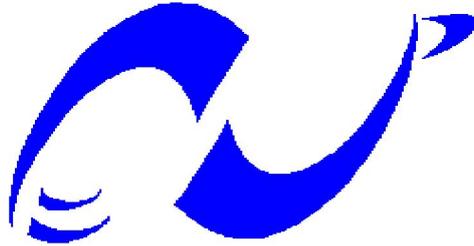


Ministère de l'enseignement supérieur et de la recherche scientifique

Ecole Nationale Polytechnique

Département Génie Minier



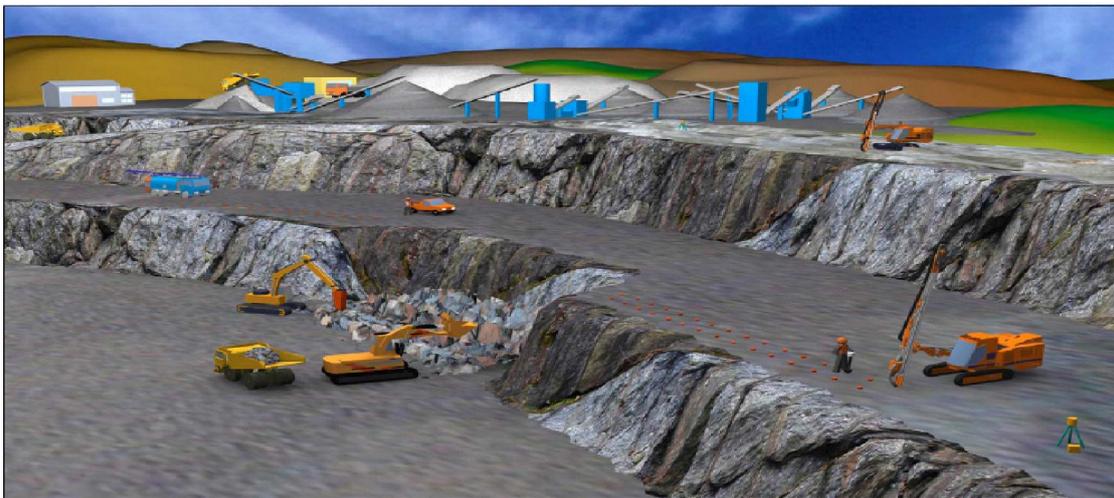
المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
Ecole Nationale Polytechnique

Projet de fin d'études

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

Thème :

*Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula
situé à proximité de Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbès)*



Proposé par : ENG

Réalisé par : AMARI Gherici

Dirigé par: Dr. K. OMRACI

Promotion : 2009-2010

Remerciements

Je voudrais avant d'entamer la présentation de ce mémoire remercier ALLAH tout puissant de m'avoir donné la volonté et le courage d'établir ce travail.

Je remercie vivement et sincèrement mon promoteur Mr. K.OMRACI, dont les conseils et les critiques m'ont été d'un apport précieux et m'ont été d'une aide inestimable et ont largement contribué à ma formation d'ingénieur, pour m'avoir, guidé, orienté, suivi et dirigé durant toute l'étude de ce projet, je voudrais lui exprimer un grand merci.

Mes remerciements s'adressent aussi, à tout le personnel de la direction générale de l'Entreprise Nationale des Granulats pour sa disponibilité, en particulier :

A Mr ACHAB Djamel et Mr GUEBOUB de la direction d'exploitation.

Je remercie aussi tout le personnel de l'unité de SIDI ALI BENYOUB.

Merci à tous nos enseignants du département GENIE MINIER pour le savoir qui nous ont transmis durant notre cursus.

J'adresse également mes vifs remerciements à tous ceux et celles qui, directement ou indirectement ont contribué à faciliter mon travail.

Je ne saurais terminer sans remercier vivement le président et les membres du jury pour avoir accepté de présider et d'examiner ce modeste travail.

Dédicace

À ma mère

À mon père

À mes frères

À mes sœurs

À tous mes amis

Je dédie ce travail

ملخص:

من أجل تغطية الحاجيات المتزايدة على الحصى، المؤسسة الوطنية للحصى قررت فتح محجرة جديدة للكلس، تسمى كراولة، توجد على حوالي 2.4 كم من الموقع القديم لسيدي علي بن يوب، الذي له مدة حياة محدودة بعشر سنين. من أجل هذا قمنا بتقدير كلفة نقل المادة الأولية من طبقة المعدن الجديدة كراولة إلى محطة الجرش، اعتماداً على معلومات المحجرة القديمة لسيدي علي بن يوب، قمنا كذلك بخطط الطريق الرئيسي و حققنا مخططات الفتح والإستغلال باستعمال البرنامج أوتوكاد، وهكذا قمنا بتقدير الإحتياجات الممكنة إستغلالها حقا من كل مستوى و المقدر ب 33.5 مليون طن، هذه الإحتياجات تعطي مدة حياة للمحجرة ب 31 سنة. من أجل حساب وسائط مخطط الرمي حققنا تطبيقاً بالإستعانة بأداة البرمجة سي شارب.

كلمات مفتاحية: كلس، إستغلال على الهواء الطلق، تكلفة، نقل، كراولة، احتياطات، سي شارب، مخطط الرمي.

Résumé :

Pour couvrir les besoins toujours croissants en granulats, l'Entreprise Nationale des Granulats a projeté d'ouvrir une nouvelle carrière de calcaire à ciel ouvert, dénommée Kraoula, située à environ 2.4 km de son ancien site de Sidi Ali Benyoub, qui lui à une durée de vie limitée à une dizaine d'années. Pour cela une estimation des coûts de transport de la matière première du site de Kraoula vers la station de concassage a été faite en se basant sur des données recueillies du site de Sidi Ali Benyoub. Une piste principale ainsi que des plans d'exploitation ont été réalisés à l'aide d'Auto-CAD. Les réserves calculées par ce logiciel (33.5 millions de tonnes) permettent une durée de vie de 31 ans. Pour le calcul des paramètres du plan de tir, une application informatique à l'aide du langage orienté objet C Sharp a été réalisée.

Mots clés : calcaire, exploitation à ciel ouvert, transport, coûts, Kraoula, C Sharp, et plan de tir.

Summary:

To meet the always increasing requirements out of aggregates, the national company of the aggregates projected to open a new in the open pit limestone quarry, named Kraoula, located at approximately 2.4 km of its old site of Sidi Ali Benyoub, which him at one lifespan limited to ten years. For that an estimate of the costs of transport of the raw material of the site of Kraoula towards the station of crushing was made while being based on data collected of the site of Sidi Ali Benyoub. A principal track as of the plans of exploitation was carried out using Auto-CAD. The reserves calculated by this software (33.5 million tons) allow one lifespan 31 years. For the calculation of the parameters of the shot-firing pattern, a data-processing application using the language directed object C Sharp was carried out.

Key words: limestone, opencast mining, transport, costs, Kraoula, C Sharp, and shot-firing pattern.

TABLE DES MATIERES

INTRODUCTION GENERALE	1
-----------------------------	---

Chapitre I : Cadre geologique du gisement

I-1- Situation géographique	2
I-2-Topographie	3
I-3-Le climat	5
I-4- Réseau hydrographique.....	5
I-5- Hydrogéologie	5
I-6-Géologie régionale	6
I-6-1-Stratigraphie	6
I-6-2-Structure géologique et tectonique	7
I-7- Géologie locale du gisement	10
I-7-1-Litho-stratigraphie du gisement	10
I-7-2-Les éléments du gisement	10
I-8- Estimation des réserves exploitables	11
I-9-Conclusion	14

Chapitre II : Proprietes et caracteristiques de la roche calcaire du gisement de kraoula

II-1- Echantillonnage	15
II-1-1- Définition et objectif	15
II-1-2-Mode opératoire	15
II-2-Caractéristiques chimiques	15
II-3- Propriétés intrinsèques.....	16
II-3-1- La masse volumique.....	16
II-3-2-Résistance à l'usure et aux chocs.....	16
II-3-2-1-Essai Los Angeles.....	16
II-3-2-2-Essai d'usure Micro Deval.....	17
II-4-Conclusion	18

Chapitre III : Etude technico-économique du transport

III-1-Introduction	19
III-2- Exigences du transport	19
III-3-Etude technico-économique du transport de l'ancien site.....	19
III-3-1- Caractéristiques des pistes.....	19
III-3-2- Les conditions technico-minières de la carrière Sidi Ali Benyoub	20
III-3-2-1-Régime de fonctionnement de la carrière	20
III-3-2-2- Capacité annuelle de production	20
III-3-2-3- Production mensuelle.....	20
III-3-2-4- La production journalière.....	20
III-3-2-5- Production horaire	21
III-3-3- Transport par camion	21
III-3-3-1- Rendement des camions.....	21

III-3-3-2- Le nombre de camions nécessaires pour assurer la production	23
III-3-4- Evaluation des frais d'une tonne de minerai transportée par kilomètre.....	23
A-Les coûts fixes du transport	23
A-1-Les amortissements des engins de transport.....	24
A-1-1-Généralité	24
A-1-2-Calcul des amortissements	24
A-2-Les frais du personnel	26
A-2-1-Les frais du personnel du transport.....	26
A-2-2- Les frais du personnel de la maintenance	28
B- Les coûts variables du transport.....	29
B-1-L'entretien préventif.....	29
B-1-1-les pièces de rechange	29
B-1-2-Les lubrifiants	30
B-1-3- Les graisses.....	30
B-2-Les pneumatiques.....	30
B-3-Le gasoil	31
III-3-5- Le prix de revient d'une tonne de minerai transportée par kilomètre.....	32
III-3-6- Le prix de revient des produits marchands :	32
III-4-Etude technico-économique du transport du nouveau site (Kraoula).....	34
III-4-1-Traçage de la piste et ses caractéristiques	34
III-4-1-1-Itinéraire de la piste	34
III-4-1-2-Pente de la piste.....	34
III-4-1-3-largeur de la piste.....	35
III-4-1-4-Longueur de la piste	37
III-4-2-Evaluation des frais d'une tonne de minerai transportée par kilomètre	37
III-4-3- Le prix de revient d'une tonne de minerai transportée du nouveau site	38
III-4-4-Le prix de revient des produits marchands pour le nouveau site	38
III-4-5- Les prix de ventes de l'année courante [2010] :.....	38
III-5-Conclusion.....	39

Chapitre IV : Processus et technologie d'exploitation du gisement de kraoula

IV-1-Introduction :	40
IV-2-Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert.....	40
IV-2-1-Le gradin	40
IV-2-1-1-La hauteur du gradin.....	41
IV-2-1-2-L'angle de talus du gradin.....	41
IV-2-2 Plate-forme de travail.....	41
IV-3-Planning et ordre d'exécution des travaux miniers	43
IV-3-1-Ouverture du gisement.....	43
IV-3-1-1-Généralités	43
IV-3-1-2-Mode d'ouverture du gisement de Kraoula	43
IV-3-2-Phases d'exploitation du gisement de Kraoula.....	45
IV-3-3-Cadence d'exploitation	54
IV-4-Les opérations principales de l'exploitation du gisement	55

IV-4-1-Abattage	55
A-Mode d'abattage par pelle et par excavateur	55
B-Mode d'abattage à l'explosif.....	55
B-1-La conception du plan de tir	56
B-1-1-Introduction	56
B-1-2-Détermination des paramètres du plan de tir	57
B-1-3-Détermination de la répartition de la charge dans le trou de mine	64
B-1-4-Volume de roche abattu par un trou.....	66
B-1-5-Nombre de trous forés en un mois	66
B-1-6-La charge totale d'une volée.....	66
B-1-7-Amorçage et les dispositifs d'amorçage	66
B-1-8-Réalisation d'une application pour le calcul des paramètres du plan de tir	70
B-2-La foration	72
IV-4-2-Le chargement	74
IV-4-3-Le transport	76
IV-4-3-1-Rendement des camions	76
IV-4-3-2-Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production.....	78
IV-4-4-Conclusion :	78
CONCLUSION GENERALE.....	79

LISTE DES TABLEAUX

Tableau I.1: Les coordonnées des sommets du périmètre délimitant le gisement.	3
Tableau I.2 : Températures et précipitations moyenne.	5
Tableau I.3: Réserves géologiques exploitables du gisement de Kraoula.....	13
Tableau II. 1: Caractéristiques chimiques du calcaire de gisement de Kraoula	15
Tableau II. 2: Masse volumique réelle et absolue du calcaire du gisement Kraoula. .	16
Tableau II. 3: Les résultats de l'essai Los Angeles.....	17
Tableau II. 4: Les résultats de l'essai de Micro Deval.	18
Tableau III.1: Caractéristiques des pistes.....	19
Tableau III.2 : les temps de chargement d'un camion TEREX TR60.	21
Tableau III.3: temps du trajet à vide d'un camion TEREX TR60.	22
Tableau III.4 : temps du trajet en charge d'un camion TEREX TR60.....	22
Tableau III.5 : temps de déchargement d'un camion TEREX TR60.	22
Tableau III.6 : temps de manœuvre d'un camion TEREX TR60.	23
Tableau III.7 : Les frais et dates d'acquisitions de camions dumper TEREX TR60..	25
Tableau III.8 : Les amortissements du Dumper 1.....	25
Tableau III.9 : Les amortissements du Dumper 2.....	25
Tableau III.10 : Les amortissements du Dumper 3.....	26
Tableau III.11 : Les coûts totaux des amortissements des engins de transport de l'année 2009.....	26
Tableau III.12 : Les frais annuels du personnel de transport.....	28
Tableau III.13 : Les frais globaux du personnel de la maintenance.....	29
Tableau III.14 : Coûts annuels en pièces de rechange pour les engins de transport « année 2009 ».	29
Tableau III.15 : La consommation annuelle en lubrifiant « année 2009 ».	30
Tableau III.16 : La consommation annuelle en graisses « année 2009 ».	30
Tableau III.17 : La consommation annuelle en pneumatique « année 2009 ».	30
Tableau III.18 : La consommation annuelle en gasoil « année 2009 ».	31
Tableau III.19 : Les frais totaux du transport.	31
Tableau III.20 : Les frais annuels totaux de l'année 2009.....	32

Tableau III.21 : La longueur moyenne, la pente et le rayon de courbure de chaque tronçon de la piste de roulage du nouveau site (Kraoula).	37
Tableau III.22 : Les prix de vente des différents produits « année 2010 ».	39
Tableau IV.1: cadence d'exploitation avant l'épuisement de l'ancien gisement (production envisagée 500 000 t/an).	54
Tableau IV. 2: cadence d'exploitation après l'épuisement de l'ancien gisement (production envisagée 1 500 000 t/an).	54
Tableau IV.3: les caractéristiques des explosifs utilisés	60
Tableau IV.4: La vitesse du camion en fonction de la pente.....	77
Tableau IV. 5: Temps de trajet en charge et à vide.....	77

LISTE DES FIGURES

Figure I. 1 : Carte de situation de la zone d'étude.	2
Figure I.2 : Carte topographique du gisement et ses environs.	4
Figure I.3 : Carte géologique de Chanzy (Sidi Ali Benyoub).	9
Figure I.4: Plan topographique du gisement Kraoula.....	12
Figure III. 1: Les différents frais de transport.....	31
Figure III. 2 : Les frais annuels totaux de l'année 2009.....	33
Figure III. 3: schéma de la largeur de la piste de roulage.....	35
Figure III. 4: la piste principale.....	36
Figure IV.1: schéma de la plate forme de travail (abattage à l'explosif).....	42
Figure IV.2: ouverture du niveau 835m.	44
Figure IV.3: Plan d'exploitation «Niveau 835-850m ».	47
Figure IV.4: Plan d'exploitation «Niveau 820-835m ».	48
Figure IV.5: Plan d'exploitation «Niveau 805-820m ».	49
Figure IV.6: Plan d'exploitation «Niveau 790-805m ».	50
Figure IV.7: Plan d'exploitation «Niveau 775-790m ».	51
Figure IV.8: Plan d'exploitation «Niveau 760-775m ».	52
Figure IV.9: Plan d'exploitation «Niveau 750-760m ».	53
Figure IV.10: Choix du couple diamètre-hauteur du front.....	58
Figure IV.11: L'effet de l'onde de choc au pied selon l'inclinaison du trou.....	58
Figure IV.12: Schéma du plan de tir en V.....	69
Figure IV.13 : Schéma générale montant les différents paramètres du plan de tir.	69
Figure IV. 14 : Interface des entrées de l'application avec C Sharp.....	70
Figure IV. 15: Interface des sorties.	71

Introduction générale

Introduction générale :

L'unité Sidi Ali Benyoub est l'une des plus grandes unités de l'Entreprise Nationale des Granulats qui produit plus de 1.5 millions de tonnes par an de granulats. Elle couvre une superficie de plusieurs kilomètres carrés dans la région de l'Ouest d'Algérie. La situation stratégique de cette unité permet de satisfaire une production des granulats pour les routes, les chemins de fer et le béton hydraulique. Vu que les réserves exploitables restantes de l'ancien site (12 millions de tonnes) sont en voie d'extinction, l'entreprise a obtenu une nouvelle concession, (Kraoula) voisine de l'ancien site de Sidi Ali Benyoub pour l'exploitation d'un gisement de calcaire, et pour laquelle un projet d'ouverture et d'exploitation de ce gisement a été proposé par l'entreprise « ENG ».

Un stage de deux semaines (mois de mars 2010) à l'unité de Sidi Ali Benyoub, m'a permis de réunir toutes les données essentielles pour pouvoir réaliser ce projet.

Cette étude a pour but de déterminer les coûts de transport de la matière première et leur influence sur le prix de revient des produits marchands et d'étudier l'ouverture et l'exploitation du nouveau gisement (Kraoula).

Pour atteindre cet objectif nous avons structuré notre mémoire de la manière suivante:

Le premier chapitre et le deuxième sont le résultat d'une étude bibliographique où nous présentons les conditions naturelles du gisement et les caractéristiques de la roche du gisement.

Le troisième chapitre est consacré à l'évaluation des coûts de transport de la matière première du nouveau site, en se basant sur les données de l'ancien site de Sidi Ali Benyoub.

Le quatrième chapitre, se rapporte au processus et la technologie d'exploitation du gisement où nous détaillons la méthode d'exploitation, la conduite des travaux miniers, le plan de tir et la mécanisation de ces travaux.

Chapitre I

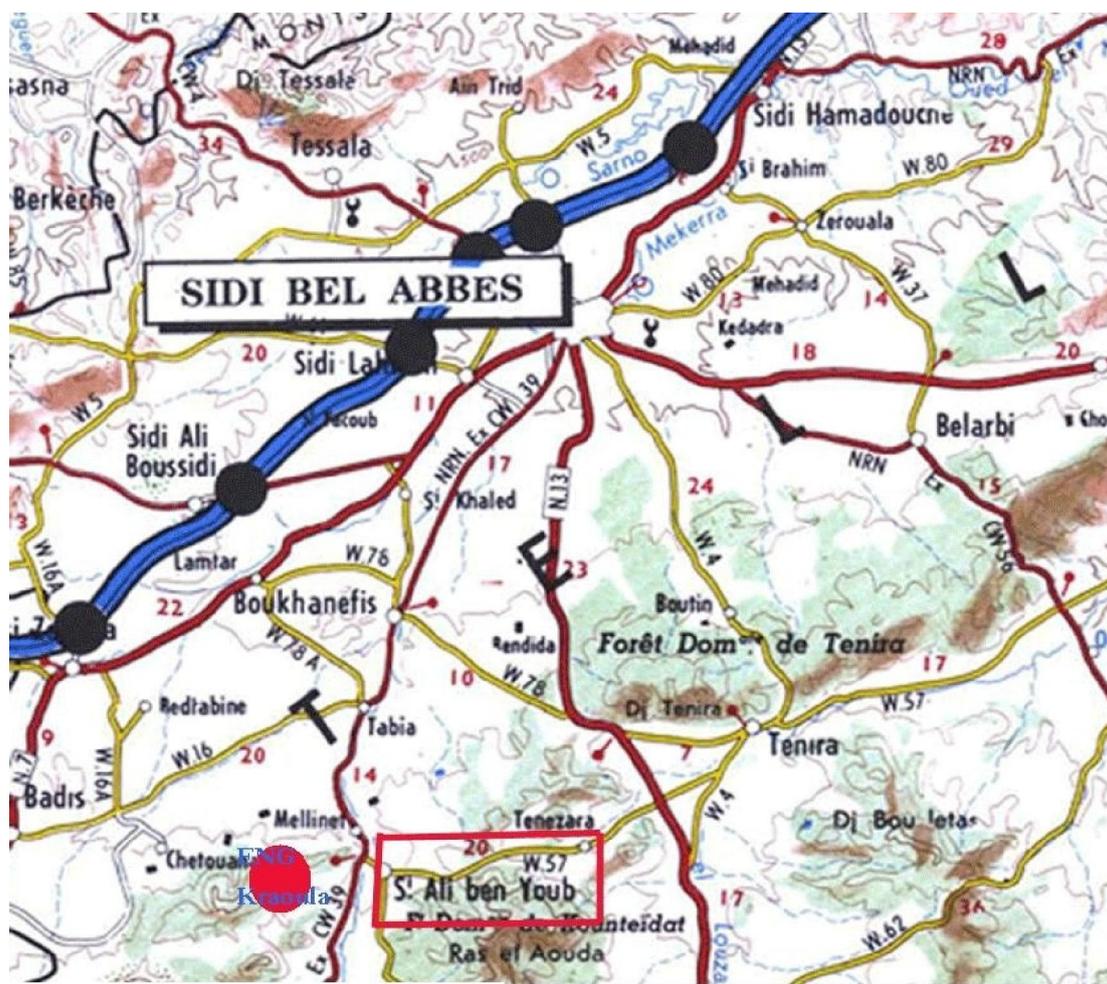
Cadre géologique du gisement de Kraoula

I- Cadre géologique du gisement : [3]

I-1- Situation géographique :

Le gisement de Kraoula, objet de cette étude, est situé à 30 km au Sud de Sidi Bel Abbés soit à 2 km au Nord-Ouest de Sidi Ali Benyoub. Il est entouré par des monts de Tessala au Nord, des monts de Tlemcen et de Daïra au Sud et des Monts de Saïda à l'Est (cf. figure I.1). Les cotes absolues du plateau varient de 589 à 1154m.

Administrativement, le gisement fait partie de la commune de Sidi Ali Benyoub wilaya de Sidi Bel Abbés.



 couloir de l'autoroute Est Ouest

 Gisement de Kraoula

 Sidi Ali Benyoub

Figure I. 1 : Carte de situation de la zone d'étude [extrait de la carte touristique].

