

**REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE  
ET POPULAIRE**

Ministère de l'Enseignement Supérieur et  
de la Recherche Scientifique  
*Ecole nationale Polytechnique*



وزارة التعليم العالي  
و البحث العلمي  
المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات

**DEPARTEMENT GENIE MINIER**

**PROJET DE FIN D'ETUDES**

En vue de l'obtention du Diplôme d'Ingénieur  
d'Etat en Génie Minier

**Thème:**

**Projet d'extension de la carrière d'agrégats de  
calcaire de Djebel Sadjar  
– Ain Smara, W. Constantine –**

**Proposé par :**

*La Société Nord Africaine*

**Dirigé par :**

*Dr. Mohamed Aguid  
Bachar Assed*

**Etudié par :**

*DJARFOUR, Djaâfar*

**PROMOTION 2006**

*E.N.P; 10, Avenue Hassen Badi, BP 182 EL-Harrach (1600) Alger.  
Tél: +213-21-52-53-01/03 – Fax: + 213-21-52-29-73*

# REMERCIEMENT

*Nous remercions le Bon Dieu qui nous a donné le courage et la patience pour achever nos études.*

*Nous dressons nos plus vifs remerciements à notre promoteur Dr. Mohamed Aguid Bachar Assed pour avoir proposé et dirigé ce travail, nous le remercions également, pour son aide effective et dont les conseils nous ont été très précieux.*

*Nous tenons à remercier vivement l'ensemble des professeurs du département de Génie Minier, qui nous ont enseignés ainsi que ceux qui ont contribué à notre formation au sein de notre école, et en particulier ceux qui nous ont aidé pour ce projet de fin d'études :*

*Dr. CHABOU Salima, chef du département Génie Minier.*

*Dr. OMRACI Kamel, professeur de l'exploitation des mines souterrains.*

*Mr. L. CHANANE, professeur de géologie Algérienne*

*Dr. OULD HAMOU Malek, professeur en traitement des minéraux.*

*Et également Mr. KIRTACHE Rachid, ingénieur en Génie Minier.*

*Sans oubliés les personnes qui m'ont aidé à réalisés ce projet :*

*Mr. ACHAB Djamel, directeur de l'exploitation de l'ENG.*

*Et mes amis : Mr .FARFOUR Abdelkader et Mr. BARMAKI M'hamed.*

# هدايا

أهدي هذا العمل المتواضع :

• إلى أغلى ما عندي إلى الوالدين الكريمين،

• إلى كل إخوتي و إلى كل أخواتي،

• إلى كل أفراد العائلة،

• إلى كل من علمني حرفاً،

• إلى كل أستاذ تعلمت عنده علماً...، أهدي هذا العمل،

جعفر بن أحمد أديب نور

## ملخص:

إن الهدف من هذا المشروع يتمثل في الثلاثة النقاط الرئيسية التالية :

- إنشاء المخطط الطبوغرافي لمحجرة شركة شمال إفريقيا الكائن ببلدية عين سمارة - ولاية قسنطينة.
- حساب مخزون المحجرة القابل للاستغلال و تحديد مدة دوام المحجرة بأخذ عين الاعتبار إنتاجها السنوي، و المقدر بـ 840 000 طن.
- اقتراح طريقة مثالية لاستغلال هذا المخزون.

**مفتاح الكلمات:** محجرة، تحديد، مخطط الطبوغرافي، شق الطريق، حصي، امتداد، أسلوب الاستغلال، احتياطي، متفجرات، التكسير.

---

## Résumé:

Trois points essentiels sont traités dans de ce projet :

- Réalisation du levé topographique de la Société Nord Africaine localisé à la commune d'Ain Smara – willaya de Constantine ;
- Calcul des réserves exploitables de la carrière et détermination de la durée de vie en fonction de la nouvelle production estimée annuellement à 840 000 tonnes ;
- Proposition d'une technologie d'exploitation appropriée.

**Mots clés :** carrière, bornage, levé topographique, ouverture de la piste, agrégats, extension, technologie d'exploitation, réserves, explosifs, abattage.

---

## Abstract:

In this project, three essential points are considered:

- The achievement of the topographical survey of the North African company located in Ain Smara department - Constantine.
- Calculation of the open pit mine reserves, and set the life expectancy in relation with the new production estimated at 840000 tons;
- Proposal of suitable technology exploitation.

**Key words:** quarry, boundary, topographical survey, opening of the track, aggregates, extension, mining technology, reserves, explosives, blasting.

## Table des matières :

Introduction.....	1
Généralités sur les granulats.....	2
Chapitre I : Cadre géographique et géologique du gisement.....	4
Introduction.....	4
I-1- Cadre géographique et géologie régionale du gisement.....	4
I-2. Cadre géographique et géologie locale du gisement.....	16
I-2.1. Situation géographique... ..	16
I-2.2. Lithostratigraphie du gisement.....	16
I-2.3. Structure du gisement.....	16
I-2.4. Tectonique.....	16
Chapitre II : Bornage et topographie de la carrière.....	18
II-1. Bornage de la carrière.....	18
II-2. Topographie de la carrière.....	20
Chapitre III : Propriétés et caractéristiques d'un massif rocheux.....	21
III-1. Les propriétés du massif rocheux.....	22
III-1-1. Propriétés physico–mécaniques des roches.....	22
III-1-2 Propriétés intrinsèques.....	26
III-1-3 Propriétés dimensionnelles.....	29
III-1-4 Propriétés technologiques des roches.....	30
III-2. Analyses chimiques du produit.....	34
III-3. Etude de la stabilité des talus.....	34
Chapitre IV : Calcul des réserves du gisement.....	36
Généralité.....	36
IV-1. Calcul des volumes des réserves exploitables.....	38
IV-2. Production annuelle de la carrière.....	39
IV-3. Durée de vie de la carrière.....	40
Chapitre V : Conditions technico–minières et ouverture de la carrière.....	41
V-1- Conditions technico – minières.....	41
V-1-1. La production annuelle de la carrière.....	41
V-1-2. La production mensuelle.....	41

V-1-3. La production journalière.....	41
V-1-4. Production horaire.....	42
V-2- Ouverture de la carrière.....	42
V-2-1. L'ouverture du gisement du Djebel Sadjar.....	44
V-2-2. Proposition d'extension (reprise) de la carrière.....	44
V-2-3. Caractéristiques des pistes.....	45
V-2-4. Évaluation des volumes des travaux envisagés pour la piste principale.....	46
Chapitre VI : Processus de la technologique d'exploitation du gisement.....	50
VI-1. Classification des systèmes d'exploitation à ciel ouvert.....	51
VI-2. Principaux éléments du système d'exploitation.....	51
VI-2-1. Le gradin.....	51
VI-2-2. Plate-forme de travail.....	53
VI-2-3. Forme et dimensions du bloc.....	54
VI-3. Technologie d'exploitation du gisement.....	56
VI-3-1. Abattage .....	56
VI-3-1-1. Abattage à l'explosif.....	56
VI-3-1-2. Plan de tir.....	57
VI-3-1-3. Paramètres du plan de tir.....	57
VI-3-1-4. Répartition de la charge.....	61
VI-3-1-5. Foration.....	72
VI-3-2. Chargement.....	80
VI-3-3. Transport.....	82
VI-4. Etude des nuisances et vibrations engendrées par l'explosif.....	84
VI-4-1. Les projections des roches.....	84
VI-4-2. Les vibrations.....	86
Conclusion générale.....	89
Références bibliographiques	
Annexe 1.....	90
Annexe 2.....	101
Annexe 3.....	102
Annexe 4.....	103
Annexe 5.....	104
Annexe 6.....	105

## **Introduction :**

Le projet d'extension de la carrière d'agrégats est élaboré à la demande de la SNA (Société Nord Africaine), suite au stage que j'ai accompli en été 2005, de la mi-juillet jusqu'à la mi-août, dans la carrière de SNA. Ce gisement est exploité par deux sociétés : - au Nord, par la société Nord Africaine et au Sud, par l'entreprise publique des travaux publics (EPTP).

Toutes les données essentielles pour la réalisation de mon projet de fin d'études ont été réunies lors de ce stage.

Dans le cadre de ce travail, deux objectifs sont à teindre :

- Réaliser le bornage de la carrière et établir un levé topographique à l'échelle 1/1000, à cause de l'absence totale des données de situation topographique sur le terrain.
- Déterminer les réserves de la carrière et faire l'extension de la carrière pour satisfaire la production annuelle arrêtée.

Nous avons structuré notre travail suivant le plan méthodologique ci-dessous :

- **Chapitre I** : Cadre géographique et géologique du gisement, dans lequel nous avons exposé les caractéristiques de la région et celle du gisement;
- **Chapitre II** : Le bornage et la topographie de la carrière ;
- **Chapitre III** : Les propriétés et caractéristiques du massif rocheux;
- **Chapitre IV** : Calcul des réserves du gisement;
- **Chapitre V** : Conditions technico–minières et ouverture de la carrière;
- **Chapitre VI** : Processus technologique d'exploitation du gisement.

## **Généralités sur les granulats :** [16]

### **1-/ Définitions :**

On désigne par le terme « granulats » un ensemble de particules de matière solide, provenant de roches meubles ou consolidées ou de matériaux recyclés : ces particules sont de dimension, de forme et de nature diverses.

On appelle « granulats » tout matériau provenant de l'érosion des roches ou de leur broyage, utilisé dans la construction et entrant dans la composition des mortiers et des bétons.

On peut agglomérer les particules avec un liant pour produire des bétons de ciment ou des bétons bitumineux, ou encore les utiliser telles quelles pour la construction de routes, de digues, de barrages, les voies ferrées, etc. ...

Un matériau composé d'une multitude de particules est aussi couramment appelé « matériau granulaire ».

Chaque particule peut être composée ou bien d'un mélange d'un ou plusieurs minéraux, ou bien de matière vitrifiée, ou encore d'un mélange de matière cristallisée et vitrifiée.

Les granulats peuvent être naturels ou artificiels : (recyclage des résidus industriels), laitier granulat, déchets de briques, lièges, etc. ...

On parlera de « grave », pour désigner un mélange de granulats, à granularité continue, passant des « fillers » aux « cailloux » (fillers, sable, graviers, cailloux).

### **2-/Classification et sources des granulats :**

De par leur provenance, on distingue les granulats naturels, n'ayant subi aucun traitement mécanique :

- de rivière : sables, graviers, cailloux ;
- de carrière : sables, graviers ;
- de mer : sables ;
- dune : sable éolien.

Ces granulats sont généralement roulés, présentant des surfaces lisses. Les granulats naturels peuvent résulter du concassage des roches, ayant un aspect anguleux à arêtes vives, tels que : le granite, la quartzite, le porphyre et le calcaire.

La qualité des granulats produits après fragmentation dépend du type de roches exploitées, du gain de la roche, de son aptitude à la fragmentation et du type de concasseur utilisé.

Les granulats sont également classés d'après leurs dimensions, norme NF P 18.304, qui tient compte de la taille minimale des grains obtenus à l'aide de tamis normalisés (à mailles carrées) ou de passoire (mailles circulaires).

Le terme « sable » est utilisé pour désigner les granulats, de diamètres compris entre 0,080 mm à 5 mm. Lorsque les particules ont des dimensions inférieures à 0,080 mm, elles sont classées parmi les « fillers » et « farines ». Les catégories de granulats se subdivisent chacune en trois classes granulaires : gros, moyen et fins (ou petits). On peut les classer et les distinguer ainsi :

**Sables :**

de 0,080 mm à 0,315 mm → fins;

de 0,315 mm à 1,25 mm → moyens;

de 1,25 mm à 5 mm → gros.

**Gravillons :**

de 8 mm à 10 mm → fins;

de 12,5 mm à 20 mm → moyens;

de 20 mm à 25 mm → gros.

**Cailloux et Pierres cassées :**

de 31,5 mm à 40 mm → fins;

de 50 mm à 63 mm → moyens;

de 80 mm à 100 mm → gros.

La carrière de la Société Nord africaine produit des granulats pour satisfaire la demande en matière pour les travaux des routiers et des autoroutes.

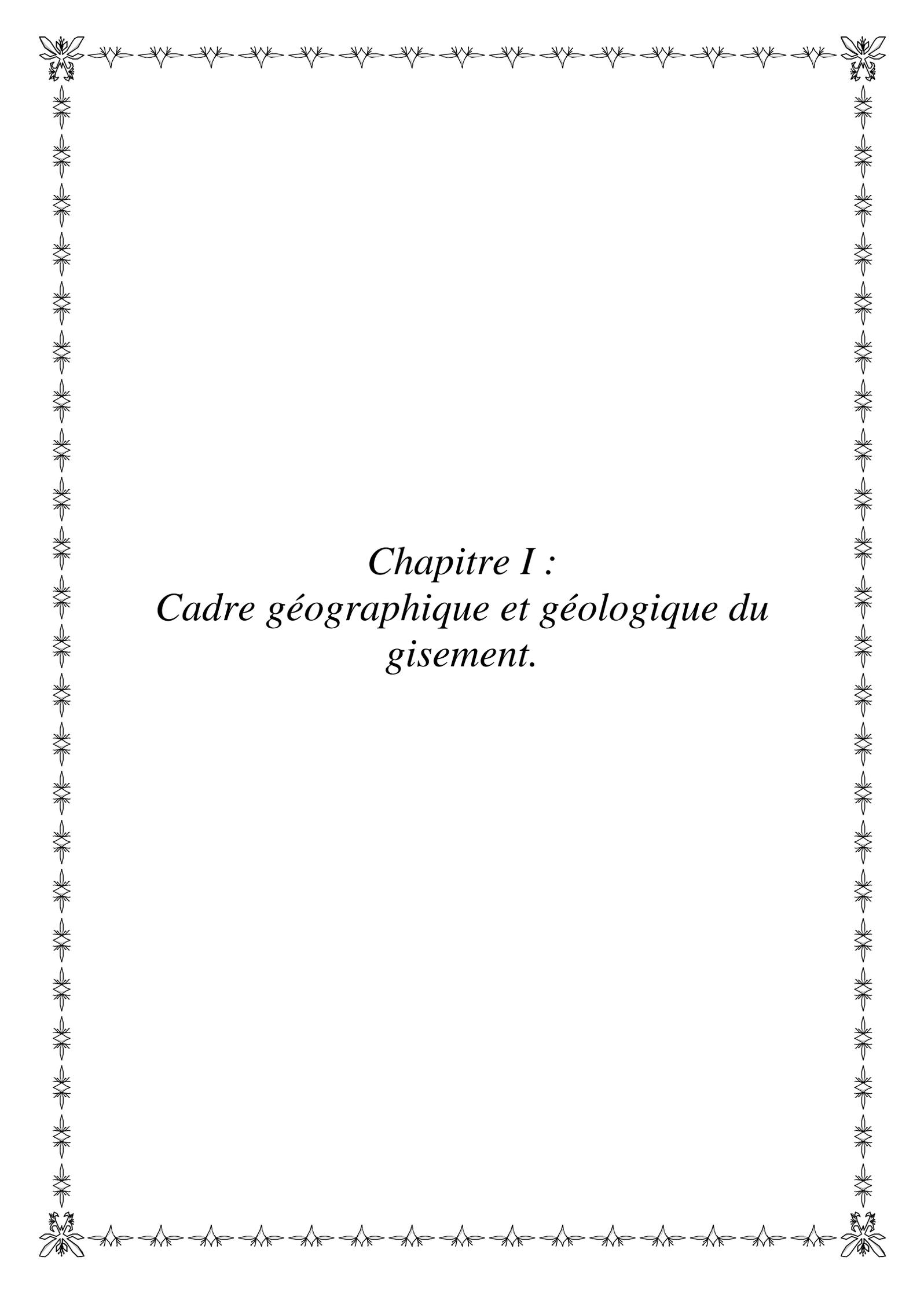
La classification des granulats dans la carrière de SNA, est la suivante :

0/3 mm : sables;

3/8 mm : gravillons

8/15 mm : gravillons

15/25 mm : gravillons



*Chapitre I :*  
*Cadre géographique et géologique du*  
*gisement.*

## *Cadre géographique et géologique du gisement*

### **Introduction :**

Avant de procéder à l'exploitation d'un gisement, il est nécessaire de mettre en évidence la valeur industrielle de ce gisement en prenant en considération la géologie régionale et locale du gisement, leurs formations et structures géologiques, et surtout les caractéristiques des massifs rocheux.

### **I-1- Cadre géographique et géologie régionale du gisement : [1]**

#### **I-1.1. Situation géographique et administrative :**

La zone d'Ain Smara (où se trouve le gisement de Djebel Sadjar) est située dans la wilaya de Constantine, au Nord-Est de l'Algérie, sur la bordure septentrionale de l'Atlas Saharien. Elle est située à 430 km au Sud-Est de la capitale, en suivant la route nationale N° 05 "Alger – Constantine" (figure n° I-1).

Elle est limitée par : - la wilaya de Skikda au Nord;  
- la wilaya de Guelma à l'Est;  
- la wilaya d'Oum El Bouaghi au Sud;  
- la wilaya de Mila à l'Ouest.

Ain Smara est une commune appartenant à la daïra d'Elkhroub, situé à 14 km de centre de la wilaya de Constantine.

#### **I-1.2. Géomorphologie :**

La région de Constantine est représentée par une série de dépressions et de massifs linéaires, de direction générale SW-NE. Les zones de dépressions correspondent aux aires synclinales ayant connu un comblement tertiaire, particulièrement d'âge Mio-Pliocène.

Les altitudes varient de 600 m (côte du lit de l'Oued R'humel) à 800 m.

Les massifs montagneux, dont les côtes absolues dépassent de plus 1100 m, sont représentés par des anticlinaux et relèvement tectoniques, le long failles majeures, des formations durées du crétacé.

*La carte de situation administrative de la wilaya de Constantine :*

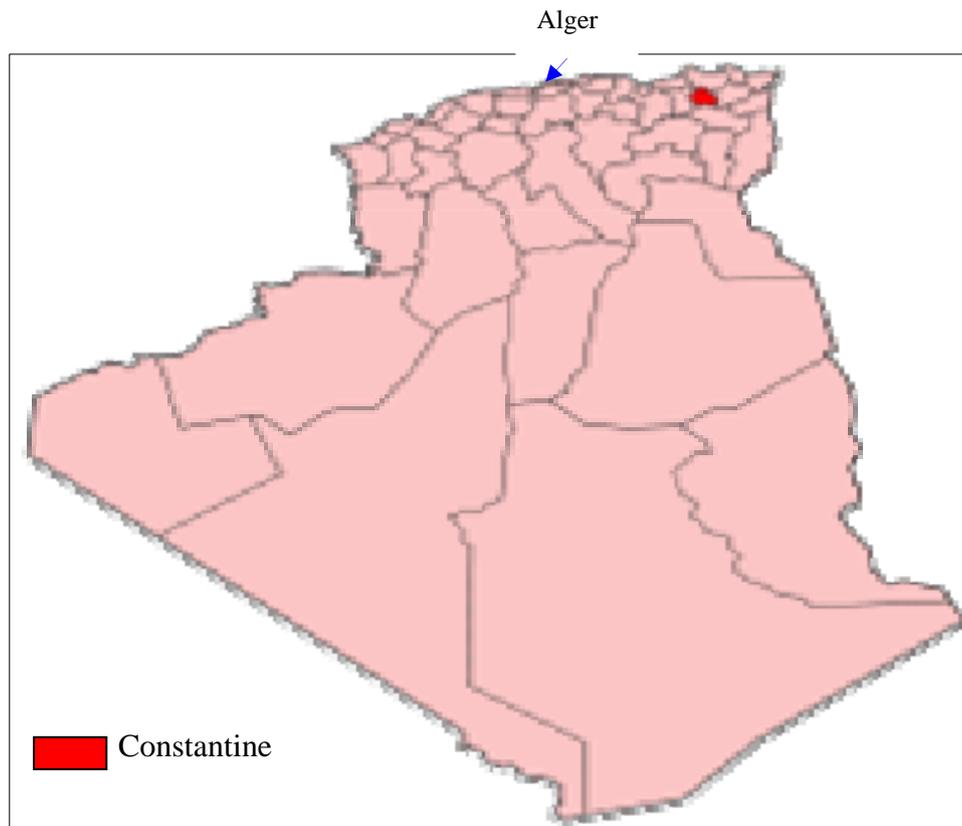


Figure n° I-1 : *Situation administrative de la wilaya de Constantine.*

### **I-1.3. Géologie régionale du gisement :**

La carte géologique d'Oued Athmenia représente la géologie régionale de notre gisement (gisement de Djebel Sadjar), puisque cette carte contient la région d'Ain Smara, où on trouve de ce gisement.

### **I-1.4. Notice explicative de la carte d'Oued Athmenia :**

Oued Athmenia se trouve à 25 km au SW de Constantine. Elle comprend des régions variées. L'extrême Sud de cette région montre le paysage typique des Hautes Plaines du Constantinois (Télergma) avec ses tronçons de chaînes isolées

#### ***I-1.4-1. Description sommaire des terrains sédimentaires :***

**A Eboulis :** représente par des Cailloutis et matériel éboulé sur les pentes.

**a<sup>2</sup> Alluvions actuels et récents des vallées :** représenté par des Dépôts de limons, cailloux roulés, jusqu'à 3 et 8 m au-dessus du lit majeur (Néopléistocène) et alluvions actuels, surtout dans les boucles concaves des oueds.

**a<sup>2</sup><sub>p</sub> Alluvions actuels et récents des plateaux :** représenté par des Cailloux roulés, graviers et limons sur les plaines de Télergma; matériel limoneux ou marneux emporté sur de grandes surfaces.

**q<sup>2</sup> Terrasse de 15-25 m :** représenté par des Conglomérats, graviers et limons des basses terrasses du Rhumel et de l'Ouest de Seguin.

**q<sup>1</sup> Pléistocène récent de 30-50 m.** Conglomérats, graviers et limons des "hautes terrasses" du Rhumel et de l'Ouest de Seguin.

**q<sup>0</sup> Pléistocène ancien :** représenté par des Alluvions caillouteux des plateaux, parfois à gros éléments (50 cm), avant le creusement des ravins actuels par les grands oueds et leurs affluents. Eléments « cimentés » en général par de la croûte calcaire. Ce niveau, variable, en rapport avec la position de la région, au Nord des Hautes Plaines constantinoises, se situe à 150-200 m au-dessus du Rhumel, au SSW d'Ain Smara et à une dizaine de mètres seulement au-dessus de l'Ouest de Seguin, près de Télergma.

**q<sup>1p</sup> Pléistocène :** représenté par des Alluvions anciens des plateaux. Cailloux roulés, graviers et limons au pied SW de Toukouia et au SE de la feuille.

**P<sup>1c</sup> Pliocène –Villafranchien :** représenté par des Dépôts continentaux lacustres.

1.- Faciès du remplissage principal des cuvettes :

a) Calcaires travertineux durs ou caverneux, rouges, roses ou brunâtres, souvent de teintes très vives et marnes rougeâtres ou rosées du Tabtaba, du Cuestraouat, de Bled Sittar, etc. (continuation des calcaires lacustres d'Hadj Baba et d'Ain el Bey) ;

b) Marnes rougeâtres, parfois grisâtres, calcaire poreux ou caverneux blancs et rosés, parfois très gypsifères (cristaux en fer de lance) de Si bou Djemline, de Bled Moktar, du Kef el Abid–Mzt bou Harouz, etc. Le niveau de conglomérats, grès et sables calcaire jaunes du Villafranchien.

2.- Faciès littoral lacustre : bancs de conglomérats rouges plus ou moins consolidés, alternant avec des marnes rouges et des brèches rouges (Felten, Friktia, Toukouia, etc.) passant latéralement aux dépôts précédents.

**m<sup>3-2</sup> Miocène continental** : (Vindobonien–Pontien) représenté par des dépôts lacustres.

a) Faciès molasse du Toukouia: 600 m de conglomérats, grès calcaires et marnes de couleur jaune, brun–rouge. Intercalations de quelques bancs de calcaires caverneux de teinte blanche ou brunâtre localisée au sommet ;

b) Faciès marneux et calcaires : marnes noires, grises ou brunâtres, parfois plus ou moins séléniteuses a intercalations de calcaire concrétionnés, pisolithiques et oolithiques brunâtres et calcaire caverneux blancs vers le sommet (zone à *Unio dubocqui* Coq.) de Si bou Djemline et Kef es Saker. Les calcaires concrétionnés ou caverneux brunâtres passent latéralement à des calcaires travertineux bruns ou rosés des Ouled Abeid ;

c) Au Dra Tamedlet, Chouf Aïssa, Bir Hachem, on trouve un faciès intermédiaire entre les deux précédentes marnes grisâtres ou jaunâtres; parfois rougeâtres vers le sommet à intercalations de bancs de conglomérats et de grès calcaire jaunâtres.

d) Faciès littoral–lacustre représenté par une alternance de bancs conglomératiques rouges et marnes rouges aux Oued Abeid (Oued Yacour).

**m., Oligocène** : représenté par des « Grès de Numidie » siliceux rouges et jaunes, en bancs plus ou moins lenticulaires, parfois alternant avec des couche argileuses ; l'épaisseur est variable peut atteindre 500 m.

**e<sup>3-2</sup> Priabonien–Oligocène** : représenté par des "Argiles de Numidie " : marnes et argile vertes, parfois bleues ou rougeâtres; quelques minces bancs de grès peuvent s'y intercaler.

**e<sup>2</sup> Priabonien probable** : représenté par des Calcaires crayeux blancs à Globigérines et autres Microforaminifères, en grosses lentilles, ne formant pas des bancs continus, parfois a silex blonds, bleutés ou noirs ; quelquefois calcaire micro bréchoïdes et calcaire à Algues.

**e<sup>2-1</sup> Lutétien supérieur probable;** représenté par des :

- a) Lutétien supérieur du Toukouia et du Dj. Oulad Belaguel: représenté par des marnes bleu-noir ou grisâtres, plus ou moins séléniteuses non fossilifères. Deux horizons de calcaires jaunes ou brunâtres (bancs plus ou moins lenticulaires et boules) s'y intercalent : l'un vers le sommet, et l'autre vers la base de la série ; épaisseur varie à 400-500 m ;
- b) Lutétien transgressif de Guettar el Aïch: représenté par des marnes et argiles brunâtres, parfois bleuâtres; intercalations de bancs et lentilles calcaires brunâtres et de bancs bréchiques, souvent avec lumachelles. Série discordante sur les terrains plus anciens.

**e<sup>II-1V</sup> Eocène inférieur :** représenté par des Calcaires lités durs plus ou moins; phosphatés à Microforaminifères et dents de Poissons alternant avec des couches marneuses du Lutétien inf. probable; calcaire. À bancs ou nodules alignés de silex, calcaires à rognons de silex et calcaire glauconieux-phosphatés de Thanétien ; l'épaisseur est variable ; Ain Riyen plus ou moins de 40 m; Dr Fayet plus ou moins de 100 m; Toukouia et Kt Souassen au moins 250 m.

**e<sup>v</sup>-c<sup>9</sup> Maestrichtien-Montien;** Partie supérieure : représentée par des marnes plus ou moins argileuses grises : noires, à intercalations de quelques bancs de marno-calcaires vers la base du Danien-Montien ; formations de calcite fibreuse ressemblant au "beef" (mot anglais), de couleur grise ou brunâtre.

Partie inférieure : représentée par des marnes gris-bleues ou gris-noires à intercalations de bancs de marno-calcaires. À Inocérames vers la base du Maestrichtien sup. L'épaisseur varie de 50 à plus ou moins 300 m

**c<sup>9</sup> Maestrichtien :** moyen et inférieur (Campanien sup.): représenté par des Calcaires et marno-calcaires. À Inocérames du Maestrichtien moyen avec un niveau de calcaires glauconieux plus ou moins important à la base L'épaisseur varie de 10 à 60 m. Marnes plus ou moins argileuses bleu-noires avec bancs de marno-calcaires. Du Maestrichtien inférieur, Campanien supérieur d'épaisseur variable : 250-300 m au Chetthaabas.

**c<sup>8</sup> Campanien moyen et inférieur :** représenté par des Marnes, marnes schisteuses bleu-grises et banc de marno-calcaire, interstratifiés. Deux horizons de calcaire. Ou marno-calcaires. À Inocérames s'intercalent dans cette série monotone. L'épaisseur varie de : 150 à 200 m.

**c<sup>7</sup> Emschérien :** La partie supérieur se compose principalement d'une série de marnes schisteuses bleu-noire à bancs de marno-calcaires.

La partie inférieure se compose d'une série de calcaires, lités multicolore (vert, rouge, gris) à intercalations de lentilles ou de bancs lenticulaires de calcaires compacts plus ou moins ferrugineux.

**c<sup>5-4</sup> Cénomanién** : représenté dans les zones suivantes:

a) Friktia–Garnechouf : au sommet : représenté par des calcaires, à rudistes; calcaires compacts, généralement lités en bancs épais et fossilifères. A la base : représenté par des calcaires lités noirs alternant avec des couches marneuses, d'épaisseur : plus ou moins de 100 m ou moins à l'extrémité SW du F r i k t i a ; plus ou moins à 250 m au Garnechouf.

b) Felten–Selem–Sekoum : représenté par des calcaires compacts, gris ou gris-bleu à Miliolites, Orbitolines ; calcaires dolomitiques et dolomies. Calcaires à grain fin alternant avec des couches marneuses à la base, l'épaisseur est de 150 m près d'Ouest, Seguin, à l'extrémité SW du Felten ; 750 m au Kef el Amar–Kef es Skoune à 6 km plus au NE.

c) Rocher d'Oued Athménia (Grouz) : calcaires compacts, calcaires lités, un peu phosphatés, à Ammonites, calcaires à Rudistes.

d) Meimel : calcaires compacts à Orbitolines, épaisseur varie: plus ou moins de 300 m.

**c<sup>3-1</sup> Albien** : représenté au sommet par des alternances de calcaires lités noirs et de marnes. A la base : calcaires grumeleux, jaunâtres ou rougeâtres, ferrugineux et phosphatés et marnes: niveau fossilifère d'une dizaine de mètres d'épaisseur.

**c<sup>I-II</sup> Aptien** : représenté par des Calcaires compacts, lités ou non en bancs épais, à épaisseur varie plus ou moins de 150 m (Friktia).

**c<sup>III</sup> Barrémien** : représenté par des calcaires compacts, dolomies, calcaires zoogènes à Orbitolines passant latéralement à des calcaires lités à grains fin, alternant avec des marnes et des calcaires dolomitiques ou des calcaires à silex; calcaires lités à grain fin alternant avec des marnes à la base, avec d'épaisseur varie plus ou moins de 150 m (Friktia).

**c<sup>IV</sup> Hauterivién** : représenté par des calcaires à silex; calcaires généralement bien lités, bleuâtres ou brunâtres, à grain fin ou petites taches ferrugineuses, alternant avec des couches marneuses minces; horizons à nodules et formations irrégulières à silex noirs .avec épaisseur (Friktia) plus ou moins 120 m.

**c<sup>V</sup> valanginién** : représenté par des marnes à Ammonites pyriteuses de teinte bleu, rougeâtre ou verdâtre; calcaires à grains très fin, gris-bleu ou rougeâtre, avec épaisseur est varie : plus ou moins 50 m (Friktia)

**J<sup>7</sup> Portlandien–Berriasien** : représenté par des Calcaires dolomites de l'extrémité SW du Friktia.

**t Trias** : complexe comprenant des marnes bariolées ,gypse, cargneules , quarts bipyramidés et cristaux de dolomites enfumés ou blancs, des blocs d'ophite, etc. .Ce Trias comprend des lambeaux emballés de calcaires, ou dolomies triasiques, jurassique ou crétacés.

### **I-1.4-2. Stratigraphie et paléographie :**

**Le trias** est toujours diapir et ne se trouve qu'en position anormale dans la région. Les dépôts du **Jurassique** tout à fait supérieur, et du **crétacé inférieur**, montent une série concordante de calcaires Néritiques, calcaires dolomitiques et dolomies au Friktia, où s'intercale une série peu puissante de marnes valanginiennes à ammonites pyriteuses à l'extrémité SW de ce montage. Au Felten et au Meimel n'affleure que la partie supérieure, de cette série (Aptien probable). **Le crétacé moyen**, largement développé dans la région, présente aussi un faciès franchement néritique : faciès marneux à Echinides de **l'Albien** et calcaires récifaux, calcaires dolomitiques et dolomies du **Cénomaniens**. La Vraconien est transgressif; **l'Albien inférieur** est absent ou constitue la partie tout à fait supérieure de la série calcaire attribuée à **l'Aptien**.

