

République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique



Département Génie Minier

Projet de fin d'études

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

THÈME

**Projet d'Exploitation de la colline Est du gisement de
Dolomie-Calcaire à El-Maleh (AinTémouchent).**

Proposé par :



Entreprise Nationale des Granulats

Réalisé par:

Mr. Abderrahmane. Neggazi

Promotion : 2009/2010

Remerciements

Je tiens à remercier vivement mon promoteur Dr. K. Omraci qui a dirigé l'ensemble de mon travail.

Je tiens également à remercier vivement Monsieur Achab Djamel Ingénieur à l'E.N.G qui a consacré une partie de son temps à la réalisation de ce travail, ainsi que le topographe de l'ENG, Mr. Guebboub pour son aide.

Je remercie Monsieur SAYAH.M.D (PDG de l'E.N.G), Mr. Ounas (responsable des stages) qui m'a rendu possible la visite du site de mon étude à El-Maleh et la responsable du centre de documentation au sein de la direction générale de l'E.N.G, et Mr. Mahieddine. Z, Mr. Touzen.

Mes remerciements s'adressent aussi, à tout le personnel de l'unité d'El-Maleh(E.N.G) à Ain Témouchent en particulier :

- le Directeur de l'unité Mr. Belabbes.
- les Ingénieurs responsables de l'exploitation du gisement de D'har El- Mendjel Mr. Boularef et Mr. Hedibi.
- le chef du personnel Mr. Messabihi.

Mais aussi, merci à l'ensemble des membres du jury, qui ont bien voulu évaluer mon travail.

Dédicace

Je dédie ce modeste travail à :

Mes grands-mères

A la mémoire des mes grands pères

Mes parents

Mes oncles et tantes

Mes frères et sœurs

Toute la famille Neggazi

Tous mes enseignants

Mes amis

Tous les étudiants du Génie Minier.

ملخص :

الهدف من هذا العمل هو دراسة استغلال الهضبة الثانية (الهضبة الشرقية) لطبقة معدن رسوبي كلس- دولوميت للمؤسسة الوطنية للحصى في ولاية عين تيموشنت التي تستغل الهضبة الأولى (الهضبة الغربية). هذا الاستغلال خاضع لمعرفلين، الأول وجود جرفين حيث الأهم يصل ارتفاعه إلى 30 م الذي يعقد تقدم الأشغال. الثاني اثر التفجير على بيئة الاستغلال بالخصوص المعدات الموجودة بقرب منطقة الاستغلال، هذا أدى إلى تحديد المنطقة القابلة للاستغلال بواسطة إعداد مخططات الاستغلال، حساب الاحتياطي القابل للاستغلال. طريقة و مراحل الاستغلال عين كذلك بواسطة تحليل لأثر التفجير على بيئة الاستغلال (الاهتزازات، تطاير الحجارة)، وقد أدى إلى إيجاد حل إزاء هذا الأثر، اقتراح مخطط تفجير تعاقبي و تحديد مجال التأثير النسبي للتفجير.

كلمات مفتاحية : محجرة، المالح، الهضبة الشرقية، كلس+ دولوميت، جرف، مخططات الاستغلال، الاهتزازات، تطاير الحجارة، تفجير تعاقبي، مجال التأثير.

Résumé :

L'exploitation de la deuxième colline (colline Est) d'un gisement de dolomie-calcaire à El-Maleh appartenant à l'E.N.G qui exploite la première colline (colline Ouest). est soumise à deux contraintes, la première étant relative à la présence de deux falaises dont la plus importante atteint, une hauteur de 30 m qui complique l'avancement des travaux. La seconde étant l'impact du tir sur l'environnement de l'exploitation et en particulier les installations du carreau de la carrière. Cela à conduit à la détermination de la zone exploitable par l'établissement des plans d'exploitations, et le calcul des réserves exploitables. Le processus et la technologie d'exploitation ont été défini suite à l'analyse de sécurité sur l'impact du tir de mines sur l'environnement de l'exploitation (vibrations et projections de roches), et a abouti à une solution vis-à-vis de cet impact. Un plan de tir séquentiel a été proposé ainsi qu'une zone de sécurité relative au tir, délimitée par un rayon d'influence.

Mots clés : carrière, El-Maleh, colline Est, Dolomie-calcaire, falaise, plans d'exploitation, vibrations, projections des roches, tir séquentiel, rayon d'influence.

Abstract :

Exploitation of the second hill (east hill) of a dolomite-limestone layer in El-Maleh belongs to the E.N.G which exploits the first hill (Western hill). Submits to two constraints the first being relative to the presence of two cliffs which the most important reached, a 30 m height which complicate the progress of the exploitation. The second being impact of the blasting on environment of the exploitation and in particular installations of quarry . that conduit to the determination of exploitable zones by the establishment of the plans of exploitation, and the calculation of the exploitable reserves. The process and the technology of exploitation were definite following the analysis of safety on the impact of the blasting on the environment of the exploitation (vibrations and projections of rocks), and led to a solution for resolve this impact. A sequential blasting pattern was proposed thus that security zone relating to the shooting, delimited by a ray of influence.

Key words: quarry , El-Maleh, east hill, Dolomite-limestone, cliff, plans of exploitation, vibrations, fly rocks, sequential blasting, ray of influence.

Table des matières

page

Introduction générale	1
-----------------------------	---

CHAPITRE I : cadre géologique du gisement

I.1- Situation géographique du gisement	4
I.2- Infrastructure énergétique et routière	4
I.3- La topographie du gisement	4
I.4- Hydrographie	5
I.5- Hydrogéologie de la région	5
I.6- Lithostratigraphie	5
I.6.1- Lithostratigraphie régionale	5
I.6.2- Lithostratigraphie locale.....	7
I.7- Tectonique	8
I.8- Réserves géologiques	10
I.9- Les éléments du gisement	11
I.10- Etudes et travaux effectués sur le gisement.....	11
I.10.1- Les travaux effectués en 1996 (A. BEY, 1996)	12
I.10.2- Les travaux effectués en Mai 2007	14
I.10.3- Etude effectuée à l'école polytechnique d'alger (MENACER,BENSAAD-2007)	15
I.11- Propriétés et caractéristiques de la roche du gisement	15
A- Analyses physiques.....	16
B- Propriétés mécaniques	17
C- Caractéristiques technologiques de la roche	22
Conclusion	24

Chapitre II : processus et technologie d'exploitation

II.1- Les conditions technico-minières de la carrière(colline Est)	26
II.1.1- Régime de fonctionnement de la carrière	26

II.1.2- Capacité de production	26
II.1.3- Réserves exploitables	27
II.1.4- Durée de vie de l'exploitation de la colline	27
II.2- Historique de l'exploitation de la colline Ouest	27
II.2.1- La cadence d'exploitation de la colline Ouest	27
II.2.2- L'abattage (colline Ouest)	30
II.3- Exploitation de la colline Est	30
II.3.1- Les limites de la carrière	30
II.3.2- Travaux préparatoires	31
II.3.2.1- Travaux de découverte de la colline Est	31
II.3.2.2- La piste principale	31
II.3.3- Pistes secondaires	34
II.3.4- Méthode d'exploitation	34
II.3.5- Elément du système d'exploitation	34
II.3.6- Réserves non exploitables	37
II.3.7- Planning d'exploitation de la colline Est	37
II.3.8- Cadence d'exploitation	41
Conclusion	41

Chapitre III : Technique d'abattage et analyse de sécurité

III.1-Technique d'abattage	43
III.2- Abattage à l'explosif	43
III.3- La fissuration	44
III.4- Conception du plan de tir	44
III.5- Blocométrie admissible	45
III.6- Les paramètres du plan de tir	45
III.6.1- La foration	46

III.6.1- Plan de Chargement des trous	51
III.6.1- L'amorçage	57
III-7. Analyse de sécurité de l'impact de tir de mines sur environnement.....	64
III.7.1- Effet des vibrations dues au tirs de mines	64
III.7.1.1- Les facteurs influant sur le niveau de vibration	64
III.7.1.2-La loi de propagation des vibrations	65
III-7.2- Les projections de roches dûs aux tirs de mines	66
III.7.2.1- Détermination de la distance de projection	67
III.7.2.2- Comment éviter les projections	68
III.8- Le tir séquentiel	68
III.8.1) Notion du tir séquentiel	68
III.8.2) Utilité du tir séquentiel	68
III.8.3) Présentation de l'exploseur séquentiel	68
III.8.4) Sécurité d'utilisation	69
III.8.5) Règles du tir séquentiel	69
III.8.6) Schémas du tir séquentiel	72
Conclusion	73

Chapitre IV : Paramètres de la mécanisation pour l'exploitation de la colline Est

IV.1- La foration	75
IV.2- Le chargement	77
IV.3- Le transport	78
Conclusion	80
Conclusion générale	81

Liste de figures

Figure I.1: Situation géographique du gisement.....	4
Figure I.2: Carte topographique de D’har El-Mendjel avec localisation des failles et des sondages	9
Figure I.3: Essai de traction indirecte (brésilien).....	18
Figure II.1: Plan d’exploitation de la colline Ouest	29
Figure II.2: Profil en largeur de la piste principale	33
Figure II.3: Plate-forme de travail	36
Figure III.1: Conception du plan de tir	58
Figure III.2: Amorçage latéral	60
Figure III.3: Amorçage latéral.....	60
Figure III.4 : Schéma de tir	63
Figure III.5: Exploseur séquentiel BM-20 F-10 PT	69
Figure III.6: Schémas de tir séquentiel.....	72
Figure IV.1: La foreuse Titon	76
Figure IV.2: Chargeuse KOMATSU	78
Figure IV.3: Dumper TEREX TR60	80

Liste de tableaux

Tableau I.1 : Réserves géologiques de la colline Est.....	10
Tableau I.2 : Caractéristiques chimiques de la roche (1996).	13
Tableau I.3 : Résultats des analyses chimiques par fluorescence X des échantillons prélevés.....	14
Tableau I.4 : Nature pétrographique des échantillons prélevés.....	15
Tableau I.5 : Les propriétés physiques de la roche	17
Tableau I.6 : Classes de résistance à la compression uniaxiale.....	18
Tableau I.7 : Coefficient Los- Angeles dans les principales utilisations du granulat	20
Tableau I.8 : Propriétés mécaniques de la roche du gisement de d’Har El-Mendjel	21
Tableau I.9 : Indice de forabilité (IF) des roches et leur classement	22
Tableau I.10 : Echelle de broyabilité	24
Tableau II.1 : Réserves restantes de la colline Ouest (2009)	28
Tableau II.2 : Délimitation administrative de la carrière	31
Tableau II.3 : Profil en long de la piste principale	33
Tableau II.4 : Cadence d’exploitation de la colline Est	41
Tableau III.1 : Résistance au tirage de quelques roches	49
Tableau III.2 : Propriétés de la Marmanit II	53
Tableau III.3 : Vitesses de vibration admissibles	66

INTRODUCTION GENERALE

Le présent sujet, proposé par l'Entreprise Nationale des granulats entre dans le cadre d'une étude d'exploitation d'un gisement de dolomie-calcaire à ciel ouvert de la deuxième colline (colline Est) de D'har El-Mendjel à El Maleh, dans la wilaya de Ain Témouchent. Cette entreprise exploite actuellement la première colline (colline Ouest) qui est en voie d'épuisement.

Un stage d'une semaine du 22 au 28 mars 2010 m'a permis de découvrir les conditions géologiques de la colline Est, ainsi que les travaux miniers dans la première colline (colline Ouest) .

L'objectif de ce projet est la détermination de la zone exploitable de la colline Est qui est située non loin de la route communale et de la station de concassage. La présence de deux falaises (supérieure, inférieure) ainsi que les deux contraintes (proximité de la route et de l'installation de traitement) sont des contraintes pour une extraction à l'aide de l'explosif. Une étude de sécurité vis-à-vis de l'influence des vibrations et de la projection des roches est nécessaire dans ce cas pour la protection de l'environnement de l'exploitation. En conséquence, l'établissement des plans d'exploitation et le calcul de réserves exploitables ainsi que les paramètres du processus d'exploitation (ouverture, planning d'exploitation , plan de tir, chargement et transport) seront intimement liés avec les résultats de cette étude de sécurité.

Dans son ensemble, le mémoire est structuré en quatre chapitres :

Le premier chapitre est consacré à la présentation du cadre géologique du gisement, dans lequel on fait une synthèse des études géologiques du gisement concerné et en particulier les réserves exploitables et les propriétés chimiques et technologiques du matériau utile essentiellement destiné aux travaux de construction routière et la confection des bétons.

Le deuxième chapitre traite des conditions techniques et minières de la carrière en proposant une piste principale destinée au roulage et à l'ouverture d'un niveau initial qui va permettre par la suite le développement de l'exploitation de la colline Est dans un

sens global bien déterminé en présentant successivement les plans d'exploitation envisagés.

Le troisième chapitre comporte la technique d'abattage et une analyse de sécurité de l'impact du tir de mines sur l'environnement. Un plan de tir sera étudié ainsi que la limite de la charge tolérée et la détermination de la distance d'influence du tir de mine et de la projection des roches.

Le quatrième chapitre détermine les paramètres de la mécanisation dans la future exploitation de la colline Est pour une production souhaitée avec le matériel et les engins disponibles de l'entreprise.

Chapitre I :

Cadre géologique du gisement

I-1. La situation géographique du gisement:

La carrière géante 2 de l'ENG qui exploite un gisement de dolomie-calcaire est située dans la commune d'El-Maleh de la willaya de Ain Témouchent. Ce gisement appartient au massif de D'har El-Mendjel qui est situé à 2.5 km au nord-ouest de la ville d'El-Maleh sur le côté gauche de la route menant à Terga (cf. figure I.1).



Figure I.1: Situation géographique du gisement.

I-2. Infrastructures énergétique et routière :

La présence d'une ligne électrique de moyenne tension supérieure à 30 KV passe juste à proximité du gisement qui assure le raccordement électrique pour les besoins de la carrière. Une route stratégique qui mène à Terga est également favorable à la commercialisation du matériau. De plus, la région du site est desservie par la route nationale 35 reliant Oran à la frontière Algéro-Marocaine.

I-3. La topographie du gisement :

Le gisement de D'har El-Mendjel est constitué de deux collines, une à l'Ouest en exploitation, et l'autre à l'Est en projet d'ouverture (colline Est). La colline Est, est caractérisée par l'existence de deux falaises, une falaise supérieure et une falaise inférieure dont la plus importante atteint 30 m.

I-4. Hydrographie :

Le réseau hydrographique est représenté par deux oueds dont le plus important est oued El-Maleh. Ce oued passant à 3 km au nord du gisement, est presque sec durant l'été.

I-5. Hydrogéologie de la région :

On distingue les différentes nappes existantes dans la région:

I-5-1. La nappe des calcaires liasiques :

Elle s'étend du Djebel D'har El-Mendjel vers Djebel Touila penchée au-dessous de la plaine d'El-Maleh. Cette nappe se trouve à 14m de profondeur avec un rabattement annuel de 2.3m.

I-5-2. La nappe des alluvions quaternaires :

Son extension est limitée aux étroites vallées des oueds et les bas fonds des plaines. Cette nappe est relativement salée dont sa salinité atteint 6 à 9 g/l dans la région d'El-Maleh et plus en bordure de la sebkha.

I-5- 3. La nappe du pliocène continental :

Représentée par des sables et grès de perméabilité variable, parfois forte en liaison avec les changements de faciès, qui peuvent être gréseux ou sableux en bordure des vallées, ou graveleux en bordure de la sebkha.

Dans la zone d'étude cette nappe est en contact avec la nappe des alluvions quaternaires.

L'espace recèle d'importantes ressources naturelles représentées par les différents puits et forage et leurs débits sont généralement moyens.

I-6. Lithostratigraphie:

I-6-1. Lithostratigraphie régionale :

A. Les terrains sédimentaires :

A. 1 Le trias :

Il affleure en époinement au sud du massif de D'har El-Mendjel. Il est représenté généralement par des argiles bigarrées rougeâtres parfois vertes et violacées, associées à du gypse et à du sel qui impregne ce terrain à la surface duquel on recueille de nombreux cristaux de quartz bipyramidés.

Ces affleurements sont en effet nombreux, mais ils sont recouverts par des alluvions caillouteux et pouding tertiaires qui forment la plus grande partie du sol de la plaine de Ain Témouchent.

A. 2 Les calcaires liasiques :

Ils forment les deux principaux époinements de Djebel Touita et de D'har El-Mendjel. Il s'agit de calcaires qui affleurent en grands bancs gris ou bleu grisâtres très fissurés et entrecoupés à l'échelle locale par de nombreux filonnets de calcite de puissance de plus de 45m.

Ces formations passent plus haut à des dolomies du même âge plus compact et plus marmorisées.

A. 3 les schistes callovio-oxfordiens :

Il s'agit de schistes verdâtres intercalés de filonnets de calcite parfois ferrugineuse et de lentilles de quartzites. Ces formations forment la base du massif de Djebel Touita et de D'har El-Mendjel.

A. 4 Les formations néocomiennes :

Il s'agit en fait de schistes et de quartzites, de schistes argileux avec des intercalations de lentilles de quartzites.

A. 5 Les terrains quaternaires :

Ils sont formés par deux types d'alluvions :

- Les alluvions anciens : sont argilo-sableux et couvrent tout le bas fond des oueds et des vallées.
- Les alluvions récents sont plus souvent limoneux à passé sableux et occupent tous les fonds des vallées

B. Les terrains éruptifs :

Le basalte apparaît en lambeaux épais au voisinage de l'ophite au sud d'El-Maleh et juste au nord du village de Chaabat 1.

Il s'agit de coulées basaltiques ou de produit pyroclastique qui forment la majorité de ces terrains (basalte doléritique ou labradorite à olivines altérées).

I-6-2. Lithostratigraphie locale:

D'après les études faites par l'unité de recherche et étude géologique (UREG) de Boumerdès les formations qui composent le massif de D'har El-Mendjel sont formées essentiellement de marnes schisteuses verdâtres, de calcaires et de dolomies calcaires et de formations molassiques.

Du point de vue de la datation de ces différentes formations, on attribue :

- Le lias aux calcaires et dolomies calcaires.
- Le jurassique supérieur aux marnes schisteuses.
- Le quaternaire aux formations molassiques (brèches).

On peut donc résumer la composition stratigraphique et lithologique du gisement de la manière suivante :

➤ **Les marnes schisteuses:**

Affleurent surtout au sud du massif où elles représentent une bande assez large de cent à deux cent mètres de large. Leur puissance dépasse la centaines de mètres. Du point de vue lithologie il s'agit d'une roche d'aspect verdâtre à verte brunâtre parcourue par des petits filonnets de calcite avec parfois des rognons de calcaires marneux. Lors des travaux de sondage et pour toute la puissance forée on a pu remarquer qu'en réalité il s'agit d'alternance de bancs de marnes avec des marnes argileuses qui gisent avec un pendage de 25 à 30° vers le nord et qui constitue l'autochtone de la région.

➤ **Les calcaires et les dolomies :**

Ce sont les formations qui nous intéressent dans le cadre de notre étude. La limite entre les formations de base que sont les marnes avec ces formations est très nette et correspond à une discordance tectonique. En réalité il s'agit du contact entre l'autochtone (marnes schisteuses) et l'allochtone carbonaté dont les lambeaux constituent le massif de D'har El-Mendjel et le massif de Djebel Tounit . Sur le terrain la différenciation entre les dolomies et les calcaires qui se traduit par une teinte plus claire pour les calcaires et par une teinte plus sombre pour les dolomies peut être observée au voisinage des sondages 7,8 et 9.

Les dolomies sont de couleur bleue foncée tandis que les calcaires ont une teinte bleuâtre clair à grisâtre.

Le sondage n°3 a traversé dans toute sa puissance des dolomies sans pour autant rencontrer des calcaires, ce qui nous laisse supposer que les deux collines composant le massif étudié forment deux blocs tectoniques bien distincts séparés par une faille de direction nord-est et composés essentiellement de dolomies avec une mince couche calcaire se terminant en biseau vers le sud-est.

Du point de vue de la composition pétrographique et sur la base de l'étude réalisée sur six échantillons on peut conclure qu'il s'agit de dolomies avec un très faible taux d'impuretés (argiles, oxydes, pyrite etc..)

La roche est parcourue de façon très chaotique par de nombreux filonnets de calcite blanche.

La puissance réelle de cette assise dolomitique d'après les informations qu'on a pu recueillir lors de la documentation des sondages peut être estimée à plus de 100 mètres.

Un seul sondage a pu recouper le mur des calcaires (S7) mais dans d'autre flanc du synclinal qui est représenté par le Djebel Tounit cette puissance dépasse la centaine de mètres ce qui témoigne qu'au niveau du massif de D'har El-Mendjel la partie supérieure de l'assise est érodée.

➤ **Les formations bréchiques :**

Sur le flanc nord du massif un grand fossé d'effondrement d'axe orienté ouest-est a fait l'objet de remplissage par les éléments calcaires et dolomitiques cimentés par un matériau tuffogène carbonaté. Ce type de faciès de formation assez récente par rapport aux dolomies et les calcaires, est le résultat d'un processus assez tardif, qui a vu des éléments anguleux provenant de la destruction des formations carbonatées et dolomitiques, remplir les fossés d'effondrement et cimentés par un liant argilo-carbonaté durant l'ère quaternaire.

I-7. Tectonique :

Elle est caractérisée par l'existence de deux failles principales, la première faille, de direction nord-sud, partage le massif en deux collines. Elle peut être observée au niveau de l'ancienne fosse, laissée par l'entreprise Belge dans les années (1984-1985). On peut observer une ouverture, avec remplissage par des calcaires altérés et des limons argileux. La deuxième faille est celle qui sépare les dolomies des formations bréchiques.

Mise à part ces deux failles, il existe à l'échelle locale, plusieurs zones légèrement tectonisées, avec un remplissage de terre végétale et de limons ferrugineux.

Le massif de D'har El-Mendjel est le produit d'une succession d'événements tectoniques, qui ont été la cause de charriage de nappes à faciès carbonatés, et leur dépôt sur un substratum marneux plus jeune.

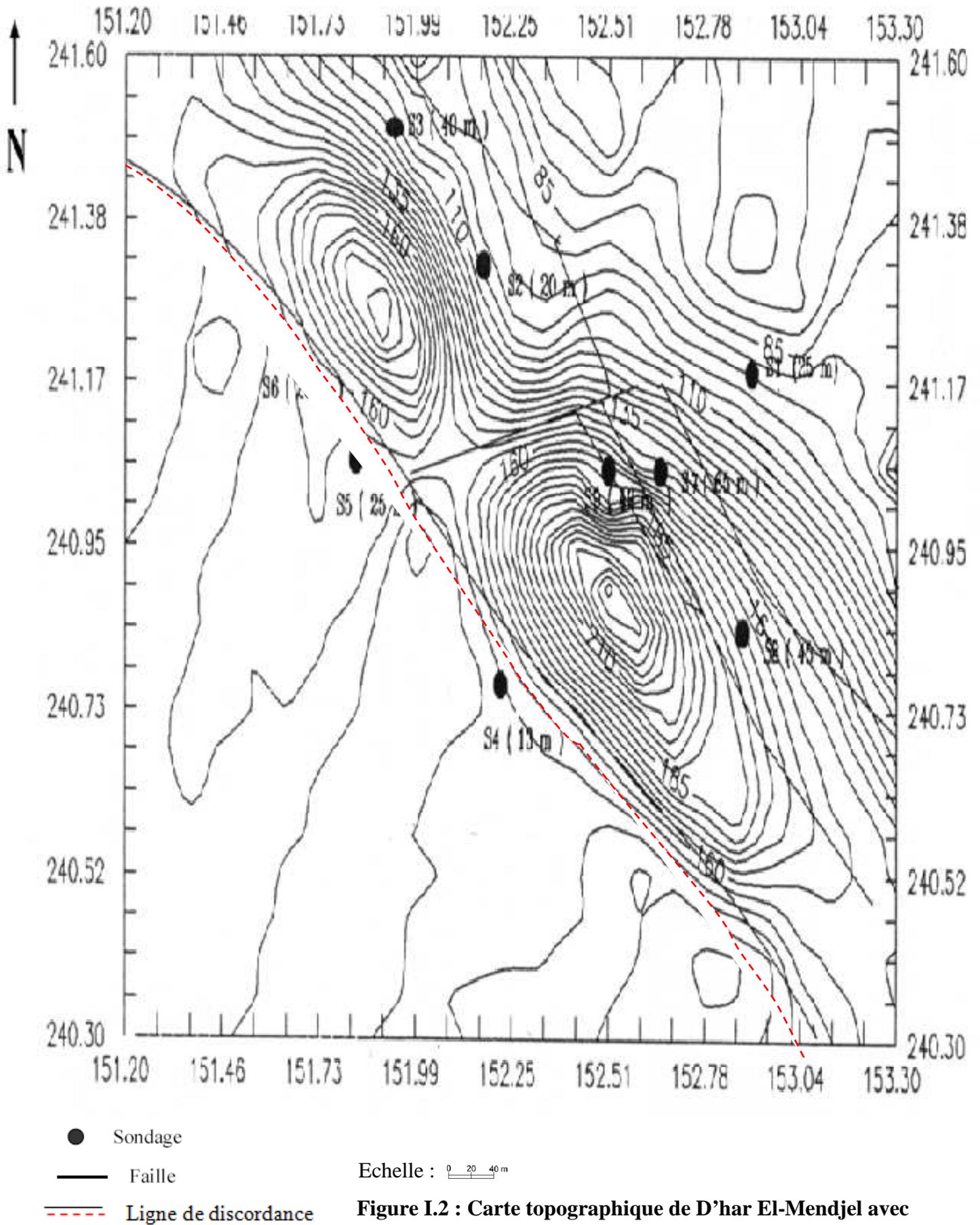


Figure I.2 : Carte topographique de D’har El-Mendjel avec localisation des failles et des sondages (A.Bey ,1996).

