

وزارة التعليم العالي و البحث العلمي

BADJI MOKHTAR ANNABA UNIVERSITY  
UNIVERSITE BADJI MOKHTAR ANNABA



جامعة باجي مختار - عنابة

Faculté des sciences de la terre  
Département des Mines

## THESE

Présenté par **B O U D I A F M O H A M E D**

En vue de l'obtention du diplôme de Doctorat

Option : Exploitation et Valorisation des Ressources Minérales

### Titre

**Influence des propriétés de la masse rocheuse  
et des roches intactes sur l'excavation**

*Soutenu le .... / .... / ...*

**Devant le Jury composé de :**

Président Pr . A .Hafsaoui Pr . Université Badji Mokhtar - Annaba

Rapporteur : Dr. M.C.Djouama MC « A » Université Badji Mokhtar -Annaba

Examineurs :

Dr. EB. Hannachi MC « A » Université Badji Mokhtar – Annaba

Pr. M.Baali Pr . Université Larbi Tebessi – Tebessa

Pr. A. Boumezbeur Pr Université Larbi Tebessi - Tebessa

# Remerciement

Avant tout je remercie Dieu, Le Tout Puissant de m'avoir donné la force et la foi et de m'avoir guidé à arriver à ce stade-là.

Au terme de ce travail, je tiens à remercier chaleureusement mon directeur de thèse Dr. **M. C. DJOUAMA** pour la qualité de son encadrement, pour ses nombreux conseils et sa disponibilité. Je le remercie pour sa confiance et son soutien sans faille tout au long de ce travail qu'il trouve ici toute ma reconnaissance et ma gratitude.

Je veux aussi rendre un solide hommage à mon Co-encadreur de thèse, Pr. K. TALHI, pour avoir mis en place le cadre de ce travail de recherche, pour son encadrement, sa patience, et aussi pour une confiance et un soutien moral dont il ne m'a jamais privé dans ces moments où j'en ai eu le plus besoin.

Je remercie vivement Pr. **A. HAFSAOUI** pour l'honneur qu'il me fait en acceptant de présider le jury de soutenance de ma thèse de doctorat.

Je remercie vivement Dr. **E. B. HANNACHI** pour son aide à la réalisation de ce travail et pour ses précieux conseils.

J'exprime ma gratitude au **Pr. M. BAALI de l'université Larbi Tébessi - Tébessa** d'avoir accepté d'être membre du jury de soutenance de ma thèse de doctorat.

J'exprime ma gratitude aussi au **Pr. A. Boumezbeur de l'université Larbi Tébessi - Tébessa** d'avoir accepté, lui aussi, d'être membre du jury de soutenance de ma thèse de doctorat.

Je témoigne aussi toute ma gratitude à ceux qui m'ont apporté leur aide, pour leur sympathie et leur compétence mais aussi pour les moyens mis à ma disposition pour achever ce travail.

*A la mémoire de mon père*  
*A la mémoire de mon grand père*  
*A la mémoire de mon frère RABAH*  
*A la mémoire de mon beau père*

# DEDICACE

Je dédie cette thèse

- A ma femme pour sa patience, son aide et ses encouragements tout au long de la réalisation de ce travail et dans la vie qu'elle trouve ici un gage de ma tendresse et mon indéfectible attachement.
  
- A mes enfants RABAH et AMINA avec tout mon amour.
  
- A la mémoire de mon père qui m'a guidé depuis mon enfance par ses conseils et ses sacrifices vers le bon chemin et la réussite et qui aurait été comblé de bonheur s'il était de ce monde que dieu l'abrite dans son immense paradis.
  
- A ma mère pour sa tendresse et sa vaillance sur moi et sur ma réussite et qui continue à me servir d'exemple. Qu'elle trouve ici ma profonde reconnaissance.
  
- A la mémoire de mon grand père pour sa bonté et sa générosité.
  
- A ma grand-mère pour ses encouragements et sa profonde affection.

- A la mémoire de mon frère RABAH qu'il reste toujours présent dans mes pensées.
- Ames frères : AISSA, IDRIS, BRAHIM et OUSSAMA.
- A mes sœurs : ZHAIRA, AMEL, WASSILA, DALILA et FADILA.
- A ma belle sœur SAMIRA et mon neveu ABDERAHMANE SAJIDA HOCINE, kacem.
- A mes beaux parents.
- A mes beaux frères.
- A mes belles-sœurs et leurs époux.
- A toute ma famille et à tous ceux que j'aime.
- A mes collègues de l'université de Skikda
- A l'équipe pédagogique du département d'électromécanique de l'université de SKIKDA en particulier M<sup>r</sup> I.RAHAI et Dr F. M. OUDINA.
- Pr LYESSE LALOUI, Chaire de mécanique des sols, géo-ingénierie et CO2 séquestration Directeur de programme doctoral Lausanne, suisse
- Au personnel de :

Carrière HADJAR SOUD.  
 Carrière EL GHEDIR.  
 Carrière de marbre FILFILA.

Laboratoire CETIM BOUMERDES.  
 EPFL LMR Lausanne Suisse.

## Résumé

L'efficacité opérationnelle et la performance des machines d'excavation exigent la préparation à l'excavation par la méthode de rippage ou travaux de foration et tir dans les roches dures et les masses rocheuses abrasives. Le type de l'énergie appliquée pour fragmenter la roche et la rendre convenable pour le travail des machines d'excavation fait la différence essentielle entre le tir et le rippage comme un moyen de préparation.

Les méthodes de tir utilisent l'énergie explosive alors que le rippage utilise l'énergie mécanique produite par un bulldozer et transmis au massif à travers un ripper.

Bien que la méthode mécanique s'appuie sur la vitesse sismique cette dernière n'est cependant pas le seul paramètre pour une estimation totale de la rippabilité de la roche. La décision concernant la rippabilité de la roche devrait être basée sur une large compréhension des propriétés physiques et mécaniques des matériaux faisant l'objet principal de ce travail.

La décision finale se fera en incluant les paramètres des coûts relatifs. Cependant l'objectif principal de ce travail reste l'évaluation par plusieurs paramètres contrôlant la performance du ripper par rapport à la qualité de la roche qui permet de suggérer une nouvelle approche pour l'estimation de la rippabilité.

Comme site d'application nous avons choisi la carrière Hadjar Essoud.

### Mots-clés:

Rippabilité de la roche; réfraction sismique; performance du ripper; discontinuités de la masse rocheuse.

## **Abstract**

Ground preparation by ripping or blasting in hard rock and abrasive rock masses is desirable to improve the operational efficiency and performance of excavation machinery. The essential difference between using blasting or ripping as a means of ground preparation is the method of applying energy to break the ground thus making it suitable for handling by excavating machines. Blasting methods use explosive energy whereas ripping operations utilize mechanical energy generated by a bulldozer and transmitted to the ground through a ripper.

In the assessment of the rippability of rock, the single value of the seismic velocity can be shown to be a misleading parameter. The decision regarding rock rippability should be based on a better understanding of the material's physical and mechanical properties. The decision will also include the decision of relative costs. The method of assessment for rock rippability used by the author is based on the physical and mechanical properties of rocks, laboratory index testing methods and in situ seismic refraction velocity techniques. The main objective of this work is to evaluate various parameters which control ripper performance in relation to rock quality and to suggest a new approach for the assessment of rippability using a simplified rating chart. This approach is illustrated with Hadjar quarry.

### **Keywords:**

Rock rippability; seismic refraction; ripper performance; discontinuities in rock mass.

## ملخص

إن إعداد الأرض بواسطة الجرف أو التفجير في الصخور الصلبة والكتل الصخرية الكاشطة أمر مرغوب فيه لتحسين الكفاءة التشغيلية والأداء من آلات الحفر. الفارق الجوهرى بين استخدام التفجير أو الجرف كوسيلة لإعداد الأرض هو طريقة استعمال الطاقة للتكسير مما يجعلها مناسبة للمعالجة بواسطة آلات الحفر.

طريقة التفجير تستخدم الطاقة المتفجرة في حين عمليات الجرف تمكن من الاستفادة من الطاقة الميكانيكية التي تولدها جرافة وتنقل إلى الأرض من خلال الجرافة عند تقييم قابلية الجرف في الصخور يمكن أن تظهر قيمة السرعة السيزمية لوحدها ميزة مفضلة وينبغي أن يستند قرار قابلية جرف الصخور على الفهم الأفضل للخصائص الفيزيائية والميكانيكية للمواد. ويشمل القرار أيضا قرار التكاليف النسبية. ويستند أسلوب التقييم لقابلية جرف الصخور الذي استخدمه المؤلف على الخصائص الفيزيائية والميكانيكية للصخور، ومؤشر الفحوصات المخبرية والموقعية و تقنيات سرعة الانكسار الزلزالية. والهدف الرئيسي من هذا العمل هو لتقييم الخصائص المختلفة التي تتحكم في الأداء الخارق للجرافة فيما يتعلق بنوعية الصخور واقتراح منهاج جديد لتقييم قابلية الجرف باستخدام التصنيف المبسط. ويتضح هذا الأسلوب في محجره حجار السود

**الكلمات الرئيسية:** تصدع, سرعة السيزمية ، قابلية الجرف ، اداء الجرافة

# Sommaire

Liste des figures  
Liste des tableaux  
Abréviations  
Résumé  
Abstract  
ملخص

Introduction générale

05

1. Etude bibliographique

07

1.1. Techniques d'excavation des massifs rocheux

07

1.2. Techniques empiriques

10

1.3. But, problèmes à résoudre, méthode de recherche utilisée

23

2. Equipements d'excavation minière

23

2. 1 Les excavateurs	23
2. 1.1. Généralités	23
2. 2. Développement historique	23
2. 2.1. La roue-pelle	23
2. 2.2. Excavateur à chaîne de havage	24
2. 2.3. 120-HR Jeffrey Heliminer	25
2. 2.4. Machine d'attaque ponctuelle Anderson Strathclyde RH25	26
2. 2.5. Machine Paurat twin-boom heading - Model PTF70	28
2. 2.6. Machine Robbins Mobile Miner	29
2.7. Surface Miner	30
2.7.1. Historique de la technologie des Surfaces Miners	33
2.2.8. Bulldozer	33
2.2.8.1. Utilisation	33
2.2.8.2. Productivité	33
2.2.8.3. Quelques Chiffres	34
3. Etude des rippers	35
3.1. Définition du rippage	35
3.2. condition d'application	35
3.3. Classification des rippers	35
3.3.1. Mécanisme de rupture des roches au moyen du ripper à une dent	35
3.3.1.1. Paramètres de travail du ripper	37
3.3.1 .2. Effort de traction du ripper	38
3.3.1.3. Schémas et paramètres du ripage mécanique	39
3.4. Etude de la rippabilité des roches en carrière.	39
3.4.1. Etude des rippers	40
3.4.2. Détermination de l'approfondissement du ripper dans le massif	40
3.5. Elaboration des schémas technologiques d'exploitation	41
3.5.1. Schémas technologiques de ripage	42
3.5.2. Calcul des paramètres du ripage	43
3.6. Propriété Des Roches	46
3.6.1. Propriétés physiques, mécaniques et acoustiques des roches	46
3.6.1.1. Propriétés physiques	46
3.6.1.2. Etude des propriétés des roches en relation avec leur rippabilité	47
3.6.1.3. Résistance de la roche	47
3.6.2. Fissuration des massifs et ses paramètres	48
3.7. Appréciation du massif rocheux par les méthodes séismo-acoustiques	49
4. Etude de la masse rocheuse comme matériau	53
4.1. Introduction	53
4.2. Morphologie	53
4.2.1 Continuité ou persistance	53
4.2.2. Etat de surface	54
4.2.3. Degré d'ouverture	54
4.2.4. Etat de remplissage	55
4.2.5. Espacement	55
4.3. Classification	56
4.3.1. Discontinuité plane	56
4.3.2. Les discontinuités rugueuses	57
4.3.2.1. Indentation est régulière	57
4.3.2.2. Indentation est irrégulière	58
4.4. Comportement mécanique des discontinuités	59
4.4.1. Introduction	59
4.4.2. Comportement au cisaillement	60
4.4.2.1. Généralités	60
4.4.2.2. Comportement des discontinuités naturelles	60
4.4.2.2.1. Influence de la rugosité et de l'imbrication	60
4.4.2.2.2. Influence de l'eau interstitielle	60
4.4.2.2.3. Influence du matériau de remplissage	62

4.4.2.2.4. Influence de l'altération	64
4.4.2.2.5. Influence de la contrainte normale – dilatance	65
4.5. Conclusion	65
5. Travail expérimental	66
5.1. Introduction	67
5.2 Description et technique d'exploitation du la carrière du Hadjar soud	67
5.2.1. Conditions géologiques et minières	67
5.2.2. Caractéristiques qualitatives de la matière première	68
5.2.3. Réserves géologiques et de couverture	68
5.2.4. Production et régime de fonctionnement de la carrière	69
5.2.5. Travaux de forage et de tir	69
5.2.6. Débitage secondaire des gros blocs	71
5.2.7. Schéma technologique des processus d'exploitation	73
5.3. Description des essais au laboratoire	73
5.3.1. Introduction	74
5.3.2. Résistance à Compression uniaxiale	74
5.3.3. Résistance à la traction	74
5.3.3.1. Essai Brésilien	75
5.3.3.1.1. Introduction et théorie	75
5.3.3.1.2. Techniques de préparation des éprouvettes	75
5.3.3.1.3. Spécifications et Tolérances pour la Géométrie de L'éprouvette	77
5.3.3.1.4. Procédure d'essai	77
5.3.3.1.5. Résultats typiques	77
5.3.4. Essais triaxiaux	78
5.3.5 Abrasivité LCPC	78
5.3.6. Calcul de la porosité	79
5.3.7. Vitesse sismique	80
5.3.7.1 Vitesse sismique in-situ	80
5.3.7.2. Méthodes sismiques	80
5.3.7.2.1. Etablissement d'une carte de rippabilité des carrières de calcaire	81
5.3.7.2.2. Description du sismographe à réfraction	81
5.3.7.2.3. Principe de fonctionnement du sismographe à réfraction	82
5.3.8. Interprétation des courbes de la compression uniaxiale (Annexe)	84
5.3.9. Interprétation des résultats mécaniques	86
Conclusion générale	91
Bibliographie	92
Annexe	94
	101



Figure 1.1. Estimation de la production du ripper en fonction de la vitesse sismique

Figure 1.2. Classification de résistance

Figure 1.3. Domaines d'utilisation des machines en fonction de la résistance à la compression

Figure 1.4. Techniques d'excavation en fonction des indices de qualité RMR

Figure 1.5. Classification des tracteurs à chenille en fonction de leurs poids et de leurs puissances

Figure 1.6. Choix des méthodes d'abattage

Figure 2.1. Schéma de la roue pelle (Durst & Vogt, 1988)

Figure 2.2. Schéma de l'excavateur à chaîne de havage 3CJM (Stack, 1982)

Figure 2-3. 120-HR Jeffrey Heliminer (Stack, 1982).

Figure 2.4. Machine d'attaque ponctuelle.

Figure 2.5. Machine Paurat twin-boom heading - Model PTF70

Figure 2.6. Evolution Principale roadheaders européennes de type flèche

Figure 2-7. Robbins mobile Miner

Figure 2.8. Les différentes opérations du Surface Miner

Figure 2.9. Bulldozer (Rolle P.LP, 2007)

Figure 3.1. Rippers suspendu (a) et tracté (b)

Figure 3.2. Ripper à une dent (a) et multident (b)

Figure 3.3. Section des fouilles lors des passes parallèles du ripper

Figure 3.4. Paramètres du rippage

Figure 3.5. Nomogramme de détermination de l'approfondissement possible  $h$  de la dent du ripper en fonction de  $V_u$ ,  $R$ ,  $N$  et  $F$

Figure 3.6. Schéma de réalisation des travaux au moyen de rippers

Figure 3.7. Dépendance de la surface effective de rippage  $F_{ef}$  en fonction de la distance entre les passes du ripper

Figure 4.1. Nature des joints.

Figure 4.2. Degré d'ouverture des joints.

Figure 4.3. Espacement des discontinuités d'une famille.

Figure 4.4. Discontinuité plane.

Figure 4.5. Modèle de fissure à indentation symétrique.

Figure 4.6. Description quantitative de la rugosité.

Figure 4.7. Influence de la rugosité sur les résistances résiduelles des pics.

Figure 4.8. Modèle de fissure à rugosité hétérogène.

Figure 4.9. Influence de l'imbrication des aspérités sur les valeurs de pic.

Figure 4.10. Influence de l'épaisseur du remplissage d'une discontinuité sur la résistance de pic au cisaillement.

Figure 4.11. Influence de la rugosité sur les efforts de cisaillement déplacement de la courbe intrinsèque.

Figure 5.1. Plan de tir dans la carrière de Hadjar soud

Figure 5.1'. Photo de l'essai de compression uniaxiale

Figure 5.2. Photo de l'essai du disque brésilien montrant l'éprouvette en position

Figure 5.3. distribution des contraintes dans l'essai brésilien

Figure 5.3.1. Schéma représentant le trajet des ondes sismiques détectées par le géophone

Figure 5.3.2. courbe temps/distance

Figure 5.4. Nomogramme de détermination de l'approfondissement possible

Figure 5.4'. Courbe de la compression uniaxiale R0999\_A

Figure 5.5. Courbe de la compression uniaxiale R0999\_B

Figure 5.6. Courbe de la compression uniaxiale R0999\_C

Figure 5.7. Courbe de la compression uniaxiale R0999  $\alpha$

Figure 5.8. Courbe de cercle de mohr contraintes principales  $\alpha$

Figure 5.9. Courbe de la compression uniaxiale R0999  $\beta$

Figure 5.10. Courbe de cercle de mohr contraintes principales  $\beta$

Figure 5.11. Courbe de la compression uniaxiale R0999  $\gamma$

Figure 5.12. Courbe de cercle de mohr contraintes principales  $\gamma$

Figure 5.13. Courbe de la compression uniaxiale R0999  $\gamma'$

Figure 5.14. Courbe de cercle de mohr contraintes principales  $\gamma'$

Figure 5.15. Synthèse des résultats mécaniques

Tableau 1.1. Systèmes et machines d'excavation de carrière (Atkinson. 1971)	07
Tableau 1.2. Correspondance entre la vitesse sismique des terrains et leur défonçabilité selon Caterpillar.	08
Tableau 1.3. Corrélation de la vitesse sismique avec la rippabilité des roches ( Dubbe ,1974)	09
Tableau 1.4. Classification des roches selon Weaver	12
Tableau 1.5. Classification de Kirsten	13
Tableau 1.6. Indice d'excavabilité IE selon Scoble et Muftuoglu	14
Tableau 1.7. Classification de Scoble et Muftuoglu	15
Tableau 1.8 .Classification de Hadjigeorgiou et Scoble	16
Tableau 1.9. Classification des massifs rocheux en fonction de leur Rippabilité	17
Tableau 1.10. Résistance à la compression simple	19
Tableau 1.11. Classification de Deere	19
Tableau 1.12. Utilisation de tunneliers dans de la roche compacte (RQD > 90 %)	20
Tableau 1.13. Utilisation de tunneliers en fonction des nécessités en soutènement du massif excavé	20
Tableau 1.14. Utilisation des machines à attaque ponctuelle (RQD > 90 %)	21
Tableau.2.1. Les caractéristiques techniques des Surfaces Miner	33
Tableau 3.1. Corrélation de la vitesse sismique avec la rippabilité des roches	40
Tableau 3.2. Caractéristiques des Bulldozers (USA)	40
Tableau 3 3. Caractéristiques des rippers de l'ex- URSS	40
Tableau 3.4. Monogramme de paramètres de rippage	43
Tableau 3.5. Classification des roches en fonction de leur Rippabilité	50
Tableau 3.6. Carte des taux de rippabilité suggérée.	51
Tableau 4.1. Classification selon la persistance des fractures.	53
Tableau 4.2. Classification des joints	55
Tableau 5.1. Résultats d'analyse chimique du calcaire	68
Tableau 5.2. Réserves géologiques en calcaire	69
Tableau 5.3. Composants du ciment	69
Tableau 5.4. Production du calcaire	70
Tableau 5.5. Paramètres de tir et de foration «Hadjar Soud »	72
Tableau 5.6. Résultats des essais de compression uniaxiale	74
Tableau 5.7. Spécification et tolérance pour l'essai Brésilien des éprouvettes	78
Tableau 5.8. Echelle d'abrasivité	79
Tableau 5.9. Echelle de broyabilité	79
Tableau 5.10. Résultats des essais de mesure sonique	80
Tableau 5.11. Essai de la traction indirecte	87
tableau 5.11'. résultats des essais triaxiaux	88
Tableau 5.12. Abrasivité LCPC	89
Tableau 5.13. Tableau récapitulatif des résultats	90
Tableau 5.13. Synthèse des résultats des essais mécaniques	91

## Abréviation

$p$  : force appliquée (MN)

$D$  : diamètre du disque (m)

$t$  : épaisseur du disque (m)

$2\alpha$  : distance angulaire au dessus de laquelle  $p$  est supposé être distribué

$\rho$  : Masse volumique apparente

$\phi_r, c_r$  : angle de frottement et cohésion résiduels

$\alpha$  : Angle du plan de rupture et l'axe de l'éprouvette

$\sigma_3, \sigma_1$  : contraintes

E50% : module E à 50% de la contrainte de rupture

$P$  : poids de la plaquette après essai [g]

$G_0$  : poids de l'échantillon [t]

$P_f$  : poids des fines (<1.6 mm) [g]

$n$  : porosité calculer

$v_{son}$  : vitesse du son

Temps : temps de parcours en  $\mu\text{sec}$

$M_s$  : résistance à la compression des roches (MPa)

$W$  : Altération

$J$  : Séparation diaclases (M)

$B$  : Taille strates (m)

# Introduction générale

La préparation de la roche à l'excavation peut s'effectuer de plusieurs façons : attaque directe du massif, rippage mécanique, forage et tir, hydro mécanisme (gisement alluvionnaire).

Notre travail sera consacré dans sa plus grande partie au rippage des calcaires.

La préparation des terrains des carrières par rippage dans les masses rocheuses dures et abrasives est désirable pour perfectionner l'efficacité opérationnelle et la performance des machines d'excavation .La différence essentielle entre l'utilisation des travaux de forage et de tir et le rippage mécanique réside dans l'utilisation de l'énergie de l'explosif dans le premier cas et l'énergie mécanique générée par les bulldozers et transmise au terrain à travers les rippers dans le second cas.

La rippabilité des masses rocheuses dépend essentiellement du type de la roche, du degré et du caractère de fissuration, de son altérabilité, de la vitesse des ondes sismique, de l'abrasivité de la roche et de sa résistance à la traction.

L'expérience pratique de l'application des rippers a relevé que lors de la présence des fissurations dans les massifs, le rippage des roches même à grande résistance devient facile et efficace.

Les méthodes d'appréciation des propriétés physico mécaniques des roches basées sur la détermination de leurs résistances à différents types de charges ne reflètent pas radicalement l'état des massifs, notamment leur fissuration et leur stratification.

Pour avoir l'information sur les propriétés des massifs exploités, on peut utiliser les méthodes sismiques axées sur l'étude du caractère de la propagation des ondes élastiques dans le massif qui sont rapides et relativement moins chères. On a établi que la vitesse de la propagation des ondes élastiques se trouve dans une bonne corrélation avec la résistance et la fissuration du massif rocheux.

## Chapitre 1

### 1. Etude bibliographique

#### 1.1. Techniques d'excavation des massifs rocheux

Dans les opérations minières de surface les systèmes d'excavation sont divisés en deux groupes : système continu et système discontinu comme le montre le tableau 1.1 (Atkinson. 1971).

La rippabilité peut être définie comme une mesure de la susceptibilité d'une roche à l'excavation par des rippers tractés par tracteur. Dans le passé la rippabilité de roche a été appréciée par la mesure de la vitesse sismique, (Ateco, 1970, Church, 1981). Une des plus grandes usines fabricant d'équipements de terrassement de (Caterpillar tractor co.) a développé l'utilisation du séismographe de réfraction pour déterminer la rippabilité des matériaux et a offert une carte de la rippabilité des roches en fonction des vitesses sismiques (tableau 1.2) (Dubbe. 1974).

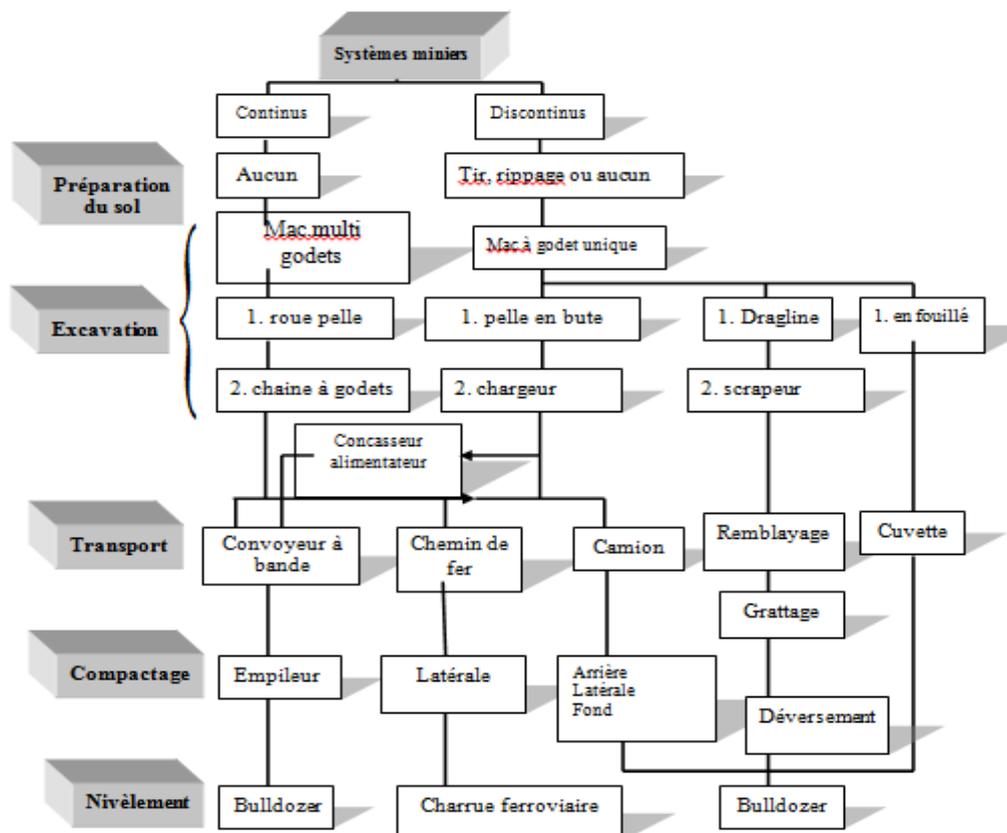


Tableau 1.1. Systèmes et machines d'excavation de carrière (Atkinson. 1971)

Vitesses sismiques en mètres/seconde	250	500	750	1000	1250	1500	1750	2000	2250	2500	2750	3000	3250	3500	3750	4000
<b>Terrains superficiels</b>																
<b>Argiles</b>																
<b>Moraine</b>																
<b>Roches ignées</b>																
Granite																
Basalte																
<b>Roches sédimentaires</b>																
Shale																
Grès																
Siltstone																
Argilites																
Conglomérats																
Brèches																
Croûte calcaire																
Calcaire																
<b>Roches métamorphiques</b>																
Schistes cristallins																
Ardoises																
<b>Minéraux, mat. premières</b>																
Charbon																
Minerai de fer																

↑
↑
↑

**Rippable**
**Marginal non rippable**

Tableau 1.2 Rippabilité des roches en fonction de la vitesse sismique des terrains selon Caterpillar (tracteur D9G, avec ripper 9B à une dent).

On peut apercevoir à partir du tableau 1. 2 que la carte comporte trois zones caractérisées par des vitesses sismiques définissant :

- zone rippable pour des vitesses inférieures à 2250 m/s
- zone marginale pour des vitesses comprises entre 2250 et 2700 m/s.
- zone non rippable pour des vitesses supérieures à 2700 m/s.

Un nombre de carte de rippabilité basé sur des expériences et travaux antérieurs ont été reportés dans la littérature. Généralement une roche avec une vitesse sismique inférieure à 1950 m/s est considérée comme rippable , par contre une roche ayant une vitesse sismique comprise entre 1950-2250 m/s est définie comme marginale et une roche avec vitesse supérieure à 2250m/s est non rippable. Le tableau 1.3 résume quelques résultats de cartes de rippabilité basées sur la performance des différents types de tracteurs et rippers (D.10).

La capacité de production des rippers, le capital et le coût des opérations ayant un rapport avec la vitesse des ondes sismiques du matériau a été reportée par un nombre d'auteurs incluant Horace et Church, 1970-1974, Cat. Tract. Co., 1980. Ces relations laissent poser des questions car elles suggéraient que la vitesse sismique fournit une mesure de la rippabilité de la formation de la roche, il peut être démontré que la vitesse des ondes sismiques n'est pas le seul paramètre adéquat pour cette interprétation.

Comme le montre la figure (1.1), la production estimée peut être multipliée par 5 pour la même vitesse sismique. Ce fait peut s'expliquer par la densité de fissuration du massif. Cette contradiction existe parce qu'un seul paramètre ou indice n'est pas satisfaisant pour décrire une masse rocheuse dans l'ingénierie. Plusieurs paramètres possèdent différents niveaux d'importance, quand ils sont réunis ils peuvent définir étroitement les propriétés d'ingénierie des masses rocheuses.

	(vitesse sismique, m/s)		
	Rippable	marginal	tir
Fahrenstock	1410	1410-1920	1920
California	1260	1260- 1500	1500
Church	1500	1500- 2100	2100
Caterpillar	2250	2250-2850	2850
Ateco	1950	1950-2550	2550
Pass	2400	2400-3060	3060
Colorado	2550	2550-3150	3150

Tableau.1.3. Corrélation de la vitesse sismique avec la rippabilité des roches en fonction des différents équipements (Dubbe, 1974).

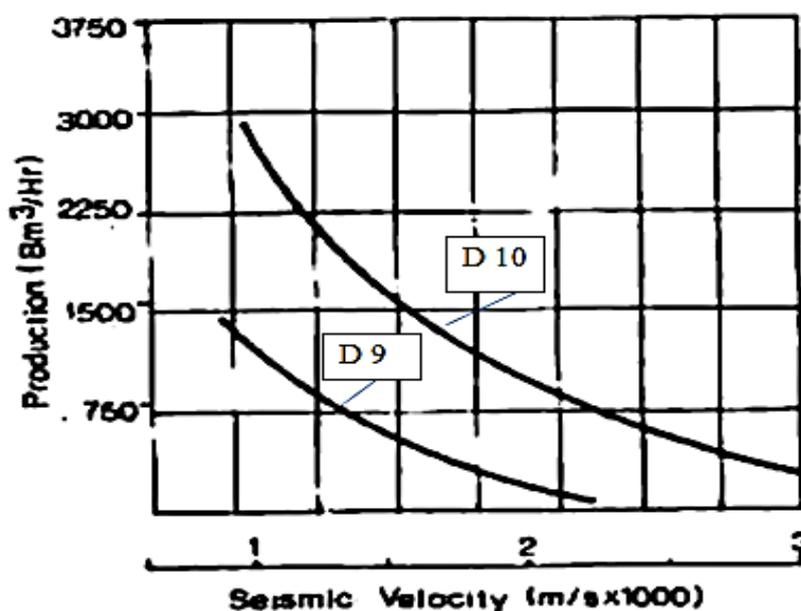
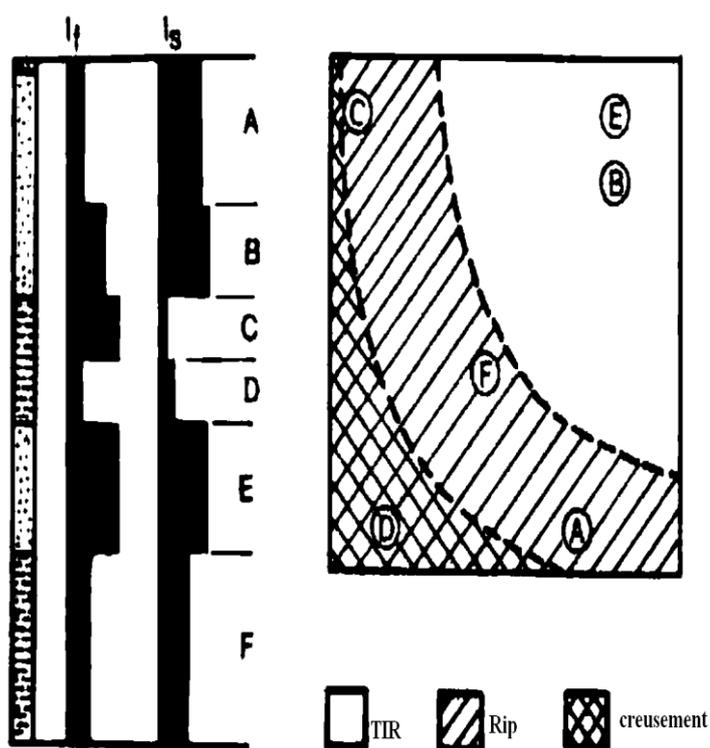


Figure 1.1. Estimation de la production du ripper en fonction de la vitesse sismique (Cat. Trac. Co., 1980)

## 1.2. Techniques empiriques

Franklin (1970) suggérait qu'une classification d'une masse rocheuse dans laquelle deux propriétés de roche principalement la discontinuité et la résistance jouent des rôles majeurs.

L'indice de fracture est utilisé comme une mesure de discontinuité et est défini comme la taille moyenne des blocs que constitue la masse rocheuse. L'indice de fracture est obtenu à partir des dimensions de morceaux dans un tas de roches excavées ou à partir de la distance moyenne de la fracture dans une carotte. L'indice de résistance est déterminé en utilisant trois essais simples (essai de charge de point) dépendant de la dimension et de la forme des éprouvettes, (Singh, Hassani et Elkington 1983). L'indice de fracture et l'essai de résistance de charge de pointe enregistré sur une longueur de carotte peuvent être tracés sur un diagramme de classification pour prédire la rippabilité comme le montre la figure (1.2). Le diagramme de classification est divisé en trois zones typiques de performance du ripper. L'expérience significative basée sur la meilleure performance des données du terrain est requise pour tracer les lignes transitoires plus justes entre les zones.

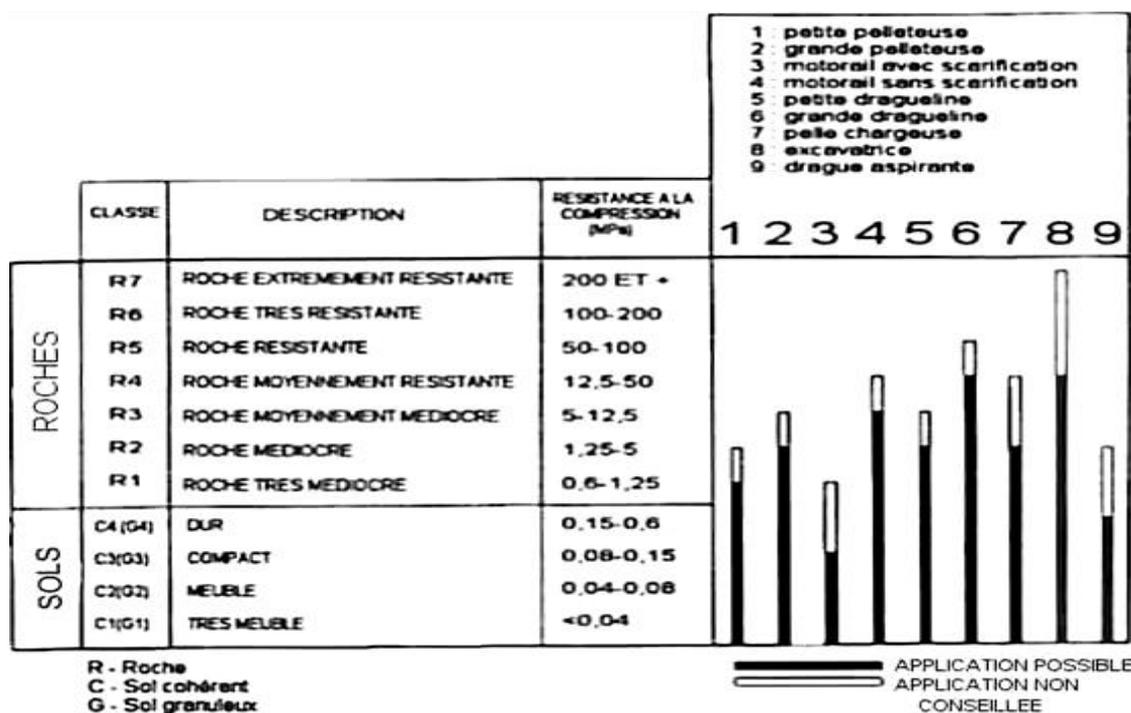


**Figure 1.2. Classification de la résistance des discontinuités appliquée aux cartes de rippabilité**

- Longueur de carotte montrant l'indice de fracture  $I_f$  et l'indice de charge de point (essai de charge de pointe)  $I_s$ .
- Diagramme de classification subdivisé selon la facilité de l'excavation.

Read et al (1980) réclament à ce que  $I_s(50)$  comme défini par l'indice de résistance de la charge de pointe pour une carotte de 50mm de diamètre, combiné avec le degré d'altération et la vitesse séismique peut être employé pour classer la roche en terme de rippabilité.

Atkinson (1977) a proposé des zones d'application pour chaque type de machine en fonction exclusivement de la résistance à la compression simple des roches (figure 1.3).



