

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA
RECHERCHE SCIENTIFIQUE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT GENIE-MINIER

PROJET DE FIN D'ETUDES

EN VUE DE L'OBTENTION DU DIPLOME
D'INGENIEUR D'ETAT EN GENIE-MINIER

SUJET

OUVERTURE ET EXPLOITATION
(PLAN QUINQUENNAL MINIER)
DU GISEMENT DE CALCAIRE
DE DJEBEL D'HAR EL-MENDJEL
EL-MALEH AIN TIMOUCHENT

5 PLANCHES

Proposé par :

E.N.G

Etudié par :

Mr : T.A. TALEB

Dirigé par :

Mr : M.A. BACHAR

PROMOTION JUIN 1999

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA
RECHERCHE SCIENTIFIQUE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT GENIE-MINIER

PROJET DE FIN D'ETUDES

EN VUE DE L'OBTENTION DU DIPLOME
D'INGENIEUR D'ETAT EN GENIE-MINIER

SUJET

OUVERTURE ET EXPLOITATION
(PLAN QUINQUENNAL MINIER)
DU GISEMENT DE CALCAIRE
DE DJEBEL D'HAR EL-MENDJEL
EL-MALEH AIN TIMOUCHENT

Proposé par :

E.N.G

Etudié par :

Mr : T.A. TALEB

Dirigé par :

Mr : M.A. BACHAR

PROMOTION JUIN 1999

E.N.P. 10 , AVENUE HASSEN BADI

EL-HARRACH ALGER

ملخص: إن الهدف من إعداد هذا البحث هو فتح و استغلال المقلع الكلسي المتواجد بجبل
ظهر المنجل في بلدية المالح بولاية عين تيموشنت.
و من خلاله نبرز الطريقة الملائمة لمثل هذا الاستغلال في هواء الطلق ، و قد تم تقدر احتياطي الإستغلالي
لهذا المقلع ب30 مليون طن، و مدة فعاليته - الدوام - ب53 سنة.
مفتاح الكلمات: مقلع، احتياطي، الكلس، شق الطريق، منجم، وسائل.

Résumé :

Le but de cette étude est l'ouverture et exploitation du gisement de calcaire de Djebel D'har El-Mendjel (El Maleh Ain Témouchent), ainsi la méthode d'exploitation appropriée.

Les réserves sont estimées à 30 Millions de Tonnes et la durée de vie de la carrière est de 53 ans.

Mots clés : carrière, gisement, calcaire, ouverture, exploitation, réserves, piste, matériels.

Abstract :

The objective of this study is opening and exploitation of the limestone of Djebel El-Mendjel (El Maleh municipality) in Ain Témouchent.

As well as showing the appropriate method of the open air exploitation.

The stirs of this mine were estimated at 30 millions tons and the duration of the quarry exploitation at 53 years.

Key words : quarry, stirs, exploitation, limestone, opening, open air.

DEDICACE

Je dédie ce modeste travail :

À mes très chers parents

À mes frères et sœurs

À mes grands parents

Et à mes amis

Remerciements

C'est avec un grand plaisir pour moi d'exprimer mes remerciements à toutes les personnes qui m'ont aidé à la réalisation de ce travail de projet de fin d'études.

Ces remerciements vont tout particulièrement à :

Monsieur M. Aguid, mon promoteur, pour le suivi et ses conseils durant mon travail.

Madame Chabou, chef du département Génie Minier.

Monsieur SAADA qui fait son maximum pour le développement du département.

Et à tous les autres enseignants du département Génie Minier.

Monsieur Djamel Achab pour son aide particulière durant mon séjour à l'ENG.

Monsieur Maamri, directeur du département développement.

Monsieur KHLIFI pour ses conseils durant l'élaboration de ce travail.

Monsieur Ben KHLIL.

Melle Assia, ingénieur géologue du département développement de l'ENG pour son aide particulière.

Messieurs les ingénieurs du département exploitation de l'ENG (Samir et Zohir).

Monsieur Mehyaoui, responsable de la salle documentation de l'ENG pour son entière collaboration.

Monsieur Nasser de l'ENG (informaticien)

Sans oublier :

Monsieur Bouchentouf : directeur de l'unité Chaabat El Leham pour sa disponibilité.

Monsieur Blaha et Bouchkara pour les différentes visites (stations de concassage, carrière et le djebel D'har El Mendjel).

Monsieur Trarri, directeur de l'unité de Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbès) pour ses explications des différents processus d'exploitation de la carrière.

Enfin, à toutes les personnes qui m'ont aidé.

AVERTISSEMENT

Le présent projet est accompagné de cinq (05) annexes graphiques :

- **Planche 01** : Plan d'ouverture du gisement
- **Planche 02** : Coupes géologiques et limites des réserves
- **Planche 03** : Profil en long de la piste principale desserte
- **Planche 04** : Profil en travers
- **Planche 05** : Plan et coupes d'exploitation

SOMMAIRE



INTRODUCTION.....	1
GENERALITES.....	2
1- Définition	2
2- Origine des granulats.....	2
3- Exigences industrielles des granulats.....	4
CHAPITRE I CONDITIONS NATURELLES DU GISEMENT.....	6
I 1 Situation générale du projet.....	6
I 1- 2 Prospection de la région.....	6
A- Situation topographique.....	6
B- Climat.....	6
C- Infrastructures de la région.....	6
D- Hydrographie	9
E- Hydrogéologie.....	9
I 2 Etude du gisement.....	10
I 2-1 Prospection géologique régionale.....	10
I 2-2 Prospection géologique locale.....	14
I 2-2-1 Lithostratigraphie locale.....	14
I 2-2-2 Tectonique.....	17
I 2-3 Délimitation du gisement.....	18
I 2-4 Les réserves.....	18
I 2-5 Les éléments du gisement.....	20
I 3 Les paramètres qualitatifs.....	21
I 3-1 Définition.....	21
I 3-2 Essai de fragmentation dynamique.....	22
I 3-3 Composition chimique.....	23

I 3-4	Propriétés Physiques.....	24
I 3-5	Propriétés mécaniques.....	26
I 3-6	Propriétés technologiques.....	29
I 3-7	Consommation étalon Théorique de l'explosif.....	33
CHAPITRE II	OUVERTURE DU GISEMENT.....	34
II 1	Travaux préparatoires.....	34
II 1-1	Technologie de la piste principale desserte.....	34
II 1-2-	Piste principale desserte.....	35
II 1-2-1	Profil en long.....	35
II 1-2-2	Profil en travers.....	36
II 1-2-3	Caractéristiques techniques de la desserte.....	39
II 1-2-4	Itinéraire de la piste.....	39
II 2	Pistes secondaires d'accès aux gradins.....	40
II 3	Entretien des pistes d'accès.....	40
II 4	Choix du mode d'ouverture.....	42
II 4-1	Définition.....	42
II 4-2	Ouverture.....	43
CHAPITRE III	EXPLOITATION DU GISEMENT.....	44
III 1	Généralités.....	44
III 2	Conditions technico-minières de la carrière.....	44
III 2-1	Capacité de production de la carrière.....	45
III 2-2	Réserves exploitables de l'ensemble du gisement.....	47
III 2-3	Durée de vie de la carrière.....	47
III 2-4	Limites de la Carrière.....	47

III 2-5	Système d'exploitation.....	48
III 3	Planning et ordre d'exécution des travaux miniers dans la carrière durant 5 ans.....	53
III 3-1	Les phases d'exploitation durant 5 ans.....	53
III 3-2	La découverte.....	54
III 3-3	Mise à terril.....	57
III 4	Technologie d'exploitation.....	58
III 4-1	Abattage.....	58
III 4-2	Structure du massif.....	58
III 4-3	Plan de tir.....	58
III 4-3-1	Définition.....	59
III 4-3-2	Paramètres géométriques du plan de tir.....	62
III 4-3-3	Calcul de charge.....	65
III 4-3-4	Explosifs et accessoires.....	67
	a- Explosifs.....	67
	b- Accessoires.....	67
III 4-4	Blocométrie.....	70
III 4-4-1	Dimension des blocs abattus.....	70
III 4-4-2	Débitage des blocs hors gabarits.....	71
CHAPITRE IV	MECANISATION.....	73
IV 1	Définition.....	73
IV 2	Terrassement.....	74
IV 3	Foration.....	74
IV 3-1	Choix du matériel de foration.....	74
IV 4	Chargement.....	76
IV 4-1	Choix du matériel de chargement.....	76



IV 5	Transport.....	78
IV 5-1	Choix du matériel de transport.....	78
IV 5-2	La gamme des tombereaux rigides.....	79
IV 5-3	Durée de vie pour les engins miniers et de transport.....	82
CHAPITRE V	PROCESSUS D'ELABORATION DU MATERIAU.....	83
CHAPITRE VI	SECURITE , HYGIENE ET ENVIRONNEMENT.....	87

INTRODUCTION :

L'ouverture du gisement de calcaire de D'har-El-Mendjel est un projet d'exploitation à ciel ouvert proposé par l'E.N.G (Entreprise Nationale des Granulats).

Le stage effectué durant une semaine du mois de mai à Chaabat-El-Leham (Ain-Témouchent) à Sidi Ali Benyoub (Sidi bel abbès) et à l'E.N.G, m'a permis de réunir toutes les données essentielles pour pouvoir réaliser ce projet.

Toutes les études détaillées du gisement rapport géologique, étude d'impact accompagné des annexes forment le fondement des données nécessaires au projet d'ouverture et d'exploitation .

Ce projet issu de l'épuisement prochain de la carrière Chaabat-El-Leham située à 6Km de ce nouveau site a pour but de produire des granulats destinés aux secteurs du bâtiments, des travaux publics et de l'hydraulique.

Pour éviter le déficit de granulats dans la Wilaya de Ain Témouchent ainsi dans les Wilayates voisines , l'E.N.G veut réaliser une nouvelle carrière de capacité de production annuelle de 500.000 Tonnes de granulats.

Cette capacité de production pouvant être augmentée à 1 million de Tonnes de granulats pour satisfaire une demande plus importante du marché . Il faut signaler que les besoins en matériels et moyens humains sont relativement importants, pour cela nous prenons en considération le matériel existant à la carrière Chaabat-El-Leham, pour minimiser au maximum les coûts des travaux préparatoires, et d'extraction.

Le présent travail sur le plan méthodologique suit la démarche suivante :

- Généralités sur les granulats.
- Les conditions naturelles du gisement.
- Ouverture de gisement.
- Phase d'exploitation pour chaque année.
- Matériel nécessaire au projet.

GENERALITES

GENERALITES :

1- DEFINITION :

Un granulats selon la norme P.18.101c le 03/82: qui définit le granulats comme :
 Un ensemble de grains minéraux de dimension comprise entre 0 et 80mm destinés
 notamment à la confection des mortiers , des bétons des couches de fondations de
 base et de roulement des chaussées ballast ferroviaires.[17]

2- ORIGINES DES GRANULATS :

Les granulats se classent en 2 catégorie

- 1- Granulats naturels produits à partir des carrières.
- 2- Granulats artificiels qui sont fabriqués pour des destinations particulières,
 exemple granulats légers pour bétons légers.

Le tableau suivant indique les différents noms de roches

Roches Magmatiques	Roches métamorphiques	Roches sédimentaires
- Granite	- Massives	- Carbonatés
- Diorites	- Schisteuses	- Silicatées
- Gabbros		- D'altération
		- Meubles

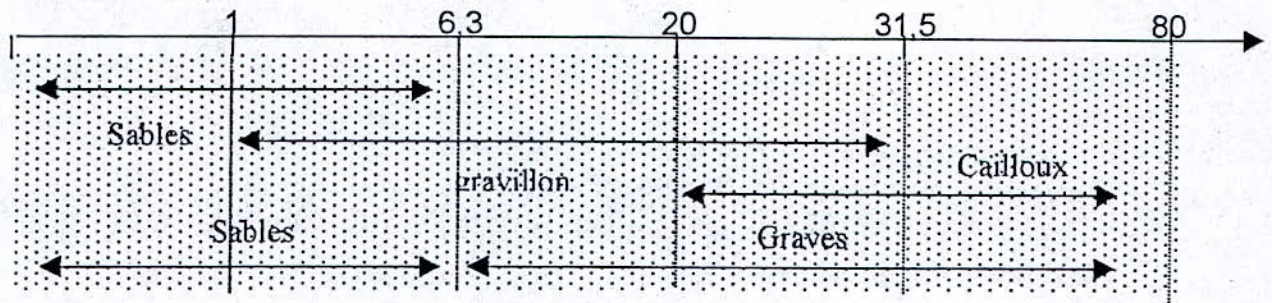
Tableau N°1 les sources de granulats.

l'appartenance à une famille dépend de la composition minéralogique déterminée,
 à partir de l'étude pétrographique de lames minces de roches au microscope
 polarisant.

Dans la plupart des unités de l'E.N.G exploitent les calcaires pour fabriquer :

- le ciment comme matière première.
- la chaux aérienne .
- la chaux hydraulique .

Le schéma suivant permet de voir les différentes classes granulométriques qui déterminent la granularité ou le classement des granulats. [17]



pour L'E .N .G

0/3 Sables
 3/8 Gravillons
 8/15 Gravillons
 15/25 Gravillons
 25/40 Cailloux

40/70 Cailloux
 0/40 Graves
 0/70 Graves

3- EXIGENCES INDUSTRIELLES POUR LES GRANULATS :

Granulat Pour Béton Hydraulique :

PARAMETRE	TOLERANCE AFNOR NF -P-18-301
1- Teneur en fines	<10%
2- Module de finesse	+ - 20%
3- Teneur en SO ₃ et SO ₄	< 0,4%
4- Teneur en ions Cl	<0,1%
5- Résistance mécanique	> 80% RM normale

Tableau N°2 exigences industrielles pour béton hydraulique

- Couche de surface (béton bitumineux).
On orientera pour ces 2 couches vers des granulats présentant surtout :
 - Une bonne dureté.
 - Une bonne angularité (entièrement concassé).
 - La propreté est impérative.
 - Une bonne forme doit également être recherchée.
- Couche de fondation et couche de base.
 - Avoir un graviers peu grossiers genre 0/20 - 0/31,5.
 - La propreté est aussi importante (pas d'élément fins).
 - Bonne angularité.

3.1 Définition des paramètres précédents : [17]

.Teneur en fines : La tolérance AFNOR dans cette dernière est inférieure à 10% ce qui signifie un écart acceptable pour cette destination c'est-à-dire les bétons hydrauliques en éléments fins.

.Module de finesse : c'est le coefficient de finesse avec une tolérance de $\mp 20\%$.

.Absorption d'eau : c'est le rapport de l'augmentation de masse de l'échantillon dû à un mouillage partiel en eau à la masse sèche de l'échantillon avec une tolérance de <5%.

.Teneur en So3 et So4 : C'est une teneur admissible par cette confection pour les bétons hydrauliques avec une tolérance $\leq 0.4\%$. De même pour les ions Cl inférieur à 0.1%.

Le dernier paramètre est l'influence sur les résistances mécaniques avec une tolérance (un écart acceptable) supérieur à 80% de la résistance mécanique normale.

Les granulats pour chaussées en béton sont visés par la norme NF-P-18.321 c'est une norme française qui définit comme caractéristiques intrinsèques des granulats. Cela dépend principalement de la nature de la roche concassée c'est à dire tous les essais de dureté (LA-MDE-CPA), de fabrication (forme, propreté, granularité).

Couches de surface : (enduit superficiel ou béton bitumineux)

Il faut avoir pour cette confection :

Une bonne dureté

Une bonne angularité (entièrement concassé)

La propreté est impérative

Une bonne forme doit être recherchée

Couches de fondation et de base :

Pour cela on insistera beaucoup sur :

Le granulat et sa régularité dans le temps (graviers peu grossiers).

La propreté est aussi importante (pas d'éléments fins, argileux), sinon risque d'instabilité.

L'angularité, et une bonne stabilité, et une résistance suffisante à la fatigue.

Pour la dureté, on doit avoir des granulats qui présentent un minimum de dureté ne permettant pas l'évolution de la granularité lors de productions de fines de la mise en œuvre et sous le trafic.

Remarque :

Trafic c'est le nombre de poids lourds par jour.

Le tableau ci dessous donne les spécifications concernant les granulats destinés à la confection d'enduits superficiels.

Paramètres ↓	Trafic →	<25	25-150	150-300	300-750	>750
La : Los Angeles		<35	<30	<25	<20	<15
MDE : Micro Deval Humide		<30	<25	<20	<15	<10
A (Coefficient d'aplatissement)		<30	<25	<20	<15	<15
P (Propreté superficielle)		<1	<1	<1	<1	<1
CPA (Coefficient de polissage accéléré)		>0.35	>0.40	>0.40	>0.40	>0.40
RC (Rapport de concassage)		>4	>4	>6	-----	-----

Tableau N°03 Recommandation des granulats destinés à la confection d'enduits superficiels

CHAPITRE I

Conditions Naturelles du gisement

I. les conditions naturelles du gisement

I.1- Situation générale du projet

Ain Témouchent est une wilaya distante de 500km de la capitale région Ouest de l'Algérie.

La commune d'El Maleh où se localise le gisement est distante de 12 Km de Ain Témouchent en allant vers Oran (la route nationale N°35 qui relie Oran à la frontière Algéro-Marocaine), cette commune a pour limite les montagnes de Aicha Touila, Djebel D'har El Mendjel et la commune de Terga à l'ouest, à l'est par la commune de Hammame Bouhdjer, au sud par la commune de Hassi El Ghella.

Toutes ces informations sont indiquées sur la figure1 (carte de situation géographique).

I.1.1 Situation géographique du gisement (Figure2 : Plan de situation du gisement D'har El Mendjel).

Le gisement se situe à 4 Km au Nord-Ouest de la ville El Maleh .
Les coordonnées Lambert du gisement sont :

X = 152.625 Y = 241.375 Z = 266

I.1.2- Prospection de la région

A. Situation topographique

Du point de vue du reliefs la wilaya se subdivise en trois parties :

Une première partie représentée par des zones semi-montagneuses au sud de la wilaya et marquant la limite avec la wilaya de Sidi bel abbès.

Une deuxième partie centrale représentée par des plaines, et couvrant la moitié de la superficie de la wilaya.

Une troisième partie côtière représentée par les zones rocailleuses, avec quelques portions de plaines.

B. Le climat

Le climat de la wilaya se caractérise par deux types climatiques.

En général la majeure partie de la wilaya se caractérise par un climat semi-continental, avec des étés chauds et des hivers froids.

Les températures varient de 5 à 40 degrés durant l'année.

Concernant les précipitations celles ci varient entre 200 et 300 mm par an.

C. Infrastructures de la région

C-1 Infrastructure routière

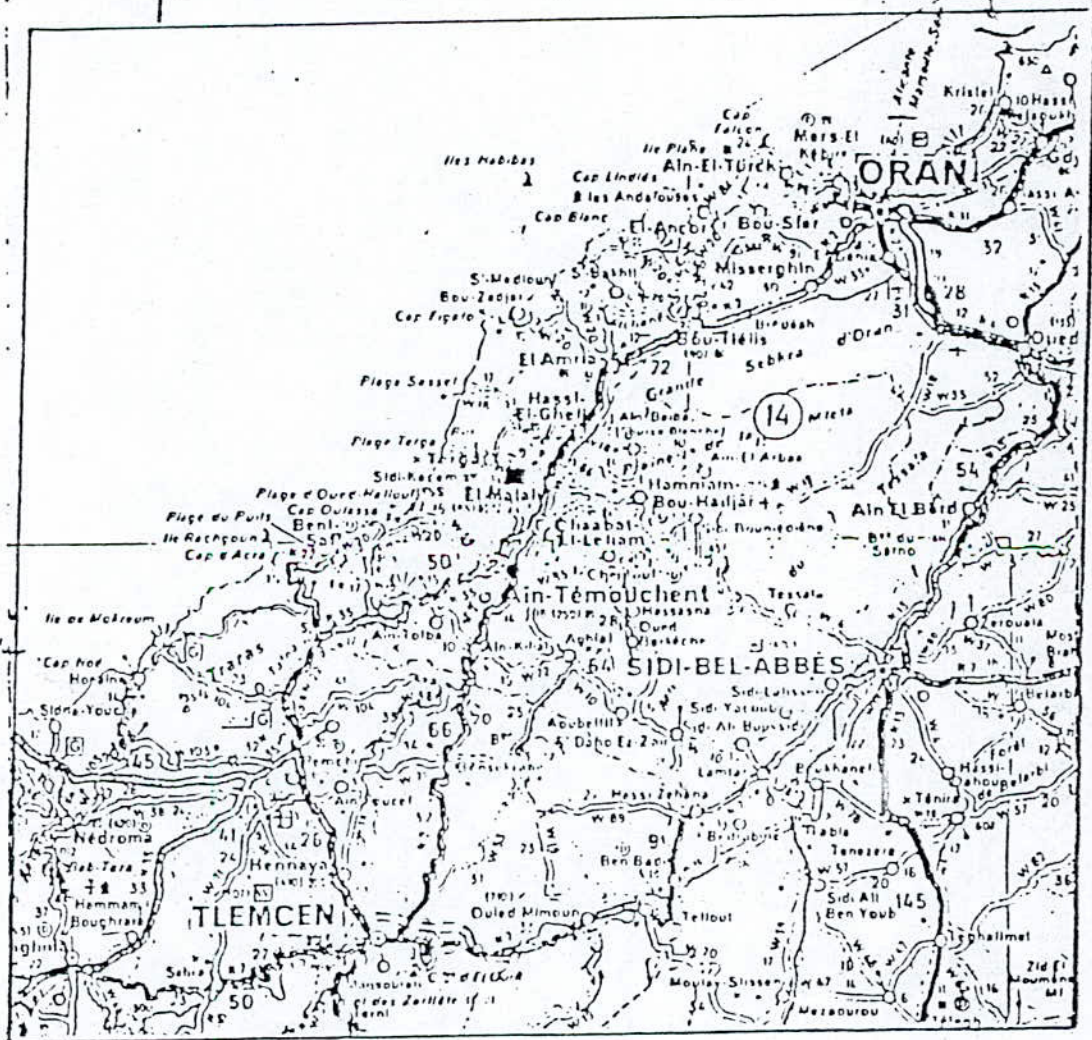
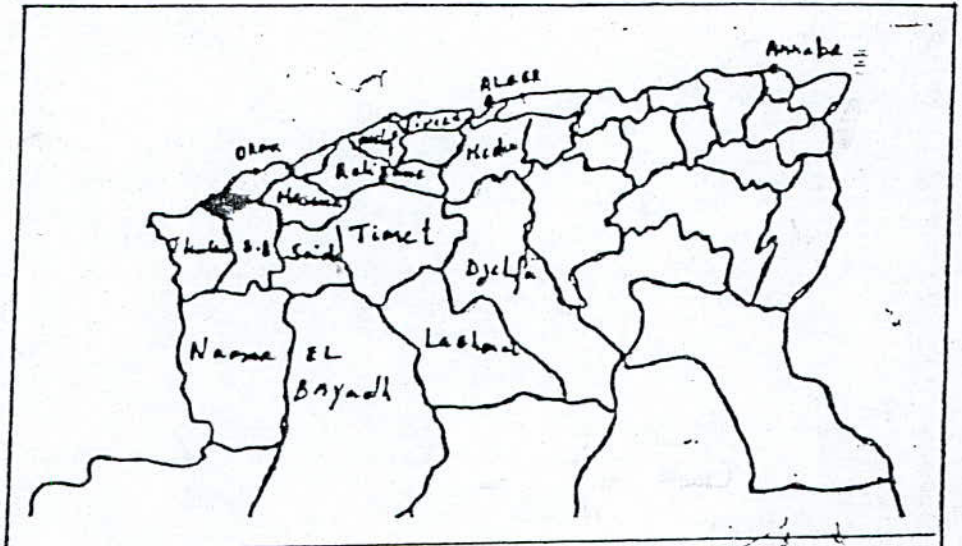
La wilaya ainsi que la région du site est desservie par la route nationale 35 reliant Oran à la frontière Algéro-Marocaine.