I-8. Réserves géologiques de la colline Est:

Le gisement est classé dans le groupe 3 (gisement à structure inclinée et fracturée; de ce fait la réserve ne peut être évalué qu'en catégorie **B** et **C1**).

I-8-1. Estimation des réserves totales du gisement:

Le gisement de D'har El-Mendjel à été étudié au moyen de 9 sondages verticaux de profondeur qui varie entre 13 et 65 mètres dont 5 dans la colline Est .

La méthode utilisée est celle des courbes de niveaux, les surfaces des courbes de niveaux ont été calculées par le logiciel Autocad, Les formules utilisées pour le calcul des volumes et des tonnages des niveaux sont les suivantes :

$$\text{Volume: } V = [(S1+S2)/2] * L \dots\dots\dots (1)$$

$$\text{Tonnage } Q = [(S1+S2)/2] * L * d \dots\dots\dots (2)$$

Où :

Q : la quantité du matériau en tonnes (T).

S1 : la surface de la courbe 1(m²).

S2 : la surface de la courbe 2 (m²).

L : l'intervalle inter-courbe ,L=5 m.

d : le poids volumique du matériau T/m³ (soit d = 2.66 T/m³)

Le tableau I.1 suivant représente les réserves géologiques de la colline Est du gisement ;elles sont estimées globalement à 24,7 MT

Niveau	Surface (m²)	Volume (m³)	Tonnage (T)
255	2600	4333	11526
250	6972	23930	63654
245	2942	24785	65928
240	6670	24030	63920
235	10648	43295	115165
230	14627	63188	168079
225	23518	95363	253664
220	31689	138018	367127
215	40658	180868	481108
210	52011	231673	616249
205	58585	276490	735463
200	64801	308465	820517

Niveau	Surface (m ²)	Volume(m ³)	Quantité (T)
195	75826	351568	935170
190	84147	399933	1063820
185	90892	437598	1164009
180	96239	467828	1244421
175	103025	498160	1325106
170	112228	538133	1431432
165	116292	571300	1519658
160	123973	600663	1597762
155	129555	633820	1685961
150	135389	662360	1761878
145	43565	447385	1190044
140	83842	318518	847257
135	89962	434510	1155797
130	99008	472425	1256651
125	103550	506395	1347011
120	108686	530590	1411369
Total	/	9281285	24688218

Tableau I.1: Réserves géologiques de la colline Est.

Remarque : le premier volume dans le tableau représente le volume d'un cône dont sa base est la surface du niveau 255 m et son sommet est la crête de la colline Est, ($V = \frac{1}{3} \times H \times S_{255}$) où H=5 m.

Les autres volumes ont été calculer par la formule (1) ci-dessus.

I-9. Eléments du gisement :

- **Angle de pendage :** le pendage des couches calcaires et des dolomies varie entre 25° et 30°.
- **Sens du pendage :** les couches de calcaires gisent vers le nord ou plus exactement, avec un sens de pendage NE.
- **Direction du gisement :** le gisement a une direction SE-NO.
- **Puissance du gisement :** la puissance de l'assise utile (dolomie+calcaire) dépasse les 100 mètres.

I-10. Etudes et travaux effectués sur le gisement :

I-10-1. Les travaux effectués en 1996 (A. BEY, 1996) :

C'est l'ensemble des travaux effectués dans le cadre de la délimitation quantitative et qualitative des réserves du gisement; un certain nombre d'investigations de terrain et de laboratoire ont été réalisés.

a- Travaux de sondages carottés :

Ils ont été réalisés par une équipe de l'ENDMC/UREG avec une sondeuse de type "Longyear 38". Ils ont porté sur la réalisation de 9 sondages totalisant un volume de 302 mètres linéaires avec un diamètre de 96mm.

Mis à part les sondages 1 et 8, qui ont traversé des formations bréchiques (brèches à éléments calcairo-dolomitiques baignant dans une matrice carbonatée parfois de texture tuffogène) ; ce qui explique la faible récupération lors des travaux de sondage ; dans les autres sondages, la récupération de carotte a été maximale.

b- Travaux d'échantillonnage :

Les travaux d'échantillonnage ont porté sur un total de 26 échantillons. Le prélèvement s'est effectué suivant la lithologie traversée par le sondage et sur des portions de carottes entières pour garantir en premier lieu une représentativité de l'échantillon par rapport à la couche et en deuxième lieu pour garantir la quantité nécessaire à chaque type d'essai.

Les sondages 4, 5 et 6 n'ont pas fait l'objet d'échantillonnage vu qu'ils ont tous traversé les formations marneuses uniquement.

c- Travaux de laboratoire :

De même que les travaux d'échantillonnage, ceux de laboratoire ont été réalisés au niveau de l'UREG, pour l'ensemble des essais et analyses.

Pour caractériser la matière du point de vue composition pétrographique, chimique et physico-mécanique les analyses et essais suivants ont été réalisés:

- Essais physico-mécaniques réduits.....22.
- Détermination Los Angeles, Deval, microDeval.....04.
- Analyse chimique à 13 éléments.....06.
- Confection et étude de lames minces.....06.

d- Caractéristiques de l'assise utile :

d-1. Caractéristiques chimiques :

D'après les différentes analyses réalisées sur échantillons la composition chimique moyenne de l'assise de dolomie-calcaire destinée à être exploitée pour la production des granulats est donnée dans le tableau suivant I.2.

échantillon	sondage	Profond (m)	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	PF
ENG C03	S7	26.65	1.14	0.28	0.10	53.97	0.87	0.02	0.01	0.14	43.36
ENG C07	S3	6.00	1.73	0.84	1.57	33.10	16.92	0.02	0.05	0.02	44.72
ENG C10	S3	38.60	0.55	0.29	0.75	33.46	17.97	0.02	0.01	0.02	45.93
ENG C11	S9	3.10	3.03	0.75	0.26	51.96	1.50	0.04	0.16	0.06	42.17
ENG C15	S9	33.70	0.36	0.11	0.14	53.61	1.95	0.02	0.02	0.21	43.44
Moy Dol	S3	-----	1.14	0.56	1.16	33.28	17.44	0.02	0.03	0.24	45.32
Moy Calc	S7-S9	-----	1.51	0.38	0.17	53.18	1.44	0.03	0.06	0.14	42.99

Tableau I.2: Caractéristiques chimiques de la roche,1996.

(réf. le laboratoire CETIM)

Les analyses chimiques ont montré que l'assise utile est de deux types de faciès :

- Le premier, à la base en contact direct avec les marnes, est représenté par des dolomies microcristallines dures et parcourues par des minces filonnets de calcite.
- Le second, venant tout juste au dessus, et représenté par des calcaires de couleur bleue claire, a une épaisseur ne dépassant guère dans son maximum 10m et se biseautant vers l'est. Ces formations sont surmontées par un faciès bréchiq ue à ciment carbonaté tufogène.

D'après ces données, il apparaît aussi que la matière étudiée ne comporte en aucun cas des minéraux ou éléments nocifs. On constate également que les sondages S7 et S9 implantés dans la colline Est montrent qu'il s'agit plutôt d'un calcaire que d'une dolomie calcaire de teneur moyenne en CaO égale à 53,15 % et 1,43 % en MgO.

d-2. Caractéristiques pétrographiques :

D'après les études de lames minces, il s'agit de roches carbonatées avec un très faible taux d'argile, d'oxyde de fer et de pyrite.

La roche est parcourue par un important réseau de fissures multidirectionnelles remplies généralement de sparite avec une présence très accessoire de bioclastes; ce qui confirme que ces roches ont été déposées dans un milieu profond confiné.

I-10-2. Les travaux effectués en Mai 2007 :

Ce sont les travaux effectués par l'ingénieur géologue de l'ENG en mois de Mai 2007, qui consistent à prélever des échantillons des différents niveaux d'exploitation de la colline ouest (Niveau 200, 185, 170 , 140, 110 m) dans le Sud de la colline ouest, et faire une étude pétrographique et géochimique.

a- Analyse chimique par spectrométrie de fluorescence X :

Le rapport des analyses de ces échantillons effectuées au niveau du CETIM donne les résultats suivants (cf. Tableau I.3).

Echant Par niveau	Teneurs (%)								
	SiO2	Al2O3	Fe2O3	CaO	MgO	SO3	K2O	Na2O	PF
200	0.05	0.09	0.39	31.05	20.96	0.06	0.01	0.07	47.30
185	0.76	0.44	0.73	31.49	19.83	0.07	0.07	0.08	46.47
170 sud-est	0.57	0.28	0.33	30.60	21.10	0.06	0.04	0.04	46.95
170 sud-ouest	0.15	0.09	0.27	31.73	20.28	0.07	0.02	0.06	47.31
140	0.20	0.47	0.81	36.43	15.95	0.01	0.04	0.01	46.05
110	0.04	0.25	0.33	30.97	20.97	0.04	0.01	0.05	47.32

Tableau I.3: Résultats des analyses chimiques par fluorescence X des échantillons prélevés des niveaux d'exploitation de la colline Ouest (2007).

b- Etude pétrographique :

Le but des études faites par le laboratoire CETIM était de déterminer la nature pétrographique des échantillons prélevés; et ont abouti au résultat suivant (cf. Tableau I.4).

Echantillon de niveau	Identification de l'échantillon
200	Dolomie microsparitique à sparitique
185	Dolomie micritique
170 sud-est	Dolomie micritique à microsparitique
170 sud-ouest	Dolomie micritique à microsparitique
140	Dolomie microsparitique à sparitique

Tableau I.4 : Nature pétrographique des échantillons prélevés

L'étude pétrographique a confirmé les analyses chimiques par fluorescence X et que la roche carbonatée est une dolomie micritique à sparitique.

I-10-3. Etude effectuée à l'école polytechnique d'alger (MENACER.A et BENSAAD.A 2007) :

a- Objet de l'étude :

Une étude géologique a été faite sur le gisement de D'har El-Mendjel (Ain Témouchent) sur la colline Ouest, basée principalement sur une étude pétrographique et des analyses géochimiques par fluorescence X. Celle-ci a abouti à l'élaboration des cartes d'isoteneurs en MgO et CaO.

b- Résultat :

Cette étude a permis de constater que la quasi-totalité de ces roches sont des dolomies (colline Ouest). Néanmoins, il faut noter que sur le terrain, on trouve en bordure de ce gisement des filons de calcaire d'extension très réduite.

Les analyses géochimiques ont permis aussi de tracer des cartes d'isoteneurs du MgO et CaO ; afin de voir la répartition de ces roches dans ce gisement.

On constate que la teneur de CaO est comprise entre 31.3% et 31.7 % et celle de MgO entre 20.4 et 21% ,on remarque que toutes ces valeurs se rapprochent, alors, la dolomie est la roche prédominante dans la colline Ouest.

I-11. Propriétés et caractéristiques de la roche du gisement :

Les roches dures constituent une matière première importante, en particulier pour la construction et l'entretien des infrastructures de transport à haute performance, telles que les routes et le réseau ferroviaire, car ces dernières ne peuvent guère être remplacées par d'autres matières premières donc pour qu'elle soient exploitables dans les domaines cités ci-dessus, elles doivent répondre aux normes d'utilisation.

I-11-1. Analyses physico-mécaniques :

A - Propriétés physiques :

Pour la détermination des propriétés physiques 22 échantillons sont soumis aux différents essais physiques.

A-1. La masse volumique :

C'est la masse totale de la matière (grain + l'eau) contenue dans l'unité de volume. Soit sa formule :

$$\rho = \frac{M}{V} \text{ g/cm}^3$$

Où M : masse totale de l'échantillon (g)

V : volume totale de l'échantillon (cm³)

La masse volumique varie d'une valeur minimale $\rho_{min} = 2.37 \text{ g/cm}^3$, La valeur maximale $\rho_{max} = 2.95 \text{ g/cm}^3$ et, la valeur moyenne est: $\rho_{moy} = 2.66 \text{ g/cm}^3$.

A-2. Le poids spécifique :

le poids spécifique varie de 2.69 g/cm^3 comme valeur minimale et 2.8 g/cm^3 comme valeur maximale et la valeur moyenne est de :

$$\rho_{s \text{ moy}} = 2.73 \text{ g/cm}^3$$

A-3. L'absorption d'eau (teneur en eau) :

C'est le rapport en % du poids de l'eau au poids de la matière sèche, et se traduit par la formule suivante :

$$\omega = \frac{M_{\omega}}{M_s} * 100 [\%]$$

Où M_{ω} : poids de l'eau (g)

M_s : poids de la matière sèche (g)

L'absorption d'eau varie de 0.08% comme valeur minimale et de 0,82% comme valeur maximale.

Soit la valeur moyenne est $\omega = 0.45\%$.

A-4. La porosité :

C'est le rapport en % du volume des vides au volume total de l'échantillon.

$$\eta = \frac{V_v}{V_T} \times 100 (\%)$$

Où : - V_v : volume des vides (cm^3)

- V_T : volume total de l'échantillon (cm^3)

La valeur minimale de la porosité $\eta_{min} = 0.20 \%$ et la valeur maximale $\eta_{max} = 0,74 \%$ (dans les brèches)

d'où la valeur moyenne $\eta_{moy} = 0,47 \%$.

On résume les propriétés physiques de la roche de D'har El-Mendjel dans le tableau I.5 suivant :

Masse Volumique (g/cm^3)	Masse spécifique (g/cm^3)	Absorption d'eau (teneur en eau %)	La porosité (%)
$\rho_{moy} = 2.66$	$\rho_{moy} = 2.73$	$\omega_{moy} = 0.45$	$\eta_{moy} = 0,47$

Tableau I.5: Les propriétés physiques de la roche.

B- Propriétés mécaniques :

B-1. La résistance à la compression :

L'essai mécanique le plus courant est l'essai de résistance en compression uniaxiale (R_c). Celle-ci est mesurée sur éprouvette cylindrique, de diamètre 40 à 50 mm en général. On fait croître l'effort axial fourni par la presse, avec une vitesse correspondant à environ 0,5 MPa/s, jusqu'à la rupture de l'éprouvette. Si F est l'effort maximal et R le rayon de l'éprouvette, on a [8] :

$$R_c = \frac{F}{\pi R^2}$$

La résistance en compression simple est une propriété assez dispersée ; on réalise en général cinq écrasements pour obtenir une valeur représentative. Le tableau I.6 fournit une échelle de résistance couramment employée.

Les résultats des essais sur 22 échantillons établis par le laboratoire ENDMC a fournit une valeur minimale de 21,4 Mpa, et une valeur maximale de 85,4 Mpa.

La valeur moyenne de la résistance à la compression la roche du gisement de D'har El-Mendjel

$$R_{c_{moy}} = 53,4 \text{ Mpa.}$$

Classe	Résistance Rc (Mpa)	Description
R1	>200	Résistance très élevée
R2	60 à 200	Résistance élevée
R3	20 à 60	Résistance moyenne
R4	6 à 20	Résistance faible
R5	<6	Résistance très faible

Tableau I.6 : Classes de résistance à la compression uniaxiale (d'après [8]).

D'après le tableau I-6 , on classe la roche de ce gisement dans la catégorie des roches de moyenne résistance.

B-2. La résistance à la traction :

La résistance à la traction directe est obtenue par traction jusqu'à la rupture d'une éprouvette cylindrique dont les extrémités ont été collées sur des têtes métalliques. En moyenne, elle est voisine de Rc /10.

L'essai de résistance à la traction indirecte, dit aussi essai brésilien, est réalisé en comprimant entre les plateaux de la presse une éprouvette cylindrique le long de deux génératrices opposées (figure I-3) ,la rupture est obtenue par traction au centre de l'éprouvette.

On évite ainsi les difficultés de collage des têtes et la dispersion des valeurs est moins grande que dans l'essai direct. Si P est l'effort fourni par la presse au moment de la rupture, R le rayon de l'éprouvette et H sa hauteur, la résistance à la traction indirecte est donnée par:

$$R_t = \frac{P}{\pi \cdot R \cdot H}$$

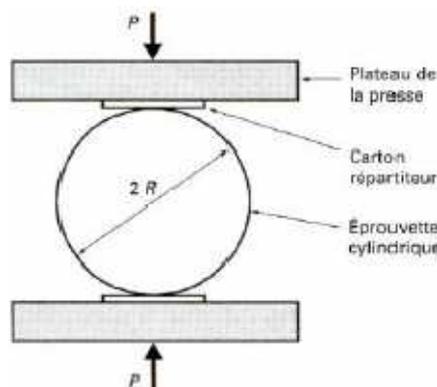


Fig I.3 :Essai de traction indirecte (brésilien).

On déduit à partir de la résistance à la compression, la résistance à la traction :

La valeur minimale : $R_{tmin} = \frac{R_{cmin}}{10} = 2,1$ Mpa, et une valeur maximale de $R_{tmax} = \frac{R_{cmax}}{10} = 8,5$ Mpa.

La résistance à la traction de la roche $R_{t moy} = 5,34$ Mpa.

B-3. La résistance au cisaillement :

La résistance au cisaillement est déterminée à partir de la résistance à la compression soit :

$$R_{cis} = R_c / 3 \quad [\text{Mpa}].$$

La valeur minimale : $R_{cis,min} = \frac{R_{cmin}}{3} = 7,13$ Mpa, et une valeur maximale de $R_{cis,max} = \frac{R_{cmax}}{3} = 28,47$ Mpa.

la roche du gisement de D'har El Mendjel a une résistance au cisaillement moyenne:

$$R_{cis} = R_{c moy} / 3$$

$$R_{cis} = 17,8 \text{ Mpa}.$$

B-4. L'essai Los Angeles :

Cet essai a pour but d'évaluer la résistance à la fragmentation par chocs. Les gravillons testés sont de granularité :

-4/6.3 mm	-10/25 mm
-6.3/10 mm	-16/31,5 mm
- 10/14 mm	-25-50 mm

Les tranches 10/14 et 25/50 mm ont été testé pour la détermination du Los Angeles.

Un broyeur cylindrique à boulets (Los Angeles) fragmente les gravillons, pendant 500 ou 1 000 rotations, le nombre des boulets et le nombre des rotations est choisit suivant la granularité, puis on tamise à 1,6 mm.

Le coefficient Los Angeles est défini par :

$$L_A = \frac{m}{M} \times 100$$

avec m (g) masse du passant au tamis de 1,6 mm,

M (g) masse initiale de granulats (15 kg).

Utilisation	Coefficient Los-Angeles
Gros granulats routiers et pour bétons courants	< 40 %
Granulats calcaires	< 32 %
Pour béton de qualité	< 30 %
Pour béton exceptionnel	< 25 %

Tableau I.7: Coefficient Los-Angeles dans les principales utilisations du granulats (Norme NFP 18-573) .

Le Los-Angeles de la roche du gisement de D’har El-Mendjel a une valeur moyenne $LA_{moy} = 21\%$ sur quatre (04) échantillons testés.

e) L’essai Deval et micro-Deval :

La production de fines par frottement des granulats entre eux ou au contact d’outils métalliques est liée aux propriétés d’usure ou d’attrition de la roche. On distingue en général l’essai à sec et l’essai en présence d’eau, ce qui permet de mettre en évidence les roches sensibles à l’eau.

Il convient de choisir la granularité du matériau à partir trois (03) classes granulaires suivantes :

- 4/6,3 mm
- 6,3 mm
- 10 /14 mm

L’essai Deval porte sur 7 kg de granulats 25-50 mm. Il est aujourd’hui souvent remplacé par l’essai micro-Deval décrit sommairement ci-après.

Le principe est analogue à celui de l’essai Los Angeles, avec une charge plus légère (billes) et une durée de rotation plus longue : il n’y a pas de fragmentation, mais seulement une usure. Le coefficient MDE (essai

micro-Deval effectué en présence d’eau) est défini par :

$$MDE = \frac{m}{M} \times 100$$

Avec :

m (g) masse du passant au tamis de 1,6 mm,

M (g) masse initiale de granulats.

Le micro-Deval de la roche du gisement de D’har El-Mendjel est $MDE_{moy} = 12 \%$ déterminé sur quatre (04) échantillons testés.

B-6. L’angle de frottement interne (ϕ) :

L’angle de frottement interne est donné par la formule suivante :

$$\phi = \arcsin \frac{R_c - 4 * R_t}{R_c - 2 * R_t}$$

Où : R_c : résistance à la compression (Mpa),

R_t : résistance à la traction (Mpa)

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

g) La cohésion :

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

$$C = \frac{R_c * R_T}{2\sqrt{R_c * R_T - 3 R_T^2}}$$

$$C = 10,1 \text{ Mpa.}$$

On résume les propriétés mécaniques, qualitatives de la roche dans le tableau I.8 suivant :

Propriété mécanique	Valeur moyenne
Résistance à la compression [Mpa]	53,4
Résistance à la traction[Mpa]	5,3
Résistance Au cisaillement [Mpa]	17,8
Cohésion [Mpa]	10,1
Angle de frottement interne ϕ [°]	48,6
Los Angeles [%]	21
Micro-Deval [%]	12

Tableau I.8: propriétés mécaniques de la roche du gisement de D’har El-Mendjel.

I-11-2. Caractéristiques technologiques de la roche :

a- Dureté de la roche :

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

$$F = R_C/100 \quad \text{où } R_C : \text{résistance à la compression (kgf/cm}^2\text{) d'où :}$$

$$F = 544/ 100 = 5.4$$

Soit la dureté moyenne $F= 5$.

b- Indice de forabilité (IF) :

D'après l'académicien RJEVSKY V, on peut évaluer l'indice de forabilité par la relation suivante :

$$If = 0,007 \times (R_C + R_{cis}) + 0,7 \times \rho$$

Avec :

R_C : résistance à la compression [kgf/cm²] ;

R_{cis} : résistance au cisaillement [kgf/cm²];

ρ : la masse volumique,

$$If = 0,007 \times (544,2 + 181,4) + 0,7 \times 2,66$$

$$If = 7$$

Suivant l'indice de forabilité, les roches sont divisées en 5 classes (cf. Tableau I.9).

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

Tableau I.9: Indice de forabilité (IF) des roches et leur classement.

Donc on classe la roche de ce gisement dans la catégorie 2 (forabilité facile).

c- Indice de résistance au contact (I_{rc}) :

Ce dernier caractérise l'action de l'outil de forage (marteau perforateur) sur la roche suite au contact de cette dernière avec l'outil, sa formule est aussi empirique.

$$I_{rc} = 1.9 * R_C^{3/2}$$

Où R_C : résistance à la compression [Mpa].

$$\text{Soit } I_{rc} = 1.9 (53,4)^{1.5} = 741$$

$$I_{rc} = 741.$$

e- Indice de difficulté de destruction de la roche :

Cet indice est donné par la formule empirique suivante :

$$I_{des} = 0,005. K_t (R_C + R_T + R_{cis}) + 0,5 \rho.$$

Où K_t : coefficient qui tient compte de la fissuration du massif rocheux.

$$K_t = 1.2 d_m + 0.2 \rho$$

où ρ : masse volumique de la roche (g/cm^3)

R_C, R_T, R_{cis} sont respectivement la résistance à la compression, traction et cisaillement en [Kgf /cm²]

D_m : distance moyenne entre les fissures (m) soit $d_m = 0.70\text{m}$ observée au niveau des gradins de la colline Ouest.

$$\text{Soit } K_t = (1.2 \times 0.70) + (0.2 \times 2.66) = 1.37$$

D'où

$$I_{des} = 0.005 \times 1.37 \times (544,2 + 54,42 + 181) + 0.5 \times 2.66$$

$$I_{des} = 7.$$

I-11-B-5. Coefficient de broyabilité :

C'est le rapport des particules fines de dimensions inférieures à 1.6 cm produites par l'abrasimètre sur le poids initial des granulats de dimension 4 à 6.3 mm.

$$\text{Soit } Br = [P' / P] \times 100. [\%]$$

Où P' : poids des particules fines de dimension inférieur à 1.6 mm .

