

République Algérienne démocratique et populaire  
Ministère de l'enseignement supérieur et de la recherche  
scientifique

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE  
DEPARTEMENT DE GENIE MINIER

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique



P0009/  
05B

# PROJET DE FIN D'ÉTUDES

Mémoire pour l'obtention du Diplôme d'ingénieur d'état  
Polytechnicien

Sujet:  
EXTENSION DE LA CARRIERE D'AGRÉGAT D'ADRAR OUFARNOU  
W. DE BEJAIA

Proposé par:  
ENOF

Dirigé par:  
Dr: Mohamed Aguid  
Bachar Assad

Étudié par:  
Mr: Kirtache A/ Rachid

PROMOTION : 2005

E.N.P. 10 Avenue Hassan Badi - El - Harrach - Alger.

Remerciement  
**Dédicace**



Je tiens à remercier sincèrement mon promoteur monsieur « Mohamed Aguid Bachar Assad », pour son aide, ses conseils, et soutien moral.

Et monsieur « Ould Hamou », pour ses conseils, et son soutien moral.

✓ mes chers parents pour leur bonté et leur soutien.

Tous les professeurs du département génie minier.

MES CHERS PARENTS ✓ mes frères et toute la famille.

Sans oublier messieurs : Kandi Faouk, Kehal moussa, H- Khellil, Mahrez

Khellifi, Mohamed Arab. ✓ tous mes amis sans exception.

✓ toute la famille scientifique.

✓ à tous ceux qui aiment l'Algérie et se sacrifient pour elle.

Pour une Algérie meilleure et une démocratie majeure.

**Kirtache a/Rachid.**

## Remerciement

Je tiens à remercier sincèrement mon promoteur monsieur « Mohamed Aguid Bachar Assad », pour son aide, ses conseils, et soutien moral.

Et monsieur « Ould Hamou », pour ses conseils, et son soutien moral.

Tous les professeurs du département génie minier.

**MES CHERS PARENTS POUR LEUR SOUTIEN MORAL**

Sans oublier monsieurs : Kandi Farouk, Kehal moussa, B- Khellili, Mahssas, Khellifi, Mohamed Aarab, et monsieur Djouzi -A.

---

## Résumé :

Deux taches principales ont été réalisées,

- le calcul des réserves exploitables restantes pour appuyer l'étude sur l'extension du périmètre de la carrière sur le plan et en profondeur.
- la technologie et la mécanisation complexe du gisement de minerai utile, pour la récupération en toute sécurité et avec rendement considérable des réserves.

**Mots clés :** abattage ; gradin ; explosif ; réserves exploitables; rendement ; gisement.

---

## Summary:

Two principal tests were carried out,

- The calculation of the remaining exploitable reserves to support the study on the extension of the perimeter of the career on the level and in-depth.
- Technology and mechanization complex useful ore layer, for recovery in full safety and with considerable output of the reserves.

**Kay word:** knocking down; step; explosive; reserve workable; yield; geology deposite.

---

ملخص:

قمنا بمهمتين أساسيتين في هذا العمل ألا وهما:

- حساب المخزون القابل للاستغلال لهذه المحجرة من أجل تمديد عمر المحجرة وزيادة منتوجها السنوي
- اقتراح طريقة مثالية لاسترجاع هذا المخزون وطريقة استغلاله لتلبية حاجيات المؤسسة.

الكلمات المفتاحية: التكسير، مدرج، متفجرات، مخزون قابل للاستغلال، المرود، المنجم.

---

## Sommaire :

<b>Introduction générale :</b> .....	1
<b>Chapitre I : les conditions géologiques</b>	
<b>I- géologie de la Région</b> .....	3
<b>A- structures et formations géologiques de la région</b> .....	3
1. Stratigraphie .....	3
1-1- Trias : .....	3
1-2- Jurassique .....	3
1-3- Crétacé .....	4
1-4- Paléogène .....	4
1-5- Néogène.....	5
1-6- Quaternaire .....	5
<b>La carte géologique régionale</b> .....	6
2. Les grandes unités géologiques de la région.....	7
3. Ressources géologiques de matériaux exploitables en granulats .....	9
<b>II- Structure géologique du gisement</b> .....	13
a- Lias inférieur ( $I^{1-3}$ ) .....	13
b- Lias Dogger supérieur ( $I^{4-j2}$ ).....	13
c- Jurassique supérieur .....	13
les variétés de calcaire.....	14
<b>III- Caractéristiques des travaux de prospection géologique</b> .....	17
1- Travaux géophysiques .....	18
1-1- Diagraphie des sondages .....	18
2- Travaux topographiques .....	18
Levé d'arpentage de mine 1977.....	20
<b>Chapitre II : Caractérisation d'un massif rocheux</b> .....	24
1. Propriétés physico- mécaniques de la roches.....	26
1-1- Les propriétés physiques .....	26
1-1-1- Propriétés intrinsèques .....	29
1-1-2-Propriétés dimensionnelles .....	31
1-2- Les caractéristiques mécaniques des roches.....	32
2. propriétés technologiques .....	41
3- Les analyses des granulats : .....	48
3-1- les analyses chimiques du produit .....	48

<b>CHAPITRE III : Les réserves du gisement.....</b>	<b>51</b>
1- Classification des réserves.....	52
2- Méthode de calcul .....	53
3- La méthode de calcul des réserves du gisement d'Adrar Oufarnou .....	60
3-1- Les blocs géologiques .....	62
4- L'extension des réserves exploitables .....	64
4-1- Calcul des volumes de la découverte : (travaux préparatoires).....	64
c. plan d'arpentage de mine de la carrière (2006) .....	68
4-2- Calcul des volumes des réserves exploitables .....	69
4-3- Le taux de découverte $K_d$ (coefficient de la découverte) .....	76
5- La durée de vie de la carrière .....	77
5-1- Les pertes de minerai utile .....	77
5-2- La durée des réserves exploitable .....	78
<b>CHAPITRE IV : Conditions technico-minieres et mode d'ouverture de</b>	
<b>la Carrière D'Adrar Oufarnou.....</b>	<b>81</b>
I. Les conditions technico- minières .....	82
II. Mode d'ouverture de la carrière .....	87
II- 1- Choix du mode d'ouverture .....	87
1- Tranchées principales .....	88
2- Tranchée de découpage .....	90
II-2- L'ouverture du gisement d'Adrar Oufarnou .....	90
II-2-1 La proposition d'extension de la carrière .....	90
1- Paramètres principaux de la carrière .....	90
2- 2- Les travaux préparatoires .....	92
2-1- Ouverture du niveau supérieur : (première site, 250jusqu'au 370) .....	92
1-2- L'ouverture de la partie inférieure du gisement : (la plate forme	
niveau 250m).....	93
1-2-1- L'ouverture de la tranchée .....	93
A- La première étape .....	93
B- La deuxième étape .....	98
C- La troisième étape .....	99
1-2-2- Traçage de la piste .....	101

<b>CHAPITRE V : Les conditions technologiques du gisement      et le système d'exploitation.....</b>	<b>102</b>
I- classification des systèmes d'exploitation .....	103
1- Introduction .....	103
2- Méthode d'exploitation avec transport .....	104
2-1- Eléments du système d'exploitation .....	104
2-1- Le gradin .....	105
2-2- la plate forme de travail .....	106
2-3- paramètres du plan de tir .....	107
2-4- longueurs et sens du front du travail .....	108
II- Les opérations principales de la méthode d'exploitation a ciel ouvert.....	109
A. Abattage .....	109
1. l'implantation du tir dans la carrière (plan du tir) .....	110
2. Foration.....	111
3. Le tir .....	120
3.1. Paramètres du plan de tir .....	120
3.2. Les dimensions des fragments .....	127
4. L'amorçage (mise à feu) .....	129
5- Les vibrations .....	130
6- CONCLUSION .....	132
B. Chargement .....	133
1- Le rendement de la chargeuse .....	134
C- TRANSPORT .....	139
1- Rendement des camions .....	140
D- mise à terrils .....	143
1- Rendement et nombre de bulldozers nécessaires .....	143
<b>Analyse des aspects de stabilité des gradins dans les exploitations à ciel ouvert</b>	
E- Analyse des aspects de stabilité des gradins dans les exploitations à ciel ouvert.....	148
Conclusion générale.....	150
Annexes.....	151

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
المكتبة — BIBLIOTHEQUE  
Ecole Nationale Polytechnique

# Introduction Générale

**Introduction générale :**

Le projet d'extension de la carrière d'agrégats Adrar Oufarnou proposé par l'ENOF s'inscrit dans un ordre particulier. La tendance actuelle est d'assurer un rendement d'exploitation élevé avec des délais réduits et une extraction plus complète voir à de grandes profondeurs, dans un but de récupération complète des réserves exploitables.

L'objet de cette étude est de fournir une vue d'ensemble sur les principes de l'élaboration des analyses géométriques du gisement permettant de rationaliser le régime des travaux préparatoires, le choix du mode d'ouverture, et d'augmenter les profils d'extraction du minerai utile.

La carrière est envisagée en un lieu où les réserves exploitables actuelles, sont réduites, difficile à récupérer, car les gradins sont considérés comme des gradins de liquidation, et une plate forme inférieure qui présente une superficie de 5.52 hectares,

Ce la nécessite une étude des documents d'arpentage des mines, une appréciation des réserves exploitables, projeter la technologie optimale d'exploitation, et la mécanisation indispensable, tout en pensant à l'assurance de la stabilité des gradins et de bord de la carrière.



# CHAPITRE I

# LES CONDITIONS GEOLOGIQUES

## Chapitre I : les conditions géologiques

### I- GEOLOGIE DE LA REGION :



#### Introduction :

La recherche d'indices de substances minérales utiles dépend essentiellement de l'état de connaissance de la géologie de la région avec ses ensembles structuraux et ses formations géologiques.

Le territoire de la wilaya de Bejaia est limité vers le nord par le littoral qui s'étend d'Azzefoun à mansouria, vers le sud par les chaînes des Bibans et son prolongement oriental au sud de la chaîne des Babors.

Le trait prédominant qui caractérise la paléogéographie et la tectonique est la présence des massifs de la grande et de la petite **Kabylie**.

#### A- structures et formations géologiques de la région : (1)(2)(4).

La structure géologique de la région de bejaia est très complexe. Elle fait partie de la zone nord africaine de plissements alpins, et se situe entre les massifs intermédiaires de la grande et petite Kabylie.

Les dépôts du Mésozoïque et du Cénozoïque participent à la constitution géologique de la région. Ils se trouvent réduits à l'état de plis complexes avec un grand nombre d'accidents disjonctifs et d'intrusions au Miocène.

#### 1. Stratigraphie :

##### 1-1- Trias :

Les dépôts triasiques sont les formations les plus anciennes, ils constituent des blocs isolés dans les zones d'importants accidents tectoniques. Ces dépôts sont représentés par des schistes argileux, des grès quartzeux, du gypse et de l'anhydrite.

##### 1-2- Jurassique :

Les terrains du jurassique sont largement développés dans la partie littorale de la région et ils sont présentés par les étages inférieurs moyens et supérieurs.

Les dépôts du Jurassique inférieur sont représentés par des calcaires et des dolomies, ceux du Jurassique moyen et supérieur par des calcaires, des marnes et des schistes argileux.

La puissance approximative des dépôts du Jurassique atteint 500 à 600m.

Les dépôts du Jurassique sont représentés par de roches essentiellement carbonatées constituant ainsi les parties axiales de plis anticlinaux complexes.

### 1-3- CRETACE :

Les dépôts du crétacé sont très largement développés dans la région. Ils sont représentés par des formations flyschoides argileux et de calcaire constituant une coupe continue du **valencien** (néocomien, crétacé inférieur) jusqu'au **santonien** (sénonien, crétacé supérieur), cette coupe possède une épaisseur atteignant 1500 à 2 000 m.

Le crétacé de la région est représenté par le Néocomien l'Albo- aptien crétacé inférieur et par le crétacé supérieur.

#### a- Néocomien (n<sup>1-3</sup>) :

Le Néocomien est développé dans la partie Nord- Est de la région et il est représenté par des schistes et conglomérats les roches du Néocomien ont de pendage Nord- Nord- Ouest sous l'angle de 60° l'épaisseur est de 60m.

Les roches de l'Albo- aptien (n<sup>5-7</sup>) sont développées dans la partie Nord- Ouest de la feuille et composent l'Adrar -Imoula .elles sont représentées par les assises de flysch.

#### b- Crétacé supérieur (c<sup>7-8</sup>) :

Ces terrains occupent 70% de la superficie de la région en question .ils sont représentées par des dépôts flyschoides des marnes et des marnes calcareuses, ces dépôts forment dans la partie centrale un plis synclinal avec le pendage des flancs au Sud -Sud- Ouest et Nord Nord-ouest sous l'angle de 30° l'épaisseur des terrains dépasse 100m.

#### c- La couche Nummulitique supérieur :

Elle affleure dans la partie nord-Ouest de la région, elle est représentée par des flyschs, brèches et conglomérats.

#### d- Méo pliocène :(m<sup>4p</sup>)

Il est largement rependu dans la partie centrale et Sud Est de la région, et il est représenté par des brèches et des Argilites bleues.

### 1-4- Paléogène :

ce sont les dépôts de l'oligocène qui sont les plus développés, ils sont représentés par des grès quartzeux, des argiles et des argilites. Leur épaisseur totale atteint 600 à 700m ;

### 1-5- Néogène :

Les dépôts du néogène n'ont qu'une répartition limitée dans la région. Ils constituent de petites aires dans la vallée de l'oued soummam. Ces dépôts sont représentés par des conglomérats et des grès d'une puissance de 200m environ et par des argiles dont la puissance dépasse les 100m.

### 1-6- Quaternaire :

Les dépôts du quaternaire sont peu répandus dans la région, on remarque le développement d'éluvions, diluvions sur les pentes des montagnes.

On trouve des dépôts alluviaux- déluviaux de constitution lithologique, discontinue et de faible puissance de 1 à 5m. Les dépôts alluviaux et les proluvions dans des cônes de déjection sont bien répandus dans les vallées des oueds, leur puissance atteinte 10 m. la constitution lithologique est discontinue (cailloutis, sables limons).

Le long du littoral à partir de Bejaia jusqu'au village de souk- el tenin des dépôts de plage forment une bande étroite de 100m à 250m.

Ces dépôts contiennent des sables grenus provenant des roches différentes avec des rares lentilles de cailloutie de faible puissance.

#### 1-6-1- Les terrains Quaternaires :

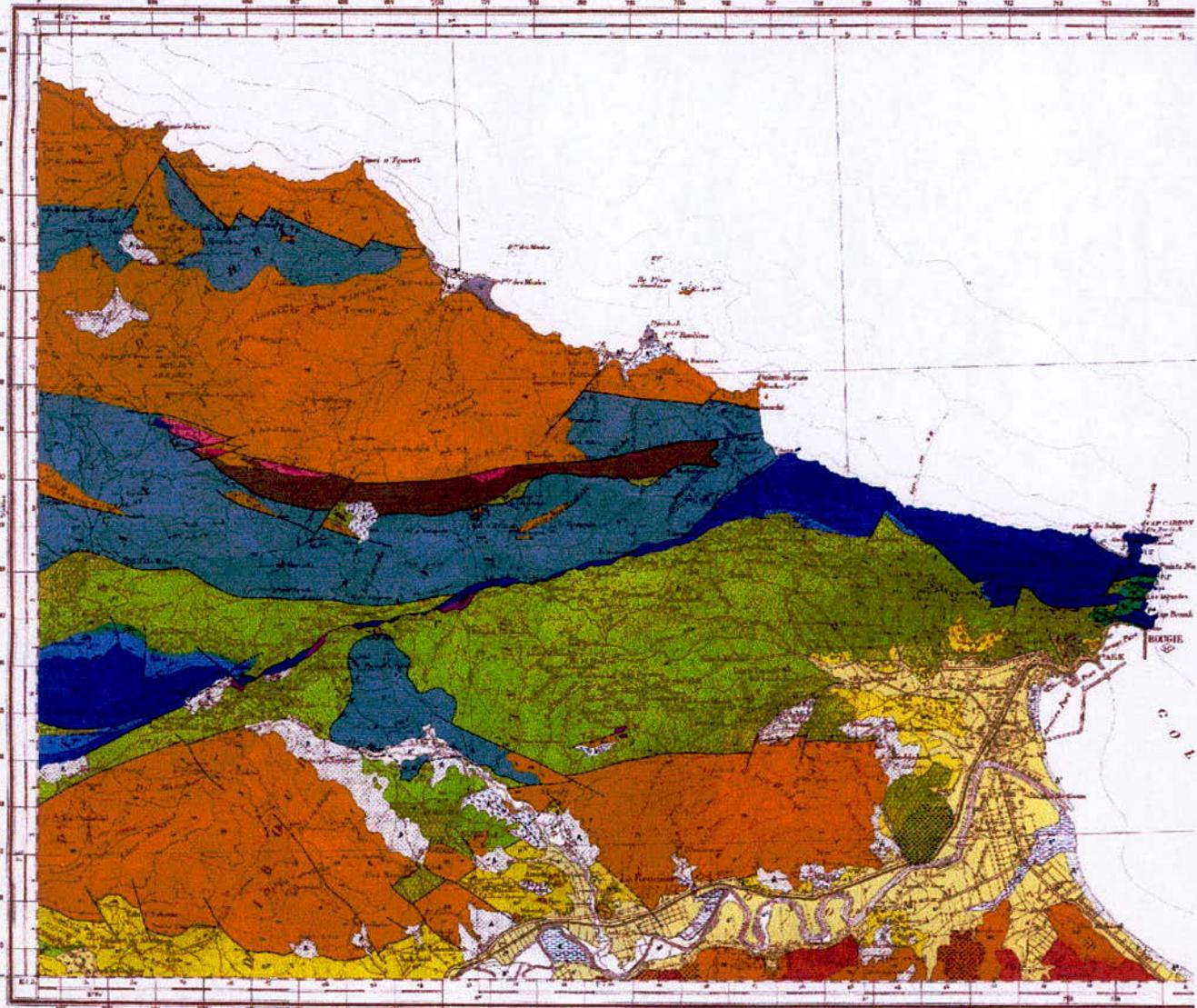
Ils sont développés en général dans la partie Sud et Sud- Est de la région, ils forment les dépôts de pentes et d'alluvions du djebel El ratzouni, Oued Srir, Igil Kenzan et bom Kiama.

ALGÉRIE (partie de l'est)  
 N° 12  
 0 22

CARTE GÉOLOGIQUE DÉTAILLÉE

BOUGIE

- TERRAINS QUATERNAIRES**
- Quaternaire
  - Alluvions récentes
  - Alluvions anciennes
  - Argiles éoliennes
  - Sables et graviers
  - Calcaires éoliens
- MIO-CÈNE**
- Mio-cène
- MIOCÈNE INFÉRIEUR**
- Miocène inférieur
- NUMULITE OISE SUPÉRIEUR**
- Numulite oise supérieur
- CÉLÈNE SUPÉRIEUR**
- Céleste supérieur
- ALBAFFON**
- Albaffon
- MIOCÈNE**
- Miocène
- ARRAGOLE TUNISIE**
- Arragole Tunisie
- LAGS SUPÉRIEUR**
- Lags supérieur
- LAGS INFÉRIEUR**
- Lags inférieur
- TRAB**
- Trab



Carte géologique de l'Algérie par le Service géologique de l'Algérie. Échelle de 1:50,000. Révisée par le Service Géologique National en 1962.

**Schémas de la**  
 1. Série des Sables et Gravier (S.G.)  
 2. Série de Bougie (B.)  
 3. Série de la Vallée de l'Oron (V.O.)  
 4. Série de la Vallée de l'Oron (V.O.)

Echelle : 1/50,000

## 2. LES GRANDES UNITES GEOLOGIQUE DE LA REGION :

On distingue quatre (04) unités, réparties comme suit :

- la terminaison orientale du massif de grande Kabylie et de sa couverture sédimentaire (Massif montagneux de chellata).
- le synclinorium du littoral de Bejaia à tizirt et azzefoun.
- le sillon de la vallée de la soummam.
- la chaîne des babors.

### 2.1. La terminaison orientale du massif de grande Kabylie et sa couverture sédimentaire :

C'est le contact de la chaîne calcaire du Djurdjura aux abords du col de chellata qui se singularise par le massif montagneux de chellata.

La chaîne de Djurdjura borde au Sud le massif ancien de grande Kabylie, sur une distance de 40 à 50km ; et à une largeur de 5 à 6 km. Elle est constituée par des compartiments allongés. Se juxtaposant le long de contacts anormaux. Quelques-unes tels ceux de lalla kedidja et de taouialt, sont des anticlinaux droits, symétriques tandis que d'autres correspondent à des écailles monoclinales légèrement déversées vers le Sud.

Le prolongement du massif de grande Kabylie, forme au nord de ces trois écailles le versant nord du massif de chellata.

Le socle ancien y est recouvert localement par des lambeaux importants de la couverture post-hercynienne, constituée par des grés rouges du trias, par des calcaires du lias et des calcaires du lutétien supérieur. Cette couverture forme dans l'axe du massif hercynien des plis droits très aigus, tandis que plus au Nord –Ouest elle se décompose en un complexe de six écailles ou participent le socle métamorphique et sa couverture hercynienne. Ces écailles montrent une tendance à un chevauchement en direction du Nord – Est.

Enfin vers l'Est plusieurs failles transverses effondrent progressivement le massif, si bien qu'à tizi N'chrea, ces accidents sont ennoyés sous les sédiments de l'oligocène.

### 2.2. Le synclinorium de la région littorale de Bejaia à tizirt et Azzefoun :

Cette région est caractérisée par un vaste affleurement de grés oligocènes (grés siliceux) et de flyschs crétacés, au sud les grés oligocènes, directement transgressifs sur le massif ancien Kabyle, au Nord, l'oligocène transgressif sur les flyschs du crétacé.

Dans la région de Toudja, le petit massif primaire de Bouhatem qui affleure à la faveur d'une faille verticale.

La partie orientale du synclinorium est représentée par les cœurs des anticlinaux de Gouraya et du Jebel Arbalou dont les formations sont du lias et jurassique.

Le synclinorium est compartimenté par des failles post-oligocènes disposées en gradins s'abaissant du sud au nord.

Une grande faille assaille les deux anticlinaux du Jebel Arbalou et de Gouraya.

### 2.3. Le sillon de la vallée de la Soummam :

Un sillon étroit subsidant s'étant du sud du Djurdjura et jusqu'à Bejaia .Il sépare le synclinorium de la chaîne des Babors et celle des Bibans.

Se sont accumulés 600 à 800m de crétacé inférieur et supérieur à faciès flysch, essentiellement quartzeux pour l'albo- aptien, calcaire et quartzeuse, avec des épisodes schisteux, pour le sénonien.

L'Oligocène à faciès kabyle a débordé localement vers le Sud de la zone du Djurdjura, dans la région de maillot et de Tazmalt.

Comme dans la région littorale, le flysch quartziteux albo aptien a formé des recouvrements sur le Crétacé supérieur, c'est ainsi qu'à Bouira et à illiten (NW de maillot) le Crétacé supérieur apparaît en fenêtre sous le recouvrement du flysch crétacé inférieur.

Au Nord d'AKBOU le flysch calcaire et quartziteux du sénonien est chevauché par le flysch albo aptien .enfin à Sidi Aich ,l'albo aptien forme un repli synclinal sur le flysch crétacé supérieur.

Ces recouvrements masqués au Nord de sidi Aich par l'Oligocène transgressif se raccordent avec ceux décrits dans la région de bougie.

### 2.4. La chaîne des Babors :

A l'Est du sillon de la vallée de la Soummam, jusqu'au massif ancien de petit Kabylie, s'étend le domaine de la chaîne des Babors. il comprend la chaîne des Babors proprement dite et quelques massifs isolés qui dans le prolongement de la chaîne se situent plus à l'Ouest tels sont :

- le massif de Timezrit.
- Adrar GUELDAMAN.
- Le djebel Trouna.
- Le massif de Beni Ourtilane.

Le domaine de la chaîne des babors a été une région particulièrement instable. Les premiers mouvements orogéniques apparaissent dès la fin du lias , c'est ainsi qu'au djebel taliouine, le jurassique supérieur formé par une cinquantaine de mètres de conglomérats et de dolomies, est transgressif sur le lias moyen et sur le lias supérieur.

Ces premiers mouvements sont particulièrement difficiles à déceler du fait des étirements tectoniques et des transgressions ultérieures.

Les mouvements orogéniques du Crétacé inférieur et du Crétacé supérieur, sont par contre mieux connus, les conglomérats formés en milieu schisteux, ce qui évoque des reliefs émergés et des pentes sous-marines abruptes.

Les rides anticlinales formées esquissent déjà les grandes lignes structurales de la chaîne actuelle.

C'est au Miocène que le style extrusif a affecté le domaine de la chaîne des babor. Ce style est caractérisé par la sortie brutale des calcaires du jurassique au milieu des schistes du Crétacé. à cavallo, au NE de la chaîne des babor se trouve un massif de roches intrusives tertiaires, du même type que celui de Oued Amizour.

### 3. Ressources Géologiques de matériaux exploitables en granulats

#### 3.1. Matériaux alluvionnaires :

Dans la Wilaya de Bejaia, les matériaux alluvionnaires correspondent, aux dépôts apportés par les cours d'eau actuel notamment le sahel et la soummam.

Dans les paragraphes qui vont suivre, les superficies indiquées sont des superficies totales, sans déduction d'aucune sorte. Elles représentent donc des ressources en place et non pas loin s'en faut, des ressources effectivement exploitables.

##### 3.1.1. Alluvions récents :

Il s'agit de gisements généralement en eau, situés dans la basse plaine alluviale de la vallée de la Soummam et du sahel, que l'on peut assimiler au lit majeur des rivières.

Les ressources de la vallée du sahel et de la Soummam sont mal connues

Des études à réaliser avec le concours des services de l'hydraulique,

Permettent d'avoir une assez bonne connaissance des ressources potentielles en granulats

d'origine alluvionnaire. Elles peuvent mettre en évidence, à partir de l'analyse des critères

géologiques (épaisseur, qualité des matériaux), et du recensement des principales contraintes

d'environnement, les secteurs à priori les plus favorables aux exploitations en dehors des

gisements autorisés, en cours d'exploitation.

Ce qui permettrait d'aboutir à l'élaboration d'un schéma de réaménagement des carrières des vallées de sahel et soummam.

**A. vallées de Soummam :**

L'étude de l'approvisionnement en sables et graviers à partir de la vallée de la Soummam et de ses principaux affluents, a permis de localiser :

-entre AKBOU et Bejaia, superficie totale de l'ordre de 1800 ha, avec des épaisseurs moyennes de sables et graviers de 4 à 5m sous 1m environ de couverture argilo- limoneuse, les secteurs travers aux AKBOU, IGHZER AMOKRANE et SIDI AICH sont toute fois très sensible du point de vue environnemental en raison des périmètres de protection des captages d'eau potable et la proximité des fondations d'ouvrages d'art (ponts).

-dans l'oued Boussellam (confluent de la Soummam), aucun gisement exploitable dans des conditions économiques n'a été reconnu.

**B. Vallée du Sahel :**

Le cours de l'oued sahel est partagé entre la wilaya de Bouira et la wilaya de Bejaia .le gisement alluvial se trouve, essentiellement le plus souvent dans la wilaya de Bouira. Dans ces conditions, la ressource potentielle en granulats doit être considérée globalement, à l'échelle de la vallée.

La superficie des alluvions du sahel dans les limites administratives de la wilaya de Bejaia est de l'ordre de 500 ha.

Six (06) secteurs sont à priori favorables aux extractions, situés à une exception près de la daïra de tazmalt wilaya de Bejaia :

Trois (03) sont situés dans la daïra de Tazmalt, en amont du pont -d'allaghan. Ils ont une épaisseur de sables et graviers de 4 m à 7 m sous 1m, environ de couverture argilo- limoneuse.

-les 3 autres, échelonnés entre le pont d'allaghan et AKBOU, l'épaisseur de sables et graviers est de 4 m à 5 m, sous 1 m à 1,5m de couverture argilo limoneuse.

Il convient de signaler que certains gisements potentiels subissent des fortes pressions de la part des agriculteurs pour leurs éliminations. Ceci confirme l'épaisseur relativement faible de ces gisements alluvionnaires dont l'exploitation entraîne une grande consommation d'espace, sachant que plus l'épaisseur du gisement est faible, plus la consommation d'espace est grande, le rapport d'exploitabilité (épaisseur utile sur épaisseur de découverte) est un critère très important à prendre en compte dans les demandes d'autorisation d'exploitation, en milieu alluvial.

**3.1.2. Alluvions anciennes terrasses :**

Les alluvions fluviales ont une extension latérale très limitée et s'étendent rarement à plus de 200 à 300 m de l'axe des cours d'eau.

Il s'agit de gisement en tout ou partie hors d'eau, correspondant à des terrasses d'alluvions anciennes dominant la basse plaine alluviale ou à de épandages de dépôts d'origine fluviale. Hors lit mineur, elles ne se développent que dans les fonds des vallées lorsque celles-ci ont pu s'élargir à la traversée de terrains plus tendres.

La distinction entre alluvions récentes et anciennes est difficile, le lit majeur coïncidant le plus souvent avec l'extension de ces dépôts.

*Ces matériaux*, souvent hétérogènes et plus argileux que les alluvions récentes sont très peu exploités actuellement. Certains d'entre eux. D'ailleurs guère utilisables autrement qu'à l'état de tout-venant, sont à considérer plutôt comme des matériaux de substitution pour remblais.

Des gisements potentiels exploitables sont localisés dans les secteurs de TAZMALT, AKBOU, SIDI AICH et BEJAIA, essentiellement situés dans la rive gauche du sahel et de la Soummam. Les ressources potentielles de cette zone sont mal connues mais on sait que localement ces formations ont une épaisseur très irrégulière pouvant rapidement passer de (0) à plus de (10 m), aucune étude général n'ayant été effectuée sur ces gisements.

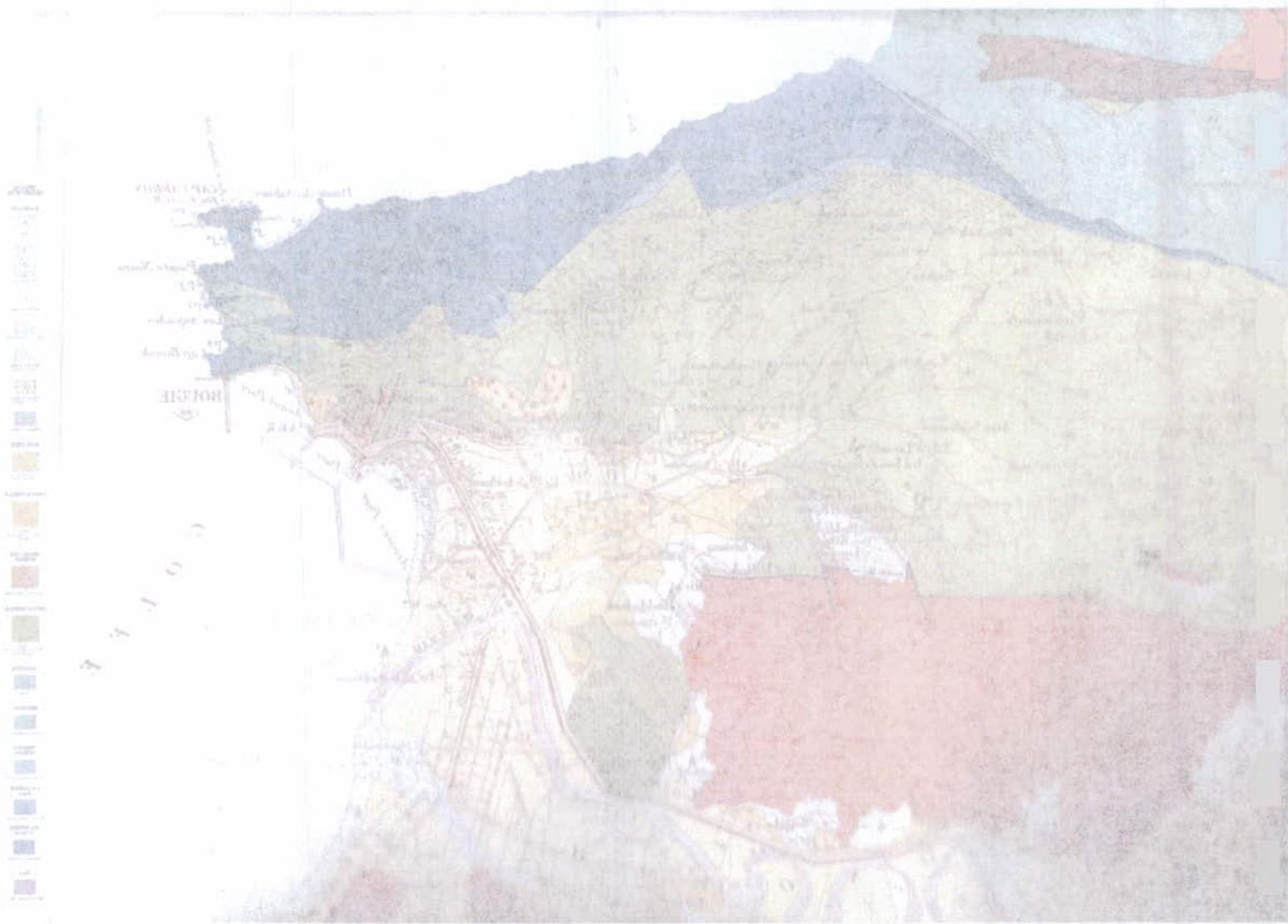
Les alluvions fluviales ne font encore l'objet d'aucune exploitation autorisée. Cependant, sur ces sites, l'activité reste limitée en raison des exploitations agricoles et des constructions existantes.

### **3.2. Roches massives :**

Dans l'état actuel des connaissances, il n'est pas possible d'évaluer, même approximativement, l'importance des ressources en roches massives calcaires de la wilaya de Bejaia. Mais, compte tenu de la vaste étendue des zones d'affleurement figurant sur les cartes géologiques existantes, on peut affirmer qu'elles sont considérables, voire inépuisables, des lorsque des techniques d'élaborations faibles auront été mises au point, permettant de valoriser et d'exploiter certains niveaux actuellement déconsidérés du fait de leur hétérogénéité ou de leurs caractéristiques mécaniques relativement médiocres.

Dans telles conditions, une recherche de gisements exploitables est basée essentiellement sur des critères extra géologiques (économique, géographique, accessibilité, foncier...)

Les calcaires pouvant fournir des granulats après concassage se localisent essentiellement dans toute la partie ouest et sud ouest de la wilaya de béjaia. Actuellement, 13 carrières exploitant ce type de produit sont en activité avec situation des carrières autorisées et annexe correspondant à la liste de ces exploitations.



## II- Structure géologique du gisement : (1) (2).

### II-1- Situation géographique :

L'unité d'agrégats de Béjaïa est implantée à Adrar Oufarnou, située au nord de la ville de Béjaïa et distante de celle-ci de 06 Kms. Elle est reliée à la RN24, reliant Béjaïa à Alger en passant par Azzefoun.

Le mont ADRAR OUFARNOU fait partie de la chaîne des Bâbors et constitué par deux monts, formant une véritable barrière topographique surplombant au nord de la méditerranée.

**Tableau I-1 : Les coordonnées du périmètre d'exploitation de la carrière d'Adrar Oufarnou :**

N° pts	coordonnées Lambert		coordonnées UTM	
	X	Y	X	Y
A	708 105	390 060	681 208	4 073 062
B	708 970	389 775	682 072	4 072 775
C	709 000	389 250	682 101	4 027 250
D	708 560	389 310	681 661	4 072 311
E	708 110	389 700	681 212	4 072 702

La superficie du périmètre de la carrière est de : **42 ha 50ac.**

#### a- GEOMORPHOLOGIE ET HYDROGRAPHIE :

La montagne ADRAR OUFARNOU présente un relief au sommet assez symétrique par rapport à la ligne des failles passant par les points de cotes : 421, 443, 454, 384 (Carte topo : 1/2000).

La ligne de partage des eaux est de direction NW-SE et le flanc nord de cette ligne constitue le gisement exploité par L'ENOF, qui est caractérisé par un relief de moyenne à forte pente.

Toute la surface du gisement est coupée par un réseau hydrographique de faible intensité. Cinq talwegs traversent initialement la surface topographique ainsi décrite. L'hydrographie est de troisième degré au nord-ouest du flanc et diminue progressivement, vers le Nord-Est pour être du premier degré.

Les talwegs ainsi recensés traversent une structure massive très fissurée et karstifiée en surface et profonde.

**b- CASSURES (FRACTURATION) :**

Les calcaires massifs du mont ADRAR OUFARNOU datant de jurassique inférieur (domérien) sont fortement fissurés.

Deux failles de diaclase peuvent être observées au niveau de front de tailles, ces diaclases présentent des ouvertures qui peuvent atteindre 50cm de large en surface et se rétrécissent en profondeur.

**II-2- Stratigraphie :****Introduction :**

Le gisement d'Adrar Oufarnou a fait l'objet d'une étude géologique détaillée par l'ex SONAREM en 1977, au profit de la carrière actuelle de l'ENOF unité ALGRAN dont la mise en exploitation remonte à 1979.

Le gisement d'Adrar Oufarnou est constitué par des terrains du jurassique( **lias inférieur(I<sup>1-3</sup>)**), qui sont représentés par des calcaires gris, gris clairs, rosâtres compacts massifs à petits et gros cristaux dolomitiques. et le lias **supérieur DOGGER(I<sup>4-j2</sup>)**.

**a- Lias inférieur (I<sup>1-3</sup>) :**

Il forme le flanc Nord Est d'Adrar Oufarnou et presque tout le djebel de Gouraya sur une étendue de 9km en direction et de 1,5km selon le pendage.

Les roches sont composées du calcaire et dolomies gris brune, denses, massifs avec des filonnets et de rares nids de calcites, parmi le calcaire on observe des cavités karstiques qui sont souvent remplis par des roches calcaires- argilo- sableuses, les roches ont un pendage au sud-ouest (220-240), sous l'angle de 30°-40°, la puissance de ces roches est de 300m.

**b- Lias Dogger supérieur (I<sup>4-j2</sup>).**

Il forme une partie de la ligne partage des eaux et les flanc sud- sud ouest – d'Adrar Oufarnou , les roches sont représentées par des calcaires marneux et des marnes friables par endroits avec intercalations l'argiles et d'argilites .

Ces roches s'étendent sur 3km en direction et sur 600 –700 m en pendage leur pendage est au sud, Sud-Ouest (180°-220°) sous l'angle de 35° à 45° la puissance est de 120m.

**c- Jurassique supérieur :**

Le flanc sud d'Adrar Oufarnou) est formé par des terrains de jurassique supérieur sous forme d'une bande étroite s'étendent d'Ouest en Est sur 3km. Ces terrains sont observé de nord –Ouest

de fondonène et sur le flanc sud d'Adrar Gouraya l'azimut de pendage est sud ouest ( $210^{\circ}$ - $240^{\circ}$ ) sous l'angle de  $35^{\circ}$ - $45^{\circ}$  l'épaisseur des terrains est environ de 80m

Toute l'assise de calcaire est traversée par des filonnets fins de calcite parfois nous rencontrons des nids de calcite dont les diamètres ne dépassent pas (6 cm).

Les filonnets et les nids de calcite sont rares une telle quantité de calcite dans les calcaires ne peut influencer sur la bonne qualité des roches de la carrière pour la production d'agrégats.

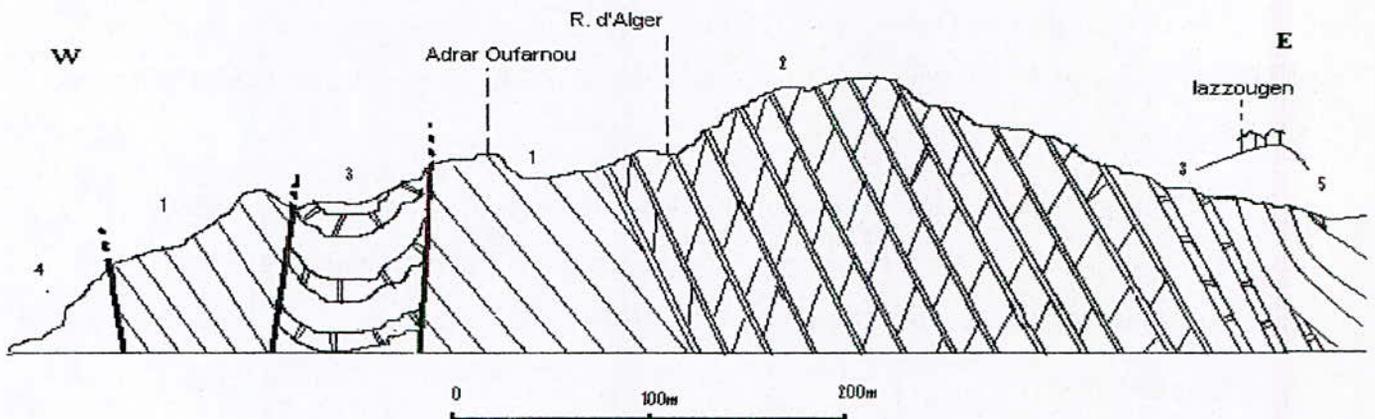


Fig. 3. - Coupe de la terminaison de l'Adrar Oufarnou.

- |                           |                        |
|---------------------------|------------------------|
| 1. Domécien ;             | 4. Flysch albo-aptien; |
| 2. Lias supérieur-Dogger; | 5. Crétacé supérieur;  |
| 3. Jurassique supérieur;  |                        |

### Les variétés des calcaires :

Suivant les études pétrographiques on distingue trois variétés de calcaires :

- Calcaire organogène microcristallin.
- Calcaire détritique.
- Pseudo-brèches carbonatées.

#### 1. calcaire organogène microcristallin :

La texture est massive, la pâte microcristallin de la roche est régulièrement saturés de restes organique qui sont entièrement remplacés par des calcaires finement cristallins, les restes organiques sont représentés en général par des foraminifères par des micro-organismes qui atteignent 0.05 mm et forment environ 30% de la pâte.

On observe dans la pâte des grains isolés de quartz classique ayant des dimensions de 0.05 mm. La roche est recoupée par des nombreux filonnets de calcite.

## 2. calcaire détritique (calcaire à débris fossilifères) :

La structure des roches est massive, la pâte pélitomorphe est saturée par des fragments de micro- organisme qui forment environ 25 à 30 % du volume de la roche.

Tous les fragments de micro- organismes sont noyés dans une substance calcaire qui à une structure finement cristallins.

La grandeur des restes de micro-organismes est de 0.1 à 1 mm, on observe dans la roche de hydroxydes de fer.

## 3. pseudo- brèches à carbonates :

Pseudo- brèches calcaireuses avec des restes de micro-organisme.

La structure est irrégulièrement cristalline avec une pâte pélitomorphe pseudo- oolithique, la texture est pseudo-bréchique, la pâte pelitomophe constitue 50 à 90 % du volume des roches.

Tous les restes de faune se présentent sous forme de débris et de détritits avec certaines formes bien conservées.

La seule chose qui déterminé d'après les reliquats c'est les restes de brachiopodes et de foraminifères qui sont composés par la même substance calcaire.

En général la structure tectonique du gisement est simple, les calcaires du gisement ont un **pendage monoclinal** au Sud- Ouest (**210 à 220°**), sous l'angle de **18 à 22°**, les roches sont régulières suivant la direction et le pendage.

L'étude géophysique a mis en évidence deux petites failles dans la partie centrale et la partie Est du gisement.

Le gisement est caractérisé par des fissures de deux types :

- fissures parallèles à la stratification.
- Fissures perpendiculaires au premier type et remplies par des filonnets de calcite

ayant une puissance des première mm à 1cm.

### III- Caractéristiques des travaux de prospection géologique :

#### Introduction :

Les travaux de recherche et de prospection sur le gisement d'Adrar Oufarnou avaient pour but l'exécution d'itinéraires de recherche, l'avancement de sondages carottant et le prélèvement de monolithes de calcaires en surface du gisement.

A la suite des travaux exécutés, ils ont déterminé la structure géologique du gisement, les paramètres, l'épaisseur des substances utiles et étudié leur qualité. Suivant les instructions du comité d'état sur l'appréciation des réserves dans les gisements des roches carbonatées (URSS-1961), le gisement d'Adrar Oufarnou est rapporté à ceux du 1<sup>er</sup> groupe, du type de gisement avec une structure, qualité et puissance homogènes.

L'assise utile, se trouve presque à la surface avec toute sa puissance et elle est accessible pour l'étude de lithologie et la qualité. Voir le plan de calcul des réserves et les coupes géologiques du gisement (annexes).

Ils ont appliqué la méthode du prélèvement des monolithes en surface selon une maille de 100 x 100m, 36 monolithes. Dans le but d'étudier la qualité de l'assise utile et les caractéristiques physico – mécaniques des calcaires, et d'apprécier les conditions du gisement et la qualité des calcaires en profondeur il a été réalisé sur le gisement, 4 sondages dont le volume total est de 395.3ml.

Les cotes minima absolues des sondages exécutés sont les suivantes :

- Sondage N1 : 197.50 m ; avec un profondeur de 96.5m.
- Sondage N2 : 201.55m ; avec un profondeur de 97.8m.
- Sondage N3 : 232.00m ; avec un profondeur de 71m.
- Sondage N4 : 216.00m ; avec un profondeur de 130m.

Selon les coupes géologiques les sondages ont recoupé à différents niveaux toute l'assise utile comprise dans le calcul des réserves. (Voir les coupes de chaque sondage avec les récupérations des carottes et les analyse physico – mécaniques des monolithes prélevés dans l'annexe).

Les échantillons de carotte ont été prélevés selon un intervalle de 2 à 10 m, sous forme de cylindres de longueur de 40 à 45 mm et avec un diamètre de 43 mm.

Les échantillons ont été soumis à l'étude de prévision à l'état sec et avec la saturation en eau, d'après ces échantillons on détermine le poids volumique et la porosité. (Voir l'annexes)

## 1- Travaux géophysiques :

Pour la détermination de la structure en profondeur et de l'épaisseur des roches altérées, ils ont effectué sur le chantier d'Adrar Oufarnou des travaux de prospection électrique par la méthode S.E.V avec une ligne AB égale jusqu'à 500m.

La distance entre les profils était de 100m, la distance entre les points de S.E.V sur les profils était également de 100m.

Ils ont effectué 3 profils en direction Sud – Est – Nord – Ouest, sur les 3 profils il y a 26 points de S.E.V.

Après le repérage des cavités karstiques ils ont effectué des travaux détaillés avec un espacement de 20 à 40 m pour les profils et de 10m pour les points.

D'après les données des travaux géophysiques dans les limites du gisement d'Adrar Oufarnou, ils ont mis en évidence trois zones, les deux zones Est et Ouest, caractérisées par une grande résistivité, dont l'interprétation montre comme étant des calcaires monolithiques compacts ;

La troisième zone est située entre les deux premiers, elle est caractérisée par de basses valeurs de résistance (200 à 250 ohms). Cette zone est interprétée comme étant une zone d'extension des calcaires karstiques.

Pourtant les données de forage N2 qui se trouve dans la troisième zone et les résultats d'échantillonnage des calcaires ont montré que cette zone est composée par les mêmes calcaires durs.

### 1-1- Diagraphie des sondages :

Les 4 sondages exécutés sur le chantier ont fait l'objet d'étude par diagraphie, les études, qui ont englobé les méthodes suivantes :

- Carottage gamma et gamma- gamma
- Carottage ;

Avaient pour but de déterminer les intervalles caverneux.

(Voir l'Annexe pour les résultats des tests physico- mécaniques des récupérations des carottes de chaque sondages).

## 2- Travaux topographiques :

Les travaux topographiques ont été effectués pendant les travaux de recherches et de prospection ainsi qu'après la fin de ces travaux.

Au cours des travaux de recherches et de prospection ils ont effectué le levé à la planchette à l'échelle de 1/2000. La représentation du relief a été réalisée par la méthode des courbes de niveau avec une équidistance de 2m. Le levé a été effectué à l'aide de la règle holométrique du type KA - 2 sur deux planchettes, dont chacune a pour surface de 0.5km<sup>2</sup>. (Voir le levé Topographique qui a été réalisé par le bureau d'étude page 20.)