Carte n°1: CARTE DE SITUATION GEOGRAPHIQUE
 (Extrait carte routiere Michelin 1972)



Ain-Témouchent

Echelle : 1/450.00000

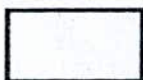
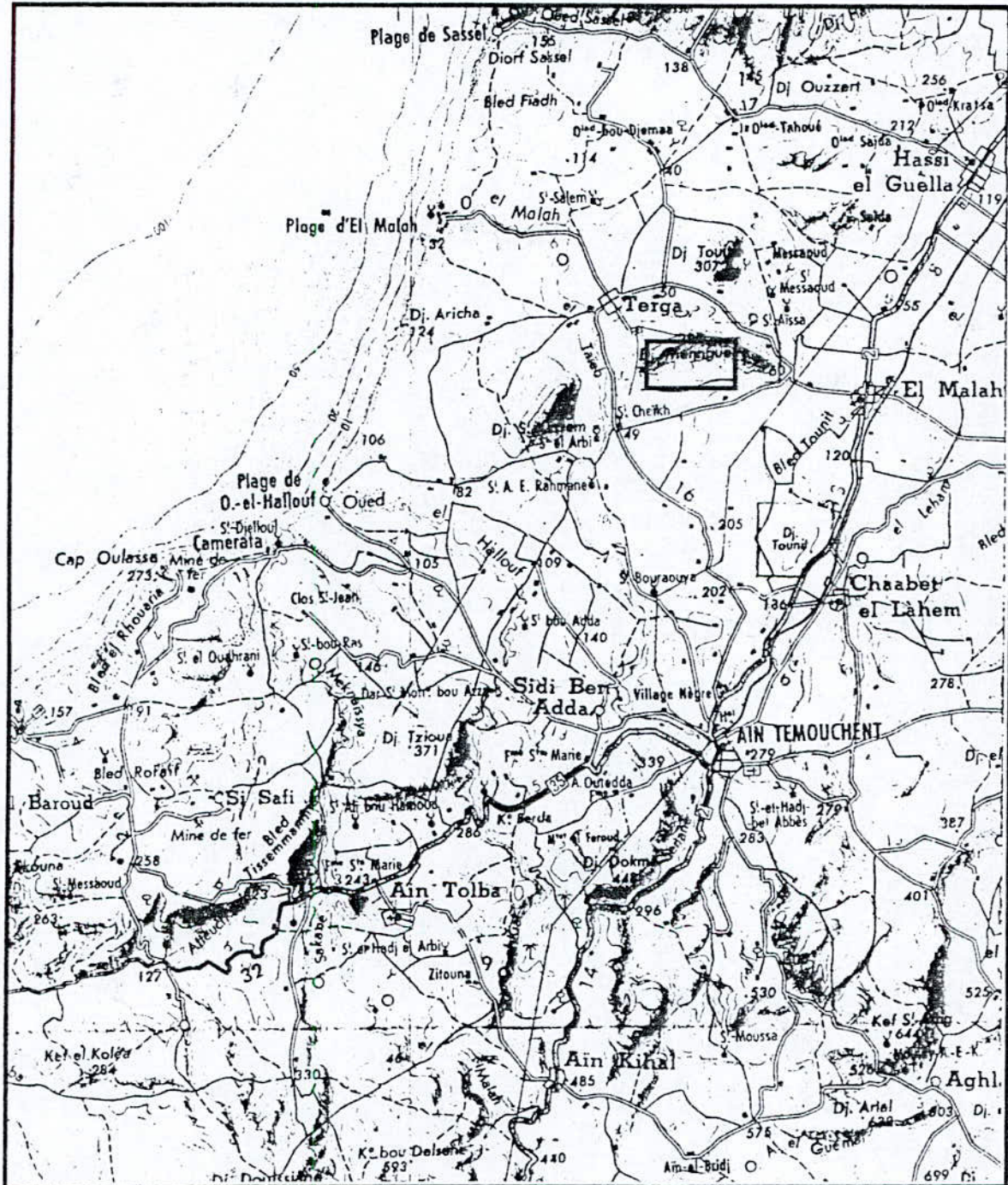


Gisement de D'har El mendjel

Echelle : 1/10.00000

PLAN DE SITUATION

GISEMENT EI MALEH (W. Ain Temouchent)



Gisement (Djedel D'har El Mendjel)

Echelle : 1 / 20.000

La voie ferrée Es-Sénia Oran Témouchent et qui continue jusqu'à Beni saf passe à environ 5 Km au Sud.

C. 2. Infrastructure énergétique.

Deux lignes électriques de tension supérieure à 30 Kv passant juste à proximité du gisement, assurent le raccordement électrique pour les besoins de la carrière.

D. Hydrographie.

Le réseau hydrographique est représenté par deux oueds, Oued Essena et oued El Maleh, ce dernier est le plus important .

Cet Oued passant à 3 Km au nord du gisement est presque sec durant l'été.

Son origine est le passage de ses affluents par la sebkha fait qu'il draine des eaux saumâtres dont la minéralisation atteint 3 g/l, il reste ensuite fortement salé jusqu'à la mer.

E. Hydrogéologie.

Des volumes non négligeables des eaux infiltrées alluvionnaires sont immédiatement rechargés

Par contre les eaux infiltrées dans les calcaires sont difficilement remobilisables.

Pour cela on peut classer les différentes nappes existantes dans la zone.

E.1- La nappe des calcaires liaisiques.

Elle s'étend du djebel D'har El Mendjel à djebel Aicha 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.

E.2- La nappe du pliocène continental

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

E.3- 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, sa salinité atteint de 6 à 9 g/l dans la région d'El Maleh et plus 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, mises en évidence par les différents puits, forage et leurs débits sont généralement moyens.

I. 2- Etude du gisement.[4]

I. 2. 1 Prospection géologique 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 verts et violacées associées à du gypse et à du sel, qui imprègnent ce terrain à la surface duquel on recueille de nombreux cristaux de quartz bipyramidés.

Les affleurements nombreux, sont recouverts par des alluvions caillouteuses et pouding tertiaire 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 Aicha Touila et 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 compactes, et plus marmorisées.

A.3- les schistes callovo-oxfordiens.

Il s'agit des schistes verdâtres intercalés de filonnets de calcite parfois ferrugineuse et de lentilles de quartzites.

Ces formations forment la base du massif de djebel Aicha Touila 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 qui forment le centre de la feuille.

A.5- Les terrains quaternaires.

Ils sont formés par deux types d'alluvions :

- Les alluvions anciennes : sont argilo-sableuses et couvrent tous le bas fond des oueds es et des vallées.
- Les alluvions récentes : sont plus souvent limoneuses à passées sableuses et occupent tous les fonds des vallées.

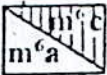
B) Les terrains éruptifs.

Le basalte apparaît en lambeaux épais, au voisinage de l'ophite dans le Sud d'El Maleh et juste dans le Nord du village de Chaabat El Leham.


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

LEGENDE CARTE GEOLOGIQUE

Ain temouchent

A	Depôts récents indifférenciés
q⁶	Basse terrasse des oueds
q¹⁻²c	Glacis ancien encrouté
p¹⁻²	Pliocène continental
	Messinien m ⁶ a - Calcaire marin à algues ou lumachellique m ⁶ c - Formation détritique continentale à saumâtre
J⁵⁻⁶	Kimméridgien - Tithonique. Calcaire graveleux
J³⁻⁴	Callovien (Jurassique moyen) - Oxfordien (Jurassique supérieur). Pelites + grès fins
n²⁻⁴	Néocomien à Albien

Unité métamorphique

J⁵	Schiste. Jurassique supérieur.
	Lias - Jurassique moyen. Brèches dolomitiques
t	Trias

Roches éruptives

Bs	Basaltes ou basanites. Produits pyroclastiques dominants
B	Basaltes ou basanites. Coulées dominantes

I.2.2- Prospection géologique locale.

I.2.2.1- Lithostratigraphie locale.

D'après les études faites par L'E.N.G (Entreprise Nationale des Granulats), les formations qui composent le massif de D'har El Mendjel sont formées essentiellement de marnes schisteuses verdâtres, des calcaires et des dolomies calcaires et des formations molassiques.

Du point de vue datation de ces différentes formations, la plus part des spécialistes attribuent :

Le lias aux calcaires et dolomies calcaires.

Le jurassique supérieur aux marnes schisteuses.

Le quaternaire aux formations molassiques.

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

A) Les calcaires et dolomies calcaires.

Il s'agit des formations intéressant notre étude.

Ce sont des dolomies calcaires massifs compacts de couleur gris bleuâtres, traversés par des filonnets de calcite blanche.

La puissance réelle de l'assise utile peut être estimée à plus de 100m.

La limite entre les formations de base de nature marneuses et les calcaires est très nette et semble beaucoup plus ressembler à une discordance tectonique.

Sur le terrain la différenciation entre les dolomies et dolomies calcaires peut être observée au niveau de la première colline représentée par des dolomies (présence de discordance).

Elle se traduit par une teinte plus claire pour les calcaires, et par une teinte plus sombre pour les dolomies qui peut être observée au voisinage des sondages 7,8,9.

Le sondage 3 à traversé dans toute sa puissance des dolomies sans pour autant rencontrer les 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.

Du point de vu composition pétrographique, et sur la base de l'étude réalisée sur 6 échantillons on peut conclure qu'il s'agit de dolomies avec très peu d'impureté (argiles, pyrite oxydes ect...).

La roche est parcourue par de nombreux filonnets de calcite blanche.

La puissance réelle de cette assise dolomitique peut être estimée à plus de 100m d'après les sondages.

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

B) Les marnes schisteuses.

Elles affleurent surtout au sud du massif de D'har El Mendjel, ou elles représentent une bande assez large (de 100 à 200m), leur puissance dépasse les centaine de mètres.

Du point de vu lithologique, il s'agit d'une roche d'aspect verdâtre à vert brunâtre, parcourue par des filonnets de calcite.

En réalité il s'agit d'alternances de bancs de marnes argileuses, qui gisent avec un pendage de 25° à 30° vers le Nord d'après les travaux de sondage.

C) Les formations molassiques.

Sur le flanc nord du massif de D'har El Mendjel, se développe une grande fosse d'effondrement d'axe orienté nord-ouest, sud-est, et qui fait l'objet du remplissage par les éléments calcaires cimentés par un matériau tuffogène carbonaté.

La mise en place de cet ensemble est très récente, et date probablement du quaternaire.

Ce type de faciès de formation assez récente par rapport aux dolomies et le calcaire est le résultat d'un processus assez tardif qui a vu des éléments anguleux provenant de la destruction des formations carbonatées et dolomitiques rempli par les fossés d'effondrement et cimentés par un liant argilo-carbonaté durant l'ère quaternaire.

Du point de vue de l'importance de ces formations, on peut affirmer qu'elles occupent une superficie de plus de 4 hectares jusqu'à la route menant à El Maleh, quant à l'épaisseur de cette formation elle peut atteindre 45m.

D) La tectonique.

Le gisement de D'har El Mendjel est caractérisé par :

Une discordance qui sépare les marnes schisteuses des calcaires de l'assise utile (facteur érosion).

Deux failles dénombrées avec déplacement des couches.

La première faille qui sépare le massif en deux collines (faille nord - sud).

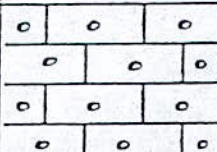
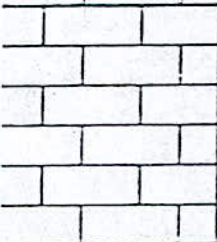
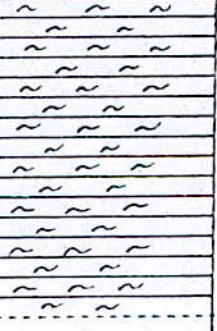

La deuxième faille sépare des formations brèchiques.

Mis à part ces deux fractures principales, on peut observer à l'échelle locale plusieurs zones légèrement tectonisées, avec remplissage de terre végétale et de limons ferrugineux.

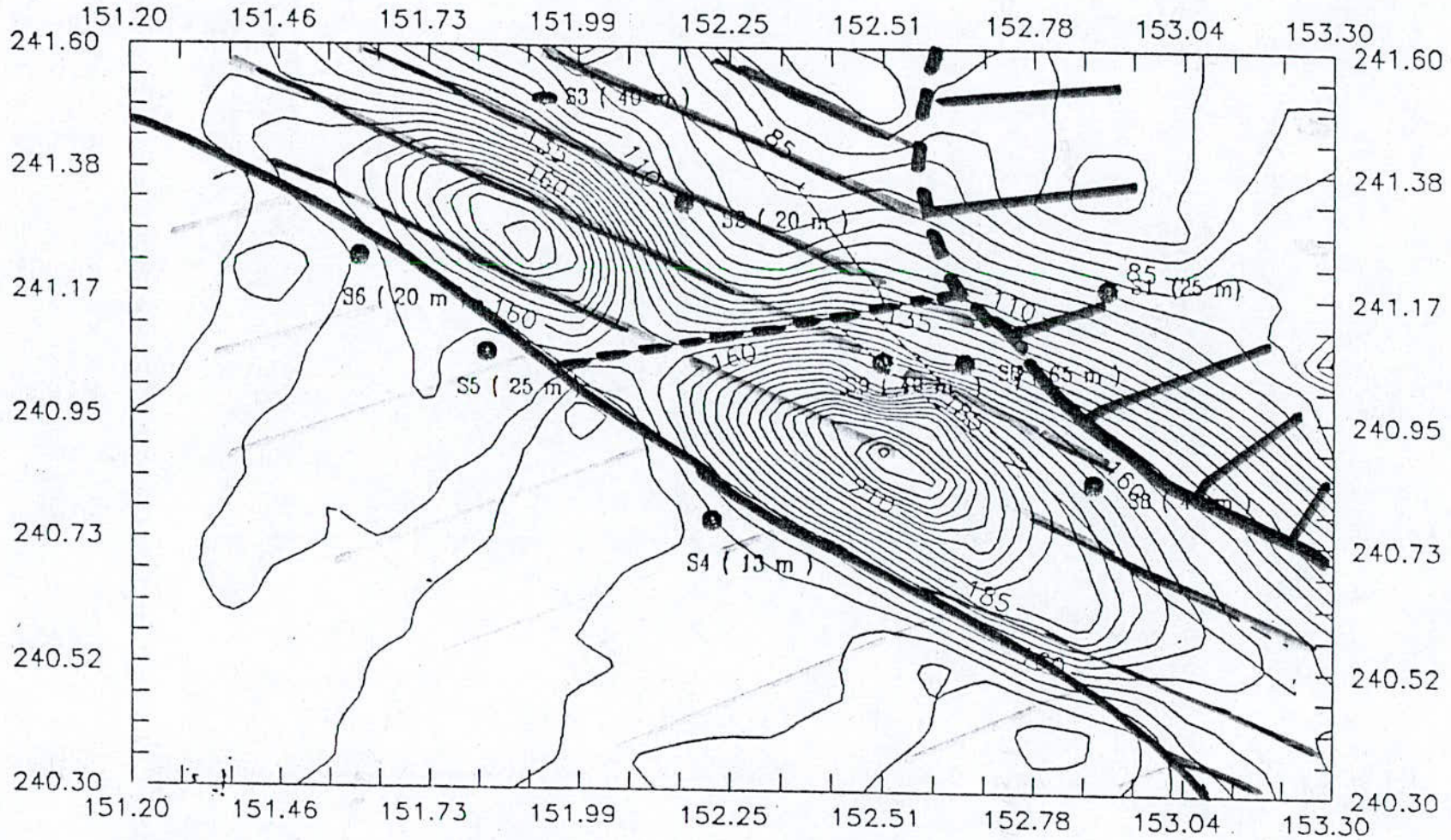
Les vides proprement dits n'ont été rencontrés qu'au niveau de la zone de brèches, ces vides dues au lessivage par l'eau de sondage des ciments tuffogènes.

Du point de vue hydrogéologie le sondage numéro 3 a rencontré à la profondeur de 26m un niveau aquifère dont l'importance doit être précisée en cas de besoin.

Figure n°1: COLONNE LITHOSTATIGRAPHIQUE SCHEMATIQUE DU GISEMENT

ECHELLE(m)	LOG	LITHOSTATIGRAPHIE	
-10 -20 -30 -40		Molasse, calcaires cimentés par un matériel tuffogène carbonaté.	QUATERNAIRE ↓ contact anormal
-50 -60 -70 -80 -90 -100 -110			
-120 -130 -140 -150 -160 -170 -180 -190 -200 -210		Marnes de couleur verdâtre à vert brunâtre parcourue par des filonnets de calcite	JURASSIQUE SUPERIEUR (Collavo-oxfordien)
-220			

CARTE GEOLOGIQUE SCHEMATIQUE
DU MASSIF DE D'HAR EL MENDJEL



E) Structure géologique.

Si l'on se réfère aux observations de terrain et à la recherche bibliographique en possession de L'E.N.G sur la région, on peut dire que le massif de D'har El Mendjel étudié dans le cadre du projet Agrégat El Maleh, est le produit d'une succession d'événements tectoniques, qui ont été la cause des charriages des nappes à faciès carbonatés, et leurs dépôts sur un substratum marneux plus jeune.

I.2.3 Délimitation du gisement.

Le gisement de D'har El Mendjel à été étudié au moyen de 6 sondages verticaux de profondeur qui varie entre 13 et 65 mètres.

Soient :

La coupe I-I porte les sondages S3, S6 de profondeurs 40 et 20 mètres respectivement.

La coupe II-II a pour sondages S2, S6 de profondeurs 20 mètres.

La coupe III-III a pour sondages S7, S9, S4 de profondeurs 65, 40, et 13 mètres respectivement.

La délimitation de ce gisement à été faite en surface grâce aux sondages, et les différentes observations sur le terrain, par contre en profondeur et d'après les différentes coupes géologiques, on se limite à la cote 60 mètres (voir planche N°2).

I.2.4 Les réserves.

Les réserves représentent la quantité pondérale ou volumétrique de l'assise utile.

La méthode générale du calcul des réserves consiste à subdiviser la surface du gisement en forme plus ou moins géométrique connue, et à multiplier la surface de cette forme par la puissance de son gîte puis par la masse volumique de l'assise utile pour obtenir le poids des réserves en tonnes.

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

I.2.4.1 Estimation des réserves.

Sur la base des ouvrages de recherche géologique (sondages, Carottages, échantillonnages), ce gisement est classé dans le groupe 3 c'est à dire que le gisement a une structure peu fracturée et inclinée.

Ses réserves sont estimées en trois catégories B,C1,C2.

La méthode utilisée est celle des coupes géologiques.

Les surfaces des coupes géologiques ont été estimées par un quadrillage.

Les formules utilisées pour le calcul des volumes des blocs géologiques sont les suivantes.

Entre deux coupes :

$$Q = ((S1+S2) / 2) * L * D.$$

Où Q est la quantité de matériau en tonne

S1 est la surface de la coupe 1 en m²

S2 est la surface de la coupe 2 en m²

L est l'intervalle inter coupe en m

D est le poids volumique du matériau en T/m³ soit D=2.5t/m³

Bloc	Catégorie	Ouvrages	Surface.moy en m ²	Intervalle en m	Volume en m ³	Quantité en Tonne
1B	B	S2,S3,S4 ,S6	20360	304	6189440	15473600
2B	B	S2,S4,S7, S9,S9	17810	260	4630600	11576500
3C1	C1	S4,S7,S8, S9	20379	250	5094750	12736875
4C2	C2	S8,affleurement	21942	290	6363180	1597950
Total B+C1+C2					22277970	55694925

Tableau 4. Calcul des réserves géologiques.

1.2.5 Les éléments du gisement.

1.2.5.1 Angle de pendage.

Le pendage des couches calcaires et des dolomies varie entre 25° à 30°.

1.2.5.2 Sens du pendage.

D'après les coupes géologiques et les travaux de sondages, on note que les couches de calcaires gisent vers le nord ou plus exactement, un sens de pendage SSW-NNE.

1.2.5.3 Direction du gisement.

La direction du gisement de D'har El mendjel est est-ouest.

1.2.5.4 Puissance du gisement.

La puissance de l'assise utile comme le montrent les différentes coupes géologiques dépasse les 100 mètres(planche 2).

I.3 les paramètres définissant les caractéristiques qualitatives du calcaire de D'har El Mendjel :

I.3.1 Introduction :

Nature pétrographique :

Elle se définit d'abord à l'œil nu et ensuite au microscope polarisant.

Dans le cas des calcaires, il peut être utile de compléter l'analyse minéralogique par une analyse chimique donnant les teneurs en silice et en dolomie, qui ont une répercussion directe sur l'utilisation du matériel d'élaboration.

Les échantillons observés sont prélevés soit en affleurement soit dans des carottes, soit sous forme d'éclats (forage au marteau perforateur).

les caractéristiques mécaniques des matériaux :

Elles sont définies par certains nombre d'essais normalisés (MDE, LA...).

Les prélèvements proviennent du concassage de roches prélevées en affleurements ou des sondages carottés.

Il est de même possible d'utiliser directement les éclats provenant du forage du marteau perforateur (essai de fragmentation dynamique).

L'état de fragmentation des matériaux en place.

Sa connaissance conditionne le type de forage, le mode d'abattage, le type et le dimensionnement du concasseur primaire et la maille de sclapage avant le concasseur primaire.

Les différentes pollutions, la pollution liée à la genèse du massif correspondant à ;

Pour les calcaires : à l'intercalation de lits argileux ou marneux ou de lentilles de nature différente du faciès d'ensemble.

Il arrive que les deux types d'hétérogénéité liées aux conditions de sédimentations coexistent dans un même gisement.

Pollution accidentelle :

La présence de zone très fracturées ou même broyées peut considérablement gêner une exploitation, si l'étude préalable ne l'a pas décelé, il peut se produire que le front de taille attaque une telle zone parallèlement à son allongement maximum.

Fissures verticales et proche de dissolution contenant de l'argile.

Ce sont des phénomènes relativement fréquents dans certains massifs calcaires et ils influent directement sur la réussite du plan de tir et sur l'état des matériaux après abattage.

Ce qui conditionne le mode de reprise et la maille du précriblage pour éliminer la fraction argileuse selon les conditions atmosphériques.

I.3.2 Essais de fragmentation dynamique. [15]

A) Essai Los Angeles.

But :

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

Principe de l'essai.

Cet essai prévoit de déterminer la qualité d'éléments inférieur à 1.6mm en faisant subir au matériau des chocs de boules normalisés dans la machine Los Angeles.

La classe où est choisie la granularité du matériau c'est à dire la classe d/D sont au nombre 6. Soit :

4/ 6.3mm, 6.3/ 10mm, 10/ 14mm, 10/25mm, 16/31.5mm, 25/50mm.

La masse de la charge de boules varie suivant les masses granulaires.

Vient " M " la masse de matériau soumis à l'essai et «N» la masse des éléments inférieurs à 1.6mm produits au cours de l'essai.

La résistance à la fragmentation (dureté) est donnée $R_f = 100m/M$

Par définition cette quantité sans dimension est le coefficient Los Angeles du matériau.

Matériau soumis à l'essai :

Prise de l'échantillon : la masse de l'échantillon est de 15kg.

La préparation de l'échantillon doit être préparée selon les prescriptions de la norme NA 453 «Préparation d'un échantillon pour essai ».

La masse de l'échantillon pour essai est de $15\text{kg} \pm 2\text{g}$.