P : poids du matériau soumis à l'essai.

D'après les résultats des essais mécaniques mis en annexe du rapport géologique on a :

Comme valeur minimale $Br_{min} = 8.0 \%$ et valeur maximale $Br_{max} = 12.0 \%$ et $Br_{moy} = 10.37 \%$

Soit le tableau I.10 indiquant l'échelle de broyabilité, montre que le matériau testé se classe dans la première catégorie (broyabilité très faible).

Br (%)	Broyabilité
0-25	Très faible
25-50	faible
50-75	Moyenne à forte
75-100	Très forte

Tableau I.10 : Echelle de broyabilité (selon Kovalenko).

Conclusion :

Les travaux géologiques du gisement de D'har El-Mendjel permettent de faire une synthèse comme suit:

- Au sud du gisement la composition lithologique sont des marnes schisteuses de couleur brunâtre à verdâtre
- Au nord du gisement la limite géologique est très visible à travers les brèches (molasse à élément calcaire);
- Entre les deux limites géologiques se localise la substance utile à exploiter (dolomie et calcaire).

Du point de vu la stratigraphique on attribue le lias aux calcaires et dolomies calcaires, le jurassique supérieur aux marnes schisteuses ,et le quaternaire aux formations molassiques.

De point de vu tectonique on a constaté la présence de deux failles principales la première de direction nord-sud entre les deux collines, la deuxième de direction est-ouest au nord tout au long du gisement.

On constate que la puissance de l'assise utile dépasse le 100 m dans la colline Est objet de notre étude.

Les propriétés mécaniques témoignent que la roche a une résistance mécanique moyenne, et les caractéristiques qualitatives montrent que le granulat produit de cette roche est de bonne qualité pour la consommation diverse (béton, construction, couches de base ou roulement pour les routes, et comme ballast de chemin de fer.

Chapitre II :

Ouverture et développement de l'exploitation

II-1. Les conditions technico-minières de la carrière :**II-1-1. Régime de fonctionnement de la carrière :**

La carrière de granulats d'El-Maleh fonctionne selon le régime suivant :

- Le nombre de jours ouvrables par an**230 jours /an ;**
- Le nombre de jours ouvrables par semaine **5 jours /semaine ;**
- Le nombre de postes de travail **2 postes /jour ;**
- Le nombre d'heures de travail par poste..... **8 heures / poste.**

II-1-2. Capacité de production :**II-1-2-1. Production annuelle, p_A [T/an]:**

L'objectif de l'unité El-Maleh est d'assurer une production annuelle $p_A = 1000\ 000$ tonnes /an.

II-1-2. Production mensuelle:

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

$$P_m = \frac{P_A}{N_m}$$

Où : P_m : nombre des mois/an

N_j : nombre de jour ouvrable/an (230j).

$$P_m = \frac{1000000}{12} = 83333 \text{ T/mois}$$

II-1-2-3. Production hebdomadaire:

$$P_s = \frac{P_m}{4}$$

$$P_s = 20833 \text{ T/semaine}$$

II-1-2-4. Production journalière:

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

$$P_{j/p} = \frac{P_A}{N_j}$$

P_A : production annuelle (1 MT/an) ;

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

$$P_{j/p} = 4348 \text{ T/j}$$

II-1-2-5. Production horaire

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

Où : P_h : production horaire (T/h) ;

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

$$P_h = \frac{P_j/P}{N_h}$$

$$P_h = \frac{2174}{7} = 311 \text{ T/h}$$

II-1-3. Réserves exploitables :

Les réserves exploitables totales de la colline Est sont estimées à : $R_{exp} = 9279385\text{T}$ (cf. Cadence d'exploitation, page 41), ce volume a été déterminé sur tous les niveaux d'exploitations envisagés avec Autocad.

II-1-4. Durée de vie de l'exploitation de la colline:

La durée de vie d'exploitation de la colline Est est donnée par la formule suivante :

$$t = \frac{R_{exp}}{P_a}$$

R_{exp} : les réserves exploitables (9,3 MT)

P_a : production annuelle en tout venant de carrière (1 MT/an)

$t \approx 9,3$ ans.

II-2. Historique de l'exploitation de la colline Ouest :

L'exploitation de la colline ouest se fait par la méthode à flanc de montagne. Les niveaux d'exploitation sont : 185m, 175m, 160m, 145 m. D'après les coupes géologiques, le pendage des couches est de (30°), et vu l'importance des couches de marnes l'exploitation des gradins se limitera à partir du niveau 145 m dans la colline ouest. Cette colline est caractérisée par une structure fracturée.

L'exploitation a débuté pratiquement en 2007, les fronts de taille se déplacent du sud-ouest vers le nord-est pour protéger la station de concassage située au nord-est de cette colline contre les projections de roches.

II-2-1. La cadence d'exploitation de la colline Ouest :

Actuellement le niveau supérieur 175m est en phase d'épuisement, il reste deux niveaux (cf. Tableau II.1), et l'exploitation se limite au niveau 145 m pour raison de qualité (présence de marnes schisteuses en-dessous de ce niveau, avec une production de 1000 000 T/an.

niveaux	Réserves exploitables	Durée de vie (an)
160-145	3112 500	3,1
145-130	900 000	0,9
Total	4012 500	4

Tableau II.1 : Réserves restantes de la colline Ouest (2009)

Donc la durée de vie restante est de l'ordre de 4 ans

La figure (II .1) suivante montre l'état d'exploitation actuel de la colline Ouest dans les quatre niveaux (185,175,160,145m).

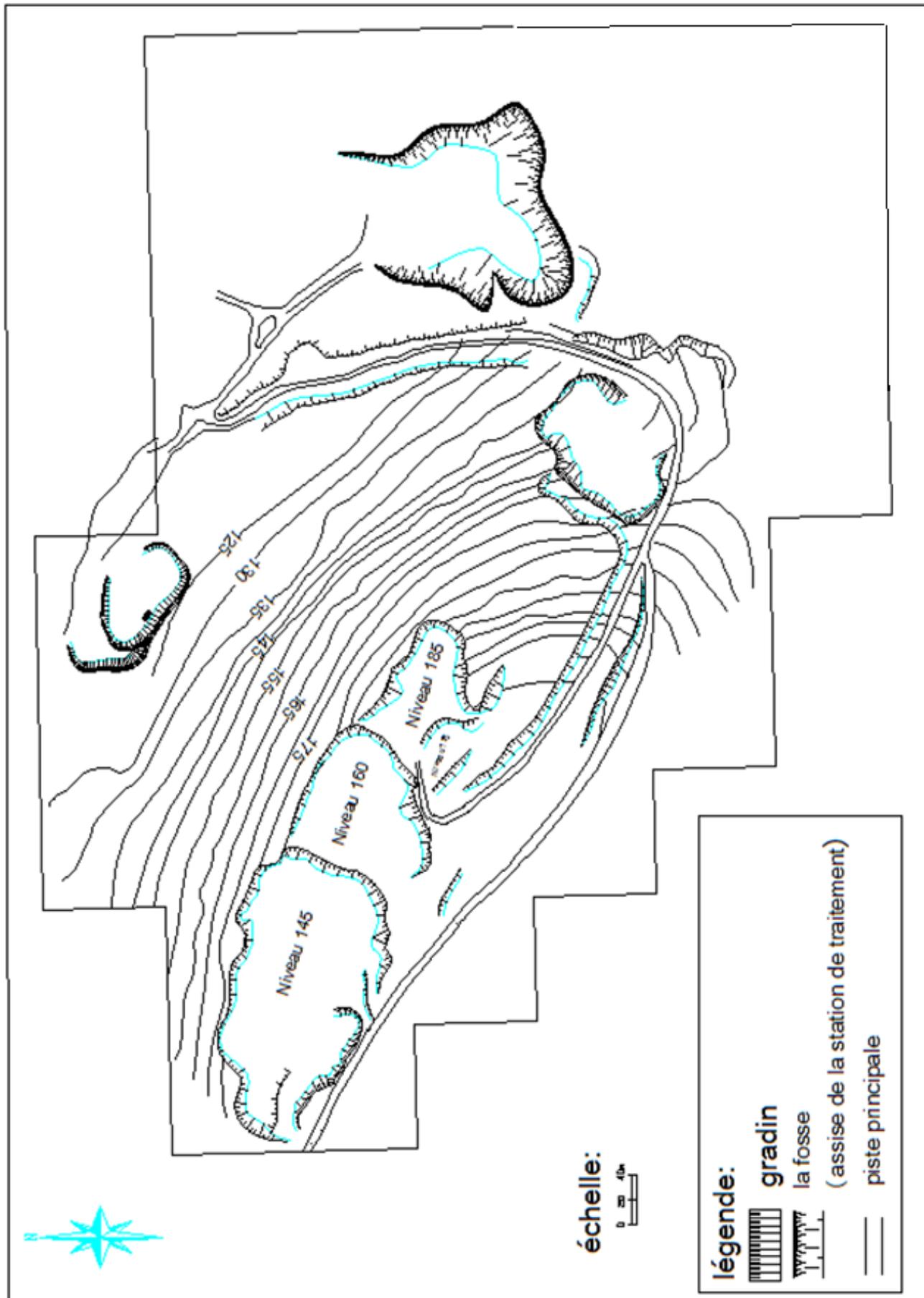


Figure II.1 : plan d'exploitation de la colline Ouest (2009)

II-2-2. L'abattage dans la colline Ouest:

L'abattage de la roche dans la colline ouest actuellement se fait selon le plan de tir suivant :

- Diamètre du trou = 105 mm ;
- Hauteur du trou = 15 m ;
- Inclinaison de 10° par rapport à la verticale ;
- Banquette = 3,5 m ;
- Espacement = 3 m ;
- Longueur de la charge de pied = 10 m ;
- La charge du pied = 40 Kg
- Longueur de la charge de colonne = 5 m ;
- Charge de la colonne = 20 kg ;
- Charge instantanée = 60 kg (limitée par la direction des mines) ;
- Longueur du bourrage = 3 m
- L'amorçage est latéral ;
- Les détonateurs = DMR et DEI pour le trou d'ouverture ;
- L'explosif utilisé est la Marmanit ;
- La volée comporte 26 trous en double séries.

La fragmentation de la roche n'est pas suffisante, on constate un excès de hors profils dû à la structure géologique fracturée et à la conception du plan de tir.

II-3. Exploitation de la colline Est :

Le projet d'exploitation de la colline Est est la continuité d'exploitation du gisement de D'har El-Mendjel. L'élaboration de ce projet nécessite la détermination des éléments suivants :

- ⇒ La zone exploitable
- ⇒ Ouverture de la colline Est
- ⇒ La méthode d'exploitation
- ⇒ Le sens de progression des travaux miniers
- ⇒ Le planning d'exploitation ;
- ⇒ Processus et technologie d'exploitation

II-3-1. Les limites de la carrière :**II-3-1-a. Limites administratives :**

D'après les coordonnées approchées des bornes de délimitation du périmètre d'exploitation (système Lambert), la concession est délimitées par les bornes B1 à B19 comme indiqué dans le tableau II.2 .

borne	X	Y	borne	X	Y
B1	152.9387	240.912	B11	152.238	241.610
B2	152.560	240.593	B12	152.316	241.526
B3	152.153	240.970	B13	152.370	241.589
B4	152.001	241.155	B14	152.522	241.576
B5	151.987	241.196	B15	152.432	241.471
B6	151.872	241.276	B16	152.403	241.358
B7	151.777	241.411	B17	152.742	241.156
B8	151.641	241.503	B18	152.803	241.176
B9	152.038	241.676	B19	152.907	241.045
B10	152.930	241.681			

Tableau II.2 : Délimitation administrative de la carrière.

II -3-1-b. Limites géologiques :

Au sud du gisement les limites géologiques passent par les limites administratives, là où la composition lithostratigraphique est constituée par des marnes schisteuses de couleur brunâtre à verdâtre.

Au nord du gisement, la limite géologique est très visible, à travers les brèches (molasse à élément calcaires).

Et entre les deux limites géologiques, se trouve la substance utile (dolomie et calcaire) à exploiter .

II-3-2. Travaux préparatoires :

II-3-2-1. Travaux de découverte de la colline Est :

La colline Est du gisement est caractérisée par une faible couverture pour cela, les travaux de découverte consistent uniquement en un décapage de la terre végétale qui recouvre seulement sur une très petite épaisseur le gisement, le taux de découverte est de :

$t_d = V \text{ de découverte} / V \text{ de réserves géologiques}$ qui, est de l'ordre de 1% .

II-3-2-2. La piste principale:

a)Traçage de la piste:

La piste principale a été planifiée en tenant compte de :

- la topographie de la colline accidentée surtout dans sa partie supérieure ;
- des dimensions techniques des engins de transport ;

- la contrainte technique exigeant le passage sur le coté sud de la colline pour développer les travaux dans ce coté ;
- la production et la durée de vie de la carrière.

b) Itinéraire de la piste :

la piste principale de la colline Est commence au niveau 140 (passage entre les deux collines). On prolonge notre piste du coté sud de cette colline, au-dessus de la falaise inférieure (hauteur moyenne de 10 m) pour atteindre le niveau 245, on veille à respecter la pente maximale de 10% et une longueur plus économique et la plus sécurisée .

voir plan de la piste principale en annexe.

c) Largeur de la piste :

La largeur de la piste dépend de la largeur de la benne du camion, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation.

Elle peut être déterminée d'après les formules suivantes :

c-1) Circulation à une seule voie (pour les pistes secondaires) :

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

Où :

L: Largeur de la piste ;

a : Largeur de la benne du camion Terex TR60 (a = 4 m) ;

C : Largeur de la bande de sécurité (m)

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

Où :

V : La vitesse moyenne de circulation des camions (V = 25 km / h).

Donc : C = 0,62 m.

Alors , $L = 4 + (2 \times 0,62) = 4,24 \approx 5,24$ m

Donc, la largeur de la piste pour une circulation à une seule voie est : L= 5,24 m.

c-2) Circulation à double voie (pour la piste principale) comme illustré sur la figure II.2 :

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

Où :

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

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

$X = 1,24$ m.

Alors,

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

Donc, la largeur de la piste pour une circulation à double voie est $L = 11$ m

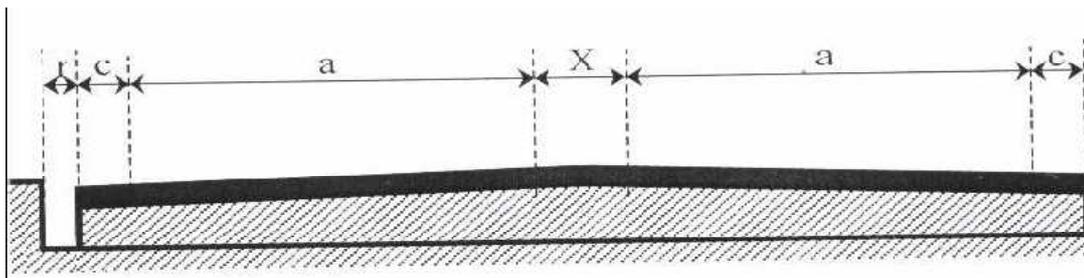


Figure II.2: profil en largeur de la piste.

d) Longueur de la piste :

La piste principale vers la colline Est est constituée de huit tronçons, elle est caractérisée par cinq Courbures (voir le plan de la piste principale en annexe).

La longueur totale de la piste principale est égale à la longueur de l'extension de la piste qui est de 846 m plus la partie qui existe déjà (A à E) pour exploitation de la première colline égale 417 m (cf. Tableau II.3). Elle est égale à 1263 .

Tronçons	Ancienne piste				nouvelle piste							
	AB	BC	CD	DE	EF	FG	GH	HI	IJ	JK	KL	LM
Longueur (m)	76	148	100	93	100	89	73	121	74	196	111	82
Pente (%)	7,5	10	15	11	10	11	10	8,3	12	7,6	7,2	9

Tableau II.3: profil en long de la piste principale

II-3-2-3. Pistes secondaires :

A partir de la piste principale on réalise des pistes secondaires qui nous permettent la préparation des niveaux (saignées). Ces pistes ont une largeur moins importante que la largeur de la piste principale.

II-3-4. Méthode d'exploitation :

Suivant la morphologie du gisement, l'inexistence de la couverture (1%) et la nature du matériau à extraire, le mode d'exploitation à adopter est celui à ciel ouvert avec la méthode dite gradin à flanc de montagne, en tenant compte :

- de la concession de la carrière ;
- du rayon de la zone dangereuse (projections des roches) ;
- des limites géologiques de la substance utile ;

L'exploitation se fera par des gradins de 10 m sur 8 niveaux:

230, 220, 210, 200, 190, 180, 170, 160 m.

La difficulté d'exploitation se présente dans la présence de deux falaises fracturées, la supérieure de hauteur de 30 m et l'inférieure de hauteur de 10 m et qui s'étendent sur une longueur de 600 m de direction ouest-est. En plus, la station de concassage est située juste en-dessous de cette colline dans la partie nord-ouest. Egalement, le passage de la route à proximité de l'unité d'El-Maleh et, la ligne électrique de moyenne tension du côté nord de la concession sont des contraintes pour l'exploitation.

D'après les coupes géologiques, le pendage des couches est 30 ° vers le nord (se prolongent vers le nord) , et vu l'importance des couches de marnes l'exploitation de la colline Est se limitera à partir du niveau 160 m.

Autrement dit les problèmes de qualité vont apparaître à partir du niveau 160 m là où les couches de marnes s'imposeront avec les calcaires (côté sud). Les différents gradins seront préparés que par creusement de tranchées d'accès à partir de la piste principale, ce qui permet d'avoir le front initial des travaux.

II-3-5. Élément du système d'exploitation :**a)Hauteur du gradin :**

Elle est choisie en fonction des propriétés physico-mécaniques de la roche, de la stabilité des talus, des règles de sécurité, de la production annuelle.

Pour les roches du gisement, la hauteur maximale des gradins est fixée à 10 m puisque la structure du gisement est fracturée pour sécuriser les travaux miniers. Ce qui est conforme aux règles de la sécurité minière.

b) Angle de talus du gradin :

Il dépend des paramètres physico-mécanique de la roche et même des engins miniers.

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

c) Plate forme de travail:

Lorsque l'abattage se fait par explosif, la largeur minimale de la plate forme de travail est donnée par l'expression suivante :

$$L_{pt} = Z + L + C + X + A, \text{ (m) [cf. Figure II.3]}$$

Où :

- Z : largeur du prisme éventuel d'éboulement, (m) ;
- L : largeur de la voie de transport, (m) ;
- C : distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport, (m) ;
- X : largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure en massif, (m) ;
- A : Largeur de l'enlevure en massif, (m).

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

$$Z = H \times [(1/\text{tg}(\beta)) - (1/\text{tg}\alpha)], \text{ (m) ;}$$

Où H : hauteur du gradin, (m) ;

β : angle de talus de gradin en liquidation, (50°)

α : angle de talus de gradin en exploitation, (70°).

Pour H= 10m

$$Z = 4,75 \text{ m}$$

- La largeur (X) dépend de la hauteur du gradin, de la nature de terrain, des paramètres des travaux de forage et de tir.

Pour les gradins de 10 à 15m de hauteur, elle est de l'ordre de 20 à 25m, on prendra

$$X = 20\text{m.}$$

- La valeur de C est donnée par la formule :

$$C = 0.2 \times H, \text{ (m)}$$

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

- La valeur de A est donnée par relation suivante :

$A = n B$, (m) (cf. Plan de tir du chapitre III Page 52).

Où :

B : la banquette pratique, m

n : nombre de rangées des trous dans le plan de tir .

- $B=3,6\text{m}$

- $n = 2$

$\Rightarrow A = 7,2 \text{ m}$

Donc la largeur minimale de la plate forme est : $L_{pt} \cong 48 \text{ m}$

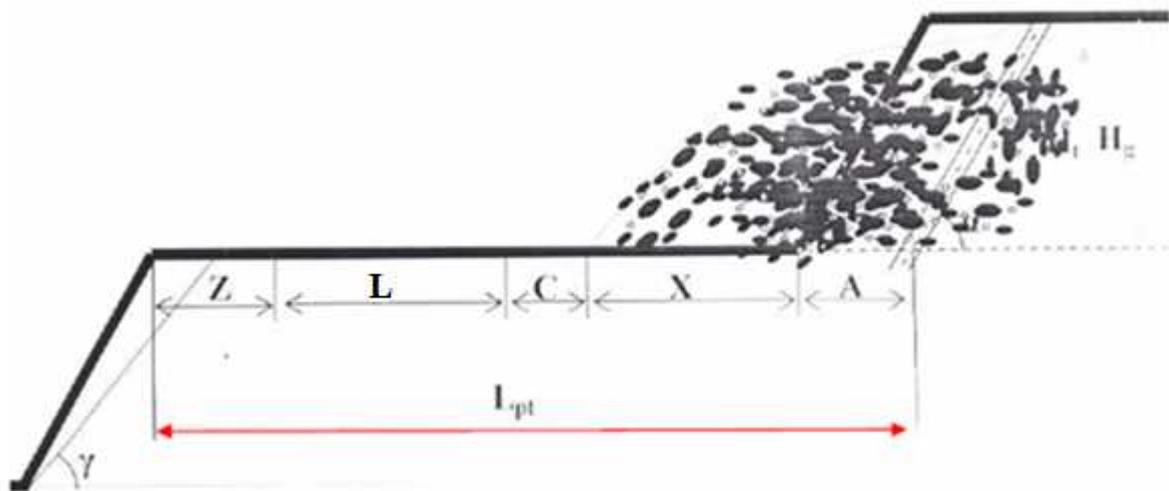


Figure II.3:plate-forme de travail

d) Longueur du bloc, L :

Suivant la longueur, un gradin peut être divisé en blocs :

Dans notre cas du gisement, la longueur du bloc est déterminée pour la production hebdomadaire (1 tir chaque semaine).

Le volume à abattre à la fin de la semaine est de 20833T, soit 7832 m^3 (en place).

La surface du bloc est de 77 m^2 (abattage sur deux rangées avec une banquette de 3,6 m sur une hauteur de 10 m).

$\Rightarrow L=V/S$

$L=102 \text{ m}$.

e) Sens de déplacement du front de taille :

Selon le relief du gisement, la méthode d'exploitation appliquée, et le lieu de la station de concassage, on exige un déplacement idéal du front de taille à savoir :

- La disposition des couches qui doivent être concordantes avec le front d'abattage.
- La charge maximale tolérée de l'explosif, qui protège la station des grands risques d'endommagements.

A partir de ces données, on peut déduire que le front de taille se déplace selon les exigences citées plus haut.

Le processus d'exploitation du gisement se présente comme suit :

- Abattage des roches à l'explosif.
- Chargement par chargeuse sur camions à bennes basculantes.
- Transport des roches vers la station primaire.

II-3-6. Réserves non exploitables :

Pour raison de sécurité d'exécution des travaux miniers pendant l'exploitation de la colline Est, lié à l'environnement de cette exploitation (station de concassage, route communale, ligne électrique de moyenne tension (30 KV), ferme) , ainsi que le problème de qualité à partir du niveau 160 m dans le coté sud la distance critique de projection des roches (voir effet des projection dans le chapitre IV) a été calculée .

$D = 105$ m, ainsi la distance pour laquelle la vitesse de vibration est respectée (10 mm/s pour bâtiment), avec une charge instantanée =196 kg.

$D = 270$ m (voir effet des vibration dans le chapitre IV).

Donc les réserves non exploitables sont définies par :

- La partie ouest de la falaise supérieure (à gauche de la piste principale).
- A partir du niveau 160 m.
- Berme de sécurité (banquette de 5 m à chaque niveau en liquidation) .

