

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEURE
ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE



ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT : Génie Minier



PROJET DE FIN D'ETUDES

Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

*Projet d'ouverture et d'exploitation du
gisement de calcaire de Kef Batha
(Tissemsilt).*

Proposé par :SOMIBAR

Réalisé par :
LOUNIS Fatah

Dirigé par:
Dr. K. OMRACI

Promotion 2006/2007.

Dédicaces

A ma mère et mon père qui m'ont élevé, soutenu et encouragé. Je leurs rends hommage pour les innombrables sacrifices qu'ils ont consentis pour que chacun de nous trouve son chemin.

A mes frères

A ma grand mère

A mes oncles et tantes

A mes amis d'enfance

A mes amis de l'ENP

A mes enseignants

A ma promotion 2006/2007

REMERCIEMENTS

Avant de présenter ce travail, je tiens à remercier Dieu le tout puissant dont chaque jour je ressens son omniprésence.

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.

Mes remerciements s'adressent également à :

- *Mr. M MOHAMDI, ingénieur d'état en Génie Minier(SOMIBAR).*
- *Mr. H, ingénieur d'état en Génie Minier(SOMIBAR).*
- *Mr. H MELAL , ingénieur d'état en Génie Minier(SOMIBAR).*
- *Mr. R GACEM, ingénieur d'état en Génie Minier(Bureau d'étude).*

Enfin, je remercie toute personne ayant contribué de près ou de loin à la réalisation de ce modeste travail.

Sommaire

Introduction générale	01
Chapitre I : Cadre géologique du gisement	
A- Cadre géologique régional	02
A-1- Lithostratigraphie	02
A-2- Aperçu géologique sur la wilaya de Tissemsilt.....	03
A-3- Tectonique	04
A-4- Hydrogéologie	04
A-5- Le climat.....	05
A-6- Les précipitations.....	05
B - Géologie locale du gisement	06
B-1- Localisation administrative	06
B-2- Accès au gisement	10
B-3- Litho-stratigraphie du gisement	10
C- Reconnaissance de gisement	11
D- Calcul des réserves du gisement	12
D-1 Généralités.....	12
D-2 Calcul des réserves géologiques.....	13
Chapitre II: Propriétés et caractéristiques du calcaire de Kef Batha	
II- Les propriétés du matériau calcaire de Kef Batha	18
II-1. Echantillonnage et mode opératoire.....	18
II -2. Analyses chimiques du produit.....	20
II -3-les propriétés physiques de calcaire de Kef Batha.....	21
II -3-1-. Masse volumique.....	21
II -3-2-. Taux d'absorption d'eau.....	21
II -3-3-Porosité.....	22
II -4- Propriétés intrinsèques.....	23
II -4-1. Coefficient de broyabilité.....	23
II -4-2. Coefficient Los- Angeles.....	24
II -4-3 Coefficient Deval et Micro-Deval.....	25
II -5- Propriétés dimensionnelles.....	26
II -5-1. La granulométrie.....	26
II -5-2. La propreté superficielle.....	27
II -6- Propriétés technologiques des roches.....	27
II -6-1. Dureté de la roche.....	27
II -6-2. Degré de fissuration.....	28
II -6-3. Coefficient de foisonnement.....	29
II -6-4. Indice de forabilité.....	30
II -7- Caractéristiques mécaniques des roches.....	31
II -7-1 Résistance à la compression.....	31
II -7-2. Résistance à la traction.....	32
II -7-3. Résistance au cisaillement.....	33
II -7-4. L'angle de frottement interne.....	33
II -7-5. Cohésion.....	33
Conclusion	34
Chapitre III: Conditions technico-minières et ouverture de la carrière	
III.1 - LES CONDITIONS TECHNICO- MINIERES DE LA CARRIERE	35
A - Régime de fonctionnement.....	35
B - Capacité de production.....	35
B-1 - Capacité annuelle de production.....	35
B-2- La production mensuelle.....	35

B-3- La production journalière par poste.....	36
B-4- Production horaire.....	36
C - Réserves exploitables.....	36
D- Durée de vie de la carrière.....	37
III.2. Accès et ouverture du gisement	37
III.2.1. Travaux de découverte	37
III.2.2. Traçage de la piste et ses caractéristiques	37
a) Itinéraire de la piste.....	37
b) Pente de la piste	39
c) Largeur de la piste	39
d) Longueur de la piste	40
III-2- 3- Préparation de la station de concassage.....	41
III-2- 3-1- Préparation de l'assiette de la station.....	41
III-2- 3-2- Installation du pont bascule.....	42
III-2- 4- Phase initiale de l'ouverture de la carrière.....	43
Conclusion	43
Chapitre IV: Processus et technologie d'exploitation du gisement de Kef Batha	
Introduction	45
IV.1. Classification des systèmes d'exploitation à ciel ouvert	45
IV .2. Principaux éléments du système d'exploitation	45
IV .2.1. Le gradin	46
IV -2-2. Plate-forme de travail	47
IV .2.3. Forme et dimensions du bloc.....	49
IV .3. Planning et ordre d'exécution des travaux miniers dans la carrière	50
IV .3.1. Phases d'exploitation du gisement de Kef Batha.....	50
IV.3.2 .Cadence d'exploitation.....	52
IV .4. Technologie d'exploitation du gisement	62
IV .4.1. Abattage	62
IV .4.1.1. Abattage à l'explosif	63
IV .4.1.2. Plan de tir	63
IV .4.1.3. Paramètres du plan de tir	63
IV .4.1.3.1. Le diamètre du trou.....	63
1) Choix du diamètre de foration	63
2) Caractéristiques de foration de la carrière de Kef Batha	65
IV .4.1.3.2. Ligne de moindre résistance.....	67
IV .4.1.3.3. L'inclinaison du trou.....	67
IV .4.1.3.4. La longueur de sous-foration.....	67
IV .4.1.3.5. La longueur du trou.....	68
IV .4.1.3.6. La distance ménagée entre deux trous.....	68
IV .4.1.3.7. Nombre de rangées	69
IV .4.1.3.8. La distance entre les rangées	69
IV .4.1.4. Répartition de la charge	69
IV .4.1.4.1. Le choix de l'explosif	69
IV .4.1.4.2. Coefficient de puissance de l'explosif.....	71
IV .4.1.4.3. Résistance au tirage.....	72
IV .4.1.4.4. Charge linéaire de pied	72

IV .4.1.4.5. Quantité d'explosif au pied du gradin.....	73
IV .4.1.4.6. Charge linéaire de colonne	73
IV .4.1.4.7. Quantité d'explosif en colonne.....	73
IV .4.1.4.8. Quantité de charge d'explosifs dans un trou.....	74
IV .4.1.4.9. Longueur totale de la charge d'explosif dans un trou	74
IV .4.1.4.10. Longueur du bourrage	74
IV .4.1.4.11. Consommation spécifique d'explosif.....	75
IV .4.1.4.12. Volume de la roche abattue par un trou.....	76
IV .4.1.4.13. Nombre de trous forés en un mois.....	76
IV .4.1.4.14. Amorçage et système d'amorçage	78
IV .4.2. Chargement	79
IV .4.2. 1. La capacité de godet de la chargeuse.....	79
IV .4.2. 2. Le rendement de la chargeuse	79
IV .4.2. 3. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion.....	80
IV .4.2. 4. La durée de chargement d'un camion	81
IV .4.3. Transport.....	81
IV .4.3. 1. Rendement des camions	81
IV .4.3. 2. Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production	82
Conclusion générale.....	83

Résumé:

Le site de la carrière de calcaire à ciel ouvert de Kef Batha dans la wilaya de Tissemsilt a déjà fait l'objet d'une première exploitation sur le flanc Sud Est de la Coline Batha par une société privée.

A son abandon, la société SOMIBAR (filiale de l'ENOF) a voulu entreprendre une nouvelle exploitation pour laquelle nous avons réalisé les plans d'ouverture et d'exploitation en utilisant le logiciel AutoCAD et ainsi nous avons pu estimer les réserves à exploiter pour chaque niveau d'exploitation pour un total de **7,5MT**.

C'est une carrière dont la durée de vie est estimée à **15 ans**. La correction du gradin supérieur (niveau 1210-1260) de l'ancienne exploitation a été faite avec des gradins de 10m pour une raison de sécurité évidente. Pour cela des schémas de plans de tirs sont proposés pour des gradins de 15 et 10m.

Mots clés : Carrière à ciel ouvert, calcaire, gradins, AutoCAD, plans d'exploitation, réserves, plan de tir.

Abstract:

The site of Kef Batha's limestone open quarry in the department of Tissemsilt was already the subject of a first exploitation on the Southern side of Batha's hill by a private company.

With its abandonment, the SOMIBAR (Subsidiary company of ENOF) wanted to undertake a new exploitation for which we carried out the plans of opening and exploitation by using the AutoCAD software and thus we could estimate the reserves to be exploited for each level for a total of **7,5MT**. It is a quarry of which the lifetime is estimated at **15 years**. The correction of the top level (1210-1260) of the old exploitation was made with benches of 10m on account of the obvious safety. For that geometric blast design parameters are proposed for 15 and 10m benches.

Key words: Open pit, benches limestone, AutoCAD, exploitation schemes, reserves, blasting scheme.

ملخص:

محجرة الكلس كاف بطحة الواقعة تيسمسيلت كانت موضوع استخراج اولي على الجانب الجنوب الشرقي لثلة بطحة من طرف مؤسسة خاصة.

شركة سومي بار أرادت مباشرة استخراج جديد بحيث حققنا مخططات الفتح و الاستغلال باستعمال حبكة إعلامية أوتوكاد و أيضا تمكنا من تقدير احتياطي الممكن استخراجيه من كل مستوى استغلال و المقدر ب 7.5 مليون طن.

قدرت مدة حياة هذه المحجرة 15 سنة , تصحيح المدرج العلوي (مستوى 1210-1260) للاستغلال القديم قد تم بمدرجات 10م لأسباب أمنية واضحة . لهذا اقترحت رسوم مخطط التفجير من اجل مدرجات 10 و 15 م .

مفتاح الكلمات: محجرة، كلس، مدرجات، أوتوكاد، مخطط استغلال، احتياطي، مخطط تفجير.

Introduction générale

L'ouverture et l'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha est un projet d'exploitation à ciel ouvert proposé par SOMIBAR (filiale de l'ENOF).

C'est un gisement qui a déjà fait l'objet d'une exploitation par une société privée et a été abandonnée probablement à cause de la difficulté technique à poursuivre les travaux d'exploitation sous un gradin d'une hauteur de (plus de 50m). En effet le site montre une carrière à ciel ouvert avec quatre gradins.

Le stage effectué durant deux semaines du mois de Mai à Kef Batha dans la région de Bordj Bounaâma, wilaya de Tissemsilt ,a permis de réunir toutes les données essentielles pour pouvoir réaliser ce projet . Toutes les études détaillées du gisement, comme le rapport géologique, étude d'impact sur l'environnement qui sont accompagnés d'annexes formant des données nécessaires aux projets d'ouverture et d'exploitation.

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

Le troisième chapitre concerne le régime de fonctionnement de la carrière, ses réserves, sa production et sa durée de vie, laquelle est estimée à **15 ans** d'exploitation;

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

Chapitre I

Cadre géologique du gisement

I-Cadre géologique du gisement

A- Cadre géologique régional [6]

L'Ouarsenis est constitué de pointements de roches sédimentaires jurassiques qui affleurent sous formes de massifs isolés parmi les terrains crétacés : Grand Pic, Sra Sidi Abdelkader, Sidi Belkheiret, Rokba, Batha, et certains glissement de blocs par gravité

A-1- Lithostratigraphie

La coupe géologique de la région de l'Ouarsenis comprend notamment les formations du Jurassique et Crétacé inférieur.

a-1. Jurassique : Il est constitué par des formations concordantes de tous les étages dont l'épaisseur totale est de 650 à 850m.

* *Jurassique inférieur (Lias)*

*1. Lias inférieur : Les formations de cet âge sont reconnues sur les massifs des Grand Pic, Sra Abdelkader et Rokba, mais leur limite stratigraphique inférieure n'est pas claire. L'épaisseur du Lias inférieur est maximale sur le massif Abdelkader où elle atteint 110 - 250m. Au Nord, les terrains du Lias inférieur sont limités par un accident tectonique et sont en contact avec les schistes argileux du Crétacé inférieur.

Les dépôts sont essentiellement représentés par des dolomies et calcaires dolomitiques compacts, de teinte grise et gris foncé et par des brèches de dolomies. La stratification est absente.

*2. Lias moyen et supérieur : Les dépôts du Lias moyen et supérieur sont développés sur tous les massifs indiqués plus haut ; leur épaisseur est assez stable et varie entre 400 à 470m. Sur le massif Sra Abdelkader seulement, l'épaisseur diminue d'Ouest en Est jusqu'à 300m.

Les dépôts sont essentiellement constitués de calcaires massifs à grains fins de couleur grise ou gris clair. Il y a des variétés oolithiques de calcaires et des rares bancs de conglomérats et brèches calcaires et de marnes.

* *Jurassique Moyen (Dogger)*

Les dépôts du Dogger sont constitués de deux faisceaux : inférieur, constitué de grès, et supérieur, formé de calcaires. Les grès ne s'observent que sur le Grand Pic et ont une épaisseur de 0 à 130m. Le faisceau supérieur se rencontre dans tous les massifs de roches jurassiques et son épaisseur varie de 12 à 18m, sur les massifs de Belkheiret et de Rokba, à 90-130m, dans la partie Nord-Ouest du massif Grand Pic. Le faisceau est constitué de calcaires gris foncé et presque partout

sont répandus des calcaires à rognons de silex de forme irrégulière ; des passées minces de marnes y sont fréquentes.

* Jurassique supérieur (Malm)

A la base du Malm se trouvent des calcaires rouges et conglomératiques, auxquels fait suite une alternance de calcaires, de calcaires marneux et de marnes, d'abord rouges au début et grises par la suite.

a-2. Crétacé inférieur : Il consiste en une assise monotone de schistes argileux à intercalations de grès, quartzites, rarement de marnes ; leur épaisseur dépasse 100m.

A-2- Aperçu géologique sur la wilaya de Tissemsilt

La succession lithostratigraphique s'établit comme suit :

a. Mésozoïque

* **Trias** : Il est essentiellement formé de gypse, de dolomies, de calcaires et de marnes. Les importants dépôts de gypse affleurent aux environs des communes de Lardjem et Tamehlaht.

* **Jurassique** : Les formations de cet âge affleurent uniquement sur le Grand Pic de l'Ouarsenis et ses alentours. Elles sont constituées de calcaires massifs, de calcaires à silex, de marnes et de marno-calcaires.

* **Crétacé** : Ces affleurements sont largement développés sur le territoire de la wilaya de Tissemsilt, excepté au Sud où ils disparaissent sous les dépôts tertiaires. Les formations sont représentées par des schistes argileux, des marnes, des marno-calcaires, des argilites et des grès quartzifères.

b. Tertiaire : Il est représenté par :

* **Paléogène** : Il est constitué essentiellement de marnes à intercalations carbonatées.

* **Eocène** : Il est constitué de calcaires massifs localement dolomitisés, des argiles et de marnes affleurant au Sud de la région.

* **Miocène** : Il est constitué d'argiles, marnes, grès et conglomérats. Il affleure à l'Est et à l'Ouest du chef-lieu de la wilaya.

c. Quaternaire : Il est représenté par le Plio-quaternaire et est constitué de dépôts caillouteux et alluvionnaires : limons, limons sableux, grès, conglomérats, poudingues affleurant à l'Est de Khemisti.

A-3- Tectonique

Le massif de l'Ouarsenis, daté du jurassique, a été amené à la surface à la faveur d'une faille profonde, morcelé en plusieurs blocs.

Certains blocs ont été arrachés à leur socle et déplacés en direction du Sud-Est (Massifs de Belkheiret et Rokba). Vers l'Est la tectonique devient moins forte et le bloc suivant a été déversé sans déplacement considérable (Massif Grand Pic).

L'action tectonique, de même direction sur le massif d'Abdelkader, s'est traduite par le renversement partiel vers le Sud-Est de ses flancs occidentaux. Après la stabilisation tectonique, sur le versant sud du Grand Pic, se manifestent largement les phénomènes de déplacement et de glissement par gravité des blocs.

A-4- Hydrologie, hydrogéologie

La zone de l'Ouarsenis est un réservoir d'eau par sa formation calcaire qui laisse les eaux s'infiltrer. Les diverses cours d'eau constituent le poids hydrologique dans la région.

Le réseau hydrographique est essentiellement constitué de oueds intermittents dont l'écoulement dépend de la pluviométrie (ils sont généralement secs en été).

Les principaux oueds sont l'Oued Ataba, qui passe au niveau du chef lieu de la commune, et l'Oued Beni-Boudjemaâ. A l'Est de la commune de Bordj Bounaâma, on a l'Oued El Bhar qui traverse cette partie du territoire en prenant naissance dans ses limites Sud avec l'Oued Khanous.

Ainsi, les réservoirs d'eau sont surtout contrôlés par les masses calcaires dont la tectonique a favorisé la circulation des eaux pluviales tout en provoquant la dissolution des minéraux constitutifs.

En général, les sources exogènes n'ont pas un grand débit, à cause de l'enfouissement du réseau hydrographique qui reste généralement en dessous du niveau atteint par les marno-schistes, les drainages des nappes se faisant naturellement par les failles.

Le poids hydrologique dans la région a donné naissance à des puits et des sources localisés dans les différents douars pour les besoins de consommation locale. Parmi ces sources, on note :

- La source de Ain Tolba qui s'ouvre sur le flanc Ouest du Grand Pic à 1600 m d'altitude, au toit d'une assise de calcaire très siliceux et argileux du Dogger qui forme un barrage local sous des couches calcaires retournées du Lias Supérieur.

- La source de Ain Khadra qui apparaît dans des éboulis à proximité du contact par faibles déformations liasiques des chaînons Belkheiret qui s'élève à une altitude de 1662 m avec le flysch du socle au bord Sud.

- La source de Ain N'Soura qui se trouve dans l'intervalle du massif de ce nom et du Djebel Belkheiret au voisinage de la zone failleuse de Robia injectée du Trias.

- La source de Ain Kahla dont l'eau alimente les fontaines du parc national sur le versant Nord de Sra Abdelkader dans les forêts de cèdres.

On note aussi dans la région la source de Ain Fouara, au lieu dit El Fouara, et la source de Ain Meliana, au lieu dit Ouled Arab.

Quant à l'influence de l'hydrogéologie en place sur l'exploitabilité des gisements, cela reste dépendant du réseau de communication qui existe entre ces derniers et les différents réservoirs soit par des failles, soit par des ouvrages miniers, mais aussi de l'importance de la pluviométrie saisonnière.

.La commune de Bourj Bounaâma est alimentée à partir de trois (3) sources :

1- Ain Tolba : 9,6 l/s

2- Ain Khalia: 6,6 l/s

3- Ain Nsour: 5,6 l/s

A-5- Le climat

Le climat de la zone d'étude est généralement Subhumide.

Pour les données climatiques pluriannuelles de l'Office National de la Météorologie, on a utilisé celle de la station météorologique de Chleff (Indicatif : 425) qui possède les coordonnées suivantes:

- Latitude (Nord): 36°13
- Longitude (E): 01°20E
- Altitude (mètres): 143

A-5- Les précipitations

Les données pluviométriques annuelles disponibles dans la région ont oscillé entre 254 et 515 mm. La pluviométrie enregistrée dans la commune de Bordj Bounaâma varie de 600 à 800 mm.

Les précipitations exercent à cet effet une influence particulière sur le couvert végétal et les sols.

Dans une année normale, les périodes pluvieuses (précipitations \geq à 0,1 m) varient entre 60 et 90 jours avec des maximums en 24h de 21 à 65 mm (de septembre à avril).

La sécheresse couvre une période irrégulière selon les années : hormis les mois d'été (juin, juillet et août), on note de très faibles pluviométries, selon les années, en avril et en octobre. En haute altitude, la sécheresse est atténuée par une hygrométrie favorable.

B -Géologie locale du gisement [8]

B-1- Localisation administrative

Le gisement de calcaire est situé dans la commune de Bordj Bounaama, chef lieu de la Daïra, qui est distant de 58 km au Nord-Ouest de la ville de Tissemsilt.

Bordj Bounaama est limitée au Nord par la commune de Boucaïd, au Sud par la commune de Tamalaht et Beni Lahcen, à l'Est par la commune de Sidi Slimane et à l'Ouest par les communes de Larbaa et Lardjem (figI.1).

