

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

MEMOIRE

Présenté par **BOUKHALFA Adel**

En vue de l'obtention du diplôme de **MAGISTER** en Mines

Option : Exploitation des Ressources Minérales

Année 2011

Analyse des paramètres de coupe (abattage mécanique)

Devant le Jury composé de :

Président :	Mr. TALHI Korichi	M.C.	U. B. M. Annaba
Rapporteur :	Mr. DJOUAMA M/Chrif	M.C.	U. B. M. Annaba
Examineur :	Mr. CHAIN Rabeh	M.C.	U. B. M. Annaba
Examineur :	Mr. BEN SIHAMDI Salim	M.C.	U. B. M. Annaba

Remerciements

Je remercie en premier Dieu le tout-puissant.

Je remercie en second mes parents, qui ont sacrifié leur vie pour mon bien être.

Mes sincères reconnaissances et gratitude à tous mes enseignants, du primaire aux études supérieures et en particulier le directeur de thèse Dr.Djouama Mohamed cherif, Maître de conférences à l'Université de Annaba.

Je remercie également le président et les membres du jury d'avoir acceptés d'examiner mon travail.

Résumé

L'objectif principal de ce travail de recherche est conçu pour analyser l'effet des paramètres de coupes comme, la profondeur de coupe et l'espacement des pics ainsi que les paramètres géométrique des pics (les angles de l'outil de coupe, la taille de la tête du pic, la forme du pic), et humidité sur l'efficacité du processus de coupe caractérisée par la force de coupe et l'énergie spécifique .

Différents travaux de recherches réalisés par plusieurs chercheurs pour déterminer l'influence des paramètres de coupe sur la performance de l'opération de la coupe de roche sont analysés dans ce travail.

Mots-clés : abattage mécanique; théories de coupe ; outils de coupe ; la force de coupe ; énergie spécifique.

ABSTRACT

The aim of this research work is to analyze the effect of rock cutting parameters such as the depth of cut, the spacing, and the geometrical parameters of the peaks (the angles of cutting tool, the size of the peak tip, and the peak shape), and the moisture on the rock cutting performance characterized by the cutting force and the specific energy..

Different research works, carried out by several researchers to determine the influence of these parameters on the rock cutting are analyzed in this work.

Key words: rock cutting; rock cutting theories; cutting peak; specific energy; cutting force

المخلص

إن الهدف الأساسي من هذا البحث مصمم من أجل تحليل أثر معلمات القطع مثل (عمق القطع, و المسافة المتواجدة بين أسنان أداة القطع) والمعلومات الهندسية لأسنان القطع (زوايا أداة القطع, حجم رأس السن, شكل السن), و فعالية الرطوبة على عملية القطع التي تتميز بقوة القطع و الطاقة المحددة.

إن مختلف بحوث العمل المنضمة من طرف عدة باحثين من أجل تحديد تأثيرات معلمات القطع على أداء العملية من قطع الصخور والتي قمنا بتحليلها في هذا العمل.

مفتاح البحث : القطع الميكانيكي ؛ نظريات القطع؛ أداة القطع؛ قوة القطع؛ الطاقة المحددة.

TABLE DES MATIERES

Résumé	I
Abstract	II
المخلص	III
Table des matières	IV
Liste des figures	V
Problématique et objectif	VI
Introduction	01

Chapitre I**Généralité sur L'abattage Mécanique**

Introduction	01
1.1. Les systèmes d'abattage	01
1.2. Considérations énergétiques sur l'abattage des roches	05
1.3. Limite d'emploi de l'abattage mécanique	07
1.4. Les outils de coupe mécanique	09
1.4.1. Introduction	09
1.4.2. Les Pics	09
1.4.2.1. Représentation géométrique du pic	10
1.5. Processus de coupe mécanique des roches	12
1.5.1. Cycle et efforts de coupe	12
1.5.2. Mode de creusement des outils de coupe	14
1.5.3. Mécanisme de rupture des roches par les outils	14
1.6. Processus d'usure des outils de coupe	17
1.6.1. Mécanisme de l'usure	18
1.7. Influence de l'usure sur le cycle d'abattage	20
1.8. Paramètres influant sur l'usure	21
Conclusions	23

Chapitre II**Historique et présentation générale des machines**

2.1. Historique	25
2.2. Les Haveuses	26

2.2.1.	Description générale	26
2.2.2.	Mode de travail	28
2.3.	Les Mineurs Continus	29
2.3.1.	Principe général	29
2.3.2.	Le havage	31
2.3.3.	Le chargement et l'évacuation	31
2.4.	Les Machines à Attaque Ponctuelle	32
2.4.1.	Origine et principe	32
2.4.2.	Les machines à tête transversale	33
2.4.3.	Les machines à tête longitudinale	34
2.4.4.	Mode de travail des machines à attaque ponctuelle	34
2.5.	Les Rabots	35
2.6.	Autres Types de Machines à Pics.....	36
2.6.1.	Machines d'abattage en dressant	36
2.6.2.	Machines à rouillure	37
2.6.3.	L'hydrofraise	38
2.7.	Les Tonneliers	38
2.8.	Synthèse	39

Chapitre III les modèles existants

	Introduction	42
3.1.	La Théorie de Merchant (1945)	42
3.1.1.	Présentation	42
3.1.2.	Calculs géométriques	45
3.1.3.	Extension à l'interaction pic-roche	45
3.1.4.	Commentaires	46
3.2.	Le Modèle d'Evans (1962)	46
3.2.1.	Formulation initiale	46
3.2.2.	Extension au cas du pic	49
3.2.3.	Extension au pic usé (Evans, 1965)	49
3.2.4.	Extension aux saignées interactives (Evans, 1972)	50
3.2.5.	Extension au pic conique (Evans, 1984a ; 1984b)	52

3.2.6. Commentaires	53
3.3. Le Modèle de Nishimatsu (1972)	54
3.4. Le modèle de Lebrun(1978)	58
3.4.1. Creusement d'une saignée isolée	59
3.4.2. Saignées interactives	60
3.4.3. Approfondissement de saignées	61
3.4.4. Commentaires	62

Chapitre IV Analyse des paramètres de coupe

Introduction	63
4.1. Caractéristiques d'outils	63
4.1.1. Les outils en coin	64
4.1.2. Outils coniques	64
4.1.3. Comparaison des outils	65
4.2. Influence des paramètres de coupe sur la force de coupe	67
4.2.1. L'étalonnage des instruments	67
4.2.2. Force de coupe	67
4.2.3. Influence de la profondeur de la coupe	68
4.3. Influence des paramètres de coupe sur l'énergie spécifique	74
4.3.1. Energie spécifique	74
4.3.2. L'énergie spécifiques et les paramètres de coupe	75
4.3.2.1. Profondeur de la coupe	75
4.3.2.2. Espacement des pics	78
4.3.2.3. Vitesse de coupe	81
4.3.2.4. Forme de pic	81
4.4. Influence de l'humidité	82
4.4.1. Mécanismes de coupe	82
4.4.2. Préparation des échantillons	82
4.4.2.1. Appareillage	82
4.5. Performance de coupe	83
Conclusion	84
Conclusion générale.....	86

Listes des figures**Chapitre I**

1.1.	Principe et démarche d'étude d'un système d'abattage mécanique	04
1.2.	Comparaison de divers système d'abattage des roches en termes de rendement d'abattage, puissance spécifique et énergie spécifique	08
1.3.	Domaines économique d'utilisation des techniques d'abattage	09
1.4.	Caractéristiques géométriques d'un pic	11
1.5.	L'angle d'inclinaison latérale	12
1.6.	Variabilité efforts sur un outil au cours de la coupe d'une roche, à profondeur de passe constante	14
1.7.	Les différentes modes de creusement des outils de coupe	16
1.8.	Exemples d'usure et de rupture d'outils	20
1.9.	Evolution de la vitesse d'usure (du/dt) en fonction de la vitesse de coupe (d'après Belugou et al. 1964)	23

Chapitre II

2.1.	Schéma de la méthode d'exploitation par longue taille avec havage	27
2.2.	Schéma d'une haveuse et de son environnement	27
2.3.	Schéma de tambour et pics de rouillure (d'après péchalat, 1976)	29
2.4.	Méthode d'exploitation par chambres et piliers avec mineur continu (d'après Marovelli et Karhnak, 1982)	30
2.5.	Vue simplifiée d'un mineur continu (d'après Marovelli et Karhnak, 1982)	30
2.6.	Schéma de principe d'une machine à attaque Ponctuelle (d'après Cordelier, 1985)	32
2.7.	Exemple de machine à attaque ponctuelle à tête transversale	33
2.8.	Exemple de cycle de creusement avec Une machine à tête longitudinale (d'après Lucazeau, 1982)	35
2.9.	Exploitation par rouillure et tir à l'explosif (d'après Marovelli et Karhnak1982)	37
2.10.	Evolution du domaine d'utilisation des machines à attaque a ponctuelle (d'ap Cordelier, 1985)	41

Chapitre III

3.1.	Géométrie de la coupe d'après Merchant (1945)	43
3.2.	Décomposition des efforts (d'après Merchant, 1945)	44
3.3.	Géométrie de la rupture d'après Evans (1962)	47
3.4.	Géométrie de l'attaque par un pic	49
3.5.	Résultats d'interaction; valeur du ratio d/b en fonction de b/h (d'après Evans, 1972)	51
3.6.	Vue du copeau de roche, transversalement à l'axe de la saignée et du pic (d'après Evans, 1984b)	52
3.7.	Le cycle du pic (d'après Nishimatsu, 1972)	55
3.8.	Géométrie de la rupture (d'après Nishimatsu, 1972).....	56
3.9.	Forme approximative du copeau de roche (d'après Lebrun, 1978)	59
3.10.	Approfondissements de saignées pour le minerai de fer de Serrouville (d'après Lebrun, 1978)	61

Chapitre IV

4.1.	Radial, attaque en avant et conique	63
4.2.	Paramètres de coupe d'un pic en coin (Stecklein, et al, 1982)	64
4.3.	Forme générale de pic utilisés actuellement (a) pic conique, (b) pic en coin (Stecklien et al.1982)	65
4.4.	Signal typique d'une force de coupe	67
4.5.a.	influence de la profondeur de coupe sur la force de coupe, (échantillon 1, d'après Djouama 1990)	68
4.5.b.	influence de la profondeur de coupe sur la force de coupe, (échantillon2, d'après Djouama 1990)	68
4.6. a.	Coupe à l'aide du pic U76K (pénétration et des forces de coupe) (d'après Khair 2000)	69
4.6.d.	U76K. Espacement de 1,5 pouce (pénétration et des forces de coupe) (d'après Khair 2000)	69
4.7.a.	Comparaison des forces de pénétration dans U76K (d'après Khair 2000)	70
4.7.b.	Comparaison des forces de coupe avec U76K (d'après Khair 2000)	70
4.8.	La géométrie de tous les pics	71
4.9.	Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe (pic A)	72

4.10.	Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe (pic B)	72
4.11.	Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe (pic C)	73
4.12.	Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe (pic D)	73
4.13.	Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe picU76K	73
4.14.	Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe pour tous les pics	74
4.15.a.	Effet de profondeur de coupe sur l'énergie spécifique (pic conique) (d'après Roxborough et al, 1982)	76
4.15.b.	Effet de profondeur de coupe sur l'énergie spécifique (pic en coin) (d'après Roxborough et al, 1982)	77
4.16.a.	Effet de profondeur de coupe sur l'énergie spécifique, (échantillon 1, d'après Djouama 1990)	77
4.16. b.	Effet de profondeur de coupe sur l'énergie spécifique, (échantillon 2, d'après Djouama 1990)	78
4.17.	Effet de l'espacement de pic sur l'énergie spécifique (d'après Roxborough et al 1982)	79
4.18.a.	Comparaison de l'énergie spécifique en utilisant des pics coniques (d'après Khair 2000)	79
4.18.b.	Comparaison de l'énergie spécifique en pic conique (d'après Khair2000)	80
4.19.	L'énergie spécifique pour tous les pics	80
4.20.	Effet de forme de pic sur l'énergie spécifique, (pic conique) (d'après Roxborough et al, 1982)	81
4.21.	Machine linéaire de coupe de la roche	82
4.22.	Effet de teneur en eau sur des forces dans la coupe de roche (d'après J. Mammen et al. 2009)	83
4.23.	Effet de teneur en eau sur l'énergie spécifique de la coupe de roche (d'après. J. Mammen et al. 2009)	84

Problématique

L'abattage mécanique des roches est un domaine très vaste. Plusieurs travaux de recherches ont été réalisés dans ce domaine dans le but d'améliorer la performance de l'abattage des roches à l'aide de pics montés sur des têtes de machines. Plusieurs paramètres tels que la force de coupe, la profondeur de coupe, l'espacement des pics ; ainsi que les paramètres géométriques des pics comme les angles de l'outil de coupe et la taille de la tête du pic, influent considérablement sur l'efficacité de coupe caractérisée par la force de coupe et l'énergie spécifique.

Objectif

Le travail de recherches est essentiellement conçu pour analyser l'effet des paramètres de coupe comme la force de coupe, la force de pénétration, la profondeur de coupe, et l'espacement des pics ; et les paramètres géométriques des pics comme les angles de l'outil de coupe, la taille de la tête du pic, ainsi qu'une propriété des roches (l'humidité) pour réduire l'énergie spécifique c.-à-d. augmenter l'efficacité de coupe.

INTRODUCTION

La recherche dans l'excavation des roches par machines a été conduite depuis les années 50 où un grand intérêt était donné à la mécanisation pour améliorer la productivité. Depuis ce temps, un certain nombre de théories ont été développées pour estimer l'intensité de force de coupe et d'autres paramètres de coupe dans l'excavation des roches par machines. En outre beaucoup d'études empiriques ont mesuré l'effet du changement des outils et des variables opérationnelles sur la performance de coupe.

Dans ce travail composé de quatre chapitres, vu le manque de moyens nécessaires pour la réalisation des essais, nous avons choisi de faire une analyse de quelques études empiriques, réalisées auparavant, pour déterminer l'influence des différents paramètres sur l'efficacité de coupe.

Dans le premier chapitre, est présenté le principe d'étude de tout système d'abattage mécanique et les paramètres importants de cette étude, ainsi que les différents modes de creusement des outils de coupe. Les phénomènes liés à l'usure sont aussi brièvement présentés.

Dans le deuxième chapitre sont présentées les machines d'abattage équipées de têtes sur lesquelles sont montées des pics pour l'abattage des roches.

Le troisième chapitre, comporte l'étude de l'interaction entre un outil de coupe et la roche. Les différentes théories développées dans ce contexte sont présentées.

Le quatrième chapitre, contient une analyse de l'influence des différents paramètres de coupe sur l'efficacité de la coupe des roches. Cette analyse est basée sur les travaux de recherche faits auparavant par différents chercheurs.

Enfin, on termine par une conclusion générale de l'analyse de l'influence des différents paramètres de coupe sur l'efficacité de coupe, faite dans le cadre de ce travail.

Chapitre I

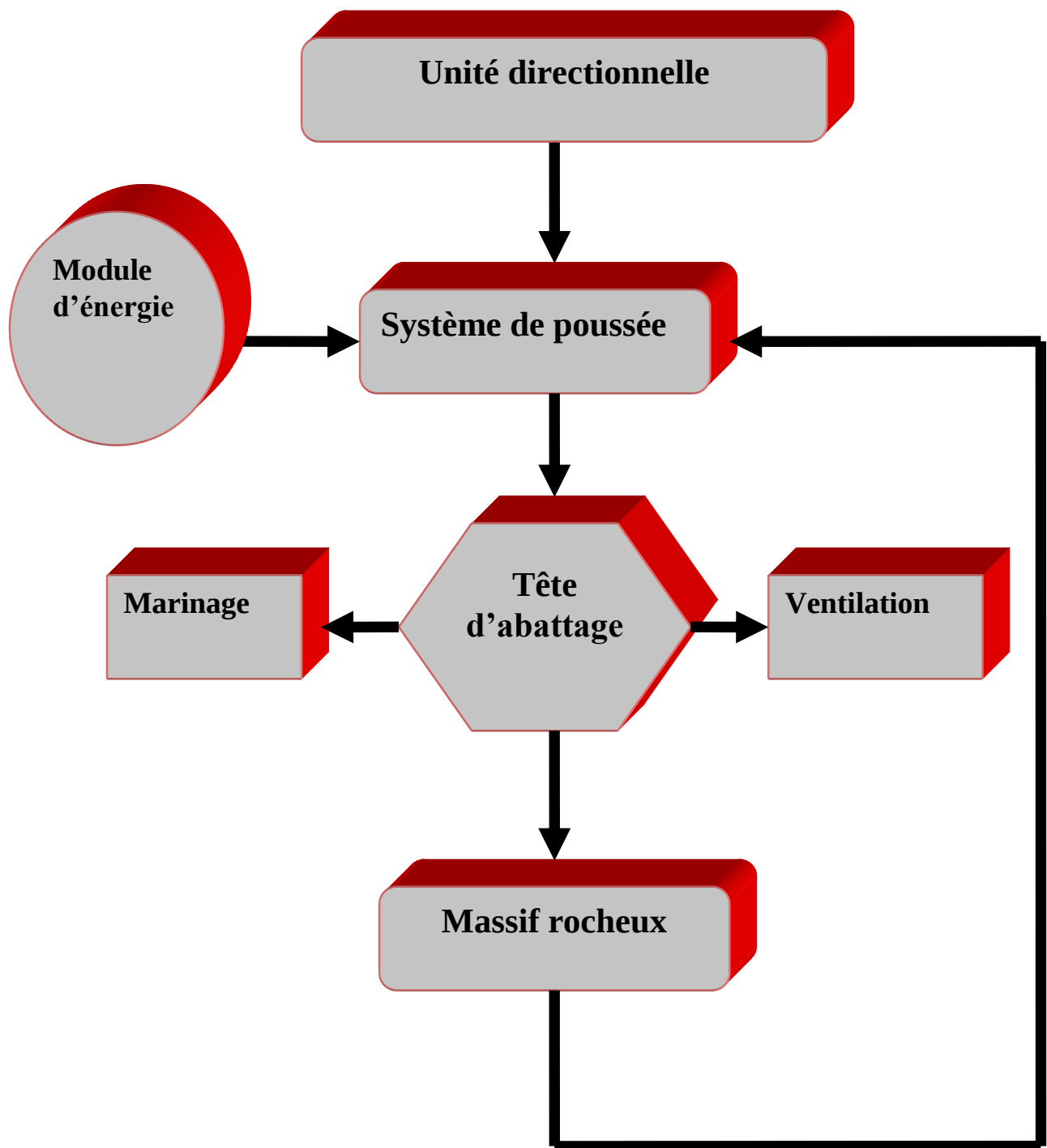
Généralité sur l'abattage mécanique

Introduction

1.1. Les systèmes d'abattage

La vocation principale de tout système d'abattage, quelle que soit sa nature, est de provoquer la rupture de la roche au front de taille et de réduire en fragments pouvant être évacués par un système de chargement (ou marinage). Pour fragmenter « mécaniquement » une roche, il faut utiliser un outil beaucoup plus dur qu'elle, une autre roche pouvant faire effet d'outil. Alors que ce principe physique simple de fragmentation est répandu depuis des millénaires, il a fallu attendre la révolution industrielle avant qu'apparaissent des engins utilisant le principe de la coupe mécanique des roches. Malgré plusieurs tentatives de conception d'engins d'abattage, la véritable naissance de la technologie de l'abattage mécanique n'a eu lieu en réalité qu'après la deuxième guerre mondiale avec l'apparition de système capable de se substituer complètement à l'explosif puisque assurant le cycle complet d'abattage, chargement et évacuation des produits abattus.