I-2-Topographie :

La région d'étude fait partie de l'Atlas tellien. Elle est comprise entre les monts de Tessala qui constituent le segment occidental de l'Atlas tellien au nord et le massif montagneux de Sidi Ali Benyoub. Ce dernier est représenté par les djebels El Assa et Bouletas dont les sommets culminent respectivement à 1108 m et 1052 m d'altitude. Le centre de la région est représenté par un ensemble de collines faiblement mamelonnées dont les côtes maximales varient entre 480 m et 520 m d'altitude. Celles-ci, occupant la vallée de la Mekkera, se prolongent vers le Sud pour former les plaines Sarno. Vers le Sud-Est on retrouve la zone montagneuse de Tenira qui atteint 940 m d'altitude. Morphologiquement elle est caractérisée par un flanc nord très adouci avec des ondulations Est-Ouest et un flanc Sud à pente brusque.

La topographie du gisement est représentée par une colline, allongée Est-Ouest,

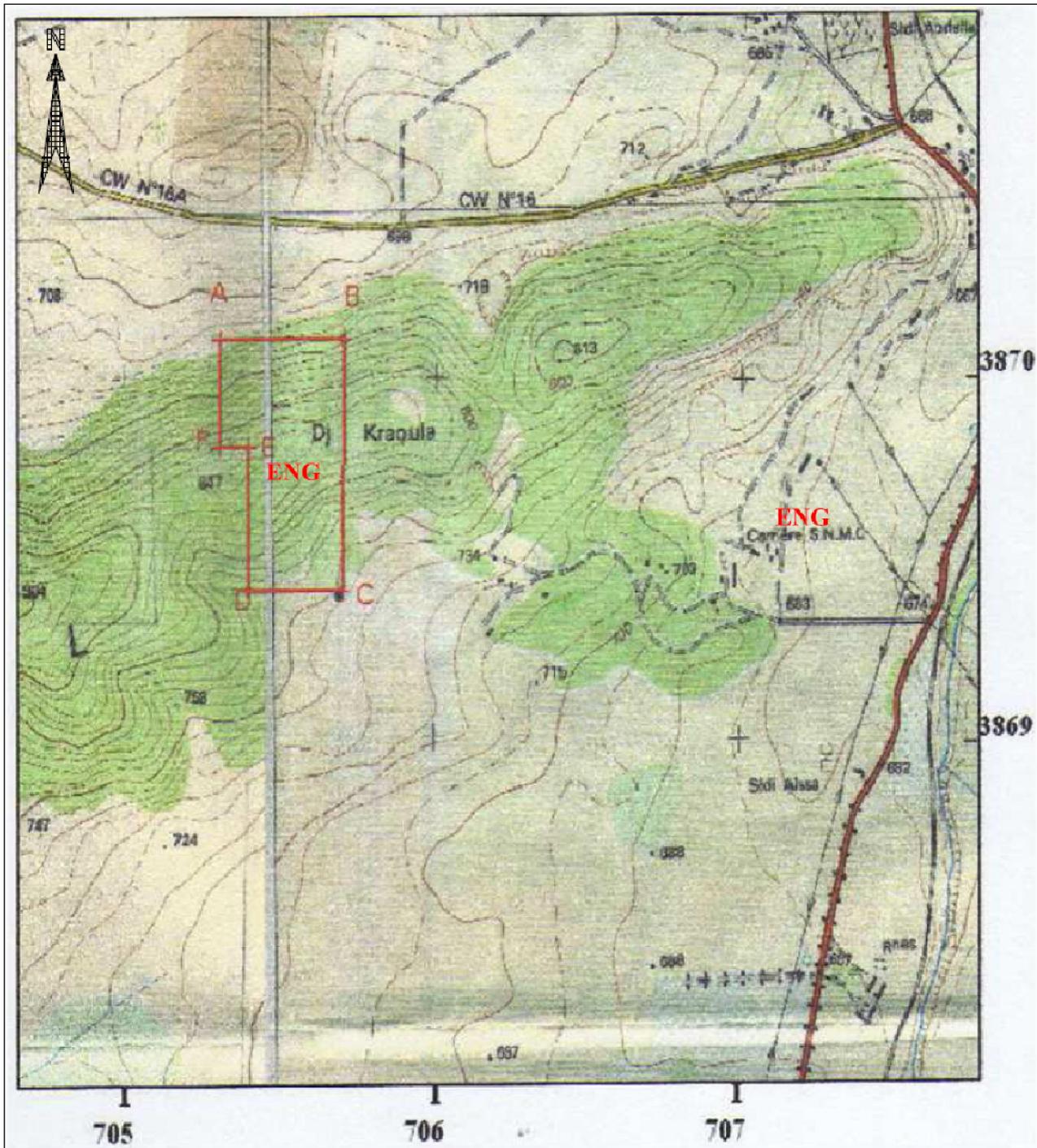
Dans les limites du gisement, les côtes absolues varient de 750m à 853m (figure I.4).

Les coordonnées des sommets du périmètre délimitant le gisement (cf. figure I.2) en système U.T.M (fuseau 30) sont données dans le tableau I.1.

Tableau I.1: Les coordonnées des sommets du périmètre délimitant le gisement.

Point	UTM - fuseau 30	
	X	Y
A	705 300	3 870 100
B	705 700	3 870 100
C	705 700	3 869 400
D	705 400	3 869 400
E	705 400	3 869 800
F	705 300	3 869 800

La superficie du périmètre est de 24 hectares.



Légende

-  Piste
-  Chemin de wilaya N°16
-  Ex Chemin de wilaya N°39
-  Forêt

Figure I.2 : Carte topographique du gisement et ses environs.

I-3-Le climat :

Du point de vue climat, la wilaya se caractérise par deux types climatiques se rapportant chacun à une zone. En général, la majeure partie de la wilaya se caractérise par un climat semi-continental avec des étés très chauds et des hivers froids et des printemps et automne de courte durée. Plus spécifiquement, les monts de Tessala se caractérisent par des hivers tempérés alors que la plaine de Sidi-Bel-Abbès, où se situe le gisement, est caractérisée par des hivers frais et des étés chauds.

Les températures moyennes (année 2001) varient de 10° en hiver et même moins, à 25° en été. Concernant les précipitations celles ci varient entre 200 mm par an pour les zones steppiques du sud et 400 mm/an pour les autres régions pour l'année 2001 et selon la même source le total a été de 358 mm.

Tableau I.2 : Températures et précipitations moyenne.

	janvier	février	mars	avril	mai	juin	juillet	août	sept.	oct.	nov.	déc.
Température Moyenne (°C)	5	8	12	14	17	21	28	30	27	24	18	9
Précipitation Moyenne (mm)	30	38	46	48	38	13	3	5	10	33	38	46

I-4- Réseau hydrographique :

Le réseau hydrographique est constitué par de nombreux cours d'eau à écoulement vers le nord. Les plus importants Oueds (Mekker, Louza, Sarno et Sefioun) coulent en permanence. Les autres affluents sont pratiquement secs en été. A l'échelle du périmètre le réseau hydrographique est quasiment absent.

I-5- Hydrogéologie :

La wilaya de Sidi Bel Abbès et ses environs sont assez favorisés en eau. Bien que la pluviométrie y soit médiocre, les précipitations ne dépassant guère en moyenne 400 mm/an. Celles-ci sont aisément absorbées par les terrains perméables oligocènes et pliocènes. La nappe, certainement abondante, que retiennent les marnes sous-jacentes, est malheureusement chlorurée en beaucoup de points.

Les eaux de la Mekker sont dérivées sur tout son parcours par l'irrigation, le débit de la rivière étant faible, il est renforcé par l'apport d'une série de sources qui jaillissent le long des berges, à la base des grès oligocènes et des conglomérats.

Dans le Pliocène récent, les puits rencontrent l'eau habituellement potable, dans les lentilles de poudingues qui s'intercalent au milieu des limons.

Dans les limites du gisement à exploiter et au vu de la nature des roches qui le composent, aucune manifestation hydrogéologique n'a été décelée au niveau du périmètre sollicité.

I-6-Géologie régionale :**I-6-1-Stratigraphie :**

D'après les données de la carte de Sidi-Bel-Abbès au 1/50.000ème c'est qu'entre la chaîne du Tessala, segment occidental de l'atlas tellien au Nord et le massif secondaire de Sidi-Ali-Benyoub au Sud que s'étend une région faiblement mamelonnée, et déprimée dans sa partie centrale, où se trouve la ville de Sidi Bel Abbès dans la vallée de la Mekkara. Une autre plaine quaternaire, celle de l'oued Sarno sépare les premiers monts du Tessala des coteaux tertiaires qui s'alignent de l'Est à l'Ouest entre Sidi Bel Abbès et Parmentier. Si l'oued ne conserve guère qu'un mince filet d'eau en été, sa pente trop faible vers la Mekkara laisse subsister après les pluies, des mares stagnantes.

Les collines qui constituent la partie Nord sont uniformément gréseuses, mais l'érosion a atteint le substratum argileux qui affleure souvent par endroits.

La Mekkara creuse son lit dans un vaste dépôt lacustre du Pliocène, largement étalé surtout au Sud de la rivière, qui est encore une intéressante région agricole.

Vers le Sud-Est on aborde le flanc très adouci d'une notable ondulation Est-Ouest qui atteint 940m au Sud de Boutin et dont l'autre versant s'abaisse beaucoup plus brusquement vers Tenira. Ces grès du Pliocène ancien, fortement disséqués par l'érosion sont parcourus par un réseau serré de ravins qui se ramifient autour de quelques chabets profonds.

La série stratigraphique de la région comprend les formations du Quaternaire, Pliocène, Crétacé et Jurassique.

-Le Quaternaire: Il est constitué par des sols avec des cailloutis, des dépôts limoneux mal consolidés et des éboulis accumulés aux pieds des falaises.

-Le Pliocène: Il est essentiellement formé d'un conglomérat ferrugineux plus ou moins épais à ciment dolomitique ou calcaire. Il affleure dans la partie Ouest où il recouvre en discordance les terrains mésozoïques.

-Le Crétacé: L'Albien Supérieur cénomanien: C'est une formation carbonatée, définie plus à l'Est, sur la feuille de Zegla et au Sud-est, au Djebel Cheuf-El-Adame. C'est une alternance de dolomies, calcaires et marnes dont l'épaisseur dépasse 40 mètres.

L'Albien : Cette formation a été définie au Djebel Zigyne. La série stratigraphique comprend des marnes, des calcaires et calcaires marneux. Sa puissance est de 190 mètres.

La série gréseuse dans son ensemble est constituée par une alternance de grès, d'argiles gréseuses, dolomies et de calcaires. L'épaisseur est de 70 mètres.

-Le Crétacé – Jurassique :

Le Kimméridgien Supérieur-hautérvien: Cette formation calcaire a été définie sur la feuille de Zegla. Elle se décompose en quatre séries :

- Série de Calcaires gréseux (valanginien Supérieur-Hautérivien) sa puissance est de 160 mètres ;
- Série de marno-calcaires (valanginien), sa puissance est de 80 à 100mètres ;
- Série de calcaires marneux (Portlandien-Purbeckien): Epaisseur de 200 à 260 m ;
- Série de calcaires dolomitiques (Kimméridgien Supérieur- Portlandien) : Sa puissance est d'environ 120 m.

I-6-2-Structure géologique et tectonique :

Le style tectonique général de la région est du type cassant. Les failles, subverticales en majorité, sont le résultat probable de déformations du socle. Elles déterminent ainsi une série de horsts et de grabens. Les plis restent peu accusés et les pendages sont calmes dans leur ensemble.

Si l'on ne tient pas compte des accidents singuliers qui font surgir le Trias en quelques points de la feuille, on peut dire que celle-ci est entièrement occupée par des formations marines et continentales qui présentent la majeure partie de la série tertiaire. Le Crétacé apparaît qu'au Nord, dans la chaîne de Tessala avec des faciès bathaux et au Sud de la feuille de Chanzy sous l'aspect de dépôts néritiques. On est donc ici à la bordure méridionale de la zone axiale du géosynclinal tellien.

On admettra que la sédimentation a été interrompue pendant la période nummulitique, Si on démontre que l'Eocène supérieur est représenté par les calcaires du Tinegmar et de Zerouala qui par leur faune se placent à un niveau plus élevée que les couches à Nummulites Girehensis de Parmentier, cet ensemble correspond à la précipitation non loin des côtes de vases calcaires dans une mer chaude.

La transgression oligocène a déposé des sédiments néritiques et littoraux qui parcouraient à l'Ouest et à l'Est toute l'Algérie occidentale, la région semble être restée émergée pendant toute la durée de temps Néogène.

A la fin du Pliocène, un lac occupait la dépression de Sidi Bel Abbés lequel s'est ensuite asséché probablement par une capture d'un affluent de l'oued Sig.

Les mouvements pyrénéens n'ont intéressé que faiblement la série nummulitique, dont les molles ondulations contrastent avec les plissements intenses du Tessala, elles marquent dans l'ensemble un large synclinal entre ce dernier et le massif qui vient au Sud, les formations plus récentes sont à peine redressées. Mais l'apparition du Trias en traînées filoniennes, aux environs de Mehadid et Deligny complique étrangement cette tectonique élémentaire. Les roches, si caractéristiques de ces terrains, auxquelles s'associent les ophites et des basaltes secondaires, s'intercalent entre l'Eocène, comme si elles jalonnaient des fractures linéaires sur les lèvres desquelles, les assises tertiaires sont violemment rebroussées. C'est sur leur plongement vers l'Ouest que surgit dans la ville de Sidi Bel Abbés, une pointe triasique où se trouve avec les roches précédentes une bosse de granite mylonitisée.

Ces dislocations, de type classique en Algérie, surprennent ici et troublent l'allure tranquille du bassin tertiaire. Elles sont d'ailleurs la régie dans la chaîne toute voisine du Tessala et dans les régions adjacentes de l'atlas tellien.

Il est totalement possible de délimiter grâce à quelques jalons les terrains allochtones appartenant aux unités sénonienne et oligo-miocène qui pointent au travers des dépôts plio-quadernaires ou qui affleurent le long de l'oued Sarno.

Plusieurs prélèvements de marnes effectués au bord de cet oued ont également fourni une microfaune comparable à celle observé dans le Miocène synchro nappe. Malheureusement, les rapports de ce Miocène marno-gréseux, vraisemblablement autochtone avec les éléments allochtones, ne peuvent être précisés.

Plus à l'Ouest, le Miocène autochtone réapparaît dans la région du Campo Saphi et de Mehadid (Est de Sidi Bel Abbes). A Mehadid on observe de bas en haut la succession suivante :

- Des marnes du miocène synchro-nappes.
- Une lame du Trias, épaisse de quelques mètres que l'on peut suivre de part et d'autre sur plus de 4km. Latéralement, il s'y adjoint des calcaires à silex de l'Yprésien, une barre lenticulaire disloquée de calcaire gréseux à Bryozoaires, Lamellibranche. Ces calcaires passent vers le haut à des grès calcaires puis une alternance de grès et de marnes de même âge que les marnes sous-jacentes.

A l'Est de Sidi Bel Abbés, il s'est produit une véritable resédimentation dans une mer peu profonde où se poursuivait une sédimentation marno-gréseuse active.

Localement des faciès détritiques se sont installés sur ces nappes, immédiatement après leur mise en place (Mehadid). Ces dépôts ont pu être de glissements tardifs, ce qui explique par exemple la dislocation en chapelet des calcaires grésos-conglomératiques de Mehadid. L'analyse de la microfaune indique que tous ces phénomènes se sont produits dans un court laps de temps.

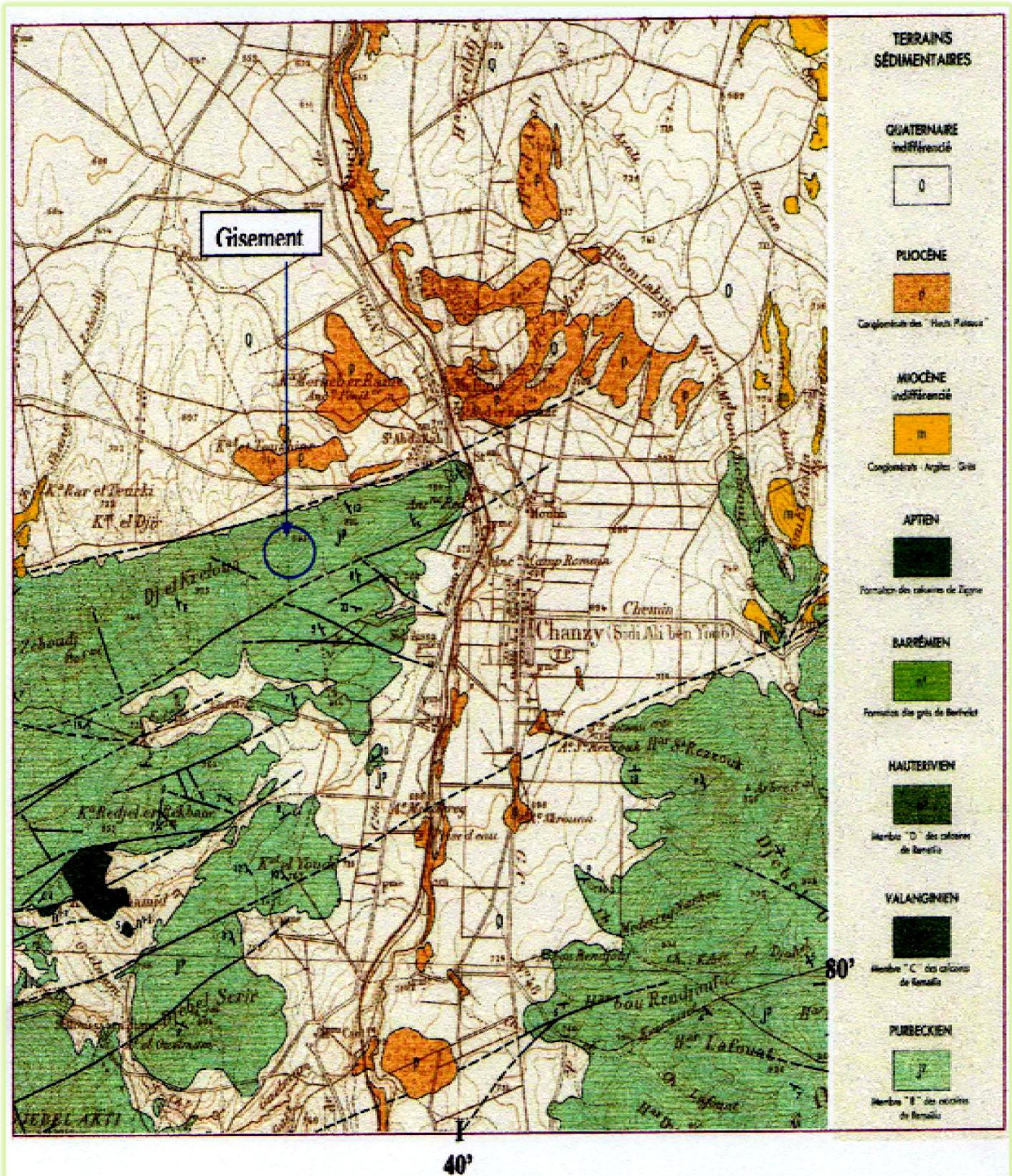


Figure I.3 : [extrait de la carte géologique de Chanzy].

I-7- Géologie locale du gisement :**I-7-1-Litho-stratigraphie du gisement :**

Sur la base des données des sondages électriques, des coupes géologiques et deux tranchés réalisés à l'échelle du périmètre par le bureau d'étude (Bey Aliouat) en 2008, ainsi que les carottes de cinq sondages mécaniques réalisés par la SNMC en 1976, on distingue de haut en bas la lithologie suivante :

a-Jurassique : Il est représenté par le Portlandien et le Berriasien.

a-1-Le Portlandien : Il comprend deux paquets lithologiques inférieur marno-calcaire et supérieur calcaire.

- **Le paquet marno-calcaire :** Il réunit les marnes brunes/gris-foncé avec les calcaires gris. Les marnes se situent généralement en bas du paquet, à prédominance calcaire. L'épaisseur des couches marneuses varie de 0.1 à 0.6 m.
- **Le paquet calcaire :** Il est constitué par le calcaire gris et gris-foncé, parfois argileux, avec des passages de calcaire gréseux de 1.3 cm. Les calcaires sont organogènes, durs, par endroits lités. Ce paquet constitue la majeure partie de l'assise utile.

a-2-Le Berriasien inférieur : Il est représenté par des marnes brunes d'une épaisseur de 4.9m avec une intercalation de calcaire gris de 1.3 m. Ces calcaires constituent la partie supérieure de l'assise utile.

b- Quaternaire :

Son développement est assez limité, il n'a été rencontré qu'au Nord du gisement. Ce sont des argiles éluviales et des limons caillouteux (calcaire). Leur épaisseur varie de 3 à 6 m.

Dans les limites du gisement le pendage est généralement très calme, de 0 à 3-5° il s'accroît jusqu'à 9°.

I-7-2-Les éléments du gisement :

Angle de pendage : Le pendage des couches calcaires est d'environ 9°.

Sens du pendage : Les couches de calcaires gisent vers l'Ouest ou plus exactement, avec un sens de pendage SO-NE.

I-8- Estimation des réserves exploitables :

Les réserves sont calculées suivant la méthode des cônes tronqués ; Le contour supérieur du calcul des réserves est le niveau 850m tandis que le contour inférieur correspond à la cote 750m (cf. figure I.4).

Les formules adaptées pour calculer les réserves exploitables sont les suivantes :

Si $(S_1 - S_{i+1})/S_1 < 40\%$:

$$Q = \frac{S_1 + S_2}{2} \times L \times \rho$$

Si non :

$$Q = \frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 + S_2}}{3} \times L \times \rho$$

Q : la quantité de matériau en tonnes

S1 : la surface du niveau 1 en m²

S2: la surface du niveau 2 en m²

L: l'intervalle entre les deux niveaux en m

ρ : la masse volumique de la roche $\rho = 2.70 \text{ t/m}^3$.

Les surfaces sont mesurées à l'aide du logiciel Auto-CAD.

Le tableau I.3 ci-après résume les réserves géologiques exploitables du gisement de Kraoula.