**Tableau I-2 : Liste des réseaux de coordonnées (coordonnées Lambert) :**

N°	numéros des points	coordonnées Lambert		H	observations
		X	Y		
1	1	708656.60	389354.00	385.53	1 <sup>er</sup> ordre
2	2	708884.09	389295.73	354.97	1 <sup>er</sup> ordre
3	6	708792.04	389579.21	311.53	1 <sup>er</sup> ordre
4	9	708714.58	389789.62	226.82	1 <sup>er</sup> ordre
5	10	708405.78	389945.49	277.24	1 <sup>er</sup> ordre
6	11	708393.32	389739.42	357.29	1 <sup>er</sup> ordre
7	20	708263.04	389838.58	330.66	1 <sup>er</sup> ordre
8	25	708906.34	389582.11	305.45	1 <sup>er</sup> ordre
9	4	708978.50	389594.29	293.22	2 <sup>eme</sup> ordre
10	8	708899.38	389796.44	285.89	2 <sup>eme</sup> ordre
11	21	707938.62	389821.21	352.30	2 <sup>eme</sup> ordre
12	22	708003.16	389982.85	298.70	2 <sup>eme</sup> ordre
13	24	708217.07	389579.96	405.60	2 <sup>eme</sup> ordre
14	26	708486.30	389528.18	335.38	2 <sup>eme</sup> ordre
15	27	709504.00	389384.54	209.30	2 <sup>eme</sup> ordre
16	sondageN <sub>1</sub>	708949.00	389582.40	299.00	rapporté graphiquement du plans 1 / 2000
17	sondageN <sub>2</sub>	708660.00	389703.00	299.40	
18	sondageN <sub>3</sub>	709003.00	389362.00	303.00	
19	sondageN <sub>4</sub>	708268.00	389707.70	346.00	
20	puits N <sub>1</sub>	708907.00	389606.40	350.50	
21	puits N <sub>2</sub>	708970.40	389656.00	283.20	
22	puits N <sub>3</sub>	709016.80	389743.40	245.50	

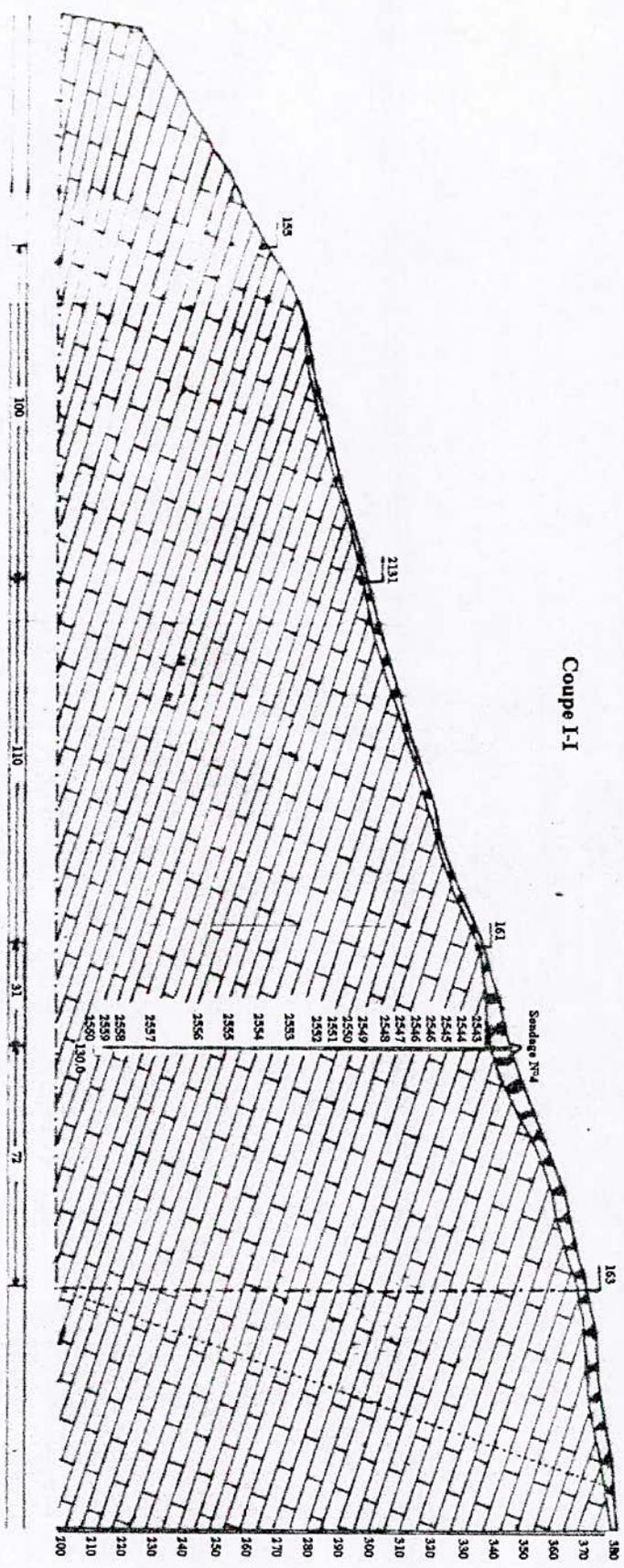


- 708.1 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.2 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.3 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.4 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.5 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.6 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.7 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.8 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.9 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.10 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.11 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.12 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.13 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.14 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.15 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.16 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.17 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.18 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.19 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux
- 708.20 route de route à deux voies pour circulation dans les deux sens - fondage pour travaux

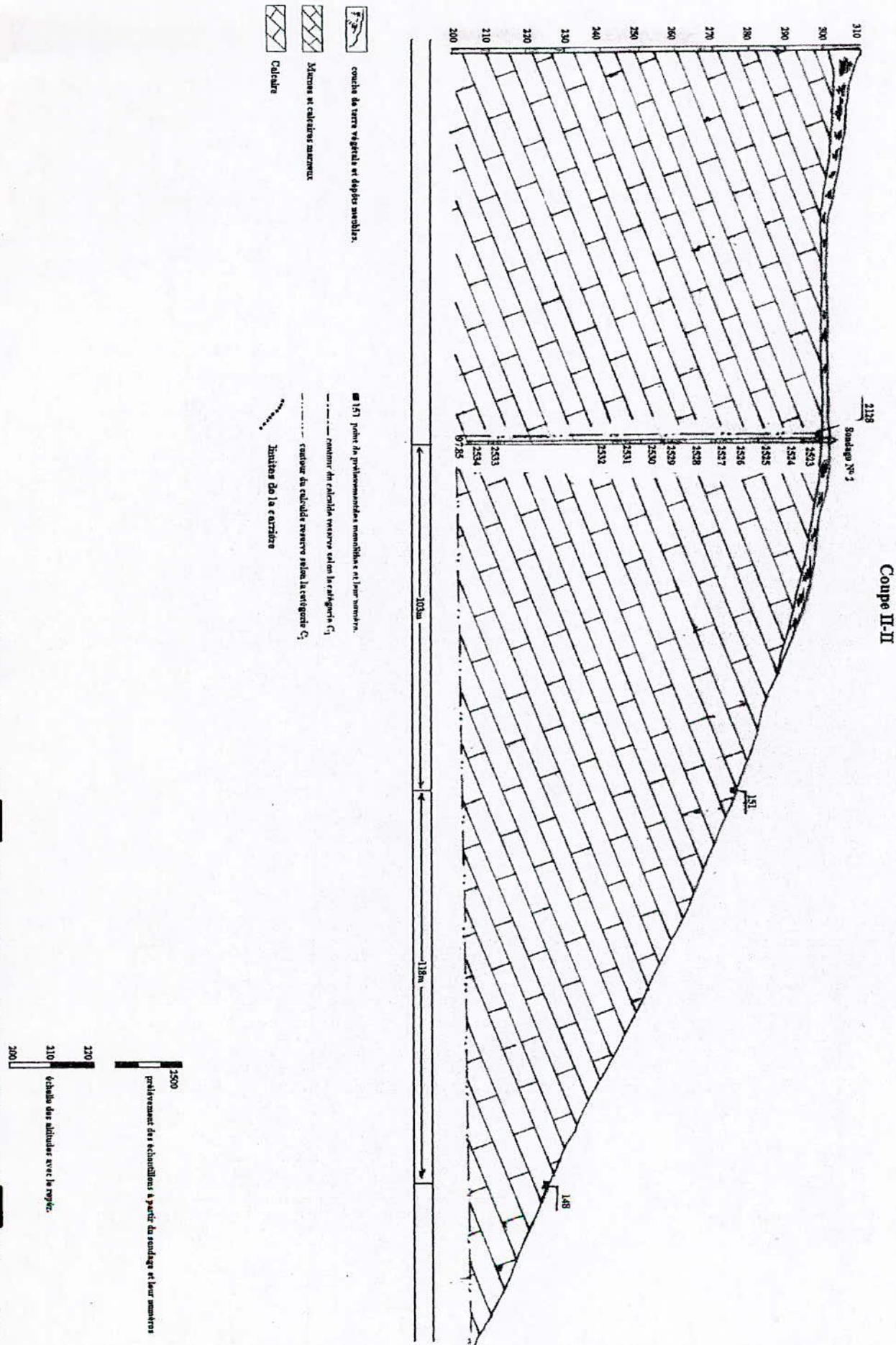
Plans d'arpentage de mine les calculs des réserves  
du gisement d'Adrar Oufarnou 1977.

$e = \frac{1}{2000}$

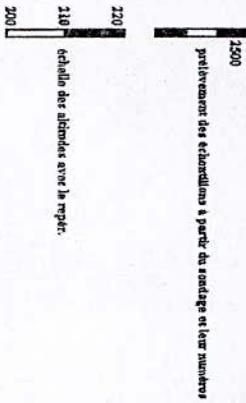
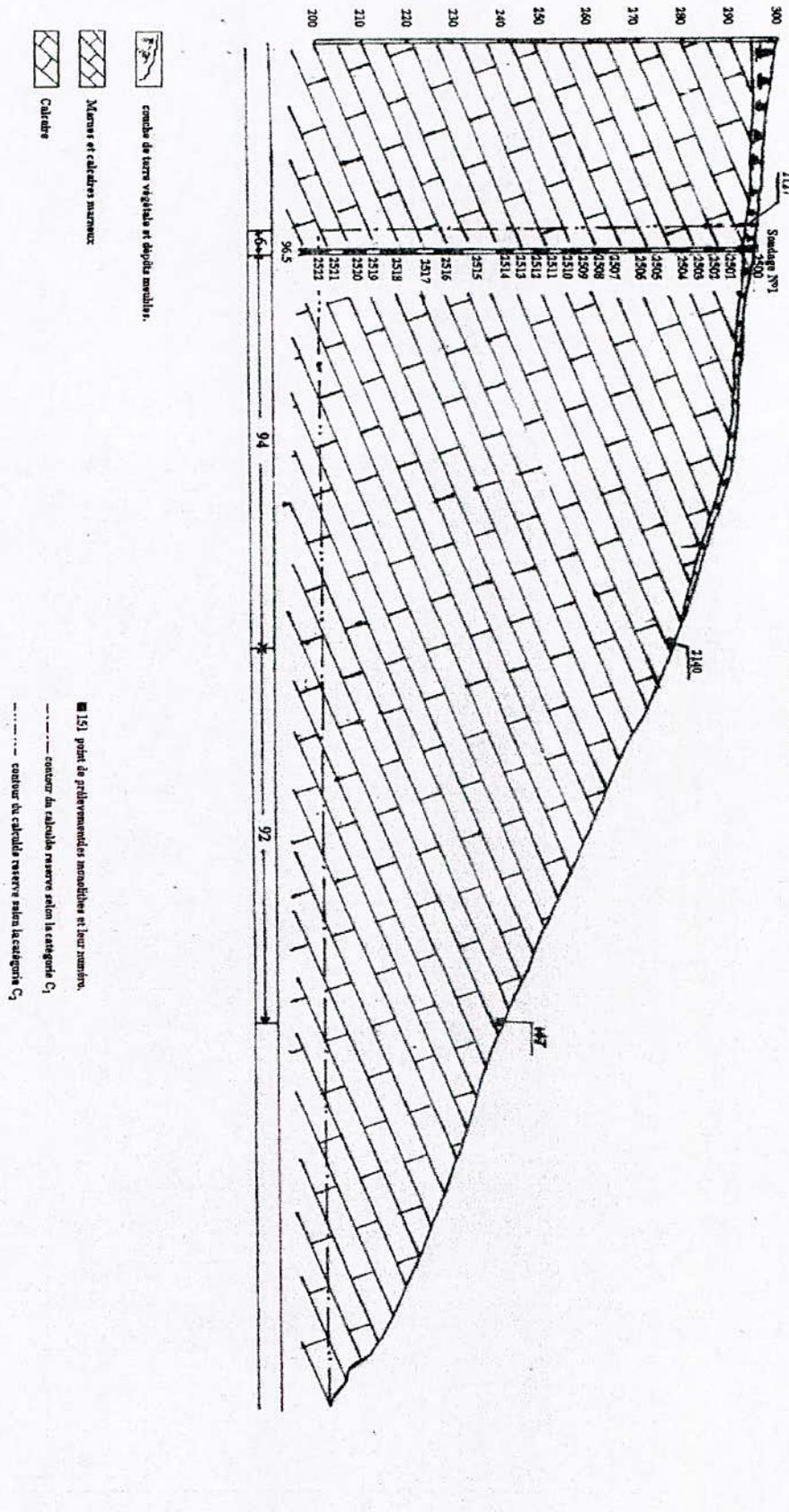
Coupe I-I



-  couche de terre végétale et débris meubles
-  maçonnerie et calcaire maçonnerie
-  calcaire
-  point de prélèvement des monolithes et leur numéros.
-  contours du calcul des réserves selon la catégorie C<sub>1</sub>
-  contours du calcul des réserves selon la catégorie C<sub>2</sub>
-  limite de la section
-  prélèvement des échantillons à partir de sondage et leurs numéros.
-  Echelle des altitudes avec le topog.



Coupe III-III



# CHAPITRE II

## CARACTERISATIONS D'UN MASSIF ROCHEUX

## Caractérisation d'un Massif Rocheux

La caractérisation d'un massif rocheux passe par la caractérisation des 3 éléments constitutifs suivants :

1. La roche intacte
2. La fissuration naturelle
3. Les contraintes initiales

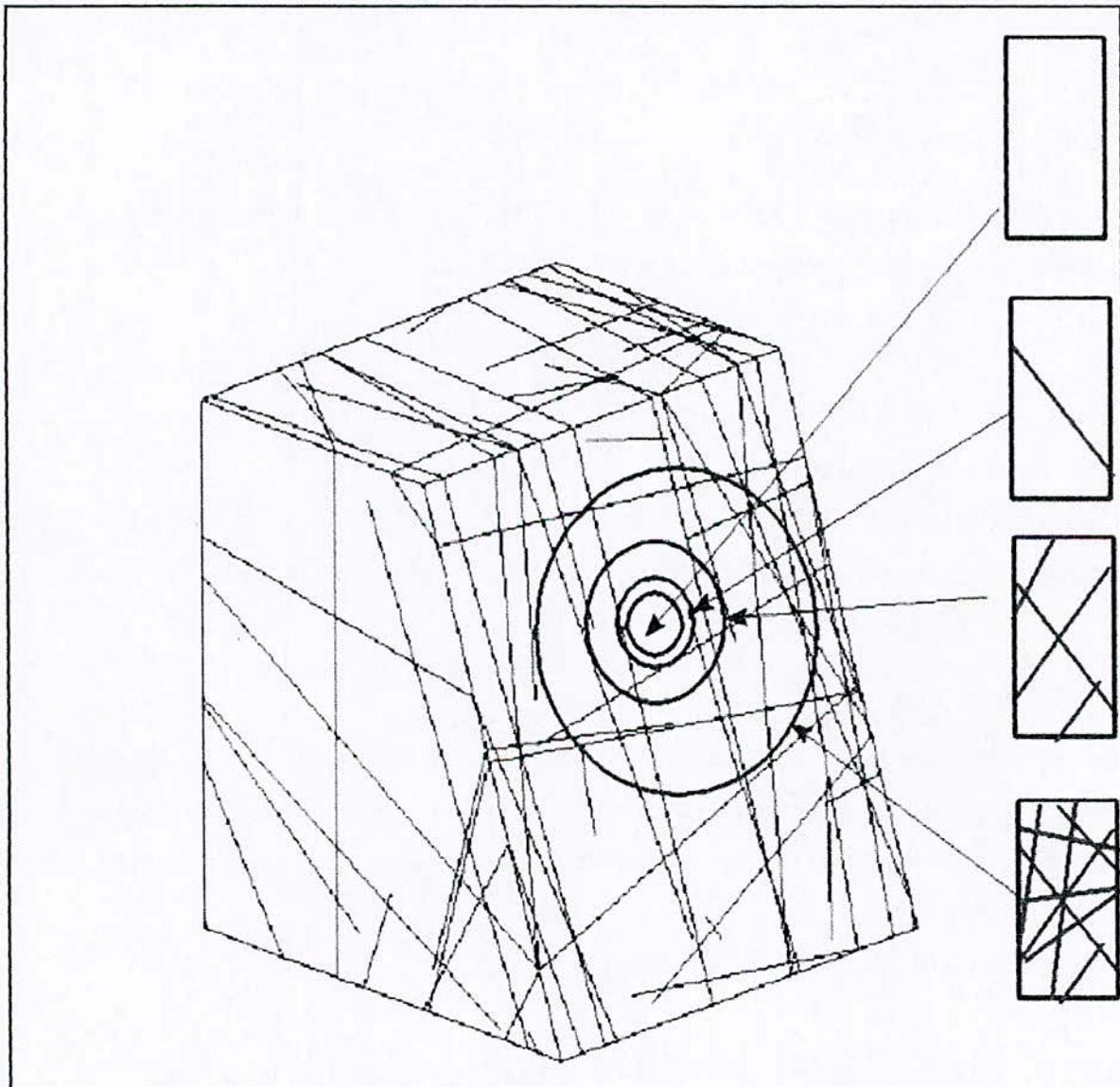


Figure II-1 : massif rocheux

On examinera dans ce qui suit les trois types suivants de propriétés de la roche :

- les propriétés physiques
- les propriétés mécaniques qui décrivent la réponse de la roche lorsqu'elle est soumise à un chargement mécanique donné.
- Les propriétés technologiques.

### 1. PROPRIETES PHYSICO-MECANIQUES DE LA ROCHE :(1),(17).

Les propriétés physico mécaniques des roches influent considérablement sur le choix des méthodes d'exploitation, des engins et de la planification des travaux miniers.

Les principales propriétés physico mécaniques sont les suivantes :

#### A. Les propriétés physiques :

##### a) la masse volumique $\rho$ :

C'est le rapport entre le poids total de l'échantillon et le volume total de l'échantillon dans les conditions naturelles on le détermine par la formule suivante :

$$\rho = \frac{P}{V} (g / cm^3) \text{ ou } (t / m^3).$$

P : poids de l'échantillon (g).

V : volume de l'échantillon (cm<sup>3</sup>).

Suivant les études faites par le bureau d'études EURL, MIN SOL HYD de Birkhadem sur la roche de la carrière le poids volumique varie entre 2.408 et 2.721, un poids volumique moyen de 2.65 T/m<sup>3</sup>.

##### b) La densité $\delta$ :

Elle représente le rapport entre les poids spécifiques de la roche et celui de l'eau, le poids spécifique étant la quantité de la matière qui occupe un volume unitaire, (la masse de l'unité de volume de la roche en phase solide, et dépend de la composition chimique ainsi que de la structure.

La densité peut être déterminée d'après la formule suivante :

$$\delta = \sum_{i=1}^n \delta_i \eta_i$$

$\delta_i$  : densité de i<sup>eme</sup> mineral.

$\eta_i$  : teneur en chaque i<sup>eme</sup> mineral dans la roche,(%).

En peut détermine aussi la densité suivant la formule général :

$$\delta = \frac{G_{\text{sec}}}{V_{\text{solide}}} (g / \text{cm}^3).$$

$G_{\text{sec}}$  : masse d'échantillon en état sec (lorsque  $t=110^\circ\text{C}$ ), g ;

$V_{\text{solide}}$  : volume d'échantillon en état solide (sans pores). $\text{cm}^3$ .

*Mais presque toujours* dans les roches il existe une quantité de pores et la masse de l'unité de volume de la roche en phase naturelle avec les pores s'appelle **masse volumique ( $\rho$ )**.

$$\rho = \frac{G_{\text{sec}}}{V_{\text{solide}} + V_{\text{pores}}} = \frac{G_{\text{sec}}}{V_{\text{nat}}}$$

$V_{\text{nat}} = G_{\text{sat}} - G_w$  ( $\text{cm}^3$ ).

$G_{\text{sat}}$ : masse d'échantillon en état saturé (g) ;

$G_w$  : la masse du même échantillon pisé en eau (g).

$$\rho = \delta (1 - P) \quad , \text{ g/cm}^3.$$

$\delta$  : la densité de la roche.

$P$  : porosité de la roche.

D'après l'étude du bureau d'études EURL, MIN SOL HYD

- la densité absolue  $\delta = 2.70$ .
- la densité apparente  $\delta_a = 1.37$ .

### c) la porosité $P$ :

La porosité traduit la présence des vides dans la roche (%).

$$P = \frac{V_v}{V_t} \times 100$$

Où :  $V_v$  est le volume des vides ;

$V_t$  : est le volume total ;

$0 < P < 30 \%$ . Pour les calcaires

Et en peut les calculé aussi suivant la formule :  $P = \frac{\delta - \rho}{\delta} \times 100(\%)$ .

D'après le bureau d'études la porosité des calcaires d'Adrar Oufarnou varie entre **0.07 et 11.14 %**, la moyenne est de **1.58 %**

La porosité dépend de la structure des roches, des vides, de leur composition minéralogique, de la forme et des dimensions des minéraux.

La porosité des roches influe sur les propriétés physico- mécanique des roches, elle diminue les propriétés élastiques et de résistance des roches, et augmente l'absorption et leur traitabilité.

**d) Absorption d'eau :**

L'eau influe considérablement sur les propriétés des roches. Elle diminue les propriétés élastiques et de résistance des roches, augmente leur plasticité, et leur adhésion, cette dernière influe négativement sur le rendement des engins miniers.

La teneur d'eau dans les roches se détermine par les formules suivantes :

$$W_m = \frac{G_{sat} - G_{sec}}{G_{sec}} \times 100 \dots (\%).$$

$$W_v = \frac{G_{sat} - G_{sec}}{V} \times 100 \dots (\%).$$

Où :

$W_m$  : absorption (teneur en eau) de masse, % ;

$W_v$  : absorption (teneur en eau) de volume, % ;

$G_{sec}$  : masse de l'échantillon sec, g ;

$G_{sat}$  : masse de l'échantillon saturé par l'eau, g ;

$V$  : volume d'échantillon,  $cm^3$  ;

Le degré de saturation des roches s'exprime comme étant le rapport du volume occupé de l'eau aux volumes des vides :

$$K_s = \frac{W_v}{P_{ouverte}}$$

Où :  $K_s$  : le degré de saturation.

Teneur en eau  $W$  (%) :

$W$  Traduit la présence de l'eau dans la roche :

$$W = \frac{P_T - P_s}{P_s} 100.$$

Où :  $P_T$  est le poids total de l'éprouvette (eau + solide) ;

$P_s$  est le poids des solides ;

**e) perméabilité :  $k$  (m/s)**

$K > 10^{-9}$  m/s  $\rightarrow$  roche perméable

$K < 10^{-9}$  m/s  $\rightarrow$  roche peu perméable.

1 mdarcy =  $9.62 \times 10^{-9}$  m/s.

**f) vitesse du son  $V_p$  (m/s) :**

Vitesse de l'onde longitudinale  $V_p$  (m/s) est compris entre :

$$1500 \leq V_p \leq 7000 \text{ m/s.}$$

Impédance acoustique  $IM = \rho V_p$ .

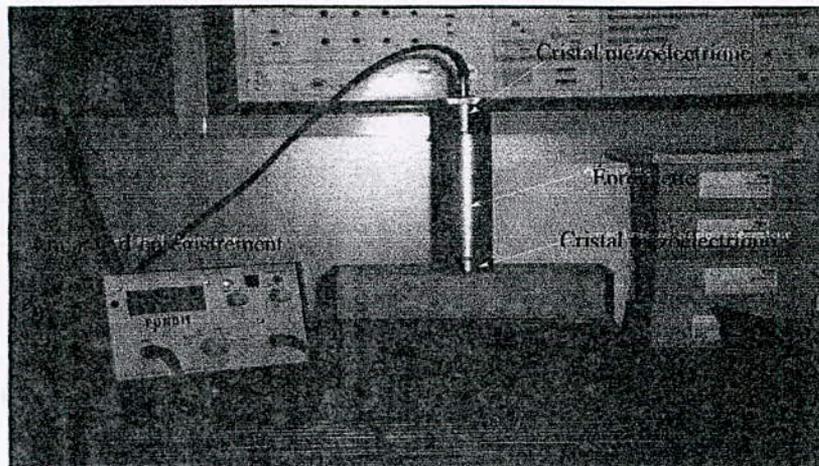


Figure II -2 : Appareil de mesure de la vitesse du son

On mesure la hauteur de l'éprouvette  $H$  et le temps de parcours de l'onde  $T_P$ .

$$V_P = \frac{H}{T_P}$$

### Propriétés intrinsèques :

#### g) coefficient de broyabilité BR :

Le degré de broyabilité consiste en la mesure du rapport du poids des particules fines inférieures à 1.6mm ( $M_f$ ), produites par l'abrasimètre sur la masse initiale  $M_i$  des granulats de dimension 4 à 6.3 mm.

$$B_r = \frac{M_f}{M_i} \times 100(\%).$$

$M_f$ : masse des particules fines inférieures à 1.6mm.

$M_i$ : masse initiale de l'échantillon à granulométrie 4 à 6.3 mm.

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

Tableau II-1 : l'échelle de broyabilité :

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

**h) Coefficient Los- Angeles LA :**

Le coefficient de Los- Angeles sert à déterminer la résistance à l'abrasion de gros granulats c à d leur résistance à la fragmentation par choc et à l'usure par frottements réciproques entre ceux-ci et la charge broyante composée d'un certain nombre de boulets d'acier de 47mm de diamètre. L'échantillon et les boulets sont mis en rotation dans un cylindre d'acier.

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

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

m : masse des particules fines (inférieures à 1,7 mm).

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

Tableau II-2 : Coefficient Los- Angeles en pourcentage dans les principales utilisations du granulat :

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

Pour notre cas le coefficient Los- Angeles est de 25,9%

**i) coefficient Deval et Micro- Deval :**

Ces deux coefficients, tout comme le coefficient LOS- Angeles dépendent principalement de la nature de la roche, les spécifications relatives à la résistance mécanique des granulats pour assise de chaussée portent entre autre sur le coefficient micro- Deval en

présence d'eau .l'essai Deval ou micro- Deval sert à la détermination de la résistance à l'attrition.

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

L'essai Deval consiste à peser les éléments inférieurs à 1,6 mm produit dans un cylindre en rotation sur un échantillon de 7kg. c'est la même formule qui est appliquée pour le coefficient LA. Par contre l'essai Micro Deval qui donne le coefficient de perte à l'usure est défini par le pourcentage des particules passant à travers les mailles du tamis à ouverture de 1,25 mm. on place une prise d'essai (500 g). dans une jarre de dimensions normalisées (diamètre intérieur =210mm, longueur = 170mm, épaisseur = 3mm et de capacité = 5 l) avec un certain nombre de billes d'acier de 9,5mm de diamètre.

Le coefficient Micro – Deval est donné par la formule suivante :

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

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

La corrélation qui existe entre le DE et MD et donnée par l'expression :

$$MD = \frac{DE}{80}$$

Les résultats expérimentaux établis par le bureau d'études EURL, min sol hyd, ont fourni comme valeur moyenne **le coefficient Micro- Deval humide : 17,4%.**

### Propriétés dimensionnelles :

#### j) La granularité :

C'est la distribution des particules de l'agrégat selon leur dimension. cette répartition dimensionnelle qui donne la qualité en % en poids des différentes grosseurs dans l'échantillon est rapportée sur un graphique dit « courbe granulométrique ».

Coefficient d'uniformité ou de « HAZEN » il est donné par l'expression :

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

$d_{60}$  : ouverture des mailles du tamis laissant passer 60% du tamisât.

$d_{10}$  : ouverture des mailles du tamis laissant passer 10% du tamisât.

Tableau II-3 : type de la granulométrie en fonction du coefficient de HAZEN :

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

**k) La propreté :**

Le pourcentage de particules fines boueuses argile et matière vaseuse dans un granulat fin mélangé au ciment peut provoquer le gonflement ou le rétrécissement, elle est déterminée par l'expression suivante :

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

P : pourcentage des particules fines et friables.

m : masse de l'échantillon à granulométrie fine (sable de 0 à 3 mm).

r : masse de l'échantillon après enlèvement des particules fines (après lavage).

**1-2- Les caractéristiques mécaniques des roches sont :****a. élasticité :**

C'est la capacité de la roche à changer sa dimension, forme ou volume sous l'influence des forces extérieures et de revenir à la forme et au volume initiaux, dès que les forces extérieures sont écartées.

**b. plasticité :**

C'est la capacité de la roche de changer sa forme sans que le volume ne varie.

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

**c. les résistances aux différents chargements mécaniques : (17).**

Les caractéristiques qui suivent sont mesurées à partir d'essais effectués en laboratoire où l'éprouvette de la roche est soumise à différents chargements mécaniques :

1. Cisaillement : essais de cisaillement direct.
2. Traction : essais brésiliens
3. Compression simple : essais de compression simple
4. Compression triaxiale : essais triaxiaux.

## 1. Essais de cisaillement

Le but de ces essais est de mesurer la cohésion  $C$  et l'angle de frottement de la roche. L'essai de cisaillement consiste à cisailer une éprouvette suivant un plan déterminé à l'avance en exerçant un effort tangentiel croissant, l'effort normal appliqué étant maintenu constant tout au long de l'essai.

La machine de cisaillement type Casa grande, constituée de Deux boites viennent coiffer les extrémités de l'éprouvette à tester en laissant libre une zone centrale de faible épaisseur. L'effort normal est appliqué par des plaques de 25kg que l'on empile sur un plateau solidaire de la boîte supérieure qui constitue la partie mobile du dispositif. La contrainte normale n'est autre que le rapport de cet effort par la section cisailée de l'éprouvette. L'effort de cisaillement est réalisé à l'aide d'un vérin qui agit horizontalement sur la boîte mobile. Pour retrouver la contrainte de cisaillement, on transforme la pression lue sur le manomètre du vérin en effort à partir de la courbe d'étalonnage de ce vérin, puis en contrainte en divisant l'effort obtenu par la section cisailée de l'éprouvette.

Au cours de l'essai, l'effort de cisaillement augmente progressivement jusqu'à atteindre une valeur maximale qui correspond à la rupture de l'éprouvette en cisaillement (effort de cisaillement de pic  $T_p$ ), puis il décroît rapidement pour atteindre un palier avec un effort constant correspondant au cisaillement de la fissure obtenue (effort de cisaillement résiduel).

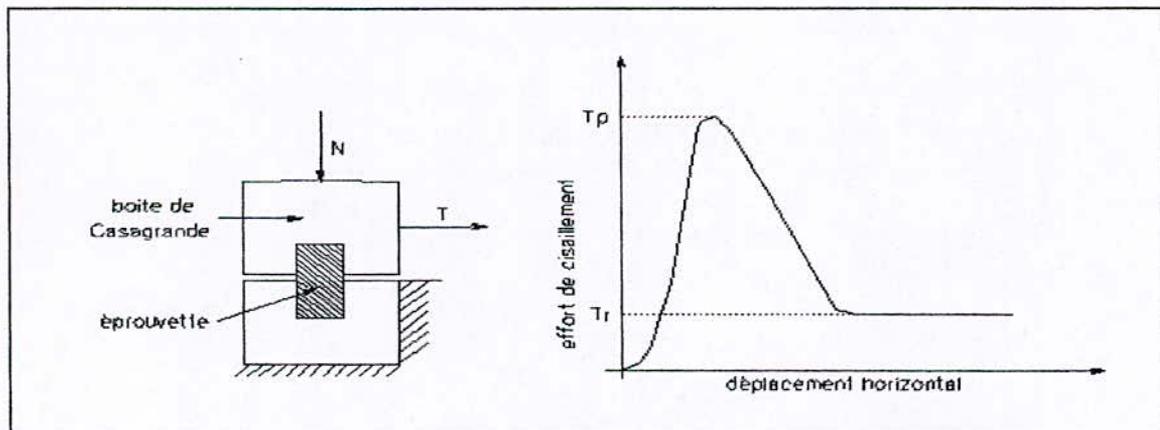


Figure II-3- principe de l'essai de cisaillement

Ainsi, en effectuant plusieurs essais avec des valeurs de chargement normal différentes, on peut déterminer la cohésion  $C$  et l'angle de frottement interne pour la phase de pic et l'angle de frottement pour la phase résiduelle.

En s'appuyant sur le critère de rupture de **Mohr-Coulomb** ( $\tau_p = C + \sigma_n \text{tg}(\phi)$ ),

on procède à une régression linéaire par la méthode des moindres carrés des résultats obtenus : la pente de la droite donne la tangente de l'angle de frottement, et l'intercepte, la cohésion. Dans la phase résiduelle, la cohésion peut être nulle et la relation devient alors

$$\tau_r = \sigma_n \text{tg}(\phi_r).$$

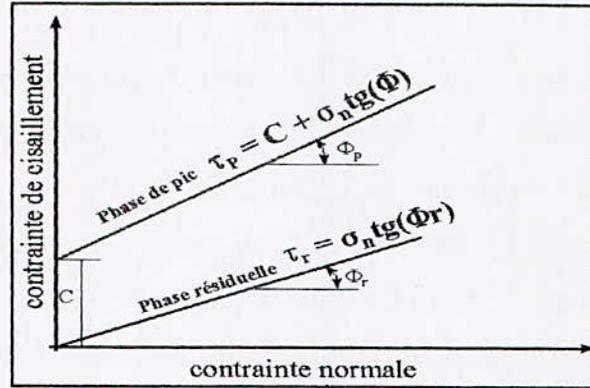


Figure II- 4 : Critère de Coulomb et paramètres mécaniques associés

## 2. Essai Brésilien : Essai de traction indirecte

L'essai brésilien a pour but de mesurer la résistance à la traction  $R_T$ . La traction est générée d'une manière indirecte en appliquant un effort de compression diamétrale.

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

$$\sigma_T = \frac{2F}{\pi HD}$$

$H$  et  $D$  sont les dimensions de l'éprouvette

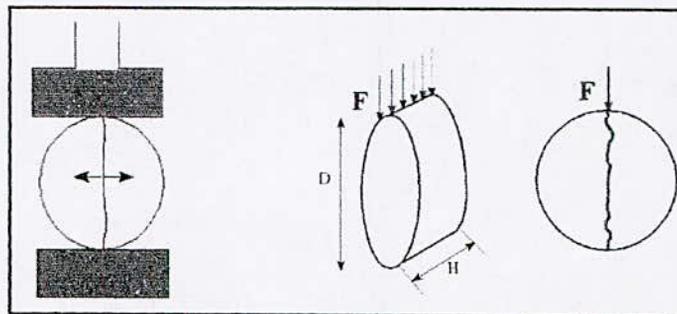


Figure II- 5 : Principe de l'essai brésilien

Notons que la résistance en traction d'une roche est très faible et compte tenu de la fracturation naturelle, il est souvent admis que la résistance à la traction d'une masse rocheuse est nulle.

### 3. Essai de compression simple

Cet essai consiste à écraser l'éprouvette en la soumettant à une compression simple croissante. L'éprouvette d'élanement 2 est placée entre les plateaux d'une presse hydraulique. On fait ensuite croître la charge axiale appliquée à une vitesse constante jusqu'à la rupture. Au cours de l'essai, on mesure la contrainte axiale, la déformation longitudinale  $\epsilon_L$  et la déformation transversale  $\epsilon_T$ .

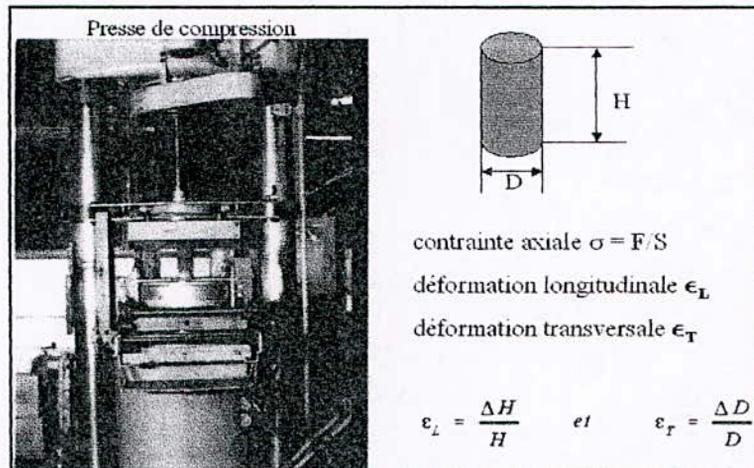


Figure II - 6 : Principe de l'essai de compression simple

A partir de la courbe contrainte -déformation longitudinale, on peut déterminer :

- $R_c$  : résistance en compression simple qui correspond à la contrainte au moment de la rupture de l'éprouvette
- $E$  : module d'Young qui correspond à la pente de la partie linéaire de la courbe
- $R_E$  : limite élastique en compression simple qui est la valeur de la contrainte à partir de laquelle la courbe cesse d'être linéaire.

L'établissement de la courbe donnant la déformation transversale en fonction de la déformation longitudinale permet de déduire le deuxième constant élastique qui est le coefficient de Poisson.

Ce sont surtout la résistance en compression simple  $R_c$  et le module de Young  $E$  qui varient d'une roche à une autre, le coefficient de Poisson ne varie pas beaucoup et a une valeur moyenne de 0.25.

Le coefficient de proportionnalité entre les contraintes normales (axiale  $\sigma$ ) et la déformation linéaire relative (longitudinale  $\epsilon_l$ ) s'appelle module d'élasticité (module de Young  $E$ ).

$$E = \frac{\sigma}{\epsilon_l}$$

Le module de Young peut également être déterminé à partir de la mesure de la célérité des ondes longitudinales  $V_p$  et transversales  $V_s$  à partir de la relation suivante :

$$E = \rho \times V_s \left( \frac{3V_p^2 - 4V_s^2}{V_p^2 - V_s^2} \right)$$

$\rho$  :masse volumique.

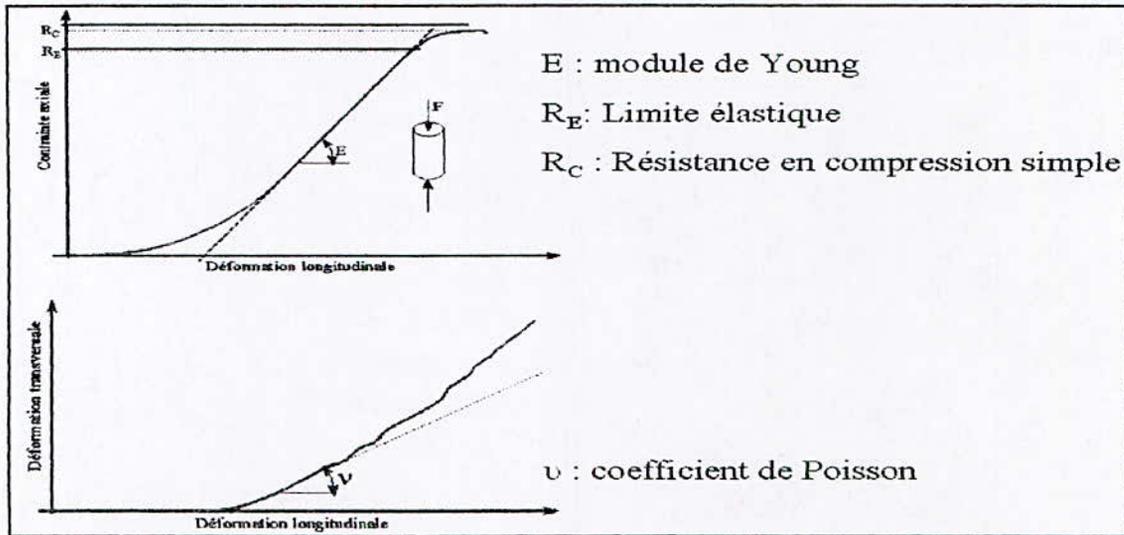


Figure II - 7 : Résultats d'un essai de compression simple

Tableau II - 5 : Exemples de valeurs de la résistance  $R_c$  et du module  $E$

Roche	Résistance en Compression simple $R_c$ (MPa).	Module de Young $E$ (MPa)
Acier	400	200 000
Béton	30	36 000
<b>Calcaire</b>	<b>22</b>	<b>10 000</b>
Argile	12	6 700
Minerai de fer (Lorraine)	23	12 000
Minerai de fer (Soumont)	140	80 000
Grés (fontainebleau)	110	53 000
Grés (Largentièrre)	60	31 500
Granite	43	36 500
Sel	25	20 000
Gypse	14	5 000

Cet essai de compression simple permet également la mesure du coefficient de Poisson ( $\nu$ )

$$\text{par : } \nu = \frac{(V_p^2 - 2V_s^2)}{2(V_p - V_s)}$$

$V_p$  : la vitesse de l'onde longitudinale (m/s),

$V_s$  : la vitesse de l'onde transversale (m/s),

La mesure du coefficient de Poisson comporte les mêmes incertitudes que la mesure du coefficient de Young, le tableau suivant représente quelques valeurs :

Tableau II - 6 : les valeurs du Coefficient de poisson

roche	Référence	Coefficient de poisson
Andésite de Boulder	U.S.B.R	0.21-0.32
Canyon	Labasse.	0.4
Argile	Bollo.	0.31
Sèche	Labasse.	0.25-0.4
Calcaire	Bollo	0.34
Charbon	Muller	0.08-0.12
gneis	Muller	0.12-0.25

on introduit le module de cisaillement  $G$  défini par :

$$G = \frac{E}{2 \times (1 + \nu)}$$

#### 4. Essai de compression triaxiale

La roche étant le plus souvent soumise à une compression triaxiale et non pas à une compression simple, il est donc nécessaire de faire ce type d'essais en laboratoire pour étudier le comportement sous une compression dans les 3 directions.

Un essai triaxial consiste à soumettre l'éprouvette à une pression latérale appelée confinement et à augmenter la charge axiale jusqu'à la rupture. aux cours de l'essai, la pression de confinement est maintenue constante. L'objectif principal au cours de ces essais est d'étudier le comportement de la roche pour différentes valeurs de la pression de confinement. On utilise une cellule triaxiale pour réaliser ces essais.

Le résultat le plus important concerne l'augmentation de la résistance en fonction du confinement appliqué  $Q$ . Si on établit le diagramme donnant la variation de la résistance à la

rupture  $R_R$  en fonction du confinement appliqué  $Q$ , on trouve une relation linéaire sous la forme :

$$R_R = R_c + K_p \cdot Q$$

Où  $R_c$  est la résistance en compression simple et  $K_p$  est le coefficient de confinement.

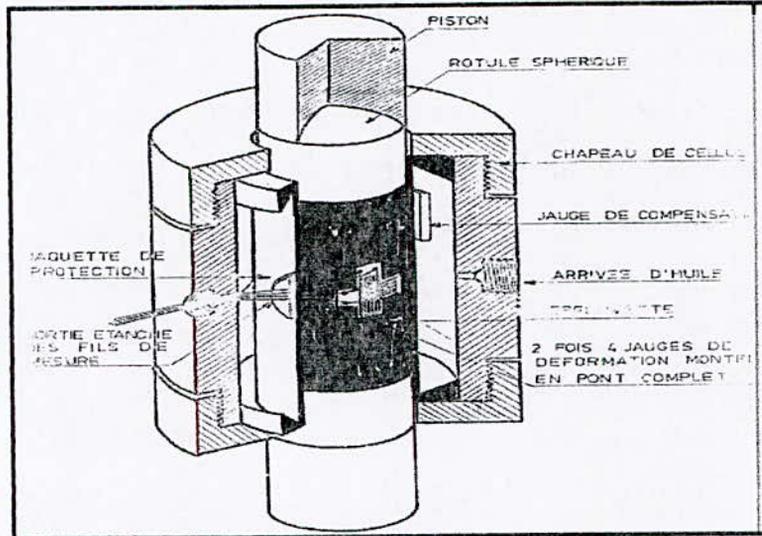


Figure II - 8 : Cellule triaxiale

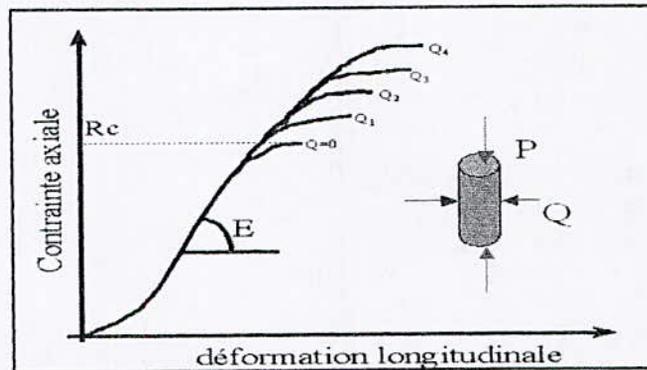


Figure II -9 : Evolution de la résistance en fonction du confinement

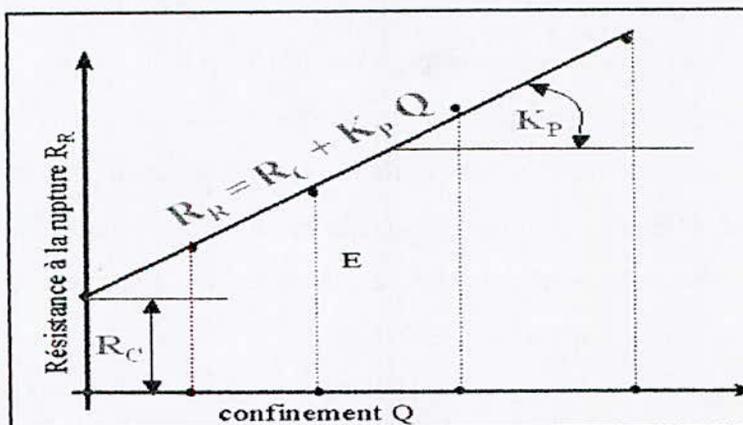


Figure II -10 : Relation résistance à la rupture - confinement

Lorsque l'on examine la rupture en compression, on constate qu'elle se produit selon des facettes inclinées. En fait, le chargement de compression génère sur deux facettes particulières des contraintes normale  $\sigma_n$  et de cisaillement  $\tau$ . Lorsque la contrainte de cisaillement dépasse la résistance au cisaillement donnée par  $\tau_p = C + \sigma_n \text{tg}(\phi)$ , la rupture se produit par cisaillement le long de ces deux facettes.

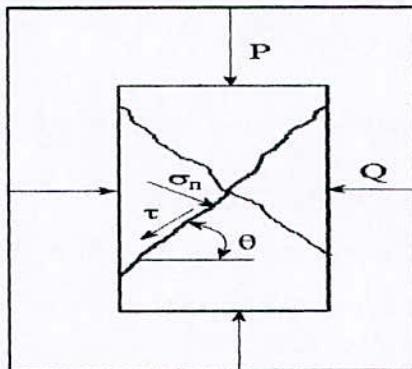


Figure II - 11: Mode de rupture en compression

Cela veut dire donc que les deux relations suivantes sont équivalentes :

$$\tau_p = C + \sigma_n \text{tg}(\phi)$$

$$R_R = R_c + K_p Q$$

C'est le critère de rupture de Coulomb exprimé dans le plan des contraintes normale et tangentiel (première relation) et dans le plan des contraintes principales (deuxième relation). Il y a donc nécessairement une relation directe entre les paramètres qui y sont impliqués.

$$R_c = \frac{2C \cos(\phi)}{1 - \sin(\phi)} = 2C \text{tg}\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\phi}{2}\right)$$

$$K_p = \frac{1 + \sin(\phi)}{1 - \sin(\phi)} = \text{tg}\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\phi}{2}\right)$$

$$\theta = \pi/4 + \phi/2$$

##### 5. Essai de compression triaxiale en post-rupture :

Afin d'étudier le comportement de la roche qui casse (rupture de piliers, rupture de parements de galeries, ...), on procède en laboratoire à des essais de compression dans la phase post-rupture.

---

Quatre caractères importants caractérisent le comportement d'une roche une fois qu'elle casse :

**a. Une roche qui casse perd sa résistance :**

La plupart des roches perdent leur résistance dans la phase post-rupture, on observe ainsi une phase de chute de résistance plus ou moins rapide selon le comportement de la roche (roche fragile, roche plastique, ...) jusqu'à atteindre une phase résiduelle caractérisée par une résistance constante.

**b. Dans la phase post-rupture, le comportement n'est plus élastique :**

Contrairement à la phase de résistance marquée par un comportement élastique linéaire, le comportement de la roche dans la phase post-rupture n'est plus réversible. Toute décharge est accompagnée par l'apparition de déformation permanente, c'est par définition la plasticité.