Malgré la diversité des systèmes d'abattage existants et de leur domaine d'utilisation, on peut considérer que tout système est avant tout conçu pour détruire la masse rocheuse à l'emplacement de l'ouvrage projeté (le tunnel, la galerie, le puits, le forage, la saignée, etc.....) Ce système, qui peut être schématisé par la Fig.1.1a, est toujours composé d'une tête d'abattage de la roche garnie de plusieurs éléments de coupe, les outils qui sont en contact direct avec la roche au front de taille. Le système est muni d'un dispositif de poussée ainsi que d'un système directionnel permettant de suivre une trajectoire déterminée. Par ailleurs, le système est doté d'un module d'énergie, d'une unité d'évacuation de la roche extraite et si nécessaire d'un dispositif de lutte la poussière produite. Ces composantes, dont le principe reste grossièrement le même sur les divers systèmes d'abattage, doivent être adaptées le mieux possible à la nature du massif rocheux à abattre.



a. principe

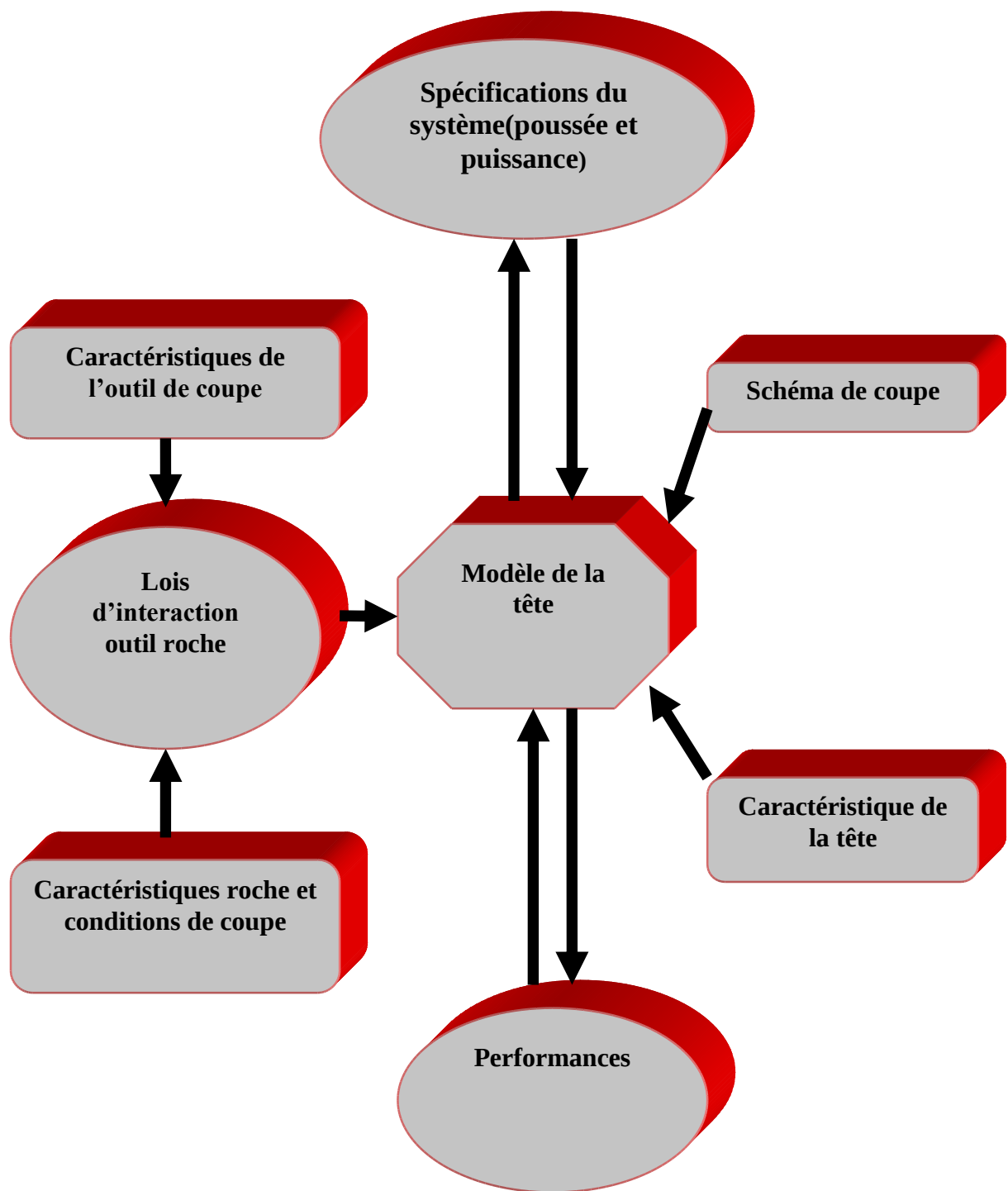


Fig.1.1. principe et démarche d'étude d'un système d'abattage mécanique

Cet organigramme simplifié met aussi en évidence le caractère assez large du domaine technique et scientifique couvert par l'abattage mécanique : la mécanique des roches, la théorie de la rupture et la science des matériaux pour l'étude de l'interaction entre un outil de coupe et la roche, la mécanique lorsqu'il s'agit de l'étude des efforts sur la tête d'abattage ou de l'équilibre statique et dynamique du système d'abattage.

L'objet de l'étude des l'interaction outil roche est de déterminer les efforts nécessaires à la coupe de la roche en fonction

- Des paramètres de la saignée creusée (profondeur, forme et section),
- Des caractéristiques de l'outil de coupe et son état d'usure,
- Des caractéristiques de la roche à abattre et des conditions au front de taille,
- Du mode de creusement,

Par ailleurs, le processus de coupe d'une roche fragile par un outil étant cyclique, il est alors fondamental d'étudier la variabilité des efforts et donc de distinguer les valeurs maximales, caractéristique de la rupture de la roche, et les valeurs moyennes, afin de calculer le comportement d'une machine d'abattage.

Les performances d'un système d'abattage mécanique sont toujours liées à un terme de puissance et de poussée. En effet, lorsqu'une tête d'extraction est engagée dans le massif, les outils de coupe s'enfoncent dans la roche et creusent des sillons le long d'une trajectoire qui dépend de la cinématique de la tête. La résultante générale des efforts sur la tête d'extraction s'exprime en terme d'un couple de rotation (ou puissance de coupe) et des trois composantes de la réaction de la roche sur les outils dont la plus importante est celle parallèle à la direction d'avancement de la machine (la poussée). Le principe de l'étude de la tête d'abattage consiste alors à relier l'avancement de la tête le massif aux efforts et cela en fonction des lois régissant l'interaction outil roche et de la disposition des outils de coupe sur la tête. Disposant de cette relation, il est alors possible de prédire les performances d'abattage d'un engin donné à partir de ces spécifications

Techniques, à savoir la puissance disponible sur la tête de coupe et la poussée qu'il peut développer dans les conditions d'abattage. Cette démarche d'étude, illustrée sur la Fig.1.1b et basée sur la compréhension de l'interaction entre l'outil de coupe élémentaire et la roche, est rendue nécessaire par la multitude des facteurs intervenant dans le comportement d'un engin d'abattage et aussi par le fait que le domaine de la fragmentation des roches est un

domaine très demandeur d'essais et à défaut de telle démarche, il ne serait pas possible d'analyser les résultats, de laboratoire ou de chantier, de manière rationnelle et systématique.

Si :

V_a : est la vitesse d'avancement de la tête d'abattage dans le massif rocheux (en m/min)

V_r : sa vitesse de rotation (en tr/min), les grandeurs suivantes interviennent dans le calcul de l'abattage :

- Pénétration maximale de chaque outil de coupe dans la roche (en m)

$$H_{\max} = \frac{V_a}{n_s v_r} \quad (1.1)$$

Où :

n_s : est le nombre d'outils passant dans même trace (saignée ou ligne de coupe).

- Couple de rotation sur la tête (en KN.m)

$$C = \frac{30 P}{\pi V_r} \quad (1.2)$$

Où :

P : est la puissance consommée (en KW).

- Débit de roche abattue (en t/min)

$$Q = \rho \cdot V_a \cdot S_p \quad (1.3)$$

Où :

S_p : est la section de la passe (en m²).

P : la masse volumique de la roche (en t/m³).

1.2. Considérations énergétiques sur l'abattage des roches

D'une manière générale, pour fragmenter la roche, il faut lui transmettre une quantité d'énergie sous forme mécanique, hydraulique, thermique ou électro physique. L'efficacité du processus utilisé est alors évaluée en termes d'énergie spécifique d'abattage. Définie comme l'énergie nécessaire pour abattre un volume unitaire de roche. Mais cette notion d'énergie spécifique, couramment utilisée, n'est pas en réalité suffisante pour évaluer le

rendement d'un système d'abattage et doit être complétée en terme de puissance spécifique que l'on peut définir comme étant la puissance que peut fournir le système par unité de surface du front de taille. Ces deux grandeurs énergétiques permettent alors de formuler le rendement du système, exprimé en termes de vitesse d'avancement de l'ouvrage quelles que soient sa nature et ses dimensions (forage, tunnel,.....) et cela de la manière suivante :

$$V_p = 3600 \frac{P_s}{E_s} \quad (1.4)$$

Où :

E_s : est l'énergie spécifique d'abattage, en MJ/m³ de roche abattue.

P_s : la puissance spécifique en MW/m².

V_p : la vitesse d'avancement en m/h.

L'énergie spécifique dépende de la nature de la roche à abattre, fracturation et résistance, des conditions d'abattage (pression et température au front de taille par exemple), des dimensions des fragments produits, ainsi que de la nature du processus de fragmentation utilisé et des caractéristiques du système dans son ensemble.

Une évaluation de l'état de l'art en matière de techniques d'abattage peut être illustrée par la Fig.1.2 (d'après Cook et al. 1974).qui fournit des grandeurs réalistes des rendements d'abattage en fonction de la puissance spécifique que peuvent développer différents systèmes et pour différentes valeurs de l'énergie spécifique associée. On note que les technique conventionnelles sont de très loin les plus efficaces en matière de processus de fragmentation (E_s faible) mais restent toutefois limitées en termes de puissance spécifique (P_s faible). Les techniques « exotiques » (jet d'eau haute pression, laser, micro ondes, etc.....) doivent développer des puissances spécifiques très importantes pour assurer un rendement d'abattage acceptable, ce qui explique leur difficulté à déboucher sur des applications industrielles dans l'excavation des roches.

De ce fait, les deux techniques principales pour les creusements des ouvrages souterrains ou l'exploitation des mines souterraines restent encore l'abattage à l'explosif et l'abattage mécanisé avec des machines à pics ou à molettes, Fig.1.3. Sur le plan énergétique, on peut noter sur la Fig.1.2 que si le processus d'abattage à l'explosif est au moins deux fois plus efficace que l'abattage mécanique (E_s environ deux à dix fois plus faible, selon qu'il s'agit de machines à pics ou à molettes), le rendement de l'abattage

mécanique reste tout de même plus élevé car les machines d'abattage mécanique peuvent développer une puissance spécifique beaucoup plus importante que celle fournie par la méthode traditionnelle de foration et tir à l'explosif.

Classification des méthodes d'abattage perspectives d'évolution

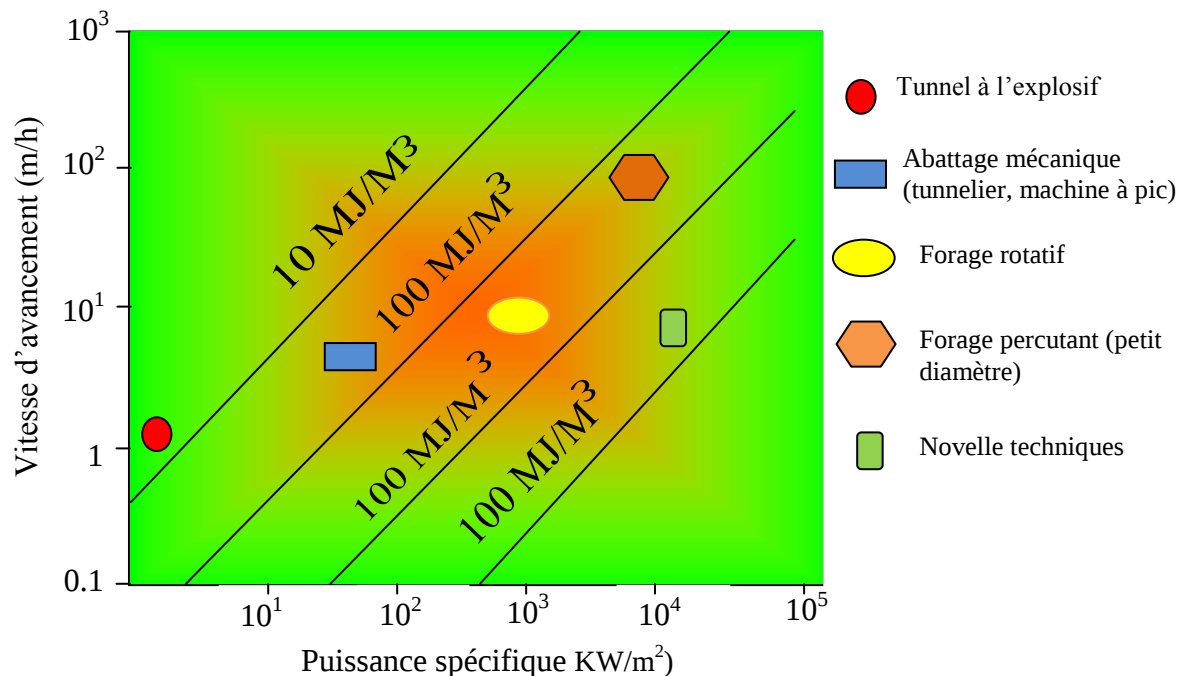


Fig. 1.2. Comparaison de divers système d'abattage des roches en termes de rendement d'abattage, puissance spécifique et énergie spécifique

1.3. Limite d'emploi de l'abattage mécanique

Chaque fois que les dimensions de l'ouvrage à réaliser sont suffisantes pour amortir le surcoût d'investissement causé par l'emploi d'une machine d'abattage, que la résistance de la roche permet une vitesse d'avancement convocabile et que son abrasivité ne rend pas prohibitive la consommation d'outils de coupe, l'abattage mécanique est presque systématiquement préféré à l'abattage à l'explosif et cela pour gagner en productivité, sécurité et qualité des chantiers. « la compétition que se livrent abattage mécanique et abattage à l'explosif, depuis maintenant un demi siècle, ne cesse de repousser continuellement la limite entre ces deux techniques vers des roches toujours plus « agressives » ou l'explosif reste encore le plus utilisé, la Fig.1.3 donne une classification assez réaliste des trois technique(explosif, machine à pic , machines à molettes) en terme de limite économique d'utilisation en fonction de la résistance à la compression simple de la roche à abattre et de son abrasivité, mesurées sur roche intacte.

Cette mise en œuvre de l'abattage sans explosif vers des roches toujours plus dures s'est traduite par une augmentation spectaculaire des spécifications des machines telle que puissance et poussée. Mais cette course des constructeurs à l'augmentation des puissances installées et des poids des machines (et donc de leur taille et des section des galeries dans les quelles elles peuvent évoluer), n'est pas toujours suffisante pour étendre encore plus loin le domaine d'emploi de l'abattage mécanique ou pour améliorer les performances d'abattage en roches agressives car les limitation sont dans plusieurs cas dues à une résistance insuffisante des outils de coupe montés sur les tête d'abattage des machines, l'évolution du domaine d'utilisation des machines à attaque ponctuelle depuis leur apparition au début des année 60 a mis en lumière une sorte de barrière technologique sur la quelle ces machines viennent buter malgré l'accroissement de leur puissance, de leur rigidité et de leur stabilité statique et dynamique.