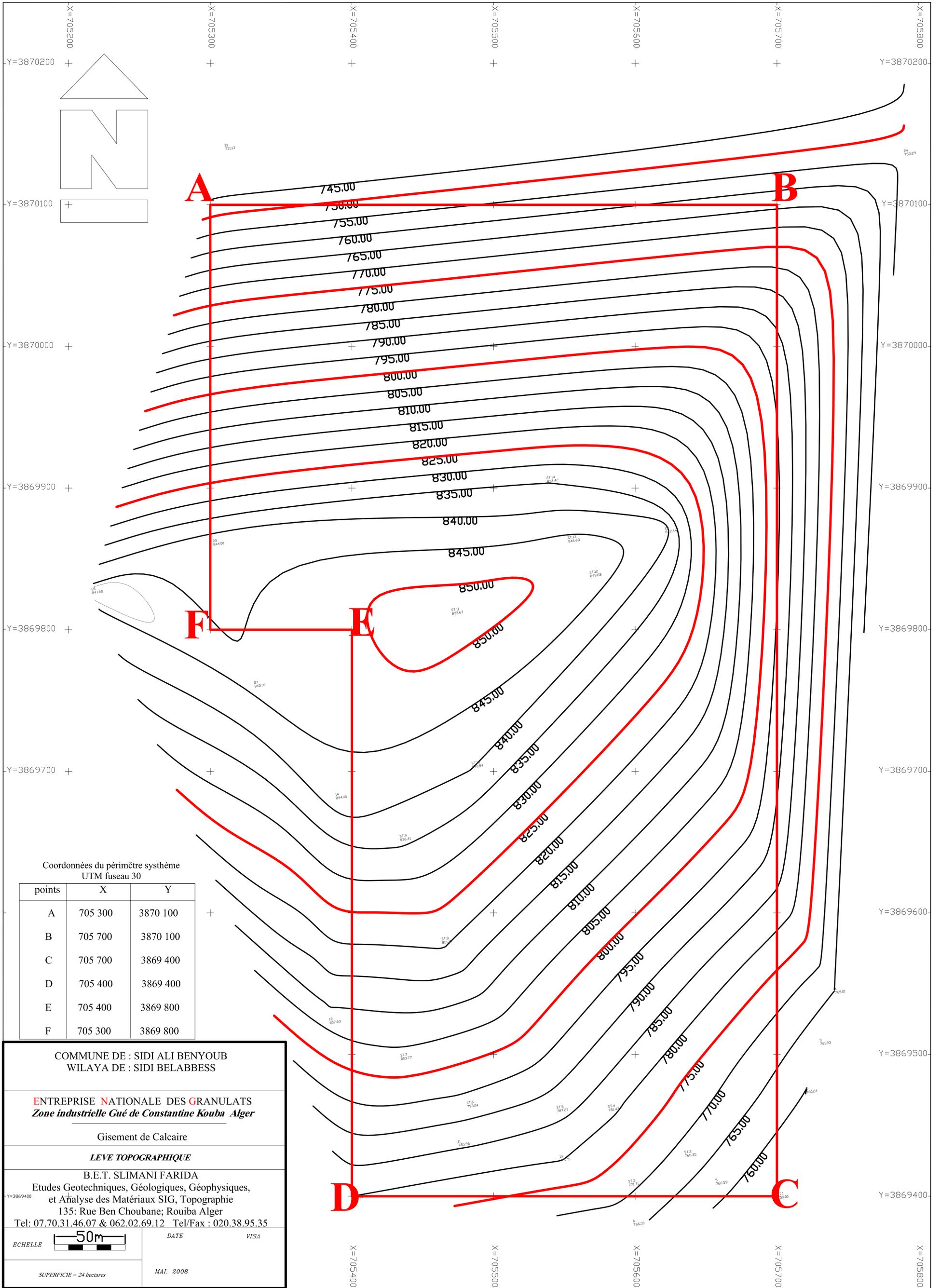


Figure I.4: Plan topographique du gisement Kraoula

Tableau I.3: Réserves géologiques exploitables du gisement de Kraoula.

Niveau (m)	Surface (m ²)	Volume (m ³)	Masse volumique (t/m ³)	Tonnage (t)
850	4865	58927.7	2.7	159104.66
845	20504	141334.2	2.7	381602.19
840	36820	214260	2.7	578502.00
835	48884	271682.5	2.7	733542.75
830	59789	330142.5	2.7	891384.75
825	72268	390217.5	2.7	1053587.25
820	83819	452725	2.7	1222357.50
815	97271	522000	2.7	1409400.00
810	111529	593240	2.7	1601748.00
805	125767	665110	2.7	1795797.00
800	140277	742577.5	2.7	2004959.25
795	156754	818462.5	2.7	2209848.75
790	170631	885482.5	2.7	2390802.75
785	183562	949860	2.7	2564622.00
780	196382	1012190	2.7	2732913.00
775	208494	1065902.5	2.7	2877936.75
770	217867	1111090	2.7	2999943.00
765	226569	1150382.5	2.7	3106032.75
760	233584	1178362.5	2.7	3181578.75
755	237761	1193207.5	2.7	3221660.25
750	239522			
Total		13747156.8	2.7	37117323.30

I-9-Conclusion :

L'étude géologique et topographique du gisement de Kraoula a permis d'évaluer les réserves géologiques exploitables qui sont de 37 millions de tonnes.

Chapitre II

**Propriétés et caractéristiques de la roche
calcaire du gisement de Kraoula**

II- Propriétés et caractéristiques de la roche calcaire du gisement de Kraoula

II-1- Echantillonnage [3]

II-1-1- Définition et objectif

L'échantillon est une partie d'un ensemble choisi pour représenter une ou plusieurs propriétés caractéristiques de cet ensemble. L'objectif de l'échantillonnage est de prélever une partie représentative d'un ensemble ou d'un lot de minerai pour déterminer avec la plus grande précision possible la teneur moyenne en divers éléments de cet ensemble.

II-1-2-Mode opératoire

L'échantillonnage a été effectué suivant les différentes variétés lithologiques. Il a concerné les affleurements. 15 échantillons ont été prélevés dont 14 sont des monolithes prélevés sur les affleurements. L'intervalle d'échantillonnage était irrégulier et choisi en tenant compte de la lithologie du gisement. Les travaux d'exploration et d'échantillonnage ont été réalisés par le bureau d'étude BEY Aliouat.

II-2-Caractéristiques chimiques

Les analyses chimiques du calcaire du gisement de Kraoula ont été réalisées sur quatre échantillons au niveau du **CETIM** (Centre d'Etudes et de Services Technologiques de l'Industrie des Matériaux de Construction) les résultats se résument dans le tableau II.1 ci-dessous.

Tableau II.1: Caractéristiques chimiques du calcaire de gisement de Kraoula.

N° Ech	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Fe ₂ O ₃ (%)	CaO (%)	MgO (%)	SO ₃ (%)	K ₂ O (%)	Na ₂ O (%)	P ₂ O ₅ (%)	TiO ₂ (%)	P.F (%)
Ech01	1.16	0.34	0.47	54.32	0.31	0.11	0.05	0.10	0.01	0.01	43.11
Ech09	2.24	0.6	0.34	53.03	0.73	0.22	0.18	0.07	0.02	0.03	42.55
Ech12	1.08	0.33	0.27	54.02	0.78	0.12	0.09	0.1	0.01	0.01	43.19
Ech14	2.84	0.59	0.33	52.67	0.89	0.18	0.18	0.04	0.01	0.03	42.25
Moyenne	1.8	0.46	0.35	53.51	0.67	0.15	0.12	0.07	0.01	0.02	42.77

Cette composition correspond à un calcaire assez pur à 53,51 % de CaO en moyenne soit plus de 96% de CaCO₃. La distribution des éléments majeurs (CaO, P.F) est extrêmement régulière. Les teneurs des autres éléments sont corrélativement très faibles. Les sulfures oxydés font 0,15 % de SO₃ en moyenne.

II-3- Propriétés intrinsèques

La détermination des propriétés intrinsèques du calcaire du gisement de Kraoula a été réalisée au niveau du **CETIM**.

II-3-1- La masse volumique

La masse volumique d'un corps est la masse de l'unité de volume de ce corps. De même que l'on distingue le volume apparent et le volume absolu, on distingue :

- **Masse Volumique Réelle** : c'est la masse de l'unité de volume absolu du corps, c'est à dire de la matière qui constitue le corps, sans tenir compte du volume des vides intergranulaires.

- **Masse Volumique Absolue** : c'est la masse de l'unité de volume absolu du corps, c'est à dire de la matière qui constitue le corps, sans tenir compte du volume des vides (y compris ceux formant la porosité fermé).

La masse volumique a été déterminée sur deux échantillons comme le montre le tableau II.2 ci-dessous. On constate que les deux porosités sont très proches ce qui signifie que la porosité est faible.

Tableau II.2: Masse volumique réelle et absolue du calcaire du gisement Kraoula.

Echantillon	Masse volumique Réelle (t/m ³)	Masse volumique absolue (t/m ³)
Echa 01	2.695	2.689
Echa 02	2.700	2.693

II-3-2-Résistance à l'usure et aux chocs

Ce sont des essais importants pour les granulats routiers. En effet, le passage répété de véhicules conduit à émousser, à polir progressivement les granulats et ainsi à diminuer l'adhérence des pneumatiques sur la chaussée. Ces caractéristiques permettent également d'estimer la qualité des granulats utilisés dans la confection des bétons. [19]

II-3-2-1-Essai Los Angeles (norme française NFP 18 573)

Cet essai a pour but de mesurer la quantité d'éléments inférieurs à 1.6 mm produite par fragmentation, en soumettant le matériau à des chocs de boulets à l'intérieur d'un cylindre en rotation. Un coefficient Los Angeles faible correspond à un excellent matériau.

Les résultats de l'essai Los Angeles sont indiqués dans le tableau II.3 ci-après.

Tableau II.3: Les résultats de l'essai Los Angeles.

N° Echantillon	Fraction utilisée (mm)	Los Angeles (%)
Ech 01	10/25	28.48
Ech 02	10/25	26.42
Ech 03	10/25	26.46
Ech 04	10/25	26.76
Ech 05	10/25	25.02
Ech 06	10/25	25.76
Ech 07	10/25	23.76
Ech 08	10/25	23.68
Ech 09	10/25	25.68
Ech 10	10/25	24.96
Ech 11	10/25	23.64
Ech 12	10/25	26.62
Ech 13	10/25	25.68
Ech 14	10/25	25.26
Ech 15	10/25	25.32

La valeur moyenne de l'essai Los Angeles de la classe granulaire 10/25 est 25.5% ce qui montre que le calcaire du gisement de Kraoula est de bonne qualité et peut être utilisé comme granulats routier et pour la confection des bétons.

II-3-2-2-Essai d'usure Micro Deval (norme NFP 18-572)

Cet essai permet de mesurer la résistance à l'usure par frottements entre les granulats et une charge abrasive. Il consiste à mesurer la quantité d'éléments inférieurs à 1.6 mm produite dans un broyeur, dans des conditions bien définies, à sec ou en présence d'eau. Plus le coefficient Micro-Deval est faible, meilleur est le matériau.

Les résultats de l'essai de Micro Deval pour chaque échantillon sont illustrés dans le tableau II.4.

Tableau II.4: Les résultats de l'essai de Micro Deval.

N° Echantillon	Fraction utilisée (mm)	Micro Deval (%)
Ech 01	6.3/10	27.0
Ech 02	6.3/10	21.6
Ech 03	6.3/10	22.4
Ech 04	6.3/10	20.0
Ech 05	6.3/10	23.0
Ech 06	6.3/10	16.4
Ech 07	6.3/10	17.8
Ech 08	6.3/10	21.2
Ech 09	6.3/10	20.8
Ech 10	6.3/10	19.2
Ech 11	6.3/10	19.2
Ech 12	6.3/10	18.4
Ech 13	6.3/10	21.6
Ech 14	6.3/10	19.4
Ech 15	6.3/10	22.4

La valeur moyenne de l'essai Micro Deval obtenue sur 15 échantillons de la classe granulaire 6.3/10 est 21% ce qui montre que le calcaire du gisement de Kraoula présente une bonne résistance au frottement.

II-4-Conclusion

Le calcaire du gisement de Kraoula présente une qualité conforme aux normes conçues pour la production des granulats utilisés dans le béton hydraulique, travaux routiers et construction.

Chapitre III

Etude technico-économique du transport

III-Etude technico-économique du transport

III-1-Introduction

Le transport des produits dans les mines à ciel ouvert se fait généralement à l'aide des camions. Bien souvent, l'utilisation des camions se limite aux transports entre les points de chargement des produits et le point de transfert, qui peut être un concasseur de chantier ou un convoyeur. Le coût du transport par camions dans les mines exploitées à ciel ouvert, représente en général 30 à 50% des frais d'exploitation de la mine. [16]

Vu la grande distance entre les points de chargement du tout venant du nouveau site (gisement de Kraoula) et le point de déchargement (trémie du concasseur primaire de l'ancien site Sidi Ali Benyoub), et les frais du transport dépendent de cette distance, nous allons présenter dans ce qui suit, une étude technico-économique en évaluant les frais d'une tonne de minerai transportée par kilomètre de la nouvelle piste que l'on doit tracer. Cette étude va se baser sur les données économiques de l'année 2009 de l'ancien site Sidi Ali Benyoub.

III-2- Exigences du transport [10]

Afin de réaliser une exploitation dans les règles de l'art les exigences du transport doivent être en accord avec :

- ✓ Distances minimales de transport ;
- ✓ Temps morts réduits et rendement maximal des engins de chargement ;
- ✓ Paramètres des moyens du transport doivent correspondre à ceux des engins de chargement ainsi qu'aux propriétés des roches transférées ;
- ✓ Sécurité du travail ;
- ✓ Meilleur sens de progression des travaux miniers.

III-3-Etude technico-économique du transport de l'ancien site

III-3-1- Caractéristiques des pistes

Il existe cinq niveaux d'exploitation. Chaque niveau a sa propre piste, toutes les pistes possèdent une seule voie sauf la piste du niveau 730 m qui possède deux voies, les caractéristiques de ces pistes sont données dans le tableau III.1.

Tableau III.1: Caractéristiques des pistes.

	Niveau [m]	Longueur de la piste [m]	Pente globale de la piste [%]
Piste 01	730	880	3.20
Piste 02	747	1188	2.30
Piste 03	765	1200	4.80
Piste 04	779	1300	5.70
Piste 05	794	1450	6.30

La distance moyenne de ces pistes est **1203 m**.

III-3-2- Les conditions technico-minières de la carrière Sidi Ali Benyoub**III-3-2-1-Régime de fonctionnement de la carrière**

La carrière fonctionne selon le régime suivant :

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

Remarque : ce régime de fonctionnement de la carrière est destiné pour le chargement, le transport et le traitement. Pour la foration, il y a un seul poste de 8 heures/jour et 5 jours/semaine.

III-3-2-2- Capacité annuelle de production

La production annuelle de l'entreprise est de 1 500 000 t/an.

III-3-2-3- Production mensuelle

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

$$P_m = \frac{P_a}{N_{m/a}}$$

$N_{m/a}$: nombre de mois ouvrable par an, qui est égal à 12 mois.

Donc

$$P_m = \frac{1\,500\,000}{12} = 125\,000 \quad [\text{t/mois}]$$

III-3-2-4- La production journalière

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

$$P_j = \frac{P_a}{N_{j/a}}$$

$N_{j/a}$: Nombre des jours ouvrable par an ;

Donc

$$P_j = \frac{1\,500\,000}{312} = 4808 \quad [\text{t/jour}]$$

III-3-2-5- Production horaire

La production horaire (P_h) est déterminée par la formule suivante :

$$P_h = \frac{P_a}{N_{h/j} \times N_{j/a}}$$

$N_{h/j}$: Nombre d'heures ouvrable par jour ;

$N_{j/a}$: Nombre des jours ouvrable par an ;

On estime que le temps mort (changement d'équipe et approvisionnement de l'engin en carburant ...) par jour est de 3 heures ;

Donc

$$P_h = \frac{1\,500\,000}{16 \times 312} = 300 \text{ [t/h]}$$

III-3-3- Transport par camion

Dans les carrières contemporaines, on applique largement le transport par camion. Il a une grande efficacité du transport des minéraux utiles et roches stériles sur une distance relativement courte. La simplicité de construction des engins de transport, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation du travail caractérisent fort bien cette méthode de transport. [10]

III-3-3-1- Rendement des camions

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

$$R_c = \frac{60 \times 60 \times Q_c \times K_q}{t_c} \quad \text{[t/h]}$$

Q_c : capacité de la benne du camion Dumper (TEREX TR60), (54 tonnes),

K_q : Coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion ($K_q \leq 1$, On prend $k_q=0.9$),

t_c : le temps de réalisation d'un cycle;

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

➤ Temps de chargement d'un camion (t_{ch}) :

Les mesures des temps de chargement sur le terrain d'un camion TEREX TR60 (11 mesures) sont données dans le tableau III.2;

Tableau III.2 : les temps de chargement d'un camion TEREX TR60.

t_{ch} (seconde)	180	185	200	170	160	170	165	170	160	240	180
--------------------------------------	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----

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

➤ **Temps du trajet (t_{tr}) :**

a. A vide :

Les mesures des temps du trajet à vide sur le terrain sont données dans le tableau III.3;

Tableau III.3: temps du trajet à vide d'un camion TEREX TR60.

Longueur des pistes	880m (piste 1)						1188m (piste 2)				1200m (piste 3)		
	6 mesures						4 mesures				3 mesures		
Temps du trajet à vide [seconde]	150	162	148	175	170	180	330	340	270	300	350	345	355

On prend la valeur moyenne des temps qui correspond à la longueur moyenne des pistes (1200m). Donc le temps du trajet à vide est : 350 secondes.

b. En charge :

Les mesures des temps du trajet en charge sur le terrain sont données dans le tableau III.4;

Tableau III.4 : temps du trajet en charge d'un camion TEREX TR60.

Longueur des pistes	880m (piste 1)						1188m (piste 2)		1200m (piste 3)		
Temps de trajet en charge [seconde]	140	138	120	150	135	155	360	270	390	350	370

On prend la valeur moyenne des temps qui correspond à longueur moyenne des pistes (1200m). Donc le temps du trajet en charge est : 370 secondes.

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

Donc : $t_{tr} = 350 + 370 = 720$ s.

➤ **Temps de déchargement (t_d) :**

Les mesures des temps de déchargement sur le terrain (4 mesures) sont données dans le tableau III.5;

Tableau III.5 : temps de déchargement d'un camion TEREX TR60.

Temps de déchargement [seconde]	55	65	60	60
---------------------------------	----	----	----	----

On prend la valeur moyenne de ces temps, $t_d = 60$ s;

➤ **Temps de manœuvre (t_m) :**

Les mesures des temps de manœuvre sur le terrain (3mesures) sont données dans le tableau III.6;

Tableau III.6 : temps de manœuvre d'un camion TEREX TR60.

Temps de manœuvre [seconde]	40	45	50
------------------------------------	----	----	----

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

➤ **Temps de réalisation d'un cycle (t_c) :**

$$t_c = 180 + 720 + 60 + 45 = 1005 \text{ s.}$$

Donc, Le rendement du camion est de :

$$R_c = \frac{60 \times 60 \times 54 \times 0.9}{1005} = 174 \quad [\text{t/h}]$$

III-3-3-2- Le nombre de camions nécessaires pour assurer la production

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

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

P_h : Production horaire ;

k_i : coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0.8 et 1.2, On prend $k_i=1.2$, puisque les pistes possèdent une seule voie, donc en cas de croisement des camions l'un est arrêté dans les niches et l'autre passe, et dans ce cas là il y a perte de temps) ;

R_c : Rendement des camions.

$$N_c = \frac{300 \times 1.2}{174} = 2.07 \approx 2 \text{ Camions.}$$

Il faut tenir compte aussi d'un camion en réserve, pour garantir la production de la carrière. Donc, il faut trois (03) camions pour assurer la production souhaitée.

III-3-4- Evaluation des frais d'une tonne de minerai transportée par kilomètre

Le nombre de camions calculé, étant de trois, il est nécessaire d'en tenir compte de leurs frais pour le calcul du prix de revient du transport.

A-Les coûts fixes du transport

Les coûts fixes correspondent à l'ensemble des coûts, indépendants du niveau d'activité, dont l'entreprise doit s'acquitter pour son bon fonctionnement. Ils comprennent, par exemple, les remboursements d'emprunts, les loyers, l'entretien des bâtiments, traitement et salaires indépendants de la production, amortissement, une partie des frais généraux qui doivent tous être supportés quelle que soit l'intensité de l'activité de production. [14]

A-1-Les amortissements des engins de transport

A-1-1-Généralité

L'amortissement est la constatation comptable de la dépréciation irréversible des emplois actifs suite à l'usage ou l'obsolescence ou de tout autre cause possible. Il y'a deux principaux types d'amortissement :

- L'amortissement linéaire qui signifie que le montant de la dépréciation, pour une même durée, identique, quelque soit l'exercice comptable.
- L'amortissement dégressif où l'on observe une dépréciation plus forte pour les premiers exercices.

L'amortissement est caractérisé par les frais d'acquisition du bien à amortir et sa durée d'amortissement :

- Les frais d'acquisition : sont déterminés comme la somme des prix d'achat et de tous les frais occasionnés jusqu'à son installation, cependant ce montant est hors TVA ;
- Durées d'amortissement : les durées d'amortissement sont prévues par l'administration fiscale sont les suivants :
 - 1- Construction : 10 à 25 ans
 - 2- Mobilier, installation, aménagement et agencement : 10 ans
 - 3- Gros matériel informatique : 10 ans
 - 4- Micro-ordinateur, périphérique et programme : 8 mois, 3 ans et 6ans
 - 5- Matériel roulant et matériel automobile : 4 à 5 ans.

Remarque : L'entreprise applique l'amortissement linéaire.

A-1-2-Calcul des amortissements

L'amortissement = Les frais d'acquisition*Taux d'amortissement*Nombre de mois/12.

Taux d'amortissement=100/durée d'amortissement [%] ;

La durée d'amortissement = 5 ans ;

$T_A = 1/5 = 0.2 = 20\%$.

Les frais d'acquisition et les dates de mise en service sont donnés dans le tableau III.7.

Tableau III.7 : Les frais et dates d'acquisitions de camions dumper TEREX TR60.

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3
La date de mise en service	01/03/2007	01/11/2008	01/05/2009
Les frais d'acquisition [DA]	38625285	43354815	34571140

Le calcul des amortissements pour chacun des dumpers 1, 2 et 3 est donné dans les tableaux III.8, III.9 et III.10 suivants :

➤ **Dumper 1 :**

L'annuité d'amortissement = $38625285 \times 0.2 = 7725057$ DA.

La valeur restante = Frais d'acquisition - Annuité cumulée

Tableau III.8 : Les amortissements du Dumper 1.

Désignation	Année	Frais d'acquisition [DA]	Annuité d'amortissement [DA]	Annuité cumulée [DA]	Valeur restante [DA]
Dumper 1	2007	38625285	6437547	6437547	32187738
Dumper 1	2008	38625285	7725057	14162604	24462681
Dumper 1	2009	38625285	7725057	21887661	16737624

➤ **Dumper 2 :**

L'annuité d'amortissement = $43354815 \times 0.2 = 8670963$ DA

Tableau III.9 : Les amortissements du Dumper 2.

Désignation	Année	Frais d'acquisition [DA]	Annuité d'amortissement [DA]	Annuité cumulée [DA]	Valeur restante [DA]
Dumper 2	2008	43354815	1445160	1445160	41909655
Dumper 2	2009	43354815	8670963	10116123	33238692

➤ **Dumper 3 :**

Annuité d'amortissement = $\frac{34571140 \times 0.2 \times 8}{12} = 4609485$ DA.

Tableau III.10 : Les amortissements du Dumper 3.

Désignation	Année	Frais d'acquisition [DA]	Annuité d'amortissement [DA]	Annuité cumulée [DA]	Valeur restant [DA]
Dumper 3	2009	34571140	4609485	4609485	29961655

Finalement, on obtient le total des amortissements pour les trois dumpers qui est donné dans le tableau III.11.