**Figure 1.3. Domaines d'utilisation des machines en fonction de la résistance à la compression des roches (Atkinson, 1977)**

Weaver (1975) a suggéré un diagramme d'estimation de classification pour l'évaluation de la rippabilité similaire au système géomécaniques de (Bieniawski, 1976). La rippabilité du matériau est basée sur plusieurs paramètres tels que la vitesse sismique, la dureté de la roche et états ou conditions de direction et jauge. Chaque paramètre lui est alors attribué une valeur numérique qui peut être employée pour évaluer la rippabilité de la roche. Certains de ces paramètres, cependant, comme la continuité de fissures, jauge, direction de couche ne peuvent pas être facilement mesurés à l'étape initiale de la conception de la mine. Le paramètre d'entrée, dureté de la roche qui est en outre un paramètre subjectif dépendant de l'opinion personnelle du géologue, ce dernier est largement utilisé avant d'arriver à l'essai de charge de pointe. Ceci donne lieu à une table où sont proposés certains types de machines en fonction de ces paramètres (tableau 1. 4).

CLASSE DE ROCHE	I	II	III	IV	V
DESCRIPTION	très bonne	Bonne	moyenne	Médiocre	très médiocre
VITESSE SISMIQUE (m/s)	>2150	2150-1850	1850-1500	1500-1200	1200-450
NOTES	26	24	20	12	5
DURETE	extrêmement dure	très dure	dure	Tendre	très tendre
NOTES	10	5	2	1	0
ALTERATION	saine	légèrement altérée	altérée	très altérée	complètement altérée
NOTES	9	7	5	3	1
ESPACEMENT JOINTS (m)	>3000	3000-1000	1000-300	300-50	<50
NOTES	30	25	20	10	5
CONTINUITÉ JOINTS	discontinus	peu continus	continus sans remplissage	continus avec quelque remplissage	continus avec remplissage
NOTES	5	5	3	0	0
REMPLISSAGE JOINTS	fermés	Séparés	séparation < 1 mm	remplissage < 5 mm	remplissage > 5 mm
NOTES	5	5	4	3	1
ORIENTATION ET DIRECTION PENDAGE	très défavorable	Défavorable	peu défavorable	Favorable	très favorable
NOTES	15	13	10	5	3
NOTES TOTALES	100-90	90-70	70-50	50-25	<25
RIPPABILITE	explosions	extrêmement difficile : explosions	très difficile	Difficile	facile
MACHINES	-	DD9G/D9G	D9/D8	D8/D7	D7
PUISSANCE (CV)	-	770/385	385/270	270/180	180
kW	-	575/290	290/200	200/135	135

**Tableau 1. 4. Classification des roches en vue de leur rippabilité (Weaver,1975)**

Kirsten a proposé un indice de classification pour l'excavation des massifs rocheux s'exprimant par :

$$N = M_s \times \left( \frac{RQD}{J_n} \right) \times J_s \times \left( \frac{J_r}{J_a} \right) \dots\dots\dots(1.1)$$

Avec :

$M_s$  : résistance à la compression des roches (MPa) ;

RQD : Rock Quality Désignation (%);

$J_r$  : est le paramètre relatif à la rugosité des joints;

$J_n$  : est le paramètre relatif au nombre de familles de joints;

$J_s$  : valeur de la disposition relative des blocs inclinés selon la direction d'abattage (matériau intact :  $J_s = 1$ ) ;

$J_a$  : facteur d'altération du joint.

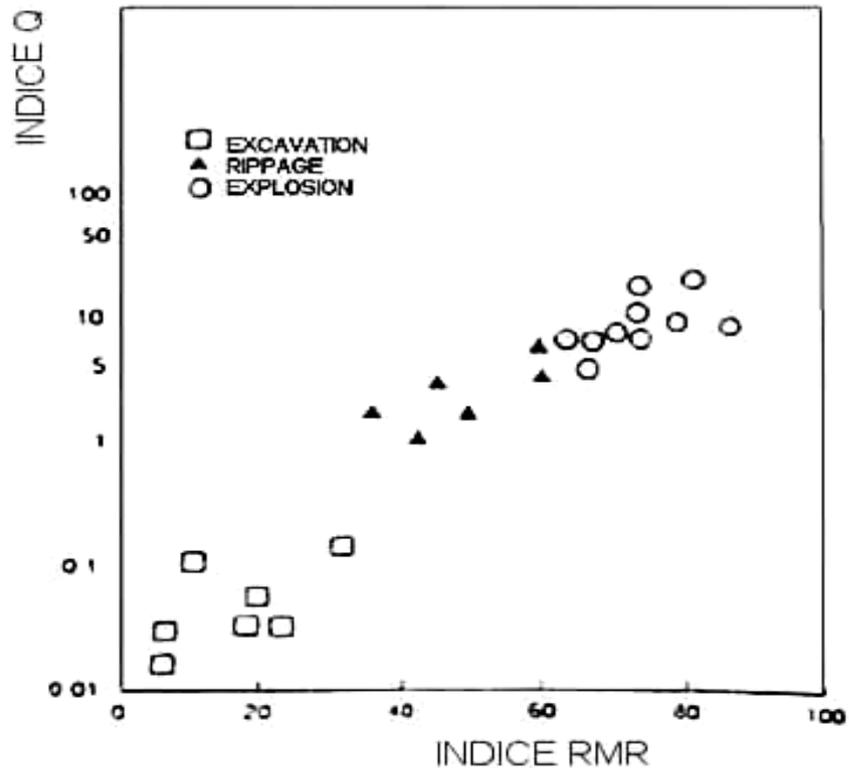
Le premier quotient de cette équation ( $RQD/J_n$ ) reflète la dimension moyenne d'un bloc et le deuxième quotient ( $J_r/J_a$ ) considère les propriétés des joints.

La classification des roches selon l'indice N, est donnée par le tableau 1.5.

RIPPAGE	N
Facile	1-10
Difficile	10-100
très difficile	100-1.000
extrêmement difficile : explosions	1.000-10.000
Explosions	>10.000

**Tableau 1. 5. Classification de Kirsten**

Abdullatif et Cruden ,1983 ont déterminé comme résultat d'une enquête menée sur 23 projets, ils ont estimé que l'excavation est possible jusqu'à un *RMR* de 30 et rippable jusqu'à 60. Les massifs considérés comme de "meilleure qualité" doivent faire l'objet de perforations avec usage d'explosifs (figure 1.4).



**Figure 1.4. Techniques d'excavation en fonction des indices de qualité RMR et Q (Abdullatif et Cruden, 1983)**

Scoble et Muftuoglu ont défini un indice d'excavabilité  $IE$ , en combinant quatre paramètres géomécaniques :

- Résistance à la compression simple
- Extension de la météorisation
- Espacement des joints
- Espacement des plans de stratifications

On a ainsi :

$$IE = W + S + J + B, \dots \dots \dots (1.2)$$

Avec les valeurs données dans le tableau 1.6 .

L'excavabilité des matériaux est la mesure de la matière d'être excavée (creusé) avec des équipements d'excavation classique comme un bulldozer, rippers, pelle, scraper et d'autres équipements. Les matériaux qui ne peuvent pas être excavés avec l'équipement d'excavation conventionnelle sont dits non-rippable..

Excavabilité en carrière est un indicateur nécessaire pour fournir au chantier de construction les équipements appropriés.

	CLASSES DE MASSIFS ROCHEUX				
	1	2	3	4	5
ALTERATION	Intense	élevée	moyenne	légère	nulle
NOTES (W)	<0	5	15	20	25
RESISTANCE DE LA ROCHE (MPa)	<20	20-40	40-60	60-100	>100
COMPRESSION SIMPLE (MPa $I_s(50)$ )	<0,5	0,5-1,5	1,5-2	2-3,5	>3,5
NOTES (S)	0	10	15	20	25
SEPARATION DIACLASES (m)	0,3	0,6-1,5	0,6-1,5	1,5-2	>2
NOTES (J)	5	15	30	45	50
TAILLE STRATES (m)	<0,1	0,1-0,3	0,3-0,6	0,6-1,5	>1,5
NOTES (B)	0	5	10	20	30
IE = W+S+J+B	<5	35	70	105	130

**Tableau 1.6. Indice d'excavabilité IE selon Scoble et Muftuoglu (1983).**

En fonction de l'indice *IE*, ils proposent la classification donnée par le tableau suivant :

CLASS E	EXCAVATION	IE	MACHINE	MODELES
1	très facile	<40	tracteurs de rippage draguelines excavatrices	tracteur (cat D8) dragueline > 5 m <sup>3</sup> (Lima 2400) excavatrice à câbles > 3 m <sup>3</sup> (Ruston Bucyrus 71 RB)
2	Facile	40-50		tracteur (cat D9) dragueline > 8 m <sup>3</sup> (Marion 195) excavatrice à câbles > 5 m <sup>3</sup> (Ruston Bucyrus 150 RB)
3	moyennement difficile	50-60	draguelines excavatrices	tracteur-excavatrice-pelle chargeuse (cat D9) excavatrice hydraulique > 3 m <sup>3</sup> (cat 245)
4	Difficile	60-70		tracteur-excavatrice-pelle chargeuse (cat D10) excavatrice hydraulique > 3 m <sup>3</sup> (cat 245 ou O&K RH40)
5	très difficile	70-95	excavatrices	excavatrice hydraulique > 3 m <sup>3</sup> (cat 245 ou O&K RH40)
6	extrêmement difficile	95-100		Demag H111 excavatrices Poclain 1000 CK hydrauliques P&H 1200 > 7 m <sup>3</sup> RH 75
7	marginale sans explosions	>100		Demag H185 excavatrices Demag H241 hydrauliques O&K RH 300 > 10 m <sup>3</sup>

**Tableau 1.7.classification de Scoble et Muftuoglu**

Hadjigeorgiou et Scoble (1990) ont proposé un nouveau système de classification empirique pour évaluer la facilité d'excavation des massifs rocheux (tableau 1.8), en combinant les quatre paramètres suivants :

- Résistance sous charge ponctuelle
- Taille des blocs
- Altération
- Disposition structurelle relative

Ainsi l'indice d'excavabilité devient :

$$IE = (I_s + B_s) \times W \times J_s \dots \dots \dots (1.3)$$

PARAMETRES	CLASSES DE MASSIFS ROCHEUX				
	1	2	3	4	5
RESISTANCE SOUS CHARGE PONCTUELLE : Is (50)	0,5	0,5-1,5	1,5-2	2-3,5	>3,5
NOTES (Is)	0	10	15	20	25
TAILLE DES BLOCS	+ petits	petits	moyens	Grands	très grands
Jv (JOINTS/m <sup>3</sup> )	30	10-30	3-10	1-3	1
NOTES (Bs)	5	15	30	45	50
ALTERATION	0,6	0,7	0,8	0,9	1
NOTES (W)	0,6	0,7	0,8	0,9	1
DISPOSITION STRUCTURELLE RELATIVE	très favorable	favorable	légèrement favorable	défavorable	très défavorable
NOTES (Js)	0,5	0,7	1	1,3	1,5

**Tableau 1.8 .a. Classification de Hadjigeorgiou et Scoble**

C'est ainsi qu'ils proposent la classification suivante des massifs rocheux (tableau 1.8.b).

CLASSES	FACILITE D'EXCAVATION	INDICE D'EXCAVABILITE
1	très facile	<20
2	Facile	20-30
3	difficile	30-45
4	très difficile	45-55

5	explosions	>55
---	------------	-----

**Tableau 1.8 .b. Classification des massifs rocheux**

Singh (1983) et al. ont défini un nouvel indice de rippabilité *IR*, afin d'évaluer la facilité avec laquelle a lieu l'abattage mécanique. Les paramètres pris en considération sont les suivants :

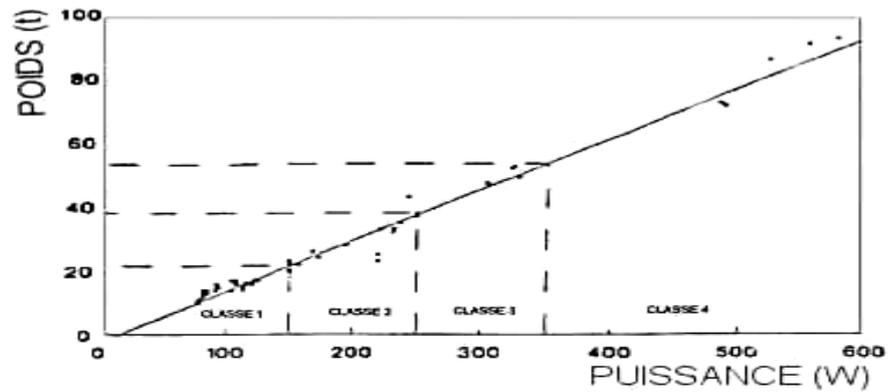
- L'espace entre discontinuités
- Résistance à la traction
- Degré de météorisation
- Degré d'abrasivité (indice "Cerchar")

Ainsi, ils ont proposé la classification suivante des massifs rocheux (tableau 1.9), en fonction de leur rippabilité ou de la facilité d'abattage mécanique des tracteurs à chenille :

PARAMETRES	CLASSES DE MASSIFS ROCHEUX				
	1	2	3	4	5
RESISTANCE A LA TRACTION (MPa)	<2	2-6	6-10	10-15	>15
NOTES	0-4	4-8	8-12	12-16	16-20
DEGRE D'ALTERATION	complet	Elevé	moyen	léger	Nul
NOTES	0-4	4-8	8-12	12-16	16-20
DEGRE D'ABRASIVITE	très faible	faible	moyen	élevé	extrême
NOTES	0-4	4-8	8-12	12-16	16-20
ESPACEMENT ENTRE DISCONTINUITES (m)	<0,06	0,06-0,3	0,3-1	1-2	>2
NOTES	0-10	10-20	20-30	30-40	40-50
NOTES TOTALES	<22	22-44	44-66	66-88	>88
RIPPABILITE	Facile	moyenne	difficile	marginale	explosions
TRACTEUR RECOMMANDE	Léger	moyen	lourd	très lourd	très lourd
PUISSANCE (kW)	<150	150-250	250-350	>350	-
POIDS (t)	<25	25-35	35-55	>55	-

**Tableau 1.9. Classification des massifs rocheux en fonction de leur Rippabilité**

Il existe également une classification de type "poids-puissance" pour ces types de tracteurs (figure 1.5).



**Figure 1.5. Classification des tracteurs à chenille en fonction de leurs poids et de leurs puissances**

Romana (1981) a proposé une classification très simplifiée des massifs rocheux en se basant sur deux principaux paramètres :

- Résistance à la compression simple
- Indice *RQD*

Dans une version actualisée Romana (1993), il propose de tenir également compte d'un troisième paramètre : l'abrasivité

Concernant la résistance à la compression simple, il utilise la classification suivante, proposée par la Société Internationale de Mécanique des Roches (tableau 1.10) .

Rc (MPa)	MATERIAU	RESISTANCE
<0,6	sol	-
0,6-2	transition	-
2-6	roche	très faible
6-20	roche	faible
20-60	roche	moyenne
60-200	roche	élevée
>200	roche	très élevée

**Tableau 1. 10 résistance à la compression simple (ISRM ,1978)**

Pour le *RQD*, il utilise la classification de Deere (Tableau 1.11.a)

RQD (%)	QUALITE DU MASSIF
---------	-------------------

0-25	très médiocre
25-50	médiocre
50-75	moyenne
75-90	bonne
90-100	très bonne

**Tableau 1.11.a. Classification de Deere**

Pour l'abrasivité, il propose la classification suivante, basée sur la teneur équivalente en quartz (Tableau 1. 11. b.) .

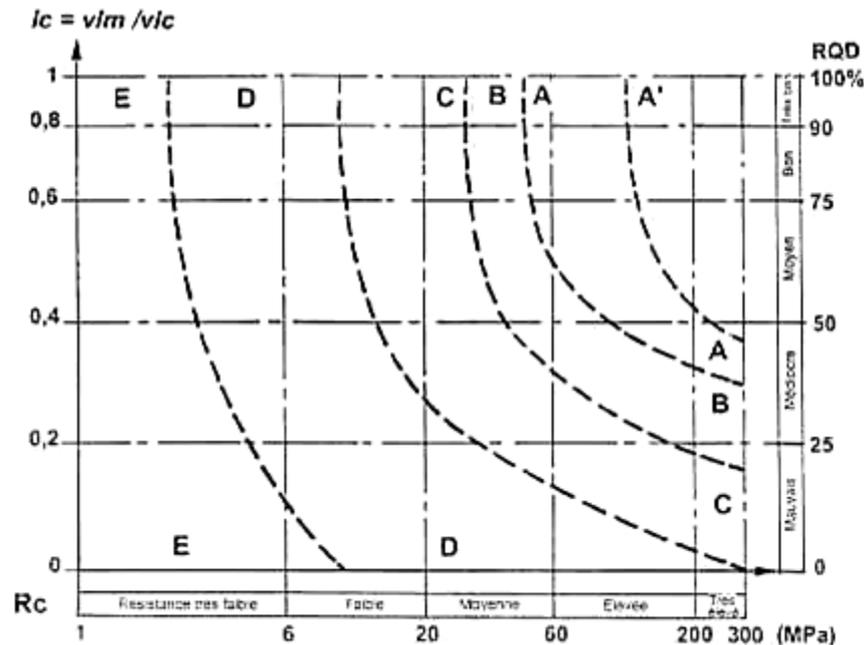
TENEUR EQUIVALENTE EN QUARTZ (%)	CONDITIONS D'EXCAVATION MECANIQUE
<40	économiquement rentable
40-60	possible
60-80	possible, coûts élevés
>80	non rentable économiquement

**Tableau 1. 11. b. Classification basée sur la teneur équivalente en quartz**

Rc (MPa)	CONDITIONS D'EXCAVATION
6-12	possible, problèmes d'appui
12-20	possible, très bien adapté
20-60	possible, très bien adapté
60-150	possible, problèmes d'appui
150-200	possible difficultés de découpage
>200	non viable

**Tableau 1.12.Utilisation de tunneliers dans de la roche compacte (RQD > 90 %) (Deere, 1989)**

Longelin propose la classification illustrée par la (figure 1.6) où sont indiqués les domaines d'application des différentes méthodes d'excavation (selon l'auteur, cette classification est purement indicative et doit être utilisée avec prudence dans la phase d'avant-projet)



**Figure 1.6. Choix des méthodes d'abattage ( Longelin R ;1995)**

Selon une étude réalisée par Dubbe (1974), sur le mécanisme de rippage, la prédiction de la rippabilité basée seulement sur la vitesse sismique des masses rocheuses a été remise en cause. De plus, il a été conclu qu'un critère de résistance à la traction serait fortement utile dans la prédiction de la rippabilité, notamment dans les zones marginales dans des évaluations sismiques.

En tant qu'élément de cette étude, les chercheurs ont passé en revue les divers moyens par lesquels il est demandé d'évaluer l'excavabilité de la roche. Une tentative a été faite pour relier les données in situ et en laboratoire obtenues par certaines de ces méthodes développant ainsi une approche indépendante et fraîche au problème.

### **1.3. But, problèmes à résoudre, méthode de recherche utilisée**

Le but essentiel de notre travail consiste en l'évaluation des divers paramètres qui contrôlent les performances des rippers en fonction de la qualité de la roche tout en se basant sur une étude détaillée de la rippabilité des roches qui tient compte essentiellement des propriétés physico-mécaniques, géotechniques et géophysiques.

Les principaux avantages du rippage mécanique sont :

- L'augmentation des indices économiques lors de l'exploitation des couches de petite puissance comparativement avec la méthode des travaux de forage et de tir (2 à 3 fois moins chers) ;
- La sécurité des travaux, l'absence de l'effet sismique sur les équipements stationnaires et les ouvrages d'accès, l'absence de temps mort pour l'équipement d'extraction lié à la nécessité de réalisation des travaux de forage et de tir ;

- La possibilité de réglage de la fragmentation de la masse minière, permettant d'augmenter l'efficacité du travail des mécanismes de chargement et de transport, d'élargir le domaine de l'application rationnelle du transport par convoyeur et dans certain cas d'exclure le concassage préalable ;
- Le sur broyage minimal permettant la diminution des pertes et l'amélioration de la qualité des matériaux carbonatés ;
- La grande manœuvrabilité des agrégats avec leurs organes de travail pour la préparation à l'excavation des roches dures, ce qui permet de réduire considérablement les dimensions du bloc et l'utilisation rationnelle de ce type d'équipement dans les conditions les plus étroites lors de l'excavation sélective.

Les problèmes nommés se résolvent par :

- L'analyse de l'expérience acquise de la littérature
- L'étude des conditions géologiques et minières.
- La procédure à l'étude de mesure des discontinuités dans le massif.
- Les prélèvements d'échantillons au niveau de la carrière et préparations des éprouvettes pour les essais au laboratoire,
- L'expérimentation sur site.
- L'établissement d'une carte sur la rippabilité dans la carrière.
- L'élaboration de tous les schémas technologiques nécessaires pour la mise en œuvre des recommandations.
- l'approbation et les recommandations proposées dans la carrière.

### **Conclusion**

Après L'analyse de la littérature faite ci-dessus compte tenue des avantages que présente la méthode de rippage mécanique pour la préparation des roches à l'excavation, nous allons voir ainsi les équipements destinés à réaliser cette méthode.

## **Chapitre 2**

### **2. Equipements d'excavation minière**

#### **2. 1 Les excavateurs**

##### **2. 1.1. Généralités**

**Les excavateurs sont des engins destinés à l'excavation des roches dans les chantiers et à leur déplacement vers les lieux de déchargement (dans les moyens de transport ou dans les terrils). Ils sont utilisés pour les roches tendres et dures mais ces dernières doivent être préalablement ameublées.**

#### **2. 2. Développement historique**

##### **2. 2.1. La roue-pelle**

La roue-pelle est un engin qui possède une roue à godets de très grand diamètre (2,5 –18m), placée à l'extrémité d'une flèche orientable et relevable. Les roues à godets peuvent être à déversement direct ou à chambres. Dans le premier cas, la charge tombe directement sur un convoyeur de transfert quand le godet atteint la position la plus élevée ; et dans le second cas, les produits sont dirigés vers l'alimentateur du convoyeur de transfert au moyen d'un couloir dont est équipé chaque godet.

Le premier brevet la roue pelle (figure 2.1) a été attribué par le gouvernement français le 6 mai 1908 à Robert Glogner de Berlin. La roue pelle est équipée d'une bande transporteuse située immédiatement derrière son centre. La bande transporteuse peut non seulement être soulevée, abaissée et pivotée, mais il était également possible de s'étendre et se rétracter, de sorte que la profondeur de coupe de la roue peut être ajustée. Cette machine était destinée à être entraînée à la vapeur.

## 2. 2.2. Excavateur à chaîne de havage

Selon Brogan (1993) les premières machines continues largement acceptées ont été les machines multi-chaînes ripper. En 1940 (Stack, 1982), les machines de Joy, première entreprise du ripper, ont été mises à l'essai. Cette machine à chenilles a une tête de chargement rassemblement-bras, constitué par les bits de coupe montés sur une série d'une chaîne tournante, qui serait relevée et abaissée et pivotée de gauche à droite (figure 2.2).

Joy a lancé la première machine continue ; la 3CJM. Toutefois, il a été révélé plus tard que les chaînes de ripper sur cette machine contenaient un grand nombre d'outils coupants qui ont produit une quantité indésirable de poussière. En outre, la tête de coupe a été limitée en puissance du moteur et sa structure de support et de pivotement s'est avérée peu fiable et source de fréquentes opérations de maintenance.



**Figure 2.1. Schéma de la roue pelle (Durst & Vogt, 1988)**

Ces problèmes ont été vite constatés par les sociétés Joy et Lee-nordique qui avaient introduit dans les années 1950 la première série de machines continues à tête oscillante dont un exemple a été Lee-nordique CM 28H aussi appelé le Koalmaster. Les molettes de coupe ont été tournés et oscillent d'avant en arrière horizontalement que la machine fait son cycle de cisaillement vers le bas. Brogan (1993), a mentionné qu'en 1964, Joy a introduit la chargeuse à pinces 8 CM à commande hydraulique pouvant charger 350 à 400 tonnes de minerai par poste et par jour. Le transport du minerai vers l'extérieur se faisait par convois ferrés. Mais, le problème de la pose de rails a poussé les entreprises à utiliser des *camions-navettes*, d'abord électriques, puis Diesel (Hess, 1978 et Brogan, 1993).

Pendant la période où les machines de type oscillant et ripper dominaient la population de mineur, Jeffrey a commencé à travailler sur une machine dont le concept tête de coupe allait devenir la norme. La première tête unique de coupe à tambour large a été développée et a éliminé la nécessité d'oscillations latérales. Le troisième concept nouveau a été l'utilisation d'un système de basse pression hydraulique. Le résultat de ces améliorations de la conception de la machine est le premier d'une nouvelle génération de machines continues, la 120H Jeffrey Heliminer. Le prototype de cette machine a commencé les essais au champ en 1967. On peut donc dire que les années 1950 à la fin des années 1960 a été l'ère de machine ripper à tête oscillante (Brogan, 1993).



**Figure 2.2. Schéma de l'excavateur à chaîne de havage 3CJM (Stack, 1982)**

### **2. 2.3. Machine Heliminer 120-HR**

En 1971, on a commencé des essais avec le Jeffrey 1 20 H dans une mine de minerai de fer située dans le bassin Lorrain dans le nord-est de la France. Ce procès a conclu le changement requis de ces machines pour leur permettre de supporter les charges de coupe extrêmement sévères et l'abrasivité expérimentée à cette mine en roche dure. Les modifications apportées au châssis, la transmission, le convoyeur, les plaques de pont, le poids, et la configuration du tambour de coupe ont été faites et un type de 120HR été fabriqué pour être utilisés dans d'autres matériaux (voir Figure 2-3).



**Figure 2.3. 120-HR Jeffrey Heliminer (Stack, 1982).**

#### **2. 2.4. Machine d'attaque ponctuelle Anderson Strathclyde RH25**

Le développement de la machine de type Boom position, constituée par une tête de coupe rotative montée sur l'extrémité d'une flèche à commande hydraulique, remonte à environ 60 ans. En Octobre 1949, un brevet a été obtenu pour un ingénieur des mines hongrois qui a conçu une machine de coupe de roche équipée d'une tête de coupe constitué de disques de deux chaînes en rotation entraînées qui ont été équipées de pioches. La machine a été modifiée par la suite en installant le moteur de tête de coupe à la base de la flèche, allégeant ainsi la nécessité pour les chaînes, ce fut la machine F-2, la première machine à attaque ponctuelle de type H connue aujourd'hui (Rogers, 1991) .

Après une courte période d'essai, les modèles F-3, F-4 et F-5 ont été construits en machines en 1964, la machine F-6 a été fabriquée sous licence par la société autrichienne Alpine Montan. L'échange d'informations entre l'Autriche et la Hongrie a conduit à la plate-disque tête de coupe étant remplacés par des contre deux hémisphères rotation cloutés avec des pics.

Ces nouveaux types, le F-6A et F-6H étaient beaucoup plus forts permettant un plus large éventail de conditions qui doivent être abordées. Les machines Alpin continuent d'évoluer avec le développement de l'AM-50 en 1971, une version plus grande et plus lourde de la F-6 Selon Rogers (1991) la conception de l'AM-50 fournit le modèle de base pour la majorité des machines Continentales tunnels européens.

En ce qui concerne le développement historique de roadheaders, l'information a été obtenue à partir de la pile (1982), Weber (1990), et Rogers, (1991). En 1962, le premier type de

la machine Russe, PK-3 a été testé à la mine Ellington, Northumberland, Royaume-Uni. En 1963, et à la suite de ces essais, la machine Bretby à position sélective, MK-I a été construite.

En outre, Mavor & Coulson Limited ont demandé de fabriquer deux Marques roadheaders IIB avec des pistes nordiques Lee à la place de la piste Dosco. Ces sociétés ont finalement fusionné pour former Anderson Strathclyde, qui produisent actuellement leur série à succès des RH Roadheaders (Figure 2.4). En 1963, Dosco Overseas Engineering Ltd ont présenté leur machine à attaque ponctuelle d'abord, la Dosco Cutter chaussée Loader (DRCL) et cela a été dérivée directement de la PK-3.



**Figure 2.4. Machine d'attaque ponctuelle Anderson Strathclyde RH25**

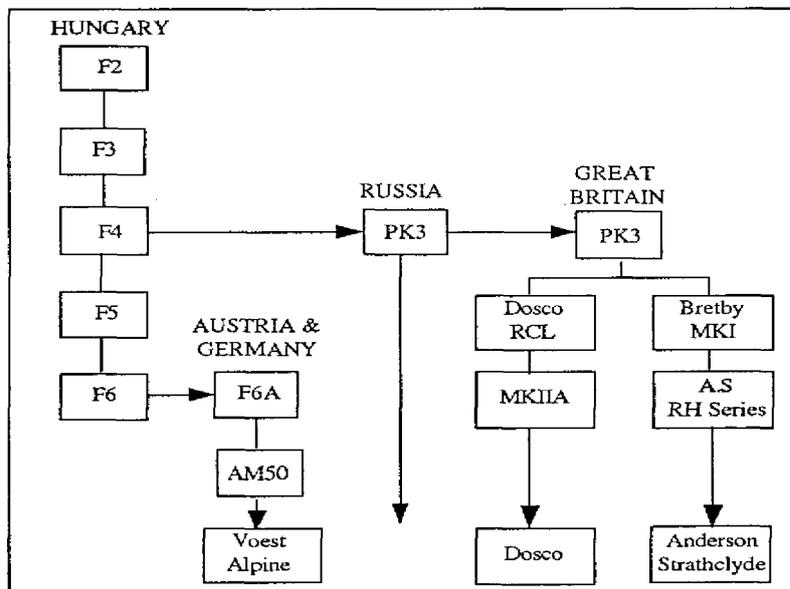
### **2. 2.5. Machine Paurat twin-boom heading - Model PTF70**

Face à l'augmentation du coût de main-d'œuvre et l'aggravation de la géologie, les mines sud-africaines de charbon étaient à la recherche de gains de productivité substantiels afin de rester compétitif (Walker, 1994).

En réponse, le 105 tonnes Dosco T82500 équipé de deux (jumeaux) 250 kW de flèches de coupe (Figure 2.5), qui peuvent être exploités en mode manuel ou automatique pour couper une section de huit m de largeur par 5,5 m de haut, a été expédié à l'Afrique du Sud pour commencer les essais à l'une des opérations souterraines du pays. La figure 2.6 résume l'évolution de roadheaders européennes de type flèche.



**Figure 2.5. Machine Paurat twin-boom heading - Model PTF70**



**Figure 2.6. Evolution Principale des roadheaders européennes de type flèche**

**(d'Après Rogers, 1991).**

### **2.2.6. Machine Robbins Mobile Miner**

Un des développements intéressants dans les années 1980 a été le celui du Robbins mobile Miner pour l'exploitation minière en roche dure ; lorsque des disques, comme alternative au choix, ont été introduits par Robbins. La première machine MM est le MM120 (Australian

Mining , mai 1992) . La conception étagée de la mise en coupe de disque a causé l'usure de quelques disques plus rapidement que d'autres et a conduit à un coût de coupe trop élevé.

Le manque de rigidité du mécanisme de coupe est également un problème, Il a été rapporté par Bullock (1994) que cette machine avait coupé très difficilement le quartz, allant jusqu'à 430 MPa qui serait extrêmement difficile pour une machine de coupe.

Willoughby (1994) a rapporté qu'un deuxième MM (MM130). Cette machine a été conçue pour le développement de la mine avec les méthodes d'extraction d'arrêt ouvert pratiquée à Broken Hill, mais la pression au sol était suffisamment basse pour permettre à la machine de travailler. Cette machine est en fonctionnement depuis 1992. La machine fonctionne maintenant automatiquement et sans surveillance produisant une ouverture rectangulaire de 4,1 m de haut et 6 à 8m de large surtout pour les routes des mines. La machine a été conçue pour répondre aux exigences d'exploitation dans la roche à contrainte de compression uniaxiale de 50 à 270 MPa (voir Figure 2.7).



**Figure 2.7. Robbins mobile Miner**

**(Bullock, 1994).**

### **2.2.7. Surface Miner**

Le Surface Miner simplifie les différentes étapes du processus laborieux d'extraction et de traitement des matériaux. Le Surface Miner est un système de production permettant d'extraire, de concasser et charger le matériau abattu en une seule opération.

Ce système donne les avantages suivants :

- Plus grande disponibilité du système:

- Coûts d'exploitation réduits:
- Une seule machine pour plusieurs opérations, ce qui simplifie la coordination et la planification de l'abattage, de la mission, de l'exploitation et de la maintenance. La Figure 2.8. résume les différentes opérations de ce système.



**Figure 2.8. Photo de surface miner**

### **2.2.7.1. Historique de la technologie des Surfaces Miners**

Les années 70 étaient le point de départ du développement d'une nouvelle méthode d'extraction plus rentable dans l'industrie des mines et des carrières, le surface miner. Le résultat fut une histoire à succès exceptionnelle, dans laquelle la firme Allemande Wirtgen, dès le début, joua un rôle primordial, ne cessant de pousser plus loin le développement de cette technique. Au fil du temps, des machines toujours plus grandes et aux rendements toujours plus élevés ont vu le jour dans nos services, s'adaptant progressivement aux besoins du marché. Si d'autres constructeurs n'ont pas réussi à s'imposer, la firme Allemande Wirtgen est le seul constructeur à être engagé en permanence depuis presque 30 ans dans le développement de machines hautement spécialisées dans ce domaine.

Les principes du rabotage des roches sont créés par différentes entreprises industrielles et d'exploitation minière dans les années 70.

**1980** : À l'heure de la naissance du Surface Mining moderne, la firme Wirtgen développe un prototype inspiré des fraiseuses routières, le Surface Miner 3000 SM.

**1983** : Dès la première machine officiellement vendue, le Surface Miner 1900 SM fait sa percée sur le marché.

**1985** : Le premier Surface Miner de la génération des grandes machines, le 3500 SM également destiné à la taille des roches, est vendu aux États-Unis.

**1988** : la firme Wirtgen présente le prototype d'un Surface Miner 2600 SM destiné à l'exploitation du charbon.

**1989** : Lancement d'une version perfectionnée du Surface Miner 2600 SM pour l'extraction de roche calcaire.

**1989** : Le 4200 SM, à ce jour le plus grand des Surface Miner, marque un jalon important.

**1989** : Cette année-là, la série de modèles 2100 SM fête ses débuts avec le lancement d'une première version destinée au fraisage de roches.

**1989** : Lancement de la fraiseuse de galerie, le Surface Miner 2600 SM, pour l'entretien des étages des mines souterraines.

**1996** : La grande machine 3700 SM est destinée aux travaux d'ouverture de tranchées et d'extraction de roche calcaire.

On développe le Surface Miner 2500 SM destiné aux travaux spéciaux sur les roches dures.

**2000** : De conception modulaire, le Surface Miner 2200 SM offre de nombreuses possibilités d'application, ce qui en fait un engin multifonctions pour les roches tendres et de dureté moyenne.

La société Knowlton Construction, possède déjà depuis plus de 15 ans un Surface Miner 3500 SM et a mis en service en juillet 2000 un deuxième Miner, le 2500 SM. Et ceci pour une bonne raison: la ville de San Antonio au Texas, USA, a été construite sur un plateau de calcaire dur. La plupart des travaux de construction tels que préparation de fondations de maisons, profilage de la sous-couche des routes et creusement de tranchées pour canalisations et câbles doivent se faire par taille dans ce sol dur car l'utilisation d'explosifs est interdite en raison des habitations et routes proches.

### ● **Surfaces Miner 2200 SM**

Dans le domaine du fraisage de roches, le Surface Miner 2200 SM peut être utilisé pour l'extraction de minerais et pour les travaux de terrassement ou d'abattage des roches tendres et de dureté moyenne.

### ● **Surfaces Miner 2500 SM**

Le Surface Miner 2500 SM a été spécialement conçu pour l'exploitation minière. Par sa construction, il peut être transformé en fonction de l'application. Mission ininterrompue dans des roches tendres et de dureté moyenne.

### ● **Surfaces Miner 2600 SM**

La fraiseuse de galerie est un engin spécial destiné à l'entretien des voies souterraines.

- **Surfaces Miner 4200 SM**

Le Surface Miner 4200 SM a été spécialement conçu pour l'exploitation minière. Par sa construction, il peut être transformé en fonction de l'application. Mission ininterrompue dans des roches tendres et de dureté moyenne.