L'augmentation de la poussée et de la puissance installées ne suffit donc plus à améliorer les performances d'abattage des machines et doit être accompagnée d'une amélioration des capacités et de la durée de vie des outils. La progression de l'abattage mécanique repose donc sur deux aspects qui seront présentés dans ce chapitre, l'adaptation des outils de coupe et l'optimisation des dispositifs et des machines.

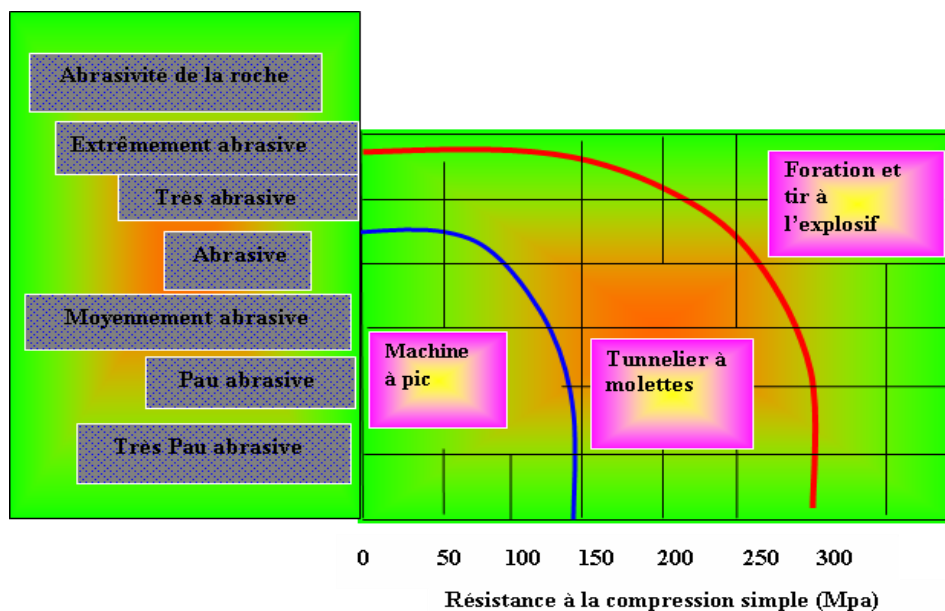


Fig.1.3. Domaines économiques d'utilisation des techniques d'abattage

1.4. Les outils de coupe mécanique

1.4.1. Introduction

L'homme a commencé à creuser le sol avec des outils rudimentaires, en bois, corne ou os pour les sols meubles, en silex, pour les roches, la première ressource minérale, tirée de maintes carrières préhistoriques. Pour creuser ou façonner les roches tendres, il a donc eu recours à des outils de roches dures, mais pour creuser ou façonner les roches dures, il a dû attendre l'avènement des métaux, des abrasifs puissants comme le diamant, puis celui des explosifs. Les outils de coupe constituent le véritable instrument d'avancement de tout système d'abattage mécanique car ce sont eux qui sont en contact direct avec la roche au front de taille et qui en provoquent la rupture pour la transformer en fragments pouvant être évacués par le système de marinage. Il existe trois classes principales d'outils :

- La griffe, de la charrue à la défonceuse,
- le pic,
- molette,

Analogues aux trois sortes de dents des mammifères, les griffes, de charrue à la défonceuse, sont utilisées dans les sols meubles, les pics et les molettes dans l'abattage des roches (la défonceuse ou ripper est efficace aussi dans certaines roches fracturées, altérées ou en plaquettes).

1.4.2. Les pics

Fairhurst C.E. (1987). Le pic est un outil de coupe emmanché dans un porte outil et mu par un système mécanique d'abattage. Il travaille en « ripage », il pousse la roche devant lui à une profondeur donnée d'enfoncement sous la surface, appelée profondeur de passe. Contrairement à la molette, la surface du pic en contact avec la roche ne se renouvelle pas lorsqu'il creuse son sillon, ce qui conduit à un plus grand échauffement de l'outil, donc à son usure rapide en roches agressive. Malgré cette limitation des pics, directement inhérente à leur processus de travail, grâce aux nombreuses améliorations apportées à leur forme, à leur nature et à leurs caractéristiques, ils sont de plus en plus employés en roches dures (dont la résistance à la compression simple atteint parfois jusqu'à 150Mpa, sous réserve toutefois que l'abrasivité reste modérée et que les vibrations du système d'abattage demeurent acceptables.

Les pics sont composés d'un corps en acier et d'un taillant en carbure de tungstène. Il en existe trois grandes classes, voir chapitre (4), section (4.1).

1.4.2.1. Représentation Géométrique du pic

- **L'angle de coupe, W_c** : angle orienté entre la force d'attaque de l'outil et le front de la roche à couper ;
- **L'angle de dépouille, W_d** : appelé aussi angle de dégagement, angle orienté entre la face de dégagement et le fond de la saignée creusée ;
- **L'angle de taillant, W_t** : ou angle de tranchant, angle entre la face de coupe et la face de dégagement du pic ;
- **L'angle d'inclinaison latérale, W_i** : cet angle, qui n'apparaît pas sur la figure, mesure l'inclinaison du plan, formé par l'axe du pic et la direction de la coupe, par rapport au plan bissecteur de la saignée en cours de creusement ; c'est une caractéristique essentielle des pics des machines à attaque ponctuelle et de ceux des disques rouilleurs de certaines haveuses (on appelle rouillure une saignée verticale) ;

Ainsi que par la largeur b , souvent difficile à définir avec précision ; suivant la forme du pic et particulièrement de son extrémité, «la largeur de coupe » dépend non seulement du pic lui-même, mais aussi de la profondeur de passe.

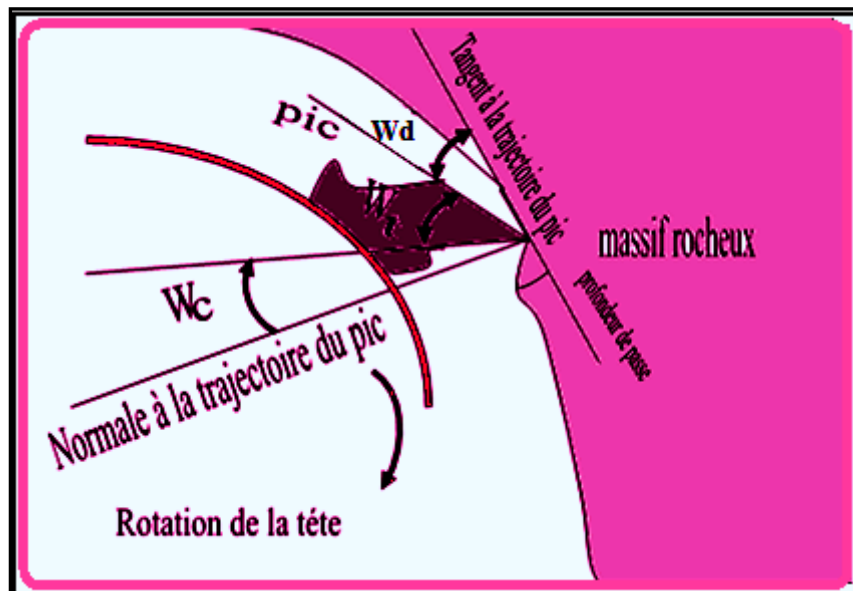


Fig.1.4. Caractéristiques géométriques d'un pic

Il est facile de tirer de la Fig.1.4 la relation

$$\omega_c + \omega_d + \omega_t = \frac{\pi}{2} \quad (1.5)$$

Le dernier angle caractéristique, n'apparaissant pas sur la Fig.1.4. est l'angle d'inclinaison latérale du pic (ω_i), mesurant l'inclinaison de l'axe du pic (plan de symétrie du pic dans le cas d'un pic non conique) par rapport au plan « bissecteur » de la saignée en cours de creusement Fig.1.5.

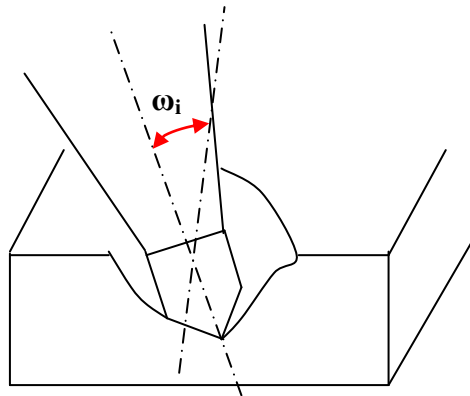


Fig.1.5. l'angle d'inclinaison latérale

Le choix du type de pic et des caractéristiques du carbure de tungstène formant son taillant dépende de la nature des roches à abattre. Le pic plat, qui a presque disparu des chantiers, est réservé à des roches tendres et très peu abrasives alors que le pic en toit convient mieux à l'abattage des roches moyennement dures et abrasives ; le pic à attaque avant et le pic conique, par la forme de leur taillant et leur plus grande rigidité liée à leur angle d'attaque, sont de nature à concentrer les contraintes sur leur zone de contact avec la roche et de profiter par conséquent de « l'éclatabilité » des roches dures. Le caractère auto affûtant du pic conique et sa grande capacité à supporter des couples élevés en roches dures, font de cet outil celui le plus utilisé à l'heure actuelle sur les machines à pics

Le carbure de tungstène utilisé sur les taillants possède d'excellentes qualités en matière de dureté et de ténacité mais devient mou dès que sa température excède 500 à 600°C ; la dureté traduit la résistance à l'usure par abrasion du taillant et elle est d'autant plus importante que la teneur en cobalt est faible et que la taille des grains de carbure est réduite. Les tendances s'inversent pour la ténacité puisqu'elle s'améliore avec l'augmentation de la teneur en cobalt et l'accroissement de la taille des grains de carbure. Le meilleur compromis, donnant la consommation minimale de pic, se situe à une teneur en cobalt comprise entre 8 et 12% et une taille des grains du carbure entre 5 et 10 µm. les propriétés mécaniques et thermiques de plusieurs matériaux utilisés pour la coupe des roches et des métaux.

1.5. Processus de coupe mécanique des roches

1.5.1. Cycle et efforts de coupe

Duffaut (1974) Considérons la coupe rectiligne par d'un bloc semi-infini par un outil rigide (pic ou molette) à une profondeur de passe constante comme l'illustre la Fig.1.6. Le champ des contraintes ou voisinage de la pointe de l'outil de coupe est complexe, dépendant de la géométrie et de coefficient de frottement de l'interface outil-roche et du matériau à couper. L'outil se déplace à vitesse constant, cependant les forces associées au champ des contraintes doivent être équilibrées par une force extérieure F de compéte F_x , F_y et F_z appelées respectivement effort de coupe F_c (appelé effort de roulement F_R dans le cas de la molette), effort latérale F_1 et effort normal ou de poussée F_n .

Pour le pic, F_n peut être supérieur à F_c ; mais n'a pour rôle que de plaquer le pic sur la roche, il résulte de la poussée de la machine. F_c est l'élément moteur de la coupe, il est exercé par le couple fourni à la tête d'abattage. L'effort latéral oscille autour de zéro lorsque le creusement de la saignée en cours n'est pas affecté par l'existence d'une saignée voisine. L'abattage se déroule en trois temps : au cours de la première phase, le pic broie la zone située à son contact jusqu'à ce qu'elle donne naissance à de petits éclats. A partir de ce moment, la roche cède provoquant le départ d'un éclat principal. Il est essentiel de noter que les fluctuations sont cycliques, et importantes.

Ce phénomène cyclique, qui jouera un rôle important dans la stabilité dynamique de la machine d'abattage, est surtout lié à la différence entre la raideur de la pointe du pic et la ténacité de la roche. Lorsque l'outil avance, il est freiné par la roche intacte ; la force exercée sur sa pointe provoque sa flexion et il emmagasine de l'énergie élastique. Ce nécessaire à l'extension de la fracture diminue entraînant une diminution de la déformation de l'outil. A ce moment, c'est l'interaction entre le comportement élastique de l'outil et le processus, d'extension des fractures qui dicte la nature du mouvement. Si la raideur de l'outil est inférieure au taux de diminution de l'effort de fracturation avec le déplacement (ou la ténacité de la roche), l'énergie libérée par l'outil dépassera ce qui est nécessaire pour une formation et un mouvement lent du copeau ; supplément sera utilisé pour accélérer le copeau et le matériau broyé associé. Si la raideur de l'outil est plus grande que la ténacité, il faudra alors continuer à fournir de l'énergie pour faire avancer l'outil et ainsi maintenir, à la pointe de l'outil, la force nécessaire à la formation complète du copeau. En pratique, nous avons affaire à la première situation, au moins pour les copeaux principaux, c'est-à-dire pour les éclats qui, une fois formés, sont éjectés ou fortement accélérés par la pointe de l'outil.

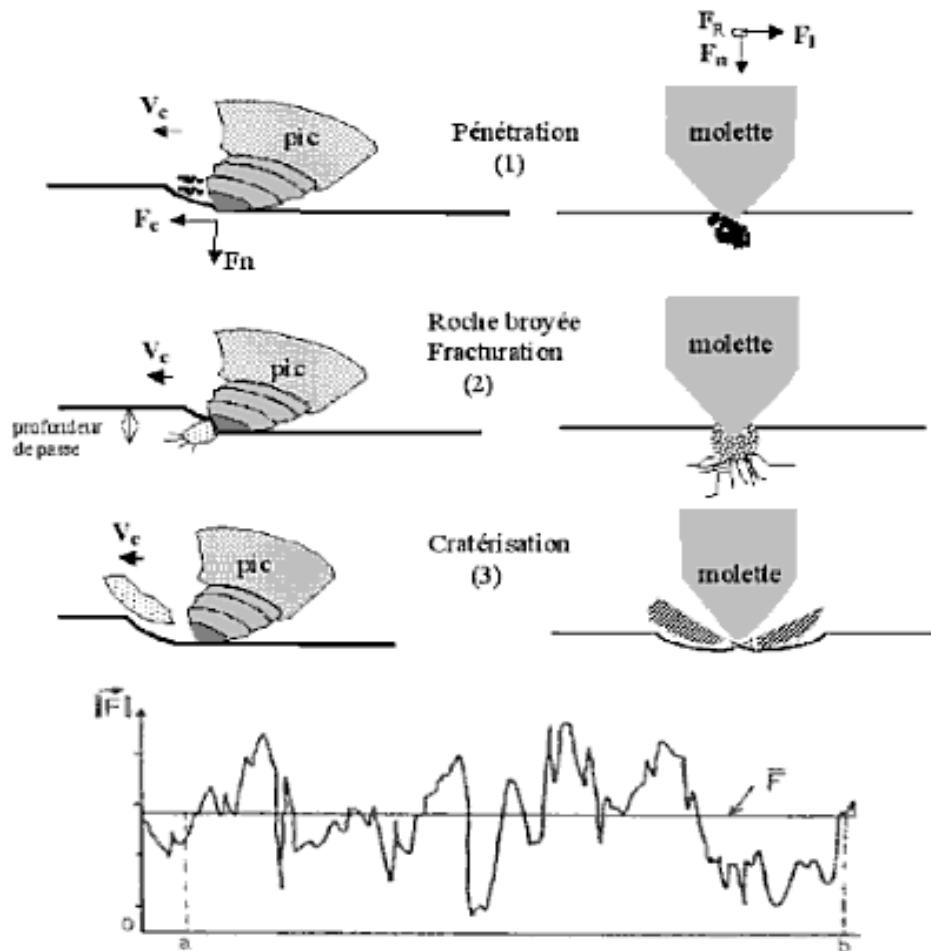


Fig.1.6. Variabilité efforts sur un outil au cours de la coupe d'une roche, à profondeur de passe constante

Avec la molette, plus rigide, dont le travail consiste plutôt à mettre en pression la roche sous l'effet de l'effort normal, pour la faire éclater, la variation des efforts est moindre que dans le cas du pic. Le cycle de coupe est composé d'une phase de pénétration suivie d'une phase d'intense broyage et fissuration aboutissant à la formation d'une zone de roche broyée immédiatement sous la molette, puis une phase d'initiation et de propagation de fractures à partir de cette zone broyée jusqu'à la caractérisation. La molette est donc très consommatrice d'effort normal, F_n , alors que son besoin en effort de roulement, F_R , est relativement faible puisque le rapport F_R/F_n , appelé coefficient de roulement, se situe général entre 0,1 (avec picots) et 0,2 (avec disque).

1.5.2. Mode de creusement des outils de coupe

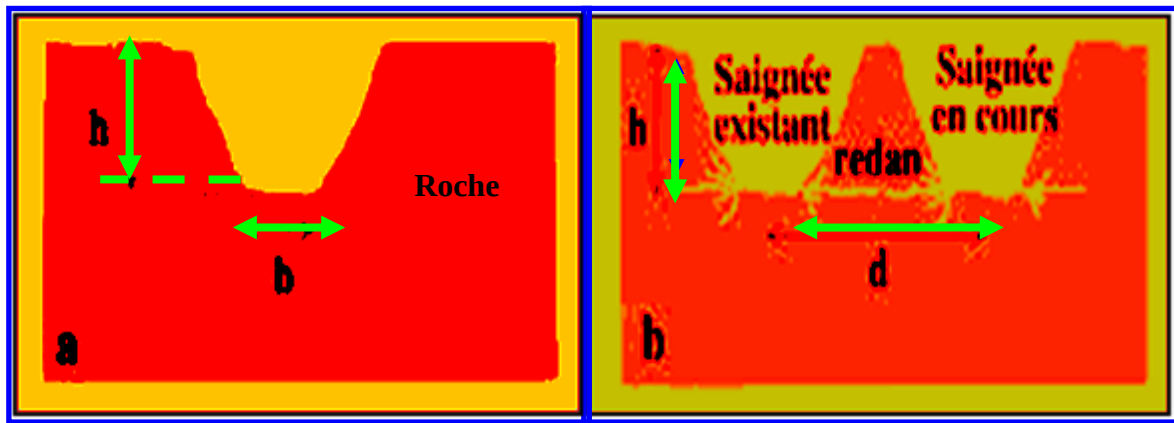
Une tête d'abattage est constituée d'un ensemble d'outils et il faut considérer non seulement le travail d'un outil isolé mais celui d'outils groupés. Dans ces conditions, deux phénomènes sont à prendre en compte : l'interaction entre saignées et les approfondissements répétés.