Tableau III.11 : Les coûts totaux des amortissements des engins de transport de l'année 2009.

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3
Annuité d'amortissement [DA]	7 725 057	8 670 963	4 609 485
Total [DA]	21 005 505		

A-2-Les frais du personnel [14]

Les frais du personnel, peuvent être considérés comme étant des coûts semi-fixes en raison de leur variation.

La masse salariale du personnel est constituée de deux parties à savoir :

1. Le salaire brut ;
2. Les primes : qui sont fonction de l'écart entre la quantité de production réalisée et celle prévue selon le plan des prévisions de l'année en cours (par exemple : le plan des prévisions 2010).

Les frais du personnel se divisent en deux catégories:

- Les frais direct sont ceux que l'on peut affecter en totalité, sans calcul préalable, à un produit ou une activité déterminée (les frais des conducteurs d'engins de transport).
- Les frais indirects nécessitent un calcul préalable pour être répartie entre plusieurs produits. Les frais du personnel de la maintenance dans lequel plusieurs engins sont réparés. Les frais de chef service carrière et des chefs de poste, qui sont des responsables hiérarchiques de plusieurs ouvriers.

A-2-1-Les frais du personnel du transport

Les personnels du transport sont les conducteurs du dumper et les chefs de poste et le chef service carrière.

✓ **Les conducteurs du dumper :**

Il y'a six (6) conducteurs c'est-à-dire 2 par poste et comme on a 3 postes par jour donc le total c'est 6.

Salaire brut d'un conducteur est : 47 697 DA ;

La masse salariale des conducteurs : $47\,697 \times 6 = 286\,182$ DA.

✓ **Les chefs de poste :**

Il y'a trois postes par jour ce qui implique 3 chefs de poste par jour ;

Salaire brut d'un chef de poste : 49 697 DA ;

La masse salariale des chefs de poste : $49\,697 \times 3 = 149\,091$ DA ;

Le travail des chefs de poste est réparti sur plusieurs opérations (La foration, le chargement, le transport et le concassage primaire), d'autre part ces opérations sont réalisées par des engins et des personnels, donc les chefs de poste sont des responsables pour ces personnels.

Pour déterminer la part de participation des chefs de poste dans le transport on intègre une clé de répartition selon les effectifs:

- | | | |
|---|---|---------------------|
| <ul style="list-style-type: none"> ❖ Foration : 5 ouvriers ; ❖ Chargement : 3 ouvriers ; ❖ Transport : 6 ouvriers ; ❖ Concassage primaire : 3 ouvriers ; ❖ Découverte : 2 ouvriers | } | Total = 19 ouvriers |
|---|---|---------------------|

Donc la part de participation des chefs de poste dans le transport est leur masse salariale divisée par le nombre total des ouvriers des opérations précédentes multiplié par le nombre des ouvriers de transport.

$$P_p = \frac{M_{sp}}{N_o} \times N_{ot} = \frac{149\,091}{19} \times 6 = 47\,081 \text{ DA}$$

Où :

P_p : part de participation des chefs de poste;

M_{sp} : La masse salariale des chefs de poste ;

N_o : nombre d'ouvrier qui appartient au service carrière, $N_o = 19$;

N_{ot} : nombre d'ouvrier qui appartient au transport (conducteur du dumper).

✓ **Le chef service carrière :**

Il y'a un seul chef service carrière ;

Salaire brut du chef service carrière : 55 440 DA

On utilise la même clé de répartition pour déterminer la part de participation du chef de service carrière,

$$P_s = \frac{S_s}{N_o} \times N_{ot} = \frac{55\,440}{19} \times 6 = 17\,507 \text{ DA}$$

Où :

P_s : part de participation du chef de service carrière ;

S_s : Salaire brut de chef service carrière.

De ces calculs, on obtient dans le tableau III.12 les frais annuels du personnel de transport en adoptons une clé de répartition.

Tableau III.12 : Les frais annuels du personnel de transport.

	Le chef service carrière (1)	Les chefs de poste (3)	Les conducteurs du dumper (6)
Salaire brut [DA]	55 440	49 697	47 697
La masse salariale [DA]	55 440	149 091	286 182
Nombre de mois	12	12	12
Participation [DA]	17 507	47 081	286 182
Participation [%]	31.6	31.6	100
Sous total [DA]	210 084	564 972	3 434 184
Total [DA]	4 209 240		

A-2-2- Les frais du personnel de la maintenance

Le travail du personnel de la maintenance est réparti sur plusieurs services (La foration, le chargement, le transport et la station de concassage primaire et secondaire) d'autre part ces opérations sont réalisées par des engins et des machines. Ce matériel est sous la responsabilité du personnel de la maintenance.

Pour déterminer la part de participation du personnel de la maintenance dans le transport de la matière première on intègre une clé de répartition selon le nombre de machines :

- ❖ Foration : deux chariots plus une foreuse TITON 400;
- ❖ Chargement : 3 chargeuses plus une brise roche;
- ❖ Transport de la matière première : 3 camions dumper TEREX TR60;
- ❖ Transport du stérile et déchargement des silos : un camion dumper TEREX TR60 et un camion de marque MAN ;
- ❖ Station de concassage : primaire et secondaire ;
- ❖ Découverte : un bulldozer.

Donc, la part de participation du personnel de la maintenance dans le transport est leur masse salariale divisée par le nombre total des machines des opérations concernées multipliée par le nombre des engins de transport de la matière première.

$$P_m = \frac{M_{sm}}{N_m} \times N_{mt} = \frac{24\,470\,500}{15} \times 3 = 4\,894\,100 \text{ DA}$$

Où :

M_{sm} : masse salariale du personnel de la maintenance (voir tableau III.13) ;

N_m : nombre totale des machines, 15 ;

N_{mt} : nombre des engins de transport de la matière première, 3.

Les frais globaux du personnel de la maintenance et leur part de participation dans le transport sont donnés dans le tableau III.13.

Tableau III.13 : Les frais globaux du personnel de la maintenance.

Nombre du personnel de la maintenance	21
Masse salariale [DA]	24 470 500
Part de participation dans le transport [DA]	4 894 100

B- Les coûts variables du transport

Les coûts variables ou consommables sont composés de l'entretien préventif, l'énergie et les pneumatiques.

B-1-L'entretien préventif

L'existence d'un service de l'entretien est justifiée par la nécessité d'assurer la disponibilité permanente des engins et équipements pour que la carrière puisse produire de manière optimale. L'entretien préventif consiste en la prévention contre les pannes à l'aide d'un suivi continu sous forme de programme spécifique d'utilisation de lubrifiants, graisses et remplacement des pièces de rechange pour chaque engin.

B-1-1-les pièces de rechange

L'estimation de la durée de vie des pièces de rechange dépend de la cadence d'utilisation des engins ; elle peut être hebdomadaire, mensuelle ou plus.

Pour pouvoir déterminer la consommation totale annuelle en pièces de rechange pour tous les engins de transport, on doit se référer aux rapports annuels de chaque engin effectués au niveau du Bureau des méthodes de l'unité (par exemple les filtres à air et à huile).

Le coût total de la consommation en pièces de rechange pour l'année 2009 est donné dans le tableau III.14.

Tableau III.14 : Coûts annuels en pièces de rechange pour les engins de transport « année 2009 ».

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3
Coût consommation en pièces de rechange [DA]	256 280	256 280	192 210
Total [DA]	704 770		

B-1-2-Les lubrifiants

La consommation annuelle en lubrifiant dépend de chaque type d'engin et de la cadence de son utilisation.

Le coût total de la consommation en lubrifiant, pour l'année 2009 est donné dans le tableau III.15.

Tableau III.15 : La consommation annuelle en lubrifiant « année 2009 ».

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3
Coût consommation en lubrifiant [DA]	170 295	170 295	127 721
Total [DA]	468 311		

B-1-3- Les graisses

La consommation annuelle totale des différents engins de transport en graisse pour l'année 2009 est donnée dans le tableau III.16.

Tableau III.16 : La consommation annuelle en graisses « année 2009 ».

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3
Coût consommation en graisses [DA]	12 280	12 280	9 210
Total [DA]	33 770		

B-2-Les pneumatiques

La durée de vie des pneus dépend non seulement de leur cadence de travail mais aussi de leur mode d'utilisation. L'état des pistes, et la façon de conduire du chauffeur jouent beaucoup sur la durée de vie d'un pneu.

Les coûts liés à la consommation pneumatique sont pris comme étant les coûts des pneus remplacés durant l'année 2009.

Tableau III.17 : La consommation annuelle en pneumatique « année 2009 ».

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3
Coût consommation en Pneumatiques [DA]	1 038 850	1 038 850	1 038 850
Total [DA]	3 116 550		

B-3-Le gasoil

La consommation annuelle totale des différents engins de transport en gasoil pour l'année 2009 est donnée dans le tableau III.18.

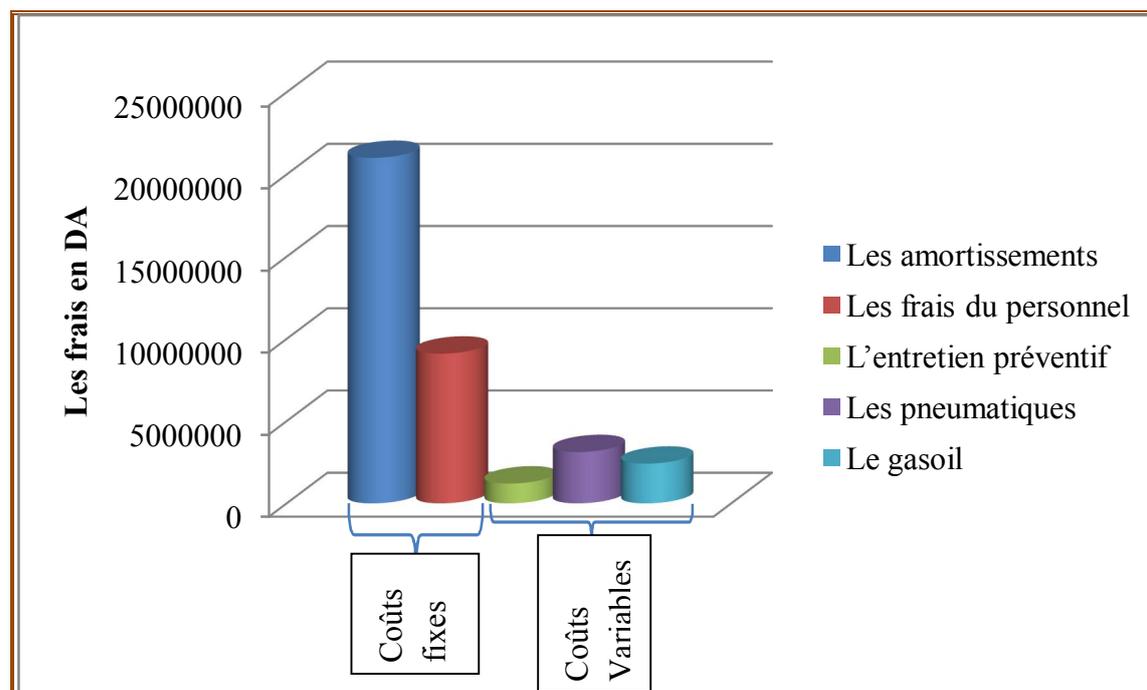
Tableau III.18 : La consommation annuelle en gasoil « année 2009 ».

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3
Coût consommation en gasoil [DA]	877 595	877 595	658 196
Total [DA]	2 413 386		

Les résultats de calcul des frais totaux du transport sont donnés dans le tableau III.19.

Tableau III.19 : Les frais totaux du transport.

Désignation	Les coûts fixes du transport		Les coûts variables du transport		
	Les amortissements	Les frais du personnel	L'entretien préventif	Les pneumatiques	Le gasoil
Sous total [DA]	21 005 505	9 103 340	1 206 851	3 116 550	2 413 386
Pourcentage [%]	69.77	30.23	17.91	46.26	35.83
	81.72		18.28		
Total [DA]	30 108 845		6 736 787		
	36 845 632				

**Figure III. 1**: Les différents frais de transport.

Les plus importants coûts sont les coûts fixes (figure III.1), ils représentent 82.72 % (tableau III.19) des frais totaux, les coûts variables sont relativement faible (figure III.1), ils représentent 18.28% (tableau III.19). D'autre part les amortissements sont les plus importants des coûts fixes, ils représentent 70% des coûts fixes. D'autre part aussi les frais des pneumatiques et du gasoil sont les plus importants des coûts variables, ils représentent 46 % et 36% des coûts variables respectivement.

III-3-5- Le prix de revient d'une tonne de minerai transportée par kilomètre

Afin d'estimer le prix de revient annuel d'une tonne de minerai transportée, il est primordial de connaître les frais annuels du transport relatifs à l'année cédulaire (2009 dans notre cas). Ce prix de revient est donné par la relation suivante :

$$P_{ra} = \frac{\text{Les frais annuel du transport [DA]}}{\text{production annuelle [tonne]} \times \text{Longueur moyenne des pistes[km]}}$$

$$P_{ra} = \frac{36\,845\,632}{1\,500\,000 \times 1.2} = 20.47 \text{ [DA/(t. km)]}$$

III-3-6- Le prix de revient des produits marchands :

Maintenant pour avoir une idée sur le prix de revient des produits marchands, il suffit de connaître les frais annuels totaux engagés pour réaliser cette production, il est donné par l'expression suivant :

$$P_{rta} = \frac{\text{Les frais annuel totaux [DA]}}{\text{production annuelle [tonne]}}$$

- ✓ La production annuelle : 1 500 000 tonnes ;
- ✓ Les frais annuel totaux sont donnés dans le tableau III.20.

Tableau III.20 : Les frais annuels totaux de l'année 2009, [Document ENG Sidi Ali Benyoub Service comptabilité].

Désignation	Dépense [DA]	Pourcentage
Matériels & fournitures	85 136 058	26.35
Impôts et Taxes	34 012 253	10.53
Frais du personnel	90 986 047	28.16
Frais financiers	209 900	0.06
Amortissements & provisions	94 158 858	29.15
Cessions charges	11 770 700	3.64
Charges hors exploitation	3 222 277	1.00
Frais divers	3 569 301	1.10
Total	323 065 394	100

Le prix de revient d'une tonne de produit marchand relevant de l'année 2009 pour le site de Sidi Ali Benyoub est de :

$$P_{rta} = \frac{323\,065\,394}{1\,500\,000} = 215.38 \text{ [DA/t]}$$

P_{rta} : Le prix de revient des produits marchands de l'ancien site (Sidi Ali Benyoub).

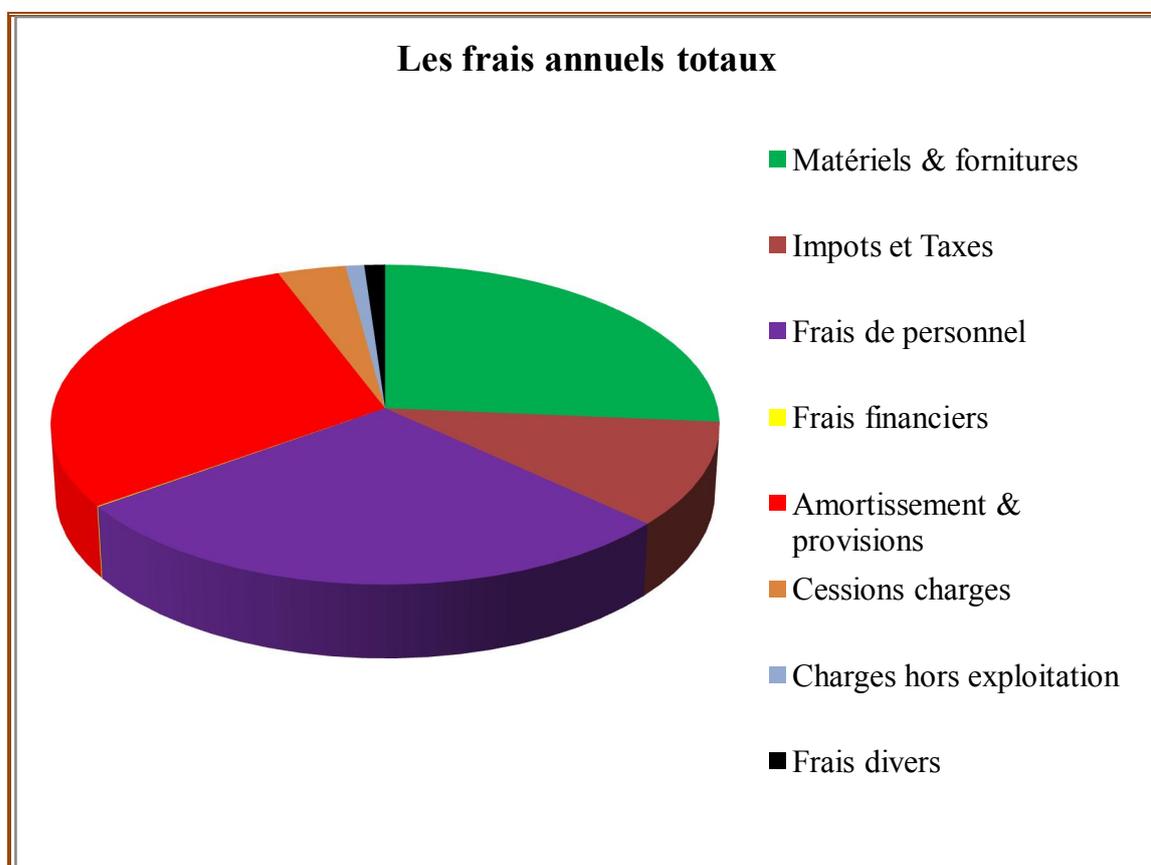


Figure III. 2 : Les frais annuels totaux de l'année 2009.

Les coûts fixes (Amortissements & provisions, Frais du personnel, Charges hors exploitation et Matériels & fournitures) représentent plus de 84% des frais annuels totaux, les autres coûts (coûts variables) représentent 16% des frais annuels totaux. D'autre part les coûts fixes sont les coûts que doit payer l'entreprise quel que soit le niveau de sa production, mais les coûts variables sont ceux qui s'additionnent à chaque unité produite.

III-4-Etude technico-économique du transport du nouveau site (Kraoula)

III-4-1-Traçage de la piste et ses caractéristiques

Dans une grande mesure, l'efficacité du travail de transport par camion en carrière, se détermine par l'état des pistes. Des pistes bien tracées et bien construites ont un effet positif sur la productivité, car elles autorisent des vitesses de circulation plus élevées, réduisent les temps d'arrêt nécessaires pour la maintenance et la réparation des camions et occasionnent moins de fatigue au volant. Un bon entretien des pistes de circulation réduit les coûts d'exploitation et de réparation ainsi que la consommation de carburant et augmente la durée de vie des pneus.

La piste principale a été planifiée en tenant compte de la topographie du gisement, les périmètres des exploitants privés et des dimensions techniques des engins de transport,

Tout ceci nous a amené à tracer une piste à double voie, Celle ci a été dessinée avec le logiciel Auto-CAD.

III-4-1-1-Itinéraire de la piste

Le départ de la piste principale se fait au point de déversement de la matière utile, à la station de concassage située au Sud-est du gisement (AA) ; dans une région présentant un relief pratiquement plat jusqu'à (DD) (cf. Figure III.4).

La piste principale ne présente qu'un seul virage avec un rayon de courbure supérieur à 29m, ce qui satisfait largement les exigences des camions utilisés.

Ensuite, la piste suivra la courbe de niveau 740m jusqu'au niveau 835m (HH) 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 pente de la piste ne doit pas dépasser 12%).

III-4-1-2-Pente de la piste

Le tracé des pistes est un facteur important pour l'obtention de bonnes conditions de travail et de sécurité pour les engins du transport de la matière utile vers l'atelier de préparation mécanique.

La réalisation des pistes de circulation des Dumpers pour le transport des roches abattues, doit être spécialement bien étudiée avec des pentes limites, (on doit veiller à ne pas dépasser 12%).

Pour le cas de notre piste les pentes sont résumées dans le tableau III.21.

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

III-4-1-3-largeur de la piste

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

- ❖ Circulation à une seule voie (pour les pistes secondaires) :

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

Où :

T : c'est la largeur de la piste ;

a : largeur de la benne du camion, (a = 5 m);

C : largeur de la bande de sécurité, (m) ;

$$C = 0.5 + 0.005 V$$

Où :

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

Donc : C = 0.62 m.