B) Définition de l'MDE (Micro Deval) et Deval ; [15]

Ces deux coefficients ont pour but de donner une idée sur la résistance à l'usure d'un échantillon de granulat. Pour cela on mesure l'usure ou l'attrition, qui est la production d'éléments fins par frottement des granulats contre les pièces métalliques des engins et entre eux.

L'essai DEVAL consiste à mesurer la quantité des éléments inférieurs à 16mm produite dans la machine DEVAL par frottement réciproque et par les chocs modérés des éléments d'un échantillon de 7Kg. Cet essai est utilisé pour les ballastes des voies ferrées à sec ou en présence d'eau. Il a la même formule que celle appliquée pour le coefficient Los Angeles.

Pour les petites classes granulaires on utilise le cylindre Micro-deval.

L'essai Micro Deval consiste à faire tourner dans un cylindre de 200mm de diamètre,

500gr de gravillon 4/6, 6/10, 10/14, avec 2 ÷ 5Kg de billes d'acier de 10mm pour augmenter la surface de frottement et donc réduire la durée d'essai.

Après 12000 rotations en 2 heures, le pourcentage d'éléments passants au tamis de 1.25mm représente le coefficient d'usure MDE. L'essai peut être effectué à sec ou en présence d'eau. Il est donné par la formule suivante :

$$\text{MDE} = [(500-m)] / 500] \times 100 (\%)$$

Où m : masse totale des particules retenues sur les tamis, dont les ouvertures sont 10.5 et 1.25mm et [m] en [g].

500, masse en gramme de l'échantillon soumis à l'essai.

I.3.3 Caractéristiques chimiques.

D'après les différentes analyses réalisées sur l'échantillon la composition chimique moyenne de l'assise calcaire destinée à être exploitée pour la production de granulats est donnée par le tableau suivant.

Echantillon	Sond	Prof	SiO2	Al2O3	Fe2O3	CaO	MgO	SO3	K2O	Na2O	Pf
ENG CO3	S7	26.65	1.14	0.28	0.10	53.97	0.87	0.02	0.01	0.14	43.36
ENG CO7	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 N°5 : composition chimique

Pf : Ce sont les pertes au feu dues à la calcination.

D'après cette analyse on remarque que les principaux faciès qui dominent dans ce gisement sont les suivants :

Le premier à la base en contact direct avec les schistes est représenté par des dolomies micro cristallines dures et parcourues par des micros fillonnets de calcite.

Le second venant tout juste en dessus représente une épaisseur ne dépassant guère dans son maximum 40mètres.

Ces formations sont surmontées par un faciès bréchique à ciment carbonaté tufogène (présence de SiO₂).

I.3.4 Propriétés physiques.

A) Poids volumique.

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

$$\rho = P / V \text{ (g/cm}^3\text{)}$$

où:

P : poids totale de l'échantillon(g)

V : volume totale de l'échantillon (cm³)

La valeur minimale $\rho_{\min} = 2.3720 \text{ g/cm}^3$.

La valeur max. $\rho_{\max} = 2.72571 \text{ g/cm}^3$ et la valeur moyenne est:

$$\rho_{\text{moy}} = 2.6614 \text{ g/cm}^3$$

B) Poids spécifique :

Le poids spécifique varie de 2.6871 comme valeur minimale et 2.7970 comme valeur maximale et la valeur moyenne est de :

$$\rho_{\text{moy}} = 2.7296 \text{ g/cm}^3$$

C) 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 :

$$\omega = (P_w / P_s) 100 \text{ [%]}.$$

Où : P_w : poids de l'eau (g)

P_s : poids de la matière sèche (g)

L'absorption d'eau varie de 0.08% comme valeur minimale et de 1.01% comme valeur maximale.

Soit la valeur moyenne pour le gisement sont $\omega = 0.31\%$

La roche n'absorbe qu'une petite quantité d'eau donc elle est bien protégée par l'érosion ou l'altération.

D) La porosité :

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

$$N = (V_v / V) \times 100 \text{ (\%)}.$$

Chapitre I : les conditions naturelles du gisement

Où : V_v : volume des vides en cm^3

V : volume total de l'échantillon en cm^3

La valeur minimale de la porosité $\eta_{\min} = 0.20\%$

et la valeur maximale $\eta_{\max} = 10.4\%$ (dans les brèches)

Soit le tableau suivant sur les 26 échantillons soumis à cet essai, et les résultats sont les suivants :

Echantillon	Sondage	Profondeur (m)		Poids (Kg)	Nature	P.V A.P g/cm^3	P.vol Réal g/cm^3	Porosité %
		De.....à						
ENG 96 CO2	S7	900	11.00	14	Calcaire	2.6941	2.7009	0.25
ENG 96 CO3	S7	26.65	28.00	13	Calcaire	2.6757	2.6887	0.54
ENG 96 CO4	S7	32.60	34.50	14	"	2.6957	2.7015	0.21
ENG 96 CO5	S7	36.60	38.80	14	"	2.6834	2.6933	0.35
ENG 96 CO6	S7	40.00	42.85	14	"	2.6770	2.6987	0.80
Moyenne						2.6849	2.6966	0.43
ENG 96 CO7	S3	6.00	8.00	21	dolomie	2.735	2.7970	2.01
ENG 96 CO	S3	17.00	19.00	13		2.7494	2.7903	1.46
ENG 96 CO9	S3	28.40	10.40	14		2.7139	2.7813	2.73
ENG 96CO10	S3	38.40	40.60	13		2.7571	2.8145	1.90
Moyenne						2.7390	2.7945	2.03
ENG 96CO11	S9	3.10	7.80	25	Calcaire	2.6893	2.7087	0.72
ENG 96 CO12	S9	13.60	16.65	22		2.7080	2.7143	0.23
ENG 96 CO13	S9	19.70	22.75	21		2.6986	2.7066	0.29
ENG 96 CO14	S9	27.00	29.05	16		2.6855	2.6978	0.46
ENG 96 CO15	S9	33.70	36.60	21		2.7073	2.7126	0.20
ENG 96 CO16	S9	41.00	43.00	14		2.6875	2.7025	0.55
ENG 96 CO17	S9	44.20	45.10	14		2.6574	2.6871	1.10
Moyenne						2.6905	2.7042	0.51
ENG 96 CO18	S8	1.00	2.70	13	brèches	2.7005	2.7937	3.34
ENG 96 CO19	S8	12.50	16.10	14		2.6008	2.7392	5.29
ENG 96 CO20	S8	22.20	25.50	16		2.3720	2.5781	8.03
ENG 96 CO21	S8	33.00	34.50	21		2.4482	2.7335	10.4
ENG 96 CO22	S8	42.15	45.00	14		2.5359	2.7179	6.69
Moyenne						2.5315	2.7125	6.75

Tableau N°6 Poids volumiques et porosité.

la valeur moyenne $\eta_{\text{moy}} = 2.42\%$ qui correspond au gisement .

La porosité η [%]	Poids volumique ρ (g/cm ³)	Poids spécifique ρ (g/cm ³)	Absorption en eau ω [%]
2.43	2.6614	2.7296	0.31

Tableau n°7 (moyennes pour le gisement).

I.3.5 Propriétés mécaniques .

A) Résistance à la compression :

Cette dernière correspond à la contrainte massive pour la presse.

$R_c = \sigma = F_{max} / s$ [Kg/cm²].

Où F_{max} : force de compression maximale en [Kg.f]

S : surface sur laquelle l'effort est appliqué [cm²]

Les résultats des essais établis par laboratoire ont fournis une valeur minimale de 218Kg/cm² et une valeur maximale de 901 Kg/cm².

La valeur moyenne sur tous les échantillons prélevés est de

$R_{c_{moy}} = 544.20 \text{ Kg/cm}^2$ (Kg force/cm²).

Remarque : Pour la résistance à la compression les seules valeurs inférieures aux exigences appartiennent aux (formations bréchiques). Les restes des échantillons revenants des calcaires et dolomie calcaire ont dans leur totalité donné des résultats supérieurs aux normes en matière.

B) Résistance mécanique

Malgré qu'il soit vu peu faible dans certains cas à cause de la présence de fissures dans les éprouvettes testées. Il reste que dans l'ensemble les résultats sont assez bon.

Echantillons	Sonde	Profondeur(m) de..... à.	Poids (Kg)	Nature	Rc (Kf/cm ²)	Nombre d'éprouvettes
ENG 96co2 (valeur min)	S7	9.0 à 11.0	14	Calcaire	496.5	03
ENG 96CO4 (valeur moy)	S7	32.60 à 34.50	14	Calcaire	504.5	03
ENG 96co6 (valeur max)	S7	40.00 à 42.85	14	Calcaire	617.9	03
Moyenne					549.92	
ENG96CO75 (valeur min)	S3	6.00 à 8.00	21	Dolomie	536	03
ENG96C10 (valeur max)	S3	38.60 à 40.60	13	Dolomie	416	03
Moyenne					538	
ENG96C11 (valeur min)	S9	3.10 à 7.80	25	Calcaire	688	03
ENG96 C14 (valeur moy)	S9	27.00 à 29.05	16	Calcaire	350	03
ENG96 C17 (valeur max)	S9	44.20 à 45.10	14	Calcaire	547	03
Moyenne					527.71	
ENG96 C21 (valeur minimale)	S8	1.00 à 2.70	13	Brèches	901	valeur totale max 01
ENG 96C23 (valeur moyenne)	S8	22.20 à 25.50	16	Brèches	218	valeur min totale 01
ENG 96C25 (valeur maximale)	S8	42.15 à 45.00	14	Brèches	322	03
Moyenne					561.2	

Tableau N°8 - résistances mécaniques

C) Los Angeles, Deval et Micro-deval.

Au vu la quantité de matière nécessaire pour la réalisation de cet essai et pour avoir un résultat représentatif pour le gisement, les essais ont été réalisés sur des échantillons composés à partir des échantillons individuels.

Le tableau ci-dessous donne les valeurs pour chaque échantillon :

Echantillon	Sondage	Profondeur de.....à		nature	deval	Los Angeles	deval humide	MDE sec	MDE humide
ENG 96C26	58	2.00	45.0	Calcaire		47.44	1.89		
ENG 96 C30	57	9.00	42.85	Calcaire	10.18	29.65	3.66	7.86	21.86
ENG 96 C31									
ENG 96 C32	53	6.00	40.60	Dolomie	12.02	20.50	5.46	6.66	14.65
	59	3.10	45.10	Calcaire	11.57	20.56	4.89	6.91	16.36
moyenne					11.26	23.57	4.67	7.14	17.62

Tableau N°09 – Variation des coefficients deval et micro deval dans les calcaires et dolomie

D) Résistance à la traction Rt.

La résistance à la traction est mesurée d'une façon indirecte 5 (essai brésilien) c'est l'exercice d'une compression suivant deux génératrices diamétralement opposées de l'éprouvette cylindrique de longueur à peu près égale au diamètre.

La détermination de la résistance à la traction est déduite de celle de la compression en suivant la formule empirique suivante :

$$R_t = R_c / 10. \quad [\text{Kg/cm}^2]$$

$$\begin{aligned} \text{D'où } R_{t\min} &= R_{c\min}/10 = 218/10 = 21.8 \text{Kg/cm}^2 \text{ soit } 2.18 \text{ Pa} \\ R_{t\max} &= 901(\text{Kg/cm}^2) \text{ soit } 90.1 \text{ pascal.} \end{aligned}$$

$$\text{Et } R_{t\text{moy}} = R_{c\text{moy}}/10 = (544.20/10) \text{ Kg/cm}^2 \text{ soit :}$$

$R_{t\text{moy}} = 54.42 \text{ Kg/cm}^2$

Roche	Faiblement résistante	Moyenne résistance	résistante	Très résistante
Rc	5	20	60	>100
Rt	0.5	1.5	4	>20

Tableau N°10 classement selon les résistances mécaniques[10]

Conclusion :

Le calcaire de D'har El Mendjel est très résistant

E) Résistance au cisaillement.

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

$$R_{cis} = R_c / 3 \quad [\text{Kg/cm}^2].$$

$$\text{Dans notre cas : } R_{cis} = R_{c_{moyenne}} / 3 = 544.20 / 3 = 181.4 \text{ Kg/cm}^2$$

$$R_{cis} = 181.4 \text{ Kg/cm}^2$$

I.3.6 Propriétés technologiques :

A) Dureté de la roche :

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

$$F = R_c / 100 \quad [\text{Kg f / cm}^2]$$

où Rc : résistance à la compression d'ou :

$$F = 544.20 / 100 = 5.422 \text{ Kg f / cm}^2.$$

$$\text{Soit } F = 5.422 \text{ Kg f / cm}^2$$

B) Indice de forabilité : Df ou If

Cet indice définit le degré de forabilité de l'outil de forage sur la roche, sa formule est empirique :

$$If = Df = 0.007(R_c + R_{cis}) + 0.7\rho \quad [10].$$

Où Rc : résistance à la compression (Kg/cm²)

Rcis : résistance au cisaillement (Kg/cm²)

ρ : masse volumique de la roche (g/cm^3)
Soit $I_f = D_f = 0.07(544.20+181.4) + (0.7 \times 2.6614)$
Soit : $D_f = 6.9421$

D'après l'académicien RJEUSKY, cet indice obtenu permet de classer la roche dans la catégorie dure (roches dures) et d'une forabilité facile comme l'indique le tableau suivant :

Degré de forabilité	Indice de forabilité
Très facile	1.0÷ 5.0
Facile	5.1÷ 10
Moyenne	10.1-15
Difficile	15.1÷20
Très difficile	20.1÷25

Tableau N°11 - Classification des roches en fonction des I_f (Rjeusky) [10]

C) Indice de difficulté de destruction de la roche :

Cet indice est donné ou calculé par la formule empirique suivante :

$$Des = 0.005 kc(Rc+Rt+Rcis)+0.5\rho$$

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

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

où ρ : masse volumique de la roche (kg/dm^3)

R_t , R_c , R_{ci} sont respectivement la (masse de la roche) résistance à la compression, traction et cisaillement en (Kg/cm^3)

D_m : distance moyenne entre les fissures (m) soit $dm = 0.70$

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

$$\text{D'où } Des = 0.005 \times 1.37 (544.20 + 54.42 + 181.40) + 0.5 \times 2.66$$

$$Des = 6.67$$

D) Indice de difficulté d'excavation lex:

Il nous indique les différentes difficultés d'excavation de notre massif rocheux sa formule est la suivante :

$$lex = 0.3 \times \lambda \times (0.2 \times Rc + Rt + Rcis) + 0.3 \times \rho$$

Où λ : Coefficient tenant compte du facteur minéralogique de l'influence due à l'orientation et aussi à la répartition des éléments structuraux par rapport à la direction des forces données soit $\lambda = 0.32$.

R_c , R_t , R_{cis} : sont respectivement la résistance à la compression, traction et cisaillement (MPa), car $544.20 \text{ Kg/cm}^2 = 54.420 \text{ Mpa}$

$$lex = 0.3 \times 0.32 \times (0.2 \times 54.42 + 5.442 + 18.140) + 0.3 \times 2.66$$

$$\text{Soit : } lex = 4.10$$

E) Indice de résistance du 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.

$$Irc = 1.9 Rc^{3/2}$$

Où Rc : résistance à la compression en Mpa.

$$\text{Soit } Irc = 1.9 (54.42)^{3/2} = 762.76[\text{Mpa}]$$

$$Irc = 762.76 [\text{Mpa}]$$

F) Coefficient broyabilité :

C'est le rapport des particules fines de dimensions inférieurs à 1.6 cm produits 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 $Br_{\text{moy}} = 10.37$ correspond au gisement .

Soit le tableau indiquant l'échelle de broyabilité [10]

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

Tableau N°12 – échelle de broyabilité-

Chapitre I : les conditions naturelles du gisement

Propriétés	Symbole	Unité	Valeur min	Valeur max	Valeur moy
Poids volumique	ρ	g/cm^3	2.3720	2.571	2.66
Poids spécifique	ρ_s	g/cm^3	2.6871	2.7970	2.7296
Absorption d'eau	W	%	0.08	1.01	0.31
Porosité	η	%	0.20	10.4	2.42
Broyabilité	Br	%	8.00	12.0	10.37
Los Angeles	LA	%	20.32	29.82	23.57
Résistance(c ompression)	R_c	Kg/cm^2	218.00	901	544.20
Résistance à la traction	R_t	Kg/cm^2	21.80	90.1	54.42
Résistance (cis)	R_{cis}	Kg/cm^2	72.66	300.33	181.4
Dureté	F	-	2.18	9.01	5.442
Indice de forabilité	If	-			6.9421
Indice de résistance interne	Irc	Mpa			762.76
Angle de frottement interne	ϕ	°			48.6102.84
Cohésion	C	Kg/cm^2			

Tableau N°13 Les propriétés de la roche

I.3.7 La consommation spécifique étalon théorique de l'explosif q :

Cette donnée nous informe sur la nature du matériau, la fracturation du gisement la présence éventuelle d'eau dans les trous de mines sont à prendre en compte dans le choix de l'explosif : Dynamite, bouillie, nitrates, ou nitrates fuel en cartouches ou en vrac.

Soit le tableau suivant qui donne une classification selon les roches abattues

Consommations spécifiques :	
*Roches dures et homogènes : diorites, quartzites, andésites gneiss, granite	80 à 130 g/t
*roches dures, mais très fracturées :	100à 150 g/t
Roches tendres calcaires :	50à 87g/t
Roches très tendres(gypse)	30à 50g/t

Tableau N°14 classification selon les roches abattues

Cette consommation est donnée par la formule ampérique suivante :

$$Q = 10(0.1kt (Rc+Rt+Rcis)+40\rho \text{ (Kg/m}^3\text{)})$$

$$Q = 10(0.1 \times 1.37(544.00+54.42+181.40)+40 \times 2.66 \times 0.001)$$

$$Q=0.22 \text{ Kg/m}^3$$

les poids volumiques et spécifiques présentent des valeurs très proches, la roche qui constitue le massif est très fermée (compacte), dense à porosité ouverte inférieure à 1.5%.

Les propriétés mécaniques témoignent que la roche a une résistance mécanique élevée.

Et du cotés technologique, la roche est de qualité satisfaisante car son degrés de fissuration est très faible et une forabilité moyenne. D'où le granulats objectif de cette étude, est bonne pour la consommation diverse (béton, construction, routes couches de base et roulement, et comme ballast de chemin de fer).

CHAPITRE II

Ouverture du gisement

II . Ouverture du gisement.

II.1 Travaux préparatoires.

Les travaux préparatoires , nous prépare à la mise en production, pour cette tâche on doit satisfaire certaines étapes dont on a :

- Terrassement de la piste d'accès.
- Mise en forme des gradins.
- Travaux de découverte.

La topographie de la zone d'étude est généralement plane, à part les massifs d'El Maleh.

Le pendage de la zone d'étude varie entre:

- 0 à 12 % pour le piedmont.

Sinon $\geq 25\%$.

Le tracé de la piste principale aux niveaux supérieurs de la première colline et réalisé sur le plan topographique à l'échelle 1/2000.

la piste d'accès soit le plus souvent tracée en flanc de coteau, du gisement d'un profil en travers allant de 0 à la hauteur de talus ne dépassant pas les 4 mètres.

II.1.1 Technologie de la piste principale desserte.

II.1.1.1 Tir d'ébranlement :

Fonçage de la piste d'accès de 50m de long et de 12m de large, avec une maille de 2x2 ou 3x3m² où égale à la pénétration du ripper du bull dozer, et une profondeur de 0 à une tige.

- Hauteur du trou de 5 à 8m .
 - La masse de l'explosif est de 5 kg/m, avec amorce latérale.
- L'explosif utilisé est généralement moins brisant (Anfomil).

Les trous de mines seront disposés de 50m au maximum et avec de gros diamètres de trous en champ minier, équivalent à la limite de refoulement du bull.

Le tir est toujours instantané afin d'avoir le maximum effet.[6]

II.1.1.2 Travail au bull dozer.

Après le tir instantané, l'accès se fera avec le défonçage des talus à l'aide de la lame et le ripper du bull dozer.

II.1.2 La piste principale desserte.

Suivant le relief du gisement , cette piste sera tracée à l'intérieur du gisement , dans le contour exploitable où elle disparaîtra avec les gradins au fur et à mesure de l'avancée de l'exploitation.

Cette piste sera tracée depuis le carreau de la station de concassage primaire jusqu'au niveau d'ouverture.

Elle sera exécutée pour :

- une largeur de 12m au moins pour le croisement possible de 3 Dumpers.
- Une pente de 0 à 10% avec un maximum de 14%.
- Des virages correctement relevés suivant les gabarits des Dumpers.

Pour l'exploitation et l'emprise de l'ensemble du gisement, il est nécessaire avant tout de procéder à la réalisation de la piste principale desserte.

Cette piste d'une pente maximale de 10%, tracée en dehors de la partie exploitable concernée, et raccordée à une bonne partie du trajet allant de la station de concassage du primaire et passant par les différents niveaux jusqu'au niveau de l'ouverture 175m.

Les travaux de terrassement seront réalisés tout en déblais et remblais à flanc de coteau, sur une longueur totale de 1060m, depuis le point de déversement du concasseur primaire jusqu'au point d'ouverture (voir planche 1).

Une piste secondaire sera aménagée à partir de la bretelle au niveau de l'ensellement (145m) de longueur près de 85m pour le déversement prévu des stériles dans l'excavation E.T.R.S.

II.1.2.1 Profil en long (planche N°3) [3]

Le profil en long comprend celui du terrain naturel et celui du projet.

Le profil du terrain naturel est obtenu :

- Soit par un nivellement direct sur le terrain suivant la ligne du plan.
- Soit d'après les indications du plan coté.

Pour le tracé définitif, c'est le nivellement qui est employé ; mais on conçoit que, pour des études préliminaires et comparatives on ne saurait reporter sur le terrain tous les tracés étudiés pour effectuer le nivellement.

Ce serait un travail considérable sans intérêt pratique quand il ne s'agit que d'une évaluation approximative.

Le tracé du profil en long apparaît dans la planche N°3, le choix de la côte du terrain naturel est le même de la côte du projet car la pente est réglementaire (\leq à 10%).

Et après la réalisation de ce tracé sur le terrain, avec des ajustements de la pente en volumes de déblais ou de remblais, on aura le profil en long définitif de la piste.

II.1.2.2 Profil en travers (planche N°4). [3]

La rédaction des profil en travers se fait comme suit.

A chaque emplacement du tracé choisi pour l'établissement d'un profil en travers, on trace une normale à l'axe d'une longueur suffisante pour représenter complètement les dispositions du projet, plus la différence de niveau entre la ligne du projet et celle du terrain naturel sera grande (donné par le profil en long), plus la normale représentative du profil en travers s'étendra de chaque côté du tracé (principe d'une coupe topographique).

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

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

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

pour évaluer ces surface irrégulières, on les divise en figures simples, triangles et trapèzes par des verticales.

On ne tient pas compte du fossé évalué, sauf dans le cas où il est en partie coupé par ligne du terrain naturel.

A) Evaluation des volume des travaux envisagés pour la piste.

Ces travaux seront réalisés en fonction des altitudes de la piste pour les différentes tranches(distance entre les différents points levés), et cela d'après les deux profils proposés

(planche N°3 et N°4) le calcul des volumes est fait d'après la relation suivante :

$$V = S * L$$

Où :

S : surface moyenne du remblai ou du déblai en m².(triangles en général)

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

Avec $S = 1/2 \cdot B \cdot h$ m²

Où $B = D \cdot E_h$

Avec :

D : largeur à déblayer ou à remblayer

E_h : échelle horizontale 1/500

h : hypoténuse du triangle de calcul

Où :

$$h^2 = y^2 \cdot E_h^2 + x^2 \cdot E_v^2$$

E_v: échelle verticale E_v = 1/200

$$h = \sqrt{E_h^2 \cdot y^2 + x^2 \cdot E_v^2} \dots\dots\dots m$$

$$V = (1/2)D \cdot E_h \cdot \sqrt{E_h^2 x^2 + E_h^2 y^2} \dots\dots\dots m^3$$

le tableau suivant nous donne les volumes à déblayer et à remblayer.