Le creusement en interaction la Fig.1.7b a lieu lorsque la présence d'une saignée à proximité de celle en cours de creusement influe sur les efforts appliqués sur l'outil ; cette interaction se manifeste par la rupture du redan de roche entre les saignées, ce qui est bénéfique puisqu'il n'y a pas eu dépense d'énergie supplémentaire. Il faut donc bien choisir l'écartement entre deux saignées voisines, d pour la profondeur de passe, h adoptée. Pour un outil donné, la valeur optimale du rapport d/h est surtout fonction de la roche à couper, il est d'autant plus important que la roche est « éclatable ». Dans une gamme de roche assez étendue, ce rapport est compris entre 2 et 4 pour les pics et 8 et 15 pour les molettes à disques ; ceci implique que, sur une tête d'abattage, les outils voisins doivent être espacés de 2 à 4 fois leur pénétration dans la roche dans le cas des pics et de 8 à 15 fois pour les molettes.

Les approfondissements répétés Fig.1.7c apparaissent lorsqu'un outil repasse plusieurs fois dans la même saignée. La dépense d'énergie est considérable puisqu'on a abrasive que les efforts pour approfondir une saignée sont sensiblement égaux à ceux nécessaires pour creuser la saignée finale en un seul passage, d'où une dépense d'énergie inutile au cours du première passage.

1.5.3. Mécanisme de rupture des roches par les outils

Parmi les principales difficultés de l'étude de la destruction des roches par des outils mécaniques il y a la définition d'un critère de rupture et par suite la difficulté de préconiser la mesure d'un ou de plusieurs paramètres de la roche qui seraient représentatifs des possibilités de sa fragmentation par une machine d'abattage.



a. Creusement

b. Interaction



c. Approfondissement

Fig.1.7. Les différents modes de creusement des outils de coupe

Lors de la pénétration de l'outil dans la roche, il se forme nécessairement une zone de roche broyée au voisinage immédiat de l'outil ; cette zone d'une certaine étendue apparaît nécessaire à l'éclatement de la roche(quel que soit le mode de rupture du matériau).Au cours de l'avancement de l'outil, la roche au contact est de plus en plus tassée et broyée tout autour de la surface de contact outil roche cette surface sur laquelle agissant les efforts croît au fur et à mesure de l'avancement de l'outil avec comme conséquence directe la réduction de la contrainte maximale dans la roche et donc l'augmentation des efforts nécessaires à la destruction de la roche. Cela montre l'intérêt d'utiliser des outils tranchants de manière à ce que les efforts de compression génèrent des contraintes très élevées et très localisées à la pointe de l'outil. Les contraintes de compression sont responsables du broyage (écrasement) et peuvent induire aussi des tractions indirectes justes à l'extérieur de la zone de compression.

La méthode de l'abattage mécanique, utilisant des pics ou des molette, provoque donc la destruction de la roche à la suite d'un travail de compression au niveau du contact outil roche ; il en résulte la formation et le départ d'un éclat de matériau à la suite d'une interaction complexe entre l'outil de coupe d'une rigidité donnée et la zone de roche comprimée au voisinage immédiat du taillant de l'outil. En mécanique des roches, la rupture en régime de compression est souvent attribuée à l'initialisation de « micro ruptures » au niveau de la structure intime du matériau (fissure de Griffith, joints de grains, pores, etc..), avec une rupture combinant traction et cisaillement ; la traction se traduit par des fracturation alignées sur la contrainte principale majeure tandis que le cisaillement par des micro fractures inclinées par rapport à cette direction. Ceci explique pourquoi on distingue souvent deux modes de rupture de la roche sous l'action des outils de coupe (Déliac, 1986). le cisaillement pouvant décrire la coupe des roches poreuses ou fissurées à déformabilité importante et soumises à un chargement plutôt réparti comme celui exercé par un taillant à angle de coupe faible (pic radiaux par exemple) ou négatif (cas des taillants diamantés sur des outils de forage pétrolier). le deuxième mode de rupture est celui de la « fracturation » des roches élasto fragiles lorsqu'elles sont soumises à un chargement rigide et concentré ; c'est le cas notamment des roches dures, ainsi que du chargement des molettes et de certains pics comme les coniques coupant la roche avec un angle d'attaque d'environ 45° . lorsque la rupture est analysée en terme de compression, cisaillement, ce sont donc des paramètres tels que le module d'élasticité, E , la résistance à la compression simple, σ_c , la cohésion, C_0 , et l'angle de frottement interne ϕ qui caractérisent la roche. Si la rupture est analysée en terme de la propagation de fissures, elle est surtout décrite par sa ténacité K_{Ic} et sa résistance à la traction σ_t . Ces paramètres correspondent à des essais géotechniques classiques réalisés selon les procédures normalisées.

Pour le pic, en se plaçant dans le cadre du creusement d'une saignée simple, en considérant que ce dernier coupe la roche à une profondeur de passe significative et dégage des copeaux de roche de forme prismatique rompus par cisaillement le long d'une surface plant de rupture inclinée en avant du pic, on peut formuler, en adoptant un critère de rupture type Coulomb, les expressions simples suivantes des efforts nécessaires au creusement d'une saignée isolée :

$$\begin{aligned} F_{C \max} &= R_C \cdot \cos.(\theta_f - W_c) \cdot (1 - \sin \phi) \cdot h \cdot b \\ F_{n \max} &= K \cdot F_{C \max} \end{aligned} \quad (1.6)$$

Où :

R_c : la résistance à la compression simple de la roche (en Mpa),

φ : son angle de frottement interne (en degré),

θ_f : l'angle de frottement outil roche (10 à 15°),

W_c : l'angle de coupe du pic (le plus souvent entre -5 et +5°),

K : varie généralement entre 1 pour un pic neuf et 3 pour un pic très usé.

h et b : (en m) sont respectivement la largeur effective du pic et sa profondeur d'enfoncement (de passe) dans la roche.

Pour la molette, dans le cadre du, creusement simple, en supposant que le processus de pénétration de l'outil dans la roche est essentiellement un phénomène de compression (sans frottement) et que l'effort normal (force verticale) est équivalent à une contrainte de compression agissant sur la surface projetée de la surface de contact de la molette avec la roche, on peut formuler les expressions suivantes de l'effort de roulement maximal et de l'effort normal maximal sur la molette :

$$\begin{aligned} F_r &= 4R_c \cdot h^2 \cdot \tan\left(\frac{W_t}{2}\right) \\ F_n &= 4R_c \cdot \tan\left(\frac{W_t}{2}\right) \cdot \sqrt{D \cdot h^3 - h^4} \end{aligned} \quad (1.7)$$

Où :

D : diamètre de la molette (en m).

W_t : l'angle du taillant.

1.6. Processus d'usure des outils de coupe

L'usure des outils de coupe est un point fondamental dans la pratique de l'abattage mécanique et constitue un important poste de dépense en roches agressives (à titre d'exemple, sur une machine minière à pic de la classe lourde, la consommation annuelle d'outils dépasse souvent les 20000 pics à 20 euros pièce. Ce phénomène inévitable d'usure apparaît à la pointe des outils dès leur contact avec la roche dure et/ou abrasive et son développement perturbe le fonctionnement optimal initial de l'engin d'abattage. La conséquence directe de cette usure est l'augmentation des efforts et puissances nécessaires à l'abattage à performance donnée (ou inversement). En outre, la détérioration des outils de coupe entraîne des vibrations sur la

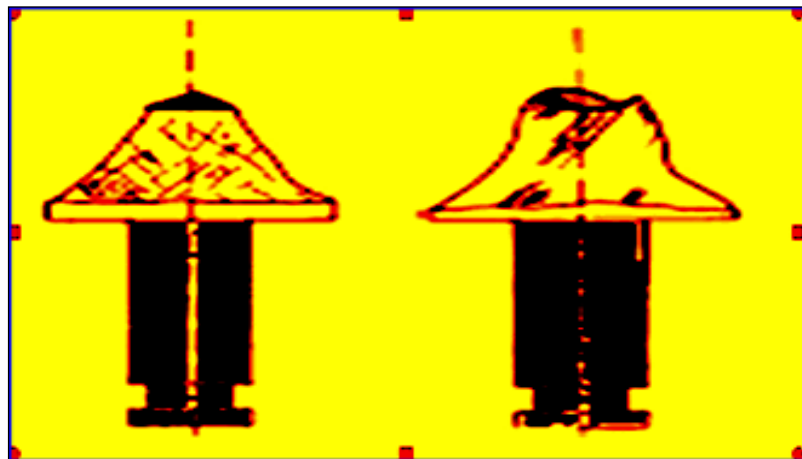
machine et déséquilibre la répartition des charges sur la tête d'abattage, d'où des ruptures d'outils, et des produits d'abattage de plus en plus fins.

1.6.1. Mécanisme de l'usure

Il existe plusieurs types d'usure, l'usure par abrasion, par fatigue, par corrosion et par adhésion. Même si ces usures peuvent agir simultanément selon les conditions de sollicitation, ce sont les usures par abrasion et par fatigue qui sont les plus rencontrées sur les outils de coupe Fig.1.8. Sellami (1987)

- **L'usure abrasive** : est de type thermo mécanique associée au frottement et à l'échauffement des taillants contre la roche au cours du processus de coupe. Elle est donc d'autant plus importante que les efforts mis en jeu et la vitesse des taillants soient élevés car ces deux paramètres affectent le flux thermique généré au contact taillant roche et responsable de l'élévation de la température du taillant et donc de la diminution de sa résistance à l'usure.
- **L'usure par fatigue** : entraîne la destruction par chocs des taillant suite à des vibrations sévères sur la tête d'abattage ; ce type d'usure, Fig.1.8a et b. est surtout lié à un comportement dynamique instable de la machine ou à une commande non optimale, couplée ou non à la traversée d'intercalaires de roche très dures, induisant des efforts et des chocs importants.

Une manière de poser le problème de l'usure des outils de coupe est de considérer qu'on a affaire, lors de la coupe de la roche, à deux processus simultanés, le premier est macroscopique et concerne la rupture de la roche par l'outil, le deuxième est microscopique et concerne la coupe du taillant lui même par les grain abrasifs de la roche :la fig.1.8c, vue au microscope électronique à balayage d'un taillant après la coupe d'un grès dur et abrasif, montre les différents sillons creusés dans le métal par ces grains abrasifs.

*Usure bien répartie**Usure mal répartie
(blocage du pic)*

A : Usure par abrasion sur un pic conique

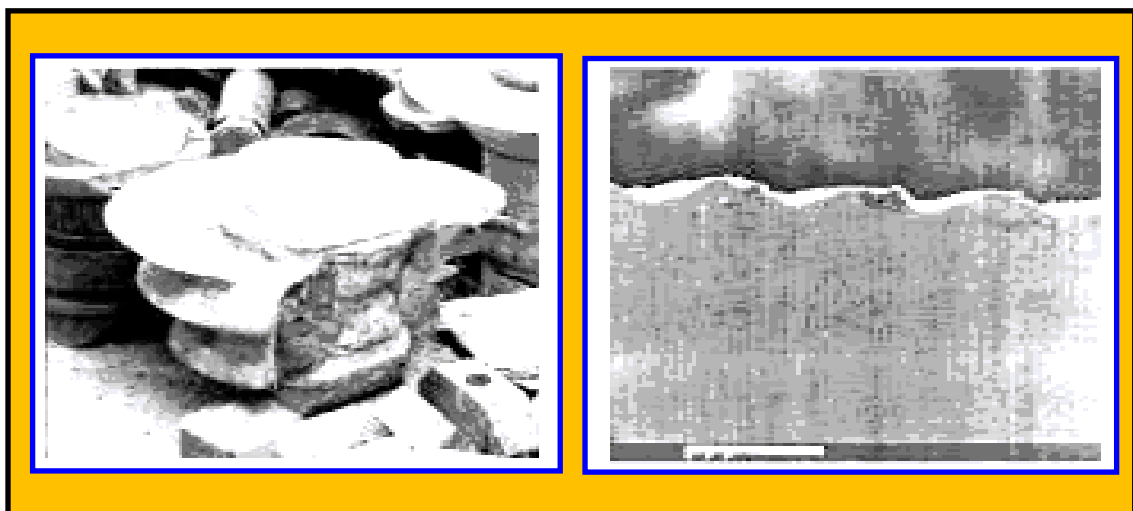
*B : Usure par chocs d'une molette**C : Vue au microscope électronique des
Empreintes de grains de roche sur un taillant*

Fig.1.8. Exemples d'usure et de rupture d'outils

1.7. Influence de l'usure sur le cycle d'abattage

L'effort normal atteint un certain seuil, il peut être le responsable principale de la rupture du copeau ; c'est le mécanisme décrit par Hood (1976-1979) à propos d'outils à angle de coupe fortement négatif (F_n est prépondérant).

Le paragraphe précédent a montré que l'angle α (rupture en avant du pic) tend à diminuer lorsque l'usure se développe ; parallèlement à ce phénomène la loi de pénétration dans la roche évolue en abaissant, dans les équations :

- (Dahan 1979) Et écrivant l'équilibre du copeau sous la forme :

$$F(Y) = A_0 + Y \quad (1.8)$$

- Etablie par Miller et Sikarskie (1968), Lundberg (1974), Dahan (1979) Pour le pic à terminaison arrondie (pic usé ou pic diamanté) la loi de pénétration

$$F(Y) = A_0 Y^{3/2} \quad (1.9)$$

$$F(Y) = A_0 + Y^2 \quad (1.10)$$

- Ranman (1985) est proposée la relation sous la forme :

$$F_{c \max} = F(Y_m) \quad (1.11)$$

$$F_{c \max} = \frac{1}{Y_m} \int_0^{Y_m} F(y) dy$$

Si Y_m est la pénétration ultime (obtenue à la rupture du copeau)

(1.8) à (1.9), l'exposant de la profondeur h ; c'est ainsi que l'équation (1.8) montre que l'arrondi se traduit par une diminution de l'équation (1.10) à 1,5 pour un pic "pointu" ; cette diminution se traduit immédiatement par une augmentation du rapport $F_{\text{moy}} / F_{\text{max}}$, d'après le système (1.11) ; à cette première augmentation s'ajoute une deuxième source d'accroissement, difficilement modélisable : le pic transporte et broie un volume de roche prisonnier (alors qu'avec l'outil neuf la roche est facilement évacuée), ce qui implique à la fois la création de fines particules (augmentation en conséquence de l'énergie spécifique) et le fait que, dans le cycle d'abattage, les efforts ne retombent pas à 0 après chaque départ de copeau ou d'éclat ; ce phénomène est bien mis en évidence par Nguyen Minh (1978) et par Hood (1985) ; il est donc

logique que l'effort moyen augmente proportionnellement davantage que l'effort maximal et il est raisonnable d'avancer que le ratio $F_{\text{Moy}}/F_{\text{Max}}$ augmente un peu plus rapidement que $F_{\text{Moy}}/F_{\text{Max}}$ car la masse de roche prisonnière est finalement écrasée par le pic avant d'être évacuée (elle arrache en passant du métal par abrasion, conformément au mécanisme décrit plus haut).

Globalement, la taille des copeaux diminue et la fréquence du cycle augmente ($h_0/\tan\alpha$ diminue car h_0 diminue plus vite que α , le pic pénétrant peu dans la roche), tandis que la distribution granulométrique du produit abattu est en outre tirée vers les particules fines.

1.8. Paramètres influant sur l'usure

Ces paramètres sont essentiellement au nombre de deux : la nature de la roche et la vitesse de coupe.

En ce qui concerne le matériau abattu, l'usure apparaît fortement liée à la quantité de quartz présente et à sa texture (Schimazek et Knatz, 1970), d'après (Hughes, 1986) ; l'indice de Schimazek, produit du pourcentage de quartz par sa taille moyenne et la résistance en traction de la roche), est d'après son créateur proportionnel à la perte de poids en métal consécutive à l'usure. De manière générale, il apparaît que l'abrasivité de la roche est dépendante de la présence de quartz et que les minéraux dont le frottement résulte en une forte augmentation de température du métal jouent un rôle important (Reynard, 1983).

L'effet de la vitesse de coupe a été quantifié par de nombreux auteurs ; Belugou et al. (1964), confirmés par Valantin (1974a), ainsi que Schimazek et Knatz (1970), d'après Hughes, 1985), trouvent que la vitesse de développement du méplat augmente avec la vitesse de coupe et qu'il existe une vitesse critique, V_{Cr} , au-delà de laquelle cette augmentation devient très accusée ; cette vitesse critique varie comme l'inverse de l'exponentielle de l'indice de Schimazek, d'après son créateur; la Fig 1.9 montre qu'elle peut être inférieure à 1 m/s pour les roches dures, se situant toutefois autour de 3 m/s pour les roches tendres.