**Le crétacé inférieur** et **moyen néritique** du Friktia–Garnechouf, du Felten, Selem, Tegmert et du Meimel, correspond vraisemblablement à d'anciens alignements de hauts-fonds de la "plate-forme constantinoise de subsidence différentielle". Vu la grande puissance du **Cénomaniens** calcaire et dolomitique dans la partie centrale du Felten, il est très probable que l'épaisseur de la série calcaire des hauts-fonds est localement plus grande que celle de la série marno–schisteuse supposée à l'intérieur des dépressions.

**Le Turonien**, selon toute vraisemblance, est absent.

**Le Sénonien** présente dans la dépression du Chetthaabas entre Friktia–Garnechouf et Felten–Selem un faciès surtout marneux de grande puissance (au moins 1000 m), de sédimentation continue avec superposition concordante des différents étages. Il en est de même vraisemblablement entre Felten et Meimel. Le Maestrichtien, peu puissant, est transgressif et discordant sur les calcaires cénomaniens de l'ancien haut-fond du Felten–Selem. L'Emschérien est transgressif aussi sur le **Cénomaniens** du Friktia–Garnechouf. Les changements latéraux de faciès de l'Emschérien au Sud du Friktia–Garnechouf indiquent la présence d'un haut-fond ou d'une ride émergée sur l'emplacement de cette montagne pendant **le Sénonien inférieur**. Pour le **Sénonien** nous avons donc contrairement à ce que nous avons vu pour une partie du **Crétacé inférieur** et **moyen**, discordance, lacunes stratigraphiques et épaisseur minimal. Sur les anciens hauts-fonds ou rides anticlinales et superposition concordante, série complète et épaisseur maximal, à l'intérieur des dépressions ou régions synclinales. Le passage du **Crétacé** au **Tertiaire**, à l'intérieur de la série marneuse du Maestrichtien–Montien, est apparemment concordant.

**L'Eocène inférieur -Lutétien inférieur** : surmonte en concordance le Dano-Montien. Les calcaires à silex et calcaires phosphatés de cet étage présentent une épaisseur max à l'intérieur d'anciennes dépressions et minimal, au voisinage d'anciens hauts-fonds. Le **Lutétien supérieur**, essentiellement marneux, non fossilifère, surmonte en concordance le **Lutétien inférieur** calcaire entre Friktia et Felten, entre Felten et Meimel et au Toukouia. Le **Lutétien supérieur** marneux à ostrea multicosata de Guettar et Aîch est transgressif sur les terrains plus anciens. Le **Nummulitique** supérieur : (marnes, argiles et calcaires **priaboniens** et grès et argiles **oligocènes**), affleurant seulement dans la partie Sud de la région, surmonte en concordance le **Lutétien** dans la partie axiale du synclinal entre Felten et Meimel. Il recouvre en discordance les terrains plus anciens sur les flancs du synclinal. La partie centrale entre Felten et Meimel fut le lieu, apparemment, d'une subsidence continue jusqu'à la fin de l'**Oligocène**.

**Le Néogène** : représenté par des dépôts continentaux, constitue le remblaiement des dépressions topographiques du début du Vindobonien et recouvre en discordance des terrains plus anciens. Le Burdigalien semble faire défaut. La discordance angulaire plus ou moins accentuée qui existe entre **Miocène** et **Pliocène** est due au bombement partiel d'anciennes zones synclinales, plus accentué à la fin du Villafranchien.

Les dépôts lacustres au pliocène-Villafranchien constituent le dernier élément plissé de la région.

Le **Quaternaire** est déterminé suivant la limite Nord des Hautes Plaines constantinoises. Dans la partie Sud on trouve localement une sédimentation continue tandis que la partie Nord a été intensément ravinée. Des terrasses, 3-8, 15-25, 30-50 m, s'alignent le long du Rhumel et de l'Ouest de Seguin.

### **I-1.4-3. Tectonique :**

Il y a deux types de tectoniques dans la région d'Oued Athmenia :

**I-** La tectonique des terrains anté-miocènes (Trias jusqu'à l'Oligocène inclus) en grande partie affleurant dans la moitié Est de la feuille (la carte) est due surtout à des mouvements jusqu'à la fin de l'Oligocène;

**II-** La tectonique des terrains néogènes affleurant surtout dans la partie Ouest de la feuille. Son origine se trouve dans les mouvements post-miocènes. Cette distinction n'est pas rigoureuse car, d'une part, les mouvements post-miocènes ont intéressé aussi la partie Est de la région tandis que, d'autre part, la tectonique post-miocène montre des rapports intimes avec

les structures préexistantes. Pourtant on peut discerner en gros l'effet principal et le style des mouvements anté-miocènes de ceux pendant le Néogène et le Quaternaire.

#### **- Tectonique des terrains anté-miocènes :**

Dans la partie centrale et orientale de la région trois (03) massifs calcaires, correspondant à des aires anticlinales, s'individualisent, présentent un alignement parallèle sensiblement NE-SW et sont séparés par des zones synclinales de 8 à 10 km de large. Du Nord au Sud : 1) anticlinal-horst du Frikitia-Garnechouf; 2) synclinorium du Chetthaabas; 3) massifs du horst anticlinal du Felten-Selem-Tegmert; 4) zone synclinale du Dr Oulad Aaziz-Medelsou; 5) horst anticlinal du Meimel. Les aires anticlinales, avec le faciès calcaire néritique du Crétacé inférieur et moyen montrent un style cassant sauf à l'extrémité Ouest du Frikitia-Garnechouf où existent des déversements et peut être des chevauchements. Au Frikitia le déversement est dirigé vers le Sud. La charnière anticlinale du Felten-Selem et du Meimel, quand elle existe, se situe près des grandes failles longitudinales qui limitent ces massifs du côté NW, de sorte qu'on peut dire que ces structures semblent regarder vers le N. Le rocher d'Oued Athmenia (contrefort Est du Grouz) peut être considéré comme le prolongement Ouest de l'anticlinal du Frikitia-Garnechouf. Au Nord de Télergma. Les zones synclinales, avec faciès essentiellement marneux pour le Sénonien et partiellement marneux pour le Nummulitique, sont très plissées; déversements et plis-failles nombreux. Le synclinorium entre Frikitia et Felten montre généralement un alignement NE / SW. Les synclinaux, anticlinaux et écaillés élémentaires offrent des directions sensiblement NE / SW (voisinage des aires anticlinales) et des alignements sensiblement EW (surtout dans l'axe du synclinorium). Des phénomènes de charriage se produisent (Trias et calcaire crétacés de la klippe d'A. el Goulia) où le rôle du Trias diapir gypso-salin s'est manifesté. La zone des racines est représentée par une étroite bande de dépôts triasiques au voisinage de l'anticlinal du Frikitia-Garnechouf. J'attribue une position de recouvrement comparable et de même origine que celle de la klippe d'A. Goulia au rocher de Calcaire cénomaniens que le Rhumel contourne après son confluent avec l'Oust. Seguin (Rocher de Bir Brinnès) et au Trias en contact à l'WSW, au Sud et à l'Ouest de ce rocher. Une partie des affleurements du Maestrichtien-Montien et Nummulitique inférieur. Moyen s'y trouvent aussi en recouvrement. Les affleurements très plissés de l'Emschérien au Tamedlet et de l'Eocène inférieur. À l'Est du chouf Aïssa (tous deux au Sud d'Oued. Athménia) et ceux du Maestrichtien- Montien et du Nummulitique inférieur et moyen au Toukouia (SW de la feuille) peuvent être considérés comme les témoins du prolongement vers le SW du

synclinerium du Chetthaabas. Le Trias y pourrait être en position comparable à celle de ces dépôts aux environs de Bir Brinnès. La phase paroxysmale des mouvements, à l'origine du synclinerium et de la mise en place du Trias, s'est produite à la fin du Lutétien. La structure, dans la zone synclinale entre Felten et Meimel, peut être considérée comme un large synclinal présentant déversements et plis-failles, surtout sur les flancs. La dernière phase tectonique qui a accentué cette structure eut lieu à la fin de l'Oligocène. Un système de failles sépare, dans l'angle SE de la faille, le synclinal du Dr Oulad Aaziz–Medelsou à l'Ouest de l'anticlinal du Chaïma à l'Est. Ce système, à l'Ouest et au S de Guettar el Aïch, se poursuit au NNW (Si Rmamm) et peut être même dans le synclinerium du Chetthaabas (environs d'Ain Smara. Deux directions principales : l'une NNW-SSE, l'autre NS. Ce système coïncide avec une zone étroite, très plissée (écaillés alignées NE-SW ou sensiblement EW). L'anticlinal du Chaïma, très fracturé dans le détail, est apparemment en rapport avec une montée de Trias et constitue, avec les failles de Guettar el Aïch, une tectonique différente des précédentes. Cet anticlinal, ébauché à la fin du Lutétien inférieur, fut accentué par les mouvements post-miocènes.

#### **- Tectonique des terrains néogènes :**

Cette tectonique, affleurant surtout dans la moitié Ouest de la feuille, est caractérisée par des bombements anticlinaux, parfois périclinaux, assez simples. Ces structures, ébauchées à la fin du Miocène, furent accentuées après le Villafranchien. Les bombements se situent principalement sur les anciennes aires synclinales, de sorte qu'on observe, dans la partie Sud cette disposition est très nette, la superposition de l'anticlinal du Kef el Abid–Mzt bou Harouz et de son prolongement Est sur le synclinal du Dr Oulad Aaziz–Medelsou. De même pour le bombement anticlinal du Toukouia. Le bombement anticlinal du Toukouia et bou Djemline présente un plongement axial à gradins, suivant failles ou flexures vers le NE, et ne se prolonge pas apparemment, dans la zone synclinale entre Friktia et Felten. Ces bombements néogènes et quaternaires sont affectés de deux directions principales de plissement, ce qui implique dans cette région la contemporanéité des alignements NE / SW et EW et des récents mouvements. Ces derniers ont parfois accentué des structures préexistantes en produisant l'incurvation des couches pliocènes le long de la faille sensiblement EW qui limite au Nord les calcaires cénomaniens d'Oulad Selem et les faibles inclinaisons du Pliocène à l'Est et au Sud de ce Djebel.

La zone d'Ain Smara est située dans la région Constantinoise; Où on distingue :

- une tectonique des terrains anté-Miocènes (phase pyrénéenne);
- une tectonique des terrains Miocènes (phase alpine).

La tectonique des terrains anté-Miocènes correspond à des mouvements qui ont en lieu dans la période entre le trias et l'Oligocène. Elle se rapporte aux aires anticlinales et synclinales liées à la plate-forme de subsidence Constantinoise.

Les structures héritées de ces mouvements ont été par la suite accentuées et remodelées par les mouvements alpins (Miocène).

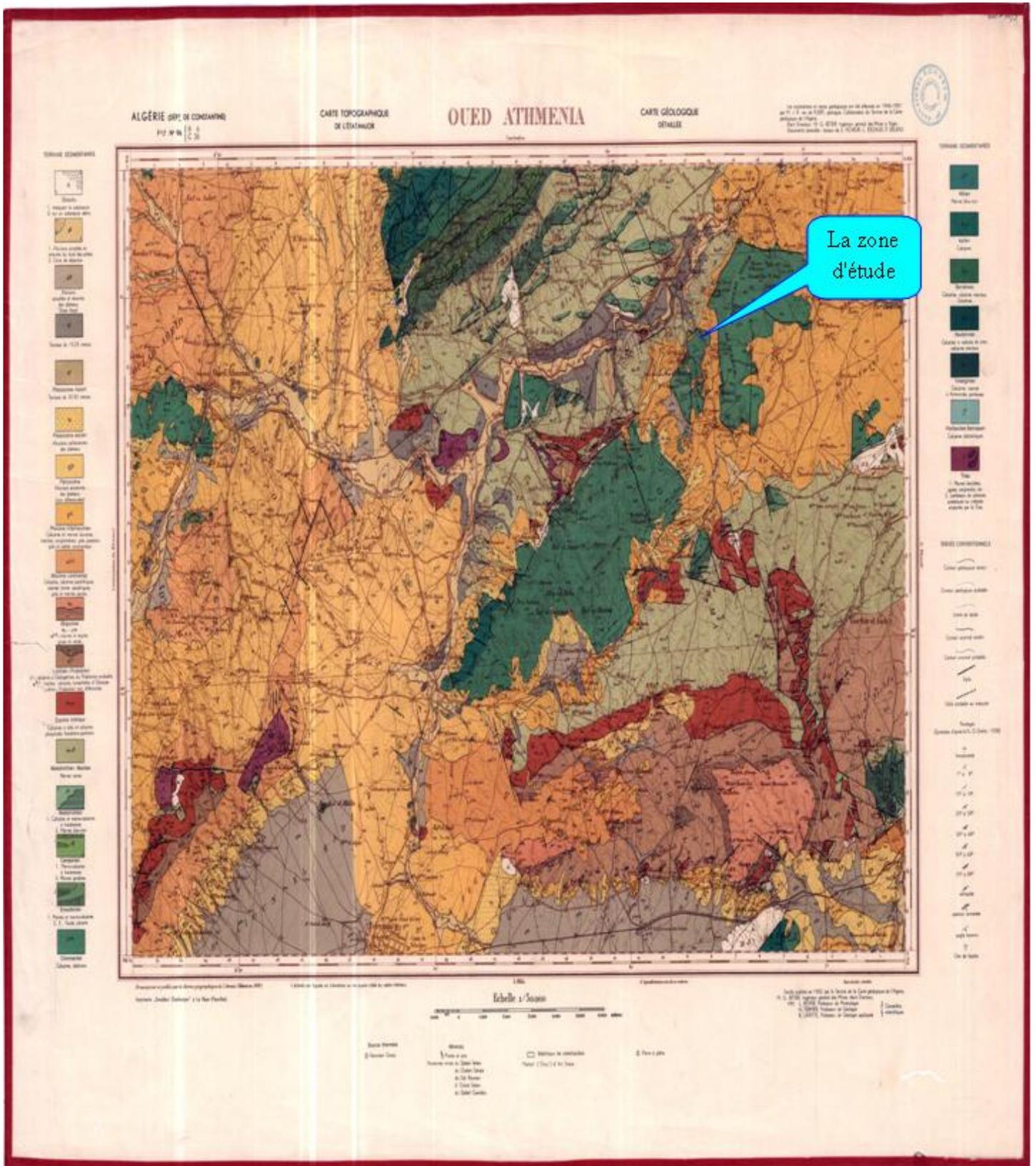
Les structures dominantes actuelles sont représentées par une série de plis anticlinaux et synclinaux, faillés, de direction générale Sud / Ouest, Nord / Est. Les failles sont verticales à subverticales, avec des rejets de quelques dizaines à plusieurs centaines de mètres.

La zone d'Ain Smara se trouve entre la partie Nord – Est de la dépression Chethaaba et l'anticlinal djebel Sekoum / Selem et djebel Feltène.

#### **I-1.4-4. Hydrologie :**

Un peu partout dans la région il existe un certain nombre de sources sans importance, pour la plupart liées à des contacts anormaux, failles ou plans de charriage. Sources, en partie salées, au contact du Trias du Chetthaabas, près des anciennes mines du Felten et au Toukouia et à la base de la klippe d'A. El Goulia. Dans le Sud de la région : un grand nombre de puits et de sources, à coté des affleurements de l'Eocène inférieur avec des calcaires du flanc Sud du synclinal du Dr Oulad Aaziz–Medelsou, souvent aussi un peu salés. Dans cette catégorie c'est la source de Bou Ikni, qui alimente Ouest Seguin, qui est la plus importante. Beaucoup de puits et de sources au Contact de la molasse miocène et du Pliocène–Villafranchien, sur le revers SE du Toukouia. Une 3<sup>ème</sup> catégorie se situe à la base des grès numidiens. Dans la plaine de Télergma et de Berteaux–A. Lehma, au sein du Pliocène–Villafranchien, il' existe une nappe aquifère. On y a creuse un grand nombre de puits, surtout sur la feuille d'Ain M'lila.

Sources thermales : on en trouve au voisinage et dans les calcaires cénomaniens, au Sud du village d'Oued Athmenia (Hammam Grouz).



Carte géologique détaillée: de la région d'Oued Athmenia – Constantine.

Échelle:  $\frac{1}{50\,000}$  et l'équidistance de 10 mètres.

## **I-2. Cadre géographique et géologie locale du gisement :**

### **I-2.1. Situation géographique :**

Le gisement du Djebel Sadjar est situé à une distance de 3 km au Sud de la ville d'Ain Smara à proximité de la route d'Ain el Bey vers Ain Smara.

Le gisement est représenté par les coordonnées Lambert suivants :

X= 842 750 m.

Y= 334 750 m.

Z= 840 m.

### **I-2.2. Lithostratigraphie du gisement :**

D'après la carte géologique d'Oued Athmenia on observe, que des affleurements de l'étage du Cénomaniens sur le gisement du Djebel Sadjar, représenté par des calcaires compacts et des dolomies, avec une épaisseur variable (150 m au moins).

La visite qu'on a faite à la carrière voisine d'EPTP, qui exploite la partie sud du gisement de Djebel Sadjar, nous confirme que ce dernier est un gisement de calcaire totalement exploitable sans découverte.

### **I-2.3. Structure du gisement :**

L'angle de pendage du gisement du Djebel Sadjar varie de 20° à 29° de direction NW/SE.

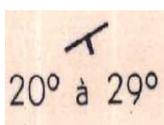
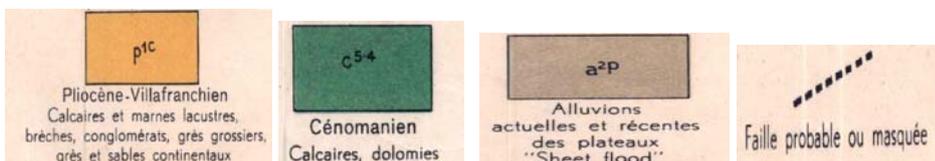
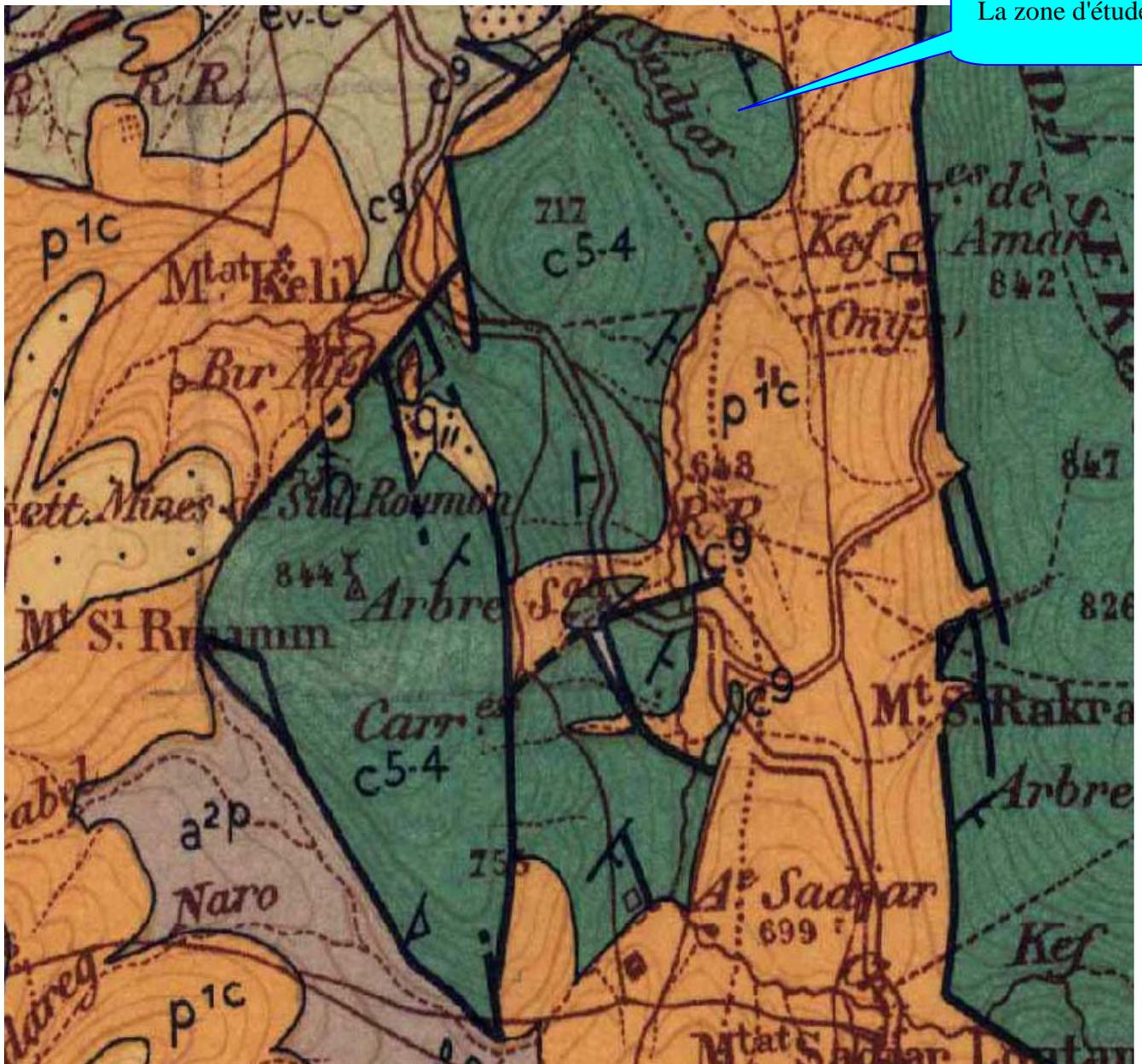
Le Djebel Sadjar est traversé par deux failles, la première est une faille de direction SW / NE, touche la périphérie du Djebel Sadjar à l'Ouest, et l'autre est une faille probable ou masquée, presque de même direction que le pendage.

### **I-2.4. Tectonique :**

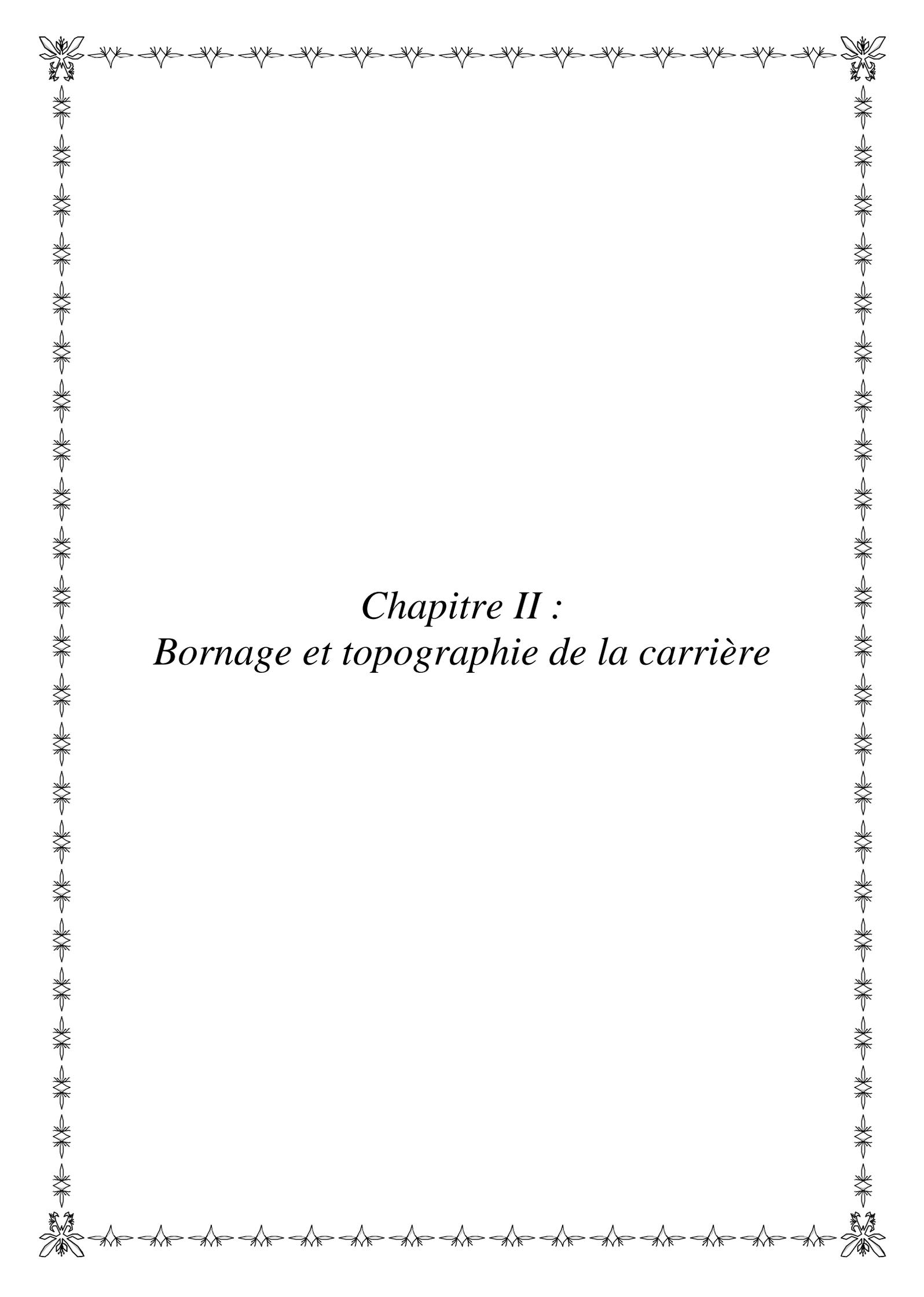
La zone où se trouve le Djebel Sadjar est marquée par la tectonique des terrains anté-miocènes (phase pyrénéenne), qui correspond à des mouvements qui ont eu lieu dans la période entre le Trias et l'Oligocène. Elle se rapporte à des anticlinaux et synclinaux liés à la plate-forme en subsidence Constantinoise.

Les structures dominantes actuelles sont représentées par une série de plis anticlinaux et synclinaux faillés.

Partie de la carte géologique détaillée de région d'Oued Athmenia; pour l'agrandissement de la vision de gisement de Djebel Sadjar.



: Signe conventionnelle de pendage variant de 20°-29°.



*Chapitre II :*  
*Bornage et topographie de la carrière*

## *Bornage et topographie de la carrière*

### **II-1. Bornage de la carrière**

#### **Introduction :**

Pour le bornage de la carrière Nord Africaine d'Ain Smara il a été procédé de la façon suivante :

1- ) absence quasi totale des documents topographiques ni des points géodésiques d'appui dans la région.

2-) seul document à notre disposition le plan de la concession à l'échelle 1/5000 fournie par le ministère de mines (voir annexe 2), dans ce plan nous remarquons clairement la situation des objets telles que l'ancienne route venant de la ville et touchant la concession.

Cette ancienne route a été modifiée par un nouveau tracé.

3- ) pour le bornage de la carrière nous avons utilisé cette ancienne route.

#### **II-1.1. Instruments utilisés pour le bornage, la topographie et l'arpentage de mines :**

On utilise différents types d'instruments pour le bornage de la carrière, qui sont :

- Tachéomètre T-2000 de la firme Wild ;
- Théodolite Wild T1 ;
- tachéomètre Kern (suisse) ;
- Distomate Wild équipé de deux lunettes ;
- Réflecteur circulaire monté sur un jalon -mure;
- des mures centimétriques en bois ;
- des jalons en bois ;
- roulette en acier de 20 m ;
- niveau de précision ;
- des trépieds pour les tachéomètres et les niveaux.

#### **II-1.2. Eléments géométriques de bornage :**

- Il a été choisi le point d'intersection du droit passant par le milieu de l'ancienne piste rentrant dans la concession et le tracé (C, D),
- un point K faisant l'intersection de cette piste et l'ancienne route déviée.
- dans le sens K, K1 nous avons implanté une direction K, K<sub>1</sub>, R<sub>1</sub>, R<sub>2</sub>, R<sub>3</sub>, R<sub>4</sub>, fixé à l'aide des tiges métalliques et cimentés dans le sol,

-Graphiquement nous avons déterminé les angles horizontaux  $KK_1D$  ( $\beta_{kk1D} = 66^\circ$ ), et  $KK_1C$  ( $\beta_{kk1C} = 246^\circ$ ), et ainsi que la distance  $K_1D$  ( $S_{k1D} = 21,5m$ ), et la distance  $K_1C$  ( $S_{k1C} = 245,04m$ ).

Dès lors, en stationnant avec le Tachéomètre T 2000 au point  $K_1$  le zéro de limbe orienté vers le K on établi sous l'angle  $\beta_{kk1D} = 66^\circ$  et la distance  $S_{k1D} = 21,5m$  on implante à l'aide du distomate le point D. de la même manière en établissant l'angle  $\beta_{kk1C} = 246^\circ$  et la distance  $S_{k1C} = 245,04m$  on implante le point C.

En restant à la station  $K_1$  et sous l'angle  $\beta_{kk1D} = 66^\circ$  nous avons établi un point D' qui est l'intersection des droites CD et prolongement de AH, ce point a été fixé et cimenté comme point d'appui.

En suivant cette méthodologie qui consiste à déterminer graphiquement les éléments angulaire et linéaire d'implantation du plan de situation nous avons implanté les points (E, F, G, H).

Sur le prolongement de la droite AH nous avons implanté deux point d'appui  $D'_1$  et  $D'_2$  qui sont cimentés et restent comme des points d'appui à l'entrée de la carrière.

Pour l'implantation du point A qui se trouve au fond de la vallée et par manque de visibilité directe nous fûmes amenés à planter les points intermédiaires ( $H_1, H_2, H_3, H_4, H_5, H_6$ ).

Le point A doit se trouver sur le prolongement de la droite  $H_6$  à une distance  $S_{H6A} = 43,56m$ .

Pour l'implantation du point B nous nous sommes positionnés sur le point  $H_6$  et perpendiculairement à la droite  $H_6$ , on implantant les points intermédiaires  $A'_1, A'_2, A'_3$  et  $A'_4$  tout en mesurant à l'aide du distomate chaque fois les distances correspondantes en retranchant de la distance graphique AB parallèle a la distance  $H_6 B_1$  nous avons apprécié la distance  $S_{A4B1}$ .

Pour l'implantation du point  $B_1$  nous nous positionnés sur le point  $A_4$  le limbe est orienté vers le point  $H_6$  et sous l'angle  $200^{gr}$  et la distance  $S_{A4B1}$  nous avons fixé le point  $B_1$ .

L'implantation du point B et par la suite  $B_2$  a été effectué de la manière suivante : Installée au point  $B_1$  limbe orienté vers le point  $A_4$  et sous l'angle  $100^{gr}$  et à la distance  $S_{B1B} = S_{H6A} = 43,56m$  en a implanté et cimenté le B.

Sur le prolongement de la droite  $B B_1$  on a implanté et cimenté le point  $B_2$ . La distance  $S_{BB2}$  est égale  $76,70m$ .

Par jalonnement et mesure des distances nous avons fixé les points  $B_3$  et  $B_4$ .

Ce cheminement nous à permis une fermeture linéaire au point C avec une erreur inférieure à 1/1500 ce qui est largement suffisant pour le bornage.

Les coordonnées Lambert et UTM sont repris dans le tableau n° II-1 :

**Tableau n° II-1:** Les coordonnées Lambert et UTM de la carrière de SNA.

Points	Lambert		UTM	
	X	Y	X	Y
A	843 008	334 899	276 923	4 014 613
B	843 008	334 545	276 900	4 014 259
C	842 549	334 545	276 442	4 014 289
D	842 549	334 811	276 459	4 014 555
E	842 725	334 811	276 635	4 014 543
F	842 725	334 854	276 638	4 014 586
G	842 791	334 854	276 704	4 014 582
H	842 791	334 899	276 707	4 014 627

Pour l'exécution des travaux d'exploitation et la mise à jour des plans d'exploitation ces points de bornage et surtout la direction peuvent servir de points d'appuis et de levé (Voir plan de situation à l'échelle 1/1000 (annexe 3)).