Le gisement de calcaire concerné par l'étude se situe dans la partie Sud-Est du Djebel Batha sur le flanc Sud-Est du massif de l'Ouarsenis, au lieu dit "BATHA" (figI.2).

Il est localisé à 6 Km à l'Est de la commune de Bordj Bounaama et à 70 Km au Nord-Ouest de la ville de Tissemsilt.

Tableau I.1: Les Coordonnées en UTM de la concession (voir le plan topographique)(figureI.3).

Points	X	Y
1	378 500	3 969 700
2	378 400	3 969 700
3	378 400	3 969 900
4	378 100	3 969 900
5	378 100	3 969 800
6	378 000	3 969 800
7	378 000	3 969 400
8	378 400	3 969 400
9	378 400	3 969 500
10	378 500	3 969 500

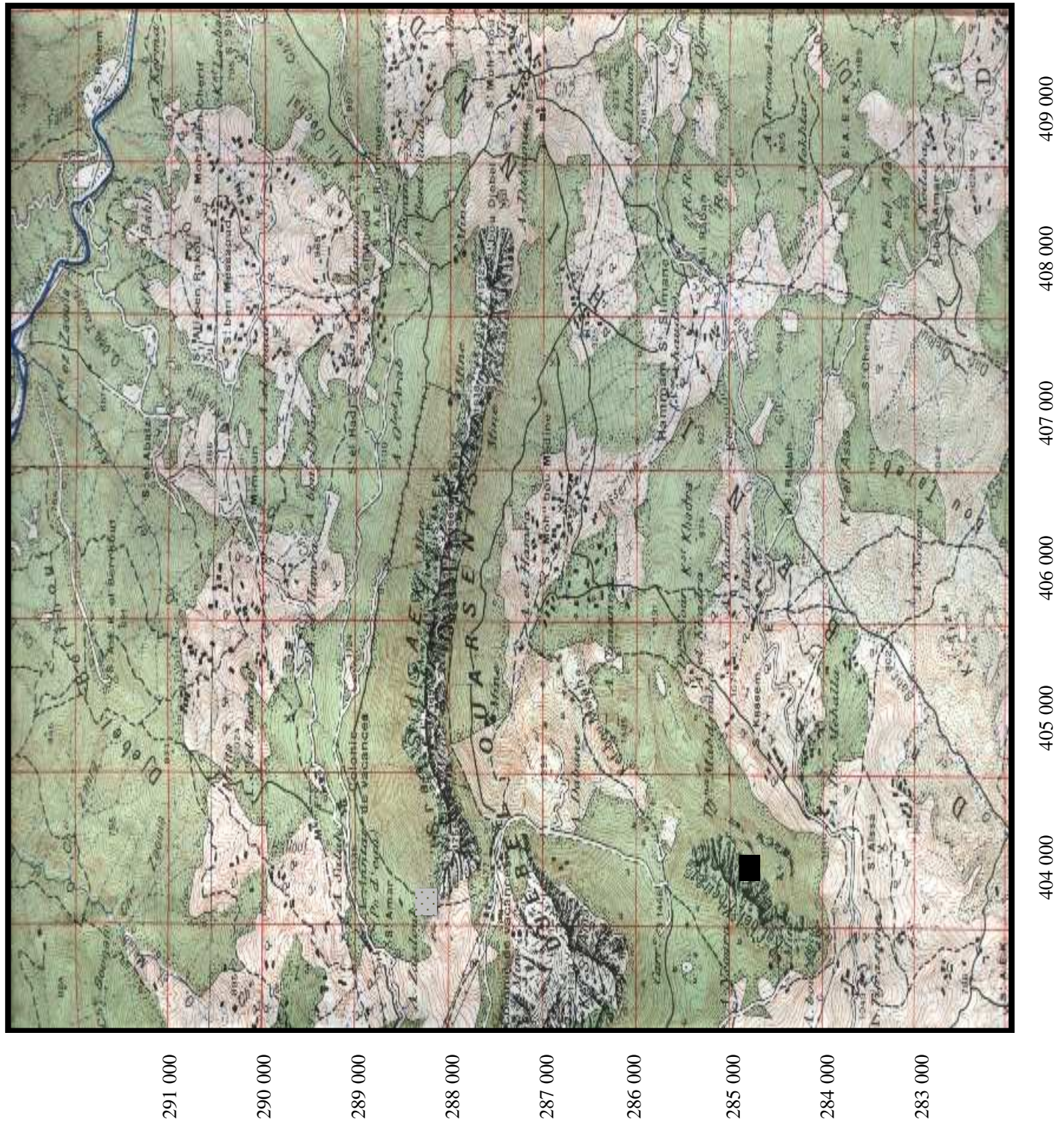
La superficie du site est : 21 ha.



○ Site Djebel BATHA

Fig1.1 plan de situation (Site Djebel BATHA)

FigI.2. LOCALISATION DU SITE KEF BATHA (BORDJ-BOUNAAMA)
 Extrait de la carte topographique
 Feuille N° 133 à l'échelle 1/50 000.
 FEUILLE EL MEDDAD (CALEMBERT 1952)



■ *Site Kef Batha*

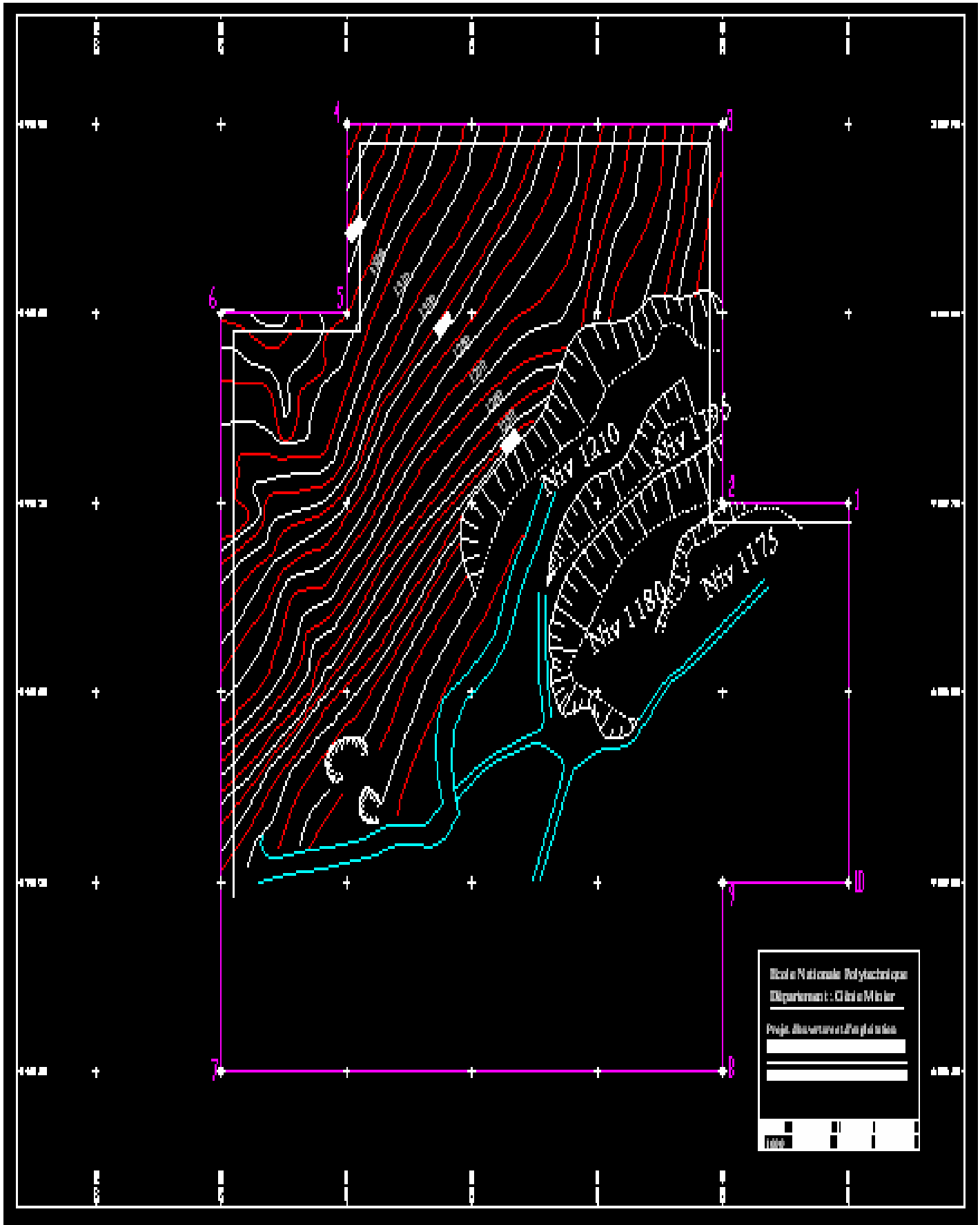


Figure I.3 : Plan topographique de la carrière de Kef Batha.

B-2-Accès au gisement

On accède au gisement en empruntant la route nationale n°19, qui relie la ville de Tissemsilt à la ville de Chlef, puis on prend le chemin willayal n° 54 menant à la commune de Hammam Sidi Slimane sur une distance de 1,5 km de Bordj-Bounaama et enfin une piste de 2 Km vers la carrière de Kef Batha.

B-3- Litho-stratigraphie du gisement

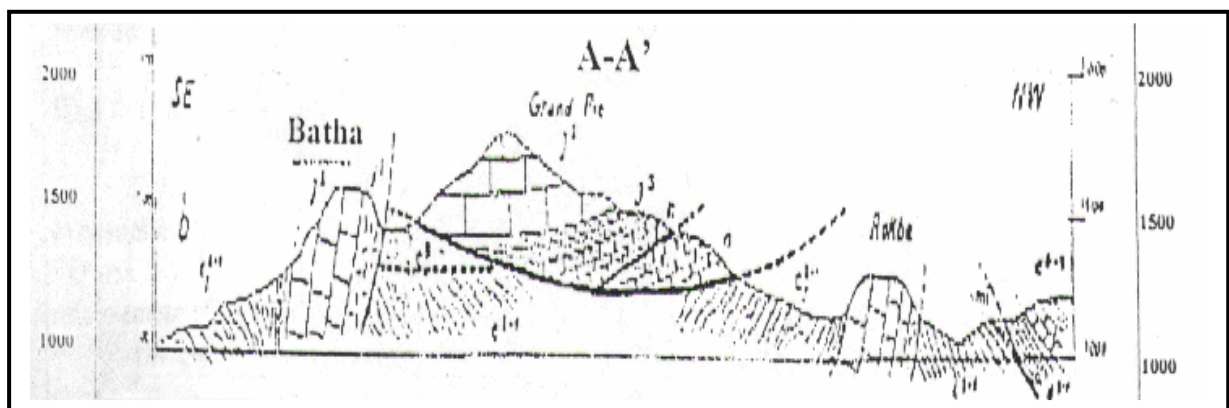
D'après la carte géologique on observe que le gisement est représenté par une puissante formation calcaire du Djebel BATHA datée du Jurassique (Lias, Dogger et Malm) (voir le plan géologique).

- Malm (jurassique supérieur) : calcaires rouges.
- Dogger (jurassique moyen) : calcaires gris foncés.
- Lias moyen et supérieure (jurassique inférieur) : calcaires massifs.

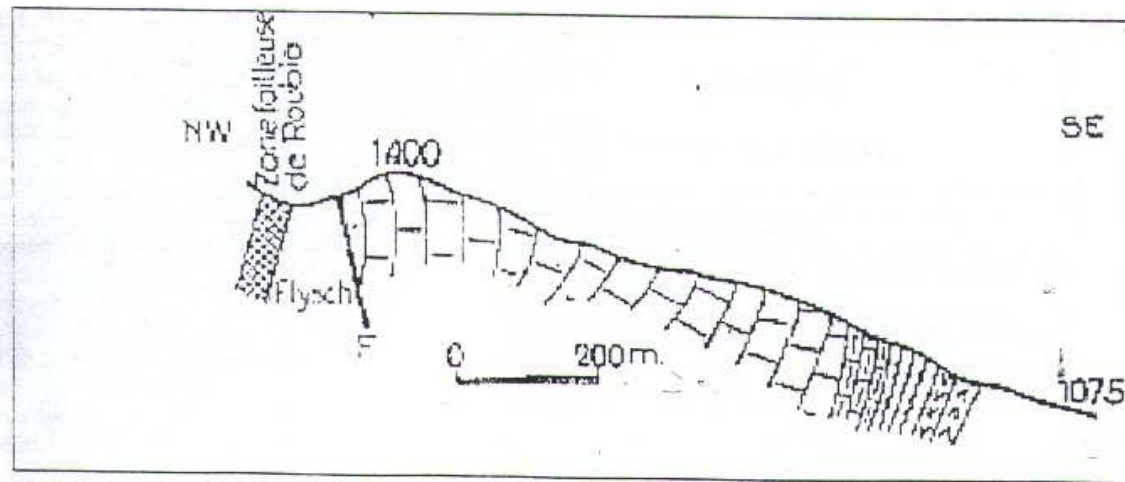
La structure du Djebel Batha est très complexe comme le montre la coupe géologique en (FigI.4).

Dans les limites du gisement les couches de calcaires paraissent subverticales avec un fort pendage vers le Sud. Cette structure est perturbée localement par des accidents tectoniques.

La roche est représentée par un calcaire massif, dur de couleur grise. Par endroits, il prend un aspect brêchique(figI.5).



FigI.4 : Coupe du massif culminant de L'OUARSENIS comprenant djebel El-BATHA.



FigI.5 : Coupe transversale du djebel BATHA.

C- Reconnaissance du gisement

- Travaux de Sondage

La maille de prospection utilisée est de 70 X 160 m. Pour classer les réserves en catégorie B, trois sondages et quatre prélèvements ont été réalisés, distants de 80m.(voire le plan géologique)(figI.6).

Quelques irrégularités observées dans la répartition des sondages résultent des difficultés d'accès.

Les sondages ont été implantés selon une seule piste traversant les terrains concernés par l'étude. La profondeur des sondages est: S1 (56,50m),S2 (54,50m) et S3(55,50 m) (Voir logs de sondage en annexe). L'application du sondage par carottes a permis d'obtenir un rendement de 100%.

Le prélèvement des échantillons de carottes de sondage a été effectué en fonction des particularités lithologiques. Les intervalles de l'échantillonnage étaient de 10 à 17m en général.

Le total de l'échantillonnage s'élève à 25 échantillons. Des analyses chimiques sur tous les échantillons ont été faites pour définir la composition chimique, la composition minéralogique, les caractéristiques physiques et les caractéristiques mécaniques des calcaires, (voir chapitre II).

D- Calcul des réserves du gisement [11]

D-1 Généralités

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

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

Catégorie A (réserves certaines)

A_1 : réserves entièrement prospectées, étudiées et préparées pour l'exploitation: ces réserves peuvent servir pour le calcul des travaux d'exploitation.

A_2 : réserves entièrement prospectées et étudiées; elles peuvent servir à la planification et à l'organisation de la partie minière des entreprises.

Catégorie B (réserves probables)

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

Catégorie C (réserves possibles)

C_1 : réserves établies par l'étude géologique, d'après les affleurements naturels, quelquefois artificiels ou d'après les données géophysiques, relatives à la structure géologique du gisement et à l'échantillonnage approximatif; on peut utiliser ces données pour la réalisation des travaux de la prospection détaillée et pour l'établissement des plans d'une éventuelle exploitation industrielle.

C_2 : réserves relatives aux régions entières ou bassins, calculées d'après leur étude géologique; les réserves des gisements isolés ou de leurs groupes ; sont déterminées d'après les prévisions géologiques;

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

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

C'est pourquoi dans le processus de prospection détaillée, il est habituellement nécessaire de réaliser un essai d'exploitation du gisement étudié dans le but d'obtenir le minerai en qualité suffisante pour un essai technique à l'échelle semi-industrielle.

D-2 Calcul des réserves géologiques

La détermination de la quantité de minerai dans le gisement suivant la quantité C_1 à partir des données des travaux de prospection s'appelle l'évaluation des réserves. La méthode générale d'évaluation des réserves consiste à diviser la surface du gisement en secteurs qui ressemblent à tel ou tel corps géométrique, à multiplier la surface de ce secteur par la puissance de son gisement, puis par le poids spécifique du minerai pour obtenir le poids des réserves en tonnes. Le poids spécifique est déterminé expérimentalement. En additionnant les réserves des sections isolées, on détermine les réserves de tout le gisement. La surface du gisement et la puissance sont fournis par les données obtenues au cours des travaux de prospection.

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

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

$$Q = ((S_1 + S_2)/2) * L * \gamma.$$

Où :

Q est la quantité de matériau en tonnes

S₁ est la surface de la coupe 1 en m²

S₂: est la surface de la coupe 2 en m²

L: est l'intervalle inter coupe en m

γ : est le poids volumique du matériau en T/m³ soit $\gamma = 2.68 \text{t/m}^3$

Ces réserves ont été calculées par niveaux d'exploitation suivant la méthode des coupes parallèles transversales 1-1, 2-2,.....,13-13.

Le tableau ci-dessous résume les réserves géologiques globales du massif.

Tableau I.2 des réserves géologiques globales du massif

Niveau (m)	Volume des blocs (m ³)	Tonnage
1330	8450	22 646
1320	31350	84 018
1310	67100	179 828
1300	102650	275 102
1290	144200	386 456
1280	200550	537 474
1270	260650	698 542
1260	322650	864 700
1250	378800	1 015 184
1240	422650	1 132 700
1230	463150	1 241 242
1220	540600	1 448 808
1210		
TOTAL	2 942 800	7 886 700