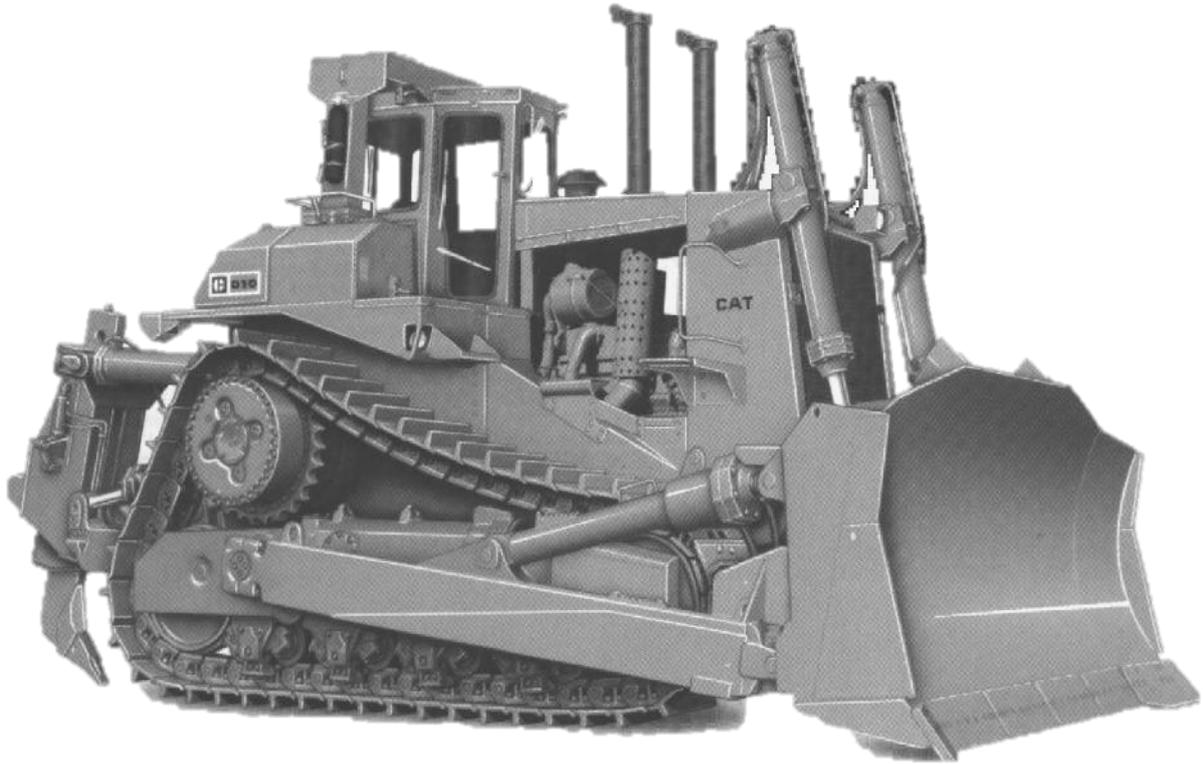
Les caractéristiques techniques des Surfaces Miners sus citées sont représentées dans le tableau.2.1.

Caractéristiques	Type des Surfaces Miner			
	2200SM	2500SM	2600SM	4200SM
<b>Largeur de taille; mm</b>	2200	2500	2600	4200
<b>Profondeur de taille; mm</b>	0 ÷ 300	0 ÷ 600	0 ÷ 200	0 ÷ 650
<b>Puissance du moteur; KW</b>	708	783	273	1194
<b>Poids de la machine; Kg</b>	47730	100500	100500	208300

**Tableau.2.1. Les caractéristiques techniques des Surfaces Miner**

### 2.2.8. Bulldozer

Les dozers sont des tracteurs sur chenilles équipés d'une lame à l'avant. Ils sont souvent équipés d'un ripper. Le nom donné au tracteur est celui de son équipement (lame avant), la lame peut être orientée. Le conducteur peut juste régler la profondeur d'enfoncement de la lame dans le sol ou de la relever.



**Figure 2.9. Bulldozer (Rolle P.LP, 2007)**

### **2.2.8.1. Utilisation**

Les bulldozers sont donc des machines conçues pour exercer un effort horizontal important toujours dans le sens de la marche.

Les modèles sur chenilles sont bien adaptés aux travaux en terrains meubles, mais les vitesses de déplacement étant faibles, ces engins ne sont rentables que sur des déplacements courts (inférieur à 100 m). Les modèles sur roues, sont plus indiqués sur des distances longues, ils sont cependant plus rares.

Pour déplacer des matériaux sur moins de 100m, le boteur sur chenille est l'engin de production le plus économique.

Ce sont les engins de prédilection pour les travaux de refoulement, y compris sur sol arborés (déforestation). C'est le spécialiste du travail de pousseur (ou de tracteur) pour les scrapers, le boteur prend alors le nom de Pushdozer et est peut-être équipé spécifiquement d'une plaque de poussage. Il effectue également le défonçage des terrains au ripper avant le travail des scappers. D'autre part, le remorquage de fortes charges est sa spécialité, il est également utilisé pour le débardage (transport de tronc par tirage) et le dessouchage, il reçoit alors un équipement qui lui permet de concentrer son effort de poussé sur une petite surface, l'arrachement étant effectué par l'action combiné de l'avancement et du relèvement de l'outil. Ils sont également utilisés pour la remise en état des sols et leur nivellement.

### **2.2.8.2. Productivité**

La production horaire est calculée ainsi : Cubage transporté x Nombre de cycles.

Le cubage dépend :

- de la nature du matériau
- de l'état et des pentes du terrain - de la méthode de travail appliquée - de la capacité de la lame.
- Le nombre de cycle dépend :
- de la distance de transport
- du modèle de tracteur et de son système de liaison au sol
- des vitesses Aller et retour
- de l'efficacité du travail (coefficient de chargement)

Le coefficient de chargement = cubage transporté / capacité de la lame

Lorsque la distance dépasse 50 m. le poussage s'effectue en 2 passes successives.

### **2.2.8.3. Quelques Chiffres**

- Poids de 7 à 93 Tonnes
- Pression sur le sol environ  $0.7 \text{ kg/cm}^2$
- Vitesse de 0 à 12 Km/h sur chenilles et de 6 à 35 km/h sur roues.
- Puissance de 100 à plus de 700 chevaux développant un effort de traction de 10 à 1400KN.
- Largeur de la lame de 2,5 à 6m.

## **Conclusion**

Dans ce chapitre nous avons considéré les différentes machines d'excavation qui existent actuellement, et nous avons étudié les différentes caractéristiques de ces machines pour l'étude de rippabilité. Parmi ces machines nous ferons une étude détaillée sur les rippers

## Chapitre 3

### 3. Etude des rippers

#### 3.1. Définition du rippage

On appelle rippage mécanique l'extraction de la roche par couches du massif et sa fragmentation en morceaux au moyen de rippers mécaniques.

#### 3.2. Conditions d'application

Ripper au lieu de miner si les vitesses sismiques  $< 2500\text{m/s}$ , suivi d'un gerbage des matériaux avant reprise par pelles ou chargeuses.

Le rippage s'applique à des roches susceptibles d'être rippable :

- Les roches très stratifiées
- Les roches très fracturées (vertical)
- Les roches qui s'altèrent rapidement :
- Les roches de grande gélivité
- Les roches poreuses et perméables
- Les roches fragiles et cassantes

#### 3.3. Classification des rippers

On classe les rippers en fonction des principaux indices suivant :

- a) D'après la construction on distingue les rippers avec organe de travail suspendu et tracté (Figure 3.1).
- b) D'après le poids on distingue le bulldozer dont le poids varie de 7 à 40 tonnes
- c) Selon le nombre de dent on distingue les rippers qui peuvent travailler avec une dent pour une fissuration faible, deux dents dans les fissures moyennes et trois dents dans les massifs à fissure intense.
- d) D'après la puissance on distingue les rippers de petite puissance, moyenne et grande puissance.

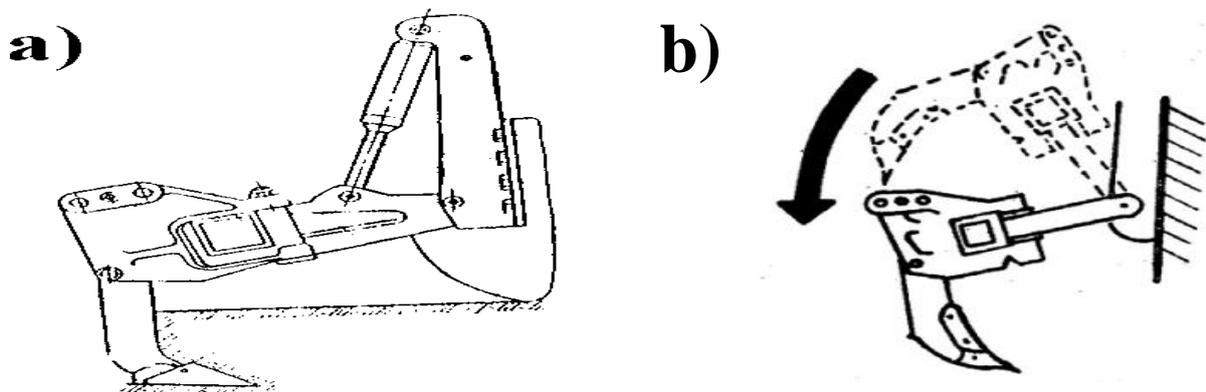


Figure 3.1. Rippers suspendu (a) et tracté (b)

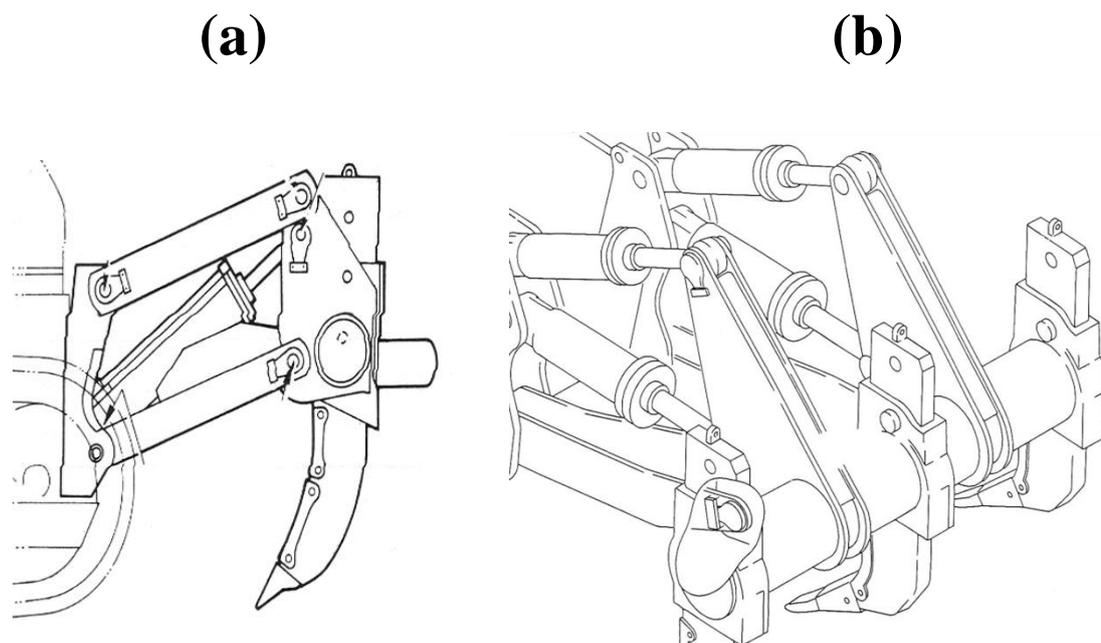
Les rippers suspendus, autrement dits, fixés rigidement au tracteur ont la possibilité d'utiliser la masse du tracteur pour la pénétration de l'organe de travail du ripper dans le massif. C'est pourquoi cette étude portera sur l'application de ce type de rippers dans les carrières de calcaires.

En fonction de la puissance de traction, les rippers suspendus se divisent en rippers légers (jusqu'à 140 ch), moyens (de 140 à 250 ch) et lourds (plus de 250 ch). Pour les roches mi-dures il est recommandé d'utiliser les rippers lourds.

En fonction du nombre de dents, on distingue les rippers à une et plusieurs dents (figure.3.2.). Les rippers à une dent s'utilisent pour la fragmentation des roches mi-dures.

La rippabilité peut être définie comme une mesure de la possibilité d'une roche à l'abattage par des rippers tractés par tracteur. Dans le passé la rippabilité de roche a été appréciée par la mesure de la vitesse sismique, (Ateco, 1970, Church, 1981).

Une des plus grandes usines fabricant d'équipements de terrassement (Caterpillar tractor co.) a développé l'utilisation du séismographe de réfraction pour déterminer la rippabilité des matériaux.

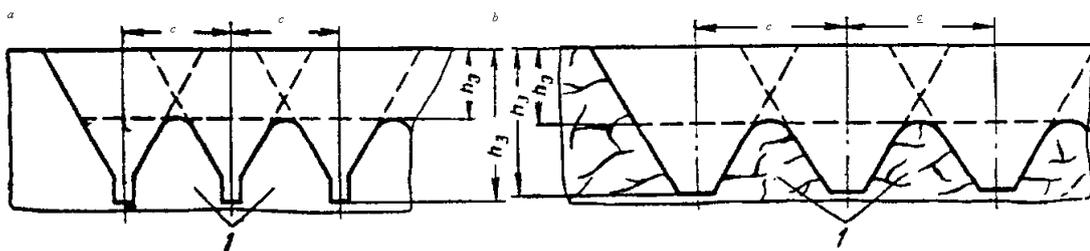


**Figure 3.2. Ripper à une dent (a) et multidentés (b)**

### **3.3.1. Mécanisme de rupture des roches au moyen du ripper à une dent**

Pour la fragmentation des roches mi-dures et dures on utilise les rippers à une dent et dans le cas des roches de faible dureté et visqueuses, il est recommandé l'utilisation des rippers multidentés.

Le rippage mécanique des roches s'effectue lors du déplacement du tracteur avec la dent enfoncée dans le massif. Avec la création d'effort considérable sur la lame de la dent, il se produit un détachement des morceaux de roches du massif et leur fragmentation dans les contours d'un sillon de forme trapézoïdale (figure 3.3.).

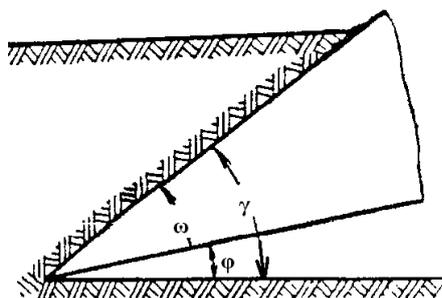


**Figure 3.3. Section des fouilles lors des passes parallèles du ripper**

- a- dans un massif monolithique
- b- dans un massif fissuré
- 1- formation des pieds

### 3.3.1.1. Paramètres de travail du ripper

Les principaux paramètres caractérisant l'organe de travail du ripper sont l'angle de coupe  $\gamma$ , l'angle d'affûtage(tranchant)  $\omega$ , l'angle arrière  $\phi$ , l'épaisseur et la longueur de la dent ainsi que la distance entre les dents pour le cas des rippers multidentés (figure 3.4).



**Figure 3.4. Paramètres du rippage**

L'angle de coupe exerce une grande influence sur l'effort de coupe ; son augmentation, par exemple de 40 à 60° provoque l'accroissement de la résistance frontale à la lame de deux fois. Par contre sa diminution spontanée par exemple jusqu'à 30° et moins peut s'accompagner d'une augmentation de la résistance de la roche à la fragmentation (surtout lors du rippage en direction de la stratification).

De cette manière, on recommande pour le cas du rippage des massifs semi rocheux et rocheux un angle de coupe compris dans les limites de 30 à 45°.

L'angle d'affûtage de la lame se situe dans les limites de 20 à 30°. Dans tous les cas, cet angle doit être choisi en conformité avec l'approfondissement de la dent de manière à ce que l'angle arrière ne doit pas être inférieur à 5° pour le cas des roches mi-dures et dures. Ceci s'explique par le fait que la diminution de l'angle arrière conduit à l'écrasement de la roche

par la partie arrière de la lame du ripper et par conséquent fait augmenter la résistance de la roche à la fragmentation d'une part et à l'usure de la dent d'autre part.

### 3.3.1.2. Effort de traction du ripper

La détermination de la force requise pour le rippage nécessite le calcul de l'effort de traction de l'outil de coupe à travers la masse rocheuse. Cet effort peut être déterminé par l'expression :

$$F = \frac{2.t.d.w.\sin(\theta + \phi)}{1 - \sin(\theta + \phi)} \dots\dots\dots(3.1)$$

- Où  $F$  - effort de traction (force horizontale) ;  
 $t$  - résistance de la roche à la traction ;  
 $d$  - profondeur de coupe ;  
 $w$  - largeur de la dent du ripper  
 $\phi$  - angle de friction entre l'outil et la roche     $\theta$  - demi -angle de l'outil de ripage.

Le déplacement du ripper avec la dent enfoncée dans le massif monolithique provoque la formation d'une fouille dont la largeur correspond à celle de la dent appliquée (figure3.5). La profondeur du rippage atteint 15-20% de l'approfondissement de la dent.

L'angle des talus des parois de la fouille  $\alpha$  varie en fonction de l'état du massif dans des limites de 30-80°. Pour un massif fortement fissuré, la fragmentation s'effectue suivant les plans d'affaiblissement. La pénétration la dent la dans la roche, s'accompagne d'une fragmentation intensive des parois sur toute la profondeur de la fouille.

L'ameublissement du massif s'effectue par des passes parallèles contiguës du ripper. La distance entre deux passes voisines  $c_p$  se choisit en fonction de la blocométrie exigée et la profondeur de fragmentation du massif.

Le travail du ripper suivant des passes parallèles engendre la formation, dans la partie inférieure des pieds qui empêchent l'excavation complète de la roche sur toute la profondeur de pénétration du ripper (figure 3.4.). C'est pourquoi on remarque que la profondeur de fragmentation effective du massif  $h_e$  est inférieure à la profondeur de la pénétration de la dent :

La destruction des pieds nécessite des passes croisées du ripper qui s'effectuent perpendiculairement (diagonalement) aux passes parallèles primaires. Dans ce cas la distance entre les passes croisées se détermine par l'expression :

$$C_c = (1,2 \div 1,5)C_p \dots\dots\dots(3.2)$$

Où  $C_p$  – distance entre les passes parallèles, m.

### 3.4. Etude de la rippabilité des roches en carrière.

L'analyse de certains travaux montre que la vitesse séismique fournit une mesure de la rippabilité de la masse rocheuse, par exemple le tableau 3.1 (Dubbe, 1974)

**Tableau 3.1. Corrélation de vitesse sismique avec le rippabilité des roches.**

Rippers	Vitesses sismiques, m/s		
	Rippables	Marginales	Tir
Fahenstock	1410	1410 – 1920	1920
Californie	1260	1260 – 1500	1500
Church	1500	1500 – 2100	2100
Caterpillar	2250	2250 – 2850	2850
Ateco	1950	1950 – 2550	2550
Pass	2400	2400 – 3060	3060
Colorado	2550	2550 – 3150	3150

**3.4.1. Caractéristique des rippers**

Comme les roches opposent une résistance à leur destruction sous l'influence d'une force extérieure, seul un effort surmontant cette résistance peut détacher les roches du massif.

A cet effet, nous exprimons dans les tableaux 3.2 et 3.3 les caractéristiques de quelques rippers susceptibles d'être utilisés pour les différentes classes de la rippabilité des roches.

**Tableau3.2. Caractéristiques des Bulldozers (USA)**

Caractéristiques	Michigan 280	Michigan 3800	Michigan 480	Caterpillar 824 V	Caterpillar r 834
Puissance du moteur, cv	290	430 - 450	600	275 - 365	360 - 420
Largeur du tas, m	4,06	4,27	4,3	4,04	4,47
Hauteur maximale du tas, m	1,32	1,32	1,32	1,4	1,4
Poids avec équipement. T	24,5	44	48	30	40
Vitesse maximale, km/h	36	36	35	28,5	37
Effort de traction, tf	14,5	26	28,5	17,5	24

**Tableau3.3. Caractéristiques des rippers de l'ex- URSS**

Caractéristiques	Rippers						
	D-515S	D-576S	DP-22S	D-652AS	DS-671S	D-672S	D-673S

Modèle du tracteur	T-100MGP	T-180S	T-180KS	DET-250M	T-220	T-330	T-500
Puissance du moteur, cv	180	180	180	300	220	330	450
Effort de traction max, kgf	9500	15000	16760	25700	14100	27000	35000
Vitesse de déplacement, km/h							
Marche avant	2,36	2,86	11,96	2,3	2,67-17,85	3,11-20,2	3,19-18,0
Marche arrière	2,8	3,21	7,49	2,3	1,78-14,2	2,03-16,25	2,80-14,5
Nombre de dents	1 - 3	1 - 3	1 - 3	1 - 3	1 - 3	1 - 3	1
Fixation des dents	Articulée	Rigide	Articulée	Articulée	Articulée	Articulée	Rigide
Entre axe des dents	700	740	800	1020	960	850	-

### **3.4.2. Détermination de l'approfondissement du ripper dans le massif**

La détermination de l'approfondissement de la dent du ripper dans le massif pour les différentes classes de rippabilité des roches est nécessaire pour le calcul des paramètres du rippage et du rendement des rippers.

Pour la détermination rapide de ce paramètre, nous proposons un nomogramme (figure 3.5.) qui combine l'indice acoustique de la fissuration du massif  $R$ , les vitesses de propagation des ondes élastiques dans le diapason des fréquences ultrasoniques  $V_u$ , et les efforts  $F$  développés par les rippers de différentes puissances  $N$ .

Le monogramme permet donc d'assurer, pour un approfondissement exigé du rippage, la puissance nécessaire de traction. Par exemple, pour les roches ayant la vitesse  $V_u = 2800$  m/s et l'indice acoustique  $R = 0,35$ , un ripper de puissance  $N = 250$ cv peut assurer un approfondissement de la dent  $h = 0,5$ m.

Comme le montre le nomogramme, pour un approfondissement allant jusqu'à 1 m pour les mêmes roches, le ripper à choisir doit avoir une puissance comprise entre 500 et 540cv.

L'effort spécifique de traction du ripper nécessaire sur l'arrête coupante de la dent, ainsi que la valeur de l'approfondissement du ripper dans les quartiers présentant des valeurs proches de la vitesse  $V_u$  des ondes ultrasoniques dépendent dans une large mesure de l'indice acoustique de la fissuration du massif. Cependant, pour un même degré de discontinuité du massif, mais avec différentes valeurs de la vitesse ultrasonique, l'effort spécifique sur l'arrête coupante de la dent, l'approfondissement et le rendement possible du ripper sont sensiblement différents dans ce cas, les valeurs minimales de l'indice acoustique et de la vitesse ultrasonique correspondent à l'approfondissement maximal du ripper.

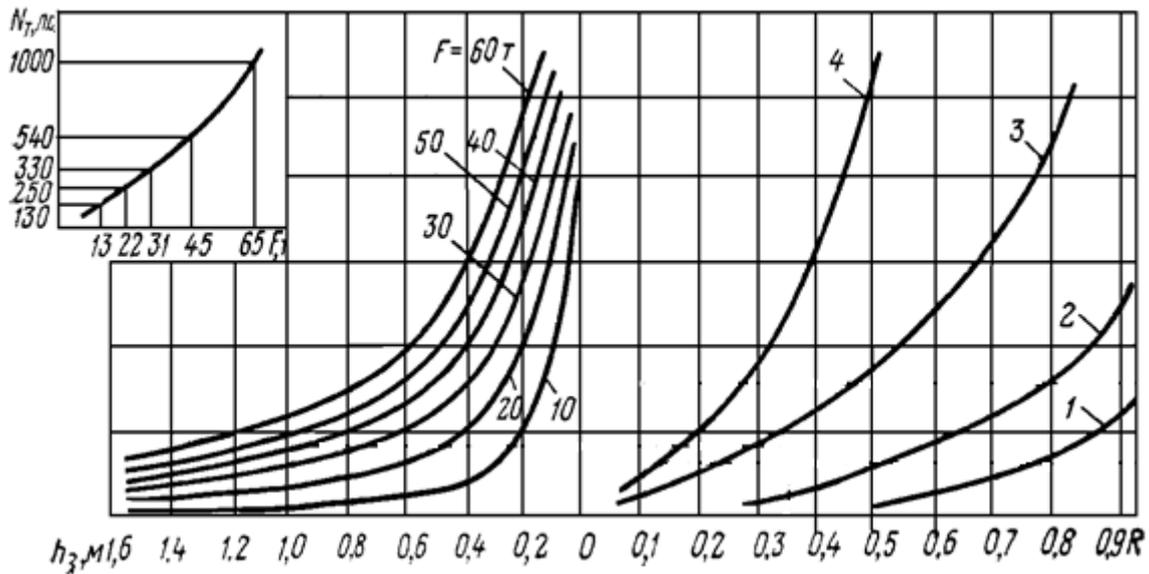


Figure 3.5. Nomogramme de détermination de l'approfondissement possible  $h$  de la dent du ripper en fonction de  $V_u$ ,  $R$ ,  $N$  et  $F$  ; 1, 2, 3 et 4 - sont respectivement pour  $V_u=1000$  ; 2000 ; 3000 et 4000 m/s (E.B Hannachi , k.Talhi ,1999)

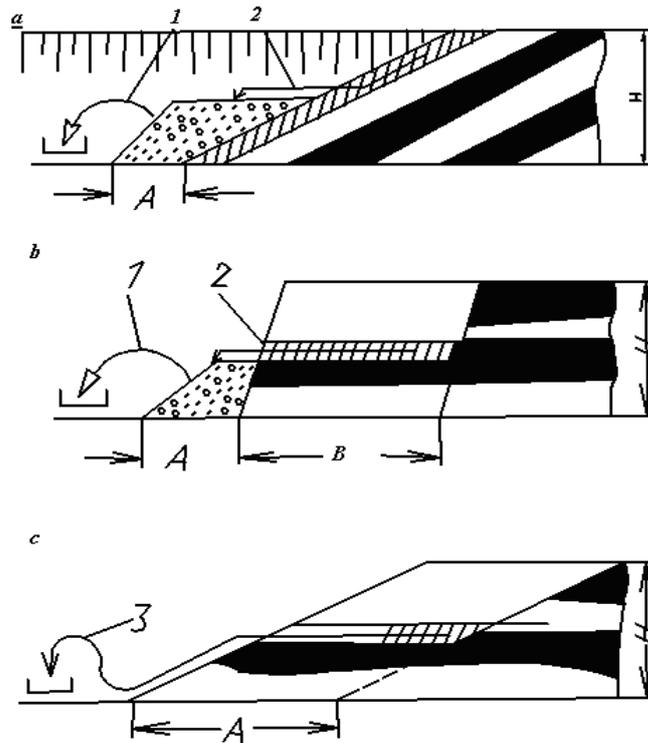
### 3.5. Elaboration des schémas technologiques d'exploitation

#### 3.5.1. Schémas technologiques de ripage

Le défonçage du massif au moyen de ripper peut s'effectuer par couches horizontales ou inclinées. La puissance des couches ripées varie de quelques dizaines de cm jusqu'à 1,5 – 2m (en fonction des propriétés et de l'état du massif, ainsi que des paramètres du ripper).

Lors du défonçage du massif par couches horizontales, au fur et à mesure du rippage et du chargement de la couche foisonnée, le toit du gradin baisse graduellement ce qui rend difficile le transport de la roche chargée au niveau de la taille du ripper.

Pour remédier à ce problème il est plus rationnel d'adopter, lors du défonçage par couches horizontales, le schéma d'exploitation par sous gradins (figure 3.6). En appliquant ce schéma la roche foisonnée de chaque couche est soit poussée par le bulldozer soit transportée par le chargeur sur le talus adouci jusqu'au pied du gradin où s'effectue le chargement dans les moyens de transport.



**Figure 3.6. Schéma de réalisation des travaux au moyen de rippers**

- a- exploitation du gradin par couches inclinées ;
- b- exploitation du gradin par couches horizontales avec le talus normal ;
- c- idem avec talus adouci ;
- 1- pelle mécanique ;
- 2- bulldozer ;
- 3- chargeur.

Lors du défonçage par couches inclinées, le talus du gradin est adouci jusqu'à 20-25 degrés, ce qui permet d'augmenter considérablement le rendement des rippers et des bulldozers.

### 3.5.2. Calcul des paramètres du ripage

On détermine l'approfondissement possible du ripper  $h_a$  ; ensuite on peut calculer les principaux paramètres du ripage mécanique.

La largeur supérieure de la fouille se détermine par la formule :

$$B = \frac{2k_1 h_a}{\text{tg } \alpha} + b \dots \dots \dots (3.3)$$

$$k_1 = \frac{h_f}{h_a}$$

- Où  $h_f$  – hauteur de la fouille, m ;
- $\alpha$  - angle du talus des parois de la fouille, degrés ;
- $h_a$ - profondeur de pénétration de la dent du ripper, m ;
- $b$  - largeur du fond de la fouille, m.

La profondeur effective du rippage du massif lors des passes parallèles se détermine par la formule :

$$h_{ef} = \frac{1}{k_2} \left[ (k_1 h_a - \frac{tg \alpha}{2} (c_p - b)) \right], m; \dots \dots \dots (3.4)$$

Où  $k_2$  – coefficient tenant compte de l'influence de la fissuration des roches sur les dimensions des crêtes non détruites par le ripper lors des passes parallèles.

$b_d$  -est la largeur du bout de la dent du ripper.

Les valeurs calculées de  $k_1$ ,  $k_2$  et  $b$  sont représentées dans le tableau 3.4

**Tableau 3.4. valeurs des coefficients de rippage**

Roches	$k_1$	$k_2$	$b$
Faiblement fissurées $R = (0,6 - 0,9)$	0,75 – 0,9	0,95 - 1	$(1 - 1,5) b_d$
Moyennement fissurées $R = (0,6 - 0,4)$	0,9 – 1	0,9 – 0,95	$(1,5 - 2,5) b_d$
Fortement fissurées $R < 0,4$	1	0,8 – 0,9	$(2,5 - 4) b_d$

La profondeur effective de rippage  $h'_{ef}$  lors des passes croisées du ripper quand la distance entre les passes contiguës  $c_c = (1,2 : 1,5) c_p$  peut être pris égale à  $h_{ef}$ .

Si la valeur de  $h$  est donnée, il est rationnel de prendre la distance entre les passes parallèles contiguës au maximum possible afin d'assurer l'approfondissement exigé du ripper, autrement dit :

$$c_p = \frac{2}{tg \alpha} (k_1 \cdot h_{ef} - k_2 \cdot h_{ef}) + b, m; \dots \dots \dots (3.5)$$

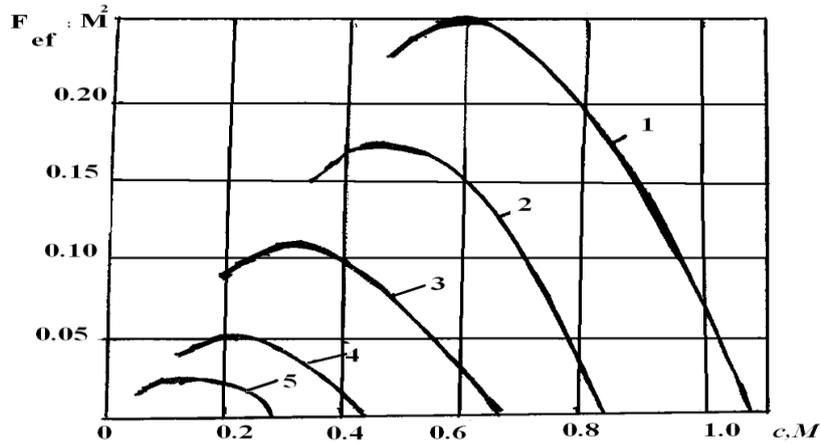
La surface du foisonnement par passe du ripper se détermine par la formule:

$$F = c_p \cdot h_{ef}; m^2 \dots \dots \dots (3.6)$$

En remplaçant dans la formule (2.6)  $h_{ef}$  par sa valeur de la formule (3.4) , on obtient :

$$F = \frac{c_p}{k_2} \left[ k_1 h_{ef} - \frac{tg \alpha}{2} (c_p - b) \right]; m^2 \dots \dots \dots (3.7)$$

La fonction  $F = f(c_p)$  pour la valeur donnée de  $h_{ef}$  possède un maximum pour une distance déterminée entre deux passes contiguës (figure 3.7.). Il est évident que cette grandeur est optimale car elle assure le volume maximal de rippage pendant une passe, en d'autres termes, elle correspond au rendement maximal du ripper.



**Figure 3.7. Dépendance de la surface effective de rippage  $F_{ef}$  en fonction de la distance entre les passes du ripper. (E.B Hannachi , k.Talhi ,1999)**  
**1, 2, 3, 4, 5 – respectivement pour l’approfondissement de la dent du ripper de 1 ; 0,8 ; 0,6 ; 0,4 ; et 0,2m.**

La distance optimale entre les passes peut se déterminer par la formule :

$$C_{popt.} = \frac{k_1 h_{ef}}{tg\alpha} + 0.5b, m; \dots \dots \dots (3.8)$$

La profondeur effective du rippage pour la distance optimale entre les passes du ripper se détermine par la formule :

$$h_{ef\ op} = \frac{0,5.Cp.op.tg\alpha}{k_2}, m; \dots \dots \dots (3.9)$$

La méthodologie décrite permet le calcul des principaux paramètres du rippage mécanique. Ces paramètres sont nécessaires pour la projection de cette méthode de préparation de la masse minière à l’excavation. Elle permet aussi de donner une appréciation préliminaire sur l’efficacité de l’application des rippers dans les conditions réelles de l’exploitation.

Le rendement d’exploitation des rippers peut être déterminé par les formules suivantes :

- pour les passes parallèles :

$$Q_p = \frac{3600.c_p.h_{ef}.k_u}{\frac{1}{v_{moy}} + \frac{\tau}{l}}, M^3 / h; \dots \dots \dots (3.10)$$

- pour les passes croisées :

$$Q_{p.c} = \frac{3600.h_{ef}.k_u}{\frac{1}{v_{moy}} \left( \frac{1}{c_p} + \frac{1}{c_c} \right) + \tau \left( \frac{1}{c_p.l} + \frac{1}{c_c.M} \right)}, M^3 / h; \dots \dots \dots (3.11)$$

Où  $ku$  – coefficient d'utilisation du ripper pendant le poste de travail, ( $ku = 0,7 - 0,9$ ) ;

$V_{moy}$  – vitesse moyenne du travail du ripper, (pour les calculs on peut la prendre égale à 70 – 80% de la première vitesse), m/s ;

$\tau$  - temps sommaire des manœuvres du ripper pour le passage à la passe suivante, s

$$\tau = t_1 + t_2 + t_3, s$$

$t_1$  – temps de levage du ripper, s ;

$t_2$  – temps des manœuvres du ripper, s ;

$t_3$  – temps de l'enfoncement de la dent du ripper dans la roche, s.

$l$  - longueur de la passe parallèle, m ;

$M$ - longueur de la passe croisée, m.

L'analyse des formules montre que le rendement du ripper dépend considérablement de la longueur des passes parallèles. La longueur rationnelle se situe dans les limites de 100-300 m.

### **3.6. Propriétés des roches**

#### **3.6.1. Propriétés physiques, mécaniques et acoustiques des roches en vue de leur rippabilité**

Les agrégats composés de un ou plusieurs minéraux formants un corps solide s'appelle roches minières. De cette manière, si le minéral est une liaison chimique d'éléments, la roche minière est une liaison mécanique ou un mélange de minéraux qui apparaît suite à une cristallisation, sous l'effet de la température, de la pression... ; c'est pourquoi les propriétés des roches dépendent en premier lieu de leur composition minéralogique et leur macrostructure, (indices structuraux et texturaux) qui conditionnent le type et application de la roche.

##### **3.6.1.1. Propriétés physiques**

On comprend par propriétés physiques des roches leur comportement spécifique suite à l'action des champs physiques ou de corps sur elles. Chaque propriété physique de la roche s'apprécie par un ou plusieurs paramètres (indices, caractéristiques), présentant une mesure quantitative de cette dernière.

Les propriétés des roches apparaissant lors de l'influence des mécanismes et des instruments concrets sur elles et les caractéristiques qui leur correspondent s'appellent propriétés technologiques.

L'ensemble des paramètres physiques et technologiques des roches décrivant leur comportement dans les processus de l'exploitation s'appelle paramètres physico-techniques.

Les paramètres physico-techniques des roches se subdivisent en fonction du type du champ externe qui provoque. C'est pourquoi on distingue le champ mécanique (pression) auquel correspondent les propriétés mécaniques, le champ thermique (température) et les propriétés thermiques, le champ électrique, magnétique, de radiations et les propriétés correspondantes.

Les propriétés électromagnétiques et acoustiques des roches sont liées à l'influence des processus ondulatoires ; dans le premier cas le champ magnétique et dans le second les oscillations élastiques.

Les propriétés des roches intrinsèques exigent des considérations particulières pour l'étude de leur rippabilité puisqu'elles ont un grand effet sur la qualité de la masse de roches et la performance du ripper. Ces propriétés sont la densité, l'abrasivité et l'humidité naturelle. Dans le cas d'une grande abrasivité de la Roche, la méthode de forage et de tir reste la seule alternative pour leur préparation à l'excavation.

### 3.6.1.2. Etude des propriétés des roches en relation avec leur rippabilité

L'étude bibliographique a montré que les roches dont la dimension des grains est supérieure à 5mm peuvent être facilement ripées que celles ayant les dimensions des grains inférieures à 1mm.

La rippabilité des roches dépend, dans la plupart des cas, de leurs types. Les roches sédimentaires sont généralement ripables ; le gneiss est moins favorable au ripage par contre les roches métamorphiques ne sont pas ripables sauf si elles sont altérées ou décomposées.

L'analyse des différentes propriétés géotechniques des roches en relation avec leur rippabilité a montré que la fissuration et les différentes résistances (compression, traction, cisaillement et l'abrasivité) de la roche représentent les principaux paramètres d'appréciation de l'efficacité de la rippabilité.

### 3.6.1.3. Résistance de la roche

L'expérience montre que la roche se fragmente avantageusement sous l'effet de la traction et du cisaillement devant l'arrête frontale de la dent du ripper, l'arrachement et le cisaillement au niveau des élargissements latéraux du sillon et également le cisaillement provoqué par les arrêtes latérales de la dent. De ce fait, la résistance spécifique de la roche  $K'$  à la fragmentation durant le ripage varie en fonction des propriétés de la roche et de la forme de la dent du ripper. Sa valeur est proche de la résistance limite à la compression  $\sigma_c$ , autrement dit :

$$K' = (1,3 \div 1,5)\sigma_c \dots\dots\dots(3.12)$$

Les résistances de la roche se déterminent au laboratoire et in situ par les méthodes directes et indirectes.