II-3-7. Planning d'exploitation de la colline Est :

II-3-7-1. Le niveau 230 m :

1^{ère} Phase:

A partir de la piste principale, on fait une ouverture au niveau 230 m dans le coté nord (à droite de la piste principale). Ce front se déplacera du nord-ouest vers le sud-est de cette colline.

2^{ème} phase:

A partir de la piste principale dans la partie sud de la colline on fait deux ouvertures :

- La première ouverture à droite de la piste principale qui se déplace vers l'est de la colline.

- La deuxième ouverture à gauche de la piste principale qui se déplace vers l'ouest de la colline (voir le plan N° 1 en annexe).

- Le volume exploité sera de 135100 m^3 donc un tonnage de 359366 T ($\rho = 2,66 \text{ g/cm}^3$)

A la fin de ces deux phases on aura éliminé une hauteur de 15 m de la falaise supérieure.

II-3-7-2. Le Niveau 220 m:

A partir de la piste principale, on fait une ouverture au niveau 220 m dans le coté sud (à droite de la piste principale). Ce front se déplace suivant deux directions au fur et à mesure de l'évolution de l'exploitation dans ce niveau (cf. Plan N°2 - annexe).

1^{ère} phase: Le front se déplace vers l'est de la colline pour exploiter la partie sud de ce niveau.

2^{ème} phase: Le front se déplace vers le nord pour exploiter la partie qui est à droite de la partie non exploitable de la falaise supérieure (partie ouest de la falaise supérieure).

A la fin d'exécution de ces deux phases on aura contourné la partie non exploitable de la falaise supérieure.

- A la liquidation de ce niveau on aura éliminé encore une hauteur de 10 m de cette falaise (cf. Plan N°3-annexe).

- Le volume exploité sera de 210860 m^3 , donc un tonnage de 560888 T.

II-3-7-3. Le niveau 210 m :

A partir de la piste principale, on fait une ouverture au niveau 210 m dans le coté sud (à droite de la piste principale). Ce front se déplace suivant deux directions au fur et à mesure de l'évolution de l'exploitation dans ce niveau (cf. Plan N°3 - annexe).

1^{ère} phase: Le front se déplace vers l'est de la colline pour exploiter la partie sud de ce niveau.

2^{ème} phase: Le front se déplace vers le nord pour exploiter la partie qui est à droite de la partie non exploitable de la falaise supérieure (partie ouest de la falaise supérieure).

- A la liquidation de ce niveau on aura éliminé complètement la partie exploitable de la falaise supérieure cf. Plan N°4 - annexe).

- Le volume exploité sera de 317040 m^3 , donc un tonnage de 843327 T.

II-3-7-4. Le niveau 200 m :

A partir de la piste principale, on fait une ouverture au niveau 200 m dans le coté sud (à droite de la piste principale). Ce front se déplace suivant trois directions au fur et à mesure de l'évolution de l'exploitation dans ce niveau (cf. Plan N°4 - annexe).

1^{ère} phase: Le front se déplace vers l'est de la colline pour exploiter la partie sud de ce niveau. A la fin de cette phase on aura éliminé une partie de la falaise inférieure (le milieu de la falaise) sur une hauteur de 6 m (cf. Plan N°5 - annexe).

2^{ème} phase: Le front se déplace vers le nord pour exploiter la partie médiane (tranchée).

3^{ème} phase : Le front se déplace vers le ouest de la colline pour exploiter la partie nord de ce niveau.

- Le volume exploité sera de 424190 m^3 , donc un tonnage de 1128345 T.

II-3-7-5. Le Niveau 190 m :

A partir de la piste principale, on fait une ouverture au niveau 190 m dans le coté sud (à droite de la piste principale). Ce front se déplace suivant deux directions au fur et à mesure de l'évolution de l'exploitation dans ce niveau (cf. Plan N°5 - annexe).

1^{ère} phase: le front se déplace vers l'est de la colline pour exploiter la partie sud de ce niveau.

A la fin de cette phase on aura éliminé une grande partie de la falaise inférieure de hauteur de 10 m et de longueur de 448 m (le milieu de la falaise inférieure).

2^{ème} phase: Le front se déplace vers le nord pour exploiter la partie médiane (tranchée).

3^{ème} phase: Le front se déplace vers l'ouest de la colline pour exploiter la partie nord de ce niveau (cf. Plan N°6 - annexe).

- Le volume exploité sera de 509360 m^3 , donc un tonnage de 1354898 T.

II-2-7-6. Le Niveau 180 m :

A partir de la piste principale, on fait une ouverture au niveau 180 m dans le coté sud (à droite de la piste principale), ce front se déplace suivant trois directions au fur et à mesure de l'évolution de l'exploitation dans ce niveau (cf. Plan N°6 - annexe).

1^{ère} phase : Le front se déplace vers l'est de la colline pour exploiter la partie sud de ce niveau. A la fin de cette phase on aura éliminé encore une autre partie de la falaise inférieure de hauteur de 10 m.

2^{ème} phase : Le front se déplace vers le nord pour exploiter la partie médiane (tranchée).

3^{ème} phase : Le front se déplace vers l'ouest de la colline pour exploiter la partie nord de ce niveau (cf. Plan N°7 - annexe).

- Le volume exploité sera de 586660 m^3 , donc un tonnage de 1560516 T.

II-2-7-7. Le Niveau 170 m :

A partir de la piste principale, on fait une ouverture au niveau 170 m dans le coté sud (à droite de la piste principale). Ce front se déplace suivant trois directions au fur et à mesure de l'évolution de l'exploitation dans ce niveau (cf. Plan N°7 - annexe).

1^{ère} phase : Le front se déplace vers l'est de la colline pour exploiter la partie sud de ce niveau

A la fin de cette phase on aura éliminé la dernière partie de la falaise inférieure de hauteur de 10 m .

2^{ème} phase : Le front se déplace vers le nord pour exploiter la partie médiane (tranchée)

3^{ème} phase : Le front se déplace vers l'ouest de la colline pour exploiter la partie nord de ce niveau (cf. Plan N°8 - annexe).

- Le volume exploité sera de 700280 m^3 , donc un tonnage de 1862745 T.

II-3-7-8. Le Niveau 160 m :

A partir de la piste principale, on fait une ouverture au niveau 160 m dans le coté sud(à droite de la piste principale). Ce front se déplace suivant trois directions au fur et à mesure de l'évolution de l'exploitation dans ce niveau (cf. Plan N°8 - annexe).

1^{ère} phase : Le front se déplace vers l'est de la colline pour exploiter la partie sud de ce niveau.

2^{ème} phase : Le front se déplace vers le nord pour exploiter la partie médiane (tranchée).

3^{ème} phase : Le front se déplace vers le ouest de la colline pour exploiter la partie nord de ce niveau (cf. Plan N°9 - annexe).

- Le volume exploité sera de 605000 m^3 , donc un tonnage de 1609300 T.

II-3-8. Cadence d'exploitation :

L'objectif de production de l'unité El-Maleh est 1000000 T/an , donc la cadence d'exploitation de la colline Est aux différents niveaux sera comme illustré dans le tableau II.4 :

Niveaux (m)	Tonnage (T)	Cadence d'exploitation (an)
230	359366	0,34
220	560888	0,56
210	843327	0,84
200	1128345	1,1
190	1354898	1,35
180	1560516	1,56
170	1862745	1,86
160	1609300	1,6
Total	9279385	≈ 9,3

Tableau. II-5: Cadence d'exploitation de la colline Est

Conclusion :

L'exploitation de la colline Est se fera par une piste principale de longueur 1263 m, il aura huit(08) niveaux d'exploitation avec une hauteur de gradin de 10 m, les réserves exploitables sont estimées à 9,3 MT donc durée de vie 9 ans. Des réserves importantes seront perdues à cause la falaise supérieure de la colline où sa partie ouest n'est pas exploitable, l'affleurement des marnes à partir le niveau 160 m.

Chapitre III :

Technique d'abattage et analyse de sécurité

III-1. Technique d'abattage :

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

- Du type de roches, et leur état naturel;
- des propriétés physico-mécaniques et technologiques des roches;
- de la production
- des paramètres techniques des engins et des équipements miniers disponibles et des exigences fixées à la qualité du minerai extrait.

Compte tenu de la dureté de la roche, la méthode d'abattage dans la carrière ENG unité El-Maleh pour l'exploitation de la colline Est, est par explosif.

III-2. Abattage à l'explosif :

Le but de l'abattage est de désagréger le matériau afin de permettre (faciliter) sa reprise par les engins d'extraction.

La qualité de l'abattage joue un rôle primordial que l'on sous estime bien souvent. En effet un abattage de mauvaise qualité peut pénaliser l'exploitation à plusieurs niveaux:

- Si la fragmentation est insuffisante au départ, il faut avoir recourt par la suite à un « pétardage secondaire » des gros blocs, d'où un surcoût pour le poste abattage et des délais allongés pour les opérations qui suivent.
- Un matériau mal fragmenté est plus difficile à charger. Ceci conduit d'une part à une augmentation des temps de chargement donc à une diminution de la productivité, et d'autre part à une usure plus rapide des engins.
- Le matériau étant destiné à être concassé, la qualité de la fragmentation à l'entrée du concasseur primaire conditionne directement le rendement de celui-ci, ainsi que la quantité d'énergie à fournir pour le concassage.

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer :

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

III-3. La fissuration :

Le degré de connaissance de fissuration est un facteur important qui permet d'orienter le processus d'abattage de roche en place ainsi que la stabilité des gradins.

On se réfère à la structure de la colline Ouest qui indique sur ses fronts de taille un réseau important des fissures, et comme la colline Est appartient au même massif, on peut dire que cette dernière a le même état de fissuration.

III-4. Conception du Plan de tir :

Le principe retenu par LANGEFORS est que tous les explosifs constituant la charge linéaire participent au dégagement du pied. L'énergie totale de la charge explosive est donc utilisée principalement pour dégager la zone la plus bloquée, en l'occurrence le pied du gradin.

Si le pied est bloqué de façon importante par le tas, la part de l'énergie augmente notablement. La problématique se résume à déterminer la largeur de banquette maximale permettant un dégagement du pied et de la colonne correct. Les dimensions géométriques réelles du tir en pied sont donc primordiales pour la qualité du résultat.

La charge spécifique q dépend du rayon de travail de la charge souhaité, du coefficient de fermeté du matériau à arracher (selon LANGEFORS $c = 0.4$), des conditions de bourrage, de la nature de l'explosif utilisé et de la granulométrie souhaitée.

Pratiquement, certaines conditions techniques sont imposées :

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

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

On retient le plus couramment au niveau mondial la formule de LANGEFORS, que l'on fait évoluer en fonction des résultats du tir. La valeur de la charge spécifique dépend de la résistance au tirage de la roche en place, il est de l'intérêt de l'exploitant de définir correctement son plan de tir en optimisant:

- La maille de tir (espacement des trous et des rangées de trous, nombre de rangées, diamètre, profondeur et inclinaison des trous);
- Les charges d'abattage (nature et quantité des explosifs);
- Les procédés et les séquences d'amorçage.

III-5. Blocométrie admissible:

La blocométrie admissible est choisie en fonction de 3 paramètres :

- la capacité du godet de la chargeuse KOMATSU ($E_C = 6 \text{ m}^3$) :

$$d \leq 0,8 * \sqrt[3]{E_C}$$

$$d \leq 0,8 * \sqrt[3]{6}$$

$$d \leq 1,45 \text{ m}$$

- Le volume du dumper TEREX TR 60 ($V_C = 22,5 \text{ m}^3$) :

$$d \leq 0,5 * \sqrt[3]{V_C}$$

$$d \leq 0,5 * \sqrt[3]{22,5}$$

$$d \leq 1,41 \text{ m}$$

- ouverture du concasseur primaire :

$$D_m = 0,8 * b ; [\text{m}]$$

Où : **b** : est la largeur de l'ouverture de concasseur ;[m]

dans la carrière de l'unité El-Maleh , l'ouverture du concasseur à mâchoire est de 1 m donc,

$$D_m = 0,8 \text{ m.}$$

Tout bloc ne répondant pas à cette dimension maximale doit subir une opération de débitage secondaire (pétardage secondaire), on fore dans ces gros blocs et, on les réduit en des blocs de dimension plus petites .

Ils peuvent être utilisés comme un rempart dans les pistes ou vendus pour l'enrochement lorsque ceux-ci sont laissés tels quels.

III-6. Les paramètres du plan de tir :

Au vu de la fracturation constatée pendant l'exploitation de la première colline, on doit concevoir un plan de tir pour éviter un excès de hors gabarit et donner aux fronts une pente adéquate pour une bonne stabilité du talus. Ceci en sécurisant l'opération de chargement et donner une meilleure

cadence de l'exploitation pour assurer l'alimentation de la station primaire en quantité suffisante de matière utile.

a) la Foration :

les paramètres qui interviennent dans le choix du type d'engin de foration sont

- diamètre
- la hauteur du gradin
- banquette
- espacement
- profondeur du trou
- surprofondeur
- inclinaison du forage

b) Le chargement :

les paramètres de chargement de l'explosif dans le trou sont

- la nature et la quantité d'explosif

c) L'amorçage :

principalement il s'agit de :

- la séquence de mis à feu (mis en place du détonateur et la séquence (retard) d'initiation)

III-6-1. La foration :

a) Diamètre du trou (Φ):

on utilise généralement des petits diamètres (65 à 165 mm) pour l'extraction de la roche dans les carrières à ciel ouvert. le diamètre du trou doit être choisi en fonction de l'objectif de production, de granulométrie et du coût global. Le coût de la foration diminue généralement avec l'augmentation du diamètre de foration.

Si le diamètre augmente la hauteur du gradin augmente mais la fragmentation résultante est moindre et vice versa.

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

- L'environnement : le niveau de vibrations et de bruit dépend de la charge unitaire par retard (qui dans la plupart des cas est celle d'un trou de mine);
- La structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie, donc qui influencera indirectement sur le choix du diamètre de foration;

- L'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner et qui par conséquent aura indirectement une incidence sur le choix du diamètre de foration :

- La nature de l'explosif qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente.

b) La hauteur du gradin :

la hauteur du gradin est déterminée en fonction :

- des engins de chargement ;
- du diamètre de foration ;
- de la production annuelle ;
- de la stabilité des roches du talus ;
- des règles de sécurité en rapport avec la normalisation minière.

Pour une bonne conception d'un plan de tir, la hauteur du gradin doit être 3 à 3,5 fois la banquette.

pour l'exploitation de la colline Est du gisement on procède à une exploitation par gradin de 10 m de hauteur pour atteindre notre objectif de production de 1MT/an.

c) L'angle de talus du gradin (α):

Pour la détermination de l'angle du talus on tient compte des paramètres physico-mécaniques de la roche et des engins miniers, pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 60° et 80° par rapport à l'horizontale .

Avantage de l'inclinaison :

- Le gradin est plus stable ;
- La fragmentation est meilleure, et l'explosion est moins violente ;
- La surprofondeur est moins longue ;
- La consommation d'explosif est moindre ;
- Les trous peuvent être plus espacés.

Pour assurer la stabilité des gradins de la colline Est on donne un angle $\alpha = 70^\circ$ par rapport à l'horizontale autrement dit 20° par rapport à la verticale

d) La banquette (B) :

Elle correspond à l'épaisseur de la tranche à abattre et elle dépend des objectifs technico-économiques. Elle varie proportionnellement à l'énergie ou la puissance (weight strength) de la charge et du diamètre. Sa valeur maximale est [11]:

$$B_{max} = \frac{\phi_{tr}}{34} \sqrt{\frac{\rho \cdot \left(\frac{\phi_c}{\phi_{tr}}\right)^2 \cdot S}{c \cdot f \cdot \left(\frac{E}{B}\right)}}$$

Où :

B_{max} :banquette maximale (m)

ϕ_{tr} :diamètre du trou (mm) ;

ρ :densité de explosif utilisé (g /cm³) ;

ϕ_c :diamètre de la cartouche (mm) ;

S :weight strength (énergie de la charge)

C :résistance au tirage de la roche (rock constant)

f :facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison

$\frac{E}{B}$:rapport de maille

➤ **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 :

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

Q_0, V_0 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 :

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

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

Pour les explosif produit en Algérie on prend comme référence la Gélanit I qui a les caractéristiques proches de celles de la Dynamite M.,

$$Q_0 = 4441 \text{ kJ / kg};$$

$$V_0 = 865 \text{ l/kg}$$

On calcule le weight strength de la Marmanit II qui a l'énergie d'explosion et le volume de gaz suivants

$$Q = 3775,2 \text{ kJ / kg};$$

$$V = 868 \text{ l/kg}$$

$$\text{Donc } S = 0,88$$

➤ **La résistance au tirage C (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 de roche. Cette valeur est déduite en général après la détermination de la banquette maximale sur le terrain. Elle est donnée dans le tableau III.1 ci-dessous.

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

Tableau III.1: Résistance au tirage de quelques roches

la valeur de la résistance au tirage de la roche du gisement de D'HAR EL MENDJEL est $C = 0,30 \text{ kg/m}^3$ (dolomie et calcaire fracturé)

Pour la valeur de f qui dépend de l'inclinaison (pour notre cas $\beta = 20^\circ$, $f=0,9$)

L'inclinaison β (°)	0	10	20	30
f	1	0,95	0,9	0,85

D'où la banquette maximale est :

$$B_{\max} = \frac{105}{34} \sqrt{\frac{1,05 \cdot \left(\frac{80}{105}\right)^2 \cdot 0,88}{0,3 \cdot 0,9 \cdot (1,25)}}$$

$$B_{\max} = 3,9 \text{ m}$$

La banquette pratique doit être réduite à cause de la déviation de foration il faut retrancher 3% de H (3cm de chaque mètre de la hauteur du gradin) :

$$B = B_{\max} - 0,03 * H$$

$$B = 3,9 - 0,03 * 10 = 3,6 \text{ m}$$

e) L'espace (E) :

La maille E x B est proportionnelle à l'énergie volumique comprise dans le trou. Elle a une influence sur le résultat du tir car elle contribue à la modification de la granulométrie des blocs entre l'état initial du massif et l'état du tas après le tir. Elle contribue, également à l'état du front de taille après le tir et des éventuels hors-profilés. Plus le rapport E/B est faible, plus la dimension des blocs dans le tas est grande mais plus la face du front est lisse. LANGEFORS conseille de prendre une distance entre les trous de même rangées donnée par la relation suivante :

$$E = 1,25 * B.$$

$$E = 1,25 * 3,6 = 4,5 \text{ m}$$

f) La Surprofondeur (S_p):

La sous-foration sert à bien dégager le pied du gradin en évitant le rebord au pied, ce dernier exigera des forages ultérieures d'achèvement qui sont très onéreux. Elle dépend de l'épaisseur de la tranche à abattre, elle varie de 0,15 à 0,3 de la longueur de la banquette pratique.

$$S_p = 0,3 * B$$

$$S_p = 0,3 * 3,6 = 1,1 \text{ m}$$

Si $S_p > 0,3 B$ la consommation spécifique augmente donc aucune considération pratique n'en étant obtenu.

g) La profondeur du trou :

Elle est donnée par la relation suivante :

$$L = \frac{H}{\cos(\beta)} + S_p$$

$$L = \frac{10}{\cos(20)} + 1,1 = 11,7 \text{ m}$$

h) Le nombre de rangées :

Il est déterminé en fonction de la production, la séquence d'initiation de la charge d'explosif

Temps disponible entre rangées :

$$10 * 3,6 = 36 \text{ ms} < \text{Temps en ms} < 30 * 3,6 = 108 \text{ ms}$$

B

B

On peut faire quatre rangées mais il est préférable de concevoir un plan de tir avec deux rangées, pour ne pas créer des nuisances au gradin ainsi que la granulométrie désirée (pour un bon rendement du tir).

III-6-2. Plan de chargement des trous:

a) Le choix de l'explosif :

Le choix d'un explosif, est une tâche compliquée. L'objectif est non seulement d'optimiser le tir mais aussi toute l'opération d'extraction. De part sa délicatesse, il doit tenir compte :

- du coût de foration ;
- du coût de l'explosif ;
- du diamètre de la charge explosif ;
- de la résistance de la roche ;
- des caractéristiques de l'explosif.

Le travail demandé à l'explosif est de fournir une bonne fragmentation et le moins de nuisance à l'environnement proche du point du tir.

Il est recommandé que :

- La charge de colonne soit un explosif avec une énergie moyenne ou faible.
- La charge de pied soit un explosif avec une énergie importante.

b) La vitesse de détonation :

Ce paramètre définit la célérité avec laquelle l'onde de détonation se propage dans une cartouche d'explosif, elle détermine l'effet de brisance sur la roche. Plus elle est élevée, plus l'explosif est brisant et les déblais obtenus sont plus fragmentés.

En règle générale:

Les grandes vitesses de détonation sont utilisées pour la destruction de structure en béton armé, pour des roches dures.

Les petites et moyennes vitesses sont utilisées dans des roches tendres et dans des milieux superficiels.

- une vitesse de détonation lente a un dégagement d'énergie plus lent.
- vitesse lente de l'onde de choc est bonne pour la poussée du tas de roche.
- vitesse rapide de l'onde de choc est bonne pour la dislocation et la désagrégation du massif de roche.

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

c) La puissance de l'explosif :

Elle se définit par l'énergie développée pendant la détonation et par la capacité d'un explosif à réaliser un travail donné.

c-1) La pression de détonation :

C'est la pression dans la zone de réaction derrière le front. Elle est reliée à la densité et à la vitesse de détonation comme illustrée dans l'expression suivante :

$$P = K_R * \rho * V^2$$

V :la vitesse de détonation de l'explosif[4500 m/s] pour le cas de la Marmanit

ρ :la masse volumique[1,05 g/ cm³] ;

K_R :coefficient de remplissage en explosif dans le trou (diamètre de la cartouche d'explosif (80 mm)/diamètre du trou (105 mm));

P=162 Kbar.

c-2) Bloc de plomb (TRAUZL, CUP) :

Ceci se fait par l'évasement d'un bloc de plomb standard dans lequel détonne une quantité standard d'explosif considérée. La puissance s'exprime en volume d'évasement ou en ratio par rapport à des explosifs standard (acide picrique pour le CUP, coefficient d'utilisation pratique).

$$CUP = \frac{M_0}{M}$$

M_0 : masse de l'explosif standard (acide picrique=15 g).

M : masse de l'explosif qui provoque le même évasement sur le bloc de plomb.

d) Le coefficient de self excitation (C.S.E) :

Il exprime numériquement la faculté que possède la détonation à se transmettre d'une charge à une autre charge et particulièrement d'une cartouche à une autre.

Cette transmission de la détonation dépend : 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 du 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 directions mais les gaz comme tous les fluides, auront tendance à s'échapper en suivant les lignes de moindre résistance.

Pour le projet d'exploitation de la deuxième colline on choisit la Marmanit II pour l'exécution du travail d'abattage souhaité (cf. Tableau III.2).

Destination commerciale	Résistance à l'eau	Densité	Vitesse de détonation (m/s)	Puissance C.U.P	C.S.E (cm)	volume (l/kg)	utilisation
Marmanit II	moyenne	1,05	4500	1,27	2	868	Roches dureté moyenne

Tableau III.2 : Propriétés de la Marmanit II.

f) Le plan de chargement:

Dans sa conception, celui-ci doit comporter :

- La concentration de la charge au pied ;
- La charge de pied ;
- La longueur de la charge de colonne ;
- La charge totale ;
- La charge spécifique.

g) La longueur de la charge de pied :

La zone qui assure le cisaillement de la partie basse et son déplacement. La charge de pied est celle qui contribue au dégagement et à la fragmentation du pied ; elle a une hauteur d'au moins une fois la banquette et la sur-profondeur :

$$L_p = 1,3 \times B = 4,7 \text{ m.}$$

B : la banquette pratique.

h) La charge de pied :

On a le diamètre de la cartouche d'explosif de la Marmanit II $\Phi=80$ mm sa masse volumique $\rho=1,05$ g/cm³

On doit tenir compte que la charge de colonne exerce une force de compression sur les cartouches d'explosif de la charge de pied. Pour cela on considère une augmentation du diamètre de 10 %.