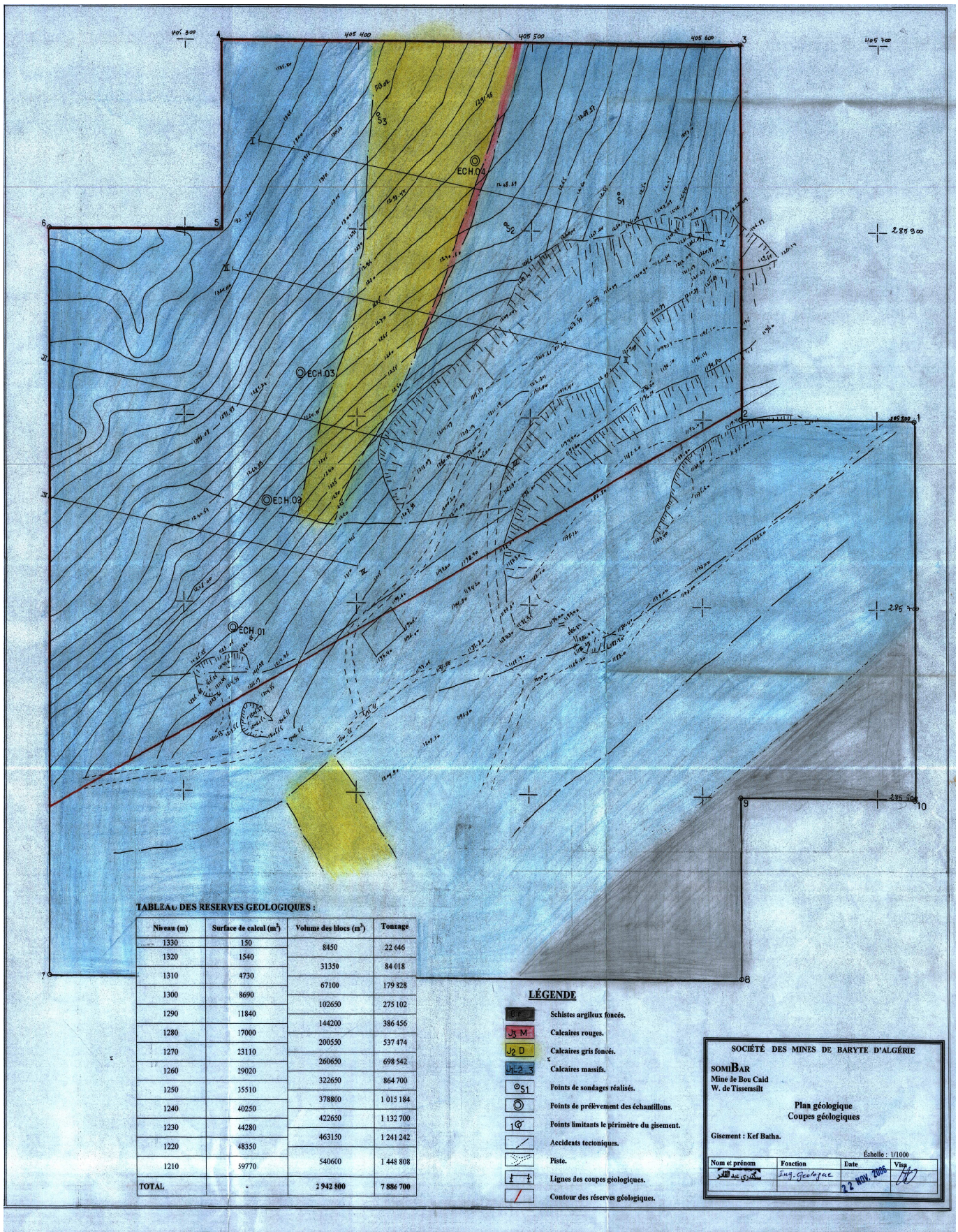
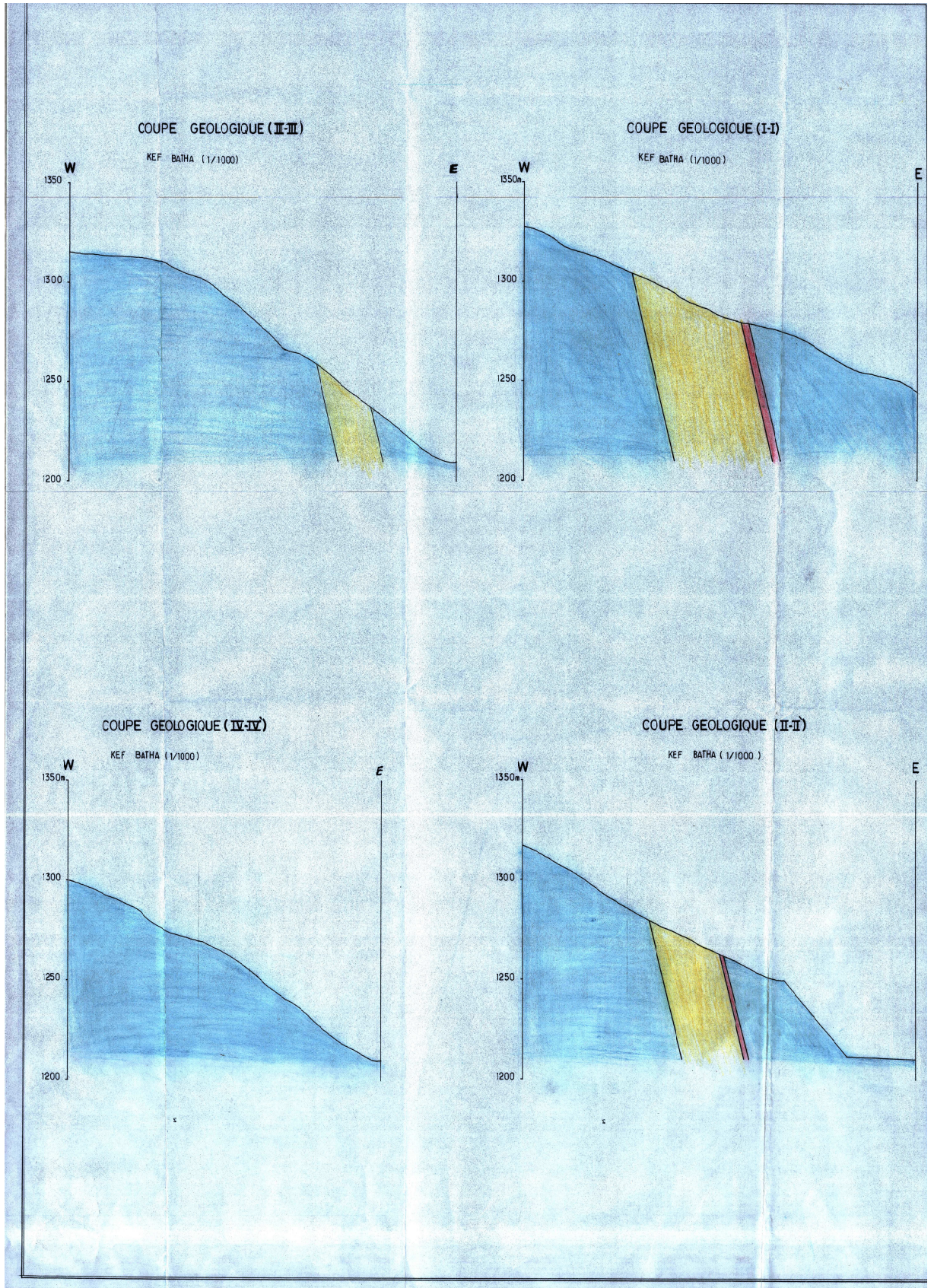


Figure I.6 : Plan géologique



ChapitreII

Propriétés et caractéristiques du calcaire de Kef Batha

II- Les propriétés du matériau calcaire de kef Batha

II.1.Echantillonnage et mode opératoire:

Pour mieux cerner les caractéristiques qualitatives du site, un échantillonnage systématique a été effectué dont l'objectif est de déterminer les différents paramètres qualitatifs permettant la confection de granulats de bonne qualité.

Ces échantillons ont été ensuite acheminés vers différents laboratoires spécialisés. Le choix de plusieurs laboratoires a été jugé utile d'abord pour la bonne fiabilité ainsi que pour pouvoir dégager une certaine analogie entre les différents résultats d'analyses.

Vue les exigences techniques des différents laboratoires pour la réalisation des différentes analyses ; plusieurs modes opératoires concernant les prélèvements d'échantillons ont été utilisés.

Exigences techniques et mode de prélèvement pour les 3 laboratoires ayant réalisé les essais d'identification du matériau (Tableau II.1) :

Tableau II.1: pour les laboratoires (C.E.T.I.M ; ORGM;et L.C.T.P (Chlef))

Désignations	C.E.T.I.M		ORGM		L.C.T.P (Chlef)	
	Exig-ences techniques (Quantité / volume)	Nombre d'échantillons	Exigences techniques (Quantité / volume)	Nombre d'échantillons	Exigences techniques (Quantité / volume)	Nombre d'échantillons
Composition chimique	0,5 -2 Kg	12	0,5 -1 Kg	12		
Mesure de la masse volumique, porosité, coefficient d'absorption et teneur en eau des gravillons.	0,5 -2 Kg		2 Kg			
Etude pétrographique.	0,5 -2 Kg	06	10 x 10 Cm	06		
Résistance à la compression.	Blocs de 30 x 30 cm	05	60 Kg	05		
Essai LOS ANGELES.	Blocs de 50 x 30 cm	06	70 Kg	06	Fraction 3-8	03
Essai MICRO DEVAL.					Fraction 8-15	
Coefficient d'aplatissement.					Fraction 15-25	

ORGM : l'Office National de Recherche Géologique et Minière.

CETIM : Centre d'Etudes et de Services Technologiques de l'Industrie des Matériaux de Construction .

LCTP (Chlef) : Laboratoire Central des Travaux Publics.

II -2. Analyses chimiques du produit

Selon les résultats des différentes analyses effectuées dans les différents laboratoires (CETIM ; ORGM) ; une étude comparative a été élaborée et dont les résultats se résument dans le tableau ci-dessous (*Tableau II.2*) .

Tableau II.2:Analyses chimiques sur les échantillons de roche de Kef Batha.

Désign.	CETIM 2004 (n=12)	CETIM 2007 (n=12)	ORGM 2007 (n=12)	Moyenne	Observations
SiO ₂	1,50	0,26	0,65	0,80	
Al ₂ O ₃	0,29	0,13	0,06	0,16	
CaO	54,61	55,20	53,88	54,56	Cette composition correspond à un calcaire assez pur à 54,56 % de CaO en moyenne.
MgO	0,26	0,30	0,55	0,37	
Na ₂ O	0,03	0,01	0,04	0,03	
K ₂ O	0,05	0,03	0,04	0,04	
Fe ₂ O ₃	0,28	0,23	1,01	0,51	
SO ₃	0,02	0,09	-	0,06	
PF	42,90	43,74	42,59	43,08	

(n):nombre d'échantillons.

Cette composition correspond à un calcaire assez pur à 54,56 % de CaO en moyenne soit plus de 96% de Ca CO₃. La distribution des éléments majeurs (CaO, P.F) est extrêmement régulière. Les teneurs des autres éléments sont corrélativement très faibles. Les soufres oxydées font 0,06% de SO₃ en moyenne.

II -2- Les propriétés physiques du calcaire de Kef Batha [10], [2], [5] et [7]

II -2-1-. Masse volumique

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

$$\rho = \frac{m}{V}$$

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

Tableau II.3: Masse volumique réelle et Masse volumique imbibée du calcaire de Kef Batha:

Désignations	CETIM 2004(n=12)	CETIM 2007(n=12)	ORGM 2007(n=12)	Moyenne
Masse volumique réelle.	2,682	2,686	2,678	2,682
Masse volumique imbibée.	2,689	2,693	-	2,691

II -2-2-. Taux d'absorption d'eau

Le taux d'absorption d'eau, ou capacité d'hydratation, exprime la quantité maximale d'eau pouvant être absorbée par 100 grains à température ambiante (22 ± 2 °C) . Les grains cassés et endommagés ainsi que les matières étrangères sont retirées manuellement de chaque échantillon. Un échantillon de 100 grains est pesé puis immergé dans de l'eau distillée selon un rapport 1:3 (poids de l'échantillon/masse d'eau) à température ambiante (22 ± 2 °C) pendant 16 heures. Après ce trempage, les grains égouttées sont épongées avec du papier absorbant, afin d'éliminer l'eau de surface, puis pesées. Les résultats sont exprimés en quantité d'eau absorbée par gramme de grains (g H₂O/g grains). Les résultats expérimentaux sont donnés dans le tableau II.4 ci-dessous et ils montrent des valeurs très voisines.

Tableau II.4: Taux d'absorption (%).

Désignations	CETIM 2004	CETIM 2007	ORGM 2007	Moyenne
Taux d'absorption (%).	0,238	0,241	0,242	0,240

II -2-3-Porosité

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

- En se référant à la gamme des tailles moyennes des interstices d'un milieu poreux et aux états physiques de l'eau contenue, une classification des porosités a été proposée (Tableau II.5) (Schoeller, 1955).

Tableau II.5: classification des porosités (Schoeller, 1955)

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

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

1951), *porosité de drainage* (Vachaud, 1968), *porosité utile* (Muller-Feuga, 1956), *porosité dynamique* (Schoeller, 1955), *capacité d'écoulement* (Muller-Feuga, 1960), *capacité de libre écoulement* (Schoeller, 1955), *coefficient d'écoulement*, *coefficient de restitution*, *coefficient de stockage* (Ruby, 1969). *Absorption spécifique* (Fourmarier, 1939) ou *capacité effective d'absorption* (Schoeller, 1955) désignent le même concept, en considérant la quantité d'eau gravitaire à ajouter, au lieu de la quantité libérée par égouttage.

- La *porosité cinématique* est le rapport de la vitesse de déplacement moyenne de l'eau en mouvement dans un milieu perméable, déterminée expérimentalement (notamment par traçage), à la vitesse de filtration (de Darcy). Il est équivalent au rapport du volume des interstices réellement parcourus par l'eau en mouvement (à des vitesses variées) au volume total du milieu (saturé ou non) : c'est la teneur en eau mobile. Ce concept est dénommé aussi, suivant les auteurs : *porosité effective cinématique*, *porosité effective dynamique*, *porosité de surface*, *coefficient superficiel de porosité*. Il est équivalent à effective porosity dans la terminologie américaine moderne recommandée par l'U.S.G.S. – "interconnected pore space available for fluid transmission" (1972) – différent de effective porosity de Meintzer, et équivalent à porosité "active" des auteurs russes (Chestakov, 1974). La macroporosité mesurée sur les échantillons de calcaire de Kef Batha est donnée dans le tableau II.6 ci-dessous.

La lecture des valeurs nous montre quasiment la même.

Tableau II.6: Macroporosité (%).

Désignations	CETIM 2004	CETIM 2007	ORGM 2007	Moyenne
Macroporosité (%).	0,662	0,657	0,651	0,656

II –3- Propriétés intrinsèques [2]

II -3-1. Coefficient de broyabilité BR (%)

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

$$BR = \frac{M_s}{M_i} * 100$$

Où :

- Ms : masse des particules fines inférieures à 1.6mm.
- Mi : masse initiale de l'échantillon à granulométrie 4 à 6.3 mm.

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

Tableau II.7 : Echelle de broyabilité (NFP 18-574) :

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

II -3-2. Coefficient Los- Angeles (LA)

But

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

Principe de l'essai

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

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

Pour les granulats destinés à la construction routière, il est recommandé de déterminer l'indice de résistance à l'usure (essai Micro-Deval et Deval). Il sert à déterminer la résistance à l'abrasion de gros granulats (c'est-à-dire leur résistance à la fragmentation par choc et l'usure par frottements réciproques entre ceux-ci et la charge broyante composée d'un certain nombre de boulets d'acier de 47 mm de diamètre). L'échantillon et les boulets sont mis en rotation dans un cylindre d'acier (appareil Los-Angeles). La normalisation française du LA pour diverses application des granulats est données dans le tableau II.8.

Le coefficient Los- Angeles est donné par :

$$L_A = \frac{m}{M} \times 100 .(\%).$$

Avec :

- m : masse des particules fines ($m \leq 1,6$ mm);

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

Tableau II.8 : Coefficient Los- Angeles en pourcentage dans les principales utilisations du granulat (NFP 18-573):

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

La résistance aux chocs des gravillons a été testée par l'essai Los Angeles (LA). Les valeurs obtenues sont regroupées dans le tableau II.9 ci-après :

Tableau II.9 : Coefficient Los- Angeles déterminé sur des échantillons de calcaire de Kef Batha

Désignations	CETIM 2004	CETIM 2007	ORGM 2007	Moyenne	Observations
LOS ANGELES (%)	36,9	28,5	30,2	31,9	< 40 %

On remarque que LA est < 40% donc le granulat de Kef Batha a des qualités en conformité avec le tableau des normes utilisé (Tableau II.8) .

II -3-3 Coefficient Deval et Micro-Deval

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

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

L'essai Deval consiste à peser les éléments inférieurs à 1,6 mm produit dans un cylindre en rotation sur un échantillon de 7kg. C'est la même formule qui est appliquée pour le coefficient LA. Par contre l'essai Micro Deval qui donne le coefficient de perte à l'usure est défini par le pourcentage des particules passant à travers les mailles du tamis à ouverture de 1,25 mm. On place une prise d'essai (500 g) dans une jarre de dimensions normalisées (diamètre intérieur = 210mm,

longueur = 170mm, épaisseur = 3mm et de capacité = 5 l) avec un certain nombre de billes d'acier de 9,5mm de diamètre et également une quantité d'eau.

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

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

Où :

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

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

$$MDE = \frac{DE}{80}.$$

La résistance à l'usure des gravillons a été appréciée par l'essai Micro–Deval MDE (humide). d'après la norme (NFP 18-572). On remarque que le MDE est < 35% donc le granulat de Kef Batha a des qualités en conformité avec la norme (NFP 18-572) comme le montre le tableau II.10.

Tableau II.10 : Coefficient MDE en pourcentage déterminé sur des échantillons de calcaire de Kef Batha

Désignations	CETIM 2004	CETIM 2007	ORGM 2007	Moyenne	Observations
MICRO DEVAL (%)	20,10	21,9	22,3	21,5	< 35 %

II -4- Propriétés dimensionnelles [5]

II -4-1. La granulométrie

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

$$Cu = \frac{d_{60}}{d_{10}};$$

Où :

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

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

Selon que le coefficient d'uniformité est plus ou moins voisin de 5, on parle d'une granulométrie serrée ou étalée (comme le montre le tableau II.11).

Pour $Cu < 5$ la granulométrie du sol est dite uniforme ;

Pour $Cu > 5$ la granulométrie du sol est dite étalée.

Pour notre cas $Cu=4$

Tableau II.11 : type de la granulométrie en fonction du coefficient de HAZEN :

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

II -4-2. La propreté superficielle

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

$$P = \frac{m - r}{m} \times 100 (\%).$$

Où :

- P : pourcentage des particules fines et friables;
- m : masse de l'échantillon à granulométrie fine (0 à 3,15 mm; sable);
- r : masse de l'échantillon après enlèvement des particules fines (après lavage).

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

II -5- Propriétés technologiques des roches [5]

II -5-1. Dureté de la roche

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

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

$$f = \frac{R_c}{100}.$$

Où :

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

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

La dureté de la roche calcaire de Kef BATHA est : $f = 8$.

II -5-2. Degré de fissuration (la fissuration)

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

$$m = \frac{L}{n} . [\text{m}].$$

Où :

– L : longueur de la partie du massif mesuré, [m];

– n : nombre de fissures sur la partie mesurée, [pièces].

D'après la distance moyenne (m) et la classification des massifs suivant la fissuration données dans le tableau II.12.

Tableau II.12 : Classification des massifs suivant la fissuration(V.KOVALENKO)

Catégorie de fissuration des roches	Degré de fissuration du massif en blocs	Distance moyenne entre les fissures, [m]	Proportion dans le massif des blocs (%) avec les dimensions en mètre			
			0,3	0,5	0,7	1,0
I	Roches exclusivement fissurées	Jusqu'à 0,1%	Jusqu'à 10%	Jusqu'à 5%	à peu près 0	Ne contient pas
II	Roches à grande fissuration	0,1 – 0,5	10 –70	5 – 40	Jusqu'à 30%	Jusqu'à 5%
III	Roches à moyenne fissuration	0,5 –1,0	70 –100	40 –100	40 – 80	5 – 40
IV	Roches à Faible fissuration	1,0 –1,5	100	100	80 – 90	40 – 80
V	Roches pratiquement monolithiques	>1,5	100	100	100	100

On a la dureté du gisement de Kef Batha est égale à 8 et d'après le tableau II.12 on déduit que la catégorie de la fissuration de la roche est intermédiaire entre la catégorie III et IV.

II -5-3. Coefficient de foisonnement

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

$$k_f = \frac{V_f}{V_p} > 1.$$

Où :

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

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

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

II -5-4. Indice de forabilité (IF)

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

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

1. Les efforts de compression et de déplacement jouent un grand rôle dans le forage ; par contre les efforts de traction n'ont pas une importance pratique dans ce procédé;
2. Vu le petit diamètre des trous, la fissuration n'influe guère sur la forabilité;
3. Considérant que dans le processus de forage on évacue les débris du fond du trou vers l'extérieur, il est normal de tenir compte de la masse volumique. Donc l'indice de forabilité peut être déterminé d'après la formule suivante :

$$I_f = 0,007 \times (R_c + R_{cis}) + 0,7 \times \gamma$$

Avec :

R_c : résistance à la compression ;

R_{cis} : résistance au cisaillement;

γ : la masse volumique,

Suivant l'indice de forabilité, les roches sont divisées en 5 classes, dont chacune se répartit en 5 catégories: (Tableau II.13).

Tableau II. 13 : Indice de forabilité (IF) des roches et leur classement :

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

Dans notre cas If = 9,1 ce qui classe la forabilité de la roche de Kef Batha dans la catégorie "facile à forer".

II -6- Caractéristiques mécaniques [2]

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

II -6-1 Résistance à la compression

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

$$R_c = \frac{F_{\max}}{S}, [\text{Kgf/cm}^2].$$

Où :

- Fmax: la force de compression maximale en [kgf];
- S : la surface sur laquelle l'effort est appliqué [cm²]

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

$$f = \frac{R_c}{100}, \implies R_c = 100 * f. [\text{Kgf/cm}^2]$$

f: la dureté.

Pour le gisement de Kef Batha la dureté de la roche est 8. Donc la résistance à la compression est de l'ordre de 800kgf/cm² ($\approx 78,5\text{MPa}$).

Ce qui est proche des résultats obtenu en laboratoire (Tableau II.14) (moyenne 76,3MPa).

Tableau II.14: Résistance à la compression

CETIM 2004		CETIM 2007		ORGM 2007		Moyenne	
MPa	Kgf/Cm ²	MPa	Kgf/Cm ²	MPa	Kgf/Cm ²	MPa	Kgf/Cm ²
74,85	763,5	76,5	780	77,50	791	76,28	779

On prend la moyenne arithmétique $R_c = 779 \text{ kgf/cm}^2$ comme étant la résistance à la compression.