L'abrasivité de la roche étant une fonction complexe de diverses propriétés incluant la dureté et la composition minéralogique de la roche, en plus de l'appréciation de la rippabilité, provoque l'usure rapide de la dent du ripper.

On détermine l'abrasivité par la relation suivante :

$$T = \frac{\sigma_c^2}{2E} \times 100 \dots\dots\dots(3.13)$$

Où :

- $T$ - indice d'abrasivité ;
- $\sigma_c$  – la résistance à la compression uniaxiale ;
- $E$  – le module d'élasticité.

### **3.6.2. Fissuration des massifs et ses paramètres**

On appelle fissure toute rupture mécanique de la continuité du milieu dont la valeur est égale ou dépasse la distance inter atomique ( $10^{-10}$  m) dans le réseau cristallin. C'est pourquoi, il est plus commode d'utiliser le terme discontinuité

En fonction de leur grandeur, les discontinuités se classent en trois ordres.

Les discontinuités du premier ordre de dimension  $10^{-9}$  jusqu'à  $10^{-5}$  m sont intra cristallines. Elles sont conditionnées par les conditions d'apparition et de développement des différents cristaux. Ces fissures se reprochent des défauts du réseau cristallin des minéraux qu'on étudie dans la physique d'un corps solide.

Le deuxième ordre renferme les discontinuités se trouvant entre les cristaux eux-mêmes ainsi que les fissures dans le ciment inter cristallin. Les dimensions de ces discontinuités sont de l'ordre de celles des cristaux composant la roche et la valeur de l'ouverture peut atteindre 0,1mm et plus.

Les discontinuités des deux premiers ordres naissent principalement dans le processus de la diagenèse des sédiments ou bien de la cristallisation des magmas, leur orientation dans le cas général est chaotique. Ces discontinuités déterminent la résistance de la roche aux processus de forage, à la broyabilité dans les concasseurs, l'excavation au moyen des excavateurs à plusieurs godets et des combinés.

Au troisième ordre des discontinuités se rapportent les fissures qui prennent naissance pendant le processus du métamorphisme des roches suite aux pertes d'eau et des produits volatils, ainsi que dans le processus de refroidissement des roches suite à la diminution de leur volume. Ces discontinuités sont étroitement liées avec les différentes couches, coulées de laves ou les intrusions. Les discontinuités de clivage appartiennent aussi au troisième ordre. Cet ordre comprend les fissures tectoniques qui naissent dans les roches minières sous l'influence des forces tectoniques se développant pendant le développement de l'écorce terrestre. Parmi elles figurent les fissures d'arrachement et de cisaillement.

En plus des types de fissures citées s'ajoutent dans les affleurements les fissures de l'altération qui se développent sur une profondeur allant de 2 à 10 m généralement suivant les discontinuités qui affectent déjà le massif.

### **3.7. Appréciation du massif rocheux par les méthodes séismo-acoustiques**

L'obtention rapide et comparativement la moins chère de l'information sur les propriétés du massif d'effectue par les méthodes séismo-acoustiques. Ces méthodes se basent sur l'étude du caractère de propagation des acoustiques dans le massif.

Dans certains travaux, il est établi que la vitesse de propagation des ondes élastiques se corrèlera bien avec la dureté et les discontinuités du massif. Cependant elle ne peut servir qu'en

qualité d'indice généralisé en tenant compte de la variation de ces facteurs. Par exemple, avec l'augmentation de la dureté de la roche la vitesse de propagation des ondes élastiques augmente et elle diminue avec l'augmentation de la fissuration du massif.

Dans les carrières, la vitesse de propagation des ondes élastiques mesurée sur une base de 5 à 30m dans un massif de calcaire disloqué, et déterminée non seulement par la composition et les propriétés des roches, mais aussi en fonction de leurs conditions d'arrangement (fissuration etc.). Afin d'exclure l'influence, proprement dit, des propriétés du massif sur la vitesse de propagation des ondes sismique, il fut convenable d'utiliser la relation des vitesses des ondes monotypiques (par exemple longitudinales) mesurées sur des basses de 5 à 50m.

Dans le premier cas, il nous a paru commode d'effectuer les mesures par les méthodes sismiques de hautes fréquences et dans le second cas – par les méthodes ultrasoniques.

Si l'on désigne les vitesses obtenues respectivement par  $V_s$  et  $V_u$ , la relation entre elle est appelée indice acoustique de la fissuration et se détermine par l'expression :

$$R = \frac{V_s}{V_u} \dots\dots\dots (3.14)$$

Dans le cas des roches meubles et afin d'étudier principalement les caractéristiques liées à leur résistance, on peut appliquer comme indice  $V_u$  ; cependant l'appréciation du massif au moyen des deux indices  $R$  et  $V_u$  permet d'étudier d'une manière plus explicite la relation entre la friabilité et les caractéristiques physico-techniques du massif.

**Tableau 3.5. Classification des roches en fonction de leur Rippabilité**

Roches	coef. de dureté, f	Caractéristiques acoustiques			Classes des roches d'après leur rippabilité	Approfondissement possible du ripper de puissance 300ch
		$V_u$	$V_s$	R		
Roches sédimentaires avec des inclusions de gros blocs, houille, agglomérats cimentés, schiste fragmentés.	1 – 1,5	600 - 1200	360-1080	0,6 – 0,9	Facile	1,2 – 0,8
Calcaires tendres, schistes, marnes craie, gypses, argiles endurcies.	2 - 3	1000 -2000	600-1800	0,6 – 0,9	Moyenne	0,8 – 0,5
Calcaires, grès et schistes durs et fortement fissurés	4 - 8	2000 -4000	800-1600	< 0,4	Idem	0,8 – 0,5
Calcaires, dolomites, grés, marbres et schistes argileux durs et de fissurités moyenne	4 - 8	2000 -3500	800-1200	0,4 – 0,6	Difficile	0,5 – 0,3
Calcaires faiblement stratifiéstrés durs, grés, minerais de fer	10 - 16	4000 -6000	1600-2400	< 0,4	Idem	0,3 – 0,2
Calcaires faiblement fissurés durs et très durs, grés, granites, quartzites, gneiss	8 - 20	> 3500	>1400	> 0,4	Très difficile	Tir

L'analyse des résultats obtenus montre que la vitesse sismique n'est pas le seul paramètre adéquat pour une meilleure interprétation de la rippabilité. C'est pourquoi la combinaison de plusieurs paramètres possédant des niveaux d'importance différents est nécessaire.

R.N. Singh combine quelques paramètres et évalue le taux de rippabilité pour chacun d'eaux et comme résultats. Il recommande une carte que nous présentons dans le tableau 3.6.

**Tableau 3.6. Carte des taux de rippabilité suggérée.**

Paramètres	Classes des roches				
	1	2	3	4	5
Résistance à la traction, MPa	< 2	2 - 6	6 - 10	10 - 15	> 15
Taux	0 - 3	3 - 7	7 - 11	11 - 13	13 - 15
Altération	Complètement	Hautement	Modérément	Légèrement	Inaltérée
Taux	0 - 2	2 - 6	6 - 10	10 - 13	13 - 15
Vitesse sismique, m/s	400 - 1100	1100 - 1600	1600 - 1900	1900 - 2500	> 2500
Taux	0 - 6	6 - 10	10 - 14	14 - 18	18 - 20
Abrasivité de la roche	Très faible	Faible	Modérée	Elevée	Très élevée
Taux	0 - 7	7 - 9	9 - 13	13 - 18	18 - 20
Ouverture des discontinuités, m	< 0,06	0,06 - 0,3	0,3 - 1	1 - 2	> 2
Taux	0 - 7	7 - 15	15 - 22	22 - 28	28 - 30
Taux total	> 25	25 - 50	50 - 70	70 - 90	> 90
Appréciation de la rippabilité	Facile	Modérée	Difficile	Marginale	Tir
Tracteur recommandé	Sans ou D7	D7 - D8	D8 - D9	D10 ou tir	-
Puissance en cv	200	200 - 300	300 - 400	700	-
Poids, Kg	23000	23000 - 38000	38000 - 50000	97000	-

### Conclusion

1. L'étude menée montre que la rippabilité des massifs rocheux s'apprécie mieux par un ensemble de paramètres de différentes natures, géologique, géotechnique, technique et technologique.
2. Les principaux paramètres exerçant une forte influence sur l'évaluation de la rippabilité des massifs rocheux sont la résistance de la roche, l'indice acoustique, les discontinuités du massif, la vitesse des ondes ultrasoniques et l'effort de traction du ripper appliqué.
3. Seule la combinaison de tous les principaux paramètres cités en 2 permet de déterminer l'approfondissement possible de la dent du ripper dans le massif et par conséquent, une meilleure appréciation de la rippabilité.
4. La concrétisation du point 3 s'effectue au moyen du nomogramme proposé qui permet la lecture directe de l'approfondissement possible de la dent du ripper en fonction des

caractéristiques du massif et de la puissance du ripper choisi, ce qui donne une appréciation sur la rippabilité des roches.

5. L'analyse des différents paramètres décrits ci-dessus montre que seules les fissures du troisième ordre influent considérablement sur la rippabilité des massifs rocheux. La caractéristique particulière de ces fissures est qu'en se croisant elles divisent les roches en blocs de forme plus ou moins régulière. C'est pourquoi ce type de discontinuités exerce une influence considérable sur les processus de destruction de la roche pendant leur préparation à l'excavation.
6. La forme et la dimension des blocs varient en fonction du nombre de systèmes des fissures, de leur orientation dans le système et l'arrangement des couches. C'est pourquoi et pour une meilleure appréciation de l'influence de la fissuration sur le ripage des roches, il est nécessaire de déterminer le type du réseau des discontinuités, leur angles de pendage, les azimutes et leur direction, leur étendue, leur espacements ainsi que les matériaux de leur remplissage.

Vu l'importance des fissures sur le ripage, une partie lui a été consacrée dans ce travail.

# Chapitre 4

## 4. Etude de la masse rocheuse comme matériau

### 4.1. Introduction

Les caractéristiques géométriques des surfaces de discontinuités sont des paramètres importants pour décrire le comportement au cisaillement des discontinuités dans les roches.

Les discontinuités naturelles présentent des formes et des états de surfaces variables selon leur nature et l'origine des mécanismes qui les ont produites (joints de stratification, plan de schistosité, fissures de cisaillement, fissures de distensions...).

L'altération est l'un des phénomènes qui peut entraîner à la fois une dégradation des états des surfaces.

La géométrie des surfaces de discontinuités est généralement modifiée par les mouvements de cisaillement auxquels celles-ci ont pu être soumises au glissement, témoins de mouvement antérieurs.

Les discontinuités naturelles présentent dans le détail de nombreuses irrégularités de surfaces qui ont un rôle important dans leur comportement mécanique.

En fonction de la nature de discontinuité, les irrégularités de surfaces interviennent à différents niveaux dans le comportement au cisaillement des discontinuités.

### 4.2. Morphologie

Selon leurs aspects morphologiques, les joints sont caractérisés par :

#### a) Continuité ou persistance

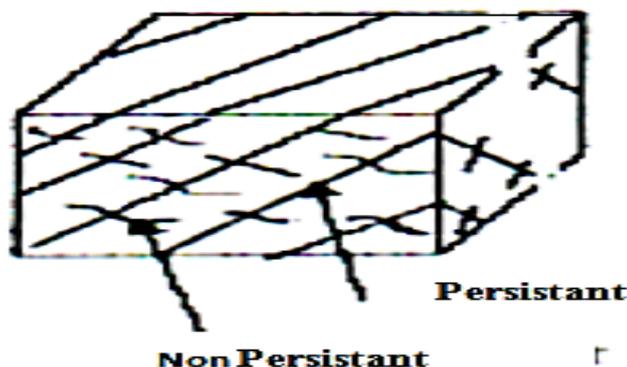
Elle est définie par la longueur du joint entre deux ponts rocheux consécutifs, la persistance décrit la longueur des traces des discontinuités observées sur un affleurement rocheux.

La persistance des fractures est, en principe, déterminante pour fixer les caractéristiques sur une surface de glissement potentiel : les ponts de roche sont en effet beaucoup plus résistants que le joint lui-même.

Malheureusement, il est souvent très difficile d'extrapoler l'observation de surface à l'ensemble de la fracture.

**Tableau 4.1. Classification selon la persistance des fractures.**

Persistance	Longueur
Très faible	< 1m
Faible	1-3 m
Moyenne	3-10m
Forte	10-20m
Très forte	>20m



**Figure 4.1. Nature des joints.**

#### **b) Etat de surface**

A cause de leurs origines, les surfaces des joints présentent des irrégularités différentes. Dans une discontinuité naturelle, on observe souvent une superposition d'irrégularités à différentes échelles qui n'influence pas de la même manière le comportement mécanique.

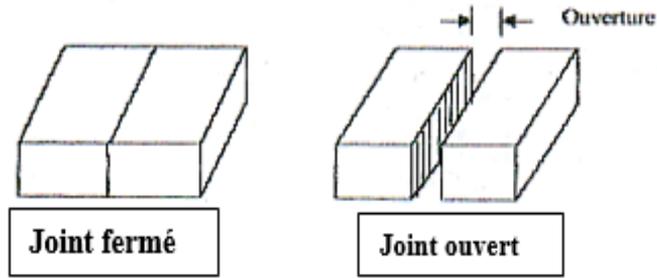
En général, on peut considérer les irrégularités à deux échelles :

- Echelle millimétrique à décimétrique ; c'est l'échelle associée aux essais du laboratoire où les discontinuités interviennent par leur frottement. On parlera alors de la rugosité du joint ;
- Echelle centimétrique à décimétrique, pour laquelle les surfaces présentent des ondulations d'ordre centimétrique. C'est l'échelle du massif rocheux pour laquelle des irrégularités interviennent surtout par leur imbrication.

La persistance est l'extension spatiale ou la longueur d'une discontinuité, elle peut être directement mesurée en observant les longueurs des traces des discontinuités.

#### **c) Joints d'ouverture**

Il dépend du déplacement relatif et de la rugosité des compartiments, ainsi que de l'altération de la matrice rocheuse. Dans la pratique, cette grandeur n'est souvent accessible qu'à l'affleurement et elle n'est pas représentative au cœur du massif (altération de compression). Ce paramètre est souvent fondamental pour les problèmes hydrauliques d'écoulement d'eau dans les fissures (Figure 4.2). La persistance est l'extension spatiale ou la longueur d'une discontinuité, elle peut être directement mesurée en observant les longueurs des traces des discontinuités (tableau 4.2



**Figure 4.2. Degré d'ouverture des joints.**

Description	Ouverture
Fermé	< 0.1mm
Partiel-fermé	0.1-0.5mm
Ouvert	0.5-2.5mm
Large	2.5-10mm
Très large	10-100mm

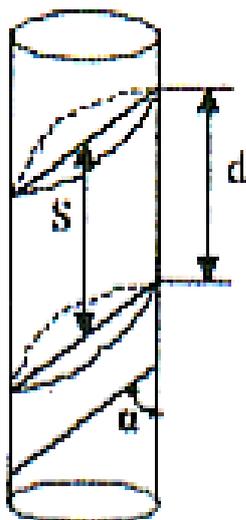
**Tableau 4.2. Classification des joints d'ouverture.**

**d) Matériaux de remplissage**

Les matériaux de remplissage sont divers (dépôts argileux ou schisteux, micas, silt, sables particules rocheuses) et proviennent de la décomposition ou désintégration de la matrice rocheuse.

**e) Espacement**

L'espacement des discontinuités d'une même famille correspond à la distance normale entre deux plans appartenant à cette famille (Figure 4.3). Ce paramètre a une influence sur les caractéristiques de résistance, de déformabilité et de perméabilité du massif (surtout pour les cavités souterraines).



$$S = d \text{ moyen } \sin \alpha \text{ moyen}$$

**Figure 4. 3. Espacement des discontinuités d'une famille.**

### 4.3. Classification des discontinuités

On classe les discontinuités suivant différents indices ; on distingue :

#### a) Discontinuité plane

Les épontes d'une fissure idéalement plane dépourvue de cohésion et d'aspérité présentent néanmoins une certaine rugosité qui résulte de divers facteurs : La nature de la roche, l'origine de la fissure, éventuellement l'importance des mouvements antérieurs de la fissure.

De telles discontinuités peuvent être créées artificiellement par découpage à la scie d'un bloc de roche. La rugosité des épontes est influencée par les conditions d'usinage des surfaces de contact (surfaces brutes de sciage, surfaces rectifiées, ou au contraire surfaces sablées (Figure 4.4).



x = déplacement dans le plan du joint. d = déplacement perpendiculaire (dilatance).

**Figure 4.4. Discontinuité plane.**

#### b) Les discontinuités rugueuses

Par rapport au plan général de la fissure, ce modèle présente une indentation d'incidence (i) aléatoire. Le matériau de remplissage est caractérisé par un angle de frottement ( $\varphi$ ), le matériau des épontes par une droite intrinsèque C,  $\varphi'$ .

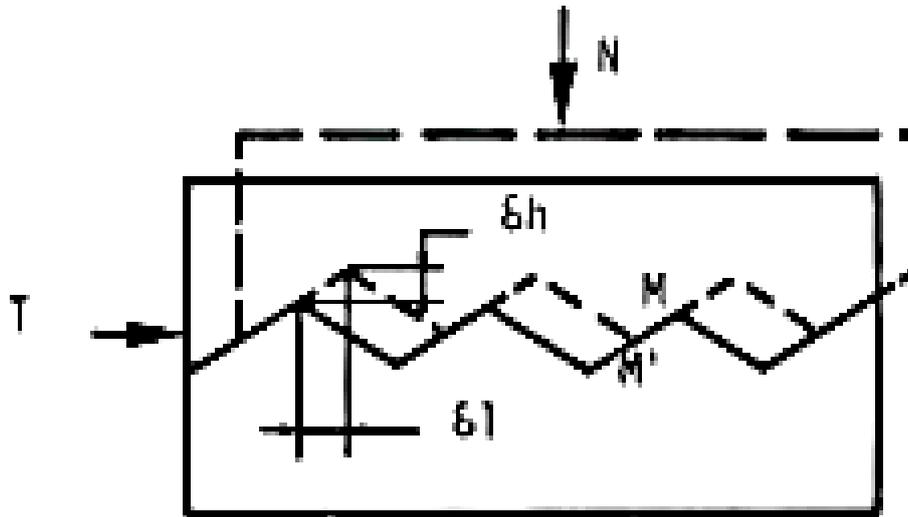
#### c) Indentation régulière

Dans ce modèle de discontinuité présente des aspects constitués par une indentation régulière symétrique de même incidence (i) qui est l'inclinaison des faces des dents par rapport au plan moyen de la fissure. Pour des fortes valeurs de l'effort normal, les dents se rompent avant qu'il y ait en mouvement suivant l'incidence (i). La fissure tend à s'ouvrir par une augmentation d'effort tangentiel ( $\tau$ ). La résistance du modèle peut être caractérisée par :

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} \varphi \dots \dots \dots 4.1$$

$\sigma$  = contrainte étant rapportée aux facettes d'inclinaison (i).

Le mode de rupture varie progressivement avec la déformation et la contrainte (Figure 4.5).



**Figure 4.5. Modèle de fissure à indentation symétrique (Rochet ,1976).**

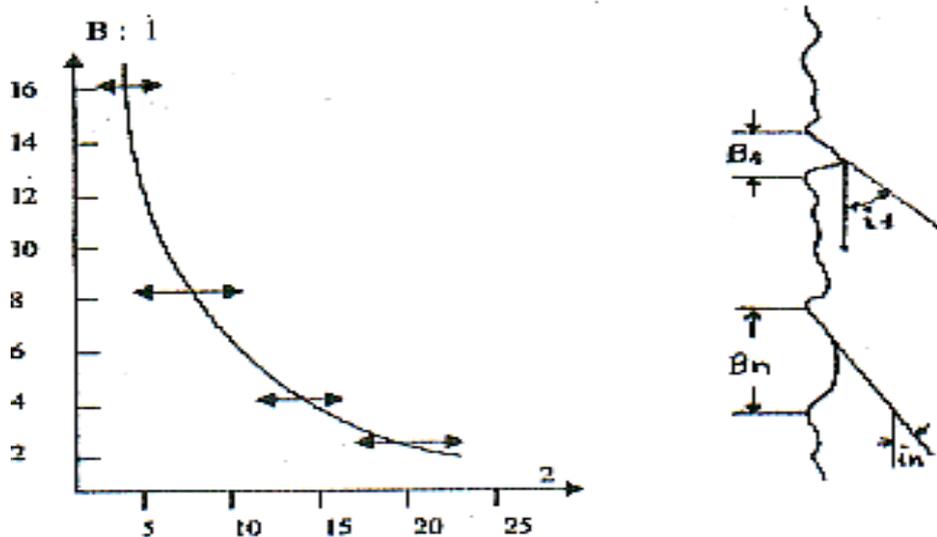
**d) Indentation irrégulière**

Ce modèle comporte une indentation d'incidence très variable ( $i_1, i_2$ ) et une superposition de différentes échelles de rugosité. La nature et l'importance des irrégularités des discontinuités jouent un rôle important dans leur comportement mécanique en particulier en ce qui concerne la rupture.

L'observation de la géométrie des épontes des fissures permet une meilleure compréhension de ce comportement

Leur analyse constitue une nouvelle étape de l'étude de la géométrie interne des massifs rocheux. En plus des relevés statistiques de fissuration qui sont effectués au stade de reconnaissance géologique permettant de définir les principaux paramètres d'ensemble des systèmes de discontinuité : densité de la fissuration, orientation des différentes familles de plans.

Cette étude a été complétée par une description quantitative de la rugosité sous formes d'une mesure de la répartition statistique des incidences ( $i$ ) et de largeur de la base des dents associées (Figure 4.6). Ce type d'analyse permet une représentation objective de la géométrie des épontes.



**Figure 4. 6. Description quantitative de la rugosité.**  
**1- base des dents (en %). 2-écart moyen de (i).**

#### 4.4. Comportement mécanique des discontinuités

Pour comprendre le comportement mécanique des roches et des massifs rocheux, on ne doit pas négliger l'existence de discontinuités à différentes échelles : matrice rocheuse, échantillon, massif. L'influence des discontinuités sur le comportement et les propriétés mécaniques est souvent déterminante pour la conception et la réalisation des différents ouvrages. Cependant, leur nature, Leur forme, leur densité, leur extension sont variables.

La formulation des problèmes dépend, en particulier, de l'échelle considérée. En effet, il n'est pas possible de prendre en compte individuellement chaque discontinuité. On s'efforce de saisir globalement leur influence en définissant des milieux homogènes et continus « équivalents » du point de vue comportement de la roche à une certaine échelle :

- A l'échelle de la roche, pour des essais in situ ;
- A l'échelle de l'échantillon, pour des essais de laboratoire ;
- A l'échelle de l'ouvrage, pour les observations déduites de l'auscultation des ouvrages réels.

Dans la réalité, la distinction entre les différentes échelles de discontinuités n'est jamais aussi schématique et les propriétés des différentes discontinuités interfèrent au niveau de nos moyens d'investigation. Cette constatation appelle, par ailleurs, des remarques essentielles :

- a-** Les caractéristiques déduites des essais de laboratoires ou in-situ présentent par définition un caractère conventionnel, les essais permettent de caractériser un certain mode de comportement des roches dans des conditions bien particulières (celle de l'essai) ;
- b-** Les caractéristiques, ainsi déterminées permettent une comparaison entre les roches différentes.

Au niveau de l'application, les caractéristiques à prendre en compte peuvent être différentes si le mode de chargement réel est nettement distinct de celui qui est réalisé au cours des essais.

Les propriétés mécaniques les plus importantes des discontinuités dans les roches sont celles qui résultent de leur comportement au cisaillement. Leur résistance à des sollicitations de traction normales à leur surface est généralement très faible et souvent nulle. Elle est liée soit à l'existence de ponts de matière, soit à une cohésion induite par le remplissage (produit d'altération, recristallisation).

#### **4.4.1. Comportement au cisaillement**

Le comportement au cisaillement des discontinuités des roches est un phénomène complexe qui traduit l'influence de nombreux paramètres.

L'appréciation de la résistance au cisaillement des discontinuités et la détermination de la marge de sécurité par rapport à la rupture sont des questions essentielles pour l'étude des problèmes de stabilité. Parmi les principaux paramètres qui influent sur le comportement au cisaillement des discontinuités, on peut citer les suivants :

- Les caractéristiques géométriques des surfaces en contact (rugosité, irrégularité) ;
- La nature des épontes, et leur degré d'altération ;
- L'épaisseur et la nature du matériau de remplissage ;
- Le niveau des contraintes normales au moment du cisaillement ;
- Le niveau des contraintes normales préexistantes ;
- La présence d'eau dans la discontinuité ou la teneur en eau du matériau de remplissage ;
- L'amplitude du déplacement tangentiel et l'existence éventuelle de mouvements antérieurs suivant la même discontinuité ;
- L'orientation du cisaillement.

##### **4.4.1.1. Comportement des discontinuités naturelles**

Le comportement des discontinuités naturelles dans les roches est un phénomène complexe qui traduit l'influence de nombreux paramètres.

###### **4.4.1.1.1. Influence de la rugosité et de l'imbrication**

###### **a) La rugosité**

Des essais au laboratoire effectués sur des discontinuités créées artificiellement et comportant des rugosités différentes dans des roches identiques ne montrent pas de différence significative de l'angle de frottement résiduel après un déplacement tangentiel relatif important des épontes. Les essais de cisaillement au laboratoire effectués sur des échantillons de roches

identiques comportant des discontinuités régulières obtenues par sciage et des discontinuités à forte rugosité (fissures de traction).

L'évolution vers la résistance résiduelle résulte à la fois d'un processus d'abrasion et de polissage qui détermine une évolution de la rugosité des épontes au cours du cisaillement.

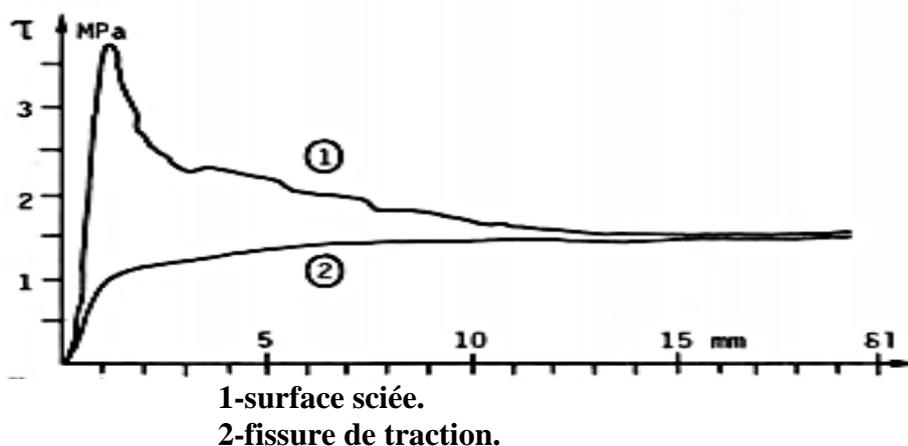


Figure 4. 7. Influence de la rugosité sur les résistances résiduelles des pics (Rochet ,1976).

Dans le cas d'une discontinuité naturelle présentant une hétérogénéité de rugosité, un modèle comportant une succession de zones de forte rugosité et de zones de faible rugosité (Figure 4.8). On remarque que la rupture des ponts de matière d'une fissure discontinue conduit à une fissure de rugosité hétérogène.

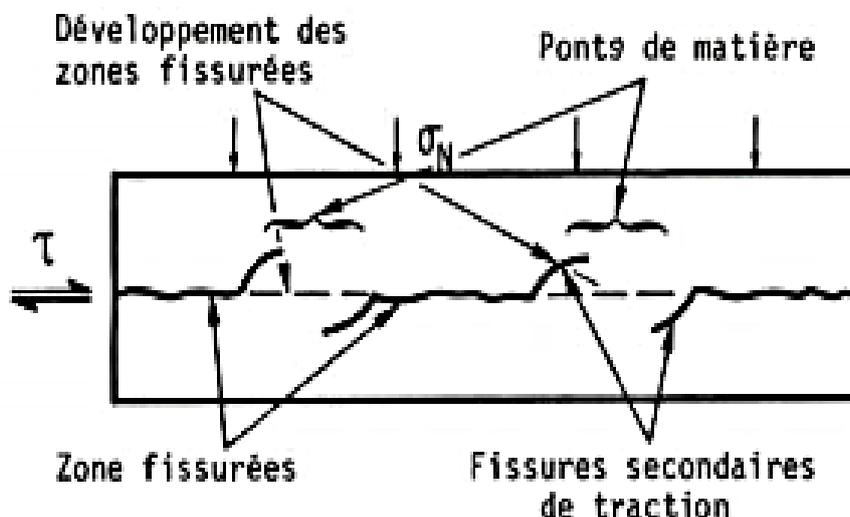


Figure 4.8. Modèle de fissure à rugosité hétérogène (Bernaix ,1974).

Le dépassement de la résistance au cisaillement des zones de plus faible rugosité entraîne un report des efforts sur les zones de plus forte rugosité intervient ensuite entraînant l'affaiblissement progressif du terrain dans le sens du cisaillement. On observe une forte



mécaniques, en particulier la résistance au cisaillement des discontinuités décroît avec la résistance à la compression simple  $\sigma_c$  du matériau formant les épontes.

c) La variation de l'angle de frottement résiduel  $\phi_r$ . Pour les roches fragiles : il semble que l'on observe que faible réduction de l'angle de frottement résiduel dans le cas des discontinuités très irrégulières par contre les surface lisses présentant une faible rugosité montrent une tendance inverse.

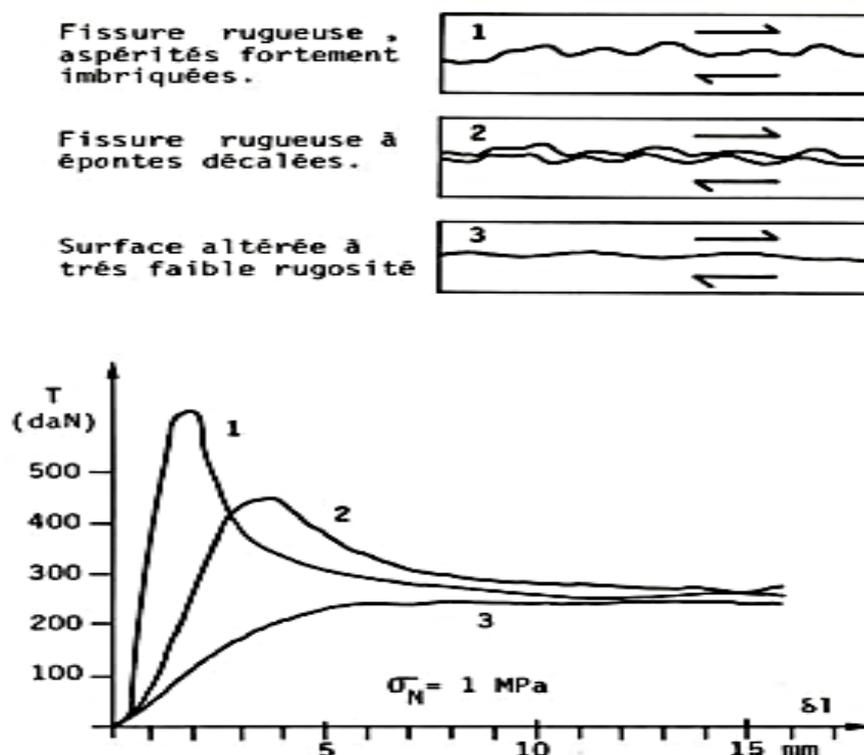


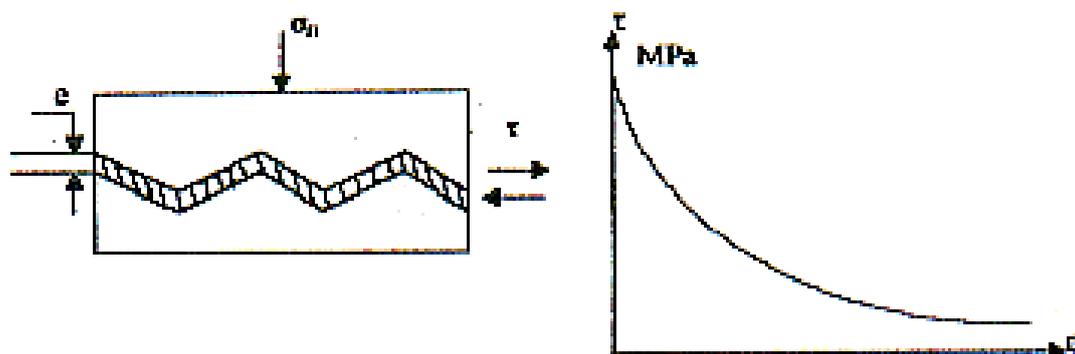
Figure 4.9. Influence de l'imbrication des aspérités sur les valeurs de pic (Rochet ,1976).

#### 4.4.1.1.3. Influence du matériau de remplissage

La nature du matériau de remplissage est une caractéristique importante du comportement mécanique des discontinuités. Il s'agit le plus souvent des lits argileux soulignant les joints de stratification, de produits d'altération dans les fissures, de roche broyée dans les failles, des recristallisations : (carbonates, quartz,...etc.) dont les caractéristiques mécaniques sont plus faibles que celles des épontes.

Le comportement mécanique du matériau de remplissage dépend aussi de l'épaisseur moyenne, lorsqu'elle est suffisante pour que le cisaillement puisse se développer entièrement dans le matériau de remplissage, les caractéristiques de cisaillement sont celles dans le matériau de remplissage. Celles-ci peuvent être déterminées en laboratoire lorsque le prélèvement du matériau de remplissage est possible (épaisseur importante, matériau homogène). Le matériau de remplissage altéré, à faibles caractéristiques mécaniques entre les épontes, réduit les

caractéristiques de cisaillement des discontinuités naturelles. La Figure 4.10 montre l'influence de l'épaisseur d'un remplissage de micas dans le cas d'une discontinuité présentant des aspérités régulières sur la résistance de pic.



**Figure 4.10. Influence de l'épaisseur du remplissage d'une discontinuité sur la résistance de pic au cisaillement (Goodman, 1969).**

On observe une réduction rapide de la résistance de pic en fonction de l'épaisseur du remplissage. Il semble que la présence des aspérités des épontes introduise un effet de frettage du matériau de remplissage. La résistance de pic reste encore supérieure de 80% à la résistance du matériau de remplissage pour une épaisseur relative de 100% (qui correspond au comblement total des aspérités).

Les matériaux de remplissage de faibles caractéristiques peuvent cependant présenter une cohésion qui, bien que faible, provoque une adhérence entre les épontes. Par contre, la minéralisation de certaines fissures peut s'accompagner d'un renforcement de la résistance au cisaillement des discontinuités correspondantes et rétablir dans une certaine mesure la continuité mécanique des épontes.

#### 4.4.1.1.4. Influence de l'altération

L'altération est un processus destructif causé par des agents atmosphériques à la surface ou à faible profondeur.

L'altération chimique peut donner naissance à d'autres discontinuités dans les roches fissurées. Le degré d'altération cherche à caractériser l'affaiblissement du massif consécutif au développement des processus d'altération le long des discontinuités.

Dans le cas des discontinuités à épontes rugueuses non altérées, l'influence de la rugosité sur la résistance au cisaillement est mise en évidence par la comparaison des courbes donnant la répartition statique des irrégularités de surface et la variation de l'angle de dilatation à la rupture en fonction de la contrainte normale, dans le cas de surfaces rugueuses non altérées. La similitude des deux courbes traduit l'existence d'une corrélation entre les données géométriques

des épontes, le niveau des contraintes normales  $\sigma_n$  et l'angle de dilatation à la rupture  $d_n$ . Ces résultats conduisent aux remarques suivantes :

- L'influence des aspérités les plus petites est d'autant plus grande que le niveau des contraintes normales est plus faible. C'est généralement le cas pour des problèmes de stabilité de talus rocheux ou de fondation d'ouvrages superficiels. Les discontinuités dans les roches constituent des zones de développement préférentiel des phénomènes d'altération qui provoquent une dégradation de la rugosité des épontes entraînant une diminution de la résistance de pic d'autant plus importante que la contrainte normale est plus faible.

- La résistance au cisaillement sera sensible à l'hétérogénéité de l'altération qui entraîne une dispersion de la résistance de pic plus importante pour les faibles valeurs de la contrainte normale. Le graphique de la (Figure 4.11) illustre l'influence de la rugosité.

#### **4.4.1.1.5. Influence de la contrainte normale – dilatance**

Des essais de cisaillement avec différentes valeurs de la contrainte normale sur des joints identiques ont montré un accroissement de la résistance avec la contrainte normale. En effet, c'est la valeur de cette contrainte qui mobilise la résistance de pic au cisaillement. Lorsqu'on augmente la valeur de la contrainte normale  $\sigma_n$  à la surface du point, le pourcentage des contacts entre les aspérités augmente. La forte imbrication qui en résulte empêche une grande partie des aspérités de se surmonter et par conséquent, elles sont obligées de se déformer jusqu'à leurs limites élastiques. La résistance de pic est alors atteinte.

Tout mouvement relatif des compartiments d'une discontinuité est accompagné généralement d'un déplacement dans le sens perpendiculaire dû à l'inclinaison des aspérités par rapport au plan moyen de la discontinuité, ce phénomène est appelé dilatance.