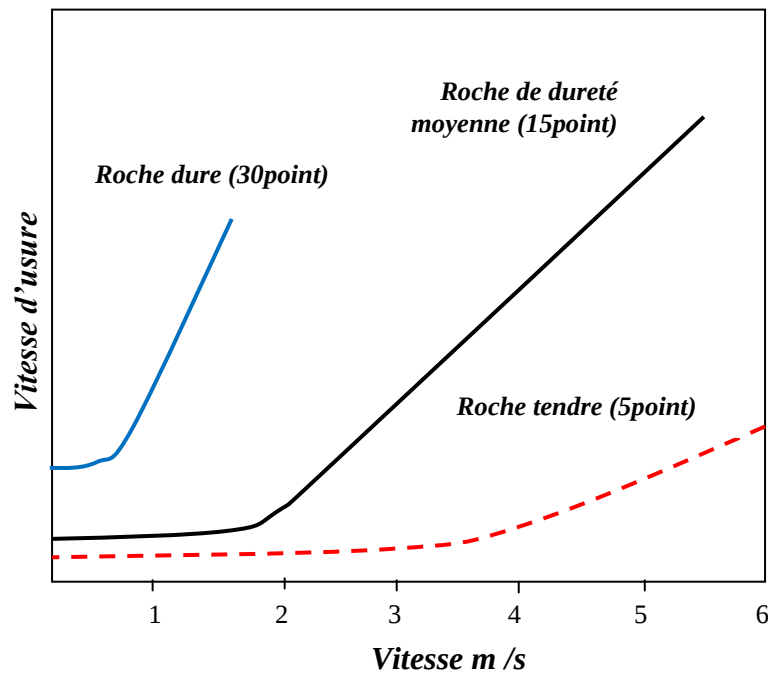


Fig.1.9. Evolution de la vitesse d'usure (du/dt) en fonction de la vitesse de coupe (d'après Belugou et al. 1964)

Nishimatsu (1979) trouve par des considérations théoriques que l'échauffement du pic doit être proportionnel à la vitesse de coupe ; par un calcul de bilan thermique, Cook (1982) arrive à une expression de la forme:

$$\frac{A_0 V_C}{A_1 A_2 V_C} \frac{1}{2} \quad (1.12)$$

Pour caractériser l'évolution de la température en fonction de la vitesse de coupe.

Par ailleurs, L'effet de la vitesse de coupe étant d'augmenter la température, il faut adapter les valeurs des coefficients de frottement sur la face de dépouille, ce qui explique le chiffre 0,4 avancé par Belugou et al. (1964) pour le frottement roche-carbure, alors que le coefficient de frottement au repos se situerait plutôt autour de 0,5 à 0,7 d'après Bilgin (1982)

En conclusion, il apparaît qu'en roche abrasive, l'usure peut être extrêmement rapide, se traduisant par des efforts nettement supérieurs à ceux liés au pic neuf. Des essais récents montrent que, en roche dure (même assez peu abrasive), l'usure est si rapide à partir de l'état neuf, lorsque la vitesse de coupe dépasse 1,5 m/s, qu'il est difficile d'effectuer des mesures de force reproductibles : les efforts croissent à chaque pas d'un ou plusieurs mètre.

Conclusion

Malgré sa relative jeunesse, la technique de l'abattage mécanique a connu des progrès considérables à la fois dans les rendements et les coûts d'abattage et dans la sécurité des chantiers. Le degré technologique atteint aujourd'hui sur les machines laisse entrevoir que ces dernières seront dotées de plus en plus «d'intelligence» pour s'adapter aux difficultés qu'elles rencontrent, voire seront robotisées.

Dans le domaine du creusement en roches dures, il est bien connu maintenant que les lois de coupe ne sont pas les mêmes qu'en roches tendres et les techniques utilisées doivent également différer. Cette profonde mutation de l'abattage mécanique s'est accompagnée de recherche visant à renforcer les outils de coupe et les dispositifs d'abattage. Mais pour que ces recherches permettent de repousser encore plus loin le domaine de l'abattage mécanisé, il est nécessaire de porter l'effort sur la compréhension de la rupture dynamique de la roche dure pour pouvoir maîtriser et contrôler la fracturation induite par les outils mécaniques et à terme concevoir des dispositifs à efficacité améliorée, profitant au maximum de certaines caractéristiques des roches dures comme leur fragilité.

Par ailleurs, malgré les nombreuses améliorations qui peuvent être encore apportées aux techniques d'abattage mécanique conventionnelles, il n'est pas impensable, pour des roches encore plus dures et abrasives, de voir se développer dans l'avenir des techniques d'affaiblissement de la roche en place permettant de réduire la résistance à la coupe de la roche au front avant son excavation par un système classique par exemple. Ces techniques peuvent être mécaniques, hydrauliques, techniques au électriques; ou des combinaisons parmi lesquelles il faut identifier la meilleure.

Chapitre II

Historique et présentation générale des machines

2.1. Historique

L'abattage des roches, pris dans un sens général de destruction d'ensembles minéraux, est aussi ancien que l'exploitation des minerais ou la manufacture de pierres de taille. C'est ainsi que, même si certaines techniques sont encore mal connues (taille des menhirs en Bretagne par exemple) ou si des méthodes originales furent introduites très tôt (lessivage de collines aurifères par des torrents déviés par les Romains, selon Pline), la technologie la plus répandue depuis des millénaires est sans doute celle de la destruction de la roche par un outil mécanique (une autre roche pouvant éventuellement faire effet d'outil).

Pourtant, à part des cas particuliers comme le sciage des roches, il fallut attendre la révolution industrielle pour qu'apparaissent des "machineries d'abattage". Curieusement, la première machine utilisée à notre connaissance fut un engin destiné au creusement de galerie, expérimenté avec succès mais sans suite par le Colonel Beaumont, au milieu du XIX^e siècle, pour creuser les premiers kilomètres d'un tunnel sous la Manche qui ne vit jamais le jour. Ce succès technique, apparamment facilité par la nature tendre de la roche (c'était de la craie), fut oublié pendant près d'un siècle et il fallut attendre la deuxième guerre mondiale pour assister à la véritable naissance de l'abattage mécanisé ; les techniques faisant appel à l'explosif (pour les roches dures) ou à l'abattage manuel (pic, pour les roches tendres) se partageaient alors l'ensemble de l'activité de destruction des roches dans les mines, carrières ou ouvrages souterrains. Un début de mécanisation prit toutefois place à la fin du XIX^e siècle, principalement en Grande Bretagne et aux U.S.A., sous la forme de "haveuses", ou "rouilleuses", machines réalisant une saignée mince et profonde à la façon d'une tronçonneuse moderne (Raffoux, 1984). La saignée, horizontale au début, était utilisée pour créer une surface de dégagement au moment du tir à l'explosif (voir.2.6) ; un peu plus tard des saignées verticales (appelées rouillures) étaient creusées pour permettre de créer des blocs réguliers.

C'est à la fin de 1948 que des machines capables de se substituer à l'explosif furent testées secrètement dans des mines de charbon américaines ; construites par la compagnie Joy, elles devinrent rapidement connues sous le nom de mineurs continus car elles permettaient de réaliser le cycle complet de l'exploitation proprement dite : abattage, chargement et évacuation (Marovelli et Karhnak, 1982). Après quelques années de

scepticisme, elles se développèrent rapidement et, encore aujourd'hui, les U. S.A. restent les champions de la construction et de l'utilisation de ces machines.

Vers la même époque, d'autres engins utilisant comme les mineurs continus le principe d'un tambour cylindrique équipé de pics, animé d'un mouvement de translation/rotation, étaient mis au point en Grande Bretagne ; appelés baveuses (par extension impropre du nom des baveuses rouilleuses décrites plus haut), elles étaient destinées à créer une "saignée" de 1 à 2 m de hauteur et de 0,5 à 0,8 m de largeur dans la couche à exploiter. Presque simultanément, en Allemagne, le premier rabot était expérimenté, sous le nom de rabot Lobbe (Raffoux, 1984), et apportait lui aussi une solution alternative aux problèmes de l'abattage et du chargement mécanisés. Devant le succès de ces deux types de machines, l'abattage mécanisé à partir de pics n'allait pas tarder à se développer rapidement, surtout dans des roches tendres telles que charbon, sel ou potasse.

Aujourd'hui, on distingue grossièrement deux classes de machines : celles destinées à abattre un "mur" de roche sur une grande longueur (150 à 200 m), se déplaçant parallèlement à ce mur, et celles qui servent à creuser des galeries. Les premières comprennent les baveuses et les rabots, les secondes les mineurs continus et les machines à attaque ponctuelle. On note aussi le développement de nouvelles machines pour des applications de type génie civil, mais elles sont généralement dérivées des précédentes. Une excellente description générale des machines à pics en usage dans les mines peut être trouvée dans l'ouvrage du Professeur Stassen (1984). Aussi, nous limiterons-nous ici à une brève évocation de ces machines, de manière à clairement poser le problème de l'abattage mécanique.

2.2. Les Haveuses

2.2.1. Description générale

Ces machines ont produit la moitié du charbon national extrait en 1984 et sont incontestablement la principale source de production houillère en Europe. Leur développement dans le monde anglophone (U.S.A., Australie, Afrique du Sud) et en extrême-Orient (Chine, Inde) est très important. La méthode d'exploitation par havage est illustrée sur la Fig.2.1 (d'après Monroux, 1985). Un schéma simplifié d'une baveuse, montrant le soutènement "marchant" qui suit la progression de la machine et le système de transport (convoyeur) sur lequel elle se haie, est donné sur la Fig.2.2 (d'après Marovelli et Karhnak, 1982). La photo 1 illustre une machine construite par la compagnie SAGEM.

La longueur de ces machines varie généralement entre 10 et 15 m et leur masse de 20 à 50 tonnes. Certaines haveuses peuvent travailler dans les deux directions (havage bi-directionnel) ; elles sont alors équipées de deux tambours, comme sur la Fig.2.3. D'autres, équipées d'un seul tambour, ne peuvent haver que dans une direction.

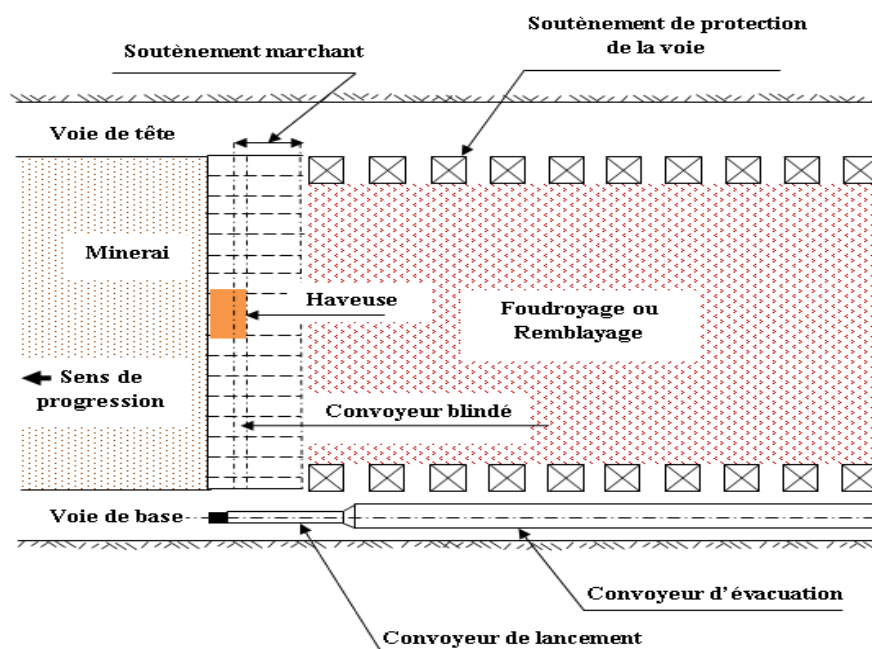


Fig.2.1. Schéma de la méthode d'exploitation par longue taille avec havage

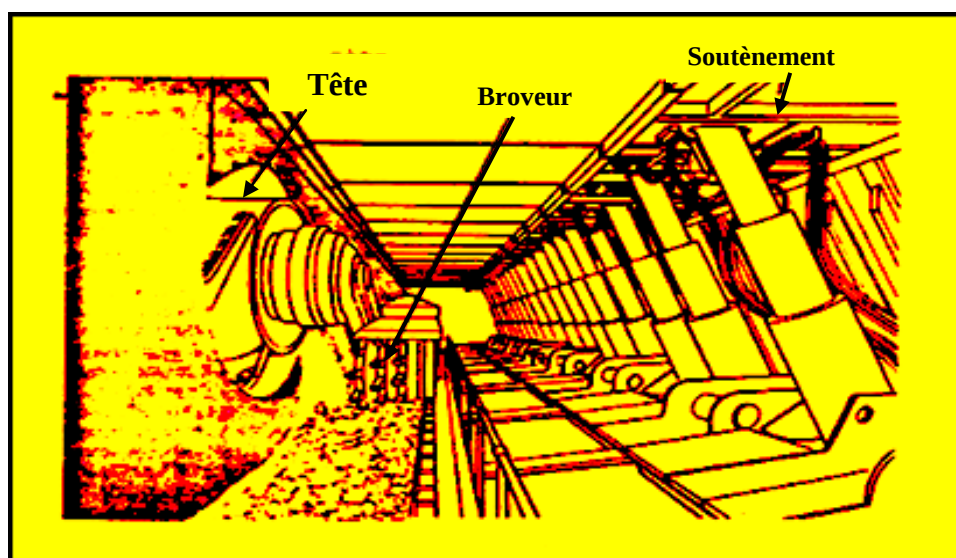


Fig.2.2. Schéma d'une haveuse et de son environnement

Une description complète du principe et des fonctions des haveuses a été réalisée par Calvarin (1985) ; on se limitera ici à l'essentiel.

2.2.2. Mode de travail

Les deux fonctions principales d'une haveuse sont l'abattage et le chargement.

➤ L'abattage

il est assuré par le (ou les) tambour(s) équipés de pics disposés en hélices sur la plus grande partie (section dite "de coupe") ; l'extrémité du tambour située à l'intérieur du massif travaille dans de mauvaises conditions car la roche est confinée et peut difficilement être évacuée, d'où un broyage important ; c'est pour cette raison qu'un "disque de rouillure" ou "disque rouilleur" y est installé, garni de nombreux pics disposés de façon à assurer la destruction de la roche et le dégagement du tambour ; les pics de rouillure sont ainsi progressivement inclinés vers l'extérieur comme illustré sur la Fig.2.3.

Les efforts nécessaires pour que les pics détruisent la roche ont une origine double :

- un couple de rotation, assuré par des moteurs électriques (puissance variant de 150 à 500 kW), la vitesse de rotation du tambour allant de 25 à 80 tr/min.
- une force de pénétration dans le massif fournie par un système de halage qui doit en outre vaincre le frottement de la machine sur le convoyeur ; ce halage peut être apporté par un treuil et une chaîne ou par une centrale hydraulique embarquée engrenant sur une crémaillère (système dynatrac, par exemple, de plus en plus adopté actuellement), et alimentée par le (ou les) moteur(s) électriques.

Il faut aussi noter un effort normal à l'avancement de la haveuse, résultant de la réaction de la roche sur les pics et orienté en fonction du sens de rotation du tambour ; il est dirigé vers le haut pour le tambour de tête, et équilibre donc son poids, et vers le bas pour le tambour arrière lorsqu'il existe ; l'étude de l'équilibre de la machine exige donc la connaissance de cet effort et des points de contact entre la haveuse et le convoyeur.

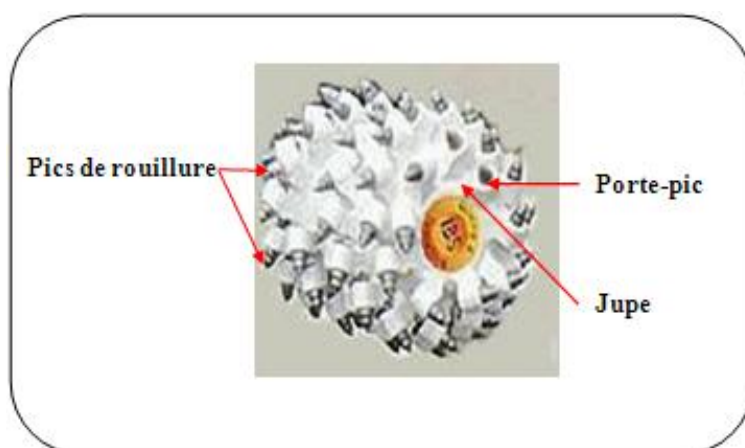


Fig.2.3. Schéma de tambour et pics de rouillure (d'après péchalat, 1976)

➤ le chargement

Un espace important est laissé entre les pointes des pics et la "jupe" du tambour, comme le montre la Fig.2.3. Cet espace permet de loger et d'évacuer les produits abattus, qui tombent ensuite sur le convoyeur. L'efficacité de cette fonction est liée à la géométrie des hélices et à la profondeur entre la pointe des pics et la jupe (Péchalat, 1976).

2.3. Les Mineurs Continus

2.3.1. Principe général

Comme il a été dit plus haut, les mineurs continus sont probablement les plus anciennes des machines d'abattage modernes et ont été inventés aux U.S.A. pour remplacer le cycle discontinu foration - tir - chargement - évacuation, classique de l'explosif, par un processus continu.

Les Fig.2.4 et 2.5 et la photo 2 montrent le principe de ces machines ; elles creusent la roche à l'aide d'un tambour cylindrique, de largeur variant généralement entre 1,50 et 3,50 m et de diamètre entre 0,5 et 1,2 m, équipé de pics selon des schémas comparables à ceux des haveuses. Afin d'équilibrer le tambour latéralement, le schéma de pics est généralement constitué de deux parties symétriques par rapport au plan médian et orthogonal à l'axe du tambour. Comme pour les haveuses, des pics de roui Hure sont nécessaires et sont disposés aux deux extrémités du tambour.