Les altitudes aux points des réseaux d'appui et de levé ont été déterminés par procéder trigonométrique (Plan du bornage en annexe 3).

## II-2. Topographie de la carrière

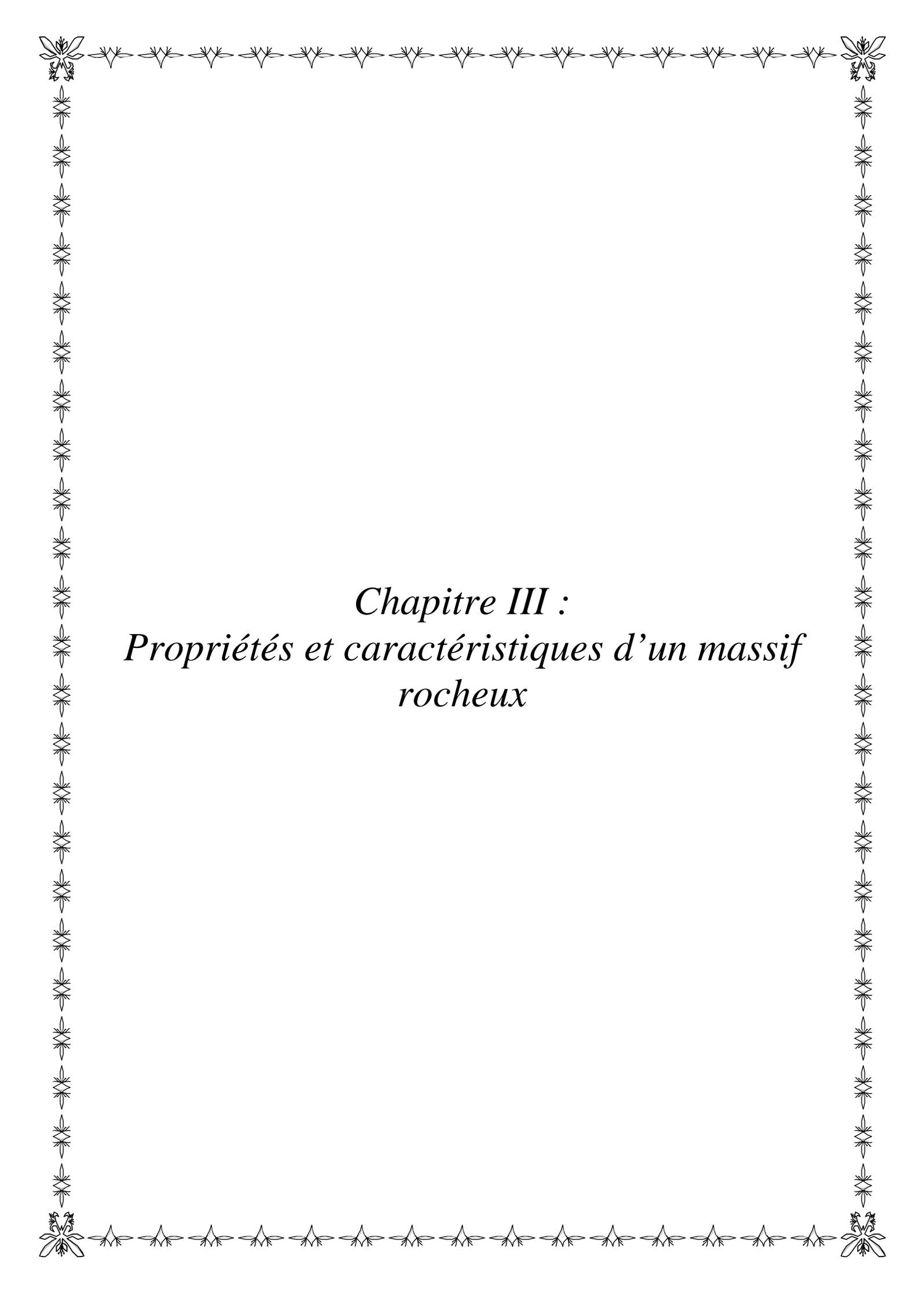
### Introduction :

Pour l'exécution du levé topographique, nous avons utilisé les mêmes instruments et les mêmes procédés polaires.

Les points de bornage et les points intermédiaires ont servi à placer des points de levé. Les angles et les distances ont été déterminés à l'aide du Tachéomètre T 2000 équipé du distomate. Les dénivelés ont été déterminés pour chaque point. Lors d'exécution du levé, le réseau du levé a été densifié par des points intermédiaires temporaires non fixés au sol. Le point H<sub>6</sub> (Z<sub>H6</sub>=0,00m) à été considéré comme repère d'appui altimétrique, puis nous avons changé les dénivelés suivant l'ancien levé topographique de la carrière à l'échelle 1/5000 (annexe 2).

Tous les points avec leurs dénivelés ont été reportés sur le plan de situation, (voir plan de levé topographique à l'échelle 1/1000).

L'interpolation entre les points avec une équidistance de 2m, a permis la réalisation du plan topographique (Voir plan topographique à l'échelle 1/1000).



*Chapitre III :*  
*Propriétés et caractéristiques d'un massif*  
*rocheux*

## *Propriétés et caractéristiques d'un massif rocheux*

### Introduction :

Les caractéristiques spécifiques des massifs rocheux sont en grande partie liées à la présence des discontinuités ; à leurs caractéristiques géométriques et mécaniques.

### **Différents types de discontinuités :**

On distingue les discontinuités majeures et les discontinuités mineures ;

Pour **les discontinuités majeures** (d'extension importantes) telles que :

- Faille ;
- Discordance ;
- Contact veine.

Et pour **les discontinuités mineures** :

- joints de stratifications ;
- joints de schistosités ;
- diaclases ;
- Fractures ;
- Clivages.

Les discontinuités vont pouvoir être identifiées par certain nombre de caractéristiques (quantitatives, propriétés physiques et mécaniques); tel que :

- orientation ;
- distance ou espacement ;
- persistance ;
- extension ou étendue ;
- ouverture et continuité de l'ouverture ;
- remplissage (et nature du remplissage) ou absence de remplissage ;
- présence d'eau ;
- nature et l'état des épontes ;
- morphologie des épontes ;
- résistance mécaniques, et autre propriétés mécaniques.

Toutes ces caractéristiques vont influencer les propriétés du massif rocheux.

### **III-1. Les propriétés du massif rocheux : [2], [3], [5] et [8]**

#### **III-1-1. Propriétés physico–mécaniques des roches :**

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

Les facteurs principaux déterminant les propriétés physico – mécaniques des roches sont:

- 1) profondeur du gisement;
- 2) tectonique de la région;
- 3) stratigraphie et âge géologique de la roche donnée;
- 4) érosion éolienne;
- 5) présence d'eau et son régime.

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

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

##### **III-1-1-1. Densité :**

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

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

D'après les analyses, qui ont été faites par le laboratoire des travaux publics de l'Es de Constantine sur la roche calcaire du gisement de Djebel Sadjar- de Ain Smara:

- La densité absolue varie entre 2,64 à 2,69  $\text{t/m}^3$ , alors la densité absolue moyenne est :

$$D_{\text{abs}} = 2,67 \text{ t/m}^3.$$

- La densité apparente varie entre 1,36 et 1,41  $\text{t/m}^3$ , alors la densité apparente moyenne est :

$$D_{\text{app}} = 1,39 \text{ t/m}^3.$$

**III-1-1-2. Perméabilité : k (cm/s)**

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

**Tableau 01** : exemple des intervalles de coefficient de perméabilité

Gravier .....	$10^{-1} < k < 10^2$
Sable.....	$10^{-3} < k < 10^{-1}$
Limon et sable argileux .....	$10^{-7} < k < 10^{-3}$
Argile.....	$10^{-11} < k < 10^{-7}$
Roche apparemment non fissurées .....	$10^{-10} < k < 10^{-8}$

**III-1-1-3. Caractéristiques mécaniques des roches :**

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

**III-1-1-3-1. 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 :

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

Où :

- $F_{\max}$ : la force de compression maximale en [kg];
- $S$  : la surface sur laquelle l'effort est appliqué [cm<sup>2</sup>]

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

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

$R_c$  : la résistance à la compression (kg/cm<sup>2</sup>);

$f$  : la dureté.

Pour le gisement de djebel Sadjar la dureté de la roche varié entre 6 et 8, donc la résistance à la compression d'après la formule précédente varie entre : 600 et 800 kgf/cm<sup>2</sup>.

On prend la moyenne arithmétique  $R_c = 700 \text{ kgf/cm}^2$  comme étant la résistance à la compression.

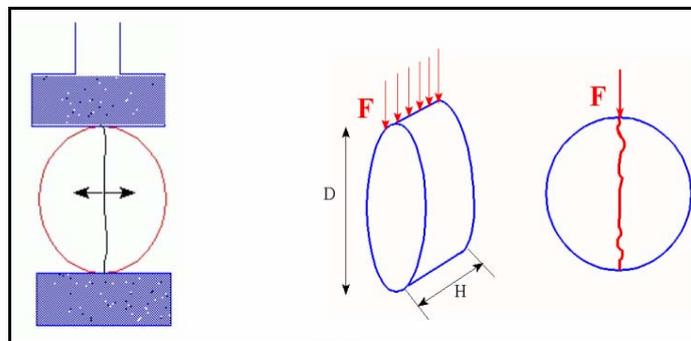
### III-1-1-3-2. Résistance à la traction :

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

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

$$R_T = \frac{2 \times F}{\pi \times H \times D}$$

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



**Figure 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 :

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

$$R_T = (0,08 \div 0,12) \times 700 = 56 \text{ à } 84 \text{ Kgf/cm}^2.$$

On prend  $R_T = 70 \text{ kgf/cm}^2$  comme la résistance à la traction moyenne.

### III-1-1-3-3. Résistance au cisaillement :

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

$$R_{cis} = \frac{R_c}{3} = \frac{700}{3} = 233,33 \text{ Kgf/cm}^2.$$

$$\underline{R_{cis} = 233,33 \text{ Kgf/cm}^2.}$$

**III-1-1-3-4. L'angle de frottement interne ( $\varphi$ ) :**

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

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

Où :  $R_c$  : résistance à la compression, (kgf/cm<sup>2</sup>).

$R_t$  : résistance à la traction, (kgf/cm<sup>2</sup>).

$$\varphi = \text{arc.sin} \frac{700 - 4 \times 70}{700 - 2 \times 70} = 48,59^\circ.$$

$$\underline{\varphi = 48,59^\circ}$$

**III-1-1-3-5. Cohésion( $C$ ) :** Elle exprime le degré de cimentation des grains composant la roche, elle est donnée par la relation :

$$C_r = \frac{R_t \times R_c}{2\sqrt{R_c \times R_t - 3R_t^2}} = \frac{70 \times 700}{2\sqrt{700 \times 70 - 3 \times 70^2}} = 132,28 \text{ Kgf/cm}^2.$$

$$\underline{C_r = 132,28 \text{ Kgf/cm}^2.}$$

La cohésion du massif est obtenue de celle de la roche en lui affectant les facteurs de correction comme suit :

$$C_m = C_r \times a \times b \times c,$$

Où :

a : coefficient de fissuration du massif rocheux (a = 0,1 = 10%).

b : coefficient de la diminution de la cohésion du massif à cause de son contact à l'eau (humidité, altération), b = 0,2 à 1, on prend b = 0,75.

c : coefficient de la cohésion à cause du temps, il varie entre 0,7 à 0,8.

$$C_m = 122,84 \times 0,1 \times 1,5 \times 0,75 = 13,82 \text{ Kgf / cm}^2.$$

$$\underline{C_m = 13,82 \text{ Kgf/cm}^2.}$$

**III-1-1-3-6. Les déformations :**

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

**III-1-1-3-7. L'élasticité :**

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

**III-1-1-3-8. La plasticité :**

On appelle plasticité lorsque la capacité de la roche de changer sa forme sans que le volume ne varie.

Dans les conditions ordinaires les roches solides ne sont pas plastiques. La plasticité se manifeste dans les roches saturées par l'eau.

**III-1-2 Propriétés intrinsèques :****III-1-2-1. Coefficient de broyabilité BR (%) :**

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

$$BR = \frac{M_s}{M_i} \times 100.$$

Où :

- $M_s$  : masse des particules fines inférieures à 1.6mm.
- $M_i$  : masse initiale de l'échantillon à granulométrie 4 à 6.3 mm.

Ce coefficient est intimement lié à la résistance mécanique de la roche, en effet plus la roche est résistante moins le granulat produit est fin.

**Tableau 03 :** échelle de broyabilité :

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

Coefficient de broyabilité pour le gisement de Djebel Sadjar **BR ≤ 35%**.

BR ≤ 35% ; c'est-à-dire que la broyabilité faible.

**III-1-2-2. Coefficient Los- Angeles; LA :**

Pour les granulats destinés à la construction routière, il est recommandé de déterminer l'indice de résistance à l'usure (essai de Los- Angeles). Il sert à déterminer la résistance à l'abrasion de gros granulats (c'est-à-dire leur résistance à la fragmentation par choc et l'usure par frottements réciproques entre ceux-ci et la charge broyante composée d'un certain nombre de boulets d'acier de 47 mm de diamètre). L'échantillon et les boulets sont mis en rotation dans un cylindre d'acier.

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

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

Avec :

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

**Tableau 4 :** Coefficient Los- Angeles en pourcentage dans les principales utilisations du granulat :

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) d'après la norme (NFP 18-573). Les valeurs obtenues sont regroupées dans le tableau ci-après :

**Tableau 05** : Coefficient Los- Angeles en pourcentage suivants les classes granulométriques

Fractions	3/6	6/10	10/14
Los Angeles (LA)	19 %	15%	22%

Résultats conformes.

### III-1-2-3. Coefficient Deval et Micro-Deval :

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

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

Le coefficient MDE (coefficient Micro-Deval) est donné par la relation suivante :

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

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 (humide) MDE d'après la norme (NFP 18-572) :

**Tableau 06** : Coefficient DE et MD en pourcentage suivants les classes granulométriques

Fractions	3/6	6/10	10/14
Micro-Deval (MDE)	25	22	15

Résultats conforme mise a part les fractions (3/6 – 6/8).

### III-1-3 Propriétés dimensionnelles :

#### III-1-3-1. 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 coefficient d'uniformité est plus ou moins voisin de 1, on parle d'une granulométrie serrée ou étalée.

Pour  $Cu < 2$  la granulométrie du sol est dite uniforme ;

Pour  $Cu > 2$  la granulométrie du sol est dite étalée.

**Tableau 07** : 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

#### III-1-3-2. 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 le particules pondéral des particules inférieures à 0,5 mm d'après la norme (NEP 18-591), et d'après les essais sur granulat :

**Tableau 08** : Les propretés superficielles en pourcentage suivant les classes granulométriques

Fractions	3/6	6/10	10/14	14/20
Tamisât à 0,5 mm (%)	2	2	1	1

Résultats conformes.

### III-1-4 Propriétés technologiques des roches :

#### III-1-4-1. Dureté de la roche :

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

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

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

Où :

$R_c$  : la résistance à la compression ( $\text{kgf/cm}^2$ ).

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 Djebel Sadjar variée entre 6 et 8, on prend la dureté  $f=7$  comme la dureté moyenne.

$$\underline{f=7}$$

#### III-1-4-2. 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 rationnelle, résoudre correctement le problème de stabilité des bords et des gradins des carrières et d'autre problème y compris le processus de la préparation des roches à l'extraction.

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

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

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

**Tableau 09 : Classification des massifs suivant la fissuration :**

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 de grandes fissurations	0,1 – 0,5	10 – 70	5 – 40	Jusqu'à 30	Jusqu'à 5
III	Roches de moyenne fissuration	0,5 – 1,0	70 – 100	40 – 100	40 – 80	5 – 40
IV	Roches de faible fissuration	1,0 – 1,5	100	100	80 – 90	40 – 80
V	Roches pratiquement monolithiques	>1,5	100	100	100	100

D'après le livre d'exploitation des carrières; V.KOVALENKO; page 20 (Tableau 2-3 : classification des roches selon la dureté du prof, PROTODIAKONOV.M) ; on a la dureté du

gisement varie entre 6 à 8 et par la comparaison avec le tableau précédent on déduit que la catégorie de la fissuration de la roche est intermédiaire entre la catégorie III et IV.

### III-1-4-3. Degré de la viscosité :

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

### III-1-4-4. Coefficient de foisonnement :

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

$$K_f = \frac{V_f}{V_m} > 1,$$

Où :

- $K_f$  : le coefficient de foisonnement de roche;
- $V_m$ : volume des roches en massifs;
- $V_f$  : 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, de la capitulations granulométrique, du temps de tassement, de la pression, de la teneur en eau ainsi que du volume et de la forme de récipients, où se trouve la roche.

Les hautes valeurs du coefficient de foisonnement, en général, influent négativement sur les processus de l'exploitation miniers. 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 augmentation la surface nécessaire des terrils et des stocks.

La roche du gisement de Djebel Sadjar possède le coefficient de foisonnement :

$$\underline{K_f = 1,6.}$$

**III-1-4-5. Indice de forabilité ( $I_f$ ) :**

Le forage des trous est une opération importante durant le processus de la préparation des roches à l'extraction à l'explosif. Ceci exige beaucoup de dépenses des forces humaines ainsi que les machines.

Pour évaluer la forabilité (perforabilité) l'académicien RJEVSKY V, a proposé son 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 fissurité 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;

$\gamma$  : la masse volumique,

Suivant l'indice de forabilité, les roches sont divisées en 5 classes, dont chacune se repartit en 5 catégories :

1. forabilité très facile  $I_f = (1 \div 5)$ .
2. forabilité facile  $I_f = (5,1 \div 10)$ .
3. forabilité moyenne  $I_f = (10,1 \div 15)$ .
4. forabilité difficile  $I_f = (15,1 \div 20)$ .
5. forabilité très difficile  $I_f = (20,1 \div 25)$ .

$$I_f = 0,007 \times (R_c + R_{cis}) + 0,7 \times \gamma = 0,007 \times (700 + 233,33) + 0,7 \times 2,64 = 8,38.$$

$$I_f = 8,38.$$

**III-1-4-6. L'indice de tirabilité :**

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

$$I_q = 0,1 \times K_s \times (R_c + R_T + R_{cis}) + 40 \times \gamma$$

Où :  $K_s = 1,2 \times d_{ms} + 0,2$  ; avec  $d_{ms}$  dimension moyenne des blocs structuraux exprimée en (m) ;  $R_c, R_T$  et  $R_{cis}$  exprimé par  $\text{kgf/cm}^2$

$\gamma$  : le poids volumique ( $2,64 \text{ g/cm}^3$ ) ;

On a  $d_{ms} = 1 \text{ m}$  (d'après le tableau 09) ; alors  $K_s = 1,4 \text{ m}$  ;

Donc :  $I_q = 246,07 \approx 0,25 \text{ kg/m}^3$ .

$$I_q = 0,25 \text{ kg/m}^3.$$

### III-2. Analyses chimiques du produit :

Suivant les analyses, qui ont été faites par le laboratoire des travaux publics de l'Est pour l'entreprise EPTP de Constantine, on obtient les résultats suivants :

**Tableau 10** : Compositions chimiques suivant les classes granulométriques

Fraction (mm)	0/3	3/6	6/10	10/14	14/20
Insoluble	5,30	4,80	4,70	4,40	4,30
Carbonates ( $\text{CaCO}_3$ )	92,68	93,49	93,49	93,49	94,49
Gypse ( $\text{SO}_4$ )	Trace	Trace	Trace	Trace	Trace

Les pourcentages des carbonates ( $\text{CaCO}_3$ ) obtenus sur les différentes fractions sont élevés ce qui caractérise des matériaux calcaires.

### III-3. Etude de la stabilité des talus : [10]

On appelle stabilité la capacité des roches de rester en place durant longtemps lorsque la surface est dégagée. Suivant le degré de la stabilité, les minerais et les roches encaissantes se répartissent en groupes suivants :

- Roches instables (sables friables);
- mi-stables (argiles, argiles sableuse);
- Stables (calcaires et grés fissurés);
- Extra-stable (granites, basaltes et d'autres roches dures).

La stabilité des bords des carrières et des talus des gradins est une des conditions principales de la sécurité des travaux miniers à ciel ouvert. L'effondrement et l'éboulement des roches dérangent tous les processus technologiques.

La stabilité s'exprime par l'angle de talus naturel ( $\alpha$ ) dont les valeurs varient de  $45^\circ$  à  $70^\circ$  suivant la nature des roches. Cet angle se forme par la surface libre de la masse minière

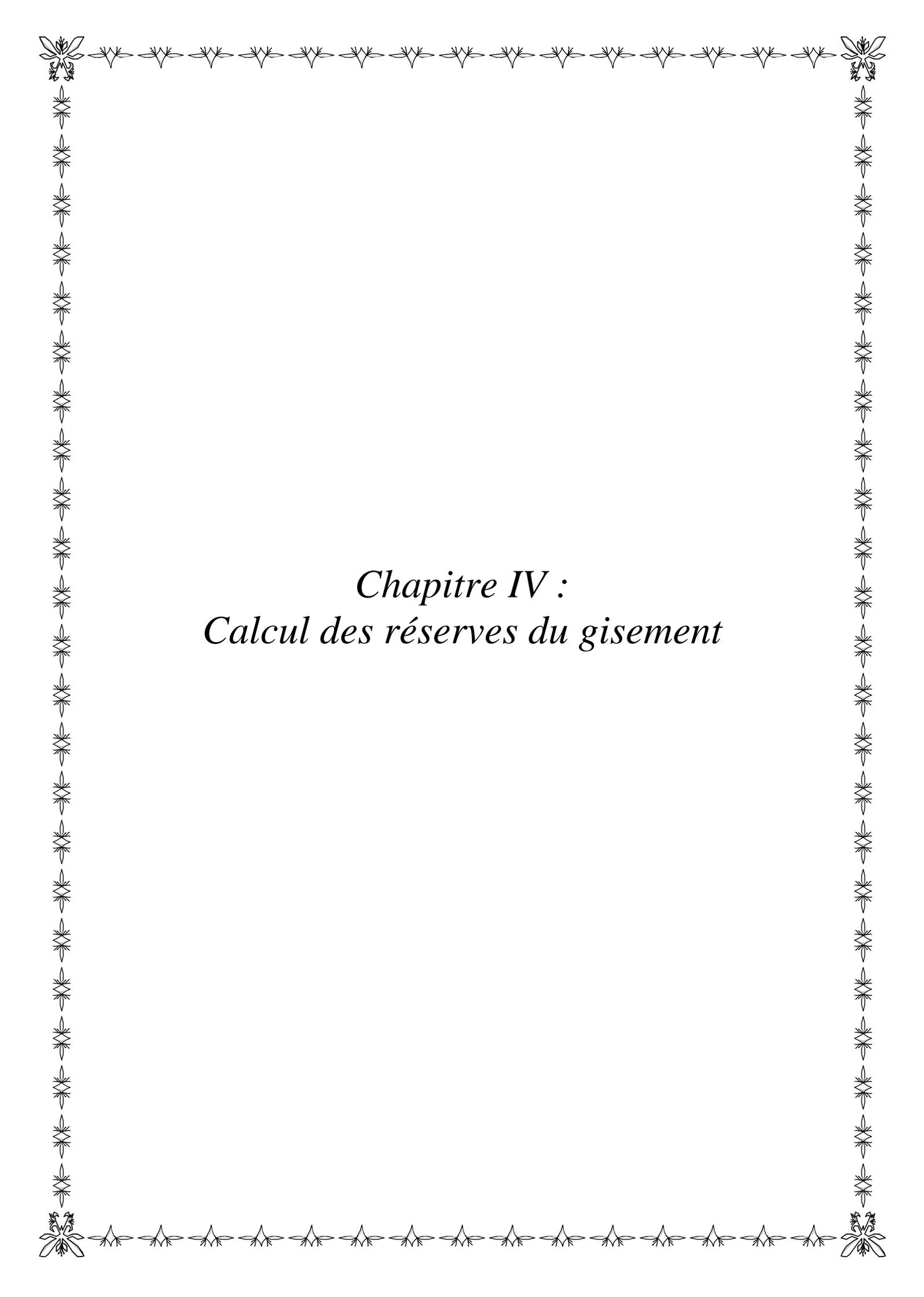
foisonnée avec le niveau horizontal. L'angle de talus naturel dépend de l'aspérité des grains, de leur teneur en eau, de la granulométrie et de la forme, ainsi que de la masse volumique des roches. L'angle ( $\alpha$ ) augmente avec l'accroissement de la teneur en eau jusqu'à une certaine limite (par exemple pour les charbons jusqu'à 14%), ainsi que avec l'augmentation de la granulométrie et de l'aspérité des roches

D'après les angles de talus naturel, on détermine les angles maximaux admissibles des gradins et des bords des carrières, des terrils, ... etc.

Pour une raison d'abattage, l'angle d'inclinaison des trous de mine étant pris égal à  $15^\circ$  par rapport à la verticale (voir paramètre de tir; chapitre VI); cela confère une inclinaison du talus par rapport à l'horizontale une valeur de  $75^\circ$ . Cette valeur est vérifiée et confirmée suivant le tableau 11.

Tableau 11 : angle de talus [10]

Caractéristiques des roches	Coefficient de la dureté selon PROTODIAKONOV	Angle de talus du gradin
Extrêmement dure	15-20	$75-85^\circ$
Dure	8-14	$65-75^\circ$
Dureté moyenne	3-7	$55-65^\circ$
Tendre	1-2	$40-55^\circ$
Meuble et végétal	0.6-0.8	$25-40^\circ$



*Chapitre IV :*  
*Calcul des réserves du gisement*

## *Calcul des réserves du gisement*

### Généralité : [7]

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 minières techniques de l'exploitation des gisements. Selon la constitution du gisement d'un minerai, 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; suivant le degré d'étude de la structure géologique du gisement des renseignements quantitatifs et qualitatifs relatifs à la technologie des méthodes d'utilisation.

### Catégorie A (réserve 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 (réserve 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 (réserve possibles) :**

$C_1$  : réserves établies par l'étude géologique, d'après les affleurements naturels ou 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 prévision géologiques; ces données peuvent être utilisées pour la planification de perspective de l'économie nationale et pour la planification de perspective des travaux de recherche géologiques.

En partant de cette classification de réserves, on peut délimiter les prospection préalable 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; par exemple, possibilités d'emploi de la houille pour la cokéfaction ou d'un minerai pour l'élaboration d'un métal de qualité déterminée.

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.

**Evaluation des réserves :**

La détermination de la quantité de minerai dans le gisement suivant la quantité et le type 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; le poids spécifique, d'après les données de l'échantillonnage.

#### **IV-1. Calcul des volumes des réserves exploitables :**

Le calcul des réserves exploitables est réalisé suivant les courbes des niveaux topographiques, avec intervalle des coupes de 10 m.

Les surfaces topographiques ont été déterminées à l'aide d'un planimètre. Avec une précision de 1/1000, les calculs des réserves ont été effectués dans l'intervalle entre le niveau 750 jusqu'au 830 m. Dans le futur il est possible de récupérer des réserves en profondeur.

Les réserves sont déterminées suivant les formules ci-dessous :

$$V_i = \frac{S_i + S_{i+1}}{2} \times h; \quad V_t = \sum_{i=1}^N V_i.$$

Avec :  $V_i$  : le volume du corps compris entre deux coupes successives, en ( $m^3$ );

$S_i, S_{i+1}$  : les surfaces des coupes successives, en ( $m^2$ ):

$h$ : la distance entre les deux coupes successives, en (m).

$V_t$ : volumes des réserves en zone exploitables

$$V_1 = \frac{S_0 + S_1}{2} \times h_1 = \frac{00 + 1213}{2} \times 3.5 = 2122.75 m^3 .(niv 830 m)$$

$$V_2 = \frac{S_1 + S_2}{2} \times h_2 = \frac{1213 + 10587}{2} \times 10 = 59000 m^3 .(niv 820 m)$$

$$V_3 = \frac{S_2 + S_3}{2} \times h_3 = \frac{10587 + 28570}{2} \times 10 = 195785 m^3 .(niv 810 m)$$

$$V_4 = \frac{S_3 + S_4}{2} \times h_4 = \frac{28570 + 43520}{2} \times 10 = 360450 m^3 .(niv 800 m)$$

$$V_5 = \frac{S_4 + S_5}{2} \times h_5 = \frac{43520 + 61970}{2} \times 10 = 527450 m^3 .(niv 790 m)$$

$$V_6 = \frac{S_5 + S_6}{2} \times h_6 = \frac{61970 + 82510}{2} \times 10 = 722400 m^3 .(niv 780 m)$$

$$V_7 = \frac{S_6 + S_7}{2} \times h_7 = \frac{82510 + 94560}{2} \times 10 = 885350 m^3 .(niv 770 m)$$

$$V_8 = \frac{S_7 + S_8}{2} \times h_8 = \frac{94560 + 96640}{2} \times 10 = 959000 m^3 .(niv 760 m)$$

$$V_9 = \frac{S_8 + S_9}{2} \times h_9 = \frac{96640 + 96650}{2} \times 10 = 966450 m^3 .(niv 750 m)$$

Donc, le volume total des réserves exploitables est de :

$$V_t = \sum_{i=1}^N V_i = 4\,678\,007,75 \text{ m}^3.$$

Et la quantité des réserves exploitables globales en tonne est :

$$Q_t = 4\,678\,007,75 \times \gamma.$$

Avec :  $\gamma$  est la densité.

$$Q_{\text{exp}} = 4\,678\,007,75 \times 2,67 = 12\,490\,280,69 \text{ T.}$$

$Q_{\text{exp}} = 12\,490\,280,69 \text{ T}$
--

#### **IV-2. Production annuelle de la carrière :** [5]

Pour déterminer la production annuelle de la carrière, il est nécessaire de tenir compte :

- du régime de fonctionnement de la carrière;
- de la production (capacité) horaire de concasseur en agrégats,
- du taux de rejet au niveau du concasseur;
- des pertes globales d'exploitation (abattage, chargement, transport,...).

La capacité du concasseur est de 300 T/h en produits finis (en agrégats), en tenant compte de 20% de rejet au niveau du concasseur et de 10% des pertes globales d'exploitation.

On a donc, la production horaire en tout venant ( $P_h$ ) est déterminé par la formule suivante :

$$P_h = P_c \times (1 + P_r) \times (1 + P_{\text{exp}})$$

Où :

$P_c$  : la production horaire du concasseur primaire en tout venant, 300 T/h;

$P_r$  : le taux de rejet au niveau du concasseur, 20% = 0,2;

$P_{\text{exp}}$  : le taux des pertes globales d'exploitation, 10% = 0,1

$$P_h = 300 \times (1 + 0,2) \times (1 + 0,1) = 396 \approx 400 \text{ T/h.}$$

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

Et la production annuelle en tout venant de la carrière est déterminée par la formule suivante :

$$P_a = P_h \times N_{p/j} \times N_h \times N_j.$$

Où :

$P_h$  : La production horaire en tout venant, 400 T/h;

$N_{p/j}$  : nombre de poste par jour, 1;

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

$N_j$  : nombre des jours ouvrables par année, 300 jours.