Alors,

$$T = 5 + (2 \times 0.62) = 6.24 \text{ m}$$

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

$$T = 6.24 \text{ m.}$$

- ❖ Circulation à double voie (pour la piste principale) comme illustré dans la figure III.3 :

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

Où :

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

X: distance entre les bennes des camions, $X = 2 \times C$ [m].

$$X = 1.24 \text{ m.}$$

Alors,

$$T = 2 \times (5 + 0.62) + 1.24 + 0.4 = 12,88 \approx 13 \text{ m.}$$

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

$$T = 13 \text{ m.}$$

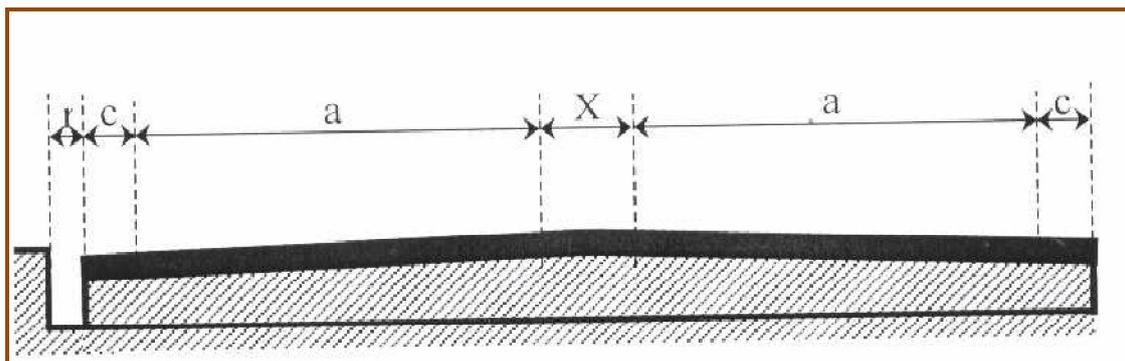
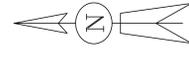
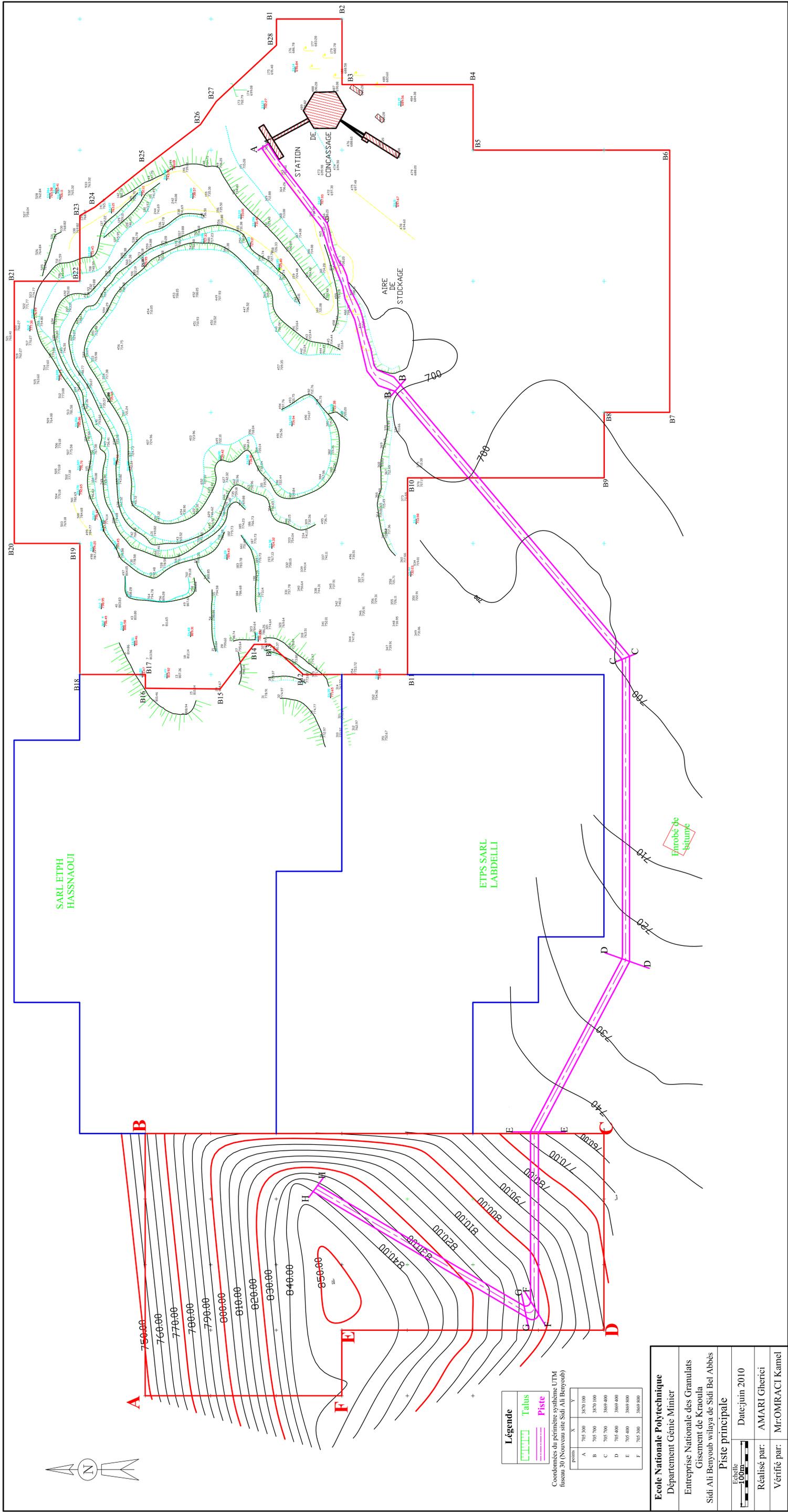


Figure III. 3: schéma de la largeur de la piste de roulage.



Légende
 Talus
 Piste

Coordonnées du périmètre système UTM
 fuseau 30 (Nouvel site Sidi Ali Benyoub)

Points	X	Y
A	705 300	3870 100
B	705 700	3870 100
C	705 700	3869 400
D	705 400	3869 400
E	705 400	3869 800
F	705 300	3869 800

Ecole Nationale Polytechnique Département Génie Minier	Date: juin 2010
Entreprise Nationale des Granulats Gisement de Kraoula Sidi Ali Benyoub wilaya de Sidi Bel Abbès	Réalisé par: AMARI Gherci
Piste principale	Vérifié par: Mr:OMRACI Kamel

Figure III.4: Piste principale

III-4-1-4-Longueur de la piste

La piste principale possède une longueur totale de **2400 m** (déterminée avec Auto-CAD). A partir de la station de concassage (point de départ) jusqu'au point de la construction de la plate forme de travail au niveau 835m.

Dans l'évolution des travaux d'abattage qui conduit au déplacement du front de taille, on aménagera des pistes dites "provisoires". Seule celle qui mène vers la station de concassage sera définitive.

La longueur moyenne, la pente et le rayon de courbure de chaque tronçon est donné dans le tableau III.21.

Tableau III.21 : La longueur moyenne, la pente et le rayon de courbure de chaque tronçon de la piste de roulage du nouveau site (Kraoula).

Tronçon	Longueur [m]	Pente [%]	Rayon de courbure [m]
AA-BB	416	2	-
BB-CC	560	0	-
CC-DD	460	4.3	-
DD-EE	298	10	-
EE-FF	260	11.5	-
FF-GG	33	3	29
GG-HH	372	9.4	-
Total	2400		

III-4-2-Evaluation des frais d'une tonne de minerai transportée par kilomètre

L'évaluation de ces frais va se baser sur l'étude précédente, c'est-à-dire la détermination du prix de revient d'une tonne de minerai transportée par kilomètre de l'ancien site. Les deux cas de transport, de l'ancien et du nouveau site ont les mêmes conditions de travail, et la même technologie utilisée, par conséquent, le prix de revient estimé d'une tonne de minerai transportée par kilomètre du nouveau site est déterminé par la formule suivante :

$$P = \left[\frac{CF}{Q \times \sum_{(1+i)^n} \frac{1}{(1+i)^n}} + \frac{CV}{Q} \right] \times \frac{1}{L_a} = 6.34 \text{ DA}/(\text{t. km})$$

CF : coûts fixes de transport ;

CV : coûts variables de transport ;

Q : Production annuel 1500000t;

i : taux d'actualisation i= 12%;

L_a : Longueur de l'ancienne piste 1.2 km.

III-4-3- Le prix de revient d'une tonne de minerai transportée du nouveau site

Le prix de revient d'une tonne de minerai transportée est le prix de revient d'une tonne de minerai transportée par kilomètre multiplié par la distance de transport ;

$$P_{tn} = P \times L \text{ [DA/t]}$$

P_{tn} : Le prix de revient d'une tonne de minerai transportée,

P : le prix de revient d'une tonne de minerai transportée par kilomètre,

L : Longueur de la piste ($L=2.4$ km);

$$P_{tn} = 6.34 \times 2.4 = 15.22 \text{ [DA/t]}$$

III-4-4-Le prix de revient des produits marchands pour le nouveau site

Le prix de revient des produits marchands du nouveau site est déterminé par la formule suivante :

$$P = \left[\frac{CF}{Q \times \sum \frac{1}{(1+i)^n}} + \frac{CV}{Q} \right] + P_{nt} = 69.03 \text{ DA/t.}$$

CF : coûts fixes totaux sauf de transport 243 394 395 DA ;

CV : coûts variables totaux sauf de transport 42 825 367 DA;

Q : Production annuel 1500000t;

i : taux d'actualisation $i=12\%$;

III-4-5- Les prix de ventes de l'année courante [2010] :

Les prix de vente des différents produits marchands pratiqué pour l'année 2010 sont donnés dans le tableau III.22.

Tableau III.22 : Les prix de vente des différents produits « année 2010 ».

Désignation	Prix unitaire hors taxes [DA/t]
Sable 0/4 mm	425
Gravier 4/8 mm	410
Gravier 8/16 mm	590
Gravier 16/25 mm	500
Gravier 25/40 mm	670
Gravier 25/50 mm	680
Ballast 25/50 mm	800
Gravillon 0/300 mm	1200
Pré-crible 0/40 mm	310
Enrochement 0/1000 mm	700
Grave concassé 0/25 mm	545
Grave concassé 0/30 mm	555
Grave concassé 0/40 mm	560
Grave concassé 0/50 mm	610
Tout venant concassé de carrière	450

III-5-Conclusion

Le coût de transport du nouveau site représente 22 % des frais totaux, ce pourcentage est raisonnable car le coût de transport par camion dans les mines exploitées à ciel ouvert, représente en général 30 à 50% des frais d'exploitation de la mine, on peut conclure que l'exploitation avec transport jusqu'à l'ancienne station avec construction d'une piste de 2.4 km est faisable.

Chapitre IV
Processus et technologie d'exploitation
du gisement de Kraoula

IV –Processus et technologie d'exploitation du gisement de Kraoula**IV-1-Introduction : [12]**

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

L'élaboration du projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula doit déterminer les paramètres suivants:

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

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

- La hauteur et le nombre de gradins;
- La largeur des plates-formes de travail ;

IV-2-Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert [10]

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

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

IV-2-1-Le gradin [8]

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

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

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

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

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

IV-2-1-1-La hauteur du gradin [6]

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

- Caractéristiques des excavateurs employés;
- Stabilité des roches;
- Nécessité d'exécuter des tirs d'abattage;
- Règles de sécurité;
- Production annuelle.

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

IV-2-1-2-L'angle de talus du gradin

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

Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 60° et 80° par rapport à l'horizontale ; dans notre cas on prendra un angle de talus $\alpha = 70^\circ$.

IV-2-2 Plate-forme de travail [6]

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 :

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

Où :

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, c'est la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport, (m);

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

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

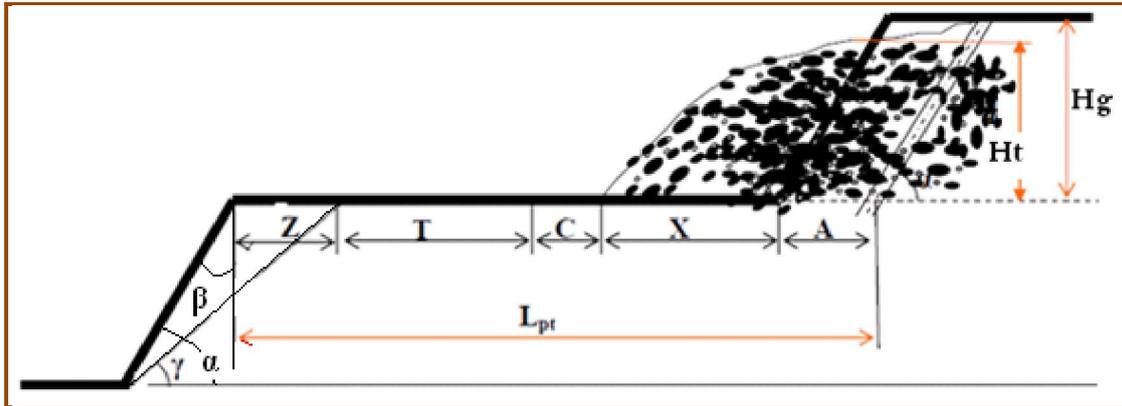


Figure IV.1: schéma de la plate forme de travail (abattage à l'explosif).

- Largeur de l'enlèvement en massif A est déterminée par la formule suivante :

$$A = \frac{W}{\cos\beta} \quad [\text{m}]$$

W : ligne de moindre résistance, la variation de la ligne de moindre résistance est due aux différentes structures du front d'abattage, $W = 3,6\text{m}$,

β : étant l'angle d'inclinaison de trou de mine, ($\beta = 20^\circ$) par rapport à la verticale;

Donc, $A = 3,8 \text{ m}$.

- La largeur X est calculée par la relation suivante :

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

K_f : coefficient de foisonnement des roches, (1.5) [in Kovalenko] ;

H_g : hauteur du gradin, (m);

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

Donc

$$X = 3.8 \times \left(\frac{2 \times 1.5 \times 15}{13.5} - 1 \right) = 8.9 \text{ m}$$

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

$$C = 0,2 \times H_g, \quad (\text{m}).$$

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

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

$$Z = H_g \times (1/\tan \gamma - 1/\tan \alpha), \quad (\text{m}).$$

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, 70° ;

Donc : $Z = 3.2 \text{ m}$.

➤ La largeur de la voie de transport est de : $T = 13 \text{ m}$.
Donc la largeur minimale de la plate-forme est :

$$L_{pt} = 31.9 \text{ m.}$$

IV-3-Planning et ordre d'exécution des travaux miniers

L'exploitation du gisement de Kraoula se fera en premier lieu par l'ouverture au niveau 835m par gradins de hauteur maximale de 15m. Dès que l'ouverture sera terminée, le gradin va se développer pour atteindre sa hauteur de production, et l'exploitation se fera par la suite niveau par niveau selon une direction principale d'avancement vers l'Ouest pour les trois premiers niveaux (835, 820 et 805m) puis dans les deux directions Ouest et Est jusqu'à l'épuisement du gisement.

IV-3-1-Ouverture du gisement

IV-3-1-1-Généralités [6]

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 principales qui donnent l'accès au gisement.
- Les tranchées de découpage qui préparent le champ de carrière à l'exploitation, autrement dit, ces tranchées permettent de réaliser un front initial des travaux d'exploitation.
- Les tranchées spéciales destinées à la recherche, à l'exhaure, au drainage,...etc.

IV-3-1-2-Mode d'ouverture du gisement de Kraoula

L'ouverture du gisement de Kraoula se fera par tranchée, et les tranchées qui seront réalisées sont les suivantes :

- La tranchée principale qui donne accès au gisement.
- Les tranchées de découpage qui préparent le champ de carrière à l'exploitation, autrement dit, ces tranchées permettent de réaliser un front initial dans chaque niveau d'exploitation, comme il est indiqué dans la figure IV.2 (ouverture du niveau 835m).

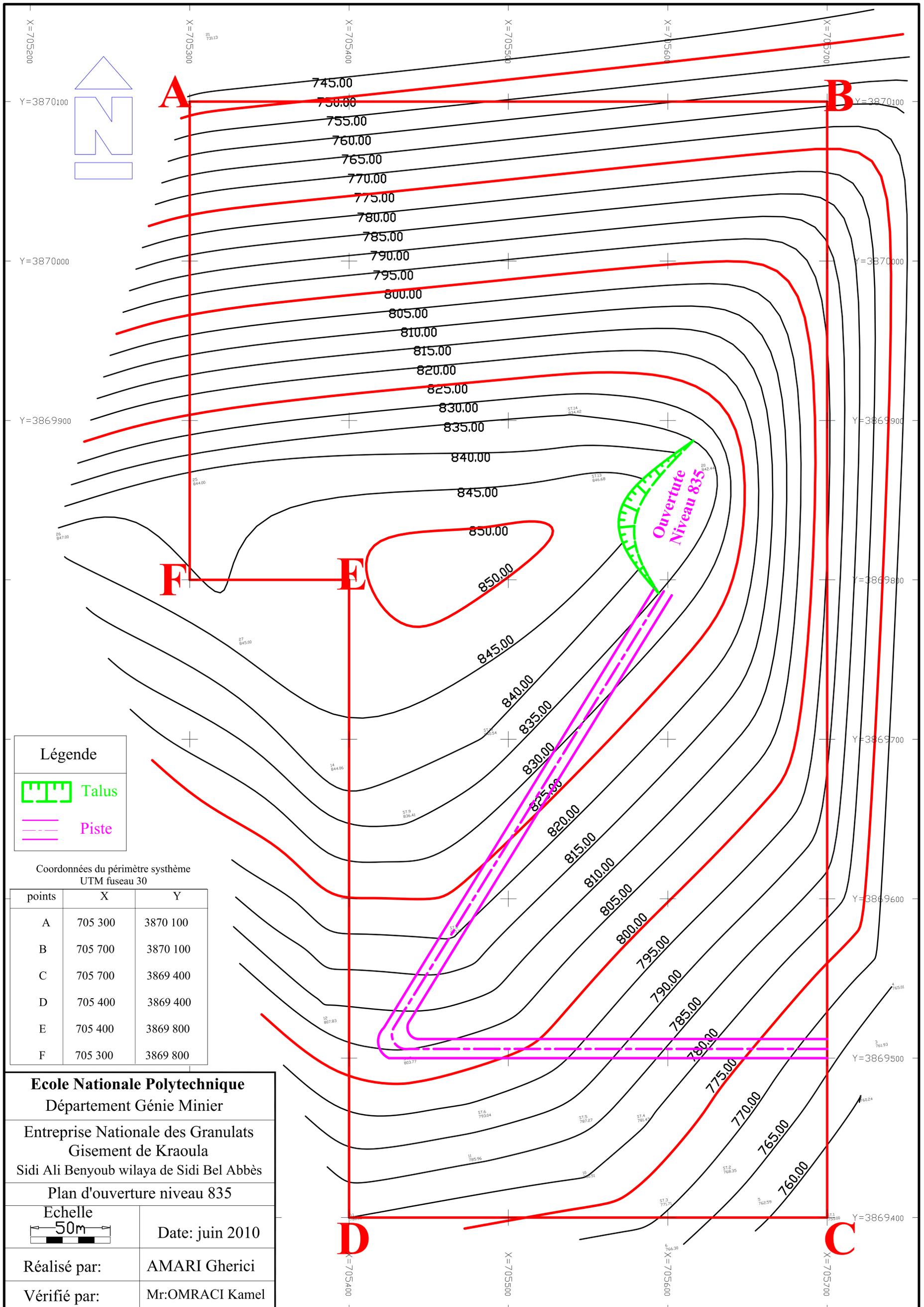


Figure IV.2: Ouverture niveau 835

IV-3-2-Phases d'exploitation du gisement de Kraoula

Après l'ouverture du niveau 835m on procède aux travaux d'exploitation en descendant niveau par niveau. Ces travaux valent se faire par phases comme suit :

Phase N01 (niveau 835-850m) (figure IV.3)

- Ce niveau va évoluer par le développement des travaux essentiellement vers l'Ouest. Pour atteindre le niveau 850 à partir du quelle il devient productif c.à.d. $H = 15m$. A partir de ce niveau ce gradin évoluera jusqu'à la limite Ouest de la carrière en laissant une berme de sécurité de 5m.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation (calculées à l'aide d'auto-CAD): $V = 399\ 505m^3 = 1\ 078\ 666$ Tonnes.

Phase N02 (niveau 820-835m) (figure IV.4)

- Ouverture du niveau 820-835m.
- Développement du gradin vers le Nord Ouest jusqu'à atteindre le niveau 835 et c'est à ce niveau qu'il devient productif ($H=15m$), ce gradin évoluera jusqu'à la limite Ouest de la carrière pour former un gradin en liquidation en respectant la distance de sécurité (berme de sécurité de 5m) avec le gradin sus-jacent.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V = 938\ 342\ m^3 = 2\ 533\ 525\ \text{Tonnes.}$$

Phase N03 (niveau 805-820m) (figure IV.5)

- Ouverture du niveau 805-820m.
- Développement du gradin vers le Nord et le Nord Ouest jusqu'à atteindre le niveau 820 et c'est à ce niveau qu'il devient productif ($H=15m$), ce gradin évoluera jusqu'à la limite Ouest de la carrière pour former un gradin en liquidation en respectant la distance de sécurité (berme de sécurité de 5m).

Le volume des roches abattre jusqu'à la liquidation :

$$V = 1\ 467\ 840\ m^3 = 3\ 963\ 168\ \text{Tonnes.}$$

Phase N04 (niveau 790-805 m) (figure IV.6)

- Ouverture du niveau 790-805m.
- Développement du gradin vers le Nord Est et le Nord Ouest jusqu'à atteindre le niveau 805 et c'est à ce niveau qu'il devient productif ($H=15m$), ce gradin évoluera jusqu'à la limite Ouest et la limite Est de la carrière pour former des gradins en liquidation en respectant la distance de sécurité (berme de sécurité de 5m).

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V = 2\ 053\ 500\ m^3 = 5\ 544\ 450\ \text{Tonnes.}$$

Phase N05 (niveau 775-790 m) (figure IV.7)

- Ouverture du niveau 775-790m.
- Développement du gradin vers le Nord Est et le Nord Ouest jusqu'à atteindre le niveau 790 et c'est à ce niveau qu'il devient productif ($H=15m$), ce gradin évoluera jusqu'à la limite Ouest et la limite Est de la carrière pour former des

gradins en liquidation en respectant la distance de sécurité (berme de sécurité de 5m).

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V=2\,594\,782\text{ m}^3 = 7\,005\,913\text{ Tonnes.}$$

Phase N06 (niveau 760-775 m) (figure IV.8)

- Ouverture du niveau 760-775 m.
- Développement du gradin vers le Nord Est et le Nord Ouest jusqu'à atteindre le niveau 775 et c'est à ce niveau qu'il devient productif (H=15m), ce gradin évoluera jusqu'à la limite Ouest et la limite Est de la carrière pour former des gradins en liquidation en respectant la distance de sécurité (berme de sécurité de 5m).

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V=2\,916\,675\text{ m}^3 = 7\,875\,022\text{ Tonnes.}$$

Phase N07 (niveau 750-760 m) (figure IV.9)

- Ouverture du niveau 750-760m.
- Développement du gradin vers le Nord Est et le Nord Ouest jusqu'à atteindre le niveau 750 et c'est à ce niveau qu'il devient productif (H=10m), ce gradin évoluera jusqu'aux limites Est, Ouest, Nord et Sud de la carrière pour former un gradin en liquidation en respectant la distance de sécurité (berme de sécurité de 5m).

