré pour l'évaluation de ce mémoire.

Nous tenons à adresser nos sincères remerciements et le grand respect à l'ingénieur ZINE Lakhdar qui a contribué à la réalisation de ce modeste travail et qui a nous aidé tout au long de notre parcours.

Nos remerciements vont tout spécialement à nos familles, qui ont sus nous supporter et encourager tout au long de notre vie, ainsi que pour leur aide inestimable, leur patience et leur soutien indéfectible.

Enfin, nos remerciements s'adressent à tous les enseignants du département de mine et géologie et à toute personne ayant contribué de près ou de loin à la réalisation de ce travail.

Dédicace

A la mémoire de mon père avec lequel je n'aurais pas le plaisir de partager cet événement, mais qui est et qui demeura dans mon cœur et à jamais. J'espère que je saurai à la hauteur des valeurs que tu as semé en nous.

*A la plus belle créature que Dieu a créée sur terre,,
À cet source de tendresse, de patience et de générosité,,
À ma mère !*

À mes frères et ma sœur

A ma grande famille et toutes mes amies

*À tous les étudiants de la promotion 2015/2016
Option : exploitation minière*

A tous ceux qui, par un mot, m'ont donné la force de continuer

Redouane

Dédicace

Je tiens vivement, à dédier ce travail en signe de respect et de reconnaissance :

Aux deux personnes très chères qui ont partagé mes joies et mes Peines, qui ont été toujours à mes côtés, qui ont fait de moi ce que je suis aujourd'hui, qui ont toujours été là pour nous, et qui nous ont donné un magnifique modèle de labeur et de persévérance. : Ma mère et mon père « Que dieu t'accueille dans son vaste paradis »

A mes frères et sœurs,

Et à tous mes proches sans exception,

A Tous ceux qui ont contribué à m'aider à la réalisation de ce mémoire. Enfin, je le dédie à tous ceux que je connais et qui me connaissent de près ou de loin.

LAHCENE

SOMMAIRE

Sommaire.....	I
Liste des figures.....	II
Liste des tableaux.....	III
Liste d'abréviations.....	IV
Introduction générale	01
Chapitre I : Généralité sur le gisement de Djebel Sidi Yousef	
I.1.Situation géographique du gisement de Sidi-Youssef.....	02
I.2.Cadre climatique.....	04
I.2.1. Précipitation et température.....	04
I.2.2.Hydrogéologie.....	04
I.3. Cadre géologique	05
I.3.2. Géologique régionale.....	05
I.3.3. géologique locale du gisement.....	07
I.3.4. Tectonique.....	08
I.4.Réserves géologique et méthodes d'estimation.....	08
I.4.1. Généralités.....	09
I.4.2.Catégories des réserves.....	09
I.4.3. Estimation des réserves géologiques du gisement de Sidi-Yousef.....	10
Conclusion.....	11
Chapitre II : Propriétés et caractéristiques des massifs rocheux	
Introduction.....	12
II.1.Caractéristique des massifs rocheux	12
II.1.1.La matrice rocheuse.....	12
II.1.2.Les discontinuités dans un massif rocheux.....	12
II.2.Caractéristiques minéralogiques et pétrographique de la roche.....	14
II.2.1 .Caractéristiques pétrographique du calcaire.....	14
II.2.2. Caractéristiques minéralogiques.....	15
II.3. Propriétés chimiques.....	15
II.4. Caractéristiques intrinsèques.....	16
II.4.1. Coefficient de broyabilité BR.....	16
II.4.2. Coefficient Los- Angeles.....	16
II.4.3. Coefficient Deval et Micro-Deval.....	17

II.5. Caractéristiques physiques.....	18
II.5.1. Densité.....	19
II.5.2. Perméabilité.....	19
II.6. Caractéristiques mécaniques.....	19
II.6.1. Résistance à la compression.....	20
II.6.2. Résistance à la traction.....	21
II.6.3. Résistance au cisaillement	21
II.6.4. L'angle de frottement interne (φ).....	21
II.6.5. Cohésion(C).....	22
II.6.6. Les déformations.....	22
II.6.7. L'élasticité.....	22
II.6.8. La plasticité.....	22
II.7. Propriétés technologiques de roche.....	22
II.7.1. Dureté de la roche.....	22
II.7.2. Degré de fissuration.....	23
II.7.3. Degré de la viscosité.....	23
II.7.4. Coefficient de foisonnement	23
Conclusion.....	24

Chapitre III : L'ouverture de la carrière

Introduction.....	25
III.1. Accès et ouverture du gisement.....	25
III.1.1. Classification des tranchées capitales	25
III.1.2. Disposition des tranchées.....	26
III.1.3. Mode d'ouverture du gisement de Djebel Sidi Yousef.....	27
III.2. Schéma d'ouverture du gisement de Djebel Sidi Yousef.....	29
III.2.1. Travaux de découverte.....	30
III.2.2. Traçage de la piste principale et ses caractéristiques.....	31
III.2.3. Préparation de la station de concassage.....	33
III.2.4. Creusement de la tranchée d'accès	34
Conclusion.....	36

Chapitre IV : Processus et technologie d'exploitation du gisement

Introduction	37
IV.1. Processus exploitation d'un gisement.....	37

IV.1.1. Méthodes d'exploitation à ciel ouvert	37
IV.2. Méthode d'exploitation du gisement de Djebel Sidi Yousef.....	38
IV.3. Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert.....	39
IV.3.1.Le gradin.....	39
IV.3.2 Largeur d'enlevure.....	40
IV.3.3. Plate-forme de travail.....	40
IV .4. Technologie d'exploitation du gisement.....	42
IV.4.1.Abattage.....	42
VI.5. Conception du plan de tir.....	43
VI.5.1. Paramètres d'un plan de tir.....	44
VI.5.2. Diamètre du trou « d ».....	45
VI.5.3.L'inclinaison du trou « β ».....	45
VI.5.4. Choix de l'explosif.....	46
VI.5.5. Détermination de la banquette maximale par la méthode de LANGEFORS.....	48
VI.5.6. Correction du fait de la déviation des trous de mines.....	49
VI.5.7. Détermination de l'espacement.....	50
VI.5.8. La longueur de sous-foration « L_s ».....	50
VI.5.9. Détermination de la longueur de foration « L_f ».....	51
VI.5.10. Détermination du nombre de rangées.....	51
VI.5.11. Détermination de la répartition de la charge dans le trou de mine.....	51
VI.5.12. L'Amorçage.....	55
VI.5.13. La foration.....	58
VI.6. Le chargement.....	60
VI.6.1. Le rendement de la chargeuse.....	61
VI.6.2.Nombre des godets nécessaires pour charger un camion.....	62
VI.6.3. La durée de chargement d'un camion.....	62
VI.7. Le transport.....	63
VI.7.1. Rendement des camions.....	63
VI.7.2. Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production.....	64
IV .8. Planning et ordre d'exécution des travaux miniers dans la carrière	65
Conclusion.....	68
Conclusion générale.....	69
Références bibliographiques	

Annexes

Résumé

LISTE DES FIGURES

LISTE DES FIGURES

Chapitre I : Généralité sur le gisement de Djebel Sidi Yousef

Figure I.1 : Situation géographique de djebel Sidi Yousef.....	2
Figure I.2 : Situation géographique de la zone d'étude.....	3
Figure I.3 : Log litho-stratigraphique synthétique des monts de Tlemcen.....	7

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques des massifs rocheux

Figure II.1 : Exemple de diaclase dans la roche de calcaire.....	13
Figure II.2 : Exemple d'une faille.....	14

Chapitre III : L'ouverture de la carrière

Figure III.1: La forme du tracé des demi-tranchées d'accès rectiligne.....	30
Figure III.2: La forme du tracé des pistes d'accès.....	31
Figure III.3 : Profil en largeur de la piste.....	33
Figure III.4 : Schéma de la station de concassage.....	34
Figure III.5 : Schéma de la disposition des trous lors de creusement de la tranchée. d'accès.....	35
Figure III.6 : Culbutage des roches à l'aide d'un bulldozer.....	35
Figure III.7: Élargissement de la plate-forme par trous.....	36
Figure III.8 : Tranchée à l'état final.....	36

Chapitre IV : Processus et technologie d'exploitation du gisement

Figure IV.1: Schéma de la plate-forme de travail (abattage à l'explosif).....	41
Figure IV.2: L'effet de l'onde de choc au pied selon l'inclinaison du trou.....	46
Figure IV.3 : Les différents paramètres du plan de tir.....	57
Figure IV.4 : Schéma de tir.....	58
Figure IV.5 : Sondeuse I NGERSOLL-Rand.....	60
Figure IV.6 : Chargeuse KOMATSU.....	63
Figure IV.7 : Dumper TEREX TR60.....	64

LISTE DES TABLEAUX

LISTE DES TABLEAUX**Chapitre I : Généralité sur le gisement de Djebel Sidi Yousef**

Tableau I.1 : Représentation des coordonnées du périmètre selon UTM.....	03
Tableau I.2: Estimation des réserves géologiques.....	11

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques des massifs rocheux

Tableau II.1 : Composition chimique de la roche calcaire de Djebel Sidi Yousef	15
Tableau II.2 : Echelle de broyabilité.....	16
Tableau II.3 : Essais Los Angeles.....	17
Tableau II.4 : Essais Micro-Deval.....	18
Tableau II.5: Exemple des intervalles de coefficient de perméabilité.....	19
Tableau II.6 : Essais à la compression.....	20

Chapitre III : L'ouverture de la carrière

Tableau III.1: Calcul des réserves exploitables en tonne.....	29
--	----

Chapitre IV : Processus et technologie d'exploitation du gisement

Tableau IV.1 : Angles des talus des tranchées en fonction de leur dureté des roches.....	40
Tableau IV.2: Les caractéristiques des explosifs utilisés.....	47

LISTE D'ABREVIATIONS

LISTE DES ABREVIATIONS

LISTE DES ABREVIATIONS

C.E.T.I.M : Centre d'Etude et de services Technologiques de l'Industrie des Matériaux de Constitution.

UMABT : Union Maghrébine Agrégat et Briqueterie Tlemcen.

SiO₂: Quartz.

Al₂O₃: Alumine.

Fe₂O₃ : l'hématite ; (Oxyde de fer).

MgO: Magnésie.

SO₃: Sulfates.

K₂O: Oxyde de potassium.

Na₂O: Oxyde de sodium.

CaO: Chaux.

PF : Perte au feu à 1 000 °C.

Ch : Chargement.

m : Mètre.

m³ : Mètre cube.

Kg : Kilogramme.

M : La masse.

Moy : Moyenne.

Kgf/cm³ : kilogramme force /centimètre cube.

ONEX : Office National des Explosifs.

T : Tonne.

Tr : Trous.

UTM : cordonnée de localisation selon le mode UTM.

V : Volume.

ρ : La masse volumique.

Q : Quantité de matériau.

BR : Coefficient de broyabilité.

LA : Coefficient Los- Angeles

MDE : Coefficient Deval et Micro-Deval

R_c : Résistance à la Compression.

R_T : Résistance à la Traction.

F: la dureté.

LISTE DES ABREVIATIONS

C.S.E : Coefficient de Self Excitation.

**INTRODUCTION
GENERALE**

Introduction générale

L'unité de Djebel Sidi Yousef est l'une des plus grandes unités de l'Entreprise UMABT qui produit plus de 500 000 de tonnes par an de granulats.

Elle couvre une superficie de 25 hectares ; dans la région de l'Ouest d'Algérie au lieu-dit de Djebel Sidi Yousef, Commune de Ain Fezza, Wilaya de Tlemcen.

La situation stratégique de cette unité permet de satisfaire une production d'agrégats pour les routes, les chemins de fer et le béton hydraulique, et pour laquelle un projet d'ouverture et d'exploitation de ce gisement a été proposé par l'entreprise UMABT.

Un stage de trois semaines (mois de mars 2016) à l'unité de Djebel Sidi Yousef, m'a permis de réunir toutes les données essentielles pour pouvoir réaliser ce projet.

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 l'ouverture de la carrière ainsi que le régime de fonctionnement de la carrière, ses réserves, sa production et sa durée de vie, dont laquelle est estimée à environ de 38 ans d'exploitation, avec une production annuelle de 500 000 tonnes par an.
- 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 des travaux miniers et la mécanisation de ces travaux, à savoir l'abattage de la roche.

CHAPITRE I

Généralité sur le gisement de Djebel Sidi Yousef

I.1. Situation géographique du gisement de Sidi-Youssef

La carrière d'agrégats de Sidi-Youssef est située dans la Wilaya de Tlemcen à 4 km au Nord-est de la localité de Béni-Add et la Route Nationale RN°7. Le réseau routier bien entretenu au centre de la Wilaya de Tlemcen et entre Sidi-Bel-Abbès et Ain Tmouchent, relie toutes les daïras et communes.

Le chef-lieu de wilaya de Tlemcen et de Ain Tmouchent sont reliés entre eux par la Route Nationale RN2, la Route Nationale RN22 relie le chef-lieu de Wilaya de Tlemcen (au Nord) et Sebdou au Sud, le raccordement de la RN 22A à l'autoroute Est- Ouest est déjà réalisé par une bretelle au niveau d'Elkoudia au nord reliant Maghnia, Tlemcen et Sidi-Bel-Abbès.[1]

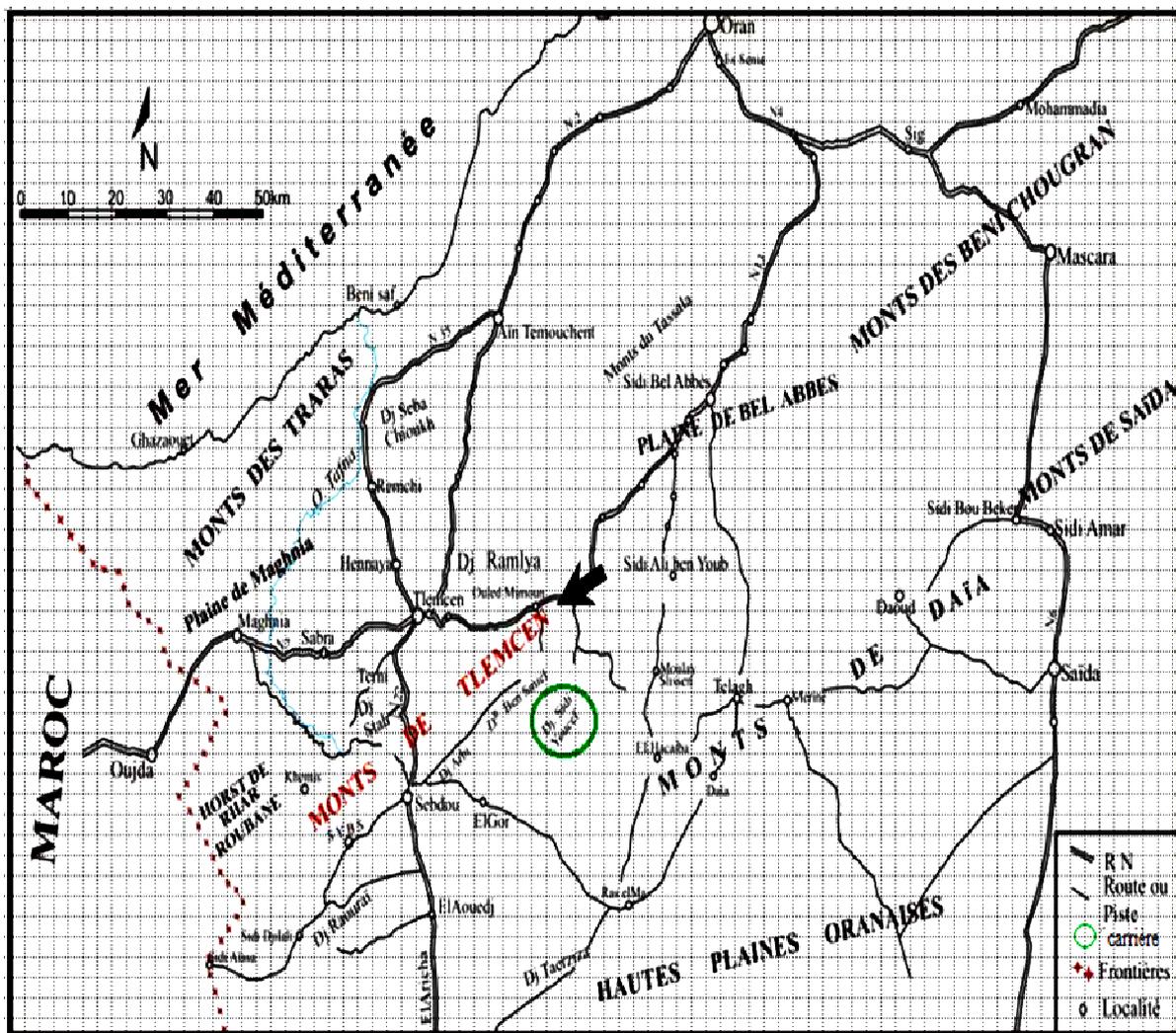


Figure. I.1 : Situation géographique de djebel Sidi Yousef [1]

Le périmètre d'étude est délimité par quatre bornes et défini par les coordonnées UTM suivantes le tableau ci-après.

Tableau I.1 : Représentation des coordonnées du périmètre selon le système UTM. [1]

point	X(m)	Y(m)
1	668600	3862800
2	668600	3863300
3	669100	3863300
4	669100	3862800

- Périmètre du terrain : 2000 m².
- Superficie de périmètre : 25 ha.
- Statut juridique du terrain : Domanial/forestier

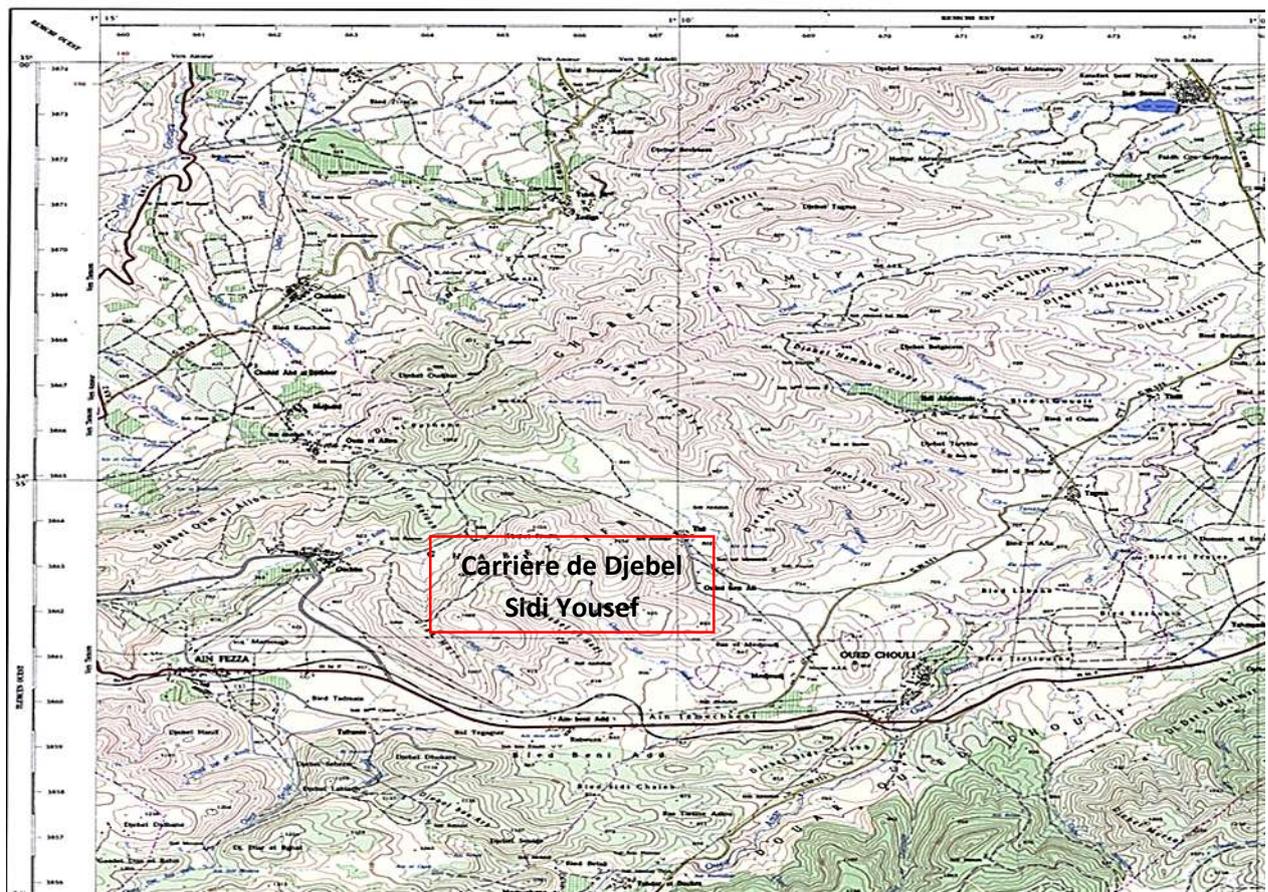


Figure I.2 : Situation géographique de la zone d'étude (carte top N°30 modifiée)

(Echelle 1/50 000) [1]

I.2.Cadre climatique [1]

La situation géographique et les différences d'altitudes rendent le climat plus complexe par la création de nombreux micro climats et confèrent à la région de Tlemcen une richesse floristique endémique tant rupicole, messicole que sylvicole, en faisant le temple des botanistes.

I.2.1. Précipitation et température

Le climat de Tlemcen est caractérisé par deux saisons bien distinguées:

➤ **Saison humide**

Elle s'étend d'Octobre à Mai avec des précipitations irrégulières et irrégulièrement réparties sur le territoire de la Wilaya dans l'espace et dans le temps. La moyenne de la pluviométrie de la Wilaya autour de 400 mm, ce chiffre peut atteindre 850 mm dans les Monts de Tlemcen et moins de 300 mm au Sud de Sebdou.

La température moyenne pour cette saison oscille généralement autour de 10° avec une température minimale pouvant aller jusqu'à moins 6°, les hivers sont donc assez rigoureux, avec vent, neige et gel.

➤ **Saison sèche**

Elle va du mois de Juin au mois de Septembre. La température moyenne de cette saison oscille autour de 26° avec un maximum pouvant atteindre 40°.

La température moyenne annuelle est de 18°.

I.2.2.Hydrogéologie

A l'exception des quelques nappes alluviales mises en évidence, telles que celles de Maghnia, de Zriga, d'Hennaya, et de Sidi Abdelli, qui sont intensément exploitées à des fins agricoles et d'alimentation en eau potable. Les monts de Tlemcen sont souvent appelés le château d'eau naturel de l'Ouest Algérien, ils occupent la partie centrale de la wilaya et représentent 28% de la superficie totale.

Les formations carbonatées du Jurassique supérieur et Crétacé basal sont largement karstifiées et constituent les aquifères les plus importants de la wilaya. Les ressources en eau karstiques des Monts de Tlemcen constituent par leur bonne qualité physico-chimique.

I.3. Cadre géologique [1]

I.3.1. Géologique régionale

La région d'étude s'intègre dans le domaine tellien compris entre les horsts de Ghar Roubane à l'ouest et la mole de Tiffrit à l'est.

Il est constitué de terrains d'âge jurassique supérieur et le crétacé. Le lias et le jurassique moyen n'affleurent que dans la partie occidentale, par contre le trias n'apparaît qu'en faveur de structures diapiriques.

La succession litho-stratigraphique de la région d'étude (Monts de Tlemcen) a été donnée en 1985 et 1999. [1]

Cette succession du Jurassique supérieur-Crétacé inférieur (Néocomien) présente des variations spectaculaires des faciès et des épaisseurs. Elle montre de bas en haut Figure I.

a. Le Jurassique supérieur

➤ Les Argiles de Saïda (Callovien-Oxfordien)

Épaisseur moyenne est d'environ 200m. Cette formation hétérochrone est constituée d'une alternance d'argiles et de grès très riches en structures et figures sédimentaires. Les caractères sédimentologiques de cette formation lui confèrent un caractère flyschoidé.

➤ Les Grès de Bou Médine (Oxfordien supérieur-kimméridgien supérieur p.p.)

Épaisseur moyenne est d'environ 300m ; Il s'agit d'une alternance d'argiles rouges ou vertes et de grès montrant des litages obliques ou entrecoupés. Dans quelques endroits, les bancs gréseux renferment des fossiles (huîtres et brachiopodes).

➤ Les Calcaires de Zarifet (Kimméridgien supérieur)

Épaisseur moyenne est d'environ 100m, ce sont des calcaires dolomitiques à structures fenestrées. Ils renferment souvent des algues et des foraminifères (Lituolidés).

➤ Les Dolomies de Tlemcen (Kimméridgien terminal)

Épaisseur moyenne est d'environ 200m. Cette formation suivie localement par la formation dite « Calcaires de Stah » est essentiellement dolomitique admettant çà et là des laminites stromatolitiques.

➤ **Les Marno-calcaires de Raouraï (Tithonien basal)**

Epaisseur moyenne est d'environ 60m, marquée par des variations importantes des épaisseurs, cette formation se caractérise par un ensemble marneux très riche en foraminifères. Latéralement le faciès passe à des marno-calcaires à intercalation de grès à grains fins. Il s'agit des « Marno-calcaires de Hassi Haddou ».

➤ **Les Calcaires de Lato (Tithonien inférieur)**

Epaisseur moyenne est d'environ 50 m, c'est des calcaires micritiques parfois dolomitiques et oolithiques. Vers le sommet, la sédimentation présente des indices de Tidalflats.

➤ **Les Dolomies de Terni (Tithonien inférieur)**

Epaisseur moyenne est d'environ 50m Bien exposée sur le plateau de Terni, cette formation dolomitique débute par des niveaux à silex. Elle renferme parfois des bancs de calcaires oolithiques.

➤ **Les Marno-calcaires de Hariga (Tithonien supérieur)**

Epaisseur est d'environ 165m au Djebel Hariga d'El Gor ; c'est une alternance de calcaires à laminites et de marnes. Latéralement le faciès passe à des calcaires dolomitiques.