Donc :

$$P_a = 400 \times 1 \times 7 \times 300 = 840\,000 \text{ T/an.}$$

$$\mathbf{P_a = 840\,000 \text{ T/an.}}$$

### **IV-3. Durée de vie de la carrière :**

La durée de vie totale de la carrière est estimée par la formule suivante :

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

Où :

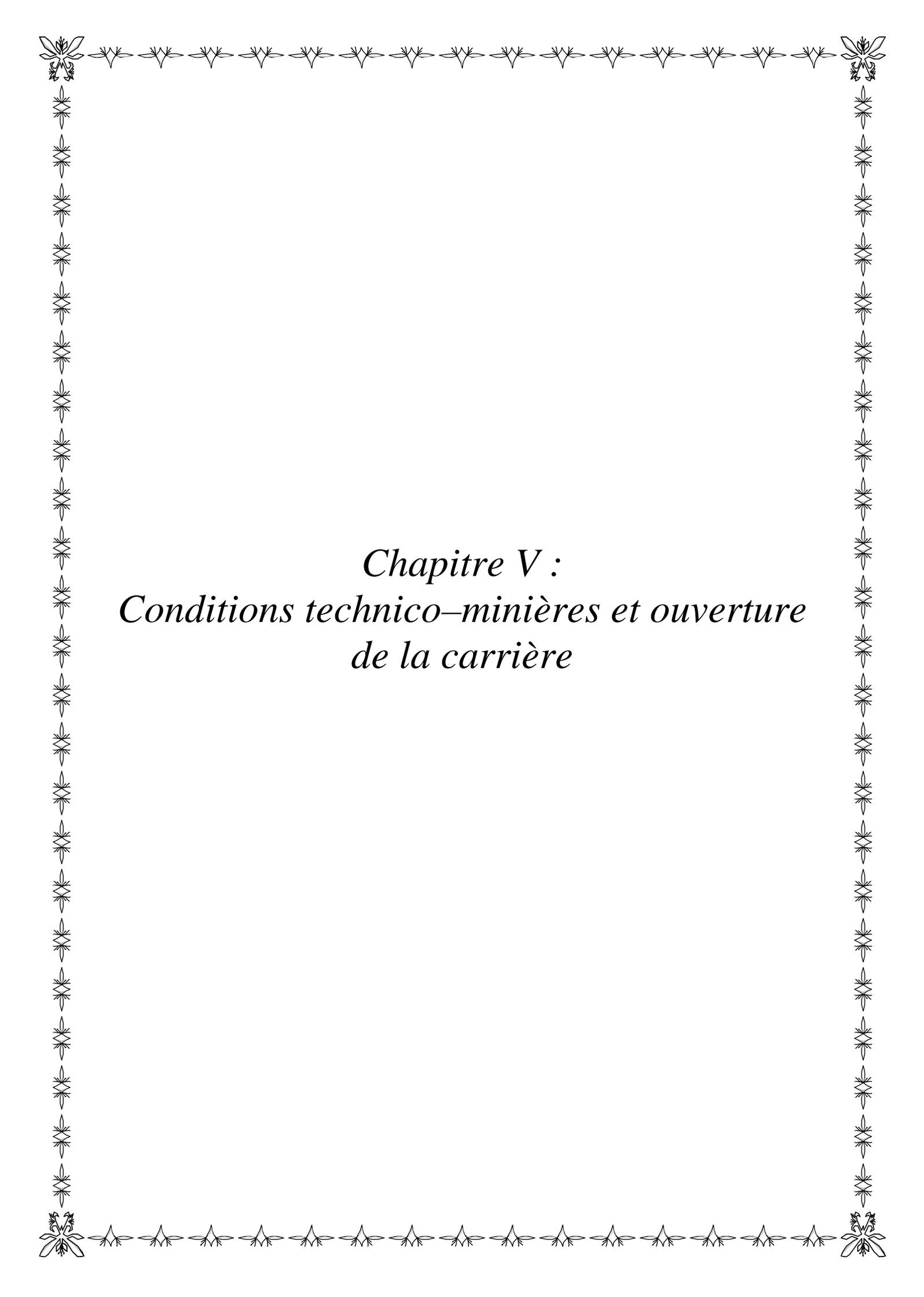
$Q_{\text{exp}}$  : les réserves exploitables (t);

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

$$T_t = \frac{12\,490\,280,69}{840\,000} = 14,87 \approx 15 \text{ ans}$$

$$\mathbf{\underline{T_t = 15 \text{ ans.}}}$$

Donc la durée de vie de la carrière est estimée à 15 ans, sachant que les réserves géologiques du gisement sont l'ordre de 12,5 millions de tonnes de calcaire récupérable du niveau 760 m jusqu'à 830 m, avec des gradins de 11 m. Au besoin nous pouvons récupérer des réserves supplémentaires en dessous du niveau 760 m.



*Chapitre V :*  
*Conditions technico–minières et ouverture*  
*de la carrière*

## Conditions technico–minières et ouverture de la carrière

### V-1- Conditions technico – minières :

#### **V-1-1. La production annuelle de la carrière :**

On a déjà déterminé et estimé la production annuelle de la carrière dans le chapitre précédent :

$$\mathbf{P_a = 840\ 000\ T/an.}$$

#### **V-1-2. La 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.

$$P_m = \frac{840\ 000}{12} = 70\ 000T / mois.$$

$$\mathbf{\underline{P_m = 70\ 000\ T/mois.}}$$

Et le volume nécessaire de la production mensuelle est :

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

Où :

$\gamma$  : la densité absolu.

$$V_m = \frac{70\ 000}{2,67} = 26\ 217m^3 / mois .$$

$$\mathbf{\underline{V_m = 26\ 217\ m^3/mois.}}$$

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

#### **V-1-3. La production journalière :**

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

$$P_j = \frac{P_a}{N_{P/j} \times N_j}$$

$N_j$  : nombre de jours ouvrables par année, (300j);

$N_{P/j}$  : nombre des postes par jour, 1 poste.

$$P_j = \frac{840\ 000}{1 \times 300} = 2\ 800\ T / j$$

$$P_j = 2\ 800\ T/j.$$

#### V-1-4. 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) ;

$$P_h = \frac{2\ 800}{7} = 400\ T / h ;$$

$$P_h = 400\ T/h.$$

#### V-2- Ouverture de la carrière :

**Généralités :** [6]

*Modes d'ouverture de la carrière :*

L'ouverture de la carrière est une opération déterminante pour le déroulement du processus d'exploitation. Dans l'exploitation à ciel ouvert le mode d'ouverture des gisements se fait par différents systèmes parmi lesquels on distingue :

- ✓ L'ouverture par tranchée;
- ✓ L'ouverture par des gradins de différentes hauteurs avec une berme de sécurité au minimum de 4 m (plate forme supérieures sans transport).

La tranchée est une excavation à ciel ouvert de grande longueur par rapport à sa largeur et de profondeur, de section trapézoïdale. Ses parois latérales s'appellent bords et la paroi inférieure et dite sole de tranchée. Les tranchées peuvent être pentées, horizontales ou pentée et horizontale ensuite.

On distingue :

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

Les tranchées principales sont inclinées. Lorsqu'elles sont destinées au transport par locomotives et wagons, leur pente est de 0.025 à 0.040.

Cette pente varie de 0.050 à 0.150 pour le transport par camions et de 0.250 à 0.330 lors de l'emploi des convoyeurs.

Les tranchées équipées par skips peuvent avoir une pente très forte.

Quant aux tranchées de découpage ; elles sont pratiquement horizontales.

Dans le plan, la trace d'une tranchée peut être droite, en boucle ou en spirale.

- Les modes d'ouvertures de la carrière sont classés généralement suivant le type d'ouvrages donnant l'accès au gisement, leur disposition par rapport au champ de carrière, leur nombre et destination.

- Lorsque l'ouverture se fait par tranchées, elles peuvent être disposées en dehors du contour de la carrière ou à l'intérieur de celle-ci. Dans le premier cas, elles sont dites tranchées extérieures, dans le second, tranchées intérieures.

❖ Le choix du mode d'ouverture dépend : les paramètres de la carrière nécessitant d'être retenue et qui doivent faire l'objet d'une étude détaillée sont :

- dimension de la carrière en plan ;
- profondeur finale ;
- réserve en minéraux utiles et volume des roches stériles dans le contour de la carrière ;
- production annuelle ;
- durée de l'exploitation de la carrière (durée de vie) ;
- les conditions géologiques et hydrogéologiques du gisement ;
- les capacités des engins miniers (bulldozer, chargement, transport, foration et abattage) et ses caractéristiques dimensionnelles (longueur et largeur).

Il existe plusieurs modes d'ouverture dont les principaux sont les suivants :

1. Par tranchées isolées ;
2. Par tranchées de groupe ;
3. Par tranchées communes ;
4. Par tranchées doublées ;
5. sans tranchées ;
6. par ouvrage souterrains ;
7. mode d'ouverture combinée.

### **V-2-1. L'ouverture du gisement du Djebel Sadjar :**

L'ancienne ouverture du gisement a été faite par trois gradins de niveau 785, 770 et 760 m de 21-15 et 10 m d'hauteur respectivement prend le front de travail (carrière) avec de direction Nord/Sud, et par un gradin de niveau 778 m (tous les gradins sont montrés sur le levé topographique de l'échelle  $\frac{1}{1000}$  (voir annexe 3)).

Cette ouverture est faite par un accès composé d'une piste principale (8 m de largeur), et par des pistes secondaires à chaque niveau d'exploitation ; et ces pistes sont montrées sur le levé topographique de l'échelle  $\frac{1}{1000}$  (voir l'annexe 3).

### **V-2-2. Proposition d'extension (reprise) de la carrière :**

Dans l'ouverture actuelle de la carrière de SNA on remarque des défauts, telles :

- Le gradin du niveau 785 est de 21 m de hauteur, c'est-à-dire ce gradin est hors normes minières algériennes qui stipule que la hauteur d'un gradin ne doit pas dépasser 15 m de hauteur.
- et que les angles des talus des gradins ne doivent pas être supérieurs  $75^\circ$  à  $80^\circ$ .

Pour corriger de ces défauts (en tenant compte de toutes les mesures sécuritaires et environnementales, nous proposons la réouverture de la carrière à partir d'un gradin de 11 m au niveau 806. Pour cela on doit établir une piste principale (de pente 10 % maximum) représenté sur le plan d'arpentage de mines de l'ouverture de la carrière (voir annexe 4).

Notre travail se déroule en 12 avancements, et chaque avancement correspond à une production mensuelle estimée à 70 000 tonnes ( $26\ 217\ m^3$ ).

➤ Les 12 avancements se déroulent comme suit (voir annexe 5) :

- 1- On ouvre un gradin au niveau 806 (voir le plan d'arpentage de mines du 1<sup>ère</sup> mois niveau 806) ;
- 2- On ouvre un gradin au niveau 795 (voir le plan d'arpentage de mines du 2<sup>ème</sup> mois niveau 795) ;
- 3- On repousse (avance) le gradin de niveau 806 (voir le plan d'arpentage de mines du 3<sup>ème</sup> mois niveau 806) ;

- 4- On repousse le gradin au niveau 795 (voir le plan d'arpentage de mines du 4<sup>ème</sup> mois niveau 795) ;
- 5- On ouvre un gradin au niveau 785 (voir le plan d'arpentage de mines du 5<sup>ème</sup> mois niveau 785) ;
- 6- On repousse le gradin au niveau 795 (voir le plan d'arpentage de mines du 6<sup>ème</sup> mois niveau 795) ;
- 7- On repousse le gradin au niveau 785 (voir le plan d'arpentage de mines du 7<sup>ème</sup> mois niveau 785) ;
- 8- On repousse le gradin au niveau 795 (voir le plan d'arpentage de mines du 8<sup>ème</sup> mois niveau 795) ;
- 9- On ouvrir un gradin au niveau 774 (voir le plan d'arpentage de mines du 9<sup>ème</sup> mois niveau 774) ;
- 10- On repousse le gradin au niveau 785 (voir le plan d'arpentage de mines du 10<sup>ème</sup> mois niveau 785) ;
- 11- On repousse le gradin au niveau 774 (voir le plan d'arpentage de mines du 11<sup>ème</sup> mois niveau 774) ;
- 12- On repousse le gradin au niveau 785 (voir le plan d'arpentage de mines du 12<sup>ème</sup> mois niveau 785) ;

### V-2-3. Caractéristiques des pistes : [8]

L'efficacité du travail du transport par camion en carrière dans une grande mesure se détermine par l'état des pistes. D'après les conditions de l'exploitation. Les pistes des carrières se divisent en stationnaires et provisoires.

Pour le traçage de la piste, on utilise l'ancienne piste

La largeur de la chaussée des routes dépend des gabarits de moyens de transport, de la vitesse de circulation, du nombre de voies de circulation. Elle peut être déterminée d'après les formules suivantes :

1- 1<sup>ère</sup> 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 = 3 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 ( $V = 25 \text{ km / h}$ ).

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

Alors,  $T = 3 + (2 \times 0,62) = 4,24 \approx 4,5 \text{ m}$

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

$$\underline{T = 4,5 \text{ m.}}$$

2- ème cas : circulation à double voie (pour la piste principale) :

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

Où :

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

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

Alors,  $T = 2 \times (3 + 0,62) + 1,24 = 8,48 \approx 8,5 \text{ m}$

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

$$\underline{T = 8,5 \text{ m.}}$$

#### **V-2-4. Évaluation des volumes des travaux envisagés pour la piste principale :**

Ces travaux seront réalisés en fonction des altitudes de la piste pour les différentes tranches (distance entre les différents points levés).

Pour évaluer et estimer ces volumes on procède par : les profils en travers (planche N°2 (voir annexe 5)).

#### **Profils en travers (planche N°2) :**

Dans le cas des profils en travers proposés le principe est suivant :

On relève les côtes d'altitudes aux points où la déclivité change et on outre, à des points situés à des distances fixes de l'axe.

Et finalement on aura à la droite de l'axe une surface de remblai, et à gauche une surface de remblai, ou bien l'inverse.

Pour évaluer ces surfaces irrégulières, on les divise en figures simples,

➤ La planche N°1 (voir annexe 5) a été dessinée afin de déterminer les volumes des déblais et des remblais :

1. Détermination de volume de remblai nécessaire de la piste entre le point '1' et le point '2' :

On peut déterminer ce volume à partir la formule suivant :

$$V_{R1} = \frac{1}{2} \times (L \times (l + \frac{l'}{2}) \times Z)$$

Avec :

L : longueur de la piste principale (à partir du point '1' au point '2') ; L = 75 m ;

l : largeur de la piste principale ; l = 9 m ;

l' : largeur du talus à deux côtes (côte gauche et droite) de la piste principale ; l' = 4 m ;

Z : la différence d'attitudes entre le point '1' et le point '2' ; Z = 7 m.

Donc :

$$V_{R1} = 2\,887,5 \text{ m}^3.$$

2. du point 2 au point 3, on utilise les profils en travers pour déterminer le volume de remblai et de déblai nécessaire pour ce trajet (point '2' au point '3'),

Pour déterminer ce volume on utilise la méthode géométrique, et par la relation suivante :

$$V = S \times L.$$

Avec :

S : surface moyenne du remblai ou du déblai en m<sup>2</sup> (triangle en générale) ;

L : longueur du remblai ou du déblai (longueur du prisme) en m.

D'après le tableau V-1 on obtient les valeurs suivantes :

- Le volume total à déblai :  $V_d = 19\,556 \text{ m}^3$ ;
- Le volume total à remblai :  $V_{R2} = 19\,446 \text{ m}^3$ .

Ainsi que le volume total de remblai nécessaire pour la piste est la somme des deux volumes remblais précédents, c'est-à-dire est égale  $22\,333,5 \text{ m}^3$ .

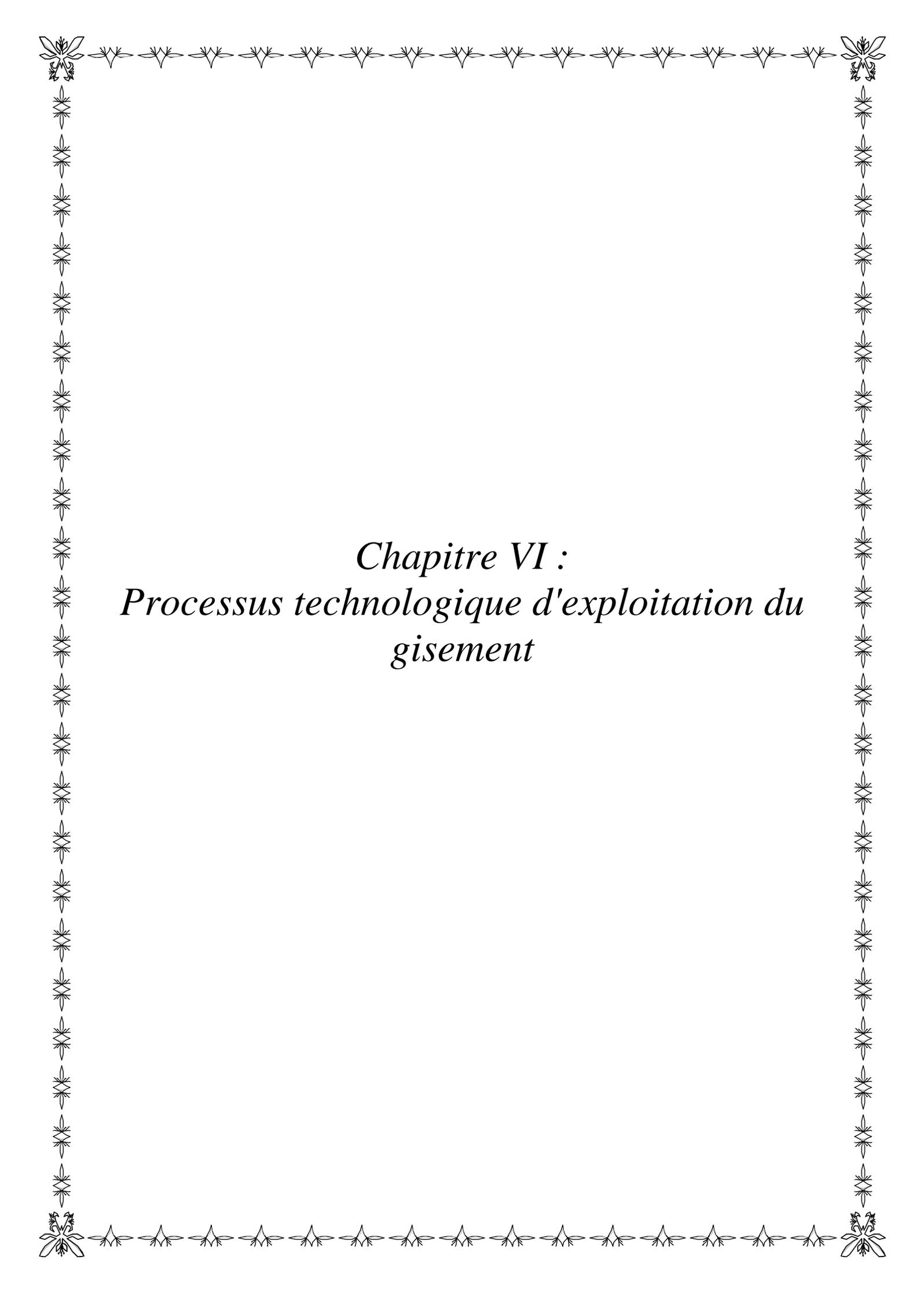
**Remarque** :

Il faut décaler la piste principale vers le haut d'une distance au moins 20 m, pour éviter le problème de la grande hauteur de gradin du niveau 785, qui est de 21 m, qui lui est un risque majeur d'accident pour tout véhicule circulant à proximité de lui (arrête supérieur de ce gradin) ; ainsi la sécurité sera assurée.

Tableau V-1 : évaluation des volumes de déblais et remblais de la piste principale.

N° de profil	1-1'	2-2'	3-3'	4-4'	5-5'	6-6'	7-7'	8-8'	9-9'
Niveaux(m)	807	807 - 806	806 - 802	802 – 799,5	799,5 - 794	794 - 792	792 - 788	788 - 784	784 - 781
Volume déblai (m <sup>3</sup> )	0	4665,5	2925	2457	3197,6	1728	1512	1620	1450,8
Volume remblai (m <sup>3</sup> )	0	3053	2875	2457	2520	864	1512	3375	2790

- Le volume total à déblai :  $V_d = 19\,556\text{ m}^3$  ;
- Le volume total à remblai :  $V_R = 19\,446\text{ m}^3$ .



*Chapitre VI :*  
*Processus technologique d'exploitation du*  
*gisement*

## *Processus technologique d'exploitation du gisement*

### 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 et du nombre de mécanisme et d'engins utilisés à cet effet et de l'organisation de ces derniers.

L'élaboration du projet d'extension de la carrière d'agrégat du gisement de Djebel Sadjar doit prendre en compte les exigences fondamentales à savoir :

- la mise en exploitation rapide;
- la productivité maximale planifiée de 840 000 tonnes par an tout en garantissant une haute sécurité minière et environnementale et un effet économique majeur.

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 et 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 Société Nord Africaine peut se définir suivant la disposition du front des travaux miniers et 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...

### **VI-1. Classification des systèmes d'exploitation à ciel ouvert :** [8]

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 :
  - a) Simple : les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs directement par les excavateurs;
  - b) 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'au terrils intérieurs ou extérieurs sont rejetés dans des terrils intérieurs au moyen d'excavateurs ou d'engins de transferts; autres combinaisons entre les quatre premières méthodes.

### **VI-2. Principaux éléments du système d'exploitation :**

Tous les systèmes d'exploitation ont des éléments communs, ces éléments 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.

#### **VI-2-1. Le gradin :**

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

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;
- enlevures;
- la largeur des plates-formes de travail supérieur et inférieur.

#### **VI-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 Djebel Sadjar, la hauteur maximale des gradins est fixée 10 à 11 m. ce qui est conforme à la hauteur de la sécurité.

#### **VI-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 l'angle du talus  $\alpha = 75^\circ$ .

**VI-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 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 est la suivante :

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

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 :

$$A = \frac{W}{\cos \beta} \quad , (m)$$

W : ligne de moindre résistance, (3,1m);

$\beta$  : étant l'angle d'inclinaison de trou de mine, ( $\beta = 15^\circ$ );

Donc,  $A = 3,21$  m.

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

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

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

$H_g$ : hauteur du gradin, (m);

$H_t$ : hauteur du tas  $(0.5 \div 0.8) \times H_g$ , (m); et pour les calcaires  $H_t = 0,9 \times H_g$

$$H_t = 0,9 \times 11 = 9,9 \text{ m.}$$

Donc,  $X = 8,20$  m.

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

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

$$C = 2,2 \text{ m.}$$

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

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

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

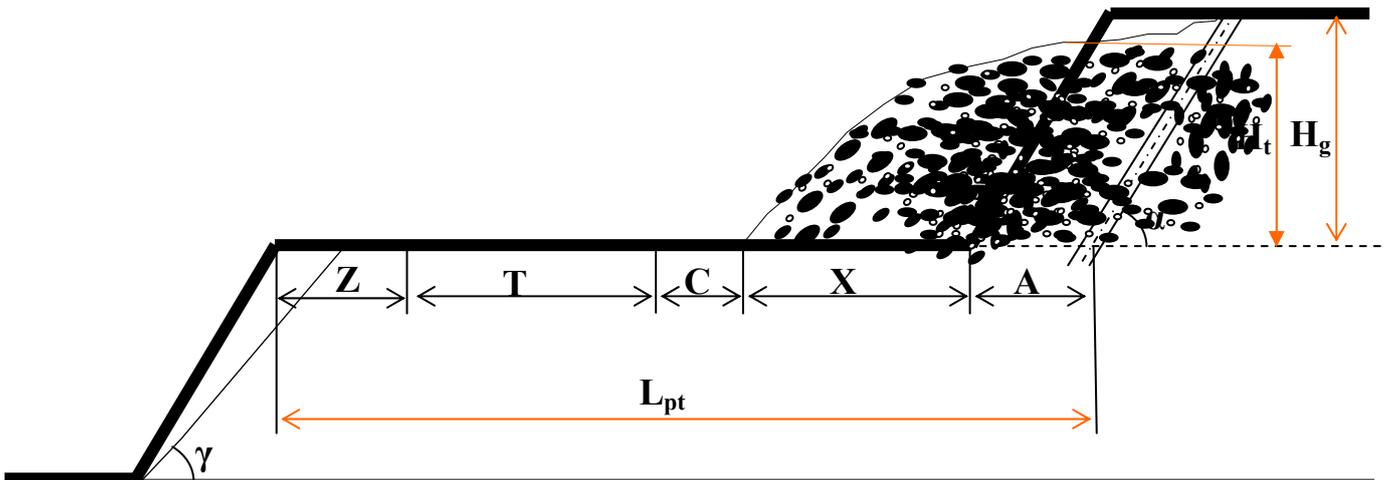
$\alpha$  : l'angle de talus de gradin en exploitation,  $75^\circ$  ;

Donc,  $Z = 2,2 \text{ m}$  ;

- La largeur du chemin de transport est de :  $T = 8,5 \text{ m}$ .

Donc la largeur minimale de la plate-forme est :

$$\underline{L_{pt} = 24,3 \text{ m.}}$$



*Figure VI-1 : schéma de plate-forme de travail (Abattage à l'explosif).*

### VI-2-3. Forme et dimensions du bloc : [5]

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 au 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 ( $E$ ),  $3,5 \text{ m}^3$  :

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

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

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

- des dimensions d'ouverture de la trémie de réception ou bien du concasseur ( $B_{ou}$ ),  $1,80 \text{ m}$  :

$$d \leq 0,8 \times B_{ou}, \text{ (m);}$$

$$d \leq 0,8 \times 1,80$$

$$\mathbf{d \leq 1,4 \text{ m.}}$$

- de la capacité de la benne du camion ( $V_c$ ),  $12 \text{ m}^3$  :

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

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

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

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 une productivité maximale.

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

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

### **VI-3. 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.

#### **VI-3-1. Abattage :**

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

- 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.

##### **VI-3-1-1. Abattage à l'explosif :**

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

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

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 dimensions 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 d'Ain Smara ce fait à l'explosif à l'aide des trous de mines sensiblement parallèles au talus du gradin.

#### **VI-3-1-2. 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 Gélانيت II de diamètre de cartouche de 65 mm (charge de pied) ;
- ✓ L'amorçage de la charge sera latéral par cordeau détonant de 12g/ml et un détonateur micro retard (DMR), l'intervalle des retards est de 20 ms.
- ✓ Le branchement des charges sera en série.

#### **VI-3-1-3. Paramètres du plan de tir :**

Le plan de tir élaboré à partir des résultats des essais préliminaire 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, ( $H_g$ );
- la profondeur du trou ( $L_{tr}$ );
- la sous-foration ( $L_s$ );
- l'inclinaison du trou par rapport à la verticale, ( $\beta$ ) ;
- la ligne de moindre résistance (résistance au pied de 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).

**VI-3-1-3-1. 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 tige du chariot de foration (8,9 cm), donc le diamètre du trou est :

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

**VI-3-1-3-2. Ligne moindre résistance (W) : [9]**

On donne le non de la ligne moindre résistance de gradin à 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 :

$$\begin{aligned} W_{\max} &= 45 \times d \\ W_{\max} &= 45 \times 76 \times 10^{-3} \\ W_{\max} &= 3,42 \text{ m.} \end{aligned}$$

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 la 10 à 20%, en sorte que la résistance au pied de gradin prévu sera de:

$$\begin{aligned} W &= 0,9 \times W_{\max}. \\ W &= 0,9 \times 3,42 = 3,078 \approx 3,1 \text{ m.} \\ \underline{W} &= \underline{3,1 \text{ m.}} \end{aligned}$$

**VI-3-1-3-3. L'inclinaison du trou ( $\beta$ ) :**

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.

$$\underline{\beta = 15^\circ}.$$

#### VI-3-1-3-4. La longueur de sous-foration ( $L_S$ ) :

Le 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 du 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 :

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

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

$$L_S = 0,3 \times W = 0,3 \times 3,1 = 0,93 \text{ m.}$$

$$\underline{L_S = 0,93 \text{ m.}}$$

#### VI-3-1-3-5. La longueur du trou ( $L_{tr}$ ) :

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

$$L_{tr} = \frac{H_{gr}}{\sin \alpha} + L_S, \quad (\text{m}).$$

Où :

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

$L_S$  : longueur du sous-foration, (m);

W : résistance au pied de gradin;

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

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

$$L_{tr} = \frac{11}{\sin 75} + 0,3 \times 3,1 = 12,32 \text{ m.}$$

$$\underline{L_{tr} = 12,32 \text{ m.}}$$

#### **VI-3-1-3-6. La distance ménagée entre deux trous (a) :**

C'est la distance d'une même rangée qui porte le non l'espacement 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  $a \times W$  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.

$$a = 1,3 \times 3,1 = 4,03 \text{ m.}$$

$$\underline{a = 4,03 \text{ m.}}$$

#### **VI-3-1-3-7. 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 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 à 4 rangées de trous.

**VI-3-1-3-8. La distance entre les rangées :**

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

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

$$b = 0,85 \times 4,03 = 3,42 \text{ m.}$$

$$\underline{b = 3,42 \text{ m.}}$$

**VI-3-1-4. Répartition de la charge :** [11], [9], [12], [5]**VI-3-1-4-1. 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 adopté 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

Tableau VI-1: les caractéristiques de l'explosif utilisé (guide de l'O.N.E.X) :

Désignation commerciale (Explosifs)	Résistance 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	Médio-cre	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 des selfs excitation.

### VI-3-1-4-2. 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 :

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

$Q_0$  et  $V_0$  étant respectivement la chaleur d'explosion et le volume dégagé d'un explosif de référence. Langefors a pris comme dynamite de référence, la "dynamite M" dont les caractéristiques principales sont les suivantes :

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

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

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

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

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

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

Par comparaison avec la gamme des explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX, avec celui de référence pris par Langefors on constate que 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 :

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

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

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

#### VI-3-1-4-3. 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<sup>3</sup> de roche. Cette valeur est déduite en général après la détermination de la banquette maximale sur le terrain. Elle est donnée dans le tableau ci-dessous.

**Tableau VI-2:** résistance au tirage de quelques roches :

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

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

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

#### VI-3-1-4-4. 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 :

$f$  : la facteur de la contrainte dépendant de l'inclinaison du trou; voire le tableau ci-dessous qui nous indique la variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous :

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

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

$$f = 1,02.$$

Donc la charge linéaire de pied est :

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

$$L_p = 0,88 \times \frac{1,02}{1} \times 4,03 \times \left[ \frac{0,07}{3,1} + 0,40 + 0,004 \times 3,1 \right] \times 3,1 = 4,88 \approx 5 \text{ kg/m}.$$

$$L_p = 5 \text{ kg/m}.$$

#### VI-3-1-4-5. Quantité d'explosif au pied du gradin ( $Q_p$ ) :

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 colonne étant égale à :

$$X_p = 1,3 \times W = 1,3 \times 3,1 = 4,03 \approx 4 \text{ m}.$$

$$\text{Donc ; } Q_p = 5 \times 4 = 20 \text{ kg}.$$

$$Q_p = 20 \text{ kg}.$$

**VI-3-1-4-6. Charge linéaire de colonne :**

Elle est calculée par la relation suivante :

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

$$L_c = \frac{5}{2,7} \times \frac{1}{1,02} \times \frac{1}{0,84} = 2,16 \text{ kg/m.}$$

$$L_c = 2,16 \text{ kg/m.}$$

**VI-3-1-4-7. Quantité d'explosif en colonne (Q<sub>c</sub>) :**

La longueur de la charge de colonne étant égale à :

$$X_c = \frac{H_{gr}}{\cos \beta} - 2 \times W = \frac{11}{\cos 15} - 2 \times 3,1 = 5,19 \approx 5 \text{ m.}$$

$$X_c = 5 \text{ m.}$$

Donc la quantité d'explosif en colonne est :

$$Q_c = L_c \times X_c = 2,16 \times 5 = 10,8 \text{ kg.}$$

$$\underline{Q_c = 10,8 \text{ kg.}}$$

**VI-3-1-4-8. 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 :

$$Q_{ch} = Q_p + Q_c = 20 + 10,8 = 30,8 \text{ kg.}$$

$$\underline{Q_{ch} = 30,8 \text{ kg.}}$$

**VI-3-1-4-9. Longueur totale de la charge d'explosif dans un trou :**

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

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

$$L_{ch} = X_p + X_c = 4 + 5 = 9 \text{ m.}$$

$$L_{ch} = 9 \text{ m.}$$

**VI-3-1-4-10. 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).

**VI-3-1-4-11. Longueur du bourrage :**

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 :

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

$$L_b = 12,32 - 9 = 3,32 \text{ m.}$$

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

Avec :

$L_{bi}$  : le bourrage intermédiaire;

$L_{bt}$  : le bourrage terminal.

$$L_{bt} = 0,6 \times W = 0,6 \times 3,1 = 1,86 \approx 2 \text{ m.}$$

Donc la longueur du bourrage terminal est :

$$L_{bt} = 2 \text{ m.}$$

$$L_{bi} = L_b - L_{bt} = 3,32 - 2 = 1,32 \text{ m.}$$

Donc la longueur du bourrage intermédiaire est :

$$L_{bi} = 1,32 \text{ m.}$$

**VI-3-1-4-12. Consommation spécifique d'explosif,  $q_s$  :**

La consommation spécifique de l'explosif est appelée quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de  $1 \text{ m}^3$  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,  $\text{g/m}^3$  nécessaire pour atteindre le degré exigé de la fragmentation.