On calcule le volume occupé par la charge d'explosif au pied :

$$V_p = \pi * \left(\frac{D_p}{2}\right)^2 * L_p$$

D_p : diamètre de la cartouche sous la charge (mm)

$$D_p = 1,1 * \Phi = 1,1 * 80 = 88 \text{ mm}$$

$$V_p = \pi * \left(\frac{88 * 10^{-3}}{2}\right)^2 * 4,7 = 2,9 * 10^{-2} \text{ m}^3$$

Donc la charge dans le pied est

$$Q_p = \rho * V_p = 1050 * V_p$$

$$Q_p = 30,5 \text{ kg}$$

i) La concentration de la charge au pied (q_p) :

on donne la concentration de la charge au pied par la relation suivante :

$$q_p = \frac{Q_p}{L_p}$$

L_p : la longueur de la charge de pied étant égale à : 4,7 m

$$q_p = 6,5 \text{ kg /m.}$$

j) Le bourrage :

On doit bourrer le trou de mine après installation de la charge explosive dans le but de bien faire travailler l'explosif par confinement des gaz dégagés de sa décomposition. La longueur du bourrage doit être minimale et suffisante, on utilise un matériau inerte de granulométrie entre 4 et 6 mm de préférence pour le bourrage finale. Ainsi le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et obtenir un découpage net et éviter l'effet arrière et le souffle de gaz vers le haut du trou qui diminue l'efficacité de l'explosif. Egalement pour prévenir la formation d'une onde de choc forte.

$$L_B = B \text{ [m]}$$

$$L_B = 3,6 \text{ m}$$

k) La charge de colonne :

C'est la zone qui assure la fragmentation et le déplacement de la roche. On utilise le même explosif dans la colonne en raison de l'impossibilité d'utiliser l'anfomil (sous forme de poudre) à cause de la présence des fissures dans le massif donc on continue notre chargement avec la Marmanit II.

l) La longueur de la charge :

la longueur de cette charge est calculée par la différence entre la longueur du trou et la somme de la longueur de la charge du pied et du bourrage (cf. Figure III.1).

$$L_C = \frac{H}{\cos(\beta)} + S_p - 2,3 * B$$

S_p : sous foration

$$L_C = \left(\frac{10}{\cos(20)} + 1,1 \right) - 2,3 * 3,6 = 3,5 \text{ m}$$

m) La charge de colonne:

Cette fois ci on ne tient pas compte de la variation du diamètre de la cartouche puisque on a que le bourrage c.-à-d. qu'on néglige cette petite variation de Φ

On calcul le volume occupé par la charge d'explosif dans la colonne :

$$V_p = \pi * \left(\frac{\Phi}{2} \right)^2 * L_C$$

Φ : diamètre de la cartouche sous la charge (80 mm)

$$V_C = \pi * \left(\frac{80 * 10^{-3}}{2} \right)^2 * 3,5 = 1,76 . 10^{-2} \text{ m}^3$$

Donc la charge dans la colonne est :

$$Q_C = \rho * V_C = 1050 * V_C$$

$$Q_C = 18,5 \text{ kg}$$

n) La concentration de la charge dans la colonne (kg/m):

On donne la concentration par le rapport entre la charge de colonne sur la longueur de cette charge dans la colonne $q_C = \frac{Q_C}{L_C} = 5,3 \text{ kg/m}$.

o) La longueur totale de la charge d'explosif:

C'est la somme de la longueur de la charge de la colonne et du pied comme donné dans l'expression suivante :

$$L_Q = L_P + L_C$$

$$L_Q = 8,2 \text{ m}$$

P) La charge d'explosif dans un trou :

C'est la somme de la charge du pied et de la colonne

$$Q_{tr} = Q_p + Q_C$$

$$Q_{tr} = 49 \text{ kg}$$

q) La consommation spécifique d'explosif :

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m^3 de roche. Le degré de la fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir, ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique de l'explosif nécessaire pour atteindre le degré souhaité de la fragmentation.

La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$Q_S = \frac{Q_{tr}}{B * E * \frac{H}{\cos(\beta)}}$$

Volume de la roche abattu par un trou:

$$V_{tr} = \frac{H}{\cos(\beta)} \times B \times E$$

$$V_{tr} = 172,4 \text{ m}^3 \text{ Donc la consommation spécifique est : } Q_S = 0,28 \text{ kg/m}^3 = 280 \text{ g/m}^3$$

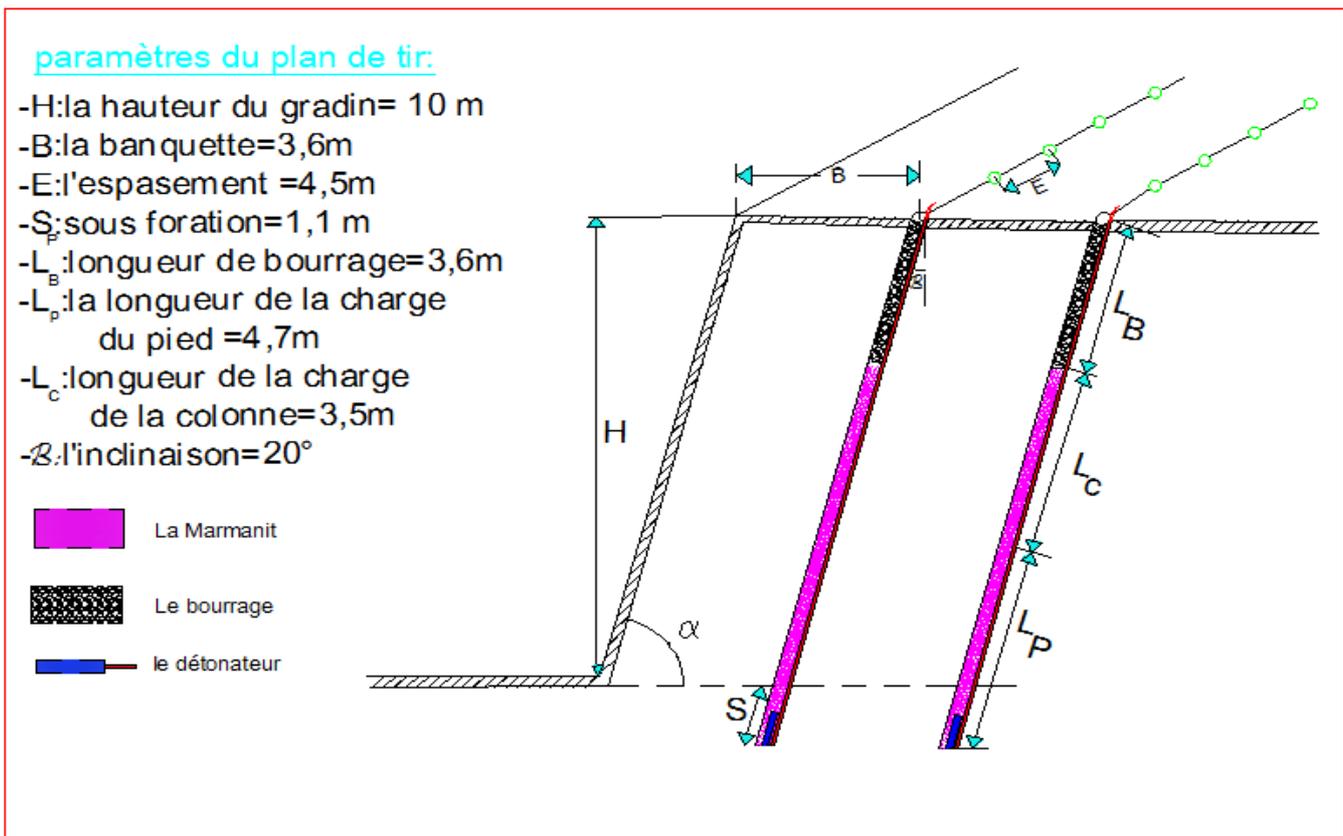


Figure III.1: Conception du plan de tir

III-6-3. L'amorçage :

a) La chaîne d'amorçage

L'amorçage a deux fonctions essentielles :

- la mise en détonation correcte des charges
- la séparation des charges dans le temps.

Pour ce faire, le système d'amorçage est composé de divers éléments ayant chacun un rôle (voire plusieurs rôles) précis :

- initiation
- retard
- transmission
- l'amorçage à proprement parler.

La chaîne d'amorçage ainsi constituée peut être parfois complexe.

b) Les détonateurs électriques de l'ONEX :

Pour l'amorçage des charges d'explosifs, ces détonateurs peuvent être classés au vu de leur sensibilité à l'électricité selon trois catégories.

➤ **Détonateurs à sensibilité classique:**

Ces détonateurs sont employés dans des conditions normales de travail quand il n'existe aucun risque du point de vue électricité statique et courants vagabonds.

➤ **Détonateurs insensibles:**

Ces détonateurs sont utilisés quand les effets des phénomènes d'électricité statique sont à craindre.

➤ **Détonateurs à haute insensibilité:**

Ces détonateurs sont recommandés dans les zones où il y a forte densité d'électricité statique (haute montagne, région orageuse, champ radio, très haute tension, groupe électrogène).

Ces détonateurs sont aussi classés suivant le retard contenu dans la capsule :

1) Détonateurs instantanés:

Avec l'emploi de détonateurs instantanés, les amorçages des charges explosives sont parfaitement simultanés. Il n'y a pas de retard (le numéro de retard est égal à zéro).

2) Détonateurs sismiques :

L'ONEX produit pour la recherche géophysique des détonateurs instantanés dits sismiques spécialement adaptés pour les tirs de sondage (régularité d'allumage, étanchéité, bonne protection).

3) Détonateurs à retard :

3-1) Détonateurs à retard demi-seconde:

Avec l'emploi des détonateurs à retard demi-seconde, l'amorçage de la charge explosive se fait après la combustion de la composition retardatrice. Les temps de retard varient entre 0,5 seconde pour le n°1 et 6 secondes pour le n°12; il existe 12 numéros de retard, soit 13 avec le numéro zéro (détonateur instantané).

3-2) Détonateurs micro-retard :

Ces détonateurs diffèrent des détonateurs à retard par les temps de retard beaucoup plus court.

L'ONEX fabrique des détonateurs micro-retard avec 12 degrés de retard, soit 13 en comptant le détonateur instantané (retard zéro). La durée du retard en ms varie entre 0 à 240 ms;

c) Utilisation des micro-retards :

L'utilisation des micro-retards permet :

- Une diminution de la vibration du sol et du déplacement d'air par l'explosion, d'où l'avantage que procure l'utilisation des micro-retards lors des tirs programmés aux environs des constructions.
- Une meilleure fragmentation des roches et une meilleure prévision d'étalement des produits de tir.
- 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.

Donc l'adéquation de l'amorçage à l'explosif est le meilleur atout pour prévenir les ratés.

d) Le cordeau détonant :

L'ONEX produit au sein de ses unités, un explosif conditionné sous une forme de cordeau détonant.

Ce cordeau détonant peut avoir deux usages :

d-1) La Transmission de détonation:

Dans le cas de tir de plusieurs charges simultanées, le cordeau est utilisé comme transmetteur de la détonation à toutes les charges.

d-2) L'amorçage du cordeau détonant

Le cordeau détonant de l'ONEX est amorcé par tous les détonateurs conventionnels (électriques et pyrotechniques).

e) Les détonateurs électroniques : (ne sont pas fabriqués à l'ONEX actuellement-2010)

Une technologie spécifique qui est en développement depuis plusieurs années, par plusieurs manufacturiers, et commence à être testé et utilisée progressivement dans l'industrie est le détonateur électronique. Les détonateurs électroniques, dont il existe plusieurs types, tous utilisent une énergie électrique stockée à l'intérieur du détonateur et qui servira à assurer la temporisation du retard et l'énergie d'amorçage. Toutes les autres technologies des détonateurs y compris les capsules de détonation, les fusibles d'amorçage électriques ou de sécurité, utilisent l'énergie pyrotechnique comme moyens de retard et d'amorçage.

f) Le type d'amorçage :

La détonation est propagée du haut vers le bas ou inversement par le cordeau détonant. Le cordeau doit être amorcé par un détonateur ou un autre cordeau détonant placé en surface.

La mise à feu de l'explosif peut s'effectuer par :

f-1) L'amorçage latéral :

Avec un cordeau détonant placé tout au long du trou et assure l'amorçage de l'explosif (cf. Figure III.2).

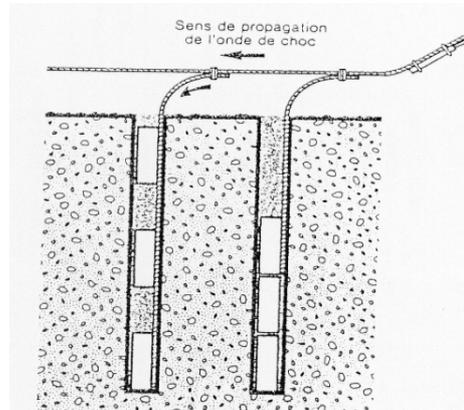


Figure III.2 : Amorçage latéral

f-2) L'amorçage ponctuel :

Avec un seul détonateur placé sur la première cartouche mise en place. La détonation est propagée du bas vers le haut par l'explosif (cf. Figure III.3). L'amorçage ponctuel postérieur s'est révélé plus intéressant et plus avantageux que l'amorçage ponctuel antérieur.

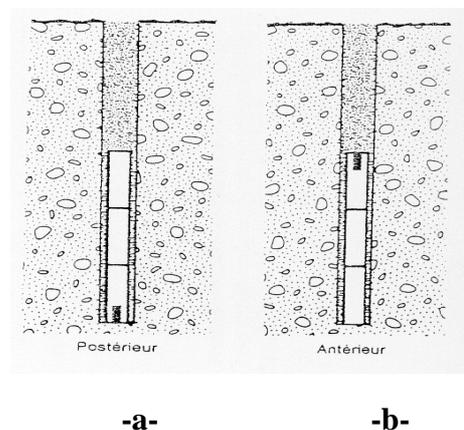


Figure III.3: Amorçage ponctuel (a-postérieur et b-antérieur)

g) L'efficacité du type d'amorçage :

L'onde de choc se propage perpendiculairement à l'axe du trou de mine. La distance de parcours de l'onde dans l'explosif est faible, aussi le plus souvent, la détonation n'atteint-elle pas son régime stable. Cette diminution du rendement de l'explosif est confirmée par les mesures.

L'onde de choc remontant vers le bourrage est faible, ce qui signifie que la fragmentation y est insuffisante à priori.

dans le cas de l'amorçage latéral comme dans le cas de l'amorçage en tête, les gaz sont formés d'abord en tête de la colonne. L'expulsion du bourrage est rapide (risques de projection) et en conséquence le déplacement du pied et de l'ensemble du tas est plus faible.

On peut donc attendre de l'amorçage latéral :

- Un rendement parfois plus faible de l'explosif.
- Une fragmentation moins poussée du massif.
- Des projections éventuelles.
- Un déplacement du tas insuffisant.
- Des blocs au niveau du bourrage.

Pour ce qui concerne l'amorçage en tête ou antérieur, d'ailleurs peu utilisé, on va atteindre un régime stable de la détonation avec un meilleur rendement de l'explosif, mais on retrouve une partie des inconvénients de l'amorçage latéral.

D'autre part, une puissante onde de choc descend dans le massif sous-jacent provoquant des vibrations supplémentaires mais aussi une dégradation de la résistance du massif.

Dans le cas de l'amorçage au pied ou **postérieur** l'onde de choc qui descend dans le massif sous-jacent est faible, alors que celle qui remonte dans la zone de bourrage et qui se réfléchit en surface est puissante. De plus, les gaz formés d'abord au pied sont mieux confinés, ainsi le pied est-il bien dégagé, ainsi que le bourrage est soumis à une pression des gaz moins importante et plus tardive, d'où les résultats suivants:

- Bon déplacement du pied.
- Bonne fragmentation générale et dans la zone de bourrage.
- Diminution des projections.
- Protection du massif sous-jacent.
-

h) Le schéma de tir :

On a deux règles à respecter :

- Retard entre deux trous de mine :

$$3.E < t \text{ (ms)} < 10. E$$

$$3.4,5 < t \text{ (ms)} < 10. 4,5$$

$$13,5 \text{ ms} < t \text{ (ms)} < 45 \text{ ms}$$

Donc on choisit un retard de 20 ms entre deux trous contigus de même rangée.

➤ Retard entre deux rangées : $10.B < t \text{ (ms)} < 30.B$

$$10.3,6 < t \text{ (ms)} < 30.3,6$$

$$36 \text{ ms} < t \text{ (ms)} < 108 \text{ ms}$$

Donc on choisit un retard de 40 ms entre deux trous contigus de deux rangées :

On rappelle que le tonnage par trou est :

$$T_{tr} = B * E * \frac{H}{\cos(\beta)} * \rho$$

Où :

ρ : la masse volumique (2,66 T/m³)

B = 3,6 m

E = 4,5 m

H = 10 m

$\beta = 20^\circ$

$$T_{tr} = 459 T/tr$$

Production hebdomadaire $P_s = 20833 \text{ T/semaine}$

Donc on a besoin de 46 trous

La charge par trou est 49 kg

On doit initier chaque 3 à 4 trous par le même retard, donc la charge instantanée serait 147 kg ou 196 kg. Cette charge n'est pas tolérée dans cette région pour raison de protection de l'environnement, la DMI à Ain Témouchent exige (60 kg/retard) au maximum. Ceci étant une contrainte supplémentaire pour réaliser la production on ne peut pas le faire avec cette contrainte de production.

i) La charge instantanée :

Pour remédier à ce problème de la charge instantanée, on divise le nombre des trous en 2 volés. On réalise leur mise à feu en deux moments, donc la charge instantanée est réduite de moitié de la première charge, C'est-à-dire 74 kg ou 98 kg mais on est toujours > norme de DMI (60 kg) .

Soit le schéma de tir d'une volée comportant 23 trous (cf. Figure III.4) .

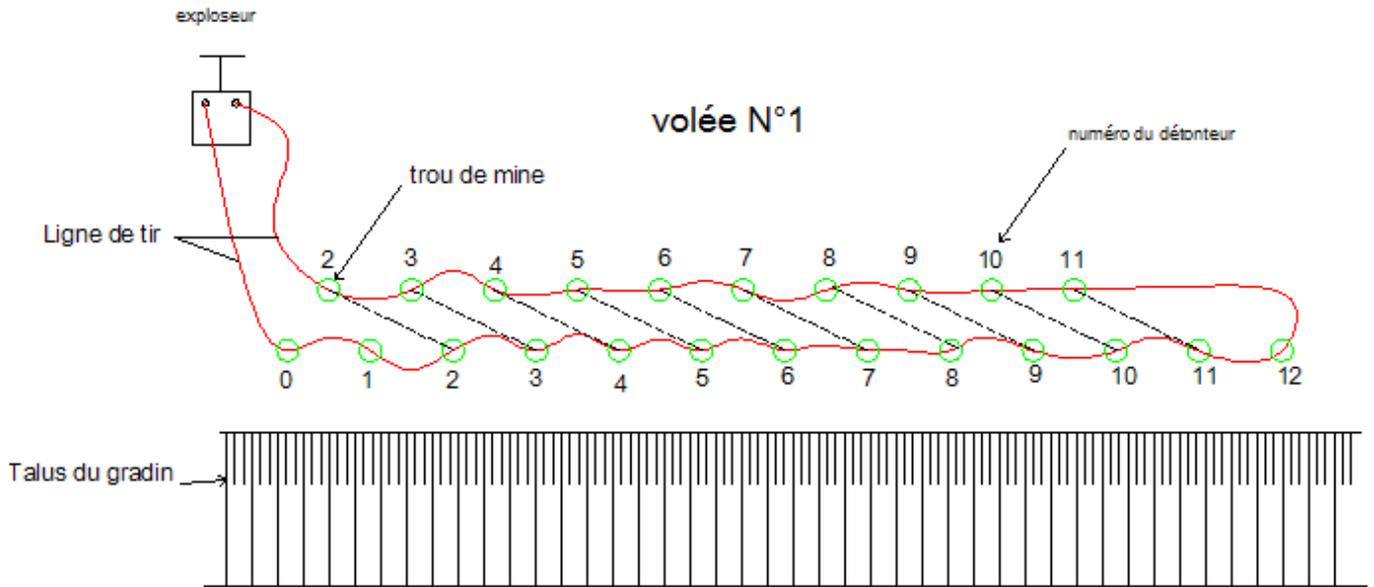


Figure III.4 : Schéma de tir en échelon

j) Calcul de la résistance totale du circuit électrique de tir :

L'amorçage des détonateurs est en série, donc la résistance du circuit est la somme des résistances élémentaires

$$R_t = R_{fil} + n * R_d$$

R_t :résistance totale du circuit

R_{fil} :résistance de la ligne de tir

R_d :résistance du détonateur

n :nombre des détonateurs dans le circuit (1 volée = 23 trous)

$R_{fil} = 3\ ohms$ (la ligne de tir est de 200 m de longueur, sa résistance est 1,5 ohms/100 m)

$$R_d = 1,5\ ohms$$

$$R_t = 37,5\ ohms\ \text{pour chaque volée.}$$

Le voltage nécessaire est $V=RI=37,5*2=75V$

exploseur :

on utilise un exploseur Shaffler type :818 qui a les caractéristiques suivantes :

$$V =1000\ V$$

$C=10 \mu\text{F}$

$R=510 \text{ ohms}$

Donc cet explosif est largement suffisant pour la mise à feu de ce nombre de détonateurs.

III-7. Analyse de sécurité de l'impact du aux tirs de mines sur l'environnement:

III-7-1. Effet de vibrations dues aux tirs de mines :

Il est connu que le tir de mine provoque une onde de vibration dont l'intensité s'accroît avec l'augmentation de la charge, cette dernière peut être dangereuse pour les constructions avoisinantes du lieu de tir. L'explosion utilisée pour disloquer le rocher, limitée en un temps relativement court, libère une grande quantité d'énergie, qui peut être répartie en :

- Une énergie utile qui provoque sur une partie de la roche une rupture et un déplacement, c'est l'abattage du rocher.
- Une énergie inutile qui engendre des déformations élastiques du milieu, c'est le phénomène des vibrations.

Les phénomènes de vibrations peuvent poser des problèmes d'une grande diversité, en fonction de l'origine de la vibration et de la nature des constructions soumises à ces vibrations. L'énergie, inutilisée des explosifs pour la fragmentation et le déplacement, est libérée dans l'environnement. Elle est responsable de nuisances (bruit, vibrations et projections) qu'il est presque toujours possible de ramener à un niveau acceptable.

Pour optimiser un plan de tir, on essaiera de réduire l'énergie de vibration, au profit de l'énergie utile d'abattage.

III-7-1-1. Les facteurs influant sur le niveau de vibration :

Le niveau de vibration mesuré dépend de trois facteurs :

- La distance entre le tir et l'ouvrage;
- La quantité d'explosif ;
- Le rendement du tir.

Pour ce qui est de la distance entre le tir et l'ouvrage le niveau de vibration dépendra de :

- La nature des terrains ;
- La structure géologique ;

- La géomorphologie du site.

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.

III-7-1-2. La loi de propagation des vibrations:

La loi empirique de Chapot permet de calculer le niveau de vibrations en l'occurrence la vitesse de vibration selon une formule reliant la vitesse au point de tir et au poids de la charge. Sur la base de nombreuses études empiriques Chapot a ainsi établi la formule suivante[9]:

$$V_{\max} = K * \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-b}$$

V_{\max} :la vitesse particulaire maximale (mm/s)

D :distance entre le point de tir et le point de mesure (m) ;

Q :la charge instantanée (Kg) ;

K :coefficient de site qui dépend de la géologie du terrain;

b :coefficient d'amortissement qui dépend du type de la roche (souvent 1,6).

le coefficient de site (K) est déterminé en fonction des caractéristiques spécifiques du site, il peut varier sensiblement d'un site d'extraction à l'autre. K dépend de la géométrie du tir et b du type de roche et de son degré de fracturation [13].

Surface libre-roche très dure k=500

Surface libre-roche de moyenne dureté K=1140

Très confinée K=5000.

on prend K=1140 pour notre cas d'étude, ce sont des dolomies et des calcaires de moyenne dureté.

Application :

dans notre étude pour le projet d'exploitation de la colline Est de D'Har El-Mendjel on fait l'inverse c'est à dire déterminer la distance par rapport à un ouvrage sensible qu'on doit protéger pour avoir une vitesse limite acceptable au voisinage du lieu de tir. On prend une vitesse de vibration $V_{\max} = 10$ mm/s (cf. Tableau III.3).

Type d'infrastructure	Vitesse limite (mm/s)
bâtiment	10
Ouvrage industriel ou commercial	25
Hôpitaux, ouvrage touristique	5

Tableau III.3: vitesses de vibration admissibles ([13]).