**c. Une roche qui casse se déforme beaucoup :**

La déformation de la roche dans sa phase de résistance est caractérisée par le module de Young et le coefficient de Poisson. Dans la phase post-rupture, la roche a une déformation beaucoup plus importante dans les deux directions axiales et transversale. L'augmentation de la déformation de la roche dans la phase post-rupture est due à la création de fissures et au chevauchement de leurs aspérités (phénomène de dilatance).

**d. Le confinement augmente la résistance d'une roche rompue :**

Le confinement augmente la résistance d'une roche. C'est l'angle de frottement qui est mobilisé dans cette augmentation de résistance (le coefficient  $K_p$  ne dépend que de  $\phi$ ). De la même façon lorsque l'on confine une roche rompue, on lui apporte de la résistance. Ce caractère va servir énormément pour le soutènement.

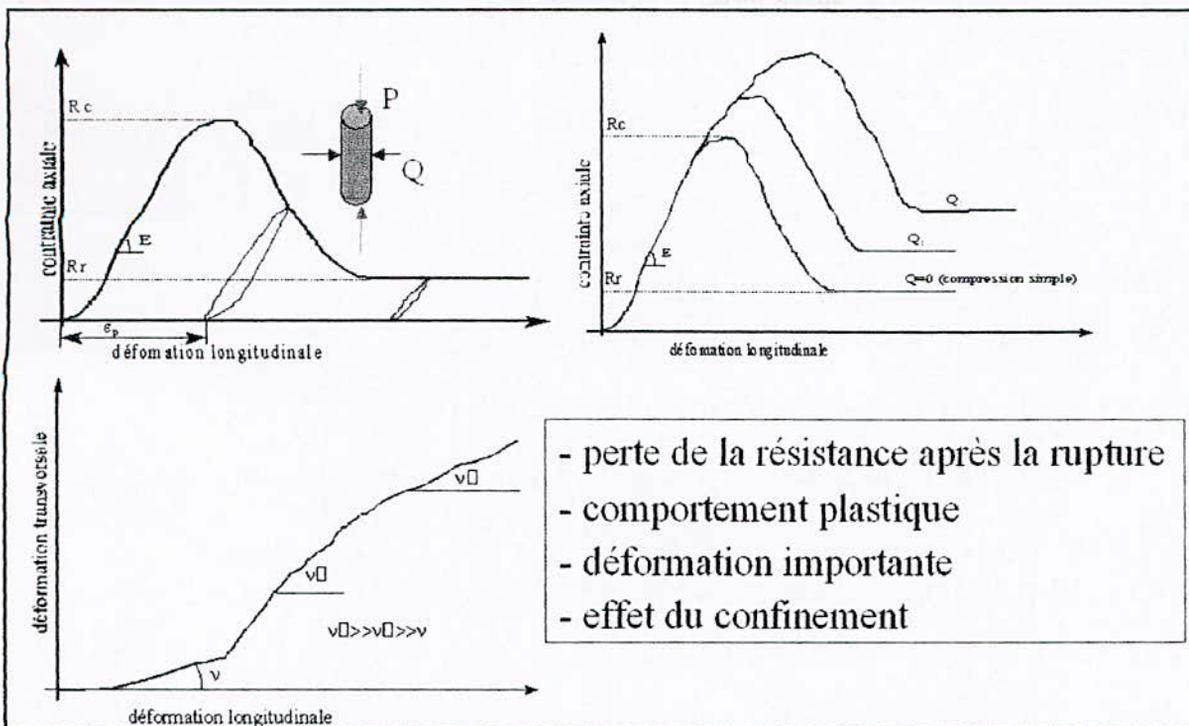


Figure II - 12 : Comportement d'une roche en post-rupture

2) propriétés technologiques : (32),(17).

b. la fissuration (indice de fissuration):

Les massifs des roches dures et mi- dures sont divisées en blocs naturels par les systèmes de fissures, cette dernière joue un rôle important et la connaissance de la fissuration permet de choisir la méthode d'exploitation la plus rationnelle résoudre correctement le problème de stabilité des bords et des talus.

La fissurité des roches s'évalue par la distance moyenne entre les fissures :

$$M = \frac{L}{n} \dots (m).$$

Où : L :longueur de la partie du massif mesuré, (m).

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

En peut exprime le degré de fissuration en fonction de l'indice de continuité  $I_c$  et de porosité P par les deux formules suivantes :

2. si  $P < 5\%$  (roche peu poreuse) :  $D_f = \frac{(100 - I_c)}{100}$

3. si  $P > 5\%$  (roche poreuse)

$$D_f = \frac{(100 - I_c - 1.4P)}{(100 - 1.4P)} = 10\%.$$

$$I_c = 88\%$$

Tableau II - 7 : degré de fissuration des massifs rocheux :

Degré de fissuration	Très fort	Fort	moyenne	Faible	Très faible
$D_f$	>80	75	50	25	<10

D'après le bureau d'études EURL. MIN SOL HYD. La valeur moyenne de la fissurité est de 10 %. donc le degré de fissuration est faible.

**c. la stabilité et le coefficient d'affaiblissement structurale ( $\lambda$ ):**

C'est la capacité des roches de rester en place durant longtemps lorsque la surface est dégagée.

La stabilité des gradins s'exprime par :

- l'angle de frottement interne ;
- la cohésion (C).

ces deux facteurs sont liés entre eux par les formules suivantes :

$$\sin(\varphi) = \frac{(R_c - R_t)}{(R_c + R_t)} \quad (\varphi : \text{L'angle de frottement interne}).$$

$$C = 0.5(R_c \times R_t)^{\frac{1}{2}} ; \text{Mpa (la cohésion).}$$

$R_c$  :résistance à la compression mesurée Mpa.

$R_t$  :résistance à la traction mesurée en Mpa.

Suivant le degré de la stabilité, les roches encaissantes se repartissent en groupes suivants :

- roches instables (sables friables).
- Mi- stables (argiles, argiles sableuses).
- Stables (calcaires et grés fissurés).
- Extra – stables (granites, basaltes et d'autres roches dures).

Le degré de stabilité des roches dans le massif se traduit par le coefficient de l'affaiblissement structural ( $\lambda$ ) qui est le rapport entre la cohésion dans le massif  $C_m$  et la cohésion dans

l'échantillon  $C_e$  :

$$\lambda = \frac{C_m}{C_e}.$$

La stabilité des bords des carrières et des talus des gradins est une des conditions principales de la sécurité des travaux miniers à ciel ouvert. Nous venons en détail à ce phénomène dans le chapitre **IV** (système d'exploitation).

**c. l'angle du frottement interne ( $\phi$ ) :**

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

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

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

$R_t$  : résistance à la traction, ( $\text{kgf/cm}^2$ ).

L'angle de frottement interne du massif est déduit de celui de la roche en le multipliant par un coefficient de correction  $k_\phi=0.8$

Ce résultat s'inscrit dans les normes établies pour les calcaires (il est de  $30^\circ$  pour le calcaire marbré,  $\rho=2.71\text{g/cm}$ ).

**d. Cohésion(C) :** Elle exprime le degré de cimentation des grains composant la roche, elle est donnée par la relation :

$$C_r = \frac{R_t \times R_c}{2\sqrt{R_c \times R_t - 3R_t^2}}$$

Les normes de la cohésion pour les calcaire, est de 21 MPa, pour les calcaires marbrés,  $\delta = 2.71\text{g/cm}^3$ .

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

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

Où:

a: coefficient de fissuration du massif rocheux ( $a = 10\% = 0.1$ ).

b : coefficient de la diminution de la cohésion du massif à cause de son contact à l'eau (humidité, altération),  $b = 0.2$  à  $1$

C : coefficient d'affaiblissement de la cohésion à cause du temps ( fatigue de la structure)

$$C = 0.7 \text{ à } 0.8$$

Tableau IV-4 : Exemples des valeurs de la cohésion et de l'angle de frottement.

Description		Masse Volumique (kg/m <sup>3</sup> )	Cohésion (MPa)	Angle de frottement (°).	
Type	Matériau				
Non cohérent	Sols et argiles	Sable	1700	0	25 – 35
		bentonite tendre	1300	0.01 – 0.02	7 – 13
		argile organique	1400	0.01 – 0.03	12 – 16
		argile glaciaire tendre	1700	0.03 – 0.07	27 – 32
		argile glaciaire dure	2000	0.07 – 0.15	30 -32
		argile indurée	2300	0.15 – 0.25	32 - 35
Cohérent	Roches	Roches ignées (granites, basalt, ...)	2500	35 – 55	35 -45
		Roches métamorphiques (quartzites, gneiss,..)	2500	20 – 40	30 – 40
		Roches sédimentaires dures (grés, dolomite, <b>calcaire, ..</b> )	<b>2300</b>	<b>10 – 30</b>	<b>35 – 45</b>
		Roches sédimentaires tendres	1700	10 - 20	25 – 35

#### e. le coefficient de foisonnement :

Les roches foisonnées sont caractérisés par les dimensions moyennes de blocs fragmentés  $d_{mf}$  et par le degré de cohésion.

Le degré de cohésion conditionne le foisonnement  $K_f$  et la fragmentation  $n$ ,

Le coefficient de foisonnement  $K_f$  est déterminé par la formule suivante

$$K_f = \frac{V_f}{V} = \frac{\gamma}{\gamma_v} = 1.6$$

$V_f$  : volume de la roche foisonnée.

$V$  : volume de la roche en état naturelle.

Le degré de fragmentation  $n$  est déterminé par la formule suivante :

$$n = \frac{d_{ms}}{d_{mf}} > 1.$$

$d_{ms}$  : dimension moyenne de bloc structurale.

$d_{mf}$  : dimension moyenne de bloc fragmentée.

**f. la dureté :**

une des caractéristiques technologiques la plus importante dans tous les processus miniers est la dureté des roches, d'après le professeur PROTODIAKONOV M la dureté  $c'$  est la résistance des roches aux actions mécaniques, déterminée d'après la formule suivant :

$$f = \frac{\sigma_{compr}}{100}.$$

A présent on utilise une autre dépendance qui améliore la précision :

$$f = \frac{\sigma_{compr}}{300} + \sqrt{\frac{\sigma_{compr}}{30}}.$$

$f$  : Dureté d'après le professeur PROTODIAKONOV M.

$\sigma_{compr}$  : la résistance à la compression ( $\text{kg/cm}^2$ ).

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

Dans notre cas à Adrar Oufarnou d'après le bureau d'étude la résistance à la compression à l'état sec change et varie de 207 à 1584  $\text{kg/cm}^2$ , la moyenne est de 895.5  $\text{kg/cm}^2$ .

La résistance à l'état humide varie de 230 à 1225  $\text{kg/cm}^2$ , la moyenne est de 727.5  $\text{kg/cm}^2$ .

Donc la dureté de la roche est de

$$f = \frac{895.5}{300} + \sqrt{\frac{895.5}{30}} = 8.44$$

La dureté si on prend la résistance à l'état humide :

$$f = \frac{727.5}{300} + \sqrt{\frac{727.5}{30}} = 7.35.$$

Suivant la classification des roches selon la dureté du professeur PROTODIAKONOV M

Le calcaire d'Adrar Oufarnou est classé dans la catégorie **III,a** (calcaire dur).

**g. La forabilité (perforabilité ou l'indice de difficulté de foration) :**

Le forage des trous est une opération importante durant le processus de la préparation des roches à l'extraction à l'explosif, c'est pour cela que l'indice de forabilité  $D_f$  est important, d'après l'académicien RJEVSKY V, l'indice de forabilité  $D_f$  est basé sur :

- Les efforts de compression et de déplacement jouent un grand rôle dans le forage ; par contre les efforts de traction n'ont pas une importance pratique dans ce procédé.
- Vu le petit diamètre des trous, la fissuration n'influe guère sur la forabilité.

- Considérant que dans le processus de forage on évacue les débris du fond du trou vers l'extérieur, il est normal de tenir compte de la masse volumique.

Donc l'indice de forabilité peut être déterminé d'après la formule suivante :

$$D_f = 0.007(\sigma_{\text{compr}} + \sigma_{\text{depl}}) + 0.7 \rho$$

$\sigma_{\text{compr}}$  : contrainte de compression ;

$\sigma_{\text{depl}}$  : l'effort de déplacement ;

$\rho$  : la masse volumique ,

$$D_f = 0.007(R_c + R_t) + 0.7\rho.$$

$R_c$  : résistance à la comprissions (MPa).

$R_t$  : résistance à la traction (MPa).

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

4. forabilité très facile  $D_f = (1 \text{ à } 5)$ .
5. forabilité facile  $D_f = (5.1 \text{ à } 10)$ .
6. forabilité moyenne  $D_f = (10.1 \text{ à } 15)$ .
7. forabilité difficile  $D_f = (15.1 \text{ à } 20)$ .
8. forabilité très difficile  $D_f = (20.1 \text{ à } 25)$ .

D'après l'académicien RJEVSKY la forabilité dans le massif Adrar Oufarnou est facile (7.44).

#### h. coefficient de tirage (tirabilité) :

La formule principale de calcul des charges multiples parallèles au front d'abattage, utilisé pour les carrières est exprimée par la relation suivante :

$$q_o = 10^{-3}(0.1 K_t \cdot (R_c + R_{\text{cis}} + R_{\text{tr}}) + 40) \cdot \rho$$

$R_c$  : résistance à la compression.

$R_{\text{cis}}$  : résistance au cisaillement

$R_t$  : résistance à la traction.

$\rho$  : le poids volumique.

Tableau II – 8 : quelques données sur le coefficient de tirage :

$q_o(\text{Kg/m}^3) <$	0.1	0.1 à 0.2	0.2 à 0.3	0.3 à 0.4	0.4 à 0.5
tirabilité	facile	moyenne	difficile	Très difficile	Extremement difficile

**i. Indice de continuité :**

L'indice de continuité  $I_c$  est un indicateur souple et très sensible de la présence de vides contenus dans le massif rocheux, par définition :

$$I_c = \frac{V_p}{V_{pt}}$$

Où :  $V_p$  : la vitesse de propagation des ondes mesurées en laboratoire, (m/s).

$V_{pt}$  : la vitesse théorique, résultat de la composition minéralogique, (m/s). Le tableau suivant représente différents intervalles de l'indice de continuité :

Tableau II – 9 : indice de continuité.

Indice de continuité	Très faible	faible	moyen	fort	Excellent
$I_c$ (%)	<25	50	75	90	>95

**j. indice de difficulté de destruction :**

il est donné par la formule suivante :

$$I_{dif} = 0.005 \cdot K_t \cdot (R_c + R_{cis} + R_{tr}) + 0.5 \rho$$

$$K_t = 1.2 \cdot d_{ms} + 0.2$$

$K_t$  : coefficient de rapprochement, dépendant de la structure du massif.

$R_c$  : résistance à la compression ;

$R_{cis}$  : résistance au cisaillement ;

$R_{tr}$  : résistance à la traction ;

$\rho$  : poids volumique en  $T/m^3$ .

$d_{ms}$  : dimension de blocs structuraux.

**k. indice de difficulté d'excavation  $I_{ex}$  :**

Il est donné par la formule suivante :

$$I_{ex} = 0.37(0.2R_c + R_t + R_{cis})^{0.3} \delta$$

**l. indice de résistance au contact  $I_{rc}$  :**

la résistance au contact caractérise l'action de l'outil de foration sur la roche, elle est exprimée par la relation :

$$I_{rc} = 1.9 \cdot R_c$$

$R_c$  : la résistance à la compression exprimée en Mpa.

$$R_c = 895.5 \text{ kg/cm}^2 = 0.08955 \text{ Mpa}$$

$$I_{rc} = 1.9 \times 0.08955 = 0.17$$

**I. coefficient de dureté de l'agrégat ( $f_c$ ) :**

Ce coefficient caractérise la pression relative de l'outil de foration sur la roche, au moment de la destruction de celle-ci, elle s'exprime par la relation suivante :

$$f_c = I_{rc} / 0.62$$

$$\text{donc } f_c = 0.17 / 0.62 = 0.27$$

$I_{rc}$  : indice de la résistance au contact;

**3- Les analyses des granulats :****3-1- les analyses chimiques du produit :**

Suivant les études faites par le bureau d'études EURL, MIN-SOL-HYD de BIRKHADEM en mai 2002, les analyses chimiques ont montré les résultats suivants :

Oxydes totaux ( $Fe_2O_3 + Al_2O_3$ ) : 1.35%

Carbonates ( $CaCO_3$ ) : 95.76%

Chlorures ( $NaCl$ ) : 0.06%

Sulphates ( $CaSO_4 + 2H_2O$ ) : traces

Eau de constitution : 1.31%

**3-2- Les analyses granulométriques :**

Pour le contrôle de la qualité des granulats, produit au niveau de la carrière d'Adrar Oufarnou, l'entreprise ALGRAN filiale du groupe ENOF à sollicité le LTP/Est (LABORATOIRE DES TRAVAUX PUBLICS DE L'EST) de Bejaia pour l'analyse d'un lot d'échantillons comprenant un sable concassé 0/3 et les granulats 3/8 - 8/15 - 15/25 et 25/40.

Tableau II – 10 : Les analyses obtenues sont insérées dans le tableau suivant :

échantillon	granulométrie			ES	P (%)	MF	A	LA	MDE	Densité	
	%>D	%<d	%<80 $\mu$							$\gamma$ app	$\gamma$ abs
sable concassé 0/3	7	-	19	73	-	2.4	-	-	-	1.45	2.52
granulat 3/8	9	4	-	-	1.1	-	28	30	18	1.34	2.60
granulat 8/15	10	3	-	-	0.6	-	18	34	19	1.39	2.65
granulat 15/25	0	7	-	-	0.6	-	12	32	19	1.39	2.67
granulat 25/40	22	32	-	-	-	-	-	54	-	1.38	2.69

## 2. utilisation des granulats pour la fabrication des Bétons :

Selon la norme XP P18-540 :

De point de vue dureté ces granulats (gravillons) peuvent être classés en catégorie LA<sub>B</sub>, sauf le gravillon 25/40 en LA<sub>D</sub>.

- gravillons :
- granularité :

Tableau II – 11 : Analyse de la granularité.

Gravillon	passant (%) à					
	2D	1.58D	D	$\frac{(D+d)}{2}$	d	.63d
0 / 3 sable	100	100	93	-	-	-
3 / 8	100	100	90	19	1	0
8 / 15	100	100	91	10	28	0
15 / 25	100	100	100	61	6	0
25 / 40	100	100	79	60	34	0

Du point de vue granularité, ces gravillons peuvent être classés comme suit :

- 0 / 3 sable en catégorie Gr<sub>B</sub>.
- 3 / 8 en catégorie Gr<sub>D</sub>.
- 8 / 15 en catégorie Gr<sub>D</sub>.
- 15 / 25 en catégorie Gr<sub>B</sub>.
- 25 / 40 en catégorie Gr<sub>D</sub>.

- Propreté :

La valeur spécifique supérieur à 1.5% .ces gravillons sont donc propres.

- Coefficient d'aplatissement :

Du point de vue forme, ces gravillons peuvent être classés comme suit :

- 3 / 8 en catégorie A<sub>C</sub>.
- 8 / 15 en catégorie A<sub>A</sub>.
- 15 : 25 en catégorie A<sub>A</sub>.

### Pour le sable :

Du point de vue granularité comme il est indiqué peut être classé en catégorie Gr<sub>B</sub>.

### Module de finesse :

Du point de vue finesse, ce sable peut être classé en MF<sub>A</sub>.

**Teneur en fines :**

Du point de vue fines, ce sable peut être classé en F<sub>D</sub>.

**Propreté :**

VSI > 60 donc ce sable peut être classé en PS<sub>A</sub>.

• **Utilisation de ces granulats pour les chaussés :** couches de fondation de base et de liaison.

○ **Caractéristiques intrinsèques des gravillons :**

Tableau II – 12 : Caractéristiques intrinsèques des gravillons

Gravillon	LA +MDE	LA	MDE
3 / 8	48	30	18
8 / 15	53	34	19
15 / 25	51	32	19
25 / 40	-	54	-

Sans réaliser l'essai de (C P A), et considérant uniquement les essais LA et MDE, ces gravillons peuvent être classés en catégorie C en hors catégorie donc dans la catégorie D, c'est à dire ces gravillons ne sont pas durs.

○ **Caractéristiques de fabrication des gravillons :**

Du points de vue caractéristique de fabrication, ces gravillons peuvent être classés en :

- 3 / 8 en catégorie V, renferme des éléments plats et mal calibrés.
- 8 / 15 en catégorie V, il est mal calibrés.
- 15 / 25 en catégorie III,

Les gravillons 3 / 8, 8 / 15, 15 / 25 conviennent bien pour la fabrication des Bétons, pourtant les granularité des gravillons 3 / 8, 8 / 15 est à améliorer.

- les sables peuvent aussi être classés en catégorie a<sub>2</sub>, mais leur étendu n'est pas connu, le sable concassé 0 / 3 ne peut être utilisé pour la fabrication des bétons que s'il est mélangé à un autre sable ayant un pourcentage de fines faible.

Pour l'utilisation de ces granulats en corps de chaussé des routes, il y a lieu de se référer aux CPS de chaque projet.

# CHAPITRE III

# LES RÉSERVES DU GISEMENT



### CHAPITRE III

#### LES RESERVES DU GISEMENT

##### - Introduction :

Compte tenu des travaux de recherches et de prospections effectués par l'ex SONAREM sur le gisement d'Adrar Oufarnou, il a calculé les réserves de calcaires pour agrégats à la date du 01-08-1977.

La surface du gisement a été étudiée assez complètement, le prélèvement des monolithes a été réalisé suivant la maille de 100x100 m. par contre en profondeur le gisement a été moins bien prospecté. Quatre sondages ont été exécutés.

Le sondage N<sub>3</sub>, exécuté dans la partie périphérique du gisement a été exclu du calcul des réserves.

Un tel degré de connaissance du gisement permet de calculer les réserves de l'assise utile dans les catégories C<sub>1</sub> et C<sub>2</sub>.

##### 1- Classification des réserves : (7)

Selon la méthode de prospection et le degré d'étude, on peut classer les réserves en trois catégories suivantes :

##### a. réserves certaines (catégorie A) :

Elles sont utilisées pour les gisements les mieux étudiés et prospectés avec détail et étudiés à l'aide des galeries minières, toutes les données de la qualité et la quantité des minerais est déterminée rigoureusement avec une précision acceptable.

##### b. Réserves probables (catégorie B) :

Utilisées pour les gisements qui sont moins bien étudiés que ceux de la première. La catégorie B permettant d'élucider les caractéristiques générales des gisements et de la qualité à l'exception de détails concernant leur répartition à l'intérieur du gisement.

##### c. les réserves possibles (catégorie C) :

L'erreur de détermination de ces réserves varie de (80 % à 300 %) ces réserves seront mise en évidence dans les premières phases de prospection, dans cette catégorie font partie :

- **Catégorie C<sub>1</sub> :**

Réserves étudiés avec des mailles larges, et les réserves sont déterminées sur la base de donnée de quelques puits de prospection isolés, quand à la technologie du traitement elle est étudiée seulement au laboratoire.

- **Catégorie C<sub>2</sub> :**

Concerne les réserves appréciées seulement par les données géologiques, et vérifiés par un échantillonnage de la matière première minérale.

On peut retrouvé cette catégorie dans les parties mitoyennes (près de la limite) de la partie du gisement contenant des réserves de catégorie A, B, ou C1.

## 2- Méthode de calcul :

On utilise pour le calcul des réserves des procédés différents. Mais, chacun de ces procédés est basé sur la géométrisation du gîte.

On remplace la forme réelle compliquée du corps de minerai par un corps de forme simple et de volume égal. On détermine le volume des corps simples à l'aide des formules élémentaires, ainsi, les procédés du calcul des réserves se distinguent seulement par les manipulations de la géométrisation du gîte.

On utilise. Le plus souvent, dans le pratique les procédés de calcul suivants :

- Méthode de la moyenne arithmétique.
- Méthode des blocs géologiques.
- Méthode des blocs exploitables.
- Méthode des coupes géologiques.

Dans les cas particuliers, on utilise aussi les procédés spécifiques, tels que géostatistique, isohypses et d'autre.

Le choix du procédé du calcul des réserves est déterminé par :

- le degré de prospection du gisement.
- la forme et dimensions du gîte.
- Le caractère de la répartition des composants qui s'y trouvent.
- Le système de prospection et d'exploitation du gisement.

L'exactitude du calcul des réserves ne dépend pas tant du procédé de calcul choisi que du **degré de prospection** et de **l'intégralité de l'étude géologique du gisement**.

Si la quantité des données de départ du calcul est suffisante et l'interprétation des particularités géologiques du corps de minerai est juste, alors chacun des procédés du calcul cité ci- dessus donne des résultats proches de la réalité.

**2-1- méthode de la moyenne arithmétique :**

On appelle moyenne arithmétique le mode d'estimation des réserves simplifiée, permettant d'obtenir le plus rapidement possible une représentation approximative de la valeur industrielle d'un gisement, surtout lorsque le degré de sa prospection est insignifiant.

On détermine les réserves en minerai d'après la formule :

$$Q = 0.001 * S * m * \rho * \dots (T).$$

- **S** : surface réel du gisement (l : longueur, L : largeur). (m x m).
- **m** : la puissance de la couche minéralisée. (m)
- **$\rho$**  : le poids volumique de la roche. (kg/m<sup>3</sup>).

On calcule l'aire du contour du gîte sur le plan, ou sur la projection longitudinale en plan vertical au planimètre, de l'abaque ou par le partage en figures géométriques simples. Si le gîte (corps) du gisement calculé est incliné, on divise alors l'aire mesurée  $S_m$  suivant un plan, par le cosinus de l'angle moyen d'inclinaison  $\alpha$  du gîte (corps) pour obtenir l'aire réelle du gîte  $S_r$  :

$$S_r = \frac{S_m}{\cos \alpha}$$

Pour la mesure de l'aire sur la projection verticale, la valeur mesurée de l'aire est divisée par le sinus de l'angle d'inclinaison du gîte  $\alpha$  :

$$S_r = \frac{S_m}{\sin \alpha}.$$

On détermine les valeurs des paramètres du calcul séparément pour le gîte se trouvant à l'intérieur du contour prospecté et pour celui qui est dans la bande inter contour.

L'épaisseur moyenne du contour prospecté sera déterminée par la formule suivante :

$$\bar{m} = \frac{\sum_{i=1}^n m_i}{n}.$$

$m_i$  : l'épaisseur des couches minéralisés

Le poids volumique par la formule :  $d = \frac{\sum_{i=1}^n d_i}{n}$

La teneur moyenne par la formule :  $C = \frac{\sum_{i=1}^n C_i}{n}$

Pour la bande inter contour on a :

$$\bar{m}_{b,i} = \frac{\bar{m} + m_{m,i}}{2}$$

$$\bar{d} = \frac{\sum d_i}{k}$$

$$\bar{C} = \frac{\sum C_i}{k}$$

$\bar{m}$  : est l'épaisseur moyenne du gîte dans le contour prospecté ;

$m_{m,i}$  : est la plus faible épaisseur industrielle ;

$k$  : est le nombres des ouvrages de prospection se trouvant aux limites de la bande inter contour.

L'avantage essentiel du procédé de la moyenne arithmétique consiste en sa simplicité.

Un des inconvénients de ce procédé réside dans l'impossibilité d'avoir les données sur la répartition des types et des sortes des minerais dans les blocs et les secteurs du gisement.

Il est recommandé d'utiliser ce procédé :

- ✓ au cours du calcul de l'accroissement des réserves pour un trimestre, semestre etc.. ;
- ✓ lors du calcul des réserves de la matière première de basse valeur telle que les calcaires, les grès, les pierres de bâtiment etc. ... quand il ne faut pas les séparer en types et sortes différents ;
- ✓ pour contrôler les résultats du calcul des réserves effectués par d'autres procédés.

On peut considérer cette méthode comme le seul procédé rationnel d'estimation, si le gisement est faiblement prospecté et l'usage d'autres méthodes plus compliquées n'est pas raisonnable.

## 2-2- Méthode des blocs géologiques :

Ce procédé est une variante améliorée de la moyenne arithmétique et s'en distingue par le fait que l'on calcule la valeur moyenne de l'épaisseur et de la teneur non pas pour tout le gisement, mais pour certaines parties, appelés blocs géologiques.

On procède au partage du gisement en blocs selon les espèces du minerai, selon le degré de prospection, suivant les différentes catégories et d'après d'autres indices.

La mise en valeur des réserves dans les limites de chaque bloc se fait par le procédé de la moyenne arithmétique, ou bien, si la distance entre les ouvrages de prospection de chaque bloc est irrégulière par le procédé de la moyenne pondérale

Les réserves totales en minerai et en ces composants utiles sont déterminées par la somme des réserves de chaque bloc d'après les formules : ж

Le volume du gisement est :  $V_{gis} = \sum V_{bl}$  ;

Réserves en minerai :  $Q_{gis} = \sum Q_{bl}$  ;

Réserves en métal :  $P_{gis} = \sum P_{bl}$  ;

$$\bar{C}_{gis} = \frac{P_{gis}}{Q_{gis}} \times 100;$$

$$\bar{d}_{gst} = \frac{Q_{gis}}{V_{gis}}.$$

$$\bar{m}_{gis} = \frac{V_{gis}}{S_{gis}}.$$

Le registre du calcul des réserves par la méthode des blocs géologiques est :

n° d'ordre	1	
catégorie des réserves	2	
sortes	3	
n° des blocs	4	
surface minéralisée, en m <sup>2</sup> (S)	5	
Epaisseur moyenne en m (( $\bar{m}$ ))	6	
volume du corps en m <sup>3</sup> (V).	7	
poids volumique du minerai, en t/m <sup>3</sup> (ρ).	8	
réserves en minerai, en t (Q)	9	
teneur en composante utile, en % ( $\bar{C}$ )	10	
réserves en métal, en t (P).	11	

### 2-2-1- Les avantages de la méthode des blocs géologiques :

L'avantage essentiel du procédé des blocs géologiques est sa simplicité et la rapidité de son exécution, comparé au procédé de la moyenne arithmétique, il permet de distinguer les types et les qualités diverses des minéraux utiles dans le gisement.

### 2-2-2- Les inconvénients de la méthode :

Les inconvénients du procédé consiste en :

- ✓ l'impossibilité de calculer les blocs en s'appuyant sur un nombre insignifiant d'ouvrages miniers (moins de 8 à 10), en cas de nécessité de la séparation des petits blocs, il faut utiliser d'autres méthodes de calcul ;
- ✓ il est nécessaire plus tard, lors de la préparation du gisement à l'exploitation et réévaluer les réserves.

### 2-3- Méthode des blocs d'exploitations :

On peut considérer cette méthode de calcul des réserves, comme un cas particulier de la méthode des blocs géologiques, utilisé à l'étape finale de la prospection du gisement et sa préparation pour l'exploitation, dans ce cas, on doit séparer les contours des blocs d'exploitation future à l'aide des ouvrages de prospection souterrains ou des trous de forage et par ailleurs, le degré d'étude de ces blocs par des ouvrages doit être identique.

A la différence de la méthode des blocs géologiques, l'aire du bloc d'exploitation ( $S_{bl}$ ) n'est pas mesurée directement, mais calculée d'après la formule :

$$S_{bl} = L_{bl} \times H_{inc}$$

$$\text{Où } H_{inc} = H_v / \sin \alpha$$

$L_{bl}$  : longueur du bloc d'exploitation ;

$H_{inc}$  : hauteur inclinée ;

$H_v$  : hauteur verticale du bloc ;

$\alpha$  : l'angle d'inclinaison du gîte par rapport à l'horizontale.

Le volume du bloc de minerai ( $V_{bl}$ ) se détermine par la formule suivante :

$$V_{bl} = S_{bl} \times \bar{m}$$

Cette dernière est utilisée dans le cas où la forme du bloc et le réseau de mesure de l'épaisseur est régulier, si ces paramètres sont irréguliers, on utilise alors la formule :

$$v_{bl} = S_{bl} \times \frac{\sum_{i=1}^n \bar{m}_i \times L_i}{\sum_{i=1}^n L_i}$$

$\bar{m}_i$  : est l'épaisseur moyenne du gîte suivant l'ouvrage, délimitant le bloc de l'un des côtés.

$L_i$  : est la longueur de l'ouvrage.

L'épaisseur moyenne du gîte suivant l'ouvrage est déterminée comme la moyenne arithmétique

**2-3-1- Les avantages :**

Les avantages de la méthode des blocs exploitables consistent en :

- ✓ la possibilité de séparer les minerais d'après les types et sortes non seulement aux limites du gîte, mais aussi aux limites de chaque bloc.
- ✓ La possibilité du calcul séparé des réserves de chaque secteur d'extraction future ce qui est très commode pour la planification de l'extraction future du minerai.
- ✓ Les opérations du calcul sont très simples.

**2-3-2- Les inconvénients :**

- ✓ On peut réaliser le calcul par cette méthode seulement à l'étape détaillée de prospection, c à d que le calcul se limite pour les cas de révélation des réserves de hautes catégories.
- ✓ La méthode donne de bons résultats lors du calcul des réserves des gîtes minces qui sont délimités entièrement par les ouvrages miniers.

**2-4- Méthode des coupes géologiques :**

Ce procédé sert à calculer les réserves des gisements de formes complexes et de grandes épaisseurs, prospectés par un système de profils ou d'horizons, permettant de composer les coupes géologiques, ou les plans des horizons.

Cette méthode a quelques variantes :

- ✓ Par les coupes parallèles verticales ;
- ✓ Par les coupes non parallèles verticales ;
- ✓ Par les coupes parallèles horizontales ;
- ✓ Par procédé linéaire ;
- ✓ Par procédé géomorphologique.

Le volume du corps minéral utile est déterminé comme le produit des aires des coupes verticales ou horizontales par la distance entre ces dernières.

Au cours du calcul des réserves par la méthode des coupes, les réserves du gisement sont calculées séparément dans la limite de chaque bloc à évaluer (bloc à évaluer c'est la partie du corps de minerai, limitée par deux profils ou deux horizons voisins).

L'ordre de calcul des paramètres des réserves consiste à déterminer :

- ✓ La teneur moyenne en composant utile dans l'ouvrage minier  $C_{ouv}$

$$C_{ouv} = \frac{\sum c_i \times l_i}{\sum l_i}$$

$C_i$  : est la teneur en composant utile d'un échantillon isolé.

$l_i$ : longueur d'un échantillon.

- ✓ La teneur moyenne en composant utile de la coupe  $C_c$ .
- ✓ L'aire de la section de la coupe  $S_{sec}$

$$S_{sec} = \frac{m_1 + m_2}{2} \times L_1.$$

$$S_{sec} = \frac{m_n + m_{n+1}}{2} \times L_n$$

On appelle section une partie de la coupe de prospection limitée par deux ouvrages voisins, creusés sur le plan de la même coupe, on détermine l'aire de la section d'un corps avec un planimètre, ou par le procédé des trapèzes, mais il n'est pas conseillé de déterminer l'aire de la section à l'aide d'abaque à cause des grandes erreurs relatives de la mesure.

- ✓ L'aire de la coupe  $S_c$ :

L'aire de la coupe se détermine comme la somme des sections :

$$S_c = \sum_{i=1}^n S_{sec-i} = S_{sec-I} + S_{sec-II} + \dots + S_{sec-n}.$$

- ✓ La teneur moyenne en composant utile du bloc  $C_{bl}$

$$C_{bl} = \frac{C_{c.I} \times S_{c.I} + C_{c.II} \times S_{c.II}}{S_{c.I} + S_{c.II}}$$

Où :  $C_{c.I}$  et  $C_{c.II}$  : sont les teneurs moyennes en composant utile, déterminées dans les limites des coupes correspondantes.

$S_{c.I}$  et  $S_{c.II}$  : sont les valeurs de l'aire de ces coupes.

- ✓ Le volume du bloc  $V_{bl}$

Le volume du bloc détenu entre deux coupes se détermine comme le volume du prisme :

$$V_{bl} = \frac{S_{c.I} + S_{c.II}}{2} \times L_{I-II}$$

$L_{I-II}$  : c'est la distance entre les deux coupes voisines.

Si la distance entre les deux coupes est supérieure à 40%, On devra estimer le volume du bloc par la formule de la pyramide tronquée :

$$V_{I-II} = \frac{S_{c.I} + S_{c.II} + \sqrt{S_{c.I} \times S_{c.II}}}{3} \times L_{I-II}.$$

- ✓ Le poids volumique moyen se détermine par le procédé de la moyenne arithmétique.
- ✓ Les réserves en minerai et en métal aux limites du bloc : sont déterminées par les formules

Réserves en minerai :  $Q_{gis} = \sum Q_{bl}$ ;

Réserves en métal :  $P_{gis} = \sum P_{bl}$  ;

$$\bar{C}_{gis} = \frac{P_{gis}}{Q_{gis}} \times 100;$$

$$\bar{d}_{gis} = \frac{Q_{gis}}{V_{gis}};$$

$$\bar{m}_{gis} = \frac{V_{gis}}{S_{gis}};$$

✓ Le volume du gîte  $V_g$  :

Le volume des parties extrêmes du gîte c à d de la bande inter contour, se détermine par la

$$\text{formule : } V_g = \frac{S_0 + S_0''}{2} \times L_{I-II}.$$

✓ La teneur moyenne en composant utile du gîte  $C_g$  :

$$C_g = \frac{C_1 \times S_0 + C_4 \times S_0''}{S_0 + S_0''}$$

### 3- La méthode de calcul des réserves du gisement d'Adrar Oufarnou :(1)

Compte tenu de la morphologie, relativement simple et de la structure géologique simple du gisement d'Adrar Oufarnou le calcul des réserves a été effectué d'après la méthode des blocs géologiques par (l'ex SONAREM), la délimitation des blocs géologiques a été faite compte tenu du degré de connaissance du gisement en surface et en profondeur et du degré de karstification.

La partie Ouest du chantier (région du sondage  $N_4$ ) dans laquelle d'après les données de l'étude de surface et d'après les données de la géophysique et du sondage, la karstification est faible, forme le bloc  $N_1$ .

Les réserves de ce bloc sont calculées en catégorie  $C_1$ .

La partie Est du chantier ayant le même degré d'étude que la partie Ouest, mais caractérisée par un développement plus intense des phénomènes karstiques forme le blocs  $N_2$ .

Les réserves de ce bloc sont calculées en catégorie  $C_2$ .

Le calcul de tous les paramètres a été fait d'après la méthode de la moyenne Arithmétique, la base pour le calcul était le plan topographique au 1 :2000(voir le plan topographique page 20), sur lequel ils ont reporté tous les sondages et tous les points de prélèvement des monolithes.

Pour chaque bloc ils ont calculé la puissance moyenne des roches de couverture et celle des calcaires les alluvions et limons sableux ont été considérés comme roches de couverture. Leurs puissances ont été déterminées selon, les données de l'étude de surface et d'après les données géophysiques.

L'assise utile est constituée par des calcaires convenables pour la production des agrégats de bonne qualité.

Les sondages exécutés ont recoupé des niveaux stériles constitués par des variétés altérées.

La géométrisation des blocs sur le plan a été effectuée selon les points extrêmes du prélèvement des monolithes dont la résistance à la compression est supérieure à  $300 \text{ kg/cm}^2$ .

La limite inférieure du calcul des réserves est la cote absolue de 200m.

Cette cote correspond à la profondeur la plus étudiée et la plus accessible pour l'exploitation de l'assise utile de la carrière.

Les côtes minima absolues des sondages exécutés sont les suivants :

Sondage N1....197, 50m.

Sondage N2....201, 55m.

Sondage N3....232, 00m.

Sondage N4....216, 00m.

Les volumes de l'assise utile et des roches de couverture pour chaque bloc ont été déterminés séparément selon la formule :

$$V = S \times M$$

Où :

V : volume du bloc ( $\text{m}^3$ ).

S : superficie du bloc ( $\text{m}^2$ ).

M : puissance moyenne du corps de l'assise utile (m).

Les réserves des calcaires (en unité de poids) ont été calculées selon la formule :

$$Q = V \times \rho$$

Où

Q : réserve (mille tonnes).

V : volume de la roche (en  $\text{m}^3$ ).

$\rho$  : poids volumique des calcaires du gisement, (dans les niveaux profonds).

La puissance de l'assise utile a été calculée à chaque point du prélèvement des monolithes d'après la différence entre les cotes absolues de la limite inférieure et supérieure

Dans la zone des sondages la puissance a été déterminée d'après les données réelles.

La superficie de chaque blocs a été calculée à l'aide du plan topographique au 1/ 2000.

Ils ont utilisé la palette mesurant chaque paramètre 3 fois et la moyenne a été prise comme résultat.

Le poids volumique des calcaires d'après les données des analyses de laboratoire est de  $2,65 \text{ t/m}^3$ . Au cours de ces travaux le poids volumétrique dans les roches en place n'a pas été calculé.

Selon l'expérience de recherches et d'exploitation des gisements de calcaires ils ont calculé que la valeur moyenne de la fissuration est de 10%. Compte tenu de cette correction le poids volumique des calcaires dans les niveaux profonds est égal à  $2,4 \text{ t/m}^3$ .

### 3-1- Les blocs géologiques :

La superficie et le volume des karsts dans les limites du gisement ont été calculés séparément et les caractéristiques de ces blocs sont les suivantes:

#### 3-1-2- Bloc IC<sub>1</sub> :

Il est limité au Sud- Est et à la Ouest par les points extrêmes du prélèvement des monolithes et au Nord – Nord –Est par les points d'extrapolation N<sub>1</sub>, N<sub>2</sub>, N<sub>3</sub> et N<sub>5</sub>.

La limite inférieure correspond à la cote absolue de 200m.

Au milieu du bloc se trouve le sondage N<sub>4</sub>, Dans les limites du bloc ils ont prélevé 19 échantillons de monolithes (voir l'annexe).

La côte maximale du bloc en surface est de 370m, la côte minimale est de 200m, la moyenne est de 283m l'épaisseur moyenne de l'assise utile est de 83m, l'épaisseur moyenne des roches de la couverture est de 1,5m.

Les réserves de calcaires ont été calculées jusqu'à l'horizon de 200m, pour 17 gradins de 10m de hauteur (selon les conditions d'exploitation adoptées en RDPA).

Prenant en considération que la hauteur est de 10m, l'inclinaison du gradin de 75° et le berme de protection de 5m, la limite extérieure de la carrière doit passer à 60m de la limite du calcul des réserves.

La superficie du bloc est de  $137\,438 \text{ m}^2$ .

Le volume des calcaires est de  $11\,407\,354 \text{ m}^3$ .

Le volume des roches de la couverture est de  $206\,157 \text{ m}^3$ .

#### a- Le taux de découverte

Les relations des roches de la couverture avec l'assise utile de bloc sont :  $K_d = \frac{V_d}{V_m} = 1/55$ .

V<sub>d</sub> : volume des roches stériles (de la couverture).

V<sub>m</sub> : volume des roches de calcaire (minerai utile).

Les réserves des calcaires du bloc  $IC_1$  : sont égales à **27 378 000 t**

(Avec un poids volumique  $\rho = 2.4 \text{ t/m}^3$ , ce volume est celui des roches à la profondeur).

### **3-1-2- BLOC $IIC_2$ :**

Il est limité au Nord et au Nord- Est, par les points d'extrapolation  $N_5, N_6, N_7, N_8$  à l'Ouest par le bloc  $IC_1$ , et au Sud –Sud –Ouest et à l'Est par les points du prélèvement des monolithes, la limite inférieure du bloc est de 200m.

Les réserves ont été calculées dans les limites des cotes absolues de  $\pm 200\text{m}$

La puissance moyenne des calcaires dans les limites du bloc est de 50,5m des roches de la couverture 1,3m.

Dans les limites du bloc on a prélevé 19 monolithes, exécuté 2 sondages ( $NN_1$  et  $NN_2$ ) et 3 puits à main ( $NN_1, NN_2, NN_3$ ), selon les résultats du puits à main  $NN_3$  ils ont exécutés 3 sondages par tarière.

- ✓ La superficie du bloc est de  $150\,860\text{m}^2$
- ✓ Le volume des calcaires du bloc  $IIC_2 = 7\,618\,430\text{m}^3$
- ✓ Le volume des roches de la couverture est de  $196\,118\text{m}^3$
- ✓ et celui de karst est de  $38\,561\text{m}^3$  (ce volume a été exclu des réserves des calcaires et ajouté au volume de la couverture).

#### **a- Le taux de découverte**

Les relations des roches de la couverture y compris le volume karst avec l'assise utile sont de **1/30**.

Les réserves des calcaires de bloc  $IIC_2$  sont de 18 284 000 t

Avec un poids volumique de  $2.4\text{t/m}^3$ . ( $2.4 \text{ t/m}^3$  c'est le volume des roches au profondeur).

#### 4- L'extension des réserves exploitables :

En plus des réserves calculées à l'Ouest du bloc IC<sub>1</sub> et à l'Est du bloc IIC<sub>2</sub> il y a la possibilité d'augmenter les réserves en calcaires. Suites aux résultats des travaux exécutés le gisement d'Adrar Oufarnou est recommandé de faire la prospection détaillée afin de préparer des réserves exploitables.

Suivant le plan des coupes, on calculera les surfaces occupées par chaque forme de la découverte et des réserves exploitables, et ce pour chaque coupe, connaissant la distance séparant deux coupes successives, on calculera le volume du corps compris entre elles successivement.

On calcul le volume suivant la formule : 
$$V = \frac{S_i + S_{i+1}}{2} \times h$$

S<sub>i</sub>, S<sub>i+1</sub> : les surfaces des coupes successives.

h : la distance entre les deux coupes.