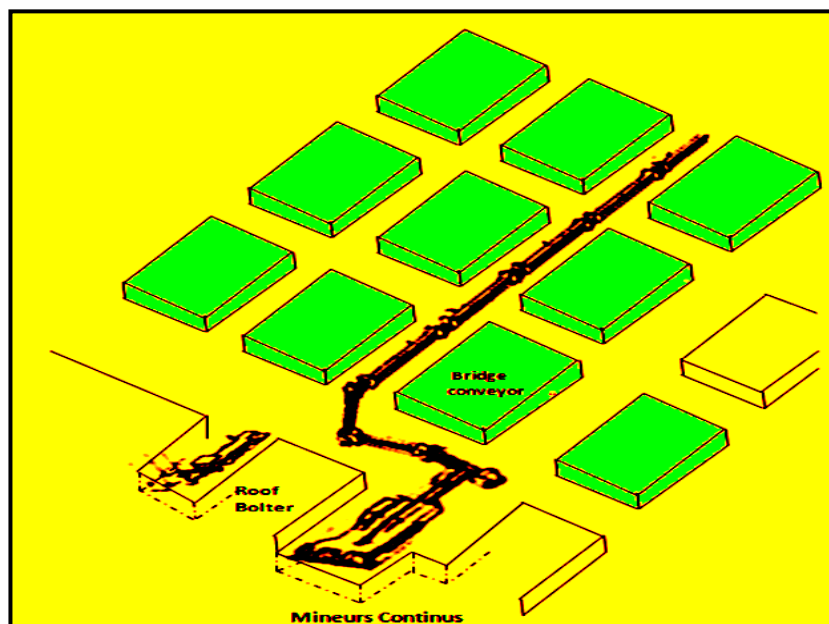


Fig.2.4. Méthode d'exploitation par chambres et piliers avec mineur continu
(d'après Marovelli et Karhnak, 1982)

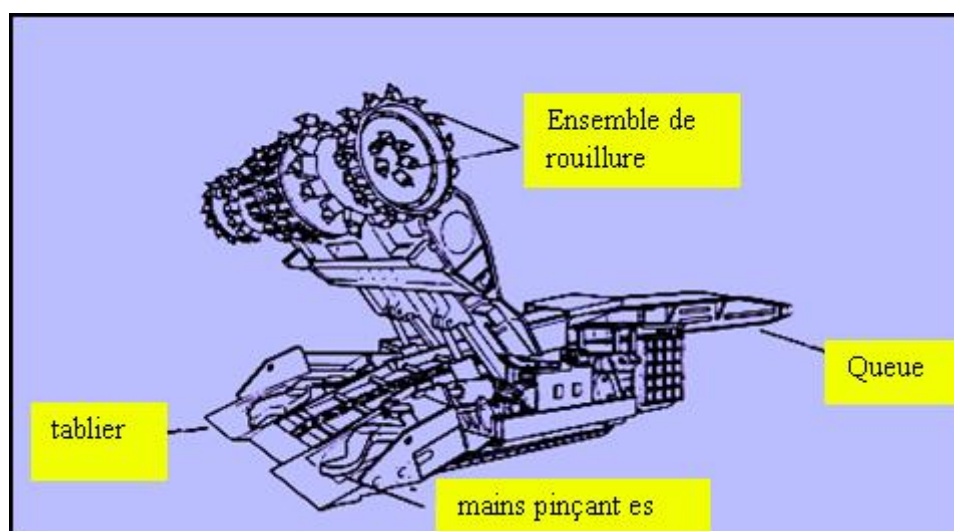


Fig.2.5. Vue simplifiée d'un mineur continu (d'après Marovelli et Karhnak, 1982)

Diverses variantes existent pour l'entraînement du tambour ; les premières machines Joy utilisaient des chaînes disposées tout au long du tambour et sur lesquelles étaient fixées les porte-outils et les pics (photo 3) ; plus récemment, ce système a été remplacé par des entraînements moins encombrants, prenant le milieu du tambour, comme le "trim-chaîn" du mineur continu illustré sur la photo 4.

Le déplacement par des chenilles. de la machine est généralement assuré par des chenilles

En 1985, Les Charbonnages de France utilisaient une quinzaine de mineurs continus (Guillaume et al, 1985) ; de telles machines étaient également en service aux Mines de Potasse d'Alsace et dans des mines de fer en Lorraine (Serrouville notamment).

Comme pour les haveuses, il est possible de distinguer deux fonctions de la machine, havage et chargement.

2.3.2. Le havage

Le cycle complet de havage est généralement appelé "enlevure" et correspond à l'enlèvement d'un volume de roche sur la largeur du tambour, sur une hauteur variable de 1,5 à 3,5 ou 4 m, et sur une profondeur de l'ordre du rayon (parfois un peu plus) du tambour ; l'enlevure se décompose en deux grandes phases (hors travaux de " finition" de la galerie), la pénétration et le balayage. La pénétration s'effectue au toit de la galerie (photo 2) et utilise la réaction verticale de la roche pour vaincre le poids du tambour ; il s'agit de la phase critique pour l'abattage car près de la moitié des pics sont en contact avec la roche - elle-même confinée - et travaillent simultanément.

La phase de balayage est opérée de haut en bas et donne une productivité très supérieure à la précédente ; par analogie avec les haveuses, le mineur continu fournit un couple de rotation au tambour par l'intermédiaire d'un moteur électrique alimentant le système d'entraînement (puissance de 150 à 400 kW) ; l'effort de pénétration (poussée) est généralement assuré par les chenilles et dépend donc de la stabilité de la machine et de son

Poids (en première approximation, on admet que la poussée vaut environ la moitié du poids) ; c'est pourquoi, dans certains cas, des vérins d'ancrage peuvent être utilisés pour améliorer les performances en pénétration du mineur continu. Enfin, un système de "relevage", à base de vérins, est nécessaire pour assurer à la fois l'équilibre vertical et le mouvement de balayage du tambour. Comme indiqué sur la photo 2, trois efforts sont donc à prendre en compte, le couple et deux forces.

2.3.3. Le chargement et l'évacuation

Cette fonction est originale dans son principe par rapport au cas des haveuses décrit plus haut ; ce n'est en effet plus le tambour qui assure la première fonction de chargement : les produits abattus peuvent facilement tomber et sont rassemblés sur un tablier solidaire de la

machine ; ils sont ensuite repris par un système généralement constitué de "mains pinçantes" Fig.2.5. Et acheminés sur un convoyeur qui les transporte, à travers le corps du mineur continu, jusqu'à la "queue" ; cette dernière joue donc un rôle de point de distribution vers le système d'évacuation (convoyeur ou camion), mais peut également servir à stabiliser la machine au cours de l'abattage.

2.4. Les Machines à Attaque Ponctuelle

2.4.1. Origine et principe

Ces machines sont probablement nées en Europe de l'Est au cours des années cinquante ; leur développement tire son origine de deux sources : d'une part, en 1961, une machine de conception soviétique importée par les Charbonnages Britanniques (NCB) était adaptée et transformée et allait donner naissance au type longitudinal de machines à attaque ponctuelle (Morris et Harrison, 1985) ; d'autre part, en RFA et en Autriche, le principe du mineur continu était repris et modifié pour déboucher sur des machines "transversales".

De manière générale, l'idée de ces machines, destinées essentiellement au creusement de galeries, est venue de la limitation sévère rencontrée par les mineurs continus en roche dure ou abrasive. Elle consiste à concentrer les pics sur une surface réduite en limitant les dimensions de la tête d'abattage, d'où le nom de machine à attaque ponctuelle.

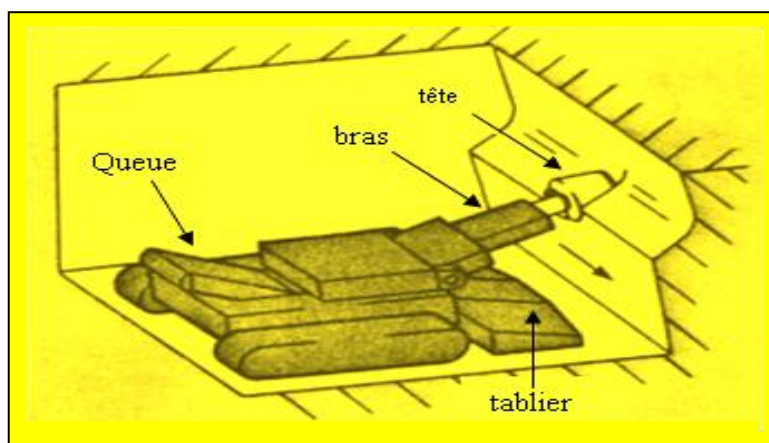


Fig.2.6. Schéma de principe d'une machine à attaque Ponctuelle (d'après Cordelier, 1985)

Une description très documentée de ces dernières a été fournie par Cordelier (1985) ; c'est pourquoi le présent exposé se limitera à l'essentiel. Le principe général du châssis est assez similaire à celui des mineurs continus, avec un convoyeur d'évacuation terminé par la queue, un système de déplacement sur chenilles, un ou deux moteurs électriques, un tablier

pour le chargement des produits abattus, etc... L'ensemble d'abattage diffère toutefois sensiblement, puisqu'il s'agit d'une tourelle pouvant pivoter autour d'un axe vertical, déplacement dans un plan vertical (comme continu) et d'une tête d'abattage avec des pics disposés de manière telle qu'elle puisse se déplacer horizontalement (transversalement) tout en abattant la roche. La Fig.2.6 illustre cette description.

Deux grandes catégories de machines à attaque ponctuelle doivent être distinguées, les machines à tête transversale et celles à tête longitudinale. Les premières sont dérivées directement des mineurs continus, les secondes procèdent d'une conception originale.

2.4.2. Les machines à tête transversale

Leur principe est proche du mineur continu car la tête est constituée de deux ensembles symétriques, tournant autour d'un axe transversal, entraîné par le bras ; en revanche, elle n'a généralement pas une forme de cylindre de révolution, comme le montre la Fig.2.7, illustrant une machine allemande.

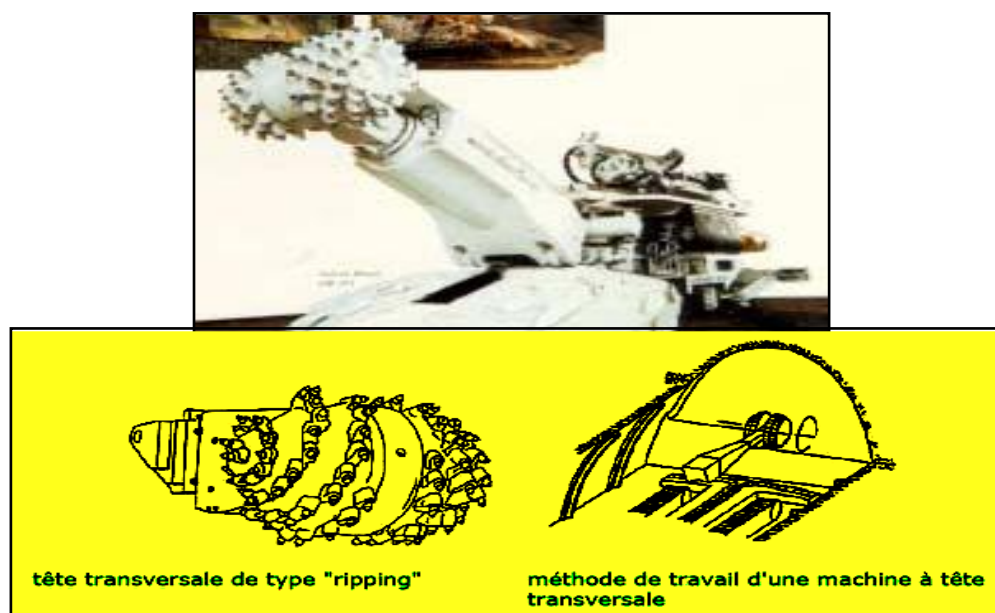


Fig. 2.7. Exemple de machine à attaque ponctuelle à tête transversale

Ces machines, très développées en Allemagne et en Autriche, ont été récemment construites en France par la Société SDS ; le concept initial d'une tête presque cylindrique (machine MTP 52, illustrée sur la photo 5) a évolué vers une géométrie caractérisée par une forme en demi-sphère ou demi-ellipsoïde (photo 6), forme à peu près généralisée actuellement. A l'instar des mineurs continus, ces machines sont équipées de nombreux pics (plus de 100), disposés en spirales s'enroulant souvent à partir des extrémités latérales de la

tête. Il peut donc arriver fréquemment que les outils soient inclinés par rapport au plan de la saignée qu'ils creusent.

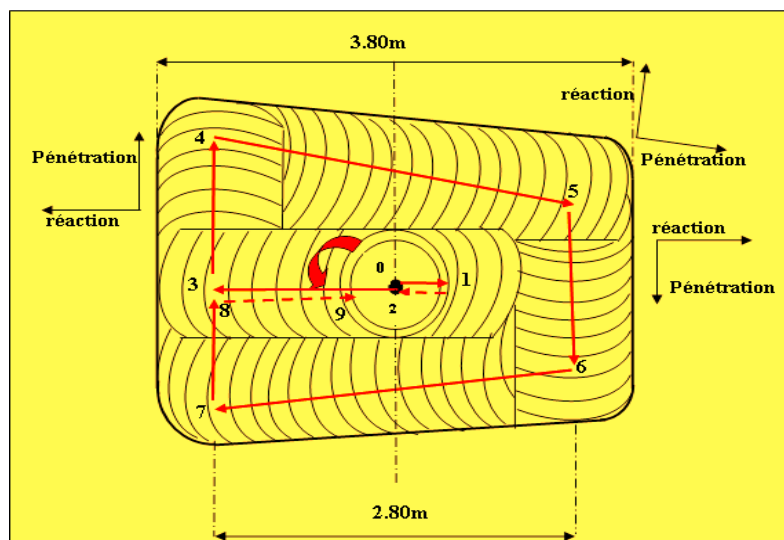
2.4.3. Les machines à tête longitudinale

Cette conception est la seule utilisée au Royaume-Uni, principal constructeur de machines à attaque ponctuelle avec l'Allemagne et l'Autriche, et se développe fortement en Allemagne. La tête d'abattage est animée d'un mouvement de rotation autour d'un axe longitudinal, matérialisé par le bras de la machine ; elle est alors constituée d'un seul bloc et non plus de deux éléments symétriques, et les pics, beaucoup moins nombreux (25 à 60), s'enroulent sur des spirales partant de l'extrémité (ou nez), comme l'illustre la photo 7.

2.4.4. Mode de travail des machines à attaque ponctuelle

Comme pour les mineurs continus, le couple de rotation de la tête est assuré par un moteur électrique, tandis que la pénétration dans le massif est permise grâce au système de chenilles.

Il faut toutefois souligner des différences importantes, dues au cycle de havage ; l'attaque du massif se fait en effet en un point quelconque (le mineur choisit une zone tendre lorsque c'est possible) et la galerie est en quelque sorte "alésée", jusqu'à obtenir le profil final désiré, par un mouvement à deux dimensions de la tête. Il faut alors un système de vérins qui puisse assurer un balayage horizontal et. Un balayage vertical. Les réactions exercées sur la tête ne sont généralement plus planes, mais ont des composantes en trois dimensions. La Fig. 2.8 donne un exemple de cycle de creusement avec une machine à tête longitudinale. On y constate que les forces peuvent être axiales (pénétration en poussée), horizontales (pénétration en balayage latéral et réaction sur les pics en balayage vertical) et verticales (pénétration en balayage vertical, réaction sur les pics en balayage horizontal).



**Fig.1.8. Exemple de cycle de creusement avec Une machine à tête longitudinale
(d'après Lucazeau, 1982)**

Il est à noter que le parc français de machines à attaque ponctuelle atteignait en 1985 une quarantaine de machines dans les mines françaises (essentiellement houillères et mines de potasse), dont une forte majorité à tête longitudinale (Desideri, 1985 ; Maquaire et Wassmer, 1985).

2.5. Les Rabots

Les rabots sont d'une utilisation relativement récente, comme les machines à attaque ponctuelle ; surtout développés pour les houillères, ils sont largement utilisés en Allemagne, leur pays d'origine, et ont produit le quart du charbon français en 1984. Le principe de la machine est simple : composée d'un socle (permettant le halage et le guidage) et d'une tourelle pouvant pivoter autour de l'axe de guidage (pour régler la hauteur et la profondeur de coupe), elle se déplace parallèlement au front de taille et l'abattage est réalisé par des "couteaux", similaires aux pics, disposés sur la tourelle et le socle. Le mouvement des outils de coupe est donc une translation et non un ensemble translation-rotation (cycloïde ou hélice) comme pour les machines précédentes.

Le rabot est bien adapté aux couches minces et tendres (Nord - Pas de Calais par exemple), mais il est aussi utilisé aux Houillères de Provence pour abattre une couche de 1,8 à 2,5 m de puissance et dont le charbon est relativement résistant (15 à 20 MPa en compression simple). Cela est dû à la fissuration de la roche (à cause du régime de contraintes) et à sa très faible abrasivité, qui permet de conserver un bon affûtage des couteaux ; la technique consiste

alors à raboter la partie inférieure de la couche, le reste tombant par simple gravité (la raideur du toit jouant sans doute en Provence un rôle favorable de ce point de vue, en "comprimant" le charbon vers le bas). La photo 8 montre un rabot en cours d'utilisation aux Houillères du Bassin du Nord-Pas-de-Calais.

On distingue deux grandes variantes, le rabot ancré et le rabot glissant sans recul ; le premier est entraîné sur le côté "vieux travaux" du convoyeur, ce qui donne des frottements importants du socle sur ce dernier mais protège mieux la machine ; le second se haie du côté de la roche à abattre, ce qui accroît ses performances.

Le rabot peut être extrêmement efficace en abattage : les engins fonctionnant aux Houillères de Provence se déplacent en effet à une vitesse supérieure à 1 m/s et peuvent atteindre 2 m/s.

2.6. Autres Types de Machines à Pics

Depuis une quinzaine d'années, de nouvelles conceptions de machines à pics ont vu le jour, surtout pour des applications dans le domaine des travaux publics. Le texte suivant, sans prétendre à l'exhaustivité, a pour ambition de décrire les principales parmi ces machines.