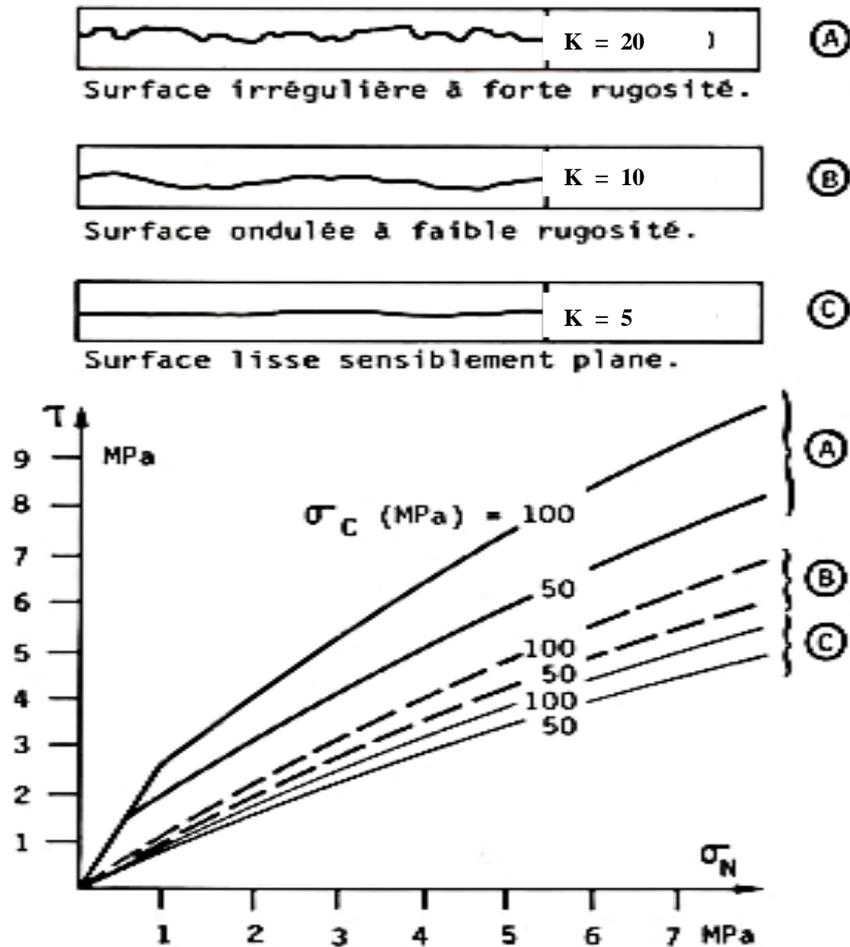


Figure 4.11. Influence de la rugosité sur les efforts du cisaillement déplacement de la courbe intrinsèque (Barton, 1971).

### Conclusion

Dans ce chapitre, nous avons mis en évidence la complexité du comportement mécanique des discontinuités naturelles.

Nous retiendrons quelques caractéristiques essentielles du comportement mécanique des discontinuités : elles présentent, en général, un comportement fragile. Notons l'absence de cohésion, contrairement à la roche intacte. La résistance à la traction est pratiquement nulle, par contre, les discontinuités peuvent supporter des contraintes normales très élevées. Un paramètre de première importance est la rugosité. Elle caractérise le comportement en cisaillement et surtout la dilatance. C'est cette dernière qui contrôle souvent la stabilité des massifs rocheux.

## Chapitre 5

### **5. Travail expérimental**

#### **5.1. Introduction**

L'étude de propriétés des roches est essentielle pour définir leur qualité et leur utilisation industrielle. Les propriétés mécaniques des roches sont des facteurs consolant le comportement de la roche pendant la réaction aux forces appliquées et par conséquent l'évaluation des paramètres de résistance et déformation de la roche est essentielle pour toute analyse ou étude de la mécanique des roches. Le but des essais est de mesurer la fiabilité des méthodes numérique appliquées.

La détermination des propriétés du calcaire de Hadjar soud était basée en premier lieu sur la selection des roches selon le type principalement destiné pour le rippage.

Quelques essais étaient réalisés sur des éprouvettes de roches intactes, cylindrique, microscopiquement homogènes et sans fracture.

#### **5.2 Description et technique d'exploitation de la carrière Hadjar Soud**

La présente étude minière répond aux orientations contenues dans le contrat CETIM/S.C.H.S de l'année en cours et stipulant l'élaboration d'un plan annuel d'exploitation qui permet à cours terme, l'alimentation de la cimenterie dans de bonnes conditions. Pour faire, il a été considéré un périmètre exploitable aux niveaux + 252,+ 265, + 277, +290 compte tenu des accès existants des espaces offerts et de l'avancement futur des travaux d'extraction.

En plus des conditions géométriques de la carrière et les limites exploitables l'aspect géologique du gisement se présente sous forme d'une série de crêtes avec une activité tectonique intense, ce qui a généré un terrain de failles-fissures de dimensions différentes. Ce dernier point aura des répercussions négatives sur les travaux de foration et de tir, voir le résultat lié à la fragmentation et le traitement de ces facteurs (failles – fissures) sera basé sur l'observation in - situ afin de faire une projection correcte d'un plan de tir.

En se référant au contenu de ce chapitre, il a été traité des variantes de plan de tir afin d'obtenir une blocométrie exigée avec un apport minimal en explosifs en garantissant un degré appréciable en matière de sécurité et cela, en conformité avec les équipements disponibles au niveau de la carrière.

## 5.2.1. Conditions géologiques et minières

### 5.2.1.1. Situation Géographique

La région d'étude se situe dans la partie Nord-Est de l'Algérie, à environ 40 Km de Skikda, 60 Km d'Annaba et de 90 Km de Constantine, dans la partie orientale de l'atlas tellien, cernée par le massif d'Edough au Nord-Est et le massif de Fil-Fila au Nord-Ouest, la mer Méditerranée au Nord, le massif de Boumaiza au Sud-Est et de oued el kebir au Sud-Ouest. Le secteur d'étude est limité entre les longitudes 7°,10' et 7°,38' Est et les latitudes 36°,46' et 37°,05' Nord (figure 5.1).

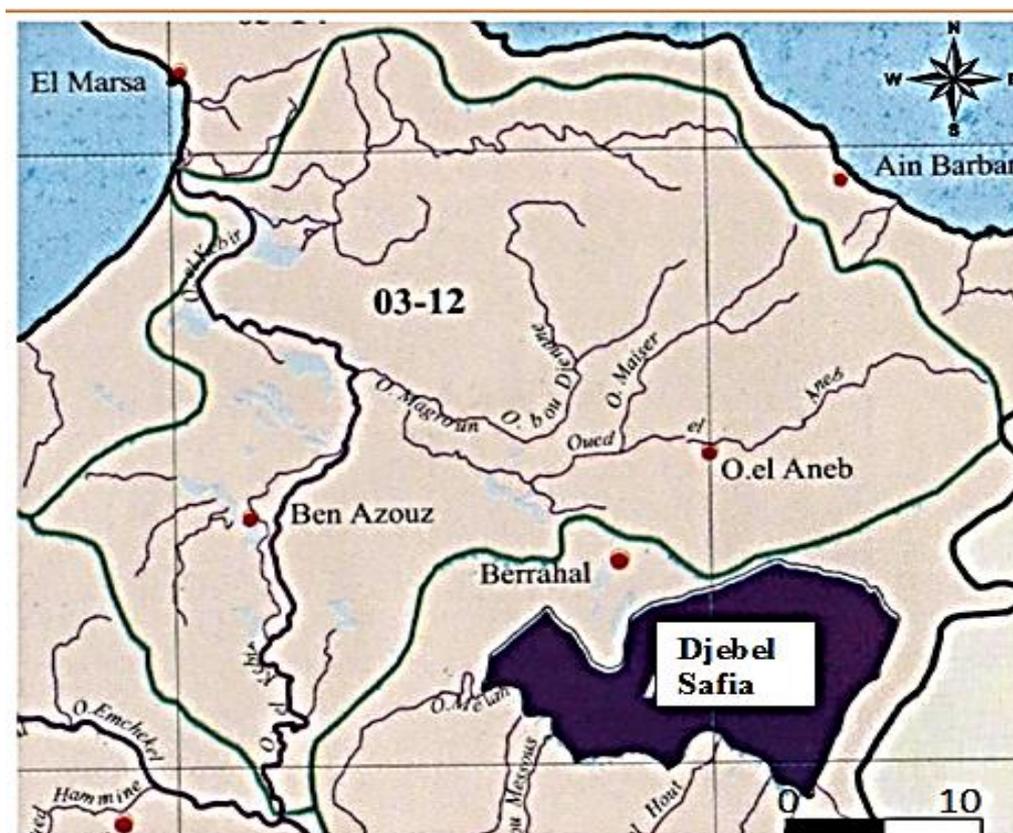


Figure 5.1 Situation géographique du Djebel Safia

## 5.2.2. Cadre géologique de la région

### 5.2.2.1. Introduction

Le territoire de l'étude appartient à la zone alpine de l'Afrique du Nord. Un ouvrage est le plus complet, reflétant le mieux l'état de connaissance actuel de territoire et faisant le point de l'analyse des structures et de compartimentage de la région est dû à Mr Durand Delga (1969).

La composition de la région d'étude est déterminée par l'existence d'ensemble autochtone, para-autochtone et allochtone occupant chacun une position bien définie dans la structure.

Les ensembles structuraux distingués se caractérisent chacun par sa propre allure tectonique et se reposant individuellement par des contacts anormaux où des discordances.

L'étude géologique a permis de distinguer les unités géologiques suivantes :

### **1. Les kabyldes**

Regroupent autochtone précambrien, le para-autochtone de la chaîne calcaire et l'allochtone métamorphique du paléozoïque inférieur transgressé par le flyscholigocène kabyle.

### **2. Les ultra- kabyldes**

Regroupe le flysch à microbrèches et à nummulites et le flysch numidien.

### **3. Les roches syn et post orogénèse**

Ce sont des formations mio-pliocènes et essentiellement quaternaires, ces derniers constituent des remblaiements de la vallée de Djebel Safia qui présente un fossé d'effondrement le long de la faille supposée Nord - Ouest, Sud - Est.

#### **5.2.2.2. La stratigraphie**

La région d'étude est composée de plusieurs formations lithologiques dont la plus dominante est celle du quaternaire parce qu'elle occupe la plus grande superficie de la région.

### **1. Les kabyldes**

#### **A. Les roches métamorphiques de l'autochtone précambrien**

Constituées essentiellement de schistes cristallins à biotites, muscovite feldspath, actinolite, sericite dont la puissance dépasse 1000 m.

Ce précambrien affleure dans le massif de Boumaiza mais ne permet pas d'établir la succession stratigraphique des différents schistes cristallins.

Ces roches métamorphiques sont envahies par des sables rouges dans la partie Nord - Ouest et les alluvions récentes dans la vallée de oued Magroun, et dans la partie Nord - Est.

#### **B. Les roches métamorphiques de cambro – ordovicien**

Ces roches sont accessibles au Sud - Ouest de Kef Siada et dans la zone de Dem el- Bagrat le long de la route passant par cette agglomération dirigeant vers la plage de Guerbes.

Ces formations sont constituées de schistes sericito-chloritique mais présentant un moindre métamorphisme.

Comparativement aux roches métamorphiques du Précambrien, elles surplombent un important colluvium dissimulé en grande partie par une broussaille très dense et par une végétation de chaîne liège ne facilitant pas l'accès.

A la base de cette série Paléozoïque inférieure affleurent des séricito-schistes gris bleuâtres à schistosité très accusée avec intercalation de petite lentille de quartzites brunâtres ainsi que des couches d'arkoses et de grauwackes vers les niveaux supérieurs sericito-schistes, chlorito-schistes, phyllades de teintes verdâtres et grés métamorphiques avec une variété plus grossière de micro-poudingue traduisant une diversité lithologique.

### **C. Oligocène transgressifs (facies kabyles)**

Ce faciès kabyle transgresse en discordance angulaire sur les roches métamorphiques. Il débute par des calcaires à épido-cyclines et myo-psynoides du chattein.

Tandis que les marnes sableuses et les poudingues appartiennent à l'Oligocène terminal et s'étendent jusqu'au Miocène.

### **D. Les sédiments de la chaîne calcaire**

Elle affleure au djebel Safia, cette formation est constituée de calcaire dolomitique du Lias sur laquelle repose en discordance une série flyschoise de l'Albo- Aptien.

Des dolomies massives d'une épaisseur de 80 m datées du Rhetien inumérien affleurent à l'extrémité du Sud-Est de koudiat Embarek.

Elle est surmontée par des calcaires blanc à gris d'âge lotharingien – Kimmeridgien d'épaisseur de 200 m qu'on observe à Koudiat si Messaoud et Koudiat El- Hadjar.

Le Néocomien occupe la zone basse, discordant sur les terres inférieures, il affleure sous forme de calcaire marneux pyriteuses.

## **2. Les ultras kabyliques**

### **A. Flysch- oligocène**

Affleure au Nord - Ouest de la dépression de la vallée de Djebel Safia et constitue le premier flysch de recouvrement ultra- kabyle, il présente une alternance d'argilites, aleurolite, marnes des lits de calcarenites des brèches calcaires à mumilithes.

### **B. Flysch – numidien**

Ce flysch numidien est constitué à la base soit par des argilites bigarrées, soit par des marnes sableuses qui surmontent des grés quartzeux, il se répand à kef Siada à l'Ouest, Nord - Ouest de la dépression alluviale et repose sur la nappe de recouvrement du flysch oligocène kabyle et sur les roches métamorphiques.

Ce flysch numidien appartiendrait à l'Oligocène vu la présence des arénacés et quelques globigérines de 400 m de puissance. (Durand Delgha 1960).

## **3. Les roches syn et postorogènes**

**A. Le Pliocène :** Il affleure sous forme de marnes grises à jaune très sableuses, dans la partie Nord-Est à Ain Delia et sidi bouzid à la proximité de Koudiat l'Ebourrall, il est recouvert par les sédiments Quaternaires.

### **B. Le Quaternaire**

Affleure sous forme d lambeau de 100 m de largeur sou les sables rougeâtres au Sud-Est de Dem el- Begrat, il et extrêmement poreux, c'est le sédiment Quaternaire le plus ancien de la vallée de Djebel Safia.

Les grés de dunes composés de grains de quartz et d'hydroxyde de fer, ces grés dunaires s'observent de façon très générale dans la zone de sidi Lakhdar et le lit de l'oued Dissya et le long du littoral de la vallée de Djebel Safia. Ces formations sont prises dans un ciment argilo- calcaire.

#### **a) Colluvium**

Ce Colluvium est constitué de sable, argile et éboulis de pente, il s'est formé au Pléistocène et pendant l'Holocène, il se localise tout le long de contrefort ouvert de la vallée de Djebel Safia selon un alignement Sud-Est, Nord – Ouest.

#### **b) Alluvium**

Ces dépôts sont constitués de galets, calcaires, graviers, sables, et argiles, parfois mêlé à des fragments de schistes. Ils sont assez importants dans la vallée de l'oued entre le massif cristallophyllien de Boumaiza et complexe Lias Crétacé de djebel Safia. Cette formation présente un granoclassement (matériel grossier) au débouche de l'oued, dans la plaine, et devient de plus en plus fin tout en dirigeant vers Ain Nechma.

## **4. Chaine calcaire**

La chaine calcaire affleure à djebel Safia et se développe de l'Ouest à l'Est de sidi Driss au Sud de Collo et s'étend jusqu'au Sud de Cap de Fer

Cette formation est constituée de calcaire dolomitique du Lias sur laquelle repose en discordance une série flyschoides de l'Albo – Aptien.

l'Albo – Aptien

S'étend le long du versant Est et Ouest de djebel Safia. Il se compose d'un matériel flyschôide comportant des argiles et des grés quartzeux.

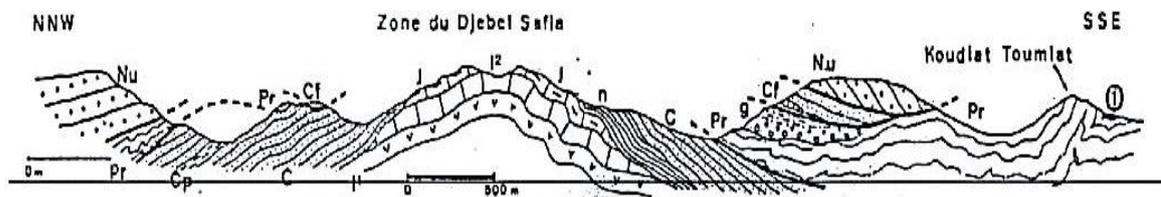
- **Néocomien**

Il affleure dans les zones basses sous forme de calcaire marneux .

- **Lotharingien – toarcien**

Il occupe l'extrémité Sud – Est de koudiet Embarek sous forme de dolomies massives grises.

Le Djebel Safia occupe une position structurale complexe, sa partie orientale est recouverte par du quaternaire, il est affecté par un épi métamorphisme à effet décroissant donnant une roche carbonatée marmorisée, cristalline, dont la cassure au marteau présente souvent un débit prismatique (figure 5.2).



**Figure 5. 2. Coupe synthétique montrant la série du Safia (Raoult, 1974)**

- |  |  |
|--|--|
| l1 : dolomies ;                                      | Pr : Paléozoïque ;                             |
| l2 : calcaire du lias inférieur moyen ;              | 1 : calcaire du lias du Néocomien –Barrémien ; |
| J : calcaire lités (lias supérieur à Malm) ;         | g : Eocène supérieur-oligocène Flyschs.        |
| n :Néocomien -Barrémien ;                            | Cf : Titonique- Néocomien ;                    |
| C : série schisto-gréseuse(Albo-Aptien à Sénonien) ; | Nu : grès numidiens                            |
| C <sub>p</sub> :phtanites.Série de la dorsale.       |  |

Un ensemble marno calcaire et des schistes, se rencontrent sur les flancs sud du Djebel Safia. Ces formations – d'épaisseurs variables- sont alternées mais les niveaux schisteux diminuent d'épaisseur en descendant dans la série. Une reconstitution lithostratigraphique est donnée en figure 5.3.

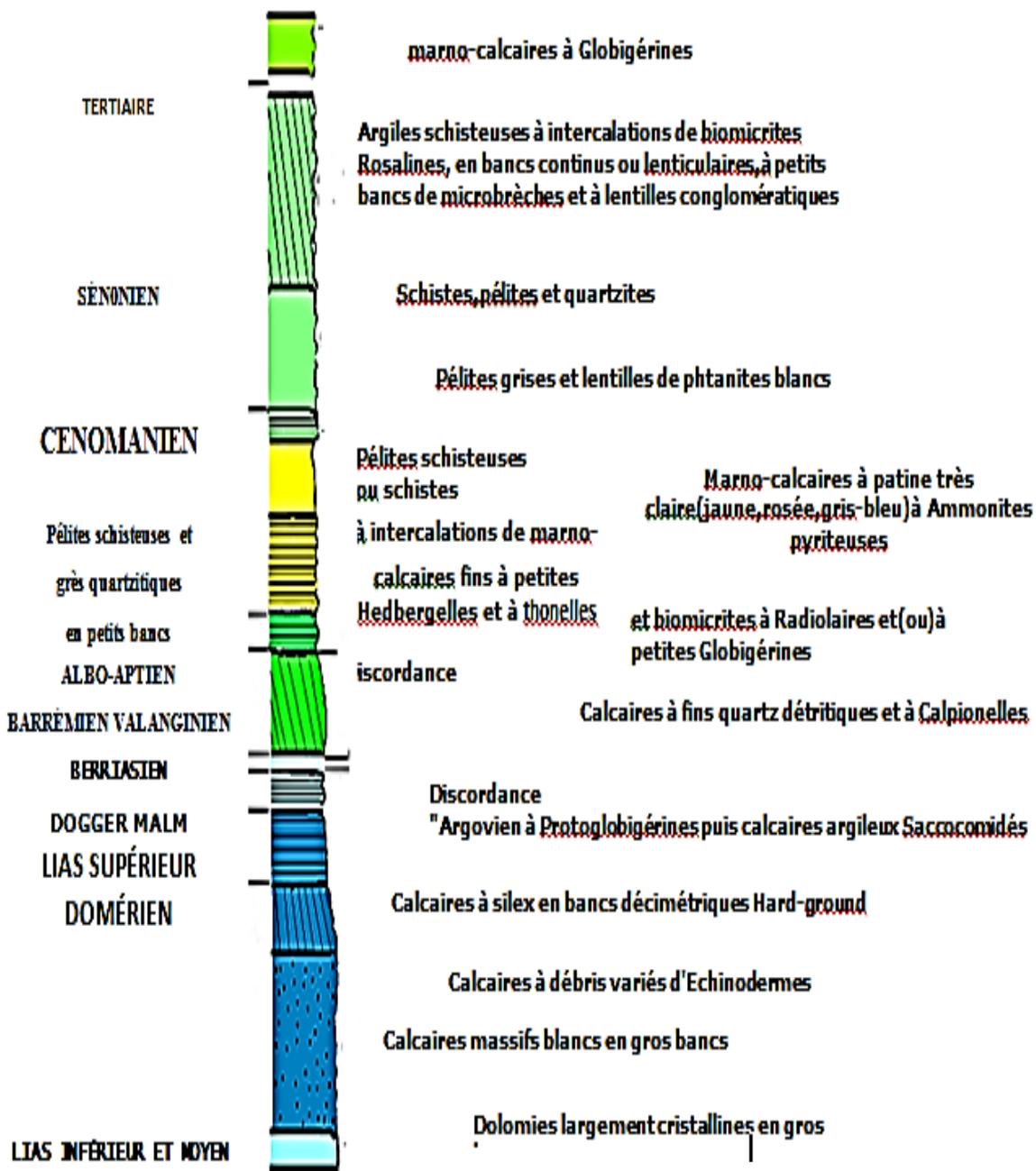


Figure 5.3. Colonne Stratigraphique d'un secteur méridional du Jebel Safia (Vila, 1980).

### 5.2.2.3. Tectonique

La région d'étude est caractérisée par l'existence de plusieurs unités structurales synorogéniques et fracturées en divers blocs dont les mouvements relatifs aurait été à l'origine de la vallée de l'oued Kebir considérée comme l'unité poste-orogénique.

Les différents ensembles structuraux sont les suivantes:

## **1. Structure autochtone**

Les formations constituant autochtones sont isolées des autres complexes structuraux par des grands champs de terrains quaternaires.

Les parties internes de la structure présentent des traits particuliers. Avant tout il convient de noter la schistosité qui correspond entièrement à la stratification primitive des roches. Ceci apparaît clairement dans les niveaux et lentilles de calcaires cristallisés qui se rencontre dans l'assise anté-Cambrien.

Les conditions d'affleurement ne permettent pas d'ébaucher d'une manière générale la structure de cette autochtone qui au Nord-Est de Boumaiza forme un grand pli anticlinal axé au Nord-Ouest au pendage maximum de 30 à 40° sur les flancs. Cependant l'assise anté-Cambrien présente encore un micro plissement et propres aux schistes métamorphiques du Paléozoïque inférieur.

Il est évident que la simplicité extérieure de la rareté des affleurements et de l'extension insignifiante des formations qui la composent.

## **2. Structure para-autochtone**

L'étude stratigraphique des coupes et l'analyse des sédiments ont permis à Mr: Delga de désigner en Algérie du Nord la zone structuro-faciale prekabye (1967). Celle-ci comprend notamment djebel Safia, (Villa,1980) qui mènera des études dans le massif de l'Edough estime possible de suggérer que les roches cristallines de celui-ci doivent être le sol immédiat des assises Mésozoïque dans la zone prekabye.

Les terrains constituant la zone de djebel safia forment une grosse structure anticlinale qui apparaît en émergeant des ensembles allochtones qui les chevauchent.

Cet anticlinal dont les flancs sont composés de terrains du Crétacé est affecté par ces plis relativement gros d'ordre secondaire, axé au Nord -Ouest. L'amplitude des flancs de ses plis atteint 1 à 1,5 Km. Dans les cœurs de synclinaux apparaissent généralement les sédiments calcaire-marneux du Néocomien. Dans les cœurs des anticlinaux, les dolomies en calcaire massif du Lias. Les pendages sur les flancs de pli varient de 10 à 70°. Nous n'observons nulle part de pendages déversés. Ceci concerne surtout les terrains constituant l'anticlinal de Djebel Safia puisque l'assise argilo-gréseuse du Crétacé formant ce massif et déformées plut nettement.

Elle est d'ailleurs le plus souvent décelée et chevauchée au Sud. Elle se distingue par un plissement fin et renversement des structures au Sud.

Le métamorphisme dynamique, localement assez sensible change l'aspect de l'assise qui acquiert une ressemblance avec l'assise de schiste métamorphique de Paléozoïque inférieur.

La tectonique des formations de la zone de Fil-Fila est plus complexe dans l'ensemble, cette dernière présente aussi un bombement anticlinal qui émerge de l'allochtone kabyle.

La structure interne présente un plissement très intense, un renversement des structures essentielles au Sud – Ouest et se distingue par le développement des écailles tectoniques.

L'orientation des structures principales de la zone de Fil-Fila est également Nord – Ouest.

Les massifs de granites de Miocène inférieur sont concordants et étirés dans la même direction.

Les calcaires cristallisés du Lias inférieur forment le cœur de l'anticlinal, reposent sur les sédiments argilo-carbonaté du Lias moyen supérieur avec un contact généralement tétanisé au Nord ils sont chevauchés par une assise terrigènes d'âge Aptien-Albien. D'après les affleurements que l'on peut observer à l'embouchure de l'oued cette dernière assise se distingue par des plis très complexes.

#### 5.2.2.4. Caractéristiques qualitatives de la matière première

D'après le rapport géologique (SNMC, 1975), la teneur en Cao déterminée pour le dosage varie de 53,1% à 55,98 %, celle en MgO varie de 0,06 à 1 % (tableau 5.1).

**Tableau 5.1. Résultats d'analyse chimique du calcaire**

Éléments	Teneur en % (moyenne pondérée)		
	Minimum	Maximum	Moyenne
SiO <sub>2</sub>	0,16	0,30	0,23
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,00	0,14	0,05
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,11	0,50	0,20
K <sub>2</sub> O	0,04	0,06	0,05
Na <sub>2</sub> O	0,04	0,06	0,05
CaO	53,10	55,98	55,60
MgO	0,06	0,10	0,07
Pf	43,6	43,7	43,6

D'après ces résultats, il ressort que le calcaire étudié est homogène chimiquement et les impuretés sont complètement absentes, donc il s'agit d'un sur-dosé de très bonne qualité et peut être utilisé dans la production de ciment, le poids volumique considéré dans les différents calculs est égal à 2,5 t/m<sup>3</sup>.

### 5.2.3. Réserves géologiques et de couverture

Le gisement en question, à travers ses dimensions géométriques a été étudié par des ouvrages miniers tels que tranchées, sondages et galeries.

L'évaluation de ces réserves géologiques a été faite en catégorie A, B, C1 et C2, et qui totalise 150,8 millions de tonne de calcaire en place sans comptabiliser la C2.

La répartition des réserves géologiques par catégorie est consignée dans le tableau 5.2.

**Tableau 5.2. Réserves géologiques en calcaire**

Catégories	Réserves en m <sup>3</sup>	Réserves en tonnes
A	1.941.800	5.113.900
B	11.525.800	30.521.600
	43.542.900	115.187.800
A+B+C1	57.010.500	150.823.300
C2	6.000.000	16.000.000

En ce qui concerne la couverture, elle est considérée avec une puissance moyenne de 0,3m sur toute l'étendue du gisement et représentée par une couche végétale très mince et une forêt de densité moyenne.

### 5.2.4. Production et régime de fonctionnement de la carrière

La production nominale de la cimenterie avoisine les 500.000 t/an de clinker et le mélange cru ; considéré fixe l'utilisation de quatre composants (tableau 5.3). En prévision de l'exercice 2007, la carrière de calcaire doit fournir 912.000 tonnes (toutes pertes comprises) d'une façon continue pour satisfaire en qualité et en quantité.

**Tableau 5.3. Composants du ciment**

Composants	Proportions %	T / TCL	Quantité annuelle y compris les pertes (T)
Calcaire	77,44	1,380	690.711
Argilites	18,18	0,320	162,153
Sable	3,49	0,062	31.128
Minerai de fer	0,89	0,016	7.938
Total	100	1,780	891.930

Pour atteindre cet objectif l'organisation des travaux adoptés est comme suit :

- Nombre de jours de travail par an ... 260.
- Nombre de jours ouvrables par mois .... 22.
- Nombre de jours ouvrables par, semaine .... 05.
- Nombre de postes de travail par jour .... 02.
- Durée effective d'un poste..... 07 heures.

Le calcul est fait avec une masse volumique de 2,5 t/m<sup>3</sup>, il tient compte d'un stock de sécurité de l'équivalent de 10 jours de travail (soit 27.630 tonnes foisonnée).

La répartition de la production en temps est consignée dans le tableau 5.4.



Après chaque tir, on estime une blocométrie répondant aux exigences de chargement, transport, concassage.

On entend par blocs hors-gabarit, tout fragment de roche dont l'arête supérieure dépasse 1m, c'est à dire que la maille d'entrée du concasseur primaire est 1,2m, donc on considère que le pétardage secondaire se réalisera sur 25% de la production de la carrière.

En récapitulation, pendant chaque tir les consommations d'explosif se répartissent comme suit :

Travaux d'extraction :		Débitage secondaire :		Total matière explosif par tir:	
Anfomil	2062,5 kg	Anfomil	500 kg	Anfomil	2562,5 kg
Marmanit	425,8 kg	Marmanit	néant	Marmanit	425,8 kg

La consommation annuelle en explosif toute nature confondue sera de l'ordre de 86.988 kg soit 87 tonnes. Pour ce qui concerne l'opération de débitage secondaire des hors - gabarits, il n'est pas exclu l'utilisation d'une brise roche.

**Tableau 5.5.Paramètres de tir et de foration «Hadjar Soud »**

N°	Paramètres	Unité	Valeurs
1	Inclinaison du trou	degré	80÷90
2	Diamètre du trou	(mm)	105
3	Hauteur du gradin	(m)	13
4	Longueur du trou	(m)	14
5	Surprofondeur	(m)	1.0
6	Longueur du bourrage	(m)	2,5 ÷ 4
7	Banquette	(m)	2,5÷ 4
8	Espacement entre les trous	(m)	3,0÷ 4
9	Rapport de maille	-	1,3
10	Densité moyenne d'explosif	(t/m <sup>3</sup> )	0,98
11	Consommation spécifique d'explosif	(g/t)	100÷ 200
12	Quantité d'explosif ANFOMIL par trou	Kg	62,5÷ 75
13	Quantité d'explosif MARMANIT par trou	Kg	2,5÷ 12,5
14	Poids de la charge par trou (explosif)	Kg	75
15	Quantité totale d'explosif	Kg	2488
16	Nombre de trous	-	33
17	Longueur de la charge de pied	M	3
18	Longueur de la charge de colonne	M	5÷ 8
19	Longueur totale de la charge	M	10
20	Surface à abattre	m <sup>2</sup>	396
21	Volume	m <sup>3</sup>	5544
22	Tonnage	(t)	13860
23	Tonnage foisonné	(t)	19400
24	Densité de calcaire	(t/m <sup>3</sup> )	2,5
25	Caractéristiques mécaniques (x, t)	(t/m <sup>2</sup> )	300

### 5.2.5.1. Schéma technologique des processus d'exploitation

Le schéma technologique appliqué actuellement dans les différents niveaux d'extraction de la carrière de Hadjar Essoud tient compte des conditions géologiques et minières du gisement, dans ce cas le schéma sera comme suit

$$F \rightarrow E_C \rightarrow T_{cam} \rightarrow C_p \rightarrow T_{con1} \rightarrow C_s \rightarrow T_{con2} \rightarrow u \sin e$$

F : sondeuse;  $E_C$  : chargeuse;  $T_{cam}$  : transport par camion;  $C_p$  : concasseur primaire;  $T_{con1}$  : transport par convoyeur à bande;  $C_s$  : concasseur secondaire;  $T_{con2}$  : transport par convoyeur à bande.

La matière utile étant abattue est mise en tas, on procédera au chargement par des chargeuses sur pneus de type : KOMATSU - WA 700, dont la capacité du godet  $E_g = 7 \text{ m}^3$ .

L'acheminement de calcaire abattu vers le concasseur primaire est réalisable par des camions type : HD -325, 320, 565,  $E_b = 32 \div 45$  tonne.

Une fois le calcaire préparé, il est acheminé à un convoyeur à bande vers la deuxième étape de concassage et par la suite vers l'usine de traitement avec un autre convoyeur.

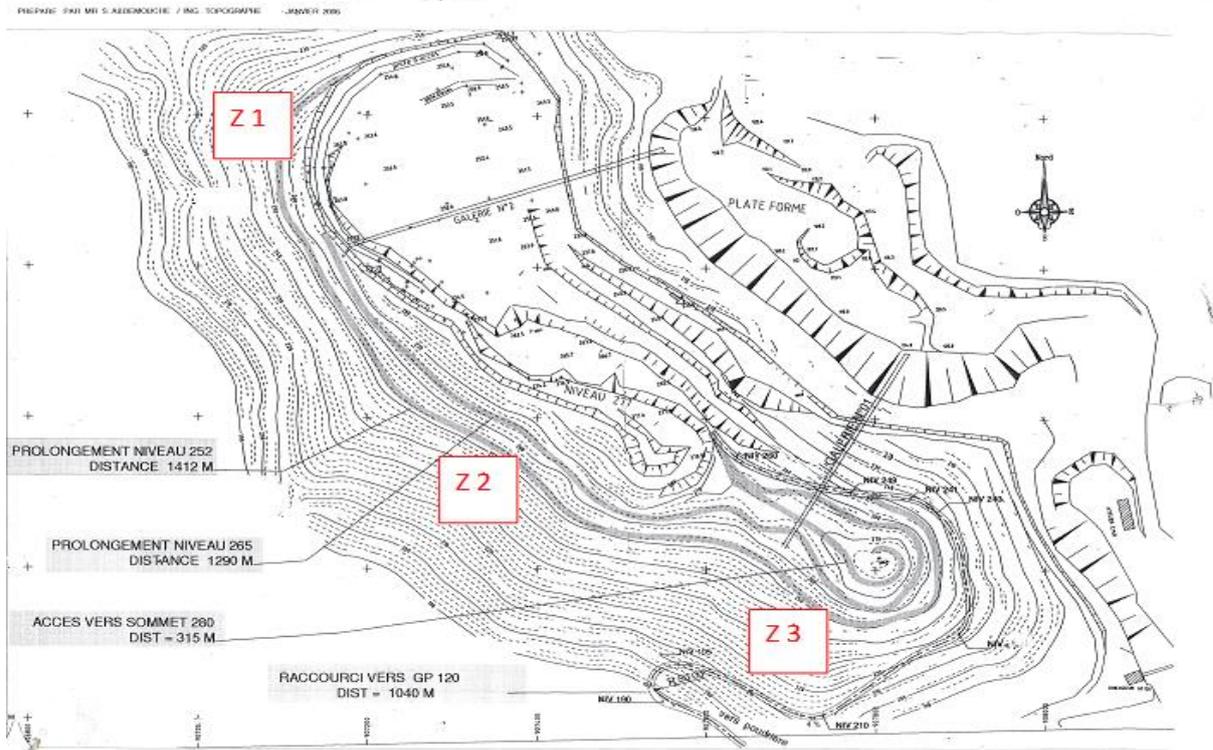
### 5.3. Préparation des éprouvettes pour les essais mécaniques

Les propriétés mécaniques des roches sont la base de toute étude concernant l'exploitation minière, ainsi tous les procédés d'exploitation à savoir le mode d'abattage, de chargement de transport, de concassage...etc. Leurs choix dépendent beaucoup des propriétés citées ci-dessus, ces dernières offrent un bénéfice significatif en terme de prix et d'efficacité.

Les propriétés mécaniques des roches sont des facteurs consolant le comportement de la roche pendant la réaction aux forces appliquées et par conséquent, l'évaluation des paramètres de résistance et de déformation de la roche est essentielle pour toute analyse ou étude de la mécanique des roches.

#### 5.3.1. Mode opératoire

Les éprouvettes de 38 mm de diamètre destinées aux essais, ont été préparées selon un rapport hauteur/diamètre de 2 :1, avec une précision de  $\pm 0,01$  mm. Elles ont été façonnées à partir d'échantillons intacts prélevés in situ sur trois zones mentionnées sur la figure 5.4.



**Figure 5.4. Carte topographique avec les trois zones**

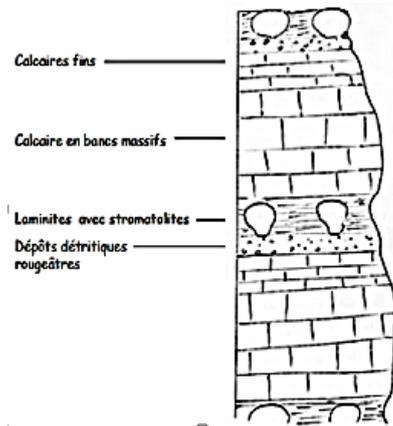
### **5.3.1.1. Description des essais au laboratoire pour la détermination de la résistance de la roche**

Les propriétés physico-mécaniques étaient déterminées à partir de deux types de roche. La sélection des roches était en principe limitée aux types très probables d'être rippés en carrière. Les essais étaient réalisés sur des éprouvettes de roches intactes, homogènes, exempt de fractures, joints et veines.