#### 4-1- Calcul des volumes de la découverte : (travaux préparatoires)

D'après le plan d'arpentage de mine de la carrière (page 68), on peut calculé ce qui suit :

##### A- calculs des volumes extraits de la découverte :

$$V_1 = \frac{S_0 + S_1}{2} \times h_1 = \frac{00 + 114}{2} \times 20 = 1140m^3.$$

$$V_2 = \frac{S_1 + S_2}{2} \times h_2 = \frac{114 + 158}{2} \times 20 = 2720m^3.$$

$$V_3 = \frac{S_2 + S_3}{2} \times h_3 = \frac{158 + 143}{2} \times 20 = 3010m^3.$$

$$V_4 = \frac{S_3 + S_4}{2} \times h_4 = \frac{143 + 273}{2} \times 20 = 4160m^3.$$

$$V_5 = \frac{S_4 + S_5}{2} \times h_4 = \frac{273 + 186}{2} \times 20 = 4590m^3.$$

$$V_6 = \frac{S_5 + S_6}{2} \times h_6 = \frac{186 + 154}{2} \times 20 = 3400m^3.$$

$$V_7 = \frac{S_6 + S_7}{2} \times h_7 = \frac{154 + 433}{2} \times 20 = 5870m^3.$$

$$V_8 = \frac{S_7 + S_8}{2} \times h_8 = \frac{433 + 248}{2} \times 20 = 6810m^3.$$

$$V_9 = \frac{S_8 + S_9}{2} \times h_9 = \frac{248 + 114}{2} \times 20 = 3620m^3.$$

$$V_{10} = \frac{S_9 + S_{10}}{2} \times h_{10} = \frac{114 + 95}{2} \times 20 = 2090m^3.$$

$$V_{11} = \frac{S_{10} + S_{11}}{2} \times h_{11} = \frac{95 + 184}{2} \times 20 = 2790m^3.$$

$$V_{12} = \frac{S_{11} + S_{12}}{2} \times h_{12} = \frac{184 + 203}{2} \times 20 = 3870m^3.$$

$$V_{13} = \frac{S_{12} + S_{13}}{2} \times h_{13} = \frac{203 + 255}{2} \times 20 = 4600m^3.$$

$$V_{14} = \frac{S_{13} + S_{14}}{2} \times h_{14} = \frac{255 + 169}{2} \times 20 = 4260m^3.$$

$$V_N = \frac{S_{14} + S_0}{2} \times h_{15} = \frac{169 + 00}{2} \times 20 = 1859m^3.$$

Le volume total Extrait : 
$$V_{te} = \sum_{i=1}^N V_i = 54\,789m^3.$$

**B. calcul des volumes restants de la découverte :** (voir annexe les coupes géologiques des calculs des volumes de la découverte, (travaux préparatoires)).

$$\begin{aligned}
 V_1 &= \frac{S_0 + S_1}{2} \times h_1 = \frac{00 + 2213}{2} \times 20 = 22130 \text{ m}^3. \\
 V_2 &= \frac{S_1 + S_2}{2} \times h_2 = \frac{2213 + 2538}{2} \times 20 = 47510 \text{ m}^3. \\
 V_3 &= \frac{S_2 + S_3}{2} \times h_3 = \frac{2538 + 2260}{2} \times 20 = 47980 \text{ m}^3. \\
 V_4 &= \frac{S_3 + S_4}{2} \times h_4 = \frac{2260 + 983}{2} \times 20 = 32430 \text{ m}^3. \\
 V_5 &= \frac{S_4 + S_5}{2} \times h_5 = \frac{983 + 1358}{2} \times 20 = 23410 \text{ m}^3. \\
 V_6 &= \frac{S_5 + S_6}{2} \times h_6 = \frac{1358 + 1474}{2} \times 20 = 28320 \text{ m}^3. \\
 V_7 &= \frac{S_6 + S_7}{2} \times h_7 = \frac{1474 + 921}{2} \times 20 = 23950 \text{ m}^3. \\
 V_8 &= \frac{S_7 + S_8}{2} \times h_8 = \frac{921 + 1012}{2} \times 20 = 19330 \text{ m}^3. \\
 V_9 &= \frac{S_8 + S_9}{2} \times h_9 = \frac{1012 + 1050}{2} \times 20 = 20620 \text{ m}^3. \\
 V_{10} &= \frac{S_9 + S_{10}}{2} \times h_{10} = \frac{1050 + 1312}{2} \times 20 = 23620 \text{ m}^3. \\
 V_{11} &= \frac{S_{10} + S_{11}}{2} \times h_{11} = \frac{1312 + 900}{2} \times 20 = 22120 \text{ m}^3. \\
 V_{12} &= \frac{S_{11} + S_{12}}{2} \times h_{12} = \frac{900 + 650}{2} \times 20 = 15500 \text{ m}^3. \\
 V_{13} &+ \frac{S_{12} + S_{13}}{2} \times h_{13} = \frac{650 + 500}{2} \times 20 = 11500 \text{ m}^3. \\
 V_{14} &= \frac{S_{13} + S_{14}}{2} \times h_{14} = \frac{500 + 925}{2} \times 20 = 14250 \text{ m}^3. \\
 V_N &= \frac{S_{14} + S_0}{2} \times h_{15} = \frac{925 + 00}{2} \times 22 = 10175 \text{ m}^3.
 \end{aligned}$$

le volume de la découverte restante est de :  $V_{tr} = \sum_{i=1}^N V_i = 362\,845 \text{ m}^3$

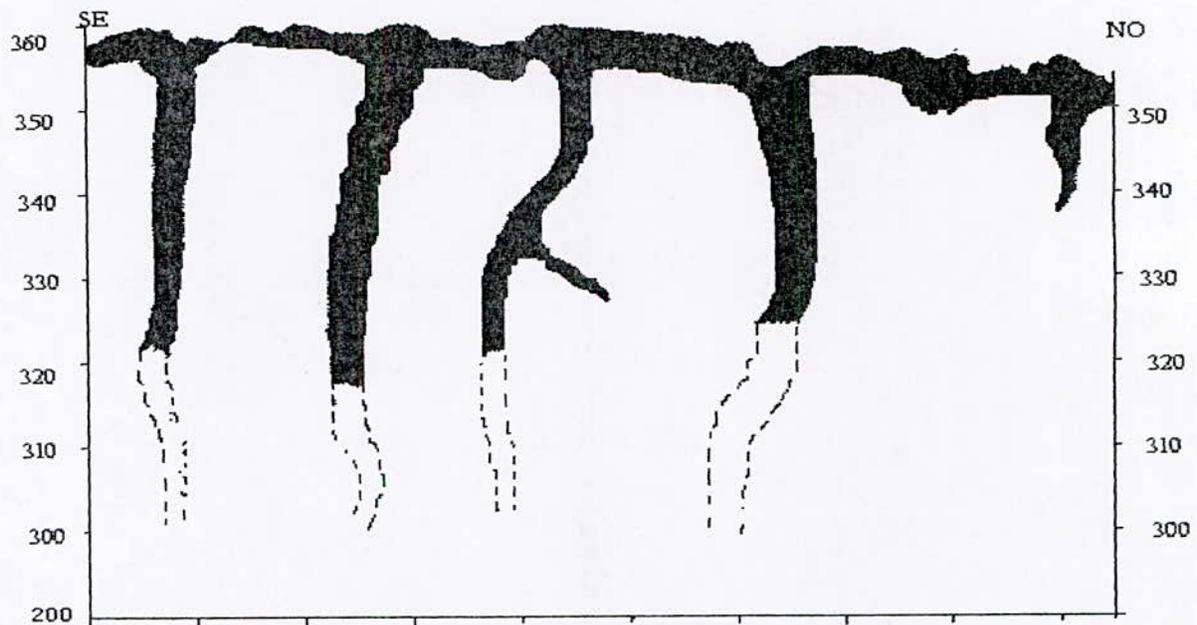
**Remarque :** on a considéré que les niveaux 350 jusqu'à 370 sont des stériles mais en réalité il y avait des roches calcaires dans ces couches, car les stériles sont présentent sous forme de filonnets .(voir page 67 les coupes géologiques du gisement).

Le volume des stériles dans le niveau 200 jusqu'à 240m est de 1% des réserves de ce volume représenté comme des filonnets de trace jusqu'à 1cm.

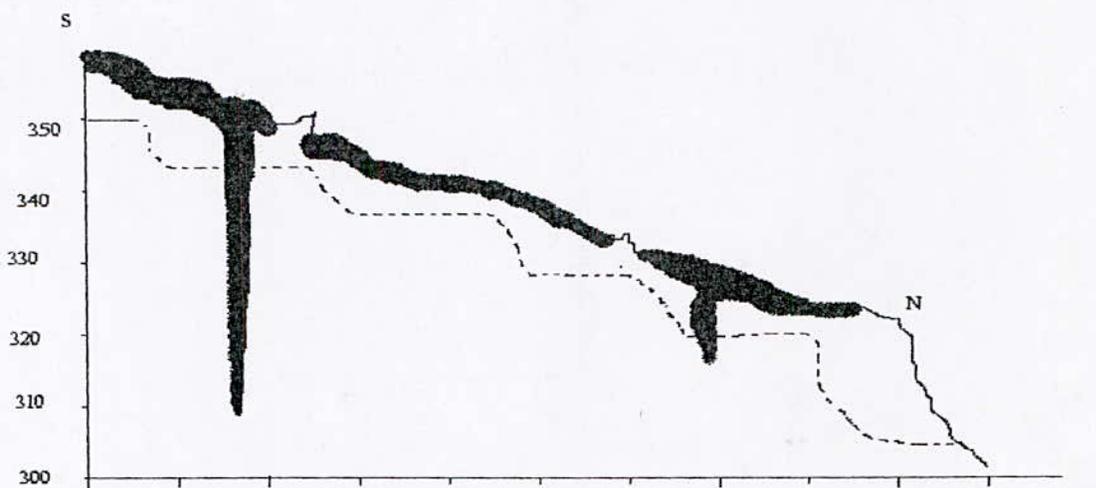
$$V_{\text{stériles}} = V_m \times 0.01 = 5\,931\,950 \times 0.01 = 59\,319.5 \text{ m}^3$$

Après l'ouverture d'une tranchée principale au milieu de la grande plate forme inférieure de la carrière (niveau 250m), qui permet l'accès au niveau inférieur (240m), il faut réalisé en suite une piste latérale (littorale), pour l'amélioration du processus de transport des roches abattue, (voir le chapitre qui suit sur le mode d'ouverture du gisement).

Le volume à extraire de la **piste latérale littorale** est de **9000m<sup>3</sup>**.



coupe géologique du gisement SE \_ NO d'Adrar Oufarnou.



coupe géologique du gisement S \_ N d'Adrar Oufarnou.

E=1/5000

Figure III-1 : les coupes géologiques représentant les filonnets de calcite

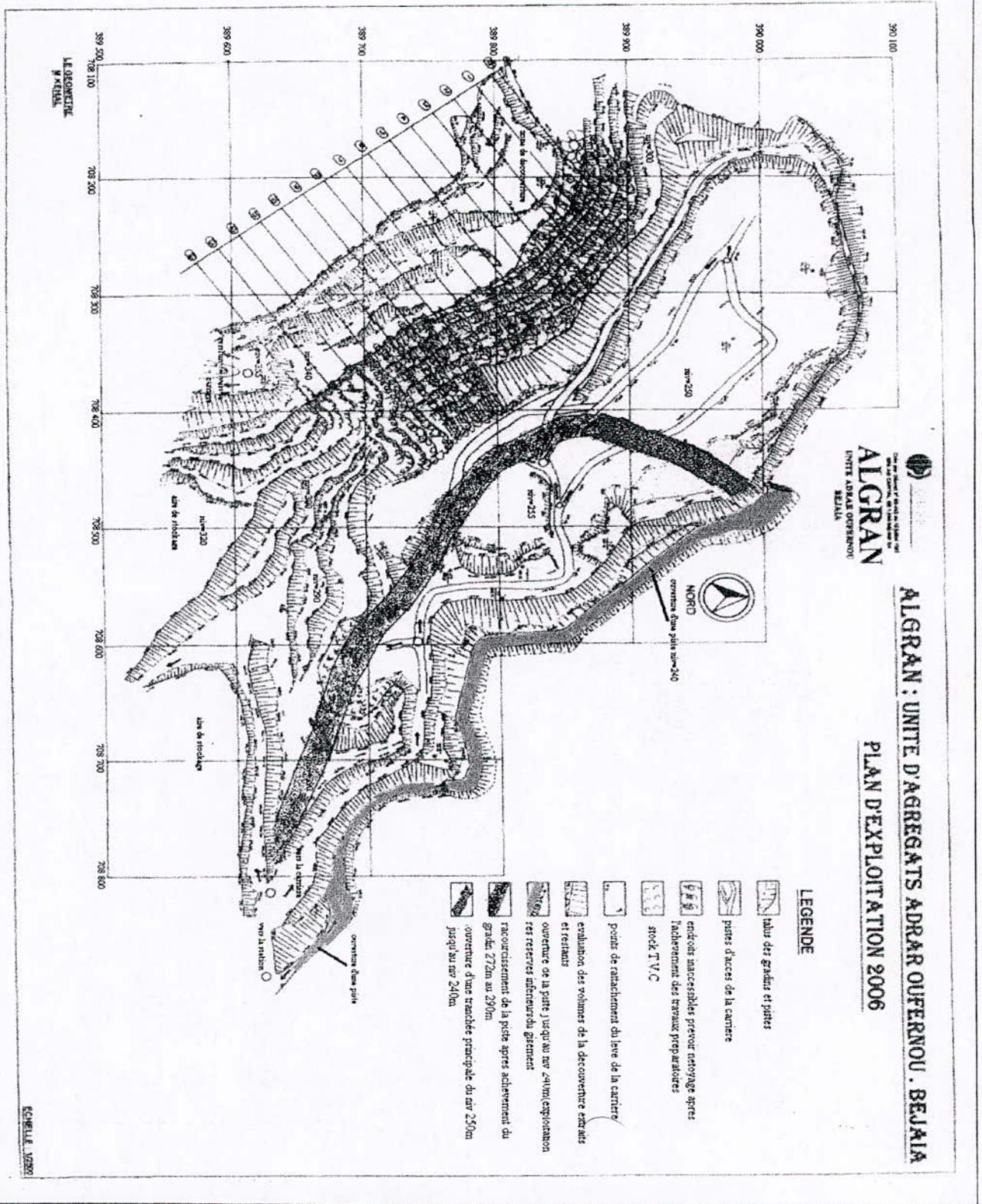


Figure v-2 : plan d'arpentage de mine de la carrière

**4-2- Calcul des volumes des réserves exploitables :**

Le calcul des réserves exploitables est réalisé par un plan des coupes (voir le plan des coupes géologiques dans l'annexe), le calcul des surfaces se fait par gradin.

Le niveau 370 m, présente un volume de 8 654 m<sup>3</sup>,

Niveau 360 :

N profil	Surface M <sup>2</sup>	Surface Moyenne M <sup>2</sup>	Dist. M	Volume M <sup>3</sup>
0-0	\	\	\	\
1-1	\	\	\	\
2-2	\	\	\	\
3-3	166	83	50	4 150
4-4	128	147	50	7 350
5-5	25	77	50	3 850
6-6	15	20	50	1 000
7-7	\	\ \	\	\
8-8	\	\	\	\
9-9	\	\	\	\
10-10	\	\	\	\
11-11	\	\	\	\
12-12	\	\	\	\
\	\	80	50	375
Total				16 725

Niveau 350 :

N profil	Surface M <sup>2</sup>	Surface Moyenne M <sup>2</sup>	Dist. M	Volume M <sup>3</sup>
0-0	\	\	\	\
1-1	\	\	\	\
2-2	256	128	50	6 400
3-3	347	301	50	15 050
4-4	400	373	50	18 650
5-5	200	300	50	15 000
6-6	172	186	50	9 300
7-7	202	187	20	3 740
8-8	58	130	70	9 100
9-9	\	\	\	\
10-10	\	\	\	\
11-11	\	\	\	\
12-12	\	\	\	\
\	\	30	50	1 475
Total				78 715

Niveau 340 :

N profil	Surface M <sup>2</sup>	Surface Moyenne M <sup>2</sup>	Dist. M	Volume M <sup>3</sup>
0-0	\	\	\	\
1-1	\	\	\	\
2-2	26	13	50	650
3-3	612	319	50	15 950
4-4	720	666	50	33 300
5-5	662	691	50	34 550
6-6	610	636	50	31 800
7-7	472	541	50	27 050
8-8	350	411	20	8 220
9-9	195	267	70	18 725
10-10	\	\	\	\
11-11	\	\	\	\
12-12	\	\	\	\
\	\	92	50	4 625
<b>Total</b>				<b>174 870</b>

Niveau330 :

N profil	Surface M <sup>2</sup>	Surface Moyenne M <sup>2</sup>	Dist. M	Volume M <sup>3</sup>
0-0	\	\	\	\
1-1	54	27	50	1350
2-2	685	370	50	18 500
3-3	550	617	50	30 850
4-4	688	619	50	30 950
5-5	670	679	50	33 950
6-6	632	651	50	32 550
7-7	539	586	20	11 720
8-8	375	457	70	31 990
9-9	\	\	\	\
10-10	\	\	\	\
11-11	\	\	\	\
12-12	\	\	\	\
\	\	187	50	9 375
<b>Total</b>				<b>201 235</b>

## Niveau 320 :

N profil	Surface M <sup>2</sup>	Surface Moyenne M <sup>2</sup>	Dist. M	Volume M <sup>3</sup>
0-0	\	\	\	\
1-1	177	89	50	4 450
2-2	792	485	50	24 250
3-3	882	837	50	41 850
4-4	905	894	50	44 700
5-5	660	783	50	39 150
6-6	547	604	50	30 200
7-7	515	531	20	10 620
8-8	435	475	70	33 250
9-9	\	\	\	\
10-10	\	\	\	\
11-11	\	\	\	\
12-12	\	\		\
\	\	217	50	10 875
Total				239 345

## Niveau 300 :

N profil	Surface M <sup>2</sup>	Surface Moyenne M <sup>2</sup>	Dist M	Volume M <sup>3</sup>
0-0	\	\	\	\
1-1	744	372	50	18 600
2-2	1 629	1 186	50	59 325
3-3	1 568	1 599	50	79 925
4-4	1 670	1 619	50	80 950
5-5	1 782	1 726	50	86 300
6-6	1 360	1 571	50	78 550
7-7	1 218	1 289	20	25 780
8-8	1 408	1 313	70	91 910
9-9	319	864	50	43 175
10-10	17	468	50	8 400
11-11	\	\	\	\
12-12	\	\	\	\
\	\	8	50	400
Total				573 315

## Niveau 290 :

N profil	Surface M <sup>2</sup>	Surface Moyenne M <sup>2</sup>	Dist M	Volume M <sup>3</sup>
0-0	\	\	\	\
1-1	566	283	50	14 150
2-2	580	573	50	28 650
3-3	987	784	50	39 175
4-4	1 163	1 075	50	53 750
5-5	986	1 075	50	53 725
6-6	822	904	50	45 200
7-7	635	729	20	14 780
8-8	548	592	70	38 360
9-9	276	412	50	20 600
10-10	\	\	\	\
11-11	\	\	\	\
12-12	\	\	\	\
\	\	138	50	6 900
Total				315 290

## Niveau 275 :

N profil	Surface M <sup>2</sup>	Surface Moyenne M <sup>2</sup>	Dist M	Volume M <sup>3</sup>
0-0	\	\	\	\
1-1	820	410	50	20 500
2-2	1 301	1 061	50	53 025
3-3	1 580	1 441	50	72 025
4-4	1 280	1 430	50	71 500
5-5	1 146	1 213	50	60 650
6-6	828	987	50	49 350
7-7	735	781	20	15 620
8-8	781	758	70	53 060
9-9	495	638	50	31 900
10-10	485	490	50	24 500
11-11	1 057	771	50	38 550
12-12	349	703	50	35 150
\	\	175	50	8 725
Total				534 555

Niveau 265 :

N profil	Surface M <sup>2</sup>	Surface Moyenne M <sup>2</sup>	Dist M	Volume M <sup>3</sup>
0-0	\	\	\	\
1-1	1164	582	50	29 100
2-2	634	899	50	44 950
3-3	1110	872	50	43 600
4-4	1025	1067	50	53 575
5-5	675	850	50	42 500
6-6	733	704	50	35 200
7-7	755	744	20	14 880
8-8	695	725	70	50 750
9-9	799	747	50	37 350
10-10	2018	1408	50	70 425
11-11	1110	1564	50	78 200
12-12	307	708	50	35 245
\	\	153	50	7 675
Total				543 430

Niveau255 :

N profil	Surface M <sup>2</sup>	Surface Moyenne M <sup>2</sup>	Dist M	Volume M <sup>3</sup>
0-0	\	\	\	\
1-1	1586	793	50	39650
2-2	873	1219	50	61475
3-3	987	930	50	46500
4-4	1230	1109	50	55425
5-5	1280	1255	50	62750
6-6	1266	1273	50	63650
7-7	1155	1210	50	24210
8-8	1113	1134	20	79380
9-9	1761	1437	5070	71850
10-10	1215	1488	50	74400
11-11	1052	1133	50	56675
12-12	245	649	50	32425
\	\	123	50	6125
Total				674 515

Niveau 250 :

N profil	Surface M <sup>2</sup>	Surface Moyenne M <sup>2</sup>	Dist M	Volume M <sup>3</sup>
0-0	\	\	\	\
1-1	1 112	556	50	27 800
2-2	812	962	50	48 100
3-3	816	814	50	40 700
4-4	605	711	50	35 525
5-5	1 281	943	50	47 150
6-6	1 205	1 243	50	62 150
7-7	1 260	1 232	20	24 640
8-8	1 125	1 193	70	83 510
9-9	662	893	50	44 675
10-10	574	618	50	30 900
11-11	497	535	50	26 775
12-12	93	295	50	14 750
\	\	46	50	2 325
Total				489 000

Niveau 240 :(après l'ouverture de la pistes voir  
le plan d'exploitation)

N profil	Surface M <sup>2</sup>	Surface Moyenne M <sup>2</sup>	Dist M	Volume M <sup>3</sup>
0-0	\	\	\	\
1-1	2280	1140	50	57000
2-2	2400	2340	50	117000
3-3	2615	2007	50	125375
4-4	2655	2635	50	131750
5-5	2627	2641	50	132050
6-6	2400	2513	50	125675
7-7	2420	2410	20	48200
8-8	2165	2292	70	160440
9-9	1300	1732	50	86625
10-10	1137	2437	50	121850
11-11	935	1036	50	51800
12-12	105	520	50	26000
\	\	52	50	2625
Total				1186390

Niveau 230 :

N profil	Surface M <sup>2</sup>	Surface Moyenne M <sup>2</sup>	Dist M	Volume M <sup>3</sup>
0-0	\	\	\	\
1-1	2280	1140	50	57000
2-2	2400	2340	50	117000
3-3	2615	2007	50	125375
4-4	2655	2635	50	131750
5-5	2627	2641	50	132050
6-6	2400	2513	50	125675
7-7	2420	2410	20	48200
8-8	2165	2292	70	160440
9-9	1300	1732	50	86625
10-10	1137	2437	50	121850
11-11	935	1036	50	51800
12-12	105	520	50	26000
\	\	52	50	2625
<b>Total</b>				<b>1186390</b>

Niveau 220 :

N profil	Surface M <sup>2</sup>	Surface Moyenne M <sup>2</sup>	Dist M	Volume M <sup>3</sup>
0-0	\	\	\	\
1-1	2280	1140	50	57000
2-2	2400	2340	50	117000
3-3	2615	2007	50	125375
4-4	2655	2635	50	131750
5-5	2627	2641	50	132050
6-6	2400	2513	50	125675
7-7	2420	2410	20	48200
8-8	2165	2292	70	160440
9-9	1300	1732	50	86625
10-10	1137	2437	50	121850
11-11	935	1036	50	51800
12-12	105	520	50	26000
\	\	52	50	2625
<b>Total</b>				<b>1186390</b>

Niveau 210 :

N profil	Surface M <sup>2</sup>	Surface Moyenne M <sup>2</sup>	Dist M	Volume M <sup>3</sup>
0-0	\	\	\	\
1-1	2280	1140	50	57000
2-2	2400	2340	50	117000
3-3	2615	2007	50	125375
4-4	2655	2635	50	131750
5-5	2627	2641	50	132050
6-6	2400	2513	50	125675
7-7	2420	2410	20	48200
8-8	2165	2292	70	160440
9-9	1300	1732	50	86625
10-10	1137	2437	50	121850
11-11	935	1036	50	51800
12-12	105	520	50	26000
\	\	52	50	2625
Total				1186390

Niveau 200 :

N profil	Surface M <sup>2</sup>	Surface Moyenne M <sup>2</sup>	Dist M	Volume M <sup>3</sup>
0-0	\	\	\	\
1-1	2280	1140	50	57000
2-2	2400	2340	50	117000
3-3	2615	2007	50	125375
4-4	2655	2635	50	131750
5-5	2627	2641	50	132050
6-6	2400	2513	50	125675
7-7	2420	2410	20	48200
8-8	2165	2292	70	160440
9-9	1300	1732	50	86625
10-10	1137	2437	50	121850
11-11	935	1036	50	51800
12-12	105	520	50	26000
\	\	52	50	2625
Total				1186390

Le volume de la partie supérieur 250 jusqu'à 350 est de 3 799 270 m<sup>3</sup>, et pour la partie inférieur 200 jusqu'au 240 m est de 5 931 950 m<sup>3</sup>.

**4-3- Le taux de découverte K<sub>d</sub> (coefficient de la découverte) :**

- ✓ Le volume de stérile dans les gradins supérieurs sont de l'ordre de 362 845 m<sup>3</sup>, qui présente un taux de découverte de :

$$K = V_s/V_m$$

$$K = 362\,845/3\,745\,555$$

$$k = 0.096$$

- ✓ Le volume de stérile dans les réserves de la plate forme inférieur (250m), le taux de découverte est de :

$$K = 59\,319.5/5\,931\,950$$

$$K = 0.01$$

- ✓ Le taux global de gisement est de :

$$k = 422\,164.5 / 9\,677\,505 = 0.043.$$

Suivant le programme de l'unité, pour les travaux préparatoire qui concerne la découverte du niveau supérieur (370,360), est de 90 000 t/an (33962.26 m<sup>3</sup>/an), soit 387.93 t/jour, mais les matériels utilisées pour le dégagement de ces couches, est le bulldozer avec un rendement de 1325.88 m<sup>3</sup>/p (voir chapitre VI système d'exploitation), et une sondeuse de 75 mètre forer par poste (967.68 m<sup>3</sup>/p), donc on peut dégager le stériles dans une durée de 173 jours, le bulldozer est utilisé pour le dégagement, le terrassement et le nettoyage du toit du niveau supérieur et le niveau inférieur, et formée une bonne plate forme de travail, pour la foration et les travaux auxiliaires, d'extraction du niveau 350, ce niveau (350m), contient beaucoup des calcaires c'est pour cette raison on a procédé les travaux d'extraction (travaux concentrées).

## 5- La durée de vie de la carrière :

### 5-1- Les pertes de minerai utile :

Lors de l'exploitation d'un gisement on distingue deux types de pertes de minerai utile :

- ✓ Pertes quantitatives : sont des pertes dues à l'abondons d'une partie des réserves du minerai utile, lors d'établissement d'un projet de mine où pendant l'exploitation d'un champ minier.
- ✓ Pertes qualitatives : sont des pertes dues à la dilution du minerai, les pertes constituent de 10 à 20 % des réserves récupérables elles atteignent parfois jusqu'à 50%.

#### 5-1-1- Coefficient de perte (C<sub>p</sub>) et d'extraction (C<sub>e</sub>) :

Le coefficient de perte est exprimé par la formule suivante :

$$C_p = P_r / R_e \quad (\%).$$

P<sub>r</sub> : pertes absolues de minerai P<sub>r</sub> = P<sub>1</sub> + P<sub>2</sub>.

P<sub>1</sub> : pertes du minerai en projet,

P<sub>2</sub> : pertes du minerai lors d'exploitation,

R<sub>e</sub> : réserves exploitables.

$$\text{ou : } P_1 = R_e - R_r,$$

$$P_2 = 0.05 R_e$$

$$R_r = t_v - S;$$

R<sub>r</sub> : réserves récupérables ;

t<sub>v</sub> : tout-venant ;

S : quantités de stériles mélangées au minerai ;

$$S = S_1 + S_2$$

Où : S<sub>1</sub> : les stériles de niveau supérieur, ( S<sub>1</sub> = 362 845 m<sup>3</sup>).

$S_2$  : le pourcentage des stériles de niveau inférieur, ( $S_2 = 59319.5 \text{ m}^3$ ).

Donc :

$$R_r = 9677505 - 422\,164.5 = 9255340.5 \text{ m}^3.$$

$$\text{Alors : } P_1 = 9\,677\,505 - 9255340.5 = 422\,164.5 \text{ m}^3.$$

$$P_2 = 0.05 (9677505) = 483875.25 \text{ m}^3$$

$$\text{Donc : } P_r = 422\,164.5 + 483875.25$$

$$P_r = 906039.75 \text{ m}^3$$

Donc

$$C_p = \frac{R_e - (t_v - S)}{R_e} = 1 - \frac{t_v - S}{R_e}$$

$$C_p = 906039.75 / 9\,677\,505.$$

$$C_p = 0.093 \%$$

Le coefficient d'extraction est défini par le rapport des réserves récupérables et des réserves exploitables épuisés :  $C_e = R_r / R_e$ . (%)

$$C_e = 9255340.5 / 9677505$$

$$C_e = 0.95 \%$$

### 5-2- La durée des réserves exploitable :

D'après les volumes des réserves qu'on a calculés la durée de vie des réserves exploitable la carrière dépend de la production annuelle de la carrière :

$$T = \frac{(R \times \rho) - P_r}{P_a} \text{ (ans)}$$

Où :

R : les réserves exploitables ( $R = 9\,677\,505 \text{ m}^3$ ).

$\rho$  : le poids volumique ( $\rho = 2.65 \text{ t/m}^3$ ).

$P_r$  : les pertes qualitatives et quantitatives lors d'exploitation ( $P_r = 906039.75 \text{ t}$ ).

La perte est de 3% des réserves exploitables.

$P_a$  : la production annuelle de l'unité ( $P = 500\,000 \text{ t}$ ).

$$T = \frac{(9677505 \times 2.65) - 906039.75}{500000} = 49.47 \text{ ans.}$$

- la durée de vie de la carrière (compte tenue des travaux préparatoires) :

la durée de vie totale de la carrière est estimé par la formule suivante :

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

$$T_t = 9\,677\,505 \times 2.65 / 500\,000$$

$$T_t = 51.26 \text{ ans.}$$

### 5-2-1 La durée de vie de chaque gradin compte tenu des travaux préparatoires :

Dans ce tableau les travaux sont considérés comme des travaux accélérés, avec un rendement annuelle de 500 000 T / an.

N°	niveaux des gradins (m).	volumes M <sup>3</sup>	durée de vie année	Nature des travaux (genre)
1	370	8 654	0.04(10 jours)	préparatoire
2	360	16 725	0.088(20.5 jours)	préparatoire
3	350	53 715	0.28 ( 66 jours).	Extraction (contient beaucoup de stériles).
4	340	174 870	0.926811	Extraction
5	330	201 235	1.06654	Extraction
6	320	239 345	1.2685	Extraction
7	310	573 315	3.03857	Extraction
8	290	315 290	1.671	Extraction
9	275	534 555	2.833	Extraction
10	265	543 430	2.88	Extraction
11	255	674 515	3.5749	Extraction
12	250	489 000	2.59169	Extraction
13	240	1 186 390	6.2876	Extraction
14	230	1 186 390	6.2876	Extraction
15	220	1 186 390	6.2876	Extraction
16	210	1 186 390	6 .2876	Extraction
17	200	1 186 390	6.2876	Extraction
<b>Total</b>			<b>51.26 ans</b>	

**Remarque :**

Suivant le programme de l'unité pour les travaux préparatoires, (90 000 T /an), la durée des travaux préparatoires ça sera :

N°	niveaux des gradins (m).	volume m <sup>3</sup>	durée de vie année
1	370	8 654	0.25 (59 jours).
2	360	16 725	1.49 (113.68 jours).
3	350	53 715	1.58 (1 an et 134,5jours).

- Donc la durée de vie de la carrière va être de **53.54 ans.**

# **CHAPITRE IV**

## **Conditions technico-minières et L'ouverture de la carrière**

## CHAPITRE IV : Conditions technico-minières et mode d'ouverture de la Carrière D'Adrar Oufarnou

### I. Les conditions technico- minières :

Les conditions technico-minières d'exploitation du gisement d'Adrar Oufarnou sont simples, le gisement est associé au versant doux de la montagne d'Adrar Oufarnou traversé par de petits ravins en quelques endroits.

Du point de vue économique le gisement se trouve dans des conditions favorables, il est situé près de la ville de Bejaia, à proximité d'une route goudronnée et d'une ligne électrique de haute tension.

Les minéraux utiles constituent des roches très dures ; stables ce qui permet d'obtenir pendant l'exploitation un front de taille subvertical.

Considérant que l'inclinaison du gradin est de  $75^{\circ}$  à  $85^{\circ}$  et que la berme de protection est de 5m. Le contour du gradin initial doit passer à 60m vers le sud du contour du calcul des réserves d'après la catégorie  $C_1$  (la partie Sud Ouest de gisement).

Les roches format la couverture ne sont pas considérables et sont représentées par des limons sableux friables avec des fragments de calcaires.

Dans le contour du gisement on rencontre de petits karsts en surface ; leurs profondeurs sont considérables et au cours du calcul des réserves des volumes, ces karsts ont été calculés particulièrement et exclus des réserves. Les karsts sont remplis par des limons sableux avec des fragments de calcaires.

Aucun des 4 sondages qui en été réalisés par l'ex SONAREM n'a mis en évidence d'eaux souterraines.

Dans les limites du gisement il n'y a aucune construction ou habitation qui pourrait être exposée aux explosions.

Du coté Nord Nord-Est elle est limitée par la mer et du coté Sud Sud-Ouest par un oued arade, du coté Est par le parc national Gouraia, dans la partie Ouest du gisement il y a un oued igser n'sahal,

On peut limité la carrière vers le Nord jusqu'au niveau 200m par rapport à la mer, et au Sud jusqu'au niveau 380m c'est un gradin de stérile, dans la partie Ouest et Est par la limite géologique du gisement.

L'exploitation se fera dans le sens descendant (du haut vers le bas) avec des gradins de 10 à 12m de hauteur, et une grande plate forme de travail au niveau 250m qui présente une superficie de 5.52 hectare, cette dernière est un avantage pour le système d'exploitation

**1.1. La production de la carrière :**

Le régime de fonctionnement de la carrière est planifié d'après la production annuelle en agrégats, elle est fixée à 400 000t/an, ce régime est défini comme suit :

- Nombre des jours ouvrables = 232 jours.
- Nombre de postes par jour = 2 P/j ; le premier poste est de 6h jusqu'à 14h et le deuxième de 14h jusqu'à 22h (semaine de 5 jours).
- Nombre d'heures par poste = 8h / P.

**1.2. Capacité annuelle de production :**

La capacité du concasseur primaire est de 200t/h sachant que les réserves géologiques du gisement sont de 10 millions de tonnes dans les niveaux 250m jusqu'à 370m ; et de 15.7 millions de tonnes dans les niveaux 200m jusqu'à 240m,

Il a été décidé de mettre en place une capacité de production annuelle de 500 000t/an en tout venant de carrière car la capacité du concasseur à mâchoire (primaire) est réduite (daté de 1978)

Si nous estimons les pertes géologiques (abattage incomplet) à 6%, celles dues à la dilution (sale, malpropre) des calcaires surtout dans les niveaux supérieurs (340 à 370m).

Et une perte due au transport à un pourcentage de 3%, et car l'unité est très demandée d'engrèvements et de tvc (tout venant de carrière) à un pourcentage de 11% alors on aura une production en tout venant qui est de :

$$V_{tv} = \frac{V_{pa}}{1 - P}$$

Où :  $V_{pa}$  : production annuelle,

P : pertes globales estimées à 20% (P=11+3+6),

Donc la production en tout venant est de :

$$V_{tv} = 400\,000 / 0.8$$

$$V_{tv} = 500\,000 \text{ T/an.}$$

**1.3. La production journalière :**

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

$$\text{par : } P_j = \frac{V_{tv}}{n_j}$$

$n_j$  : nombre de jours ouvrables par année (232j).

$$P_j = 2155.17 \text{ T/j ;}$$

$$P_{j/p} = 2155.17 / 2 = 1077.6 \text{ T/P ;}$$

$P_{j/p}$  : production journalière par poste ;

**1-4- Production horaire :**

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

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

Où :  $P_h$  : production horaire (T/h) ;

$N_h$  : nombre d'heures du travail par poste (8 heures) ;

$$P_h = 1077.6 / 8 = 134.7 \text{ T/h ;}$$

**1-5- Moyens humains :**

- Conducteurs d'engins (8 éléments) : bulldozer ; pelle chargeuse ; brise roche.
- Chauffeurs carrières (7 agents) dont 02 changements de poste par le médecin de travail ;
- Foreurs et aides foreurs (06 agents) ;
- Boute feu (02 agents) ;
- Chef de poste (02 agents) ;
- Géomètre (01 agent) ;
- Chef de production (01) ;
- Chef de station (01 pour le 1<sup>er</sup> poste).
- Electromécanicien (01 pour le 1<sup>er</sup> poste).
- Conducteur installation (01 pour le 1<sup>er</sup> poste et un autre pour le 2<sup>eme</sup> poste).
- Concasseuriste (02 pour les deux postes).
- Opérateur (02 pour les deux postes).
- Surveillant (02 pour les deux postes).

L'unité d'Adrar Oufarnou fonctionne en deux postes de travail avec :

- 1<sup>er</sup> groupe : exécution 36 Agents ;
- 2<sup>eme</sup> groupe : motrice 47 Agents ;
- 3<sup>eme</sup> groupe : cadres 11 Agents ;

L'effectif prévisionnel pour l'exploitation est de 35 éléments.

**1-6- Moyens matériels :****1-6-1- Transports :**

- 02 Astra RD28 état moyen (1992) (28 tonnes).
- Astra BM 35 état moyen (1992) (35 tonnes).
- PERLINI état mauvais (1976).
- PERLINI état panne moteur. (1976).
- KOMATSU HD 200 état panne moteur (1984).

**1-6-2- Chargements :**

- KOMATSU W 420 état moyen (1990) 4 m<sup>3</sup>.
- KOMATSU W 180 état moyen (faible disponibilité) 1983
- CATERPILLAR état moyen 1992(3.5 m<sup>3</sup>).
- Pelle ENMTP état moyen de 3 m<sup>3</sup>.
- FIAT état moyen de 6 m<sup>3</sup>.

**1-6-3- Compresseurs :**

- INGERSOLL-RAND sur pneu état moyen (1997)  
Type : 750E, puissance de 276CV et de 8bars
- HOLMAN sur pneu en panne (1988)
- ATLAS COPCO Neuf (2003) de 8bars ; et un débit 435 L/s.

**1-6-4- Engins de foration :**

- Chariot INGERSOLL-RAND sur chenille type CH345 (1993).
- Chariot INGERSOLL-RAND sur chenille type CH351 (1993).

**1-6-7- Engins de terrassement :**

- Bulldozer HITACHI sur chenille FD30C avec une puissance de 271CV (1995).

**1-6-8- la station de concassage :**

La capacité de la station théorique est de 200 t / h, au fur à mesure du temps cette capacité a diminué, la station est daté de 1977, ces compositions sont mentionnées dans le tableau suivant :

Tableau IV-1 : Caractéristiques techniques des équipements fixes (station de concassage)

N°	DESIGNATION	marque	type	débit t/h	puissance moteur KW	capacité de production t /H	année
01	Alimentateur vibrant	granier	VF42x1 6	200	22		78
02	concasseur à mâchoire (primaire)	granier	MSN10 70	200	90	200	78
03	Concasseur Giratoire	granier	GY489S	200	70	200	78
04	Concasseur Giratoire	NEYRTEC	B800N	54à80	75	50	78
05	Concasseur Giratoire	NEYRTEC	B800N	54à80	75	50	78
06	Crible vibrant	GRANIER	VK614	200	18	200	78
07	Crible vibrant	NEYRTEC	C40 630	120	11	120	78
08	BROYEUR					50	

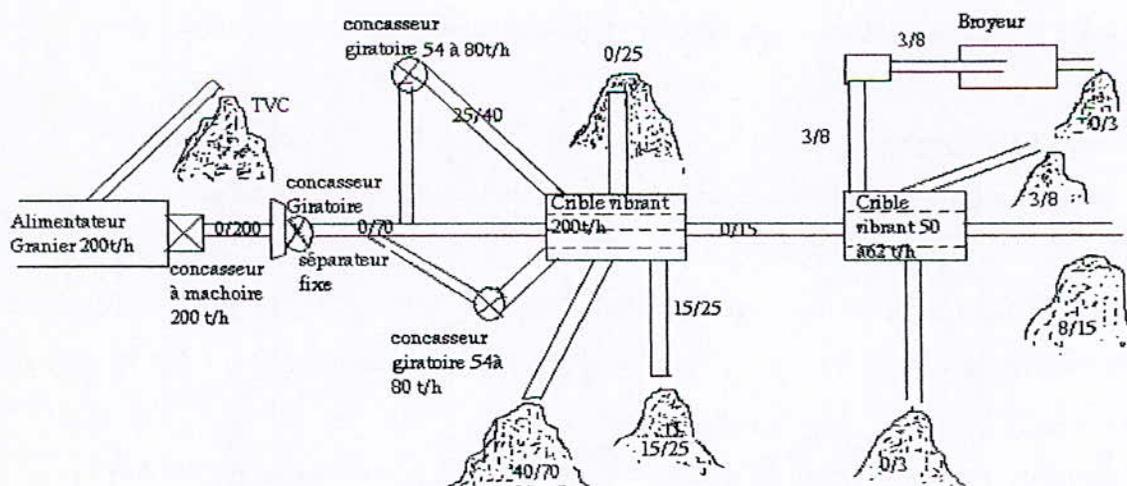


Figure IV-1 : Schéma technique de la station de concassage avec l'installation du broyeur pour recyclage de 3/8 :

## II. Mode d'ouverture de la carrière :

Dans l'exploitation à ciel ouvert le mode d'ouverture des gisements se fait par différents systèmes parmi lesquels on distingue :

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

A fin de permettre l'accès aux différents ouvrages et niveaux du gisement à partir de la surface et assurer les liens de transport entre le niveau de travail et les points de déchargement à la surface désigner l'accès au gisement au moyen d'une piste aménagée à cet effet. La rentabilité d'une carrière est d'autant plus grande que le mode d'ouverture est souple (il s'agit du choix adéquat des dimensions de la piste avec les engins miniers de transport et de chargement).

En utilisant des pistes de roulage pour les engins miniers qui vas relier la tranchée avec la station de concassage.

Pour l'ouverture de gisement par tranchées on distingue différents modes :

1. tranchée principale qui donne l'accès au gisement ;
2. tranchée de découpage qui prépare le champ minier pour l'exploitation c à d la réalisation d'un front initial d'exploitation.
3. tranchée spéciale destinées à la recherche, à l'exhaure, le drainage etc ...

### II- 1- Choix du mode d'ouverture :

Le choix du mode d'ouverture d'un gisement dépende de plusieurs facteurs qui sont :

- facteurs géologiques et hydrogéologique : nature du gisement, la topographie, nature du stérile...
- Facteurs techniques : capacité des engins miniers (bulldozer, chargement, transports, forations) et leur type et capacité, la pente maximale de la piste envisagée et ses caractéristiques dimensionnelles (longueur, largeur).
- Facteurs miniers : qui se résument dans les paramètres de la carrière (le relief de la surface du sol, dimensions du champs de la carrière, profondeur final, production annuelle (rendement de la carrière)...).
- Facteurs économiques : correspondent au temps alloué à la mise en œuvre des travaux d'extraction (délai d'entrée en production), le délai d'ouverture influe considérablement sur le prix de revient de la matière marchande.

Les raisons techniques et économiques nous contraignent à adopter un mode d'ouverture rapide et efficace, dans l'exploitation à ciel ouvert, on distingue deux phases.

- le décapage ou découverte du gisement
- l'extraction de la matière utile.

Il existe plusieurs mode d'ouverture suivant le type d'ouvrage, leurs dispositions par rapport au champ de la carrière, leurs nombres et leurs destinations, mais les plus répandues sont les suivants :

### **1- Tranchées principales :**

Sont de section trapézoïdale et ont un profil longitudinal et transversal particulier, si elles sont destinées au transport par engins à roues, on distingue les tranchées principales suivantes :

#### **1-1- tranchées principales extérieures :**

Les tranchées principales peuvent être disposées en dehors du contour de la carrière, elles sont dites extérieures, elles ont un volume beaucoup supérieur à celui des tranchées intérieures, c'est pourquoi on les emploie pour les découvertures des champs d'exploitation peu profonds.

#### **1-2- tranchées principales intérieures :**

Les tranchées intérieures sont disposées à l'intérieure de la carrière, elles sont employées pour la découverte des champs d'exploitation profonds, les tranchées intérieures sont creusées suivant la limite de la carrière à partir de la surface ou à partir de l'horizon précédemment découvert et jusqu'au niveau de la plate forme de travail de l'horizon auquel elles donnent accès. Les différents horizons ou bien leur ensemble peuvent être découverts par tranchées indépendantes ou par tranchées dépendantes :

#### **1-3- Tranchées indépendantes :**

On appelle des tranchées indépendantes lorsqu'elles sont creusées en différents points de la limite de la carrière dans ce cas le transport des stériles et celui de minerai utile se fait par des trajets différents.

#### **1-4- Tranchées dépendantes :**

On appelle des tranchées dépendantes lorsqu'elles sont creusées en différents points plus proches mais avec un transport des stériles et de minerai utile se font dans un seul trajet.

Ils existe encore différents tranchées parmi les quelles :

- tranchées isolées,
- tranchées communes,
- tranchées de groupe
- tranchées doublées,
- tranchées séparées,

**1-5- Ouverture par tranchées isolées :**

Ce mode peut être réalisé par des tranchées extérieures, mais dans tous les cas on creuse une tranchée indépendante à chaque niveau d'exploitation.

L'avantage de ce mode d'ouverture, c'est qu'il permet un transport indépendant de chaque gradin, mais il présente un inconvénient très important c'est le grands volume des travaux des tranchées ce qui va influencer négativement sur le prix de revient de la tonne extraite. Ce mode est utilisé généralement pour les gisements en plateaux de faible profondeur, ainsi pour les gisements à flanc de coteau.

**1-6- Ouverture par tranchées communes :**

Ce mode d'ouverture consiste à accéder à tous les gradins du gisement par un système unique de tranchées dépendantes appelées tranchées communes, dans ce cas là, chaque tranchée accédant au gradin inférieur est creusée à l'intérieure de la tranchée desservant le gradin supérieur.

Les tranchées communes intérieures sont utilisées pour des gisements horizontaux et peut inclinés dont le nombre de gradins est de 2 à 3.

Tandis que les tranchées communes extérieures sont appliquées pour des gisements profond de n'importe quelle forme et de pendage quelconque.

**1-7- Ouverture par tranchées de groupe :**

Le but de ce mode d'ouverture est d'améliorer l'opération de transport du minerai et de faire en quelque sorte une indépendance entre le niveau supérieur et le niveau inférieur.

Ce mode d'ouverture s'effectue de la façon suivante :

Une tranchée commune va assurer la liaison entre les gradins à la roche et la surface tandis que l'autre tranchée commune va servir pour l'évacuation du minerai provenant des gradins d'exploitation.

**1-8- Ouverture par tranchées doublées :**

Ce mode d'ouverture est caractérisé par un transport délicat, de façon est ce que le transport plein et celui vide de chaque gradin sera réalisé par des tranchées indépendantes.

Ce mode est applicable pour des gisements peu profonds avec un rendement très important.

**1-9- Ouverture par tranchées séparées :**

Dans ce mode chaque gradin est découvert par tranchées indépendantes.

## 2- Tranchée de découpage :

La tranchée de découpage est réalisée après l'ouverture du gisement par la tranchée principale, elle prépare le champ minier pour l'exploitation.

### II-2- L'ouverture du gisement d'Adrar Oufarnou :

L'ancienne ouverture du gisement a été faite par des gradins de 10 à 12m de hauteur, avec un accès par des pistes à chaque niveau d'exploitation et le transport des stériles s'effectue par déversement au niveau de bas (ravin) au moyen d'un bulldozer HITACHI type FD30C d'une puissance de 271 CV (année 1995) pour une certaine distance limitée.

Les roches de la découverte sont évacuées par défonçage au ripper et si nécessaire par l'explosif, pour les gradins supérieurs (250 à 350) sont exploités en sorte que sont des gradins de liquidation leurs hauteurs varient entre 12 et 30 m.

#### II-2-1 La proposition d'extension de la carrière :

##### 1- Paramètres principaux de la carrière :

Les paramètres de la carrière nécessitant d'être retenus dans un but d'une étude détaillée sont :

- Dimension de la carrière en plan.
- profondeur finale de la carrière.
- réserve en minéraux utiles et volume des roches stériles dans le contour de la carrière.
- production annuelle.
- durée d'exploitation de la carrière (durée de vie).

Pour notre cas de la carrière d'Adrar Oufarnou la limitation du contour du fond de la carrière nécessite les opérations suivantes :

- ✓ le choix préliminaire de la méthode d'exploitation et le mode d'ouverture de gisement selon les propriétés physico- mécaniques et la puissance des roches stériles.
- ✓ le calcul du rapport de découverte maximum possible.
- ✓ la détermination de l'isohypse maximum du rapport de découverte possible.

Cette dernière représente le contour inférieur du fond de la carrière, pour la détermination du contour supérieur de la carrière, il est nécessaire de déterminer l'angle de talus du bord inexploitable ( $\beta$ ), selon la profondeur finale et les propriétés du massif, et aussi des particularités

Constructives de ce bord, l'angle du bord final peut être calculé par la formule suivante :

$$\operatorname{tg}\beta = \frac{H_f}{\sum b_s + \sum b_t + \sum h_g \times \operatorname{ctg}\alpha}$$

$\beta$  : angle de talus du bord inexploitable (l'angle du bord final), ( en degrés).

où :  $H_f$  c'est la profondeur finale de la carrière, (170m).

$b_s$  : largeur de berme de sécurité, (5m).

$b_t$  : largeur de berme de transport, (9m).

$h_g$  : hauteur du gradin, (on à 8 gradins de 15 m, et 5 gradins de 10 m).

$\alpha$  : angle du talus du gradin, ( $80^\circ$ ).

$$\operatorname{tg}\beta = \frac{170}{65 + 21.15 + 8.81} = 1.79$$

$$\text{Donc : } \beta = 60.8^\circ$$

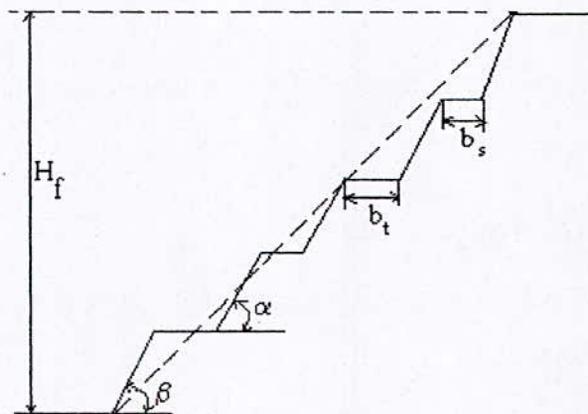


Figure IV-2 : détermination de l'angle du talus du bord inexploitable.

Suivant les expériences mondial, l'angle de talus du bord inexploitable peut être plus grands que celui qui assure la stabilité du bord, les significations minimales des bermes sont :

✓ pour la berme de sécurité, ( $b_s^{\min} = 5 \text{ m}$ ) :  $b_s^{\min} = b_s^{\min} = \frac{H_g}{3} \dots (m)$ .