N° de profil	1-1'	2-2'	3-3'	4-4'	5-5'	6-6'	7-7'	8-8'	9-9	10'-10	11'-11	12'-12
Niveaux (m)	95	95-105	105-115	115-130	120-135	135-145	145-150	150	145-160	160-165	165-173	170-175
Volume déblai (m ³)	0	4698	3273,31	3334,22	3500	4265,43	0	0	3500	0	3500	1561
Volume remblai(m ³)	0	9300	6425,25	20420	29068	6700	513	0	10277,40	4111	3880	2944,44

Tableau N°15 : **évaluation des volumes de déblais et remblais de la piste principale desserte.**

Le volume total à déblayer $V_{td} = 27632 \text{ m}^3$

Le volume total à remblayer $V_{tr} = 93639 \text{ m}^3$

II.1.2.3 Caractéristiques techniques de la desserte.

Pente de talus.....	1/4
Longueur à terrasser.....	1060m
Largeur à découvrir.....	12m
Volume déblai des accotements.....	27632m ³
Volume remblai des accotements.....	93639m ³

Le volume débloqué est considéré comme stérile, sera étalé et abandonné sur le flanc de coteau de la piste qui peut être utiliser comme remblai.

Les 66007m³ restes à apporter des terrains stériles.

Si en prend en considération le 0/3 sables abondant dans la carrière Chaabat El Leham qui peut servir cette nouvelle carrière en travaux préparatoires.

●Eléments de la piste principale (planche N °4 : Vue en plan).

a) longueur totale :1060m.

b) largeur de la piste :

elle dépend des caractéristiques techniques des camions utilisés pour le transport.

Sa formule est la suivante:

$$B = 2 \times (a+c) + X + r$$

Où

- a : largeur de la benne du camion, a = 3.76m.

- c : largeur de la bande de sécurité déterminée par la relation :

$$c = 0.5 + 0.005 \times V$$

V=20km/h (vitesse moyenne des camions).

$$C=0.6m$$

- X : distance entre les bennes des camions.

$$X=2 \times c$$

$$X=1.20m$$

- r : largeur de la rigole d'évacuation des eaux.

$$R=0.4m$$

La largeur de la piste est 10.32m

$$\text{Soit } B = 12m$$

II.1.2.4 itinéraire de la piste d'accès.

La piste principale de desserte qui partira du carreau au premier gradin du 175m situé à l'ouest sur la petite colline dont la pente est de 10%.

Une bretelle au niveau de l'ensellement (S₄) joindra le niveau 230, gradin le plus haut de la deuxième colline (planche 1).

II.2 Pistes secondaires d'accès au gradins.

Depuis la piste principale desserte, à la hauteur de chaque niveau, il sera prévu et exécuté en temps opportun selon le programme de l'exploitation les bretelles aux futurs gradins.

Ces bretelles, toujours sous les mêmes conditions de pentes, de largeur et de giration aboutissant à niveau nommé à l'amorce des gradins et banquettes.

En phases d'exploitation, il y aura au minimum un gradin en activité et un gradin en préparation, et au mieux :

- Deux gradins en croisière d'exploitation.
la présence de deux gradins en activité donnent plus de souplesse à l'exploitation : en cas de faiblesses du roulage, maintien d'un niveau de production par la seule activité du gradin le plus proche, choix de matériau à extraire et à livrer.
- Un gradin en préparation. [6]

II.3 Entretien des pistes d'accès. [13]

Tous les exploitants sont unanimes à reconnaître l'importance des pistes mais en réalité des progrès importants peuvent encore être accomplis.

Dés la conception du plan d'exploitation, les pistes doivent être intégrées en s'imposant des pentes inférieures à 10%.

Les tombereaux (dumpers) peuvent franchir des pentes plus fortes mais les prix de revient s'en ressentent.

Il est préférable d'avoir des rampes de pentes constantes qui permettent de rester sur le même rapport de boîte de vitesse.

Une fois le profil défini le tracé, doit prendre en compte les virages qui seront les plus larges possibles et correctement relevés.

Par ailleurs la largeur des pistes doit permettre le croisement des tombereaux dans de bonnes conditions de sécurité.

Dans les pentes, les zones d'arrêt seront aménagés de manière à stopper les tombereaux à la dérive : le sol de ces zones sera constitué de matériaux foisonnés dans lesquels les pneus s'enfonceront. Des blocs de matériaux seront disposés du côté vide des pistes.

La structure de la piste doit rester rigide et ne doit pas se déformer sous le trafic (nombre de poids lourds par jour).

Les matériaux plastiques (argiles) seront purgés.

La couche de roulement doit être constituée de matériaux fins avec des gravillons sans blocs, mais avec suffisamment de fines pour assurer une bonne fermeture et une bonne cohésion en surface.

L'épaisseur doit être suffisante pour éviter que les matériaux des sous-couches apparaissent en surface.

Une piste bien réalisée ne tiendra pas si les problèmes des eaux n'ont pas été traités : eau de pluie, de neige, eaux provenant du massif.

- Maintenir le profil en long et en travers.
- Remettre en place les matériaux qui ont été chassés dans les zones de roulement et de ripage des pneus.
- Supprimer les déformations et les dégradation ponctuelles qui risquent de s'amplifier.
- L'influence de la piste sur la productivité des tombereaux se caractérise par les éléments suivants :

Résistance du roulement RR : est la force opposée par le sol à la progression des roues, cette force doit être vaincue pour que le véhicule avance.

Les facteurs intervenants sur la résistance sont :

- Les frottements mécaniques (pont, boîte de vitesse, transmission...)
- La flexion des pneus => augmentation de la RR, cette déformation est en fonction de la structure, état du sol, pression du sol...

Pour ces deux facteurs, il est admis d'appliquer une règle empirique largement admise de 2% du poids total en charge

PTC= poids du matériel à vide + poids de la charge.

2% du PTC est équivalent à 20Kg/ t.

Exemple : Un matériel s'enfonce de 3 cm, la résistance au roulement est de 6Kgx3 (pour l'enfoncement +20Kg (frottement et fléchissement) soit 38Kg/ t.

Pour simplifier le problème en utilisant les valeurs suivantes qui sont la résistance totale au roulement (frottement interne +flexion +enfoncement et état de la piste)

Coefficient de résistance au roulement	Kg/t
Route arrosée, entretenue, à revêtement stabilisé, dure et lisse ne cédant pas sous le poids du véhicule.	20
Route en terre ou à revêtement léger , arrosée, assez bien entretenue, sol ferme et lisse cédant légèrement sous le poids du véhicule.	35
Neige- tassée	25
- Poudreuse	40
Route en terre à ornière, peu ou pas entretenue, non arrosée cédant sous le poids du véhicule de 25 mm ou plus.	50
Route en terre molle, non stabilisée, pas entretenue, à ornière : Pénétration des pneus de 100à 150mm.	75
Sable ou gravier non compacte.	100
Sol mou, boueux, pas entretenu, à ornière.	100-200

Tableau N°16 coefficient de résistance au roulement

Résistance due à la pente RP :

La pente introduit une composante de gravité que doit vaincre le véhicule.

La pente est exprimée en %, chaque pourcentage de pente fournit une force correspondant à 10Kg/t du poids total en charge qui aide (décente) ou contrarie (montée) la marche.

Ex : Un tombereau de 100t grimpe une pente de 4 %
La RP : $100t \times 4 \times 10Kg/t = 4000Kg$.

Résistance totale RT et pente équivalente :

La pente est ascendante : la $RT = RR + RP$.

La pente est descendante : $RT = RR - RP$.

La résistance totale peut s'exprimer en % ou par le rapport de pente équivalente totale en utilisant le rapport $10Kg/t = 1\%$

La pente équivalente est utilisée sur tous les abaques des constructions.

II.4 Choix du mode de l'ouverture . [8]

II.4.1 Définition :

L'ouverture de la carrière est une opération déterminante pour le déroulement du processus d'exploitation, car tout est lié au choix du mode d'ouverture, ce dernier va faciliter à l'exploitant d'exécuter ses travaux préparatoires et d'extraction.

Un bon choix facilite l'accessibilité entre les gradins (inférieurs et supérieurs).

II.4.2 mode d'ouverture.

Il existe plusieurs mode d'ouverture suivant le type d'ouvrage donnant l'accès au gisement, et leur disposition par rapport au champ minier, leur nombre et leur destination qui présentent des avantages et des inconvénients.

A) Ouverture par tranchées isolées :

Ces tranchées isolées peuvent être internes ou externes, dans les deux cas on creuse des tranchées indépendantes pour chaque niveau d'exploitation ceci permet le transport indépendant pour chaque gradin. Ce mode, dont l'inconvénient est son grand volume de découverte est utilisé pour les gisements en plateau, les gisements de faible profondeur ainsi que ceux à flanc de côtes.

B) Ouverture par tranchées communes :

Ce mode d'ouverture consiste à accéder au gisement par un système de tranchées dépendantes.

Chaque tranchée accédant du gradin inférieur et creusé à l'intérieur de la tranchée desservent le gradin

Les tranchées communes externes sont utilisées pour exploiter les gisements horizontaux et peu inclinés tandis que les tranchées intérieures sont réalisées pour les gisements de n'importe quelle forme de pendage quelconque.

C) Ouverture par tranchées de groupe :

Parfois des tranchées communes assurent la liaison entre les gradins de stérile et la surface tandis qu'une autre tranchée dessert le gradin du minerai ; on dit que l'ouverture est faite par tranchée de groupe.

D) Ouverture par tranchées doublées :

La particularité de ce mode réside dans le transport ; les engins de transport chargés et ceux vides de chaque gradin, qui empruntent des tranchées indépendantes. Ce mode est utilisé pour des carrières peu profondes de rendements élevés.

E) Ouvertures sans tranchées :

Ce mode d'ouverture est pratiqué lorsque l'exploitation se fait sans transport, les terrains stériles sont déplacés et remis en place en arrière là où la couche a déjà été enlevée.

Le minerai abattu peut être chargé par excavateur sur des engins de transport déplacé par monte-charge à câble ou par convoyeur.

II.4.2 Ouverture (planche I)

L'amorce des gradins

L'amorce des gradins se fait à point nommé à partir des pistes tirées au niveau que l'on prolonge dans le massif.

La foration préparatoire prendra graduellement la hauteur au fur et à mesure de l'avancé des travaux que l'on arrêtera dès que le gradin sera suffisamment productif, soit une envergure de 60m, et un minimum de 9m de hauteur de front de taille.

Ainsi la piste est réalisée, l'ouverture au niveau 175m se préparera en creusant une tranchée aboutissant à un front d'abattage initial.

Les différents niveaux d'exploitations seront préparés aussi par creusement de **tranchées isolées**, l'avantage de ce mode est l'indépendance d'exploitation pour chaque gradin.

Le nombre de gradin sera fixé à :

04 gradins pour la première colline.

07 gradins pour la deuxième colline.

CHAPITRE III

Exploitation du gisement

III Exploitation du gisement

III.1 Généralités :

L'élaboration du projet d'exploitation du gisement (El Maleh) doit prendre en compte les exigences fondamentales de la carrière, à savoir :

- **La mise en exploitation rapide**
 - **La productivité maximale et sécurité complète**
- ainsi l'élaboration du projet nécessite la détermination du :
- Le contour du champ et des paramètres de la carrière
 - Le sens de progression des travaux miniers
 - La méthode d'exploitation
 - Le calendrier d'exploitation
 - La production annuelle de la carrière
 - L'exécution des travaux miniers

La mise en valeur du GSU continuera, ou entre autre : nous permet de déterminer :

- Le choix des engins et les schémas du circuit ou les routes et pistes les mieux adaptées au tout-venant compte tenu de la production envisagée.
- Les conditions et les modalités d'exploitation.
- L'assurance de l'administration régulière de l'installation pendant toute la durée planifiée grâce aux réserves suffisantes calculées.[7]

III.2 Les conditions technico-minières de la carrière

D'après les données de base du projet d'exploitation du gisement de D'har El Mendjel on a :

- La production annuelle de la station de concassage est de : **500 000 t/an.**
- La capacité horaire du concasseur primaire est de : **400t/h.**

De ces deux données on peut déterminer le nombre d'heures de travail pendant une année N_{ha} .

$$\text{Soit } N_{ha} = (500\ 000) / 400 \cdot K_e$$

Où K_e : est le coefficient d'efficience (rendement) des travaux miniers (pelles chargeuses, camions, débit du concasseur etc...). $0 < K_e < 1$

On note que le nombre d'heures par an est le nombre de jours ouvrable par an soit ($N_{ha} = 220$ jours/an), $N_{ha} = N_{ja} \times N_h = 220 \times 8$ poste.

D'où $K_e = 500\ 000 / (400 \times 220 \times 8) = 500\ 000 / 704\ 000 \Rightarrow K_e = 0.71$ et $N_{ha} = 1760$ heures.

$$N_{ja} = N_{pa} / N_{pj}$$

Où N_{pa} : nombre de postes par an.
 N_{pj} : nombre de postes par jour.

On aura :

$$N_{ja} = N_{pa} / N_{pj} = 220 / 1 = 220$$

$$N_{ja} = 220 \text{ jours / an.}$$

Le régime du fonctionnement de la carrière est le suivant :

- Nombre de jours ouvrables par an.....220jours.
 - Nombres de jours ouvrables par semaine.....5jours
 - Nombre de postes par jours..... 1poste
 - Nombre d'heures de postes par jours.....8heures y compris la pose.
- le nombre de postes par an ne dépasse pas le nombre de jours par an 365 jours.

II.2.1 Capacité de production de la carrière :

La quantité de réserves géologiques étant estimée à 55695997 tonnes soit 22278399 m³, avec une densité égale à $d=2.5T/m^3$ du matériau.

D'après les données et la tâche technique assignée à ce projet on obtient la production annuelle, tout en considérant les différentes pertes suivantes.

- Le taux de pertes dû à l'abattage et au transport : 2%
- Le taux de stériles (0 à 40mm) est de 10%.

Donc les pertes dues à l'abattage et au transport seront dans le volume de roches abattues soit A, et par conséquent, le volume qui arrive à la station de concassage est $A-0.02A$, $A(1-0.02)$ égal à $0.98A$.

Cette quantité $0.98A$ arrive à la station où, les camions déversent dans l'alimentateur de maille d'ouverture égale à 150mm, ensuite une quantité va au concasseur de maille d'ouverture ente 0-250mm destiné pour les autres opérations de traitements, et l'autre quantité va au crible vibrant de maille d'ouverture entre 70 et 40mm qui retombe sur un transporteur à bande de maille d'ouverture entre 0 et 40mm pour le stérile.[6]

le taux de stérile est de 10% d'où la quantité restante sera $A 0.98 - 0.1 \times A 0.98$ égale à **$0.98 A - 0.1 A 0.98$** .

Cette quantité égale à la production annuelle en produits finis:

$$A \cdot 0.98 \cdot 0.9 = 500\ 000.$$

$$\Rightarrow A = 500\ 000 / 0.98 \times 0.9$$

Autrement dit :

$$A = 566\ 893.42 \text{ t/an}$$

La production annuelle de la carrière sera:

$$A = 566893.42 \text{ tonnes/an.}$$

La production journalière A_j est donnée par la formule suivante :

$$A_j = A / N_{ja} = 566893.42 / 220$$

Où A : production annuelle en (t/an)

N_{ja} : nombre de jours ouvrables par an.

$A_j = 2576.78$ tonnes/jours.

a) La production par poste :

Elle est donnée par la formule suivante : $A_p = A_j / N_{pj}$ [tonnes / jour].

Où

A_j : Production journalière(t/j)

N_{pj} : nombre de poste par jour.

D'où $A_p = 2576.78/1 \Rightarrow A_p = A_j = 2576.78$ t/j

b) La production horaire A_h [t/h] :

$$A_h = A_p / N_{hp}$$

Où A_p : production par poste

N_{hp} : nombre d'heures de travail par poste (7h de travail effectif).

D'où $A_h = 400$ tonnes/heure.

On peut résumer toute ces valeurs de production de la carrière .

Le tableau de production

Production	Annuelle		Journalière		Horaire	
	T	M ³	T	M ³	t	M ³
	566893.42	226757.36	2576.78	1030.71	368	147.2

Tableau N° 17 - Calendrier de production de la carrière -

III.2.2 Les réserves exploitables de l'ensemble du gisement (annexe1):

Le tracé des accès connus , les contours et limites des gradins connus, la réduction faite encore une fois des talus de fin de carrière, des pertes de gradins à abandonner, on détermine par simple planimètre les réserves exploitables de toute la concession. des volumes individuels exploitables

Les réserves exploitables du gisement sont délimitées selon

- Limites géologiques .
- Limites administratives.
- Les sondages.
- Rayon de sécurité.

Les réserves sont calculées à l'aide du planimètre entre courbes de niveau et selon les limites exploitables et pratiques des futurs gradins.

III.2.3 Durée de vie de la carrière .

La quantité de réserves exploitables Q est estimée à 3002150 T.
En supposant que les pertes dues à l'exploitation et celles du stérile s'élèvent à 12% c'est à dire 10% de stériles et 2% d'abattage.
La durée de l'exploitation est donnée par la formule suivante :

$$T = Q / A.$$

Où Q : Réserves exploitables du gisement.
A : Production annuelle en produits finis.

$$\Leftrightarrow T = (30021750/566893)=52.95 \text{ ans}$$

Soit T= 53 ans

La durée de vie de la carrière se décompose en durée de construction, d'une durée d'exploitation calculée plus haut et durée de fermeture.

III.2.4 Limites de la carrière

III.2.4.1 Limites administratives :

D'après les coordonnées approchées des bornes de délimitation du périmètre d'exploitation (système lambert).

N°	X	Y	N°	X	Y
1	152.9387	240.912	11	152.238	241.610
2	152.560	240.593	12	152.316	241.526
3	152.153	240.970	13	152.370	241.589
4	152.001	241.155	14	152.522	241.576
5	151.987	241.196	15	152.432	241.471
6	151.872	241.276	16	152.403	241.358
7	151.777	241.411	17	152.742	241.156
8	151.641	241.503	18	152.803	241.176
9	152.038	241.676	19	152.907	241.045
10	152.930	241.681			

Tableau N°18 - limites administratives-

Ce tableau délimite la carrière administrativement (planche N°1).
Les différentes bornes plantées de B1 à B19, nous permettent d'avoir les différentes limites ou activités voisines.

Au nord, le gisement, est limité par le domaine oliveraie et le terrain agricole EAC.

Au nord ouest, par la carrière de Galla Sassi.

Au sud, par des terrains agricoles.

la superficie exploitable d'après la concession jusqu'au 19 Novembre 1997 est de 62 hectares.

II.2.4.2 Limites géologiques

Au sud du gisement les limites géologiques passe par les limites administratives, là où les compositions lithostratigraphiques 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 calcaires).

Et entre les deux limites géologiques, se localise la substance utile à exploiter (planche N°1)

III.2.5 Système 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 : « méthode par gradins descendants ».

L'exploitation proprement dite se fera par gradin de 15m, car la structure du gisement et la dureté de la roche y militent.

L'exploitation débutera par la première colline avec niveaux d'exploitation 175m, 160m, 145m, 130m, tout en respectant les mesures de sécurité.

La deuxième colline fera l'objet d'exploitation de grandes envergures avec des niveaux 230m, 215m, 200m, 185m, 170m, 155m, 140m vers le nord, à savoir :

- La concession de la carrière.
- Le rayon de la zone de sécurité
- Les limites géologiques de la substance utile.

D'après les coupes géologiques, le pendage des couches, et vu l'importance des couches de marnes. l'exploitation des gradins se limitera à partir du niveau 130m pour la première colline et au niveau 140 pour la deuxième colline, (planche N°2)

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

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

III.2.5.1 Méthode d'exploitation :

Le choix de la méthode d'exploitation dépend de :

- l'environnement
- la qualité de la roche tirée.

autrement dit les problèmes de qualité apparaîtront à partir du niveau 140m de la première colline là ou les couches de marnes s'imposeront avec les calcaires. (planche N°2)

Comme indiqué dans le paragraphe précédent la méthode utilisée pour l'exploitation du gisement D'har El Mendjel et celle par gradins descendants.

C'est une méthode dont l'extraction se fait par gradins conduits successivement jusqu'au contour final, le gradin inférieur ne démarrant que peu avant la fin du gradin supérieur.

Les différents gradins ne 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.

III.2.5.2 Elément du système d'exploitation.

a) Hauteur du gradin

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

Pour les roches du gisement de D'har El Mendjel, la hauteur maximale des gradins est fixée à 15m. Ce qui est conforme à la hauteur tolérée par les consignes de sécurité.[5]

b) Angle de talus du gradin

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

Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 60° et 80° ; dans notre cas on prendra $\alpha=80^\circ$.

c) Plate forme de travail (fig n°6).

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

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

Où

- Z : largeur du prisme éventuel d'éboulement, (m).
- T : largeur de la voie de transport, (m).
- C : distance entre l'arrête 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 :

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

Où H : hauteur du gradin, (m).

β : angle de talus de gradin en liquidation, ($^\circ$)

α : angle de talus de gradin en exploitation, ($^\circ$).

Pour $H=15m$, $\alpha = 80^\circ$, et $\beta = 75^\circ$.

$$Z = 1.25m$$

- La largeur 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

$$X = 25m.[1]$$

- La valeur de C est donnée par la formule :

$$C = 0.2 \times H, (m)$$

$$\Rightarrow C = 3m.$$

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

$$A = V1 + (n-1) \times a, (m) \text{ voir plan de tir.}$$

Où :

- V1 : la banquette pratique, (m)
- n : nombre de rangées des trous dans le plan de tir .
- a : espacement entre deux rangées des trous dans le plan de tir, (m).

$$\text{Avec : } V1=4.56m$$

$$- n = 1$$

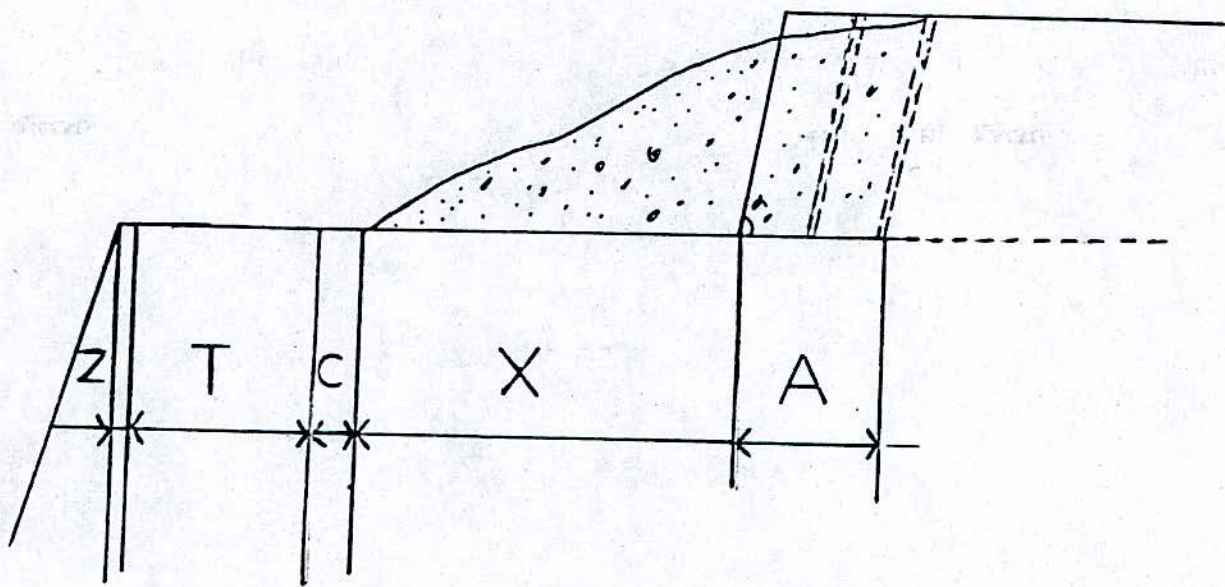
$$- a = 4.65 m$$

$$\Rightarrow A = 4.56 m$$

Donc la largeur minimale de la plate forme est :

$$L_{pt} = 45.8$$

$$\text{Soit } L_{pt} = 50 m$$



Echelle : 1/500

Fig. N°2 → Schéma de plate forme
de travail

d) Longueur du bloc B.