### **5.3.1.2. description du site**

Les échantillons étaient prélevés de la carrière de Hadjar Soud qui est située à 20 Km de Azzaba et c'est une carrière de calcaire avec une colonne stratigraphique variable comme le montre la figure 5.5. reflétant différents matériaux de roches qui peuvent avoir un effet significatif sur les travaux de carrière.

Le but était de sélectionner la roche à ripper et de mesurer ses propriétés. Le rippage est réalisé seulement pour les calcaires altérés et fissurés.



**Figure 5.5. profil  
Soud**

**géologiques de la carrière de Hadjar**

### 5.3.1.3. Description des couches

Les types de roches sont donnés et enregistrés en ordre numériques qui était maintenu pour identification pour tout le programme.

Les échantillons étaient collectés à partir de trois zones sur la surface de la carrière.

Par expérience, on peut déterminer si la roche peut être défoncée ou non, mais on peut aussi prévoir si elle sera défonçable à partir des propriétés physico- mécaniques mesurées.

La série stratigraphique du gisement comprend :

- **Lias :**
  - ✓ Dolomies Basiques (Sud, Ouest, puissance 200m).
  - ✓ Calcaires massifs liasiques (sur- dosé, puissance 200m).
- **Jurassique :**
  - ✓ Calcaires à silex (puissance 14m).
  - ✓ Calcaires argileux, siliceux (puissance 15m).
- **Crétacés :**
  - ✓ Calcaires marneux (puissance 200m).
  - ✓ Marnes (puissance 100m).
  - ✓ Grès schistes flyshs (puissance 200m).

La couverture est représentée par la couche végétale et les blocs de calcaire de puissance variant de 0 à 0,5 m.

### 5.3.2. Résistance à Compression uniaxiale

Les essais de compression uniaxiale ont été effectués sur des éprouvettes de diamètre 38 mm et d'élancement 2, avec asservissement de la vitesse de déformation à une valeur de 0,1 mm/min jusqu'à la rupture. Les déformations ont été mesurées à l'aide de capteurs LVDT placés entre les plateaux de la presse et de jauges collées directement sur les éprouvettes (figure 5.6). En outre la déformation diamétrale a été mesurée au moyen d'une chaîne extensométrique. Les valeurs des modules E et du coefficient de Poisson  $\nu$  ont été calculées pour une contrainte correspondant à 50 % de la contrainte de rupture. Les résultats de ces essais sont résumés dans le tableau 5.6.



**Figure 5.6. Photo de l'essai de compression uniaxiale**

**Tableau 5.6. Résultats des essais de compression uniaxiale**

Eprouvette	Nature de la roche	Hauteur [mm]	Diam [mm]	$\rho$ [tm <sup>-3</sup> ]	$\sigma_c$ [MPa]	Ep50% [MPa]	Ej50% [MPa]	v [-]
Zone 1	Calcaire	78.2	37.6	2.69	117.5	46500	78900	0.12
Zone 2		78.2	37.6	2.68	180.7	52600	77500	0.12
Zone 3		78.3	37.7	2.70	108.3	46200	80000	0.21

$\rho$ =masse volumique apparente ;  $\sigma_c$ =résistance à la compression uniaxiale  
 $E_{p50\%}$  =module E à 50% de la contrainte de rupture (entre plateaux),  $E_{j50\%}$  =module E à 50% de la contrainte de rupture (jauges),  $v$ =coefficient de Poisson

### 5.3. 2.1. Interprétation des courbes de la compression uniaxiale (Annexe)

La résistance à la compression uniaxiale est la contrainte ultime d'un échantillon de roche cylindrique sous chargement axial. C'est la plus importante des propriétés mécaniques de la roche, utilisée en dimensionnement, analyse et modélisation. En parallèle avec la mesure de la charge, on mesure aussi les déformations axiales et radiales.

— La roche est initialement chargée. En liaison avec la déformation, les microfissures existantes se ferment, entraînant une non-linéarité initiale de la courbe.

— La roche a un comportement linéairement élastique avec une courbe contrainte-déformation linéaire, axialement et radialement.

— La roche se comporte presque linéairement. La courbe de contrainte-déformation axiale est quasi linéaire et est presque réversible.

— La roche subit une rapide accélération de la microfissuration et de l'augmentation du volume.

— La roche a dépassé la contrainte de pic, mais est encore intacte, même si la structure interne est fortement perturbée. L'échantillon subit un radoucissement des déformations (rupture).

— La roche se rompt en plusieurs blocs plutôt qu'en une structure intacte.

### 5.3.3. Résistance à la traction

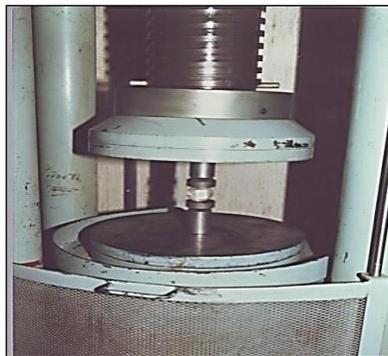
#### 5.3.3.1. Essai Brésilien

Les méthodes de détermination de la résistance à la traction produisent généralement différents résultats pour le même matériau. Les valeurs obtenues dépendent non seulement de la méthode employée pour sa détermination, mais aussi de la géométrie de l'éprouvette et la méthode de chargement ayant le même essai (figure 5.7).

L'essai de traction qui était déterminé serait indépendant du type de l'éprouvette ou l'essai utilisé. Les principales raisons de variation dans la résistance à la traction sont:

- La supposition que la roche se conduit élastiquement durant la conduite plastique résulte dans les valeurs élevées pour la résistance à la traction.
- Les contraintes dans le terrain ne sont pas purement uniaxiales.
- Le volume du matériau qui est critiquelement sous contrainte est petit, ainsi les inhomogénéités à l'intérieur du matériau ont des effets disproportionnés.

Il est à suggérer cependant que l'essai particulier utilisé pour déterminer la résistance à la traction est sélectionné sur la base de configuration de chargement similaire pour la situation sous investigation.



**Figure 5.7. Photo de l'essai au disque brésilien montant l'éprouvette en position**

##### 5.3.3.1.1. Introduction et théorie

L'essai brésilien consiste à la compression diamétrique d'un disque solide à la rupture. La compression induit des contraintes de tension normale au diamètre du disque chargé qui atteignent une valeur maximale au centre.

La résistance à la traction est calculée d'après la charge à la rupture basée sur la supposition que la rupture se produit au point de contrainte de traction maximale.

La méthode a un fait d'appel pratique du moment que les échantillons sont d'habitude reçus sous forme de carottes de sondage et par coupage de la carotte en disques, les éprouvettes sont immédiatement valables.

Si l'orientation du disque est variée, la résistance à la traction peut être mesurée à travers toutes les sections de la carotte. Aussi les résultats d'un essai dispersé dans lequel la carotte de sondage est diamétralement chargé par deux tiges alignées dans une direction perpendiculaire à

la section. Ainsi X, Y, Z composantes de la résistance à la traction peuvent être déterminées avec une préparation minimale de l'éprouvette (figure 5.8).

La distribution des contraintes à l'intérieure d'un disque mince chargé par une pression radialement uniforme appliquée au dessus de l'arc fourni de sa circonférence un angle  $2\alpha$  au centre, ceci a été analysé par Hondras (1957) en supposant que le matériau était homogène, isotropique et linéairement élastique.

Au centre, la composante normale de contrainte du diamètre chargé était trouvé par la formule suivante :

Où 
$$\sigma_{\theta} = \frac{2p}{\pi Dt} \left( \frac{\sin 2\alpha}{\alpha} - 1 \right) \dots\dots\dots 5.1$$

p : force appliquée (MN)

D : diamètre du disque (m)

t : épaisseur du disque (m)

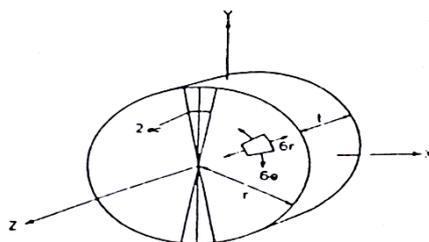
$2\alpha$  : distance angulaire au dessus de laquelle p est supposé être distribué.

Quand  $\alpha = 0$ , exemple une charge en ligne.

$$\sigma_{\theta} = \sigma_r = \frac{2p}{\pi Dt} \dots\dots\dots 5.2$$

Qui est l'expression utilisée pour calculer la résistance à la traction du matériau.

En utilisant cette expression pour calculer la résistance à la traction il est supposé que la valeur de la contrainte au centre est indépendante de la configuration de chargement et que la rupture est indépendante de n'importe quelles contraintes compressives développées dans les directions Y et Z (figure 5.8)



**Figure 5.8. distribution des contraintes dans l'essai brésilien**

La validité de l'essai Brésilien a été analysée par Farrhurst (1964) et Collback (1966) sur les bases du critère de Griffiths. Ils concluaient que la rupture était en conformité avec le critère de Griffiths et que la rupture doit se diriger au centre pour que l'essai soit valide. Ceci peut seulement être achevé en utilisant une charge distribuée qui peut s'étendre à 1/10 du diamètre sans affecter significativement la distribution de contrainte au centre du disque.

### 5.3.3.1.2. Techniques de préparation des éprouvettes

Les éprouvettes cylindriques sont considérées comme les plus faciles à préparer par carottage soit au laboratoire, à partir d'une masse d'échantillons, ou sur terrain et puis par la suite tailler les extrémités des longueurs de l'éprouvette pour une forme cylindrique. La géométrie de l'éprouvette préparée doit être suffisamment précise pour assurer la distribution actuelle des contraintes provoquées durant l'essai raisonnablement approximative à celui assumé. Les techniques utilisées dans la préparation dépendent du caractère de la roche affaiblie ou non significativement par l'eau ; et sont intentionnellement destinées pour prévenir la contamination de l'éprouvette et préserver son intégrité structurale.

### 5.3.3.1.3. Spécifications et tolérances pour la géométrie de l'éprouvette

Les spécifications et tolérances comme présentées par Mellor et Hawkes (1971) pour l'essai Brésilien des éprouvettes sont données dans le tableau 5.7. Comme dans le cas de l'essai à la compression pour assurer que les contraintes précitées sont induites dans l'éprouvette.

**Tableau 5.7. Spécification et tolérance pour l'essai Brésilien des éprouvettes**

Paramètres	Spécifications ou Tolérances
Diamètre	54mm
Longueur/diamètre rapport (l/d)	0.5
Extrémité, plates	Dans l'ordre de 0.25 mm
Parallélisme des extrémités	Dans l'ordre de 0.25 mm
Perpendiculaire	Dans l'ordre de 0.25 mm
Finition des surfaces cylindrique	La surface serait lisse

### 5.3.3.1.4. Procédure d'essai

La machine de chargement a une variation de 100 kN , Elle doit être aussi rigide que possible dans l'ordre que le chargement peut être retenu à la rupture et l'origine de la fracture localisée. Il est aussi désirable d'avoir un enregistrement automatique de la charge - déplacement latérale de cette façon le moment exact de la rupture et par conséquent la charge peut être identifiée. Pour s'assurer que la rupture prend naissance au centre de l'éprouvette la distribution de la charge au dessus de la zone de contact serait achevée en utilisant une système de mâchoire courbé donnant un angle de contact de  $\arctan(1/2) \approx 5^\circ$ , La vitesse de chargement de 6,4 mm/min a été recommandée.

### 5.3.3.1.5. Résultats typiques

De la charge à la rupture et les dimensions de l'éprouvette, la résistance à la traction peut être calculée en utilisant l'équation (5.3)

$$\sigma_t = \frac{2P}{\pi Dt} \dots \dots \dots 5.3$$

Les essais brésiliens ont été exécutés sur des éprouvettes de hauteur égale au diamètre en interposant deux bandes de carton entre les plateaux de la presse et l'éprouvette, selon deux génératrices diamétralement opposées. Les résultats de ces essais sont présentés dans le tableau 5.8 ils montrent une valeur moyenne de la résistance à la traction indirecte égale à  $14.6 \pm 3.4$  MPa.

**Tableau 5.8. Essai de la traction indirecte**

 <b>LABORATOIRES DE MECANIQUE DES SOLS ET DES ROCHES</b> <b>TRACTION INDIRECTE</b> Exécuté selon la norme SN 670 354 et LMS+R ER.530							 ÉCOLE POLYTECHNIQUE FÉDÉRALE DE LAUSANNE	
No étude	Titre de l'étude			Commettant				
				nom	adresse			
R0999	CARRIERE HADJAR SUD			BOUDIAF		ALGERIE		
Echantillon prélevé par	Mode de conservation	Date réception	Date essai	Ingénieur responsable		Opérat.		
				nom	signature			
COMMETTANT	NATUREL	01.03.2012	08.03.2012	J.-F. Mathier	<i>lake</i>		LG	
Echantillon No	Orientation /schistosité	Nature de la roche	Diamètre D mm	Hauteur H mm	Force F kN	$\sigma_t = 2F/D \cdot H \cdot \pi$ MN/m <sup>2</sup>		
1	90	calcaire	37.5	30.6	23.2	12.9		
2	90	calcaire	37.6	28.2	30.8	18.5		
3	90	calcaire	37.7	26.8	19.5	12.3		

### Commentaire

Les roches ont généralement une faible résistance à la traction, due aux microfissures préexistantes. L'existence de ces microfissures peut également être la cause de la rupture soudaine de la roche en traction sous une faible contrainte

Les résultats de ces essais figurent dans le tableau Annexe.12 et sont présentés graphiquement, sous forme d'une part de courbes  $\sigma$ — $\varepsilon$ , et d'autre part de diagrammes  $\tau$ — $\sigma$  dans lesquels sont figurés les cercles correspondant aux divers états de contrainte à la rupture et résiduels, ainsi que la droite intrinsèque résiduelle.

### 5.3.4. Essais triaxiaux

Les essais triaxiaux ont été effectués dans une cellule "Hoek". Pour permettre une estimation des paramètres résiduels de frottement  $\phi_r$  et de cohésion  $c_r$ , les essais ont été poursuivis, après la première rupture, en modifiant la contrainte latérale et en augmentant le déviateur jusqu'à la valeur provoquant le glissement sur la surface de rupture, ceci pour trois états de contrainte différents (tableau 5.9).

**Tableau 5.9. Résultats des essais triaxiaux**

Echantillon	Nature de la roche	Haut. [mm]	Diam. [mm]	$\rho$ [t/m <sup>3</sup> ]	$\alpha$ [°]	$\sigma_3$ [MPa]	$\sigma_1$ [MPa]	E50% [MPa]	$\phi_r$ [°]	$c_r$ [MPa]
1	Calcaire	79.8	37.6	2.70	26	2.0	207.0	34000	43	8.5
2		79.9	37.6	2.69	26	4.1	186.0	33800	46	8.3
3		79.9	37.6	2.67	40	6.1	167.0	32500	43	4.7
4		79.9	37.6	2.68	26	6.1	221.0	34950	50	3.2

$\rho$  = masse volumique apparente  
 $\alpha$  = angle du plan de rupture et l'axe de l'éprouvette  
 $\sigma_3, \sigma_1$  = contraintes  
E50% = module E à 50% de la contrainte de rupture  
 $\phi_r, c_r$  = angle de frottement et cohésion résiduels

**Commentaires :**

Comme l'essai 3 (figure Annexe.8) s'est rompu sur un plan préexistant dans la matrice rocheuse, un second essai a été réalisé avec la contrainte de confinement de 6.1 MPa.

Le comportement de la roche en compression triaxiale change avec l'augmentation de la pression de confinement:

- La résistance maximale augmente ;
- Le comportement après le pic change graduellement de fragile à ductile.

Dans le domaine élastique, le comportement contrainte-déformation est le même qu'en compression uniaxiale.

L'essai triaxial axisymétrique donne une résistance sans considérer l'effet de la contrainte intermédiaire principale ( $\sigma_2$ ), ce qui en général sous-estime la résistance.

La résistance à la compression triaxiale de la roche augmente généralement avec  $\sigma_2$  pour un  $\sigma_3$  donné. Lorsque  $\sigma_2$  est beaucoup plus grand que  $\sigma_3$ , la résistance commence à diminuer.

La roche résiste à l'effort de cisaillement par deux mécanismes internes, cohésion et frottement interne. La cohésion est une mesure de liaison interne de la roche. Le frottement interne résulte du contact entre les particules, et est défini par l'angle de frottement interne.

Les contraintes max ( $\sigma_1$ ) sont obtenues pour différentes contraintes latérales ( $\sigma_3$ ). En traçant les cercles de Mohr, on définit la courbe intrinsèque et on obtient la cohésion et l'angle interne de frottement.

L'échantillon de roche intacte se rompt généralement en formant un plan cisailé orienté d'un angle de 60 à 70°. Si la roche contient un plan de faiblesse préexistant, ce dernier deviendra fort probablement le plan de rupture, car la résistance de la roche y est plus faible.

### 5.3.5. Abrasivité LCPC

Le test d'abrasivité LCPC consiste à mesurer la perte de poids d'une plaquette en acier tournant à 4500 t/min pendant 5 minutes dans 500 g de roche, préalablement broyée et tamisée entre 4 et 6.3 mm de diamètre. Le coefficient d'abrasivité, ABR, est défini comme le rapport de la perte de poids de la plaquette sur la masse du matériau testé (tableau 5.11). L'indice est donné en grammes/tonne et il varie entre 0 et plus de 2000 pour des roches faiblement à hautement abrasives. L'échelle d'abrasivité est donnée dans le tableau 5.10.

$$ABR = \frac{P_0 - P}{G_0} \dots \dots \dots 5.3'$$

P0 = poids de la plaquette avant essai [g]

P = poids de la plaquette après essai [g]

G0 = poids de l'échantillon [t]

**Tableau 5.10. Echelle d'abrasivité**

ABR [g/t]	Echelle
0-500	très faible
500-1000	Faible
1000-1500	Moyenne
1500-2000	Forte
>2000	très forte

**Tableau 5.11. Abrasivité LCPC**

 <b>LABORATOIRES DE MECANIQUE DES SOLS ET DES ROCHES</b> <b>ABRASIVITE ET BROYABILITE LCPC</b> <small>Exécuté selon la norme NF P94-430-2 et LMS+R ER710</small>										 <small>ÉCOLE POLYTECHNIQUE FÉDÉRALE DE LAUSANNE</small>	
No étude		Titre de l'étude				Commandant					
R0726		CARRIERE HADJAR SUD				nom		adresse			
BOUDIAF		ALGERIE									
No sondage	Type échantillon	Nature échantillon			Date réception	Date essai					
F1	carottes	CALCAIRE			01.03.12	15.03.12					
Profondeur	Mode conservation	Mode préparation		Ingénieur responsable		Opérat.					
-				nom		signature					
				I-F. Mathier		<i>Math</i>		JFMa			
Forage	Ech.	Roche	M [g]	M <sub>0</sub> [g]	M <sub>5</sub> [g]	ABR [g/t]	m' [g]	BR [%]			
F1	1	calcaire	500	46.299	46.298	2	314.2	37			
M: masse de la roche soumise à l'essai M <sub>0</sub> : masse initiale de la palette M <sub>5</sub> : masse de la palette après cinq minutes de rotation m': masse du refus au tamis de 1.6 mm			ABR: indice d'abrasivité				$A_{BR} = \frac{M_0 - M_5}{M}$				
			BR: indice de broyabilité				$B_R = \frac{M - m'}{M} \cdot 100$				

### 5.3.6. Indice de broyabilité

L'indice de broyabilité BR de l'échantillon est défini comme le poids des particules fines passant au travers d'un tamis de 1.6 mm comparé au poids initial de l'échantillon. Cet indice

varie entre 0 pour les roches très résistantes à 100 pour les roches tendres. L'échelle de broyabilité est présentée dans le tableau 5.12.

$$BR = \frac{100 - P_f}{G_0} \dots \dots \dots 5.4$$

Pf = poids des fines (<1.6 mm) [g]

G0 = poids de l'échantillon [g]

**Tableau 5.12. Echelle de broyabilité**

BR [%]	Echelle
0-25	très faible
25-50	Faible
50-75	Forte
75-100	très forte

Le résultat, présenté au tableau 5.12 donne une valeur d'abrasivité ABR presque nulle, égale à 1 g/t.

### 5.3.7. Mesure de la porosité

La mesure de la masse volumique des grains  $\rho_s$  sur deux échantillons a donné une valeur moyenne de 2.725 t/m<sup>3</sup>. La masse volumique apparente  $\rho_d$  moyenne du calcaire vaut 2.69±0.1 t/m<sup>3</sup>. Ceci nous donne une porosité calculée  $n = ((\rho_s - \rho_d) / \rho_d) * 100$ , qui vaut 1.3%.

## 5. 4. Méthodes sismiques

Elles mesurent la vitesse de propagation d'ondes sismiques entre une source d'ébranlement (marteau, chute de poids, explosif) et un capteur géophones, le plus souvent). Cette méthode est largement utilisée pour la reconnaissance de massifs rocheux et les techniques de mesures sont très variées:

- En surface sismique réfraction et réflexion.
- En forage : mesures dans un trou (up-hole), entre trous (cross-holl) et tomographies.

### 5.4.1. Etablissement d'une carte de rippabilité des carrières de calcaire

L'établissement d'une carte de rippabilité s'effectue sur la base des données étudiées dans les paragraphes ci-dessus en vue d'une expérimentation sur site nous pousse à nous contenter seulement d'exposer explicitement la méthode de travail.

Le sismographe à réfraction dont l'emploi a vu le jour à la maison Caterpillar en 1958 est aujourd'hui généralisé pour la détermination de la rippabilité des matériaux.

#### 5.4.2. Description du sismographe à réfraction

L'équipement du sismographe à réfraction comprend un appareil d'un poids de 8kg environ, un géophone pour la détection de l'onde sismique, une masse de carrier, une plaque d'acier de 2cm d'épaisseur, un ruban de 30m et 30m au plus de câble portant un repère tous les trois mètres.

Cet appareil indique le degré de consolidation de divers facteurs tels que la dureté de la roche, sa stratification, sa fracturation et son état de décomposition ou d'altération.

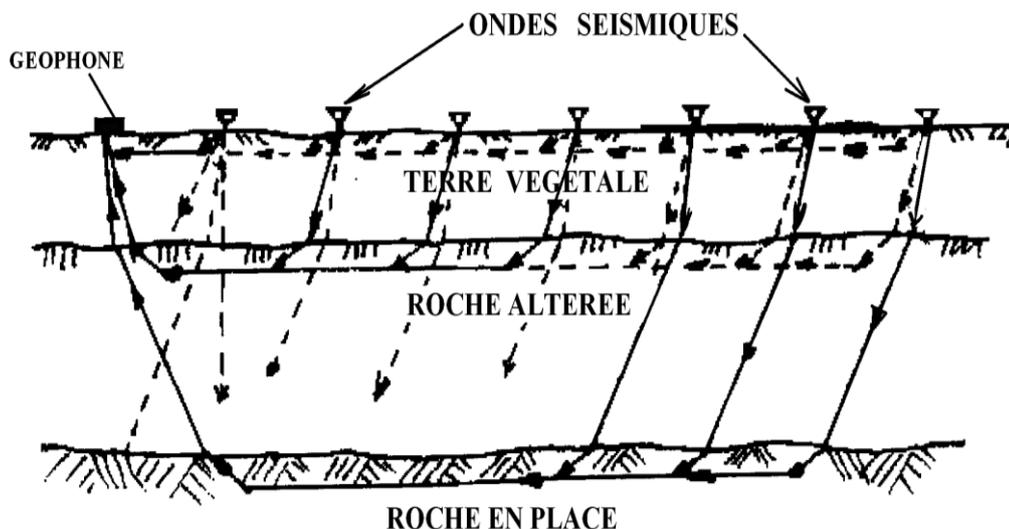
Le principe de l'analyse sismique est simple. Il est basé sur le laps de temps nécessaire à un train d'ondes sismiques pour qu'elles traversent les différents matériaux du sous-sol.

La vitesse de l'onde sismique dans une roche dure et compacte est élevée, elle peut atteindre 600 m/s ; dans un sol foisonné elle peut descendre jusqu'à 300 m/s. Si l'on peut donc mesurer la vitesse de l'onde sismique à travers plusieurs couches de matériaux, on peut déterminer leur degré de consolidation. Ces données une fois connues, il est possible de prévoir la méthode et l'équipement qu'on doit utiliser pour foisonner ces matériaux.

#### 5.4.3. Principe de fonctionnement du sismographe à réfraction

On provoque l'onde sismique en frappant une plaque d'acier à l'aide d'une masse à des distances variées d'un géophone récepteur (figure 5. 9). La valeur du temps écoulé entre le coup de masse et la réception de l'onde sismique par le géophone peut être lue directement sur l'appareil.

Le récepteur n'est sensible qu'à la première onde qui lui parvient ; celle-ci peut être soit celle qui a parcouru le chemin le plus court, soit une autre, ayant parcouru un chemin plus long, mais à une allure plus rapide grâce à la plus grande densité du matériau.



**Figure 5.9. Schéma représentant le trajet des ondes sismiques détectées par le géophone**

Les lignes continues du schéma de la (figure 5.9) représentent le trajet des ondes sismiques que détecte le géophone. En supposant la vitesse des ondes sismiques pour le sol végétal, la roche altérée et la roche en place sont respectivement 300, 1000 et 2000m/s. le schéma explique comment les ondes qui voyagent suivant des trajets plus longs peuvent arriver les premières au géophone. Les lignes en pointillés montrent le trajet des ondes sismiques qui prennent plus de temps pour atteindre le géophone et qui ne sont pas détectées par lui.

L’espace des points de frappe à des intervalles de 2 à 5 mètres facilite l’établissement d’une courbe temps/distance qu’on représente dans la figure 5.10. les pentes des trois segments de droite de ce schéma représentent la vitesse des ondes à travers chacune des trois couches.

La vitesse des ondes sismiques à travers ces couches peut être exprimée par la formule :

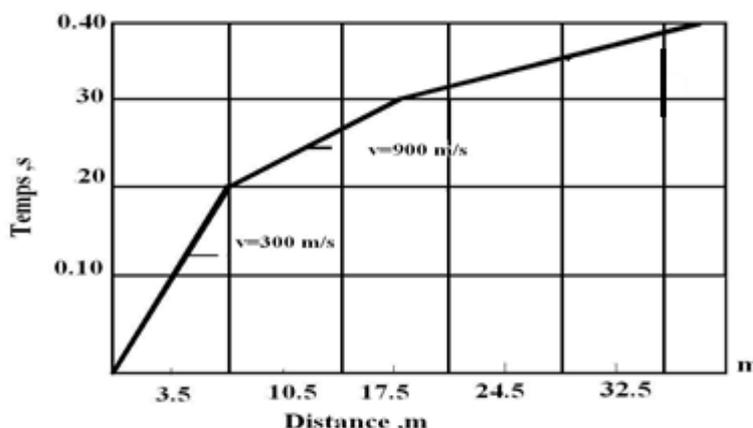
$$V = \frac{d}{t}; m / s.....5.4$$

Où  $d$ - la distance entre le géophone et le point de frappe, m.

$t$  – le temps mesuré, secondes.

Les points s’alignent pour chaque type de matériau, puisque les vitesses sont identiques pour des consolidations identiques. Les lignes droites qui relient les différents points du graphique déterminent trois sortes de matériaux. La pente du segment de droite est d’autant plus faible que le matériau est plus compact. Les vitesses obtenues lors d’un essai peuvent être comparées aux résultats d’un essai précédent dans des matériaux similaires à rippabilité connue.

En fait, l’analyse de la roche en place est simple. Il ne faut que 10 à 20 minutes pour chaque essai et pour le calcul de la vitesse des ondes sismiques.



**Figure 5.10. Courbe temps/distance**

L'utilisation de cette méthode permet non seulement de déterminer le degré de consolidation ou de défonçage des diverses couches, mais aussi l'épaisseur de chacune d'elles, question très importante pour l'ingénieur.

La profondeur de chaque couche peut être calculée par la formule suivante :

$$m = \frac{x}{2} \sqrt{\frac{v_2 - v_1}{v_2 + v_1}}, m; \dots \dots \dots 5.5$$

Où :

m- profondeur de la couche, m ;

x- distance de l'origine à la projection du point d'intersection des 2 segments de droite sur l'axe des abscisses ;

v<sub>1</sub>- vitesse de l'onde dans la couche supérieure ;

v<sub>2</sub>- vitesse de l'onde dans la couche immédiatement inférieure.

#### 5. 4.4.Vitesse sismique

La vitesse du son a été mesurée dans le sens longitudinal des éprouvettes à l'aide d'un appareil PUNDIT et d'un oscilloscope. Les valeurs des mesures de la vitesse du son effectuées uniquement sur les essais de compression uniaxiale sont reportées dans le tableau 5.13.

**Tableau 5.13. Résultats des essais de mesure sonique**

Eprouvette	Nature de la roche	Hauteur [mm]	Diametre [mm]	$\rho$ [tm <sup>-3</sup> ]	N [%]	temps [µsec]	Vson [m/s]
Zone 1	Calcaire	78.2	37.6	2.69	1.30	16.1	4850
Zone 2		78.2	37.6	2.68	1.68	19.5	4100
Zone 3		78.3	37.7	2.70	0.92	22.7	3440

**Vson moyenne [labo.] = 4130 [m/s]**

ρ= masse volumique apparente

N= porosité calculée

temps = temps de parcours en µsec

Vson = vitesse du son

La figure 5.11 montre le signal de la vitesse sismique

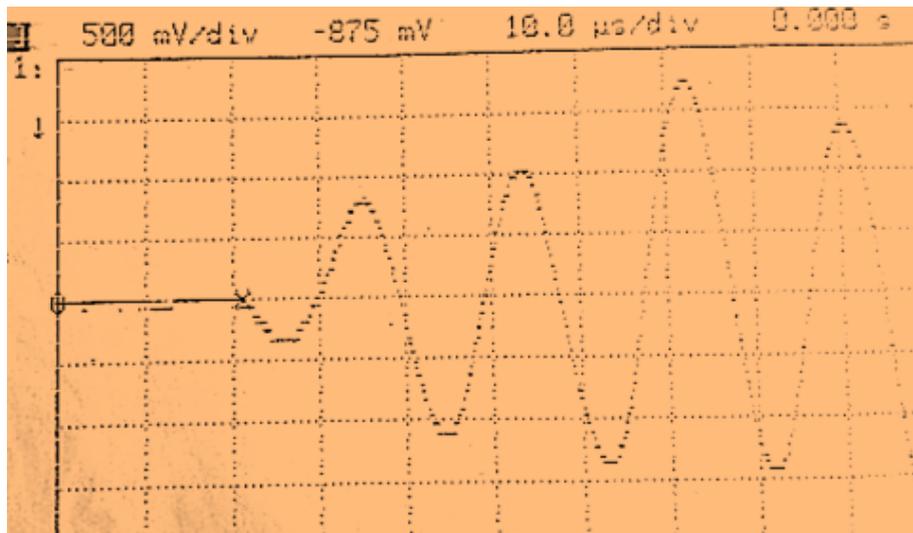


Figure 5.11 . un exemple de détermination de la vitesse sismique au laboratoire

#### 5. 4.5. Vitesse sismique in-situ

il est possible de réaliser les essais insitu pour déterminer la vitesse sismique au niveau des trois zone étudiée comme le tableau 5.14.

Tableau 5.14.vitesses d'intervalle des différentes zones

<b>Zone1</b>	<b>X=0</b>			
	T=0-270	Ms	V=	2262.42 m/s
	T=270-	Ms	V=	2280.72 m/s
	T=300-330	Ms	V=	2308.85 m/s
	T=330-360	Ms	V=	2341.06 m/s
	T=360-390	Ms	V=	2377.18 m/s
	T=390-420	Ms	V=	2417.03 m/s
	T=420-450	Ms	V=	2460.43 m/s
	T=450-480	Ms	V=	2507.21 m/s
	<b>X= 3</b>			
	T=0-150	Ms	V=	2259.06 m/s
	T=150-	Ms	V=	2274.26 m/s
	T=180-210	Ms	V=	2356.60 m/s
	T=210-240	Ms	V=	2431.30 m/s
	T=240-270	Ms	V=	2499.03 m/s
	<b>X=6</b>			

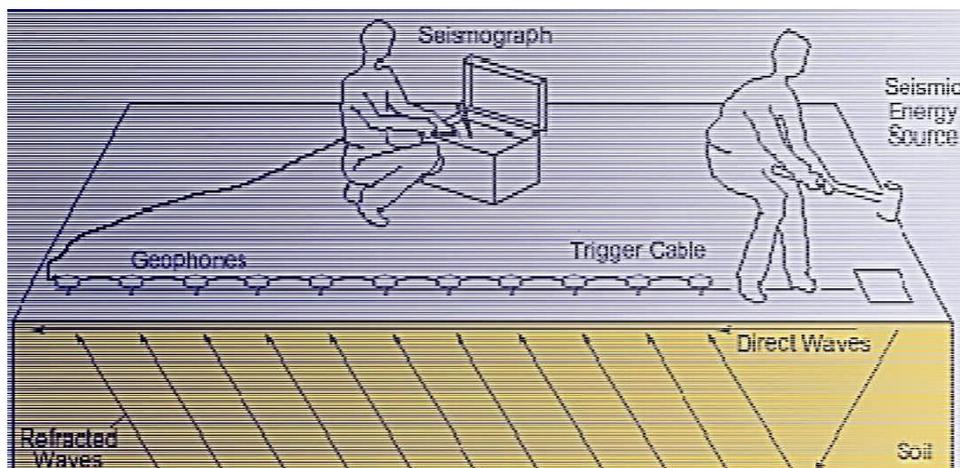
	T=0-150	Ms	V=	2238.89	m/s
	T=150-180	Ms	V=	2242.14	m/s
	T=180-210	Ms	V=	2325.26	m/s
	T=210-240	Ms	V=	2401.85	m/s
	T=240-270	Ms	V=	2472.51	m/s
<b>Zone 2</b>	<b>X=9</b>			V1 moy =	2358,66
	T=0-180	Ms	V=	2289.30	m/s
	T=180-210	Ms	V=	2323.05	m/s
	T=210-240	Ms	V=	2389.03	m/s
	T=240-270	Ms	V=	2451.27	m/s
	T=270-300	Ms	V=	2510.03	m/s
	T=300-330	Ms	V=	2565.56	m/s
	<b>X=12</b>				
	T=0-180	Ms	V=	2346.42	m/s
	T=180-210	Ms	V=	2363.75	m/s
	T=210-240	Ms	V=	2398.75	m/s
	T=240-270	Ms	V=	2433.23	m/s
	T=270-300	Ms	V=	2467.21	m/s
	T=300-330	Ms	V=	2500.71	m/s
	<b>X=15</b>				
	T=0-240	Ms	V=	2269.14	m/s
	T=240-270	Ms	V=	2327.15	m/s
	T=270-300	Ms	V=	2418.88	m/s
	T=300-330	Ms	V=	2499.19	m/s
	<b>zone 3</b>	<b>X=20</b>			V2 moy =
T=0-240		Ms	V=	2289.30	m/s
T=240-270		Ms	V=	2377.12	m/s
T=270-300		Ms	V=	2487.63	m/s
T=300-330		Ms	V=	2584.08	m/s
<b>X=25</b>					
T=0-390		Ms	V=	2282.58	m/s
T=390-420		Ms	V=	2373.23	m/s
T=420-450		Ms	V=	2482.84	m/s
				V3 moy =	2410,97
			<b>Vmoy</b>	<b>2389.03</b>	m/s

L'indice acoustique R qui estime la rippabilité du massif se determine par la formule :

$V_{F1}/V_{u1} = 2358,66/4850 = 0,48$	$R_2 = 2409,55/4100 = 0,58$	$R_3 = 2410,97/3440 = 0,70$
---------------------------------------	-----------------------------	-----------------------------

$$R = V_F/V_u = 2389/4130 = 0,5$$

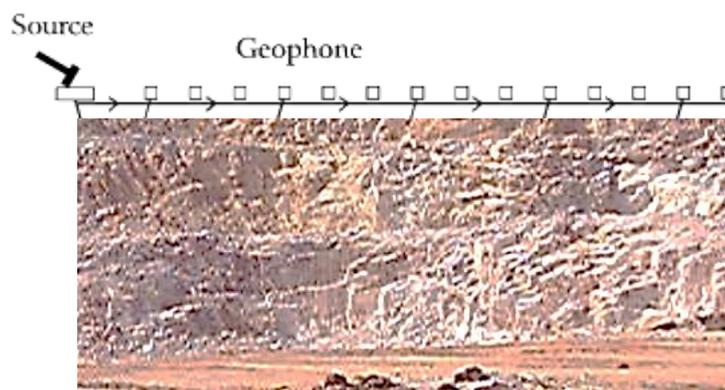
L'acquisition en sismique réfraction est réalisée à partir d'un dispositif qui se compose d'une série de capteurs (géophones) plantés au sol, reliés par un câble à une unité d'acquisition. Une onde de choc est émise sur le profil en frappant à l'aide d'une masse sur une plaque posée au sol (figure 5.12).



**Figure 5.12. Les études de vitesse sismique d'un massif mesurant la vitesse de déplacement de l'onde créée par un choc.**

### Commentaire

L'étude des vitesses sismiques et ultrasoniques permet de caractériser les divers degrés de rippabilité des roches. Les auteurs de cette figure 5.13. indiquent que l'échelle des vitesses est valable pour un tracteur de 320ch muni d'un ripper porté à une dent.