✓ pour la berme de transport, ( $b_t^{\min} = 9 \text{ m}$ ) :  $b_t^{\min} = B \dots (m)$ .

Où : B : la largeur de la piste.

**2- 2- Les travaux préparatoires :****Introductions :**

D'après l'étude de la prospection qui a été faite par l'ex SONAREM on propose de faire des travaux préparatoires au niveau supérieur 350m jusqu'à 370m, pour avoir une grande plate forme supérieure de travail qui nous permette de récupérer des réserves des anciens gradins restants et avancé le front de travail vers la limite des calculs des réserves au moins de 20 m, de la limite des réserves exploitables (Vers le Sud),

Pour le deuxième site, considérer la plate forme inférieure de la carrière niveau 250m qui présente des grandes réserves restantes ( $5\,931\,950\text{ m}^3$  de 200 jusqu'à 240), avec une tranchées principale et faire l'attaque des deux parois (exploitation en chassant) l'exploitation de la partie Ouest se réalise dans la saison hivernal car la roche est propre, la partie Est préféré pour l'exploiter dans la saison estivale car il y a une présence des filonnets des roches stériles; et pour facilité le transport des roches abattue on peut les transportée par la tranchée qui présente une pente de 6.6 %, mais le plus rentable s'est de réalisée une nouvelle piste littorale au bord de la mer, qui va servir le niveaux 240 m, et les niveaux qui suivent.

**2-1- Ouverture du niveau supérieur : (premier site, 250jusqu'au 370)**

L'ouverture de cette partie se fait par les gradins de 15 m, à l'aide des pistes existantes, l'utilisation des gradins de 15 m d'hauteur est pour but de récupérer le plus possible, des réserves exploitables. Avec des bermes de sécurité des gradins de liquidations de 5m, et un angle de  $75^\circ$ , l'angle du bord de la carrière inexploitable sera de  $60^\circ$ .

La nécessité de dégager les roches stériles de la couverture de cette partie exige des grands travaux préparatoires avec un bulldozer pour la première phase et à l'aide d'explosif comme deuxième phase des travaux, après avoir dégagement des volumes de la découverte qui en a estimé à  $362\,845\text{ m}^3$ . Ça dépend des engins existant dans la carrière surtout le bulldozer et sa capacité (rendement  $1325.88\text{ m}^3$ ), (voir le rendement du bulldozer dans le chapitre système d'exploitation).

Le transport des stériles se fait par déversement sur les anciens gradins mais à partir des niveaux qui contient des quantité des roches calcaire il faut les transportée vers la station de concassage, l'effet de déversement des roches de la découverte qui contient peu des roches calcaire sur les anciens gradins nous permet de faire une classification granulométrique par gravité, en les récupère pour l'alimentation de la station.

La durée de vie de chaque gradin est mentionnée dans le chapitre des calculs des réserves. Et la berme de sécurité de chaque gradin ne doit pas être inférieure à 5m, (de liquidation).

**1-2- L'ouverture de la partie inférieure du gisement : (la plate forme niveau 250m)**

Afin de faire une extension au niveau inférieur, après l'étude du terrain, il est favorable d'accéder à l'aide d'une tranchée principale de 20m de largeur et de 165m de longueur, à partir du milieu de la plate forme de travail, pour libérer l'autre partie de la plate forme pour la circulation des engins minières, la tranchée présente une pente de 6.6 % ( $p = 10 \text{ m} / 150 \text{ m} \times 100\%$ ), avec une plate forme à la fin de tranchée de 15 x 20 m, servir à faciliter les travaux de chargement et le démarrage des camions.

Cette tranchée est relié à la plate forme, qui déjà existe dans cette dernière des vois de roulage des engins minières.

En parallèle de ces travaux une nouvelle piste doit être réalisé pour l'accès au niveaux 240 m, le début de la piste sa sera avec le virage de l'ancien piste existée au niveaux 282.25 m, L'intersection de la tranchée avec la nouvelle piste littorale (bord de la mer), présente une surface libre (plate forme) pour la circulation des engins de transport et de chargement, la réalisation de la piste a pour but de simplifier le fonctionnement des engins et pour amélioré le processus de transport, car la pente de la nouvelle piste sera plus petite que celui de la tranchée, donc le rendement des camions ça sera grand et leurs maintenance et leurs amortissement ça sera petit.

L'ouverture de la tranchée consiste trois étapes successives

**1-2-1- L'ouverture de la tranchée :****A- La première étape :**

La pente de la tranchée présente une angle d'inclinaison de  $3.82^\circ$  par rapport à l'horizontal, une largeur de 20 m, et un longueur de 165 m ,(150m pour la partie incliné avec 15 m de la plate forme inférieure de tranchée. (Figure IV-2).

**a) Le plan de tir :**

La première étape consiste à implantés un plan de tir de 64 rangées en total chaque rangée à 7 trous, et une maille de 2.5 x 2.5 m.

Les profondeurs des trous sont réparties comme suite :

- La longueur de plan de tir est de 165 m.
- La largeur est de 20 m.
- 54 rangées de 7 trous de 3.5 m de profondeur, présente 1323 m à forer.
- 3 rangées de 7 trous de 3 m de profondeur, présente 63 m à forer.
- 3 rangées de 7 trous de 2.5 m de profondeur, présente 52.5 m à forer.
- 2 rangées de 7 trous de 2 m de profondeur, présente 28.5 m à forer.
- 2 rangées de 7 trous de 1.5 m de profondeur, présente 21 m à forer.

- 2 rangées de 7 trous de 1 m de profondeur, présente 14 m à forer.
- La ligne de moindre résistance est de ( $W = 2.5$  m).
- La distance entre les rangés est de ( $b = 2.5$  m).
- La distance entre les trous est de ( $a = 2.5$  m).
- Diamètre des trous est de 89 mm, pour les trous de 1 m le diamètre est de 32 mm.
- La quantité d'explosif (marmanite) dans un trou est déterminée comme suite :

$$Q = L_{tr} \times W \times a \times q_s$$

$L_{tr}$  : profondeur du trou (m) ;

$W$  : la ligne de moindre résistance, il est fixé a 2.5 m ;

$a$  : la distance entre les trou de mine, ( $a = W = b = 2.5$  m)

$q_s$  : la charge spécifique  $q_s = 0.48 \text{ kg/m}^3$ .

- pour les trous de 3.5 m :

$$Q = 3.5 \times 2.5 \times 2.5 \times 0.48 = 10.5 \text{ kg}$$

- pour les trous de 3 m :

$$Q = 3 \times 2.5 \times 2.5 \times 0.48 = 9 \text{ kg.}$$

- pour les trous de 2.5 m :

$$Q = 2.5 \times 2.5 \times 2.5 \times 0.48 = 7.5 \text{ kg.}$$

- pour les trous de 2 m :

$$Q = 2 \times 2.5 \times 2.5 \times 0.48 = 6 \text{ kg.}$$

- pour les trous de 1.5 m :

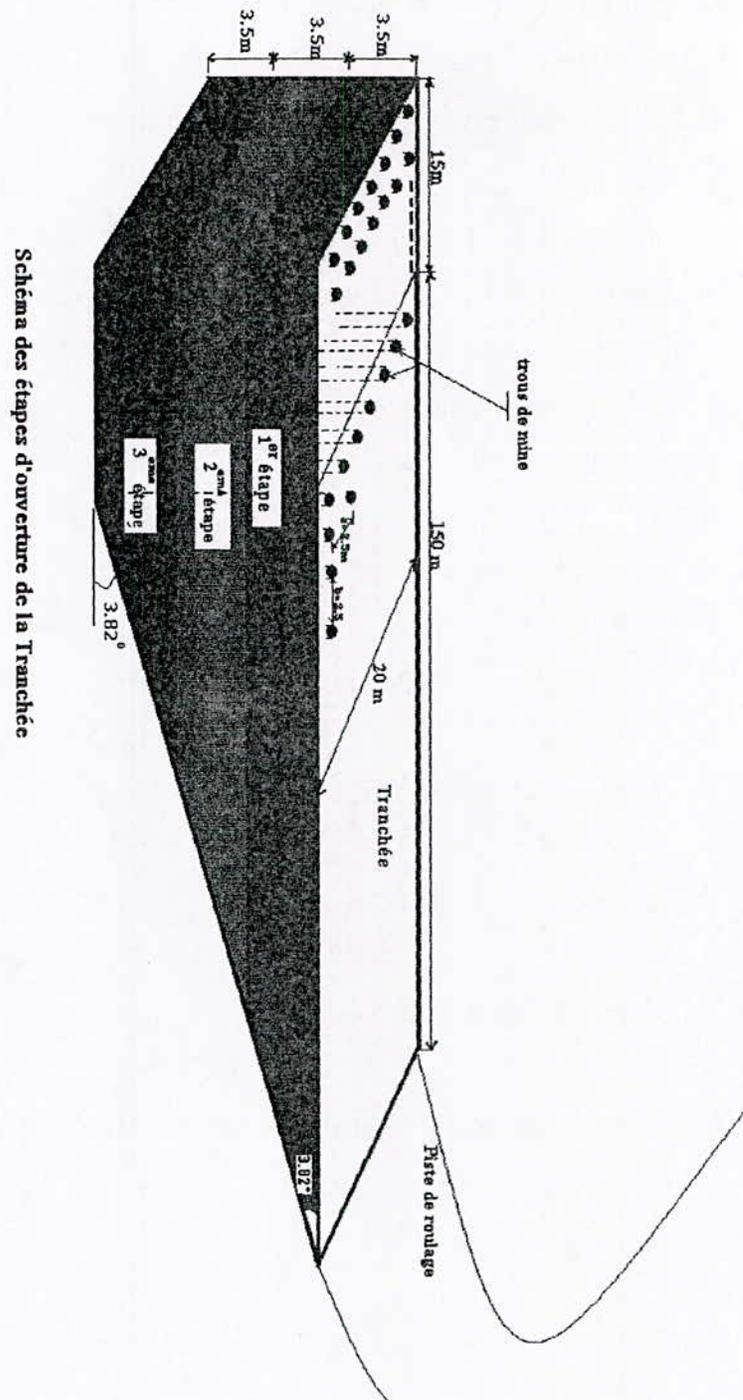
$$Q = 1.5 \times 2.5 \times 2.5 \times 0.48 = 4.5 \text{ kg.}$$

- pour les trous d'un mètre :

$$Q = 1 \times 2.5 \times 2.5 \times 0.48 = 3 \text{ kg.}$$

- Avec des DMR (détonateur micro retard), de 20 ms pour chaque trous.
- Amorçage au fond de trou.

**La coupe de la tranchée figure IV-2 :**



**b) Rendement de la sondeuse :**

Le rendement de la sondeuse est bien détaillé dans le chapitre V (système d'exploitation) le rendement est donné par la formule suivant :

$$P_s = \frac{L_{tr} \times T \times k_u}{T_f + T_1 + T_2} \text{ (m / poste).}$$

$L_{tr}$  : longueur du trou,

$T$  : durée de poste de travail ;  $T = 8 \text{ h} = 480 \text{ mn}$ .

$k_u$  : coefficient d'utilisation de la sondeuse,  $k_u = 0.8$

$T_f$  : temps de foration d'un trou,  $T_f = \frac{L_{tr}}{V_f} \dots \dots \dots$  (mn).

$V_f$  : vitesse de foration;  $V_f = 0.2 \text{ m / mn}$ .

$T_1$  : temps de rajout de tige de foration.  $T_1 = 3 \text{ mn}$ ;

$T_2$  : durées des opérations de début à la fin de foration (déplacement de chariot de foration d'un trou à un autre).  $T_2 = 4 \text{ mn}$ , car la surface de relief est régulière (plate forme).

Pour les trous dont les profondeurs des trous inférieur à 3 m,  $T_1 = 0$  ;

Donc la durée de foration est :

$$D_f = \frac{L_{tr} \times N_{tr}}{P_s} \text{ (Poste).}$$

Tableau IV-2 : estimation de la durée de foration des trou de mine

profondeur du trou (m) $L_{tr}$	N <sup>bre</sup> des rangées	N <sup>bre</sup> des trous $N_{tr}$	quantité d'exploisif (kg)	$T_f$ (mn)	Rendement de la sondeuse ( $P_s$ ), (m/p)	profondeur de tous les trous (m) $p = L_{tr} \times N_{tr}$	durées de foration
3.5	54	378	3969	17.5	54.85	1323	12 jours
3	3	21	189	15	60.6	63	8 heures (un poste)
2.5	3	21	157.5	12.5	58.18	52.5	7.21 heures (un poste)
2	2	14	84	10	54.85	28.5	4.15 heures (1/2 poste)
1.5	2	14	63	7.5	50	21	3.36 heures
1	2	14	42	5	42.66	14	2.62 heures

Donc : après les calculs la durée de foration de plan de tir est de 210 heures (13jours).

26 postes.

**c) le volume foisonné de calcaire après le tir :**

Le volume de calcaire abattu est déterminé par la formule suivante :

$$V = H_g \times W \times a \times k_f \times N_{tr}$$

Dans le tableau suivant on estime le volume foisonné du plan de tir

Tableau IV-3 : le volume foisonné des roches d'après le plan de tir.

$L_{tr}$ (m)	$N_{tr}$	le volume foisonné V
3.5	378	13230
3	21	630
2.5	21	525
2	14	280
1.5	14	210
1	14	140
V <sub>t</sub> total:		15015 m <sup>3</sup>

**d) Le chargement:**

Le chargement de la roche abattu se fait par une pelle chargeuse, avec une capacité de godet de 0.5 m<sup>3</sup>, la pelle chargeuse c'est le plus rentable et plus efficace.

S'il est possible d'emmener une chargeuse de 2 m<sup>3</sup>, c'est mieux.

**d-1- Le rendement de la chargeuse :** (voir le chapitre V système d'exploitation), le rendement est déterminé par la formule suivante :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times V_g \times k_r \times \rho \times k_u}{t_c \times k_f} \quad (T/p)$$

$k_r$ : coefficient de remplissage ( $k_r = 0.9$ );

$k_u$ : coefficient d'utilisation ( $k_u = 0.9$ );

$t_c$ : temps de cycle de chargement ( $t_c = 30$  secondes);

$k_f$ : coefficient de foisonnement ( $k_f = 1.6$ );

$\rho$ : poids volumique de la roche ( $\rho = 2.65$  t/m<sup>3</sup>);

○  $V_g$ : volume de godet ( $V_g = 0.5$  m<sup>3</sup>); donc

$$R_{ch} = 243 \text{ m}^3/p = 643.95 \text{ t/p} = 1287.9 \text{ t/jour}$$

- $V_g = 2 \text{ m}^3$  le rendement est de  $R_{ch} = 972 \text{ m}^3/p = 2575.8 \text{ t/p} = 5151.6 \text{ t/jour}$ .

#### d-2- la durée de chargement de la roche abattu :

La durée de chargement de la roche abattu est estimée par la formule suivante :

$$D_{ch} = \frac{V_t}{R_{ch/j}} \quad (\text{Jours}).$$

$V_t$  : volume du tas abattu ( $V_t = 15015 \text{ m}^3 = 39789.75 \text{ t}$ ).

$R_{ch/j} = 486 \text{ m}^3/\text{jour} = 1287.9 \text{ t/jour}$  (la pelle chargeuse de  $0.5 \text{ m}^3$ )

$$D_{ch} = 31 \text{ jours} = \text{un mois.}$$

Pour la chargeuse de  $2 \text{ m}^3$ , de capacité :

$$D_{ch} = 7.7 \text{ jours} = 15 \text{ postes}$$

#### e) le transport :

Le transport de la roche abattu s'effectue à l'aide d'un dumper (**BM 35**), avec un rendement de  $672.37 \text{ t/p} = 1344.74 \text{ t/j}$ , la durée de transport c'est le même que celui de chargement

(Voir le chapitre V système d'exploitation).

#### B- La deuxième étape :

Le même processus avec la première étape mais avec un nombre réduit des trous de mine qui sont répartis comme suit :

Tableau IV- 4 : estimation de la durée de foration:

profondeur du trou (m) $L_{tr}$	$N^{bre}$ des rangées	$N^{bre}$ des trous $N_{tr}$	$T_f$ (mn)	$(P_s)$ (m/p)	profondeur de tous les trous (m) $p = L_{tr} \times N_{tr}$	durée de foration
3.5	27	189	17.5	54.85	661.5	6 jours
3	3	21	15	60.6	63	8 heures (un poste)
2.5	3	21	12.5	58.18	52.5	7.21 heures (un poste)
2	2	14	10	54.85	28.5	4.15 heures (1/2 poste)
1.5	2	14	7.5	50	21	3.36 heures
1	2	14	5	42.66	14	2.62 heures

Le volume foisonné et leur chargement sont mentionnés dans le tableau suivant :

Tableau IV-5 : estimation du volume foisonné et leur chargement

$L_{tr}$ (m)	$N_{tr}$	le volume foisonné $V$ (m <sup>3</sup> )	durée de chargement avec ( $V_g=0.5m^3$ ) par jours	durée de chargement avec ( $V_g = 2m^3$ )
3.5	189	6615	-----	-----
3	21	630	-----	-----
2.5	21	525	-----	-----
2	14	280	-----	-----
1.5	14	210	-----	-----
1	14	140	-----	-----
	273	8400	17 jours	4 jours

Le transport de la roche abattu se fait par le même camion BM 35, qui est à un rendement de  $253.72 m^3 / p$ .

### C- La troisième étape :

C'est le même plan de tir pour les deux premières étapes, avec un nombre des trous réduit

Tableau IV-6 : la durée de foration de plan de tir

profondeur du trou (m) $L_{tr}$	$N^{bre}$ des rangées	$N^{bre}$ des trous $N_{tr}$	$T_f$ (mn /trou)	$(P_s)$ (m/p)	profondeur de tous les trous (m) $p = L_{tr} \times N_{tr}$	durée de foration
3.5	6	42	17.5	54.85	147	1 jour et ½ postes
3	3	21	15	60.6	63	8 heures (un poste)
2.5	3	21	12.5	58.18	52.5	7.21 heures (un poste)
2	2	14	10	54.85	28.5	4.15 heures (1/2 poste)
1.5	2	14	7.5	50	21	3.36 heures
1	2	14	5	42.66	14	2.62 heures
Total	18	126				2 jours et un poste

Le volume foisonné et leur chargement sont mentionnés dans le tableau suivant :

Tableau IV-7 : estimation du volume de foisonnement et leur transport

$L_{tr}$ (m)	$N_{tr}$	le volume foisonné $V$ (m <sup>3</sup> )	durée de chargement avec ( $V_g=0.5m^3$ ) par jours	durée de chargement avec ( $V_g = 2m^3$ )
3.5	42	1470	-----	-----
3	21	630	-----	-----
2.5	21	525	-----	-----
2	14	280	-----	-----
1.5	14	210	-----	-----
1	14	140	-----	-----
	126	3255	6 jours et un poste (11 postes )	3 postes (27 heures)

La durée de transport c'est le même que celui de chargement, avec le camion BM35.

On a procédé trois étapes pour l'ouverture de la tranchée pour faciliter les travaux de Chargement des roches abattues et leur transport.

**1-2-2- Traçage de la piste :**

La nécessité d'ouvrir une nouvelle piste d'accès au niveau 240 m, c'est pour augmenter le rendement des engins de transport et minimiser les frais de transport, qui présente dans l'exploitation à ciel ouvert 20 à 30% du prix de revient du produit fini.

Le départ de la nouvelle piste se fait du virage de l'ancienne piste au niveau de 282.25 m, elle va prolonger jusqu'au niveau 240m, avec une longueur de 700m jusqu'au virage à la côte 282.25 m, après l'épuisement de ce niveau (240 m), On va augmenter la pente de la piste, avec une tranchée principale à la suite de la piste jusqu'à atteindre le niveau de 230 m, ainsi de suite jusqu'à atteindre le niveau 200 m, mais toujours avec une tranchée de découpage pour l'attaque de front. La tranchée de découpage est dirigée suivant la surface libre, où le rendement de plan de tir soient optimale (fiable).

**a- Itinéraire de la piste :**

Vu la topographie du lieu ainsi que la longueur de la piste (700 m), ceci nous a amené à tracer une piste à double voie, avec une pente de 6% ( $p = \frac{42m}{700m} \times 100 = 6\%$ ),

qui se prolonge sur le bord de la carrière (une piste littorale), à l'aide de l'explosif pour abattre la roche, et un bulldozer pour aplanir la surface.

Le volume à extraire de la piste est de 9000 m<sup>3</sup>,

**b- largeur de la piste :**

La largeur de la chaussée des pistes dépend des paramètres techniques des camions circulants, du nombre de voies de circulation, elle peut être déterminée par la formule suivante :

$$B = 2(a + C) + X$$

Où : B c'est la largeur de la piste ;

a : largeur de la benne du camion, (a = 3.170 m)

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

$$C = 0.5 + 0.005 V$$

Où : V c'est la vitesse moyenne de circulation des camions (V = 30 km / h).

$$\text{Donc : } C = 0.65 \text{ m.}$$

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

$$X = 1.3 \text{ m.}$$

Soit une largeur de la piste est de :  $B = 2(3.17 + 0.65) + 1.3$

$$B = 8.94 \approx 9 \text{ m.}$$

# CHAPITRE V

# Systeme d'exploitation

## CHAPITRE V : LES CONDITIONS TECHNOLOGIQUES DU GISEMENT

### SYSTEME D'EXPLOITATION

#### Introduction :

Une méthode d'exploitation est une succession de réalisations des travaux de creusement essentiellement de découverte et d'extraction du minerai dans un ordre bien déterminé.

En d'autres termes un système d'exploitation caractérise le développement dans l'espace et le temps des travaux de découvertures préparatoire et d'extraction.

La méthode d'exploitation dépend d'un certain nombre d'éléments dont les plus significatifs sont :

- La nature des (minerais) roches exploitables.
- La nature des roches encaissantes.
- Les conditions du gisement.
- Les conditions hydrogéologiques.
- Les conditions techniques.
- La valeur du minerai au marché.

#### I- classification des systèmes d'exploitation :

##### 1- Introduction :

Les systèmes d'exploitations, étant l'ordre déterminé d'exécution dans le temps et dans l'espace d'un ensemble déterminé des travaux miniers préparatoires, de découverte et d'extraction des minerais utiles. Dans les conditions d'une carrière donnée, le système d'exploitation envisagée doit assurer l'abattage en sécurité, économiquement rentable et complète des réserves de teneur exploitable tout en permettant le respect des mesures de défense de l'environnement.

Il existe plusieurs classification dont la plus utilisée est celle de RJEVESKY .L'académicien RJEVESKY, propose une classification qui contient compte les indices suivantes :

- ✓ Disposition du front du travail dans le plan.
- ✓ Le nombre de bord exploitable de la carrière.
- ✓ Disposition des terrils par apport au champ de la carrière.
- ✓ Direction de progression des travaux.
- ✓ Le mode de transport (continu, ou cyclique « interrompu »).

Pour classés les méthodes d'exploitation, en adoptant la classification basé sur le mode de transport, on distinguera les modes d'exploitation suivant :

- 1) Méthode d'exploitation sans transport
  - Simple
  - Avec remaniement de déblais
- 2) Méthode d'exploitation avec engins de transfert
  - Avec sauterelle
  - Avec pont de transport
- 3) Méthode d'exploitation avec transport des déblais
  - Par wagons et locomotives
  - Par convoyeurs
  - Par camions
  - Par transport combiné
- 4) Méthode d'exploitation mixte

## **2- Méthode d'exploitation avec transport**

La méthode d'exploitation utilisée dans la carrière d'Adrar Oufarnou est celui avec transport à l'aide des camions, de type ASTRA d'une capacité de 25tonnes et deux autres de 35tonnes. L'intérêt d'utilisation du transport par camions est de pouvoir affronter le problème de la complexité naturel du gisement, en d'autre termes l'exploitation des niveaux inférieurs peut être réaliser facilement grâce à la facilité de manœuvre du camion, à ce titre leur rayons de braquage varie de 12 à 20m selon le type du camion, et les caractéristiques de la taille à exploiter.

### **2-1- Eléments du système d'exploitation :**

Il existe plusieurs systèmes d'exploitation caractérisés par des éléments communs dont font partie :

- Le gradin.
- l'angle du talus des gradins.
- largeur de la plate forme de travail.
- paramètres du plan de tir.
- longueur et sens du front du travail. ils sont en fait commandés par la nature du gisement et dans une très large mesure, par les engins de déblaiement et de transport.
- Les bermes de transport et de sécurité.

La méthode d'exploitation utilisée dans la carrière d'Adrar Oufarnou est celui avec transport et déblayées par des gradins de 10 à 12m du haut vers le bas (gradin par gradin), l'angle du gradin est de  $78^\circ$  à  $80^\circ$ , l'angle du talus de liquidation est de  $60^\circ$  à  $70^\circ$ .

Abattage est à l'explosif par trous de mine, dont la foration se fait à l'aide de deux chariots de foration (taillant de diamètre de 89mm).

Chargement des roches abattues se fait à l'aide de trois chargeurs sur pneu.

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

La façon la plus rationnelle pour abattre la roche consiste en l'exécution de gradin approprié. Un gradin se compose essentiellement de trois plans (fig.V-1), deux de ces plans sont horizontaux, le plus élevé formant la plate forme supérieur (sommets du gradin). Et le plus bas sa plate forme inférieur (le pied ou place).

Le troisième est vertical ou légèrement incliné par rapport à la verticale, et forme le talus ou le front du gradin.

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

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

#### **a- La hauteur du gradin**

La hauteur du gradin est prise en fonction des propriétés physico- mécanique des roches et en fonction des paramètres techniques des engins de chargement et de transport existant dans la carrière.

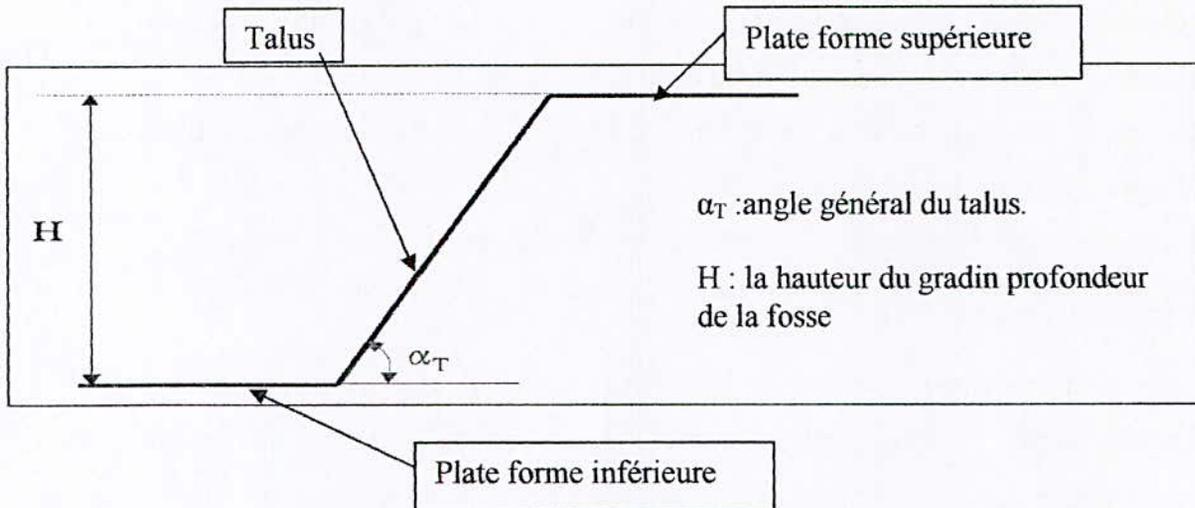
L'abattage à la carrière s'effectue sur des gradins de 10 à 12m de hauteur avec des bermes de transport de 9 à 11m de large pour chaque niveau, pour les gradins en liquidation les bermes de sécurité sont de 4 à 5 m.

#### **b- l'angle du talus des gradins :**

L'angle de talus du gradin pour le stérile est adopté d'après les caractéristiques de stérile Jusqu'à  $55^\circ$ .

Pour les gradins du calcaire les calculs de stabilité donne un angle du talus de liquidation de  $60^\circ$  à  $70^\circ$  et de  $78^\circ$  à  $85^\circ$  pour celui en exploitation.

Figure V-1 : le gradin



## 2-2- la plate forme de travail :

### a- la largeur de la plate forme de travail :

La largeur de la plate forme de travail est déterminée par les dimensions des engins de chargement, du transport ainsi que par la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure), les paramètres de ce dernier dépendent des propriétés physico mécanique des roches, des paramètres de l'explosif (consommation spécifique), et des éléments du système d'exploitation. La largeur minimale de la plate forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins.

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

$$X = A (2 K_f \times H_g / H_1 - 1).$$

$L_{pt}$ : la largeur de la plate forme de travail ;

$A$ =longueur de l'enlevure déterminé comme suit  $A = W + (n-1) b$ .

$X$ =largeur de tas des roches abattues. (m) ;

$W$ =ligne de la moindre résistance.

$n$  : nombre des rangées ;

$b$  : la distance entre les trous, (m) ;

$H_g$  : hauteur du gradin.

$H_1$  : hauteur du tas  $(0.5/0.8)H_g$ .

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

$C$  : la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport (2→2,5 m) distance de sécurité.

T : la largeur de la voie de transport, m ;

B : c'est la largeur du prisme éventuel d'éboulement,(m) ;

La valeur de B est donnée par

$$B=H_g (\text{ctg } \alpha - \text{ctg } \gamma), \text{ m}$$

$\alpha$  : l'angle de talus de gradin en exploitation ( $78^\circ \dots 85^\circ$ ),

$\gamma$  : l'angle de talus de liquidation ( $60^\circ - 70^\circ$ ),

T : La largeur du chemin de transport (T) est de 3 à 9 m (un seul voie ou en double voies).

La largeur de tas des roches abattues (X) dépend de la hauteur du gradin, de la nature de terrain, des paramètres des travaux de forages et de tir

S : la largeur de berme de sécurité, (m) ;

### b- superficie de la plate forme de travail :

La superficie de la plate forme de travail doit être en conformité avec les paramètres géométriques des engins miniers y travaillant (diamètre de braquage du camion et aussi celui de la chargeuse, et pour faciliter l'écoulement libre des eaux il est préférable de l'incliner de 1%.

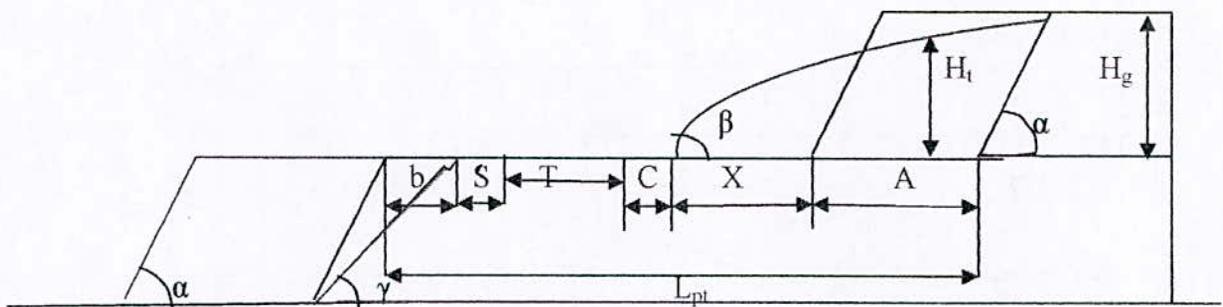


Figure V-2- Plate forme de travail (Abattage à l'explosif).

### 2-3- paramètres du plan de tir :

Les paramètres du tir sont exécutés pour que la fragmentation des roches, les paramètres de la plate forme et la forme des gradins soient convenable au plan des travaux miniers.

Le plan de tir doit prendre en considération ces objectifs et adopter les paramètres de tir pour y répondre, toute la réflexion porte sur l'adoption des paramètres suivants :

- le diamètre de trou de foration.
- La maille de foration.
- La hauteur du front de taille.
- L'inclinaison des trous.

- Le nombre de rangées des trous.
- La charge spécifique d'explosif dans le trou.

#### 2-4- longueurs et sens du front du travail :

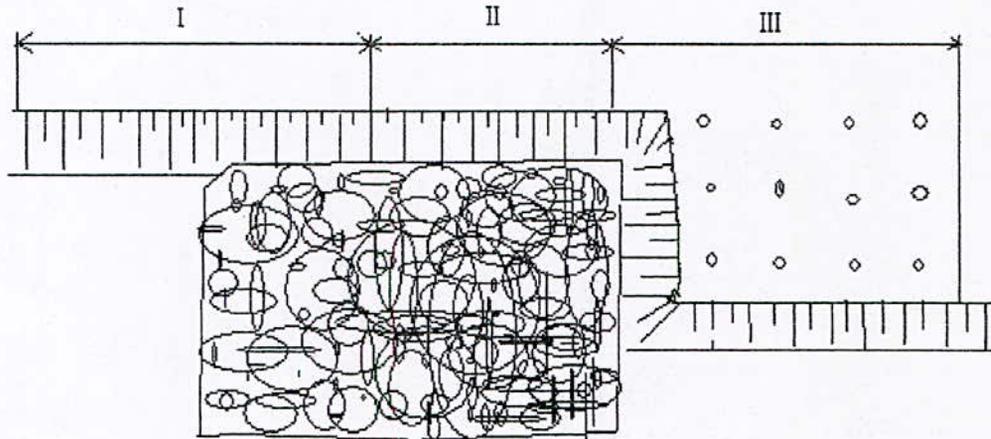
La longueur du front du travail varie de 220 à 250m, suivant le niveau du gradin la forme des terrains, le sens du front du travail est dirigé vers le Sud avec des gradins de 10 à 12 m d'hauteur et de 5m au minimum de la banquette (berme de sécurité, et de 9 m au minimum pour celui de transport.

##### 2-4-1- Longueur du bloc :

Pour un travail continu de la pelle au front en cas de retard enregistré dans les travaux de foration et de tir, il doit y avoir constamment une réserve de roche abattue, c'est pourquoi le bloc d'exploitation sera divisé en trois parties :

- une partie sera réservée au chargement.
- une partie renfermera la réserve de la masse rocheuse abattue.
- une dernière partie en cours de foration et de préparation au tir.

Le schéma suivant présente la division d'un bloc d'exploitation en trois parties :



la division d'un bloc d'exploitation en trois parties

- I -partie réservée au chargement.
- II.- renfermant une réserve de masse rocheuse abattue.
- III.- partie au cours de foration et de préparation au tir

## II- Les opérations principales de la méthode d'exploitation à ciel ouvert

### Introduction :

Dans chaque méthodes d'exploitation à ciel ouvert on distingue les opérations suivantes :

- abattage
- chargement
- transport et transfert
- mise à terril

### A. Abattage : (15)

Le choix de la méthode d'extraction des roches dépend essentiellement du type de la roche et des paramètres techniques des engins utilisés dans la carrière.

L'abattage des calcaires de la carrière d'Adrar Oufarnou ce fait à l'explosif à l'aide des trous de mines sensiblement parallèles au talus des gradins

#### a. Généralité :

L'abrasivité et la dureté de la roche rendent nécessaire l'emploi d'explosifs pour l'abattage.

La première phase de l'abattage consiste à implanter le schéma de tir dans la carrière, la deuxième est la foration des trous de mine, la troisième est le remplissage en explosifs, la dernière consiste à effectuer raccordements et à ordonner le tir (amorçage).

Pour le plan de tir on utilise des trous de mines inclinées de  $78^\circ$  à  $85^\circ$  de sorte que les parois après le tir présentent une inclinaison sécurisante lors du chargement des matériaux abattus.

En général, les tirs comprennent 100 à 300 trous repartis sur deux ou trois rangées.

Un paramètre important est le diamètre de foration, il peut être de 32 à 89mm, le diamètre est choisi en fonction de plusieurs paramètres (le niveau où en travail et de la proximité des zones habitées), en effet, le diamètre influence directement sur les quantités d'explosif mises en œuvre et donc les niveaux de vibrations générés par le tir.

- Dont :
- Le conditionnement de l'explosif
  - La mesure en vitesse.
  - La sécurité des personnels, des matériels et des habitations.

1. l'implantation du tir dans la carrière (plan du tir) :

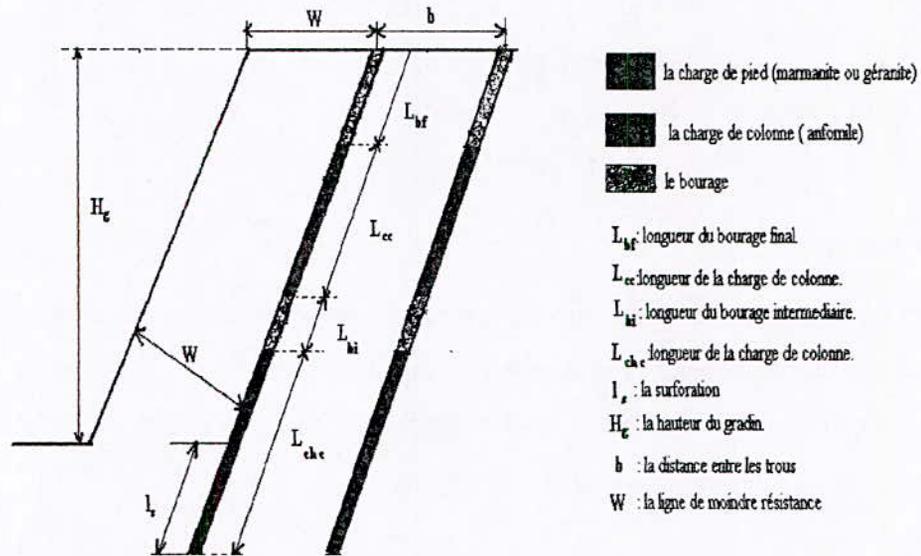


figure V- 4-a : coupe d'un plan du tir avec la distribution des charges

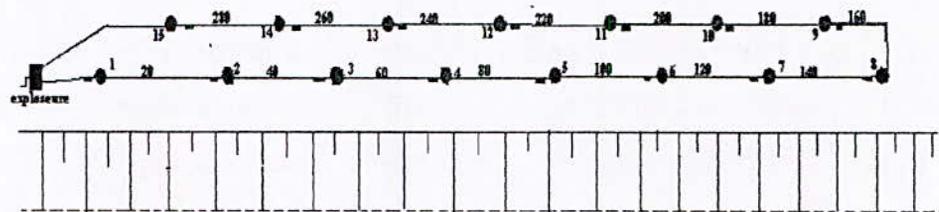


Figure V-4-b : Cuircuit de tir: tir   l'aide des detonateur micro-rotard (DMR 20 ms)

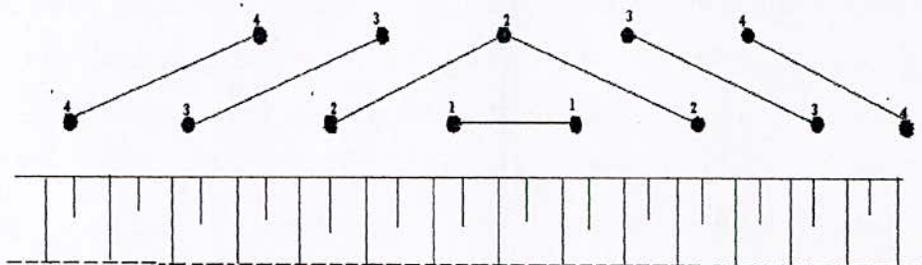


Figure V-4-c: Cuircuit de tir: tir   l'aide des detonateur micro-rotard (DMR 20 ms)

Figure V-4 : coupe d'un plan du tir avec la distribution des charges

## 2. Foration

La foration des trous dans le massif de roche est réalisée à l'aide de deux chariots de foration de types :

- INGERSOLL-RAND (CM351) avec un compresseur mobile de type ATLAS COPCO (XAS940) de 8bars, un débit de 435 L/sec et une puissance de 187 KW.
- Un autre chariot INGERSOLL-RAND (CM345) avec un compresseur mobile de type INGERSOLL-RAND (XP750) de 7bars, et un autre compresseur mobile de type HOLMAN 750<sup>F</sup> de 8bars et de 276cv, de secours réservé en cas de panne.

Ces machines utilisent un marteau fond de trou, c'est-à-dire que le marteau est situé au fond du trou à l'extrémité des tubes de forage. Le marteau est actionné grâce à l'air comprimé du compresseur qui descend par l'intérieur des tiges (tubes). Cet air, une fois détendu, ressort du trou en remontant dans l'espace annulaire entre les tubes et les trous forés. Il chasse ainsi les débris de roches générés par le marteau.

A l'extrémité du marteau un taillant frappe la roche, il s'agit d'une pièce d'acier munie de boutons en carbure de tungstène. Vu la dureté et l'abrasivité du calcaire, les taillants ont une durée de vie de 600 à 1200 m et doivent être réaffûtés tous les 100m.

### 2.1. La vitesse de foration (perforabilité) :

La vitesse de perforation pour une roche donnée il s'agit de la vitesse exprimée en cm /mn .avec laquelle un chariot de foration (perforatrice) fait avancer un tige (fleuret) dans celle-ci. La vitesse de foration peut être très variable, dépendant de la perforatrice, du diamètre de la tige, de la pression de l'air.

On peut déterminer des indices comparables a fin de comparer des roches ou des perforatrices différentes par la formule suivante :

$$B_p = \frac{V_f(6.5 - 2.5)}{(P_v - 2.5)} \times \frac{(d_v + 30)^{2.3}}{(33 + 30)}$$

$B_p$ : perforabilité (cm/ mn).

$V_f$ : vitesse de foration ( $V_f = 0,20 \text{ cm / mn}$  « 12m/h »).

$P_v$ : pression de fonctionnement ( $P_v = 8 \text{ bars}$ ).

$d_v$ : diamètre de tige en centimètre, (8,9cm).

$$B_b = 0,20 \frac{(6.5 - 2.5)}{(8 - 2.5)} \times \frac{(8,9 + 30)^{2.3}}{(33 + 30)} = 10.37 \text{ cm / mn} = 6,28 \text{ m / h. .}$$

## 2.2. Choix des engins de foration :

Pendant très longtemps, il a été difficile de coordonner correctement le choix des engins de forage et la conception des tirs.

Il en résultait le fait que d'une part on procédait à l'acquisition des engins de foration, et d'autre part on essayait ensuite de les utiliser au mieux pour réaliser les tirs.

Grâce à l'évolution des équipements et des explosifs industriels, il est devenu possible de concevoir en premier lieu les meilleures méthodes de tirs à retenir dans chaque cas, puis de déterminer ensuite les matériels de foration nécessaires qui correspondent le mieux aux besoins.

Succinctement, les principaux éléments entrant dans la conception de la méthode de tirs sont :

- Nature et caractéristiques des matériaux en place à abattre.
- Production à assurer mensuellement et annuellement.
- Obtention d'un front rectiligne et sain, sans surplomb.
- Absence d'effet arrière.
- Bonne sortie des pieds.
- Dimensions maximales admissibles des blocs.
- Granulométrie recherchée du tout-venant abattu.
- Forme des tas abattus et étalements recherchés pour la reprise.
- Obtention du minimum d'ébranlements vis-à-vis de l'environnement et du plus faible niveau sonore possible lors des tirs.

Compte tenu de tous ces éléments on détermine :

- Les hauteurs du front de taille.
- La sur profondeur de forage (sous foration).
- Types d'explosifs à utiliser en général (amfomil, marmanit, gélanit, dans notre carrière).
- Diamètre des trous.
- Inclinaison des trous (en général 15 à 20° par rapport à la verticale).
- Maillage des trous (3 x 2.8 m), (pour la tranche (2.5 x2.5 m)).
- Métrage à forer mensuellement et annuellement.

Le choix du matériel de foration est basé sur plusieurs critères parmi eu on distingue :

- La forabilité des roches et la nature de gisement.
- L'environnement présence d'habitation, bruit et les vibrations.
- Le programme de la production prévue et les réserves existantes.

- Facteur économique dont la demande sur les produits finis et les coûts de différent matériel utilisé.

Pour une roche très abrasive le prix de revient de l'équipement de foration sera déterminant.

### **2.3. Aperçu sur les différents types et modèles d'engins de foration : (24)**

La très grande diversité des besoins et des problèmes rencontrés sur les carrières et les mines à ciel ouvert ont conduit à la conception et à la diffusion d'engins de foration polyvalents, facilement transportables et donc relativement légers avec compresseur séparés. Le compresseur étant indépendant, il pouvait ainsi être employé pour d'autres travaux lorsque l'appareil de foration était inutilisé.

Puis, il est apparu des engins de caractéristiques spécifiques conçus pour répondre aux besoins résultant de travaux répétitifs spécifiques tels que ceux exécutés en carrières et mines à ciel ouvert, les constructeurs ont été amenés à étudier et à réaliser des engins de foration automatisés avec compresseur porté et magasin ou râtelier de tiges allonges muni d'un dispositif mécanisé de mise en place commandé depuis le poste de pilotage. Il s'agit d'engins très mobiles et maniables avec moteurs diesels assurant son indépendance de marche et de déplacement montés en général sur chenilles pour le tout-terrain et exceptionnellement sur pneumatique en cas d'emploi uniquement sur bon sol peu accidenté.

Ces engins sont devenus des appareils industriels de forage fonctionnant soit en roto percussion, soit en rotary.

#### **2-3-1- Forage en roto percussion :**

La foration des terrains durs et roches massives relève essentiellement jusqu'à 170mm de diamètre du domaine de la rotopercussion. Cette rotopercussion s'effectue de deux façons :

- En marteau fond du trou.
- En marteau hors du trou.

##### **a. Marteau fond du trou :**

En fonctionnement fond de trou, le taillant et le marteau sont montés à la base du train de tiges, qui amène l'air comprimé nécessaire au fonctionnement propre du marteau, au refroidissement du taillant et à la remontée des cuttings, le taillant pénètre dans le sol sous l'effet de frappe du marteau, dont toute l'énergie fournie par le piston lui est transmise directement à une cadence, allant de 1000 coups/minute à 2000 coups/minute, suivant les modèles et en fonction de la pression d'air comprimé utilisé de 7 bars à 25 bars, une tête de rotation hydraulique, fait tourner à vitesse lente 15 tr/min à 30 tr/min le train de tiges,

Le diamètre du taillant est en fonction de celui du marteau.

La poussée très faible de quelques centaines de kilos, permet d'éviter le flambage du train de tiges en vertical et favorise l'obtention de trou parfaitement rectilignes, quelle que soit la profondeur et ce, d'autant plus qu'en marteau fond de trou, on utilise de préférence des tiges allongées de gros diamètres en général de 89mm à 127mm. Ces gros diamètres de tiges allongées sont en plus très favorables pour le forage en incliné à 15°-20° par rapport à la verticale en évitant les déviations par flexion et flambage des trous.

Un point important résulte en marteau fond de trou sur le fait que l'on conserve la même énergie et force de frappe quelle que soit la profondeur du trou.

#### **b. Marteau hors du trou :**

En conception hors trou, le marteau frappe en tête du train de tiges. Le train de tiges transmet l'énergie de frappe au taillant fixé à sa base. Un très gros progrès a été apporté par la mise au point de marteaux hydrauliques robustes et très performants travaillant avec des pressions allant de 120 bars à 250 bars et de cadences de frappe de 2000 à 4000 coups/minute, l'air comprimé ne sert plus qu'à la remontée des cuttings.

Les principes de fonctionnement des marteaux hydrauliques permettent d'obtenir d'excellents rendements avec une consommation énergétique aussi réduite que possible, d'une très grande souplesse de marche, le marteau hydraulique se prête bien à la réalisation d'automatismes de foration en se régulant lui-même en fonction de la résistance ou dureté du terrain rencontré au cours du percement des trous.

Le rendement obtenus sont très supérieurs à ceux des anciens marteaux pneumatiques, du point de vue conditions de travail, le marteau hydraulique présente l'avantage en plus d'être assez silencieux.

#### **2-3-2- foration en rotary :**

Le forage en rotary s'effectue comme son nom l'indique uniquement par rotation d'un outil entre 80 tr/min et 120 tr/min (maximum 150tr/ min – 180 tr/min).

Il existe deux types de forage en rotary :

- Tricônes.
- Taillants rotatifs.

**a. forage rotary avec tricônes :**

Le tricône est un outil très pratique, passe partout d'où résulte son succès en forage polyvalent dans les terrains les plus divers. En 4''3/4(120min). Le diamètre limité ne permet pas d'obtenir une longévité très grande des tricônes du fait de la dimension réduite des éléments mécaniques et en particulier des roulements.

La bonne tenue des tricônes nécessite d'utiliser en forage de production le diamètre de 6''3/4 (172 min) avec des tiges allonges de 127mm épaisseur 9mm, ce qui donne la rigidité suffisante pour obtenir des trous rectilignes et parallèles y compris en inclinaison 15° à 20° par rapport à la verticale.