II -6-2. Résistance à la traction

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

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

$$R_T = 2 * F / (\pi * H * D).$$

Avec : H et D sont les dimensions de l'éprouvette

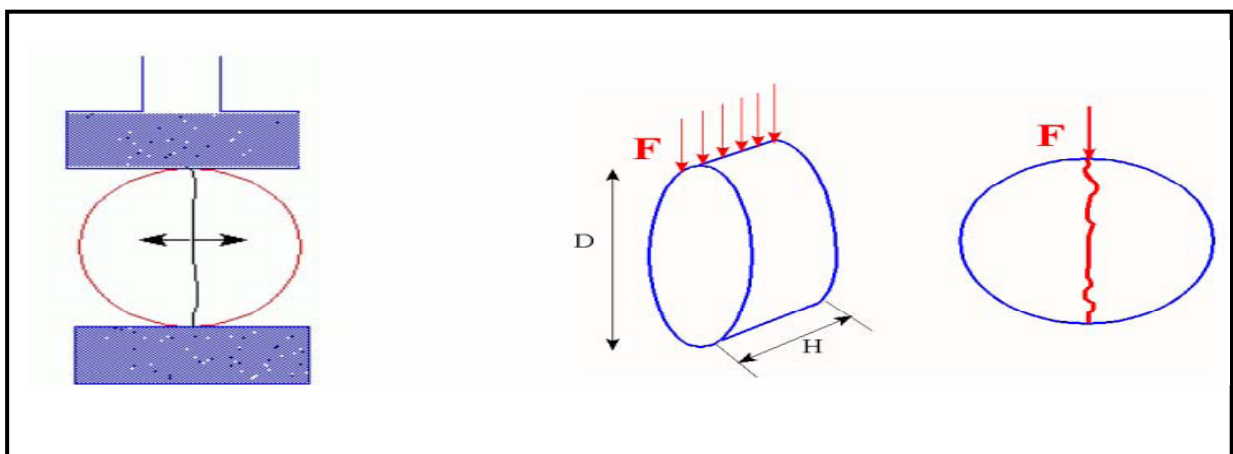


Figure II.1 : Principe de l'essai brésilien.

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

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

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

$$R_T = (0,08 \div 0,12) \times 779 = 62 \text{ à } 93 \text{ Kgf/cm}^2.$$

On prend

$$R_T = 78 \text{ kgf/cm}^2 \text{ comme la résistance à la traction moyenne.}$$

II -6-3. Résistance au cisaillement

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

$$R_{cis} = \frac{R_c}{3} = \frac{779}{3} = 259,66 \text{ Kgf/cm}^2.$$

$$R_{cis} = 259,66 \text{ Kgf/cm}^2.$$

II -6-4. L'angle de frottement interne (φ)

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

$$\varphi = \arcsin \frac{R_c - 4 * R_T}{R_c - 2 * R_T}$$

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

R_t : résistance à la traction, (kgf/cm²).

$$\varphi = \arcsin \frac{779 - 4 * 78}{779 - 2 * 78} = 48,5^\circ$$

$$\varphi = 48,5^\circ$$

II -6-5. Cohésion(C)

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

$$C_r = \frac{R_c * R_T}{2\sqrt{R_c * R_T - 3R_T^2}} = \frac{779 * 78}{2\sqrt{779 * 78 - 3 * 6084}} = 147,35 \text{ kgf/cm}^2$$

$$C_r = 147,35 \text{ kgf/cm}^2.$$

CONCLUSION

Suite aux différents travaux exécutés au niveau du site Kef Batha et dont les analyses effectuées dans différents laboratoires ont aboutit à des résultats bien comparables consolidant par conséquent nos données déjà requises.

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

La résistance à la compression est assez élevée et convenable. Le LOS ANGELES est stable, inférieur à 40%. Le MICRO DEVAL humide est inférieure à 35%.

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

Ces granulats doivent provenir de roches insensibles au milieu environnant (au gel en particulier baisse de résistance $\leq 50\%$) et ne doivent pas contenir d'éléments nocifs pour les autres constituants du béton.

Leurs teneurs en sulfates et sulfures doivent être faibles ($\text{SO}_3 \leq 0,4\%$) ainsi que celles en chlorures et matières organiques. Ils ne doivent pas contenir non plus d'éléments coquilliers (coquillages creux $\leq 5\%$, fragments de coquillages plats $\leq 10\%$).

Chapitre III

Conditions technico-minières et ouverture de la carrière

III.1. Les conditions technico-minières de la carrière

A -Régime de fonctionnement de la carrière

La carrière des agrégats de Kef Batha fonctionne selon le régime suivant :

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

B - CAPACITÉ DE PRODUCTION : [4]

B-1 -Capacité annuelle de production, p_a [t/an]

La tâche technique assignée à ce projet est d'alimenter une briqueterie de production annuelle en agrégat égale à 500 000 tonnes /an.

B-2- Production mensuelle

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

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

Où : n_m : nombre des mois dans une année, qui est égal : 12 mois.

$$P_m = \frac{500000}{12} = 41667 \text{ T/mois.}$$

$$\mathbf{P_m = 41667 T/mois.}$$

Et le volume nécessaire de la production mensuelle est :

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

Où :

γ : la densité absolu.

$$v_m = \frac{41667}{2.68} = 15547 \text{ m}^3 / \text{mois.}$$

$$\mathbf{V_m = 15547 \text{ m}^3 / \text{mois.}}$$

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

B-3- La production journalière par poste

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

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

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

NP/j : nombre de postes par jour (2 postes).

$$P_{j/p} = \frac{500000}{2 \times 230} = 1087 \text{ T/p.}$$

$$\mathbf{P_{j/p} = 1087 \text{ T/p.}}$$

B-4- Production horaire

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

$$P_h = \frac{P_{j/p}}{n_h}$$

Où : P_h : production horaire (T/h) ;

n_h : nombre d'heures du travail par poste (8 heures avec une heure de pause) ;

$$P_h = \frac{1087}{7} = 155 \text{ T/h;}$$

$$\mathbf{P_h = 155 \text{ T/h.}}$$

C - RÉSERVES EXPLOITABLES

Les réserves exploitables calculées dans le contour des limites consacrées par l'exploitation, sont 7 531 800 tonnes, calculée sur la base de 2% de perte et de 2.5% de découverte, considérant un poids volumique moyen égal à 2,68 tonnes/m³ (voir tableau III.1 ci-dessous).

Tableau III.1: calcul des réserves exploitables en tonne :

Reserves géologiques (t)	Pertes d'exploitation (2%) (t)	Volume de découverte (2,5%) (t)	Reserves exploitables (t)
7 886 700	157 734	197 167	7 531 800

D- Durée de vie de la carrière

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

$$T_t = \frac{Q_{\text{exp}}}{P_a} \text{ (ans).}$$

Où :

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

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

$$T_t = \frac{7531800}{500000} = 15,06 \approx 15 \text{ ans;}$$

Tt = 15 ans.

III.2. Accès et ouverture du gisement

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

III.2.1. Travaux de découverte

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

Pour cela, les travaux de découverte consistent uniquement au décapage de la terre de végétation qui recouvre seulement une très petite épaisseur de la surface du gisement. Le taux de découverte est de : $\zeta = V \text{ de découverte} / V \text{ de réserves géologiques}$, selon le tableau III.1 on l'estime à (2,5%) .

III.2. 2. Traçage de la piste et ses caractéristiques

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

Tous ceci nous a amené à tracer une piste à double voie, qui est située dan la partie Ouest du gisement. Celle ci a été dessinée avec le logiciel AutoCAD.

a) Itinéraire de la piste (figure III.1)

Le départ de la piste principale se fait au point de déversement de la matière utile, à la station de concassage située au sud ouest du gisement(AA) ; dans une région présentant un relief pratiquement plat jusqu'à(BB).

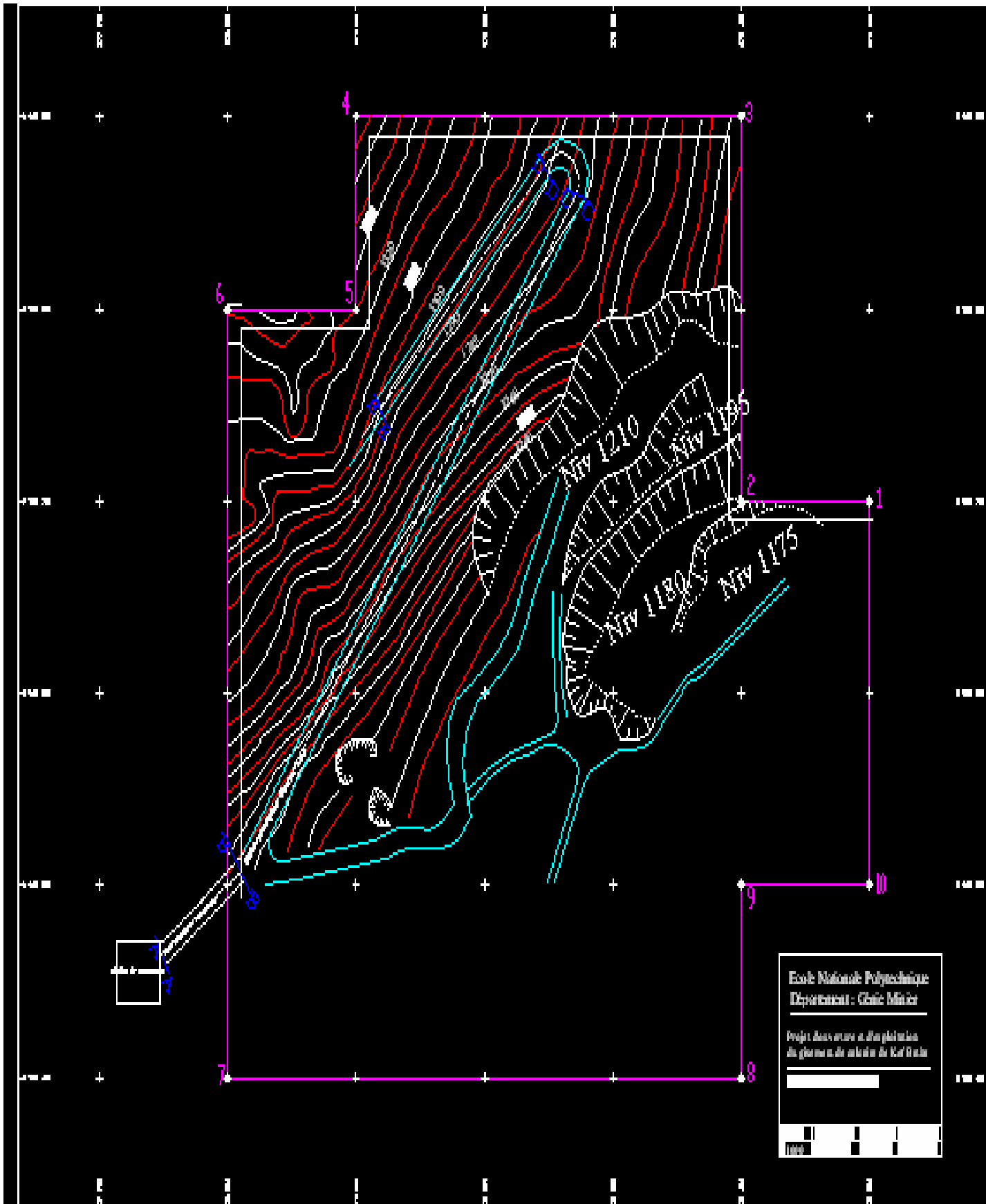


Figure III.1: Traçage de la piste de roulage.

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

Ensuite, la piste suivra la courbe de niveau 1295 jusqu'au niveau 1305(EE) 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 10%).

b) pente de la piste

Le tracé des pistes est un facteur important pour l'obtention de bonnes conditions de travail et de sécurité pour les engins du transport de la matière utile vers l'atelier de préparation mécanique. La réalisation des pistes de circulation des Dumpers pour le transport des roches abattues, doit être spécialement bien étudiée avec des pentes limites, on doit veiller à ne pas dépasser 10%.

Pour le cas de notre piste les pentes sont résumées dans le tableau III.2(page41) :

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).

c) largeur de la piste

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

Elle peut être déterminée d'après les formules suivantes :

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

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

Où :

T : c'est la largeur de la piste ;

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

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,

$$T = 4 + (2 \times 0,62) = 4,24 \approx 5,24 \text{ m}$$

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

$$\mathbf{T = 5,24 \text{ m.}}$$

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

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

Où :

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

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

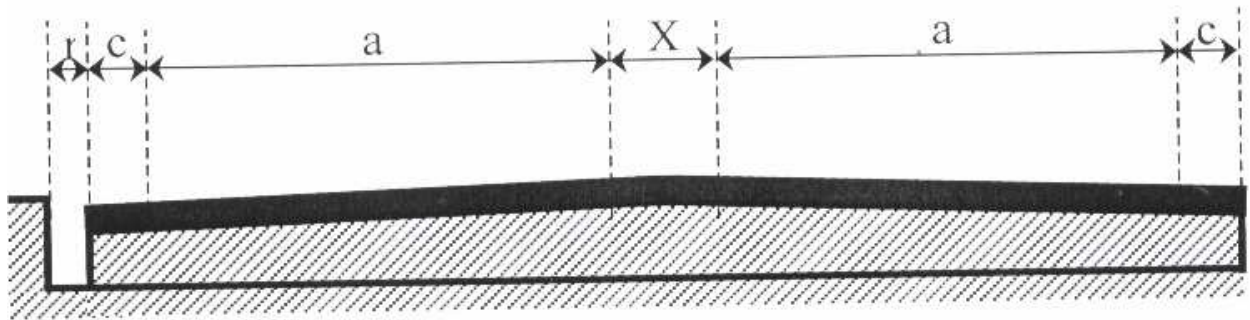
$X = 1,24$ m.

Alors,

$$T = 2 \times (4 + 0,62) + 1,24 + 0,4 = 10,88 \approx 11 \text{ m}$$

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

$$T = 11 \text{ m.}$$



FigIII.2 : schéma de la largeur de la piste.

d) Longueur de la piste

La piste principale possède une longueur totale de 1370 m (déterminée avec AutoCAD). A partir de la station de concassage (point de départ) jusqu'au point de la construction de la plateforme de travail (limite supérieure) au niveau 1305m.

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

La longueur moyenne, la pente et le rayon de courbure de chaque tronçon est donné dans le tableau III.2 suivant :

Tableau III.2 : La longueur moyenne, la pente et le rayon de courbure de chaque tronçon de la piste de roulage.

tronçon	La longueur moyenne (m)	La pente (%)	Le Rayon de courbure (m)
AA-BB	700	plate	-
BB-CC	445	6,4	-
CC-DD	45	6,3	23
DD-EE	180	5,5	-

La pente globale de la piste de roulage dans sa totalité a une pente moyenne de l'ordre de 6%.

III.2.3. Préparation de la station de concassage

Pour la réalisation des objectifs de production de 500 000 tonnes par an, il y'a lieu de prévoir d'acquérir une station de concassage d'une capacité de 400 tonnes/heure, dont 40% de sable (équivalent 160 tonnes/heure) et 60% de graviers (équivalent à 240 tonnes/heure), qui sera installée à 600 m de la route communale.

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

III.2. 3.1. Préparation de l'assiette de la station

Elle consiste à:

- Délimiter le périmètre de l'assiette qui est de l'ordre de 720 m sur une superficie de **2.88ha**
- Préparer les deux étages de la station de concassage, l'un pour le prés stockage de tout venant et le concasseur primaire sur une surface de (100x 20) m soit 2000 m², l'autre est destinée pour le crible vibrant et concasseur secondaire sur une surface de (100 x100) m soit un hectare.
- préparation de l'aire de stockage du produit fini sur une surface de 1.68 hectares.

Une vue d'ensemble de la station de concassage er illustrée dans le figure III.3 .

III.2. 3.2. Installation du pont bascule

L'installation du pont bascule nécessite les travaux suivants :

- Creusement d'un fossé de dimension suivant :

Longueur.....: 16 m.

Largeur.....: 6 m.

Profondeur.....: 1.5 m.

Volume.....: 144 m³.

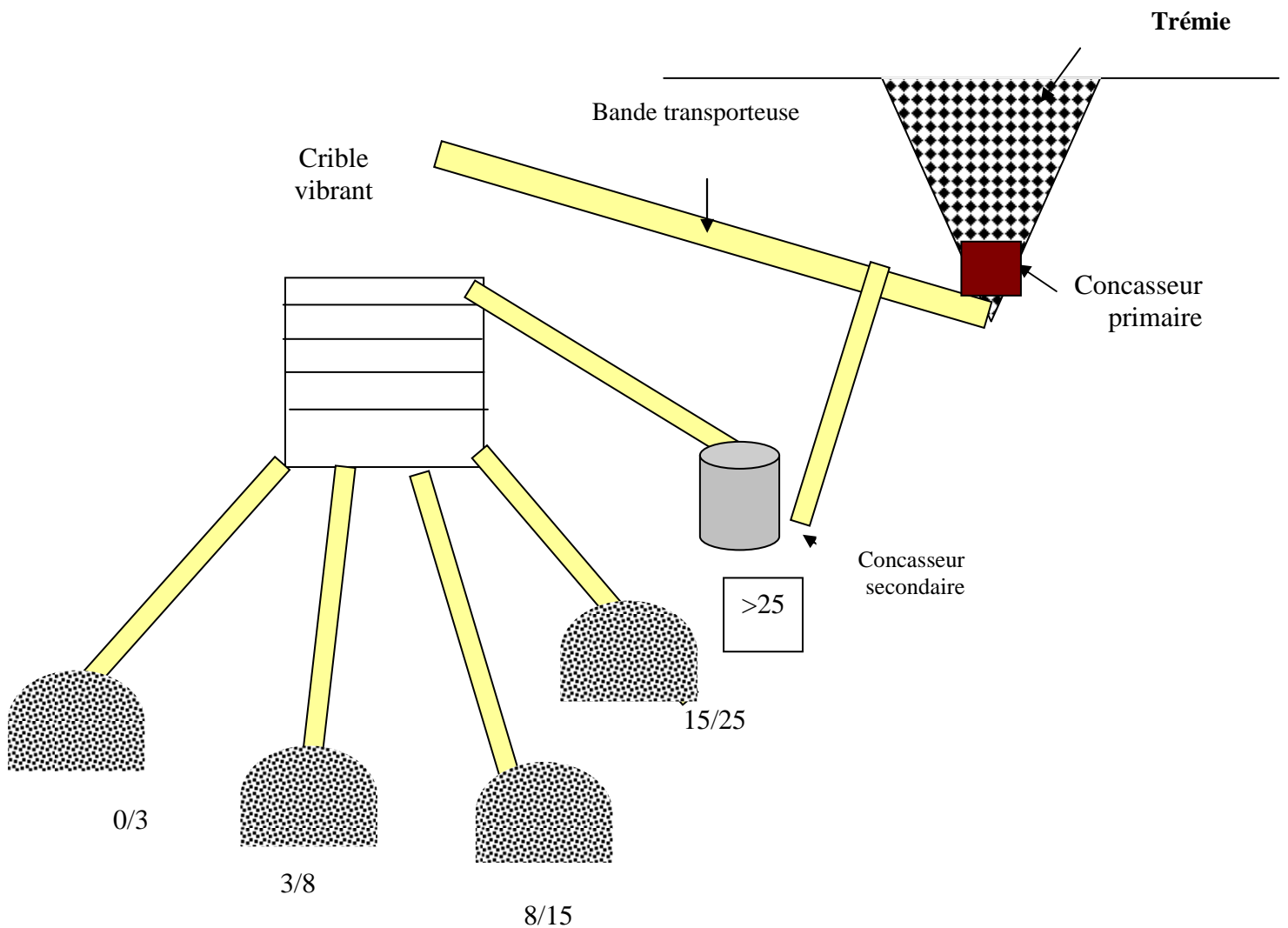


Figure III.3 : Schéma de la station de concassage

III.2.4. Phase initiale de l'ouverture de la carrière, niveau 1305-1320(figure III.4)

L'ouverture du gisement se fera à la cote 1305, en creusant une tranchée d'accès (piste principale), qui servira pour le transport des roches abattues jusqu'à la station de concassage.

Après creusement de la tranchée d'accès, cette dernière nous permettra d'aménager une plate forme de travail (limite supérieure de la carrière) et la construction d'un front d'abattage initial.

Nous avons choisi cette limite pour protéger le point 5 qui est le point d'appui de base pour les levées topographiques postérieurs lors de l'avancement des travaux d'exploitation.

Ce 1^{er} gradin n'est pas véritablement productif puisque il est destiné uniquement à la construction du premier gradin constituant la limite supérieure de la carrière.