**Figure 5.13. Photo du talus de la carrière de Djebel Safia (Disposition des géophones)**

Longueur: 45,83 m

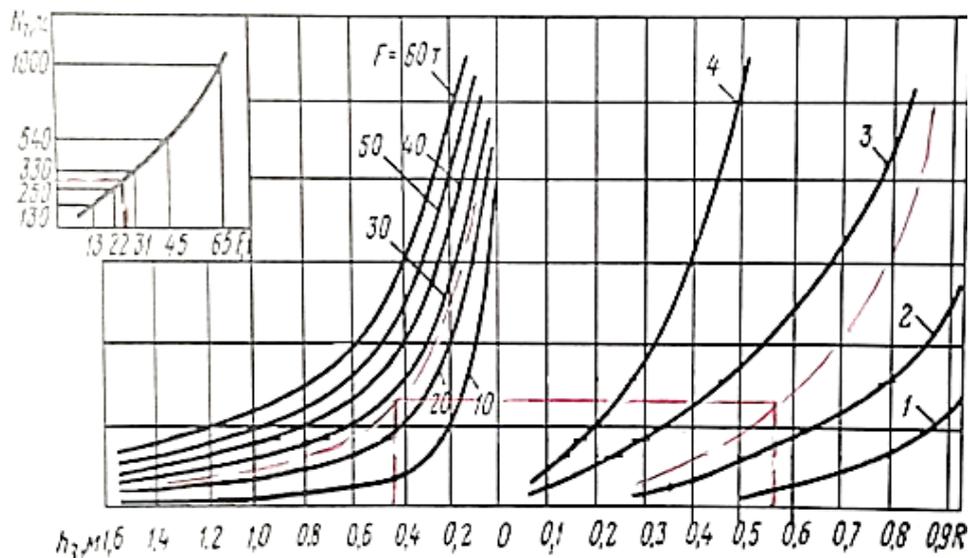
Linéaire (une chaîne de 12 géophones)

Station de l'espace du récepteur: 50 m espace inter géophone: 4,17 m.

## 5.5. Détermination des paramètres du rippage

### 1. approfondissement du ripper dans le massif (in situ)

Le monogramme permet donc d'assurer, pour un approfondissement exigé du rippage, la puissance nécessaire de traction. Par exemple, pour les roches ayant un indice acoustique  $R = 0,57$ , un ripper de puissance  $N = 300$  cv peut assurer un approfondissement de la dent  $h = 0,48$  m (figure 5.14).



**Figure 5.14. Nomogramme de détermination de l'approfondissement possible  $h$  de la dent du ripper en fonction de  $V_u$ ,  $R$ ,  $N$  et  $F$  ; 1, 2, 3 et 4-sont respectivement pour  $V_u=1000$  ;  $2000$  ;  $3000$  et  $4000$  m/s pour les conditions de Hadjar Soud .**

## 2. Effort de traction du ripper

A partir du tableau 3.3. la puissance du moteur du ripper est estimée à 300 cv et par conséquent la force horizontale est égale à 25700 Kgf.

## 3. Largeur supérieure de la fouille

La largeur supérieure de la fouille ( $B$ ) se détermine par la formule (3.3) :

Où :  $k_1 = 1$  ,  $k_2 = 0,95$  (tableau 3.4) ;  $\alpha = 85^\circ$  ;  $h_a = 0,48$  m ;  $b = 0,1$  m .

$$B = 0,18 \text{ m}$$

## 4. Distance entre les passes parallèles contiguës

A partir de la formule 3.5 ,  $C_p = 0,104$  m ;  $C_c = 0,165$  m

## 5. Surface du foisonnement par passe du ripper

A partir de la formule 3.6  $F = 0,07$  m<sup>2</sup>

**Tableau 5.15. Carte des taux de rippabilité suggérée**

Paramètres	Classes des roches				
	1	2	3	4	5
Résistance à la traction, MPa	< 2	2 - 6	6 - 10	10 - 15	> 15
Taux	0 - 3	3 - 7	7 - 11	11 - 13	13 - 15
Altération	Complètement	Hautement	Modérément	Légèrement	Inaltérée
Taux	0 - 2	2 - 6	6 - 10	10 - 13	13 - 15
Vitesse sismique, m/s	400 - 1100	1100 - 1600	1600 - 1900	1900 - 2500	> 2500
Taux	0 - 6	6 - 10	10 - 14	14 - 18	18 - 20
Abrasivité de la roche	Très faible	Faible	Modérée	Elevée	Très élevée
Taux	0 - 7	7 - 9	9 - 13	13 - 18	18 - 20
Ouverture des discontinuités, m	< 0,06	0,06 - 0,3	0,3 - 1	1 - 2	> 2
Taux	0 - 7	7 - 15	15 - 22	22 - 28	28 - 30
Taux total	> 25	25 - 50	50 - 70	70 - 90	> 90
Appréciation de la rippabilité	Facile	Modérée	Difficile	Marginale	Tir
Tracteur recommandé	Sans ou D7	D7 - D8	D8 - D9	D10 ou tir	-
Puissance en cv	200	200 - 300	300 - 400	700	-
Poids, Kg	23000	23000 - 38000	38000 - 50000	97000	-

**Commentaires**

Il s'avère que, souvent, la vitesse sismique n'est pas un critère suffisant pour définir la rippabilité - elle mesure une grandeur qui est fonction de la vitesse de propagation du son dans la matrice rocheuses, de la nature et de la fréquence des discontinuités, mais sans donner de renseignements quantitatifs sur chacun de ces paramètres(tableau 5.15) ;

- c'est une mesure globale qui ne distingue pas toujours les éléments essentiels pour la définition de la rippabilité (échelle de l'hétérogénéité de l'altération, alternance de calcaires et de marnes).

**5.6. Interprétation des résultats mécaniques**

La figure annexe.12 présente les résistances du calcaire déterminées par les trois types d'essais (compression uniaxiale, traction indirecte et triaxial). La pente de la droite de régression fournit la valeur  $\lambda_p$ , qui permet de calculer l'angle de frottement interne du matériau. La cohésion c de la roche intacte est déterminée à partir de la résistance à la compression uniaxiale  $\sigma_c(\sigma_3=0)$  et de la valeur de l'angle de frottement (tableau 5.16).

$$\phi = 2(\arctg\sqrt{\lambda_p} - 45^\circ) \dots \dots \dots (5.5) \quad c = \frac{tg(45 - \frac{\phi}{2})}{2} \sigma_c \dots \dots \dots 5.6$$

La figure annexe.9. donne les valeurs résiduelles  $\tau_n$  et  $\sigma_n$  des essais triaxiaux, calculées en tenant compte de l'angle de rupture  $\alpha$  des échantillons ; tous les échantillons se sont rompus selon un angle de 26°, sauf l'essai N°3 (figure annexe.9).

$$\sigma_n = \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} - \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \cos 2\alpha \dots \dots \dots 5.7 \quad \tau_n = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \cos 2\alpha \dots \dots \dots 5.8$$

triaxial														
ech	rocha	haut	diam	rho	$\alpha_3$	$\alpha_1$	E	phi	c	$\alpha_3$ res	$\alpha_1$ res	$\alpha$	$\tau_n$	$\sigma_n$
F1-1	calcaire	79.8	37.6	2.70	2	207	34000	43	8.5	2	49.9	28	11.2	18.87
										4	63.9	28	15.51	23.6
										8	71.1	28	18.51	25.85
F1-2	calcaire	79.9	37.6	2.69	4.1	188	33800	48	8.3	4.1	68.8	28	18.53	25.49
										6	81.5	28	20.51	29.75
										8	93.6	28	24.45	33.73
F1-3	calcaire	79.9	37.6	2.67	6.1	167	32500	43	4.7	6.1	104.7	40	48.84	48.55
										3.9	92.7	40	40.59	43.73
										1.9	63.9	40	27.52	30.53
F1-4	calcaire	79.9	37.6	2.68	6.1	221	34950	50	3.2	6.1	68.9	28	18.17	24.74
										4.3	58.3	28	14.29	20.49
										2	35.5	28	8.438	13.2
compression														
F1-1	calcaire	78.2	37.6	2.68	0	181	52800							
F1-2	calcaire	78.2	37.6	2.69	0	118	48500							
F1-3	calcaire	78.3	37.7	2.70	0	108	52800							
traction														
F1-1	calcaire	28.2	37.6		-19	85.5								
F1-2	calcaire	30.6	37.5		-13	38.7								
F1-3	calcaire	28.8	37.7		-12	38.9								

Tableau 5.16. Tableau récapitulatif des résultats

La pente de la droite de régression  $m_{res}$  détermine l'angle de frottement résiduel  $\phi_r$ , l'intersection avec l'axe  $\tau_n$  représente la cohésion résiduelle  $c_r$ . Le tableau 5.17. donne un aperçu synthétique des valeurs de pic et résiduelles de l'angle de frottement et de la cohésion.

Tableau 5.17. Synthèse des résultats des essais mécaniques

Roche	Valeurs de pic				Valeurs résiduelles		
	$X_p$	$\sigma_c$ (MPa)	$\phi$ (°)	c (MPa)	$M_{res}$	$\phi_r$ (°)	$c_r$ (MPa)
Calcaire	6.88	150.3	48.3	28.7	0.855	40.5	9.5

## **Commentaires**

La vitesse de propagation des ondes sismiques est de 2180 m/s et l'espacement entre discontinuité est moyennement 0,07 m .Il en résulte que le calcaire de Hadjar Soud est moyennement rippable .En se référant à la carte de rippabilité proposée par Singh (tableau 1.8), le matériel de rippage recommandé est le D8 à puissance de 300 cv .ayant un poids de 38000 kg.

## **Conclusion**

1. L'application de la méthode sismique à l'étude des matériaux du sous-sol permet un grand progrès dans la détermination du défonçage, facilitant ainsi une production plus économique des matériaux.
2. A l'aide du sismographe à réfraction on peut déterminer la rippabilité des couches du sous-sol ainsi que leur puissance.

## Conclusion générale et recommandations

L'application du ripage mécanique pour la préparation de la masse minière à l'excavation représente une grande perspective pour l'exploitation des gisements carbonatés à structure complexe. Dans ce cas le déplacement des roches stériles et des minéraux utiles est minimal dans la zone de leur contact ce qui diminue les pertes globales des minéraux utiles.

Le rippage mécanique permet l'intensification de l'exploitation sélective des gisements horizontaux et peu inclinés de structure complexe, la mécanisation complexe et la simplicité de la technologie de l'excavation sélective des couches de petite puissance (jusqu'à des dizaines de centimètres).

Les principaux avantages du rippage mécanique sont :

- L'augmentation des indices économiques lors de l'exploitation des couches de petite puissance comparativement avec la méthode des travaux de forage et de tir (2 à 3 fois moins chers) ;
- La sécurité des travaux, l'absence de l'effet sismique sur les équipements stationnaires et les ouvrages d'accès, l'absence de temps mort pour l'équipement d'extraction lié à la nécessité de réalisation des travaux de forage et de tir ;
- La possibilité de réglage de la fragmentation de la masse minière, permettant d'augmenter l'efficacité du travail des mécanismes de chargement et de transport, d'élargir le domaine de l'application rationnelle du transport par convoyeur et dans certain cas d'exclure le concassage préalable ;
- Le sur broyage minimal permettant la diminution des pertes et l'amélioration de la qualité des matériaux carbonatés ;
- La grande manœuvrabilité des agrégats avec leurs organes de travail pour la préparation à l'excavation des roches dures, ce qui permet de réduire considérablement les dimensions du bloc et l'utilisation rationnelle de ce type d'équipement dans les conditions les plus étroites lors de l'excavation sélective.

Les résultats de ce travail permettent de tirer les conclusions et recommandations suivantes :

les résultats apparaissent trop élevés en regard de la nature calcaire des éprouvettes.

La taille restreinte des éprouvettes peut influencer sur le temps de parcours de l'onde sonique.

On peut noter que la vitesse du son est étroitement liée à la porosité. Plus la porosité diminue, plus la vitesse sonique augmente, ce qui est en accord avec ce que l'on observe généralement sur les roches.

La vitesse sismique a été démontrée comme paramètre très important de la masse rocheuse pour la rippabilité, mais insuffisant pour décrire la masse rocheuse.

Le degré de saturation a une influence significative sur le comportement mécanique du calcaire examiné.

La combinaison des cinq propriétés de la masse rocheuse notamment la résistance à la traction du matériau, la vitesse sismique, l'abrasivité, le degré d'altération et l'espacement des discontinuités qui sont suffisant pour décrire la masse rocheuse en vue d'apprécier la rippabilité.

La carte du taux de rippabilité suggérée classe la masse rocheuse selon le mode d'excavation avec taux final moins que 25 et par conséquent le calcaire de Hadjar-Soud est moyennement rippable et on recommande le D8 de puissance de 300 cv et un poids de 38000kg.



## BIBLIOGRAPHIE

- Abdullatif, O.M., and Crunden, D.M., 1983.** The relationship between rock mass quality and ease of excavation. *Bull. Int. Assoc. Eng. Geology*, No. 28, pp. 184 - 187.
- Ateco Tractor Company (1969),** 127 Ways to Improve Ripping Operations and Lower Costs, Ateco Trac. Co. Oakland, California, 54 p.
- Atkinson, T. (1970),** Ground Preparation by Ripping in Open-pit Mining, *Mining Magazine*. Vol. 122, No 6, June, pp. 458-468.
- Atkinson, T. (1971),** Selection of Open-pit Excavating and Loading Equipment. *Trans. Ins. of Mining and Metallurgy*, Vol. 80, pp. A 101-129.
- Atkinson, T. (1977)** Subsidence above shallow tunnels in soft ground', *Journal of Geotechnical Engineering*, Vol. 103, n° GT4, pp. 307-325.
- Atkinson, T., Denby, B. & Cassapi, V.B. (1985),** Problems Associated with Rock Material Properties in Surface Mining Equipment Selection, *Mining Equipment Selection Symposium*, The University of Calgary. Canada. No. 7-8, pp. 8. 1-30.
- Atkinson, T., Cassapi, V.B. et Singh. R.N. (1986)** Assessment of Abrasive Wear Resistance Potential in Rock Excavating Machinery. *Int. Jour. of Mining Engineering*, July, 1986, 3, 151-163
- Bernaix, J (1974)-** propriétés des roches et des massifs rocheux . comptes rendus du 3 ème congrès de la SIMR - Denver
- Bieniawski, Z.T. (1976).** Rock Mass Classifications in Rock Engineering, *Proc. Sym. on*
- Baecher (L.B., Lanney N.A. & Einstein H.H. 1977.** Statistical Description of Rock Properties and sampling. *Proc. 18th. U.S. Symp. on Rock Mechanics*, Colorado, pp. SC 1.1- SC1.8 (1977).
- Barton N. (1971)** A relationship between joint roughness and joint shear strength .comptes –rendus du Symposium de la SIRM – Nancy 1971.
- Barton N., Lien it & Lunde J. 1974.** Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. *Rock Mech.* Vol. 10, pp. 1-54.
- Bieniawski, Z.T. 1976.** Rock mass classification in rock engineering. *In*

*Exploration for Exploration for Rock Engineering*, Johannesburg. pp. 97-106.

**Brogan, K. 1993.** The evolutionary history of continuous miners. *Mining Technology*, February, pp. 36 - 40.

**Brook, N. ET Dharmaratne P.G.R. (1985),** A simplified Rock mass Rating System for Mining Tunnel Support, *Ins. of Mining and Metallurgy*, Vol. 94. pp. 148-155, July. engineering, *Proc. of the symp.*, Cape Town, Balkema, Vol 1, pp. 97-106.

**Bullock, R.L., 1994.** Underground hard rock mining. *Mining Engineering*, November, pp. 1254 - 1262.

**Colburn, J.W, (1977)** .Evaluation of the Application of Repetitive Fuel/Air Explosions to Rock Ripping, Southwest Research Institute, Off Highway Equipment Section, San Antonio. Texas, 87p

**Caterpillar Tractor Company (1980),** Cat. Performance Handbook, A Cat. Publication, 11th Edition. Cat. Trac. Co., Peoria. Illinois, USA. 516p.

**D. Demanet (1993).** The importance of surface vibration study and the use of Rayleigh waves for estimating the dynamic characteristics of soils, *Eng. Geol* 34, 105-113.

**D. Demanet (2000),** Renardy F., Vanneste K., Jongmans D., Camelbeeck T. & Meghraoui M., The use of geophysical prospecting for imaging active faults in the Roer graben, Belgium, *Geophysics*, 66, 78-89.

**Dubbe, R.E. (1974).** A Fundamental Study of Prediction of Rock Rippability, M.Sc. Thesis, Duke University, 75p.

**Durst, W., and Vogt, W., 1988.** Bucket Wheel Excavator - Scies on Mining Engineering, Vol. 7. Trans Tech Publications, Clausthal, pp. 49 -124.

**Deere D.U., Hendron A.J., Patton F.D. & Cording El. 1967.** Design of Surface and Near Surface Construction in Rock. Failure and Breakage of Rock, *Society of Mining Engineers of AIME*, New York, pp. 237-302.

**Deere D. U. 1989.** Rock quality designation (RQD) after 20 years. U.S. Army Corps Engrs Contract Report GL-89-1. Vicksburg, MS: Waterways Experimental Station.

**Dershowitz W. and Carvalho 1. 1996.** Key-block mnnel stability analysis using realistic fracture patterns. *Rock Mechanics, Aubertin, Hassani and Mitri (eds)* 1996

Balkema, Rotterdam.

**Egretli, I. (1982).** Comparison Between Ripping and Blasting Operations In GLI Tuncbilek Open-pit Mine, Technical University of Istanbul, Sep., (In Turkish), 79p.

**E.B Hannachi , k.Talhi ,1999).**étude de la Rippabilité en carrières «département du génie minier université badji mokhtar annaba SMAP DIMA 99 Annaba 12 et 13 octobre 99.

**Evans, I. ET Pomcroy, C.D. (1966),** Strength, Fracture and Workability of Coal, Pergamon Press, Chapter 13. pp. 236-258.

**Fairhurst ,c.(1964):**on the validity of the berselien test for brittle materials vol 1 ,pp .553-546

**Franklin J.A. 1975.** Safety and Economy in Tunneling. *Proc. 10th Canadian S)mp.Rock Mech.* Kingston, pp 27-53 (1975).

**Franklin. J.S. (1970),** Observations and Tests for Engineering Description and Mapping of Rocks, Second Int. Congress of Rock Mech., Belgrade, Sep., pp 11 16.

**Goodman R, E. (1969) –**The deformability of joints .Symposium ASTM - Denver

**GUISSI G. .(Avril 2004)** Contribution a l'étude des corrélation entre les variations de résistivité électrique et les variations de la résistance a la compression, Mémoire de maitrise ,Université de Sherbrooke ,98p

**Hess, R.E. 1978.** Evolution of the Continuous Miner - The Aus.I.M.M. Melbourne Branch, Rock Breaking Symposium, November, pp. 51-60.

**Horace, K. & Church, CE. (1970),** Soft Rock Versus Hard Rock: New Look a Ripping cost, Roads and Streets, Oct, pp. 58-61.

**Horace, K. & Church, CE. (1974),** Ripping Costs a New look, Roads And Streets, Nov, pp.74-78.

**Hadjigeorgiou 3., Lessard J.F. et Flament F. 1995.** Characterizing tn-Situ Block Size Distribution Using a Stereological Model. *Canadian Tunneling*, pp. 111-12 1.

**Hadjigeorgiu, J., and Scoble, M.J., 1990.** Ground characterisation for assessment of case excavation. Mine Planning & Equipment Selection, Ed. Singhal and Vavra,

Balkema, pp. 323 - 331.

**Hadjigeorgiou J. and Therrien R. 1996.** An integrated strategy for field data collection, three dimensional joint representation and modelling of fluid flow in fractured rock masses. *Proc. Eurock'96, Torino, pp.1231-1236.*

**Hess, R.E. 1978.** Evolution of the Continuous Miner - The Aus.I.M.M. Melbourne Branch, Rock Breaking Symposium, November, pp. 51-60.

**Hudson J.A. 1993.** The Construction Process. Comprehensive Rock Engineering, vol. 4, Excavation, Support and Monitoring, Pergamon Press Ltd. pp 1-37.

**ISRM Commission on Standardization Of Laboratory and Field Tests (1978),** Suggested Methods for the Quantitative Description of Discontinuities in Rock Masses. *Int. J. Rock Mechanics and Mining Sciences, Vol. 15, No. 6. pp. 319-368.*

**ISRM Commission on Standardization of Laboratory and Field Tests (1978),** Suggested Methods for Determining Hardness and Abrasiveness of Rock, *Int. J. Rock Mechanics and Mining Sciences, Vol. 15, pp. 89-97.*

**L.Rochet ,M.Panet , j,j AZuar (1976)** reinforcement of discontinuous rock masses by grouted untensioned bars .Séminaire de Jablona \_Pologne

**Langefors and Kihlstrom. 1978.** The Modern Technology of Rock Blasting, John Wiley & Sons, Inc.: New York, 438 pp.

**Lessard J.F. 1996.** Evaluation de la blocométrie des massifs rocheux. *M.Sc., Université Laval*

**Lilly P.A. 1986.** An empirical method of assessing rock mass blastability. *Proc. Open Pit Conf Aus. 1MM, pp. 89-92.*

**Lizotte Y. & Scoble M. 1994.** Geological Control over Blast Fragmentation. *CIM Bulletin, Vol. 87, No. 983, PP. 57-71.*

**M.A.Ostromentsky.** Ripage mécanique des couches horizontales de calcaire par couches inclinées. Argumentation des systèmes et complexes d'équipements des travaux miniers à ciel ouvert. pp. 92-99, Moscou, 1987.

**Maerz N. H. & Germain P., 1992.** Block Size Determination around Underground openings Using Simulations Based on Scanline Mapping. *IRSM Conf on Fracture and jointed Rock Masses, Lake Tahoe, pp. x-x.*

**Monjoie A, Schroeder C. 2001.** Instabilités de versants de terrils en relation avec l'autocombustion des schistes et charbons résiduels. *Revue française de Géotechnique* 95-96: 91-102.

**Muftuoglu, Y.V., and Scoble, M.J., 1983.** Assessment of diggability in surface coal mines. *Surface mining and quarrying*, The Institution of Mining and Metallurgy, pp. 225 - 233.

**Palmstrom A. 1982.** The Volumetric Joint Count-A Useful And Simple Measure of the Degree of Rock Mass Jointing. Proc. 4th Congress mt. Association Engineering Geology. New Delhi, Vol 2, pp. 22 1-228.

**Palmstom A. 1995.** Rmi- a system for characterizing rock mass strength for use in rock engineering. *Journal of Rock Mechanics and Tunneling Technology*, vol 1 no 2, pp. 68- 108.

**Peaker S. 1990.** Development of a Simple Block Model for the Classification of Rock Masses. *These de nialtrise*, University of Toronto. .

**Potvin Y., Hudyma M. and Miller H.D.S. 1989.** Design guidelines for open stope support *CiMBulletin* June 1989, pp 53-61.

**Priest S .D. and Hudson J.A. 1976.** Discontinuity Spacing in Rock. *tnt J. Rack Mech. Mm. Sci. & Geomech. Ahstr.*, Vol. 13, pp.135-148.

**Piteau, D.R. (1970).** Geological Factors. Significant to the Stability of Slopes Cut in Rock, Proc. Sym. on the Theoretical Back ground Slope Stability. Johannesburg, 29 Aug-4Sep., pp. 35-53.

**Riss S., Gender S. et Gervais F. 1996.** Characteristics of a network using size and shape of blocks: Contribution to modelling and/or simulating of fracture network. *Rock Mechanics, Aubertin, Flassani and Mitri (eds) 1996* Balkema, Rotterdam.

**Read, J.R.L., Thornton. PN. & Regan W.M. (1980).** A Rational Approach to Poitit Load Test, Proc. 3rd. Australia-New Zealand Conf. on Geotechnics, Wellington, Part 2, pp. 35-39.

**Rogers, S. F., 1991.** Rock mass characterisation and indexing for excavation assessment. PhD Thesis, University of Nottingham, Department of Mining Engineering.

- Romana M, 1993.** A geomechanical classification for slopes: Slope Mass Rating. In: Hudson J (ed) Comprehensive rock engineering, Vol. 3. Pergamon, pp 575-600
- Roxborough, F.F. (1974),** Cutting with Picks, The Mining Engineer, Vol. 132, June, pp. 445-454.
- Rapport technique (2007),** de l'exploitation du massif de carrière Hadjar Essoud  
**Revue les techniques** de l'industrie minière n°13 MARS 2002 P16-17
- S.Saadaoui (2000)** calcul et aide à la décision multi critères de détermination d'une granulométrie optimale dans la carrières Hadjar Essoud mémoire magister d'état p45-51
- Singh, R.N. (1983),** Testing of Rock Samples from Underwater Trenching Operations off Folkstone for the Central Electricity Generating Board, Dec., (Unpublished Report).
- Rolle P.LP René Caillé** 2007 - Académie d'Aix - Marseille
- R.N.Sing, B.Demby, I.Egrelti, A.G.Pathan.Assesment** of Ground Rippability in Open cast Mining Operations. Drillfield Engeneering CO, LTD, pp.21-33, 1990.
- Scott A. 1996.** Blastability and blast design 1996. Proceedings Fragblast 1996, Montréal, Canada, pp 27-3 5.
- Sen Z. & Kazi A. 1984.** Discontinuity Spacing and RQD Estimates from Finite Length Scanlines. *tnt. J. Rock Mech. Sd & Geomech. Abstr.* Vol. 21, pp. 203-2 12.
- Sen Z. and Eissa E.A.. Rock, 1991.** Volumetric Rock Quality Designation. *J. Geotech. Engng. Div. ASCE.* Vol 117, pp. 133 1-1347.
- Singh, RN., Hassani F.P. & Elkington. P.A.S. (1983),** The Application of Strength and Deformation Index Testing to the Stability Assessment of Coal Measures Excavations, 24th US Symposium on Rock Mechanics, June. pp 97-106.
- Stack , B., 1982.** Handbook of mining and tunnelling machinery. A Wiley Interscience Publication, 742 p.
- ViLlaescusa E. 1991.** A Three Dimensional Model of Rock Jointing. *Ph.D. thesis. University of Queensland.*
- Walker, S. 1994.** Enhacing continuous miner flexibility. World Mining Equipment.

pp. 36 - 39.

**Warburton P.M. 1980.** A stereographical interpretation of joint trace data. *mt. I. Rock Mech. ScL & Geomech. Abstr.* Vol 17, pp. 18 1-190.

**Weibul E.R. 1980.** Stereological Methods, Vol 2 Theoretical Foundations, London, Academic Press. (1980).

**Weaver, J.M, (1975),** Geological Factors Significant in the Assessment of Rippability, Civil

**Weber, B.H., 1990.** The verstaile of roadheader. *World Mining Equipment,* July/August, pp. 27 - 36.

**Young D.S. and Boontun A. 1996.** Joint system modelling for rock blocks. *Rock Mechanics, Aubertin, Hassani and Mitri (eds) 1996* Balkema, Rotterdam. gineeing in South Africa, Vol. No, 12, pp. 313-336.





**COMPRESSION UNIAXIALE**

Exécuté selon la norme SN 670 353 et LMS+R ER.520



No éprouvette		Titre de l'étude		Committant			
R0999_A		HADJAR SUD		nom		adresse	
				BOUDIAF		ALGERIE	
No sond.	Prof. [m]	Nature échantillon		Echantillon prélevé par	Date réception	Date essai	
F1	.	DOLOMIE		COMMETTANT	01.03.2012	14.03.2012	
Mode conservation		Mode préparation éprouvette		Ingénieur responsable		Opérat.	
HUMIDITE CONTROLÉE		CAROTTE SCIE RECTIFIÉE		nom		signature	
				J.-F. Mathier		<i>JFM</i>	
						L.G	
Haut. [mm]	Diam. [mm]	$\rho$ [t/m <sup>3</sup> ]	w [%]	$\sigma_c$ [MN/m <sup>2</sup> ]	Ep50% [MN/m <sup>2</sup> ]	Ej50% [MN/m <sup>2</sup> ]	v
78.2	37.6	2.69	.	117.5	46500	78900	0.12

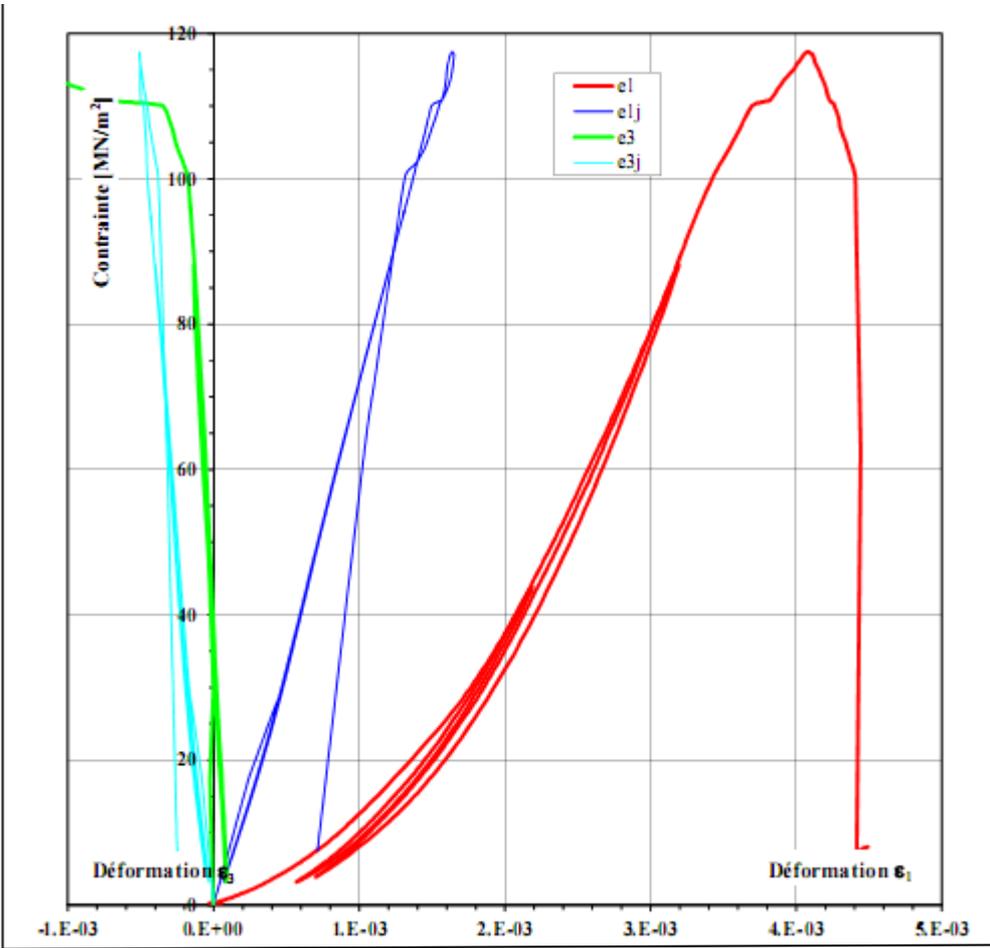


Figure A.1. Courbe de la compression uniaxiale R0999\_A



No éprouvette		Titre de l'étude		Commettant			
R0999_B		HADJAR SUD		nom		adresse	
				BOUDIAF		ALGERIE	
No sond.	Prof. [m]	Nature échantillon		Echantillon prélevé par	Date réception	Date essai	
F1	-	DOLOMIE		COMMETTANT	01.03.2012	14.03.2012	
Mode conservation		Mode préparation éprouvette		Ingénieur responsable		Opérat.	
HUMIDITE CONTROLEE		CAROTTE SCIE RECTIFIE		nom		signature	
				J.-F. Mathier		<i>Lahe</i>	
						LG	
Haut. [mm]	Diam. [mm]	$\rho$ [t/m <sup>3</sup> ]	w [%]	$\sigma_c$ [MN/m <sup>2</sup> ]	Ep50% [MN/m <sup>2</sup> ]	Ej50% [MN/m <sup>2</sup> ]	v
78.2	37.6	2.68	-	180.7	52600	77500	0.12

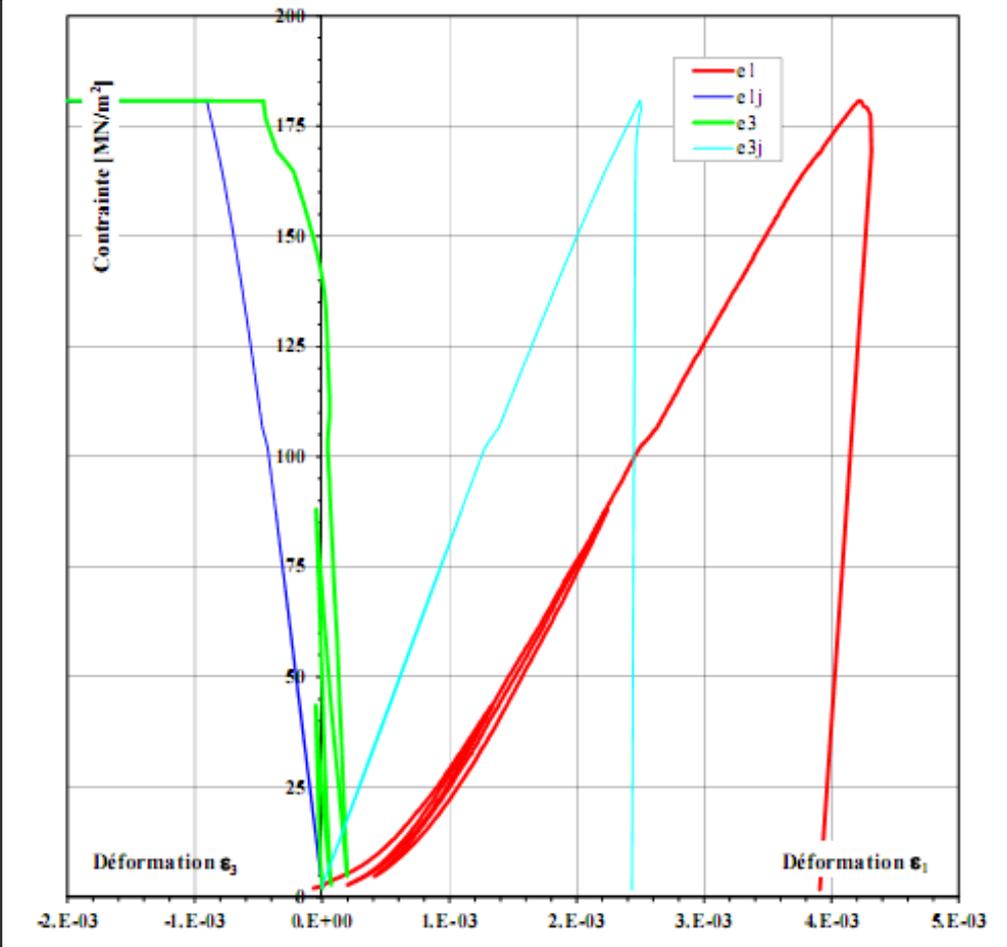


Figure A.2. Courbe de la compression uniaxiale R0999\_B



No éprouvette		Titre de l'étude			Commandant		
R0999_C		HADJAR SUD			nom		adresse
					BOUDIAF		ALGERIE
No sond.	Prof. [m]	Nature échantillon			Echantillon prélevé par	Date réception	Date essai
F1	.	DOLOMIE			COMMETTANT	01.03.2012	14.03.2012
Mode conservation		Mode préparation éprouvette			Ingénieur responsable		Opérat.
HUMIDITE CONTROLEE		CAROTTE SCIE RECTIFIE			nom		signature
					J.-F. Mathier		<i>J.F. Mathier</i>
						Opérat.	
						LG	
Haut. [mm]	Diam. [mm]	$\rho$ [t/m <sup>3</sup> ]	w [%]	$\sigma_c$ [MN/m <sup>2</sup> ]	Ep50% [MN/m <sup>2</sup> ]	Ej50% [MN/m <sup>2</sup> ]	v
78.3	37.7	2.70	.	108.3	46200	80000	0.21