Les tricônes de 120 à 172 de diamètre sont en particulier utilisés pour forer des matériaux type grès ou silex qui éclatent il s'agit de matériaux qui ne peuvent être forés avec des outils rotatifs classiques ou en marteau fond de trou.

Les tricônes sont normalement entraînés en rotation par un moteur hydraulique faisant tourner le train de tiges à 100 tr/min environ, il faut compter une poussée de 1 t à 2 t par pouce de diamètre de tricônes ce qui donne 10 t à 12 t pour un tricônes de 6'' 3/4 (172min). Cette poussée nécessite une machine lourde dont le poids doit être de plus de deux fois celui de la poussée utilisée pour éviter que la machine ne se lève sur le train de tiges.

L'air comprimé sert au refroidissement du tricône et à la remontée des cuttings.

**b. taillants rotatifs :**

Les terrains très tendres et mous sont exploités en rotary avec des taillants adaptés. Pour éviter les déviations, il est naturellement nécessaire d'utiliser des tiges allonges de diamètre 89 épaisseur 9mm pour taillant de diamètre 105, tige allonge de diamètre 95 épaisseur 9 mm pour taillant de 130.

Dans les terrains particulièrement tendres, les outils type sapin avec des ailettes munies de petites pastilles de carbure en étages donnent de bons résultats. Comme il faut un très important débit de soufflage pour remonter les cuttings dans ces matériaux.

**2.4. Estimation de la production de forage :**

Les étapes pour calculer la production de forage sont les suivants :

Assumer (choisir) le type d'équipement qui sera employé, cette méthode est basée sur le type de roche à forer.

### 2.4.1. Rendement de la sondeuse :

La vitesse de foration qui en fonction de l'état de la roche et du diamètre du trou et de la profondeur qui est en moyenne de 0.20 m/ mn.

Le temps nécessaire à la foration d'un trou de 12m de profondeur est de :

$$T_f = \frac{L}{V_f} = \frac{12}{0.2} = 60mn$$

Où : la vitesse de foration  $V_f$  est déterminée par la formule suivante :

$$V_f = \frac{0.25 \times f_0 \times n}{I_f^2 \times d_{tr}^2} \dots \dots (m/h).$$

Où :

$f_0$  : force de pression en (kgf/cm<sup>3</sup>).

$n$  : taux de rotation par minute, (nombre de tour par minute).

$I_f$  : indice de forabilité.

$d_{tr}$  : diamètre du trou, (mm).

Le rendement de la sondeuse est déterminé par la formule suivante :

$$P_s = \frac{L_{tr} \times T \times k_u}{T_f + T_1 + T_2} \cdot (m / poste).$$

Ou par la formule simplifiée suivante :

$$P_s = V_f \times T \times k_u \dots \dots (m^3 / p).$$

Avec :

$L_{tr}$  : longueur de trou (profondeur de trou) ;  $L_{tr} = 12m$  ;

$T$  : durée de poste de travail ;  $T = 8heures = 480mn$  ;

$k_u$  : coefficient d'utilisation de la sondeuse ( $k_u = 0.9$ );

$T_1$  : durée des opérations annexes, rajout de tiges de foration ;  $T_1 = 3 mn$  ;

$T_2$  : durée des opérations de début à la fin de foration (déplacement de chariot de foration de trou à un autre ;  $T_2 = 6 mn$  ;

$T_f$  : temps de foration d'un trou,  $T_f = 60 mn$  ;

$V_f$  : la vitesse de foration = 12 m / h.

D'où :

$$P_s = \frac{12 \times 480 \times 0.9}{69} = 75 m / poste ;$$

Donc pour deux chariot de foration dans deux postes de travail par jour est de :

$$P_{st} = 2 \times 2 \times P_s = 4 \times 75 = 300 \text{ m / jour}$$

Pour chaque chariot de foration en a un rendement de 150 m/jour

Puisque chaque trou à une profondeur de 12 m, donc le nombre des trous réalisés par chaque chariot est :

$$N_{tr} = 150 / 12 = 13 \text{ trous/ jour.}$$

Dans un poste le nombre des trous sera de 7 trous de 12m.

**Remarque :** on peut calculer le rendement d'une sondeuse durant un poste de travail par la relation suivant :

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

$N_{trou}$  : nombre de trous.

T : 8heurs= 480 mn (durée d'un poste de travail).

$K_u$  : 0.9 (coefficient d'utilisation de la sondeuse, irrégularité de travail).

$T_f$  : 60 mn (le temps nécessaire à la foration d'un trou de mine).

Donc le rendement est de :

$$N_{trou} = \frac{480 \times 0.9}{60} = 7 \text{ trou / poste.}$$

#### 2.4.2. Le volume foisonné de calcaire après le tir d'un trou de mine :

Le volume foisonné de calcaire est déterminé par la formule suivante :

$$V = H_g \times W \times a \times K_f \text{ (m}^3\text{)}$$

V : volume foisonné de calcaire m<sup>3</sup>.

$H_g$  : hauteur de gradin (10 m).

W : la ligne de moindre résistance, W =3m.

a : distance entre les trous, a = (0.8 / 1 )W.

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

$$V = 10 \times 3 \times 2.8 \times 1.6 = 134.4 \text{ m}^3 = 356.16 \text{ T/trou.}$$

• Le rendement de la sondeuse durant un poste de travail de 8 heures avec un coefficient d'utilisation  $K_u = 0.8$  est de :

$$R_s = V \times N_{tr} \times K_u \text{ (m}^3\text{)}.$$

Le rendement dans un poste :  $R_s = 134.4 \times 7 \times 0.9 = 846.72 \text{ m}^3 / \text{poste.}$

Le rendement journalier :  $R_{sj} = 1693.44 \text{ m}^3 / \text{jour} = 4487.6 \text{ T/jour.}$

Le rendement de la sondeuse annuel :  $R_{sa} = 1693.44 \times 232 = 392878 \text{ m}^3 / \text{an}$

- Le rendement journalier de l'unité en Tout Venant compte tenu du coefficient d'irrégularité  $K_i = 1.2$  est de :

$$R_{ju} = \frac{P_a \times K_i}{J_{ou}} (m^3 / jour)$$

$P_a$  : production annuelle de l'unité (500 000 T).

$J_{ou}$  : les jours ouvrables dans l'année (232 jours).

$$R_{ju} = \frac{500000 \times 1.2}{232} = 2586T / J$$

#### Remarque :

On remarque que le rendement des deux sondeuses est très élevé que la production annuelle de l'unité, car l'unité d'agrégats d'Adrar Oufarnou est très demandée de deux produits qui sont :

L'encochement qui est utilisé par une entreprise nationale (ENGOA) pour limiter l'invasion de la mer (c'est un projet national).

Et aussi le TVC (tout-venant de carrière), demandé par une entreprise d'agrégats dans la région (COSIDER).

Et la prévision de l'unité en production et découverte. C'est pour ces raisons que l'unité a employé deux chariots de foration.

#### 2.4.3. Le nombre des sondeuses nécessaires pour assurée la production souhaitée :

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

$$N_s = \frac{P \times k_r}{R_t \times N_{p/j} \times N_a \times V}$$

Où :

$P$  : puissance de la carrière (la production souhaitée  $P = 500\ 000$  T/an).

$k_r$  : coefficient de réserve de la sondeuse (1.2 ; 1.25).

$R_t$  : rendement de la sondeuse par poste (nombre des trous réalisés), ( $R_t = 7$  trous/poste).

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

$N_a$  : nombre de jour de travail de la sondeuse au cours de l'année, ( $N_a = 225$  jour).

$V$  : rendement d'un trou de mine (volume foisonné par un trou de mine), ( $V = 244.86$  t/ trou).

$$N_s = \frac{188679.2 \times 1.22}{7 \times 225 \times 134.4} = 1..sondeuse$$

L'unité d'Adrar Oufarnou doit utiliser deux sondeuses pour répondre au besoins des travaux préparatoire (ouverture de la tranchée et la nouvelle piste), la production d'agrégats.

#### 2.4.4. Calcul des paramètres du tas de roches abattues :

Il est caractérisé par sa largeur et sa hauteur, si l'on utilise une seule rangée la largeur du tas est égale à :

$$B_{ts} = K_r \times K_b \times H_g \times \sqrt{q}$$

$B_{ts}$  : la largeur du tas des roches abattues ;

$K_r$  : coefficient dépendant de la résistance des roches au tir ;

$K_r = 3$  à  $3.5$  pour les roches de faible résistance au tir ;

$K_r = 2.5$  à  $3$  pour les roches à moyenne résistance au tir ;

$K_r = 2$  à  $2.5$  pour les roches à grande résistance au tir ;

Dans notre cas :  $k_r = 2.3$

$K_b$  : coefficient prenant en considération l'angle d'inclinaison des trous :

$$K_b = 1 + (0.5 \times \sin 2(90^\circ - \beta)),$$

$\beta$  : angle d'inclinaison du trou par rapport à la vertical, en degré, ( $\beta = 10^\circ$ ).

$$\text{Donc : } K_b = 1 + (0.5 \times \sin 2(90^\circ - 80^\circ));$$

$$K_b = 1.17$$

$H_g$  : la hauteur du gradin, (10 m).

$q$  : la consommation spécifique d'explosif, (0.178 kg/T).

Donc la largeur du tas est égale :

$$B_{ts} = 2.3 \times 1.17 \times 10 \times \sqrt{0.178}$$

$$B_{tr} = 11.4 \text{ m.}$$

Pour deux ou plusieurs rangées la largeur du tas peut être déterminée comme :

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

$K_t$  : coefficient, qui tient compte de l'intervalle de retard du détonateur :

$$K_t = 1 \text{ pour } t = 0 \text{ m sec}$$

$$K_t = 0.95 \text{ pour } t = 10 \text{ m sec}$$

$$K_t = 0.9 \text{ pour } t = 20 \text{ m sec (notre cas).}$$

$$K_t = 0.85 \text{ pour } t = 50 \text{ m sec}$$

$$K_t = 0.8 \text{ pour } t = 75 \text{ m sec et plus.}$$

$n$  : nombre des rangées ;  $n = 3$ .

$b$  : la distance entre les rangées,  $b = 2.8 \text{ m}$ .

alors la largeur du tas est :

$$B_{tp} = 0.9 \times 11.4 + (2 \times 2.8).$$

$$B_{tr} = 15.86 \text{ m.} \approx 16 \text{ m.}$$

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

$$H_{tr} = (0.5 \text{ à } 0.8) \times H_g$$

$H_g$  : hauteur du gradin,  $H_g = 10$  m.

$$H_{tr} = 0.8 \times 10 = 8 \text{ m.}$$

### 3. Le tir :

Le jour du tir, les trous forés font l'objet d'un remplissage à l'explosif. Le chargement d'explosif est bi-étagé c'est-à-dire qu'il comporte un explosif brisant au pied (Marmanit ou gélanit) et un explosif détonant en colonne (Anfomil), séparés par un bourrage intermédiaire. Ces deux charges (pied et colonne) sont amorcées par des détonateurs de délais différents. De même, on introduit un délai entre les détonateurs d'un trou à l'autre (20 ms). De la sorte, un tir de quelques secondes est composé de l'amorçage successif de charges de pied et de colonne des différentes mines. On réduit ainsi au maximum la quantité d'explosif détonant de manière instantanée (charge instantanée) de sorte à réduire les niveaux de vibrations générés par le tir et à optimiser le travail de l'explosif.

#### 3.1. Paramètres du plan de tir :

Le plan du tir est caractérisé par :

- La profondeur du trou  $L$  ; ( $L = 12.5$  m).
- La sous foration  $l_s$  ; ( $l_s = 1.1$  m).
- L'inclinaison du trou  $\alpha$  ; ( $\alpha = 10^\circ$ ).
- Le diamètre du trou  $d$  ; ( $d = 89$  mm).
- La maille ;
- La ligne de moindre résistance  $W$  ; ( $W = 3$  m).
- La distance entre les trous dans une rangée  $a$  ; ( $a = 2.8$  m).
- La distance entre les rangés  $b$  ; ( $b = 2.8$  m).
- La quantité de la charge. (50 kg/trou).
- L'ordre de mise à feu des charges (amorçage).

#### 1- La profondeur du trou :

La profondeur du trou (longueur du trou) est réglée d'après la hauteur du gradin, et en principe elle est égale à cette hauteur augmentée de 10 % environ qui permet d'arracher le pied,

La profondeur du trou de mine est déterminée par la formule suivante :

$$L = (H_g / \sin \alpha) + l_s$$

$$L = (10 / \sin 80^\circ) + 1 = 12 \text{ m.}$$

## 2- La sous foration $l_s$ :

La sur Foration est déterminée par la formule suivante :

$$l_s = 0.3 \times W = 0.9 \quad \text{ou} \quad l_s = 0.1 H_g$$

$$l_s = 1.1 \times 10 = 1\text{m.}$$

La nécessité de l'addition de la quantité  $0.1 H_g$ , découle de l'enchâssement de la roche au pied du gradin, au cas où l'on n'observerait pas cette obligation du sous forage, la base ne serait pas coupée à angle droit, et le pied du gradin ne serait pas horizontal, mais formerait ce qu'on nomme rebord, le rebord exigera des forages ultérieurs d'achèvement qui seront très onéreux. Donc la longueur du trou est de :

$$L_{tr} = 12 \text{ m.}$$

## 3- L'inclinaison de trou $\alpha$ : (12)

L'exécution du gradin ne se fait plus suivant la pente d'attaque verticale traditionnelle, mais suivant des surfaces inclinées de  $15^\circ$  à  $20^\circ$  par rapport à la verticale. On aboutit grâce à cette manière de foration des trous, aux avantages suivants :

- ✓ Les gradins ont une surface tenant mieux par suite de l'inclinaison ;
- ✓ La fragmentation de la roche est meilleure, et l'exploitation est moins violente ;
- ✓ Les trous peuvent être plus espacés et plus écartés ;
- ✓ L'inconvénient du **rebord** se trouve éliminé ;
- ✓ L'hyper abattage se trouve diminué (over- break) ;
- ✓ Les vibrations sont moindres ;
- ✓ La consommation d'explosif est moindre.

On peut déterminer le coefficient de réduction :

$$f = \frac{Q_a}{Q}$$

$$f = \frac{44}{50} = 0.88$$

$Q_a$  : Quantité d'explosif pour une face verticale ; (44 kg)

$Q$  : Quantité d'explosif pour une face inclinée ;(50 kg).

voir la page (122) quantité d'explosif dans un trou,

Inclinaison de la face (m).	$\infty : 1$	3 : 1	2 : 1	Libre (sans enchâssement)
$f$	1	0.9	0.85	0.75

La rupture de la roche n'a pas lieu sous l'action de l'onde de compression, mais en réalité, sous l'effet de la distension de l'onde de choc réfléchi par la surface libre.

Si nous considérons le point R (fig. V-5) comme centre de la charge concentrée du fond, nous nous apercevons qu'à peine 25% (90°) de l'énergie du choc libérée sont utilisés par réflexion, dans le cas d'un trou vertical. Un trou incliné de 45° fait augmenter ce rendement jusqu'à 37.5% (135°). Le gain de 12.5% (45°) est dû à l'utilisation des ondes de choc formées en dessous de la perpendiculaire au trou, au point R.

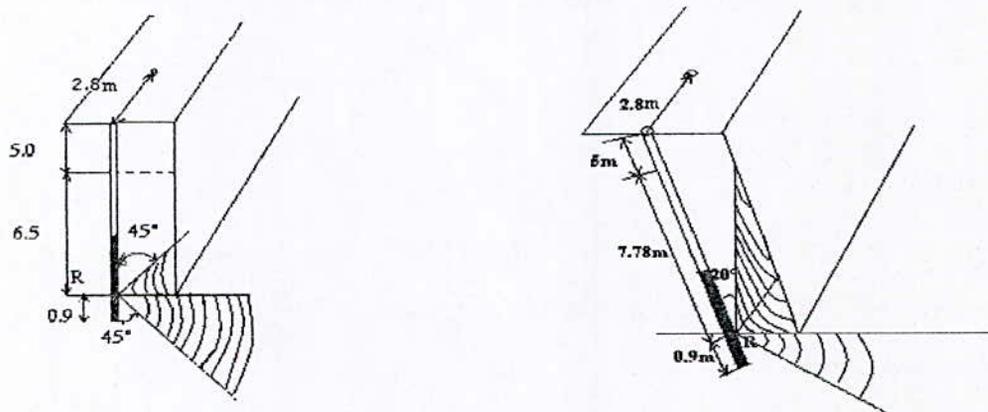


Figure V-5 : Effet de l'inclinaison des trous d'un gradin sur la fragmentation

Le sens de foration des trous est orienté suivant l'inclinaison des talus ( $\alpha = 75^\circ$  à  $80^\circ$ ).

**Remarque :** des renseignements provenant de mines Américaines indiquent que des économies d'explosifs ont été faites pour l'abattage des roches, à raison de 1% par degré d'écartement de la face par rapport à la verticale ; ces économies peuvent monter jusqu'à 10% du total, y compris le forage, le tir, le chargement et le broyage.

#### 4- Diamètre de trou d :

Le diamètre du trou dépend, normalement de l'équipement dont on dispose. Réciproquement lorsqu'on a fixé le diamètre du trou, on choisit un équipement propre à effectuer. Pratiquement, plus le trou est important et plus le gradin sera haut, cette relation qui existe entre la hauteur du gradin et le diamètre du trou est plutôt fonction du volume de l'abattage.

Plus le diamètre du trou est grand, et plus la fragmentation résultante est moindre on obtiendra de plus gros blocs, le volume du godet devra être grand.

Pour des trous de plus petit diamètre, on obtiendra alors une meilleure fragmentation (blocs plus petits), le chargement sera plus facile.

## 5- la maille : (13)

5-1- La ligne de moindre résistance : ( $W = 2.8 : 3.2m.$ ) la variation de la ligne de moindre résistance est due aux différentes structure du front d'abattage.

$W$  est calculée suivant cette formule :

$$W = \frac{\sqrt{0.5p^2 + 4mq_s H_g pL_{tr}} - 0.75p}{2 \times m \times q_s \times H_g}$$

Cette formule à été simplifié :

$$W = \frac{\sqrt{0.25p^2 + 4q_s H_g pL_{tr}} - 0.5p}{2q_s H_g} \approx 0.9 \sqrt{\frac{p}{q_s}}$$

$m$  : coef de rapprochement du trou (0.8 : 1.2 ).pour une rangée  $m = a/W$ .

$$m = 2.8 / 3 = 0.93.$$

$q_s$  : consommation spécifique d'explosifs  $q = 178 \text{ g/t} = 480 \text{ g/m}^3$ .

$$q_s = 0.48 \text{ kg/m}^3.$$

$L_{tr}$  : longueur du trou ( $L_{tr} = 12 \text{ m}$ ).

$P$  : charge linéaire (capacité d'un mètre de trou en explosif) :

$$P = (\pi \times d^2 / 4) \times D$$

$d$  : diamètre du trou ( $d = 89 \text{ mm}$ ).

$D$  : densité d'explosifs  $0.9 \text{ kg/dcm}^3$ .

$$P = \{3.14 \times (0.089)^2 / 4\} \times 900 = 5.6 \text{ kg/m}.$$

La formule précédente est simplifiée :

$$P = 785 \times d^2 \times D$$

$$P = 785 \times (0.089)^2 \times 0.9$$

$$P = 5.59 \text{ kg/m}.$$

Donc la ligne de moindre résistance est :

$$W = 0.9 \sqrt{\frac{5.6}{0.48}} = 3 \text{ m}.$$

Ou par la formule :  $W = (35 : 40) d$

$$W = 35 \times 0.089 = 3 \text{ m}.$$

Après le calcul de  $W$  il faut vérifier les conditions de sécurité,

$$1. \quad W \geq W_s = H_g \cdot \text{ctg}(\alpha) + C$$

$W_s$  : la ligne de moindre résistance (la banquette) à la surface.

$\alpha$  : angle de talus ( $\alpha = 80^\circ$ ).

C : berne de sécurité (C = 1 m).

$$W_s = 10 \times \text{ctg}(80) + 1.$$

$$W_s = 2.76 \text{ m.}$$

2. Si  $W < W_s$  alors :

Dans le cas où la ligne de moindre résistance W ne vérifie pas les conditions de sécurité, il faut changer la disposition du trou, prendre autre valeur du coefficient de rapprochement entre trous, la nouvelle valeur est donnée par la formule suivante :

$$m = \frac{p(L_{tr} - L_b)}{q_s H_g (H_g \text{ctg}\alpha + C)^2}$$

$$m = 1.22$$

$$\text{Alors : } W = \frac{\sqrt{0.5p^2 + 4mq_s H_g p L_{tr}} - 0.75p}{2mq_s H_g}$$

$$W = 3.39 \text{ m.}$$

#### 5-2- Distance entre les trous :

$$a = (m \times w)$$

On prend m entre (0.8 : 1), donc a entre (2.8 : 3.2m).

#### 5-3- Distance entre les rangées : $b = 0.9 \times a = 2.8 \text{ m.}$

b entre (2.5 : 3 m).

#### 5-4- Nombre de rangées :

Lorsque le site ne permet pas une grande longueur du front, pour satisfaire le volume de production exigé. On a recours au tir à plusieurs rangées, cette possibilité est liée à l'emploi du tir aux microretards permettant l'abattage successif de plusieurs rangées l'une après l'autre, et diminué les vibrations.

En pratique, il est souhaitable que pour les dernières rangées la maille soit réduite de 20 à 30 %, afin d'augmenter ainsi la charge spécifique et faciliter le dégagement de celle-ci.

#### 6- Quantité d'explosifs dans un trou (la charge linéaire) :

$$Q = L_{tr} \times W \times a \times q_s \quad (\text{kg}).$$

$L_{tr}$  : la profondeur du trou ( $L_{tr} = 12 \text{ m}$ ).

a : la distance entre les trous du mine (2.8 m).

$q_s$  : la charge spécifique ( $0.48 \text{ kg/m}^3$ ).

W : la ligne de moindre résistance ( $w = 3 \text{ m}$ ).

Si on a plusieurs rangées alors la quantité d'explosifs déterminée en fonction de la distance entre les trous ( $b = 2.8\text{m}$ ), au lieu de la ligne de moindre résistance ( $w$ ).

$$\text{Donc : } Q = 12 \times 3 \times 2.8 \times 0.48 = 48.38 \text{ kg/ trou}$$

$$Q = 48.38 \approx 48 \text{ kg/ trou.}$$

Pour un trou vertical au la longueur du trou ( $L_{tr} = 11 \text{ m}$ ), est de  $Q = 44 \text{ kg / trou}$ .

### 6-1- La charge linéaire du pied :

D'après LANGEFORS la charge du pied s'étend sur une longueur de  $1.3 W$  et déterminé par la formule suivante :

$$L_p = \frac{\rho \pi \varphi_i^2}{4} \quad (\text{kg/m}).$$

$$L_p = 5.65 \text{ kg /m.}$$

Où :

$L_p$  : la charge linéaire du pied (kg/m).

$\rho$  : densité de chargement de l'explosif dans le trou :

$$\rho = d_o (\varphi_e / \varphi_t)^2 K.$$

$$\rho = 1.9 \times \frac{65^2}{89^2} \times 0.9 = 0.91 \text{ t / m}^2.$$

$d_o$  : masse volumique de l'explosif ( $d_o = 1.9 \text{ t/m}^3$ ).

$\varphi_e$  : diamètre de l'explosif ( $\varphi_e = 65 \text{ mm}$ ).

$\varphi_t$  : diamètre du trou (89 mm).

$K$  : coefficient de transmission = masse volumique de l'explosif dans le trou / la masse volumique de l'explosif hors du trou, ( $K = 0.9$ ).

Ou encore par la formule simple :  $L_p = \rho (\varphi_t / 36)^2$ .

$$L_p = 5.56 \text{ kg / m}$$

Lorsque  $\varphi_t$  est exprimé en mm ;  $\rho$  en tonnes/m<sup>2</sup> et  $L_p$  en kg/m.

### 6-2-La charge linéaire minimale :

La charge linéaire minimale pour briser la roche, lorsque la banquette (la ligne de moindre résistance  $W$ ) est donnée par la relation empirique :

$$L_p = 0.88 \times \left( \frac{f}{S_p} \right) \left( \frac{a}{W} \right) \left( \left( \frac{0.07}{W} \right) + R + 0.004W \right) \times W^2.$$

$f$  : facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou (0.2).

$S_p$  : force ou puissance (strength) de la charge de pied (5.56).

$a$  : espacement des trous (2.8 m).

W : la ligne de moindre résistance ; (3 m).

R : résistance au tirage (Rock constant) ( $R = 2.3$  coefficient dépendant de la résistance des roches au tir).

Donc la banquette maximale (la ligne de moindre résistance) est de

$$W_{\max} = \left( \frac{\varphi_t}{33.8} \sqrt{\frac{\rho \times S_p}{f \times C \times a}} \right) W$$

$$W_{\max} = 4.26 \text{ m.}$$

Où : C : la quantité entre crochet est voisine de  $C = R + 0.04 = 2.34$  ;

Il ne reste plus qu'à déterminer la charge linéaire de colonne, ou charge médiane, que Langefors fixe à  $\frac{1}{2.7}$  fois celle du pied :

$$L_c = (L_p/2.7) \times (1/f) (S_p/S_c).$$

$$L_c = 2.97 \text{ kg / m. } \approx 3 \text{ kg / m.}$$

$S_c$ : force ou puissance de la charge de colonne.

Les quantités d'explosif en pied et en colonne sont obtenues en faisant le produit des charges linéaires  $L_p$  et  $L_c$  par les longueur chargées, celles-ci étant de :

- $1.3 / W$  pour la charge de pied ;
- $H / \cos(\alpha) - 2W$  pour la charge de colonne.

H : hauteur du gradin.

$\alpha$  : inclinaison des trous.

La charge des trous de 12 m est répartie comme suit :

- Marmanit (charge de pied) : diamètre de 65mm est de 22.5 kg (9 cartouches de 2.5kg)

les caractéristique de marmanit sont :

- densité  $\rho = 0.9 \text{ kg/dcm}^3$ .
- vitesse de détonation (m/s) :  $V = 4100 \text{ m/s}$ .
- puissance : 1.27 (c.u.p).

- Anfomil en vrac (charge de colonne) : une sachet de 25kg.

Les caractéristiques de l'Anfomil sont :

- densité  $\rho = 0.9 \text{ kg/dcm}^3$ .
- vitesse de détonation (m/s) :  $V = 3000 \text{ m/s}$ .
- puissance : 1.15 (c.u.p).

**6-3- Longueur de la charge d'explosifs :**

Est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_{ch} = Q / P$$

$$L_{ch} = 48 / 5.6 = 8.5 \text{ m/trou.}$$

Les quantités d'explosif en pied et en colonne sont obtenues en faisant le produit des charges linéaires  $L_p$  et  $L_c$  par les longueur chargées, celles-ci étant de :

- ✓  $1.3 / W$  pour la charge de pied ;
- ✓  $H / \cos(\alpha) - 2W$  pour la charge de colonne.

**6-4- Longueur du bourrage :**

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

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

$$L_b = 12 - 8.5 = 3.5 \text{ m.}$$

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

Avec un bourrage intermédiaire est :  $L_{bi} = 1.5 \text{ m}$  ;

Donc le bourrage final :  $L_{bf} = 2 \text{ m.}$

Pour la longueur minimale du bourrage est de :

$$L_b = 20d = 1.80 \text{ m.}$$

**6-5- Coefficient de remplissage de trou (Y) :**

$$Y = L_{ch} / L_{tr.}$$

$$Y = 8.5 / 12 = 0.71$$

**3-2- Les dimensions des fragments : (13)**

Conformément au modèle KUZ-RAM, le diamètre du morceau moyen peut être calculé par l'équation :

$$X = A (V/Q)^{0.8} \cdot Q^{0.167} (E/115)^{0.633}$$

X : diamètre du morceau moyen (cm).

A : facteur de la roche (constante empirique déterminé à partir de la densité de la roche, de la résistance et des fissures).

V : volume de la roche abattue ( $\text{m}^3$ ), ( $134.4 \text{ m}^3$ ).

Q : masse de l'explosif par trou (kg) ( $50 \text{ kg}$ ).

E : puissance relative de l'explosif (1.27).

Une estimation de la distribution des dimensions des fragments est donnée par l'équation de Rosin- Rammler, qui est une fonction exponentielle négative, de la forme :

$$R = 1 - \exp. (- (X / X_c)^n) .$$

Où :

R : proportion (%) du matériau passant le crible d'ouverture X.

$X_c$  : dimension caractéristique (cm), (calculée à partir du diamètre moyen).

n : coefficient d'uniformité, le coefficient d'uniformité est déterminé par le plan de tir et la hauteur du gradin, à travers l'équation suivante,

$$n = 2.2 - (14 \times \frac{W}{d}) \times (1 - \frac{B}{W}) \times ((1 + (R-1)/2)^{0.5}) \times (\frac{L}{H}).$$

W : la ligne de moindre résistance (**3 m**).

d : diamètre de trou (**89 mm**).

$H_g$  : la hauteur du gradin (**10m**).

R : espacement / la ligne de moindre résistance, ( $R = a / W = 0.933$ ).

B : déviation standard de la précision de forage (m). ( $B = L_{tr} \sin(\alpha)$ ), (**B = 4.1 m**).

$\alpha$  : l'angle d'inclinaison du trou par rapport à la verticale ( **$\alpha = 10^\circ$** ).

L : longueur de la charge, (**L = 8.5 m**).

$$n = 2.33.$$

Un coefficient d'uniformité qui augmente indique une distribution homogène des dimensions des fragment, avec une réduction des volumes des hors gabarit et des fraction fines.

Les valeurs du coefficient d'uniformité varient habituellement entre 0.8 et 2.0.

On peut déterminé le coefficient d'uniformité suivant la formule de CUNNINGHAM :

$$n = \left[ 2.2 - \left( 14 \times \frac{W}{d} \right) \right] \left[ 0.5 \left( 1 + \frac{a}{W} \right) \right] \left[ 1 - \frac{B}{W} \right] \left[ 0.1 + \frac{L_b - L_t}{L} \right] \left[ \frac{L}{H_g} \right] P.$$

P : facteur du mode de tir.

P = 1 disposition des trous carrée.

P = 1.1 disposition en quinconce.

a : l'espace entre les trous (2.8 m),

$L_p$  : longueur de la charge de pied (6 m).

$L_c$  : longueur de la charge de colonne (2 m).

$$n = 2.28.$$

#### 4. L'amorçage (mise à feu) : (15)

##### 4.1. Définition du phénomène d'amorçage :

Pour qu'une molécule d'explosif se décompose, il faut lui apporter un minimum d'énergie dite énergie d'activation, de plus cette énergie doit être apportée par unité de volume, plus cette énergie sera faible et plus on pourra dire que l'explosif considéré est sensible.

Il existe de très nombreuses manières d'apporter cette énergie volumique, elles se traduisent toutes par un phénomène de transfert thermique rapide et ont pour origine des chocs, des frottement, des étincelles, des échauffements, des inflammations, des compressions, des ondes de choc,....etc.

La réaction de décomposition de l'explosif étant AMORCEE, l'énergie dégagée amorce une particule voisine et la réaction peut se développer de proche en proche, dans la substance explosive.

Lorsqu'il y a propagation ce n'est toujours qu'après un certain temps appelé « temps d'induction » ou retard à l'amorçage, c'est le temps au bout duquel le processus de décomposition dégage suffisamment d'énergie pour qu'il puisse se propager lui-même.

##### 4.2. Système d'amorçage :

Dans le domaine civil (mines, carrières, travaux publics), les systèmes les plus utilisés sont les détonateurs électriques ou non, associés ou non à des cordons détonants, la chaîne pyrotechnique se compose de :

1. un inflammateur destiné à produire une flamme,
2. une mèche lente destinée à propager lentement cette flamme en fournissant ainsi le temps à l'opérateur de s'éloigner,
3. un détonateur fournissant la détonation,
4. un cordon détonant propageant la détonation,
5. la charge explosive,

La chaîne électrique se compose de :

- ✓ une source de courant électrique (exploseurs) sont généralement des générateurs de courant électrique continue tels que, lorsqu'ils sont actionnés, ils donnent naissance à un courant électrique de courte durée,
- ✓ des conducteurs électriques (ligne de tir),
- ✓ un ou plusieurs détonateurs électriques (instantanés, à retard ou à micro- retard),
- ✓ un cordon détonant,
- ✓ la charge,

#### 4-3- Mode de tir :

Le tir est réalisé avec détonateur électrique micro retard (DMR) de 20 ms, pour minimiser les ondes de vibrations et assurer une bonne fragmentation.

#### 5- Les vibrations :

L'usage des explosifs lors d'abattage produits des vibrations par fois sont dangereux, c'est pour cette raison l'usage d'amorces à retard diminué sensiblement les ébranlements provoqués par les explosifs. Plusieurs formules ont été proposées, combinant à la fois la vitesse d'oscillation, la charge momentanée la distance entre le tir et le point de mesure. la plus utilisée est celle proposée par LANGEFORS :

$$V_{\max} = k \left( \frac{R}{Q^n} \right)^{-m}$$

Où :

$V_{\max}$  : la vitesse d'oscillation en (mm/s),  $V_{\max} = 4100$  mm/s.

Q : la charge momentanée en (kg) (50 kg).

R : distance de mesure en (m).

k : coefficient tenant compte du tir et des terrains

**k : 400 pour les roches dures.**

k : 200 pour les roches tendres

k = 100 pour les roches terrains de couvertures

$R/Q^{1/2}$  : le niveau de vibration (distance pondérée).

D'autres méthodes de calcul de la vitesse d'oscillation :

Pour un tir instantané :

$$V_{ins} = k \left( \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1,5}$$

Pour le tir à retard ou microretard :

$$V_{mr} = k \left( \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1,5} f(m_z \tau)$$

$\tau$  : Intervalle de retard en ms, (20 ms)

$$f(m_z \tau) = \{1 - 12.9(m_z \tau)^2, m_z \tau \leq 0.153..\}$$

$$f(m_z \tau) = \frac{0.275}{\sqrt{m_z \tau}}, (m_z \tau > 0.153)$$

$m_z$  : nombre exponentiel de retard,

Q : charge unitaire.

On cherche à estimer les charges d'explosifs admissibles en fonction des distances entre les lieux de tir et les différentes constructions afin que les seuils de vibration ne soient pas dépassés.

### 5-1- Séquence d'initiation :

Son choix dépend essentiellement de :

- ✓ de l'environnement : le niveau de vibration limite, la charge unitaire admissible par retard, par conséquent le nombre de trous détonants au même instant,
- ✓ des objectifs : le tir à retard intervient directement sur la fragmentation et il a été établi que celle-ci optimisée par le choix du retard,
- ✓ du nombre de rangées la gamme de retards disponible étant généralement limitée.

Les retards étant tous d'une même rangée fixés à 25 ms ainsi que sur l'écart entre rangées permettent de créer les faces libres nécessaires au phénomène de fissuration,

Ces faces libres offrent la meilleure surface de réflexion à l'onde de choc et produisent une fragmentation optimale pour le minimum d'énergie.

### 5-2- Effet des ondes de choc dans le massif rocheux :

Quand un explosif détone, il se produit simultanément et selon une succession rapide, une série de phénomènes, d'abord de nature chimique puis de nature statistique, à savoir :

- ✓ lorsque l'explosion a lieu, l'onde de choc parcourt la roche à une grande vitesse, autour d'une charge se forme la zone de compression.
- ✓ Le diamètre initial du trou s'élargit de près du double, dans cette zone les roches dures et mi- dures supportent la sur fragmentation, en ce qui concerne certaines roches denses et les argiles tendres, elles augmentent leur consolidation.
- ✓ L'onde de choc se déplace du centre à la périphérie, provoque dans la roche des tensions radiales et des tensions tangentielles, dans cette zone (zone de la formation des fissures) l'énergie du tir est consommée pour surmonter la résistance des roches au déplacement, à la traction et en partie à la compression.
- ✓ A un certain point, ces deux tensions subissent des variations, qui vont d'un maximum positif (compression) à un minimum négatif (distension), puis s'annulent, les tensions radiales ne produisent pas d'effet sensible ni visible dans la roche, les tensions tangentielles, lorsqu'elles sont de distension, produisent une fissuration selon des rayons partants du centre du trou.

✓ Lorsque l'onde de choc arrive à la surface libre du gradin, elle tend à projeter le matériau à la surface.

✓ De ce qui précède, on peut résumer le mécanisme d'abattage résultant en :

1. fissuration, sous l'effet de l'onde de choc, de la roche à différents niveaux,
2. accentuation sous l'effet de la pression des gaz, des fissures précédentes ou celles pré-existantes dans le massif, créant ainsi une fragmentation de la roche en place.
3. étalement, sous l'effet de la poussée exercée par les gaz résiduels, des roches fragmentées.

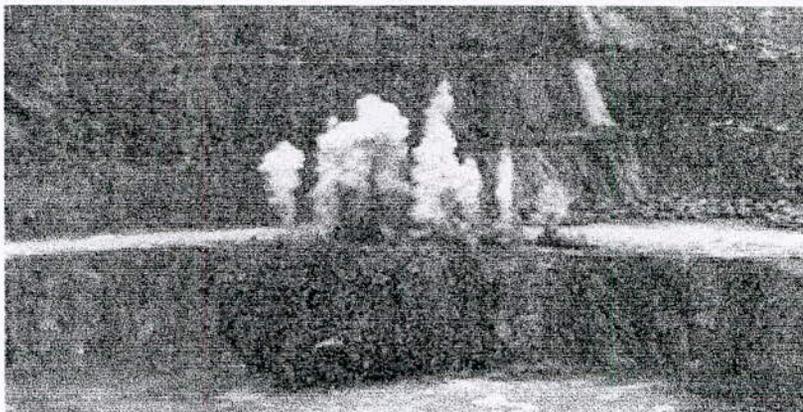
## 6- CONCLUSION :

Le rendement d'un chantier d'abattage n'est pas lié uniquement au choix de l'explosif : d'autres éléments interviennent, (tels que géométrie du tir, nombre de trous, séquences d'amorçages), sur le résultat du tir, tant en ce qui concerne le rendement technique que le prix de revient.

Au cours des dernières années, la principale évolution dans le domaine des explosifs a été marquée par l'arrivée des émulsions qui ont remplacé pratiquement la totalité des gels et qui poursuivent leur progression en substitution des dynamites.

Dans le domaine de l'amorçage, l'utilisation d'exploseurs séquentiels a permis, en générant de nouveaux retards de procéder à des tirs plus élaborés et mieux contrôlés.

La mise sur le marché récente des détonateurs électroniques dotés d'une précision exceptionnelle (de l'ordre d'une milliseconde) ouvrira probablement des perspectives nouvelles pour la réalisation de tirs plus précis mais entraînera forcément une remise en cause profonde des méthodes de mise en œuvre de la part des utilisateurs.



**B. Chargement :**

Le chargement dans les carrières et les mines à ciel ouvert, représente une opération très importante dans l'extraction et représente environ 15% à 20% du prix de revient de l'extraction dans l'exploitation à ciel ouvert, c'est pour cette raison qu'il faut bien choisir les engins les plus efficaces qui donnent un bon rendement.

La capacité pratique d'une chargeuse est la quantité de matériau effectivement déplacée pratiquement. Dans le calcul de cette capacité, on obtient quatre valeurs successives, comme suit :

- **Capacité maximum :** c'est la capacité du godet de la chargeuse pour un certain matériaux, en considérant simplement les caractéristiques de la machine, le type de déblai, l'état de fragmentation de ce dernier, la hauteur du matériau accumulé. On se sert de la formule suivante :

$$k_{\max} = \frac{q}{1.5} f \times n \times 60 m^3 / h(\text{solide}).$$

$k_{\max}$  : Capacité maximum ( $m^3/h$ ) de la chargeuse.

$q$  : Volume du godet ( $m^3$ ).

$f$  : Degré de remplissage du godet (%).

$n$  : Nombre de voyages par minute du godet.

- **Capacité brute :** c'est la capacité résultant de l'introduction dans les calculs des temps nécessaires pour le chargement de camion.

On la détermine à l'aide de la formation suivante :

$$k_{br} = \frac{60k_{\max}}{60 + k_{\max} \left( \frac{t_1}{k_v} + t_2 \right)} m^3 / h(\text{solide}).$$

$K_{br}$  : capacité brute ( $m^3/h$ ) (roche solide).

$K_v$  : volume d'un camion =  $\frac{m^3(\text{rochesautée})}{1.5}$

$t_1$  : temps de chargement des camions (mn).

$t_2$  : interruptions diverses (mn/ $m^3$ ).

- **Capacité par poste :** c'est la capacité réduite du fait des pertes de temps non inhérentes au cycle de chargement proprement dit

$$k_s = \frac{k_{br} \times t}{100} m^3 / h(\text{solide}).$$

• **Capacité mensuelle** : c'est la capacité de la chargeuse obtenue pendant un mois, à partir de la capacité par poste.

Le chargement des roches à partir du massif vierge ou du tas des roches abattus se fait par :

- Les engins à action cyclique (excavateur à godet unique).
- Les engins à action cyclique (excavateur à godet multiple).

### 1- Le rendement de la chargeuse :

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

$$R_c = 3600 \frac{V \times K_r \times T \times \rho \times K_u}{t_c \times K_f} \dots (t / poste)$$

Où :

V : la capacité du godet de la chargeuse en ( $m^3$ ) ;  $V=3m^3$  ;

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

T : durée d'un poste de travail ( $T = 08$  heures) ;

$\rho$  : Masse volumique ;  $\rho = 2.65 T/m^3$  ;

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

$t_c$  : durée d'un cycle de chargement ;  $t_c=50$  s ;

$$t_c = t_r + t_{pc} + t_d + t_{pv} \dots \dots (En\ seconde) ;$$

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

$$t_r = 25 \text{secondes} ;$$

$t_{pc}$  : temps de parcoure de la chargeuse chargée vers le lie de déchargement :

$$t_{pc} = \frac{3.6 \times L_p}{V_{ch}} (\text{sec onde}).$$

$L_p$  : longueur de parcoure de la chargeuse vers le camion (en mètre) ;  $L_p = 25m$

$V_{ch}$  : la vitesse de parcoure en charge,

$$V_{ch} = \frac{1}{3} V_{\max} = \frac{1}{3} (40) = 13.33 \text{km} / h .$$

$$t_{pc} = \frac{3.6 \times 25}{13.33} = 6.75 \approx 7 \text{sec ondes}$$

$t_d$  : temps de déchargement du godet ;  $t_d = 5$  à  $8$  s

$T_{pv}$  : temps de parcoure de la chargeuse vide vers le lieu de chargement (le tas des roches abattus).

$$t_{pc} = \frac{3.6 \times L_v}{V_v} \text{ (seconde).}$$

$L_v$  : le même parcours de la chargeuse vers le tas ;  $L_v = 25\text{m}$  ;

$V_v$  : la vitesse de la chargeuse à vide, km/h

$$V_v = \frac{1}{2} V_{\max} = \frac{1}{2} 40 = 20 \text{ km/h};$$

$$T_{pv} = \frac{3.6 \times 25}{20} = 5 \text{ secondes};$$

$t_d = 5$  à  $11$  sec ; temps de déchargement du godet,  $t_d = 5$  sec

Donc le rendement des chargeuses :

✓ de  $3 \text{ m}^3$  est de :

$$R_c = \frac{3600 \times 3 \times 0.85 \times 8 \times 2.65 \times 0.9}{50 \times 1.6} = 2189.4 \text{ T / poste} = 826.2 \text{ m}^3 / \text{poste}.$$

✓ de  $4 \text{ m}^3$  est de :  $R_c = 2919.24 \text{ T / poste}$ .

✓ de  $6 \text{ m}^3$  est de :  $R_c = 4378.86 \text{ T/poste}$ .

### 1-1- La capacité de godet de la chargeuse :

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

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

$P$  : la production souhaitée par l'entreprise  $p = 2155 \text{ T/jours}$  ;

$t_c$  : le temps d'un cycle du chargement, secondes ;

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

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

$T$  : durée d'un poste de travail ;  $T = 8$  heures ;

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

$$V = \frac{t_c \times k_f \times P}{3600 \times k_r \times T \times k_u} \text{ ; (m}^3\text{)}.$$

Donc :

$$V = \frac{50 \times 1.6 \times 813.2}{3600 \times 0.85 \times 8 \times 0.9} = 2.93 \approx 3 \text{ m}^3.$$

Donc pour assurer la production souhaitée par l'entreprise il est préférable d'utiliser une chargeuse avec une capacité de godet de  $3 \text{ m}^3$ .

**1-2- Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion :**

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

suisant :

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

$Q_c$ : capacité du camion ;  $Q_c=35$  T ; 28 T.

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

$V$  : capacité du godet de la chargeuse ;  $V= 3\text{ m}^3, 4\text{ m}^3$  et l'autre chargeuse de  $6\text{ m}^3$ .

$k_r$ : coef de remplissage du godet ;  $k_r= 0.9$  ;

$\rho$ : Poids volumique de la roche  $\rho : 2.65\text{ T/m}^3$ .

**1- pour le camion BM35de 35 T :**

✓ Pour la chargeuse de  $3\text{ m}^3$  :  $N_g = \frac{35 \times 1.6}{3 \times 0.9 \times 2.65} = 7.82 \approx 8\text{ go det.}$

✓ Pour la chargeuse de ( $V = 4\text{ m}^3$ ) :  $N_g = \frac{35 \times 1.6}{4 \times 0.9 \times 2.65} = 5.98 \approx 6\text{ go det s.}$

✓ Pour la chargeuse de  $6\text{ m}^3$  :  $N_g = \frac{35 \times 1.6}{6 \times 0.9 \times 2.65} \approx 4\text{ go det.}$

**2- pour le camion RD28 de 28T :**

✓ Pour la chargeuse de ( $V = 3\text{ m}^3$ ) :  $N_g = \frac{28 \times 1.6}{3 \times 0.9 \times 2.65} = 7.82 \approx 8\text{ go det s.}$

✓ Pour la chargeuse de  $4\text{ m}^3$  :  $N_g = \frac{28 \times 1.6}{4 \times 0.9 \times 2.65} \approx 6\text{ go det s.}$

✓ Pour la chargeuse de  $6\text{ m}^3$  :  $N_g = \frac{28 \times 1.6}{6 \times 0.9 \times 2.65} = 3.13 \approx 3\text{ go det.}$

**1-3- La durée de chargement d'un camion :**

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

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

$t_c$ : la durée d'un cycle de chargeuse.  $t_c= 50$  secondes.

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

On va résumé les résultats dans le tableau V-1.

**1-4- La production de la chargeuse dans le massif rocheux :**

La durée de chargement de la roche abattue (le volume de la roche abattue d'après le plus de tir) est calculée à partir de la formule suivante :

$$N_j = \frac{n \times V_r}{R_c}; \text{jours}$$

n: nombre des trous de mine.

$V_r$ : la masse rocheuse abattue par un trou de mine.  $V_r=134.4 \text{ m}^3/\text{trou}=356.16 \text{ T/trou}$

$R_c$ : rendement de la chargeuse (de  $3 \text{ m}^3$ ) durant un poste de travail.  $R_c= 2189.43 \text{ T/p}$

En prend par exemple un plan de tir de 60trous de mines.

$$N_j = \frac{60 \times 356.16}{2189.43} = 9.76 \approx 10 \text{ postes.} = 5 \text{ jours.}$$

Donc le temps nécessaire pour le chargement de la roche abattue est de cinq jours et demie journée.

Le nombre des trous est de 60 trous car la sondeuse travail 5 jours par semaine et le tir chaque mois, Donc on remarque que le rendement de la sondeuse et celui de la chargeuse sont presque équivalents.

Tableau V-1 : la durée de chargement des camions et le nombre des godets nécessaire.

	le rendement T / poste	Nombre des godets		Durée de chargement (mn)	
		BM35	RD28	BM35	RD28
chargeuse de $3\text{m}^3$	2189.4	8	6	6.6	5
chargeuse de $4\text{m}^3$	2919.25	6	5	5	4
chargeuse de $6\text{m}^3$	4378.86	4	3	3.33	2.5

**1-5- Le rendement de la pelle chargeuse :**

La production de la pelle est donnée par la formule suivante :

$$P = \frac{3600 \times V \times K_r \times T \times K_u}{t_c \times K_f} (\text{m}^3 / \text{poste}).$$

V : capacité du godet en ( $\text{m}^3$ ), ( $V=0.5\text{m}^3$ ).

$t_c$ : durée du cycle  $t_c = t_1+t_2+t_3= 28\text{s} =0.45\text{mn}$

$t_1$ : temps de remplissage du godet en seconde (il est en fonction de la difficulté de pénétration du godet dans le tas et du coefficient de foisonnement

On prend ( $t_1=20\text{s}$ ).