Le volume du roche est calculé par Auto CAD et égal : $1115 \times 7,5 = 8362m^3$;

$$V=8362m^3.$$

Conclusion

Le gisement présente :

- Une position haute en altitude dans un secteur de montagne non boisé, inhabité et éloigné de 2 000 m des premières habitations et de toutes constructions.
- Un profil topographique à faible pente qui offre la possibilité d'installer aisément des gradins et des pistes d'accès à tous les niveaux d'altitude.
- Un taux de découverte relativement faible
- Les terres végétales de couverture sont quasi inexistantes sur la plupart de la surface de la partie supérieure des reliefs à exploiter.
- La station de concassage sera installée à proximité de la carrière pour un minimum de distance de transport du tout-venant.

La station de concassage est en dehors des limites de la carrière mais le terrain dans lequel est installé le concasseur appartient à la société SOMIBAR.

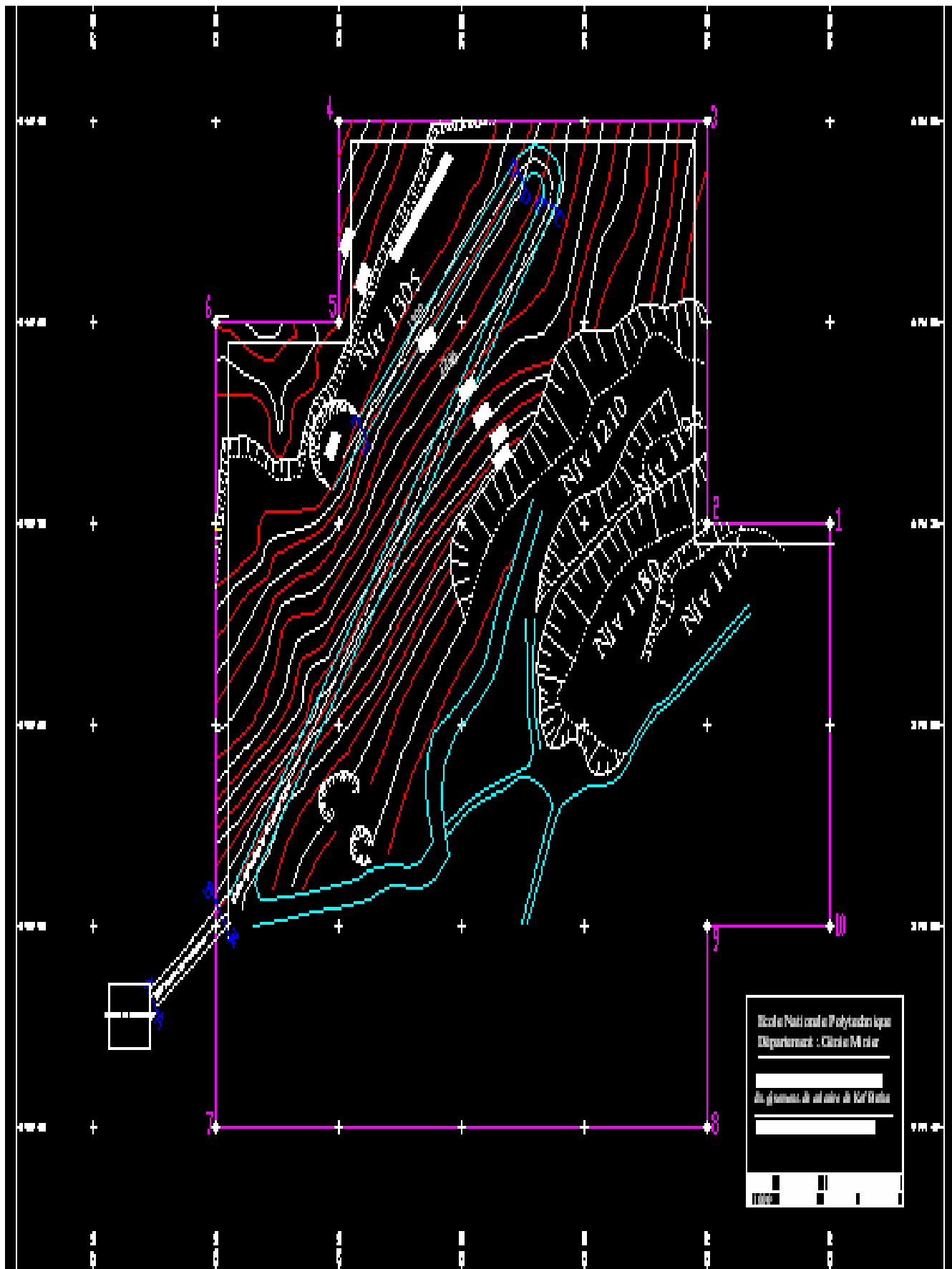


Figure III.4: Phase initiale de l'ouverture (niveau 1305-1320) .

ChapitreIV

Processus et technologie d'exploitation du gisement de Kef Batha

IV – Processus et technologie d'exploitation du gisement de Kef Batha

Introduction [10]

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

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

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

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

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

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

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

IV.1. Classification des systèmes d'exploitation à ciel ouvert [7]

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

1) méthode d'exploitation sans transport : cette méthode est divisée en deux types :

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

2) Méthode avec emploi d'engins de transfert : les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs au moyen d'engins de transfert mobiles (ponts de transfert);

3) Méthode spéciale : les déblais sont évacués au moyen des engins suivants : excavateurs à tourelle, scrapers à roues, appareils hydromécaniques, grues.

- 4) Méthode avec transport des déblais : les déblais sont transportés par locomotives et wagons ou par des camions vers des terrils externes ou internes;
- 5) Méthodes mixtes : les déblais provenant des gradins supérieurs sont transportés jusqu'aux terrils intérieurs ou extérieurs au moyen d'excavateurs ou d'engins de transferts.

IV .2. Principaux éléments du système d'exploitation

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

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

IV .2.1. Le gradin

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

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

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

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

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

IV .2.1.1. La hauteur du gradin

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

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

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

Pour les roches du gisement de Kef Batha, la hauteur maximale des gradins est de 10 et 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°; dans notre cas on prendra un angle de talus $\alpha = 75^\circ$.

IV -2-2. Plate-forme de travail

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

Lorsque l'abattage se fait par explosif; la largeur minimale de la plate-forme (figure IV.1) est la suivante :

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

Où :

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

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

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

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

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

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

- ❖ La valeur de A est déterminée par la formule suivante :

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

W : ligne de moindre résistance = (2.5 à 3.2) m, la variation de la ligne de moindre résistance est due aux différentes structures du front d'abattage, on prend $w = 3,1$ m,

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

Donc, $A = 3,2$ m.

- ❖ La largeur X est calculée par la relation suivante :

$$X = A (2 K_f \times (H_g / H_t) - 1), (\text{m}).$$

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

H_g : hauteur du gradin, (m);

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

Si $H_g = 10\text{m} \Rightarrow H_t = 0,9 \times 10 = 9$ m

Donc, $X = 8,2$ m

Si $H_g = 15\text{m} \Rightarrow H_t = 0,9 \times 15 = 13,5$ m.

Donc, $X = 8,2$ m.

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

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

Si $H_g = 10\text{m} \Rightarrow C = 2$ m.

Si $H_g = 15\text{m} \Rightarrow C = 3$ m.

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

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

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

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

Donc,

Si $H_g = 10\text{m} \Rightarrow Z = 1,4$ m;

Si $H_g = 15\text{m} \Rightarrow Z = 2,0$ m;

- ❖ La largeur de la voie de transport est de : $T = 11$ m.

Donc la largeur minimale de la plate-forme est :

Si $H_g = 10\text{m} \Rightarrow$ **Lpt = 25,20 m .**

Si $H_g = 15\text{m} \Rightarrow$ **Lpt = 26,80 m .**

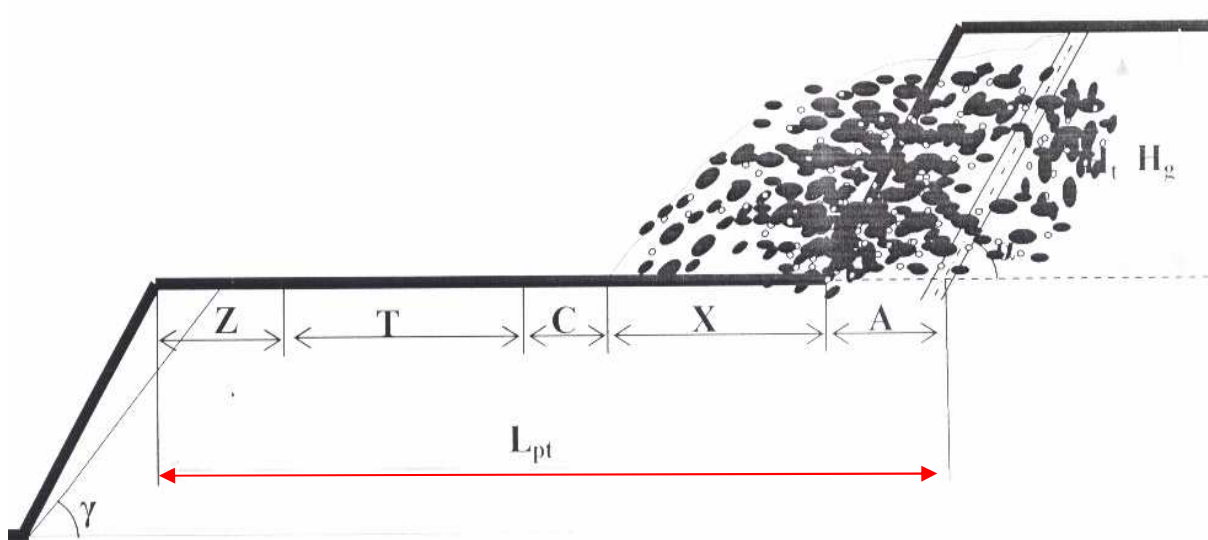


Figure IV.1: schéma de la plate forme de travail (abatage à l'explosif).

IV .2.3. Forme et dimensions du bloc maximal abattu [2]

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

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

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

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

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

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

- de la capacité du godet de l'excavateur (E), $3,5 \text{ m}^3$:

$$d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{E}, (\text{m});$$

$$d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{3,5}$$

$$\mathbf{d \leq 1,5 \text{ m.}}$$

- de la capacité de la benne du camion (V_c), 12 m^3 :

$$d \leq 0,5 \times \sqrt[3]{V_c}, (\text{m});$$

$$d \leq 0,5 \times \sqrt[3]{12},$$

$$\mathbf{d \leq 1,1 \text{ m.}}$$

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

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

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

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

L'exploitation du gisement de Kef Batha se fera en premier lieu par l'ouverture au (niveau 1305m) par gradins de hauteur moyenne de 15m.

IV .3.1. Phases d'exploitation du gisement de Kef Batha

Après ouverture au niveau 1305m et avancement du gradin jusqu'à liquidation (1320) on procède aux travaux suivants :

Phase N01 (niveau1290-1305) (figure IV.2)

- Ouverture d'un niveau sous-jacent productif 1290-1305m.
- Ce gradin va évoluer par le développement des travaux essentiellement vers le Nord Ouest. Pour atteindre le niveau 1305 à partir du quelle il devient productif c.à.d. $H = 15m$.

A partir de ce niveau ce gradin évoluera jusqu'à la limite supérieure de la carrière en laissant une berme de sécurité de 5m.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation est $V=151950m^3$.

Phase N02 (niveau1275-1290) (figure IV.3)

- Ouverture d'un niveau sous-jacent productif 1275-1290m.
- Développement du gradin vers le Nord Est et le Nord Ouest jusqu'à atteindre le niveau 1290 et c'est à ce niveau qu'il devient productif, ce gradin évoluera jusqu'à la limite supérieure 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 abattre jusqu'à la liquidation est $V=179500m^3$.

Phase N03 (niveau 1260-1275) (figure IV.4)

- Ouverture d'un niveau sous-jacent productif 1260-1275m.
- Développement du gradin vers le Nord Est et le Nord Ouest jusqu'à atteindre le niveau 1275 et c'est à ce niveau qu'il devient productif, ce gradin évoluera jusqu'à la limite supérieure 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 est $V=188800\text{m}^3$.

Phase N04 (niveau 1245-1260) (figure IV.5)

- Ouverture d'un niveau sous-jacent productif 1245-1260m.
- Il évoluera essentiellement vers le Nord et à l'approche de l'ancien gradin dont la plate forme est à (1210) abandonné par l'ancienne exploitation à cause de sa hauteur gigantesque (plus de 50m) on corrigera cette hauteur de 10m.

A ce moment l'évacuation du produit d'abattage après le tir se fera sur cette plate forme jusqu' à un avancement suffisant vers le Nord Ouest (le transport se fera sur l'ancienne piste existante). Par la suite on évacuera la roche par la nouvelle piste de roulage sur la plate forme construite (1245).

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation est $V=222450\text{m}^3$.

Phase N05 (niveau 1235-1245) (figure IV.6)

- Ouverture d'un niveau sous-jacent productif 1235-1245m.
- On va corriger une seconde fois l'ancien gradin pour créer le gradin 1235-1245 en le faisant avancer avec une hauteur de 10m jusqu'à liquidation ;
- A l'approche de l'ancien gradin, l'évacuation de la roche abattue se fera sur la plate forme 1210 en empruntant l'ancienne piste. Une fois suffisamment avancé, on reprendra l'évacuation par la nouvelle piste de roulage sur la plate forme construite (1235m).

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation est $V=333150\text{m}^3$.

Phase N06 (niveau 1225-1235) (figure IV.7)

- Ouverture d'un niveau sous-jacent productif 1225-1235m.
- On corrigera une 3^e fois l'ancien gradin à son approche sur une hauteur de 10m et l'évacuation de la roche abattre se fera sur la plate forme 1210 en empruntant l'ancienne piste. Une fois la surface de plate forme 1225m est suffisant pour une travail en sécurité (à

proximité de l'ancien gradin) ou reprendra les travaux de chargement en celle-ci et l'évacuation par la nouvelle piste .

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation est $V=359500\text{m}^3$.

Phase N07 (niveau 1210-1225) (figure IV.8)

Ce gradin existe déjà et sera uniquement avancé par les travaux d'abattage sur un hauteur de 15m jusqu'à liquidation, le chargement de la roche abattue se fera la plate forme existante (1210) et l'évacuation par l'ancienne piste de roulage.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation est $V=378000\text{m}^3$.

Phase N08 (niveau 1195-1210) (figure IV.9)

Ce gradin existe déjà on le fera uniquement avancer par les travaux d'abattage sur une hauteur de 15m jusqu'à liquidation, l'évacuation du minerai se fera dans la plate forme inferieure 1195m en empruntant l'ancienne piste et les tranchées d'accès existantes.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation est $V=489500\text{m}^3$.

Phase N09 (niveau 1180-1195) (figure IV.10)

Ce gradin existe déjà, on le fera uniquement avancer par les travaux d'abattage sur une hauteur de 15m jusqu'à liquidation, l'évacuation du minerai se fera dans la plate forme inferieure 1180m.

Cette plate forme est la plate forme réceptrice et la limite inferieure de la carrière.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation est $V=498490\text{m}^3$.

IV.3.2 . Cadence d'exploitation:

pour une production de 500000t/an, nous avons le tableau IV.1 ci-dessous qui représente la cadence d'exploitation à prévoir dan la futur .

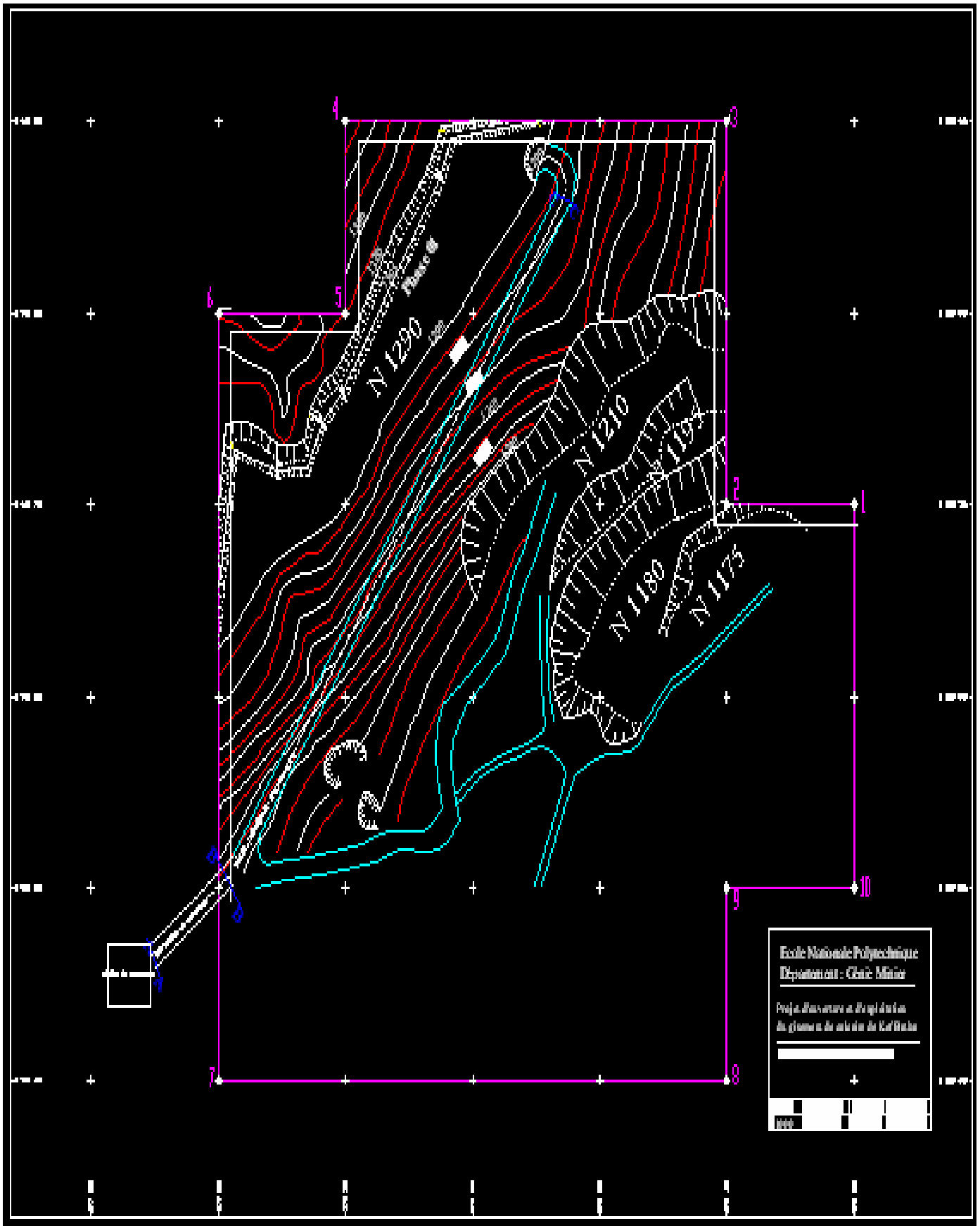


Figure IV.2: Phase N01 (niveau 1290-1305) .