➤ **Les Marno-calcaires d'Ouled Mimoun (Tithonien supérieur à Berriasien basal)**

Epaisseur moyenne est d'environ 250 à 300m Constituée à la base par une alternance d'argiles rouges, de grès et de calcaires lumachelliques « Grès de Merchiche », cette formation montre vers le haut une variation latérale des faciès. Elle correspond soit à des calcaires oolithiques soit à des calcaires dolomitiques.

b. Le Crétacé inférieur (Néocomien)

➤ **Les Argiles de Lamoricière (Berriasien moyen à Valanginien)**

Epaisseur maximale est d'environ 225 m à El Rhoraf, c'est une formation à dominante argilo-gréseuse ; il est à noter que la partie inférieure, essentiellement argileuse, admet de nombreuses intercalations de grès et de calcaires parfois lumachelliques ou

oncolithoques. Latéralement, les Argiles de Lamorcière passent à des dépôts moins marins et nettement plus détritiques « Grès de Hassi Zerga » et qui dépassent 500 m d'épaisseurs.

➤ Les Grès de Berthelot (Hauterivien)

Epaisseur moyenne est d'environ 150 m, cette formation est composée d'une alternance de grès et d'argiles auxquelles font suite des bancs essentiellement carbonatés. Notons que dans la région de Sebdou, la série exposée se termine par des dépôts de calcaires d'âge Barrémien supérieur à Aptien. Il s'agit de la formation dénommée « Calcaires de Zygine ».

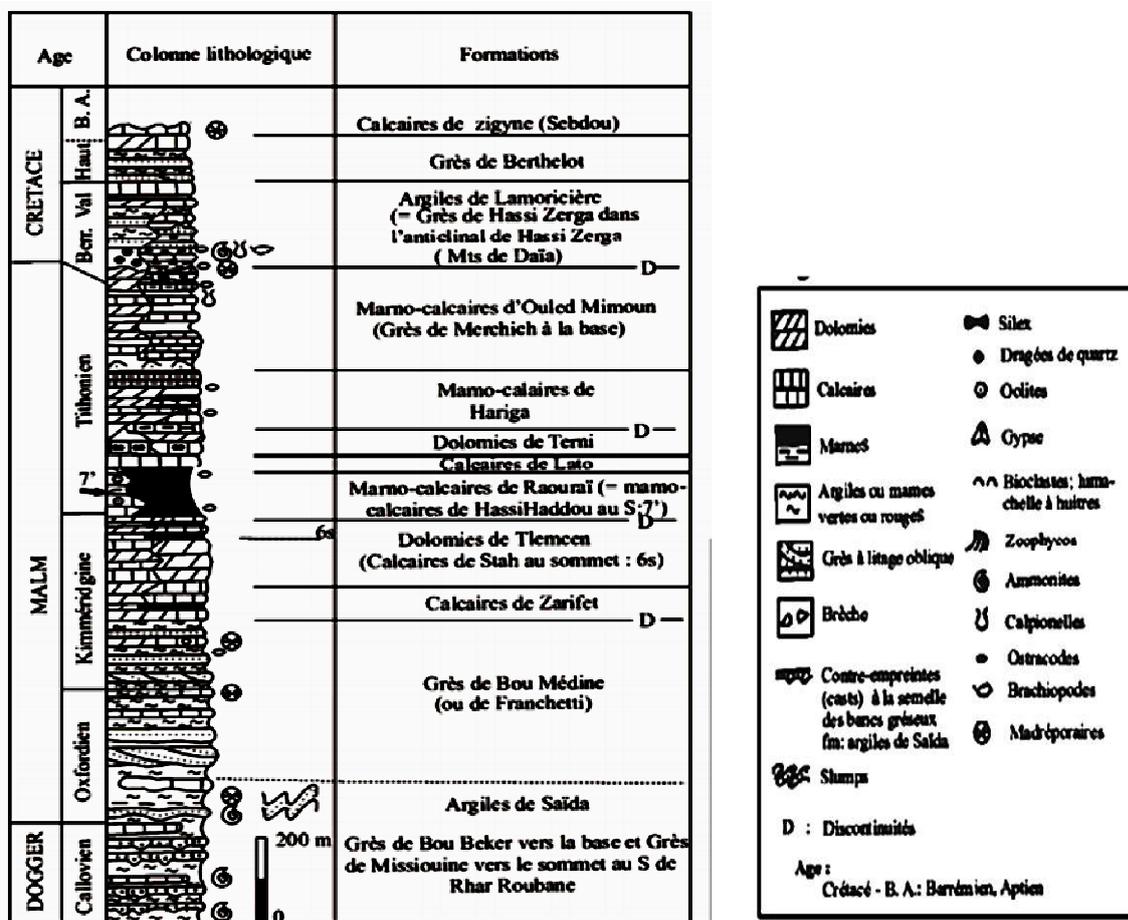


Figure I.3 : Log litho-stratigraphique synthétique des monts de Tlemcen [1]

I.3.2. Géologie locale du gisement

Le gisement de Sidi Youssef est représenté par une formation des calcaires datée de crétacée et repose en concordance sur le jurassique.

Les puits réalisés montrent que le gisement est représenté par des calcaires gris clairs, dispose en bancs d'ordre métriques, horizontales.

Localement, il se présente sous forme d'un monoclinale de direction longitudinale gisant sous un pendage de 10 à 15 degrés plongeant vers le sud-est.

A l'intérieur de la zone Sud-ouest paraît très perturbée. Il n'est pas possible cependant de subdiviser ce secteur car les données deviendraient insuffisantes pour tout traitement statistique ou géostatistique.

Dans les deux secteurs, les couches gisent en monoclinale doux sous un pendage d'environ 10 à 12° sud-est.

I.3.3. Tectonique

Une faille normale très évidente affecte la partie sommitale du site en engendrant un rejet vertical de 30 à 40m et longe ses limites septentrionale et orientale.

Un autre accident cassant accompagné des failles secondaires affecte et perturbe la partie Sud-ouest du gisement. Il s'agirait d'une faille normale de direction Est-Ouest qui semble affecter le terme calcaire avec un rejet vertical de plus de 25m qui a engendré la surélévation du monticule délimitant le gisement dans sa partie sud-ouest.

D'autres accidents cassants de moindre importance, affectent sans rejets notables la corniche calcaire qui longe le gisement dans sa partie occidentale.

I.4. Réserves géologique et méthodes d'estimation

I.4.1. Généralités

La prospection détaillée est l'étude définitive des réserves d'un minerai et de sa répartition suivant les parcelles isolées. Dans le processus de prospection détaillée, on précise également les caractéristiques du gisement de minerai, 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 minerai 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 minerai du gisement, la

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

I.4.2. Catégories des réserves [2]

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 (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 (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.

I.4.3. Estimation des réserves géologiques du gisement de Sidi-Yousef [5]

Les réserves géologiques sont calculées d'après la méthode des sections ; la surface du gisement de Sidi-Yousef a été balayée par (05) cinq coupes orientées Nord-Ouest ; Sud-est selon le pendage des couches de calcaires distant l'une de l'autre respectivement de 100 m. Au Sud-ouest et au Nord-est, les distances entre coupes et point de calcul sont respectivement 149 m et 95 m. La côte minimale des coupes (niveau de base) est de 745m, correspondant au point minimal de la planchée de la carrière.

La quantité des réserves géologiques ont été déterminés d'après les formules suivantes :

- Si le rapport : $(S_1 - S_2) / S_2 < 0.4$:

$$Q = \frac{S_1 + S_2}{2} \times L \times \rho \dots\dots\dots (1)$$

- Si le rapport : $(S_1 - S_2) / S_1 > 0.4$:

$$Q = \frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 + S_2}}{3} \times L \times \rho \dots\dots\dots (2)$$

Le recours au coefficient de corrélation serait indispensable dans le cas où la différence entre les surfaces des deux sections atteignant les 40 %.

- Q : la quantité de matériau en tonnes (t)
- S_1 : la surface du niveau 1 (m^2)
- S_2 : la surface du niveau 2 (m^2)
- L: l'intervalle entre les deux niveaux (m)
- ρ : la masse volumique de la roche $\rho = 2.6 \text{ t/m}^3$.

Tableau I.2: Estimation des réserves géologique [1]

Coupe	Surface (m ²)	Surface moyenne (m ²)	Intervalle entre les coupes (m)	Volume réserves (m ³)	Quantité réserves (t)	Formule
A-A'	10733	14355	150	2153241	3 798005	$Q = \frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 + S_2}}{3} \times L \times \rho$
B-B'	18312					
B-B'	18312	20869	150	3130305	8138793	$Q = \frac{S_1 + S_2}{2} \times L \times \rho$
C-C'	23425					
C-C'	23425	28982	100	2898190	7535294	$Q = \frac{S_1 + S_2}{2} \times L \times \rho$
D-D'	34539					
D-D'	34539	35302	100	3530172	9178 448	$Q = \frac{S_1 + S_2}{2} \times L \times \rho$
E-E'	36064					
Total(t)	28 650 540					

Conclusion

Le gisement de Sidi-Yousef est représenté par des calcaires micritiques renfermant des fossiles (foraminifères), et présentant parfois des endroits de dolomie.

De point de vue mécanique ces calcaires présentent une bonne résistance aux chocs et aux frottements, qui peuvent être utilisés dans le domaine hydraulique et pour le revêtement routier.

Les réserves géologiques calculs en catégorie B1 sont estimées à l'ordre 28 650 540 tonnes, donc ces réserves qualitativement et quantitativement exploitable.

CHAPITRE II

Propriétés et caractéristiques de la roche de gisement de Sidi Yousef

Introduction

Dans ce chapitre, nous traiterons la matrice rocheuse, ses caractéristiques minéralogiques et pétrographique ; propriétés chimiques ; caractéristiques intrinsèques, caractéristiques physico-mécaniques et propriétés technologiques de la matrice rocheuse.

II.1.Caractéristique des massifs rocheux

II.1.1.La matrice rocheuse

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

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

- Les blocs sont constitués par un matériau appelé la matrice rocheuse ;
- Les blocs sont délimités par des fissures naturelles que nous désignerons sous le terme de discontinuité.

Les techniques de prélèvement d'échantillons sont :

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

Dans tous les cas, il est important de bien orienter l'échantillonnage par rapport à la verticale, car les roches sont des matériaux souvent très anisotropes, leurs propriétés varient suivant la direction selon laquelle on les sollicite. [3]

II.1.2.Les discontinuités dans un massif rocheux

Tout massif rocheux, quelle que soit son histoire et sa localisation, possède des discontinuités. Celles-ci peuvent être prononcées, invisibles, cimentées ou bien ouvertes, mais elles existent.

Elles possèdent en commun les caractéristiques suivantes : une faible résistance au cisaillement; la résistance à la traction négligeable et une grande conductivité hydraulique,

tout ceci en comparaison de la matrice rocheuse environnante. En géologie on les regroupe par catégories :

➤ **Les diaclases**

Ce sont des fractures de la roche, issues d'une rupture par compression, traction ou cisaillement liées aux mouvements tectoniques. Les deux parties de la roche qui se sont constituées n'ont cependant pas bougé.

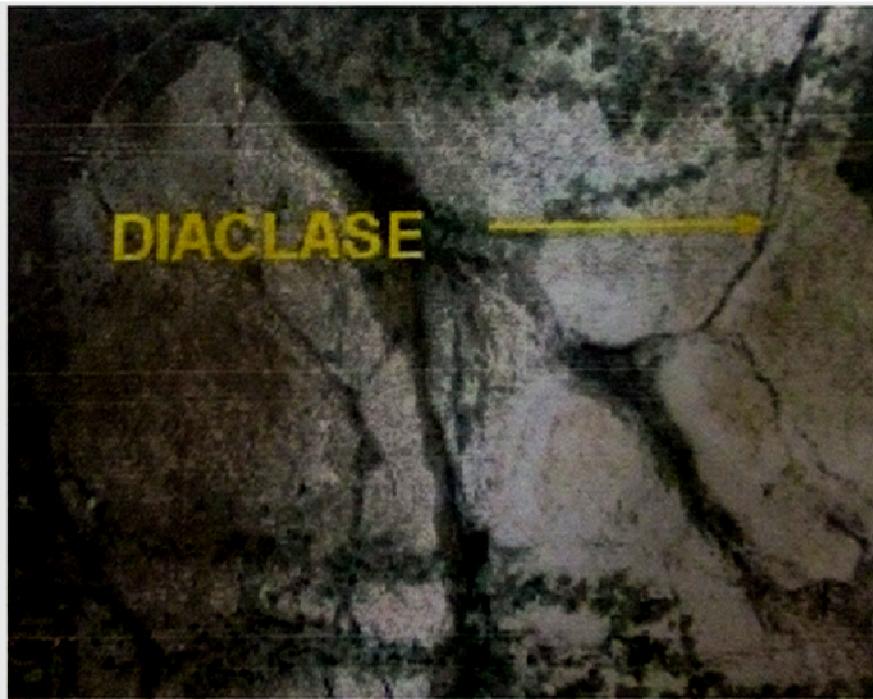


Figure II.1 : Exemple de diaclase dans la roche de calcaire. [3]

➤ **Les failles**

Ce sont des fractures identiques aux diaclases mais qui ont entraîné un mouvement relatif des deux parties de la roche encaissante. Un glissement a donc eu lieu le long de cette faille. Leur longueur varie d'une dizaine de centimètres à plusieurs centaines de kilomètres.



Figure II.2 : Exemple d'une faille. [3]

➤ **Les joints sédimentaires**

Dans les roches sédimentaires, ce sont les joints séparant deux couches d'époques et de conditions de dépôt différentes. Chaque couche ou strate constitue une « dalle » susceptible de se séparer de ses voisines.

➤ **La schistosité**

Dans les roches métamorphiques, la forte compression a perturbé et transformé l'organisation des minéraux internes. Ceux-ci se sont alignés selon une direction orthogonale à la compression et ont entraîné la formation de plan de rupture préférentiels. L'ardoise, qui est fendue selon cette schistosité, en est une bonne illustration.

Les discontinuités sont généralement des lieux de grande déformabilité, où la rupture est plus facile et où l'eau circule plus facilement. Elles transforment l'état de contraintes du massif à leur proximité. [4]

II.2.Caractéristiques minéralogiques et pétrographique de la roche [5]

II.2.1 .Caractéristiques pétrographique du calcaire

Les calcaires ont une structure micritique qui est représenté par des petits cristaux de calcite fortement imbriqués les uns aux autres et des foraminifères à tests oxydés

pluriloculaires avec un diamètre moyen de 0.15 mm relié par une matrice à structure micritique, rarement microsparitique.

La roche est craquelée par des fissures conjuguées multidirectionnelles oxydées qui recoupe tout le long de la roche, colmatées de calcite micritique avec une épaisseur moyenne de 0.02-0.07 mm. Par ailleurs on remarque des rares polygones de dolomies disséminées dans la roche, encore de dolomitisation, ce phénomène débute vers la périphérie et progresse vers le centre.

II.2.2. Caractéristiques minéralogiques

On remarque aussi un matériel détritique gréseux représenté par de grains de quartz de tailles hétérométriques de forme dubanguleuses à subbarondis, qui sont disséminées dans la roche, la composition minéralogique :

- CaCO₃: 96%.
- MgO: 03%.
- SiO₂: 01%

II.3. Propriétés chimiques [5]

La composition chimique du gisement de calcaire de Sidi Yousef réalisé sur 3 échantillons est illustrée dans le tableau suivant.

Tableau II.1 : Composition chimique de la roche calcaire de Djebel Sidi Yousef. [5]

N° d'échantillons	SiO ₂ %	Al ₂ O ₃ %	Fe ₂ O ₃ %	CaCO %	MgO %	SO ₃ %	K ₂ O %	Na ₂ O %	P.F %
1	0.37	0.12	0.09	54.09	1.24	0.08	0.04	0.01	43.93
2	1.74	0.69	0.30	53.04	1.05	0.20	0.20	0.01	42.72
3	0.62	0.18	0.09	53.71	1.51	0.08	0.04	0.01	43..73

La composition chimique montre que le taux de CaCO est très appréciable.

II.4. Caractéristiques intrinsèques [5]

II.4.1. 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.

$$BR = \frac{M_s}{M_i} \times 100 \dots \dots \dots (3)$$

- 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.

Tableau II.2 : Echelle de broyabilité. [5]

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

Coefficient de broyabilité pour le gisement de Djebel Sidi Yousef $BR \leq 35\%$.

$BR \leq 35\%$; c'est-à-dire que la broyabilité faible.

II.4.2. Coefficient Los- Angeles

Pour les granulats destinés à la construction routière, il est recommandé de déterminer l'indice de résistance à l'usure (essai de Los- Angeles).

Il sert à déterminer la résistance à l'abrasion de gros granulats (c'est-à-dire leur résistance à la fragmentation par choc et l'usure par frottements réciproques entre ceux-ci et la charge broyante composée d'un certain nombre de boulets d'acier de 47 mm de diamètre).

L'échantillon et les boulets sont mis en rotation dans un cylindre d'acier.

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

$$L_A = \frac{m}{M} \times 100 \dots \dots \dots (4)$$

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

La résistance aux chocs sur des échantillons de la roche a été testée par l'essai Los Angeles (LA) d'après la norme (NFP 18-573). Les valeurs obtenues sont regroupées dans le tableau ci-après

Tableau II.3:Essais Los Angeles. [5]

N° d'échantillons	Los Angeles (%)
1	22.04
2	24.54
3	21.38

II.4.3. Coefficient Deval et Micro-Deval

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

L'attrition correspond à la production de particules fines par frottement mutuel entre les granulats qui émoussent les arrêtes des particules.

L'essai Deval consiste à peser les éléments inférieurs à 1,6 mm produit dans un cylindre en rotation sur un échantillon de 7kg. C'est la même formule qui est appliquée pour le coefficient LA.

Par contre l'essai Micro Deval qui donne le coefficient de perte à l'usure est défini par le pourcentage des particules passant à travers les mailles du tamis à ouverture de 1,25 mm.

On place une prise d'essai (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. Le coefficient MDE (coefficient Micro Deval) est donné par la relation suivante :

$$MDE = \frac{500 - m}{500} \times 100 (\%) \dots \dots \dots (5)$$

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

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

$$MDE = \frac{DE}{80} \dots \dots \dots (6)$$

La résistance à l'usure des échantillons a été appréciée par l'essai Micro-Deval (humide) MD d'après la norme (NFP 18-572) :

Tableau II.4 : Essais de Micro-Deval. [5]

N° d'échantillons	Micro-Deval (%)
1	15.80
2	16.40
3	14.80

D'après les résultats obtenus de micro Deval et Los Angeles la roche présente de bonne résistance aux chocs et aux frottements.

II.5. Caractéristiques physiques [5]

Les propriétés physico-mécaniques des roches sont des facteurs essentiels qui influent sur le caractère de processus se produisant dans le massif rocheux après l'exécution des ouvrages.

Les caractéristiques physico-mécaniques des minéraux et des roches encaissantes influent considérablement sur le choix des méthodes de la conduite des travaux miniers et des engins des principaux processus.

Les principales propriétés physico-mécaniques des roches sont les suivantes : la densité, la masse volumique, la porosité, l'humidité, l'absorption en eau, le degré de saturation, ... etc.

II.5.1. Densité

La densité c'est le rapport de la masse d'un certain volume d'un corps ou d'un échantillon, à celle du même volume d'eau. La densité s'exprime en g/cm^3 ou t/m^3 et dépend de la composition chimique ainsi que de la structure.

On distingue deux types de densité, l'une est la densité apparente, et l'autre est la densité absolue.

D'après les analyses, qui ont été faites au niveau de laboratoire CETIM à Boumerdes sur la roche calcaire du gisement de Djebel Sidi Yousef:

- La densité absolue varie entre 2,62 à 2,58 t/m^3 , alors la densité absolue moyenne est : $D_{\text{abs}} = 2,6 \text{ t/m}^3$.
- La densité apparente varie entre 1,36 et 1,41 t/m^3 , alors la densité apparente moyenne est : $D_{\text{app}} = 1,39 \text{ t/m}^3$.

II.5.2. Perméabilité k (cm/s)

La perméabilité est exprimée par un coefficient de perméabilité k [cm/s], qui se détermine par la loi de Darcy.

Tableau II.5: exemple des intervalles de coefficient de perméabilité. [5]

Substance	Coefficient de perméabilité
Gravier	$10^{-1} < k < 10^{-2}$
Sable	$10^{-3} < k < 10^{-1}$
Limon et sable argileux	$10^{-7} < k < 10^{-3}$
Argile	$10^{-11} < k < 10^{-7}$
Roche apparemment non fissuré	$10^{-10} < k < 10^{-8}$

II.6. Caractéristiques mécaniques [5]

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 ...etc.

II.6.1. 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 :

$$R_c = \frac{F_{\max}}{S} (\text{Kgf/cm}^2) \dots\dots\dots (7)$$

- F_{\max} : la force de compression maximale en [kgf].
- S : la surface sur laquelle l'effort est appliqué [cm^2].

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

$$F = \frac{R_c}{100} \text{ donc } R_c = 100 \times F \dots\dots\dots (8)$$

- R_c : la résistance à la compression (kgf/cm^2).
- F : la dureté.

Tableau II.6: Essais à la compression. [5]

N° d'échantillons	Résistance à la compression (MPA)
1	118.7
2	103.6
3	94.3
4	82.5
5	82.8
6	142.2
7	87.8
8	122.6
9	76.7
10	125.8

Pour le gisement de djebel Sidi Yousef, la dureté de la roche varié entre 7.67 et 14.2, donc la résistance à la compression d'après la formule précédente varie entre : 767 et 1420 kgf/cm^2 .

Les valeurs des résistances la compression sont supérieures à 600 Kgf/cm^2 ; la roche présente une résistance élevée à la compression.

La moyenne arithmétique de la résistance à la compression $R_c = 1094 \text{ kgf/cm}^2$.

II.6.2. Résistance à la traction

La mesure de la résistance à la traction R_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 R_T est :

$$R_T = \frac{2 \times F}{\pi \times H \times D} (\text{Kgf/cm}^2) \dots \dots \dots (9)$$

- H et D : 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 :

$$R_T = (0,08 \div 0,12) \times R_c (\text{Kgf/cm}^2) \dots \dots \dots (10)$$

$$R_T = (0,08 \div 0,12) \times 1094 = 87.52 \text{ à } 131.28 \text{ Kgf/cm}^2$$

On prend $R_T = 109.4 \text{ kgf/cm}^2$ comme la résistance à la traction moyenne.

II.6.3. Résistance au cisaillement

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

$$R_{\text{cis}} = \frac{R_c}{3} = \frac{1094}{3} = 364.66 \text{ Kgf/cm}^2 \dots \dots \dots (11)$$

II.6.4. L'angle de frottement interne (φ)

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

$$\varphi = \frac{\text{arc.sin } R_c - 4 \times R_t}{R_c - 2R_t} \dots \dots \dots (12)$$

- R_c : résistance à la compression, (kgf/cm^2).
- R_t : résistance à la traction, (kgf/cm^2).

$$\varphi = \frac{\arcsin \frac{1094 - 4 \times 109.4}{1094 - 2 \times 109.4}}{1} = 86.53^\circ$$

II.6.5. Cohésion(C)

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

$$C_r = \frac{R_t \times R_c}{2\sqrt{R_t \times R_c - 3 \times (R_t \times R_t)}} \dots\dots\dots (13)$$

$$C_r = \frac{109.4 \times 1094}{2\sqrt{109.4 \times 1094 - 3 \times (109.4 \times 109.4)}} = 206.74 \text{ Kgf/ cm}^2$$

II.6.6. Les déformations

Les déformations peuvent être destructives et non destructives. Les déformations destructives provoquent la désagrégation des roches; les déformations non destructives changent les dimensions, la forme et le volume des roches sans destruction. Les déformations non destructives se répartissent en élastiques et plastiques.

II.6.7. L'élasticité

L'élasticité est la capacité des roches de reprendre leurs dimensions, forme ou volume initiaux, dès que les forces extérieures sont écartées.

II.6.8. La plasticité

On appelle plasticité lorsque la capacité de la roche de changer sa forme sans que le volume ne varie. Dans les conditions ordinaires les roches solides ne sont pas plastiques. La plasticité se manifeste dans les roches saturées par l'eau.

II.7. Propriétés technologiques de roche [5]

II.7.1. Dureté de la roche

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

$$F = \frac{Rc}{100} \dots\dots\dots(14)$$

- Rc : 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 Djebel Sidi Yousef variée entre 7.67 et 14.2, on prend la dureté $f = 10.94$ comme la dureté moyenne.

II.7.2. 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 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 :

$$M = \frac{L}{n} \dots\dots\dots(15)$$

- L : longueur de la partie du massif mesuré(m).
- n : nombre de fissures sur la partie mesurée.

II.7.3. Degré de la viscosité

La viscosité est la capacité de la roche à résister au détachement d'une certaine partie du massif. Le degré de viscosité est déterminé par la valeur de force de cohésion entre les particules de la roche et dépend de sa composition, sa structure, de la forme des particules, de la quantité de la substance cimentuse et de la teneur en eau.

II.7.4. Coefficient de foisonnement

Le coefficient de foisonnement exprime l'indice de fragmentation du volume après l'abattage du massif, pendant l'exploitation des roches.

La roche du gisement de Djebel Sidi Yousef possède le coefficient de foisonnement: $K_f = 1.5$.

Conclusion

Suite aux différents travaux exécutés au niveau du site et dont les analyses effectuées dans laboratoires CETIM de Boumerdes, ont abouti à des résultats sur les caractéristiques du massif rocheux du site.

Nous pouvons ainsi conclure que les calcaires de ce site présentent des qualités conformes aux normes conçues pour la production des granulats utilisés 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 40%. 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 Djebel Sidi Yousef, sous toutes réserves bien évidemment homogène et apte à être utilisé en qualité des granulats dans la confection des bétons et des briques.

CHAPITRE III

L'ouverture de la carrière

Introduction

L'ouverture d'un gisement a pour but, la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation.