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V=2\,051\,745\text{ m}^3 = 5\,539\,711\text{ Tonnes.}$$

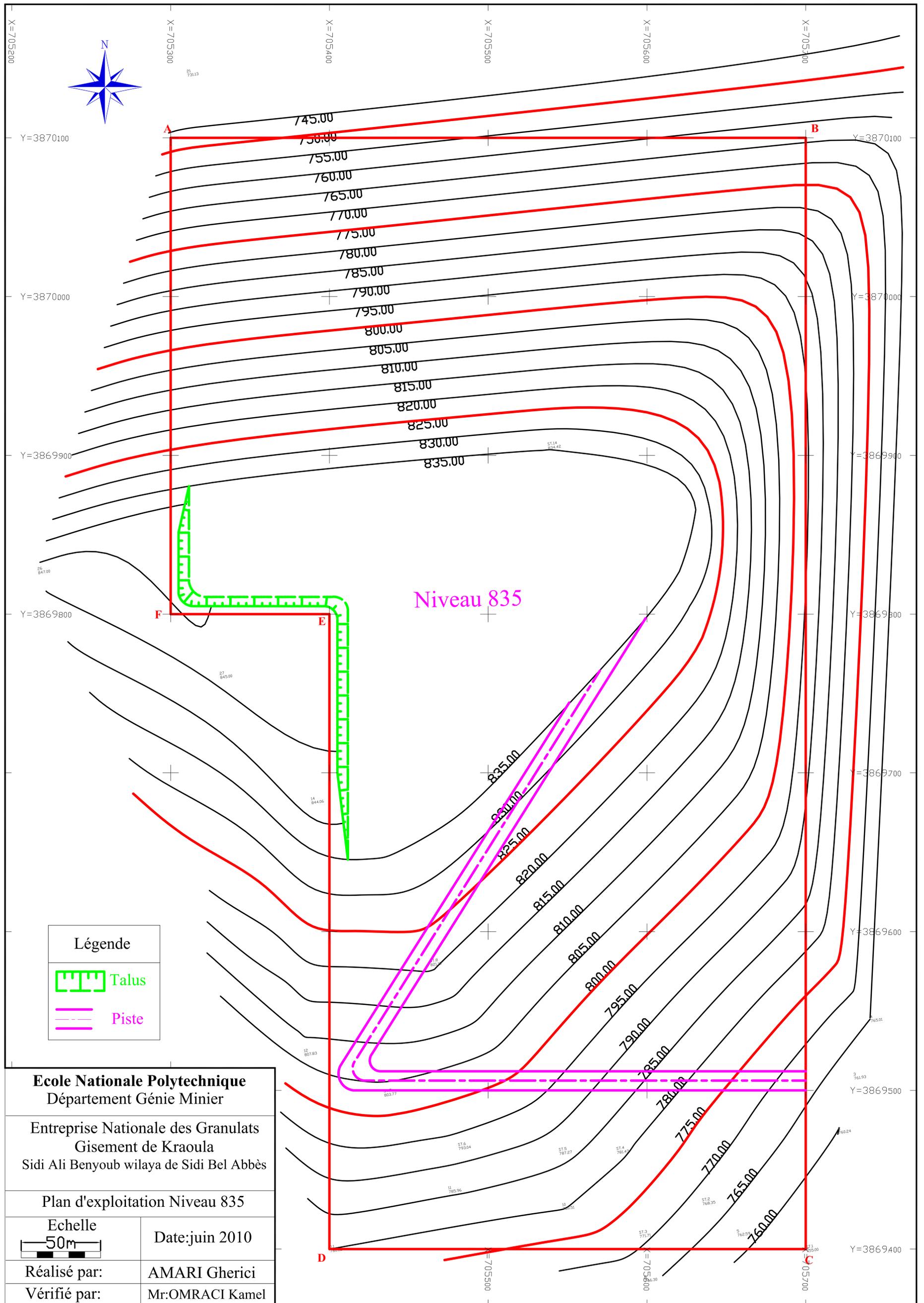


Figure IV.3: Plan d'exploitation «Niveau 835-850m »

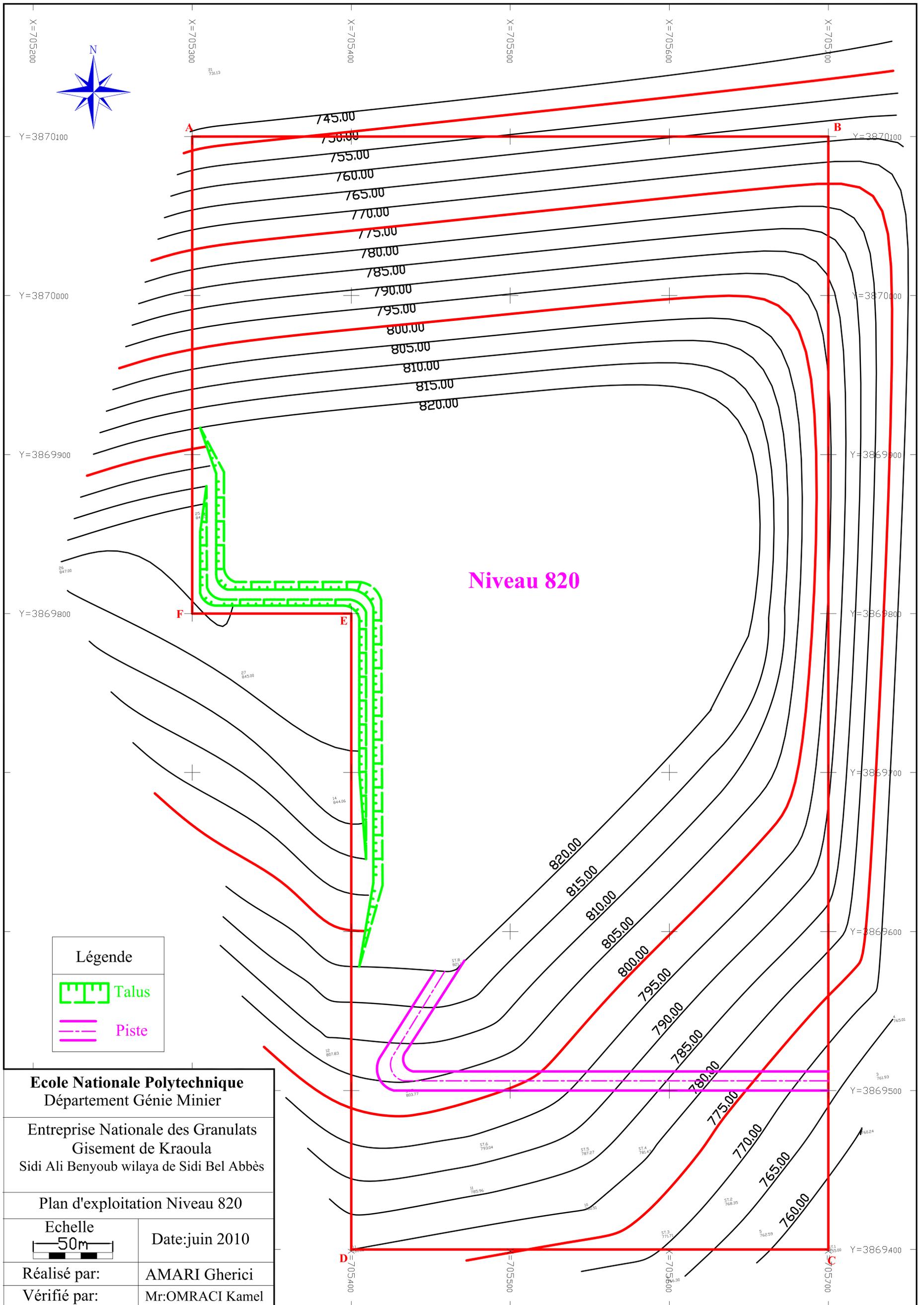


Figure IV.4: Plan d'exploitation «Niveau 820-835m »

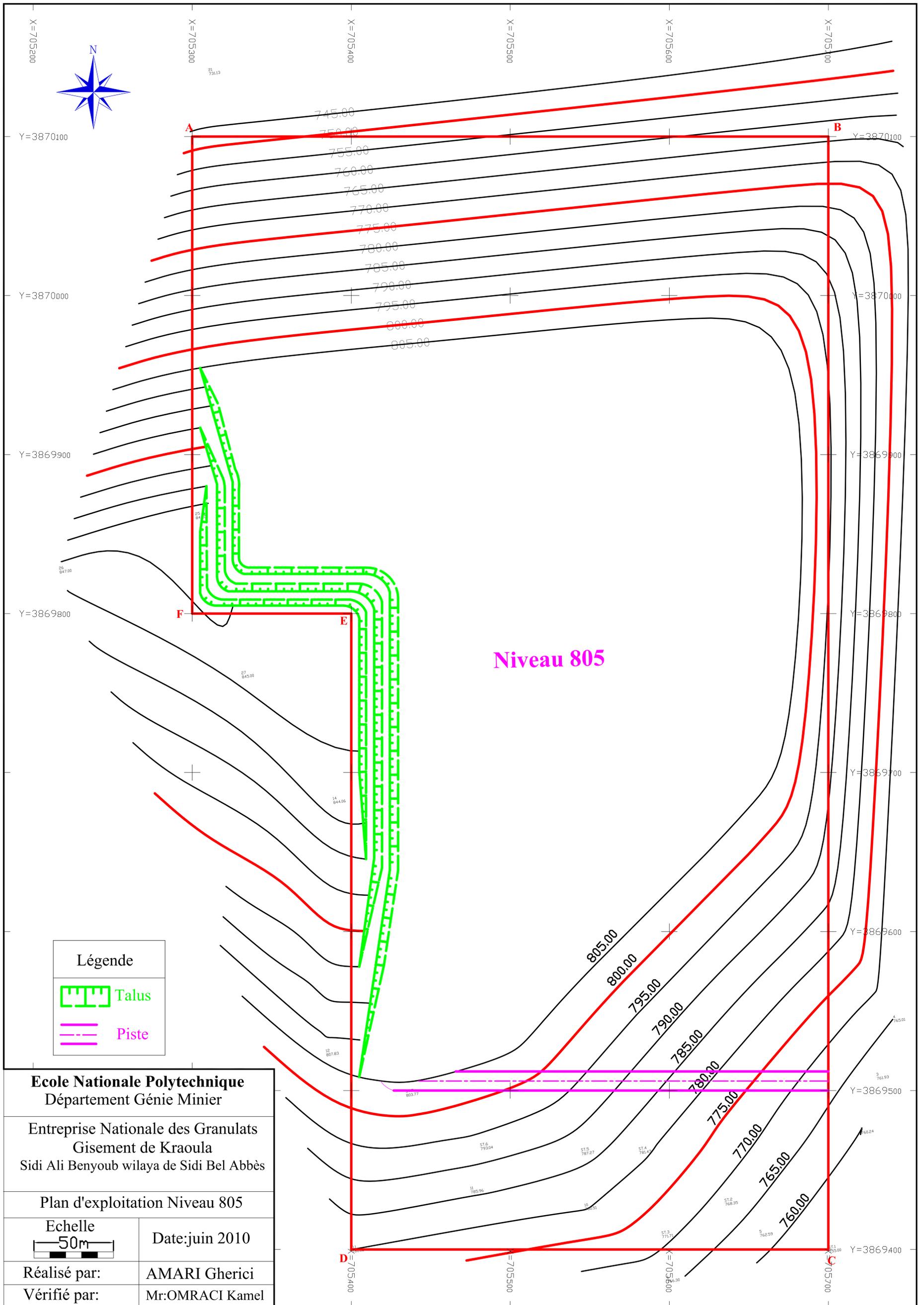


Figure IV.5: Plan d'exploitation «Niveau 805-820m »

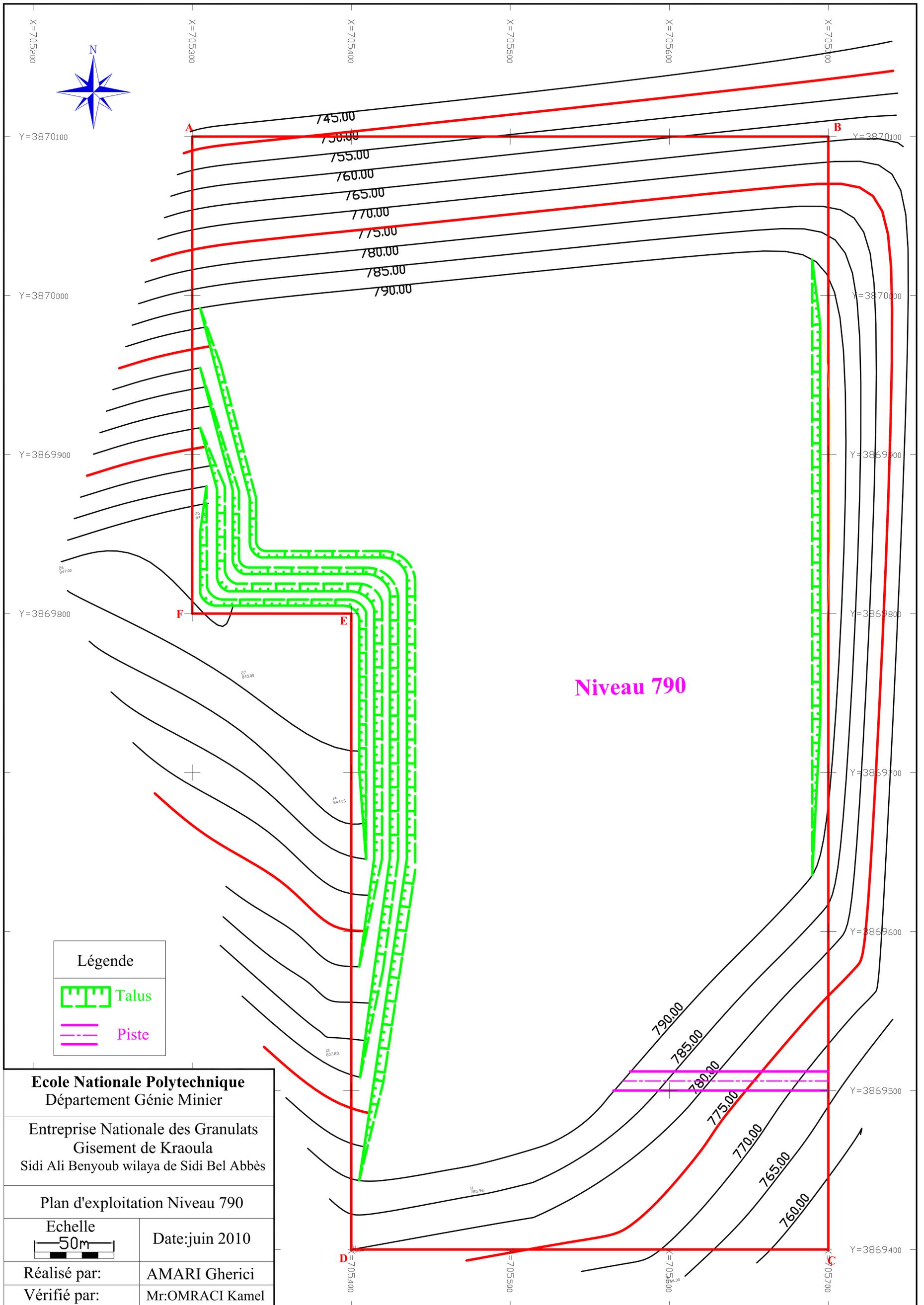


Figure IV.6: Plan d'exploitation «Niveau 790-805m »

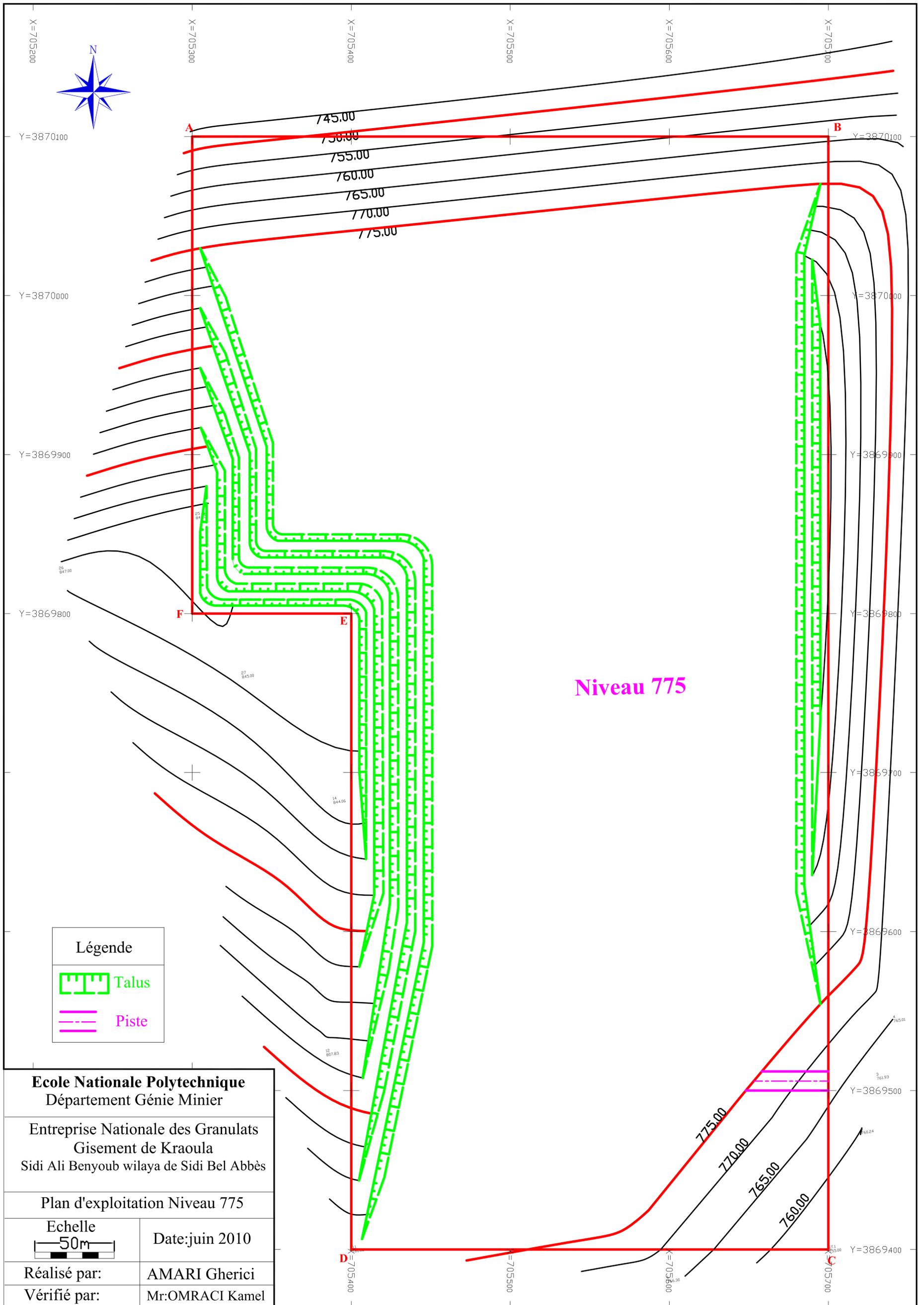


Figure IV.7: Plan d'exploitation «Niveau 775-790m »

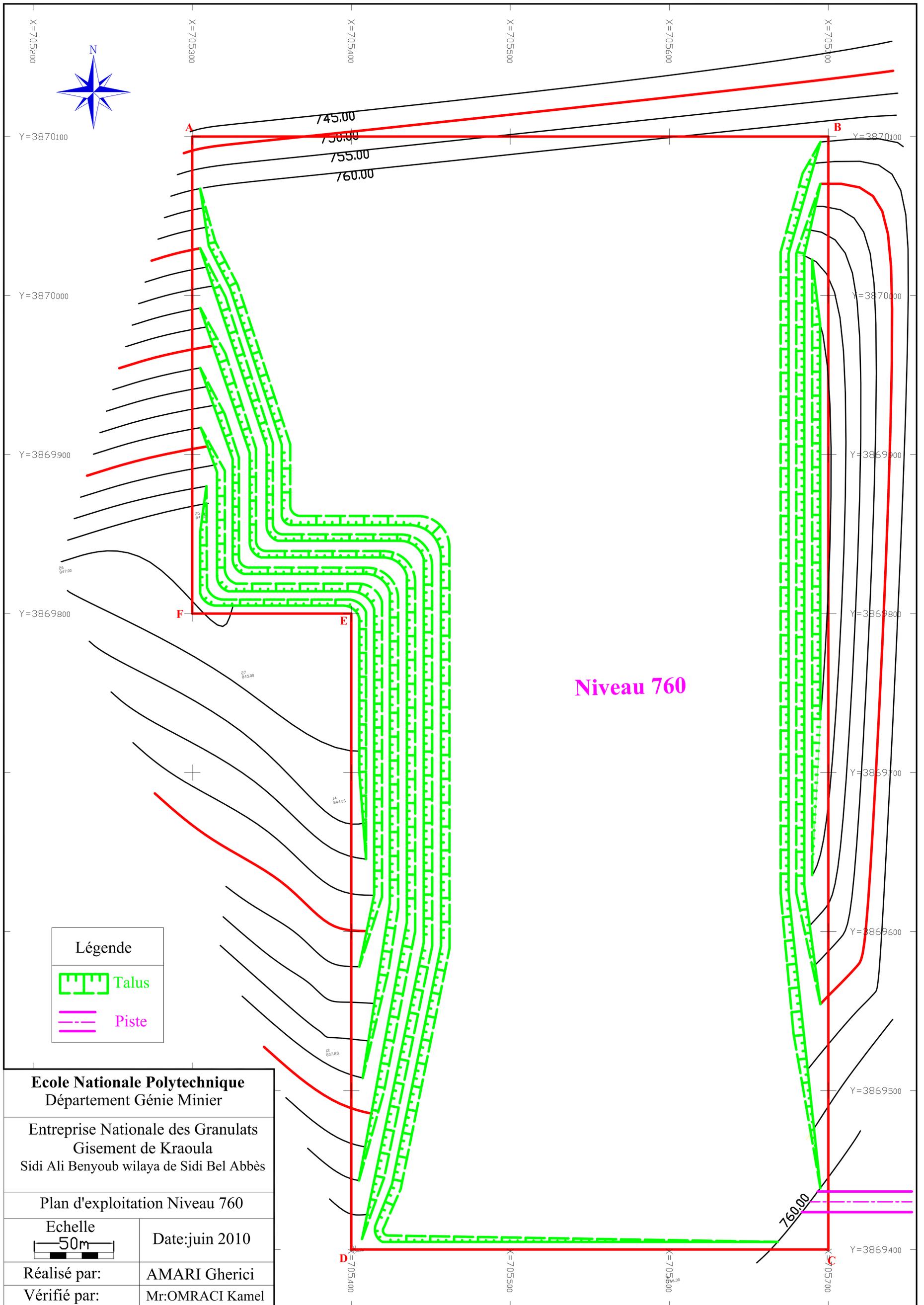


Figure IV.8: Plan d'exploitation «Niveau 760-775m »

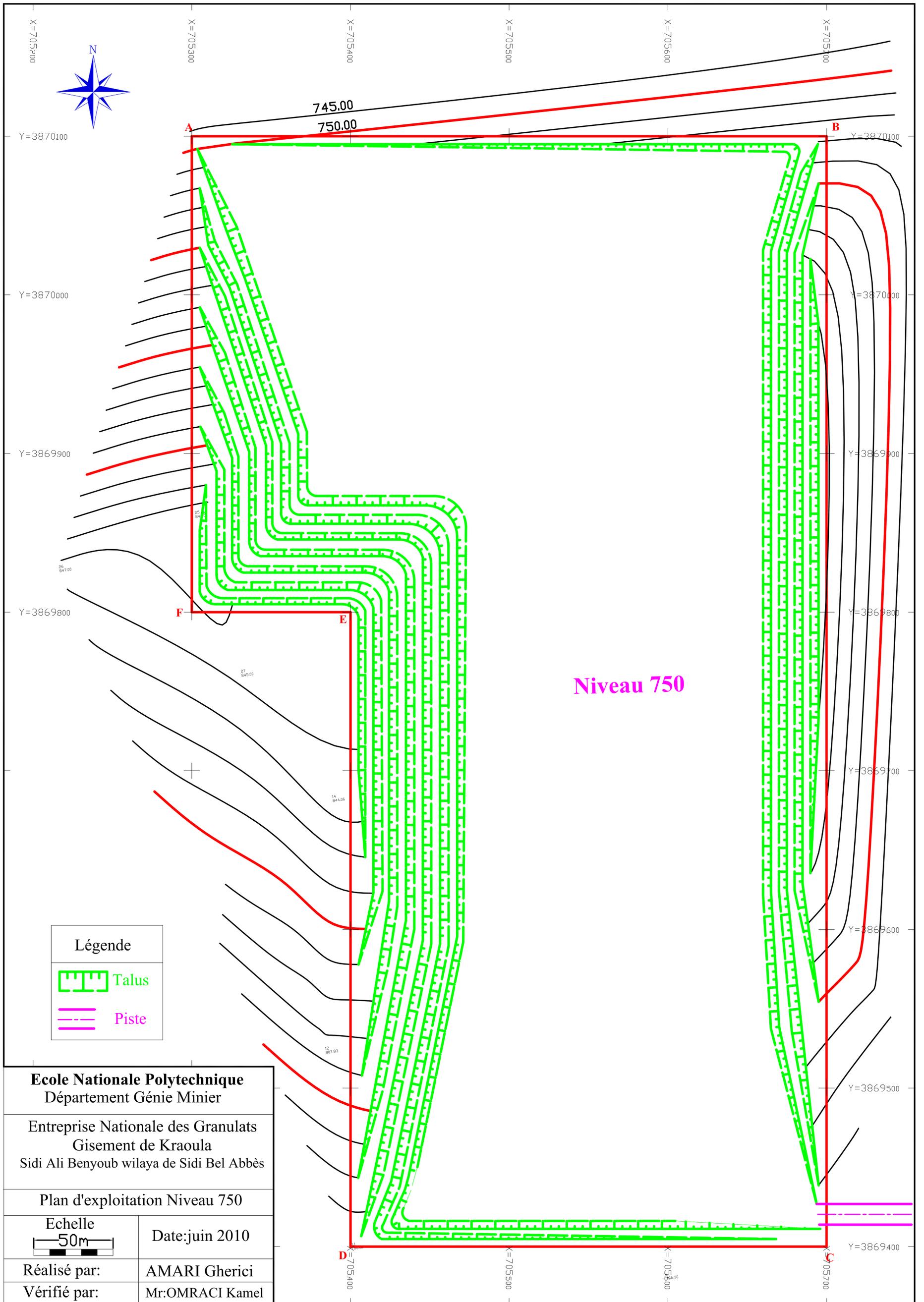


Figure IV.9: Plan d'exploitation «Niveau 750-760m »

IV-3-3-Cadence d'exploitation

La production actuelle de l'ancienne carrière (Sidi Ali Benyoub) est de 1 500 000 t/an. Pour garder la même cadence d'exploitation lors de l'ouverture de la nouvelle carrière de Kraoula on planifie une production de cette dernière de 500 000 t/an, et la production de l'ancienne carrière sera réduite à de 1 000 000 t/an, ce régime de production continuera jusqu'à l'épuisement de l'ancien gisement. Les réserves restantes de l'ancien site sont de l'ordre de 13 800 000 t (calculées à l'aide d'auto-CAD), ce qui implique que cette exploitation durera approximativement 13 ans, et dès que l'ancien gisement s'épuisera, la production de la nouvelle carrière sera de 1 500 000 t/an. Les tableaux IV.1 et IV.2 ci-dessous représentent la cadence d'exploitation à prévoir dans le futur avant et après l'épuisement de l'ancien gisement.