Suivant la longueur, un gradin peut être divisé en bloc que l'on exploite par des moyens d'abattage et de chargement indépendants.

Dans le cas du gisement de D'har El Mendjel, la longueur du bloc est déterminée pour la production hebdomadaire (1 tir par semaine) .

Le volume à abattre est de 25768t au 5^{ème} poste soit 51536 m³.

La surface du bloc est de 67.8m²

⇒ $B=V/S$

B=75m.

d) 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 en concordance 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 déduit que le front de taille se déplace selon les exigences de sécurité .

III.3 Planning et ordre d'exécution des travaux miniers dans la carrière (plan quinquennal minier).

L'exploitation du gisement se fera au premier lieu (niveau 175) par gradin de hauteur moyenne de 10m.

Ce gradin sera exploité au moyen de panneaux divisés en sections de travail sur les quelles on procédera aux travaux de foration , de tir et aux travaux de chargement et transport pour chaque année (planche N°5).
l'ouverture du gradin suivant se réalisera avant l'épuisement du gradin précédent.

III.3.1 Phases d'exploitation du gisement pendant 5 années .

III.3.1.1 Phase N°1 (niveau 175) (planche N°5)

Elle représente la continuité des travaux d'ouverture et consiste à exploiter les réserves situées au dessus du niveau 175, et qui s'élèvent à 1453675 tonnes.
Pour chaque année, la capacité de production annuelle est de 566893 T (y compris les pertes dûes à l'abattage et aux stériles 0-40 mm).
A cet effet on réalisera une division du champ minier en panneau d'exploitation, qui nous permet d'avoir une politique d'exploitation annuelle.

1^{ère} année :

Avancement du front d'abattage en direction nord avec des avancements latéraux d'élargissement :est - ouest . (planche N°5 – dessin n°2).

2^{ème} année :

poursuite de l'exploitation du panneau pendant une durée d'une année (planche N°5 – dessin n°3).

3^{ème} année :

reprise de l'exploitation du panneau côté ouest.

La durée de l'épuisement de ce panneau est estimée à près de 0.56ans, portant la durée de vie de tout le niveau 175 à 2.56ans.

Parallèlement il sera entamer les travaux préparatoires du niveau 160 (planche N°5-dessin n°4).

II.3.1.2 Phase II : (planche N°5)

Les réserves du niveau 160m seront exploitées par gradins de 15m de hauteur.

Le gradin est ouvert et les travaux d'exploitation du dernier panneau de la 3^{ème} année se dérouleront avec un avancement latéral vers l'est durant 0.5an (planche N°5 dessin- n° 4 et 5).

4^{ème} année

le niveau 160m en production du panneau de la 4^{ème} année tout en avançant vers le nord du gisement afin de protéger la station des risques si avance directement vers l'ouest.(plancheN°5 dessin n°6)

Ainsi nous terminerons la 5^{ème} année à des réserves de 2863096t (planche N°5 dessin n°7).

La durée de vie de ce niveau est de 4.53 ans, reste 2 années avant l'épuisement total du gradin160.

il est indispensable de laisser des bermes de sécurité de 10m pour chaque gradin (voir planche N°6 – dessin n°4,5,6,7).

Le tableau suivant, montre les réserves exploitables et la durée de vie des gradins 175 et 160m.

Phase N°	Réserves exploitables (tonnes)	Durée de vie (ans)
1	1453675	2.56
2	2567756.25	4.52

Tableau N°19 : Réserves exploitables et durée de vie des deux phases.

III.3.2 La découverte :

Elle comporte deux phases :

- Le décapage : c'est le dégagement de la 1^{ère} couche de découverte, qui porte principalement sur la terre végétale.

- La découverte :

C'est l'opération de purger le gisement de ses couches de contact pour conserver le maximum d'homogénéité au matériau noble.

Plus le gisement est massif et compact, moins l'altération sera profonde.

Les engins utilisés sont les simples du terrassement habituel.

On distingue plusieurs mode de découverte .[14]

- On adopte celui de Transport des stériles vers un terril extérieur.

A D'har El Mendjel la découverte signifie 300.00 tonnes des réserves exploitables de l'ordre de 31 millions de tonnes, ce qui nous donne un très faible pourcentage de la découverte, environs 1%

III.3.2.1 Taux de découverte :

Parmi les paramètres essentiels dans une exploitation à ciel ouvert le taux de découverte défini par la relation :

$T = \text{volume du stérile} / \text{volume de la substance utile.}$

Les volumes de stériles contenus dans les deux phases d'exploitation sont regroupés dans le tableau suivant.

Matière utile et stérile					
Niveau	Surface moyenne (m ²)	Puissance moyenne (m ³)	Volume moyen (m ³)	Volume du stérile (m ³)	Taux de découverte
175	58147	10	581470	581.3	0.0096 ~0.01
160	68473.5	15	1027102.5	10271	0.0099 ~0.01

Tableau N°20 : calcul des volumes des stériles et du taux de découverte.

On remarque que le taux de découverte est très faible, ce qui explique que le massif de D'har El Mendjel est très compact.

N° de phase	Niveau d'exploitation	Surface moy entre niveaux (m ²)	Puissance Moy (m)	Taux de découverte	Tonnage (t)	Tonnage Net (tonne)
Phase I	175	58147	10	1%	1468358.6	1453675
1ère année	175	24228	9.35	1%	572619.2	566893
2 ^{ème} année	175	24228	9.35	1%	572619.2	566893
3 ^{ème} année	175	9691	11.7	1%	286309.6	283446.6
Phase II	160	68473.5	15	1%	2593693.2	2567756.25
3 ^{ème} année	160	7558.57	15	1%	286309.6	283446.6
4 ^{ème} année	160	15117.14	15	1%	572619.2	566893
5 ^{ème} année	160	15117.14	15	1%	572619.2	566893
Total en 5ans	160 et 175				2863096	2834465.04

Tableau N°21 calcul des réserves exploitables pour chaque année.

III.3.3 Mise à terril :

On adopte le mode de découverte avec transport des stériles vers un terril extérieur.

La superficie de stockage a été choisie dans le front E.T.R.S (ancienne excavation abandonnée (planche N°01).

C'est une surface largement suffisante de l'ordre de 8400m² ,pour recevoir la totalité des stériles en provenance de la carrière.

L'aménagement d'une piste secondaire à partir de la piste principale pour le déversement des stériles permet de réduire la distance parcourue par les camions. L'angle de talus du terril est admis à 40° conformément aux propriétés des roches.

III.4 Technologie d'exploitation

III.4.1 Abattage :

Après la découverte la fragmentation du massif pour un meilleur rendement des engins miniers de transport de la station de concassage Cette opération va se faire à l'aide de l'explosif.

La généralisation de la méthode d'abattage par mines profondes verticales résulte à la fois de l'expérience acquise sur de nombreux sites par des carriers exerçant de longue date leur activité et pouvant prétendre à une bonne connaissance de leur gisement, et également de la formation dispensée par la profession des producteurs de granulats pour la préparation au certificat de préposé de tir, CPT, formation marquée par l'adoption des principes suédois développés par Langefors.[6]

En effet, la théorie de longefors permet d'avoir une relation entre l'épaisseur de la tranche à abattre, la banquette V et le diamètre de foration d :

$$v = 0.03 d \sqrt{(sP) / cf (EV)}$$

v : largeur de la banquette

d : diamètre de foration.

s, f, c : Coefficient dépendant de l'explosif, du matériau et de la géométrie du trou.

EV : rapport de la maille, banquette, distance entre trous.

P : densité de chargement de l'explosif.

. La charge linéaire de pied exprimée par :

$$Lf = 0.8 (cf/s) (EV) V^2$$

Et la charge linéaire médiane :

$$Lm = 0.4Lf \text{ (} Lm \text{ et } Lf \text{ en kg/m).}$$

III.4.2 Structure du massif :

La structure du massif rocheux est un paramètre important pour l'étude de l'abattage à l'explosif. Selon l'état de fracturation (failles, diaclases, strates...), le travail à la foration, puis l'effet explosif ont un rendement différent. L'état de fracturation est préalablement déterminé par l'étude géologique, soit en mesure directe par carottage, soit en mesure indirecte par sismique ou micro sismique ; cette dernière méthode permet d'enregistrer la vitesse des ondes de compression, critère dépendant du type de roche.

Les discontinuités ainsi constatées sont prises en considération :

_ Pour le choix et la localisation de l'explosif afin que les plans de discontinuité soient mis à profit : par exemple avec un carreau de carrière réglé sur un plan de fracture subhorizontale,

_ Ou bien pour une répartition de la charge d'explosifs afin d'éviter les projections dues aux zones de moindre résistance. Mais le meilleur profit est encore d'utiliser ces fracturations naturelles par l'orientation des fronts d'abattage en fonction du pendage des plans de stratification :

. front en travers banc, avec le pendage :

l'explosif travaille bien, face au banc ; favorable au tas bien étalé avec un carreau régulier, mais risque de blocs instables par glissement au sommet par effet arrière.

. front en direction du pendage :

orientation qui garantit la meilleure sécurité mais la juxtaposition des discontinuités de résistances différentes fait craindre un profil irrégulier avec un pied de front en « dent de scie », dans le cas de bancs très inclinés.

A D'har El Mendjel l'exploitation des gradins, dont les couches de calcaire seront discordantes avec le front d'abattage afin d'éviter tout glissement de la roche.

D'après les propriétés de la substance à exploiter l'indice de fissuration très faible, Et sa dureté importante on classe la roche à exploiter dans la catégorie roche dure, faiblement fracturée. [6]

III.4.3 Le plan de tir :

III.4.3.1 Définition

L'adaptation du plan de tir aux exigences de l'exploitant découle soit de l'expérience des tirs antérieurs, si la carrière bénéficie d'une antériorité d'exploitation, soit du résultat de tir de référence pour les exploitations faisant l'objet d'une ouverture nouvelle de carrière.

Les objectifs à prendre en compte portent sur :

_ L'importance de la production et la définition de l'abattage type :

_ Les exigences géométriques :

. sortie du pied pour favoriser la bonne planéité du carreau et permettre la bonne évolution des engins de reprise.

. rectitude du front pour obtenir une maîtrise de la progression des fronts en regard de la structure du massif ;

_ Les exigences dimensionnelles :

. blocométrie des éléments abattus qui doit rester compatibles avec les dimensions d'ouverture du concasseur primaire,

. Courbe granulométrique du tout-venant abattu ; trop d'éléments fins est souvent un inconvénient, car les opérations de sélection primaire vont éliminer une tranche 0/30 ou 0/40 dont la quantité affecte bien entendu le rendement global ;

_ Les impératifs de sécurité :

. Les impératifs internes : toutes conditions qui doivent permettre le travail préparatoire de foration, ainsi que les opérations de reprise en totale sécurité :

bonne rupture du parement, pas de surplomb, peu d'effet arrière, bon étalement du tas battu,

. Les impératifs externes : absence de projection, ébranlement minimum, bruit maîtrisé, sont autant de facteurs appréciés par l'environnement et qui conditionnent bien souvent l'autorisation d'exploiter.

Le plan de tir doit donc prendre en considération ces objectifs et apprécier les paramètres tels que :

- La hauteur du gradin
- L'inclinaison du trou foré.
- La maille ou le rapport banquette/écartement entre trous.
- Le nombre de rangées de trous.

- Le diamètre du trou.
- L'explosif utilisé.

a) La hauteur du gradin :

La hauteur adoptée est de 12 à 15 m pour rester dans le cadre de la réglementation .

Mais de fréquentes dérogations sont accordées pour des fronts de 20 à 25m maximum, si le gisement est reconnu sûr et stable, mais sous réserve de conditions particulières d'exploitation. Des raisons techniques, économiques ou de sécurité sont à prendre en compte :

- Le travail de la foration perd de l'efficacité quand le trou est trop profond,
- Dans un matériau abrasif, l'usure et la vie du taillant vont dépendre du temps passé à la foration pour un même volume abattu,
- Le développement du front dépend de l'importance de l'abattage unitaire, ce qui règle la progression des engins,
- L'attaque du taillant en surface au départ de chaque trou, jusqu'à son centrage définitif, est une cause de perte de rendement,
- La sortie du pied est liée à la surprofondeur de foration, à la charge du pied , mais aussi à la position réelle de cette charge en regard d'une éventuelle déviation à la foration,
- L'effet de bourrage en tête de chaque trou est bien évidemment dépendant du nombre de trou pour un même volume abattu,
- La stabilité du massif, donc de la roche non abattue, en dépit d'un souci de purge, peut être un risque potentiel d'autant plus grand que le front est d'une grande hauteur,
- En fonction du matériel de foration disponible, des équipements et par conséquent du diamètre, une limite de hauteur est à retenir (tableau n°22). Une approche très empirique prévoit une hauteur de l'ordre de 200 fois le diamètre de foration (d), soit 15 m environ pour une foration en 76 mm et 20 m environ pour un diamètre en 102 mm.

b) L'inclinaison du trou foré :

Bien que dénommée « par mines profondes verticales », cette technique est favorable à l'inclinaison des trous. La réglementation limite à 20° l'angle du trou foré par rapport à la verticale. Cette limite est en partie fixée par la possibilité de chargement des cartouches par gravité. En pratique, une inclinaison de 10° est le plus fréquemment utilisée (figure 9).

Les avantages obtenus portent sur :

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

La contrainte de l'inclinaison réside dans la relative précision du positionnement de l'engin de foration ; la glissière support de marteau doit être orthogonale au front, puis finement réglée à l'inclinaison retenue. Ces précautions participent à la maîtrise

des risques de déviation et d'écart dans le positionnement de la charge d'explosifs en pied. Il est fréquent de corriger l'épaisseur calculée de la tranche à battre (V) d'une valeur égale à 2 ou 3% de la hauteur du front (H) : épaisseur = $V - 0.02H$ à $0.03H$.

c) La maille de foration.

La maille est la surface unitaire comprise entre deux trous voisins, ou bien la surface comprise entre 4 trous voisins s'il y a plusieurs rangées de trous forés. Soulignons qu'en mines verticales la banquette correspond à l'épaisseur de la tranche à abattre, résultant de l'application des formules. Par contre la banquette réelle, en mines inclinées, est celle mesurable en surface, il y a donc une correction à effectuer en fonction du cosinus de l'inclinaison pour relier épaisseur et banquette.

Précédemment, la relation entre banquette et diamètre de foration a été précisée selon la méthode de Langefors. En première approximation et selon le type de roche, l'exploitant peut retenir une valeur de banquette de 40 d à 45 d, en associant l'espacement entre deux trous, de l'ordre de 2.2 à 1.3 fois la banquette.

Par, la foration en diamètre de 76 mm s'accommode d'une banquette de 3 m et un écartement de 4 m environ, tandis qu'en diamètre 102, la banquette et l'écartement sont respectivement de 4 m et 5 m environ.

Une faible distance entre trous, comparativement à la largeur de la banquette, tend à créer plus de blocs, ce qui conduit à dire :

Maille $< V^2$ = carrière enrochement

Maille $> 1.2 V^2$ = carrière à granulat

d) Nombre de rangées :

Lorsque le site ne permet pas un tir sur une grande largeur de front bien que la production soit élevée et les engins puissants, il devient nécessaire de prévoir plusieurs rangées de trous ; en général 2 à 3 rangées.

Cette possibilité est liée à la l'utilisation du tir avec micro-retards afin que la tranche frontale s'ébranle avec le tir de la seconde et ainsi de suite.

En pratique, il est souhaitable de conserver , avec le même plan de charge, la même épaisseur à abattre pour la première et la seconde rangée, mais de réduire la troisième rangée de 0.20 à 0.30 m afin d'augmenter ainsi la charge spécifique et faciliter l'étalement sur l'abattage des rangées précédentes.

e) Le diamètre du trou :

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

interne.

En appliquant les formules de base, le diamètre détermine la banqueté maximum et celle-ci la charge de pied.

Il était fréquent, jusqu'à la fin des années soixante- dix, de forer en diamètre 76 mm. Depuis l'apparition des engins à foration hydrauliques, plus puissants, les diamètres ont augmenté pour être actuellement de 89 à 105 mm, avec une tendance à croître vers 110 mm voire 115 mm et plus pour les carrières de haute production, supérieur à 1 million de tonnes par an.

Diamètre de foration	Lf Kg/m	Lm Kg/m	Banquette maximum	Charge de pied kg
63	4.0	1.6	3	15
76	5.6	2.3	3.5	26
89	7.7	3.1	4.1	41
102	10.0	4.0	4.7	60
127	15.5	6.0	5.9	120

Tableau N°22 paramètres géométriques du plan de tir

III.4.3.2 Paramètres géométriques du plan de tir proposé

a) diamètre du trou « ϕ » :

Le diamètre du trou de mine sert à la détermination de la charge d'explosif en fonction de sa longueur soit par une unité de longueur, le choix du diamètre du trou est en fonction de la hauteur du gradin et les dimensions des blocs abattus (soit leur granulométrie).

Le choix du diamètre du trou est fonction des taillants utilisés, et le diamètre de la cartouche de l'explosif utilisé, pour cela on prendra $\phi = 105\text{mm}$.

b) Inclinaison du trou « α » :

Le choix de cet angle a pour but d'avoir :

- Une fragmentation idéale.
- Meilleure sortie du pied.
- Sécurité.

Cet angle est choisi en général à l'angle du talus du gradin.

Soit $\alpha = 80^\circ$ par rapport à l'horizontale ce qui correspond à $\alpha = 10^\circ$ par rapport à la verticale.

c) Banquette maximale V_{\max} :

La banquette est la distance entre la surface libre du gradin et l'axe du trou.

Elle dépend de :

- La consommation d'explosif.
- Type de l'explosif.
- La hauteur du front.

Dans notre cas « roche calcaire moyenne à dure », le diamètre du trou est de $d = 105\text{mm}$.

$$V_{\max} = 45 \times d / 1000$$

$$V_{\max} = 4.72\text{m}$$

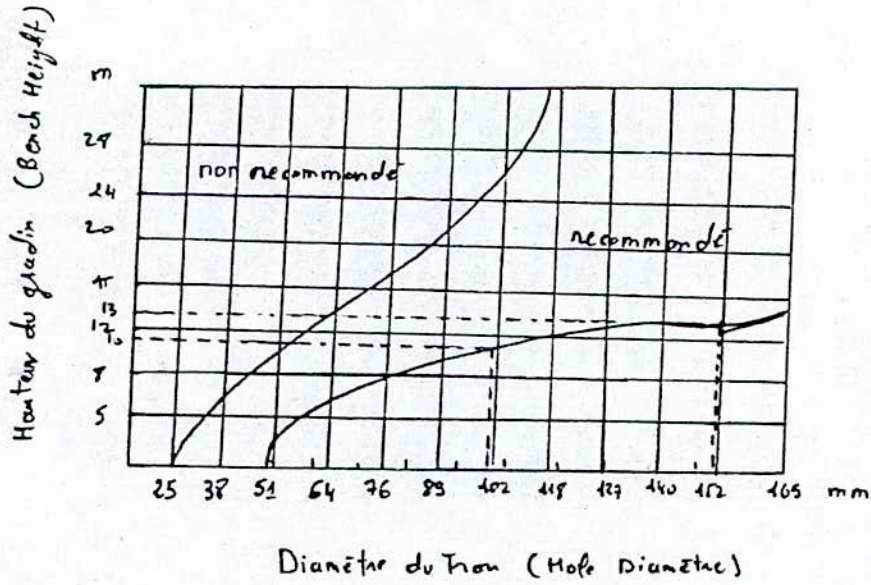


fig 3- détermination du diamètre du trou de foration pour chaque hauteur du gradin .

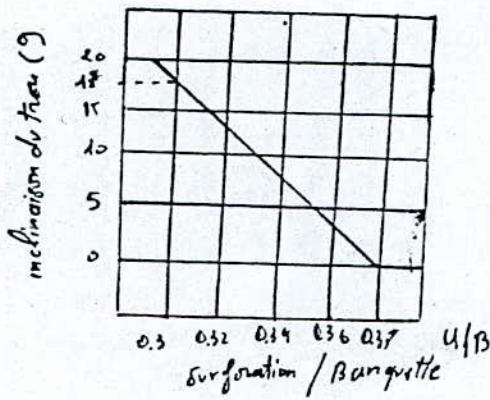


fig 4- La surforation comme fonction de l'inclinaison du trou .

d) Sous foration :

Le rôle de ce dernier a pour but d'augmenter l'efficacité du tir dans la partie pied du gradin afin d'assurer la bonne fragmentation des roches, sa formule est la suivante :

$$L_s = 0.3 V_{\max} \dots [n]$$

D'où $L_s = 1.42m$

$$L_s = 1.42m$$

e) Profondeur du trou « H_t » :

La longueur du trou totale est donnée par la formule empirique suivante :

$$H_t = K \times (H + L_s) \dots [m].$$

Où H_t : La profondeur du trou.

K : Facteur d'inclinaison du trou (tableau N°). Kovalenko

H : Hauteur du gradin...m

L_s : La surforation. (m).

Inclinaison du trou par rapport à la verticale	0°	15°	30°	45°
K	1.00	1.035	1.15	1.14

Tableau N°23 [10]

Dans notre cas $k=1.02$

$$H_t = 16.74m$$

f) Foration faussée (déviation) :

La foration faussée correspond à la déviation du forage du trou de mine, causée en général par le sondeur ou le mauvais chariot de foration.

Soit $F = (3xd/1000) \times (3 H_t/100)$ m.

$$F = 0.16m$$

g) Banquette pratique :

La banquette pratique correspond à la banquette corrigée due à la déviation de la foration.

Soit sa formule corrigée :

$$V_1 = V_{\max} - F \dots [m].$$

$$V_1 = 4.56m$$

h) Espacement entre les trous « E_1 » :

L'espacement entre les trous de mine dans une même rangée est donné par la formule suivante :

$$E_1 = 1.25V \dots [m]$$

Où V : banquette pratique ...m.

$$E_1 = 5.7m$$

i) le nombre de trous dans une rangée

$$n = (B/E_1) + 1$$

n=14 trous

j) Espacement des rangées «a» :

Cet espacement est donné par la formule suivante :

$$a = K.V..(m)$$

Où K : coefficient d'inclinaison soit K= 1.02.

:banquette pratique...m.

On trouve **a=4.65m**

III4.3.3 Calcul de charge :

a) Charge linéaire de fond «L_f».

Sa formule est la suivante :

$$L_f = (d^2/1000) \times (0.4/c) \times (p/1.25) \times (1/f)...[kg/m].$$

Où -d : Diamètre du trou, mm.

-c : Constante de roche qui correspond à la difficulté d'abattage de la roche.

Dans notre cas calcaire moyen à dur

$$C = 0.40kg/m^3.$$

-p : degré de la compression de la charge dû au bourroir, soit p=1.20kg/dm³.

-f : contrainte de trou qui dépend de son inclinaison.

Soit le tableau suivant qui nous indique les différentes valeurs.