2.6.1. Machines d'abattage en dressant

Illustrées sur la photo 9, ces machines sont dérivées directement des mineurs continus et utilisées principalement dans les dressants (veines sub-verticales) des Houillères du Bassin de Lorraine.

Le principe général est simple : montant sur le remblai hydraulique, la machine abat le charbon au toit en partant du centre du panneau et en allant vers les extrémités ; le charbon abattu est alors évacué par un convoyeur blindé posé sur des flotteurs jusqu'à une chute d'où il rejoint la desserte principale.

Il est remarquable de constater que, depuis son introduction, cette méthode d'exploitation a permis de réduire substantiellement les coûts d'exploitation du charbon par rapport à la méthode traditionnelle de foration et tir à l'explosif, très chère en main d'oeuvre : ce coût est passé de 328 F/t à 162 F/t en 1982 (Assayag, communication personnelle).

2.6.2. Machines à rouillure

De conception assez ancienne, ces machines taillent une saignée dans la roche à la manière d'une scie hérissée de pics. A l'origine, elles servaient à créer une surface de dégagement à la base d'une volée tirée à l'explosif, Fig.1.9, comme il a été expliqué plus haut (voir.2.1) ; une telle application est pratiquée actuellement à la mine de sel de Varangéville (Meurthe et Moselle).

Leur utilisation s'est ensuite généralisée à toutes sortes de découpage et notamment

- Le "profilage" de galeries avant le tir, comme l'illustre la photo 10 pour des galeries de métro :
- Le découpage de blocs en évitant les dommages causés par l'explosif : méthode d'exploitation des ardoisières, détaillée par Lefebvre (1982) ou des carrières de pierre de taille (Perrier, 1982) ;

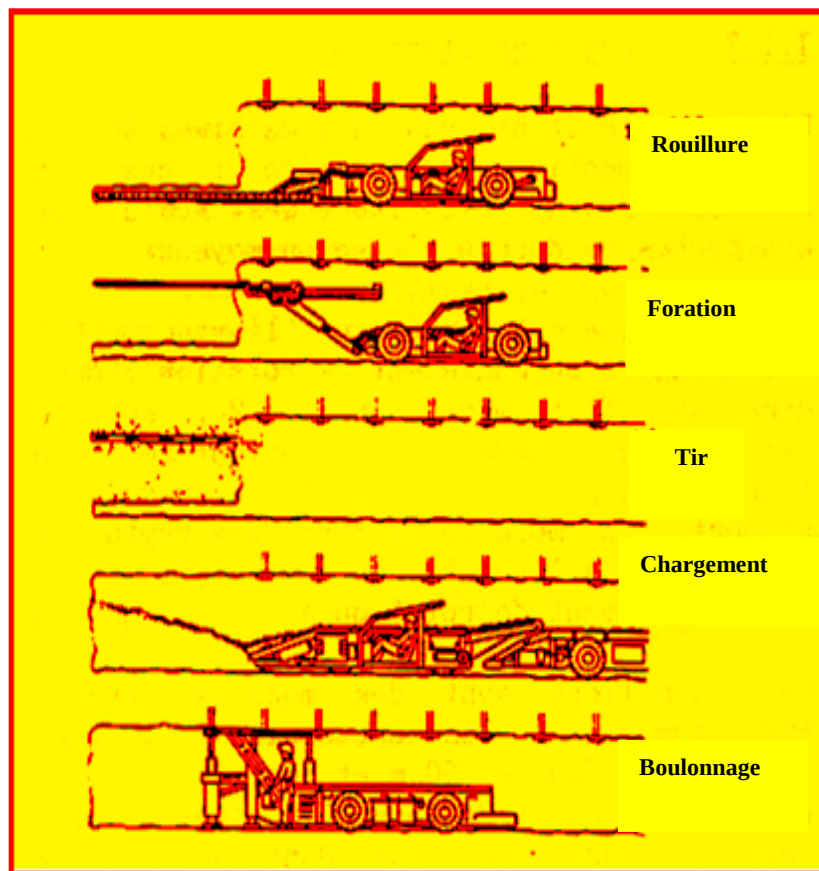


Fig.2.9. Exploitation par rouillure et tir à l'explosif (d'après Marovelli et Karhnak, 1982)

2.6.3. L'hydrofraise

Mise au point en France par la société Solétanche (avec l'assistance technique du CERCHAR pour la conception des tambours), cette machine est utilisée pour la réalisation de parois moulées (fondations profondes, mise en place de tirants, etc...) à des profondeurs pouvant atteindre 100 m sous la surface. La tête d'abattage se compose de deux tambours de type mineur continu (deux moitiés symétriques pour chaque tambour, de façon à annuler les efforts axiaux), tangents l'un à l'autre et contenant chacun un moteur qui assure leur rotation. Elle pénètre dans la roche sous son propre poids et travaille dans une boue de type bentonite qui permet à la fois une bonne tenue de la paroi, le refroidissement et la lubrification des pics, et enfin l'évacuation de la roche abattue par pompage d'une pulpe transportant les débris ; ces derniers sont disposés de façon classique, en hélices, avec un disque rouilleur à chaque extrémité du tambour. L'ensemble de la tête d'abattage est solidaire d'un bâti lui-même suspendu à des câbles.

Il est à noter que chaque tambour est en contact avec la roche sur la moitié de sa surface, comme le tambour de tête d'une haveuse ou celui d'un mineur continu à la fin de sa phase de pénétration. L'étude de ces machines est donc assez similaire. La photo 11 illustre l'hydrofraise et surtout la tête d'abattage. Cette machine de creusement a permis des gains spectaculaires en vitesse d'exécution et en qualité du travail réalisé.

2.7. Les Tunneliers

Bien que n'étant pas des machines à pics, les tunneliers méritent une mention particulière ; nés pendant les années soixante aux U.S.A., ils sont destinés à creuser des galeries dans des roches de dureté élevée ou moyenne.

Leur principe est fondé sur l'avancement en poussée d'un bouclier animé d'un mouvement de rotation ; des molettes, libres de tourner sans frottement, sont disposées sur ce bouclier selon un schéma le plus souvent hélicoïdal (voir1, 4). A la différence du pic qui détruit la roche dans sa direction d'avancement, la molette génère une rupture par écrasement de part et d'autre de l'outil, un peu comme l'outil de foration animé d'un mouvement de rotation et de percussion.

Les tunneliers sont des machines très lourdes, dont la longueur (comprenant les accessoires indispensables à leur fonctionnement) dépasse 50 m et parfois 100 m, et très coûteuses (environ un million de dollars U.S. par mètre de diamètre du bouclier) ; leur usage

est donc encore assez limité dans les mines et a été surtout développé en génie civil (galeries d'écoulement d'eau par exemple), le diamètre de foration (diamètre du bouclier) varie entre 4,50 m et 8m. Une caractéristique particulière de ces machines est. Leur faible vitesse de rotation (1 à 12 tours/min).

Depuis les années 1970 un nouveau type de machine, dérivé du tunnelier, se développe rapidement, particulièrement dans les mines ; il s'agit du "raise borer" destiné à aléser en remontant un forage réalisé de manière conventionnelle: L'engin est assemblé au fond du forage (supposé accessible) puis tracté vers le haut, des molettes abattant la roche qui tombe par gravité au fond du puits en cours de creusement (voir 1.5) ; lorsqu'elle est applicable, cette technique donne d'excellents résultats, notamment en roche dure, comparée aux méthodes à l'explosif.

Plus récemment encore d'autres machines ont été conçues pour creuser des galeries inclinées, en montant ou en descendant, sans utiliser de forage préliminaire.

Bien que les tunneliers et autres machines à molette ne fassent pas l'objet de la présente étude, de nombreuses similitudes avec les machines à pics existent dans le modo do travail des outils (l'interaction outil-roche étant toutefois fondamentalement différente à notre avis), notamment pour ce qui concerne les saignées interactives et approfondies (voir plus loin) et ont été mises en évidence par Lebrun (1978).

2.8. Synthèse

La plupart des machines décrites ici combinent un mouvement de translation et un mouvement de rotation d'une tête d'abattage garnie de pics. Le tableau 2.1 rassemble quelques spécifications de ces machines (à l'exception des rouilleuses) avec, à titre de comparaison, quelques chiffres typiques des tunneliers.

Tableau 2.1. Spécifications des principales machines d'abattage

Machine	Masse (t)	Puissance (kW)	Traction ou Halage (kN)	Vitesse de rotation (tr /min)	Vitesse d'avance	Débit instantané	Domaine d'utilisation (Mpa)
Haveuse	20-50	150-500 (par tambour)	200-1000	25-75	0-5 m/min	0-20 t/min	0-30
Mineur continu	30-70	150-400	150-350	45-80	0-25 m/j	0-10 t/min	0-40
Machine à attaque ponctuelle	30-100	100-500	150-500	20-60	0-30 m/j	0-10 t/min	0-100
Rabot	-	100-250	100-250	-	1-2 m/s	0-20 t/min	0-15
Hydro-fraise	25	200	200-250	20-25	0-20 m/h	0-3 m ³ /h	0-50
Tunnelier	150-400	600-1000	3000-8000	2-15	0-15 m/j	-	50-200

(*) Il s'agit de la résistance en compression de la roche, en supposant une abrasivité moyenne.

Les valeurs données dans le tableau 2.1, relatives à la limite de résistance de roche acceptable pour la machine, ne sont qu'indicatives ; c'est ainsi qu'aux Houillères de Provence, certains mineurs continus effectuent un "coupage d'éponte" dans une roche de résistance en compression mono-axiale de l'ordre de 100 MPa, ce qui est rendu possible grâce à son abrasivité remarquablement peu élevée et à l'épaisseur faible de roche dure à couper ; par ailleurs le développement récent de la technologie des jets d'eau assistant les pics a permis de reculer la résistance limite de la roche à abattre

A titre d'exemple, la Fig.2.10 illustre l'évolution des machines à attaque ponctuelle depuis 1960 (d'après Cordelier, 1985) ; il est frappant de constater à la fois une "course à la taille des machines" (poids décuplé en près de vingt ans) et l'apparition d'une sorte de barrière technologique sur laquelle elles viennent buter : l'augmentation du poids et/ou de la puissance ne suffit plus à améliorer les performances de la machine et doit être accompagnée d'une amélioration des outils de coupe et d'une optimisation de la tête.

Le cas particulier du rabot est relativement simple d'étude du point de vue de l'abattage car chaque outil de coupe travaille dans des conditions constantes (mouvement de translation

pure, parallèle au front de taille). Aussi, lorsque la force de traction disponible est connue, d'où la profondeur de coupe maximale (de 1 à 20 ou 25 cm), le problème du calcul d'une telle machine se limite-t-il essentiellement à l'optimisation du cycle rabotage - chargement sur le convoyeur et à la synchronisation des mouvements de chaque élément ; une bonne description d'un tel calcul a été fournie par Whittaker et Guppy (1970). Aussi ne sera-t-il pas étudié en détail dans la suite de ce texte, les lois décrites dans la troisième partie, relatives à l'interaction pic-roche, pouvant lui être facilement appliquées pour le calcul de l'effort de traction (Evans, 1962 ; ou Bocsanzy, 1964, par exemple).

L'expression "efforts sur la tête d'abattage" désignera toujours l'ensemble constitué par le couple de rotation et les trois composantes de la réaction de la roche sur les pics, qui sont respectivement :

- La poussée (effort de pénétration, parallèle à la direction d'avancement de la tête).
- La réaction normale (perpendiculaire à la précédente, résultant de la rotation des pics).
- La réaction axiale (lorsqu'elle existe, elle est parallèle à l'axe de la rotation de la tête).

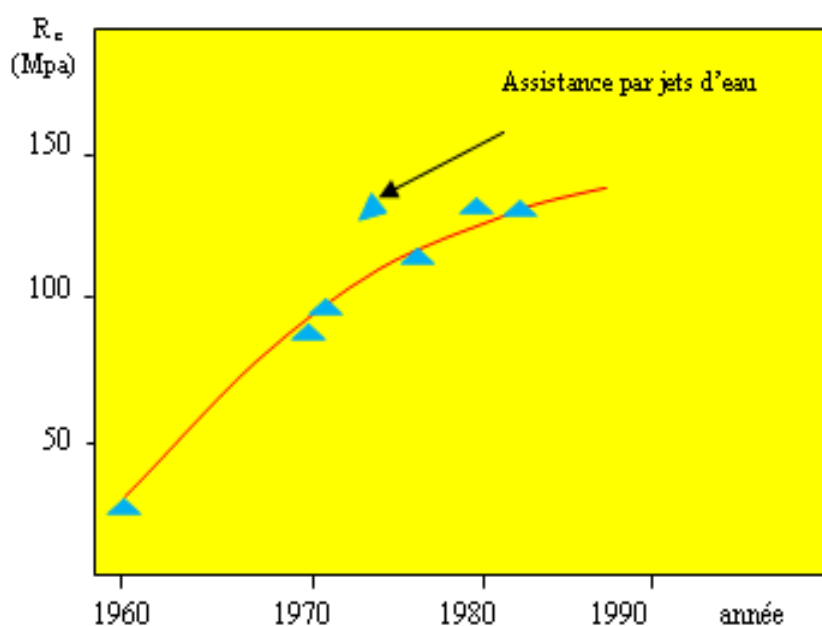


Fig.2.10 : Evolution du domaine d'utilisation des machines à attaque ponctuelle (d'après Cordelier, 1985) Nota : R_c désigne la résistance en compression simple de la roche abattue

Chapitre III

Les Modèles Existants

Introduction

En même temps que se clarifiaient les façons d'aborder la mécanique de la rupture des roches, apparaissaient des modélisations de l'interaction entre un outil de coupe et la masse rocheuse ; ces modélisations sont relativement récentes (modèle d'Evans en 1962) et ont toutes emprunté plus ou moins aux théories de la coupe ou de l'usinage des métaux, publiées une vingtaine d'années auparavant. La plus célèbre d'entre elles est sans doute celle de Merchant (1945), toujours enseignée dans les établissements d'enseignement supérieur. C'est pourquoi nous commencerons ici par en décrire l'essentiel ; nous passerons ensuite en revue les modèles les plus significatifs à notre avis, en insistant sur ceux spécifiques du pic et en commençant par le premier modèle publié sur ce sujet, celui d'Evans (1962) ; une approche originale et prometteuse consiste à simuler numériquement la pénétration de l'outil dans la roche, et sera également brièvement abordée ; il est impossible de ne pas évoquer les recherches effectuées sur les autres outils de coupe, riches d'apport potentiel pour le pic et elles font l'objet d'un paragraphe séparé.

Cette analyse bibliographique est conduite de manière critique, de façon à pouvoir dégager quelque éléments-clé qui, complétant ceux relatifs aux mécanismes de rupture décrits dans la partie précédente, permettront de jeter les bases d'une modélisation aussi rigoureuse et potentiellement puissante que possible.

3.1. La Théorie de Merchant (1945)

3.1.1. Présentation

La théorie de Merchant, physicien américain, fut largement liée à l'effort de guerre des USA en 1940/1945 (amélioration de l'usinage des métaux) et fut publiée dans sa forme "achevée" en 1945.

L'auteur fait l'hypothèse fondamentale que, sous l'action d'un outil de coupe en carbure de tungstène, le métal à usiner est cisailé selon une surface plane inclinée d'un angle α par rapport à l'horizontale Fig.3.1. et continûment dégagé le long de l'outil en un mouvement

ascendant, ce qu'il démontre à partir de micro-photographies prises lors de la formation de copeaux ; l'action de l'outil est réduite à celle d'une arête de coupe à sa base.

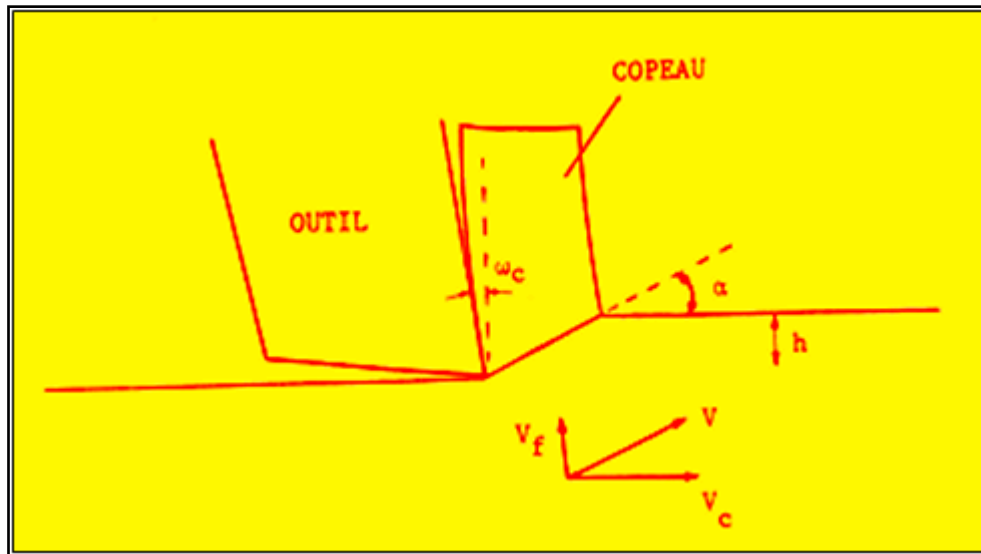


Fig.3.1.Géométrie de la coupe d'après Merchant (1945)

La cinématique du mouvement du copeau se décompose alors en une composante de la vitesse égale à la vitesse de coupe (vitesse relative du copeau par rapport au métal en train d'être coupé), V_c , et une composante parallèle à la face de coupe de l'outil, que Merchant appelle vitesse de frottement, V_f (vitesse relative du copeau par rapport à l'outil) ; cette décomposition est illustrée sur la Fig. 3.1. La vitesse de dégagement du copeau est donnée par :

$$V = V_c \frac{\cos \omega_c}{\cos(\alpha - \omega_c)} \quad (3.1)$$

La vitesse V est appelée vitesse de cisaillement par Merchant.