Tableau IV.1: cadence d'exploitation avant l'épuisement de l'ancien gisement (production envisagée 500 000 t/an).

Phase	Tonnage (t)	Durée (an)
01 (niveau 835-850 m)	1 078 666	2.15
02 (niveau 820-835 m)	2 533 525	5.07
03 (niveau 805-820 m)	2 887 809	5.78
Sous total	6 500 000	13

Tableau IV. 2: cadence d'exploitation après l'épuisement de l'ancien gisement (production envisagée 1 500 000 t/an).

Phase	Tonnage (t)	Durée (an)
03 (niveau 805-820 m)	1 075 359	0.72
04 (niveau 790-805 m)	5 544 450	3.69
05 (niveau 775-790 m)	7 005 913	4.67
06 (niveau 760-775 m)	7 875 022	5.25
07 (niveau 750-760 m)	5 539 711	3.69
Sous total	27 040 455	18

Les réserves effectivement exploités données dans les tableaux précédents sont calculées à l'aide d'auto-CAD, (33 540 455 t), et ces réserves sont inférieures aux réserves exploitables, (37 117 323 t), c'est-à-dire qu'on a des pertes de 3 576 868 t au niveau des bermes de sécurité dans les limites de la carrière. Les réserves effectivement exploités donnent une durée de vie de la carrière de 31 ans.

IV-4-Les opérations principales de l'exploitation du gisement

On distingue quatre opérations principales de l'exploitation du gisement qui sont:

1. Abattage des roches;
2. Chargement des roches;
3. Déplacement et transport des roches;
4. Formation des terrils.

A chaque opération principale correspondent les travaux auxiliaires dont la réalisation permet de faciliter son exécution. [6]

Organisation des opérations précédentes:

Pour une meilleure exploitation des matériels, on propose le régime de fonctionnement suivant :

Foration : un seul poste de huit 8 heures (08h à 16^h).

Chargement et transport : un seul poste de sept heures (5^h à 12^h), et deux autres postes (poste d'après midi et poste de nuit) pour l'ancienne carrière.

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 pelle et par excavateur pour les roches tendres, et l'abattage à l'explosif pour les roches dures.

A-Mode d'abattage par pelle et par excavateur

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-Mode d'abattage à l'explosif

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

L'abattage à l'explosif est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une densité supérieure à 2,5 et une résistance à la compression de plusieurs centaines de Kgf/m².

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer : [11]

- 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 critères de choix de la méthode d'abattage des roches, on va appliquer le mode d'abattage à l'explosif dans le massif rocheux de calcaire du gisement de Kraoula.

B-1-La conception du plan de tir

B-1-1-Introduction [7]

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

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

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

Avant d'entreprendre la conception, il faut :

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

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

- 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 approfondies les conditions de sautage liées aux paramètres de base en gardant néanmoins en mémoire les objectifs et les contraintes d'environnement.

Ce sont:

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

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

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

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

B-1-2-Détermination des paramètres du plan de tir

a-Diamètre du trou « d » [7]

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

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

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

La figure IV.10 montre la relation existant entre le diamètre du trou et la profondeur du trou. Pour une hauteur de 15 m, il est recommandé de prendre un diamètre entre 83-200 mm.

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

L'entreprise a déjà pratiqué ce diamètre (110 mm) dans l'ancien site Sidi Ali Benyoub, sans rencontrer de problèmes sauf celui des blocs hors gabarits, mais ce problème est corrigé par les paramètres du plan de tir.

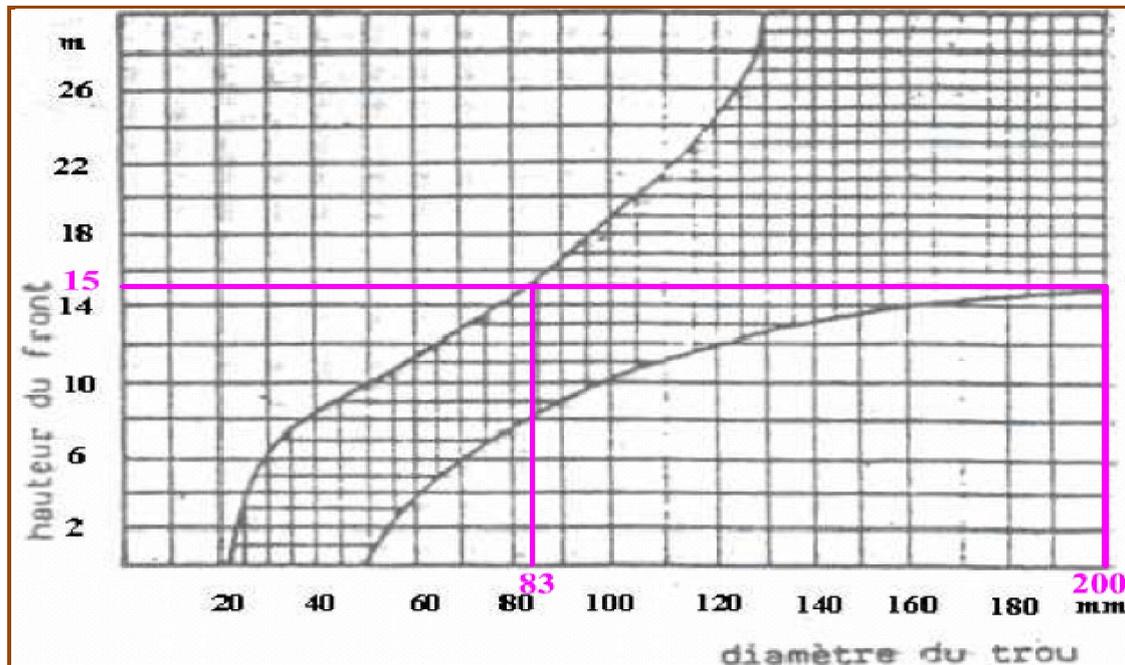


Figure IV.10: Choix du couple diamètre-hauteur du front.

b-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.11 montre l'effet de l'onde du choc au pied du gradin selon l'inclinaison du trou de mines. [13]

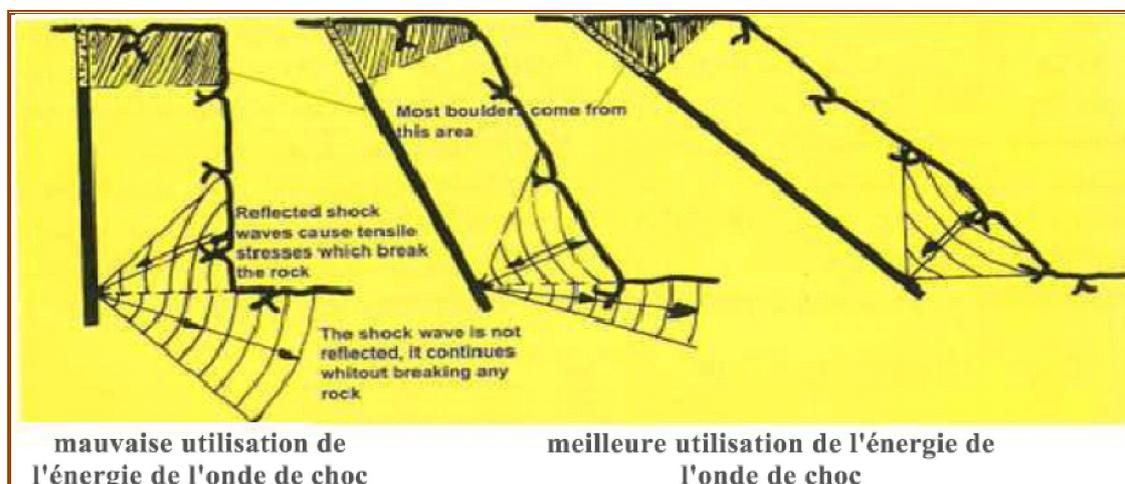


Figure IV.11: L'effet de l'onde de choc au pied selon l'inclinaison du trou.

Selon les méthodes modernes, l'exécution de gradin ne se fait plus suivant la pente d'attaque verticale traditionnelle, mais suivant des surfaces inclinées. On aboutit, grâce à cette manière de procéder, aux avantages suivants : [8]

- 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 « $\beta=20^\circ$ ».

c-Choix de l'explosif [7]

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 :

1. 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

2. 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.3 suivant:

Tableau IV.3: les caractéristiques des explosifs utilisés [guide de l'O.N.E.X].

Désignation commerciale	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.

d-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 du tir en 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. [17]

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

$$B_{max} = \frac{d}{33} \times \sqrt{\frac{\rho \times S_p}{\bar{c} \times f \times (E/B)}}$$

Où :

d : diamètre du trou de mine ; mm ;

S_p : puissance de la charge de fond de l'explosif ; (weight strength)

LANGEFORS définit le coefficient S par :

$$S_p = \frac{1}{6} \times \left(\frac{5 \times Q_t}{Q_{t0}} + \frac{V_g}{V_{g0}} \right)$$

Q_t : quantité de chaleur dégagée par un kilogramme l'explosif ;

V_g : volume de gaz dégagé par un kilogramme l'explosif ;

Q_{t0} et V_{g0} sont les valeurs correspondantes à celle de la dynamite de référence Gélanit II;

$Q_{t0} = 4807 \text{ kJ/kg}$

$V_{g0} = 808 \text{ L/kg}$ (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, $c = 0.4 \text{ kg/m}^3$)

\bar{c} : Correction de la résistance au tirage de la roche, pour une roche très jointée :

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

f : facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine (β).

Pour $\beta = 0^\circ; 20^\circ; 30^\circ$, les valeurs de f seront respectivement 1; 0,9; 0,85. Pour notre cas $\beta = 20^\circ$ donc 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 :

$$B_{max} = \frac{110}{33} \times \sqrt{\frac{1.05 \times 0.87}{0.45 \times 0.90 \times 1.25}} = 4.5 \text{ m}$$

g-Correction du fait de la déviation des trous de mines : [17]

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 :

$$B = B_{max} - 0.05 \times H_g \quad [\text{m}]$$

$$\mathbf{B= 3.7 \text{ m}}$$

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

$$B = B_{max} - a \times d - \frac{b}{100} \times H_g \quad [\text{m}]$$

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 vu de l'équipement et les personnels de foration imposé par l'entreprise, On choisi, a=4 et b=3.

$$B = 4.47 - 4 \times 0.11 - \frac{3}{100} \times 15 = 3.6 \text{ m}$$

On prend la valeur de la banquette pratique « B=3.6 m » puisque la formule est plus exacte.

h-Détermination de l'espace [13], [17]

La maille $E \times B$ 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 :

$$E = 1.25 \times B = 4.5 \text{ m}$$

e-La longueur de sous-foration « L_s » [8]

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 de sous-foration, la base ne serait pas coupée à angle droit, et le pied du gradin ne serait pas horizontal, mais formerait ce que l'on nomme « rebord ». Le rebord exigera des forations ultérieures d'achèvement, qui sont très onéreuses. 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 était supérieure à $0.3B_{\max}$, la consommation d'explosif augmenterait, aucun avantage pratique n'en étant obtenu.

$$L_s = 0.3 \times B_{\max} = 1.3 \text{ m}$$

f-Détermination de la longueur de foration « L_f » [13], [17]

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 :

$$L_f = \frac{H_g}{\cos\beta} + 0.3 \times B_{\max} \quad [\text{m}]$$

Où

L_f : est la longueur de forage préconisée en m

H_g : la hauteur du front, $H_g=15 \text{ m}$

β : l'inclinaison des trous de forations par rapport au plan vertical, $\beta=20^\circ$;

B_{\max} : la banquette maximale.

$$L_f = \frac{15}{\cos 20} + 0.3 \times 4.4 = 17.3 \quad \text{m}$$

i-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 rangées de trous.

B-1-3-Détermination de la répartition de la charge dans le trou de mine

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

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

a-La hauteur de la charge de pied « L_p » [13], [17]

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:

$$L_p = 1.3 \times B = 4.7 \text{ m}$$

b-Charge linéaire de pied [7]

Elle est donnée par la relation empirique suivante :

$$C_p = 0.88 \times \frac{f}{s_p} \times B^2 \times \left[\frac{0.07}{B} + c + 0.004 \times B \right]$$

Donc la charge linéaire de pied est :

$$C_p = 0.88 \times \frac{0.90}{0.87} \times (3.6)^2 \times \left[\frac{0.07}{3.6} + 0.4 + 0.004 \times 3.6 \right] = 5.1 \text{ kg/m}$$

c-Quantité d'explosif au pied du gradin (Q_p) [11]

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.

$$Q_p = L_p \times C_p = 4.7 \times 5.1 = 24 \text{ kg}$$

d-La hauteur du bourrage « H_b » [13]

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

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

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

$$H_b = B = 3.6 \text{ m}$$

e-La hauteur de la charge de colonne « L_c » [13]

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

$$L_c = L_f - 1.3 \times B - H_b = 9 \text{ m}$$

f-Charge linéaire de colonne [17]

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

$$C_c = 0.5 \times C_p = 2.6 \text{ kg/m}$$

g-Quantité d'explosif en colonne (Q_c)

Est déterminé par la formule suivante :

$$Q_c = L_c \times C_c = 23 \text{ kg}$$

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 :

$$Q_{tot} = Q_c + Q_p = 47 \text{ kg}$$

i-Consommation spécifique d'explosif, « q_s » [11]

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m^3 de roche.

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

La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$q_s = \frac{Q_{tot}}{(H_g / \cos \beta) \times B \times E} = 0.18 \text{ kg/m}^3$$

B-1-4-Volume de roche abattu par un trou (V_{tr})

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

$$V_{tr} = B \times E \times H_g / \cos\beta = 258 \text{ m}^3/\text{trou}$$

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

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \rho = 258 \times 2.7 = 698 \text{ t/trou}$$

B-1-5-Nombre de trous forés en un mois « N_{tr} »

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

- La production mensuelle (P_m);

$$P_m = \frac{N_{j/a} \times P_h \times N_{h/p}}{12} = \frac{312 \times 300 \times 6}{12} = 46\,800 \text{ tonnes.}$$

Où :

$N_{j/a}$: Nombre des jours ouvrable par an.

P_h : Production horaire.

$N_{h/p}$: Nombre d'heures ouvrable par poste.

- Volume de la roche abattu par trou (V_{tr})

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

$$N_{tr} = \frac{P_m}{Q_{tr}} = \frac{46800}{698} = 67 \text{ trous/mois}$$

Dans le cas où la carrière de Kraoula sera à plein régime pour alimenter seule la station de concassage :

- $P_m=125\,000 \text{ t.}$
- $N_{tr}= 179 \text{ trous/mois.}$

B-1-6-La charge totale d'une volée

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

$$Q_v = N_{tr} \times Q_{tr} = 34 \times 47 = 1\,598 \text{ kg}$$

B-1-7-Amorçage et les dispositifs d'amorçage [11]

On donne le nom d'amorçage à l'opération consistant à placer un allumeur dans une charge explosive, afin qu'elle soit prête à être mise à feu. Un bon amorçage doit satisfaire aux conditions suivantes :

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

- L'amorçage doit être dans la position convenant le mieux dans la charge, pour donner les meilleurs résultats;
- Les fils et les cordons ne doivent jamais être sujets à des tensions trop fortes,
- L'amorce doit être à l'épreuve de l'eau si nécessaire;
- L'amorçage doit avoir une forme et une position qui permettent un chargement parfait.

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 des travaux de minage. Il sert principalement à :

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

Dans notre plan de tir, on choisit le cordeau détonant de type : 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.13).

c-Classification des Détonateurs électriques

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

1. Détonateurs électriques instantanés DE.I.
2. Détonateurs électriques à retard D.E.R. (avec un retard de 0.5 s entre chaque numéro ONEX : 1 à 12 numéro).
3. 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.

d-Règles de travail [19]

Temps entre trous d'une même rangée :

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

$$12.78 < \text{Temps en ms} < 42.6 \text{ ms}$$

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

Temps entre rangées :

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

$$34.1 < \text{Temps en ms} < 102.3 \text{ ms.}$$

On prend un temps entre rangées de 40 ms.

e-Caractéristiques de l'exploseur utilisé à Sidi Ali Benyoub

Tension nominale : 450 volts ;

Résistance extérieure maximale : 150 Ohms ;

f-Nombre de détonateurs nécessaire

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

Le nombre de trous dans la volée est de 34 donc il faut 34 détonateurs à microretard.

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

$$R_T = R_d * N_d + R_L * L$$

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

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

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

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

$$R_T = 1.5 * 34 + (1.5/100) * 300 = 55.5 \text{ Ohm.}$$

g-schéma de tir en « V »

Trou d'ouverture : 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.12).

La figure IV.13 résume tous les paramètres du plan de tir (banquette, espacement, chargement...).

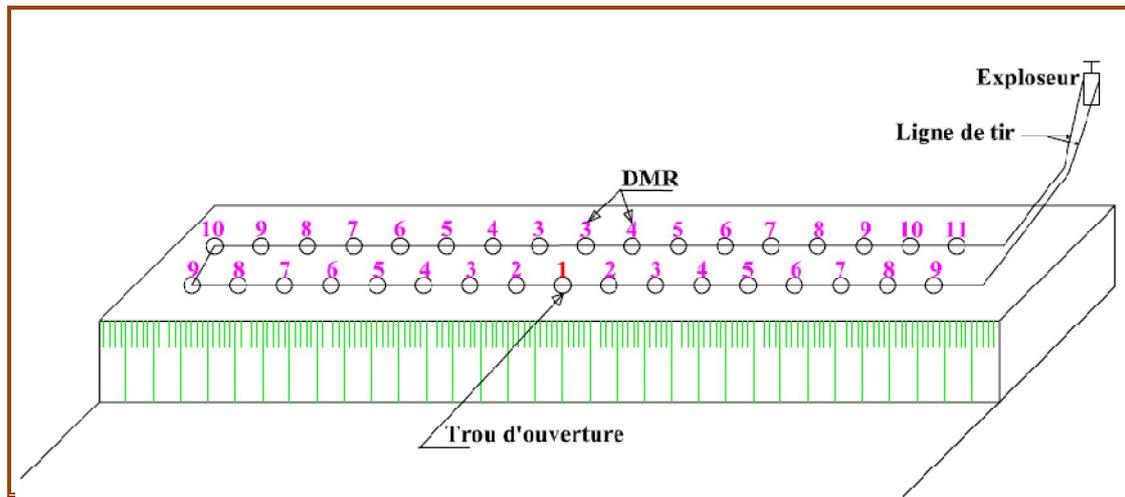
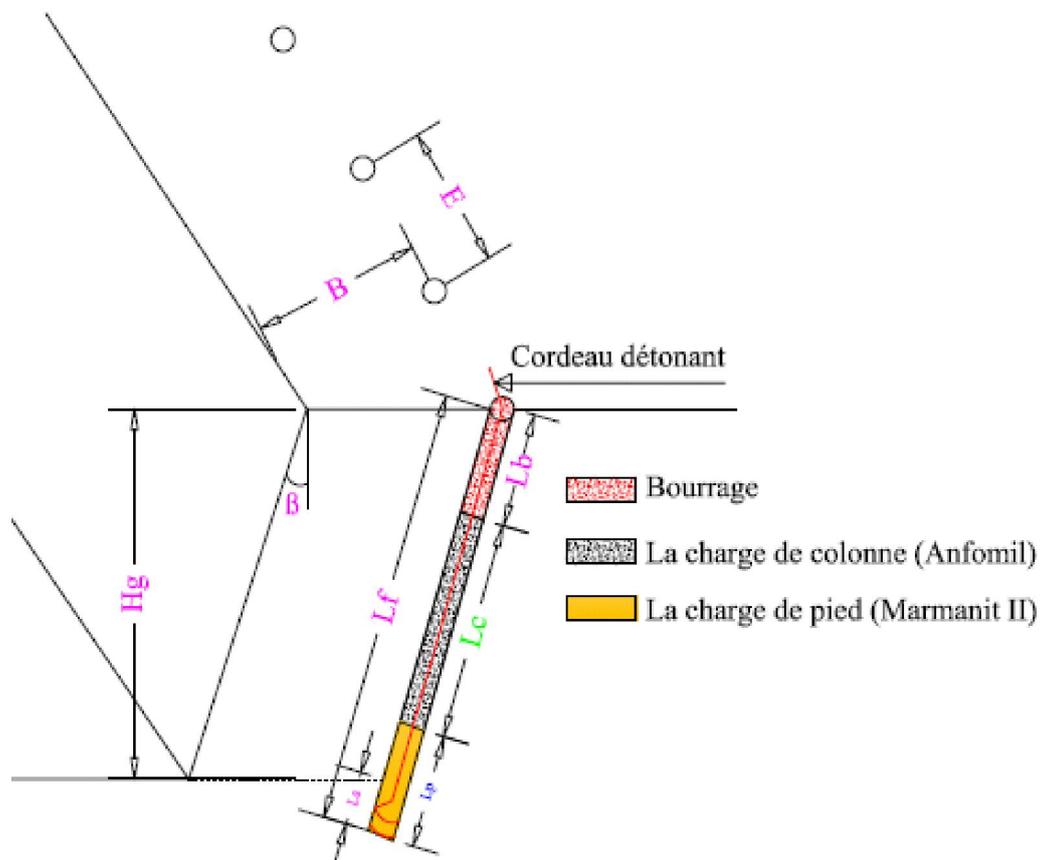


Figure IV.12: Schéma du plan de tir en V.