La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$q_s = \frac{Q_{ch}}{W \times a \times H_{gr}} = \frac{30,8}{3,1 \times 4,03 \times 11} = 0,224 \text{ kg/m}^3$$

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

**VI-3-1-4-13. Volume de la roche abattu par un trou ( $V_{tr}$ ) :**

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

Où ;  $K_f$  : coefficient de foisonnement.

$$V_{tr} = 11 \times 3,1 \times 4,03 \times 1,6 = 219,88 \text{ m}^3/\text{trou}$$

$$\underline{V_{tr} = 219,88 \text{ m}^3/\text{trou}}$$

Qui correspond à la quantité :

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \gamma = 219,88 \times 2,67 = 587,08 \text{ kg/trou.}$$

$$\underline{Q_{tr} = 587,08 \text{ kg/trou.}}$$

**VI-3-1-4-14. Nombre de trous forés en un mois ( $n_{tr}$ ) :**

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

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

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

$$n_{tr} = \frac{P_m}{V_{tr}} = \frac{70\ 000}{587,08} = 119,24 \approx 120 \text{ trou / mois.}$$

$$\underline{n_{tr} = 120 \text{ trou/mois.}}$$

**VI-3-1-4-15. Calcul des paramètres du tas de roches abattues :**

Il est caractérisé par sa largeur ( $B_{ts}$ ), et sa hauteur ( $H_{ts}$ ), si l'on utilise ne seul rangée la largeur du tas est égale à :

$$B_{ts} = K_r \times K_\beta \times H_g \times \sqrt{q_s} ;$$

Avec :

$q_s$  : consommation spécifique d'explosif  $q_s = 0,224 \text{ kg/m}^3$

$K_r$  : coefficient dépendant de la résistance des roches au tir ; dans notre cas :  $k_r = 2,25$

$K_\beta$  : coefficient prenant en considération l'angle d'inclinaison des trous :

$$K_\beta = 1 + (0,5 \times \sin 2(\beta)),$$

$\beta$  : angle d'inclinaison du trou par rapport à la vertical, en degré, ( $\beta=15^\circ$ ).

Donc :  $K_\beta = 1 + (0,5 \times \sin 2 \times 15)$ ;

$$K_\beta = 1,25$$

$$B_{ts} = 2,25 \times 1,25 \times 11 \times 0,224 = 6,93m$$

$$\underline{B_{ts} = 6,93 \text{ m.}}$$

Et pour deux ou plusieurs rangées la largeur du tas peut être déterminée par :

$$B_{tp} = K_{\tau} \times B_{ts} + (n - 1) \times b$$

Où :

n : nombre des rangées ;

b : la distance entre les rangées,  $b = 3,42$  m.

$K_{\tau}$ : coefficient, qui tient compte de l'intervalle de retard du détonateur : dans notre cas on utilise  $K_{\tau} = 0,9$  qui correspond de l'intervalle de retard du détonateur  $\tau = 20$  ms.

Si, on prend le nombre des rangées  $n = 4$  (comme valeur maximum).

$$B_{tp} = 0,9 \times 6,93 + (4-1) \times 3,42$$

$$\underline{B_{tp} = 16,50 \text{ m.}}$$

La hauteur du tas des roches abattues dans ce cas est déterminée comme :

$$H_{ts} = 0,9 \times H_g = 0,9 \times 11 = 9,9 \text{ m}$$

$$H_{ts} = 9,9 \text{ m}$$

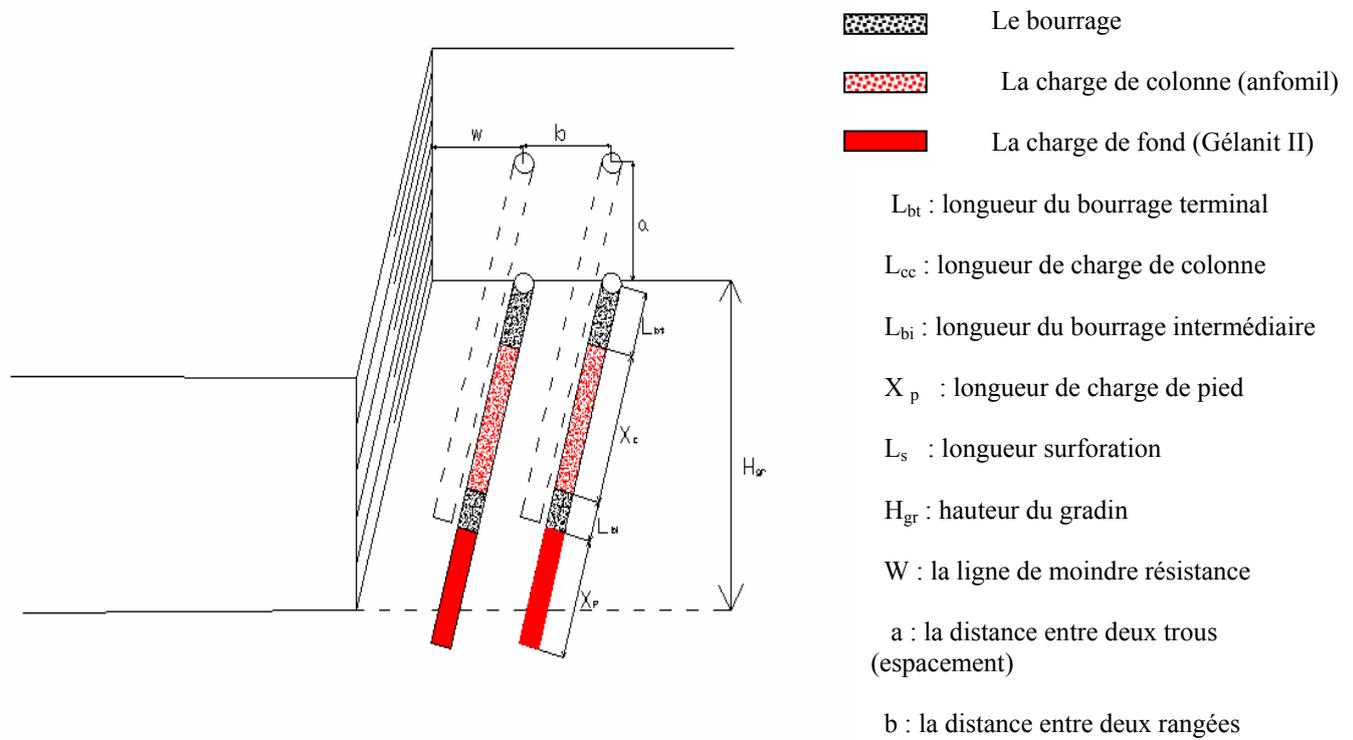


Figure VI-2 : coupe d'un plan de tir avec distribution des charges.

Figure VI-3

Plan de Tir

Echelle 1/100.

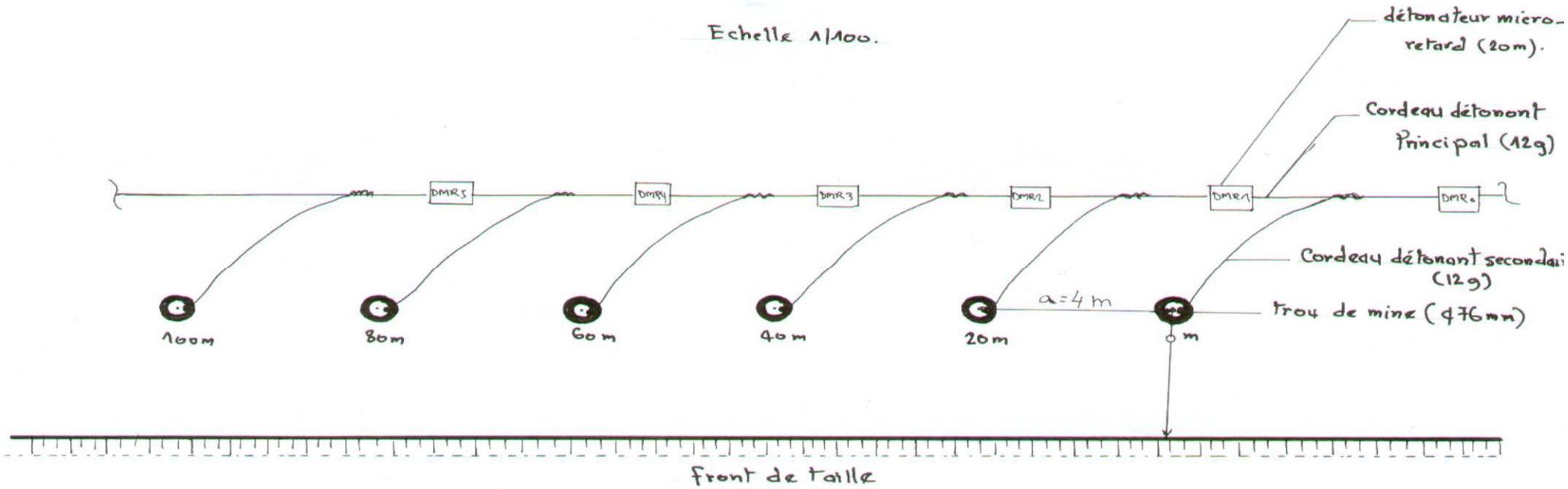
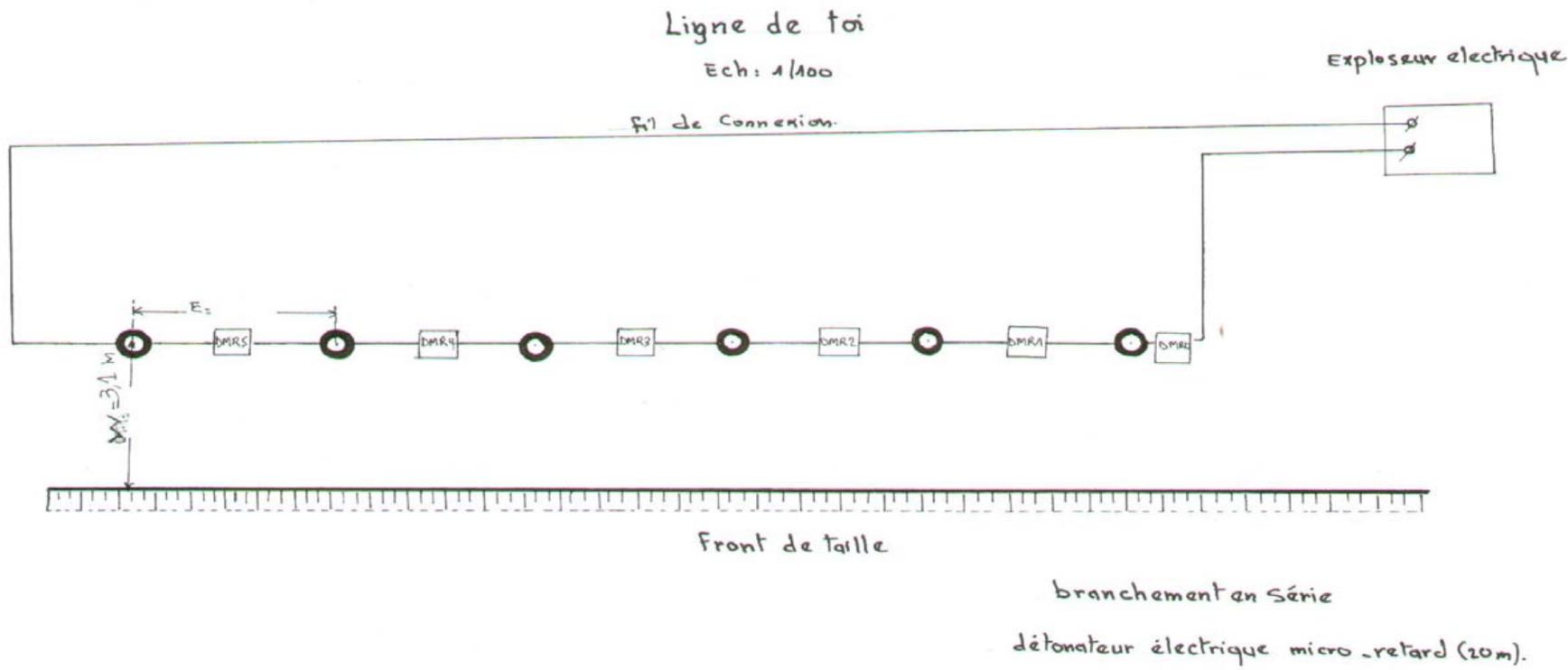


Figure VI-4



**VI-3-1-5. Foration** : [9]**Généralité :**

L'emplacement de la charge explosive par rapport aux surfaces libres et son confinement jouent un rôle primordial pour le rendement des tirs. Il est donc nécessaire de forer les trous de mines à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur et le bon diamètre; la précision avec laquelle ces paramètres seront respectés aura une grosse influence sur les résultats.

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

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

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

La foration doit prendre en compte :

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

**VI-3-1-5-1. Les paramètres caractérisant l'engin de Foration :**

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

- le diamètre de foration : dans le pratique la gamme des diamètres disponibles peut varier de 40 à 800 mm;
- la profondeur à forer;
- la quantité de matériaux à abattre : elle est directement liée au rythme de production, et définit les besoins en mètre forés en fonction du diamètre et de la maille. Dans le cas d'une production importante, le choix peut se faire soit sur une machine puissante à haute performance, soit sur plusieurs machines moins importantes.
- la vitesse de perforation;
- le type de perforatrice.

**VI-3-1-5-2. Choix du matériel de foration :**

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

- ✓ Le gisement dont la forabilité dépend de la nature du matériau et de la géométrie de la masse rocheuse à abattre. Les caractéristiques de la roche (résistance à la compression, abrasivité), ainsi que la structure du massif (hétérogénéité, puissance, position du toit, discontinuité) sont généralement déterminantes;
- ✓ Les caractéristiques d'exploitation : matériel de reprise (pelle, chargeuse), granulométrie recherchée et programme de production;
- ✓ L'environnement : présence d'habitation, vibration et bruits, poussières.

**VI-3-1-5-3. Types de perforatrice :**

On distingue quatre Types différents de perforatrices :

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

**1) perforatrices à percussion :**

Ces perforatrices sont habituellement pneumatiques. Toute leur énergie est pratiquement utilisée pour la percussion. Ce sont les plus anciennes, et elles ont atteint actuellement un maximum de progrès technique; mais elles seront remplacées peu à peu par d'autres types.

**2) perforatrices rotatives :**

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

- a) perforation par taille :** le forage est exécuté à l'aide de pointes disposées sur le pourtour de la couronne. C'est ce qu'on nomme les drags bits.
- b) Perforation par abrasion :** elle est effectuée à l'aide d'une couronne diamantée et sert principalement au creusement de puits, aux sondages, etc.
- c) Perforation par rupture :** utilisé pour les forages pétroliers...

### 3) perforatrice à rotation et percussion :

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

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

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

Les principaux avantages de ce type de perforatrice résident en :

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

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

Calcaire tendre ..... 3,00 à 3,60 m/mn.

Calcaire dure ..... 1,50 à 2,00 m/mn.

Granit ..... 0,90 m/mn.

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

### 4) perforations à fond de trou :

A commande hydraulico-pneumatique ou pneumatique, elles sont identiques à celles dont nous avons parlé ci-dessus, mais elles exécutent des trous plus grands et plus profonds

(0,10 à 0,25 m de diamètre). Elles sont composées de deux parties, le mécanisme de rotation (généralement hydraulique) reste hors du trou, et celui de percussion (généralement pneumatique) étant à l'intérieur de celui-ci, puisqu'il accompagne la couronne.

L'unique inconvénient de ces modèles réside dans leur faible vitesse de forage, mais on commence à le surmonter, tout–au–moins partiellement, en employant une plus forte pression d'air, comme dans le type Holman (10 atm et 100 mm) et le type Mission (17 atm et 150 mm), qui ont permis d'obtenir une augmentation de la vitesse de forage allant presque jusqu'à 100%.

#### **VI-3-1-5-4. 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.

#### **VI-3-1-5-5. Caractéristiques de foration de la carrière de SNA :**

- la foration des trous dans la carrière de SNA est réalisée par l'engin de foration (chariot) de type : Atlas copco, pneumatique sur chenilles avec marteau pneumatique hors du trou et récupération de poussières pour forer des trous de 76 mm. Avec compresseur d'air 7 bars séparé.

#### **▪ La perforabilité du chariot :**

Pour le calcul de la perforabilité, la vitesse de perforation étant connue, la formule simplifiée suivante :

$$B_b = \frac{B_v \times (6,5 - 2,5)}{(P_v - 2,5)} \times \frac{(d_v + 30)^{2,3}}{(33 + 30)^{2,3}}$$

$B_b$ : perforabilité (cm/mn);

$B_v$ : vitesse de foration (cm/mn) : est l'ordre de 20 à 25 m/mn, pour simplifier les calculs on prend la vitesse moyen  $B_v = 22$  cm/mn ;

$P_v$ : pression de fonctionnement (7 bars);

$d_v$ : diamètre du fleuret (de tige), (76 mm).

$$B_b = \frac{22 \times (6,5 - 2,5)}{(7 - 2,5)} \times \frac{(76 + 30)^{2,3}}{(33 + 30)^{2,3}} = 64,71 \text{ cm / mn}$$

$$B_b = 64,71 \text{ cm / mn.}$$

▪ **Rendement de la sondeuse :**

La vitesse moyenne de foration des trous de mines de diamètre 76 mm et longueur de 12,32 m est de l'ordre de 22 cm/mn d'où le temps nécessaire pour faire un trou de

$L_{tr} = 12,32$  m est de :

$$T_f = \frac{L_{tr}}{B_v} = \frac{12,32}{0,22} = 56 \text{ mn .}$$

**Donc :**

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

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

- $N_{trou}$  : nombre des trous, fait par la sondeuse (trou/poste);
- $T$  : durée d'un poste de travail (durée de poste de travail c'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, (56 mn).

$$N_{trou} = \frac{420 \times 0,85}{56} = 6,37 \approx 6 \text{ (trous / poste) ;}$$

$$\underline{N_{trou} = 6 \text{ trous / poste.}}$$

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

$$R_s = L_{tr} \times N_{trou} = 12,32 \times 6 = 73,92 \approx 74 \text{ m / poste.}$$

$$\underline{R_s = 74 \text{ m / poste.}}$$

### Le nombre des sondeuses nécessaires pour assurer la production souhaitée :

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

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

Où :

$P_a$  : puissance de la carrière (la production souhaitée  $P = 840\,000$  T/an).

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

$N_{trou}$  : rendement de la sondeuse par poste (nombre des trous réalisés), ( $N_{trou} = 6$  trous/poste) ;

$N_{p/j}$  : nombre de poste de travail par jour, ( $N_{p/j} = 1$  poste) ;

$N_j$  : nombre de jour de travail de la sondeuse au cours de l'année, ( $N_a = 300$  jours) ;

$Q_{tr}$  : Le volume (en tonne) de la roche abattu par un trou ( $V = 587,08$  t/ trou).

$$N_s = \frac{840\,000 \times 1,22}{6 \times 1 \times 300 \times 587,08} = 0,97 \approx 1 \text{ sondeuse}$$

$$N_s = 1 \text{ sondeuse}$$

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 un meilleur exécution de la production, il faut 02 sondeuses, lorsque un chariot est arrêté pour entretien préventif ou curatif l'autre le remplace.

#### VI-3-1-6. 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 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 en l'ONEX, leurs caractéristiques, sont :

- nature : cordeau détonant 12 gr;
- couleur : rouge;
- étanchéité à l'eau : très bonne;
- vitesse de détonation : 6500 m/s (min);
- résistance à la rupture : 40 KP/24.

### **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 c'est l'amorce électrique.
- 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 Détonation électrique :**

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

1. Détonateurs électriques instantanés DE.I.
2. Détonateurs électriques à retard D.E.R.
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.

**VI-3-2. Chargement : [8]**

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

**VI-3-2-1. La capacité de godet de la chargeuse :**

Pour un meilleur choix de type de chargement utilisé on est obligé de calculer la capacité de godet de la chargeuse :

$$V = \frac{t_c \times K_f \times P_a}{3600 \times \gamma \times K_r \times T \times K_u} m^3.$$

Avec :

$P_a$  : la production souhaitée par l'entreprise, 2800 T/jours ;

$t_c$  : le temps d'un cycle du chargement, secondes ;(40 s) ;

$K_f$  : coefficient de foisonnement ;  $K_f = 1.6$  ;

$\gamma$  : la masse volumique, 2,67 T/m<sup>3</sup> ;

$K_r$  : coefficient de remplissage du godet ;  $K_r = 0.8$  à  $0.9$  ;

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

$K_u$  : coefficient d'utilisation de la chargeuse ;  $K_u = 0.9$ .

**Donc :**

$$V = \frac{40 \times 1.6 \times 2800}{3600 \times 2.67 \times 0.85 \times 7 \times 0.9} \approx 3,5 m^3.$$

$$\underline{V = 3,5 m^3.}$$

Donc pour assurer la production souhaitée par l'entreprise il est préférable d'utiliser une chargeuse avec une capacité de godet de 3,5 m<sup>3</sup>

**VI-3-2-2. 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 m<sup>3</sup>).

$K_r$  : 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) ;

$\gamma$  : masse volumique ;  $\gamma = 2.67$  T/m<sup>3</sup> ;

$K_u$  : 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 ;

$t_c = t_r + t_{pc} + t_d + t_{pv}$  (s) ;

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

$t_r = 25$  secondes ;

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

$t_{pv} = 5$  s.

Donc : le rendement de la chargeuse est:

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 3,5 \times 0,85 \times 7 \times 2,67 \times 0,9}{40 \times 1,6} = 2814,89 \approx 2815 \text{ T / poste.}$$

$$\underline{R_{ch} = 2815 \text{ T / poste.}}$$

### VI-3-2-3. 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 :

$$N_g = \frac{Q_c \times k_f}{V \times k_r \times \rho}$$

Avec :

$Q_c$  : capacité du camion,  $Q_c = 32$  T.

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

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

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

$\gamma$  : Poids volumique de la roche  $\gamma = 2,67 \text{ T/m}^3$ .

$$N_g = \frac{32 \times 1,6}{3,5 \times 0,9 \times 2,67} = 6,09 \approx 6 \text{ godets.}$$

$$\underline{N_g = 6 \text{ godets.}}$$

### VI-3-2-4. 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 chargeuse.  $t_c = 40$  secondes.

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

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

$$T_{ch} = 240 \text{ s.}$$

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

### VI-3-3. Transport : [8]

Le transport à ciel ouvert prédétermine dans une très large mesure. Le but principal du transport de la carrière est le déplacement qui sont le stérile pour les roches stériles et le calcaire pour les stocks ou la trémie de la réception des installations de traitement.

Dans 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. La grande efficacité du transport des minéraux utiles et roches stériles sur la distance relativement courte. La simplicité des constructions des engins de transport, la manoeuvrabilité, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation de travail caractérisent fort bien cette méthode de transport.

#### VI-3-3-1. Rendement des camions :

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

$$R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T \times k_{ch}}{t_c} T / \text{poste};$$

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;

$T_{ch}$ : temps de déchargement du camion, 30 s;

$T_m$  : temps de manœuvre, 45 s

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

Donc, Le rendement du camion est de :

$$R_c = \frac{3600 \times 32 \times 7 \times 0.85}{675} = 1015,5 \text{ T / poste;}$$

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

### VI-3-3-2. Le nombre des camions nécessaires pour assuré la production :

Le nombre des camions nécessaires pour assuré 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 des camions ;

$P$  : la production journalière souhaité par l'entreprise ;  $P_j = 2800 \text{ T/j}$

$K_i$  : coefficient d'irrégularité de travail ;

$k_i$  varie entre 0.8 et 1.2 en prend  $k_i = 0.9$  ;

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

$$N_c = \frac{2800 \times 0,9}{1015,5} = 2,48 \approx 3 \text{ camions;}$$

$$\underline{N_c = 3 \text{ camions.}}$$

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

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

**VI-4. Etude des nuisances et vibrations engendrées par l'explosif :** [17], [5]**Introduction :**

L'emploi des explosifs dans les carrières est une pratique courante mais, il occasionne un certain nombre d'inconvénients engendrant nécessairement des risques et des nuisances dans l'environnement immédiat du site. Ces effets peuvent s'avérer préjudiciables à la sécurité du personnel, par la projection intempestive de roches et par des risques de glissement accidentel des bords des carrières ou de talus instables, subissant des ébranlements excessifs. Dans l'environnement plus éloigné, les ondes de surpression aérienne et surtout les bruits et les vibrations induites par les tirs, peuvent provoquer des détériorations sur les constructions et habitations avoisinantes, et être une source de nuisance et de gêne pour les riverains.

Des bonnes connaissances des effets immédiats et prolongés des détonations des charges explosives permettront de maintenir les dégâts provoqués par celle-ci dans des limites tolérables pour l'environnement, cela peut se faire en jouant sur les paramètres du plan de tir (la qualité de charge d'explosifs, la durée des micro-retards ... ) ou en prenant des mesures concernant la disposition de la carrière (implantation d'amortisseurs ou absorbeurs des vibration du sol, installation d'isolants acoustiques,...).

**VI-4-1. Les projections des roches :**

Des projections exceptionnelles peuvent se produire, chaque fois que la charge utilisée est trop importante par rapport à celle théoriquement requise, ainsi a-t-on signalé des dégâts provoqués à des constructions et à des populations, des blessures subies par des personnes à quelques distances du lieu de tir, à l'effet direct de projection de roches.

**A. causes principales provoquant les projections des roches ;**

Ceci peut être dû en particulier lorsque :

- accumulation d'explosif dans une poche ;
- Hauteur de bourrage insuffisante ;
- Une faille fait communiquer le fourneau de mine avec l'extérieur du massif.

**B. détermination du rayon de la zone dangereuse ( $R_a$ ) :**

Dans la carrière de SNA la distance la plus proche entre le lieu de tir et les constructions (concasseur, station de bitume, bâtiment de SNA ou l'atelier) est supérieure à 150 m.

Pour assurer la sécurité dans toute la carrière on détermine les rayons des zones dangereuses ( $R_a$ ) pour les personnels, les équipements et les habitations

1) On peut détermine le rayon de la zone dangereuse ( $R_a$ ) par la formule suivante :

$$R_a = K_{\text{exp}} \times F_Q.$$

Avec :

- $K_{\text{exp}}$  : coefficient tenant compte de condition d'explosion ;  $0,9 \leq K_{\text{exp}} \leq 2,5$ , on  $K_{\text{exp}} = 1,7$  comme valeur moyenne,
- $F_Q$  : coefficient tenant compte de la consommation spécifique d'explosif.

$q_s$	0,8	1	1,2	1,4	1,6
$F_Q$	108	128	146	202	202

Avec :  $q_s$  : consommation spécifique d'explosif.

On prend la  $F_Q = 108$

$$R_a = K_{\text{exp}} \times F_Q = 1,7 \times 108 = 183,6 \text{ m.}$$

2) Une deuxième méthode de calcul du rayon de la zone dangereuse consiste à déterminer la valeur maximale de ligne de moindre résistance au pied du gradin ( $W_{\text{max}}$ ) de la charge de trou (selon le projet de tir) et d'après celle-ci on détermine la valeur conditionnelle de la ligne de moindre résistance ( $W_{\text{cond}}$ ) :

$$W_{\text{cond}} = 0,70 \times W_{\text{max}}, \text{ en [m]}$$

$$W_{\text{cond}} = 0,70 \times 3,42 = 2,4 \text{ m.}$$

Dans le cas l'intervalle de retard est constant (20 ms). En utilisant l'équation précédente et en se basant sur les données du tableau ci-dessus, nous avons déterminé les rayons de la zone dangereuse et les vitesses initiales de projection et qui sont présentées dans le tableau suivant:

Tableau :

$W_{\text{cond}} \text{ (m)}$	$R_d \text{ (m)}$	$V_0 \text{ (m/s)}$
<b>1,5</b>	<b>200</b>	<b>44</b>
4	300	54
8	400	62
10	500	70
15	600	76
20	700	82

On a  $W_{\text{cond}} = 2,4$  m et on prend à partir du tableau  $W_{\text{cond}} = 1,5$  m comme valeur minimal, donc on détermine la valeur du rayon de la zone dangereuse  $R_d = 200$  m.

#### VI-4-2. Les vibrations : [17]

Les vibrations produites par les tirs constituent l'une des nuisances inévitables liées à l'emploi des explosifs.

Actuellement, l'usage d'amorces à retard a diminué sensiblement les ébranlements provoqués par les explosions. Des calculs plus précis permettent de déterminer la valeur exacte des charges devant être tirées.

Le résultat le plus important des études de vibrations a montré que la vitesse de vibration mesurée en un point donné ne dépend pas de la charge totale d'une volée mais de la charge instantanée (momentanée), c'est-à-dire de la charge mise à feu à un instant donnée par des détonateurs explosant simultanément.

La charge momentanée (Q) est déterminée par la formule suivante :

$$Q = \frac{Q_{tr} \times n_{tr}}{m_z}$$

Où :

- $Q_{tr}$  : la quantité de charge d'explosifs dans un trou, 30,65 kg/trou ;
- $n_{tr}$  : nombre des trous forés pendant une mois, 120 trous ;
- $m_z$  : nombre de retard.

Donc :

$$Q = \frac{Q_{tr} \times n_{tr}}{m_z} = \frac{30,65 \times 120}{12} = 306,5 \text{ kg} .$$

$$Q = 306,5 \text{ kg}.$$

Il y a plusieurs formules, qui on été proposées, combinant à la fois la vitesse d'oscillation, la charge momentanée la distance entre le tir et le point de mesure. La plus utilisée est celle proposée par LANGEFORS et KIHLSSTROM :

$$V_{\text{max}} = K \times \left( \frac{R}{Q^n} \right)^{-m} .$$

Avec :

$V_{\text{max}}$  : vitesse d'oscillation en (mm/s) ;

Q : la charge momentanée, (306,5 kg) ;

R : la distance la plus proche entre les lieux de tir et les différentes constructions dans la carrière (150 m) ;

n : exposant de la charge (on prend en pratique  $n=1/2$ ) ;

K : coefficient tenant compte du tir et du terrain, [17] ;

**K=400 pour les roches dures ;**

K=200 pour les roches tendres ;

K=100 pour les terrains de couvertures ;

m : coefficient fonction de l'état de fissuration du terrain et la durée de l'impulsion de l'onde.

### ➤ Une autre méthode de calcul

#### 1. pour un tir instantané :

$$V_{\text{ins}} = K \times \left( \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1,5}.$$

#### 2. tir à retard ou microretard :(comme notre cas)

$$V_{\text{mr}} = K \times \left( \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1,5} \times f(m_z, \tau).$$

Avec :

$\tau$  : Intervalle de retard (20ms) ;

$m_z$  : nombre de degré de retard, (12).