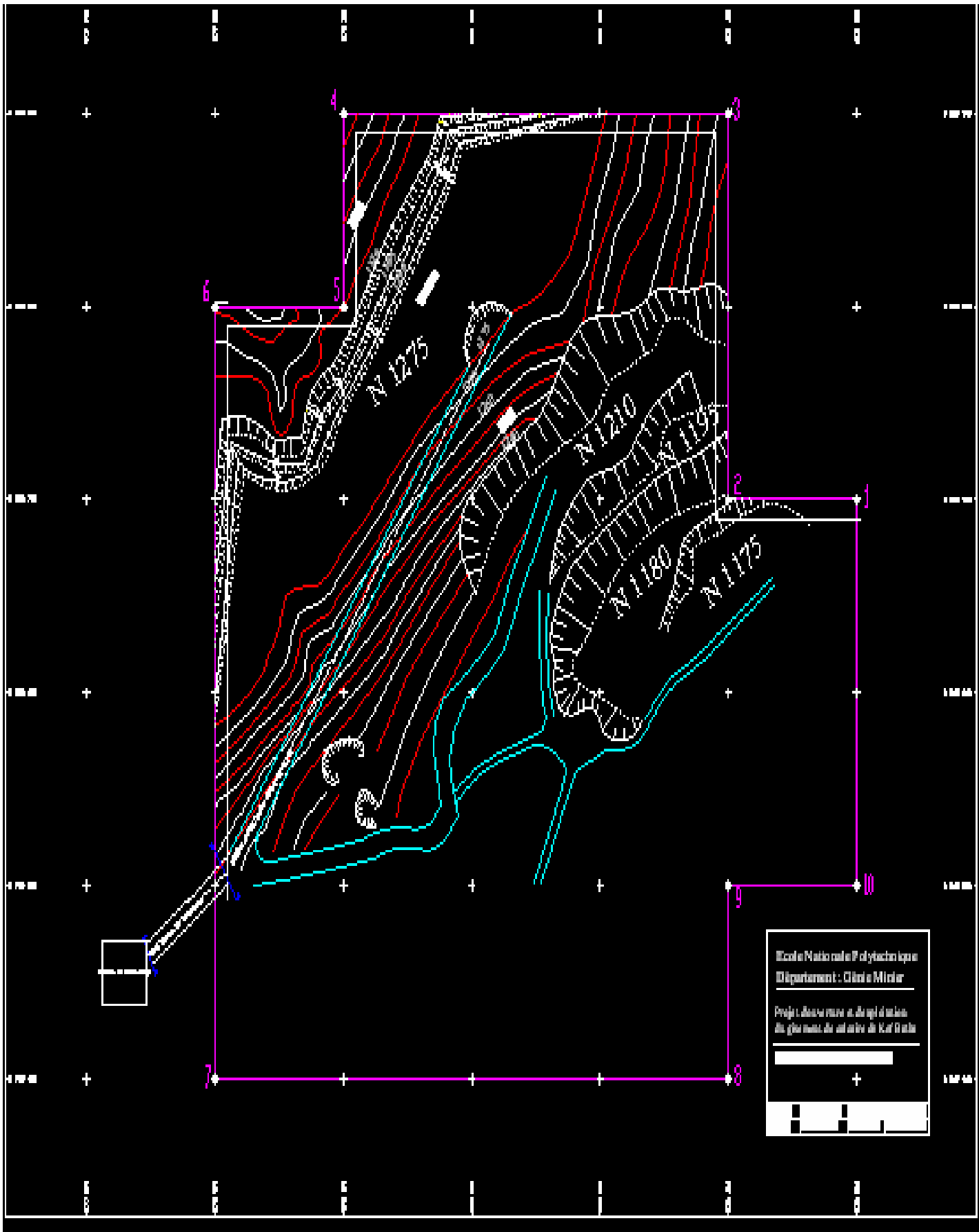


Figure IV.3: Phase N02 (niveau 1275-1290) .

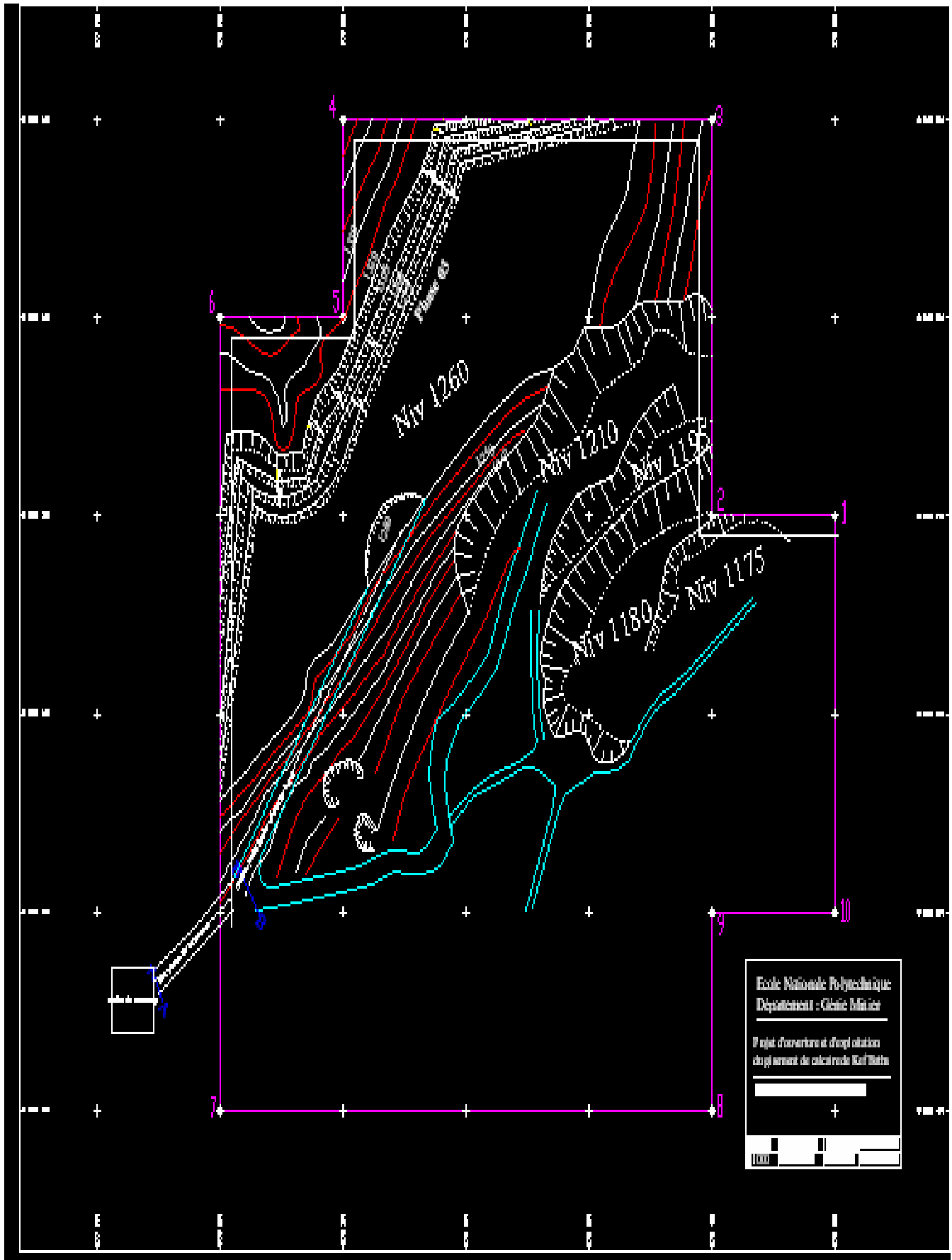


Figure IV.4: Phase N03 (niveau 1260-1275) .

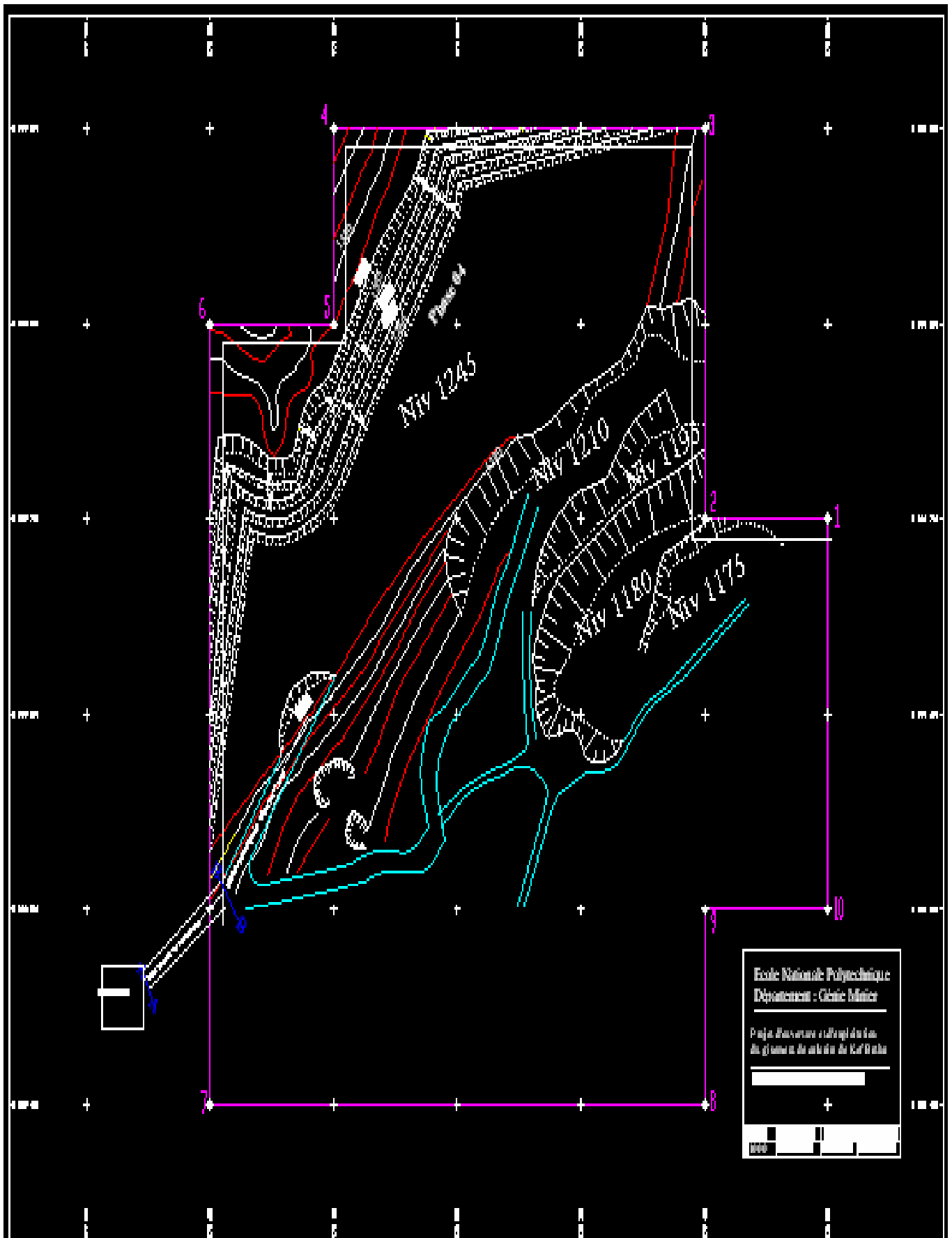


Figure IV.5: Phase N04 (niveau 1245-1260) .



Figure IV.6: Phase N05 (niveau 1235-1245) .

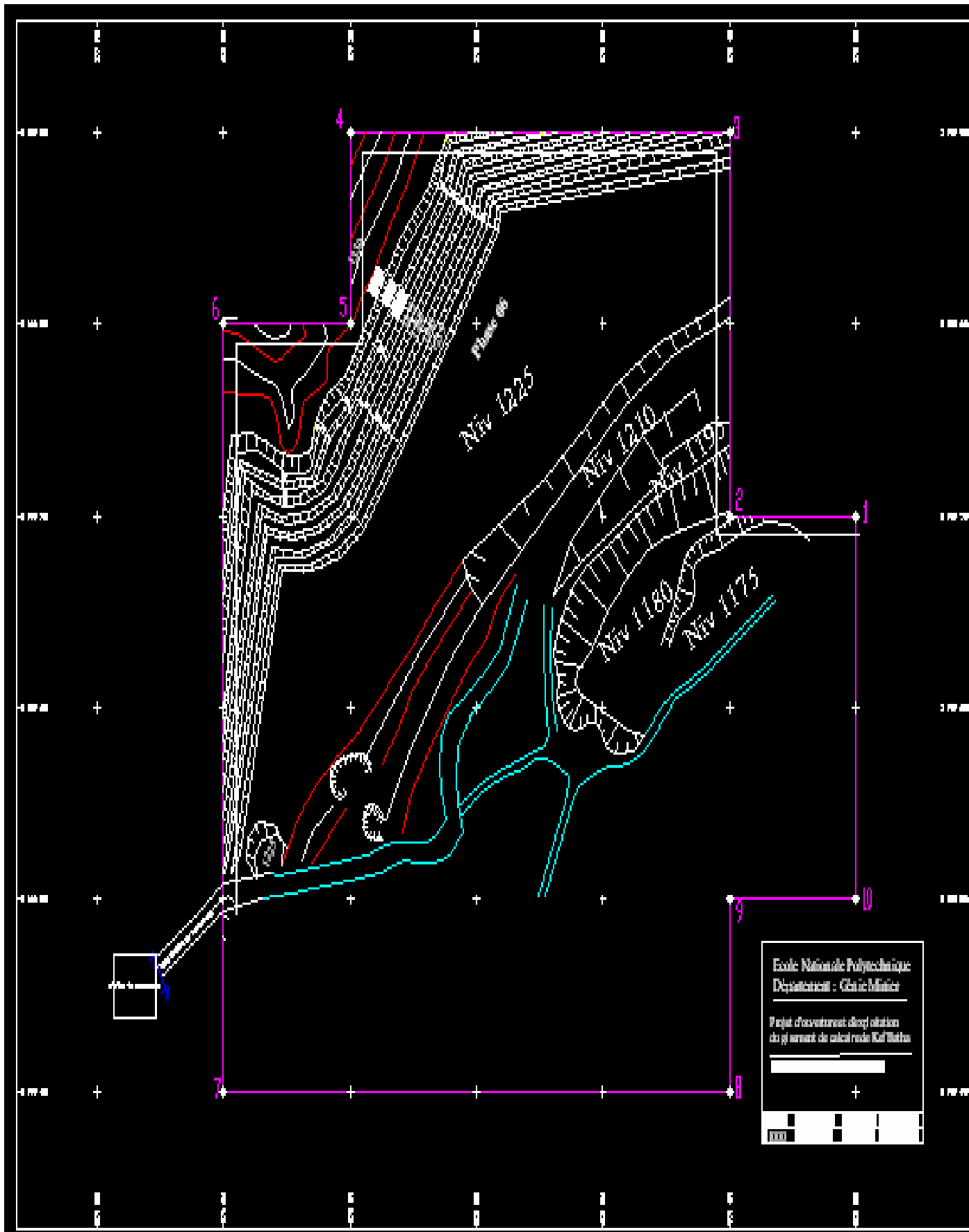


Figure IV.7: Phase N06 (niveau 1225-1235) .

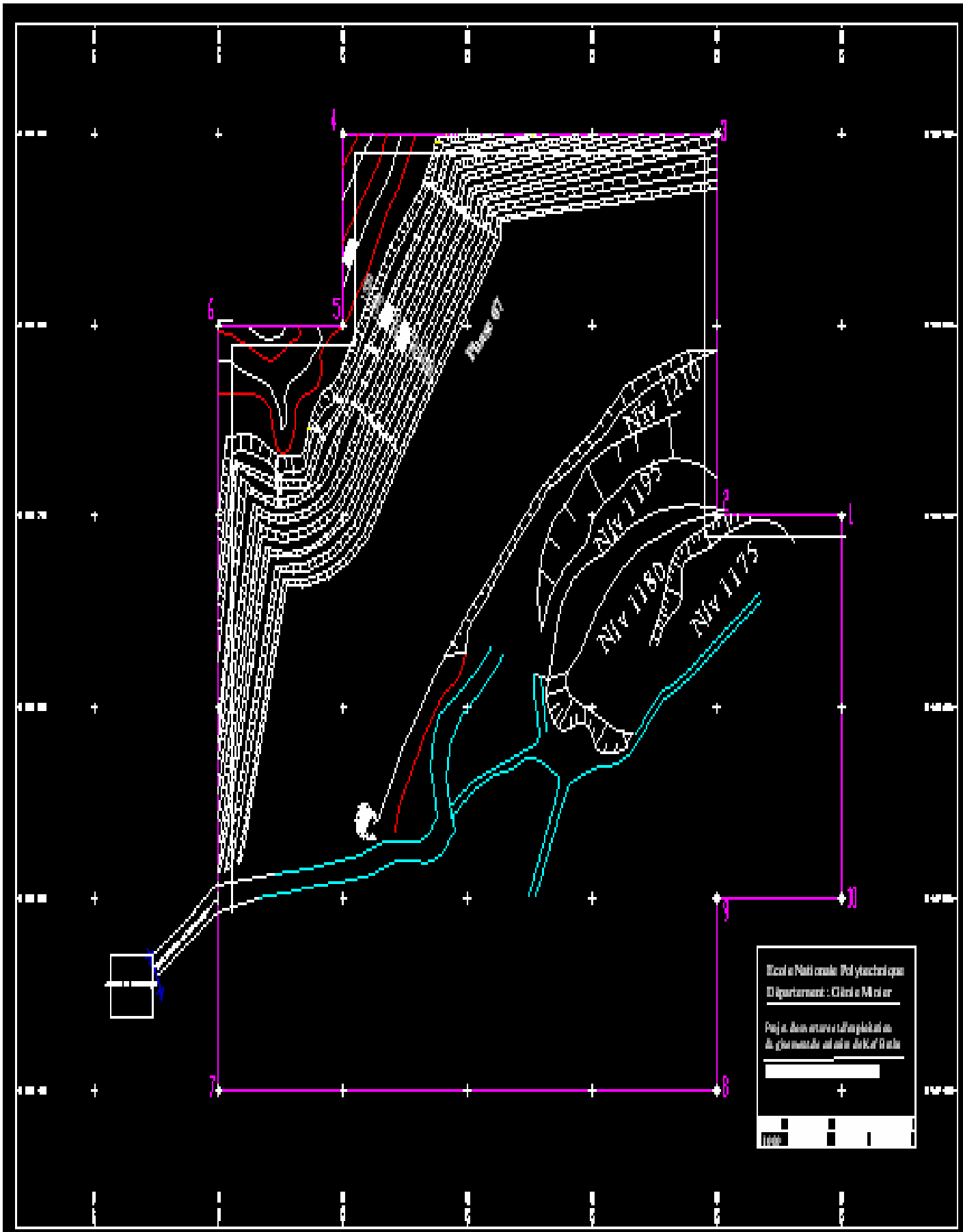


Figure IV.8: Phase N07 (niveau 1210-1225) .

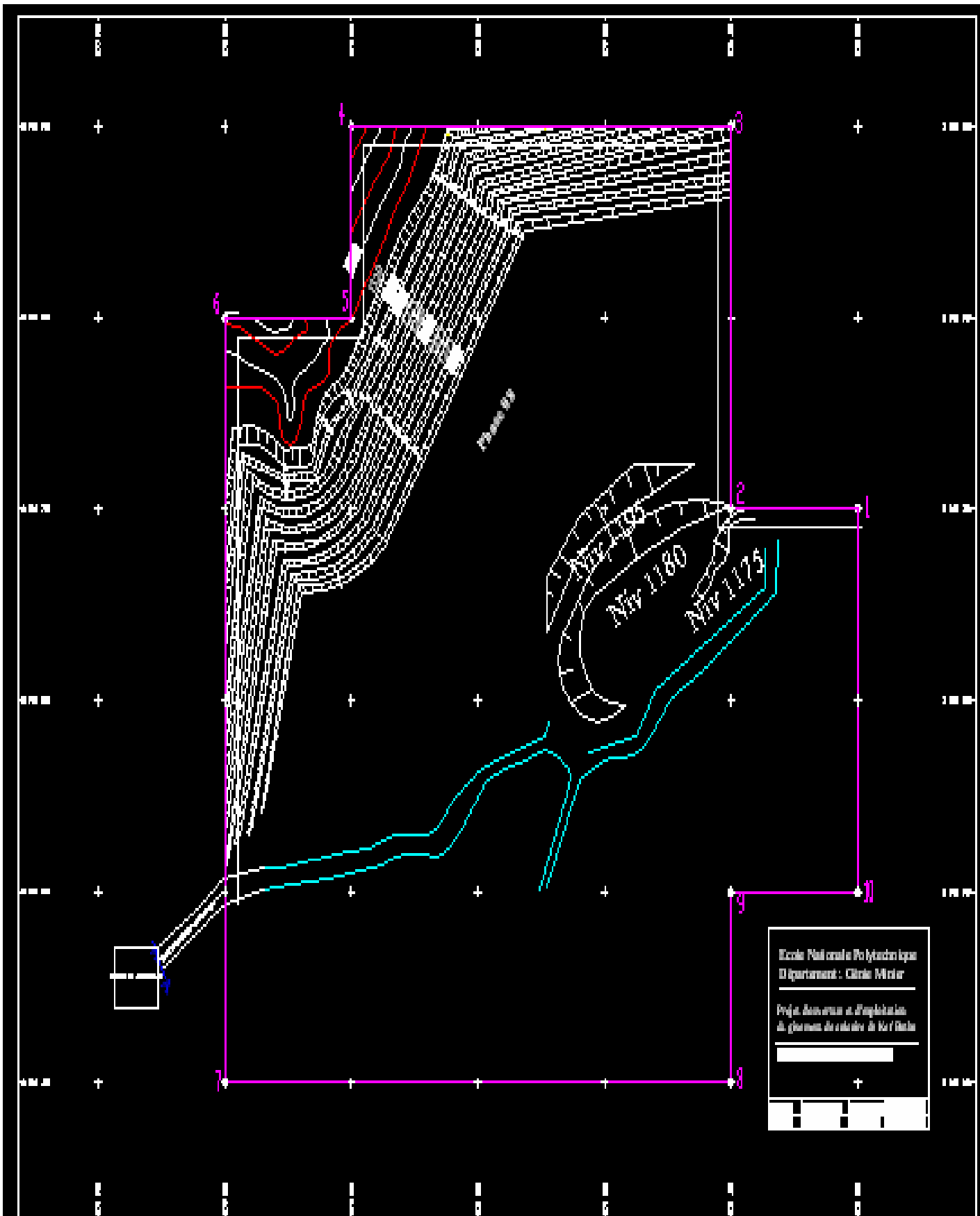


Figure IV.9: Phase N08 (niveau 1195-1210) .