H_g : hauteur du gradin =15m;

L_b : longueur du bourrage =3.6m;

β : Angle d'inclinaison du trou =20° ;

L_s : longueur de sous-foration =1.3m;

L_f : longueur de foration =17.3m

B : la banquette =3.6m ;

E : l'espacement =4.5m;

L_c : longueur de charge de colonne =9m;

L_p : longueur de charge de pied =4.7m.

Figure IV.13 : Schéma générale montrant les différents paramètres du plan de tir.

B-1-8-Réalisation d'une application pour le calcul des paramètres du plan de tir :

L'application a été développée pour la conception du plan de tir, et basée sur la méthodologie proposée par Langefors citée précédemment.

Le programme de l'application est écrit avec le langage C Sharp « C# », les interfaces sont aussi créées par ce langage.

a- L'interface des entrées « Input.Tir.AMARI.g » :

Cet interface permet à l'utilisateur d'écrire les paramètres de trou, paramètres de roche, paramètres du gradin, paramètres d'explosifs et le nombre des trous de mine.

Quant l'utilisateur clique sur le bouton « **Suivant** » (cf. figure IV.14) le résultat « les paramètres du plan de tir » apparaît dans l'interface des sorties (cf. figure IV.15).

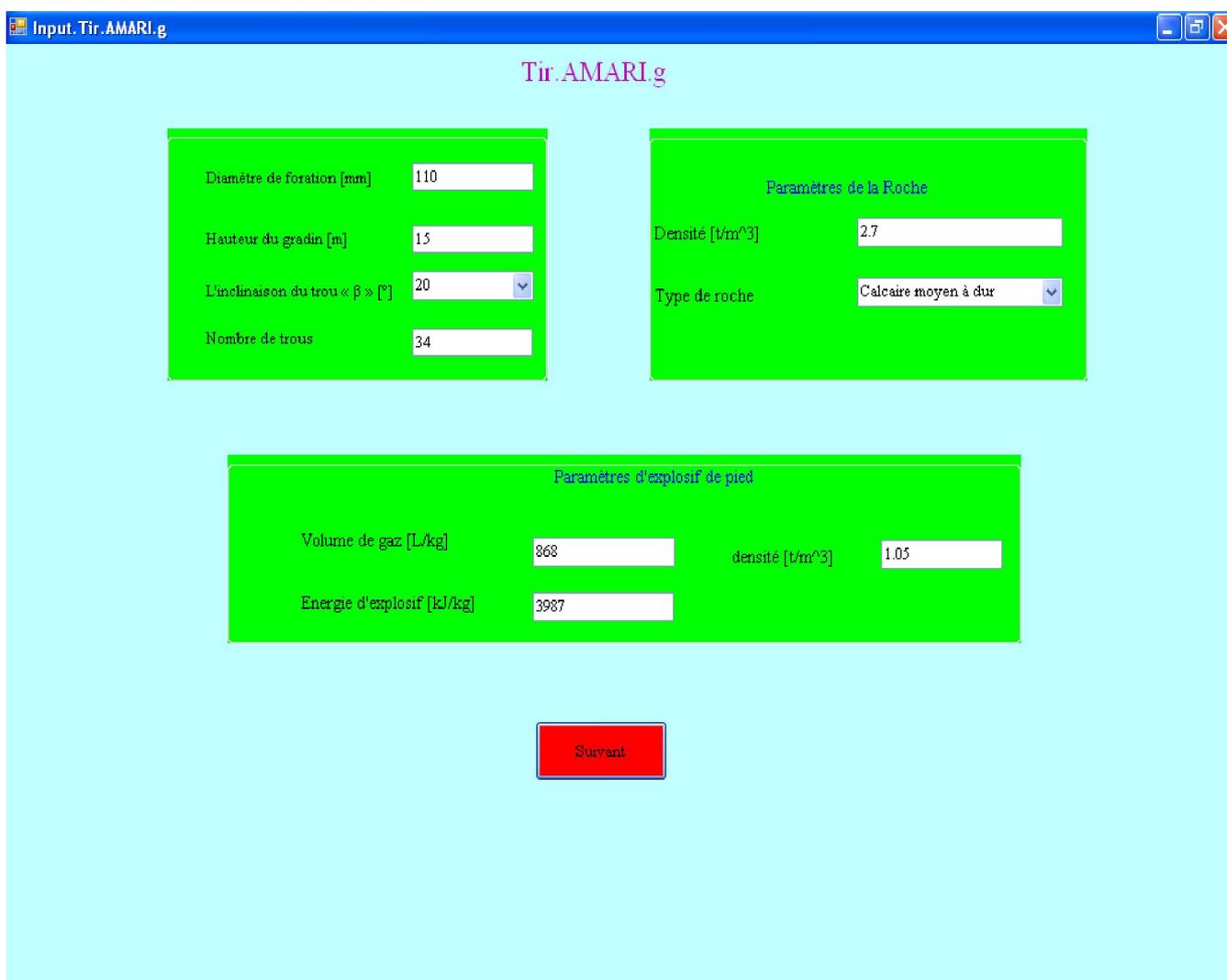


Figure IV. 14 : Interface des entrées de l'application avec C Sharp.

a- L'interface des sorties « OUTPUT.Tir.AMARI.g »

La figure IV.15 montre les paramètres désirés de la conception du plan de tir après calcul. Principalement les paramètres sont la banquette, espacement, sous-foration, bourrage, longueur du trou, charge de pied, charge de colonne, volume de roche abattu.

OUTPUT.Tir.AMARI.g

Ecole Nationale Polytechnique
Département Génie Minier
AMARI Gherici
2010
amarigherici@yahoo.fr

Tir.AMARI.g

جامعة الوطنية للعلوم والتقنية
Ecole Nationale Polytechnique

Charge de pied	
Hauteur [m]	4.65
concentration [kg/m]	5.06
Quantité [kg/trou]	23.52
Quantité totale [kg]	799.62

Charge de colonne	
Hauteur [m]	9.08
concentration [kg/m]	2.53
Quantité [kg/trou]	22.94
Quantité totale [kg]	780.12

Banquette [m]	3.58
Espacement [m]	4.47
Sous-foration [m]	1.34
Longueur de foration [m]	17.31
Bourrage [m]	3.58

Quantité explosif par trou [kg]	46.46
Quantité totale d'explosif [kg]	1579.75
Volume abattu par trou [m ³]	255.48
Volume total abattu [m ³]	8686.35
Quantité totale abattue [tonne]	23453.13
Charge spécifique [kg/m ³]	.18

00:01:42 S

Ch 1/1

Tous droits réservés محفوظة الحقوق

26 جوان , 2010

Figure IV. 15: Interface des sorties.

B-2-La foration [11], [7]

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-Choix du type d'équipement

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

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

b-Comment les erreurs de foration affectant les opérations suivantes

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

c-Le coût de la foration

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

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

d-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 surprofondeurs 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.

e-Paramètres caractérisant l'engin de foration

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

Le matériel de foration utilisé est de type INGERSOLL-Rand 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 ».

f-Calcul du rendement de la foreuse

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

$$N_{tr/p} = \frac{T \times K_u}{T_f}$$

Où :

$N_{tr/p}$: nombre de trous foré par poste ;

T : la duré d'un poste, (durée de poste de travail est 8 heures avec 1 heure de pause), c'est-à-dire T = 7 heures = 420 min;

K_u : coefficient d'utilisation de la foreuse, 0.85;

T_f : la duré de réalisation d'un trou ;

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

Où :

B_v : la vitesse d'avancement, 0.50 m/min.

$$T_f = 17.3/0.50 = 34.6 \text{ min}$$

Donc :

$$N_{tr/p} = \frac{420 \times 0.85}{34.6} = 10.3 \approx 10 \text{ trous/poste}$$

g-Nombre de foreuses nécessaires

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

$$N_s = \frac{P_a \times K_r}{N_{tr/p} \times N_{p/j} \times N_{j/a} \times Q_{tr}}$$

Où :

P_a : la production annuelle souhaitée : $P_a = 500\,000$ T/an au départ.

k_r : coefficient de réserve de la sondeuse (1.2 ÷ 1.25); On prend $k_r = 1,25$;

$N_{tr/p}$: nombre de trous réalisés par poste;

$N_{p/j}$: nombre de postes de travail par jour, (pour la foration un seul poste) ;

$N_{j/a}$: nombre de jours de travail de la sondeuse au cours de l'année, ($N_a = 260$ jours) ;

Q_{tr} : la quantité (en tonne) de la roche abattue par un trou.

$$N_{s1} = \frac{500\,000 \times 1.25}{10 \times 1 \times 260 \times 698} = 0.34 \approx \text{une foreuse}$$

La valeur « $N_{s1}=0.34$ » est petit, donc on peut réaliser la production souhaitée par une foreuse sans rencontrer des contraintes sur la foration. Cette valeur augmente au cours du temps à cause de l'usure de la machine, c'est-à-dire la vitesse d'avancement de la foreuse diminue, donc cette valeur peut atteindre $N_{s1}=1$ pour une vitesse d'avancement $B_v=0.17$ m/min.

Dans le cas du régime de fonctionnement avec 1500 000 t/an du site de Kraoula le nombre de foreuse est également estimé à un :

$$N_{s2} = \frac{1\,500\,000 \times 1.25}{10 \times 1 \times 260 \times 698} = 1.02 \approx \text{une foreuse}$$

IV-4-2-Le chargement**a-Généralité [16]**

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.

b-Le rendement de la chargeuse [10]

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

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

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

$$R_{ch} = \frac{3600 \times V \times K_r \times T \times K_u \times \rho}{t_c \times K_f}$$

Où : V : la capacité du godet de la chargeuse (marque KOMATSU) (6 m³).

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 = 07 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 ρ = 2.7 t/m³ ;

t_c : durée d'un cycle de chargement;

t_c = t_r + t_{pc} + t_d + t_{pv} (s) = 20+4+3+3=30 s

t_r : temps de remplissage du godet, il est en fonction de la difficulté de pénétration du godet dans le tas et le coefficient de foisonnement (20 s).

t_{pc}: temps de parcours (rotation) de la chargeuse chargée vers le lieu de déchargement (4s).

t_d : temps de déchargement du godet ; t_d = 3 s ;

t_{pv} : temps de parcours (rotation) de la chargeuse vide vers le lieu de chargement (le tas des roches abattus), t_{pv}=3s.

Donc : le rendement de la chargeuse est:

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 6 \times 0.9 \times 6 \times 0.8 \times 2.7}{30 \times 1.5} = 5600 \text{ T/poste}$$

c-Nombre des godets nécessaires pour charger un camion

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

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

Où :

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

$$N_g = \frac{54 \times 1.5}{6 \times 0.9 \times 2.7} = 5.55 \approx 6 \text{ godets}$$

d-La durée de chargement d'un camion

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

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

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

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.

IV-4-3-Le transport

Le transport à été étudié dans le chapitre III. Dans ce chapitre il sera question de déterminer le rendement et le nombre de camions nécessaires pour réaliser la production souhaitée par l'entreprise.

IV-4-3-1-Rendement des camions

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

$$R_c = \frac{60 \times 60 \times C_b \times K_u}{t_c} \quad [t/h]$$

C_b : capacité de la benne du camion (54 tonnes),

K_u : Coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion ($K_u=0.9$),

t_c : le temps de réalisation d'un cycle;

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

t_{ch} : temps de chargement du camion, 180 s;

t_d : temps de déchargement du camion, 60 s;

t_m : temps de manœuvre, 45 s ;

Les temps t_{ch} , t_d et t_m sont mesurés sur site (ancienne carrière Sidi Ali Benyoub)

t_{tr} : temps du trajet (en charge et à vide),

L'estimation de temps du trajet en charge et à vide sera basé sur les données techniques de l'engin de transport (TEREX TR60), c'est-à-dire la vitesse en fonction de la pente, qui sont données dans le tableau IV.4.

Le temps du trajet en charge et à vide est déterminé par la formule suivante :

$$t_{tr} = \frac{3600 \times D}{V_a \times f}$$

D : Longueur du tronçon à parcourir en km;

V_a : La vitesse de l'engin de transport correspondant à la pente du tronçon à parcourir ;

f: Facteur qui dépend de : l'expérience du conducteur, l'usure du camion et l'état de la piste ; f=0.65.

Les valeurs du temps de trajet en charge et à vide sont données dans le tableau IV.5.

Tableau IV.4: La vitesse du camion en fonction de la pente, (fiche technique du TEREX TR60).

La pente [%]	La vitesse [km/h]	
	Descente en charge	Montée à vide
0	60	60
5	30	58
10	16	35
15	10	24
20	8	18
25	5	15
30	2	12

Tableau IV. 5: Temps de trajet en charge et à vide.

Tronçon	Longueur [m]	Pente [%]	Temps de trajet (t _{tr}) [s]	
			En charge	A vide
AA-BB	416	2	77	40
BB-CC	560	0	52	52
CC-DD	460	4.3	85	44
DD-EE	298	10	103	47
EE-FF	260	11.5	144	60
FF-GG (virage)	33	3	6	3
GG-HH	372	9.4	129	59
Total	2400	Total	595	305
			900	

$t_c = 180 + 900 + 60 + 45 = 1185$ s ;

Donc, Le rendement du camion est :

$$R_c = \frac{60 \times 60 \times 54 \times 0.9}{1185} = 148 \quad [\text{t/h}]$$

IV-4-3-2-Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production

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

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

P_h : Production horaire = 300 t/h ; (voir chapitre III);

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.

$$N_c = \frac{300 \times 1.2}{148} = 2.43 \approx 3 \text{ Camions.}$$

Il faut tenir compte aussi d'un camion en réserve, pour garantir la production de la carrière.

Donc, il faut quatre (04) camions pour assurer la production souhaitée.

Au niveau de l'entreprise il y a quatre camions dumper de marque TEREX TR60, utilisées dans l'opération de transport de la matière première et de stérile, ils sont largement suffisants pour assurer la production souhaitée par l'entreprise. Lorsqu'un camion est arrêté pour entretien préventif ou curatif, l'autre le remplace.

IV-4-4-Conclusion :

L'exploitation du gisement se fait de haut vers le bas, avec six gradins de 15m et le dernier gradin de 10 m, dont le sens d'orientation global est Ouest et Est. Il est exploité selon deux cadences, l'un est avant épuisement de l'ancien gisement de Sidi Ali Benyoub (production estimée à 500 000 t/an) pendant 13 ans et l'autre après épuisement de ce dernier (production estimée à 1 500 000 t/an) pendant 18 ans. Les réserves effectivement exploitées (33.5 millions de tonnes) donnent une durée de vie de la carrière de 31 ans.

Nous avons défini tous les paramètres de mode d'ouverture et du système d'exploitation, et spécialement la détermination des paramètres du plan de tir par la méthode de LANGEFORS par la réalisation d'une application avec un langage orienté objet (programmation avec C Sharp). Ainsi pour toute modification des objectifs d'abattage, elle sera hautement facilitée par l'utilisation de cet outil.

Conclusion générale

Conclusion générale

L'étude géologique et topographique du gisement de Kraoula a permis d'évaluer les réserves exploitables qui sont de 37 millions de tonnes.

Les caractéristiques géotechniques du calcaire de Kraoula sont conformes aux normes d'utilisation de ce granulat pour le béton hydraulique et les routes.

L'exploitation du gisement se fait de haut vers le bas, avec six gradins de 15m et le dernier gradin de 10 m, dont le sens d'orientation global est Ouest et Est. Il est exploité selon deux cadences, l'un est avant épuisement de l'ancien gisement de Sidi Ali Benyoub (production estimée à 500 000 t/an) pendant 13 ans et l'autre après épuisement de ce dernier (production estimée à 1 500 000 t/an) pendant 18 ans. Les réserves effectivement exploitées (33.5 millions de tonnes) donnent une durée de vie de la carrière de 31 ans.

Pour relier le nouveau site Kraoula à la station de concassage de l'ancien site, une piste à deux voies de 2.4 km de longueur a été tracée. Les coûts de transport ont été calculés à base des coûts directs et indirects, les coûts directs (par exemple l'amortissement des camions) sont affectés en totalité sans calcul préalable, mais les coûts indirects (par exemple les frais de personnel de la maintenance) sont affectés après calcul préalable en utilisant des clés de répartition et ça donne un bon résultat.

Les conditions technico-économiques de transport de la matière première par camion sont favorables pour l'exploitation de ce gisement et alimenter l'ancienne station de concassage sans installer une nouvelle. Le coût de transport du nouveau site représente 22 % des frais totaux, ce pourcentage est raisonnable car le coût de transport par camion dans les mines exploitées à ciel ouvert, représente en général 30 à 50% des frais d'exploitation de la mine, on peut conclure que l'exploitation avec transport jusqu'à l'ancienne station avec construction d'une piste de 2.4 km est faisable.

Nous avons défini tous les paramètres de mode d'ouverture et du système d'exploitation, et spécialement la détermination des paramètres du plan de tir par la méthode de LANGEFORS par la réalisation d'une application avec un langage orienté objet (programmation avec C Sharp). Ainsi pour toute modification des objectifs d'abattage, elle sera hautement facilitée par l'utilisation de cet outil.

Références bibliographiques

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

- [1] : ABDELKRIM.B « Choix du moyen de transport à la carrière de MEFTAH », mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique, 1990.
- [2]: ASHUTOSH.M, « Design of surface blasts- a computational approach », thesis of National institute of technology, Rourkela, 2009.
- [3] : BEY.A « Rapport géologique du gisement de Kraoula ». Bureau d'étude géologique et minière, 2008.
- [4] : BLANCHIER.A & SAUVAGE A.C, « Utilisation des explosifs dans le génie civil », Techniques de l'Ingénieur, 2004.
- [5] : BURLAUD.A & SIMON.C « Analyse des coûts et contrôle de gestion », 1985.
- [6] : CHIBKA.N « Exploitation des gisements métallifères ». Edition Office des publications universitaires, 1980.
- [7] : GHARBI.K, « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier ». Mémoire de fin d'études de l'ENP, 2007.
- [8] : HERRMANN.K « Précis de forage des roches ». Edition DUNOD paris 1971.
- [9]: HOLMBERG.R, « Explosives and Blasting Technique », 2000.
- [10]: KOVALENKO.V & AMBARTSOUMIAN.N & LAHMER K.M. « Exploitation des carrières ». Edition Office des publications universitaires, 1986.
- [11] : LOUNIS.F, « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha ». Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique, 2007.
- [12] : MERABET.Dj « principes de l'élaboration du projet des mines à ciel ouvert », Edition OPU, 1989.
- [13]: OLOFSSON S.O «Applied explosives technology for construction and mining», 2002.

[14] : OUMENKHACHE.N « Progiciel de structuration des dépenses de production des agrégats et des sables sous forme de fiche de coûts », mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique, 2009.

[15] : SERRADJ.T « Législation et environnement dans les mines ». Ecole des mines d'El-Abed.

[16] : STELLMAN J.M « Encyclopédie de sécurité et de santé au travail », Volume III, 2000.

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

[18] : « La loi minière algérienne » Edition Ministère de l'énergie et des mines, 2001.

[19]: BLEUZEN.Y, «Abattage à l'Explosif», Ecole des Mines de Nancy, <http://www.ac-nancy-metz.fr>, 2010.

[20] : Guide de l'Office National des Explosifs « ONEX ».

Annexe

- Les différents coûts consommable d'un engin de transport dumper «TEREX TR60» durant l'année 2009 :

Tableau 1 : Coût de consommation en pièces de rechange.

Pièce	Nombre	Prix unitaire [DA]	Montant [DA]
Joins de roue	2	727.3	1454.6
Eau distillé	5	94.01	470.05
Bidon Glacial	5	538.46	2692.3
Joins de plaque	2	55.81	111.62
Filtre à air	2	11503.295	23006.59
Fusible	2	37.205	74.41
Valve de roue	2	3759.615	7519.23
Capteur	1	36759	36759
Filtre à air AF25454	2	5009.085	10018.17
Filtre à air AF25466	2	1923.01	3846.02
Filtre hydraulique	1	10185.1	10185.1
Filtre à air	1	1618.37	1618.37
Filtre à eau	6	1307.68	7846.08
Capteur	1	22830	22830
Filtre à huile	10	7993.855	79938.55
Filtre à eau	5	2398.8	11994
Filtre à gas-oil	10	3046.665	30466.65
Elément hydraulique	2	1669.285	3338.57
Filtre à air	1	2110.6	2110.6
Total			256279.91

Tableau 2: Coût de consommation en lubrifiant

	Quantité [L]	Prix unitaire [DA]	Montant [DA]
liquide de refroidissement	44	189.675	8345.7
HUILE MOTEUR RIMULA	693	221.171053	153271.54
Huile TELLUS 46	50	173.5498	8677.49
Total			170294.73

Tableau 3: Coût de consommation en Graisse.

	Quantité [kg]	Prix unitaire [DA]	Montant [DA]
Graisse TASSADIT A2	8	215.64	1725.12
Graisse TASSADIT A2	11	215.64	2372.04
Graisse TESSALA EP2	10	223.09	2230.9
Graisse TESSALA EP2	26	228.930385	5952.19
Total			12280.25

Tableau 4: Coût de consommation en gasoil.

	Prix unitaire [DA]	Quantité [L]	Montant [DA]
Gasoil	12.823396	68437	877594.74

Tableau 9: Coût de consommation en pneumatique.

	Nombre	Prix unitaire [DA]	Montant [DA]
pneus	2	519425.415	1038850.8