D'où :

$$f(m_z, \tau) = \begin{cases} 1 - 12,9 \times (m_z \times \tau)^2, & \text{si } m_z \times \tau \leq 0,153. \\ \frac{0,275}{\sqrt{m_z \times \tau}}, & \text{si } m_z \times \tau > 0,153. \end{cases}$$

$$m_z \times \tau = 12 \times 20 \times 10^{-3} = 0,24 > 0,153 ;$$

Donc :

$$V_{\text{mr}} = K \times \left( \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1,5} \times \frac{0,275}{\sqrt{m_z \times \tau}} = 400 \times \left( \frac{\sqrt[3]{306,5}}{150} \right)^{1,5} \times \frac{0,275}{\sqrt{12 \times 0,02}} = 2,14 \text{ mm} = 0,21 \text{ cm}.$$

$$V_{\text{mr}} = 0,21 \text{ cm/s}.$$

Il y a des normes ou bien des intervalles pour la vitesse de vibration (oscillation) nécessaires :

0,2 cm/s: les appareils peuvent bouger ;

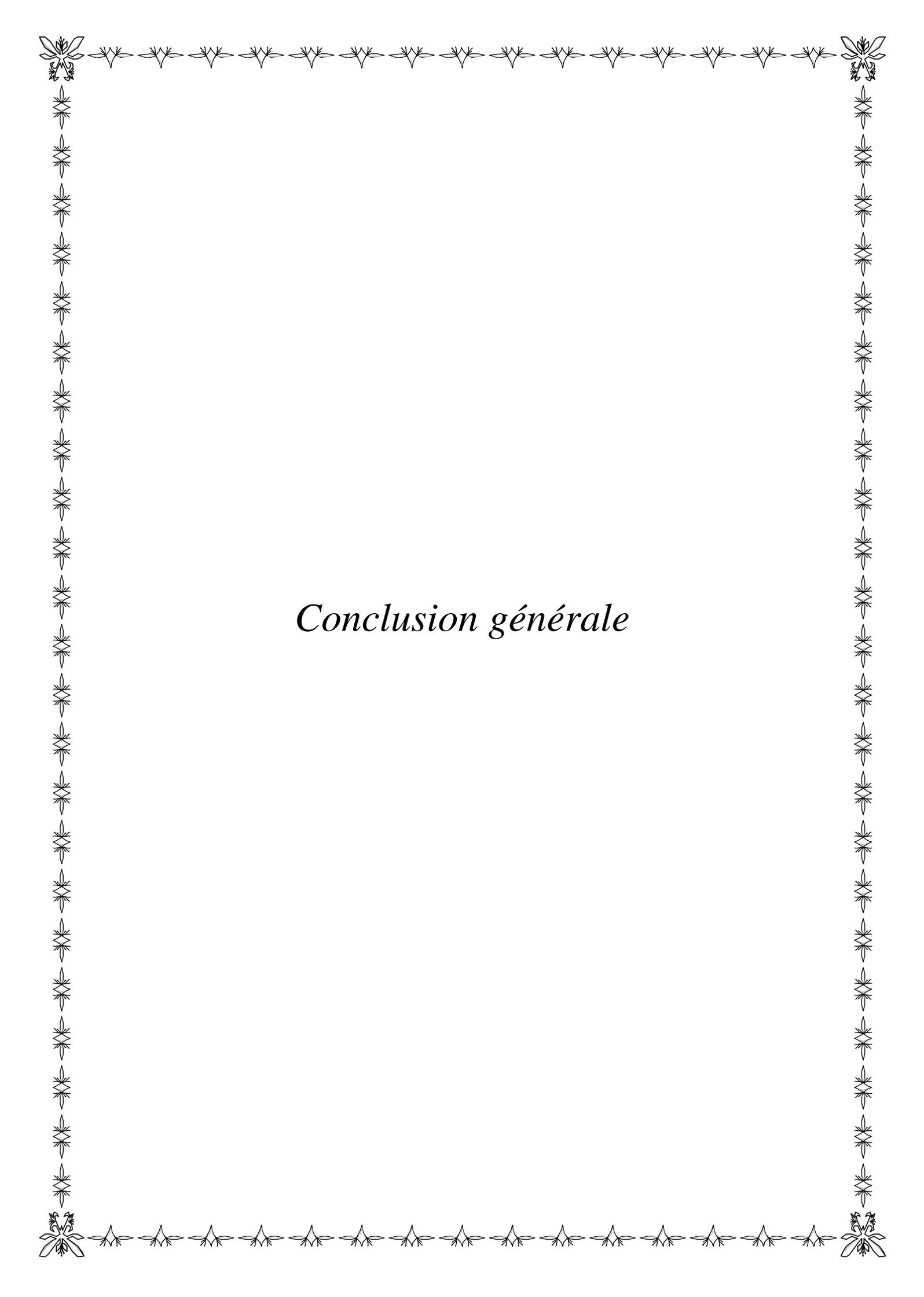
0,2 ÷ 0,4 cm/s : sensation épisodique

0,4 ÷ 0,8 cm/s: quelques personnes peuvent sentir l'explosion ;

0,8 ÷ 1,5 cm/s : sensation senti par plusieurs personnes et éclatement des vitres

1,5 ÷ 3 cm/s : la vitesse de tremblement, les bâtiments peuvent se détruire ;

Donc, plus la vitesse est forte plus la destruction s'en suit.



*Conclusion générale*

## Conclusion générale :

A la demande de la société Nord Africaine et dans le cadre de mon projet de fin d'études, j'ai procédé à la réalisation du bornage, du levé topographique de la carrière, son extension ou sa reprise, ainsi que les études techniques et technologiques.

- Pour le bornage et levé topographique, j'ai établi un levé topographique à l'échelle de 1/1000 de la concession estimée à 14,5 hectares.
- Le tonnage de réserve en matière utile exploitable est de l'ordre de 12,5 millions de tonnes, qui correspond à une durée de vie de 15 ans, soit une production annuelle égale à 840 000 tonnes.
- Pour l'ouverture de la carrière, les processus suivants ont été considérés.
  - Traçage d'une piste principale sur le plan d'arpentage de mine d'ouverture de la carrière à l'échelle 1/1000 ;
  - profil en long de la piste principale ;
  - profils en travers de la piste principale;
  - calcul des volumes de déblais et remblais concernant la piste principale ;
  - Proposition d'un plan d'exploitation de la carrière distribué sur 12 mois et représenté sur les plans d'arpentage de mines.

Dans la projection des processus technologiques d'exploitation du gisement de Djebel Sadjar, nous avons tenu compte de l'ensemble des paramètres tels que :

- ◆ Des caractéristiques qualitatives des explosifs ;
- ◆ De la méthode d'exploitation ;
- ◆ Des équipements nécessaires.

Les résultats obtenus nous ont permis de mener une conduite planifiée des travaux miniers mensuels, garantissant la sécurité et l'évacuation des minerais abattus vers le concasseur, situé à l'endroit déterminé.

En fin nous avons dressé le plan d'arpentage de mines au terme de l'année planifié.

**Références Bibliographiques :**

[1] M.G.R VAN, La carte d'Oued Athmenia avec l'échelle 1/50 000, accompagnée de sa notice explicative (effectuée en 1946 – 1951);

[2] M.BENMOTEF A, Résultats des essais et commentaires exécutés sur le gisement de calcaire Djebel Sadjar, Ain Smara – Constantine, janvier 2006 ;

[3] Jean COSTET, cours pratique de mécanique des sols, 1983;

[4] L.LAPOINTE, Topographie appliquée aux travaux publics, Bâtiments et Levers urbains, 1986;

[5] M.A BACHAR ASSED, cours d'exploitation des mines à ciel ouvert, ENP 2004/2005;

[6] N.CHIBKA, exploitation des gisements métallifères, 1980;

[7] B.BOKY, exploitation des mines;1968 ;

[8] V.KOVALENKO, exploitation des carrières; OPU, 1986 ;

[9] K.HARMANN, précis de forage des roches; DUNOD, 1971 ;

[10] Dj. MERABET, principes de l'élaboration du projet des mines à ciel ouvert; OPU, 1989.

[11] K.OMRACI, exploitation de la carrière de granulats d'El – Madene, mémoire de fin d'études, ENP 1991;

[12] 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, ENP 1999;

[13] A.KIRTACHE, extension de la carrière d'Adrar Oufarnou W. de Bejaia, mémoire de fin d'études, ENP 2005;

[14] Mémento des mines et des carrières (ensembles des séries disponibles en niveau d'ORGM);

[15] Yvan-G. SIFRE, Hubert HERAUD et Robert DENIAU;"la foration",1988;

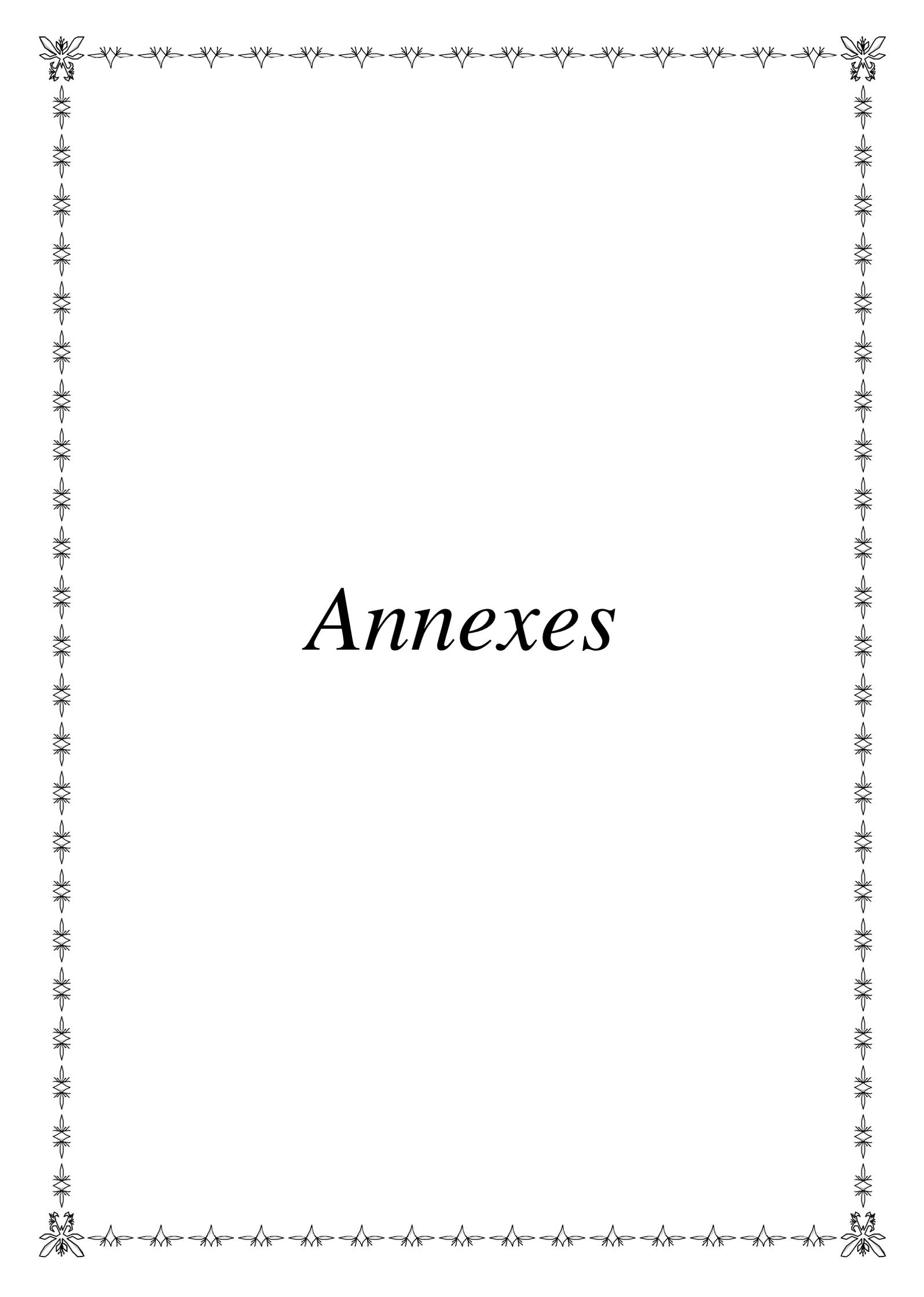
[16] A.SAADA, cours de matériaux de construction; ENP 2004/2005;

[17] A.TIBRI, étude comparative et choix des procédés de plan de tir dans les massifs rocheux, mémoire de fin d'études, ENP 2000;

[18] mines et carrières, revue de l'industrie minière, mai 1992 volume 74 ;

[19] B.bourguine, thèse présentée à l'Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris ; 1986 ;

[20] P.CHAPOT, vibrations : critères de nuisance et prédiction ; Laboratoire régionale des ponts et chaussée de Nancy ; 1988 ;



# *Annexes*

# Annexe 1

---

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

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

### **A- LES EXPLOSIFS**

#### **1-les explosifs gélatineux**

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

Il sont désignés dans le commerce sous le nom de :

- Géonit;
- Gélانيت 1;
- Gélانيت 2.

#### **2- explosifs pulvérulents**

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

Ils sont désignés dans le commerce sous le nom de :

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

### **B- les accessoires de tir**

#### **1- détonateur**

##### 1.1 Détonateur pyrotechnique

Détonateur ordinaire n°8.

##### 1.2 Détonateurs électrique

- Détonateur électrique instantané (D.E.I);
- Détonateur sismique (D.E.S);
- Détonateurs électrique micro-retard (D.M.R)-12 numéros;

- Temps de retard 20 millisecondes de 20 à 240 millisecondes;
- Détonateur électrique retard (D.E.R)-12 numéros;
- Temps de retard 1/2 secondes de 1/2 seconde à 6 secondes;

## **2- les cordons détonants**

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

L'ONEX fabrique le cordon 10gr/m, 12gr/m, le 20gr/m et le 40 gr/m

## **3-Mèche lente ou de sûreté**

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

## **4- Poudre noire**

L'ONEX produit trois variétés de poudre noire :

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

## **5- fil de tir**

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

# **Les explosifs.**

## **1. Définition de l'explosif :**

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

## **2. Déflagration et explosion :**

### **2.1. Déflagration**

La déflagration de substance explosive est provoquée par la décomposition de la molécule suivie par une combustion des atomes de carbone et d'hydrogène contenus dans

la matière .la vitesse de décomposition est relativement lente et est comprise entre 10 et 400 m/s. la déflagration est le régime normal de la poudre noire, et des poudres propulsives.

## **2.2. détonation**

Lors de la détonation, la décomposition de la substance explosive est rapide et il y a naissance d'une onde de choc .la vitesse de décomposition est dans ce cas comprise entre 2000 et 9000 m/. Le régime normal des explosifs est la détonation.

La détonation d'un explosif engendre un choc et une poussée utilisée principalement dans les travaux d'abattage et de démolition. La déflagration d'une poudre engendre une poussée exceptionnellement utilisée pour l'abattage (poudre noire comprimée) et le plus fréquemment pour la propulsion.

## **3. principe d'action de l'explosif :**

La détonation d'un explosif produit un très grande volume de gaz à haute pression .si la décomposition de la substance explosive se faite en plein air, les gaz se dégagent avec force et ne fournissent aucun travail utile.

En vase clos, bien au contraire, le dégagement des gaz d'explosion peut être employé pour les travaux de mine bien chargée et suffisamment bourrée.

Dans l'exploitation des carrières ou généralement on a recours à des tous de mines de gros diamètres et de grande profondeur, le fond du trou de mine est alors chargé par de l'explosif dense formant ainsi la charge principale.

La partie supérieure représentant la charge secondaire est chargée par de l'explosif moins dense

Cette disposition des charges explosives dans le trou de mine permet une bonne fragmentation de la roche avec des projections de déblais réduits.

## **4. vitesse de détonation :**

La vitesse de détonation d'un explosif détermine l'effet de brisance sur le matériau. Plus la vitesse de détonation est élevée plus l'explosif est brisant et les déblais obtenus sont plus fragmentés.

Selon le but recherché lors des travaux de minage et selon que le mineur aient affaire à des roches dures ou tendres, il choisira un explosif à haute ou faible détonation.

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

#### **5. coefficient de self excitation (C.S.E) :**

Il exprime numériquement la faculté que possède la détonation de se transmettre d'une charge à une autre charge et particulièrement d'une cartouche à une autre.

Cette transmission de la détonation dépende : de la puissance de l'onde de choc et de la réception de la cartouche au voisinage de celle qui explose.

Le coefficient de self excitation est important lors de bourrage des trous de mine.

Pour les explosifs de l'ONEX, Le C.S.E varie entre 0 et 18 cm.

L'expansion des gaz de décomposition qui suit l'explosion exerce une énorme pression sur les parois rocheuses qui les contiennent .cette haute pression agit sur les parois du trou de mine et provoque d'abord un choc qui fissure les roches avoisinantes et une poussée qui entraîne la projection des roches et leur fragmentation.

La pression des gaz est la même dans toutes les direction mais les gaz comme tous les fluides, auront tendance à s'échapper en suivant les ligne de moindre résistance.

#### **6. Caractéristiques des explosifs :**

Le choix d'un explosif est lié à la nature et aux caractéristique des roches à miner celles-ci peuvent être tendres, dures ou dureté moyenne voir tableau ci-après.

Selon qu'on a affaire à u type de roches ou un autre, le choix de l'explosif en dépend. Pour faciliter ce choix, nous donnons les principales caractéristiques des explosifs qui les différencient entre eux.

#### **7. Puissance ou brisance :**

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

#### **8. Densité :**

L'ONEX produit une gamme d'explosifs dont la densité varie entre 0,95 et 1,5. C'est ainsi qu'on peut avoir les cartouches de même volume mais avec des poids différents, ce qui permet au mineur d'avoir des densités de chargement variables. Pour les travaux de mine

en roches dures, le mineur choisira un explosif à haute densité tandis que pour les travaux en roches tendres le même mineur préférera un explosif à faible densité.

### **9. Catégorie d'explosif :**

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

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

## CARACTERISTIQUES DES EXPLOSIFS

### O.N.E.X.

10-TABLEAU N°1

Destination commerciale	Résistance à l'eau	Densité	Vitesse de détonation (m/s)	Puissance C.U.P	C.S.E (cm)	Volume Gaz; L/kg	Utilisation
Géonit	Très bonne	1,50	5800	1,15	18	733	Explosif sismique en région humide et off-shore. Explosive pour roche dure.
Gélanit I	Bonne	1,40	6300	1,33	8	865	Abattage en carrières roches dure
Gélanit II	Bonne	1,45	6000	1,27	6	808	Explosif pour roches dures. Abattages souterrains
Carrinit	Médiocre	1,0	4500	1,27	10	892	Explosif pour roches dures à mi-dures
Marmanit I	Médiocre	0,95	4000	1,28	5	842	Explosif pour les roches de dureté moyenne. Abattages souterrains
Marmanit II	Médiocre	0,98	4100	1,27	2	868	Explosif pour roches de dureté moyenne.
Marmanit III	Médiocre	0,95	3800	1,18	2	907	Explosif pour les roches tendres.
N.18 BIS	Médiocre	0,95	2500	1,16	4.5	---	Explosif sismique en réglons sèche. Explosif pour roches tendres.
Anfomil	Médiocre	0,90	3000	1,15	0	975	Explosif pour travaux a ciel ouvert, Explosif pour roches tendres

## CONDITIONNEMENT DES EXPLOISIFS

## O. N. E. X

11- TABLEAU N°2

Désignation commerciale	Format / cartouche Ø Longueur (mm)	Poids/ cartouche (g)	Type de cartouche	Conditionnement
Géonit	50×370	1000	Cartouche plastique (CP)	caisse de 25 kgs
	50×420	1250	Gaine plastique (GP)	" " 25 kgs
	65×500	2500	CP	" " 25 kgs
Gélanit I	25 × 130	100	Papier paraffine (PP)	caisse de 25 kgs
	30 × 120	125	PP	" " 25 kgs
	30 × 230	250	PP	" " 25 kgs
	50× 420	1250	GP	" " 25 kgs
	65× 500	2500	GP	" " 25 kgs
	80 × 340	2500	GP	" " 25 kgs
Gélanit	25× 130	100	PP	caisse de 25 kgs
	30 120	125	PP	" " 25 kgs
	30 × 230	250	PP	" " 25 kgs
	50 × 420	1250	GP	" " 25 kgs
	65 × 500	2500	GP	" " 25 kgs
	80 340	2500	CP	" " 25 kgs

**CARACTERISTIQUE DES EXPLOISIFS (O. N. E. X)**

11- TABLEAU N°1 (suite) :

Désignation commerciale	Format / cartouche $\Phi$ Longueur (mm)	Poids/ cartouche (g)	Type de cartouche	Conditionnement
Carrinit	25 × 140	70	PP	caisse de 25 kgs en carton renforcé
	30 × 140	100	PP	
	50 × 640	1250	GP	
	65 × 750	2500	GP	
Marmanit I	25 × 140	70	PP	caisse de 25 kgs en carton renforcé
	30 × 140	100	PP	
	50 × 640	1250	GP	
	65 × 750	2500	GP	
Marmanit II	25 × 140	70	PP	caisse de 25 kgs en carton
	30 × 140	100	PP	
	50 × 640	1250	GP	
	65 × 750	2500	GP	
Marmanit III	25 × 140	70	PP	caisse de 25 kgs en carton renforcé
	30 × 140	100	PP	
	50 × 640	1250	GP	
	65 × 750	2500	GP	
N. 18	65 × 350	1000	PP	

## CARACTERISTIQUES DES ACCESSOIRES DE TIR

O.N.E.X.

TABLEAU N°1

Désignation Commerciale	nature	couleur	Etanchéité à l'eau	Vitesse de détonation (m/s)	Vitesse de combustion	Résistance à la Rupture
ONACORD1	Cordeau détonant 12GRS	Rouge	Très bonne	6500 min	/	40KP/24H
MILACORD 1	Cordeau détonant 10 GRS	Rouge	Très bonne	6500 min	/	40KP/24H
MILACORD 4	Cordeau détonant 40 GRS	Rouge	Très bonne	6500 min	/	
ONACORD	Cordeau détonant 24 GRS	Rouge	Très bonne	6500 min	/	100 KP/24H
MILAMECHE	Mèche de sûreté	Noire	/	/	/	40KP/5min
ONAMECHE	Mèche de sûreté	Noire	Étanche	/	/	40KP/5min

## CARACTERISTIQUES DES DETONATEURS

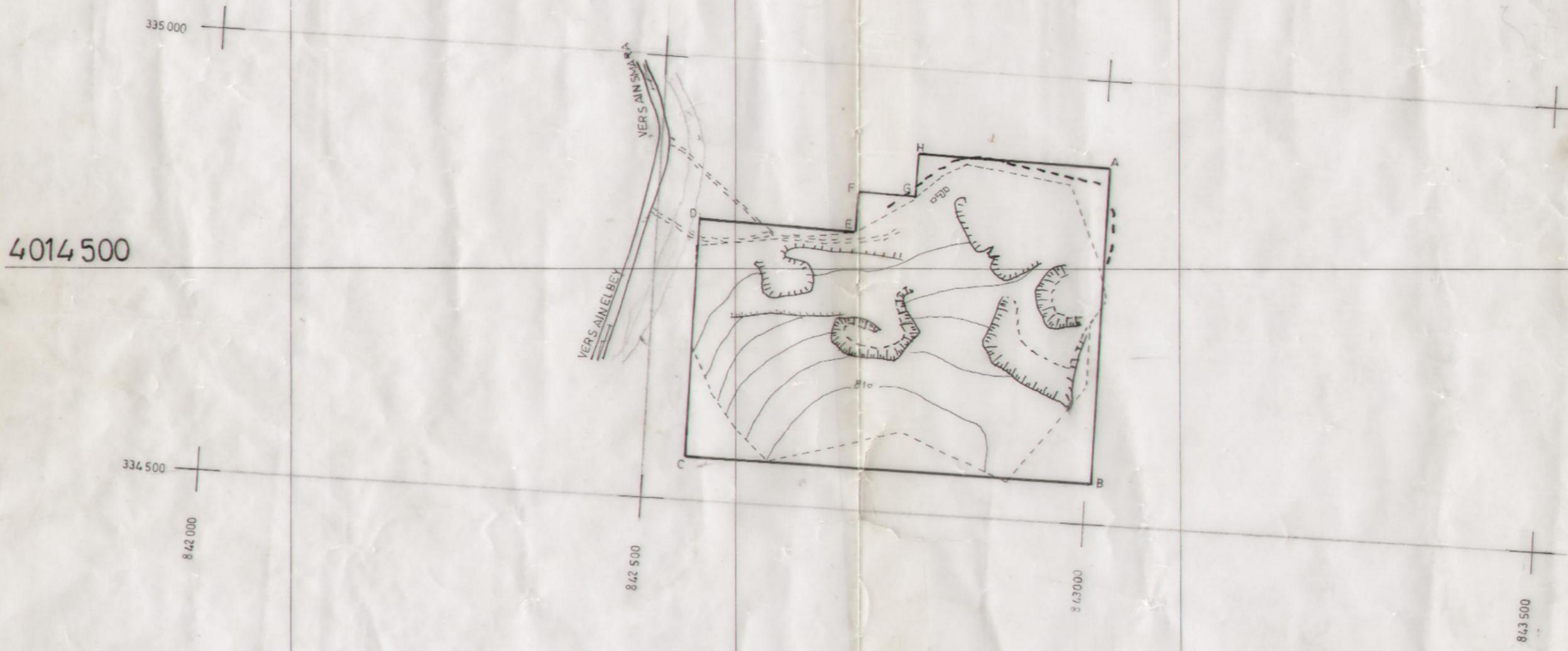
O.N.E.X.

TABLEAU N°1

PRODUITS	Type	Temps de Retard (s)	Nombre de Retard	Résistance ohmique Par détonateur
Détonateur électrique instantané (D.E.I)	Basse intensité	0	/	1,5 ohm
Détonateur électrique à retard (D.E.R)	Basse intensité	1/2 s	12 (6 s)	1,5 ohm
Détonateur électrique à micro-retard (D.E.R)	Basse intensité	20 millisecondes	12 (240 millisecondes)	1,5 ohm
Détonateur électrique sismique	Basse intensité	0	/	1,5 ohm temps de réaction 1 millisecondes

# Annexe 2

# LEVE TOPOGRAPHIQUE



0 50 100 150 200 m  
Echelle 1/5000

276 000

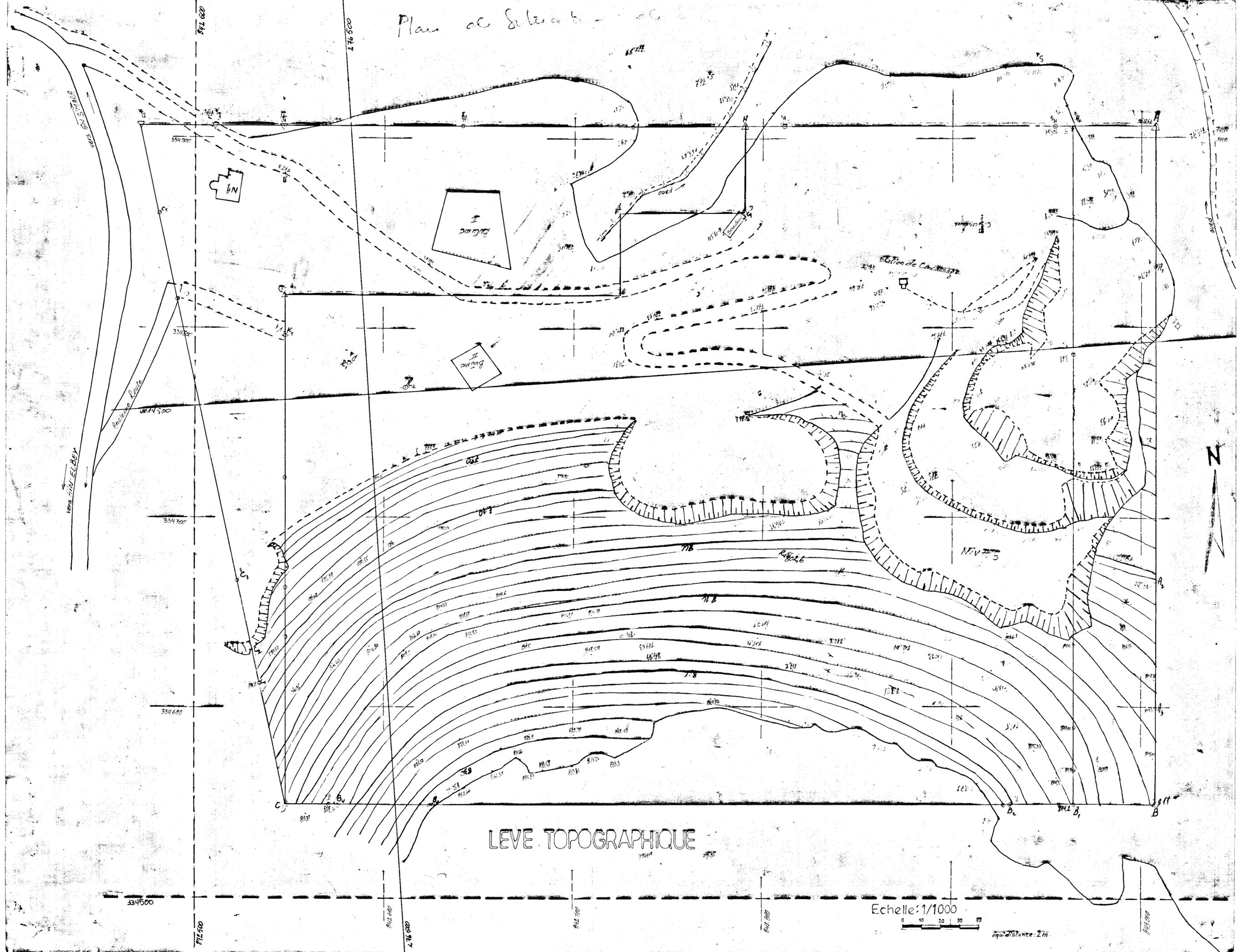
276 500

277 000

277 500

# Annexe 3

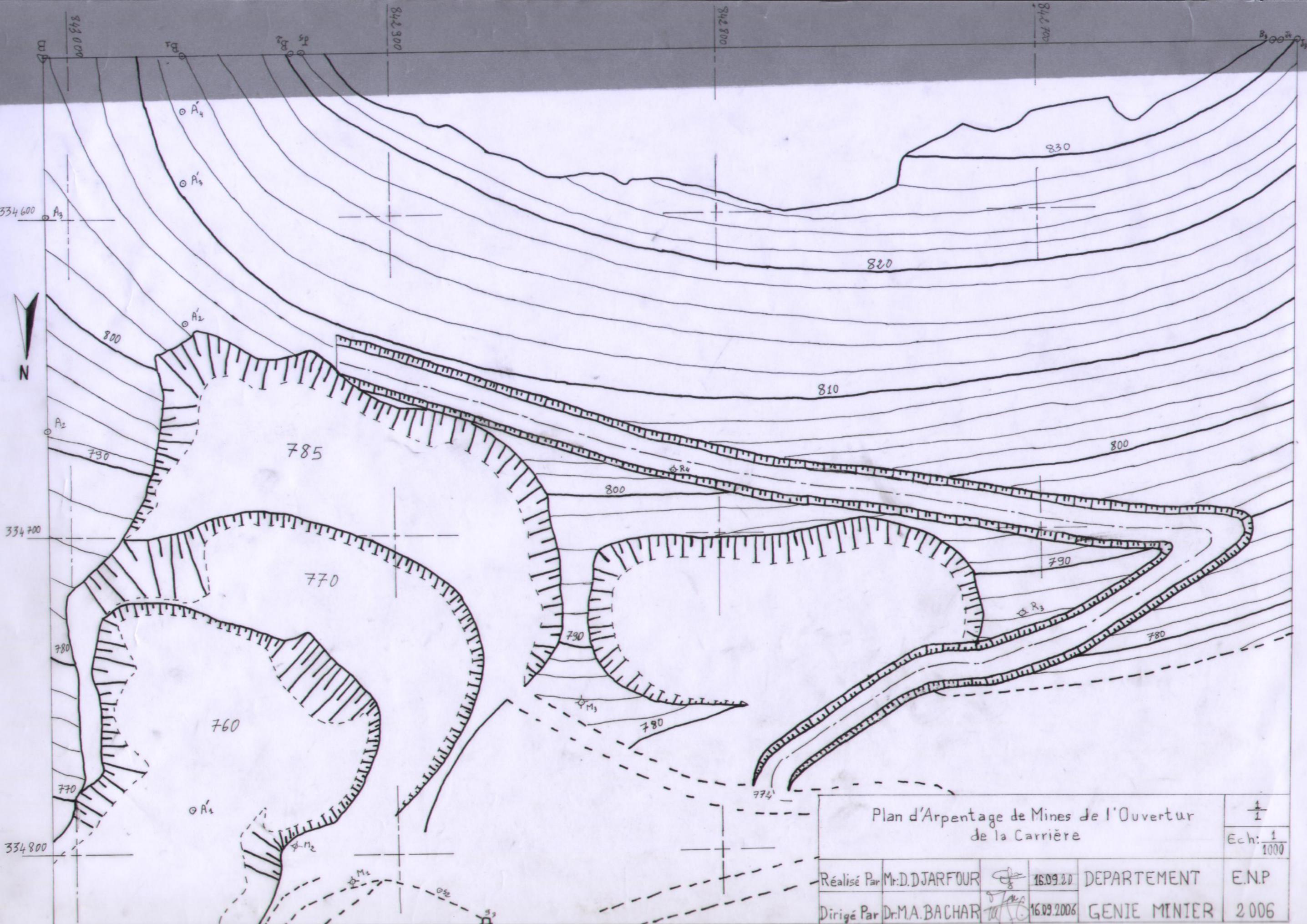
Plan de Section - 200



LEVE TOPOGRAPHIQUE

Echelle: 1/1000  
0 10 20 30 40  
equivalent: 2m

# *Annexe 4*



Plan d'Arpentage de Mines de l'Ouverture de la Carrière				$\frac{1}{1}$
				Ech: $\frac{1}{1000}$
Réalisé Par	Mr.D.DJARFOUR	<i>[Signature]</i>	16.09.20	DEPARTEMENT
Dirigé Par	Dr.M.A.BACHAR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	GENIE MINIER
				E.N.P
				2 006