$t_2$  : durée de la rotation du godet du tas vers le point de déchargement et le retour. Il est en fonction de l'angle de rotation. ( $t_2=5s$ ).

$t_3$  : temps de déchargement du godet. ( $t_3=3s$ ).

$K_r$  : coefficient de remplissage du godet(0.85).

$K_u$  : coefficient d'utilisation de la pelle chargeuse (0.9).

$K_f$  : coefficient de foisonnement de la masse rocheuse abattue ;  $K_f=1.6$

T : durée du poste T= 8 (heures)=480mn.

$$P = \frac{3600 \times 0.5 \times 0.85 \times 8 \times 0.9}{28 \times 1.6} = 245.89.m^3 / poste$$

### 1-6- Capacité du godet :

Donc pour calculer la capacité de godet de la pelle chargeuse nécessaire pour reprendre a la production souhaité sera :

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

$t_c$  :30s.

$K_f=1.6$  ;

P : la production souhaité par l'entreprise P=2155.17 T/h ;

$K_r=0.85$  ;

T=8heures ;

$K_u=0.9$  ;

$$V = \frac{30 \times 1.6 \times 813 .2}{3600 \times 0.85 \times 8 \times 0.9} = 1.77 \approx 2 m^3 .$$

Donc pour repondre aux besoins de l'entreprise il faut une pelle chargeuse de  $2m^3$ .

La production de la pelle chargeuse dans le massif par poste sera :

$$p = \frac{n \times m_r}{N_{jo}} m^3 / jour .$$

n : nombres des trous ;

$m_r$  :la masse rocheuse abattue par un trou de mine.

$N_{jo}$  : nombre des jours ouvrables par semaine.

$N_{jo} = 6$

$$p = \frac{n \times m_r}{N_{jo}} = \frac{36 \times 128}{6} = 768 m^3 / jour .$$

## C- TRANSPORT :

### Introduction :

Un des processus principaux dans les carrières (mines à ciel ouvert) est le transport des minéraux utiles et des roches stériles, dont le pourcentage dans le prix de revient total d'exploitation atteint 30% à 70%.

Le transport de carrière prédétermine le mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation des équipements miniers, le mode de mise à terril etc.

Le but principal du transport de carrière est le déplacement de la masse minière des chantiers aux points de déchargement qui sont les terrils pour les roches stériles et les stocks ou les trémies de réception les stations de concassage et des usines de traitement pour les minéraux utiles.

Les charges sont déplacées par le transport de carrière. Leur volume et la direction sont plus ou moins constants, suivant la direction des expéditions on distingue :

Les flux concentrés, dispersés et mixtes, dans le premier cas toute la masse minière est déplacée par une voie de transport.

Dans la deuxième cas les charges se transfèrent d'abord par une communication et après on les déplace par différentes voies suivant la bifurcation de celles-ci.

La quantité de charge (en tonnes ou en m<sup>3</sup>) transportée par unité de temps (heures, poste, jour, mois, année) s'appelle **trafic**. Il comprend le trafic des roches stériles, des minéraux utiles et d'autres charges nécessaires pour le fonctionnement de la carrière (combustibles, pièces de rechange, explosifs ... etc.). Le taux de ces dernières est faible.

Le produit de la quantité des charges déplacées par la distance du transport détermine le travail de transport de la carrière. Ce dernier définit le nombre de moyens de transport et les frais de déplacement de la masse minière.

Les engins de transport sont utilisés dans les conditions naturelles très variées, les principaux types de transport de carrière sont :

- locomotives et wagons (chemin de fer) ;
- camions ;
- convoyeurs.

Dans certains cas on utilise les combinaisons des transports suivants :

- camions et transport par chemin de fer ;
- camions et convoyeurs ;
- camions et skip ;

- camions et transport aériens ;
- camions et transport par gravité ... etc.

Le choix du transport dépend des propriétés des minéraux utiles et des roches stériles, des conditions géologiques du gisement, des dimensions de la carrière, de sa profondeur de la distance du transport et du rendement de la mine à ciel ouvert.

Dans notre cas on a le transport par camion.

Le transport par camion est largement appliqué dans le monde entier. Il est répandu lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des carrières la grande efficacité du transport des minéraux utiles et roches stériles sur la distance relativement courte, la simplicité de construction des engins de transport, la manoeuvrabilité, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation de travail caractérisent fort bien cette méthode de transport.

### 1- Rendement des camions :

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

$$R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T \times k_{ch}}{t_c} m^3 / poste;$$

$Q_c$  : capacité de la benne du camion (damper),

En à deux types :

- ASTRA BM35 est de 35 tonnes ;
- ASTRA RD28 est de 28 tonnes ;

$T$  : la durée d'un poste de travail ;  $T= 8$  heures ;

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

$t_c$  : le temps de réalisation d'un cycle ;

$$t_c = T_{ch} + T_m + T_p + T_d \dots$$

$T_m$  : temps de manoeuvre ;  $T_m=100$ secondes ;

$T_{ch}$  : temps de chargement du camion ;

$$T_{ch} = T_{cc} \times N;$$

$N$  : nombre de godets nécessaires pour le chargement d'un camion (8 godets)

$$N = \frac{q_c \times k_f}{V \times k_r \times \rho}$$

$q_c$  : capacité du camion ;  $q_c=35$  tonnes ;

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

$V$  : capacité du godet de la chargeuse ;  $V=3m^3$  ;

$K_r$  : coefficient de remplissage du godet

$\rho$  = Poids volumique de la roche ;  $\rho = 2.6 \text{ T/m}^3$  ; (calcaire).

$$N = \frac{35 \times 1.6}{3 \times 0.9 \times 2.6} = 7.68 \text{ go det} = 8 \text{ go det}$$

$$T_{ch} = 50 \times 8 = 400 \text{ secondes} = 6.6 \text{ mn} ;$$

Pour le camion ASTRA RD28 :

$q_c$  : capacité du camion ;  $q_c = 28$  tonnes.

$$N = \frac{28 \times 1.6}{3 \times 0.9 \times 2.6} = 6.38 \approx 6 \text{ go det}.$$

$T_{cc}$  : temps de cycle de la chargeuse ;  $T_{cc} = 50$  secondes.

$$T_{ch} = 50 \times 6 = 300 \text{ secondes} ;$$

Pour la capacité de la chargeuse est de  $4 \text{ m}^3$  :

$$N = \frac{q_c \times k_f}{V \times k_r \times \rho}$$

$$\text{ASTRA RD 28 : } N = \frac{28 \times 1.6}{4 \times 0.9 \times 2.6} = 4.78 \text{ go det} \approx 5 \text{ go det}.$$

$T_{cc}$  : temps de cycle de la chargeuse ;  $T_{cc} = 50$  secondes.

$$T_{ch} = 50 \times 5 = 250 \text{ secondes} ;$$

$$\text{ASTRA BM 35 : } N = \frac{35 \times 1.6}{4 \times 0.9 \times 2.6} = 5.98 \text{ go det} \approx 6 \text{ go det}$$

$T_{cc}$  : temps de cycle de la chargeuse ;  $T_{cc} = 50$  secondes.

$$T_{ch} = 50 \times 6 = 300 \text{ secondes} ;$$

$T_p$  : temps de parcour du camion de lieu de chargement vers le lieu de déchargement, et le retour vers le lieu de chargement ;

$$T_p = \frac{3.6 \times L_t}{V_c} + \frac{3.6 \times L_t}{V_v} ;$$

$L_t$  : longueur de parcours (trajet du camion en mètre),  $L_t = 3 \text{ km} = 3000 \text{ m}$  ;

$V_c$  : vitesse de parcours en charge,

$$V_v = \frac{1}{3} V_{\max} = \frac{1}{3} 90 = 30 \text{ km/h};$$

$V_v$  : vitesse du camion à vide ;

$$V_v = \frac{1}{2} V_{\max} = \frac{1}{2} 90 = 45 \text{ km/h};$$

$$\text{Donc } T_p = \frac{3.6 \times 3000}{30} + \frac{3.6 \times 3000}{45} = 600 \text{ sec};$$

$T_d$  : temps de déchargement ;  $t_d = 15 \text{ sec}$  ;

Donc : Pour ASTRA BM35 :

$$t_c = 100 + 600 + 400 + 15 = 1115 \text{ sec};$$

Pour ASTRA RD28 :

$$t_c = 100 + 600 + 350 + 15 = 1065 \text{ sec};$$

Le rendement d'ASTRA BM 35 est de :

$$R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T \times k_{ch}}{t_c} \text{ m}^3 / \text{poste};$$

$$R_c = \frac{3600 \times 35 \times 7 \times 0.85}{1115} = 672.37 \text{ T / poste};$$

Le rendement d'ASTRA RD28 est de :

$$R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T \times k_{ch}}{t_c} \text{ m}^3 / \text{poste};$$

$$R_c = \frac{3600 \times 28 \times 7 \times 0.85}{1065} = 563.15 \text{ T / poste};$$

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

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

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

$N_c$  : nombre des camions ;

$P$  : la production souhaité par l'entreprise ;  $P = 500\ 000 \text{ T/an} = 2155.17 \text{ T/j}$

(232 jours ouvrables durant l'année)

$K_i$  : coefficient d'irrégularité de travail ;

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

$R_c$  : rendement du camion durant un poste de travail ;

$$\text{ASTA BM 35 : } R_c = 672.37 \text{ T/p ;}$$

$$\text{ASTRA RD 28 : } R_c = 563.15 \text{ T/p ;}$$

$$N_c = \frac{2155.17 \times 0.9}{672.37} = 2.88 \text{ camion ;}$$

Donc il est nécessaire d'utiliser deux camions de 35 T et d'autre de 28 T pour assuré la production souhaitée.

## D- mise à terrils :

### Introduction :

La mise à terril est un processus de déplacement des stériles et leur dépôt sur des terrains spécialement réservés, on distingue :

- terrils intérieurs;
- terrils extérieurs ;
- terrils combinés.

Le transport des roches de la découverte de la carrière d'Adrar Oufarnou, s'effectue par déversement au niveau de bas au moyen de bulldozer pour une certaine distance limitée. Au delà de cette limite, le transport des roches stériles s'effectue par une chargeuse et dumpers.

### 1- Rendement et nombre du bulldozer nécessaire :

Les bulldozers sont employés pour le terrassement et le nettoyage du toit des gisements mis à jour, le nivellement des routes, le défrichage et d'autres travaux auxiliaires, l'organe d'attaque du bulldozer est une lame directement montée sur le tracteur, et un ripper de trois dents en arrière.

L'éloignement des roches de découverte (recouvrement), la distance optimale de déplacement des roches minières à l'aide du bulldozer est de 80 à 100 m.

La technologie d'exploitation des roches minières à l'aide d'un bulldozer se fonde sur l'enlèvement successif d'une couche d'épaisseur de (0.3-0.5m), sur une surface horizontale légèrement inclinée

- Le rendement des bulldozers hors de l'excavation des Roches minières dépend de :
  1. de la puissance de bulldozer.
  2. de la puissance de dimension des roches stériles.
  3. de la distance de transport.
  4. propriétés des roches minières.

- Les opérations des cycles de travail du Bulldozer sont les suivant :
  1. détachement des copeaux.
  2. remplissage et déchargement.
  3. déplacement avec ou sans charge.

### 1-1- Rendement du Bulldozer :

Le rendement du bulldozer varie d'un endroit à l'autre selon la nature du terrain le volume de la découverte et la distance de déplacement des stériles.

Le rendement du bulldozer est lié directement à la distance de déplacement.

est déterminé d'après la formule suivante :

$$R_B = \frac{3600 \times V \times T_p}{T_{cy}} \times k_u \quad (\text{m}^3 / \text{poste}).$$

Où :

V : volume de la roche foisonné déplacée par le Bulldozer

Le volume des roches varie de 1.5 jusqu'à 2 m<sup>3</sup>. et peut être déterminé comme suite :

$$V = \frac{B \times h^2}{2 \times \text{tg} \alpha}$$

$\alpha$  : l'angle de talus [35°-60°].

B : longueur de la lame (longueur de tas déplacée par la lame du bulldozer) ; B = 3.8 m.

h : hauteur de la lame (h = 1.5 m).

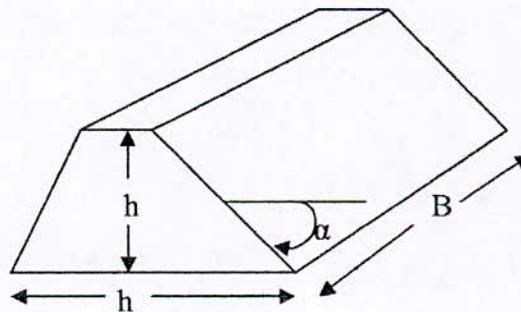


Figure V-8 : prisme de roche stérile (abattue).

Donc : le volume déplacée est de :

$$V = \frac{3.8 \times (1.5)^2}{2 \times \text{tg}(35)} = 6.1 \text{m}^3$$

T<sub>p</sub> : durée d'un poste, (8 heures).

k<sub>u</sub> : coefficient d'utilisation du Bulldozer, (0.8).

T<sub>cy</sub> : durée d'un cycle de travail du Bulldozer en secondes.

Le temps d'un cycle est déterminée par :

$$T_{cy} = T_1 + T_2 + T_3 + T_4 ; (\text{en secondes}).$$

$T_1$  : temps d'attaque de la roche

$$T_1 = \frac{3.6 \times L_a}{V_1}$$

où :  $L_a$  c'est la longueur de la vois d'attaque de la roche (10 m).

$V_1$  : la vitesse de déplacement du Bulldozer pendant l'attaque de la roche (2 à 2.5 km /h)  
en prend  $V_1 = 2$  km /h ;

$$\text{donc : } T_1 = 18 \text{secondes ;}$$

$T_2$  : temps de transport de la roche.

$$T_2 = \frac{3.6 \times L_t}{V_2}$$

Où :  $L_t$  c'est la longueur de la voie de transport (20 m).

$V_2$  : vitesse de transport de la roche (2 à 3 km / h), en prend  $V_2 = 2.5$  km / h.

$$\text{Donc : } T_2 = 30 \text{ secondes.}$$

$T_3$  : temps de retour du Bulldozer à sa position initiale.

$$T_3 = \frac{3.6 \times (L_a + L_t)}{V_3}$$

Où :  $V_3$  : la vitesse de retour du Bulldozer à sa position initiale, (5 à 9 km / h),  
en prend  $V_3 = 6$  km / h.

$$\text{Donc } T_3 = 18 \text{ secondes.}$$

$T_4$  : temps d'exécution des opérations auxiliaires, (40 secondes).

d'où le temps du cycle de travail du bulldozer est de :

$$\mathbf{T_c = 106 \text{ secondes.}}$$

Donc le rendement du Bulldozer est de :

$$R_B = \frac{3600 \times 6.1 \times 8}{106} \times 0.8 = 1325.88 \text{ m}^3 / \text{poste.}$$

le rendement du bulldozer est de 1326 m<sup>3</sup> de la roche foisonnée.

- la vitesse maximale du Bulldozer de l'unité est de 7 km / h.

En peut déterminé le rendement du bulldozer par la formule suivant :

$$R_B = V \times n_{cy}$$

$R_B$  : rendement du Bulldozer

$V$  : le volume de la lame de bulldozer (m<sup>3</sup>).

$n_{cy}$  : nombre des cycles réalisé par le Bulldozer

$$V = \frac{L \times H^2}{2}$$

L : longueur de la lame = 3.8m.

H : hauteur de la lame = 1.5m.

$$\Rightarrow V = \frac{3.8 \times (1.5)^2}{2} = 4.27m^3$$

Le volume réel de la lame avec le coefficient de remplissage ( $k_r = 1.3$ ).

$$V_{réelle} = \frac{1.3 \times 3.8 \times (1.5)^2}{2} = 5.55m^3$$

**1-1-1- La capacité réelle de la lame :**

$$C_u = \frac{V \times K_r}{K_a} = \frac{4.2 \times 1.3}{0.75} = 7.28m^3$$

$K_a$  : coefficient d'ameublissement ( $k_a = 0.75$ ).

$K_r$  : coefficient de remplissage ( $k_r = 1.3$ ).

$$K_r = \frac{V_{réelle}}{V} = \frac{5.4}{4.2} = 1.3$$

$$C_u = \frac{5.4}{0.75} = 7.29m^3$$

Le rendement technique du bull :

$$R_t = V \times N_{cy}$$

$N_{cy}$  : nombre des cycles par heure :  $N_{cy} = \frac{3600}{T_{cy}}$

$$T_{cy} = T_d + T_{ma} + 2T_{ar}$$

$T_d$  : temps de déplacement (découpage) :  $T_d = \frac{3.6 \times L_d}{V_d}$

$L_d$  : longueur de déplacement

$V_d$  : vitesse de déplacement ( $0.75V_{max}$ ).

$V_{max} = 7 \text{ Km/h}$  donc :  $V_d = 5.25 \text{ Km/h}$ .

$T_{ma}$  : temps de marche arrière ;  $T_{ma} = \frac{3.6 \times L_d}{V_{ma}} = \frac{3.6 \times L_d}{0.9V_{max}}$

$R_{exp}$  : rendement d'exploitation :  $R_{exp} = R_t \times K_u$

$K_u = (0.5/0.8)$  pour le Bulldozer de l'unité.

$R_t$  : rendement technique du Bulldozer.

tableau V-2 : rendement du Bulldozer :

$L_d$ (m)	40	60	100
$T_d$ (sec)	40	60	100
$T_{ma}$ (sec)	20	30	50
$T_{cy}$	90	120	180
$N_{cy}$ /h	40	30	20
$R_t$ (m <sup>3</sup> /h)	164	123	82
$R_{exp}$ (m <sup>3</sup> /h)	115	86	57

Le rendement du bulldozer varie selon la distance de déplacement des terrils dans les gradins.

### 1-2- Nombre des bulldozers :

Suivant la production souhaitée par l'entreprise le rendement du bulldozer est suffisant pour répondre à la demande, le nombre des bulldozer est calculé par la formule suivante :

$$N_b = P_a / R_b$$

$$N_b = 500\,000 / (1325.28 \times 2.65) = 0.6$$

Donc un bulldozer est suffisant.

## E- Analyse des aspects de stabilité des gradins dans les exploitations à ciel ouvert :

### 1. Introduction

#### 1.1 Position du problème :

D'un point de vue stabilité, l'étude d'une exploitation à ciel ouvert se ramène au dimensionnement des talus de la fosse.

Une fosse possède plusieurs talus qui ont des orientations différentes et qui souvent rencontrent des terrains pouvant avoir des caractéristiques géotechniques différentes. Son dimensionnement consiste donc à définir les angles de ces talus de manière à assurer la stabilité générale.

Un talus minier est défini par les paramètres illustrés par la figure suivante :

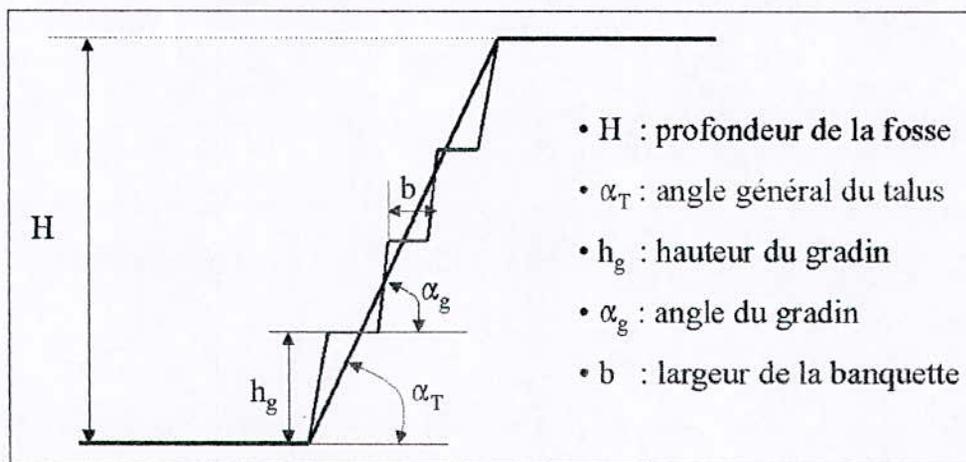


Figure V-9 : Définition d'un talus minier

Le dimensionnement d'un talus consiste tout d'abord à définir l'angle général  $\alpha_T$  pour la profondeur ultime de la fosse  $H$ . Une fois cet angle défini, les autres paramètres du talus (gradins, banquettes, rampe d'accès) seront choisis de manière à respecter l'angle général. Un gradin est analysé comme un talus de faible hauteur. Son angle  $\alpha_g$  est donc défini de la même façon qu'un talus. La hauteur du gradin  $h_g$  est déterminée en prenant en compte essentiellement des considérations techniques (équipements disponibles, critères de sélectivité,

Il est évident que pour un talus donné, il y a une relation géométrique entre la profondeur  $H$ , l'angle général  $\alpha_T$ , la hauteur  $h_g$ , l'angle  $\alpha_g$  et la largeur des banquettes (avec éventuellement la rampe).

La largeur des banquettes est généralement définie en dernier lieu. Elle doit permettre la circulation et le croisement des engins utilisés dans l'exploitation.

**1- Angle général du talus**

Ainsi, le problème fondamental dans la stabilité d'une exploitation à ciel ouvert se ramène au dimensionnement des angles des talus. Insistons encore une fois sur le fait que l'angle général d'un talus doit être défini pour la profondeur ultime de la fosse (Fig. V-10).

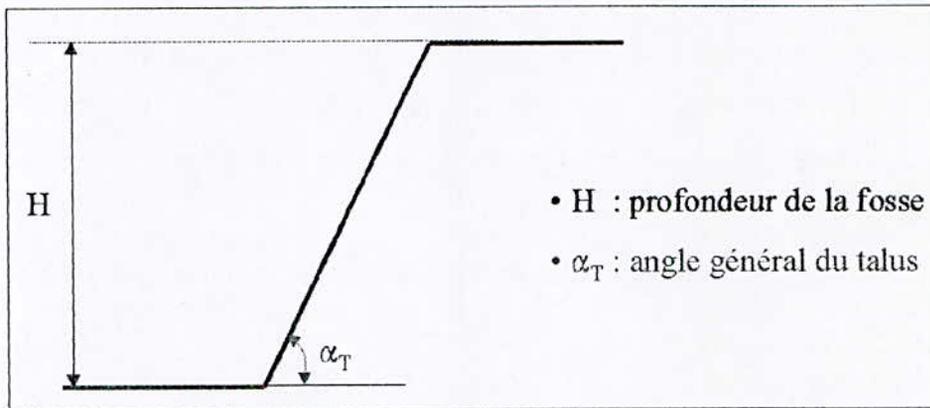


Figure V-10 : Angle général d'un talus

La profondeur maximale de la fosse est généralement définie selon des critères techniques et économiques (configuration du gisement, coût d'extraction à ciel ouvert par rapport au souterrain, taux de découverte, ...).

Une fois la profondeur ultime retenue, l'angle du talus doit être défini pour assurer la stabilité de l'exploitation. Par ailleurs, cet angle va conditionner largement le taux de découverte. On verrait ainsi une tendance chez le mineur à augmenter sensiblement cet angle pour réduire le tonnage du stérile extrait (Fig. V-11).

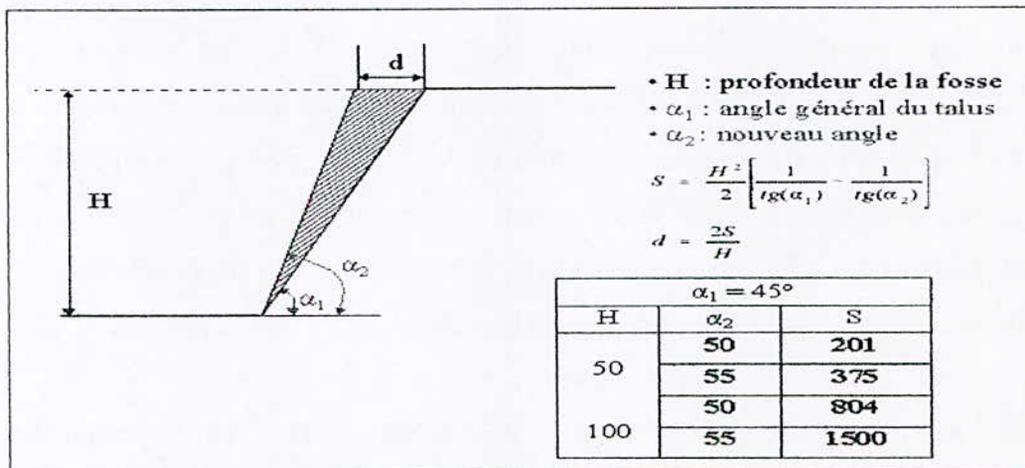


Figure V-11 : Influence de l'angle général sur le volume de stérile extrait

(Volume de terrain économisé par tranche unitaire en faisant passer l'angle de 45, à 50 et à 55°).

Comme on a vu dans le chapitre IV les conditions technico-minières et mode d'ouverture, l'angle générale du bord final de la carrière est de ( $\beta = 60.8^\circ$ ).

**Conclusion générale :**

La société d'Algran unité Adrar Oufarnou, a souhaité compte tenu de la demande pressant, l'extension de la carrière. Cette extension pourrait concevra une recherche d'augmentation des réserves du site même et d'un autre gisement.

L'analyse effectuée par nous a montré l'existence des réserves suffisantes dans la carrière. Partant de cela nous avons analysé une technologie et une mécanisation couple d'exploitation tout en prenant en compte la demande d'extension de la carrière.

Les réserves envisagées dans le périmètre de la carrière sont d'ordre de  $9\,677\,505\text{ m}^3$ , avec un coefficient de découverte de 0.04, la durée de vie de la carrière a été évalué à 51 ans, joint à une production annuelle de 500 000 T/an, ce qui sont confirment suffisant pour monterai la production en perspective.

La récupération de ces réserves, consiste à effectuer des travaux préparatoires, aux niveaux supérieurs (350 à 370), l'accès aux niveaux inférieurs et la récupération des réserves, ça sera à l'aide d'une tranchée principale, et une piste littorale pour l'amélioration de processus de transport, elle va servir, pour l'accès aux niveaux, les plus bas avec une tranchée principale à la suite de la piste.

À la fin d'épuisement des réserves, le bord final de la carrière aura une angle de  $60,8^\circ$ , et une grand plate forme au niveau de 200 m, elle peut être un grand investissement d'un grand hôtel ou un village touristique au bord de la mer, et enfance de yama Gouraya.

# Annexes

**Annexe :1 (1)****Tableau des puissances moyennes**

N° de point	cote absolue de la surface	cote absolue de la limite inf du calcul des réserves	puissance des calcaires calculés	puissance des roches de la couverture	intervalles stériles	observation
1	2	3	4	5	6	7
114	332	200	132.0	0.0		point du prélèvement des monolithes
163	366	200	166.0	0.0		--
116	360	200	160.0	0.0		--
164	359	200	159.0	0.0		--
133	328	200	128.0	0.0		--
115	266	200	63.6	2.4		point géographique
132	226	200	23.0	3.0		--
133	246	200	42.0	4.0		--
134	264	200	62.1	1.9		point des prélèvements des monolithes
135	259	200	55.3	3.7		--
156	249	200	49.0	0.0		--
132	257	200	57.0	0.0		point géographique
118	312	200	112.0	0.0		--
111	281	200	75.8	5.2		--
112	303	200	99.2	3.8		--
113	298	200	95.5	2.5		point du prélèvement des monolithes
114	291	200	86.4	4.6		--
162	328	200	128.0	0.0		--
161	338	200	138.0	0.0		
son n°4	346	216	123.7	6.3	52,9-56,7 58,7-61,2 93,0-97,7 108,4-109,4	
puits .1	201	200	1.0	0.0		
puits.2	242	200	42.0	0.0		
puits.3	226	200	26.0	0.0		
puits.4	224	200	34.0	0.0		
puits.5	216	200	16.0	0.0		
	Total :		2074.60	37.40	12.0	

## Résultats des tests physico - mécaniques

**D'après la coupe I-I :**

N°ordre	N° d'échantillon	N°des Ouvrages	Intervalle des échantillons			Résultats			
			de	à	longueur (m)	Résistance à la pression		Poids volumique (T / m <sup>3</sup> )	Porosité (%)
						état sec	état saturé		
1	2543	sondage4	6.3	9.3	3	475	368	2.619	2.62
2	2544	//	9.7	14	4.3	782	584	2.650	1.84
3	2545	//	14	19	5	676	-	2.627	3.09
4	2546	//	19	23	4	496	-	2.675	1.24
5	2547	//	23	28	5	492	-	2.678	1.92
6	2548	//	28	32	4	744	-	2.693	1.36
7	2549	//	32	39.5	7.5	410	-	2.661	2.15
8	2550	//	39.5	43.5	4	784	742	2.652	1.40
9	2551	//	43.5	47	3.5	429	-	2.612	2.88
10	2552	//	47	56.7	5.9	933	822	2.673	1.01
11	2553	//	56.7	61.2	2	674	-	2.687	1.19
12	2554	//	61.2	71.2	10	330	-	2.645	2.4
13	2555	//	71.2	82.1	10.8	669	-	2.669	1.87
14	2556	//	82.1	97.7	11	428	-	2.676	1.63
15	2557	//	97.7	109.4	10.7	486	-	2.636	2.39
16	2558	//	109.4	119	9.6	594	-	2.626	2.39
17	2559	//	119	124	5	725	-	2.668	1.9
18	2560	//	124	130	6	781	-	6.693	1.35
19	155	//				684	491	2.682	0.64
20	2131	monolithe	à partir	de la	surface	742	836	2.700	0.40
21	161	//	//	//	//	-	-	2.600	-
22	163	//	//	//	//	-	-	2.600	-

## Résultats des tests physico - mécaniques

D'après la coupe II-II :

N° ordre	N° d'échantillon	N° des ouvrages	Intervalle des échantillons			Résultats			
			de	à	longueur (m)	Résistance à la pression		Poids volumique (T / m <sup>3</sup> )	Porosité (%)
						état sec	état saturé		
1	2523	sondage2	2.0	7	5	338	281	2.602	3.62
2	2524	//	7	12	5	566	497	2.684	0.96
3	2525	//	12	22	10	449	397	2.628	2.68
4	2526	//	22	26	4	671	582	2.660	1.86
5	2527	//	26	31	5	426	488	2.656	2.36
6	2528	//	31	38	7	733	634	2.645	2.4
7	2529	//	38	45	7	430	352	2.666	1.27
8	2530	//	45	51	6	490	417	2.682	1.41
9	2531	//	51	58	7	501	478	2.671	1.87
10	2532	//	58	87.45	5.45	644	517	2.681	1.79
11	2533	//	87.45	91.5	4.05	732	665	2.679	1.15
12	2534	//	91.5	97.85	6.35	561	499	2.624	3.18
13	145	monolithe	à partir	de la	surface	705	424	2.707	0.45
14	151	//	//	//	//	947	722	2.676	0.87
15	2128	//	//	//	//	620	1036	2.640	0.50

## Résultats des tests physico - mécaniques

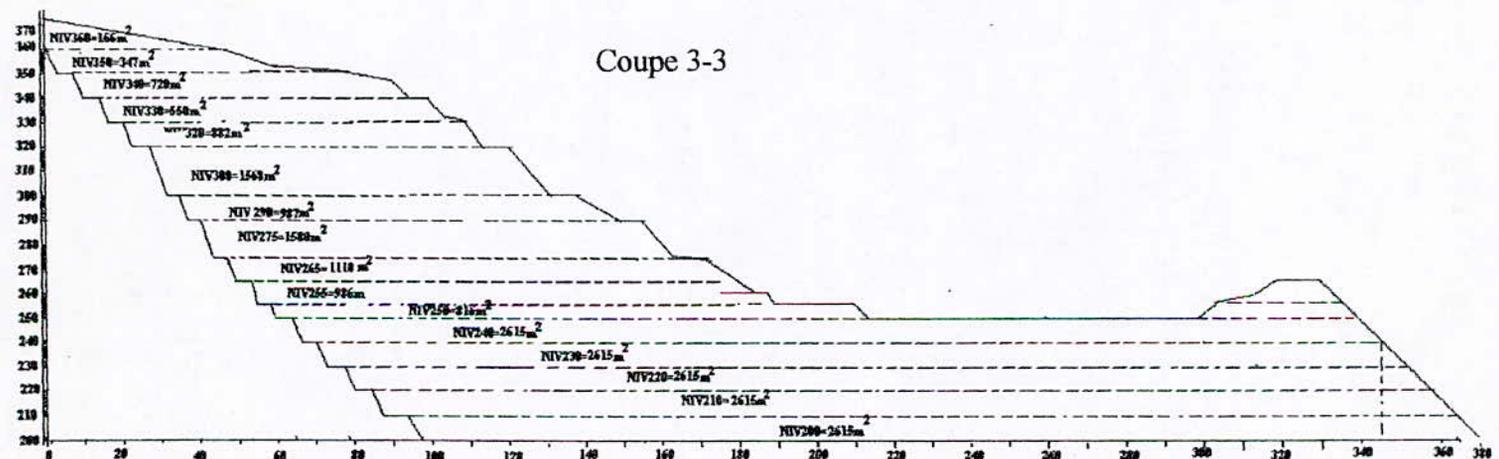
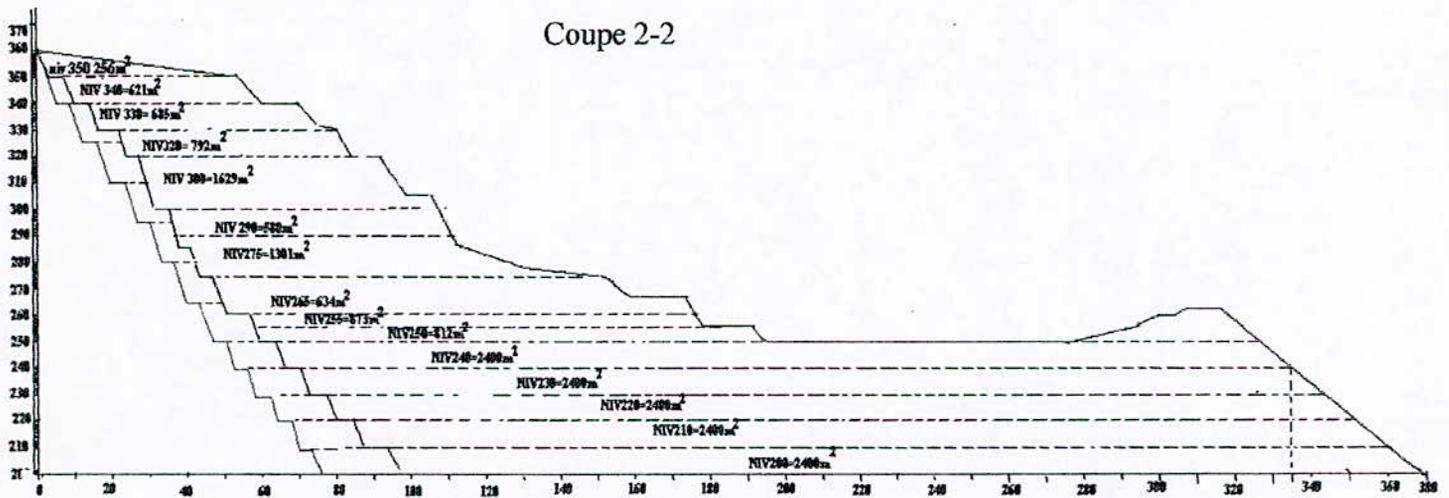
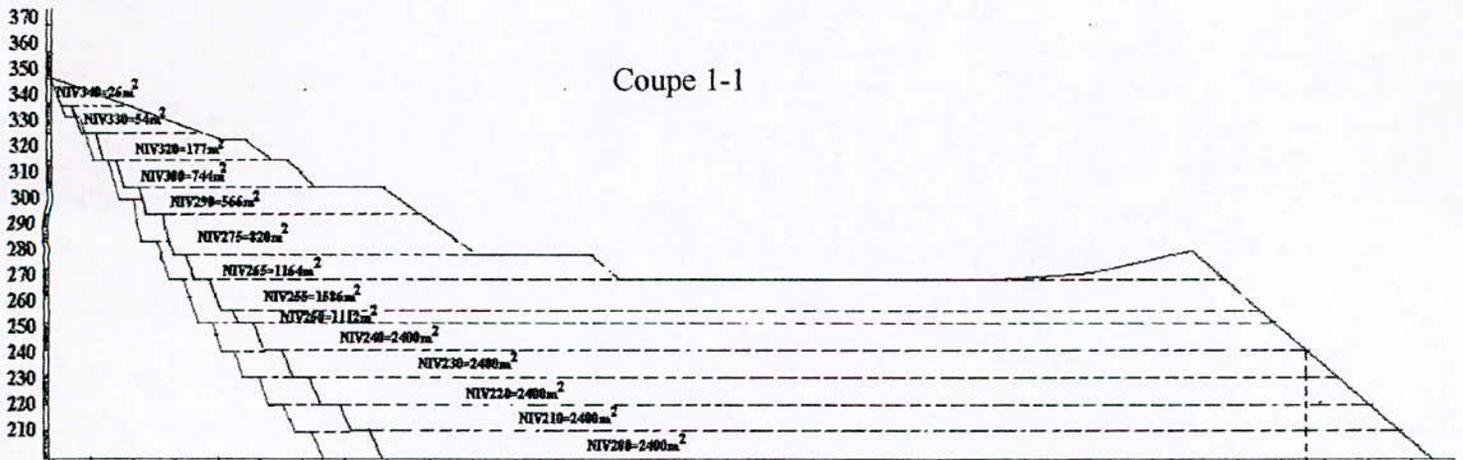
## D'après la coupe III-III

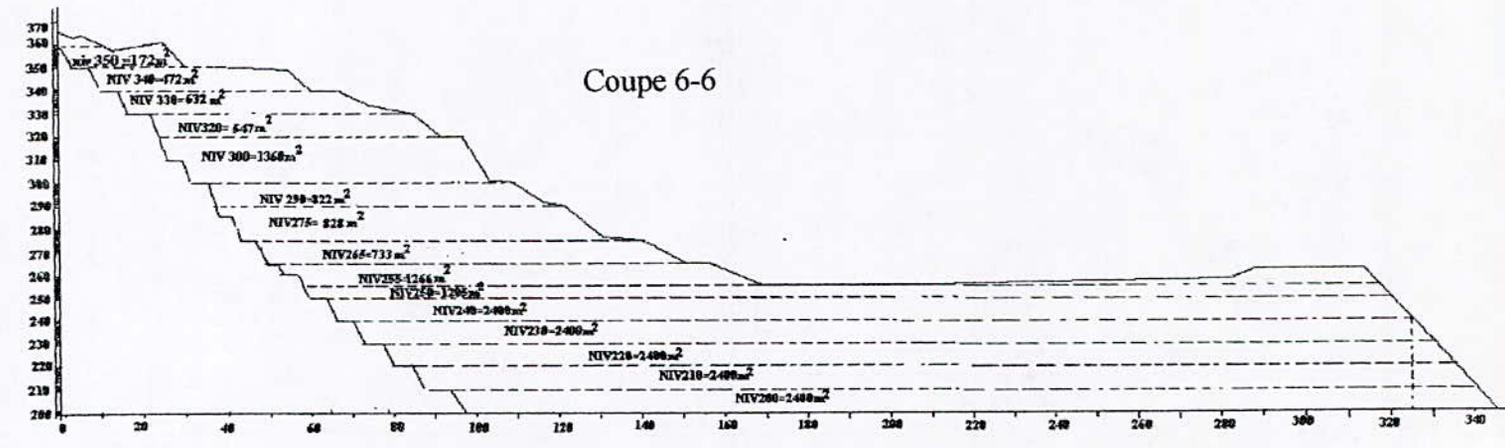
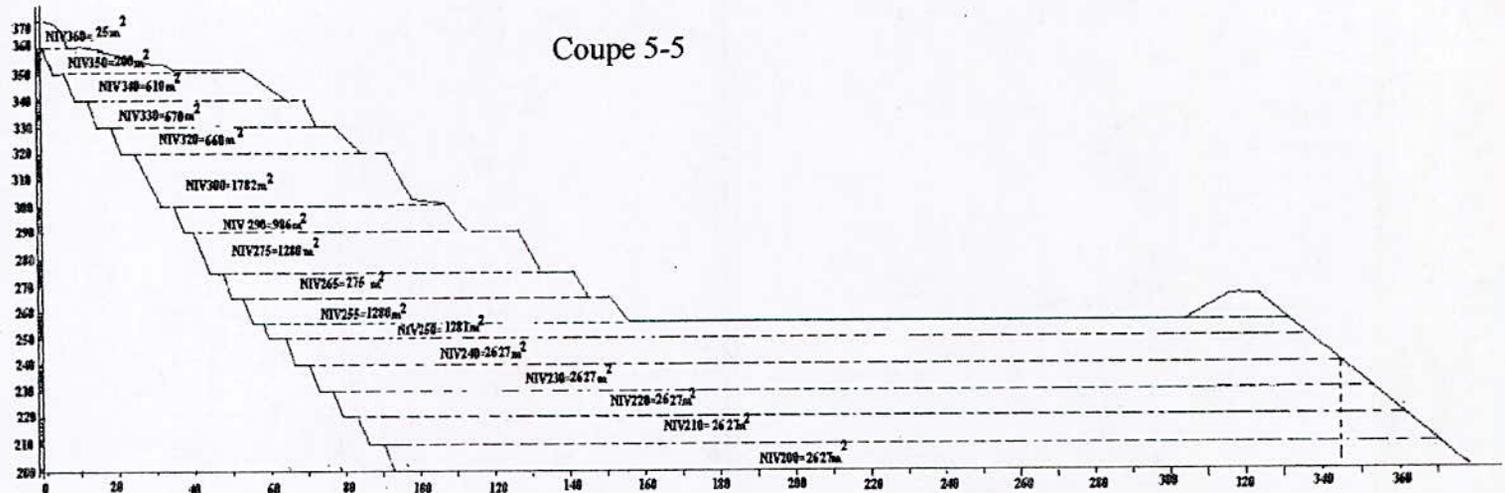
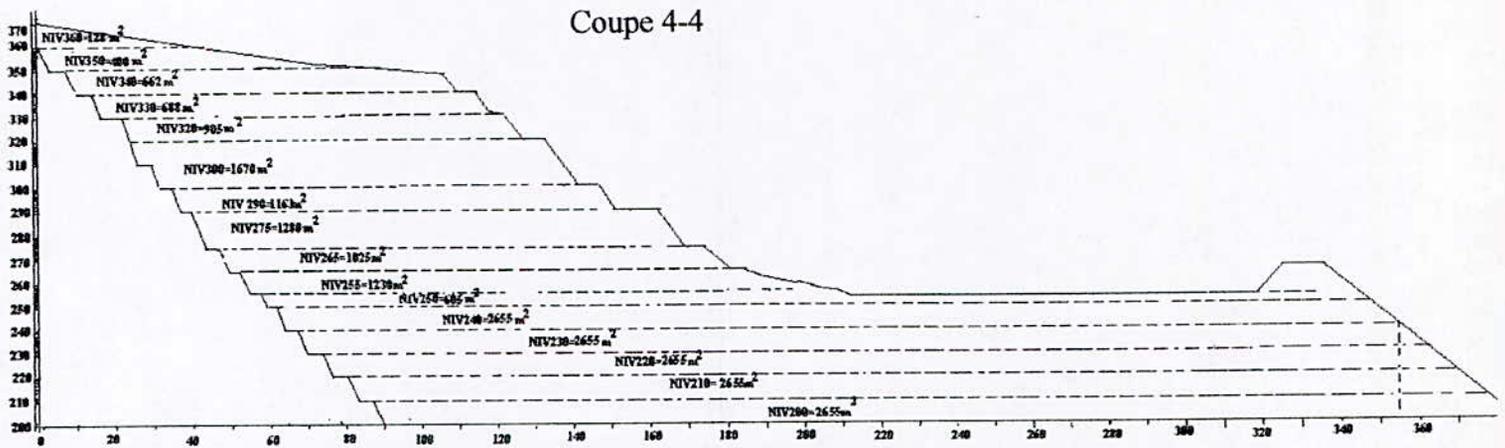
N°ordre	N° d'échantillon	N°des ouvrages	intervalle des échantillons			résultats			
			de	à	longueur (m)	résistance à la pression		poids volumique (T / m <sup>3</sup> )	porosité (%)
						état sec	état saturé		
1	2500	sondage1	0.6	3	2.4	480	434	2.651	1.45
2	2501	//	3	6	3	501	466	2.700	0.72
3	2502	//	6	10	4	524	497	2.681	1.08
4	2503	//	10	14	4	802	611	2.638	2.28
5	2504	//	14	17	3	591	511	2.692	1.02
6	2505	//	17	22	5	303	264	2.596	4.19
7	2506	//	22	26	4	450	-	2.675	1.63
8	2507	//	26	31.2	5.2	252	-	2.484	8.34
9	2508	//	31.2	34	2.8	484	435	2.602	3.99
10	2509	//	34	37	3	493	-	2.590	4.79
11	25010	//	37	41	4	497	410	2.645	2.38
12	2511	//	41	44	3	662	-	2.627	3.06
13	2512	//	44	47	3	696	621	2.669	1.86
14	2513	//	47	52	5	700	455	2.635	2.04
15	2514	//	52	55	3	628	543	2.685	1.69
16	2515	//	55	63	8	545	441	2.673	1.37
17	2516	//	63	68	5	575	512	2.687	1.57
18	2517	//	68	73	5	570	-	2.676	1.60
19	2518	//	73	80	7	583	-	2.667	1.62
20	2519	//	80	84	4	506	422	2.682	1.38
21	2520	//	84	88	4	574	521	2.669	1.88
22	2521	//	88	92	4	484	-	2.684	1.31
23	2522	//	92	96.5	4.5	612	-	2.694	1.30
24	147	monolithe				-	-	2.600	-
25	2140	//				-	670	2.690	0.86
26	2127	//				664	890	2.666	0.51