$K=1140$ (calcaire, dolomie)

$b=1,6$

a) La charge instantanée $Q=49$ kg fois le nombre de trous détonant en même temps (04)=196 kg si la mis à feu se fait en une seule volée

$$V_{max} = 1140 * \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-1,6}$$

$$D^{1,6} = 1140 * \frac{(\sqrt{Q})^{1,6}}{V_{max}} = 1140 * \frac{(\sqrt{196})^{1,6}}{10}$$

$D=270$ m.

b) La charge instantanée $Q=49$ kg * nombre de trous détonant en même temps (02)=98 kg si la mis à feu se fait à deux volées.

$$D^{1,6} = 1140 * \frac{(\sqrt{Q})^{1,6}}{V_{max}} = 1140 * \frac{(\sqrt{98})^{1,6}}{10}$$

$D=191$ m.

III-7-2. Les projections de roches dues aux tirs de mines :

Les projections, provenant du front de taille pour un tir en gradin sont dues à un excès d'énergie de gaz en un point donné.

On peut identifier différentes causes possibles:

- Un excès d'énergie de gaz (un excès de concentration de charge);
- Un déficit d'épaisseur de roche au droit des charges explosives ;
- Une longueur trop faible de bourrage terminal ou sa granulométrie trop fine ;
- La présence d'une anomalie du massif (faille, karst, etc..) ;

- Une absence ou un déficit de surface de dégagement horizontale conduisant à un effet de canon ;
- Un arrachement des matériaux devant les charges ;
- Une mauvaise conception du plan de tir.

Prévenir chacune des situations précédentes nécessite de penser au cours de la réalisation des plans de tir à une géométrie de foration adaptée au front et au massif à miner, à une adéquation du produit au massif, au suivi de la mise en œuvre et des modifications du chargement.

Seules les deux dernières situations peuvent avoir pour origine un retard entre charges inadapté.

III-7-2-1. Détermination de la distance de projection :

On doit déterminer le rayon de la zone dangereuse afin d'orienter l'exploitation de la colline pour assurer la sécurité des habitations, le personnel et installations qui sont dans un endroit sensible.

Egalement la route qui est non loin de la colline doit être protégée.

Le risque de projection augmente avec des trous de plus grand diamètre. Une équation a été développée par Lundborg et al (1975) pour estimer la distance maximale de projection de roche lors de tir réalisés dans six carrières de calcaire, soit

$$L_{max} = (260 * d)^{2/3}$$

Où : L_{max} est la distance maximale de projection (m)

d est le diamètre du trou (pouce), 1 pouce = 2,54 cm.

on applique pour notre cas :

d=105 mm=4,13 pouces

$L_{max} = 105 m.$

III-7-2-2. Comment éviter les projections :

- Nettoyer la plateforme supérieure des roches de laquelle peuvent se lancer par le souffle du gaz, si le gaz part verticalement (mauvais bourrage).
- Mettre une longueur suffisante de bourrage et un matériau adéquat.
- Vérifier si le modèle de foration est correct.
- Choisir les séquences d'initiation de tel sorte que chaque trou a une surface libre, un retard adéquat entre les trous.
- Charger la première rangée avec prudence et tenir compte des petites longueurs de la banquette.
- Vérifier que la quantité d'explosif est juste.

III-8. Tir séquentiel :

Au vu de cette contrainte environnementale liée à la limitation de la charge instantanée on propose à l'E.N.G de procéder à un tir séquentiel, qui, nous permet de faire un amorçage adéquat des charges explosives en diminuant la charge instantanée et en assurant une bonne fragmentation.

III-8-1. Notion du tir séquentiel :

Le terme de "tir séquentiel" désigne tout schéma de tir mettant en œuvre des techniques d'amorçage destinées à affecter à chaque charge explosive sa propre date de détonation, ce qui permet de conserver au tir une rentabilité certaine compte tenu des contraintes environnementales de plus en plus sévères.

III-8-2. Utilité du tir séquentiel :

- Permet une diminution importante des charges unitaires instantanées et par-là des vibrations et accessoirement des projections ;
- Permet une meilleure efficacité de l'énergie libérée par l'explosif, ce qui conduit à une meilleure fragmentation ;
- Accroît la taille de tir ;

le tir séquentiel peut être générateur de risques spécifiques, si certaines règles ne sont pas respectées lors de l'élaboration du plan de tir et de l'exécution du tir. Par conséquent, les concepteurs de plans de tir séquentiels ainsi que les boufeux chargés de leur mise en œuvre devraient recevoir une formation adaptée.

III-8-3. Présentation de l'exploseur séquentiel :

L'exploseur séquentiel, à pas variables, est un exploseur contenant 10 condensateurs qui sont chargés par un kit de batteries internes (rechargeables ou alcalines). A chaque condensateur correspond un circuit et par extension une ligne de tir. La décharge dans chacun des 10 circuits peut être retardée individuellement entre 5 et 999 ms par pas de 1 ms (retard entre deux circuits) à partir du panneau de contrôle.

L'exploseur séquentiel se présente sous la forme d'un boîtier inoxydable pouvant être fermé avec un cadenas (cf. Figure III.5). Le panneau de contrôle situé sur le dessus du boîtier comporte principalement :

- Neuf verniers comportant 3 boutons poussoirs pour régler les retards ;
- Une prise de sortie pour le branchement du câble de tir ;
- Une clé de contact pour autoriser la mise en charge des condensateurs ;
- Un bouton poussoir pour la charge des condensateurs ;

- Un voyant « Prêt à tirer » ;
- Un bouton poussoir pour la mise à feu « Tir » ;
- Dix voyants pour contrôle de la bonne marche de chaque circuit.

Les condensateurs sont chargés par 10 piles rechargeables en série. Une sécurité interne permet d'empêcher la mise à feu si le niveau de charge des condensateurs est insuffisant .

L'exploseur séquentiel permet alors de mieux contrôler les niveaux et les fréquences de vibrations ainsi que la fragmentation du massif.



Figure III.5 : Exploseur séquentiel BM-20 F-10 PT.

III-8-4. Sécurité d'utilisation :

Une sécurité active oblige le manipulateur à maintenir le bouton de charge appuyé pendant la durée de la charge et pendant la séquence de tir.

Une sécurité complémentaire arrête le défilement de la séquence lorsqu'un risque de raté se manifeste :

il suffit que l'intensité du courant de décharge pendant un intervalle de temps donné soit suffisante.

Cette sécurité impose des précautions particulières dans le schéma de tir, mais elle évite les tirs bloqués à la suite de ratés éventuels, dont les conséquences seraient les vibrations intempestives.

III-8-5. Règles du tir séquentiel :

L'amorçage des charges par le fond de trous (amorçage ponctuel postérieur) doit être la règle dans le tir séquentiel.

a) Les règles d'efficacité :

Dans un tir, chaque trou doit faire son " travail "et uniquement son travail. Dans le cas contraire on assiste le plus souvent à des fracturations supplémentaires du massif qui conduisent à une granulométrie plus grossière.

Il faut donc laisser au processus de fragmentation de chaque trou le temps de s'achever, soit 3 à 10 ms par mètre de banquette.

b)Les règles de vibrations :

Pour éviter une superposition des signaux de vibrations ou plus exactement des premiers pics de deux signaux de vibrations émis par deux trous, l'intervalle de temps entre deux détonations de deux trous quelconques doit excéder un intervalle de temps minimum.

On constate expérimentalement et statistiquement qu'une valeur de 8 ms suffit généralement à réaliser cette séparation.

Pour deux trous contigus, on adopte une règle plus sévère avec un minimum de 17 ms. Cette règle supplémentaire a également un rôle sur l'efficacité du tir.

Cette dernière règle s'applique aussi aux retards d'un même trou séparés par des bourrages intermédiaires afin de diminuer la charge unitaire du tir.

c) Les règles de sécurité et de fiabilité.

Pour tous les dispositifs d'amorçage existants, on doit distinguer le réseau de surface et les retards dans le trou.

Le retard de surface est constitué de lignes électriques " déclenchées" à des temps différents dans le cas d'utilisation d'un exploseur séquentiel, de détonateurs ou de relais (raccords) de surface.

Les principaux risques de ratés sont dus à des coupures du réseau de surface provoquées par la détonation de trous précédemment amorcés. Ces ruptures sont liées à des projections intempestives mais également à des déplacements de terrain dus à l'infiltration des gaz dans les failles.

Pour éviter de tels phénomènes, il faut laisser la plus grande distance possible entre la position de l'initiation de réseau de surface et le trou qui détone.

La sécurité totale est atteinte lorsque la totalité du réseau de surface est initiée lorsque le premier trou détonne.

Dans la pratique, la sécurité totale ne peut que rarement être réalisée ; on obtient généralement une sécurité partielle. La distance minimale de sécurité est de trois intervalles entre trous entre le réseau de

surface et les détonations pour obtenir un niveau de sécurité satisfaisant. Cette sécurité s'obtient en choisissant des retards adaptés en fond de trou (donc avec un numéro relativement élevé).

Si les retards et les branchements en surface peuvent être contrôlés, vérifiés voire modifiés jusqu'au dernier moment avant le tir, il n'en est pas de même pour les retards en fond de trou.

d) Résumé des règles précédentes du " tir séquentiel " :

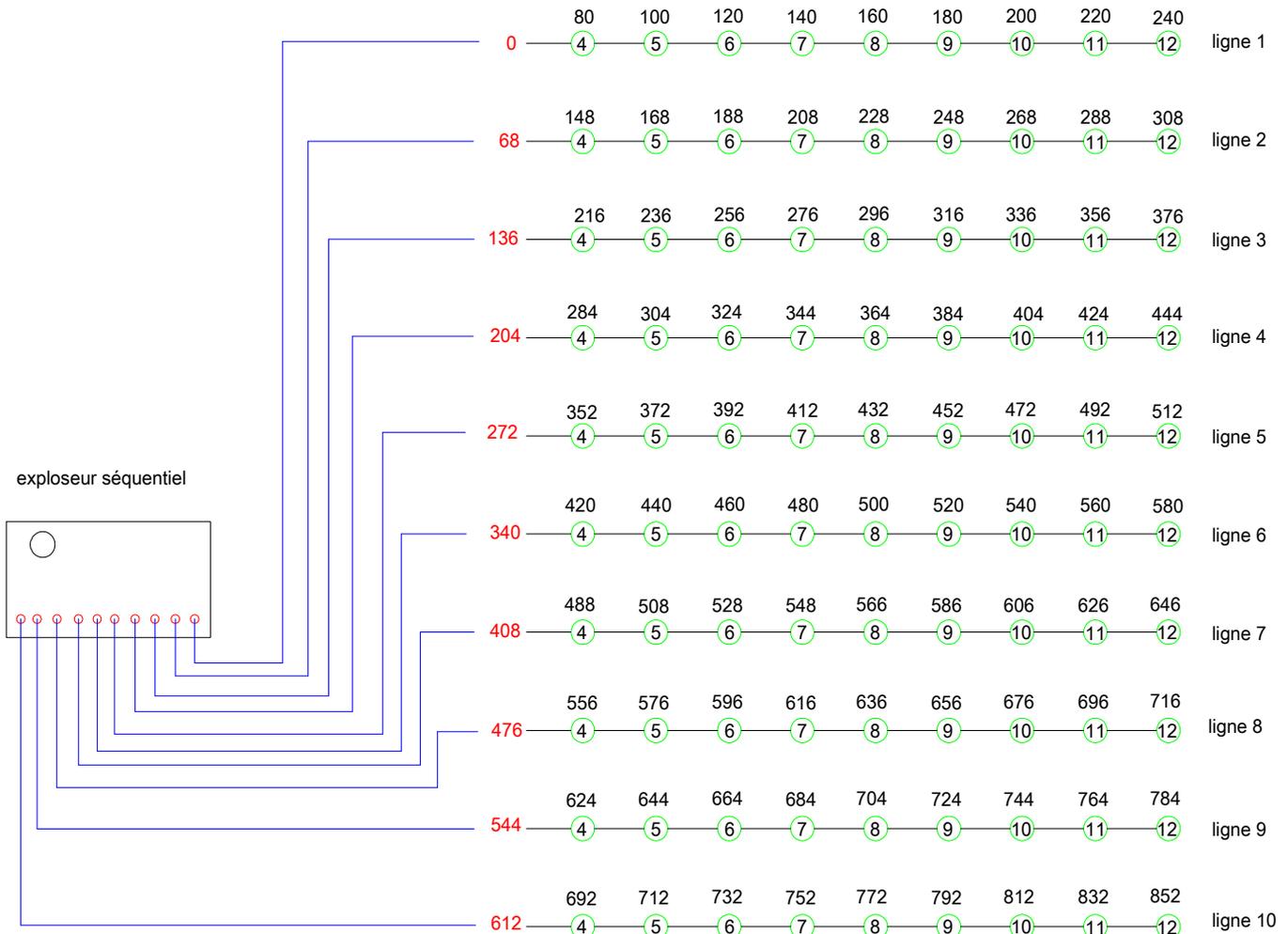
1 – Intervalle de temps entre trous d'une même rangée compris entre 3 et 10 ms par mètre de banquette selon la roche.

2 – Intervalle de temps entre rangées compris entre 10 et 30 ms par mètre de banquette selon la roche et entre 3 à 5 fois l'intervalle de temps entre trous.

3 – Intervalle de temps minimale de 8 ms entre trous quelconques et de 17 ms entre trous contigus.

4 – Choisir les retards en fond de trous couplés avec un réseau de retards de surface tel que la distance entre le signal de surface et les détonations soit la plus grande possible et supérieure à trois intervalles entre trous.

III-8-6. Schémas de tir séquentiel :



4 : numéro du détonateur

80 : date réelle de détonation

0 : temps de passage du courant électrique dans le circuit du détonateur

Figure III.6 : schéma de tir séquentiel

Le nombre de trou qu'on peut tirer en toute sécurité est 90 trous, avec cet amorçage on diminue la charge instantanée jusqu'à 49 kg donc la contrainte (60 kg /retard) est respectée.

Pour mieux maîtriser la fragmentation on n'utilise pas les 10 rangées, mais on divise le nombre total des trous sur deux volées chacune comporte 4 lignes dans un schémas de tir symétrique qui nous permet de diminuer le nombre de rangées (45 trous par volée).

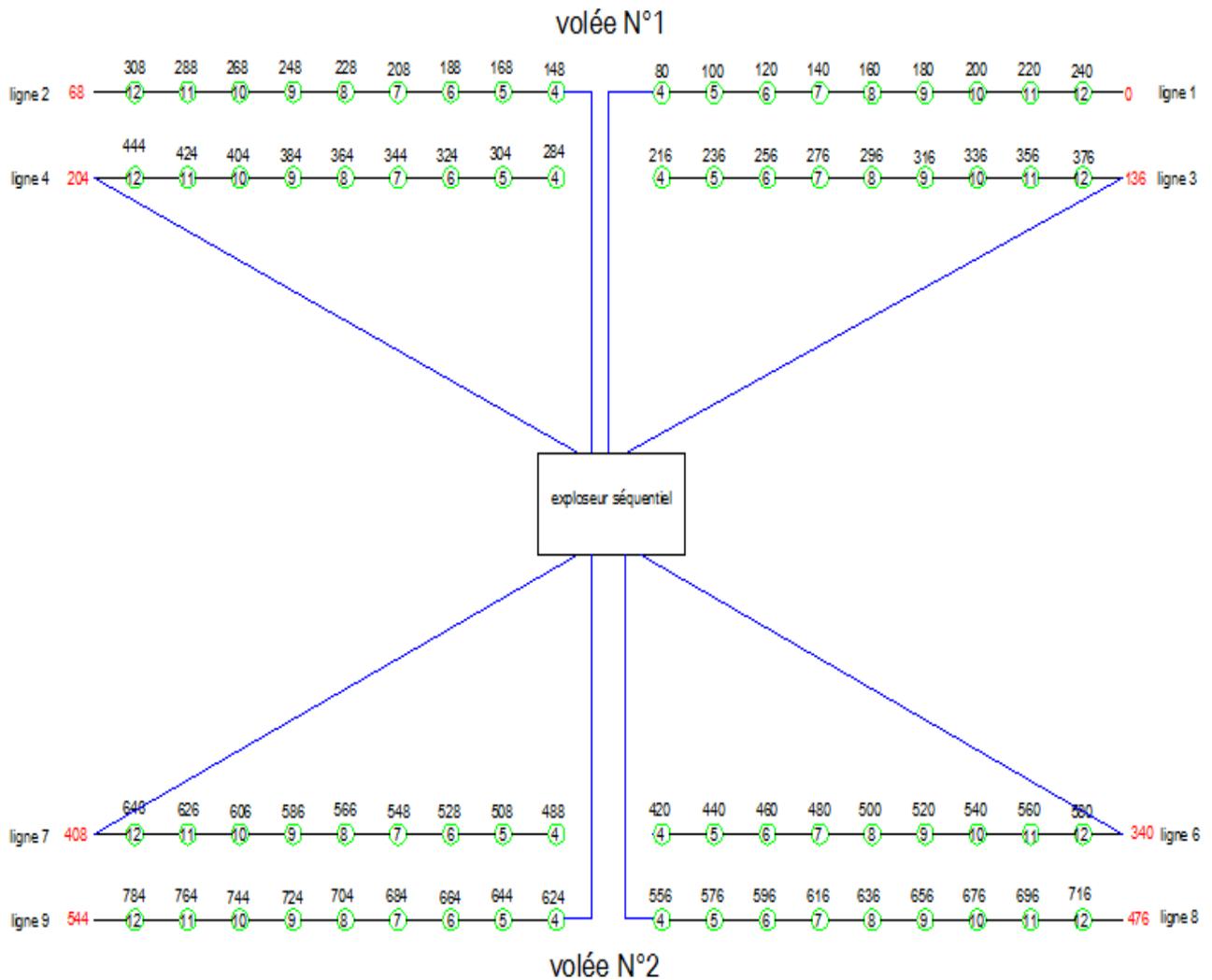


Figure III.7 : schéma de tir séquentiel sur deux volées.

Conclusion :

Les travaux d'abattage de dans la colline Est doit assurer un tonnage de 20833 T/semaine, donc forer 46 trous/semaine. A cause la structure fracturée du gisement, l'exploitant doit faire plusieurs essais pour déterminer les paramètres réels du plan de tir.

La technologie de tir séquentiel qui nous permet d'accroître la taille du tir et maîtriser les vibrations dues au tir donc, en terme d'abattage à l'unité d'El-Maleh pour continuer avec cette cadence de production (1 million de T/an), on peut faire un tir chaque 2 semaines en utilisant le tir séquentiel (tirer 90 trous/2semaines).

Chapitre IV :
Paramètres de la mécanisation pour l'exploitation
de la colline Est

IV. La mécanisation :

IV-1. la foration :

a) Nombre de foreuses nécessaires au projet :

Pour assurer les travaux de foration dans la carrière, il faut trouver le nombre de foreuses nécessaires. Ceci est déterminé par la formule :

$$N_s = (L/R_p) \cdot K_r$$

Où :

N_s : nombre de foreuses nécessaires au projet.

L : longueur totale des trous de mine qui doivent être forés dans la carrière pendant un poste [m/poste].

R_p : rendement pratique de la machine de foration

On doit déterminer la longueur totale des trous de mine forés par poste :

$$L = \frac{A * H_t}{B * E * \frac{H}{\cos(\beta)} * N_p * N_j}$$

Où A : production annuelle m^3/an .

H_t : profondeur totale du trou (m).

B : banquette pratique (m).

E : espacement entre les trous (m).

H : hauteur du gradin (m).

β : inclinaison du trou/verticale.

N_p : nombre de poste de travail par jour.

N_j : nombre de jours ouvrables par an.

$$L = 103 \text{ m.}$$

b) Rendement de la foreuse :

$$R_p = R_t \times T \times K_u \dots \dots \dots (\text{m/poste}).$$

- R_p : rendement pratique de la foreuse ;

Où R_t : rendement technique de la foreuse m/min.

T : durée du poste, [min]

K_u : coefficient d'utilisation pratique de la foreuse par poste ($K_u = 0.85$)

Le rendement technique de la foreuse est :

$$R_t = \frac{H_t}{\left[\frac{H_t}{V_f} + t_{pf} \right]} \quad [\text{m/min}]$$

Où H_t : profondeur totale du trou.... m.

V_f : vitesse de foration, $V_f = 0.5$ m/min.

T_{pf} : temps des opérations préparatoires et finales pour la foration d'un trou $t_{pf} = 15$ min.

Les calculs donnent :

$$R_t = \frac{11,76}{38,52}$$

$$R_t = 0.3 \text{ m/min}$$

Où $R_p = 0.3 \times 7 \times 60 \times 0.85$

$$R_p = \mathbf{107} \text{ m/poste}$$

Donc le nombre nécessaire de foreuses est donné par la relation suivante:

$$N_s = \frac{L * K_r}{R_p}$$

K_r : coefficient dépendant de la régularité du travail de foration $K_r = 0,9$

$$N_s = \frac{103 * 0,9}{109}$$

$$N_s = 1$$

pour assurer les travaux de foration on utilise la foreuse (Titon) et un chariot de foration comme illustré dans la figure IV.1 ci-dessous.



Figure IV.1 :La foreuse Titon

c) Nombre de trous/semaine :

l'ENG dispose de deux foreuses, le rendement pratique d'une sondeuse $R_p = 84,6$ m/poste, d'où le nombre de trou forés pendant un poste est :

$$N_{tr} = \frac{2 * R_p}{11,76}$$

$$N_{tr/p} = \frac{2 * 103}{11,76} \approx 18 \text{ trous}$$

Donc le nombre trou forés pendant une semaine est :

$$N_{tr/s} = N_{tr/p} * N_{j/s}$$

$N_{j/s}$: nombre de jours ouvrables par semaine (5 jours)

$$N_{tr/s} = 18 * 5 = 86 \text{ trous/semaine}$$

En pratique on a besoin de forer que 46 trous pour assurer la production hebdomadaire.

V-2) Le chargement :

a) Rendement de la chargeuse :

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

$$R = \frac{3600 * C * K_r * T * \rho * K_u}{K_f * t_c}$$

Où :

C : capacité du godet de la chargeuse KOMATSU (6 m³)

K_f : coefficient de foisonnement de la roche (1,6)

T : durée de travail d'un poste (7 h) ;

ρ : masse volumique de la roche (2,66 T/ m³)

K_u : coefficient d'utilisation de la chargeuse (0,9)

K_r : coefficient de remplissage du godet de la chargeuse (0,8)

t_c : durée d'un cycle de chargement (80 s)

$$R = 2262 \text{ T/poste}$$

b) Nombre de godet pour le chargement d'un camion :

Il est donné par l'expression :

$$N_g = \frac{Q_C * K_f}{C * K_r * \rho}$$

Q_C : capacité du camion TEREX TR60 (60 T)

$$N_g = 7 \text{ godets}$$

c) La durée de chargement d'un camion :

Elle est calculée par la relation suivante :

$$T_{ch} = t_c * N_g$$

t_c : la durée d'un cycle de la chargeuse Komatsu (fc. Figure IV.2), $t_c = 80$ secondes.

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

$$T_{ch} = 80 \times 7 = 560s = 9 \text{ mn.}$$



Figure IV.2 :chargeuse KOMATSU

V-3) Le transport :

Le transport de la roche abattue ainsi que les stériles se fera avec des camions TEREX TR 60 de capacité de 60 tonnes (fc. Figure IV.3).

Le parcours du transport maximale est de 1263 m (longueur de la piste qui relie le niveau supérieur de la colline Est et la station de concassage primaire).

a) Rendement d'un camion par poste :

Il est déterminé par la formule suivante :

$$R_C = \frac{Q_c \times T_p \times K_u}{T_c} \quad [T / \text{poste}]$$

Où Q_c : capacité de la benne du camion (60 tonnes).

T_p : la durée d'un poste, mn (travail effectif 7h)

K_u : coefficient d'utilisation pratique du camion $K_u = 0.85$

T_c : durée d'un cycle du camion, minutes.