Inclinaison du trou par rapport à la verticale	0°	15°	30°	45°
F	1.11	1.016	0.92	0.83

Tableau N°24[10]

Pour d= 105mm, c=0.40kg/m³, p=1.20kg/dm³. [16]

f= 1.06

$$\Rightarrow L_f = 10kg/m$$

b) Hauteur de la charge de fond «H_f» :

Sa formule est la suivante :

$$h_f = 1.3V_{max}...(m).$$

Où V_{max} : banquette maximale, m.

D'où h_f=6.13m

c) Quantité de la charge de fond «Q_f» :

elle est donné par la formule suivante :

$$Q_f = L_f \times h_f...[kg].$$

Soit **Q_f= 61.3kg**

d) Hauteur de bourrage « h_b » : [6]

Souvent un matériau tel que le gravillon 4/6 est utilisé pour favoriser une porosité au gaz du à l'explosion et éviter aussi un dégagement brutal du bourrage. Le choix de la longueur de bourrage est déterminé de la façon suivante :

- $h_b > V_{max}$
- Cela va occasionner une fragmentation plus grosse ce qui va entraîner un débitage de la roche abattue.
- $h_b < V_{max}$

La présence du risque de la projection de pierres de la surface avec la diminution de la fragmentation.

- $h_b = V_{max} = 4.72m$
- Cette valeur du bourrage est la plus raisonnable en vu des deux autres choix précédents.

e) Charge linéaire allongée « L_a » :

C'est la charge de la colonne médiane et elle est donnée par la formule suivante :

$$L_a = 0.5L_f \dots [kg/m].$$

$$L_a = 5kg/m$$

f) Hauteur de la charge allongée « h_a » :

$$h_a = h_t - h_f - h_b \dots (m).$$

Où h_t : longueur totale du trou, m.

h_f : longueur de la charge de fond, m.

h_b : longueur de bourrage ...m.

$$h_a = 5.89m$$

g) Poids de la charge allongée « Q_a » :

Sa formule est donnée par la relation suivante :

$$Q_a = L_a \times h_a \dots [kg]$$

$$\text{Soit } Q_a = 29.45kg$$

h) Charge totale de trou « Q » :

$$Q = Q_f + Q_a \dots [kg].$$

Où Q_f : charge de fond.

Q_a : charge allongée.

Q : charge totale.

$$\text{Soit } Q = 90.75kg$$

i) Charge spécifique « q » :

C'est la quantité d'explosifs nécessaire pour abattre $1m^3$ de roches ou d'une tonne de roches.

$$q = n \times Q / (a \times B \times H) \dots [kg/m^3] \quad [10]$$

Où n : nombre de trous dans une rangée.

Q : charge totale de trou, kg.

a : Longueur du bloc abattu, m.

H : hauteur du gradin, m.

B : longueur du bloc

$$q=0.242 \text{ kg/m}^3$$

$$q=96\text{g/t}$$

j)forage spécifique «g»

$$g= n \times H_i/(a \times b \times H)$$

$$g= 0.044\text{m/m}^3$$

$$\text{soit } g=0.0180\text{m/t}$$

III.4.3.4 Explosif et accessoire

a)Type d'explosif :

Le type d'explosif est choisi en fonction :

- des caractéristiques du gisement (nature de la roche, présence éventuelle d'eau dans le trou ...)
- de l'expérience des tirs antérieurs .
- des considérations économiques.

- La charge de fond est constituée d'explosifs brisants en cartouche.
- La charge des colonnes pourra être continue avec un explosif moins puissant, en vrac de préférence si l'absence d'eau le permet ?

Tableau : caractéristique de l'explosif utilisé (guide ONEX) :

Explosif	Résistance à l'eau	Densité	Vitesse de détonation	Puissance CUP	Volume Gaz (m ³)	Energie KJ/Kg	utilisation
Gélanite II	Bonne	1.45	6000	1.27	808	4807	Explosif pour roches dures
Anfomil	Faible	0.90	3000	1.15	775	3803.8	Explosif pour travaux à ciel ouvert

Tableau N°25 (caractéristiques de l'explosif utilisé)

b) Accessoires :

- 1 cordeau détonnant de type Milacord 1.
- 1 Détonateur électrique instantané.
- 12 Détonateurs électrique à micro retard 25 ms.
- 1 Fil électrique.
- 1 Exploseur électrique.

La consommation d'explosif par tir :

La réalisation d'un tir nécessite une consommation de :

-explosifs :

$$C_1 = Q \times N_{ts} \dots \dots \dots (\text{kg})$$

Où - C_1 : consommation d'explosif(kg)

-Q : charge totale par trous,..... kg

- N_{ts} : nombre de trous par tir.

$$\Rightarrow C_1 = 1270.5 \text{kg}$$

La consommation annuelle en explosif

$$C_a = q \times V_r$$

Où

-q : consommation spécifique de l'explosif

- V_r : volume de calcaire global à abattre pendant une année.

$$C_a = 54875.24 \text{ kg/an.}$$

Pour le débitage secondaire on prévoit de 5 à 10% de hors gabarits.

La consommation annuelle en explosif (Marmanit)

$$C_{as} = 2743.75 \text{kg/an}$$

Mise à feu

Pour le tir en carrière nous avons :

- Amorce électrique instantanée
- 12 retards électriques numérotées de 1 à 12 amorce.

L'échelonnement est de 20ms, cordeau détonant de 10,12,24, et 40 grammes.

Mode de chargement

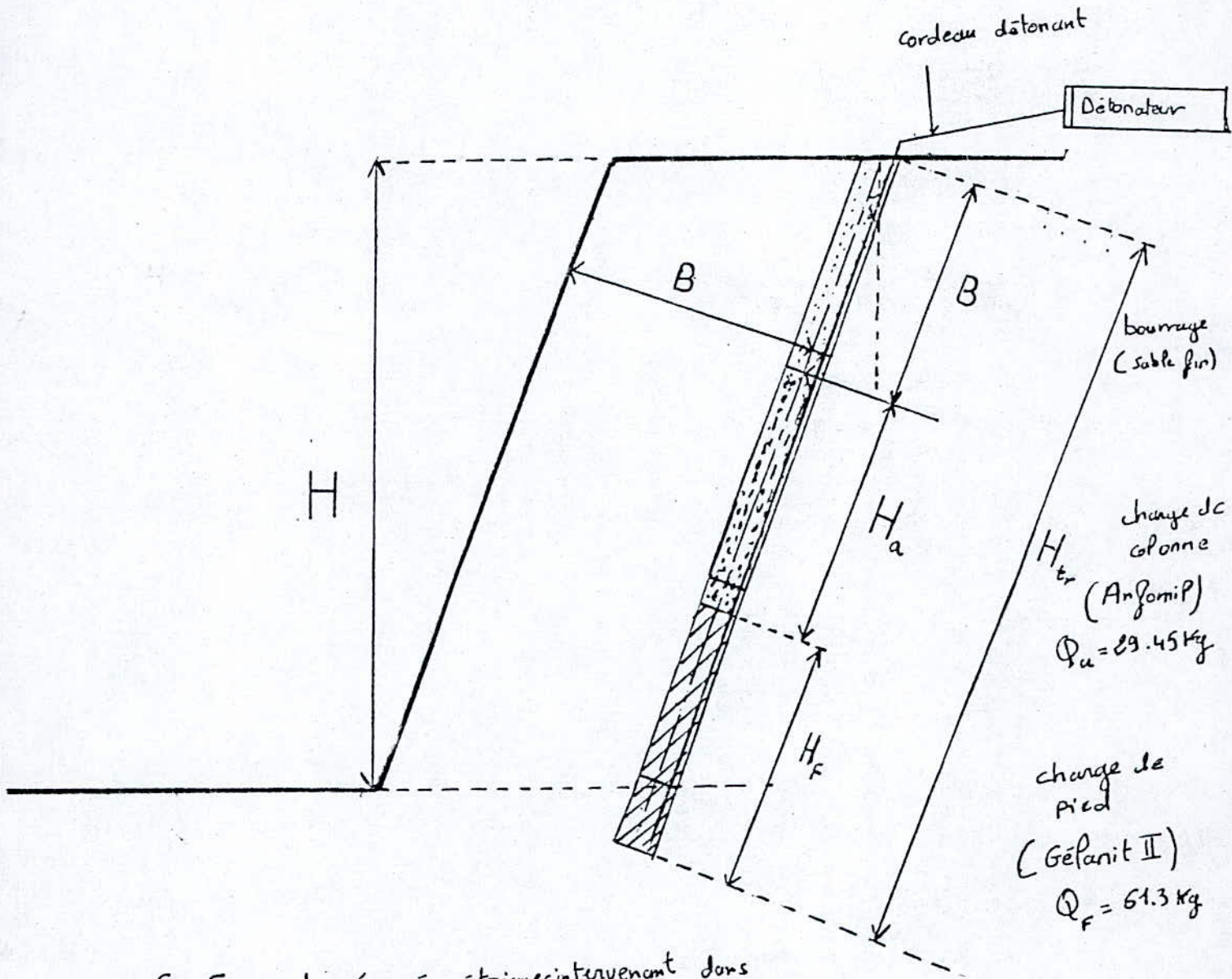


Fig 5 : données géométriques intervenant dans la méthode Langefer.

Echelle: 1 / 150

• trou de mine

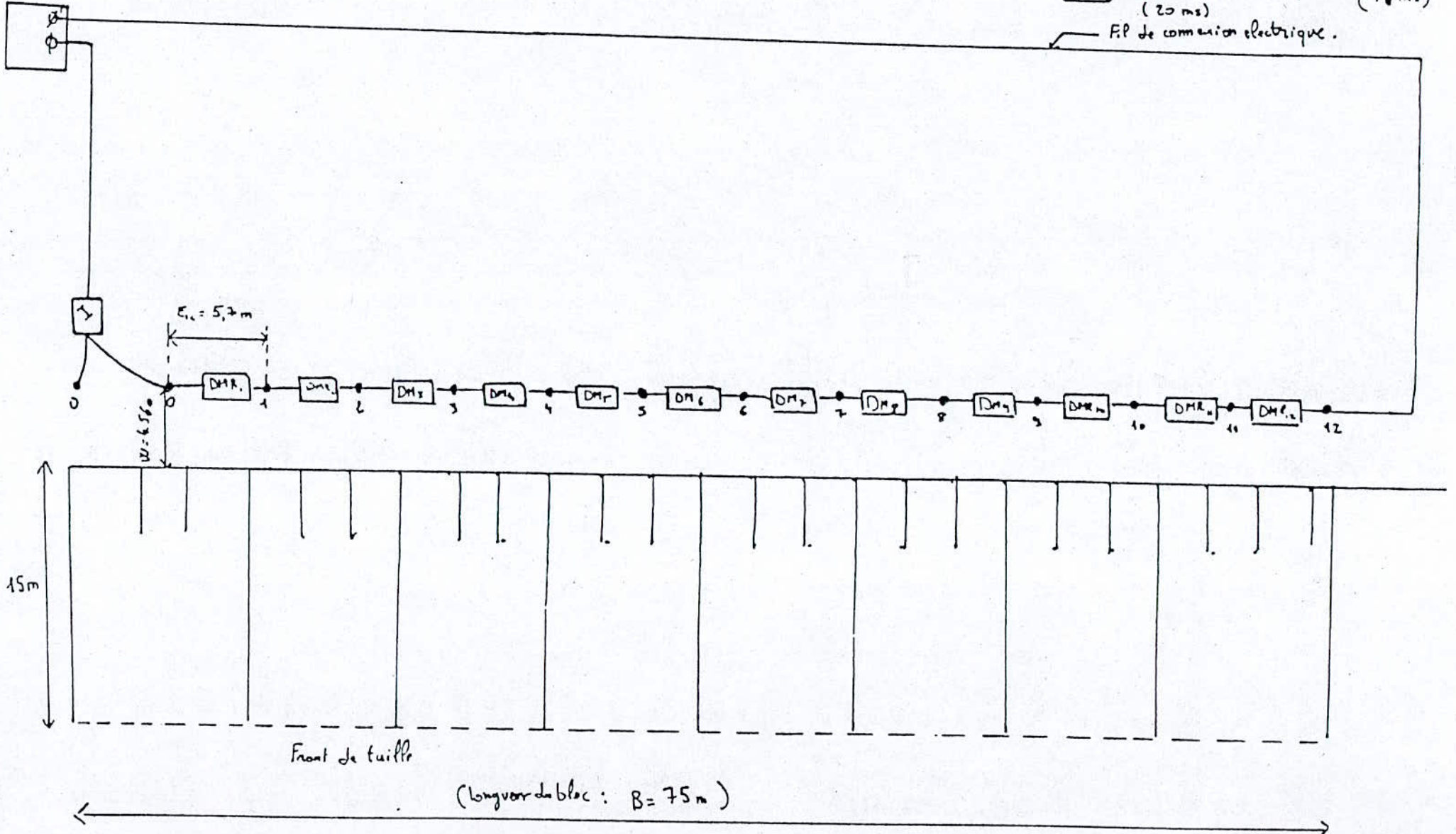
Fig - 6

PLAN D'AMORÇAGE (branchement en série)

Echelle 1/300

- I Détonateur électrique instantané.
• trou de mine ($\phi = 105 \text{ mm}$).
— cordeau détonant principal.
- DMR Détonateur électrique à mine naturel.
(20 ms)
— Fil de connexion électrique.

Explosif électrique



Front de taille

(longueur du bloc : $B = 75 \text{ m}$)

04

III.4.4 Blocométrie

III.4.4.1 Dimension maximale des blocs abattus

Le choix des dimensions maximales admissibles des blocs de roches abattus est en fonction des paramètres des engins d'excavation et de transport et même de ceux de l'ouverture de la trémie de réception du concasseur primaire afin d'éviter le blocage total du concasseur primaire des blocs hors gabarits et par la suite toute la station de concassage si le stock est consommé à savoir :

❖ Capacité du godet de l'excavation $E = 5,35 \text{ m}^3$

$$d_{\max} \leq 0,8 (E)^{1/3}$$

on E : volume du godet $E = 5,35 \text{ m}^3$

$$d_{\max} \leq 1,40 \text{ m}$$

❖ La capacité de la benne du camion (Caterpillar 769c)

$$d_{\max} \leq 0,5 (V_c)^{1/3}$$

$$V_c = 23 \text{ m}^3$$

$$d_{\max} \leq 1,40 \text{ m}$$

❖ Ouverture du concasseur (trémie de réception) (b)

Soit $b = 1,1 \text{ m}$

$$\Rightarrow d_{\max} \leq 0,8 b$$

$$\Rightarrow d_{\max} \leq 0,88 \text{ m}$$

Donc tous blocs dont la dimension dépasse 0,88 m étant considéré comme hors gabarits, ces derniers seront soumis au débitage secondaire.

III.4.4.2 Débitage des blocs hors gabarits

1^{er} technique

Lors de chargement des roches abattues les blocs hors gabarits ($D > 0,88 \text{ m}$), sont mis de côté.

Par la suite on les regroupe dans une aire pour les forer et les faire sautés simultanément.

La foration peut se faire à l'aide de perforateurs manuels (diamètre 40mm), et la longueur du trou est égale au $\frac{1}{3}$ de la longueur du bloc et pour la réalisation des tirions utilisera la connexion électrique, et les cartouches de marmarite II ($d = 32 \text{ mm}$) comme explosif.

2^{ème} Technique

acquisition d'une brise roche ; cette nouvelle technologie de frappe par hydraulique révolutionnaire rapport aux marteaux pneumatique manuels.

Avantage de la technique

Le marteau hydraulique (Krupp) est accouplé mécaniquement à l'engin porteur par une pièce

- Haut rendement technique
- Longue durée de vie
- Haute disponibilité
- Longue gamme

CHAPITRE IV

Mécanisation

IV. Mécanisation

IV.1 Définition

Le principe de la mécanisation des engins miniers détermine les moyens de transport, de chargement, de fragmentation et des opérations secondaires, qui nous conduisent à une exploitation planifiée de la substance utile.

Le système d'exploitation adopté détermine le volume d'exécution des travaux miniers ainsi que la structure de la mécanisation, qui nous donne le genre, la puissance, et le rythme des travaux miniers.

Le choix du matériel nécessaire au projet consiste à déterminer les différents rendements des engins miniers choisis, ainsi que les sélectionner entre les différents types existants. [2]

IV.2 Terrassement :

Les travaux préparatoires seront exécutés au bull dozer par rippage, défouage et refoulement.

Il ne sera pris en compte pour l'exécution de ces opérations qu'un seul bull dozer.

Le choix du bulldozer dépend de :

- contraintes lithologiques du terrain
- temps de découverte.[7]

En prenant en compte les contraintes de la nature lithologique du terrain, sa lame en U est très efficace en terrain tendre et dégage un volume important pour chaque phase d'exploitation.

Donc, on doit préparer des accès pour les chariots de foration et les camions.[7]

La production du bull :

Production en m^3 foisonné /h = production théorique x facteur de correction .

- facteur de correction de la pente (i)
- **i= 0.9 x 10%**
- **facteur de correction dépend de :**
- conducteur
- tir d'ébranlement
- refoulement des talus
- Le foisonnement
- rendement horaire

Etant donné la difficulté de la nature du terrain et l'importance des travaux préparatoires à réaliser un bull dozer de type équivalent à un D09 ou D10 est nécessaire.

Il est à noter qu'un Bull dozer de marque Caterpillar type D10N est mis à la disposition du projet El- Maleh par l'E.N.G.

Caractéristiques du bulldozer :

- type : caterpillar D10 N.
- **Puissance du moteur :416 kw.**
- Poids maximale en ordre de marche : 65772kg.
- **Longueur de la lame : 5234mm.**

- Hauteur de la lame : 2053mm.
- Masse de la lame : 10235kg.
- Capacité maximale de la lame : 20.9m³

IV.3 Foration :

Pour l'estimation de la production, la foration se fait durant les cinq jours de la semaine et le tir se fait à la demi journée en fin de semaine .

IV.3.1 Choix du matériel de foration :

Le matériel de foration est généralement choisi en fonction de 3 critères :

- Le gisement, dont la forabilité dépend de la nature et des caractéristiques de la roche à abattre, ainsi que la structure du massif (puissance, faille,...)
- Les caractéristiques d'exploitation, granulométrie recherchée, production envisagée...
- L'environnement : vibration, présence d'habitations...

a) Les techniques de forage :

On distingue 4 techniques de foration :

- Foration par roto- percussion avec marteau hors trou.
- Foration par roto – percussion avec marteau fond trou.
- Foration par coupe rotative avec outils à lames.
- Foration rotary avec outils tricône.
- Le matériel de foration envisagé dans notre cas est celui de chariot de foration pneumatique Ingersoll-Rand CM341 ou bien CM 345, équipés par des marteau hors trou et utilisant un mouvement roto- percutant.[11]

b) Nombre de chariots de foration nécessaire au projet :

Pour assurer les travaux de foration dans la carrière , il faut trouver le nombre de chariots nécessaires.

La formule est $N_s = (L/R_p) \cdot K_r$

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

$$L = (A \cdot H_t) / (V_i E_{ic} H n_p n_j) \text{ [m/poste]}$$

Avec :

A : production annuelle m³/an.

H_t : profondeur totale du trou m.

V₁ : banquette pratique, m.

E_{ic} : espacement des trous, m.

H : hauteur du gradin, m.

N_p : nombre de poste de travail par jour. N_j : nombre de jours ouvrables par an.

$$L = 110.44 \text{ m/poste}$$

$R_p = R_t \times t \times K_u \dots \dots$ (m/poste).

R_p : rendement pratique de la machine de foration

$R_p = R_t \times T \times K_u$.

Où

R_t : rendement technique de la sondeuse m/min.

t : durée du poste, (min).

K_u : coefficient d'utilisation pratique de la sondeuse par poste $K_u = 0.85$

K_r : coefficient de réserve $K_r = 1.2$

Le rendement technique de la sondeuse est :

$$R_t = H_t / [(H_t/V_f) + t_{pf} + t_{aux} + t_d] \dots \dots]. \quad [m/min]$$

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.

t_{aux} : temps des opérations auxiliaires.

t_d : c'est le temps de déplacement d'un trou à un autre et la mise en place de la sondeuse $t_d = 10$ min.

Soit $R_t = 0.22$ m/min

Où $R_p = 0.22 \times 7 \times 60 \times 0.8$.

$R_p = 78.54$ [m/poste]

Finalement $N_s = (L \times K_r) / R_p$.

$N_s = 2$

est le nombre nécessaire de soudeuses.

- l'assurance des travaux de foration ; on doit équiper la nouvelle carrière avec le matériel de foration suivant :

- 2 chariots de foration Ingersoll_ Rand CM 341 ou CM 345 dont les caractéristiques techniques sont :

- vitesse de transformation : 0 à 3.2 km/h

- **diamètre de foration : 63/105mm**

- longueur de la tige : 3m

- effort axial max : 13.62 kN

- **pression de l'air comprimé : 0.7 Mpa**

- poids net : 4250kg

De la même façon doit être équipés deux autres compresseurs de type Ingersoll-Rand p600 SCU et un seul en réserve.

Caractéristiques techniques du compresseur Ingersoll-Rand P 600 s/wcv.[11]

. **débit à l'air libre : 282 l/h**

. **pression nominale : 7 kg/cm²**

. capacité en huile : 30 l

. poids net : 3652 kg

- 1 compresseur en réserve : type **Bohler KFD**.
- **débit nominal : 17÷25 l/h.**
- pression de travail : 5÷11.5 bars

On peut ajouter 4 marteaux perforateurs, pour l'assurance du bon fonctionnement des travaux de foration dans la carrière, et pour l'abattage du front initial afin de pouvoir élaborer un plan de tir initial

IV.4 Chargement

IV.4.1 Choix du matériel de chargement :

Avant de choisir une chargeuse, il faut d'abord examiner la capacité du godet et son coefficient d'utilisation en tenant compte de la production journalière[5]

Le matériel de chargement au sein de l'ENG est comme suit :

- Chargeuse Michigan L270.....5m³ de godet.
- Dresser 560 B
- Pelle / chenille RH25 ou RH30 (sont deux pelles hydrauliques sur chenille).
- pelle kawasaki kss 957.....4m³ de godet.

. Le chargement des roches abattues sera effectuer à l'aide d'une chargeuse sur pneus de type Michigan L270 de capacité de godet **5.35 m³** qui présente les avantages suivants :

- souplesse d'utilisation
- minimum de patinage(de traction optimale)
- chargement dans des conditions difficiles
- force de cavage élevée
- grande vitesse de déplacement
- grande hauteur de levage et grande portée.

Les caractéristiques techniques de la pelle/ pneus :

- type chargeuse ...Michigan L270
- **capacité du godet ...5.35 m³**
- **puissance...268 kw**
- charge utile...9534 kg
- force de cavage...355.8KN
- hauteur max de chargement...7m
- poids...41.3t
- vitesse max...34.6km/h

Remarque :

Les pelles chargeuses /pneus présentent des avantages dont la grande vitesse de déplacement, mais elles présentent aussi des inconvénients tels que le temps de cycle élevé par rapport à l'utilisation des pelles chenille qui sont beaucoup plus lentement concernant le déplacement, mais elles présentent moins de manœuvres par rapport aux pelles/pneus.