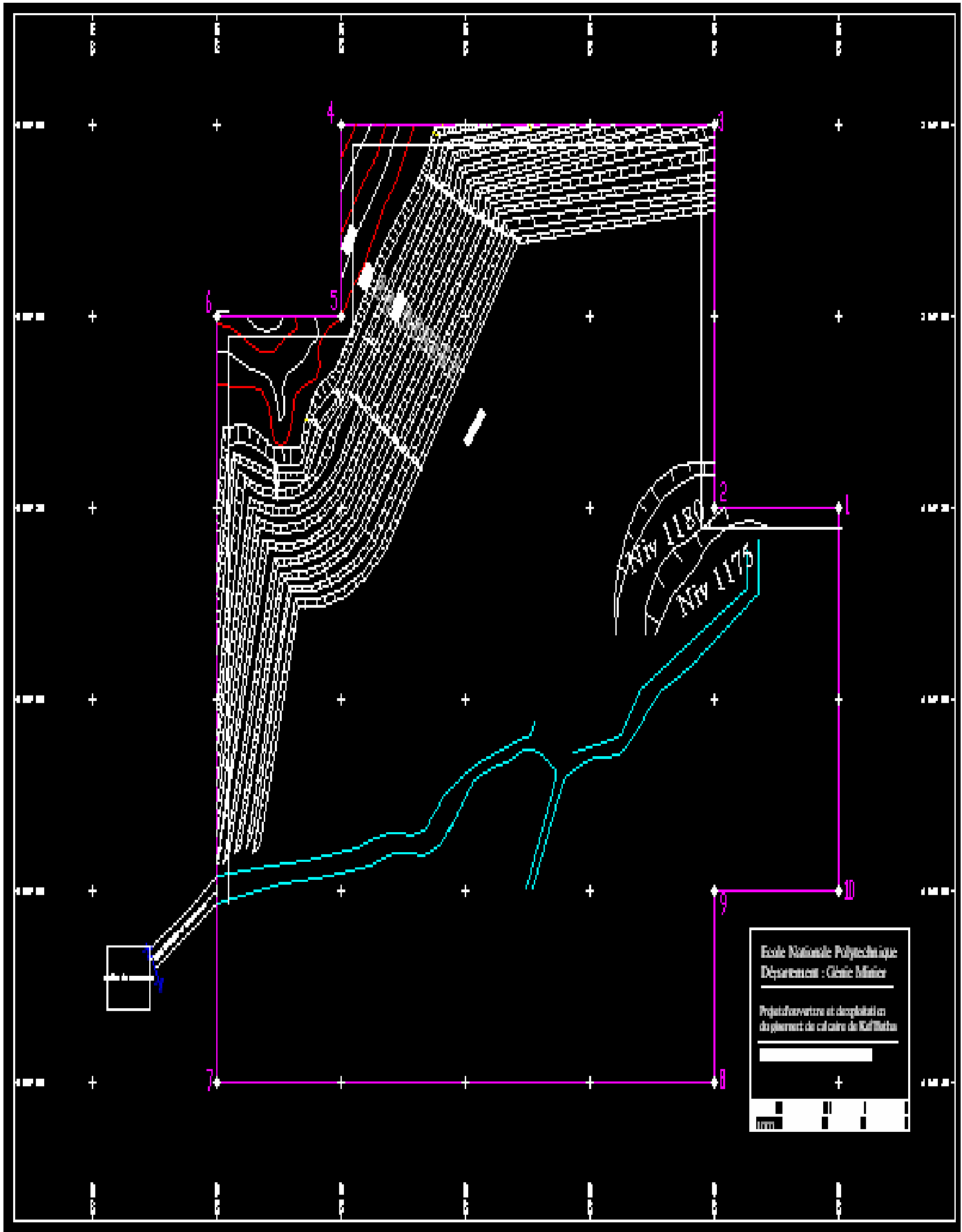


Figure IV.10: Phase N09 (niveau 1180-1195) .

Tableau IV.1 : Cadence d'exploitation.

Phase	niveau	Volume (t)	Cadence (an)
00(ouverture)	1305-1320	22410	0 ,0448
01	1290-1305	407226	0,814
02	1275-1290	481060	0,96
03	1260-1275	509984	1,01197
04	1245-1260	596166	1,1923
05	1235-1245	892842	1,7857
06	1225-1235	963460	1 ,9269
07	1210-1225	1013040	2,02608
08	1195-1210	1311860	2,62237
09	1180-1195	1335953	2,6719
Total(fin d'exploitation)		7530001	15,05

Ce qui permet d'affirmer que les volumes calculées avec le logiciel AutoCAD pour chaque phase d'exploitation sont en accord avec le calcul des réserves d'exploitation et à fortiori la durée de vie de la carrière estimé à 15 ans .

IV .4. Technologie d'exploitation du gisement

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

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

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

IV .4.1. Abattage

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

- Type de roches, et leur état naturel;
- Les propriétés physico – mécaniques et technologiques des roches;

- De la productivité de l'entreprise minière;
- des paramètres techniques des engins et des équipements miniers disponibles et des exigences fixées à la qualité du minerai extrait.

IV .4.1.1. Abattage à l'explosif

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

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

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches;
- Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebords;
- Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimension nécessaires;
- Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement;
- Action sismique minimale pour l'installation au jour et l'environnement;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail.

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

IV .4.1.2. Plan de tir

- les trous de mines seront disposés suivant plusieurs rangées sur la banquette supérieure;
- L'explosif utilisé sera l'Anfomil en vrac (charge de colonne), et Gélanit II dont le diamètre de cartouche est de 65 mm (charge de pied) ;
- L'amorçage de la charge sera latéral par cordeau détonant de 12g/m linéaire et un détonateur micro retard (DMR), l'intervalle des retards est de 20 ms.
- Le branchement des charges sera en série.

IV .4.1.3. Paramètres du plan de tir

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

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

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

- la hauteur du gradin, (Hg);
- la profondeur du trou (Ltr);
- la sous-foration (LS);
- l'inclinaison du trou par rapport à la verticale, (β) ;
- la ligne de moindre résistance (résistance au pied du gradin), (W) ;
- le diamètre du trou (d);
- la maille ou le rapport banquette/écartement entre trous;
- la distance entre les trous dans une rangée (a);
- la distance entre les trous (b);
- la qualité et quantité de la charge;
- l'ordre de mise à feu des charges (amorçage).

IV .4.1.3.1. Le diamètre du trou (d)

Le diamètre du trou dépend du type de travail et du degré de fragmentation de la roche. Les trous à large diamètre donnent une meilleure économie de forage mais induit ultérieurement des coûts additionnels.

Le diamètre du trou est sensiblement celui du taillant et la détermination de ce paramètre dépend du matériel dont dispose l'exploitant. L'implication du matériel est aussi en rapport avec le type de matériau défini par sa dureté et sa fracturation interne.

Dans ce projet on choisit le diamètre du trou selon le diamètre de la cartouche de l'explosif utilisé donc le diamètre du trou est :

$$d = 76 \text{ mm.}$$

1)Choix du diamètre de foration

Le choix du diamètre de foration dépend de différents facteurs :

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

Vitesse de perforation

Pour une roche donnée, il s'agit de la vitesse, exprimée en cm/mn, avec laquelle une perforatrice fait avancer un fleuret dans celle-ci.

Cette définition implique que la vitesse de forage peut être très variable, dépendant de la perforatrice, du diamètre du fleuret, de la percussion de l'air, etc.

2)Caractéristiques de foration de la carrière de Kef Batha

la foration des trous dans la carrière de Kef Batha est réalisée par l'engin de foration (chariot) , pneumatique sur chenilles avec marteau pneumatique hors du trou et récupération de poussières, pour forer des trous de 76 mm. Avec compresseur d'air mobile de 7 bars.

* Rendement de la foreuse

La vitesse moyenne de foration des trous de mines de diamètre 76 mm est de l'ordre de 22 cm/mn d'où le temps nécessaire pour faire un trou de longueur l_{tr} :

- pour $L_{tr} = 11,2$ m (H=10m), T_f est de :

$$T_f = \frac{L_{tr}}{B_v} = \frac{11,2}{0,22} = 51mn$$

- pour $L_{tr} = 16,4$ m (H=15m), T_f est de :

$$T_f = \frac{L_{tr}}{B_v} = \frac{16,4}{0,22} = 75mn$$

Donc :

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

$$N_{trous} = \frac{T \times K_u}{T_f} (\text{trou} / \text{poste})$$

- N_{trous} : nombre de trous, faits par la sondeuse (trous/poste);
- T : durée d'un poste de travail (durée de poste de travail est 8 heures avec 1 heure de pause), c'est-à-dire $T = 7$ heures = 420 mn;
- K_u : coefficient d'utilisation de la sondeuse, (0,85);
- Le temps nécessaire pour la foration d'un trou, (51 et 75 mn).

$$\text{Si } T_f = 51mn \Rightarrow N_{trous} = \frac{420 \times 0,85}{51} = 7(\text{trous} / \text{poste})$$

$$N_{trous} = 7 \text{ trous /poste.}$$

$$\text{Si } T_f = 75mn \Rightarrow N_{trous} = \frac{420 \times 0,85}{75} = 4,76 \approx 5(\text{trous} / \text{poste})$$

$$N_{\text{trous}} = 5 \text{ trous / poste.}$$

Et, on peut déterminer le rendement de la sondeuse durant un poste de travail par le nombre des mètres foré des trous par poste de travail, qui est calculé par la relation suivante :

$$R S = L_{\text{tr}} \times N_{\text{trou}}$$

➤ Si $L_{\text{tr}} = 11,2\text{m} \Rightarrow$

$$R S = 11,2 \times 7 = 78,75 \approx 79\text{m / poste.}$$

$$R S = 79\text{m / poste.}$$

➤ Si $L_{\text{tr}} = 16,4\text{m} \Rightarrow$

$$R S = 16,4 \times 5 = 82,00 \approx 82 \text{ m / poste.}$$

$$R S = 82\text{m / poste.}$$

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

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

Où :

P_a : puissance de la carrière (la production souhaitée $P = 500\,000 \text{ T/an}$).

k_r : coefficient de réserve de la sondeuse (1.2 ; 1.25); On prend $k_r = 1,22$;

N_{trous} : rendement de la sondeuse par poste (nombre des trous réalisés) ;

$N_{p/j}$: nombre de postes de travail par jour, ($N_{p/j} = 2$ postes) ;

N_j : nombre de jours de travail de la sondeuse au cours de l'année, ($N_a = 230$ jours) ;

Q_{tr} : Le volume (en tonne) de la roche abattu par un trou .

➤ Si $N_{\text{trous}} = 7$ trous/poste et $Q_{\text{tr}} = 195,3 \text{ t/trou} \Rightarrow$

$$N_s = \frac{500000 \times 1,22}{7 \times 2 \times 230 \times 195,3} = 0,97 \approx 1 \text{sondeuse.}$$

➤ Si $N_{\text{trous}} = 5$ trous/poste et $Q_{\text{tr}} = 195,3 \text{ t/trou} \Rightarrow$

$$N_s = \frac{500000 \times 1,22}{5 \times 2 \times 230 \times 345,33} = 0,77 \approx 1 \text{sondeuse.}$$

Donc, on utilise une seule sondeuse dans les travaux de foration;

Pour un meilleur rendement ce résultat peut être obtenu dans des conditions normales et pour une meilleure exécution de la production, il faut 02 sondeuses, lorsque un chariot est arrêté pour entretien préventif ou curatif l'autre le remplace.

IV .4.1.3.2. Ligne de moindre résistance (W)

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

$$W \text{ max} = 45 \times .d$$

$$W \text{ max} = 45 \times 76 \times 10^{-3}$$

$$W \text{ max} = 3,42 \text{ m.}$$

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

$$W = 0,9 \times W_{\text{max.}}$$

$$W = 0,9 \times 3,42 = 3,078 \approx 3,1 \text{ m.}$$

$$W = 3,1 \text{ m.}$$

IV .4.1.3.3. L'inclinaison du trou (β)

L'inclinaison du trou est un paramètre très intéressant pour déterminer le bon foisonnement de la roche. La réglementation limite 10 à 20° l'angle du trou foré par rapport à la verticale. On prend l'inclinaison de 15° pour notre cas. Les avantages obtenus portent sur :

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

$$\beta = 15^\circ.$$

IV .4.1.3.4. La longueur de sous-foration (LS)

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

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

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

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

$$L_S = 0,3 \times W, \text{ (m).}$$

D'où : W: la résistance au pied du gradin.

$$L_S = 0,3 \times W = 0,3 \times 3,1 = 0,9 \text{ m.}$$

$$\mathbf{L_S = 0,9 \text{ m.}}$$

IV .4.1.3.5. La longueur du trou (Ltr)

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

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

Où :

Hgr : hauteur du gradin, (m);

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

W : résistance au pied du gradin;

α : angle du talus, (en degré(°)).

$$L_{tr} = \frac{H_{gr}}{\sin \alpha} + L_S = \frac{H_{gr}}{\sin \alpha} + 0,3 \times W ;$$

Si Hg = 10m =>

$$L_{tr} = \frac{10}{\sin 75} + 0,3 \times 3,1 = 11,2 \text{ m.}$$

$$\mathbf{Ltr = 11,2m.}$$

Si Hg = 15m =>

$$L_{tr} = \frac{15}{\sin 75} + 0,3 \times 3,1 = 16,4 \text{ m.}$$

$$\mathbf{Ltr = 16,43 \text{ m.}}$$

IV .4.1.3.6. La distance ménagée entre deux trous (a)

C'est la distance d'une même rangée qui porte le nom d'espacement.

Elle peut être déterminée d'après la relation suivante :

$$a = 1,3 \times W.$$

Cette relation permet de déterminer la condition optimum de la rupture et de la fragmentation. En faisant varier les valeurs de a et de W de telle façon que le produit a×W reste

constant, on obtiendra approximativement le même résultat. Cependant, la fragmentation sera modifiée par cette variation de la façon suivante :

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

$$a = 1,3 \times 3 = 4 \text{ m.}$$

$$\mathbf{a = 4 \text{ m.}}$$

IV .4.1.3.7. Nombre de rangées

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

- La fragmentation des blocs;
- Les variations de projection;
- Les vibrations du sol;
- Les dégâts commis sur la roche en place;
- Le nombre de rangées est déterminé par :
 - Les éléments de la méthode d'exploitation (largeur de la plate-forme du travail);
 - La réserve nécessaire des roches abattues;
 - La technologie et l'organisation des travaux miniers.

Le tir s'effectuera sur 2 rangées de trous.

IV .4.1.3.8. La distance entre les rangées

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

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

$$b = 0,85 \times 4 = 3,4 \text{ m.}$$

$$\mathbf{b = 3,4 \text{ m.}}$$

IV .4.1.4. Répartition de la charge

IV .4.1.4.1. Le choix de l'explosif

L'explosif sera choisi essentiellement en fonction :

- Du massif rocheux : l'humidité détermine une première sélection forcément respectée : un explosif résistant à l'eau est choisi dans une roche humide. Mais de plus, l'explosif doit être adapté à la roche, ou plus simplement par le choix d'un explosif de vitesse de détonation

élevée dans une roche résistante. Si le massif est pré facturé en place on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée (quantifiée par son énergie des gaz et par son volume des gaz).

- Des objectifs technico-économiques et autres engins de l'exploitation même si le coût de l'explosif est relativement faible dans le coût de l'exploitation. Par ailleurs, les objectifs de fragmentation et de foisonnement interviennent sur le choix de l'explosif. Pour le choix des explosifs nécessaires au tir, il est tenu de procéder de la façon suivante :

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

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

1. Gélanit II, pour la charge de pied avec :

- Diamètre de cartouche de 65 mm;
- Longueur de cartouche est 0,5 m;
- Poids de cartouche est 2,5 kg;
- Type de cartouche est : gaine plastique

2. Anfomil

- En vrac dans des sacs de 25 kg chacun.

Les caractéristiques de ces explosifs commercialisés en Algérie par l'ONEX sont donnée dans le tableau IV.2 suivant:

Tableau IV.2: les caractéristiques de l'explosif utilisé (guide de l'O.N.E.X) :

Designation commercial (Explosifs)	Resistance à l'eau	Densité	Vitesse de détonation (m/s)	Puissance C.U.P	C.S.E (cm)	Volume gaz, V (l/kg)	Energie Q Kj/kg	Utilisation
Gelanit II	Bonne	1,45	6000	1,27	6	808	4807	Explosif pour roches dures
Anfomil	Médiocre	0,90	3000	1,15	0	975	3803,8	Explosif pour travaux à ciel ouvert

Avec :

- C.U.P : coefficient d'utilisation pratique;
- C.S.E : coefficient de self excitation.

IV .4.1.4.2. Coefficient de puissance de l'explosif (weight strength (S))

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

$$S = \frac{1}{6} \times \left(5 \times \frac{Q}{Q_0} + \frac{V}{V_0} \right).$$

Q₀ et V₀ étant respectivement la chaleur d'explosion et le volume dégagé d'un explosif de référence. Langefors a pris comme dynamite de référence, la "dynamite M" dont les caractéristiques principales sont les suivantes :

$$Q_0 = 1160 \text{ kcal / kg} = 4848,8 \text{ kJ / kg};$$

$$V_0 = 850 \text{ l/kg}; \text{ avec } Q_0 \text{ et } V_0 \text{ dans les conditions normales (CNTTP);}$$

Q : chaleur d'explosion dégagé par l'explosif, kJ / kg;

V : volume de gaz dégagé par l'explosif, l/kg;

V_{exp} = 5000 m/s : vitesse de détonation de l'explosif.

γ_0 := 1,4 kg/dm³ : masse volumique de l'explosif.

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

$$S_p = \frac{1}{6} \times \left(5 \times \frac{Q}{Q_0} + \frac{V}{V_0} \right);$$

$$S_p = \frac{1}{6} \times \left(5 \times \frac{4807}{4848,8} + \frac{808}{850} \right) = 0,98 \approx 1$$

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

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

$$S_p = \frac{1}{6} \times \left(5 \times \frac{Q}{Q_0} + \frac{V}{V_0} \right);$$

$$S_p = \frac{1}{6} \times \left(5 \times \frac{3803,8}{4848,8} + \frac{975}{850} \right) = 0,84$$

$S_c = 0,84$ (strength de colonne).