Elle consiste à creuser des tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées de découpages qui permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitations

III.1. Accès et ouverture du gisement [10]

L'ouverture des gisements dans le cas d'une exploitation à ciel ouvert se fait généralement par tranchées. La tranchée est une excavation à ciel ouvert de grande longueur par rapport à sa largeur et de profondeur, de section trapézoïdale. Ses parois latérales s'appellent bords et la paroi inférieure est dite sole de tranchée. Les tranchées peuvent être pentées, horizontales, pentées et horizontale ensuite. On distingue :

- Les tranchées ou demi-tranchées principales qui donnent l'accès au gisement ;
- Les tranchées de découpage qui préparent le champ de la carrière à l'exploitation, autrement dit, ces tranchées permettent de réaliser un front initial des travaux d'exploitation.

L'ouverture d'un gisement dépend des facteurs suivants :

- Des réserves exploitables du gisement et des dimensions du champ de carrière ;
- Du relief de la surface du sol ;
- Des propriétés physique et mécanique des roches à exploiter ;
- De la méthode d'exploitation à prévoir ;
- De la production annuelle planifiée par la carrière ;
- De l'engin adopté ;
- Les caractéristiques géologiques et hydrogéologiques du gisement.

III.1.1. Classification des tranchées capitales

On classifiés les tranchées selon leur destination en :

a. Tranchées d'accès ou demi-tranchée d'accès

Ces tranchées donnent accès au gisement, permettent d'obtenir le front unilatéral de travail et assurent le transport des produits. Elles se conservent longtemps ou pendant toute la durée d'exploitation et peuvent être soit en dehors, leur pente moyenne est généralement inférieure a 12 %. Les tranchées d'accès sont des prolongements des gradins des tranchées principales. Elles peuvent être :

- **Tranchées extérieurs**

Elles sont creusées à partir de la surface du sol en dehors du champ de la carrière jusqu'à la limite de ce dernier au niveau de la plate-forme de travail de l'horizon auquel elle donne accès.

- **Tranchées intérieures**

Elles sont employées pour la découverte des champs d'exploitation plus profonds. Elles sont creusées suivant la limite de la carrière à partir de la surface du sol ou à partir de l'horizon précédemment découvert jusqu'au niveau de la plateforme de travail de l'horizon auquel elle donne accès. Ces tranchées sont creusées perpendiculairement au talus ou en diagonal. [10]

b. Tranchées de découpage

Leur creusement se fait sur la limite du champ minier a la cote finale des tranchées d'accès, soit dans les stériles, soit dans le minerai. L'ensemble des tranchées principales et des tranchées de découpage permet d'assurer finalement la découverte et l'exploitation du gisement.

Elles sont en général horizontales, et s'élargissent dans le temps pour constituer les gradins. [10]

III.1.2. Disposition des tranchées

La disposition des tranchées d'accès et de découpage par rapport au contour du champ minier est assez importante pour influencer sur la longueur de transport des charges à l'intérieur de la carrière et même sur la productivité. Elle tient compte principalement des caractéristiques du gîte (pendage, dimensions et forme) et relief du site.

a. Disposition des tranchées d'accès extérieures

La disposition des tranchées d'accès extérieur peut être :

- Latérale ;
- Bilatérale ;
- Centrale unique.

b. Disposition des tranchées d'accès intérieures

Les tranchées d'accès intérieures peuvent être disposées :

- Dans un seul bord de la carrière ;
- Dans plusieurs bords.

c. Disposition des tranchées de découpages

- Longitudinales ;
- Transversale.

III.1.3. Mode d'ouverture du gisement de Djebel Sidi Yousef

Le choix d'un schéma d'accès à ciel ouvert dépend des facteurs qui y influent sur le type d'ouvrage donnant l'accès au gisement :

➤ Critères de choix de mode d'ouverture

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

Généralement l'ouverture d'un gisement exploitable à ciel ouvert dépend des facteurs dont les principaux sont : les facteurs géologiques, miniers et économiques.

Le choix du schéma d'ouverture doit assurer :

- Le fonctionnement des engins au plein régime ;
- La récupération optimale de réserves du gisement;
- La production planifiée ;
- La sécurité du travail.

a. Facteurs géologiques

Ils existent beaucoup des facteurs géologiques mais les principales sont les suivants :

- la profondeur du gisement ;
- la puissance ;
- le pendage du gisement ;
- les dimensions du gisement.

b. Topographie de la surface

Le gisement de calcaire de Djebel Sidi Yousef est situé dans un relief montagneux à une pente de 10 %.

c. facteurs économiques

- dépenses capitales de la construction de la carrière ;
- rendement.

d. Facteurs technico-minières

- productivité de la carrière.
- durée de service de la carrière.
- moyen de mécanisation et sécurité de travail.

✓ **Régime de fonctionnement de la carrière [6]**

La carrière fonctionne selon le régime suivant :

- nombre de jours ouvrables par an:312 jours /an.
- nombre de jours ouvrables par semaine :6 jours /semaine.
- nombre de postes de travail par jour :2postes /jour + 1 poste de nuit.
- nombre d'heures de travail par poste :7 heures / poste.
- nombre d'heures de travail du poste de nuit :5 heures.
- nombre d'heures de travail par jour :19 heures.

✓ **Production annuelle de la carrière**

L'objectif de l'unité de Djebel Sidi Yousef est d'assurer une production annuelle :

$$P_a = 500\,000 \text{ tonne/an.}$$

✓ **Production mensuelle**

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

$$P_m = \frac{P_a}{N_{m/an}} \dots\dots\dots (16)$$

- P_a : Production annuelle 1 500 000 tonne/an.
- $N_{m/an}$: nombre de mois ouvrable par an, qui est égal à 12 mois. Donc

$$P_m = \frac{500\,000}{12} = 41\,666.7 \text{ T/mois}$$

✓ **Production hebdomadaire**

La production hebdomadaire (P_s) est déterminée par la formule suivante :

$$P_s = \frac{P_m}{4} \dots\dots\dots (17)$$

- P_s : Production hebdomadaire (T/semaine).
- P_m : Production mensuelle (T/mois).

$$P_s = \frac{P_m}{4} = \frac{41\,666.7}{4} = 10\,416.7 \text{ T/semaine}$$

✓ **Production journalière**

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

$$P_j = \frac{P_a}{N_{j/an}} \dots\dots\dots(18)$$

- P_a : Production annuelle(T/an).
- $N_{j/an}$: Nombre de jours ouvrables par an.

$$P_j = \frac{500\,000}{312} = 1\,602.6 \text{ T/jour}$$

✓ **Production horaire**

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

$$P_h = \frac{P_j}{N_h} \dots\dots\dots(19)$$

- P_j : Production journalière (T/jour).
- N_h : Nombre d'heures du travail par jours (19h).

$$P_h = \frac{1\ 602,6}{19} = 84,35 \text{ T/heure.}$$

✓ **Réserves exploitables [7]**

Les réserves exploitables calculées dans le contour des limites concernées par l'exploitation, sont de l'ordre de 18 909 357tonnes, calculées sur la base de 30 % de perte et de 4 % de découverte, considérant un poids volumique moyen égal à 2,6 tonnes/m³, voir ci-après le tableau.

Tableau III.1: calcul des réserves exploitables en tonne. [7]

Réserves géologiques (T)	Taux de perte (30%) (T)	Volume de découverte (4%) (T)	Réserves exploitables (T)
28 650 540	8 595 162	1 146 021	18 909 357

✓ **Durée de vie de la carrière [6]**

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

$$T = \frac{R_{exp}}{P_a} \dots\dots\dots(20)$$

R_{exp} : Réserves exploitables (tonne).

P_a : Production annuelle (tonne).

$$T = \frac{18\ 909\ 357}{500\ 000} = 38 \text{ ans.}$$

III.2. Schéma d'ouverture du gisement de Djebel Sidi Yousef

Etant donné que le gisement de Djebel Sidi Yousef de calcaire à exploiter est situé dans un relief montagneux à une pente de 10 %. L'accès au gisement se fait à l'aide d'une demi-tranchée, la forme de l'ensemble des demi-tranchées d'accès « trace, piste d'accès principale » est rectiligne, ces dernières creusées de bas (station de concassage) vers le haut à partir des niveaux 740 m jusqu'au sommet 890 m.

Ensuite pour réaliser le premier front de taille, il est nécessaire de creuser des tranchées de découpage, ces tranchées permettent de réaliser un front initial dans chaque niveau d'exploitation, en fonction du nombre de gradins dont la somme des hauteurs est égale à la profondeur finale de la carrière.

L'angle d'inclinaison longitudinale des demi-tranchées d'accès (piste d'accès principale), est de 10 %.

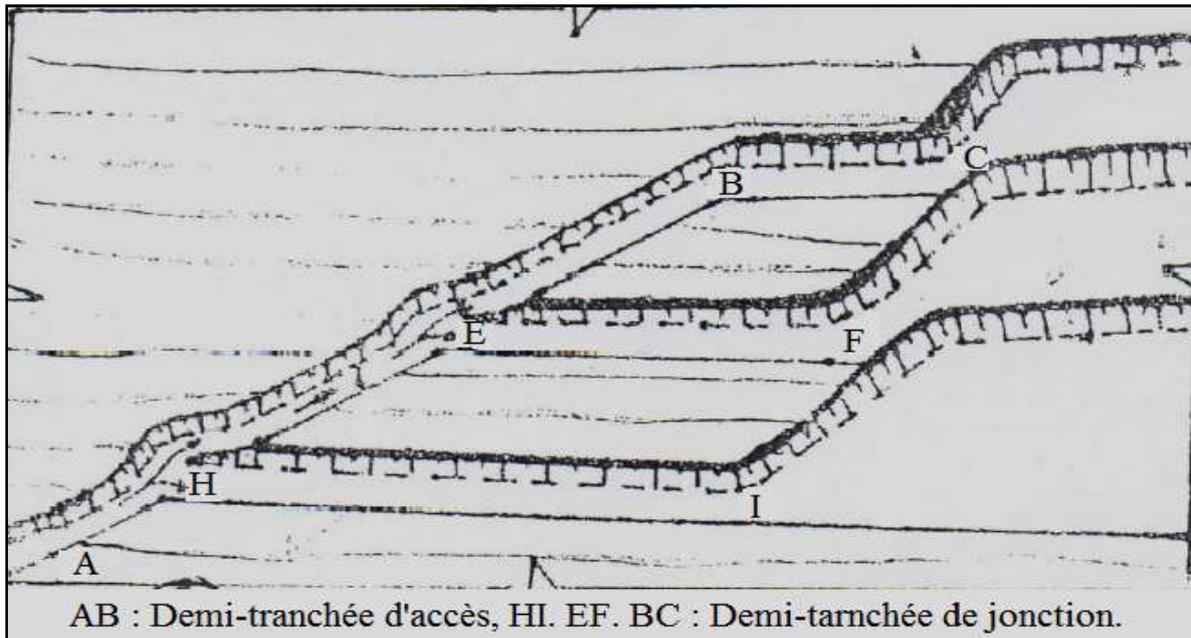


Figure III.1: La forme du tracé des demi-tranchées d'accès rectiligne. [2]

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

III.2.1. Travaux de découverte

Les travaux de découverte consistent à déplacer la terre de recouvrement vers les terrains réservés à cet effet, aménagée à l'intérieure du périmètre de champ minier.

La carrière de Sidi Yousef 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 très petite épaisseur de la surface du gisement. Le taux de découverte est de 4%.

III.2.2. Traçage de la piste principale et ses caractéristiques

La piste principale a été planifiée en tenant compte de la topographie du gisement (relief montagneux), 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 Ouest du gisement. Celle-ci a été dessinée avec le logiciel Auto CAD (voir annexe).

a. 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 Sud-est du gisement (740 m); dans une région présentant un relief pratiquement plat jusqu'au niveau supérieur de la carrière (890 m).

Ensuite, la piste suivra la courbe de niveau 740 jusqu'au niveau 890 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.

La piste principale ne présente qu'un seul virage avec un rayon de courbure supérieur à 23m, ce qui satisfait largement les exigences des camions utilisés.



Figure III.2: La forme du tracé des pistes d'accès. [Photo Google earth]

b. 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 bien étudiée avec des pentes limites, qui ne doit pas dépasser 10%.

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.

c. Largeur de la piste

La largeur de la chaussée des routes dépend des dimensions 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) :

$$T = a + (2 \times C) \dots\dots\dots (21)$$

- T : c'est la largeur de la piste. (m)
- a : largeur de la benne du camion, (a = 3 m).
- C : largeur de la bande de sécurité. (m)

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

- V : Vitesse moyenne de circulation des camions (V = 25 km / h).

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

Alors : $T = 3 + (2 \times 0.62) = 4.24 \text{ m}$

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

$$T = 4.24 \text{ m}$$

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

$$T = 2 \times (a + C) + X + r \dots\dots\dots (22)$$

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

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

Alors :

$$T = 2 \times (3 + 0,62) + 1,24 + 0,4 = 8.88 \approx 9 \text{ m}$$

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

$$T = 9 \text{ m.}$$

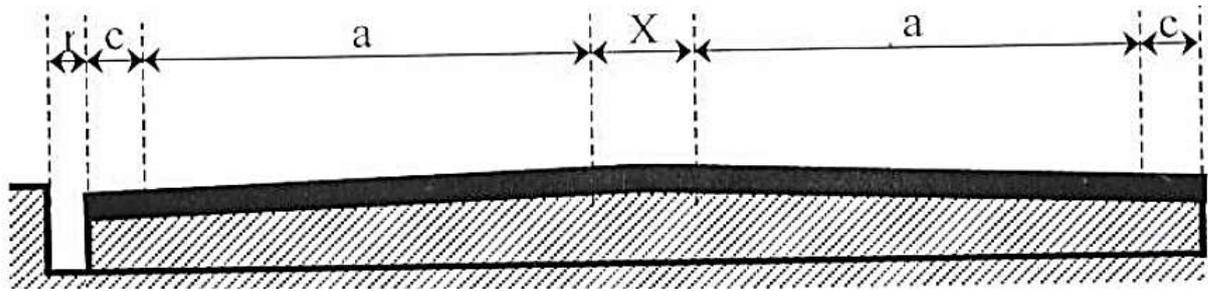


Figure III.3 : profil en largeur de la piste. [6]

d. Longueur de la piste

La piste principale possède une longueur totale de 850m (déterminée avec AutoCAD), à 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 890 m.

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.

III.2.3. Préparation de la station de concassage

Pour la réalisation des objectifs de production de 500 000 tonnes par an, il y'a lieu de prévoir d'acquérir une station de concassage d'une capacité de 85 tonnes/heure.

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

a. Préparation de l'assiette de la station

Elle consiste à:

- Délimiter le périmètre de l'assiette qui est de l'ordre de 720 m sur une superficie de 2.88ha.
 - 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 er illustrée dans le figure III.4.

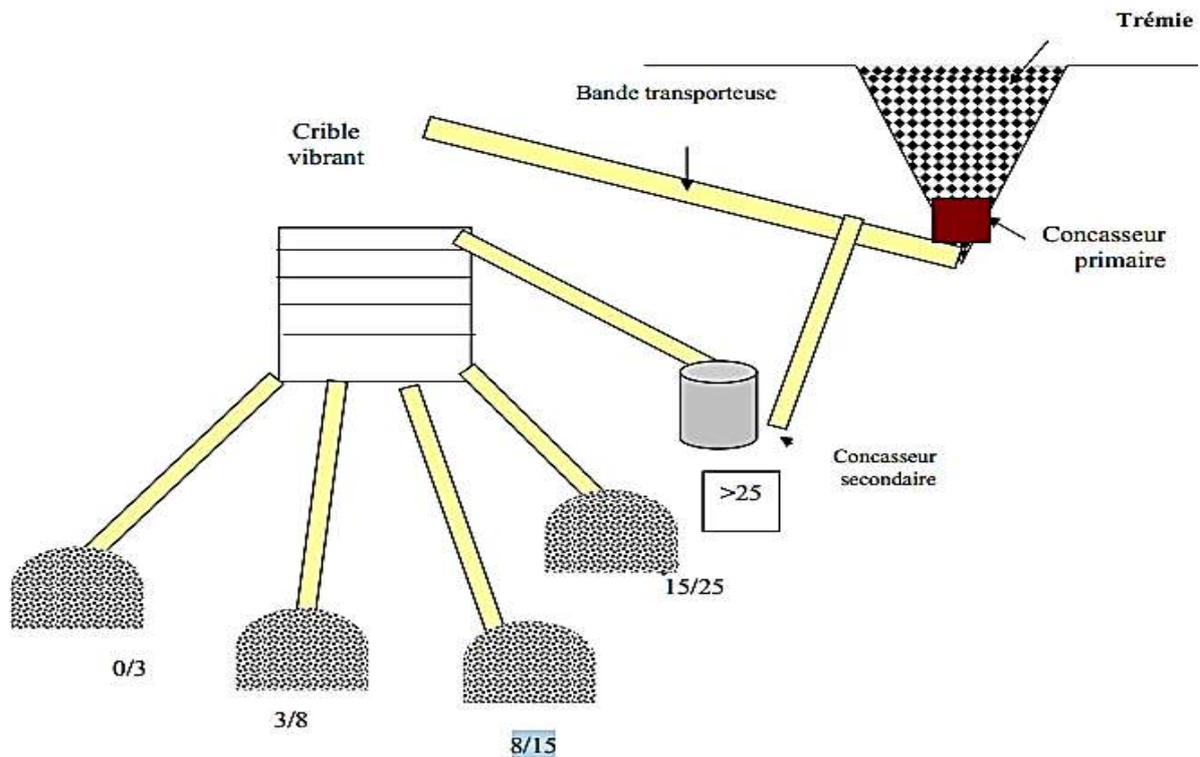


Figure III.4 : Schéma de la station de concassage. [6]

b. Installation du pont bascule

L'installation du pont bascule nécessite le creusement d'un fossé de dimension suivant:

- Longueur.....16 m ;
- Largeur..... 6 m ;
- Profondeur..... 1.5 m ;
- Volume..... 144 m³.

III.2.4. Creusement de la tranchée d'accès

Le creusement de la tranchée d'accès de Djebel Sidi Yousef est assuré par les travaux de forage et de tir. La réalisation de la tranchée d'accès se fait en 4 phases suivantes [10]:

1^{ère} phase :

A l'aide de chariot de forage on fore des trous de mines de diamètre $d_{tr}=110$ mm dont les longueurs varient de 0,8 à 2.5 m, dont le but est de créer une plate-forme de largeur égale 4m.

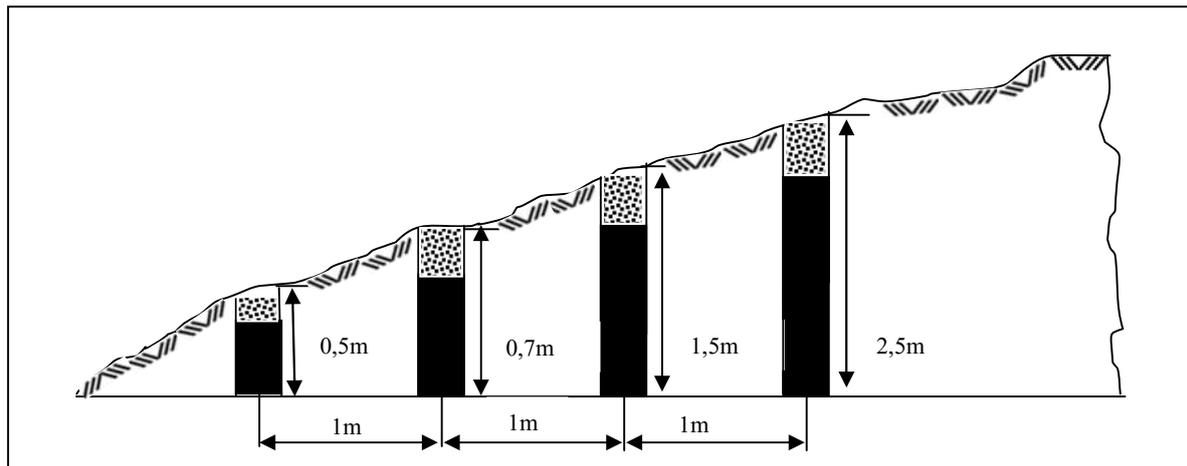


Figure III.5: Schéma de la disposition des trous lors de creusement de la tranchée. [10]

2^{ème} Phase :

On évacue le déblai (les morceaux abattus), les culbutant à l'aide d'un bulldozer et ce pour préparer la plate-forme de travail, là où la sondeuse peut forer les trous de mines.

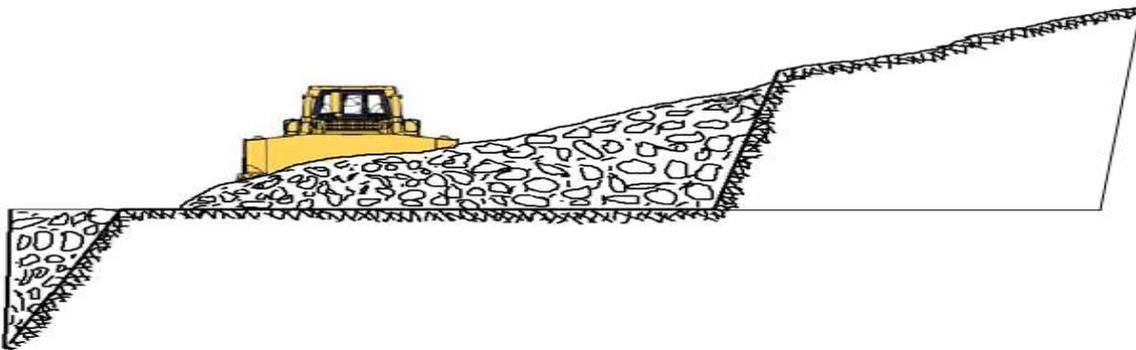


Figure III.6 : Culbutage des roches à l'aide d'un bulldozer. [10]

3^{ème} Phase :

Après l'évacuation des déblais, on introduit le charriot de forage qui va forer des trous inclinés et horizontaux.

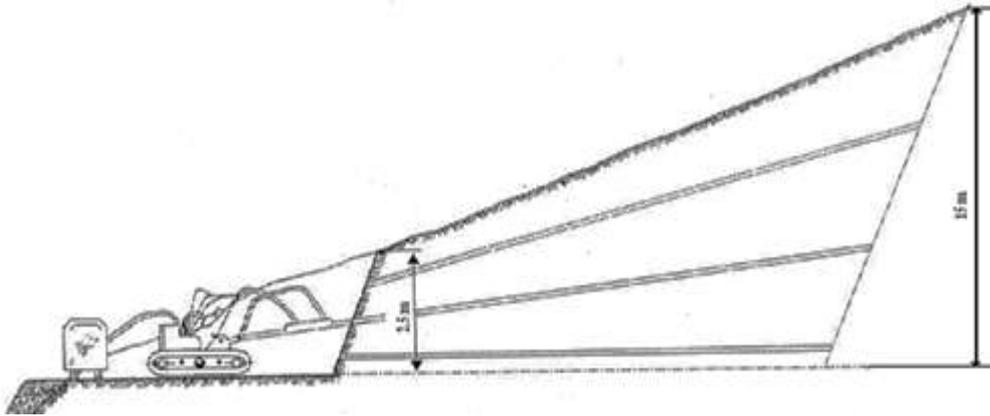


Figure III.7:Élargissement de la plate-forme par trous. [10]

4^{ème} Phase :

Après avoir fini de forer les trous on les charge par l'explosif en suite, on les bourre avec le sable ou l'argile, afin de réaliser le tir, une fois le tir est réalisé on procède au transporte des déblais par des camions.

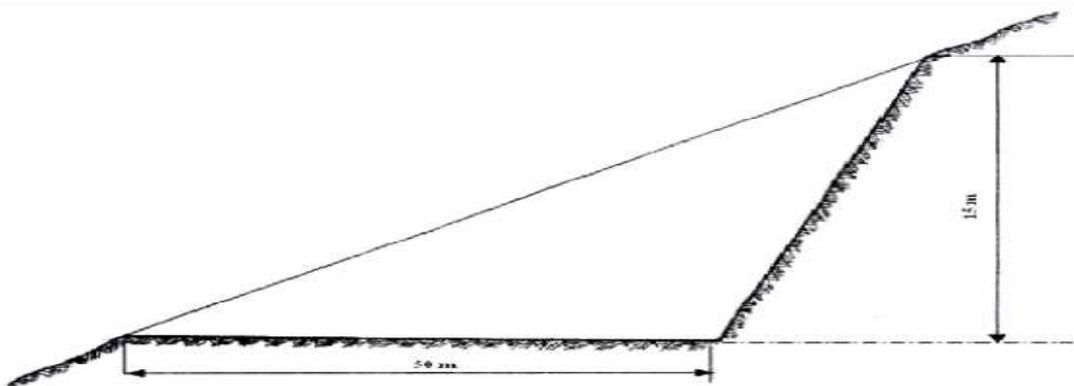


Figure III.8 : la tranchée à l'état final. [10]

Conclusion

L'accès au gisement de Djebel Sidi Yousef est assuré par une piste principale de longueur 850 m, avec une pente ne dépasse pas 10%.

Il aura quinze niveaux d'exploitation de 15 gradins avec une hauteur de gradin de 10 m, les réserves exploitables sont estimées à 18 909 357tonne donc durée de vie 38 ans.

CHAPITRE IV

Processus et technologie d'exploitation du gisement

Introduction

Ce chapitre est consacré à l'étude des travaux d'exploitation du gisement de Djebel Sidi Yousef, Pour cela nous avons commencé par ; la classification et le choix de la méthode d'exploitation; ensuite, la détermination des caractéristiques des éléments de systèmes d'exploitation, à savoir: le gradin, ce dernier considère l'élément fondamental technologique de l'exploitation à ciel ouvert, le chapitre est terminé par les travaux d'abattage, le chargement et les travaux de transport.

IV.1. Processus exploitation d'un gisement [13]

Avant de procéder à l'exploitation à ciel ouvert d'un gisement, il convient de réaliser et déterminer les éléments suivants :

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

IV.1.1. Méthodes d'exploitation à ciel ouvert [13]

En définissant une méthode d'exploitation comme la progression dans le temps de l'ensemble de gradins à l'intérieur de la fosse ultime, nous avons une définition de la méthode d'exploitation qui tient compte de la morphologie du gisement.