A. Rendement de la chargeuse :

Il est donné par la formule suivante :

$$R = (3600 \times E \times K_r \times \rho \times T_p \times K_u) / (t_c \times K_f) \text{ [t/post]}$$

Où

E : capacité du godet de la chargeuse...5.35m³

K_r : coefficient de remplissage du godet de la chargeuse : Kr=0.9

ρ : poids volumique(2.5 t/m³)

T_p : durée d'un poste de travail effectif 7h

K_u : coefficient d'utilisation pratique de la chargeuse durant un poste

K_u= 0.7

K_f : coefficient de foisonnement des roches K_f = 1.35

T_c : la durée de travail d'un cycle de la chargeuse lors de la réalisation des travaux de chargement et de transport [s] , Sa formule est la suivante :

$$T_c = t_r + t_{ch} + t_d + t_r \dots \dots \dots [s]$$

Avec :

T_r : durée du remplissage du godet.....10s

T_d : durée de déchargement du godet..... 7s

T_h : durée de parcours en charge vers le lieu de déchargement :

$$T_{ch} = [3.6L_{ch} / V_{ch}] \dots (s).$$

Où

L_{ch} : longueur de parcours de la chargeuse

V_{ch} : vitesse de parcours en charge 4 km/h

Soit $T_{ch} = 3.6 \times 15 / 4 = 13.5 \text{ s.}$

T_r : durée de parcours en charge vers le lieu de chargement

$$T_v = 3.6 L_v / V = 3.6 \times 15 / 5$$

V = 5 km/h vitesse à vide et L_v : distance parcourues à vide L_v=15m

D'où :

$$T_v = 10.8 \text{ s.}$$

le temps de cycle **T_c = 41.3s**

le rendement de la chargeuse sera de :

$$R_{ch} = 3600 \times 5.35 \times 0.9 \times 0.7 \times 2.5 \times 7 / (41.3 \times 1.35).$$

$R_{ch} = 3808.5 \text{ t/poste}$

- Le nombre de pelles/pneus nécessaire au projet sera donc :

$$N \text{ chargement} = A_p / R_{ch}$$

Où A_p : production par poste (journalière) t/poste

R_{ch} : rendement de la chargeuse/poste

$$\Rightarrow N_{ch} = 2576.78/3808 = 0.67$$

une chargeuse est suffisante pour les travaux de production et elle utilisera 67% de sa capacité durant un poste de travail, car le rendement de la chargeuse est supérieur à celui de la production souhaitée de 1.33 fois.

IV.5 Transport

IV.5.1 Choix du matériel de transport :

Le choix du modèle du camion dépend particulièrement :

- De la capacité de la benne.
- Du godet de la chargeuse.

La capacité de la benne devra être en adéquation avec celle du godet de la chargeuse et inversement.

Pour la cadence de production, il a été retenu une vitesse moyenne constante de 25 km/h tant à l'aller qu'au retour et ce quelque soit le parcours.[6]

Le transports des substances utiles ainsi que les stériles se fera avec des camions à bennes basculantes de type caterpillar 769 c d'une capacité de charge de 35 tonnes et d'une puissance de 336 kw.

a) Rendement d'un camion par poste :

Il est déterminé par la formule suivante :

$$R_c = G \times T_p \times K_u / T_{cc} \quad [t / \text{poste}]$$

Où G : capacité de la benne du camion, tonnes.

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

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

T_{cc} : 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, min

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

L : distance de transport $L = 1060 \text{m}$ soit $L = 1.06 \text{km}$

V_1 : vitesse à charge

$$V_1 = (1/3) V_{max} \quad \text{où } V_{max} = 75 \text{km/h}$$

Soit $V_1 = 25 \text{ km/h}$

V_2 : vitesse à vide

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

Soit $V_2 = 37.5 \text{km/h}$

T_d : temps de déchargement, $t_d = 0.7 \text{min}$

T_{ch} : temps de chargement de camion

$$T_{ch} = t_{cc} \times m \dots \dots (\text{min})$$

T_c : durée de godets pur charger le camion

$$m = G \times K_f / (E \times K_r \times \rho)$$

G : capacité de la benne du camion en tonne.

E : capacité du godet de la chargeuse, $E = 5.35 \text{ m}^3$.

K_f : coefficient de foisonnement des roches $k_f = 1.35$

K_r : coefficient de remplissage du godet $K_r = 0.9$

D'où $t_{ch} = 0.7 \times 4$

$$T_{ch} = 2.8 \text{ min}$$

⇒ La durée d'un cycle est :

$$\Rightarrow T_{cc} = 2.8 + 2 + (60 \times 1.06/25) + 60 \times 1.06/37.5 + 0.7$$

$$\Rightarrow T_{cc} = 9.74 \text{ min}$$

D'où le rendement d'un caterpillar 769c par poste sera donc :

$$R_c = 35000 \times 7 \times 60 \times 0.85/9.74$$

$$R_c = 1282.8 \text{ t/poste.}$$

- Nombre de camions nécessaire au projet

On peut déterminer le nombre des camions nécessaires par la formule suivante :

$$N_c = A_p/R_c$$

Où

A_p : Production de la carrière par poste t/poste

R_c : rendement du camion par poste

$$\Rightarrow N_c = 2576780/ 1282854.2 = 2.008$$

⇒ Soit $N_c = 2$ camions caterpillar type 769c avec un débit de 184t/h.

IV.5.2 La gamme des tombereaux rigides :[13]

a)Camion CATERPILLAR 769C (35t)

Marque	CATERPILLAR	
Généralités	Type	769c
	Longueur(mm)	8007
	Largeur mm	3632
	Hauteur	3851
	Rayon de braquage(mm)	8250
Moteur	Type	3408
	Puissance (kw)	336
	Vitesse de rotation (tr/mn)	2000
Boite de vitesse	Nombre de vitesse Av	7
	Vitesse maximale (km/h)	75
	AV	
	Nombre de vitesse AR	1
	Vitesse maximale (km/h)	13.5
	Ar	

b)Camion Euclide R-35 324 TDC

Marque	EUCLID	
Généralités	Type	R35 324TD
	Longueur (mm)	8200
	Longueur (mm)	8760
	Hauteur (mm)	4090
	Rayon de braquage(mm)	8250
Moteur	Type	KT-19-C
	Puissance (kw)	321
	Vitesse de rotation(tr/mn)	2100
Boite de vitesse	Nombre de vitesse Av	6
	Vitesse maximale (km/h) AV	55.77
	Nombre de vitesse AR	1
	Vitesse maximale (km/h) AR	7.29

IV.5.3 Durée de vie pour les engins miniers et de transport:[12]

Dans les conditions normales d'exploitation et d'entretien, on peut prendre en compte les durées de vie suivantes :

Chargeurs de godets (capacité en m ³)	Durée de vie (en h)
De 3 à 4	de 12000 à 14000
De 4 à 6	de 14000 à 18000
De 6 à 10	de 18000 à 22000
Plus à 10	de 22000 à 30 000

Il est important de prendre en compte la durée totale pendant laquelle est réalisé ce nombre d'heures.

Pour les tombereaux rigides(en tonnes)

Tonnage	Heures
Jusqu'à 35t	de 18000 à 20 000
De 50 à 60t	de 20 000 à 22 000
De 85t	de 25 000 à 30 000
De 120t	de 30 000 à 40 000

Les surcharges et l'état des pistes ont une action déterminante sur la fatigue du châssis, ces durées de vie peuvent être inférieures de 15 à 20%, en cas de conditions globales d'exploitation sévères imposées aux tombereaux rigides.

Le matériel nécessaire au projet comme suite :

01 bulldozer pour les travaux préparatoires et pour la piste, 2chariots de foration pour l'abattage de la substance utile équiper, de deux compresseurs .

01 pelle chargeuse.

03 camions dont 02 pour le transport de la matière utile et la mise à terril ,et 01camion en réserve.

04marteaux perforateurs

CHAPITRE V

**Processus d'élaboration
du matériau**

V-PROCESSUS D'ELABORATION DU MATERIAU

V-1 Généralités.

Les produits d'abattage sont chargés dans des camions qui les déversent dans la trémie de recette du poste primaire, où se fait généralement une première élimination des matériaux fins .

Cette pré-élimination appelée sclapage permet de se débarrasser des impuretés friables accompagnant le tout venant de la carrière.

Ainsi, seules les parties de roches saines pénètrent dans le concasseur primaire.

A la sortie du primaire, les matériaux concassés sont dirigés vers un stock primaire ou pré- stock qui les homogénéise avant de les envoyer à l'usine d'élaboration . Ce stock sert aussi comme stock tampon entre l'activité du primaire et du secondaire.

L'usine de traitement comporte une ou plusieurs série de concasseurs, appelés concasseurs primaires, secondaires et tertiaires, selon leur nombre et leur position dans la chaîne de traitement, ceux-ci à fonctionnement en circuit fermé ou ouvert selon que les refus des cribles reviennent ou pas vers les concasseurs.

A la sortie des cribles, ainsi classés et calibrés, les granulats sont entreposés dans des silos pour être vendus en continu, où sont dirigés finalement par un système de bandes transporteuses vers les aires de stockage pour la reprise et la vente.

V-2 choix du lieux de la station de concassage.

L'emplacement de la station de concassage est représenté sur la planche N°1, le lieu choisi au nord du massif en position médiane entre les deux collines afin de minimiser les distances de roulage.

D'autre part, la concession accordée ne permet pas d'autres choix de lieux qui peuvent répondre aux besoins attendus pour la chaîne de fabrication .

Enfin, de part la nature du terrain, ce lieu présente l'avantage de faciliter les travaux de Génie civil nécessaires à la réalisation de la station de concassage.

V-3 Technologie

Les différentes marques de stations de concassage en possession de L'E.N.G sont :

- Station BERGEAUD.
- Station BABBYTLESS.
- Station DRAGON.

L'EN G envisage d'installer une station type dragon dont le modèle de fonctionnement est comme suit :

Les matériaux T-V de granularité 0/900 sont déversés dans un alimentateur pré-cribleur de maille d'ouverture de 150-40 mm, les 150-300 sont envoyés vers le concasseur à mâchoires MR 140

Les particules qui ont une dimension inférieure à l'écartement des barres des rails ou de la maille qui peuvent être ainsi séparées. Avant chaque concassage il est procédé à l'élimination des matériaux qui ont déjà une dimension inférieure à celle de l'ouverture du concasseur.

Le granulat éliminé lors du pré-criblage est dirigé directement vers un tas de terril (0-40) à l'aide du transporteur à bande.

Les 0-300 sont dirigés vers le pré-stock par le transporteur à bande 0-300 pour l'homogénéisation.

Sous le pré-stock sont disposés des tunnels en béton qui permettent le soutirage des matériaux par l'intermédiaire d'extracteurs type G 4.

Le premier tunnel permet le chargement du 0/300 directement sur des camions de transports. Le second tunnel alimente la suite de l'installation grâce au transporteur à bande qui élimine l'imbroyable métallique.

Les produits issus de pré-stock sont ainsi dirigés vers un crible vibrant VD2 de maille d'ouverture 40-70 mm.

Les matériaux supérieurs à 70 mm sont broyés dans un broyeur à percussion type PS 12-B

Les 0-40 sont transportés à l'aide d'un transporteur à bande vers un crible vibrant VD2 de maille d'ouverture 15-25 afin de transporter aussi les 0-15 vers le crible vibrant de maille d'ouverture 3-8.

Le reste des matériaux de 40-70 est broyé à l'aide du broyeur rollercone type L J 45FN d'ouverture 0-40.

Les 25/40 sont broyés à l'aide du broyeur Rollercone d'ouverture 0-25 ainsi que les 8-15 sont stockés et l'autre envoyé vers le crible 3-8 et 0-3 comme fin d'opération cyclique et stocker avec le recyclage des 0-70 issus des broyeurs à l'aide des deux derniers transporteurs à bande.

Toute cette opération est envoyée vers 6 silos de capacité de 200 m³

Les matériaux classes 0/3-3/8-8/15-15/25 sont stockés dans des silos au nombre de 06 à l'aide des transporteurs et les extracteurs.

Une station de dépoussiérage traite les principaux mécanismes qui favorise (broyeur, cribles) à l'aide d'un ventilateur. (Voir flow sheet).

N°	Designation - Type	Longueur	Largeur	Surface	Vitesse	Maille	Debit	Puissance
		Hauteur	Diametre	Volume	m/s tr/mn	Ouverture	t/h	kw
121A	A.T.M 35	7200	1400		0,116	-	400	30
141A	Cricle.Vibrant VS2	3500	1400	4,9		150-40	400	30
161A	Concasseur Machoirs MR 140	-	-	1400x1100	-	300	400	160
171A	Transporteur a Bande	10 000	1200	-	1,25	0-300	400	9,5
121B	A.T.M 86	7200	1400	800x600	0,116	-	400	30
141B	Cricle.Vibrant VS2	3500	1400	4,9	-	150-40	400	30
161B	Concasseur Machoirs MR 140	-	-	1400x1100	-	300	400	30
171B	Transporteur a Bande	10 000	1200	-	1,25	0-300	400	9,5
151A	Transporteur a Bande	30 000	500	-	1,62	0-40	400	11
151B	Transporteur a Bande	30 000	500	-	1,62	0-40	400	11
211	Transporteur a Bande	95 000	1000	-	2,057	0-300	400	90
311 ^A B	2 Extracteur . G4						2x400	
321	Transporteur a Bande	92 700	1000	-	2,07	0-300	900	75
331	Crible.Vibant VD2	7000	2500	17,5	-	40-70	900	45
341	Transporteur a Bande	22 000	800		2,05	0-40	-	18,3
351	Crible.Vibant VD2	7000	2500	17,5	-	15-25	-	45
361	Transporteur a Bande	6500	650	-	1,3	25-40	-	3
371	Transporteur a Bande	22 000	800	-	1,76	0-15	-	18,5
381	Crible.Vibant VD2	7000	2500	-	-	3-8	-	45
391	Transporteur a Bande	7000	650	-	1,3	8-15	-	3
411	Transporteur a Bande	7000	650	-	1,3	0-3	-	3
451	Broyeur a Percussion PS 12-13					0-70	120	55
461	BROYEUR Rollercone LJ45FN	-	-	-	-	0-40		75
471	BROYEUR Rollercone LJ45FN					0-25		90
481	Transporteur a Bande	30 000	800	-	1,87	0-70	500	11
491	Transporteur a Bande	32 000	800		2,03	0-70	500	18
531	6 SILOS	Capacite 200m3						
551	Extracteur	Nbre 06						
561	Transporteur	83 200	1000		2	0-70	900	25
811	Installation.depoussierage							
	Ventilateur							75
	2 Vis		300			0-100		0,75

CHAPITRE VI

Sécurité, hygiène et environnement

VI Sécurité, hygiène et environnement.

VI- 1 Sécurité de la carrière.

Il est strictement interdit de préparer un gradin, à l'intérieur de la zone de sécurité afin d'éviter les risques inévitables de projection des blocs lors du tir.

Pour l'assurance de la sécurité de la station.

L'avancement des fronts d'abattage se réalisera vers le nord ou vers l'ouest.

VI- 1-1 Rayon de la zone dangereuse

Les tirs s'accompagnent de plusieurs effets pouvant mettre en danger la vie et la santé du personnel, ainsi que d'endommager les équipements et ouvrages.

Le facteur le plus nuisible est dû à la fragmentation des roches, dont le rayon de projection est à l'origine de zone dangereuse .

D'après les données , ainsi qu'en fonction de la valeur de la banquette, on détermine le rayon de la zone projection qui est pour :

- pour personnel 300m.
- les engins et ouvrages 200m.

VI- 1-2 Sécurité de travail :

Les travaux miniers doivent se dérouler en conformité avec les consignes de sécurité de travail.

VI- 1-3 Sécurité individuelle :

Le personnel de carrières sera doté d'équipements de sécurité, casque de protection, bottes, gants, lunettes, etc.... .

- Il sera interdit au personnel de s'approcher de la bordure du gradin.
- Seuls les personnes ayant une formation spéciale et en possession d'un document approprié sont autorisés à conduire les engins et à exécuter les tirs.
- Il est strictement interdit d'abandonner les engins, moteur en marche.
- Lors de réparations ou des travaux d'entretien, les engins doivent être bien freinés.
- Il est interdit au personnel de procéder à toutes opérations sous lame, godet et bennes rocheuses sans avoir pris des précautions indispensables.
- Le personnel doit savoir manier les extincteurs et prêter les premiers secours médicaux.

VI- 1-4 Sécurité collective

Le poste de travail disposera d'une trousse de médicaments ainsi que les moyens de lutter contre l'incendie (extincteur, mousse, sables, gaz inertes et autre substance meubles).

Le personnel aura à sa disposition des vestiaires, des douches et une cantine ou l'hygiène sera acceptée en permanence.

VI- 1-5 Sécurité des travaux d'abattage

Les travaux : chargement, déchargement, doivent se faire sur une aire horizontale.

Les conducteurs d'excavatrice et de camion devront opérer conformément aux consignes :

- Un coup de Klaxon pourrait signifier "arrêt", deux coups "départ".
- Les conducteurs de camion doivent respecter le code de la route, c'est à dire l'excès de vitesse prescrite et le déroulement d'autres engins sont interdits à la carrière.
- La foreuse opérationnelle ne doit pas être placée à une distance inférieure à trois mètres du bordure du gradin.

Après le forage, les trous sont formés par un moyen convenable.

- Le transport des explosifs sera réalisé par un camion spécial.
- Il est interdit de stocker les explosifs.

Lors du changement des trous de mine, un montage du réseau de tir de la mise à feu, l'accès au chantier sera interdit aux personnes n'y étant pas désignés.

Les signaux sonores sont à prévoir sur le chantier dont :

1. Coup prolongé :

Signifie que toute personnes n'étant pas impliqué au changement et au pétardage sont évacuer à l'extérieur de la zone dangereuse.

2. Coups prolongés :

Signifient que le personnel exécutant le changement et le pétarade doit se réfugier dans l'abri arrivant de procéder aux tirs.

3. Coups brefs :

Signifient la fin des tirs. Ce signal est à donne une fois la visite du lieu de pétardage effectué.

Des panneaux avec indication des signaux avertisseurs et de l'horaire d'exécution des tirs sont à placer autour du chantier. A la détection d'une charge non explosé, toute opération n'ayant fait à la liquidation de celle-ci sera interdite.

VI- 2 Ecoulement des eaux

Les renseignements provenant de l'étude géologique du gisement ne mentionnent pas la présence des eaux souterraines dans l'assise utile. Néanmoins cette supposition reste aléatoire et nous envisageons une inclinaison des planchers d'exploitation, sur tous les niveaux à 0.03% en direction du nord.

VI- 3 Hygiène [14]

Mise à disposition du personnel de lavabos, de WC, et de vestiaires, fourniture sous certaines conditions de lunettes, de casques, de chaussures de sécurité.

- l'exploitant doit mettre l'eau potable à la disposition du personnel.
- Après le tir ; l'accès à la carrière sera permis qu'après, le contrôle et l'abaissement de la teneur en gaz nocif dans l'atmosphère.
- Arrosage des pistes d'accès afin d'abaissé la poussière en carrière.
- Les travailleurs en milieu poussiéreux doivent être munis de masques individuels.
- Contrôle du fonctionnement de dépeussierage dans la station de concassage (vérification du régime du ventilateur).
- Surveillance médicale

VI- 4 Environnement [9]

Il est envisagé de

- respecter les règles et lois en vigueur concernent l'environnement.
- Formation et information du personnel sur les différentes techniques relatives au respect de l'environnement.
- Maîtrise de l'utilisation des explosifs et diminution de leur impact sur l'environnement.
- Des informations sur la fermeture et la réhabilitation de la carrière.
- Maîtrise de l'eau dans un cadre environnemental pendant l'exploitation.

Conclusion :

- Le présent projet comporte essentiellement les modalités d'ouverture et d'exploitation du gisement D'har El Mendjel.
- Les données géologiques et les différents essais de laboratoire montrent que les granulats de djebel D'har El Mendjel peuvent être utilisés dans les secteurs (bâtiments et travaux publics).
- Le schéma d'ouverture que nous avons proposé a été élaboré sur la base des documents disponibles (rapport géologique et plan topographique), ainsi que des données réelles du terrain que nous avons recueilli lors de la visite du gisement.
- En effet, ce projet comporte l'ensemble de détails nécessaire pour la réalisation de l'ouverture, à savoir :
 - ⇒ Plan d'ouverture
 - ⇒ Tracé de la piste sur plan topographique échelle 1/2000.
 - ⇒ Profil en long de la piste principale desserte
 - ⇒ Profil en travers
 - ⇒ Calcul des volumes de déblais et remblais.

En outre, nous avons proposé un plan d'exploitation de la carrière détaillé sur cinq ans, indiquant le sens de progression des fronts de tailles année par année.

Il a été tenu compte de l'ensemble des paramètres tels que :

- ❖ La qualité
- ❖ Méthode d'exploitation
- ❖ Matériels nécessaires.

- Le projet d'exploitation que nous avons proposé permet l'extraction de 2834465 T, à partir de deux niveaux, et durant les cinq années.
- Enfin, il est à noter que la poursuite de l'exploitation du gisement de D'har El Mendjel se fera de façon analogue au projet que nous avons proposé.

A ce titre, nous avons effectué le calcul des réserves exploitables et la durée de vie globale du gisement qui sont respectivement de 30021750 tonnes et 53 ans.

ANNEXES

NIVEAUX	RESERVES EXPLOITABLES (tonnes)	DUREE DE VIE (ans)
205 - 175	1 418 000	2.5
175 - 160	2 597 250	4.56
160 - 145	3 112 500	5.5
145 - 130	2 700 000	4.76

RESERVES DE LA PREMIERE COLLINE

NIVEAUX	RESERVES EXPLOITABLES (tonnes)	DUREE DE VIE (ans)
230 - 260	274 000	0.48
230 - 215	1 876 500	2.78
215 - 200	2 904 000	5.12
200 - 185	4 203 750	7.41
185 - 170	4 350 750	7.67
170 - 155	3 696 000	6.51
155 - 140	3 189 000	5.62

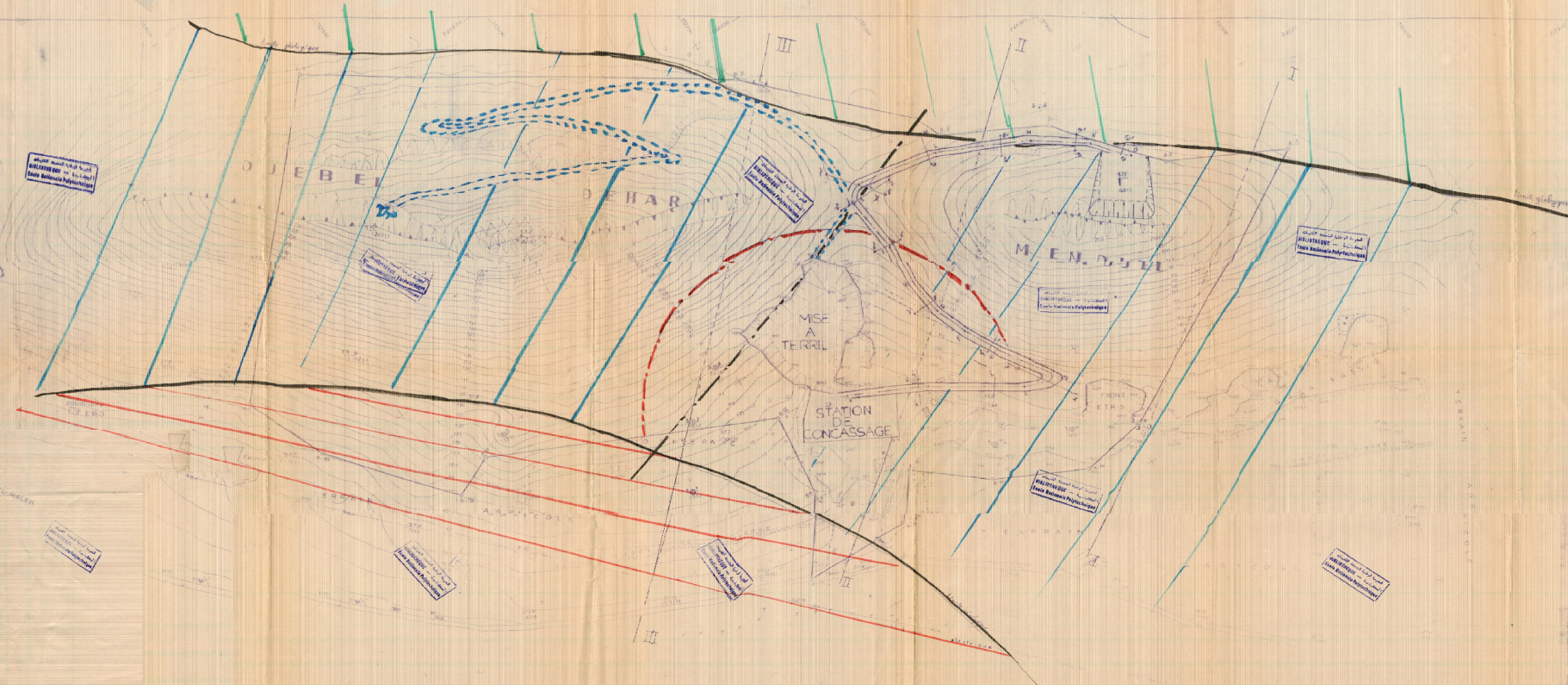
RESERVES DE LA DEUXIEME COLLINE

	RESERVES EXPLOITABLES (tonnes)	DUREE DE VIE (ans)
Première Colline	9 827 750	17.32
Deuxième Colline	20 194 000	35.59
Total	30 021 750	52.91

TABLEAU RECAPITULATIF

BIBLIOGRAPHIE :

- [1] : D.Achab, ouverture du gisement de gypse de Mohamadia.
Mémoire d'ingénieur- ENP juin 1990.
- [2] : M.Aguid Bachar, cours d'exploitation des mines à ciel ouvert.
ENP 1997/1998.
- [3] : R-Allegrat, cours de projet de tracé et de terrassement.
- [4] : B.Aliuoat , rapport géologique E.N.G 1996.
- [5] : M.L Baaziz, exploitation de la carrière Sidi Belabes 1995.
- [6] : M.L Baaziz : séminaire carrières (exploitation et production des granulats)
juin 1998.
- [7] : B.Boky, exploitation des mines MIR 1968.
- [8] : Chibka, exploitation des gisements métallifères.
- [9] : K.Khardaoui ; contribution à une étude d'impact préalable à l'ouverture du
gisement D'har El Mendjel, (mémoire de fin d'étude) USTHB 1996.
- [10] : Carrières OPU. KOVALENKO
- [11] : Manuel d'utilisation pour chariot de foration (rawlaire modèle CM 345,
CM341) Ingersoll-Rand.
- [12] : Memento des mines et des carrières (aide mémoire)
nouvelle série N° 1 1995.
- [13] : nouvelle série N° 2 1996.
- [14] : Mines et carrières, nouvelle série (Novembre 1998).
- [15] : Normes algerienne.
- [16] : K.Omraci, exploitation de la carrière de granulat d'El Madène,
mémoire de fin d'étude, ENP 1991.
- [17] : Pierre.Claude AITEIN, technologie des granulats, édition COPYRIGHT
1983.