Où $T_{cc} = t_{ch} + t_m + (60 \times L/V_1) + (60 \times L/v_2) + t_d \dots \dots \dots \text{min}$

T_{ch} : temps de chargement du camion, mn

T_m : temps nécessaire aux manœuvres, $t_m = 2\text{min}$

L : distance de transport $L = 1263 \text{ m}$ soit $1,26 \text{ km}$

Calcul de la vitesse à charge V_1 et la vitesse à vide V_2 :

$$V_1 = (1/3) V_{\max}$$

$$V_1 = (1/3) * 50 \text{ Soit } V_1 = 17 \text{ km/h}$$

$$V_2 = (1/2) V_{\max}$$

$$\text{Soit } V_2 = 25 \text{ km/h}$$

T_d : temps de déchargement, $t_d = 1 \text{ min}$

T_{ch} : temps de chargement de camion (9 min)

La durée d'un cycle est :

$$T_c = 9 + 2 + (60 \times 1.26/17) + (60 \times 1.26/25) + 1$$

$$T_c = 19,5 \text{ min}$$

Donc le rendement du camion TR60 est :

$$R_C = \frac{60 * 7 * 60 * 0,85}{19,5} \quad \rightarrow \quad R_C = 1098,5 \text{ T/poste}$$

b) nombre de camions :

$$N_C = \frac{K_i * P_j}{R_C * N_P}$$

Où :

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

R_C : rendement du camion

N_P : nombre de poste/j

P_j : la production journalière de la carrière

$$P_j = P_{j/P} * N_P$$

$P_{j/P}$: production journalière par post:

$$P_j = 4348 \text{ T/j} .$$

Donc le nombre de camions nécessaire est :

$$N_C = 1,8$$

Donc le nombre des camions est 2, on doit tenir compte d'un camion en réserve, pour garantir la production de la carrière en cas de panne de l'un des camions opérationnels, donc il faut 2 camions pour assurer la même cadence de production dans l'unité.



Figure IV.3 : Dumper TEREX TR60.

Conclusion:

Pour assurer la production souhaité pour l'exploitation de la colline Est , l'unité a besoin d'une foreuse et un chariot de foration. Pour le chargement une chargeuse de capacité de 6 m^3 suffit, pour le transport de la matière on a besoin de 2 camions de capacité de 60 T.

Conclusion générale et recommandations

L'exploitation du gisement de la roche carbonatée de la colline Est d'El-Maleh fait suite à l'exploitation de la colline Ouest du même site. Bien que les analyses chimiques et pétrographique des sondages S7 et S9, qui sont implantés dans la colline Est montrent qu'il s'agit d'un calcaire (à 53,2 en CaO) nous admettons les valeurs technologiques déterminée sur l'ensemble du gisement comme celles représentatives invariablement pour la colline Est ou ouest car nous ne disposons pas plus d'informations sur la nature de roche soumise à l'essai. Les réserves effectivement exploitables de la colline Est sont estimées à neuf millions tonnes avec une cadence d'exploitation de un million de tonnes, ce qui porte la durée de vie de l'exploitation approximativement neuf ans.

Une quantité importante des réserves géologiques ne seront pas exploitables vu que celles-ci sont inaccessibles à partir du côté Ouest de la falaise supérieure et qui sera utilisée comme un rempart pour les projections lors du tir de mine. La présence des marnes au sud de la colline, va contraindre l'arrêt de l'exploitation au niveau 160 m et de plus le fond de la fosse à ce niveau atteint la largeur limite de la plateforme de travail (cf. plan d'exploitation N°9) qui est de 48 m. De plus les calculs de sécurité vis-à-vis de la distance d'influence des vibrations et des projections de roches ont imposé une rayon de 200 m autour de la cible la plus proche représentée par la station de concassage. Ces calculs ont été fait en opérant une charge de maximale 196 kg.

Une piste principale longue de 1263 m ainsi que 8 niveaux d'exploitation ont été proposés avec des gradins de 10 m de hauteur pour une raison de stabilité des gradins (massif à structure fracturée). un plan de tir avec séquence d'initiation par micro-retard à été proposé en un schéma en échelon si la mise à feu se fait en deux volées car de détonateurs disponibles sont insuffisants (12 numéros). De plus la DMI de Ain Témouchent limite la charge instantanée à 60 kg.

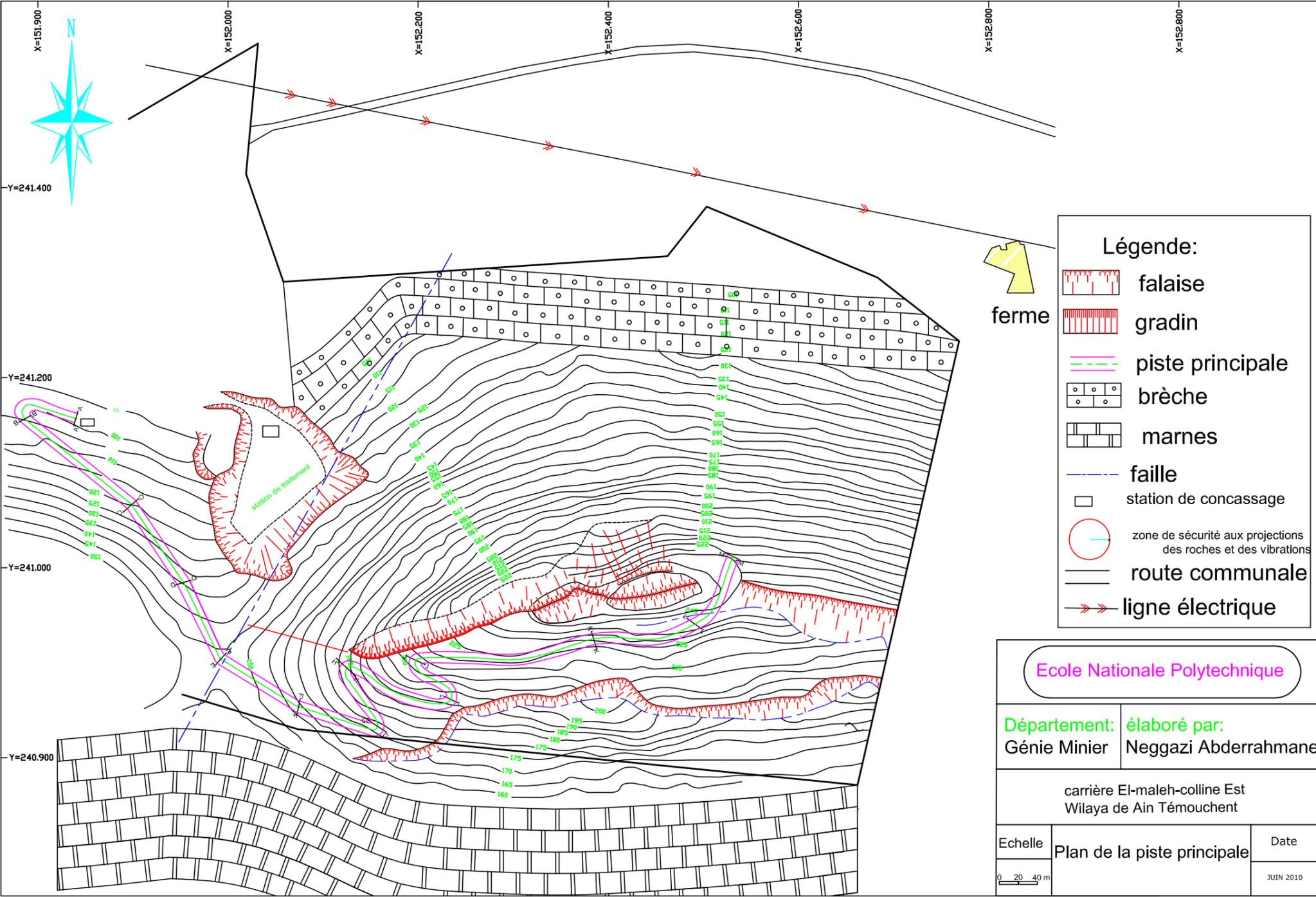
Recommandations :

- Opter pour le tir séquentiel afin de réaliser la production souhaitée et diminuer l'effet négatif des ondes vibratoires et des projections de roches (limitation de la vitesse particulaire à moins de 10 mm/s).
- Bien respecter les paramètres du plan de tir (maille, inclinaison des trous, amorçage fond du trou).
- Réaliser plusieurs d'essai pour déterminer les paramètres K et b de la loi de Chapot et ainsi avoir des données réelles caractérisant le site d'El-Maleh.

Bibliographie

- [1] Carte géologique du gisement de D'har El-Mendjel(1996 ;échelle :1/2000 ème
- [2] Carte topographique du gisement de d'har El- Mendjel(1996 ;échelle :1/2000 ème)
,URBAT, bureau d'étude, Tlemcen.
- [3] **BEY. A**,1996. Projet : station géante EL-MALAH, rapport d'étude géologique du gisement de D'har El-Mendjel, novembre, ENG.
- [4] **TALEB T.A**, juin 1999. Ouverture et exploitation (plan quinquennal minier) du gisement de D'har El-Mendjel, El-Maleh , Ain Témouchent. Projet de fin d'étude, ENP.
- [5] **KOVALENKO.V**, 1986. exploitation des carrières; OPU.
- [6] **HARMANN.K**,1971. précis de forage des roches; DUNOD.
- [7] **MENACER .Aet BENZAAD.A**, PFE 2007.Etude Systématique de la Série Calcaire de D'har El-Mendjel ,Ain Témouchent .
- [8] Description des massifs rocheux utile à l'étude de stabilité. Tunnels et Ouvrages. **AFTES**, 1993.
- [9] **GOSSELIN .Ir.GéralD**,2006, L'état d'environnement de Wallon-étude d'expertise.
- [10] **Koefoed.Otto**, 1979. Introductory to mining engineering.
- [11] La revue « Les Techniques de l'Industrie Minérale »,tirs ,applications et implication(n°14/juin 2002).
- [12] **Stig .O.oloffsson,2002**. Applied explosives and Technology of Construction And Mining;APPLEX. AB.
- [13] **Dyno.Nobel, 2005**,blasting and explosives.
- [14] **Lundborg. Nils**, 1981. THE PROBABILITY OF FLYROCK.
- [15] **Adhikari . G. R**,1999. STUDIES ON FLYROCK AT LIMESTONE QUARRIES.
- [16] **Langefors, U. and B. Kihlstrom**, 1973. The Modern Technique of Rock Blasting. 2nd Edn.
- [17] Guide technique des explosifs et accessoires de tir-Office Nationale des substances explosives-Algérie.

Annexes



Légende:

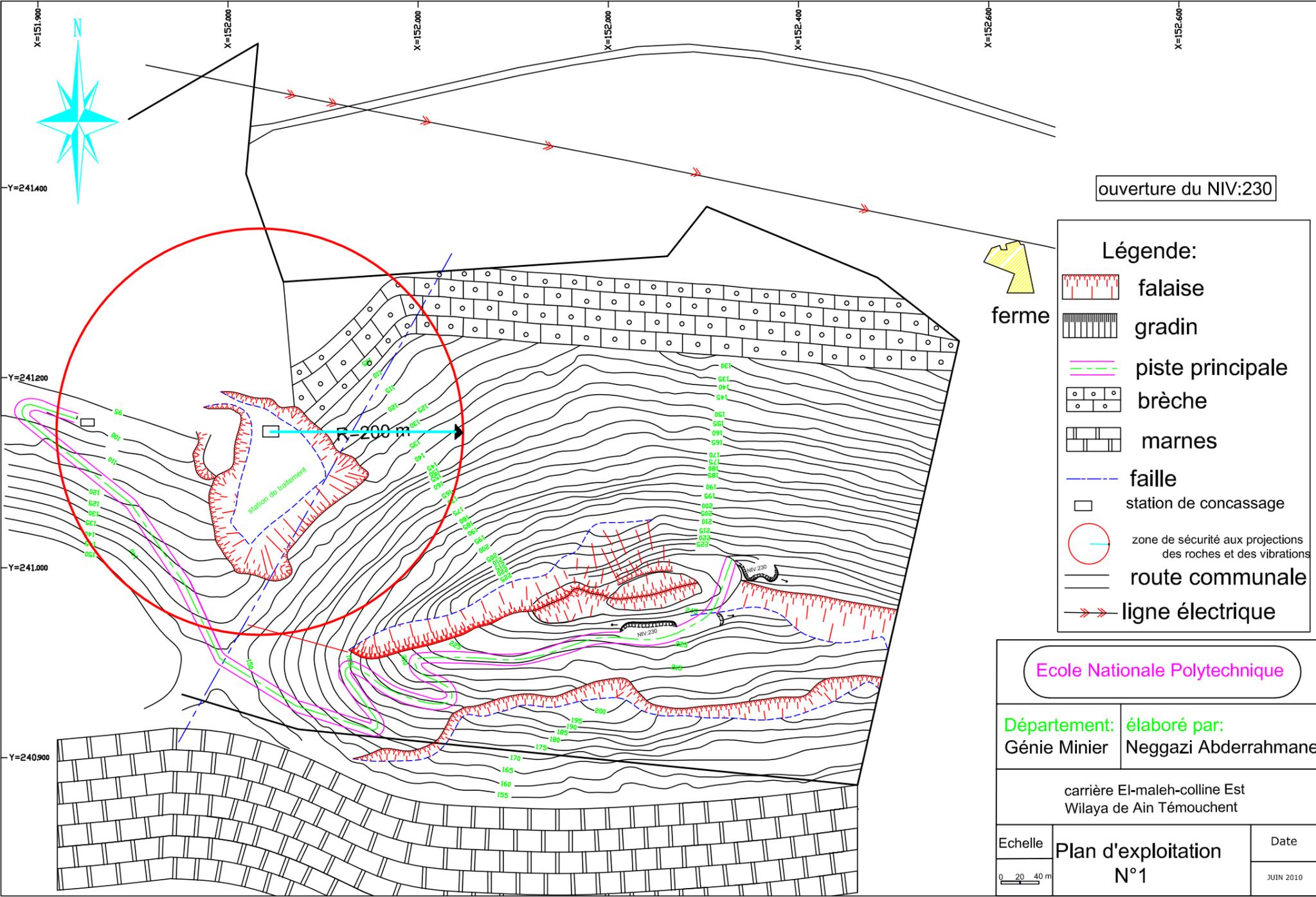
- falaise
- gradin
- piste principale
- brèche
- marnes
- faille
- station de concassage
- zone de sécurité aux projections des roches et des vibrations
- route communale
- ligne électrique

Ecole Nationale Polytechnique

Département: Génie Minier **élaboré par:** Neggazi Abderrahmane

carrière El-maleh-colline Est
Wilaya de Ain Témouchent

Echelle	Plan de la piste principale	Date
0 20 40 m		JUN 2010



ouverture du NIV:230

Légende:

- falaise
- gradin
- piste principale
- brèche
- marnes
- faille
- station de concassage
- zone de sécurité aux projections des roches et des vibrations
- route communale
- ligne électrique



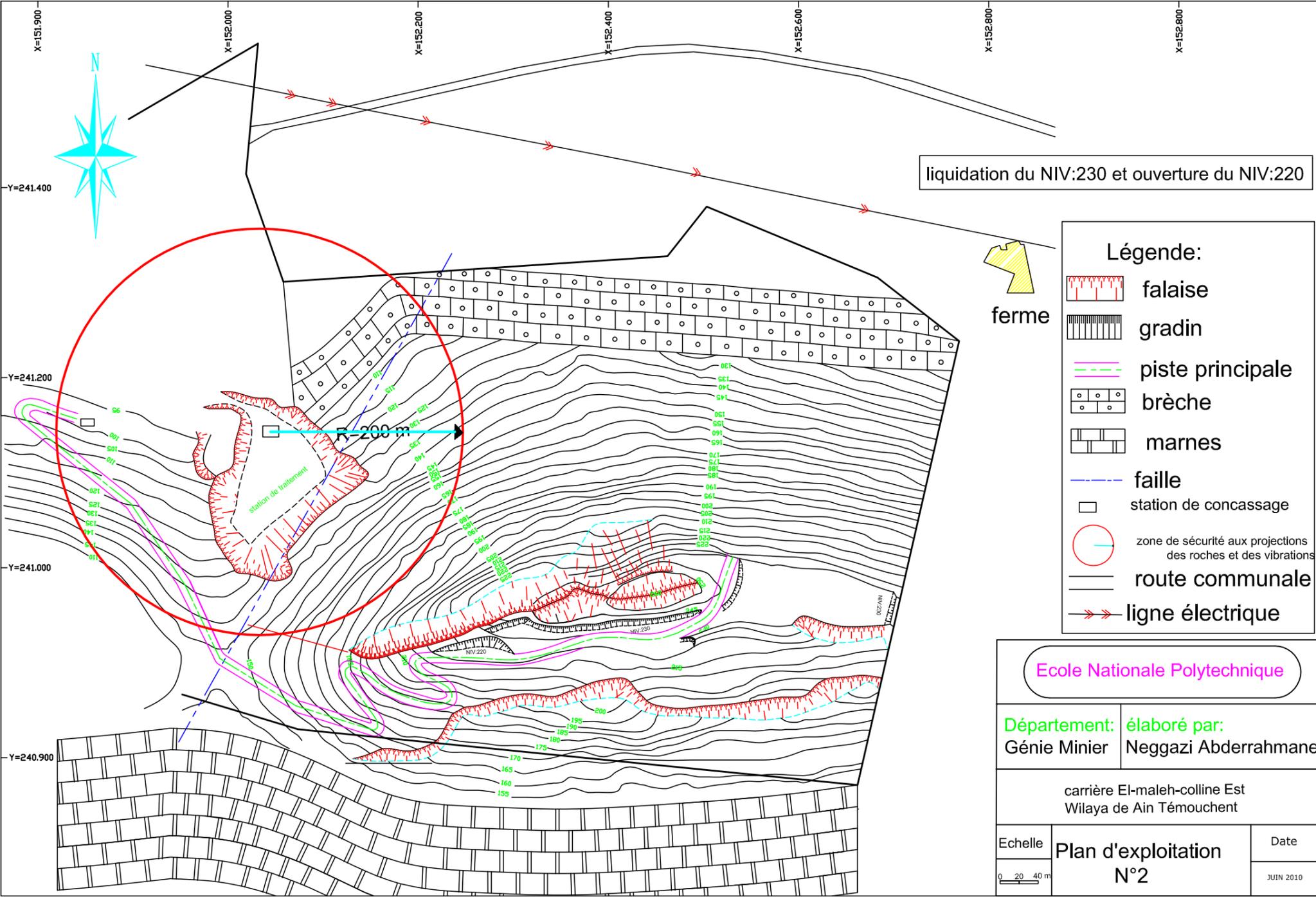
ferme

Ecole Nationale Polytechnique

Département: Génie Minier élaboré par: Neggazi Abderrahmane

carrière El-maleh-colline Est
Wilaya de Ain Témouchent

Echelle	Plan d'exploitation N°1	Date
0 20 40 m		JUIN 2010



- Légende:**
- falaise
 - gradin
 - piste principale
 - brèche
 - marnes
 - faille
 - station de concassage
 - zone de sécurité aux projections des roches et des vibrations
 - route communale
 - ligne électrique



ferme

liquidation du NIV:230 et ouverture du NIV:220

Ecole Nationale Polytechnique

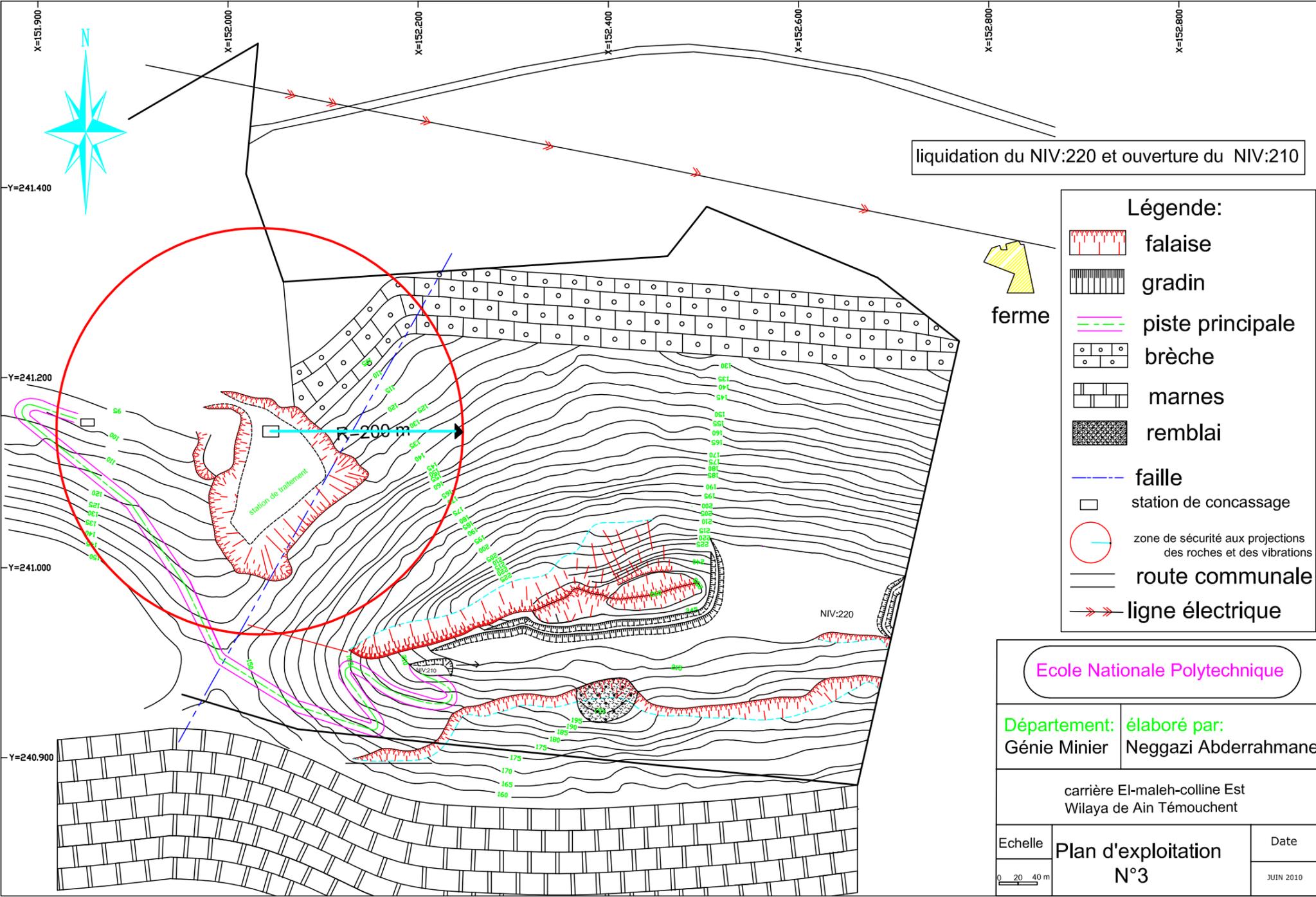
Département: Génie Minier élaboré par: Neggazi Abderrahmane

carrière El-maleh-colline Est
Wilaya de Ain Témouchent

Echelle
0 20 40 m

Plan d'exploitation
N°2

Date
JUN 2010



liquidation du NIV:220 et ouverture du NIV:210

- Légende:**
- falaise
 - gradin
 - piste principale
 - brèche
 - marnes
 - remblai
 - faille
 - station de concassage
 - zone de sécurité aux projections des roches et des vibrations
 - route communale
 - ligne électrique



ferme

Ecole Nationale Polytechnique

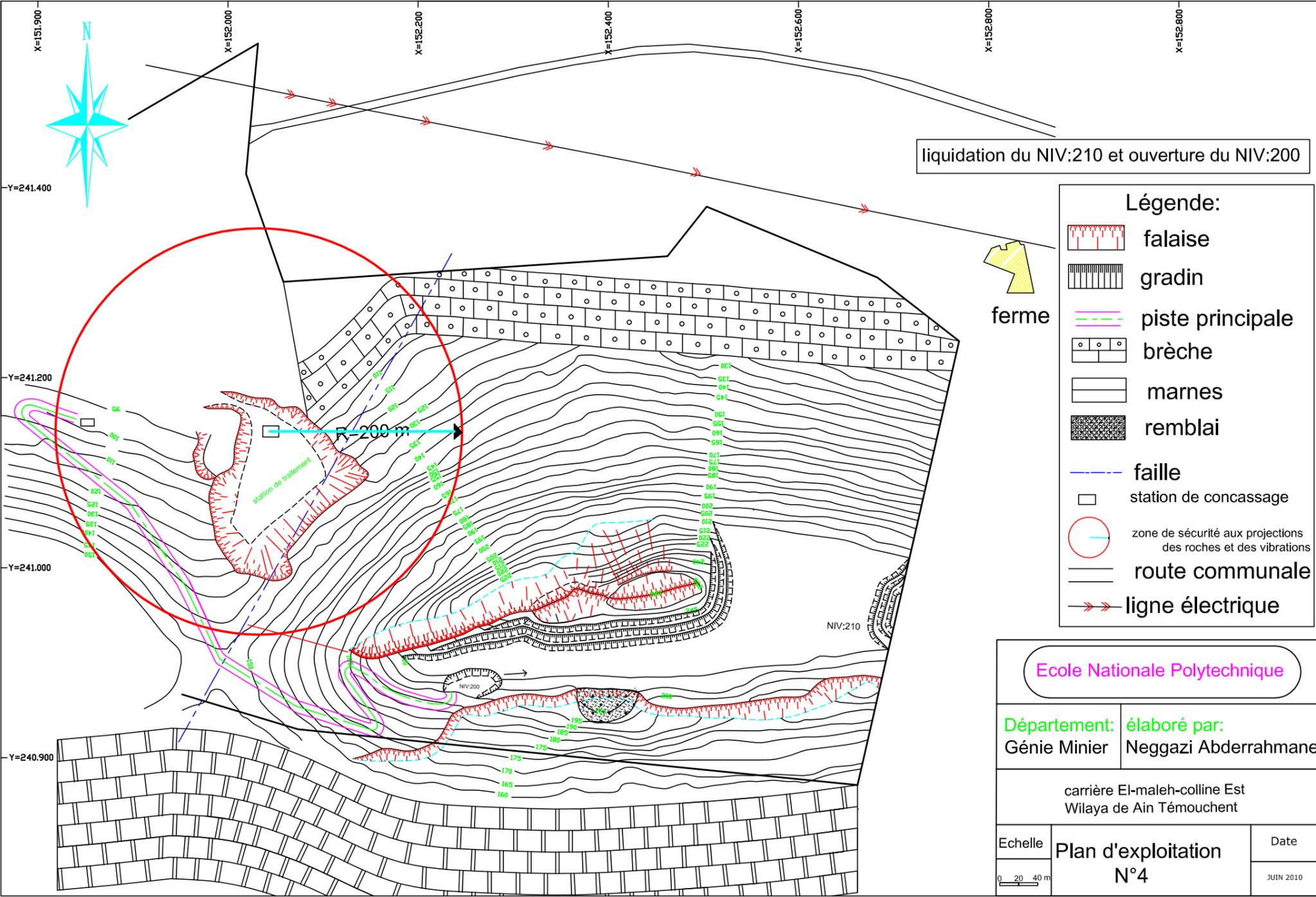
Département: Génie Minier élaboré par: Neggazi Abderrahmane

carrière El-maleh-colline Est
Wilaya de Ain Témouchent

Echelle
0 20 40 m

Plan d'exploitation
N°3

Date
JUN 2010



liquidation du NIV:210 et ouverture du NIV:200

- Légende:**
- faisse
 - gradin
 - piste principale
 - brèche
 - marnes
 - remblai
 - faille
 - station de concassage
 - zone de sécurité aux projections des roches et des vibrations
 - route communale
 - ligne électrique