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

Nous allons distinguer deux catégories des méthodes d'exploitation à ciel ouvert :

- classification qui tient compte de la morphologie du gisement ;
- classification qui tient compte des moyens de déplacement du stérile.

a. Classification qui tient compte de la morphologie du gisement [13]

Suivant la disposition du gisement par rapport au relief, l'angle de pendage de gisement et la morphologie du gisement ; les méthodes d'exploitation peuvent être classées en trois types principaux, ces méthode, dites aussi, méthodes classique.

➤ **Méthode par fosses emboîtées**

Cette méthode s'applique à l'extraction de minerai encaissé dans des roches dures, disséminé ou en veines profondes avec une extension latérale réduite. Elle est réservée aux gisements sous forme amas, filons et, aux couches fortement pentées.

La forme de la fosse ultime généralement prend la forme d'un cône qui constitue la fosse.

➤ **Méthode par découverte**

Cette méthode est utilisée soit dans les gisements sans terrains de recouvrement qui affleurent, soit dans les gisements ayant des terrains de recouvrement superficiels.

➤ **Méthode à flanc de coteau**

Cette méthode est utilisée pour l'exploitation des gisements à relief montagneux. Dans les régions montagneuses, les gradins peuvent être incomplets, donc se développent sur un seul côté (flanc).

b. Classification qui tient compte des moyens de déplacement du stérile

On distingue cinq méthodes d'exploitation en se basant sur le mode de transport des déblais au sein de la carrière avec formation des terrils intérieurs ou extérieurs.

- **Méthodes sans transport** : cette méthode peut être soit simple, soit avec remaniement des déblais ou terrils.
- **Méthode avec emploi d'engins de transfert** : la méthode est employée lorsque les déblais sont rejetés dans le terril intérieur au moyen d'engins de transport.
- **Méthode spéciale** : c'est une méthode où les déblais sont évacués au moyen des engins suivants : Scrapers, Monitors et pompes, Grues et Convoyeurs (remblayeurs).
- **Méthode avec transport des déblais** : c'est une méthode utilisée dans toutes formes de gisements (horizontal, semi dressant et dressant) et de toute dureté.
- **Méthode mixte** : elle est employée lors de l'exploitation des couches horizontales ou peu inclinées, de puissance limitée et de recouvrement tendre, meubles ou de dureté moyenne.

IV.2. Méthode d'exploitation du gisement de Djebel Sidi Yousef

D'après les données topographiques et géologiques. La méthode de l'exploitation de ce gisement, est à ciel ouvert à flanc de coteau, les travaux d'exploitation se fait de haut vers le bas (du niveau supérieur 890 m vers le niveau inférieur 740 m) avec 15 gradins de 10 m de hauteur avec une inclinaison du talus de 75°, ce qui permet d'assurer la stabilité des talus.

Le déplacement du front de taille des premiers gradins est orienté dans la direction Sud-est vers le Nord-Ouest.

Le sens général des travaux sont orientés dans la direction Sud vers le Nord.

IV.3. Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert [13]

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

- La hauteur et le nombre de gradin ;
- La largeur d'enlèvement ;
- La largeur des plates-formes de travail ;
- Le front des travaux du gradin.

IV.3.1. Le gradin [14]

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 ;

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

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

a. La hauteur du gradin [10]

Une série de facteurs intervient dans la détermination de la hauteur du gradin qui est les suivants:

- Caractéristiques des excavateurs employés.
- Stabilité des roches ;
- Mode d'abattage ;

- Production annuelle.

Dans la législation minière Algérienne la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m. Pour le gisement de Djebel Sidi Yousef, la hauteur maximale des gradins sera de 10 m ce qui est conforme à la hauteur de sécurité.

$f=10.94 > 3$ donc la hauteur du gradin est déterminée par la formule suivante :

$$H_g \leq 1.5 \times H_c^{\max} \dots\dots\dots (23)$$

Où :

- H_g : hauteur du gradin ;
- H_c^{\max} : hauteur maximum du creusement de l'engin d'extraction utilisée.

Alors, la hauteur du gradin est :

$H_g = 10 \text{ m}$

b. 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° par rapport à l'horizontale.

Tableau IV.1 : Angles des talus des tranchées en fonction de leur dureté des roches. [11]

Types de tranchées	Angles des talus de tranchées			
	Dureté des roches			
	2-5	5-9	9 - 14	14-20
accès	60°	65°	70°	80°
découpage	60°	70°	75°	80°- 85°

On a la dureté de notre roche est de 10.94 alors on prendra un angle de talus $\alpha = 75^\circ$.

IV.3.2 Largeur d'enlevure

Pour choisir la largeur de l'enlevure, il faut prendre en considération les propriétés physico-mécaniques des roches, le mode d'abattage, et le type et dimensions des engins de chargement.

Largeur de l'enlevure pour les roches dures, A est déterminée par la formule suivante :

$$A = w + (n-1) b \text{ (m)} \dots\dots\dots(24)$$

- W : ligne de moindre résistance, la variation de la ligne de moindre résistance est due aux différentes structures du front d'abattage, $W = 4 \text{ m}$.
- b: distance entre les rangées de trous ; $b = 4.5 \text{ m}$

$$A = 4.5 + (2-1) \times 4 = 8.5 \text{ m Donc, } A = 8.5 \text{ m.}$$

IV.3.3. Plate-forme de travail [10]

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 :

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z \text{ (m)} \dots \dots \dots (25)$$

- L_{pt} : Largeur de la plate-forme de travail. (m)
- A : Largeur de l'enlevure en massif. (m)
- X : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure en massif, (m)
- C : Berme de sécurité, la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport. (m)
- T : Largeur de la voie de transport, (m)
- Z : Largeur du prisme éventuel d'éboulement. (m)

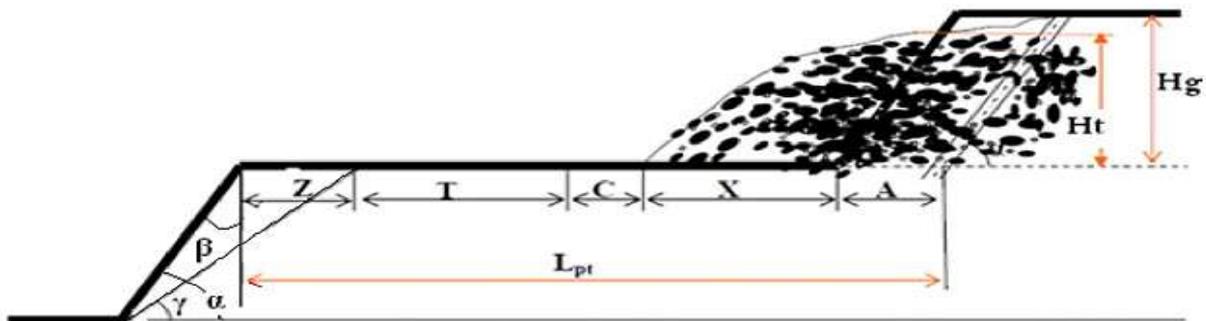


Figure IV.1: schéma de la plate-forme de travail (abattage à l'explosif). [10]

– La largeur x est calculée par la relation suivante :

$$X = A \times \left[\frac{2 \times K_f \times H_g}{H_t} - 1 \right] \text{ (m)} \dots \dots \dots (26)$$

- K_f : coefficient de foisonnement des roches. $K_f = 1.5$ [Kovalenko]

- Hg : hauteur du gradin. (m)
- Ht : hauteur du tas $(0.5\div 0.9) \times Hg$, (m).

Pour les calcaires $Ht = 0,9 \times Hg = 0.9 \times 10 = 9$ m ;

Donc :

$$X = 8.5 \times \left[\frac{2 \times 1.5 \times 10}{9} - 1 \right]$$

$$X = 19.83 \text{ m}$$

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

$$C = 0,2 \times Hg \text{ (m)} \dots\dots\dots(27)$$

Donc :

$$C = 0.2 \times 10 = 2 \text{ m}$$

- La largeur de la voie de transport est de :

$$T = 9 \text{ m.}$$

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

$$Z = Hg \times (\text{ctan}(\gamma) - \text{ctan}(\alpha)) \text{ (m)} \dots\dots\dots(28)$$

- γ : l'angle de talus de gradin en liquidation ($35^\circ - 60^\circ$), on prend $\gamma = 60^\circ$.
- α : l'angle de talus de gradin en exploitation ; $\alpha = 75^\circ$.

Donc : $Z = 10 \times (\text{ctan}(60^\circ) - \text{ctan}(75^\circ))$

$$Z = 3.1 \text{ m}$$

Donc la largeur minimale de la plate-forme est :

$$L_{pt} = 8.5 + 19.83 + 2 + 9 + 3.1$$

$$L_{pt} = 42.43 \text{ m.}$$

IV .4. Technologie d'exploitation du gisement [15]

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 vers la station de concassage et/ou vers l'air de stockage ;
- Formation des terrils.

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

IV.4.1. Abattage

L'abattage est l'opération de destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissible pour le travail efficace des engins de chargement et de transport ainsi que le traitement mécanique (concassage primaire).

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

- du type de roche, et leur état naturel.
- des 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.

On distingue l'abattage par moyen mécanique pour les roches tendres, et l'abattage à l'explosif pour les roches dures. [10]

a. Abattage mécanique

L'abattage par pelle et par excavateur est pratiqué dans les milieux rocheux tendres, les excavateurs sont des machines destinées à la prise de la roche dans le massif vierge par leur godet jusqu'au lieu de déversement (engin de transport).

b. Abattage à l'explosif

L'abattage des roches à explosif est très répandu dans les mines à ciel ouvert et c'est la phase 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 : [16]

- 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 abattue avec forme et dimensions nécessaires ;
- Volume nécessaire de la masse minière abattue 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.

D'après les caractéristiques physico-mécaniques de la roche, de calcaire du gisement de Djebel sidi Yousef, l'abattage se fait mode d'abattage à l'explosif.

VI.5. Conception du plan de tir [9]

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 :

- Définir les objectifs techniques et économiques et en particulier ceux qui concernent la granulométrie et les coûts ;
- Caractériser le massif (la fracturation et la résistance de la roche...);
- La disponibilité des matériels en amont du tir pour la foration, ainsi qu'à l'aval, (chargement, transport et l'ouverture du concasseur primaire ;
- Connaître les caractéristiques principales des explosifs disponibles (densité, énergie.....) ;
- Préciser les contraintes de l'environnement (distance des installations riveraines et niveaux acceptables maximum de vibrations, bruit, projections et poussières).

VI.5.1. Paramètres d'un plan de tir

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

Les paramètres d'un plan de tir suivants :

- le diamètre de foration ;
- 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 profondes 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-profondeurs de foration ;
- bourrage.

VI.5.2. Diamètre du trou « d » [9]

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.

L'équipement de foration dont dispose l'entreprise détermine le diamètre qui est de 110 mm.

VI.5.3.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.2 montre l'effet de l'onde de choc au pied du gradin selon l'inclinaison du trou de mines. [17]

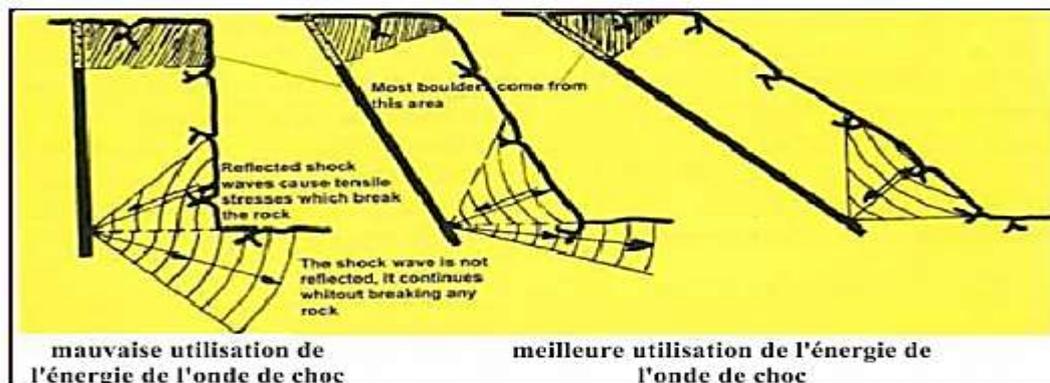


Figure IV.2: L'effet de l'onde de choc au pied selon l'inclinaison du trou. [17]

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 : [14]

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, on choisit un angle d'inclinaison du trou « $\beta=15^\circ$ », par rapport à la vertical.

VI.5.4. Choix de l'explosif [9]

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 sa vitesse de détonation élevée dans une roche résistante. Si le massif est pré fracturé en place, on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée (quantifiée par son énergie des gaz et par son volume des gaz).
- Des objectifs technico-économiques et autres engins de l'exploitation même si le coût de l'explosif est relativement faible dans le coût de l'exploitation.

Par ailleurs, les objectifs de fragmentation et de foisonnement interviennent sur le choix de l'explosif. Pour le choix des explosifs nécessaires au tir, il est tenu de procéder de la façon suivante :

La charge de fond du trou de mines est constituée par de l'explosif dense formant ainsi la charge principale. La partie supérieure représentant la charge secondaire ou bien la charge de colonne est remplie 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 :

a. Marmanit II

Pour la charge de pied avec :

- Diamètre de cartouche de 80 mm.
- Longueur de cartouche est 50 mm.
- Poids de cartouche est 2,5 kg.
- Type de cartouche est : gaine plastique.

b. Anfomil

Pour la charge de colonne :

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.1 suivant:

Tableau IV.2: les caractéristiques des explosifs utilisés [guide de l'O.N.E.X]. [9]

Désignation commercial	Marmanit II	Anfomil
Résistance à l'eau	Médiocre	Médiocre
Densité	1.05	0.85
Vitesse de détonation [m/s]	4500	2600 ± 100
Puissance C.U.P	1,27	1.15
Energie [kJ/kg]	3987	3803.8
Volume de gaz[L/kg]	868	967
Utilisation	Explosif pour les roches de dureté moyenne.	Explosif pour travaux à ciel ouvert, explosifs pour roches tendres.

VI.5.5. Détermination de la banquette maximale par la méthode de LANGEFORS

On donne le terme de banquette maximale, à la distance entre le trou et la surface libre du gradin ou la distance entre deux rangés consécutives.

Le principe retenu par LANGEFORS est que tous les explosifs constituant la charge linéaire participent d'autant moins au dégagement du pied qu'il en est plus éloigné. L'énergie totale de la charge explosive est donc utilisée principalement pour dégager la zone la plus bloquée, en l'occurrence le pied du gradin. Si le pied est bloqué de façon importante par le tas, la part de l'énergie augmente notablement. La problématique se résume à déterminer la largeur de banquette maximale permettant un dégagement du pied et de la colonne. Les dimensions géométriques réelles de tire pied sont donc primordiales pour la qualité du résultat. La charge spécifique q dépend du rayon de travail de la charge souhaité, du coefficient de résistance du matériau à abattre (selon LANGEFORS $c = 0.4$), des conditions de bourrage, de la nature de l'explosif utilisé et de la granulométrie souhaitée. Pratiquement, certaines conditions techniques sont imposées :

- la hauteur du front de tir ;
- le diamètre de foration, qui dépend du matériel de foration utilisé, de la hauteur à forer et de la nature de la roche ;
- la nature du massif (résistance du massif à abattre) ;
- la nature de l'explosif et donc sa densité et son énergie.

De nombreux auteurs ont donné des formules empiriques ou statistiques faisant entrer en jeu ces paramètres. Les conditions d'utilisation de ces formules sont importantes et il est toujours judicieux de s'assurer par un tir d'essai que les critères du tir réel correspondent bien aux hypothèses mathématiques des formules théoriques utilisées.

On retient le plus couramment au niveau mondial la formule de LANGEFORS 1968, que l'on fait évoluer en fonction des résultats du tir. [18]

La valeur maximale possible de résistance au pied du gradin (B_{\max}) sera déterminée par la formule de LANGEFORS suivante :

$$B_{\max} = \frac{d}{33} \times \sqrt{\frac{\rho \times S_p}{c \times f \times \left(\frac{E}{B}\right)}} \dots\dots\dots (29)$$

- d : diamètre du trou de mine ; 110 mm ;
- S_p : puissance de la charge de fond de l'explosif ; (weight strength)

LANGEFORS définit le coefficient S_p par :

$$S_p = \frac{1}{6} \times \left(\frac{5 \times Q_t}{Q_{to}} + \frac{V_g}{V_{go}} \right) \dots\dots\dots (30)$$

- Q_t : Quantité de chaleur dégagée par un kilogramme l'explosif.
- V_g : Volume de gaz dégagé par un kilogramme l'explosif.
- Q_{to} et V_{go} sont les valeurs correspondantes à celle de la dynamite de référence Gélanit II.
- $Q_{to} = 4807 \text{ kJ/kg}$
- $V_{go} = 808 \text{ L/kg}$ (dans les conditions normales, C.N.T.P.)
- $V_d = 5500 \text{ m/s}$ (vitesse de détonation) de la Gélanit II
- $\rho_e = 1,5 \text{ kg/dm}^3$ (poids volumique) de la Gélanit II.
- Q_t et V_g sont les valeurs correspondantes à celle de la dynamite Marmanit II (utilisé comme charge de pied)
- $Q_t = 3987 \text{ kJ/kg}$
- $V_g = 868 \text{ L/kg}$

Donc la puissance de la charge de pied du gradin (weight strength) est

$$S_p = \frac{1}{6} \times \left(\frac{5 \times 3987}{4807} + \frac{868}{808} \right) = 0.87$$

- c : Résistance au tirage : quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m^3 de roche, pour le calcaire, $c = 0.4 \text{ kg/m}^3$.
- c : Correction de la résistance au tirage de la roche, pour une roche très jointée :
 $c = 0.4 + 0.05 = 0.45 \text{ (kg/m}^3\text{)}$
- f : Facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine (β).
Pour $\beta = 15^\circ$; on prend $f = 0.90$.
- E/B : rapport de la maille, $E/B = 1.25$.
- ρ : la masse volumique de la charge explosif du pied (Marmanit II, $\rho = 1.05$);

Donc la valeur de la banquette maximale est :

$$B_{\max} = \frac{110}{33} \times \sqrt{\frac{1.05 \times 0.87}{0.45 \times 0.9 \times 1.25}} = 4.47 \text{ m}$$

VI.5.6. Correction du fait de la déviation des trous de mines [18]

Les erreurs de foration (alignements ou déviations) doivent être prises en compte ; cependant, il faut veiller à ce que ces déviations ne soient pas supérieures à 0.03 m/m de foration ; dans ce cas, LANGEFORS considère que la banquette à prendre en compte est :

$$B = B_{\max} - 0.05 \times H_g \text{ (m)} \dots\dots\dots (31)$$

$$B = 4.47 - 0.05 \times 10 = 3.97 \text{ m}$$

L'expérience a montré que la qualité des forages est importante et la formule retenue généralement est :

$$B = B_{\max} - a \times d - \frac{b}{100} \times H_g \text{ (m)} \dots\dots\dots (32)$$

a : est un coefficient qui dépend de la précision de la mise en fiche (tige), de l'implantation et de la nature des équipements utilisés (barres, outils) :

- a = 1 pour une foration très prudente ;
- a = 2 pour une foration correcte ;
- a = 4 pour une foration convenable.

b : est un coefficient dépendant de la qualité de la foration et la limitation de la déviation :

- b = 1 pour une foration très précise ;
- b = 2 pour une foration assez précise ;
- b = 3 pour une foration peu précise.

En vue de l'équipement et les personnels de foration imposé par l'entreprise, On choisit a=4 et b=3.

$$B = 4.47 - 4 \times 0.11 - \frac{3}{100} \times 10 = 3.73 \text{ m}$$

VI.5.7. Détermination de l'espacement « E » [17], [18]

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

Elle contribue, en conséquence, également à l'état du front de taille après le tir et des éventuels hors-profils. Plus le rapport E/B est faible, plus la dimension des blocs dans le tas est grande mais plus la face du front est lisse. LANGEFORS conseille :

$$E = 1.25 \times B \dots\dots\dots (33)$$

$$E = 1.25 \times 3.73 = 4.66 \text{ m}$$

VI.5.8. La longueur de sous-foration « L_s » [14]

La sous-foration est nécessaire pour éviter des gondolements au niveau de la plateforme inférieure du gradin.

Au cas où l'on n'observerait pas cette obligation du sous foration, la base ne serait pas coupé à angle droit, et le pied du gradin ne serait pas horizontal, mais formerait ce que l'on nomme « rebord ».

Le rebord exigera de la foration ultérieure d'achèvement, qui est très onéreux. Si l'on fait une sous foration d'une valeur de $0.3 \times B_{\max}$, il ne se formera pas de rebord, la place sera horizontale, et les opérations se poursuivront au mieux, si la sous-foration supérieure à $0.3 \times B_{\max}$, la consommation d'explosif augmenterait, aucun avantage pratique n'en étant obtenu.

$$L_s = 0.3 \times B_{\max} \dots\dots\dots (34)$$

$$L_s = 0.3 \times 4.47 = 1.34 \text{ m.}$$

VI.5.9. Détermination de la longueur de foration « L_f » [17], [18]

La longueur de foration est fortement influencée par la capacité des équipements de forage à garantir une déviation faible. Elle dépend de la hauteur du front et de l'inclinaison de la foration. L'inclinaison de la foration favorise le dégagement du pied et diminue les effets arrière.

En tout état de cause, il est préférable de prévoir une longueur au moins deux fois supérieure à la banquette maximale. Dans le cas contraire, LANGEFORS préconise de revoir l'ensemble du dimensionnement en fonction des abaques qu'il propose. La longueur de la foration est déterminée par la formule :

$$L_f = \frac{H_g}{\cos\beta} + L_s \text{ (m)} \dots\dots\dots (35)$$

- L_f : est la longueur de forage préconisée (m)
- H_g : la hauteur du front, $H_g=10$ m
- β : l'inclinaison des trous de foration par rapport au plan vertical, $\beta=15^\circ$;
- L_s : La longueur de sous-foration.

$$L_f = \frac{10}{\cos 15} + 1.34 = 11.7 \text{ m}$$

VI.5.10. Détermination du nombre de rangées

Le nombre de rangées est déterminé en fonction des contraintes matérielles, de site et d'environnement.

Le tir s'effectuera sur deux (02) rangées de trous à distance de 4.5 m.

VI.5.11. 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.

a. La hauteur de la charge de pied «L_p» [17], [18]

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:

$$L_p = 1.3 \times B = 1.3 \times 3.73 = 4.85 \text{ m} \dots\dots\dots(36)$$

b. Charge linéaire de pied «C_p» [9]

Elle est donnée par la relation empirique suivante :

$$C_p = 0.88 \times \frac{f}{S_p} \times \frac{E}{W} \times \left[\frac{0.07}{w} + c + 0.004 \times w \right] \times w^2 \dots\dots\dots(37)$$

W : ligne moindre resistance = 4 m

Donc la charge linéaire de pied est :

$$C_p = 0.88 \times \frac{0.9}{0.87} \times 1.25 \times \left[\frac{0.07}{3.73} + 0.4 + 0.004 \times 3.73 \right] \times 3.73^2$$

$$C_p = 6.86 \text{ Kg/m.}$$

c. Quantité d'explosif au pied du gradin «Q_p» [16]

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.

$$Q_p = L_p \times C_p = 4.85 \times 6.86 = 33.27 \text{ Kg} \dots\dots\dots (38)$$

d. La hauteur du bourrage « H_b» [17]

La hauteur de bourrage est égale en général à la banquette pratique « B » pour les tirs de surface. Le bourrage devrait se composer du sable ou du gravier avec une dimension particulière de 4 à 9 mm.

La recherche a prouvé que cette taille donne le meilleur emprisonnement des gaz d'explosifs.

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

$$H_b = B = 3.73 \text{ m} \dots\dots\dots (39)$$

e. La hauteur de la charge de colonne « L_c » [17]

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

$$L_c = L_f - 1.3 \times B - H_b \dots\dots\dots(40)$$

$$L_c = 11.7 - 1.3 \times 3.73 - 3.73 = 3.12 \text{ m.}$$

f. Charge linéaire de colonne [18]

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

$$C_c = 0.5 \times C_p \dots\dots\dots (41)$$

$$C_c = 0.5 \times 6.86 = 3.43 \text{ Kg/m.}$$

g. Quantité d'explosif en colonne « Q_c »

Est déterminé par la formule suivante :

$$Q_c = L_c \times C_c \text{ (Kg)} \dots\dots\dots (42).$$

$$Q_c = 3.12 \times 3.43 = 10.7 \text{ Kg.}$$

h. Quantité de charge d'explosifs dans un trou « Q_{tot} »

La charge totale par trou est la charge de pied plus la charge de colonne. Elle est égale à :

$$Q_{tot} = Q_c + Q_p \text{ (Kg)} \dots\dots\dots (43)$$

$$Q_{tot} = 10.7 + 33.27 = 43.97 \text{ Kg.}$$

i. Consommation spécifique d'explosif « q_s » [16]

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m³ de roche.

Le degré de la fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir. Ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique de l'explosif nécessaire pour atteindre le degré exigé de la fragmentation.

La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$q_s = \frac{Q_{tot}}{\left(\frac{Hg}{\cos\beta}\right) \times B \times E} \text{ (Kg/m}^3\text{)} \dots\dots\dots (44)$$

$$q_s = \frac{43.97}{\left(\frac{10}{\cos 15}\right) \times 3.73 \times 4.66} = 0.25 \text{ Kg/m}^3$$

j. Volume de roche abattu par un trou « V_{tr} »

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

$$V_{tr} = B \times E \times \frac{Hg}{\cos\beta} \text{ (m}^3\text{/trou)} \dots\dots\dots (45)$$

$$V_{tr} = 3.73 \times 4.66 \times \frac{10}{\cos 15} = 179.95 \text{ m}^3\text{/trou.}$$

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

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \rho \text{ (tonne/trou)} \dots\dots\dots (46)$$

$$Q_{tr} = 179.95 \times 2.6 = 467.87 \text{ tonne/trou.}$$

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

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

$$N_{tr} = \frac{P_m}{Q_{tr}} \dots\dots\dots (47)$$

- $P_m = 41\,666.7$ tonne.
- $Q_{tr} = 467.87$ tonne/trou.