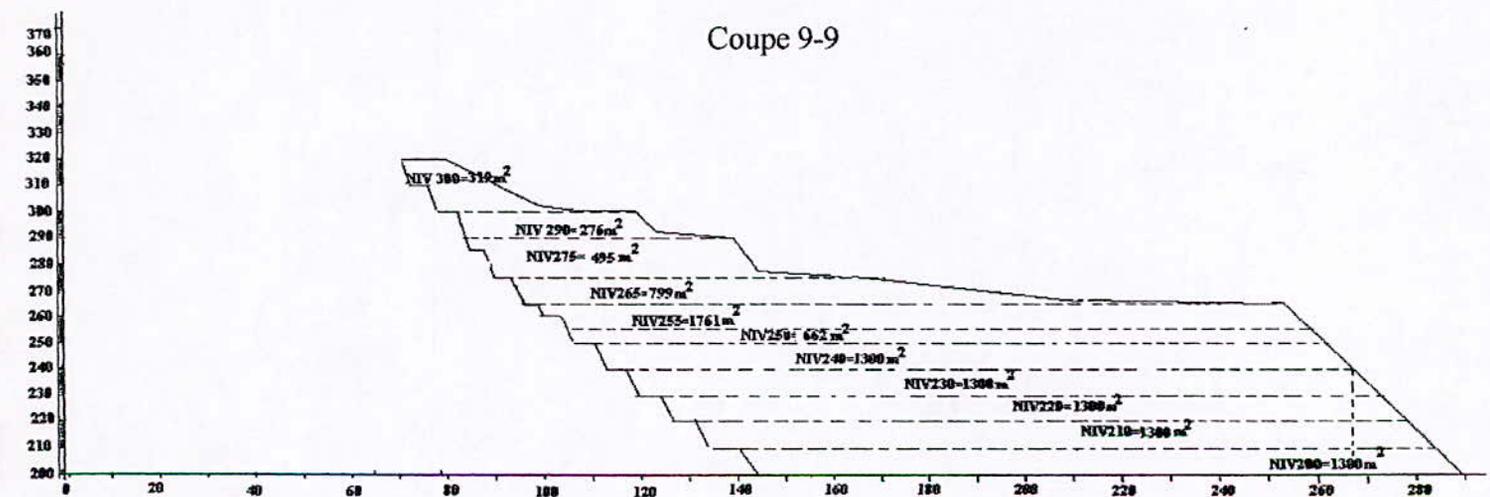
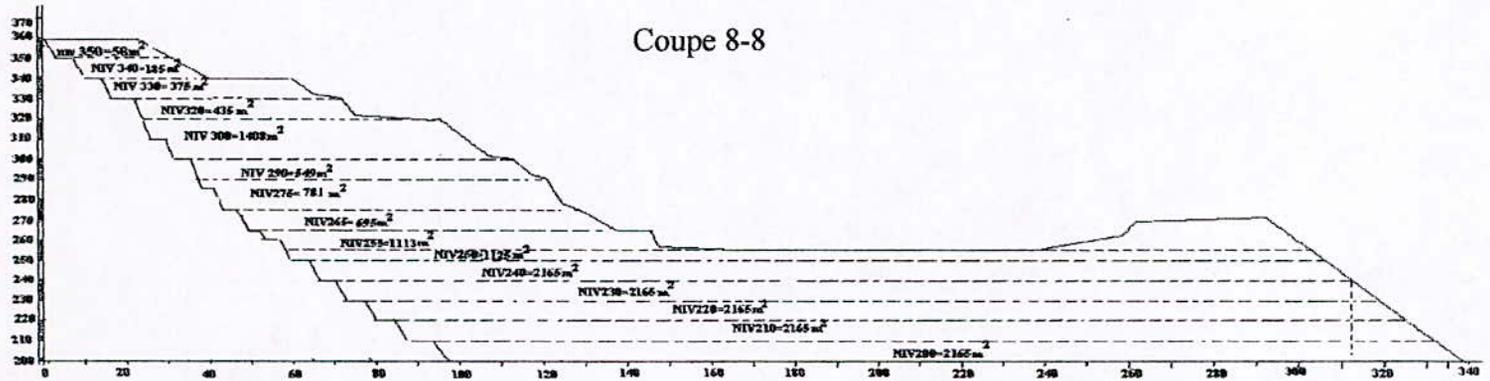
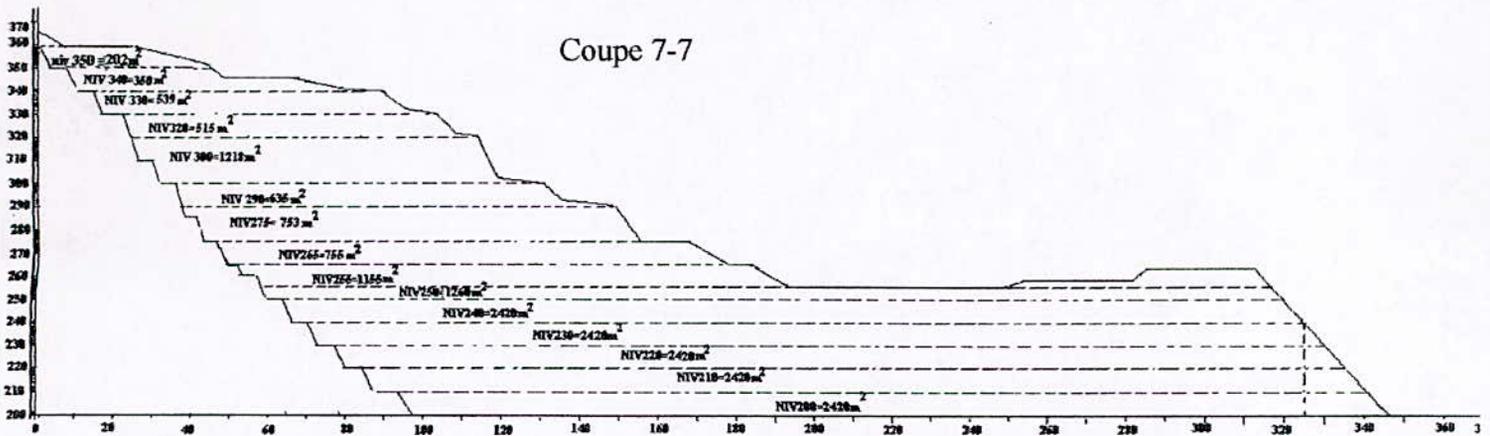
Teste d'usure par frottement des calcaires  
dans les tambour à palettes

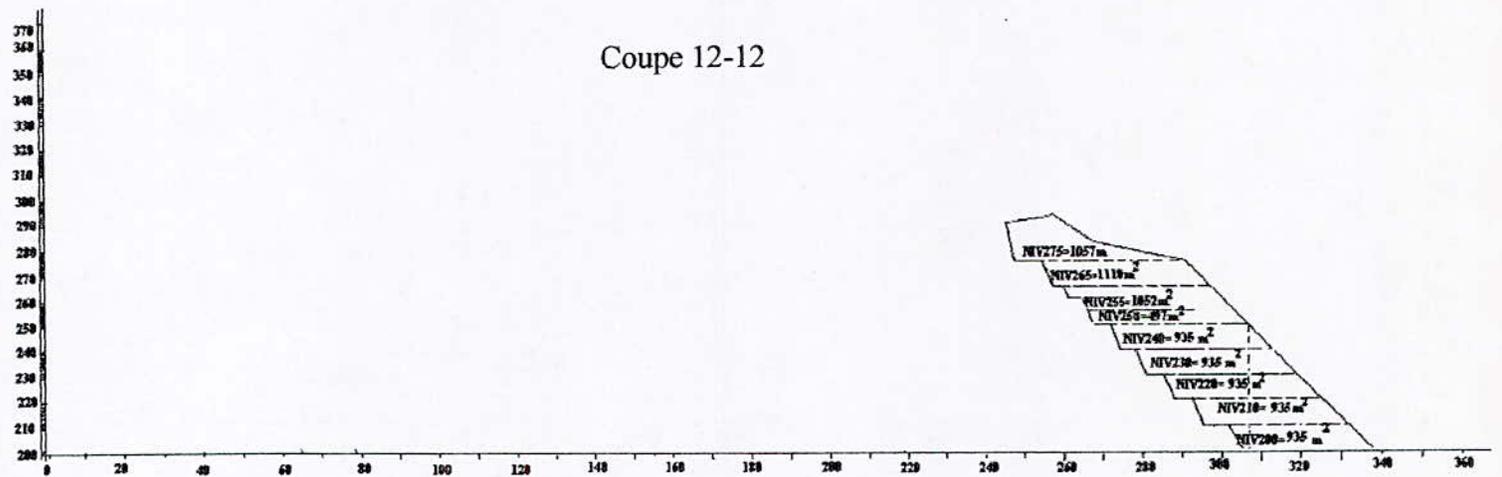
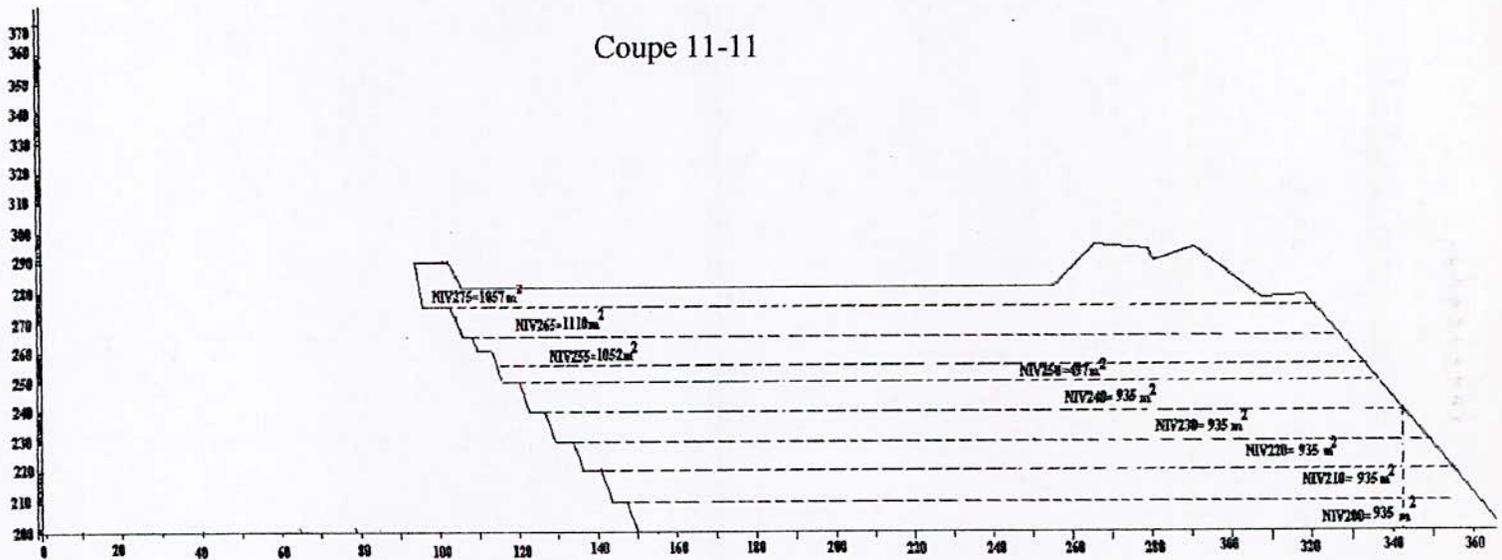
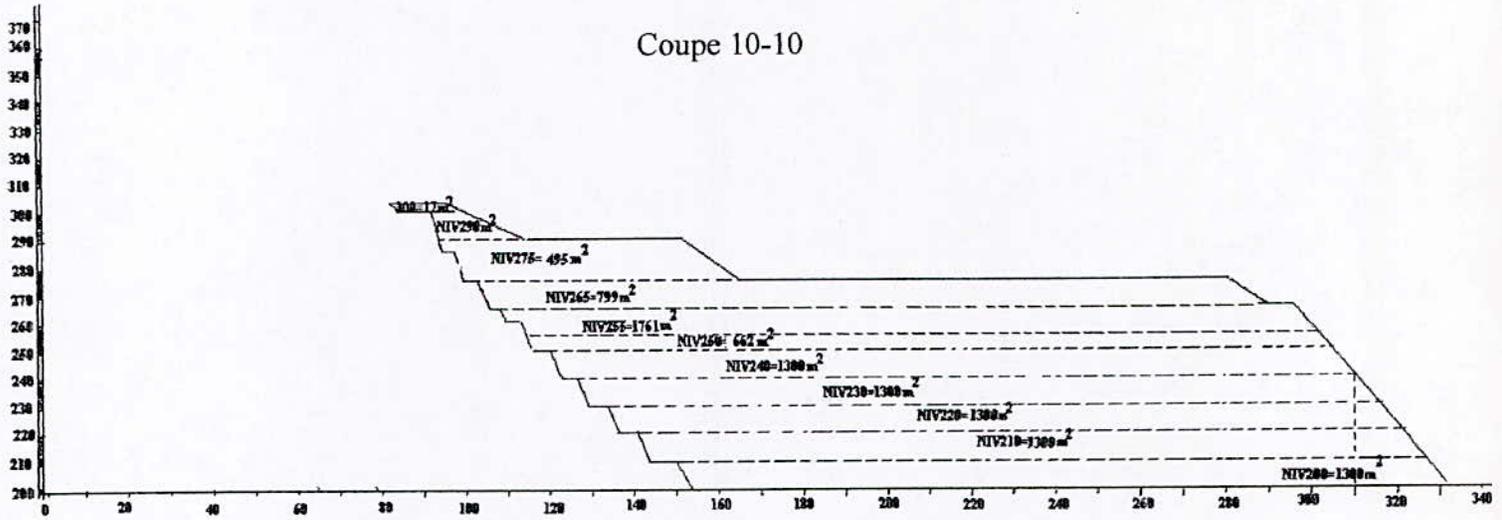
N° d'ordre	dimension des particules d'après les fractions en mm	poids en Kg	nombre d'échantillons	vitesse de rotation (tr/mn).	perte du poids en %
1	50 - 37.5	10	12	1000	32.10
2	37.5 - 25	10	12	1000	34.55
3	25 - 12.5	5	11	500	27.14
4	12.5 - 9.5	5	9	500	25.38
5	9.5 - 3.15	5	8	500	23.28

Annexe 2 : les coupes géologiques pour le calcul des réserves.



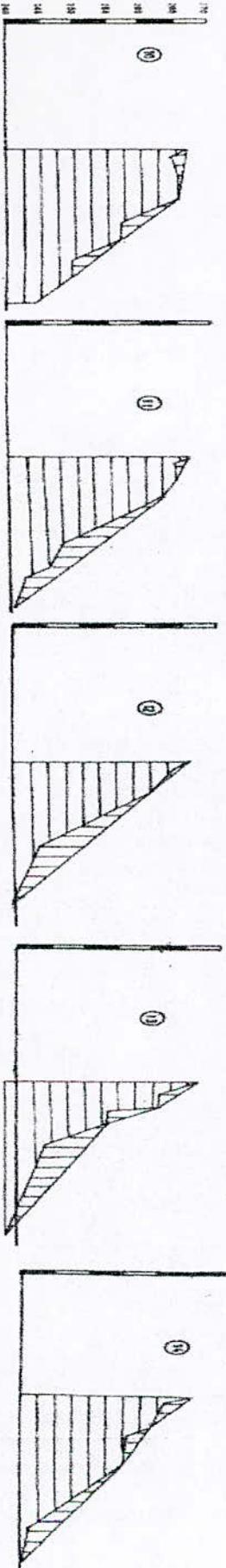
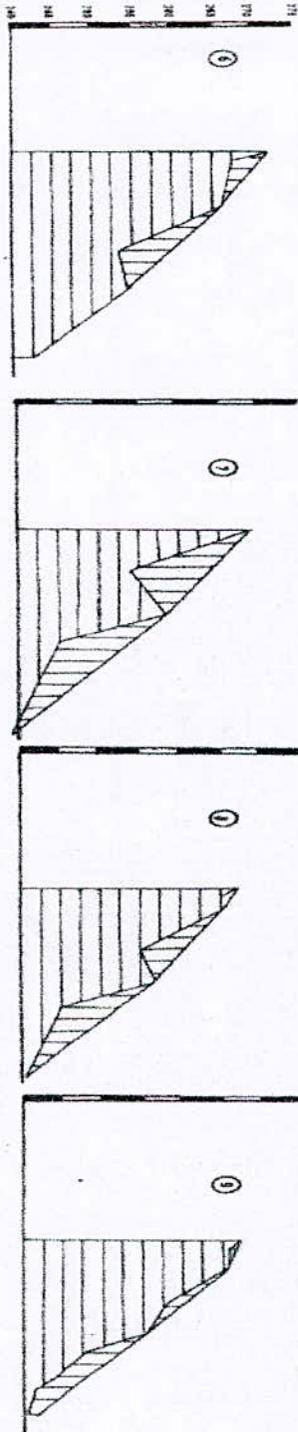
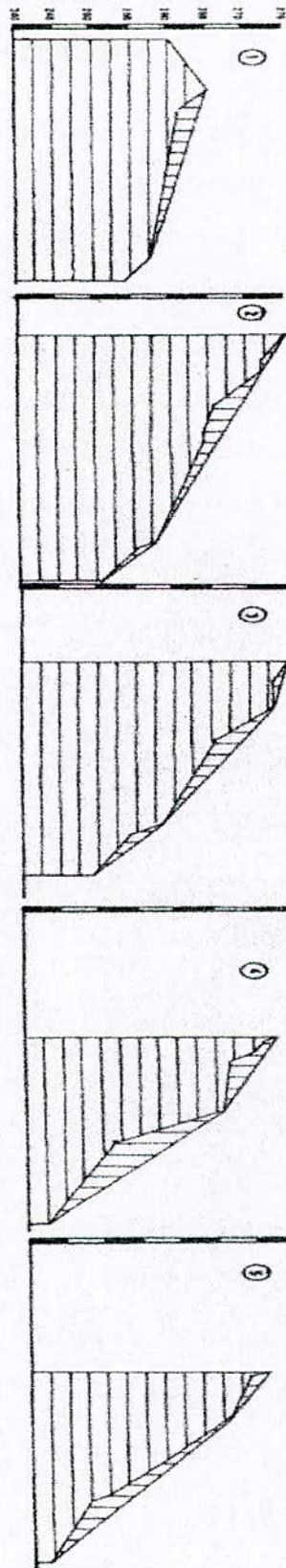






**ADRAR OUFERNOU . BEJAJIA**

**CALCULS DES VOLUMES DE LA DECOUVERTURE (TRAVAUX PREPARATOIRES)**



1. Calcul des volumes extraits de la découverte

Total Volume Extraire = 54 799 m<sup>3</sup>

2. Calcul des volumes restitués de la découverte

Total Volume = 302 845 m<sup>3</sup>

**Annexe 3 : L'amorçage (15)****1- Cordeaux détonants.**

Les cordeaux détonants sont constitués par une charge linéaire d'un explosif puissant, en général de la penthrite, enrobée dans différentes enveloppes textiles et dans une ou plusieurs couches de protection en matière plastique. Ils sont caractérisés par leur charge linéique ou grammage, exprimée en grammes d'explosifs par mètre linéaire de cordeau.

Les cordeaux détonants à faible grammage (= 20 g/m) sont utilisés pour l'amorçage des charges explosives dans les trous de mine. Le cordeau détonant est fixé sur une ou plusieurs cartouches. Les cordeaux détonants à fort grammage (jusqu'à 100 g/m) sont utilisés directement comme charge explosive dans certaines applications particulières (tirs de démolition, pré découpages...).

**1-1 - Caractéristiques techniques des cordeaux détonants :**

Les caractéristiques techniques sont définies à la suite notamment d'épreuves :

**a - Résistance mécanique à la traction :**

L'épreuve s'applique aux cordeaux détonants souples chargés de penthrite, de charge linéaire inférieure à 40 g/m. Un brin de cordeau est soumis à une traction avec une certaine force, pendant un temps donné. On observe si le brin vient à rompre et, en l'absence de rupture, s'il est toujours capable de détoner.

**b- Résistance aux chocs :**

Il s'agit d'une sensibilité aux chocs du mouton de 30 kg. L'épreuve s'applique aux cordeaux détonants souples, à charge de penthrite comprise entre 3 g/m et 100 g/m. On effectue une série d'essais où un mouton de 30 kg tombe verticalement sur un brin de cordeau détonant à éprouver d'une longueur de (150  $\pm$  1) mm, disposé sur une enclume. D'un essai à l'autre la hauteur de chute varie de 0,5 à 4 m. On note s'il se produit une explosion au cours de l'essai. On effectue alors l'évaluation de l'énergie de choc à partir de la hauteur limite n'entraînant pas l'explosion.

**c- Résistance à l'abrasion :**

L'épreuve s'applique aux cordeaux détonants souples dont la gaine extérieure est en matière plastique. Cette épreuve est également pratiquée pour les TCOC (tubes conducteur d'onde de choc -cf. V-2). On apprécie la résistance à l'ébrasions de ces dispositifs en déterminant le

temps nécessaire pour user la ou les gaines extérieures d'un brin de cordeau détonant à l'aide d'un frottoir abrasif mobile, dans les conditions expérimentales données.

#### d- Vitesse de détonation :

On mesure le temps que met l'onde de détonation pour parcourir une longueur connue supérieure à 450 mm dans un brin de cordeau à examiner. On en déduit la vitesse de détonation du cordeau.

## 2- Les détonateurs électriques :

Les détonateurs électriques sont constitués par un embouti métallique, le plus souvent en aluminium, de quelques millimètres de diamètre et de quelques dizaines de millimètres de longueur. La longueur est fonction du retard.

A l'intérieur, un système électrique appelé « tête d'amorce » est constitué par :

- « la perle d'allumage » munie d'un dispositif destiné à la protection de la tête contre les décharges d'origine électrostatique,
- deux fils électriques reliés au filament de la perle d'allumage, traversant un bouchon de matière plastique destiné à isoler le détonateur contre l'humidité, amène le courant électrique d'initiation.

Par ailleurs, un système pyrotechnique permet la transformation en détonation de l'énergie calorifique délivrée par la tête d'amorce. Ce système est constitué d'un explosif primaire, en général, l'azoture de plomb, et d'un explosif secondaire, en général de la penthrite.

Quelquefois, intercalée entre l'explosif primaire et le système électrique, une poudre pyrotechnique retardatrice génère un délai de retard.

Dans la plupart des cas, les détonateurs sont introduits dans les cartouches amorces d'explosifs puis mis en place dans les trous de mine. Ils sont reliés en série pour constituer les lignes de tirs et sont connectés à l'appareil de mise à feu.

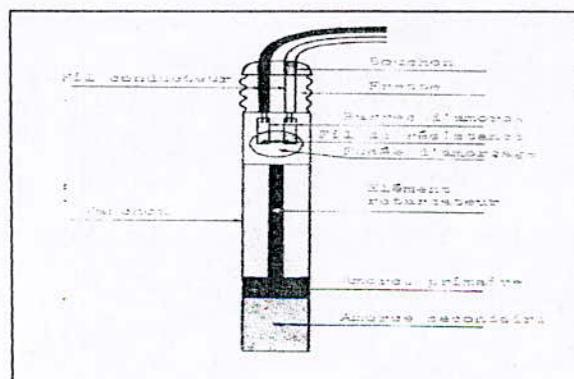


Figure 1 : détonateur électrique.

## 2-1 – Les caractéristiques techniques des détonateurs électriques.

Les caractéristiques techniques sont définies à partir d'épreuves :

### a- Résistance des fils d'amorce à l'abrasion :

L'épreuve s'applique aux détonateurs électriques équipés de fils conducteurs souples. On apprécie la résistance à l'abrasion en déterminant le temps nécessaire pour user jusqu'à dénudation du conducteur la gaine de matière isolante d'un fil d'amorce fixe à l'aide d'un frottoir abrasif mobile dans des conditions expérimentales données.

Une tension témoin d'usure de 6V est appliquée entre l'âme du conducteur et le disque métallique support du frottoir.

### b- Sensibilité aux chocs.

On vérifie qu'une boîte de détonateurs peut tomber en chute libre d'une hauteur de 1,20 m sur un sol dur sans que les détonateurs ne soient détériorés.

### c- Sensibilité électrique des amorces.

On effectue des essais de mise à feu des amorces par courant électrique, continu, d'intensité 4A, 500 mA ou 180 mA. Suivant les résultats obtenus, on qualifie la sensibilité à l'amorce en les classant dans l'un des types « haute intensité », « moyenne intensité », « basse intensité » ou en indiquant qu'il s'agit d'amorces de très forte sensibilité électrique.

### d- Sensibilité des amorces électriques aux décharges d'origine électrostatique.

Cette propriété est importante lors de l'utilisation de certaines méthodes (chargement pneumatique,...) ou de certains accessoires de tir (bourroirs, gaines plastiques,...).

L'épreuve comporte différentes variantes. Pour ces variantes appelées éprouver B1, B2, B3 ou C, il s'agit nécessairement de détonateurs dont l'étui est constitué par un métal ou un matériau conducteur de l'électricité.

Un condensateur chargé sous tension élevée est déchargé, soit entre les fils du détonateur (« pin to pin »), soit entre l'étui du détonateur et les fils réunis du détonateur (« pin to case »). La capacité du condensateur C et sa tension de charge U (voir tableau 1) peuvent prendre différentes valeurs.

Suivant les modalités d'essais retenues et les résultats obtenus, les détonateurs peuvent être rangés dans une des classes de sensibilité n° 0 à IV.

**3- Les détonateurs électroniques :**

Les détonateurs électroniques sont des dispositifs d'amorçage qui cumulent deux fonctions : celle d'un détonateur électrique instantané classique et celle d'un exploseur élémentaire matérialisé par un condensateur.

La décharge du condensateur contenu dans le détonateur est contrôlée par un circuit électronique alimenté lui aussi par un condensateur qui peut éventuellement, selon le fabricant, être le même que le précédent.

Ce circuit électronique contient en outre une horloge numérique qui permet d'affecter le retard au détonateur et de l'initier avec une précision de l'ordre de 1 ms.

Chacun des circuits électroniques est piloté par une console centrale qui permet de charger les condensateurs, de déterminer le retard et de déclencher la procédure de tir.

**Annexe 4 : (16)****Analyse des aspects de stabilité dans les exploitations à ciel ouvert :****1. Description des modes de rupture potentiels :**

Quatre (4) Modes de rupture importants peuvent se produire dans une exploitation à ciel ouvert. Il est fondamental lors de l'étude de stabilité de comprendre les mécanismes de ces modes de rupture et les conditions de leur occurrence afin de pouvoir mettre en œuvre un dimensionnement qui permet de les éviter.

**1.1 Rupture plane :**

Cette rupture se produit par glissement le long d'une discontinuité majeure (faille en particulier) ou d'une famille de fissures parallèle au talus et présentant une inclinaison défavorable dans le sens du talus.

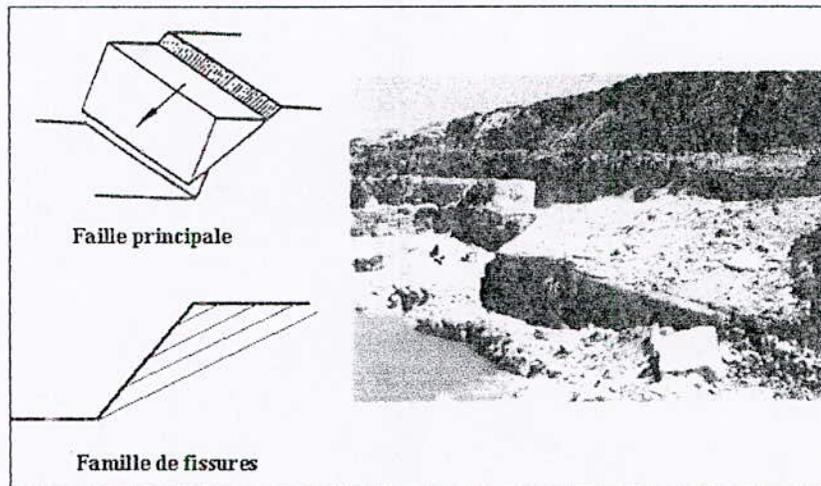


Figure 2 : Exemple de rupture plane dans une carrière à ciel ouvert de gypse par glissement de bancs le long d'une stratification défavorable (Mazan).

C'est l'un des modes de rupture le plus dangereux surtout lorsqu'il se produit le long d'une faille principale. Des volumes de roche importants peuvent être déplacés dans ce cas.

**1.2 Rupture circulaire :**

Cette rupture se produit dans un terrain homogène de faible résistance mécanique (faible cohésion). Le massif ne présentant pas de directions préférentielles de glissement, la rupture se fait par cisaillement du terrain le long d'une loupe de glissement (ligne circulaire).

Les terrains favorables à ce mode de rupture sont les sols, les remblais, les roches homogènes peu compétentes ainsi que les roches résistantes mais dont le niveau de fracturation leur confère des caractéristiques mécaniques en masse très faibles.

Ce mode de rupture est également très dangereux. Lorsque les conditions de stabilité ne sont pas satisfaites, des volumes de roche très élevés peuvent être déplacés.



Figure 3 : Exemples de rupture circulaire

### 1.3 Rupture de dièdres :

Cette rupture se produit lorsque le terrain est découpé par une fracturation principale caractérisée par plusieurs orientations. Conjuguées avec l'orientation du talus, les fissures forment des blocs qui se trouvent dégagés par les surfaces libres du talus (gradins, banquettes) et qui sous l'effet des forces mises en jeu se détachent et chutent.

Ce mode de rupture est moins dangereux que les deux précédents. Il se produit généralement à une plus petite échelle (1 ou 2 gradins), mais il peut causer des dommages importants.



Figure 4 : Exemples de rupture en dièdre

### 1.4 Rupture par basculement :

Ce mode de rupture est beaucoup plus rare que les 3 autres précédents. Il se produit lorsque le massif est découpé par une famille de fissures importante qui présente les caractéristiques suivantes :

- orientation parallèle au talus
- fort pendage

- écartement réduit entre les fissures, ce qui conduit à la formation de plaques de faible épaisseur.

La rupture se produit par décollement des plaques et leur basculement. On verrait ainsi une dégradation progressive des gradins qui pourrait conduire à l'instabilité du talus.



Figure 5 : Rupture par basculement

L'étude de stabilité et le dimensionnement d'une exploitation à ciel ouvert doivent être réalisés de manière à éviter tous les modes de rupture potentiels dans tous les talus de l'exploitation.

L'examen des conditions d'occurrence de chacun de ces 4 modes de rupture conduit aux conclusions suivantes :

- Ce sont les caractéristiques géotechniques du massif rocheux qui vont dicter le mode de rupture qui risquerait de se produire dans un talus donné (fissuration naturelle, résistance mécanique du terrain)
  - Sur 4 modes de rupture potentiels, 3 sont gouvernés par la fissuration naturelle. Ceci montre clairement l'importance du rôle des discontinuités dans la stabilité d'une exploitation à ciel ouvert.
  - L'ensemble des modes de rupture sont dus à des phénomènes de cisaillement : glissement le long des fissures (rupture plane, rupture de dièdres et rupture par basculement) ou cisaillement du terrain en l'absence de fissuration orientée (rupture circulaire).

A la lumière de ces conclusions, il devient évident que l'étude de stabilité d'une exploitation à ciel ouvert passe par une bonne caractérisation géotechnique du massif rocheux. Cette étape devrait permettre par la suite de diagnostiquer les modes de rupture potentiels au niveau de chaque talus en fonction de son orientation et de réaliser le dimensionnement adéquat pour éviter ces modes de rupture.

## 1.5 Caractérisation du massif rocheux

Les principales propriétés qui interviennent dans l'étude de stabilité d'une exploitation à ciel ouvert sont donc :

- les caractéristiques de résistance au cisaillement du terrain (roche ou sol) et des fissures naturelles.
- les orientations de ces fissures

### 1.5.1 Orientations des fissures :

L'orientation d'une discontinuité est définie par l'azimut et le pendage de son plan moyen. L'azimut est l'angle entre l'horizontale du plan et le nord magnétique dans le sens des aiguilles d'une montre. A la place de l'azimut, on utilise assez souvent la direction du pendage qui est l'angle entre la projection à l'horizontale de la normale du plan et le nord magnétique toujours dans le sens des aiguilles d'une montre. Entre l'azimut et la direction de pendage, il y a un angle de  $90^\circ$ .

Le pendage du plan est l'angle entre l'horizontale et la ligne de plus grande pente. Ces 2 paramètres sont mesurés au moyen d'une boussole et d'un inclinomètre (Fig. 6).

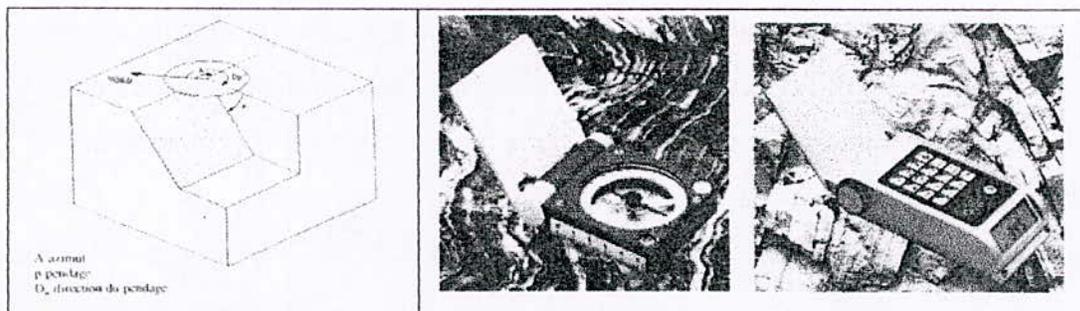


Figure 6 : Orientation d'une discontinuité et appareils de mesure

D'un point de vue pratique, la mesure des orientations des fissures dans un massif rocheux consiste à se définir un repère fixe par rapport à la zone concernée (gradin, galerie) et de relever les azimuts et pendages des fissures indiquées par leur trace sur la surface exposée (parement, toit, ...). On peut dans une caractérisation plus précise de la fissuration naturelle prendre compte d'autres paramètres.

Une fois le relevé effectué, plusieurs techniques peuvent être mises en œuvre pour identifier les orientations principales qui caractérisent la fissuration naturelle d'un massif rocheux. La méthode la plus répandue est celle de la projection stéréographique.

## 2- Principe du dimensionnement :

Le dimensionnement des talus dans une exploitation à ciel ouvert doit être effectué de manière à éviter tous les modes de rupture potentiels. Le calcul est différent dans chaque cas, mais le principe général reste le même. Pour illustrer ce principe, l'exemple de la rupture plane est traité ci-après.

### 2.1 Rupture plane :

Les données du problème sont illustrées par la figure 7. La profondeur ultime  $H$  de la fosse étant connue, il s'agit de définir l'angle général du talus  $\alpha_T$  pour assurer la sécurité. Le massif rocheux est découpé par une discontinuité principale parallèle au talus et ayant un pendage défavorable. A titre d'exemple, la discontinuité passe par le pied du talus.

La résistance au cisaillement de la discontinuité est donnée

Par le critère de Coulomb :  $\tau_p = C + \sigma_n \operatorname{tg}(\phi)$ , une cohésion  $C$  est prise en compte dans ce cas (on verra plus loin le cas où  $C=0$ ).

Avec cette hypothèse, le cas de la rupture par loupe de glissement se traite de la même façon, mais les équations deviennent un peu plus compliquées puisque la ligne de rupture n'est plus rectiligne mais circulaire.

L'étude de stabilité se ramène à l'établissement des équations d'équilibre le long de la ligne de glissement AC. La division des efforts par la surface cisailée en considérant une tranche unitaire conduit aux contraintes. Il y a cisaillement et glissement lorsque la contrainte active dépasse la résistance au cisaillement.

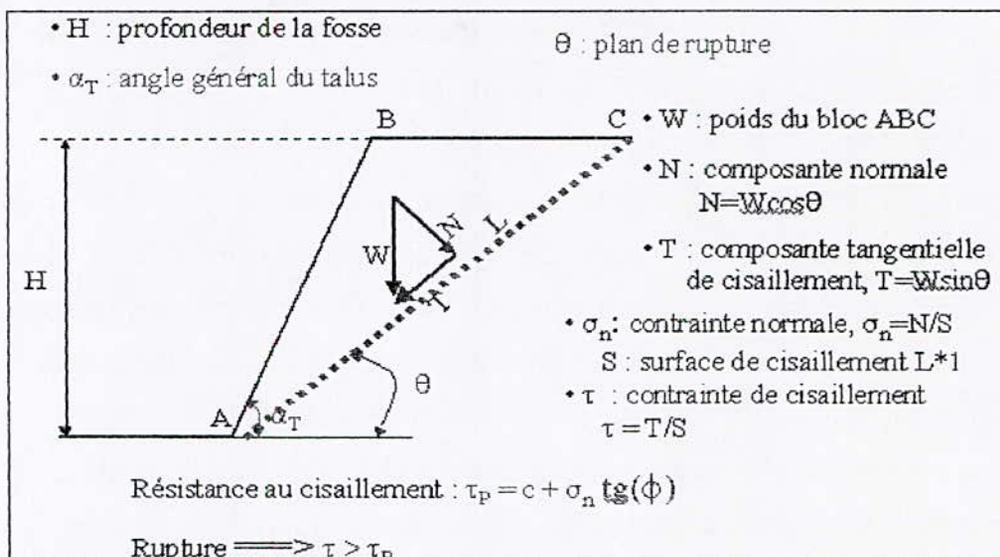


Figure 7 : Equations d'équilibre le long de la discontinuité

## 2.2 Facteur de sécurité :

Le facteur de sécurité est défini comme étant le rapport entre les forces de résistance et les forces actives :

$$F_s = \frac{\sum_1^n \text{Forces de résistance}}{\sum_1^n \text{Forces actives}}$$

Appliqué à ce cas, l'expression du facteur de sécurité devient :

$$F_s = \frac{\tau_p}{\tau} = \frac{c + \sigma \operatorname{tg}(\phi)}{\tau} > 1$$

Pour assurer l'équilibre, ce facteur doit être supérieur à 1. Dans le cas du dimensionnement des talus (stabilité générale), un facteur de 1.5 est souvent utilisé.

Si on remplace les différents paramètres du facteur de sécurité par leur valeur, on aboutit à :

$$F_s = \frac{\operatorname{tg} \phi}{\operatorname{tg} \theta} + \frac{2c}{\gamma H \sin^2 \theta \left( \frac{1}{\operatorname{tg} \theta} - \frac{1}{\operatorname{tg} \alpha_T} \right)}$$

Soit une composante qui dépend de l'angle de frottement  $M$  et une composante qui dépend de la cohésion.

On peut facilement établir des graphes pour étudier l'influence des caractéristiques du terrain (cohésion  $C$ , angle de frottement  $M$  et poids volumique ( $\gamma$ ) et des caractéristiques du talus (profondeur  $H$  et angle général  $\alpha_T$ ) sur le facteur de sécurité.

En pratique, on fait le calcul inverse, le facteur de sécurité est fixé et on recherche l'angle du talus pour obtenir ce facteur.

Il est très facile de constater que lorsque la cohésion est nulle (cas de la discontinuité), les conditions de stabilité se simplifient considérablement et le critère se ramène à une comparaison entre l'angle de frottement  $M$  et l'inclinaison de la discontinuité 2 (Fig. 8).

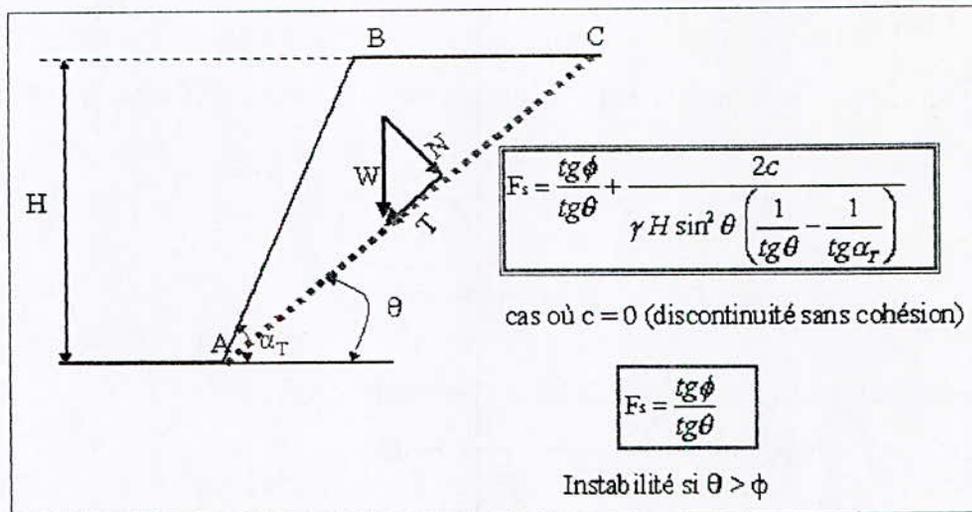


Figure 8 : Conditions de stabilité lorsque C=0 (discontinuité)

### 2.3- Influence de l'eau

L'eau joue un rôle primordial dans la stabilité d'une exploitation à ciel ouvert. En effet, l'eau intervient à 3 niveaux différents :

- En général, l'eau réduit la résistance au cisaillement de la roche (réduction de la cohésion C et de l'angle de frottement  $\phi$ ). Certaines roches sont beaucoup plus sensibles à l'eau que d'autres (argiles, schistes, ...)
- En l'absence d'écoulement, l'eau induit des pressions interstitielles qui modifient les conditions de stabilité
- lorsqu'il y a écoulement, l'eau induit une force active qui réduit considérablement le facteur de sécurité.

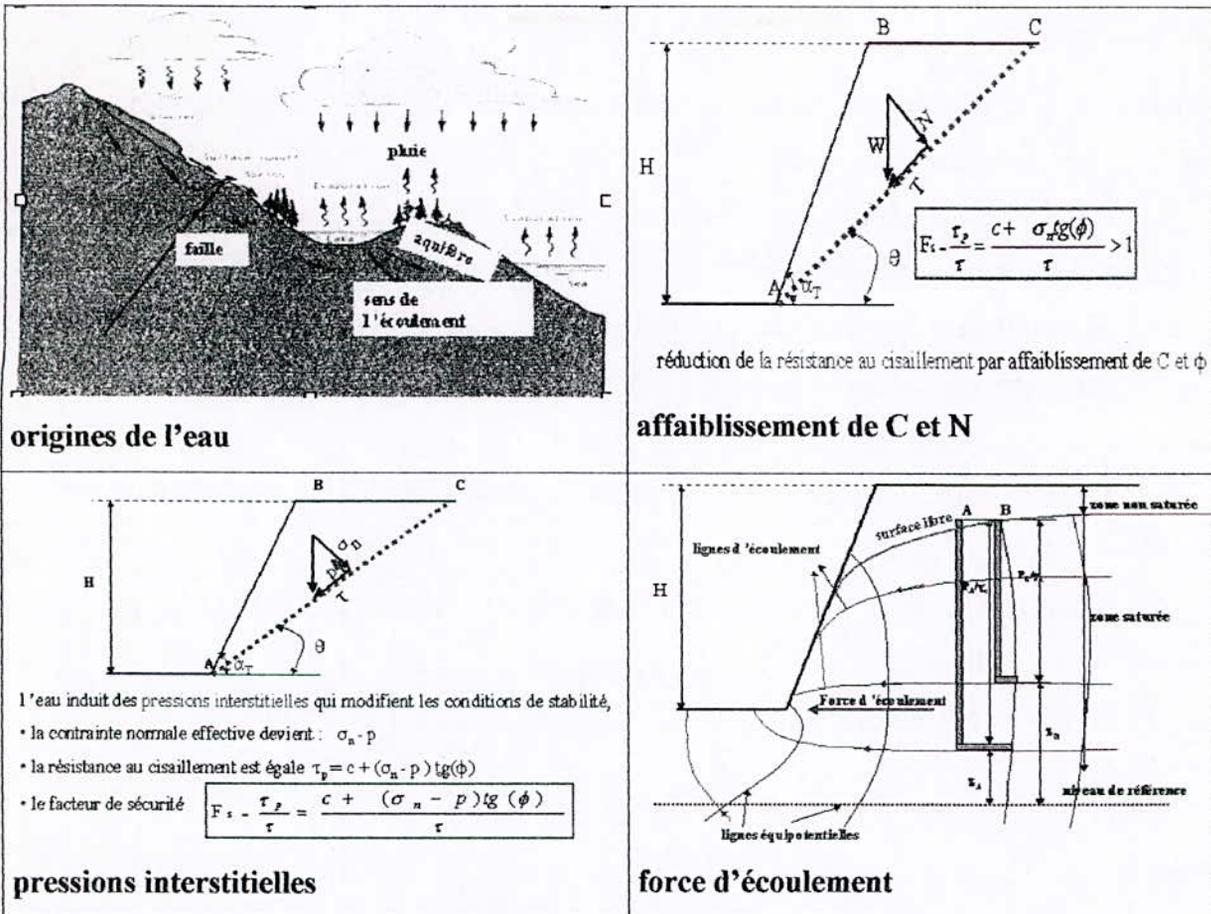


Figure 9 : Influence de l'eau sur la stabilité d'un talus

A titre d'illustration, la figure 10 montre un exemple simple du glissement d'un bloc cubique unitaire complètement submergé. Toujours pour simplifier le problème, le sens d'écoulement est considéré dans la même direction que la discontinuité séparant le bloc du terrain.

Sans écoulement d'eau, le facteur de sécurité est égal à :  $F_s = \frac{tg(\Phi)}{tg(\theta)}$

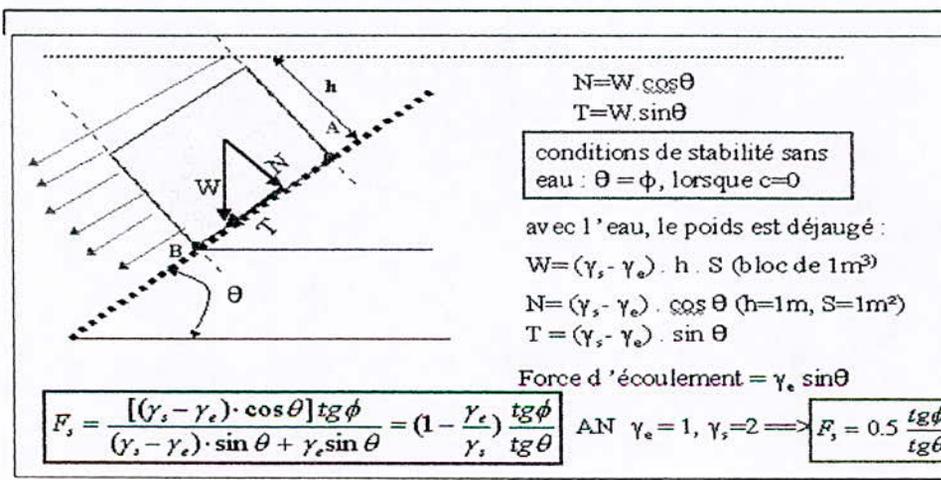


Figure 10 : Conditions de stabilité avec écoulement d'eau

### 3. Conclusions

On retiendra de cette brève présentation des aspects de stabilité dans les exploitations à ciel ouvert les points marquants suivants :

- La stabilité dans une exploitation à ciel ouvert dépend du mode de rupture potentiel
- Le mode de rupture dans un terrain dépend de ses caractéristiques géotechniques (résistance au cisaillement, orientations des fissures)
  - Les caractéristiques dans une exploitation à ciel ouvert changent d'un talus à un autre et également au sein du même talus
  - Le dimensionnement doit être réalisé de manière à éviter tous les modes de rupture possibles
  - La stabilité est gouvernée avant tout par l'angle général qui doit être défini pour la profondeur ultime de la fosse
  - L'eau joue un rôle considérable dans la stabilité d'une exploitation à ciel ouvert.

# Bibliographie

## Bibliographie

- 1) KERIMOV, « Rapport concernant les travaux de recherches et de prospection exécutés sur le gisement de calcaire Adrar Oufarnou, Wilaya de Bejaia » en 1974-1977.
- 2) Duplan- L, « monographies régionales, la région de Bougie, congrès géologique international ». Alger 1952.
- 3) ALGRAN, « plan d'exploitation 2004 ».
- 4) RMAN-J, « Essai de paléogéographie du lias moyen en Berbérie ». 1948.
- 5) SEMROUD-B, « caractéristiques petrologique des laves miocènes de la région de Bejaia ».
- 6) FLEURISON-J-A, « influence des structures géologique sur les problèmes liés à l'exploitation », Industrie minéral, mine et carrière 1997.
- 7) BONDARENKO-Y, « préparation et découpage des gisement à l'exploitation » ANNABA, 1984.
- 8) TCHOURADZE- T, «Exploitation des mines ».ANNABA, 1985.
- 9) STEPANOV-V, « Exploitation des gisements des minéraux utiles ».ANNABA, 1979.
- 10) MARGARET- ARMSTRONG, « Géostatistique linière application au domaine miniers ».
- 11) KOVALENKO- V, « Exploitation des carrières ».OPU, 1986.
- 12) KURT-HERRMANN, « Précis de forage des roches ». DUNOD, 1971.
- 13) T-SERRADJ, « les nouvelles techniques d'exploitation des carrières »,2003.
- 14) ENOF, « plan d'exploitation 2000, unité djebel Gustar Sétif »,2000.
- 15) MICHEL DUCHENE, « Abattage à l'explosif », Ecole des mines de paris, 2004.
- 16) MICHEL DUCHENE, « Analyse des aspects de stabilité dans les exploitation à ciel ouvert », Ecole des mines de paris, 2004.
- 17) FAOUZI-H, « Caractérisations d'un massif rocheux ». Ecole des mines de paris, 2004.
- 18) M-Aguid-B-A « cours d'exploitation des mines », ENP, 2005.
- 19) MERABET-V, STEPANOV, « principes de l'élaboration du projet des mines à ciel ouvert », OPU, 1989.
- 20) « Mémento des mines et carrières », 1974, 1977, 1978, 79...
- 21) MERCIERS-M, « technologie des granulats », Canada, 1983.
- 22) ALAIN- BLANCHIER, «L'amorçage en fond de trou en minage à ciel ouvert », Industrie minéral, mine et carrière, 1983.

- 23) MERAUD-H, « les différents paramètres de la qualité du tir », Industrie minéral, mine et carrière, 1989.
- 24) G, DE LA RUPELLE, « Moyens modernes de forage et amélioration des tirs en carrières », Industrie minéral, mine et carrière, 1989.
- 25) KHERBACHI-H, MERABET-D, « Amélioration de la qualité de fragmentation des roches fissurées, lors de l'abattage à l'explosif dans les mines à ciel ouvert », OPU, 1997
- 26) BOUSSAGEON-B, F-X, « l'exploitation des carrières ». 1996.
- 27) TOMAKOV-P, NAOUMOV-I, « technologie, mécanisation et organisation des travaux miniers à ciel ouvert », NEDRA, 1986.
- 28) JOSEPH-BOLFA, « Etude des gîtes métallifères de la Kabylie »,
- 29) BLANC-E, C, « la mécanisation dans les carrières et les mines », 1957.
- 30) CAMBEFORT-M-H, « forage et sondage ».
- 31) COSTES, « matériels d'extraction et de préparation des minéraux ».
- 32) OMRACI-k « Exploitation de la carrière de granulas d'el -Madene », PFE, 1991.
- 33) DJATOUF -S « Réorientation de l'exploitation de la carrière de Ain- Touta », PFE, 1992.