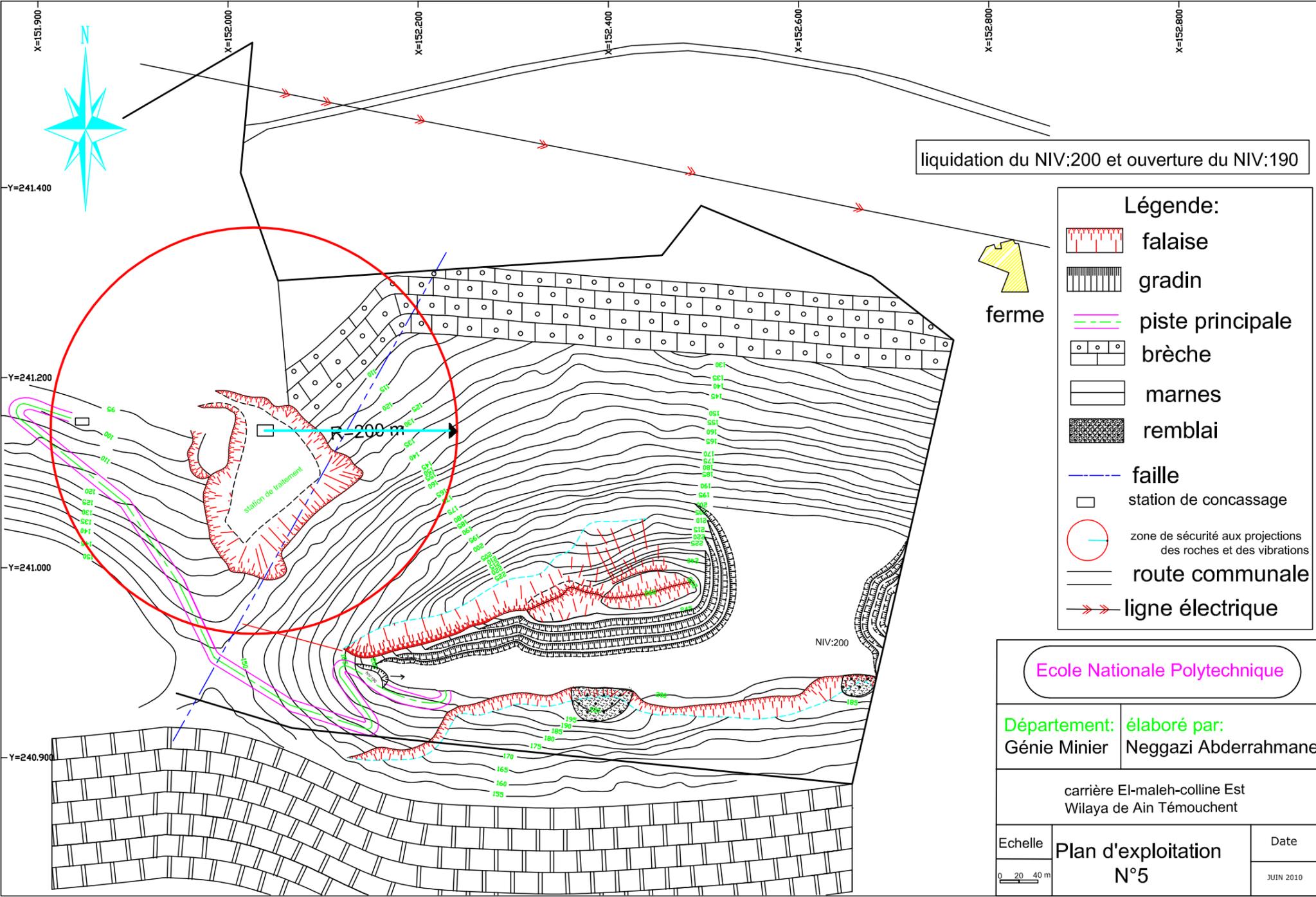
ferme

Ecole Nationale Polytechnique

Département: Génie Minier élaboré par: Neggazi Abderrahmane

carrière El-maleh-colline Est Wilaya de Ain Témouchent

Echelle 0 20 40 m	Plan d'exploitation N°4	Date
		JUN 2010



- Légende:**
- falaise
 - gradin
 - piste principale
 - brèche
 - marnes
 - remblai
 - faïlle
 - station de concassage
 - zone de sécurité aux projections des roches et des vibrations
 - route communale
 - ligne électrique



ferme

liquidation du NIV:200 et ouverture du NIV:190

Ecole Nationale Polytechnique

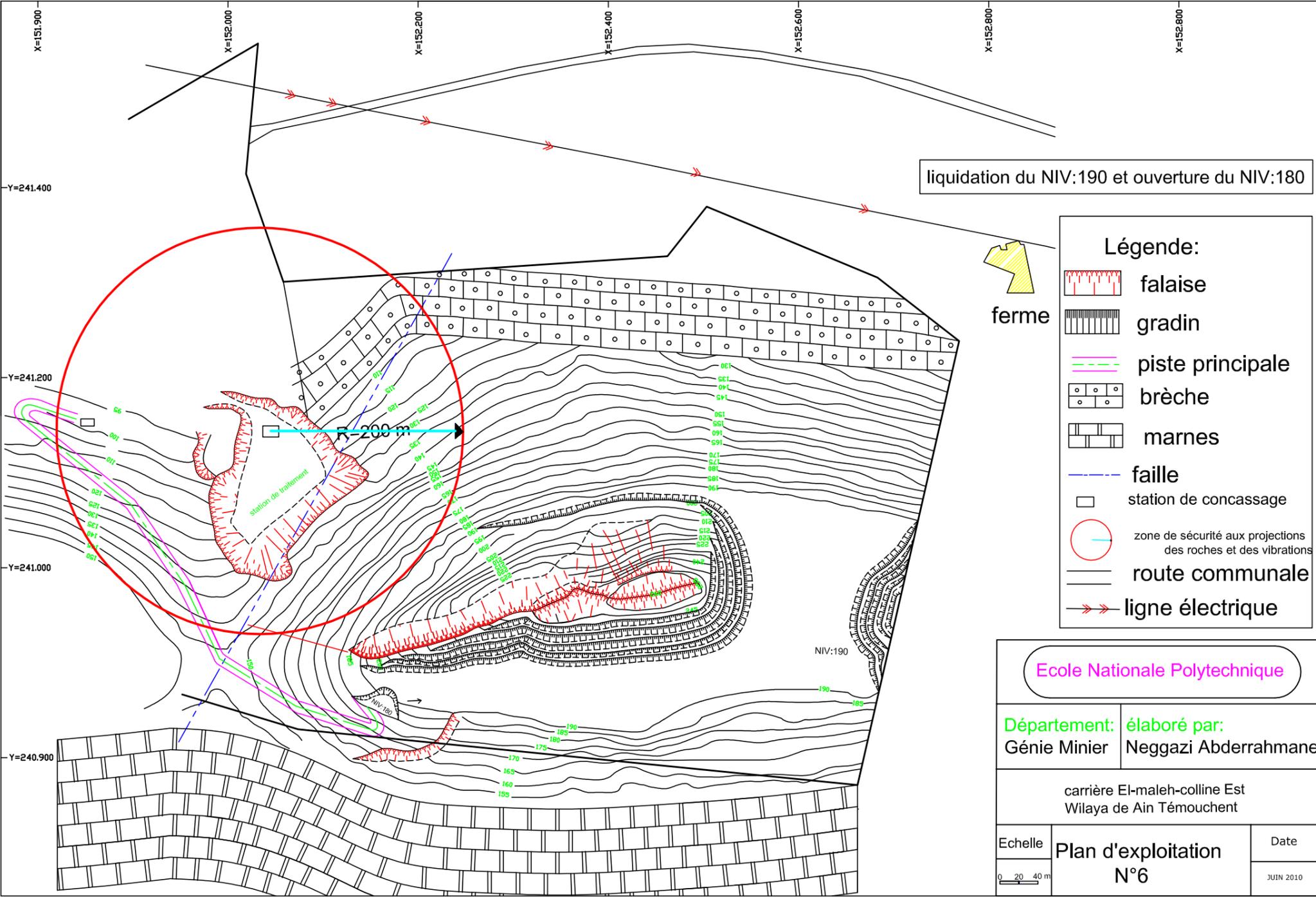
Département: Génie Minier élaboré par: Neggazi Abderrahmane

carrière El-maleh-colline Est
Wilaya de Ain Témouchent

Echelle
0 20 40 m

Plan d'exploitation
N°5

Date
JUN 2010



liquidation du NIV:190 et ouverture du NIV:180

Légende:

- falaise
- gradin
- piste principale
- brèche
- marnes
- faille
- station de concassage
- zone de sécurité aux projections des roches et des vibrations
- route communale
- ligne électrique



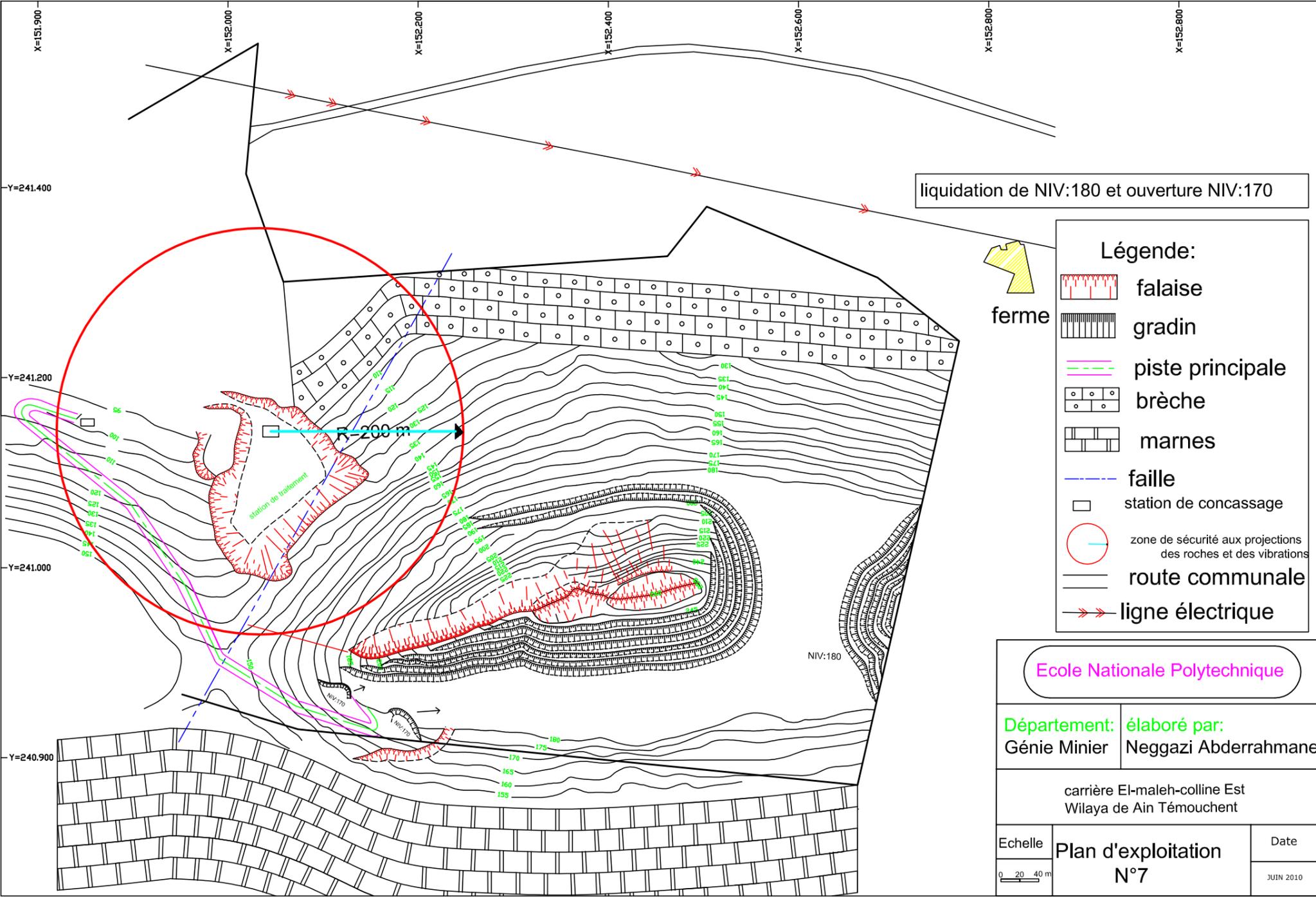
ferme

Ecole Nationale Polytechnique

Département: Génie Minier élaboré par: Neggazi Abderrahmane

carrière El-maleh-colline Est
Wilaya de Ain Témouchent

Echelle	Plan d'exploitation N°6	Date
0 20 40 m		JUN 2010



liquidation de NIV:180 et ouverture NIV:170

Légende:

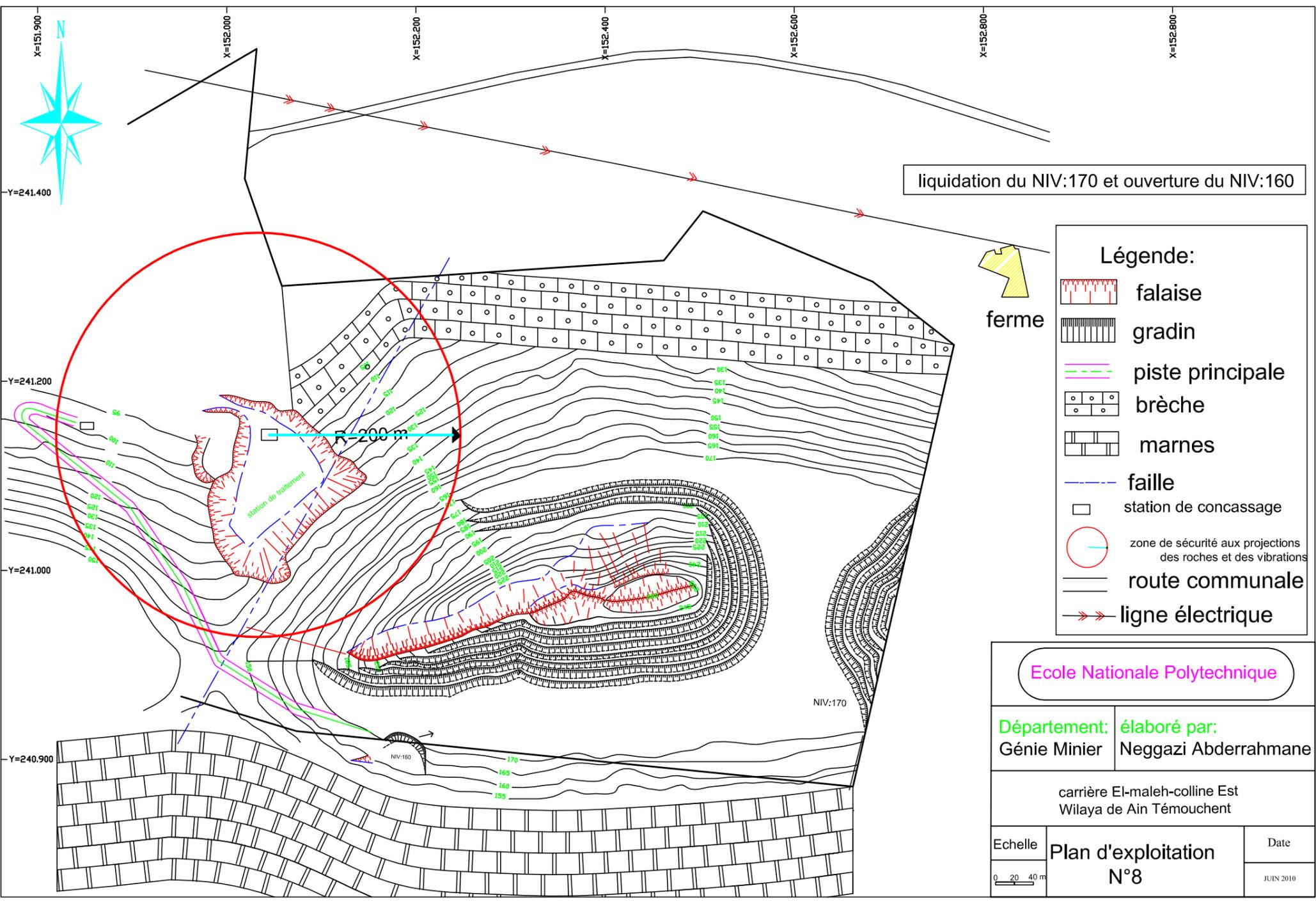
- falaise
- gradin
- piste principale
- brèche
- marnes
- faille
- station de concassage
- zone de sécurité aux projections des roches et des vibrations
- route communale
- ligne électrique

Ecole Nationale Polytechnique

Département: **élabéré par:**
Génie Minier **Neggazi Abderrahmane**

carrière El-maleh-colline Est
Wilaya de Ain Témouchent

Echelle	Plan d'exploitation N°7	Date
0 20 40 m		JUN 2010



- Légende:**
- falaise
 - gradin
 - piste principale
 - brèche
 - marnes
 - faille
 - station de concassage
 - zone de sécurité aux projections des roches et des vibrations
 - route communale
 - ligne électrique



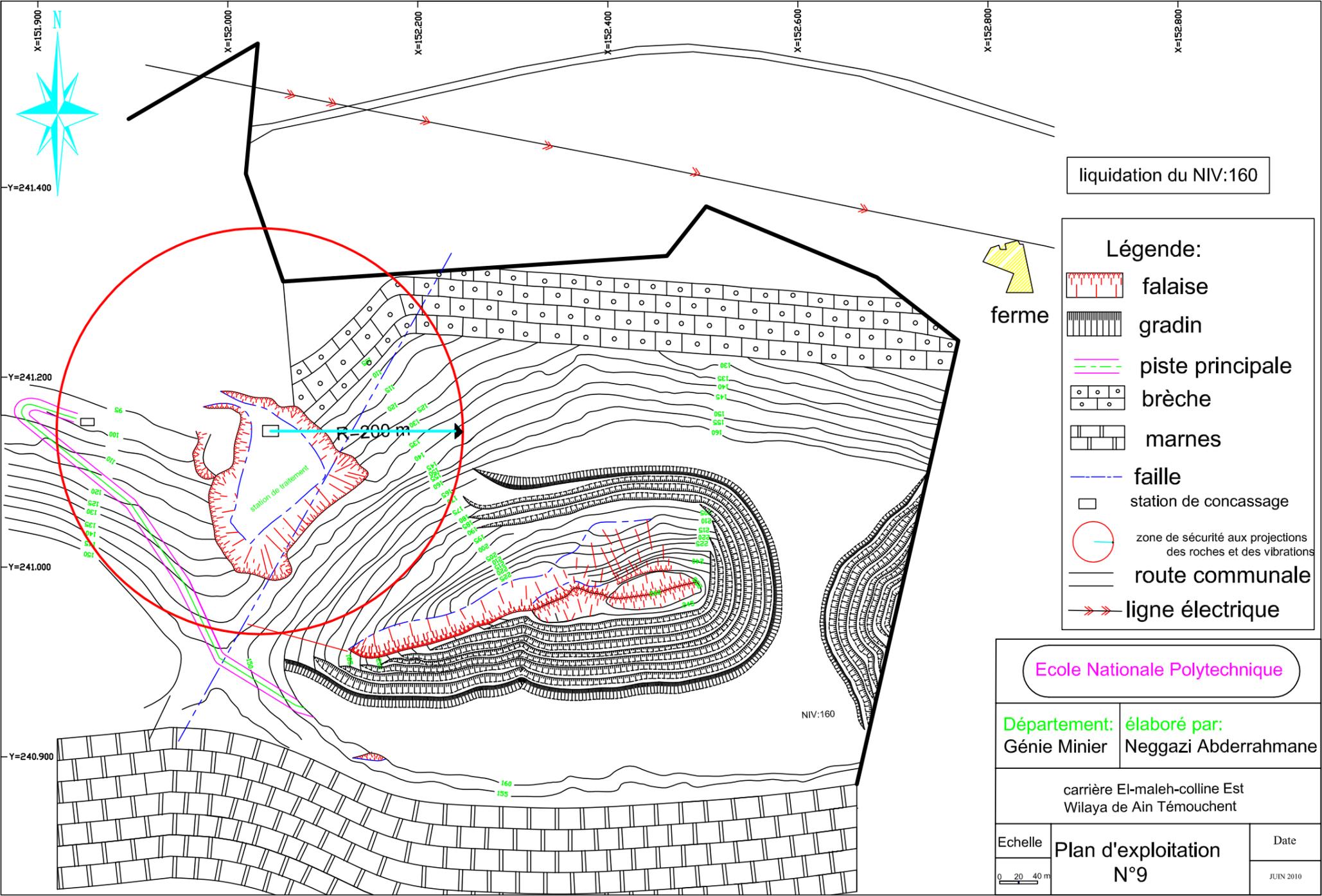
ferme

Ecole Nationale Polytechnique

Département: Génie Minier élaboré par: Neggazi Abderrahmane

carrière El-maleh-colline Est
Wilaya de Ain Témouchent

Echelle 	Plan d'exploitation N°8	Date
		JUIN 2010



liquidation du NIV:160

- Légende:**
- falaise
 - gradin
 - piste principale
 - brèche
 - marnes
 - faille
 - station de concassage
 - zone de sécurité aux projections des roches et des vibrations
 - route communale
 - ligne électrique

ferme

Ecole Nationale Polytechnique

Département: Génie Minier élaboré par: Neggazi Abderrahmane

carrière El-maleh-colline Est
Wilaya de Ain Témouchent

Echelle



Plan d'exploitation
N°9

Date

JUIN 2010