Donc :

$$N_{tr} = \frac{P_m}{Q_{tr}} = \frac{41\,666.7}{467.87} = 89 \text{ trou/mois.}$$

l. La charge totale d'une volée

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

$$Q_v = N_{tr} \times Q_{tr} \dots\dots\dots (48)$$

$$Q_v = 22 \times 43.97 = 967.34 \text{ Kg.}$$

VI.5.12. L'Amorçage [16]

L'amorçage consiste 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.

a. 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 de 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 : Milacord 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) ;
- Résistance à la rupture : 40 kPa/24h.

b. 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.3).

c. Détonateurs électriques

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

- Détonateurs électriques instantanés DE.I.
- Détonateurs électriques à retard D.E.R. (avec un retard de 0.5 s entre chaque numéro ONEX : 1 à 12 numéro).
- Détonateurs électriques à Microretard DMR. (avec un retard de 20 ms entre chaque numéro ONEX : 1 à 12 numéro).

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

- Une diminution de la vibration du sol et du déplacement de l'air par l'explosion d'où l'avantage que procure l'utilisation des microretards lors des tirs programmés aux environs des constructions.
- Une réduction de l'éventualité d'avoir des trous coupés par la détonation d'un numéro antérieur et de laisser ainsi des cartouches inexplosées au front de taille ou dans les déblais.
- La possibilité d'orienter l'onde de choc pour la création d'un dégagement.

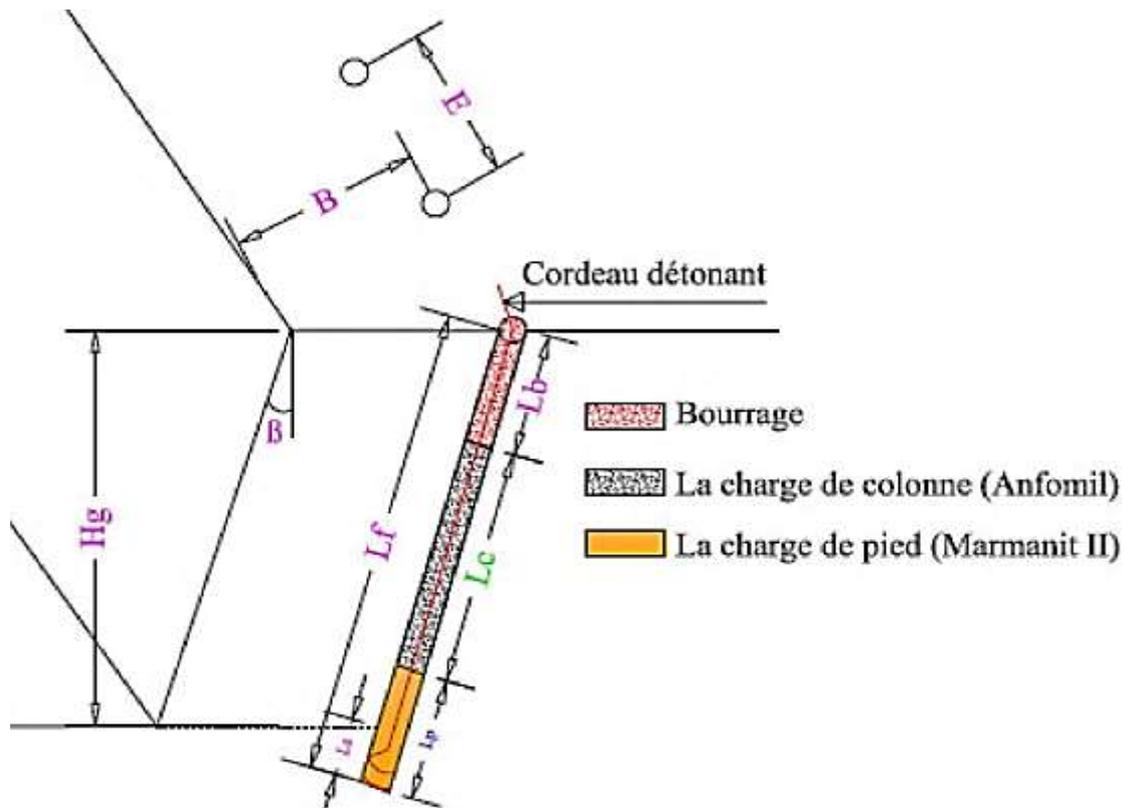


Figure IV.3: Les différents paramètres du plan de tir. [9]

- H_g : hauteur du gradin = 10 m.
- L_b : longueur du bourrage = 3.73 m.
- β : Angle d'inclinaison du trou = 15° .
- L_s : longueur de sous-foration = 1.34 m.
- L_f : longueur de foration = 11.7 m.
- B : la banquette = 3.73 m.
- E : l'espacement = 4.66 m.
- L_c : longueur de charge de colonne = 3.12 m.
- L_p : longueur de charge de pied = 4.85 m.

d. Règles de travail [19]

Temps entre trous d'une même rangée :

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

$$14 < \text{Temps en ms} < 46.6 \text{ ms}$$

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

Temps entre rangées :

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

$37.3 < \text{Temps en ms} < 111.9 \text{ ms}$.

On prend un temps entre rangées de 40 ms.

e. Caractéristiques de l'exploseur utilisé à Djebel Sidi Yousef

Tension nominale : 450 volts.

Résistance extérieure maximale : 150 Ohms.

f. Schéma de tir

En général le choix du trou présentant la moindre épaisseur à abattre, la position du trou d'ouverture est au centre de la volée (figure IV.4).

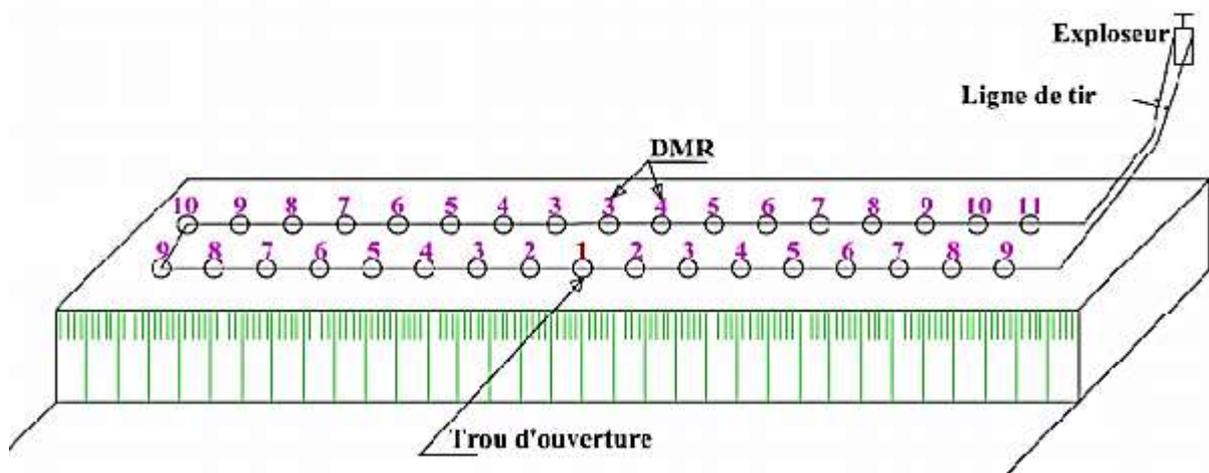


Figure IV.4 : Schéma de tir. [16]

VI.5.13. La foration [16], [9]

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.

a. Réalisation de la foration

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

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

b. Paramètres caractérisant l'engin de foration

La foration des trous dans la carrière de Djebel Sidi Yousef sera réalisée par l'engin de foration (chariot plus compresseur), pneumatique sur chenilles avec un marteau pneumatique hors du trou ; Le matériel de foration utilisé est de type INGERSOLL-Rand année 2009 et caractérisé par :

- Le diamètre de foration « 110 mm ».
- La profondeur de foration jusqu'à une dizaine de mètres.
- Vitesse de foration « 0.50 m/min ».

c. Rendement de la foreuse

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

$$R_s = \frac{T \times K_u}{T_f} \dots\dots\dots (49)$$

- $N_{tr/p}$: nombre de trous foré par poste ;
- T : la durée d'un poste, T = 7 heures = 420 min ; plus poste de nuit T = 5h = 300 min
- K_u : coefficient d'utilisation de la foreuse = 0.85 ;
- T_f : la durée de réalisation d'un trou.

$$T_f = \frac{L_f}{B_v} \dots\dots\dots (50)$$

- B_v : la vitesse d'avancement, 0.22 m /min ;
- $T_f = 11.7/0.22 = 53.2$ min.

$$R_s = \frac{420 \times 0.85}{53.2} = 6.7 \approx 7 \text{ trou/poste de jour.}$$

$$R_s = \frac{300 \times 0.85}{53.2} = 4.79 \approx 5 \text{ trou/poste de nuit.}$$

d. Nombre de foreuses nécessaires

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

$$N_s = \frac{Pa \times Kr}{N_{tr}/j \times N_{j/a} \times Q_{tr}} \dots\dots\dots (51)$$

- Pa : la production annuelle souhaitée : Pa = 1 500 000 T/an.
- kr : coefficient de réserve de la sondeuse (1.2 ÷ 1.25); On prend kr = 1,25.
- Ntr/j: nombre de trous réalisés par poste. (7 × 2)+ 5 = 19 trou/jour.
- Nj/a : nombre de jours de travail de la sondeuse au cours de l'année, Na = 312 jours.
- Qtr : la quantité (en tonne) de la roche abattue par un trou. Qtr = 364 t/trou.

$$N_s = \frac{500\,000 \times 1.25}{41.3 \times 260 \times 467.87} = 0.23 \approx \text{une foreuses}$$



Figure IV.5 : Sondeuse I NGERSOLL-Rand. [sur site]

VI.6. Le chargement

Dans les mines à ciel ouvert modernes, le chargement s'effectue le plus souvent au moyen de pelles à câbles, de pelles hydrauliques ou de pelles en butte. En fosse, les engins de chargement sont utilisés ensemble avec des camions qu'ils peuvent remplir du contenu de trois à cinq godets.

Divers autres facteurs entrent cependant en ligne de compte dans le choix de ces engins. Pour le chargement de blocs anguleux ou en terrain humide, les pelles sur chenilles sont préférables. Par contre, les chargeuses sur pneus, d'un coût bien moindre, conviennent pour le chargement de matériaux de plus faible calibre et faciles à extraire.

Ces chargeuses sont très maniables et particulièrement bien adaptées aux opérations exigeant des déplacements rapides et aux opérations de mélange de matériaux. Elles sont souvent utilisées pour reprendre les produits apportés par camions à proximité des concasseurs, les transporter et les déverser dans ces derniers.

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 m³ 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. [20]

VI.6.1. Le rendement de la chargeuse [13]

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

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

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

$$R_{ch} = \frac{3600 \times V \times Kr \times T \times Ku \times \rho}{tc \times Kf} \dots\dots\dots (52)$$

- V : la capacité du godet de la chargeuse (marque KOMATSU), $V = 3.5 \text{ m}^3$.
- K_f : coefficient de foisonnement ; $K_f = 1.5$.
- K_r : coefficient de remplissage du godet de la chargeuse ; $K_r = 0.9$.
- T : durée d'un poste de travail ($T = 08$ heures avec une heure de pause) ;
- K_u : coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail ; $K_u = 0.80$.
- ρ : masse volumique de la roche $\rho = 2.6 \text{ t/m}^3$.
- t_c : durée d'un cycle de chargement; $t_c = t_r + t_{pc} + t_d + t_{pv}$ (s)

t_r : temps de remplissage du godet dans le tas, $t_r = 10 \text{ s}$.

t_{pc} : temps de parcours (rotation) de la chargeuse chargée vers le lieu de déchargement (15 s).

t_d : temps de déchargement du godet ; $t_d = 10 \text{ s}$.

t_{pv} : temps de parcours (rotation) de la chargeuse vide vers le lieu de chargement (le tas des roches abattus), $t_{pv} = 20 \text{ s}$.

$$t_c = 10 + 15 + 10 + 20 = 55 \text{ s}$$

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 3.5 \times 0.9 \times 7 \times 0.8 \times 2.6}{55 \times 1.5} = 2\,001.33 \text{ t/pose}$$

VI.6.2. Nombre des godets nécessaires pour charger un camion

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

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

- C_c : capacité du camion (TEREX TR60); $C_c = 30$ Tonnes.

$$N_g = \frac{30 \times 1.5}{3.5 \times 0.9 \times 2.6} = 5.5 \approx 6 \text{ godets.}$$

VI.6.3. La durée de chargement d'un camion

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

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

$$T_{ch} = 55 \times 6 \approx 330 \text{ s.}$$

Au niveau de l'entreprise il y a deux chargeuses de marque KOMATSU, utilisées dans l'opération de chargement de la matière première et de stérile, elles sont largement suffisantes pour assurer la production souhaitée par l'entreprise. Lorsqu'une chargeuse est arrêtée pour entretien préventif ou curatif, l'autre la remplace.



Figure IV.6 : Chargeuse KOMATSU. [sur site]

VI.7. Le transport

Le but principal du transport dans la carrière est le déplacement des stériles et de calcaire jusqu'au niveau de la trémie de réception des installations de traitement et la mise a terril.

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.

VI.7.1. Rendement des camions

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

$$R_c = \frac{3600 \times C_b \times K_u \times T_p \times K_q \times \rho}{t_c \times K_f}$$

- C_b : capacité de la benne du camion, $C_b = 30$ tonnes.
- K_u : Coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion, $K_u = 0.85$;
- t_c : le temps de réalisation d'un cycle; $t_c = t_{ch} + t_{tr} + t_d + t_m = 180 + 615 + 60 + 45 = 900$ s (sont mesurés sur site).
- T_p : durée d'un poste de travail.

- K_q : coefficient d'utilisation de la capacité de charge de la benne du camion ;
 $K_q = 0.9$.

$$R_c = \frac{3600 \times 30 \times 0.9 \times 7 \times 0.85 \times 2.6}{900 \times 1.5} = 1\ 113 \text{ t/poste}$$

VI.7.2. Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production

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

$$N_C = \frac{P_j \times K_i}{R_c}$$

- P_h : Production journalier = 1 602.6 T/jour
- k_i : coefficient d'irrégularité de travail varie entre 0.8 et 1.2 On prend $k_i = 1.2$.
- R_c : Rendement des camions.

$$N_C = \frac{1\ 602.6 \times 1.2}{1\ 113} = 1.72 \approx 2 \text{ camion}$$



Figure IV.7 : Dumper TEREX TR60. [sur site]

IV .8. Planning et ordre d'exécution des travaux miniers dans la carrière

L'exploitation du gisement de Djebel Sidi Yousef se fera en premier lieu par l'ouverture du niveau 890-880 m par gradins de 10 m de hauteur, on procède aux travaux d'exploitation en descendant niveau par niveau. Ces travaux valent se faire par phases comme suit :

Niveau 890-880

L'accès a ce niveau est assure par un demi tranchée d'accès, d'une largeur de 9 m. l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage avec une profondeur de 10 m; le déplacement du front de taille vers le Sud- Est vers le Nord-Ouest.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation (calculées à l'aide d'AutoCAD):

$$V= 26\ 624.6\text{m}^3 \text{ soit } 69\ 215.6 \text{ Tonnes.}$$

Niveau 880-870

L'accès a ce niveau est assure par un demi tranchée d'accès, d'une largeur de 9 m l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage avec une profondeur de 10 m;

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation (calculées à l'aide d'AutoCAD):

$$V= 46\ 918.6\text{m}^3 \text{ soit } 121\ 988.4 \text{ Tonnes.}$$

Niveau 870-860

L'accès a ce niveau est assure par un demi tranchée d'accès, d'une largeur de 9 m l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage avec une profondeur de 10 m.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation (calculées à l'aide d'AutoCAD):

$$V=74\ 565.3 \text{ m}^3 \text{ soit } 193\ 869.6 \text{ Tonnes.}$$

Niveau 860-850

L'accès a ce niveau est assure par un demi tranchée d'accès, d'une largeur de 9 m l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage avec une profondeur de 10 m.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation (calculées à l'aide d'AutoCAD):

$$V=110\ 076 \text{ m}^3 \text{ soit } 286\ 199.2 \text{ Tonnes.}$$

Niveau 850-840

L'accès a ce niveau est assure par un demi tranchée d'accès, d'une largeur de 9 m l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage avec une profondeur de 10 m.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation (calculées à l'aide d'AutoCAD):

$$V=155\,264.9\text{ m}^3\text{ soit }403\,688.64\text{ Tonnes.}$$

Niveau 840-830

L'accès a ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de 9 m l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage avec une profondeur de 10 m.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation (calculées à l'aide d'AutoCAD):

$$V=204\,565.9\text{ m}^3\text{ soit }531\,871.3\text{ Tonnes.}$$

Niveau 830-820

L'accès a ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de 9 m l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage avec une profondeur de 10 m.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation (calculées à l'aide d'AutoCAD):

$$V=293\,287.4\text{ m}^3\text{ soit }762\,547.3\text{ Tonnes.}$$

Niveau 820-810

L'accès a ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de 9 m l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage avec une profondeur de 10 m.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation (calculées à l'aide d'AutoCAD):

$$V=392\,993.3\text{ m}^3\text{ soit }1\,021\,782.7\text{ Tonnes.}$$

Niveau 810-800

L'accès a ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de 9 m l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage avec une profondeur de 10 m.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation (calculées à l'aide d'AutoCAD):

$$V=493\,670\text{ m}^3\text{ soit }1\,283\,542\text{ Tonnes.}$$

Niveau 800-790

L'accès a ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de 9 m l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage avec une profondeur de 10 m.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation (calculées à l'aide d'AutoCAD):

$$V=596\,585\text{ m}^3\text{ soit }1\,551\,121.2\text{ Tonnes.}$$

Niveau 790-780

L'accès a ce niveau est assure par un demi tranchée d'accès, d'une largeur de 9 m l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage avec une profondeur de 10 m.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation (calculées à l'aide d'AutoCAD):

$$V= 7\ 10\ 800\ m^3\text{soit } 1\ 848\ 079.8\text{Tonnes.}$$

Niveau 780-770

L'accès a ce niveau est assure par un demi tranchée d'accès, d'une largeur de 9 m l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage avec une profondeur de 10 m.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation (calculées à l'aide d'AutoCAD):

$$V= 791\ 295.7\ m^3\text{soit } 2\ 057\ 368.9\text{Tonnes.}$$

Niveau 770-760

L'accès a ce niveau est assure par un demi tranchée d'accès, d'une largeur de 9 m l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage avec une profondeur de 10 m.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation (calculées à l'aide d'AutoCAD):

$$V= 936\ 808.3\ m^3\text{ soit } 2\ 435\ 701.6\text{Tonnes.}$$

Niveau 760-750

L'accès a ce niveau est assure par un demi tranchée d'accès, d'une largeur de 9 m l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage avec une profondeur de 10 m.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation (calculées à l'aide d'AutoCAD):

$$V=1\ 070\ 652.6\ m^3\text{soit } 2\ 783\ 696.8\text{Tonnes.}$$

Niveau 750-740

L'accès a ce niveau est assure par un demi tranchée d'accès, d'une largeur de 9 m l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage avec une profondeur de 10 m.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation (calculées à l'aide d'Auto-cad):

$$V=1\ 230\ 737.8\ m^3\text{soit } 3\ 199\ 918.2\ \text{Tonnes.}$$

La quantité totale a abattue est de l'ordre de 18 900 813 tonnes (calcule Auto-cad).

Conclusion

L'exploitation du gisement se fait de haut vers le bas, avec quinze gradins de 10 m, dont le sens d'orientation global des travaux d'exploitation est Sud vers le Nord.

Les réserves totales à exploiter sont de l'ordre 18 909 357 tonnes donnent une durée de vie de la carrière de 38 ans.

Nous avons défini tous les paramètres du système d'exploitation, et spécialement la détermination des paramètres du plan de tir par la méthode de LANGEFORS.

Ainsi les paramètres de processus principaux d'exploitation telle que l'abattage, chargement et transport.

CONCLUSION GENERALE

Conclusion générale

Au terme de notre projet de fin d'études : "Ouverture et exploitation du gisement de calcaire de Djebel Sidi Yousef, Wilaya de Tlemcen, nous sommes arrivés aux conclusions suivantes:

- L'étude géologique et topographique du gisement de Djebel Sidi Yousef a permis l'évaluation de ses réserves exploitables qui sont estimées à par **18 909 357** tonnes. Avec une production annuelle de **500 000** tonnes, l'entreprise pourra alimenter le marché pendant **38** ans.
- Les caractéristiques géotechniques du calcaire de Djebel Sidi Yousef sont conformes aux normes d'utilisation de ce granulat pour les routes les chemins de fer et le béton hydraulique.
- 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, etc.

L'exploitation se fait de haut vers le bas, avec **15** gradins de **10** m, dont le sens d'orientation global est Nord-Ouest, pour cela 1 schéma de plan de tir a été proposé.

La quantité totale des réserves à exploiter calculé par méthode des sections est de l'ordre **18 909 357** tonnes.

La quantité totale des réserves à exploiter calculée avec Auto-cad et pour niveau d'exploitation sont environ **18 900 357** tonnes ce qui traduit une durée de vie de la carrière de **38** ans avec une production annuelle de 500 000 tonnes.

REFERENCES
BIBLIOGRAPHIQUES

Références bibliographiques

- [1]. **UMABT**; Rapport géologique de gisement de Djebel Sidi Yousef.
- [2]. **T.A.TALEB ; 1999**. Ouverture et exploitation (plan quinquennal minier) du gisement de calcaire de Djebel d'Har El Mendjel, El Maleh, Ain Timouchent; Mémoire d'ingéniera ENP.
- [3]. **NOEL ; 2007**. Massif rocheux. Les presses de l'école des mines de Paris.
- [4]. **MATIN.F & SAITA.A; 2012**. Mécanique des roches travaux souterrains. Huitième édition.
- [5]. **CETIM ; 2013**. Résultats des essais et commentaires exécutés sur le gisement de Djebel Sidi Yousef, Boumerdes.
- [6]. **NEGGAZI.A ; 2009**. Projet d'exploitation de la colline Est de dolomie-calcaire a El Maleh Ain Timouchent, Projet d'ingéniera ENP d'Alger.
- [7]. **JEAN COSTET ; 1983**. Cours pratique de mécanique des sols, OPU.
- [8]. **DIALO.K & DOUMBIA.A; 2008**. Elaboration d'un plan de tir en vue d'améliorer la fragmentation des roches Carrière de Ben Azzouz ; mémoire d'ingéniera d'état en mines UBM ; Annaba.
- [9]. **.GHARBI.K, 2007**. L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier ; Mémoire d'ingéniera de l'ENP.
- [10]. **.CHIBKA.N ; 1980**. Exploitation des gisements métallifères. Edition Office des publications universitaires.
- [12]. **.MERABET. Dj ; 1989**. Principes de l'élaboration du projet des mines à ciel ouvert ; Edition OPU.
- [13]. **KOVALENKO.V & AMBARTSOUMIAN.N & LAHMER K.M; 1986**. Exploitation des carrières; Edition OPU.

[14].**HERRMANN.K ; 1971.** Précis de forage des roches ; Edition DUNOD paris.

[15].**CALEMBERT. L ; 1952.**Etude géologique du massif culminant de l'Ouarsenis ; Rapport géologique.

[16].**LOUNIS.F ; 2007.**Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha. Mémoire d'ingénieria de l'école nationale polytechnique.

[17].**OLOFSSON S.O; 2002.**Applied explosives technology for construction and mining.

[18].Guide de mise en œuvre des produits explosifs en milieu subaquatique. 2008.

[19]: **BLEUZEN.Y, 2010.**Abattage à l'Explosif, Ecole des Mines de Nancy.

[20] : **STELLMAN J.M ; 2000.**Encyclopédie de sécurité et de santé au travail, Volume III.

ANNEXES

Gamme de production de L'ONEX (Office national des substances explosifs)

L'ONEX produit une gamme très variée d'explosifs et accessoires de tir

A. LES EXPLOSIFS

A.1. Explosifs gélatineux

De consistance gélatineuse contenant beaucoup d'huile explosive, ils ne sont pas sensibles à l'eau et conviennent pour les travaux d'abattage des roches dures telles que le calcaire cristallin, les grés durs et le granit. Ils sont désignés dans le commerce sous le nom de :

- Géonit.
- Gélanit 1.
- Gélanit 2.

A.2. Explosifs pulvérulents

De consistance poudreuse ne contenant pas ou très peu d'huile explosive, ils sont hygroscopiques. Ils sont recommandés pour les roches tendres à mi-dures, la molasse et les schistes. Ils sont désignés dans le commerce sous le nom de :

- Marmanit 1.
- Marmanit 2.
- Marmanit 3.
- Carrinit.
- Anfomil; - N18 BIS.

B. les accessoires de tir

B.1. Détonateur

1.1 Détonateur pyrotechnique Détonateur ordinaire n°8.

1.2 Détonateurs électrique :

- Détonateur électrique instantané (D.E.I).
- Détonateur sismique (D.E.S).
- Détonateurs électrique micro retard (D.M.R)-12 numéros.
- Temps de retard 20 millisecondes de 20 à 240 millisecondes.
- Détonateur électrique retard (D.E.R)-12 numéros.

Annexes

- Temps de retard de 1/2 seconde à 6 secondes.

B.2.-les cordons détonants

Le cordon détonant fabriqué par L' ONEX est très brisant, sa vitesse de détonation est supérieure à 6500 m/s, sa résistance à la rupture dépasse les 40 kg/24h. L'ONEX fabrique le cordon 10gr/m, 12gr/m, le 20gr/m et le 40 gr/m

B.3.Mèche lente ou de sûreté

La durée de combustion de la mèche lente est de 120 secondes/m $\pm 10\%$ elle est étanche, elle a une résistance à la rupture supérieur à 8 kg/mn.