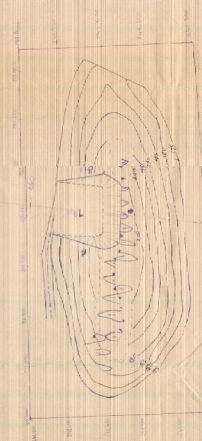
- LEGENDE**
- X — Coupe topographique
 - — — — — FALTE
 - — — — — Coupe géologique
 - — — — — limite géologique
 - — — — — Rayon de la zone
 - — — — — Rayon de sécurité
 - — — — — Piste en projet
 - — — — — Niveau d'ouverture
 - — — — — Talus de la carrière
 - — — — — limite de la carrière

ECHELLE: ECOLE NATIONALE
1/2000 POLYTECHNIQUE

DEPARTMENT	Ouverture et exploitation de 5 années du gisement de djebel d'handmendjel (El-Melch Air l'annouchent)	
SENSE MINIER		
Promotion	Ouverture du gisement	
Jun 99		
Dessiné Par	Véifié Par	PLAN N°
M. TALEM	Mr AGUID	01



الجامعة الوطنية للعلوم والتكنولوجيا
الكلية الوطنية للعلوم التطبيقية
Faculté Nationale Polytechnique



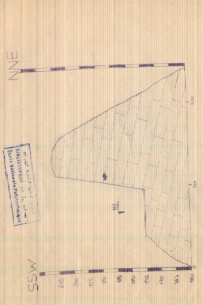
Ouverture - niveau 475



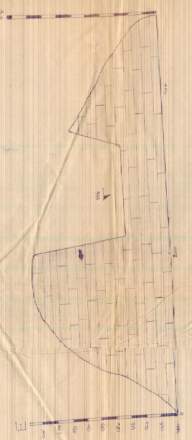
Fin d'exploitation pour la première année



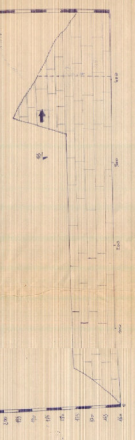
Zone d'exploitation



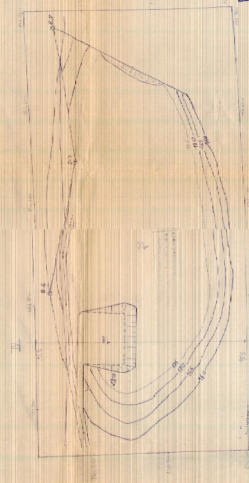
Coupe I



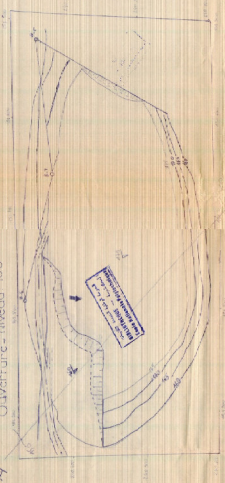
Coupe II



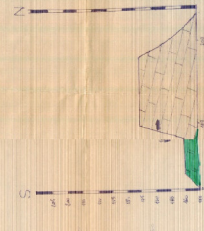
Coupe III



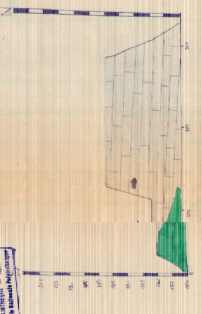
Ouverture - niveau 460



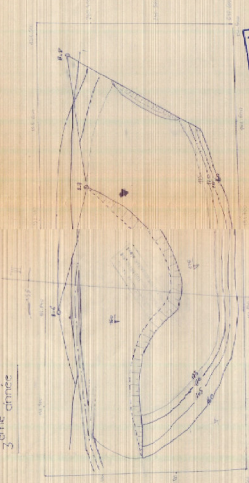
Zone d'exploitation



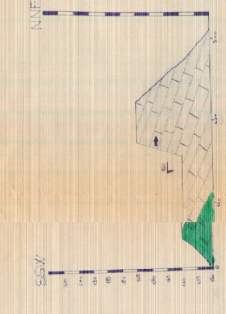
Coupe IV



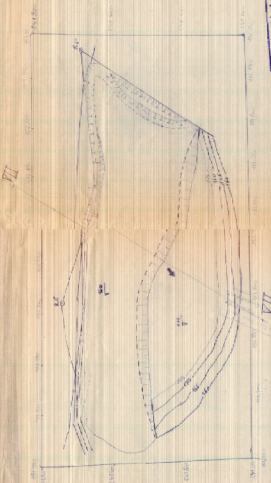
Coupe V



Zone d'exploitation



Coupe VI



Zone d'exploitation

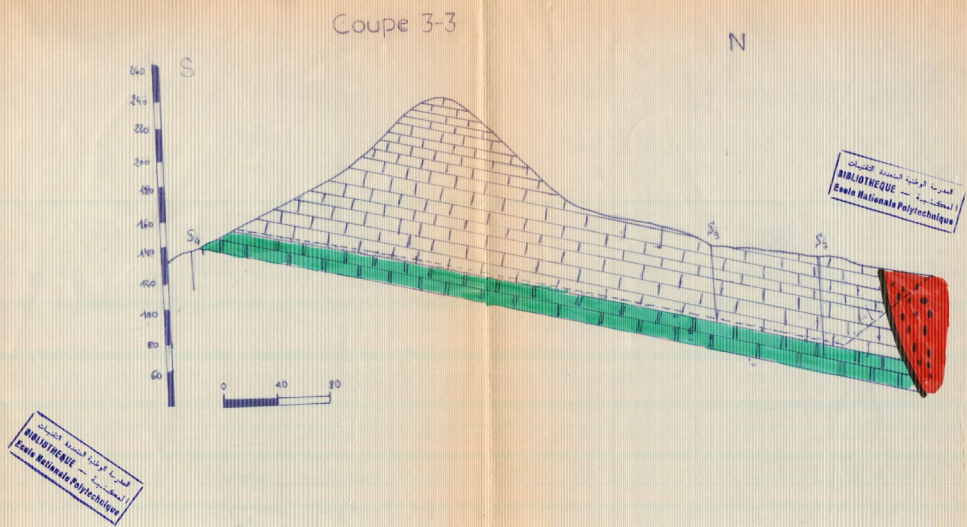
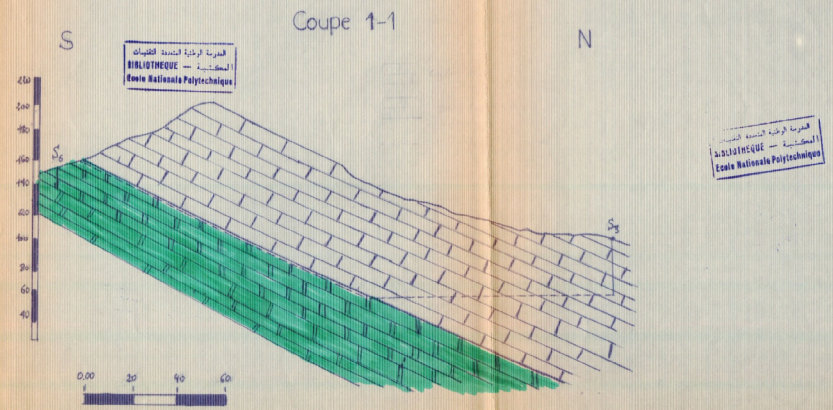
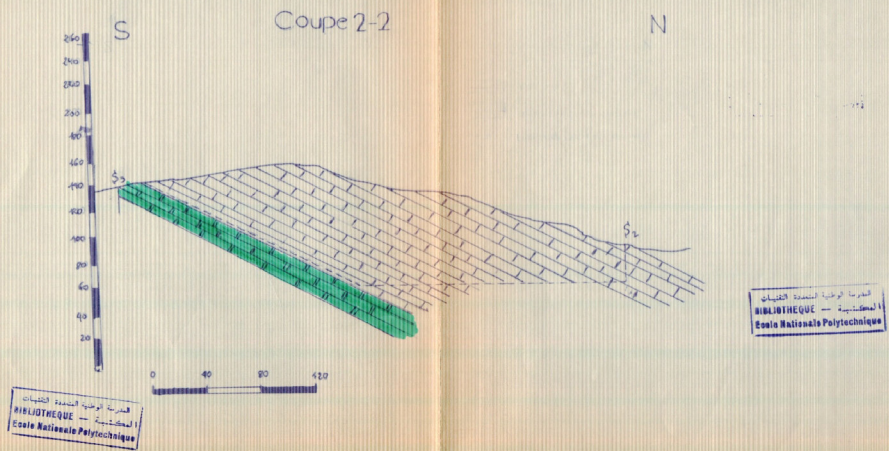


Coupe VII




LEGENDE
 — Courbe topographique
 - - - limite géologique
 — Avancement du front d'exploitation
 - - - Avancement du front secaille
 - - - - - limite de l'incision
 - - - - - limite d'exploitation

Echelle: 1/7,200
 Département: Ouedjda
 Commune: Ouedjda
 Promotion: Juin 89
 Dessiné par: M. TALEB
 Vérifié par: M. AGUID
 Plan N° 5

Ecole Nationale Polytechnique
 Ouedjda et exploitation de 5 ans
 Département de l'Oran-El Mendjel
 (El-Medja - An Témouchent)
 Phase et coupes d'exploitation de
 5 années

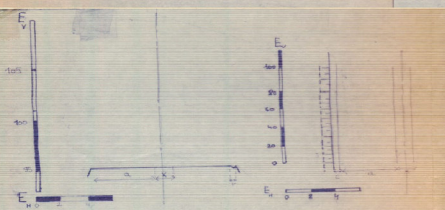


LEGENDE

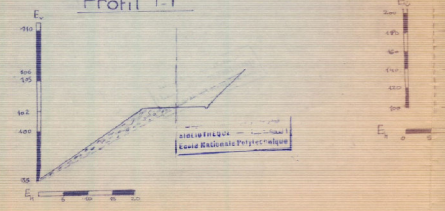
-  Calcaires
 -  Marnes et marno-calcaires (sables, vases)
 -  Formations molassiques
 - Limite de calcul des réserves
- $S_0, S_1, S_2, S_3, S_4, S_5, S_6, S_7$ Sondages

قاعة الوثائق الهندسية
BIBLIOTHEQUE - المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

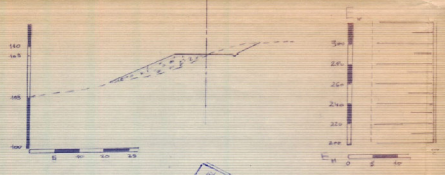
Echelle :	Ecole Nationale Polytechnique
Département :	Ouverture et exploitation de 5 années du gisement D'har El Mendjel (El MAJEH Ain Témouchent)
Génie-Minier	Coups géologiques et limites des réserves
Promotion :	Jun 99
Dessiné par :	Plan N° 2
M. TALEB	MAGUID



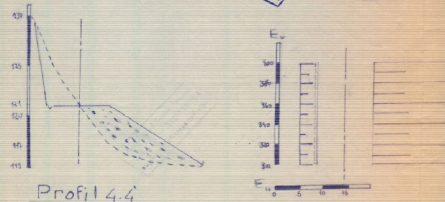
Profil 1.1



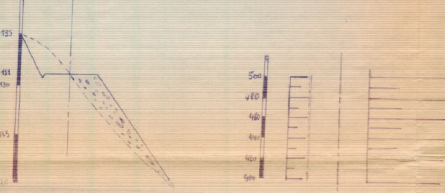
Profil 2-2



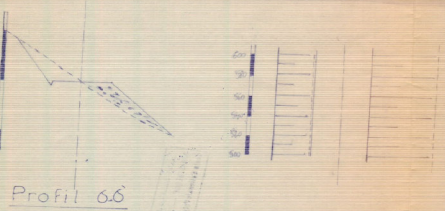
Profil 3-3



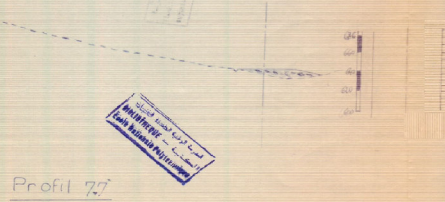
Profil 4.4



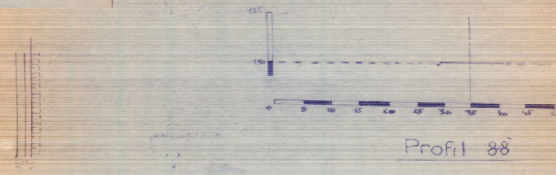
Profil 5.5



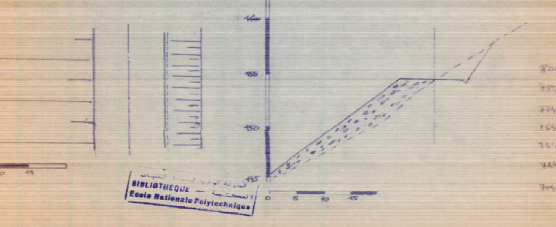
Profil 6.6



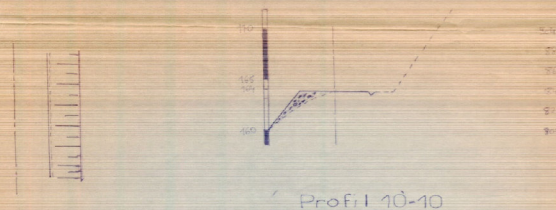
Profil 7.7



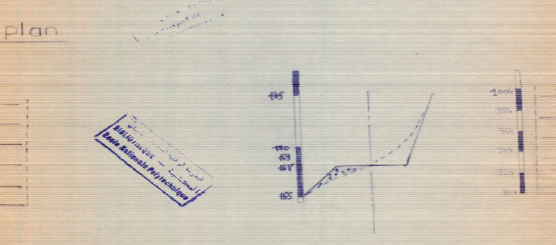
Profil 8.8



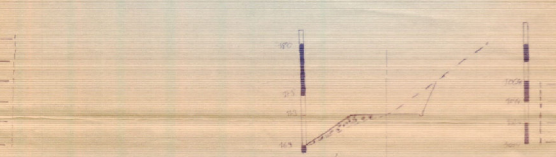
Profil 9.9



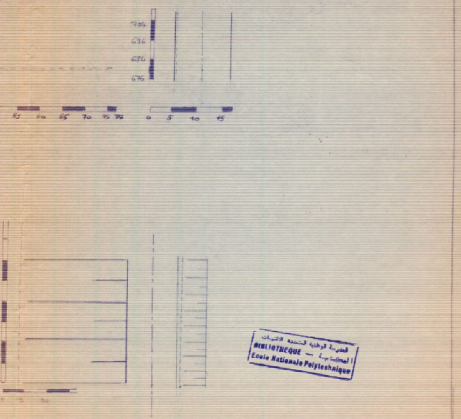
Profil 10-10



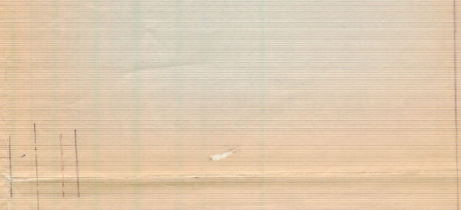
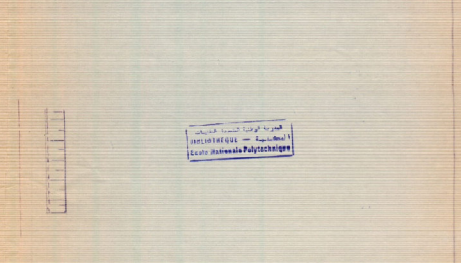
Profil 11-11



Profil 12-12



Vue en plan



Légende

- Remblai
- Déblai
- Rigole

Ecole Nationale Polytechnique	
Département	Ouverture et exploitation de 5 années d'agissement d'har El Menjel (El Match, Ain Temouchent)
Promotion	Profils en travers
juin 99	
Dessiné par	Vérifié par
M. TALEB	Mr. AGUID
PLAN N:4	

المكتبة - المكتبة
BIBLIOTHÈQUE - المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

المكتبة - المكتبة
BIBLIOTHÈQUE - المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

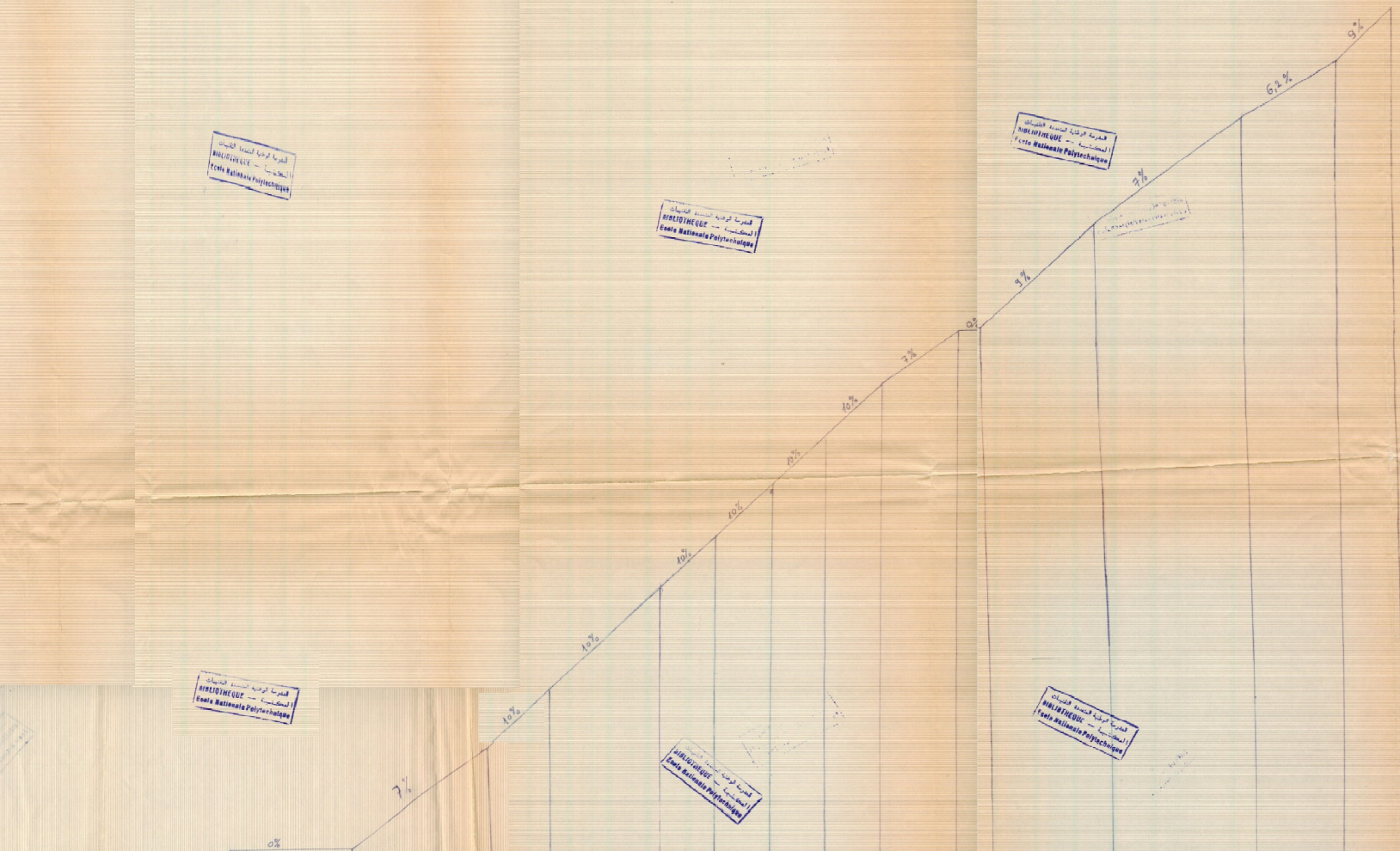
المكتبة - المكتبة
BIBLIOTHÈQUE - المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

المكتبة - المكتبة
BIBLIOTHÈQUE - المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

المكتبة - المكتبة
BIBLIOTHÈQUE - المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

المكتبة - المكتبة
BIBLIOTHÈQUE - المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

المكتبة - المكتبة
BIBLIOTHÈQUE - المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique



N° Point	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O
cotes terrain naturel	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00
cotes du projet	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00
Distances Partielles (m)		110.00	130.00	50.00	100.00	50.00	50.00	50.00	50.00	70.00	26.00	110.00	130.00	80.00	54.00
Distances cumulée (m)	0.00	110.00	240.00	290.00	390.00	440.00	490.00	540.00	590.00	660.00	686.00	796.00	926.00	1006.00	1060.00
Déclivité		0.00	0.07	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.062	0.09
Allignement															

Éch. 1/2000	Ecole Nationale Polytechnique
Ev. 1/200	
Departement: Génie Minier	Ouverture et exploitation de 5 années du gisement Dhar.EI. Mendjel
Promotion: Juin: 99	Profil en long de la piste d'accès
Dessiné par: M:TALEB	Verifié par: Mr:AGUID
	Plan N°: 03