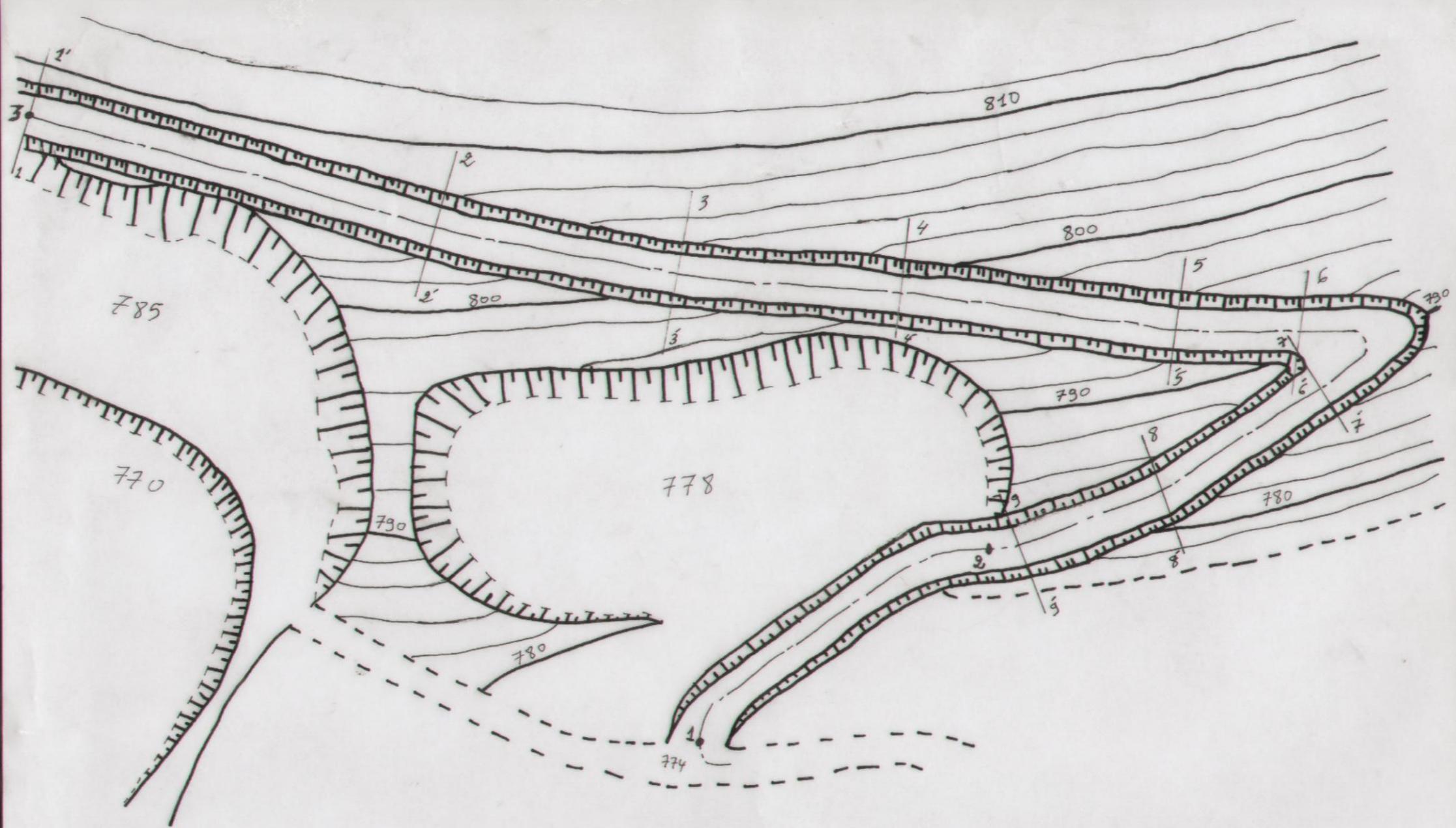


Planche N° 01: Plan de positionnement des profils.

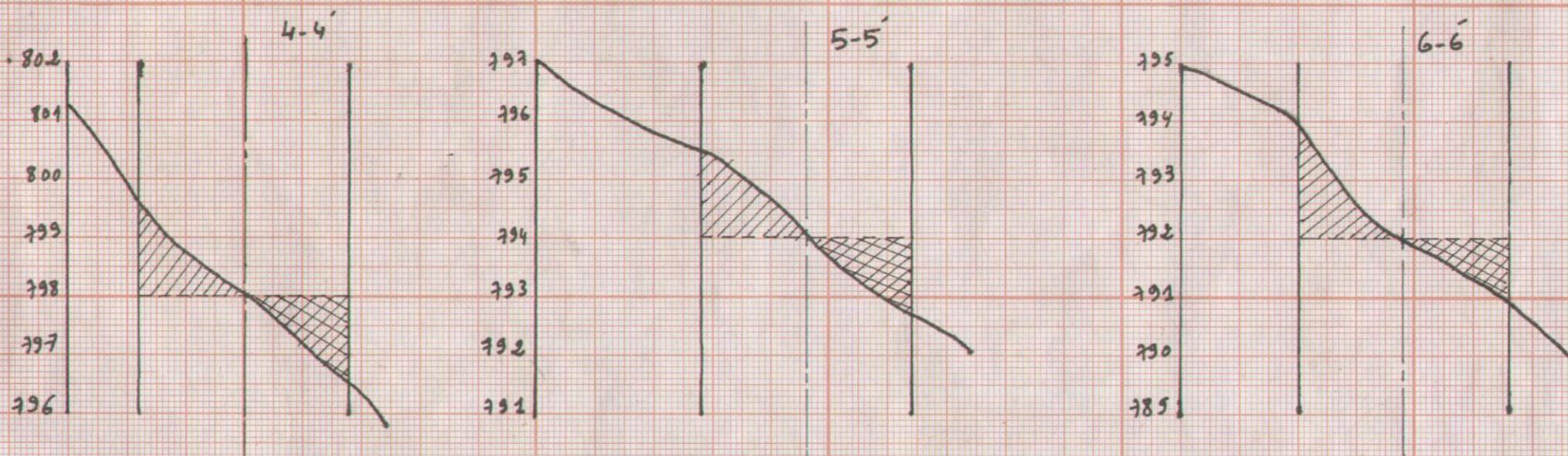
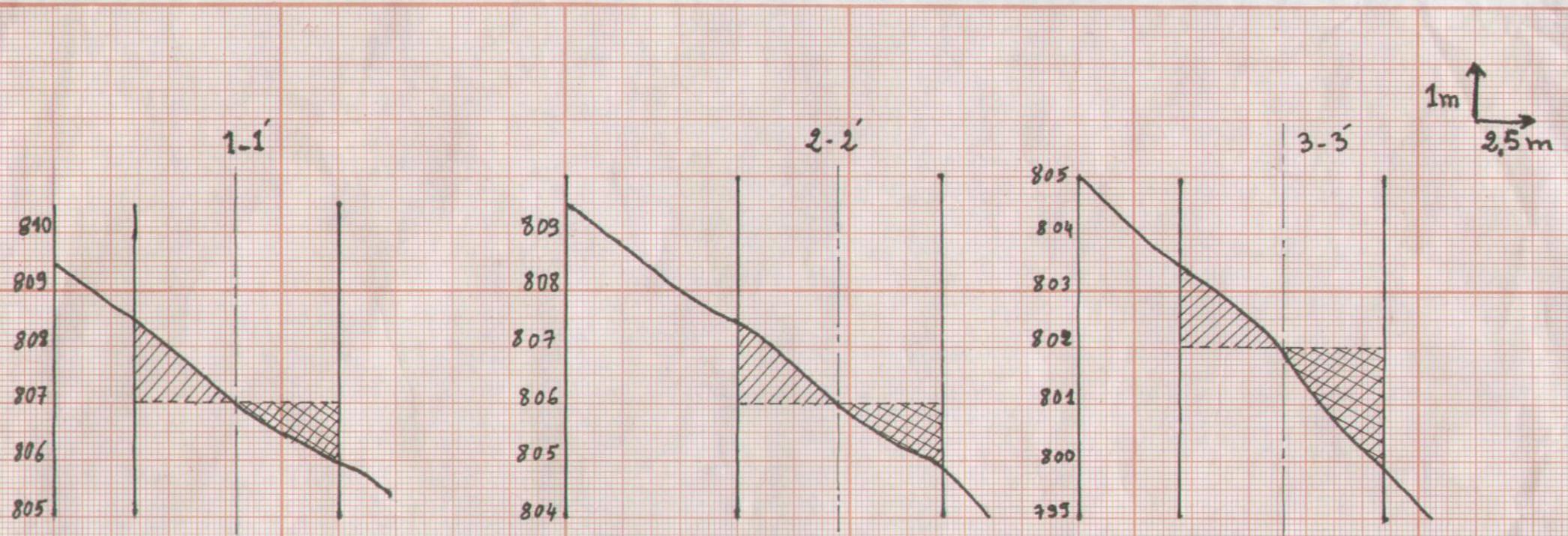


Planche N°02 : Profils en travers.

 Déblais  
 Remblais

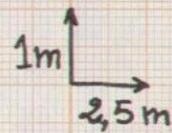
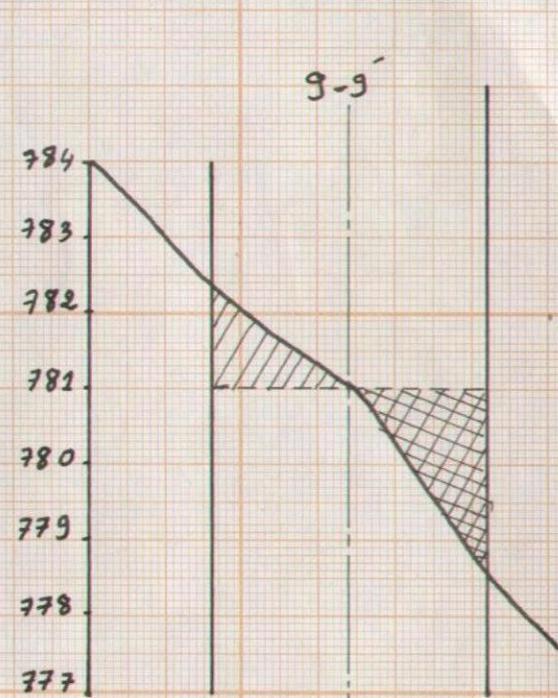
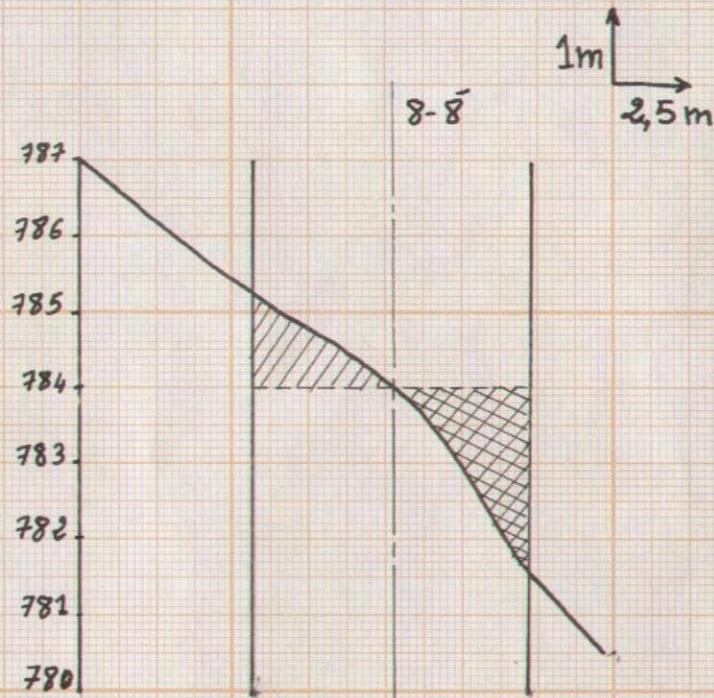
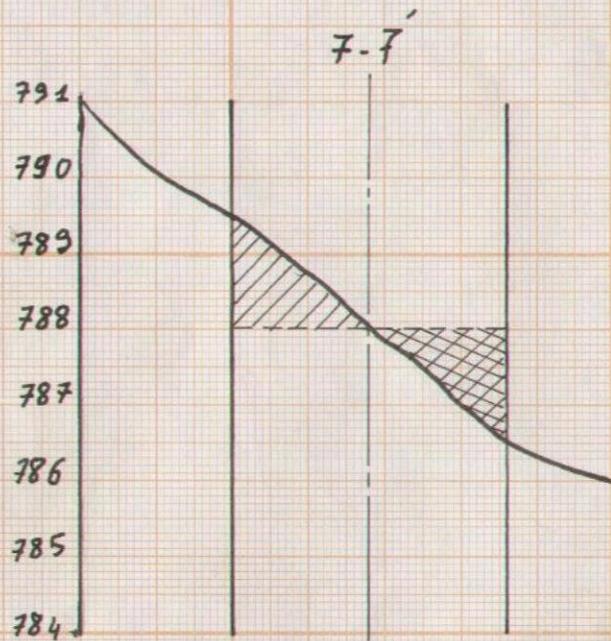
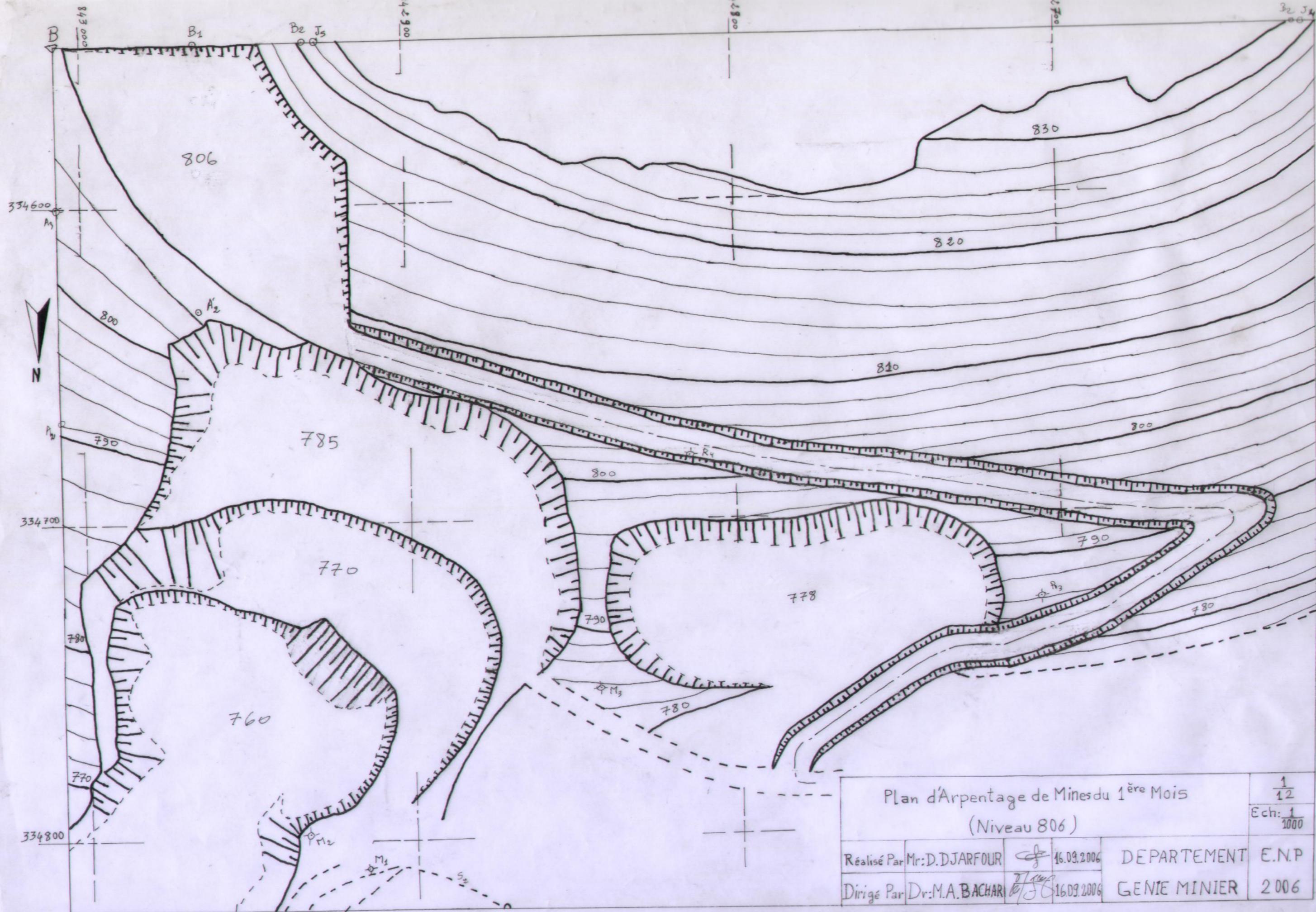


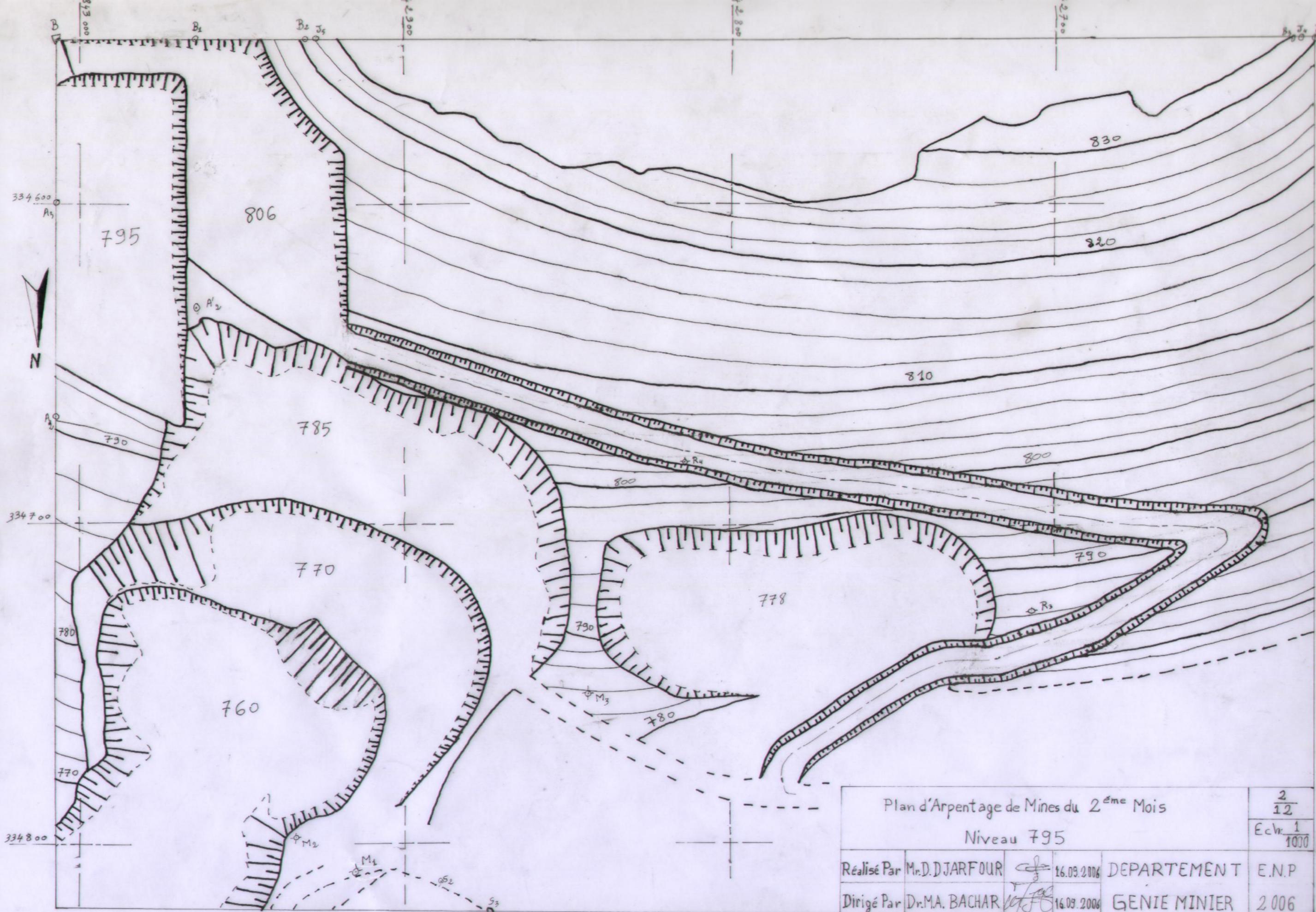
Planche N°02 (suite) : Profils en travers.

-  Déblais.
-  Remblais.

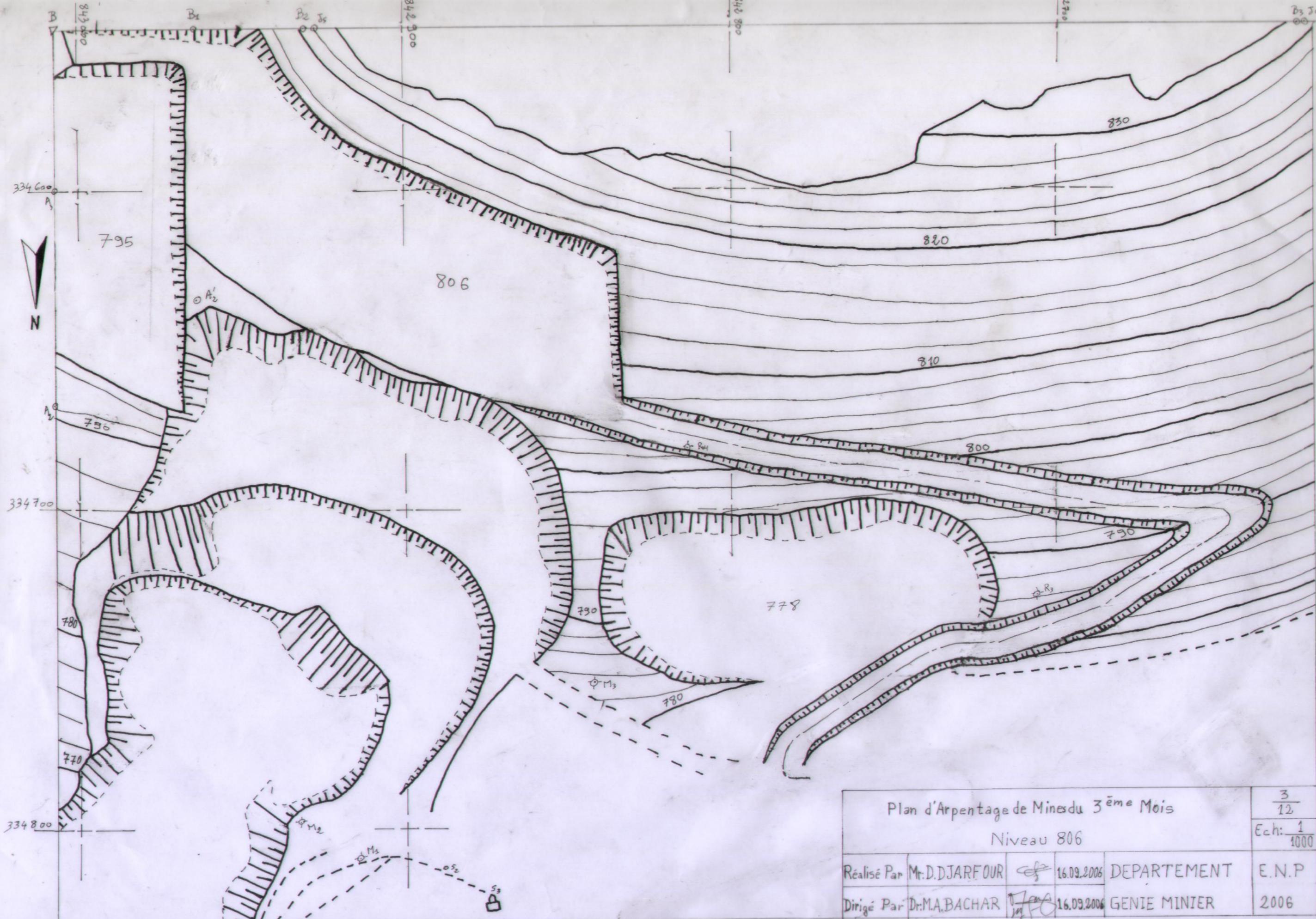
# Annexe 5



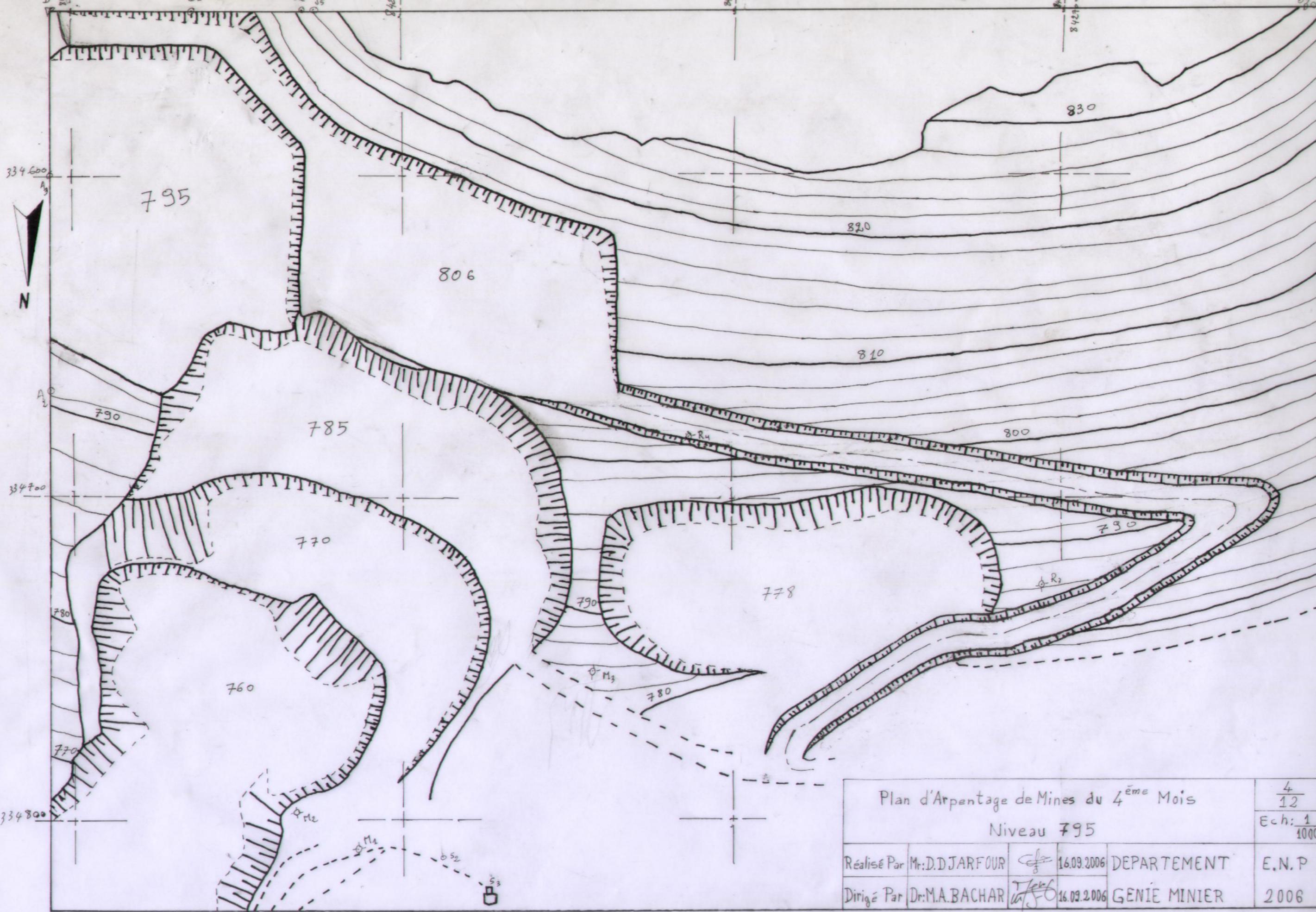
Plan d'Arpentage de Mines du 1 <sup>ère</sup> Mois				1 12
(Niveau 806)				Ech: 1 1000
Réalisé Par	Mr: D. DJARFOUR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	DEPARTEMENT
Dirigé Par	Dr: M.A. BACHARI	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	E.N.P
				GENIE MINIER
				2006