B.4. Poudre noire

L'ONEX produit trois variétés de poudre noire :

- Poudre noire militaire 1 à 6.
- Poudre noire pour mèche.
- Poudre fantasia.

B.5. fil de tir

L'ONEX produit le fil de tir de \varnothing 0,6 mm gainé par du P.V.C antistatique.

Les explosifs.

1. Définition de l'explosif

Sous la dénomination générale de substance explosive, on entend tout mélange ou composé qui sous l'effet d'un choc, d'un frottement, d'une étincelle, d'un échauffement, ou encore sous l'action d'une onde de choc ou irradiation se transforme en un temps très court en un grand volume de gaz.

2. Déflagration et explosion :

2.1. Déflagration

La déflagration de substance explosive est provoquée par la décomposition de la molécule suivie par une combustion des atomes de carbone et d'hydrogène contenus dans la matière .la vitesse de décomposition est relativement lente et est comprise entre 10 et 400 m/s. la déflagration est le régime normal de la poudre noire, et des poudres propulsives.

2.2. Détonation

Lors de la détonation, la décomposition de la substance explosive est rapide et il y a naissance d'une onde de choc .la vitesse de décomposition est dans ce cas comprise entre 2000 et 9000 m/. Le régime normal des explosifs est la détonation. La détonation d'un explosif engendre un choc et une poussée utilisée principalement dans les travaux d'abattage et de démolition. La déflagration d'une poudre engendre une poussée exceptionnellement utilisée pour l'abattage (poudre noire comprimée) et le plus fréquemment pour la propulsion.

3. principe d'action de l'explosif

La détonation d'un explosif produit un très grande volume de gaz à haute pression .si la décomposition de la substance explosive se faite en plein air, les gaz se dégagent avec force et ne fournissent aucun travail utile. En vase clos, bien au contraire, le dégagement des gaz d'explosion peut être employé pour les travaux de mine bien chargée et suffisamment bourrée. Dans l'exploitation des carrières ou généralement on a recours à des tous de mines de gros diamètres et de grande profondeur, le fond du trou de mine est alors chargé par de l'explosif dense formant ainsi la charge principale. La partie supérieure représentant la charge secondaire est chargée par de l'explosif moins dense Cette disposition des charges explosives dans le trou de mine permet une bonne fragmentation de la roche avec des projections de déblais réduits.

4. vitesse de détonation

La vitesse de détonation d'un explosif détermine l'effet de brisance sur le matériau. Plus la vitesse de détonation est élevée plus l'explosif est brisant et les déblais obtenus sont plus fragmentés. Selon le but recherché lors des travaux de minage et selon que le mineur aient affaire à des roches dures ou tendres, il choisira un explosif à haute ou faible détonation.

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

5. Coefficient de self excitation (C.S.E)

Il exprime numériquement la faculté que possède la détonation de se transmettre d'une charge à une autre charge et particulièrement d'une cartouche à une autre. Cette transmission de la détonation dépende : de la puissance de l'onde de choc et de la réception de la cartouche au voisinage de celle qui explose. Le coefficient de self excitation est important lors de bourrage des trous de mine. Pour les explosifs de l'ONEX, Le C.S.E varie entre 0 et 18 cm.

Annexes

L'expansion des gaz de décomposition qui suit l'explosion exerce une énorme pression sur les parois rocheuses qui les contiennent. Cette haute pression agit sur les parois du trou de mine et provoque d'abord un choc qui fissure les roches avoisinantes et une poussée qui entraîne la projection des roches et leur fragmentation. La pression des gaz est la même dans toutes les directions mais les gaz comme tous les fluides, auront tendance à s'échapper en suivant les lignes de moindre résistance.

6. Caractéristiques des explosifs

Le choix d'un explosif est lié à la nature et aux caractéristiques des roches à miner. Celles-ci peuvent être tendres, dures ou dures à moyenne dureté voir tableau ci-après. Selon qu'on a affaire à un type de roches ou un autre, le choix de l'explosif en dépend. Pour faciliter ce choix, nous donnons les principales caractéristiques des explosifs qui les différencient entre eux.

7. Puissance ou brisance

C'est la quantité d'énergie que développe un explosif au moment où il détone. Elle est déterminée au laboratoire par des essais et est exprimée couramment par le coefficient d'utilisation pratique CUP ou encore par l'essai TRAUZL.

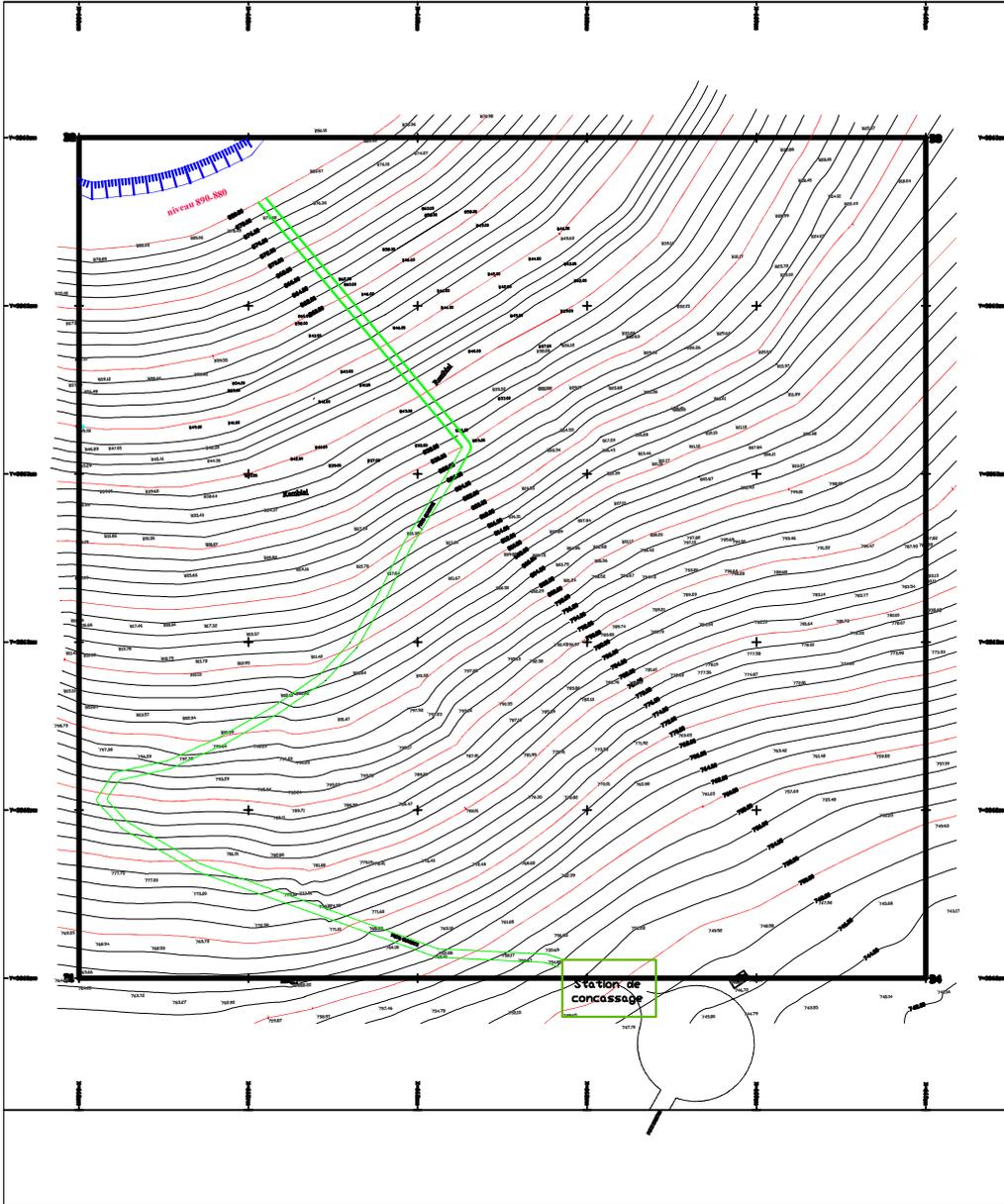
8. Densité

L'ONEX produit une gamme d'explosifs dont la densité varie entre 0,95 et 1,5. C'est ainsi qu'on peut avoir les cartouches de même volume mais avec des poids différents, ce qui permet au mineur d'avoir des densités de chargement variables. Pour les travaux de mine en roches dures, le mineur choisira un explosif à haute densité tandis que pour les travaux en roches tendres le même mineur préférera un explosif à faible densité.

9. Catégorie d'explosif

Les explosifs fabriqués par l'ONEX sont des explosifs brisants qui comprennent :

- Les dynamites de consistance gélatineuse sous notre appellation commerciale de Géonit et Gélanit 1 et 2 contenant plus de 12% de nitroglycérine. Ce sont des explosifs brisants insensibles à l'eau et utilisés dans la recherche sismique et dans les travaux en roche dure.
- Les explosifs nitrés sous forme pulvérulente sous notre appellation commerciale de Carrinit et Marmanit. Une large gamme est offerte à nos clients avec des densités variables et les diamètres appropriés. Dans le tableau sont reportées les principales caractéristiques de nos produits ainsi que les conditions d'en cartouche et d'emballage.



ECH=1/1000

COORDONNEES U.T.M. DES POINTS		
N°	X	Y
B1	668600.00	3862800.00
B2	668600.00	3863300.00
B3	669100.00	3863300.00
B4	669100.00	3862800.00

LEGENDE

- Limite du secteur
- Talus de carrière(gradin)
- Piste d'accès
- Station de concassage

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE & POPULAIRE

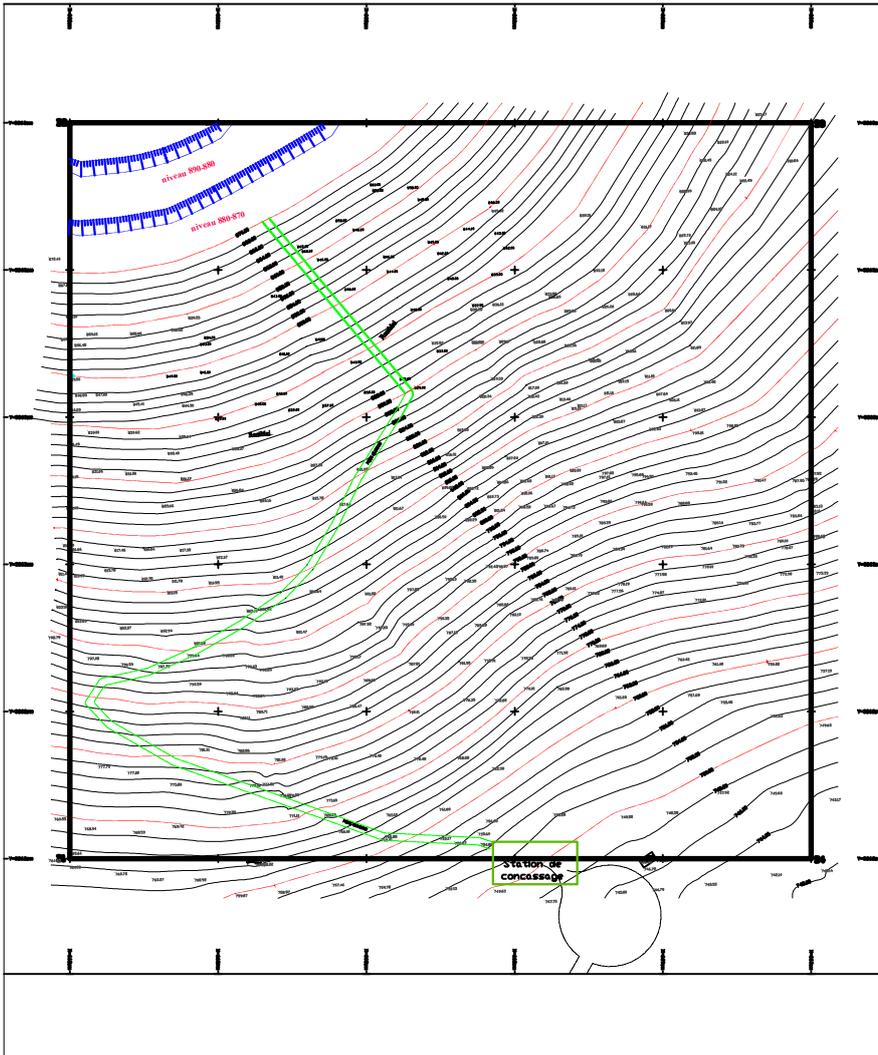
WILAYA: TLEMCCEN
 DAIRA: CHESTOUANE
 COMMUNE: AIN-FEZZA
 LIEU-DIT: DJEBEL SIDI YOUSSEF TIZ

projet : plan d'exploitation de la carrière de calcaire de Djbel Sidi Youssef AIN-FEZZA TLEMCCEN

UNIVERSITE DE BEJAIA
 ABDERRAHMANE MIRA

EXPLOITATION NIVEAU 890-880 m

ECHELLE	1/1000	REALISE PAR :
DATE	SEPTEMBRE 2016	BOUASRIA REDOUANE CHAGOUR LAHCENE
Encadré par :	Djazar : 0	




 ECH=1/1000

COORDONNEES U.T.M. DES POINTS		
N°	X	Y
B1	668600.00	3862800.00
B2	668600.00	3863300.00
B3	669100.00	3863300.00
B4	669100.00	3862800.00

LEGENDE

-  Limite du secteur
-  Toit de carrière/grandis
-  Piste d'accès
-  Station de concassage

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE & POPULAIRE

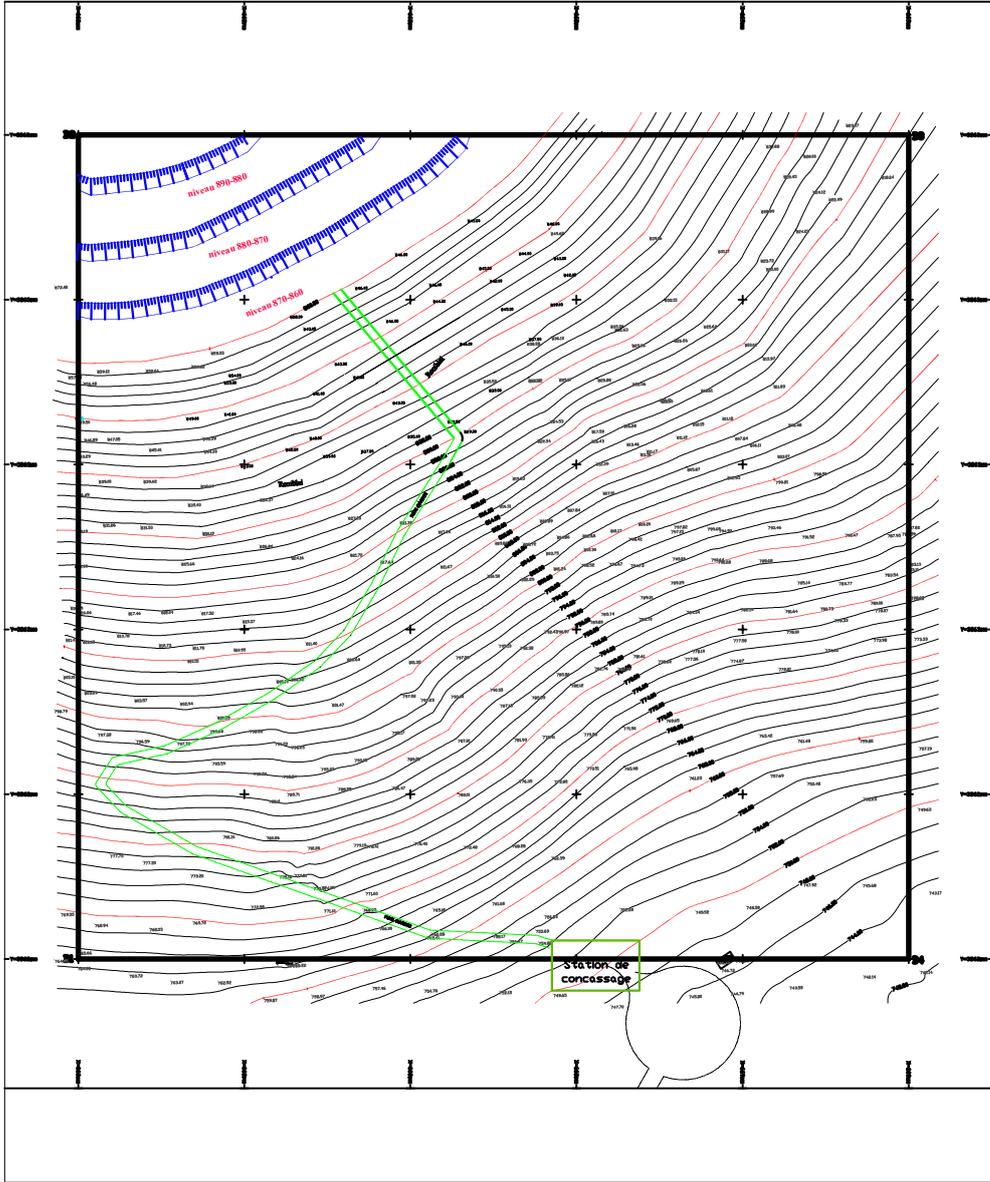
WILAYA: TLEMCEN
 DAIRA: CHERCHAGNE
 COMMUNE: AIN-PEZZA
 Lieu dit: DJBEL SIDI YOUSSEF TIZ

projet : plan d'exploitation de la carrière de calcaire
 de Djbel Sidi Yousef AIN-PEZZA TLEMCEN

UNIVERSITE DE BEJAIA
 ABDERRAHMANE MIRA

EXPLOITATION NIVEAU 880-870 m

EGHELLE	1/1000	REALISE PAR :
DATE	SEPTEMBRE 2016	BOUASRIA REDOUANE CHAGDUR LAHCENE
Essaie par:	Djazm : o	



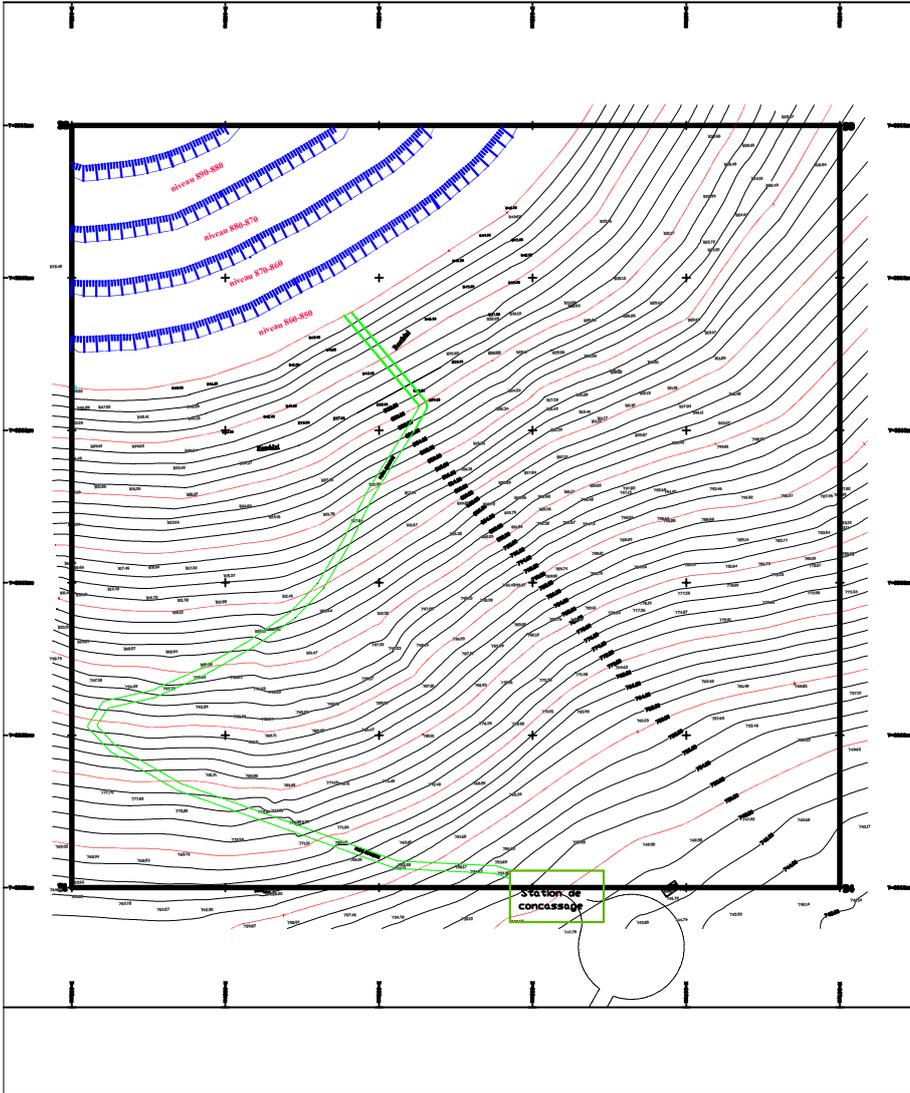

 ECH=1/1000

COORDONNEES U.T.M. DES POINTS		
N°	X	Y
B1	668600.00	3862800.00
B2	668600.00	3863300.00
B3	669100.00	3863300.00
B4	669100.00	3862800.00

LEGENDE

-  Limite du secteur
-  Talus de carrière(gradin)
-  Piste d'accès
-  Station de concassage

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE & POPULAIRE		
WILAYA: TLEMCEN DAIRA: CHETOUANE COMMUNE: AIN-FREZZA Lieu dit: DJBEL SIDI YOUSSEF 1122		
projet : plan d'exploitation de la carrière de calcaire de Djbel Sidi Yousef AIN-FREZZA TLEMCEN		
UNIVERSITE DE BEJAIA ABDERRAHMANE MIRA		
EXPLOITATION NIVEAU 870-860 m		
Echelle	1/1000	REALISE PAR :
DATE	SEPTEMBRE 2016	BOUASRIA REDOUANE CHAGOUR LAHCENE
Encadré par:	Djazzari : o	

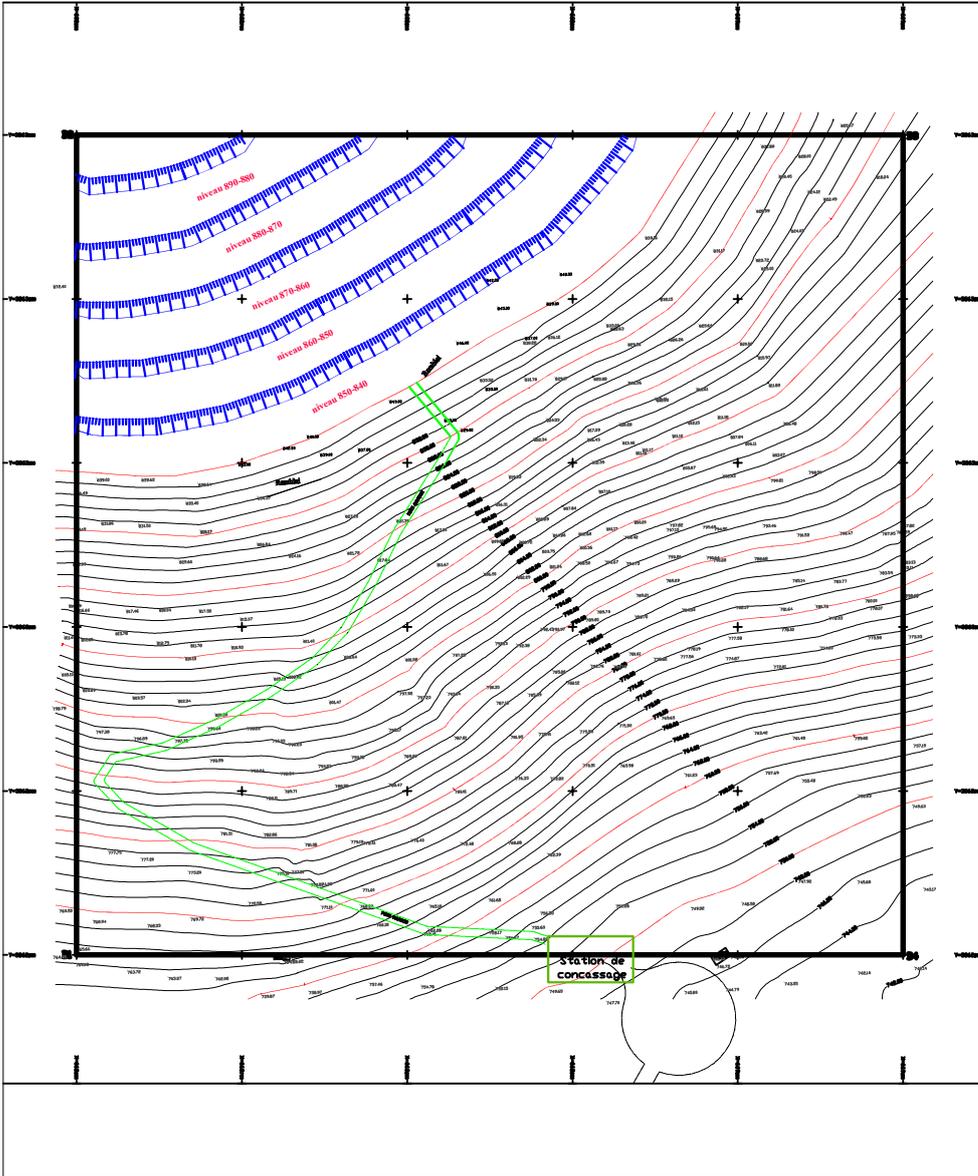



 ECH=1/1000

COORDONNEES U.T.M. DES POINTS		
N°	X	Y
B1	668600.00	3862800.00
B2	668600.00	3863300.00
B3	669100.00	3863300.00
B4	669100.00	3862800.00

LEGENDE	
	Limite du secteur
	Talus de carrièrefrigoind
	Piste d'accès
	Station de concassage