IV .4.1.4.3. Résistance au tirage (rock constant)

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

Tableau IV. 3: résistance au tirage de quelques roches :

Roche	R (kg/m ³)
Basalte	0,33
Calcaire crayeux	0,25
Calcaire moyen à dur	0,35 ÷ 0,40
Diorite	0,45
Granite dur	0,45
Grés fins	0,40
Quartzite pâte fine	0,53
Quartzite fracturé	0,30

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

$$R = 0,40 \text{ kg/m}^3.$$

IV .4.1.4.4. Charge linéaire de pied

Elle est donnée par la relation empirique suivante :

$$L_p = 0,88 \times \frac{f}{S_p} \times a \times \left[\frac{0,07}{W} + R + 0,004 \times W \right] \times W ;$$

Avec :

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

Tableau IV.4 : variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous :

Inclinaison du trou, β (°)	0	15	30	45
Facteur de contrainte, f	1,11	1,02	0,92	0,83

Pour notre cas $\beta = 15^\circ$, On prendra la valeur de f égale à 1,02.

$$f = 1,02.$$

Donc la charge linéaire de pied est :

$$L_p = 0,88 \times \frac{1,02}{1} \times 4 \times \left[\frac{0,07}{3,1} + 0,4 + 0,004 \times 3,1 \right] \times 3,1 = 4,8 \text{ kg/m.}$$

$$\mathbf{L_p = 4,8 \text{ kg/m.}}$$

IV .4.1.4.5. Quantité d'explosif au pied du gradin (Qp)

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

$$Q_p = L_p \times X_p ;$$

Avec : X_p : est la longueur de la charge de pied étant égale à :

$$X_p = 1,3 \times W = 1,3 \times 3,1 = 4 \text{ m.}$$

$$\text{Donc ; } Q_p = 4,8 \times 4 = 19,2 \text{ kg.}$$

$$Q_p = 19,2 \text{ kg.}$$

IV .4.1.4.6. Charge linéaire de colonne

Elle est calculée par la relation suivante :

$$L_c = \frac{L_p}{2,7} \times \frac{1}{f} \times \frac{S_p}{S_c}$$

$$L_c = \frac{4,8}{2,7} \times \frac{1}{1,02} \times \frac{1}{0,84} = 2,07 \approx 2 \text{ kg/m.}$$

$$\mathbf{L_c = 2 \text{ kg/m.}}$$

IV .4.1.4.7. Quantité d'explosif en colonne (Qc)

La longueur de la charge de colonne étant égale à :

$$\text{Si } H_g = 10 \text{ m} \Rightarrow X_c = \frac{H_{gr}}{\cos \beta} - 2 \times W = \frac{10}{\cos 15} - 2 \times 3,1 = 4,15$$

$$\mathbf{X_c = 4,15 \text{ m.}}$$

$$\text{Si Hg} = 15\text{m} \Rightarrow X_c = \frac{H_{gr}}{\cos \beta} - 2 \times W = \frac{15}{\cos 15} - 2 \times 3,1 = 9,3$$

$$\mathbf{X_c = 9,3 \text{ m.}}$$

Donc la quantité d'explosif en colonne est :

$$\text{Si Hg} = 10\text{m} \Rightarrow Q_c = L_c \times X_c = 2,07 \times 4,15 = 8,6 \text{ kg.}$$

$$\mathbf{Q_c = 8,6 \text{ kg.}}$$

$$\text{Si Hg} = 15\text{m} \Rightarrow Q_c = L_c \times X_c = 2,07 \times 9,3 = 19,2 \text{ kg.}$$

$$\mathbf{Q_c = 19,2 \text{ kg.}}$$

IV .4.1.4.8. Quantité de charge d'explosifs dans un trou

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

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

$$\text{Si Hg} = 10\text{m} \Rightarrow Q_{ch} = Q_p + Q_c = 19,2 + 8,7 = 27,8 \text{ kg.}$$

$$\mathbf{Q_{ch} = 27,8 \text{ kg.}}$$

$$\text{Si Hg} = 15\text{m} \Rightarrow Q_{ch} = Q_p + Q_c = 19,2 + 19,2 = 38,4 \text{ kg.}$$

$$\mathbf{Q_{ch} = 38,4 \text{ kg.}}$$

IV .4.1.4.9. Longueur totale de la charge d'explosif dans un trou

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

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

$$\text{Si Hg} = 10\text{m} \Rightarrow L_{ch} = X_p + X_c = 4 + 4,1 = 8,1\text{m.}$$

$$\mathbf{L_{ch} = 8,1 \text{ m.}}$$

$$\text{Si Hg} = 15\text{m} \Rightarrow L_{ch} = X_p + X_c = 4 + 9,3 = 13,3\text{m.}$$

$$\mathbf{L_{ch} = 13,3 \text{ m.}}$$

Une schéma dexriptif de la distribution de charge d'explosif est donné en figure IV.2.

IV .4.1.4.10. Longueur du bourrage

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

sable fin bouche le trou afin d'empêcher la détonation à l'air libre et aussi les projections. La longueur du bourrage est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} \text{ (m).}$$

$$\text{Si } H_g = 10\text{m} \Rightarrow L_b = 11,2 - 8,1 = 3,1 \text{ m.}$$

$$\text{Si } H_g = 15\text{m} \Rightarrow L_b = 16,4 - 13,3 = 3,1 \text{ m.}$$

$$L_b = L_{bt} + L_{bi}$$

Avec :

L_{bi} : le bourrage intermédiaire;

L_{bt} : le bourrage terminal.

$$L_{bt} = 0,6 \times W = 0,6 \times 3,1 = 1,8 \text{ m.}$$

Donc la longueur du bourrage terminal est :

$$L_{bt} = 1,8 \text{ m.}$$

$$\text{Si } H_g = 10\text{m} \Rightarrow L_{bi} = L_b - L_{bt} = 3,1 - 1,8 = 1,3 \text{ m.}$$

Donc la longueur du bourrage intermédiaire est :

$$L_{bi} = 1,3 \text{ m.}$$

$$\text{Si } H_g = 15\text{m} \Rightarrow L_{bi} = L_b - L_{bt} = 3,1 - 1,8 = 1,3 \text{ m.}$$

Donc la longueur du bourrage intermédiaire est :

$$L_{bi} = 1,3 \text{ m.}$$

IV .4.1.4.11. Consommation spécifique d'explosif, q_s

La consommation spécifique de l'explosif est appelée quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m^3 de roche (ou de 1 tonne de minerai).

Le degré de la fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir. Ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique de l'explosif, g/m^3 nécessaire pour atteindre le degré exigé de la fragmentation.

La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$\text{Si } H_g = 10\text{m} \Rightarrow q_s = \frac{Q_{ch}}{W \times a \times H_{gr}} = \frac{27,8}{3,1 \times 4 \times 10} = 0,224 \text{ kg} / \text{m}^3$$

$$q_s = 0,224 \text{ kg/m}^3.$$

$$\text{Si } H_g = 15\text{m} \Rightarrow q_s = \frac{Q_{ch}}{W \times a \times H_{gr}} = \frac{38,4}{3,1 \times 4 \times 15} = 0,206 \text{ kg} / \text{m}^3$$

$$q_s = 0,206 \text{ kg/m}^3.$$

IV .4.1.4.12. Volume de la roche abattue par un trou (V_{tr})

$$V_{tr} = H_{gr} \times W \times a \times K_f.$$

Où ; K_f : coefficient de foisonnement.

$$* \text{ Si } H_g = 10\text{m} \Rightarrow V_{tr} = 10 \times 3,1 \times 4 \times 1,6 = 198,4 \text{ m}^3/\text{trou};$$

$$V_{tr} = 198,4 \text{ m}^3/\text{trou}.$$

Qui correspond à la quantité :

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \gamma = 198,4 \times 2,68 = 531,7 \text{ kg/trou}.$$

$$Q_{tr} = 531,7 \text{ kg/trou}.$$

$$* \text{ Si } H_g = 15\text{m} \Rightarrow V_{tr} = 15 \times 3,1 \times 4 \times 1,6 = 297,6 \text{ m}^3/\text{trou};$$

$$V_{tr} = 297,6 \text{ m}^3/\text{trou}.$$

Qui correspond à la quantité :

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \gamma = 297,6 \times 2,68 = 797,5 \text{ kg/trou}.$$

$$Q_{tr} = 797,5 \text{ kg/trou}.$$

IV .4.1.4.13. Nombre de trous forés en un mois (n_{tr})

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

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

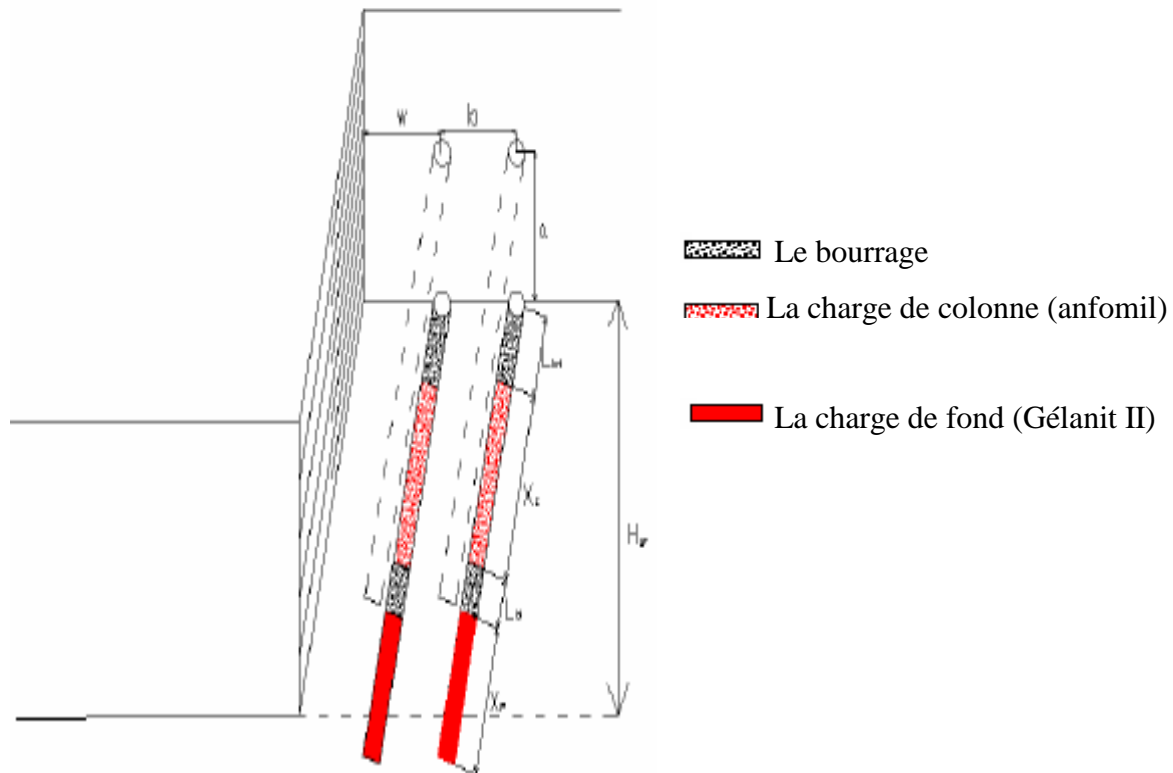
On détermine le nombre des trous forés en un mois par la relation suivante :

$$* \text{ Si } H_g = 10\text{m} \Rightarrow N_{tr} = \frac{P_m}{V_{tr}} = \frac{41667}{531,7} = 78 \text{ trous / mois}.$$

$$N_{tr} = 78 \text{ trous/mois}.$$

$$* \text{ Si } H_g = 15\text{m} \Rightarrow N_{tr} = \frac{P_m}{V_{tr}} = \frac{41667}{797,5} = 52 \text{ trous / mois}.$$

$$N_{tr} = 52 \text{ trous/mois}.$$



Pour $H_{gr}=10m$

L_{bt} : longueur du bourrage terminal = 1,8m;
 X_c : longueur de charge de colonne = 4,1m;
 L_{bi} : longueur du bourrage intermédiaire = 1,3m;
 X_p : longueur de charge de pied = 4m;
 L_s : longueur surforation = 0,9m;
 H_{gr} : hauteur du gradin = 10m;
 W : la ligne de moindre résistance = 3,1m
 a : la distance entre deux trous (espacement) = 4m;
 b : la distance entre deux rangées = 3,4m.

Pour $H_{gr}=15m$

L_{bt} : longueur du bourrage terminal = 1,8m;
 X_c : longueur de charge de colonne = 9,3m;
 L_{bi} : longueur du bourrage intermédiaire = 1,3m;
 X_p : longueur de charge de pied = 4m;
 L_s : longueur surforation = 0,9m;
 H_{gr} : hauteur du gradin = 15m;
 W : la ligne de moindre résistance = 3,1m
 a : la distance entre deux trous (espacement) = 4m;
 b : la distance entre deux rangées = 3,4m.

Figure IV.2 : coupe d'un plan de tir avec distribution des charges .

IV .4.1.4.14. Amorçage et système d'amorçage

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

- L'amorçage doit être soigneusement attaché à l'explosif, afin d'éviter que, durant le chargement, elle ne soit arrachée de sa position. Elle doit être enfoncée intégralement dans l'explosif, pour ne pas être cognée contre les parois du trou lors du chargement;
- L'amorçage doit être dans la position convenant le mieux dans la charge, pour donner les meilleurs résultats;
- Les fils et les cordons ne doivent jamais être sujets à des tensions trop fortes,
- L'amorce doit être à l'épreuve de l'eau si nécessaire;
- L'amorçage doit avoir une forme et une position qui permettent un chargement parfait.

Cordeau détonant

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

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

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

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

Amorçage du cordeau détonant

Pour amorcer un cordeau détonant, il suffit d'attacher l'extrémité libre du cordeau détonant à un détonateur pyrotechnique ou une amorce électrique.

- Amorce électrique instantanée ou à retard.
- Cordeau détonant dont la mise à feu peut être faite par détonateur n°8 ou 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.

Classifications des Détonateurs électriques

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

1. Détonateurs électriques instantanés D.E.I.
2. Détonateurs électriques à retard D.E.R.
3. Détonateurs électriques Micro-Retard DMR.

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

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

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

IV .4.2. Chargement [7]

Avant de choisir une chargeuse, il faut d'abord examiner la capacité du godet en tenant compte de la production journalière;

IV .4.2. 1. La capacité de godet de la chargeuse

Pour assurer la production souhaitée par l'entreprise il est préférable d'utiliser une chargeuse(KOMATSU) avec une capacité de godet de 3,5 m³.

IV .4.2. 2. Le rendement de la chargeuse

Le rendement de la chargeuse est déterminé par l'expression suivante :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times V \times k_r \times T \times \gamma \times k_u}{t_c \times k_f} \dots (t / poste)$$

Où : V : la capacité du godet de la chargeuse en (3,5 m³).

K_f : coefficient de foisonnement.

K_r : coefficient de remplissage du godet de la chargeuse (K_r=0.85) ;

T : durée d'un poste de travail (T = 08 heures avec une heure de pause) ;

γ : masse volumique ; γ = 2.68 T/m³ ;

K_u : coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail (K_u = 0.90) ;

t_c : durée d'un cycle de chargement ; t_c=40 s ;

$$t_c = t_r + t_{pc} + t_d + t_{pv} \text{ (s)} = 25 + 5 + 5 + 5 = 40 \text{ s}$$

t_r : temps de remplissage du godet, il est en fonction de la difficulté de pénétration du godet dans le tas et le coefficient de foisonnement (25s).

t_{pc} : temps de parcours (rotation) de la chargeuse chargée vers le lieu de déchargement (5s).

t_d : temps de déchargement du godet ; t_d = 5 s

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

$$t_{pv} = 5 \text{ s.}$$

Donc : le rendement de la chargeuse est:

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 3,5 \times 0,85 \times 7 \times 2,68 \times 0,9}{40 \times 1,6} = 2825,43 \approx 2825,5 t / poste.$$

$$\mathbf{R_{ch} = 2825,5 T / poste.}$$

IV .4.2. 3. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion

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

$$N_g = \frac{Q_c \times k_f}{v \times k_r \times \gamma}$$

Avec :

Q_c : capacité du camion(SONACOME), Q_c=32 T.

kf : coefficient de foisonnement, $k_f = 1,6$;

V : capacité du godet de la chargeuse, $V = 3,5 \text{ m}^3$;

kr : coefficient de remplissage du godet, $k_r = 0,9$;

γ : Poids volumique de la roche $\gamma = 2,68 \text{ T/m}^3$.

$$N_g = \frac{32 \times 1,6}{3,5 \times 0,9 \times 2,68} = 6,06 \approx 6 \text{ godets}$$

$N_g = 6$ godets.

IV .4.2. 4. La durée de chargement d'un camion

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

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

t_c : la durée d'un cycle de la chargeuse. $t_c = 40$ secondes.

N_g : nombres de godets nécessaires pour le chargement d'un camion .

$$T_{ch} = 40 \times 6 \approx 240 \text{ s.}$$

Pour un meilleur rendement et une meilleure marche de la production il faut 02 chargeuses, qui assurent la réalisation du programme lorsque une chargeuse est arrêtée pour entretien préventif ou curatif, l'autre la remplace.

IV .4.3. Transport [8]

Le but principal du transport dans la carrière est le déplacement qui sont la terre végétale pour les roches stériles et le calcaire pour les stocks ou la trémie de réception des installations de traitement.

Dans les carrières contemporaines, on applique largement le transport par camion. Il est répandu lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des carrières. Ils ont une grande efficacité du transport des minéraux utiles et roches stériles sur une distance relativement courte. La simplicité des constructions des engins de transport, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation de travail caractérisent fort bien cette méthode de transport.

IV .4.3. 1. Rendement des camions

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

$$R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T \times k_{ch}}{t_c} \dots (T / poste)$$

D'où :

Q_c : capacité de la benne du camion (32 tonnes),

T : la durée d'un poste de travail ($T = 8$ heures avec une heure de pause) ;

k_{ch} : coefficient de chargement du camion ; $k_{ch} = 0.85$.

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, 240 s ;

T_{tr} : temps du trajet (en charge et à vide), 360 s ;

T_d : temps de déchargement du camion, 30 s ;

T_m : temps de manoeuvre, 45 s

$$t_c = 240 + 360 + 30 + 45 = 675 \text{ sec ;}$$

Donc, Le rendement du camion est de :

$$R_c = \frac{3600 \times 32 \times 7 \times 0,85}{675} = 1015,46 \approx 1015,5 T / poste.$$

$$\mathbf{R_c = 1015,5 T/poste.}$$

IV .4.3. 2. Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production

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

$$N_c = \frac{P_j \times k_i}{R_c}$$

N_c : nombre de camions ;

P_j : la production journalière souhaité par l'entreprise ; $P_j = 2174 T/j$

k_i : coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0.8 et 1.2 On prend $k_i = 0.9$) ;

R_c : rendement du camion durant un poste de travail ; 1015,5 T/poste.

$$N_c = \frac{2174 \times 0,9}{1015,5} = 1,92 \approx 2 \text{ camions.}$$

$$\mathbf{N_c = 2 camions.}$$

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.

Conclusion générale

Au terme de notre projet de fin d'études : "**projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha (Tissemsilt)**", nous sommes arrivés aux conclusions suivantes:

- L'étude géologique et topographique du gisement de Kef Batha a permis l'évaluation de ses réserves exploitables qui sont estimées à **7 531 800 tonnes**. Avec une production annuelle de **500 000 tonnes**, l'entreprise pourra alimenter une briqueterie pendant **15 ans**.
- Les caractéristiques géotechniques du calcaire de Kef Batha sont conformes aux normes d'utilisation de ce granulats pour la confection de béton pour une briqueterie (parpaing)
- Les conditions géologiques, minières et techniques du gisement sont favorables pour son exploitation.
- Nous avons choisi et défini tous les paramètres de mode d'ouverture et du système d'exploitation, à savoir : l'emplacement, l'aménagement et les paramètres de la piste d'ouverture et de transport ; les éléments du système d'exploitation, etc.

L'exploitation se fait de haut vers le bas, avec 02 gradins de 10m et 07 gradins de 15m, dont le sens d'orientation global est Nord Ouest, pour cela 2 schémas de plan de tir ont été proposés.

Le volume totale des réserves à exploiter est **7530001t**. Ce qui permet de conclure que les volumes calculés avec le logiciel AutoCAD pour chaque phase d'exploitation sont en accord avec le calcul des réserves d'exploitation et à fortiori la durée de vie de la carrière estimée à **15 ans**.

Annexe

Bibliographie

1. B.BOKY:

Exploitation des mines
Mir Moscou.1968 ;

2. L.CALEMBERT.

Etude géologique du massif culminant de l'ouarsenis 1952
Rapport géologique

3 .A.CHIBKA:

Exploitation des gisements métallifères
OPU. 1989.

4. Jean COSTET:

Cours pratique de mécanique des sols,
OPU.1983;

5. M.DOLLONI.

Matériaux pour l'étude géologique du massif de l'ouarsenis 1936

6. K.HARMANN,

Précis de forage des roches; DUNOD, 1971 ;

7. V.KOVALENKO,

Exploitation des carrières; OPU, 1986 ;

8. M.MATTOUER

Etude géologique de louarsenis oriental (Algérie) 1958
Rapport géologique

9.Dj. MERABET:

Principes de l'élaboration du projet des mines à ciel ouvert;
OPU, 1989.

10. K.OMRACI,

Exploitation de la carrière de granulats d'El – Madene,
Mémoire de fin d'études, ENP 1991;

11. T.A.TALEB:

Ouverture et exploitation (plan quinquennal minier) du gisement de calcaire
de Djebel d'Har El – Mendjel, El – Maleh, Ain Timouchent;
Mémoire de fin d'études, ENP1999;