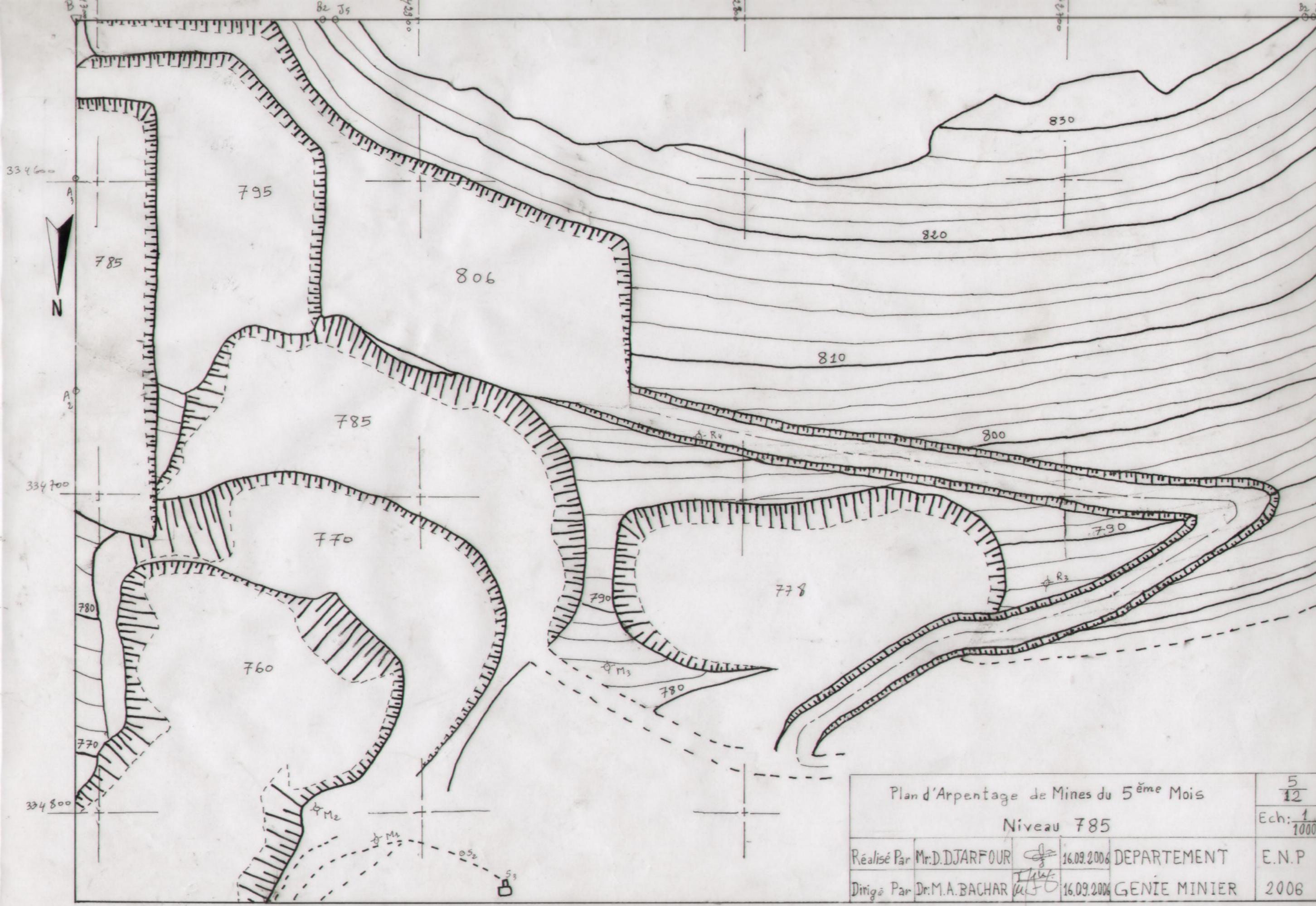
Plan d'Arpentage de Mines du 2 <sup>ème</sup> Mois				$\frac{2}{12}$
Niveau 795				Ech. $\frac{1}{1000}$
Réalisé Par	Mr.D.DJARFOUR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	DEPARTEMENT
Dirigé Par	Dr.MA. BACHAR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	GENIE MINIER
				E.N.P
				2 006



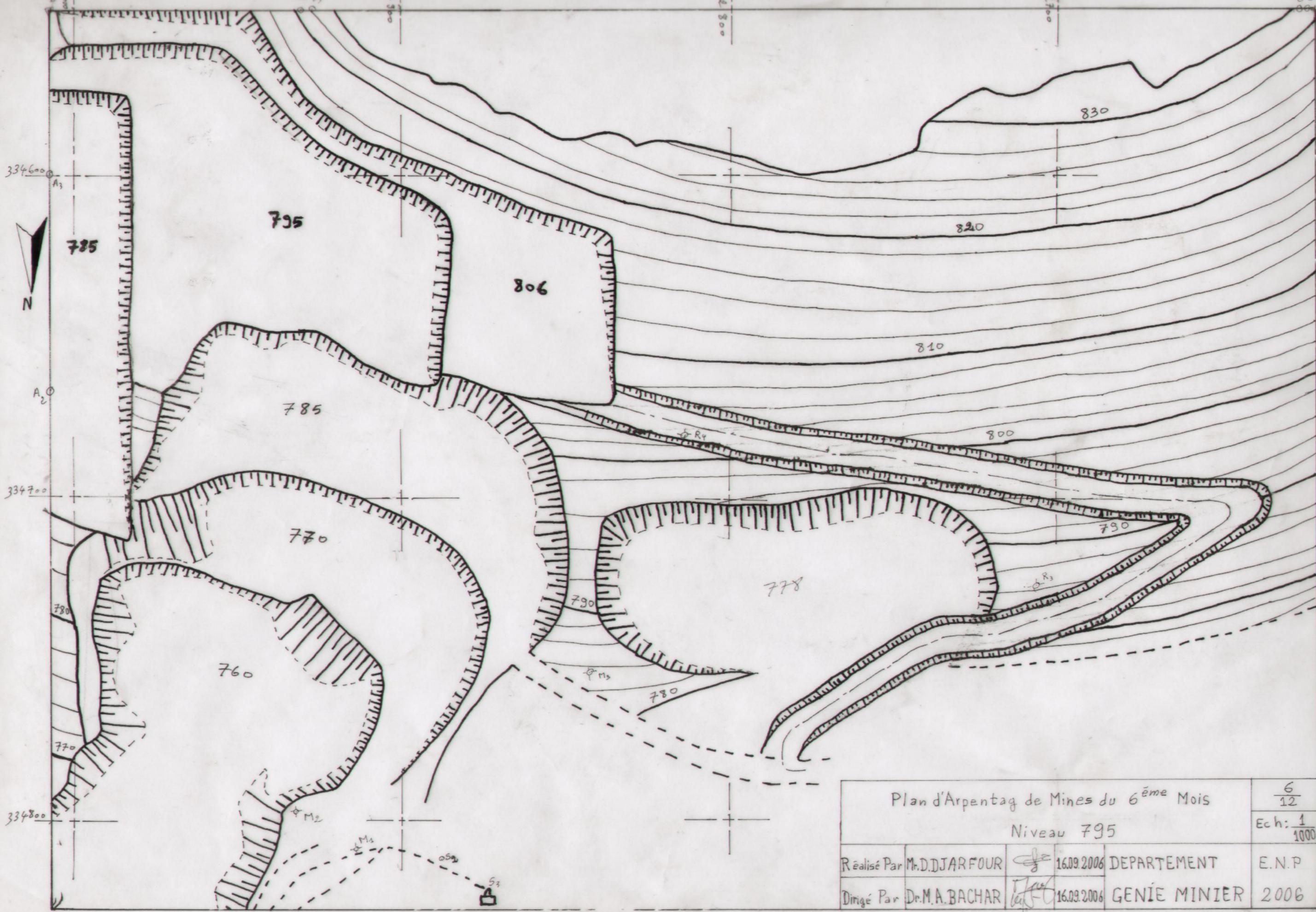
Plan d'Arpentage de Mines du 3 <sup>ème</sup> Mois				3 12
Niveau 806				Ech: 1 1000
Réalisé Par	Mr. D. DJARFOUR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	DEPARTEMENT
Dirigé Par	Dr. M. A. BACHAR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	GENIE MINIER
				E.N.P 2006



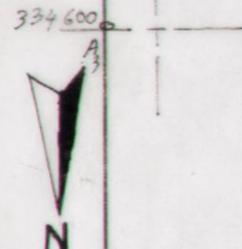
Plan d'Arpentage de Mines du 4 <sup>ème</sup> Mois				4	
Niveau 795				12	
				Ech: 1/1000	
Réalisé Par	Mr: D. DJARFOUR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	DEPARTEMENT	E.N.P
Dirigé Par	Dr: M.A. BACHAR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	GENIE MINIER	2006



Plan d'Arpentage de Mines du 5 <sup>ème</sup> Mois				$\frac{5}{12}$	
Niveau 785				Ech: $\frac{1}{1000}$	
Réalisé Par	Mr. D. DJARFOUR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	DEPARTEMENT	E.N.P
Dirigé Par	Dr. M. A. BACHAR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	GENIE MINIER	2006



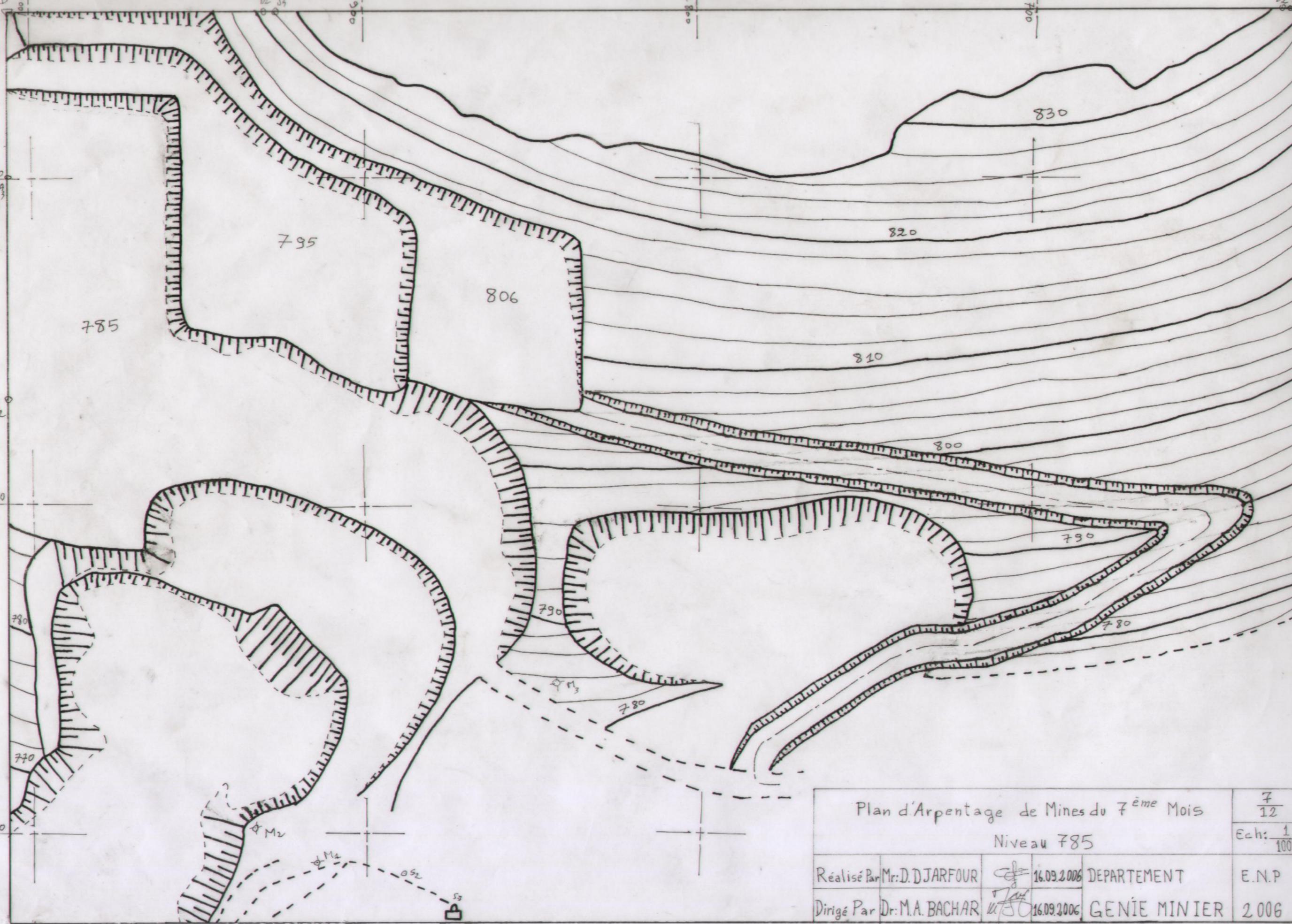
Plan d'Arpentag de Mines du 6 <sup>ème</sup> Mois				$\frac{6}{12}$
Niveau 795				Ech: $\frac{1}{1000}$
Réalisé Par	Mr.D.JARFOUR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	DEPARTEMENT
Dirigé Par	Dr.M.A.BACHAR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	GENIE MINIER
				E.N.P
				2006



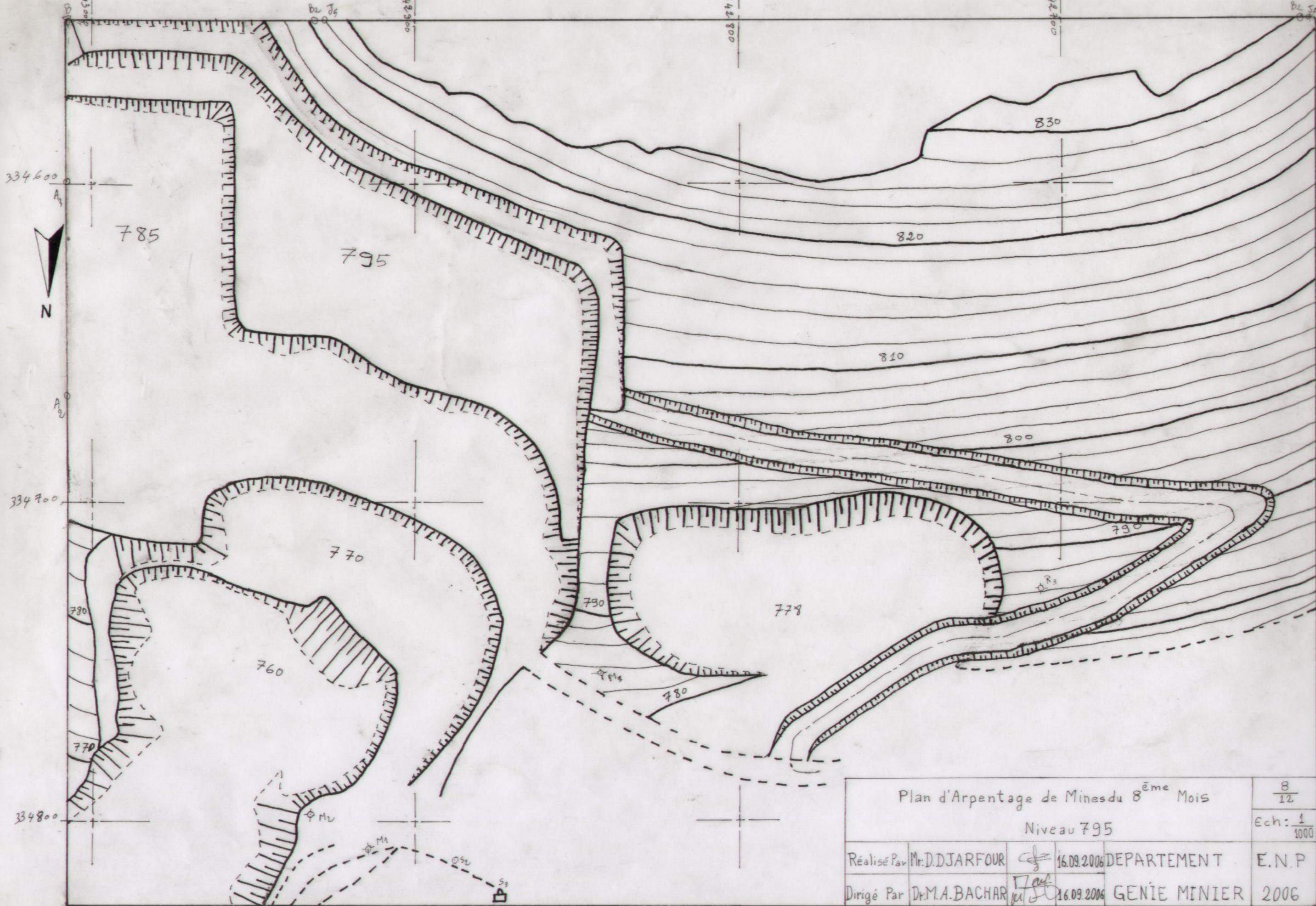
334 600

334 700

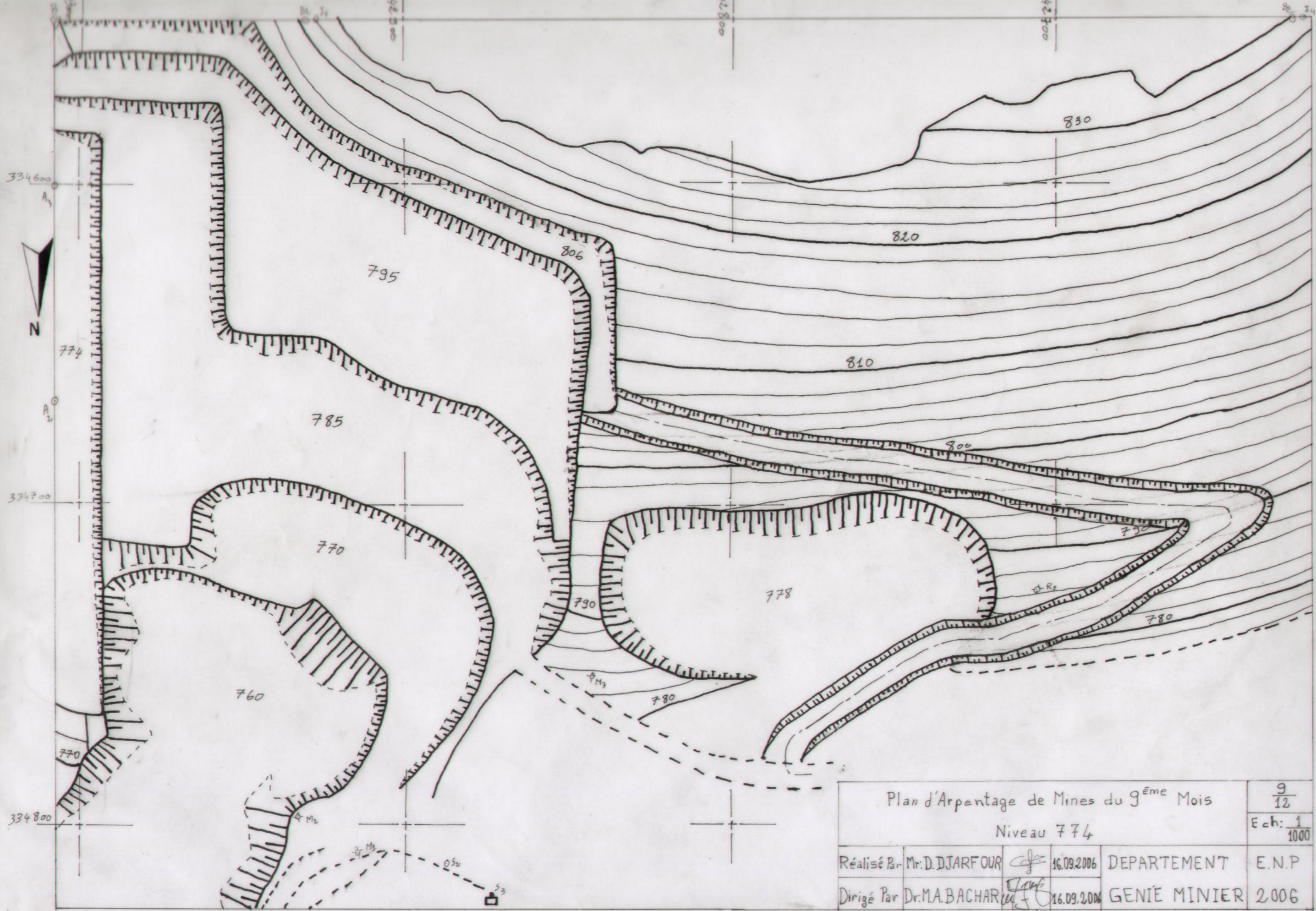
334 800



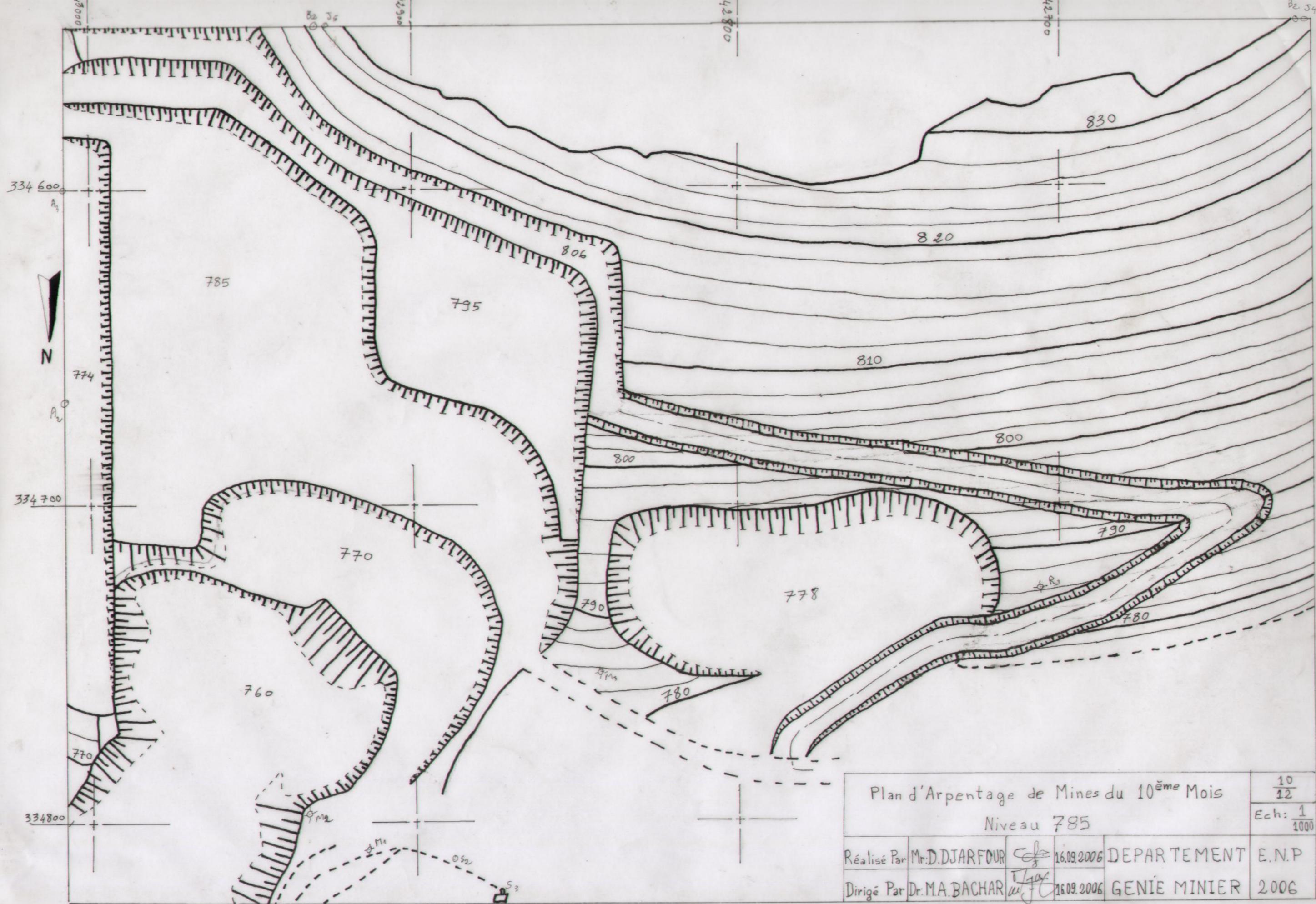
Plan d'Arpentage de Mines du 7 <sup>ème</sup> Mois				7 12
Niveau 785				Ech: $\frac{1}{1000}$
Réalisé Par	Mr: D. DJARFOUR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	DEPARTEMENT
Dirigé Par	Dr: M.A. BACHAR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	GENIE MINIER 2.006



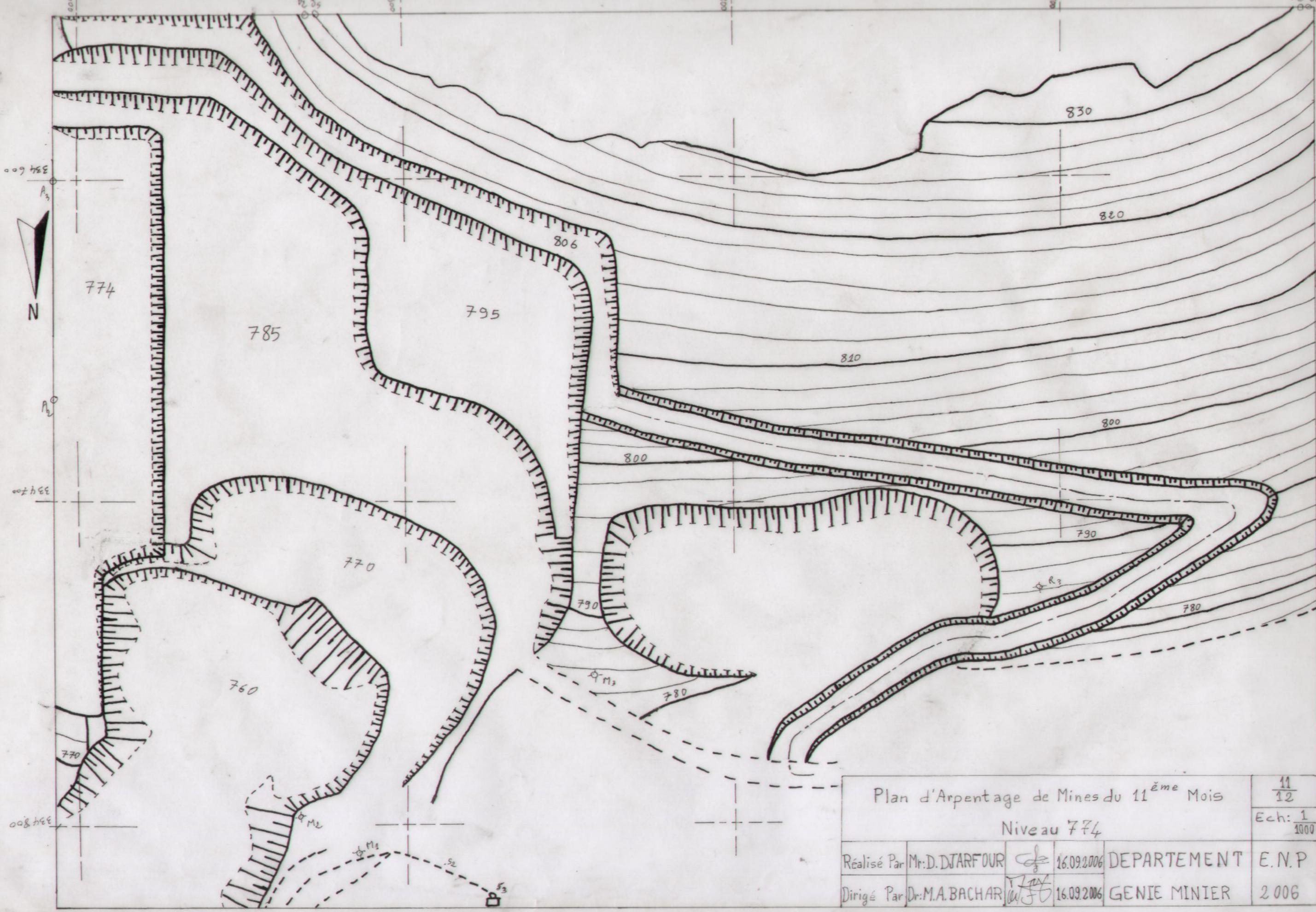
Plan d'Arpentage de Mines du 8 <sup>ème</sup> Mois				$\frac{8}{12}$
Niveau 795				Ech: $\frac{1}{1000}$
Réalisé Par	Mr. D. DJARFOUR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	DEPARTEMENT E.N.P
Dirigé Par	Dr. M.A. BACHAR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	GENIE MINIER 2006



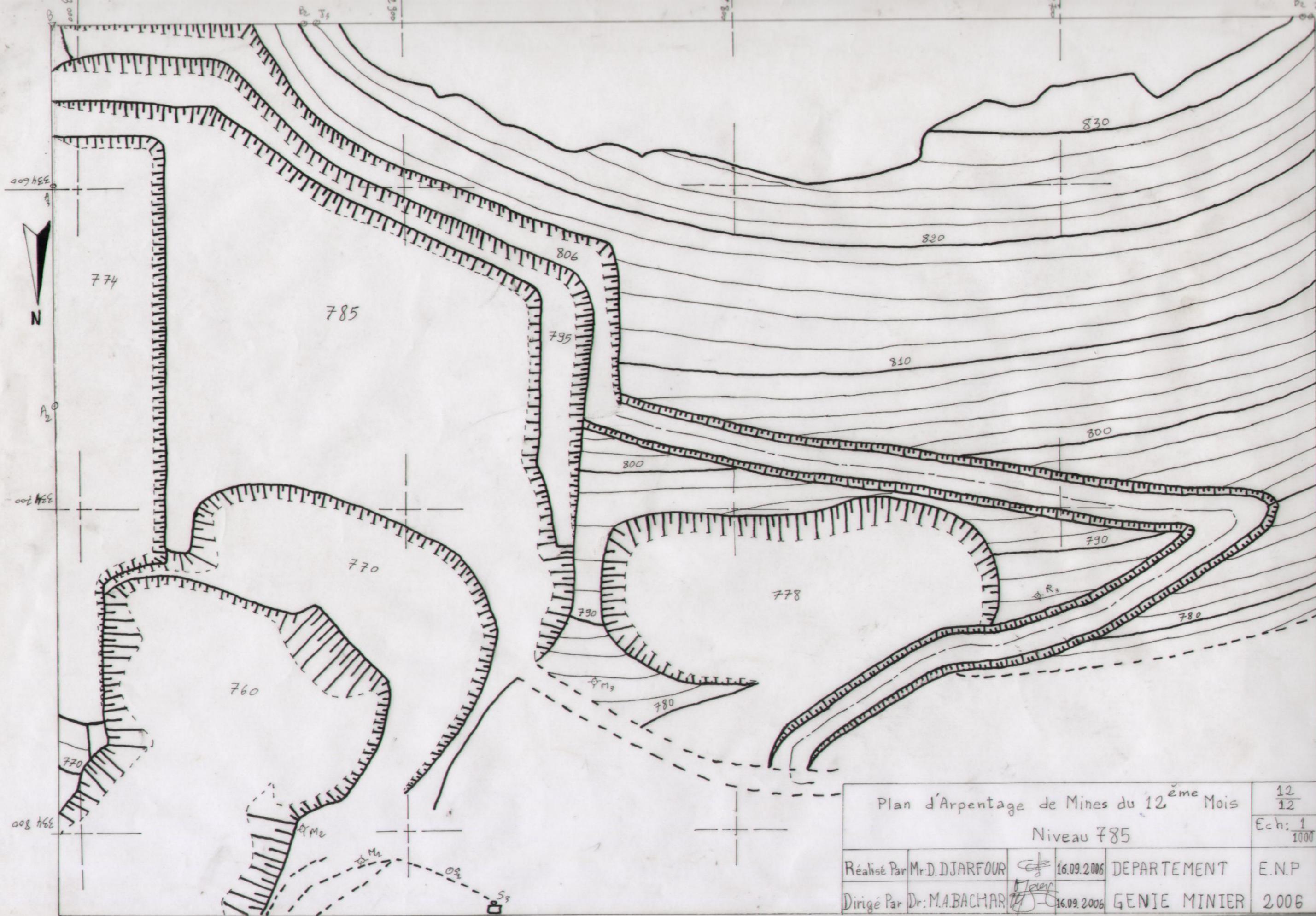
Plan d'Arpentage de Mines du 9 <sup>ème</sup> Mois				$\frac{9}{12}$
Niveau 774				Ech: $\frac{1}{1000}$
Réalisé Par	Mr. D. DJARFOUR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	DEPARTEMENT
Dirigé Par	Dr. M. A. BACHAR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	GENIE MINIER 2006



Plan d'Arpentage de Mines du 10 <sup>ème</sup> Mois				$\frac{10}{12}$
Niveau 785				Ech: $\frac{1}{1000}$
Réalisé Par	Mr.D.DJARFOUR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	DEPARTEMENT E.N.P
Dirigé Par	Dr.M.A.BACHAR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	GENIE MINIER 2006



Plan d'Arpentage de Mines du 11 <sup>ème</sup> Mois				11
Niveau 774				12
Réalisé Par	Mr. D. DJARFOUR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	Ech: 1/1000
Dirigé Par	Dr. M. A. BACHAR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006	E.N.P
				2006



Plan d'Arpentage de Mines du 12 <sup>ème</sup> Mois			12
Niveau 785			12
			Ech: 1/1000
Réalisé Par	Mr. D. DJARFOUR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006
Dirigé Par	Dr. M. A. BACHAR	<i>[Signature]</i>	16.09.2006
DEPARTEMENT		E.N.P	
GENIE MINIER		2006	

# Annexe 6