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE & POPULAIRE		
WILAYA: TLEMCEN		
DZIRIA: CHESTALUSE		
COMMUNE: AIN-PEZZA		
Lot n°: DZIRIA SIDI YOUSSEF 102		
projet : plan d'exploitation de la carrière de calcaire de Djbel Sidi Yousef AIN-PEZZA TLEMCEN		
UNIVERSITE DE BEJAIA ABDERRAHMANE MIRA		
EXPLOITATION NIVEAU 860-850 m		
ECHELLE	1/1000	REALISE PAR :
DATE	SEPTEMBRE 2016	BOUJASRIA REBOUANE
Encadré par :	Djassri : o	CHAGOUR LAHCENE



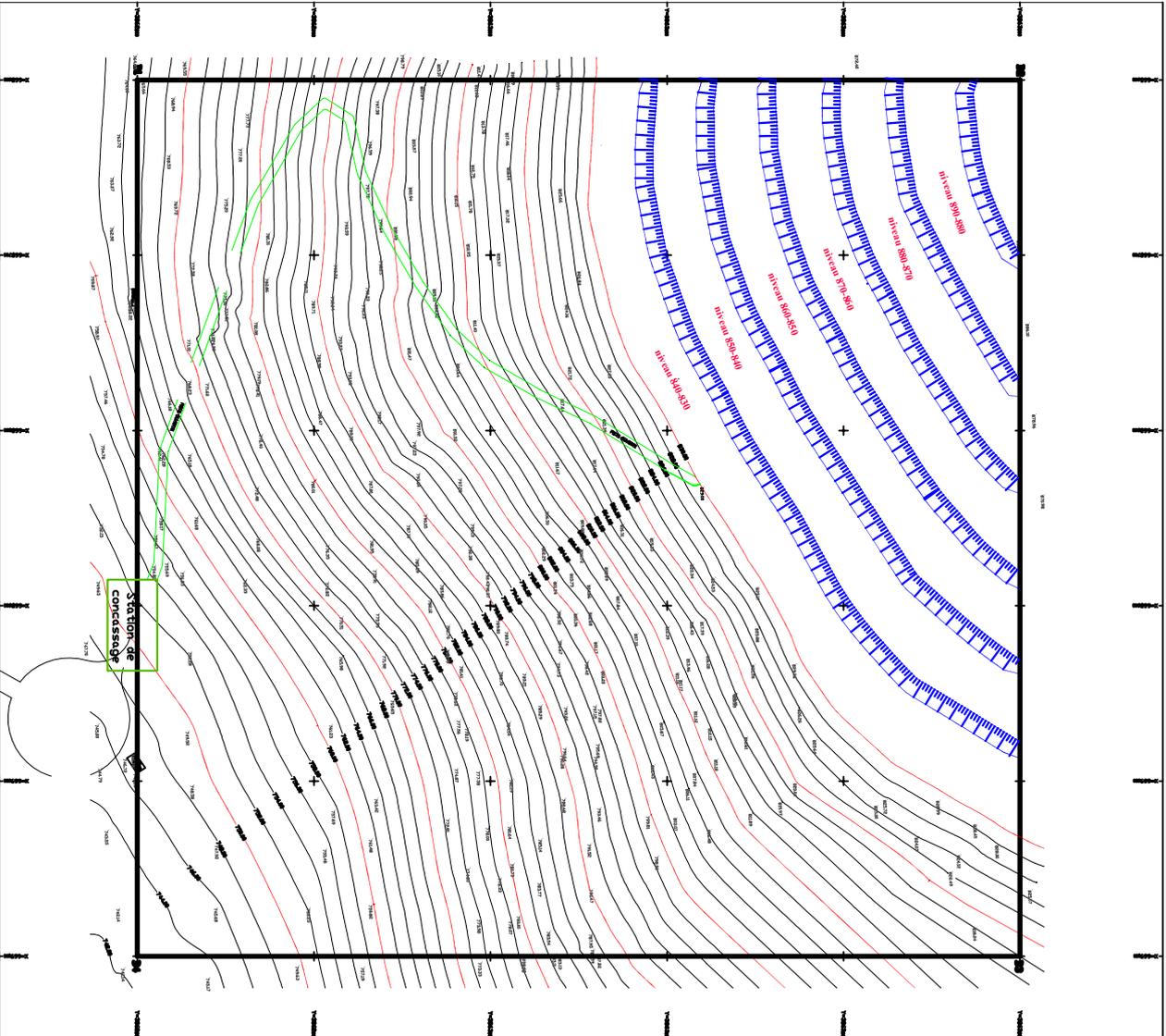

 ECH=1/1000

COORDONNEES U.T.M. DES POINTS		
N°	X	Y
B1	668600.00	3862800.00
B2	668600.00	3863300.00
B3	669100.00	3863300.00
B4	669100.00	3862800.00

LEGENDE

-  Limite du secteur
-  Toiis de carrier(gradin)
-  Rate d'accès
-  Station de concassage

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE & POPULAIRE		
WILAYA: TLEMCCEN		
DjARA: CHEFOUANE		
COMMUNE: AIN-FRZZA		
Lieu DR: DJBEL SIDI YOUSSEF TIZI		
projet : plan d'exploitation de la carriere de calcaire de Djbel Sidi Yousef AIN-FRZZA TLEMCCEN		
UNIVERSITE DE BEJAIA ABDERRAHMANE MIRA		
EXPLOITATION NIVEAU 850-840 m		
ECHELLE	1/1000	REALISE PAR :
DATE	SEPTEMBRE 2016	BDUASRIA REDOUANE CHAGOUR LAHCENE
Encadré par:	Djaziri : o	



COORDINÉES U.T.M. DES POINTS			
N°	X	Y	
B1	666600,00	3862800,00	
B2	666600,00	3863300,00	
B3	669100,00	3863300,00	
B4	669100,00	3862800,00	

- LEGENDE**
- Ligne de section
 - Tous de contour (égale)
 - Pente occés
 - Station de concession

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE & POPULAIRE

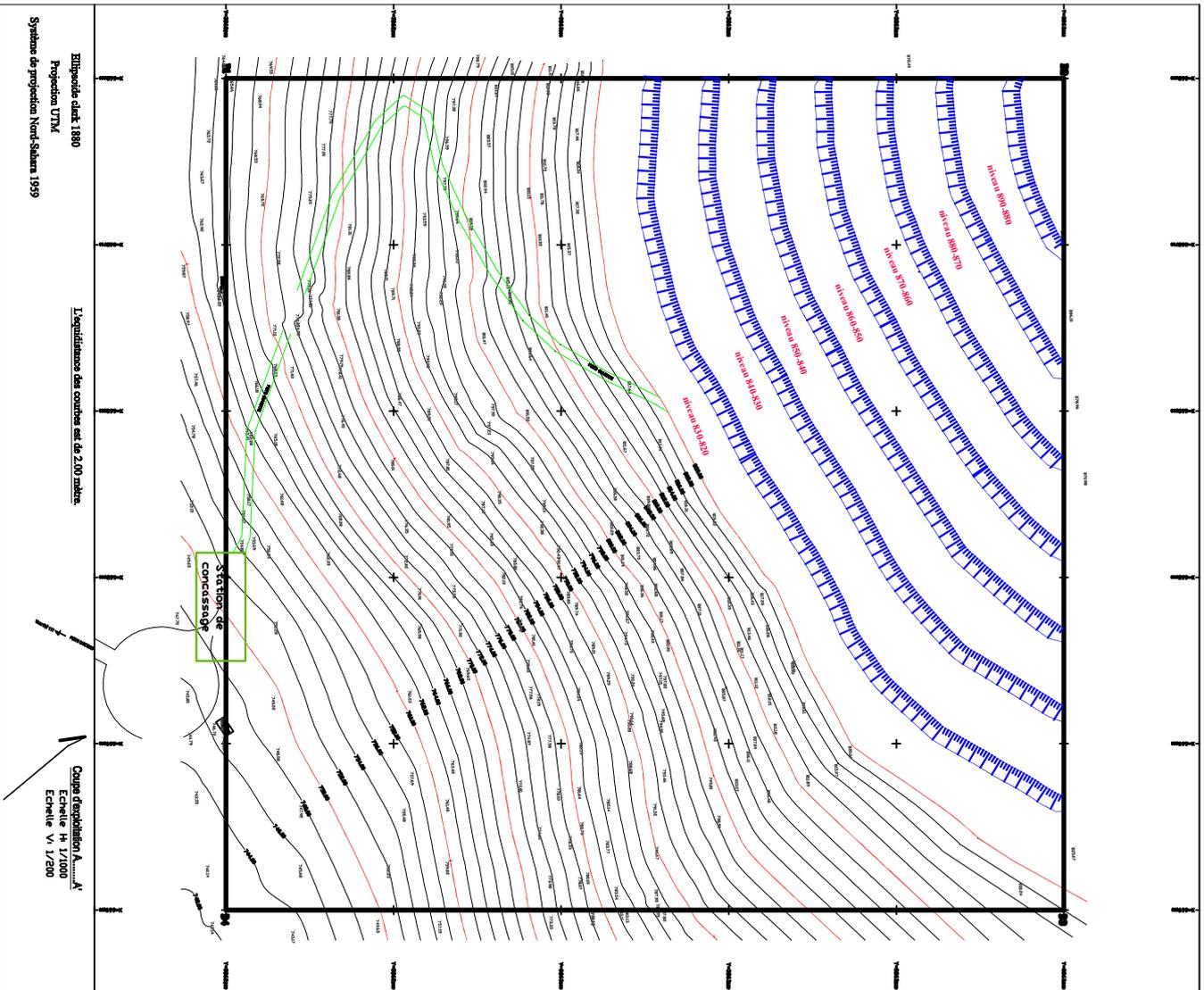
WILAYA : TLEMSEN
 DAIRAT : GEMOUANS
 COMMUNE : ANASSZA
 LIEUX : ZIBRAI SOU YOUSSEF TIZI

projet : plan d'exploitation de la carrière de calcaire de Djbel Sidi Youssef AIN-FEZZA TLEMSEN

**UNIVERSITE DE BEJAIA
 ABDEBRAHMANE MIRA**

EXPLOITATION NIVEAU 840-830 m

ÉCHELLE	1/1000	REALISE PAR :
DATE	SEPTEMBRE 2016	BOUASSRIA REDJOUANE CHAGOUR LACHENC'
Encadré par :	Djazairi, O	



COORDONNÉES U.T.M.
DES POINTS

N°	X	Y
B1	646600,00	3862800,00
B2	646600,00	3863300,00
B3	6469100,00	3863300,00
B4	6469100,00	3862800,00



- LEGENDE
- Limite du secteur
 - Talus de cornière (graben)
 - Piste d'accès
 - Station de reconnaissance

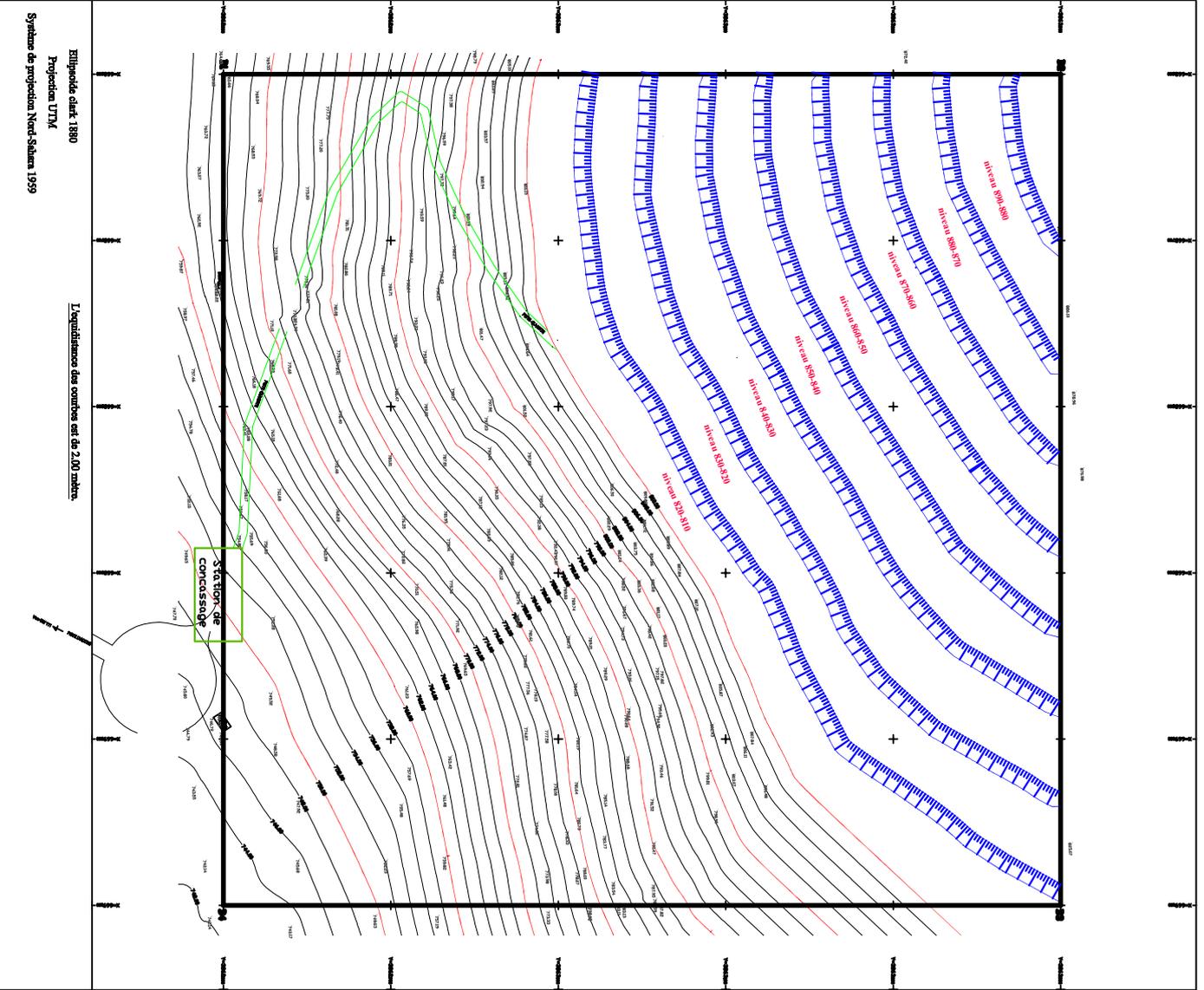
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE & POPULAIRE
 WILAYA : TLEMCCEN
 DAIRA : GHEMULAB
 COMMUNE : AINAZZA
 Lieu dit : DIBEL AIN YOUSSEF T2

projet : plan d'exploitation de la carrière de calcaire de Djbel Sidi Youssef AIN-FEZZA TLEMCCEN

UNIVERSITE DE BEJAIA
ABDERAHMANE MIRRA
 EXPLOITATION NIVEAU 830-820 m

EXECUTE PAR :
 BOUASSIA REDOUANE
 CHAOUIR LAHCENE

DATE : SEPTEMBRE 2016
 Echelle plan : 1/200



Échelle carte 1:880
Projection UTM
Système de projection Nord-Sudam 1959

Écartement des courbes est de 2,00 mètres



COORDONNÉES UTM DES POINTS			
N°	X	Y	
B1	658600,00	3862800,00	
B2	658600,00	3863300,00	
B3	659100,00	3863300,00	
B4	659100,00	3862800,00	

- LEGENDE**
- Limite du secteur
 - Talus de carrière (grandin)
 - Piste d'accès
 - Station de concession

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE & POPULAIRE

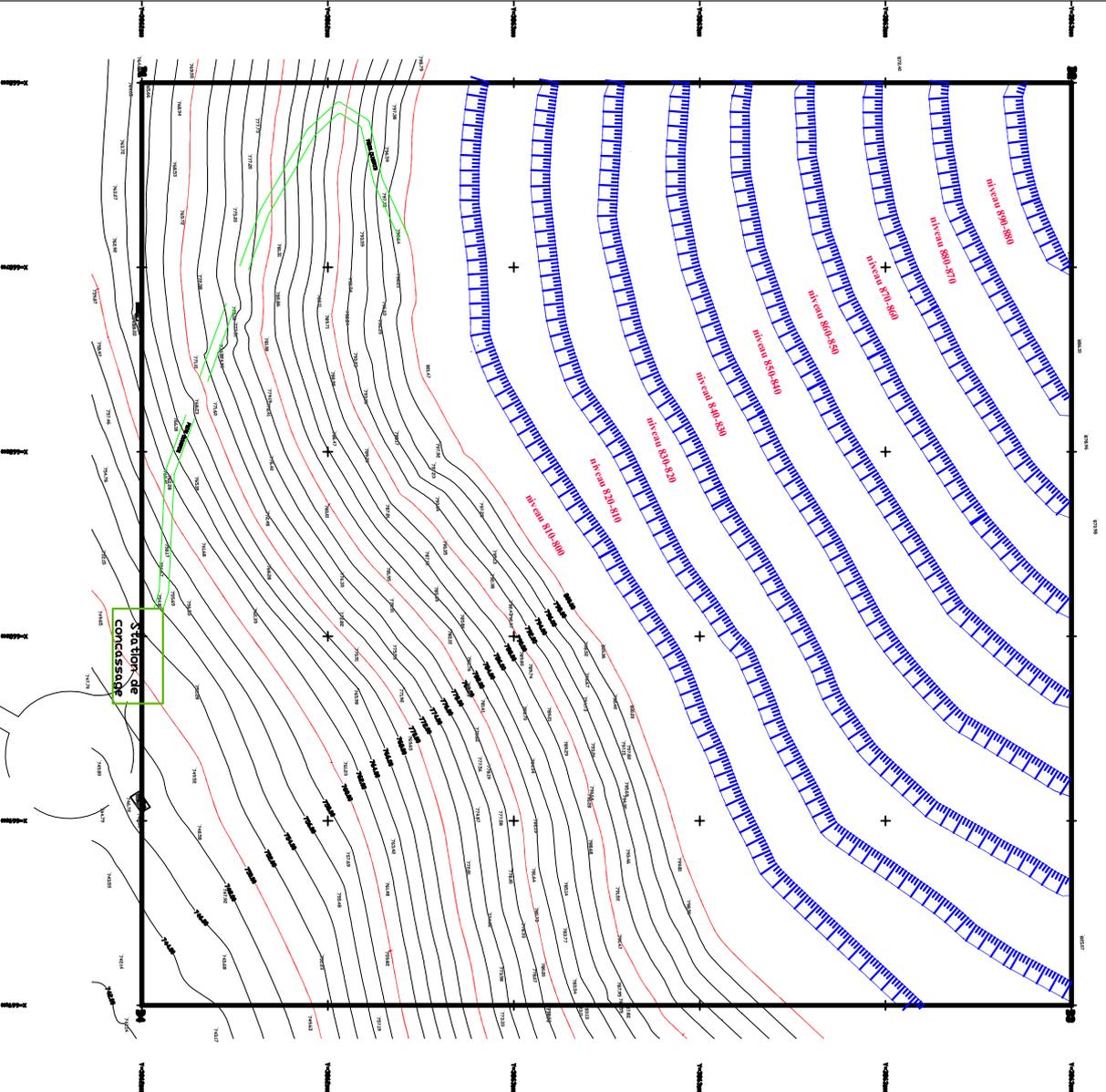
WILAYA: TLEMCCEN
DAIRA: CHERTOUANE
COMMUNE: AIN-FEZZA
TALON: DIBRAH SIDI YOUSSEF 172

projet : plan d'exploitation de la carrière de calcaire de Djebel Sidi Yousef TLEMCCEN

UNIVERSITE DE BEJAIA
ABDERRAHMANE MIRA

EXPLOITATION NIVEAU 820-810 m

CONCLUE		REALISE PAR :	
DATE	SEPTEMBRE 2016	BOUASSRIA REOUANE	
Endossé par :	Bazari o	CHINDOUEN LAMICHE	



Échelle cart. 1:800
 Projection UTM
 Système de projection Nord-Sudam 1959

L'équidistance des courbes est de 2,00 mètres.

COORDONNÉES U.T.M. DES POINTS			
N°	X	Y	
B1	668600,00	3862800,00	
B2	668600,00	3863300,00	
B3	669100,00	3863300,00	
B4	669100,00	3862800,00	



LEGENDE

- Limite du secteur
- Talus de carrière (quarri)
- Piste piétons
- Station de concession

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE & POPULAIRE

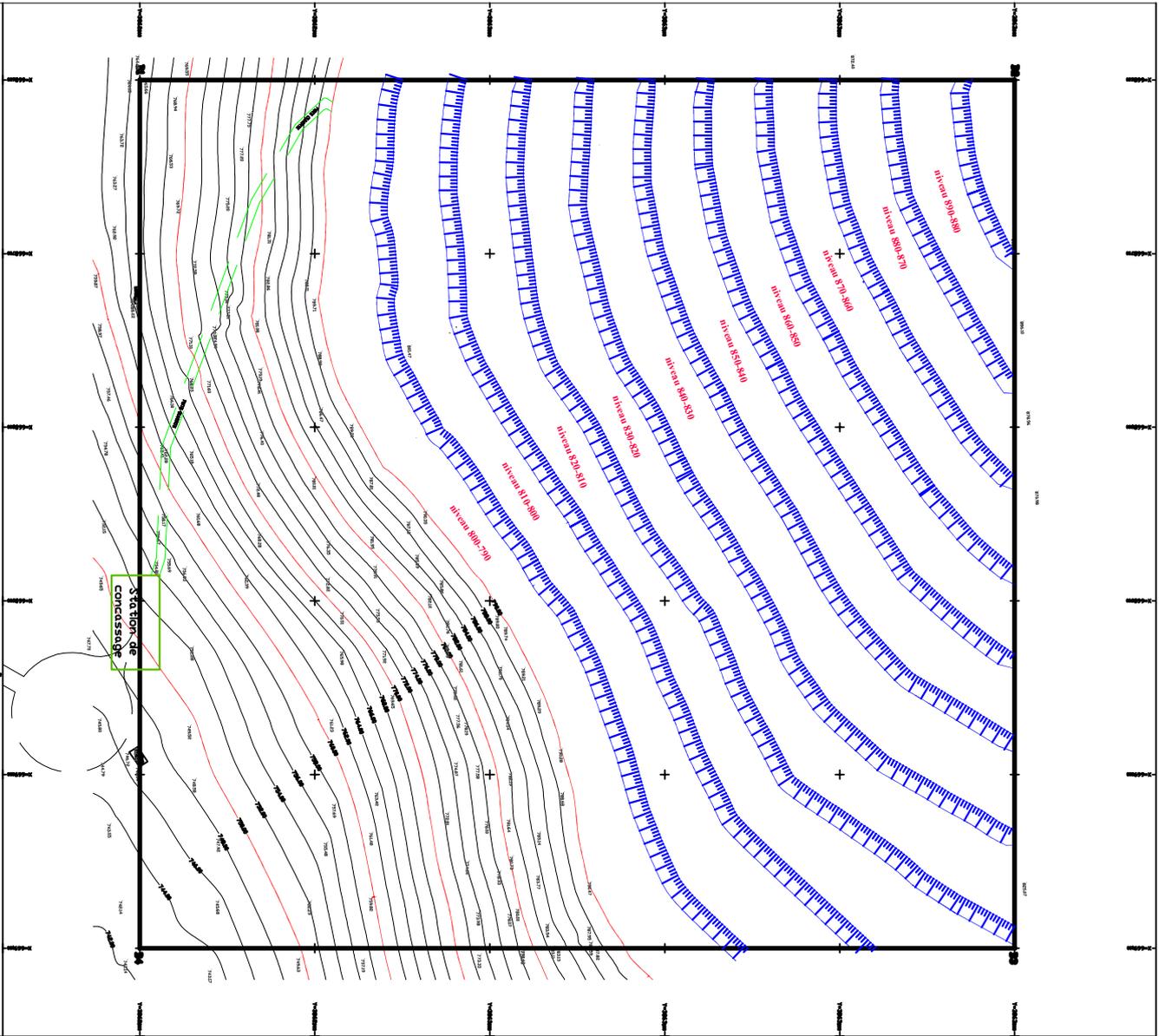
WILAYA: TLEMCEN
DZALIA: CHEROUAN
COMMUNE: AN-FIZZA
 Lieu de: **DIBEL, ANI YOUSSEF TIZ**

**projet : plan d'exploitation de la carrière de calcaire
 de Djbel Sidi Youssef AN-FIZZA TLEMCEN**

**UNIVERSITE DE BEJAIA
 ABDERRAHMANE MIRA**

EXPLOITATION NIVEAU 810-800 m

Echelle		REALISE PAR :	
1/1000		BOUSRIA REDOUANE	
DATE	SEPTEMBRE 2016	CHADOUR L'ARCEVE	
Dessiné par :	Dzazari - o		



Échelle d'axe 1:800
Projection UTM
Système de projection Nord-Sud 1959

L'altitude des courbes est de 2,00 mètre.