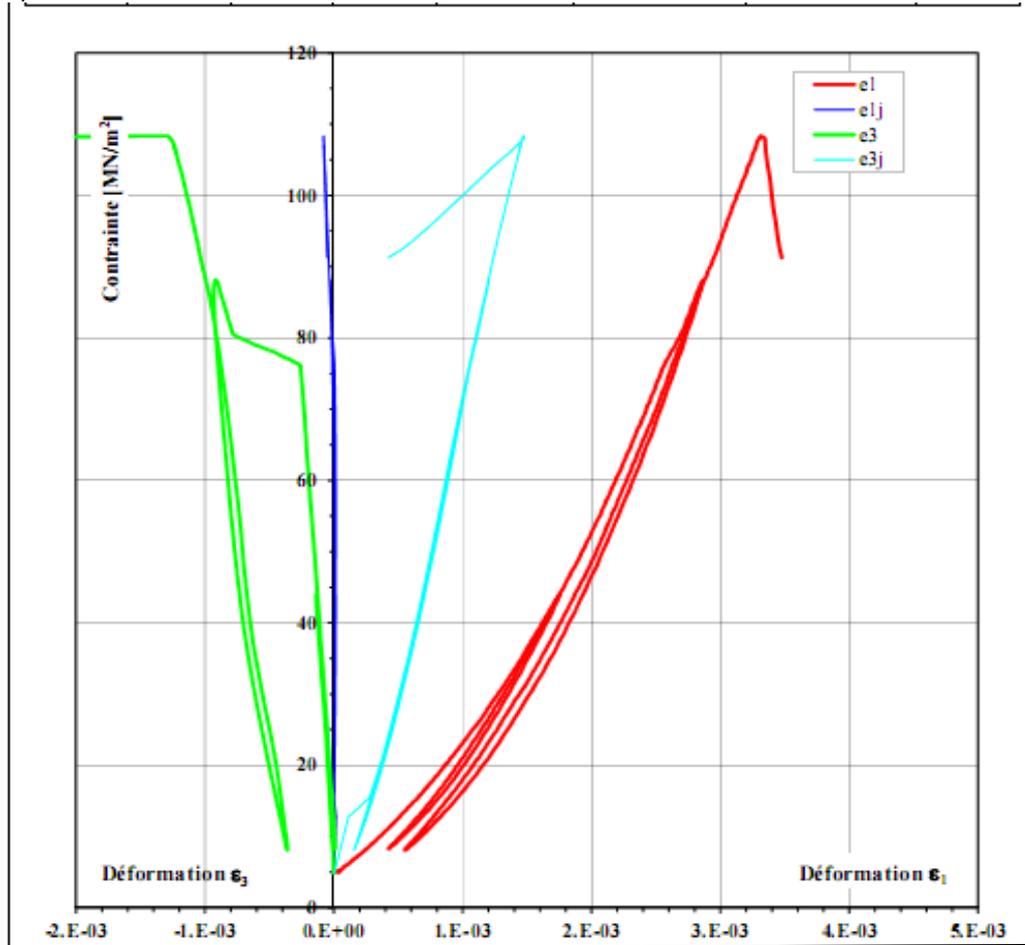


Figure A.3. Courbe de la compression uniaxiale R0999\_C



# ESSAI TRIAXIAL

Exécuté selon la norme ASTM D 2664-86 et LMS+R ER.620



No éprouvette		Titre de l'étude		Commettant		
				nom	adresse	
R0999		ALGERIE		BOUDIAF	ALGERIE	
No sond.	Prof. [m]	Nature échantillon		Echantillon prélevé par	Date réception	Date essai
F1	.	CALCAIRE		COMMETTANT	01.03.12	13.03.12
Mode conservation		Mode préparation éprouvette		Ingénieur responsable		Opérat.
CHAMBRE HUMIDE		SCIE, RECTIFIE		nom	signature	
				J-F. Mathier	<i>Latta</i>	LG
Haut. [mm]	Diam. [mm]	$\rho$ [t/m <sup>3</sup> ]	w [%]	Ep50% [MN/m <sup>2</sup> ]	Ej50% [MN/m <sup>2</sup> ]	$\sigma_{max}$ [MN/m <sup>2</sup> ]
79.8	37.6	2.70	.	34000	.	208.3

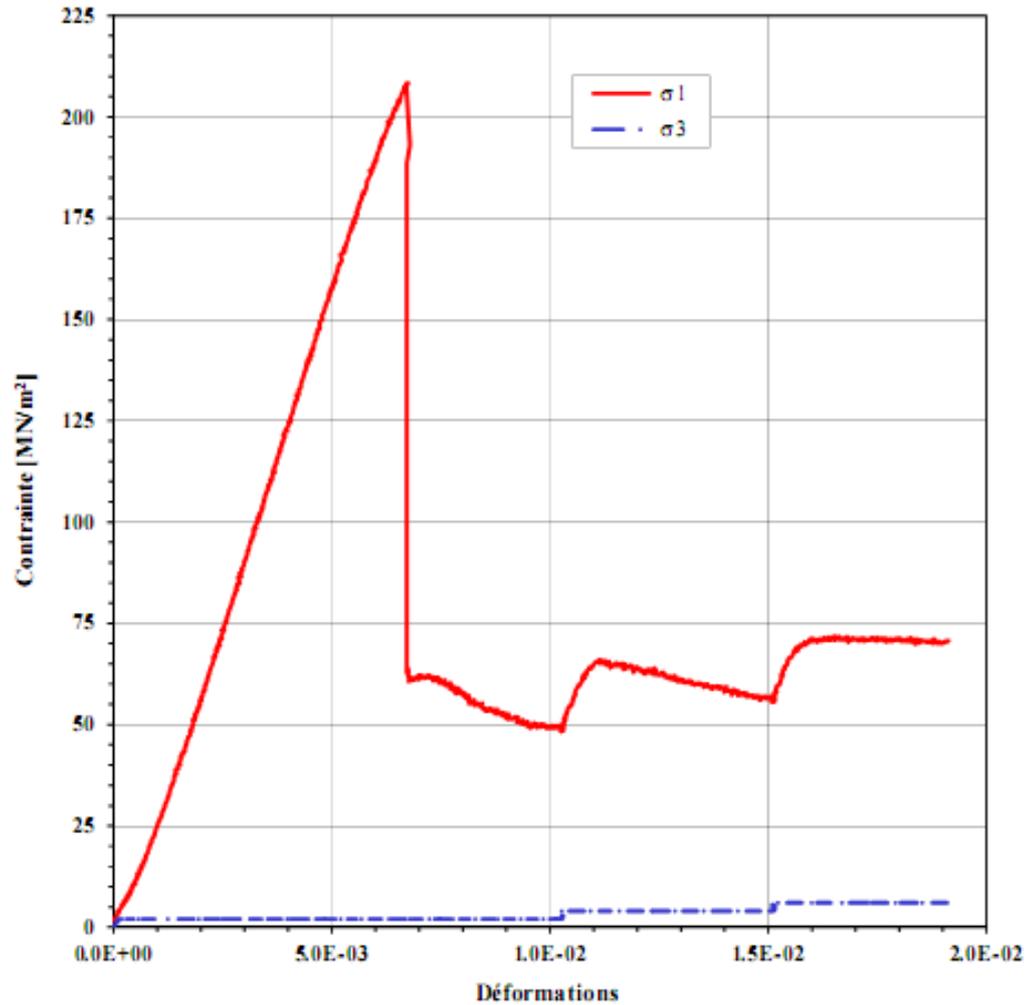


Figure A.4. Courbe de la compression uniaxiale R0999  $\alpha$

No éprouvette		Titre de l'étude		Committant		
				nom	adresse	
R0999		ALGERIE		BOUDIAF	ALGERIE	
No sond.	Prof. [m]	Nature échantillon		Echantillon prélevé par	Date réception	Date essai
F1	*	CALCAIRE		COMMETTANT	01.03.12	13.03.12
Mode conservation		Mode préparation éprouvette		Ingénieur responsable		Opérat.
CHAMBRE HUMIDE		SCIE, RECTIFIE		nom	signature	
				J-F. Mathier	<i>Math</i>	LG

val. pic	$\sigma_2$	$\sigma_1$	val. res.	$\sigma_2$	$\sigma_1$	$\sigma_2$	$\sigma_1$	$\sigma_2$	$\sigma_1$	$\phi$ [°]	$c_r$ [MN/m <sup>2</sup> ]
MN/m <sup>2</sup>	2.0	207.3	MN/m <sup>2</sup>	2.0	49.9	4.0	63.9	6.0	71.1	43.0	8.5

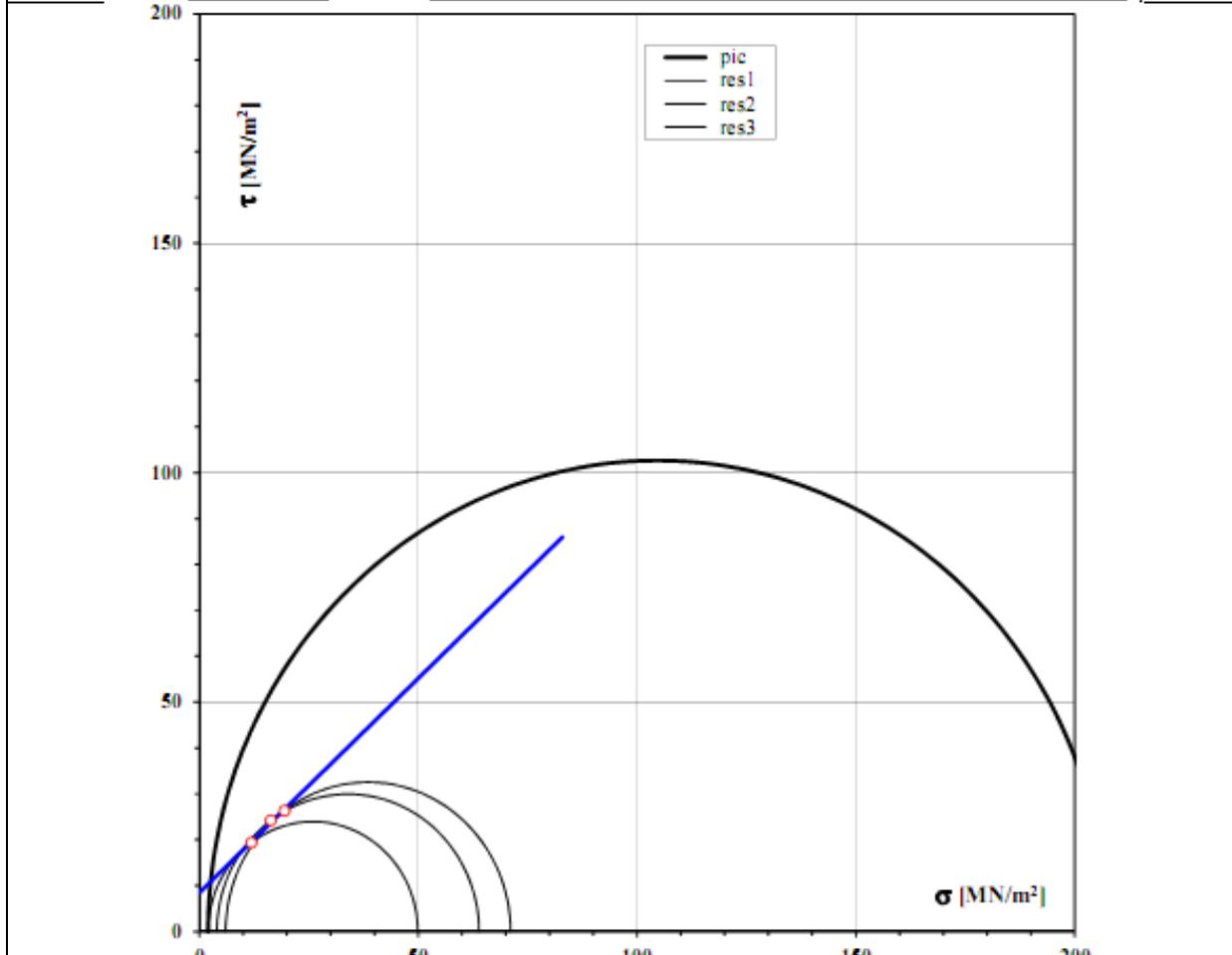


Figure A.5. Courbe de cercle de Mohr contraintes principales  $\alpha$



**ESSAI TRIAXIAL**

Exécuté selon la norme ASTM D 2664-86 et LMS+R ER.620



No éprouvette		Titre de l'étude		Commettant		
				nom		adresse
R0999		ALGERIE		BOUDIAF		ALGERIE
No sond.	Prof. [m]	Nature échantillon		Echantillon prélevé par	Date réception	Date essai
FI-2	.	CALCAIRE		COMMETTANT	01.03.12	13.03.12
Mode conservation		Mode préparation éprouvette		Ingénieur responsable		Opérat.
CHAMBRE HUMIDE		SCIE, RECTIFIE		nom	signature	
				J-F. Mathier	<i>Math</i>	LG
Haut. [mm]	Diam. [mm]	$\rho$ [t/m <sup>3</sup> ]	w [%]	Ep50% [MN/m <sup>2</sup> ]	Ej50% [MN/m <sup>2</sup> ]	$\sigma_{ms}$ [MN/m <sup>2</sup> ]
79.9	37.6	2.69	.	33800	.	185.6

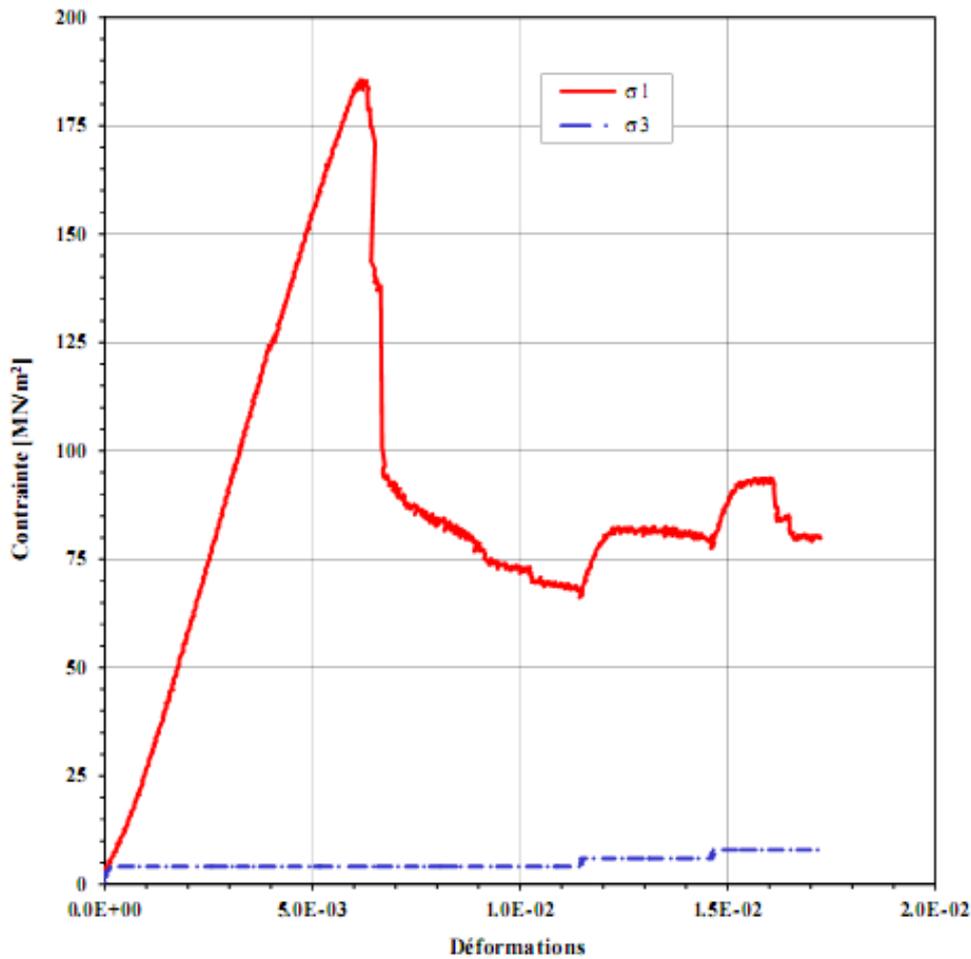


Figure A.6. Courbe de la compression uniaxiale R0999β



**ESSAI TRIAXIAL**

Exécuté selon la norme ASTM D 2664-86 et LMS+R ER620



No éprouvette		Titre de l'étude	Commettant		
			nom	adresse	
RD999		ALGERIE	BOUDIAF	ALGERIE	
No sond.	Prof. [m]	Nature échantillon	Echantillon prélevé par	Date réception	Date essai
Fl-2	*			CALCAIRE	COMMETTANT
Mode conservation		Mode préparation éprouvette		Ingénieur responsable	
CHAMBRE HUMIDE		SCIE, RECTIFIE		nom	signature
				J-F. Mathier	<i>Math</i>
				Opérat.	
				L.G	

val. pic	$\sigma_2$	$\sigma_1$	val. res.	$\sigma_2$	$\sigma_1$	$\sigma_2$	$\sigma_1$	$\sigma_2$	$\sigma_1$	$\phi$ [°]	$c_r$ [MN/m <sup>2</sup> ]
MN/m <sup>2</sup>	4.1	185.6	MN/m <sup>2</sup>	4.1	68.8	6.0	81.5	8.0	93.6	46.0	8.3

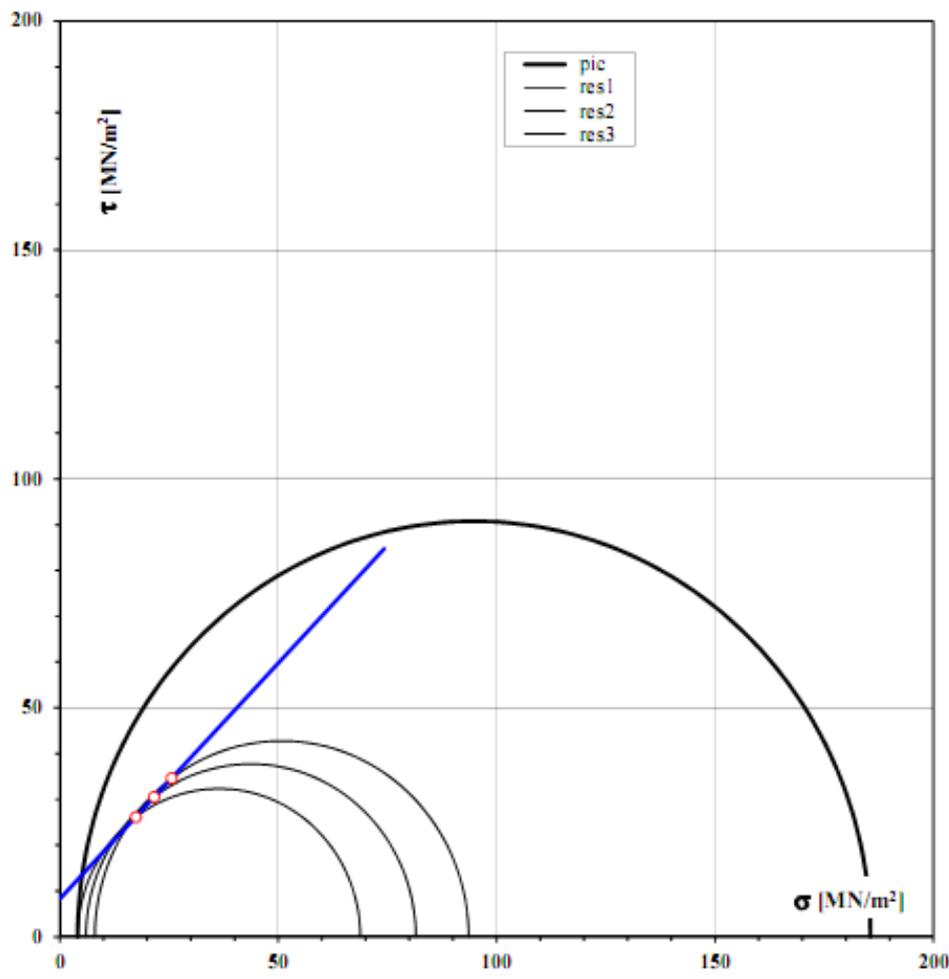


Figure A.7. Courbe de cercle de mohr contraintes principales  $\beta$

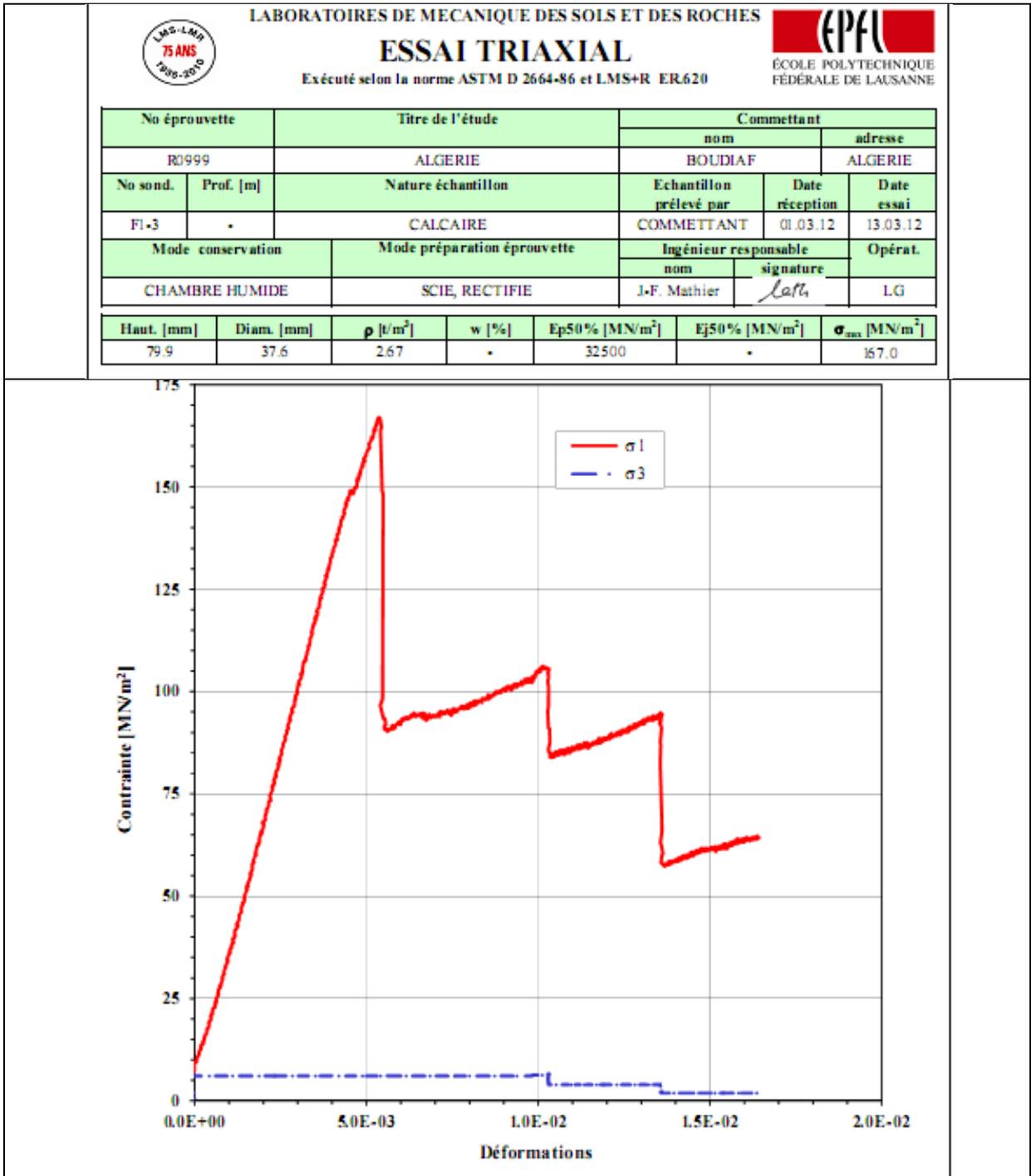


Figure A.8. Courbe de la compression uniaxiale R0999  $\gamma$



**ESSAI TRIAXIAL**

Exécuté selon la norme ASTM D 2664-86 et LMS+R ER.620



No éprouvette		Titre de l'étude		Commettant		
				nom	adresse	
R0999		ALGERIE		BOUDIAF	ALGERIE	
No sond.	Prof. [m]	Nature échantillon		Echantillon prélevé par	Date réception	Date essai
F1-3	.	CALCAIRE		COMMETTANT	01.03.12	13.03.12
Mode conservation		Mode préparation éprouvette		Ingénieur responsable		Opérat.
CHAMBRE HUMIDE		SCIE, RECTIFIE		nom	signature	
				J-F. Mathier	<i>Math</i>	LG
val. pic		val. res.				
MN/m <sup>2</sup>		MN/m <sup>2</sup>				
$\sigma_2$	$\sigma_1$	$\sigma_2$	$\sigma_1$	$\sigma_2$	$\sigma_1$	$\phi$ [°]
6.1	167.0	6.1	104.7	3.9	92.7	1.9
						63.9
						43.0
						$c_c$ [MN/m <sup>2</sup> ]
						4.7

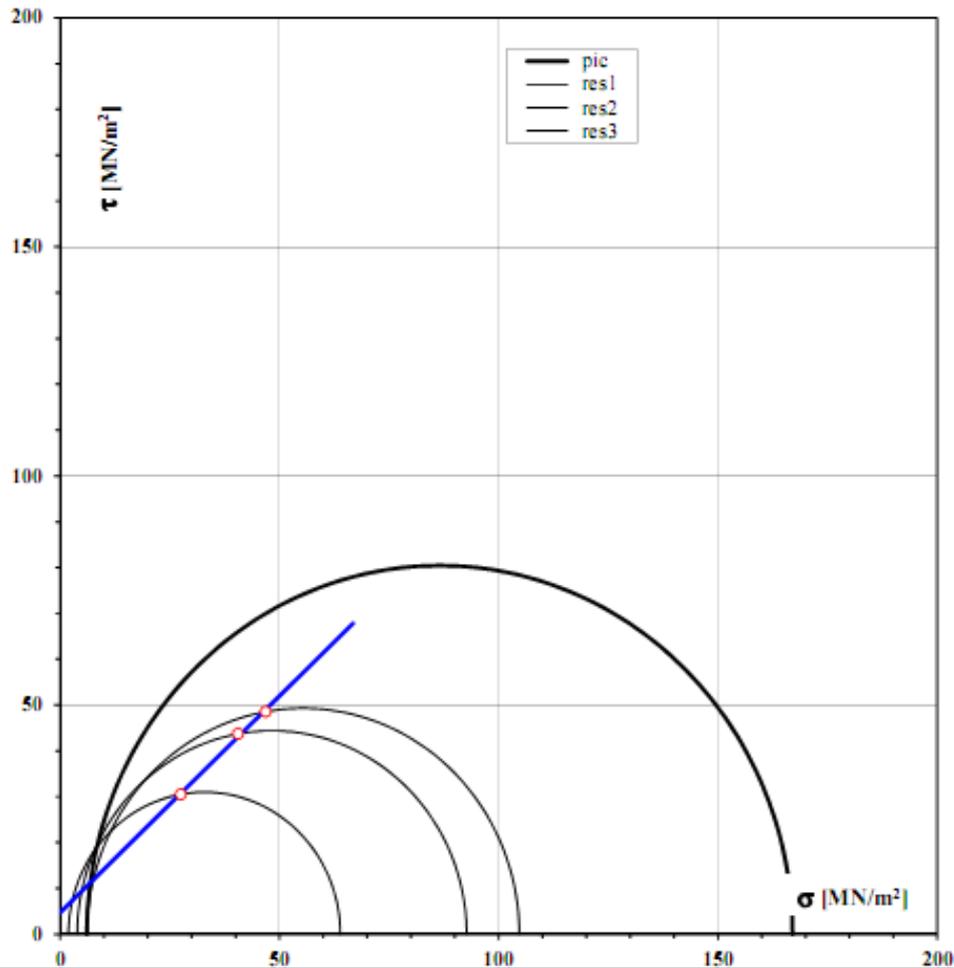
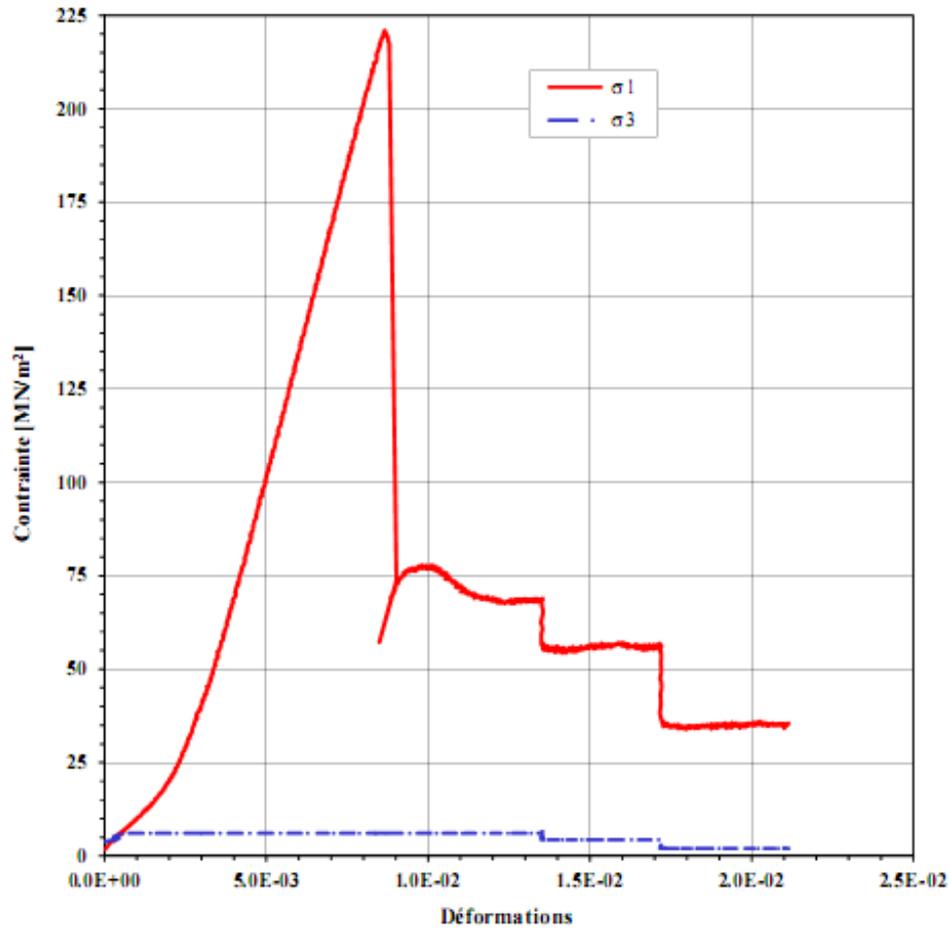


Figure A.9. Courbe de cercle de Mohr contraintes principales  $\gamma$



No éprouvette		Titre de l'étude		Committant		
				nom	adresse	
R0999		ALGERIE		BOUDIAF	ALGERIE	
No sond.	Prof. [m]	Nature échantillon		Echantillon prélevé par	Date réception	Date essai
Fl-4	.	CALCAIRE		COMMETTANT	01.03.12	23.03.12
Mode conservation		Mode préparation éprouvette		Ingénieur responsable		Opérat.
CHAMBRE HUMIDE		SCIE, RECTIFIE		nom	signature	
				J-F. Mathier	<i>Math</i>	LG
Haut. [mm]	Diam. [mm]	$\rho$ [t/m <sup>3</sup> ]	w [%]	Ep50% [MN/m <sup>2</sup> ]	Ej50% [MN/m <sup>2</sup> ]	$\sigma_{max}$ [MN/m <sup>2</sup> ]
79.9	37.6	2.68	.	34950	.	221.0

Figure A.10. Courbe de la compression uniaxiale R0999  $\gamma'$



**ESSAI TRIAXIAL**

Exécuté selon la norme ASTM D 2664-86 et LMS+R ER620



No éprouvette		Titre de l'étude		Committant		
R0999		ALGERIE		BOUDIAF		ALGERIE
No sond.	Prof. [m]	Nature échantillon		Echantillon prélevé par	Date réception	Date essai
F1-4	.	CALCAIRE		COMMETTANT	01.03.12	23.03.12
Mode conservation		Mode préparation éprouvette		Ingénieur responsable		Opérat.
CHAMBRE HUMIDE		SCIE, RECTIFIE		nom	signature	
				J-F. Mathier	<i>Math</i>	LG

val. pic	$\sigma_3$	$\sigma_1$	val. res.	$\sigma_3$	$\sigma_1$	$\sigma_3$	$\sigma_1$	$\sigma_3$	$\sigma_1$	$\phi_c$ [°]	$c_c$ [MN/m <sup>2</sup> ]
MN/m <sup>2</sup>	6.1	221.0	MN/m <sup>2</sup>	6.1	68.9	4.3	56.3	2.0	35.5	50.0	3.2

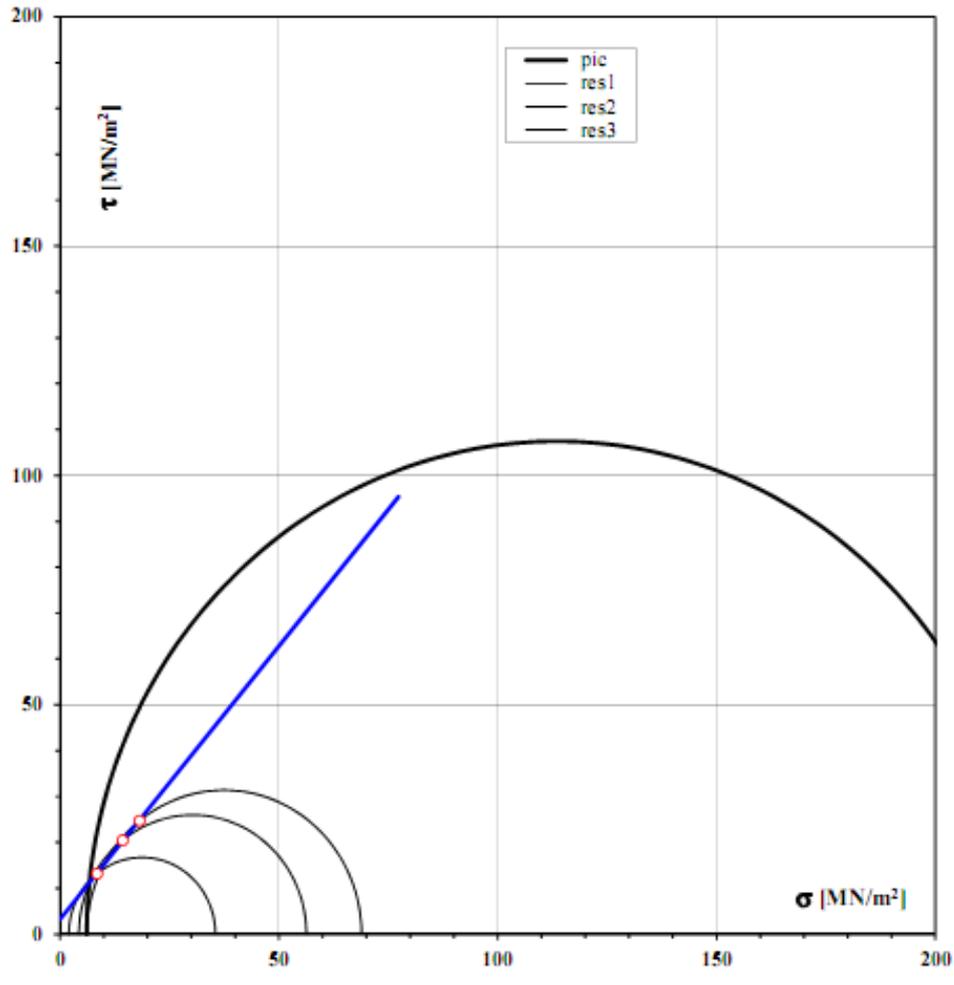


Figure A.11. Courbe de cercle de mohr contraintes principales  $\gamma'$

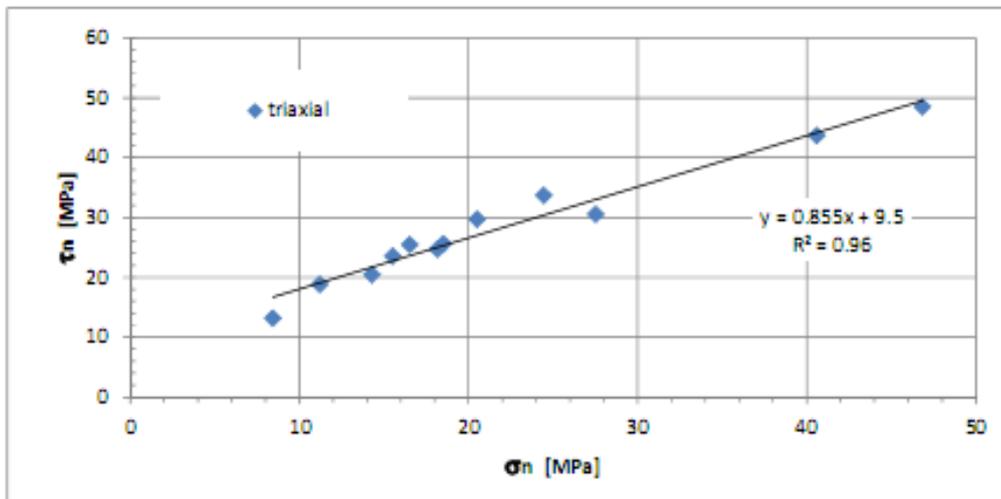
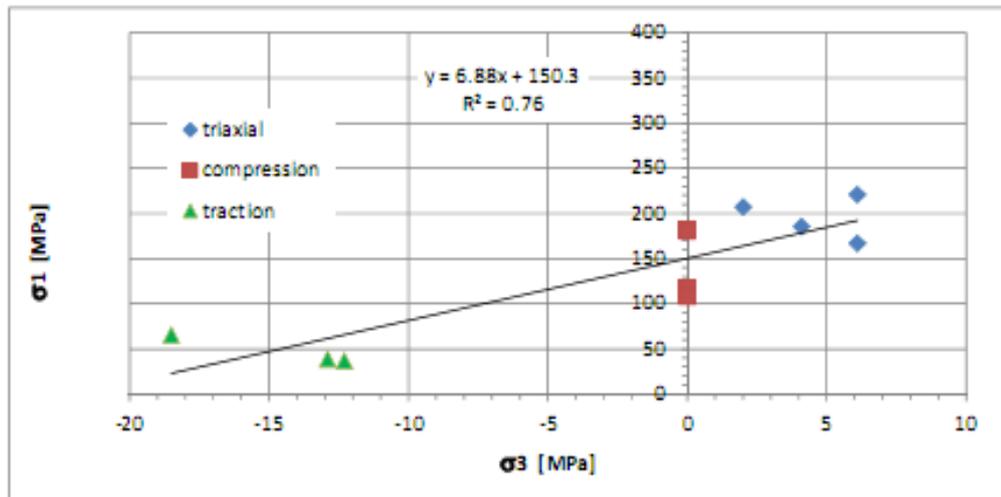


Figure A.12. Synthèse des résultats mécaniques