COORDONNEES U.T.M.		
DES POINTS		
N°	X	Y
B1	668600,00	3862800,00
B2	668600,00	3863300,00
B3	669100,00	3863300,00
B4	669100,00	3862800,00

LEGENDE

- Ligne du secteur
- Talus de carrière (Groscaen)
- Piste accés
- Piste accés
- Station de concessage

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE & POPULAIRE

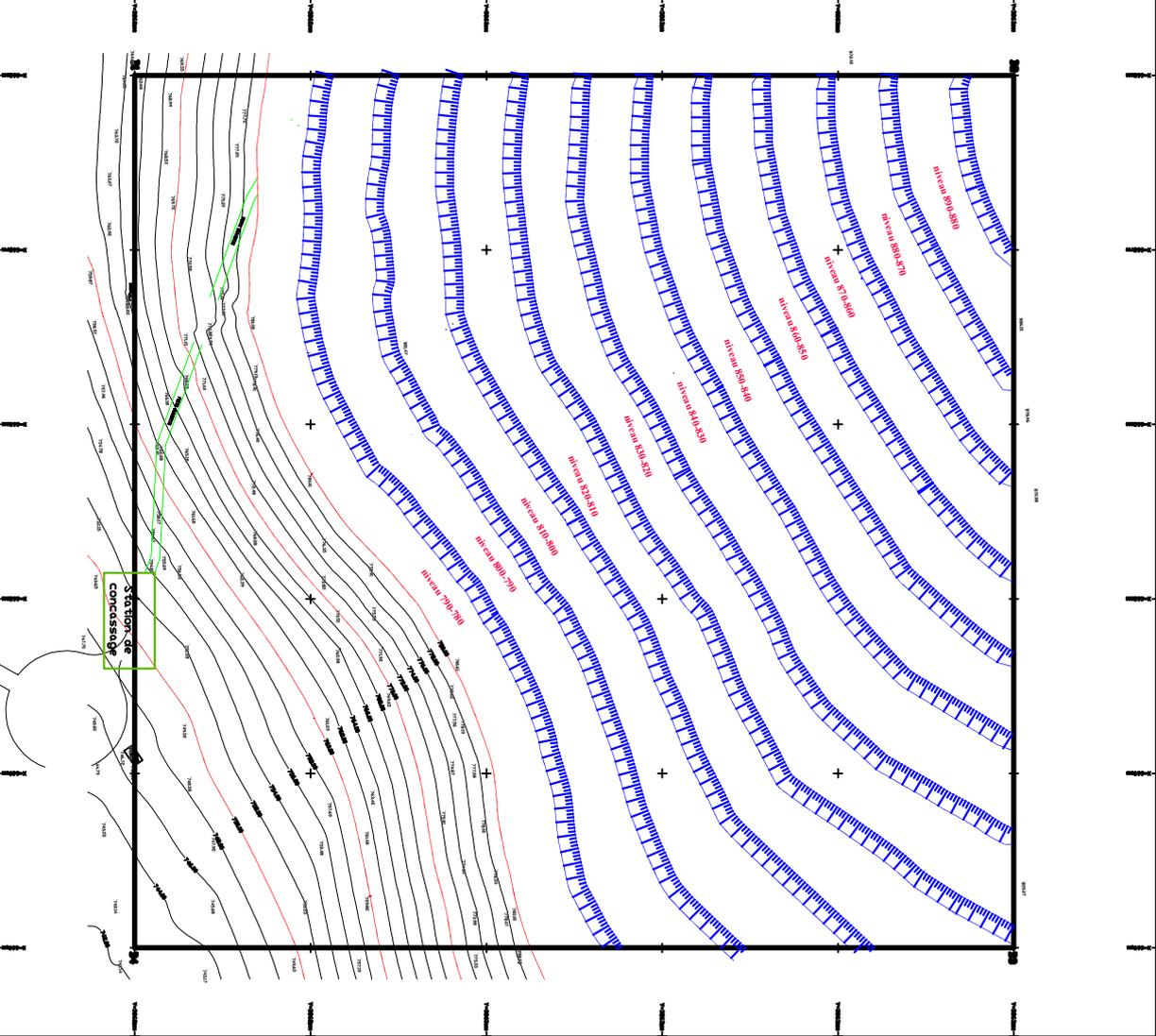
WILAYA: TLEMCCEN
DJAJA: CHEROUANE
COMMUNE: AIN-FEZZA
Lieu dit: DIBEL AIN YOUSUF TIZ

projet : plan d'exploitation de la carrière de calcaire de Djebel Sidi Youssef AIN-FEZZA TLEMCCEN

**UNIVERSITE DE BEJAIA
ABDERRAHMANE MIRA**

EXPLOITATION NIVEAU 800-790 m

ÉCHELLE	1/1000	REALISE PAR :	BOUSSAIA REDOUANE CHAQOUR LARHCEN
DATE	SEPTEMBRE 2016		
Établi par	Djazairi o		



Echelle au 1/1000
 Projection UTM
 Système de projection Nord-Sudam 1999

L'acquisition des contours est de 2,00 mètres.

COORDONNEES U.T.M.
DES POINTS

N°	X	Y
B1	668600,00	3862800,00
B2	668600,00	3863300,00
B3	669100,00	3863300,00
B4	669100,00	3862800,00



ECH=1/1000

LEGENDE

- Ligne au secteur
- Terrain de concession
- Piste orée
- Système de concession

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE & POPULAIRE

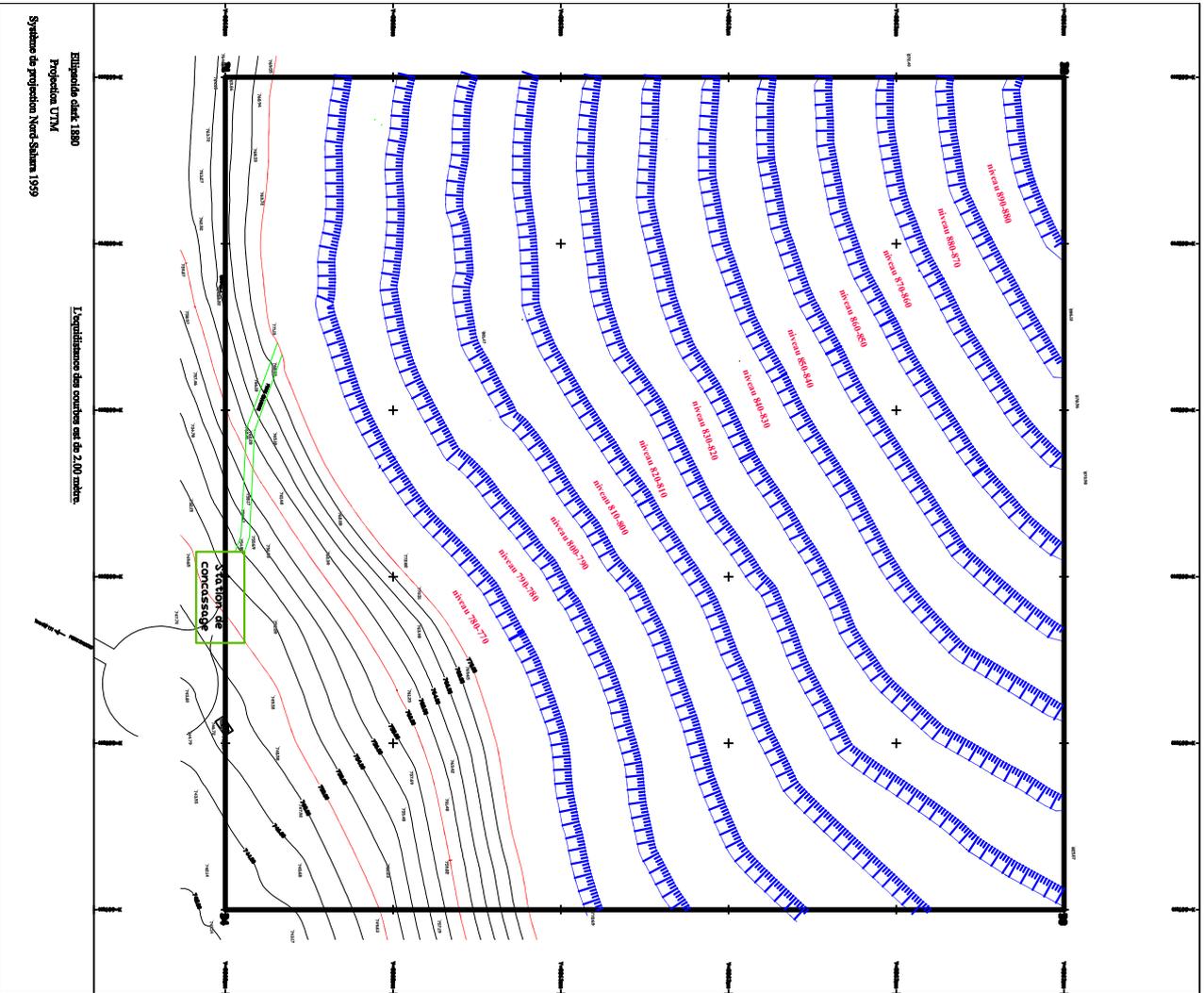
WILAYA: TIEMCEN
 DAIRA: CHEROUANE
 COMMUNE: AN-REZZA
 Lieu dit: DIBEL AIN-YOUSSEF TIZI

projet : plan d'exploitation de la carrière de calcaire
 de Djebel Sidi Youssef AIN-REZZA TIEMCEN

UNIVERSITE DE BEJAIA
 ABDERRAHMANE MIRA

EXPLORATION NIVEAU 790-780 m

ECHAPE		REALISE PAR
DATE	1/000	BOUASSRIA ECHOUANE
Échelle au	SPRITRINE 250	CHACHEUR L'ALGERIENNE
Échelle au	Ugavani 0	



COORDONNEES U.T.M. DES POINTS			
N°	X	Y	
B1	668600,00	3862800,00	
B2	668600,00	3863300,00	
B3	669100,00	3863300,00	
B4	669100,00	3862800,00	

LEGENDE

- Ligne de secteur
- Tois de correction (Gros)
- Piste d'accès
- Station de concessio

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE & POPULAIRE

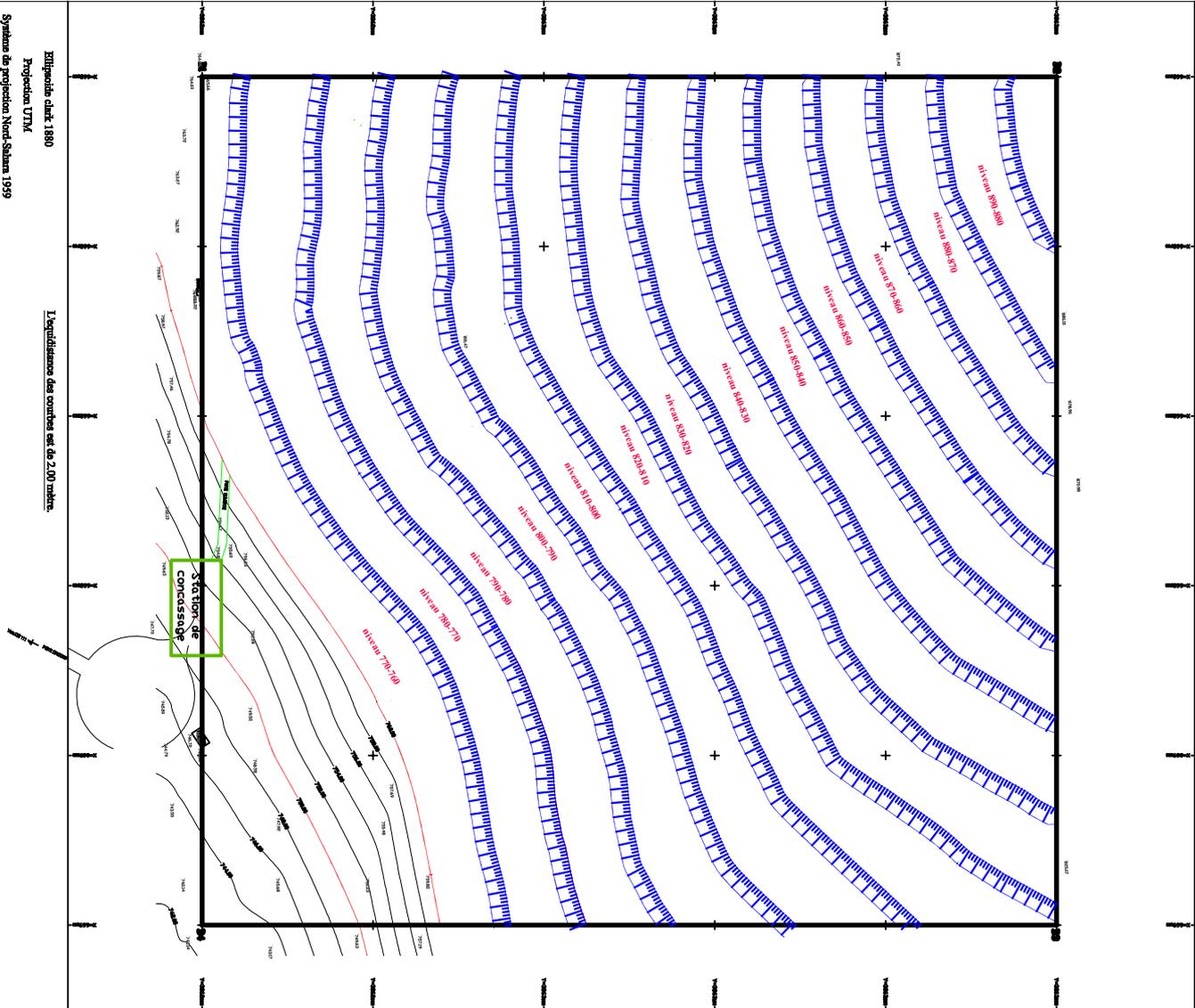
WILAYA: TLEMCEN
 DAIRA: CHERCHOUA
 COMMUNE: AIN-FREZZA
 Tracé de : DAMEL BOUYOUF TIZ

**projet : plan d'exploitation de la carrière de calcaire
 de Djebel Sidi Youssef AIN-FREZZA TLEMCEN**

**UNIVERSITE DE BEJAIA
 ABDERRAHMANE MIRZA**

ESPÉRANTIN NIVEAU 780-770.0

ECHELLE		REALISE PAR :	
1/1000		BOUASSIA REOUANE	
DATE	service des	CHAGOUR	
Exécuté par :	Dzayer : o	LACHENE	



Zépléon de cône 1880
 Projection UTM
 Système de projection Nord-Sud 1959

L'espacement des courbes est de 2,00 mètres.



COORDONNEES U.T.M.
DES POINTS

N°	X	Y
B1	648600,00	3862800,00
B2	648600,00	3863300,00
B3	649100,00	3863300,00
B4	649100,00	3862800,00

- LEGENDE
- Ligne de section
 - Tous de carter (progras)
 - Piste d'écés
 - Station de concession

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE & POPULAIRE

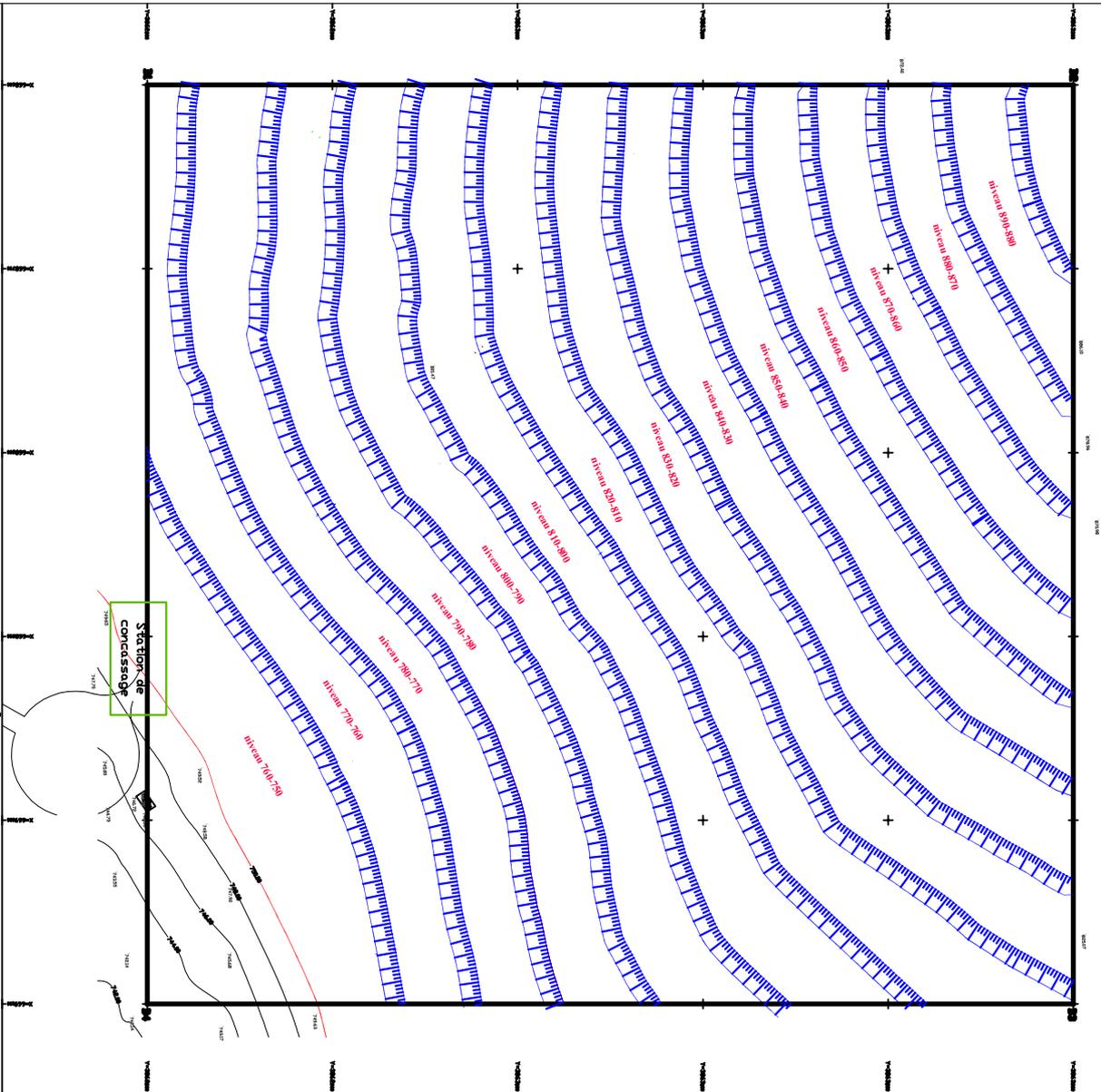
WILAYA: TIZOUCEN
 DAIRA: CHEROULAIN
 COMMUNE: AIN-FEZZA
 Lieu de: DIBEL AIN YOUSSEF TIZ

projet : plan d'exploitation de la carrière de calcaire de Dibel Sidi Yousef AIN-FEZZA TLEMCCEN

UNIVERSITE DE BEJAIA
 ABDEERAHMANE MIRA

EXPLOITATION NIVEAU 770-760 m

ECHELLE	1/1000	REALISE PAR :	BEJAASSIA REDOUANE CHACOUR LAHCENE
DATE	SEPTEMBRE 2016		
Dessiné par :	Bajouet : 0		



Echelle carte 1:880
 Projection UTM
 Système de projection Nord-Sudam 1959



COORDONNEES UTM DES POINTS			
N°	X	Y	
B1	668600,00	3862800,00	
B2	668600,00	3863300,00	
B3	669100,00	3863300,00	
B4	669100,00	3862800,00	

- LEGENDE**
- Ligne du secteur
 - Talus de construction
 - Piste rocées
 - Station de concession

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE & POPULAIRE

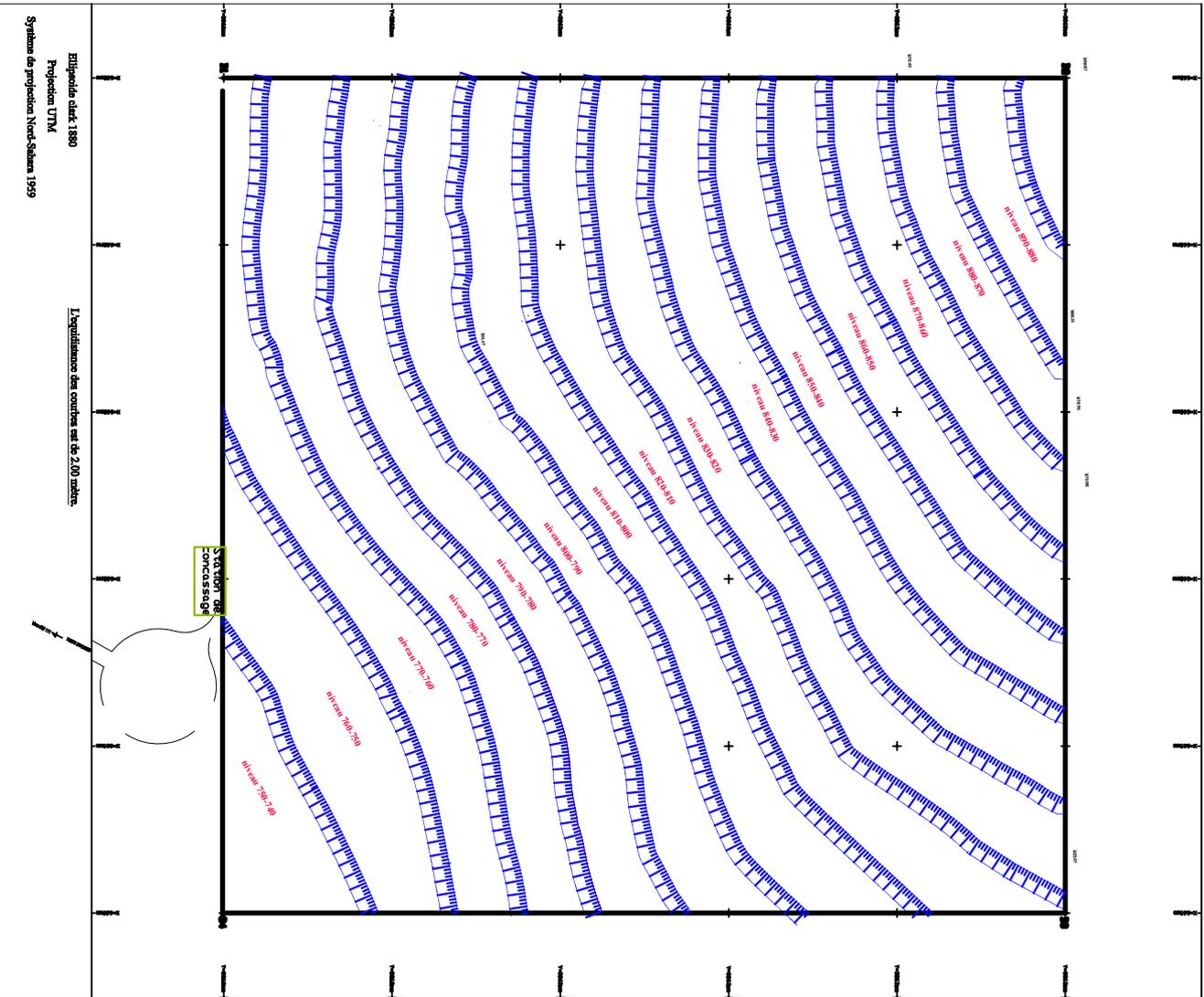
VILAYE: TLEMCEN
 DAIRA: CHEROULAN
 COMMUNE: AIN-FEZZA
 Lieu de: DJEBEL BOU YOUSSEF MZA

**projet : plan d'exploitation de la carrière de calcaire
 de Djebel Sidi Yousef AIN-FEZZA TLEMCEN**

**UNIVERSITE DE BEJAIA
 ABDERRAHMANE MIRA**

EXPLOITATION NIVEAU 760 -750 m

CONTRÔLE	1/2009	REALISE PAR :	BOUASRIA REDOUANE CHAGOUR L'ACHENE
DATE	SEPTEMBRE 2016		
Échelle pour	Départ: 0		



Echelle au 1:800
 Projection UTM
 Système de projection Nord-Sudam 1959

L'alignement des courbes est de 2,10 mètres.



**COORDONNEES U.T.M.
DES POINTS**

N°	X	Y
B1	668600,00	3864800,00
B2	668600,00	3863300,00
B3	669100,00	3863300,00
B4	669100,00	3864800,00

- LEGENDE**
- Ligne de section
 - Talus de carrière (groulé)
 - Piste érodée
 - Station de concassage

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE & POPULAIRE
 WILAYA : TAMANEN
 DAIRA : CHERRAIA
 COMMUNE : AIN-FREZZA
 Lieu de : DÉPOT DE LA VOIE N° 102

**projet : plan d'exploitation de la carrière de calcaire
de Djebel Saïf Yousef AIN-FREZZA TTEMOCEN**

**UNIVERSITE DE BEJAIA
ABDIERRAHMANE MIRA**

EXPLOITATION NIVEAU 750.-740 M

Echelle	1/800	REALISE PAR :
DATE	SEPTEMBRE 2016	BOUASRIA REDOUANE CHAGOUR LARHENE
Échelle plan	250m - 0	

Résumé

Résumé :

Le but de ce travail est de réaliser une étude sur les travaux d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire, situé au lieu-dit Djebel Sidi Yousef, au niveau de la commune d'Ain Fezza, Wilaya de Tlemcen.

Les réserves exploitables estimées dans ce gisement sont de l'ordre 18 909 357 tonnes.

La durée de vie de la carrière est 38 ans, avec une production annuelle de 500 000 tonne/an.

Des plans relatifs aux travaux d'ouverture et d'exploitation, de différents niveaux ont été établis à l'aide d'Auto-cad.

L'exploitation de ce dernier se fait par quinze gradins de 10 m, dont les travaux d'abattage se fait à l'explosif.

Mots clés : Carrière, Réserves, Ouverture, Exploitation, Piste d'accès, Tranchées, Plans, Explosifs.

Abstract:

The object of this work, is to realize studding about operations of accesses and exploitation of quarry, located at the town Ain Fezza, at a place called Tizi, state of Tlemcen

Estimated reserves are of the order of 18 909 357 tonne.

The lifespan of the quarry is 38 years, with annual production in 500 000 t/year.

The work openings were made with opening and operating plans of different levels and accesses have been established using Auto-cad.

The operation is done in fifteen levels, the weight of each level is 10 m, and the feeling is done with explosives.

Keywords: Career, Reserves, Opening, Exploitation, Track access, Trenches, Maps, Explosives.

الملخص :

إن الهدف من هذا العمل هو القيام بدراسة حول فتح و استغلال محجره للحصى في المكان المسمى تيزي بجبل سيدي يوسف بلدية عين فزي. إنالمخزون قدر ب 90918 357 طنا مدة حياة المحجرة قدرت ب38 سنة مع إنتاج سنوي500000 طن/سنة .

المخططات الخاصة بأعمال الفتح و الاستغلال تمت بواسطة برنامج الأوتوكاد .

الاستغلال يتم وفق خمسة عشر مستوى كل مستوى ذو ارتفاع 10 متر . أعمال الهدم تتم بواسطة المتفجرات .

الكلمات المفتاحية: متفجرات , مخطط , خندق , طريق الدخول , استغلال , فتح , مخزون , محجره