3.1.2. Calculs géométriques

Dans une deuxième étape, Merchant (1945) établit que l'équilibre du copeau est celui d'une action et d'une réaction, égale en intensité et opposées en direction, la première étant exercée par l'outil sur le métal ; il propose un diagramme de décomposition triple illustré sur la Fig.3.2

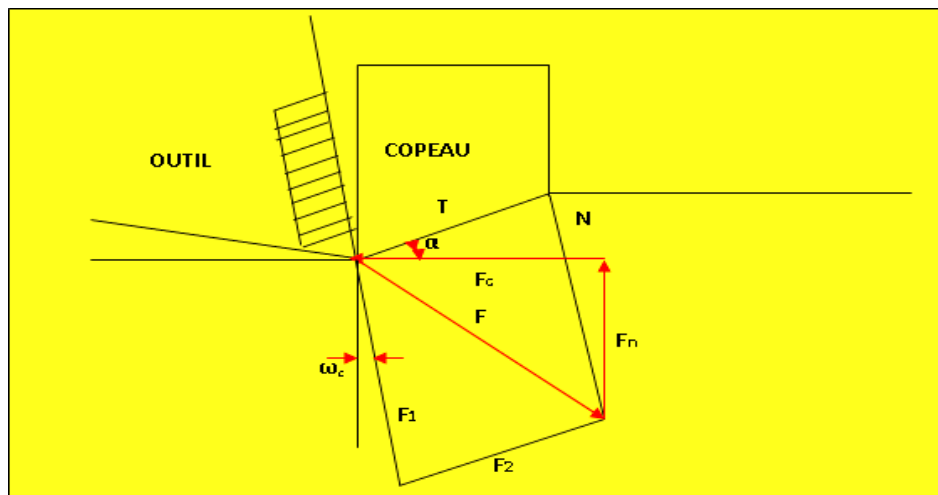


Fig.3.2. Décomposition des efforts (d'après Merchant, 1945)

L'action F peut se décomposer en (F_1, F_2) respectivement parallèle et perpendiculaire à la face de coupe de l'outil, ou en (T, N) agissant comme un cisaillement (T) et une force normale (N) à la surface de rupture ; la réaction $-F$ se décompose en F_c , force de coupe, et F_n , force de refoulement.

F_1 et F_2 sont liées par le coefficient de frottement outil-copeau, désigné par μ_f ;

$$F_1 = F_2 \mu_f \quad (3.2)$$

Des considérations géométriques fournissent alors les équations suivantes

$$F_C = \frac{N \cos(\phi_f - \omega_c)}{\sin(\alpha + \phi_f - \omega_c)} \quad (3.3)$$

N : la force normale,

α : L'angle de frottement interne,

ϕ_f : L'angle de coupe de l'outil,

ω_c : L'angle de frottement entre l'outil de coupe et de la roche

3.1.3. Extension à l'interaction pic-roche

Curieusement, Merchant ne va pas plus loin dans son célèbre article (en fait, il ne cherche même pas à exprimer T , F_c et F_n comme il vient d'être fait). Introduisant la surface cisailée, donnée par :

$$S = \frac{hb}{\sin \alpha} \quad (3.4)$$

Où :

b : largeur de coupe de l'outil, nous pouvons déterminer la valeur des contraintes T et a sur cette surface, par une simple division des forces par la surface.

Plaçons-nous maintenant dans le cas des roches et, en régime de cisaillement, écrivons un critère de rupture sous la forme

$$\tau = C_0 + \mu\sigma = C_0 + \sigma \tan \phi \quad (3.5)$$

Où :

C_0 : la cohésion de la roche et $\mu = \tan \phi$ son coefficient de frottement interne.

Il est facile de vérifier qu'il s'agit bien d'un minimum pour F_c . après quelques manipulations trigonométriques simples,

$$F_c = \frac{2C_0 \, hb \, \cos \phi \, \cos(\phi_f - \omega_c)}{1 - \sin(\phi + \phi_f - \omega_c)} \quad (3.6)$$

C_0 : La résistance au cisaillement de la roche,

h : La profondeur. de coupe,

b : la largeur de coupe de l'outil,

ϕ : L'angle de frottement interne,

ϕ_f : L'angle de coupe de l'outil,

ω_c : L'angle de frottement entre l'outil de coupe et de la roche,

3.1.4 : Commentaires

Il est possible de déterminer à la fois les efforts à la rupture et la géométrie du copeau grâce à une simple extension de la théorie de Merchant à l'interaction pic-roche, fondée sur un critère de rupture (ici le critère de Coulomb) ; cette théorie représente toutefois une forte simplification du problème réel, puisqu'elle suppose.

- une rupture par cisaillement pur en tout point de la surface de rupture
- un problème bi-dimensionnel (une seule surface de rupture, plane)
- un chargement concentré sur une arête de coupe (permettant de s'interroger sur la valeur de l'équation (3.2))
- que l'action de l'outil compense exactement la réaction de la roche ou, ce qui revient au même, une rigidité parfaite du premier (pas de moment de déformation)

Nota : il peut être intéressant de noter que de nombreux auteurs (Evans, 1962 ; Nishimatsu, 1972 ; Gottlieb et Moore, 1981, par exemple) citent la théorie de Merchant en attribuant à ce dernier un calcul avec $\phi = 0$ (pas de frottement dans le métal), ce qui permet une simplification considérable des équations ci-dessus.

Elle doit donc être revue complètement dans le cas de l'interaction pic-roche, pour laquelle le problème est fondamentalement tri-dimensionnel (rupture le long des parements de saignée, interaction avec saignées voisines, etc..) et pour laquelle le chargement se répartit le long de la face de coupe de l'outil ; elle constitue cependant un point de départ très intéressant pour notre étude et a le mérite d'intégrer un phénomène souvent négligé, le frottement outil-roche.

3.2. Le Modèle d'Evans (1962)

3.2.1. Formulation initiale

Bien que partant de la théorie de Merchant, Evans, chercheur aux charbonnages britanniques, s'en écarte rapidement à partir de la constatation que, dans la rupture du charbon par rabotage, la plasticité est peu présente au voisinage des surfaces de rupture ; il propose alors une modélisation fondée sur la pénétration d'un coin dans la roche générant une surface

de rupture circulaire, simulant une fissure ; la roche rompt alors en traction et pivote autour d'un point fixe à la surface (Fig.3.3)

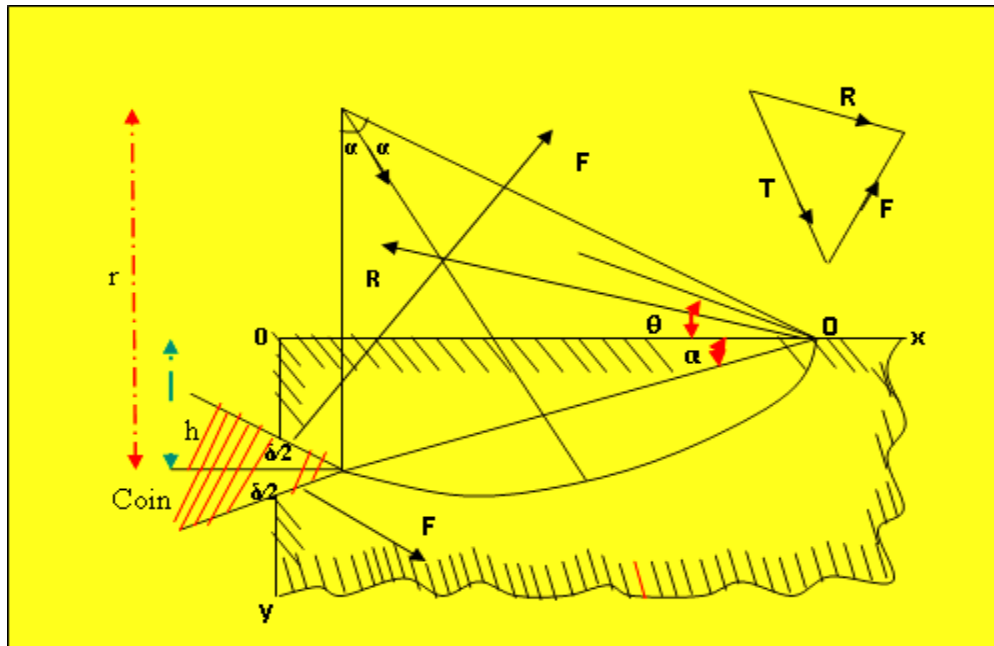


Fig.3.3. Géométrie de la rupture d'après Evans (1962)

Le copeau est en équilibre sous l'action de trois forces : la force exercée par la face de coupe de l'outil sur la roche, F , la résultante des forces en traction le long de l'arc de rupture, T , et une réaction R passant par le point de pivot (hypothèse d'Evans).

Evans (1962) fait en outre l'hypothèse que la profondeur de coupe est faible devant la largeur de l'outil, de sorte que le problème se ramène à un problème plan, en déformations planes; les forces sont alors comptées par unité de largeur de l'outil (d'où une dimension implicite, non écrite dans les équations qui suivent).

$$F_c = \frac{2R_t h \sin(\phi_f + \frac{\delta}{2})}{1 - \sin(\phi_f + \frac{\delta}{2})} \quad (3.7)$$

R_t : La résistance à la traction du charbon,

h : La profondeur de coupe,

δ : Demi d'angle de coin,

ϕ_f : L'angle du frottement,

$(\delta/2 \approx \delta)$

Il est intéressant de noter que Evans (1962) considère que, dans le cas du charbon au moins, ϕ_f doit être remplacé par un "angle équivalent", beaucoup plus faible (6° au lieu de 30° dans un exemple particulier), ce qui lui permet un bon ajustement de son modèle dans de nombreux cas; en fait, poussant plus loin la discussion, il propose que le modèle en traction et le modèle en cisaillement (Merchant) soient considérés comme des cas extrêmes, les charbons durs étant justiciables du premier, les charbons tendres (granulaires) relevant du second, les cas intermédiaires étant les plus fréquents.

Il trouve également, en tentant d'appliquer la théorie de Merchant, que, sur un exemple, la cohésion "effective" C'_0 intervenant dans le calcul est plus faible que celle qui est mesurée au laboratoire ; cela est en bon accord avec des résultats typiques du charbon, décrits par Hugues (1986) en déduit que, pour calculer les force nécessaires lors de l'abattage, la résistance à la compression doit être divisée par deux avant d'être intégrée dans des modélisations fondées sur les autres roches. Nous pensons que la faiblesse relative du charbon est plutôt due, en grande partie tout au moins, à l'effet d'échelle décrit plus haut ; si en effet le coefficient x de l'équation (3.8) est élevé (de l'ordre de 0.35), la résistance mesurée au laboratoire sur une petite éprouvette risque d'être significativement plus importante que la résistance in situ.

Une étude des discontinuités est donc essentielle pour déterminer ses caractéristiques à la rupture ; une variable supplémentaire joue un rôle essentiel dans cette étude : l'humidité ; un échantillon de charbon très humide peut montrer un module d'Young trois fois plus faible que lorsqu'il est sec.

$$R_C = K_0 \cdot a^{-X} \quad (3.8)$$

Où :

K_0 : est une valeur intrinsèque de la roche,

X : varie entre 0.17 et 0.32 pour différentes espèces de charbon,

Cela étant il bute sur deux difficultés importantes :

- la valeur de R_t trouvée au laboratoire tend à surestimer la force F d'un facteur 5 environ
- le problème devient vite tri-dimensionnel lorsque la hauteur de coupe h augmente.

3.2.2. Extension au cas du pic

La Fig.3.3 doit être corrigée pour tenir compte de la réalité de l'attaque par le pic qui ne se présente pas comme un coin d'axe horizontal et symétrique par rapport à la direction de coupe. Evans propose alors le schéma illustré par la Fig.3.4.

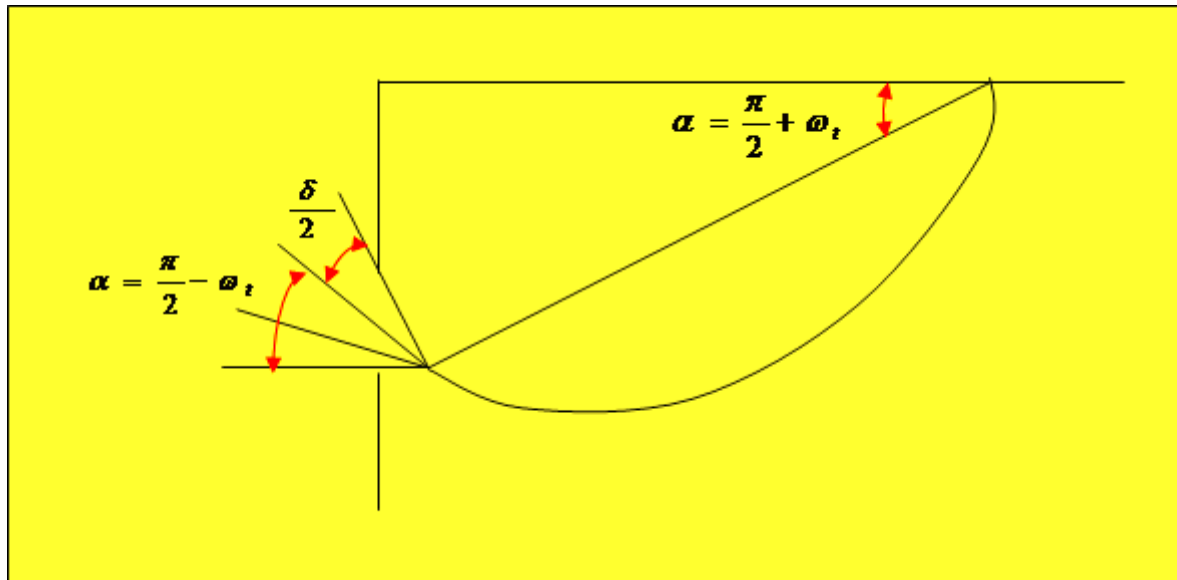


Fig.3.4. Géométrie de l'attaque par un pic

Il calcule les efforts par une méthode similaire à la précédente, quoique plus compliquée, en supposant que la roche est en contact avec le pic sur la face de coupe et celle de dépouille, ce qui est évidemment peu réaliste. Il est en outre obligé de formuler des hypothèses hasardeuses pour introduire le frottement outil- roche et obtient alors une forte surestimation des forces calculées par rapport aux valeurs expérimentales ; dans la discussion il attribue cela à la présence éventuelle d'une forte composante de cisaillement "assistant" la rupture en traction.

3.2.3. Extension au pic usé (Evans, 1965)

Devant les difficultés précédentes, et afin de tenir compte d'un phénomène essentiel, Evans (1965) revient au modèle initial de coin en simulant l'usure par un méplat vertical remplaçant la pointe du coin, de longueur $2w$; il suppose ensuite que la pénétration du coin usé requiert une force additionnelle proportionnelle à $(2w)^m$, où m est un paramètre à déterminer ; pour assurer l'homogénéité de l'équation donnant cette force additionnelle, notée ici ΔF_C , il suppose en outre qu'elle est proportionnelle à R_c et que

$$\Delta F_C = R_C (2W)^m h^{1-m} \left(\frac{2W}{h}\right)^m \quad (3.9)$$

(Les forces sont ici, rappelons-le, rapportées à l'unité de largeur de l'outil de coupe).

$$\frac{Fh \cos(\alpha + \frac{\delta}{2})}{\sin \alpha} = \frac{Th}{\sin \alpha} + AR_c \left(\frac{W}{h}\right)^m h^2 \quad (3.10)$$

Où :

$A = 2^{m-1}$ et où la moitié de ΔF_C est considérée en raison de la symétrie du problème (le coefficient a est négligé comme précédemment); cette équation permet alors de déduire

$$F_c = 2R_t h \frac{\sin \frac{\delta}{2}}{2 \sin \alpha \cos(\alpha + \frac{\delta}{2})} + A \left(\frac{W}{h}\right)^m \frac{R_c}{R_t} \left(1 + \frac{\sin \alpha + \sin \frac{\delta}{2}}{\cos(\alpha + \frac{\delta}{2})}\right) \quad (3.11)$$

Par analogie avec son premier modèle, Evans propose de remplacer $\delta/2$ par $\phi_f + \delta/2$ pour tenir compte du frottement outil-roche. Il obtient alors des résultats en bon accord qualitatif avec l'expérience, pour $m = 2/3$, $\phi_f = 10^\circ$ et $R_c = 6,25 R_t$, et trouve que F_c est multipliée par 5 lorsque w/h passe de 0 à 0,27 et lorsque δ vaut 30° ; ces résultats tendent toutefois à fortement sous-estimer la force normale F_n qui reste toujours inférieure à F_c d'après lui alors qu'en réalité elle dépasse rapidement cette valeur (voir plus loin).

3.2.4. Extension aux saignées interactives (Evans, 1972)

Pour étudier le mode de creusement en interaction, Evans (1972) propose un nouveau modèle pour lequel il observe que deux pics creusant simultanément et côte à côte interagissent dès que leurs parements de saignées se rencontrent, c'est-à-dire pour

$$e = d - b = 2 h \tan \theta \quad (3.12)$$

d : la distance entre axes de pics (e l'écartement entre parois de saignées)

θ : l'angle de parement ; considérant cette fois que le copeau de roche pivote latéralement et non plus en avant du pic, il fait l'hypothèse d'un moment induit au centre de chaque saignée et d'une force en traction sur chaque parement, puis écrit l'équation des moments d'où il déduit une équation du second degré en $\tan \theta$, avec une seule racine positive donnée par :

$$\operatorname{tg} \theta = \frac{1}{4} \left(\frac{b}{h} + \left(\left(\frac{b}{h} \right)^2 + 20 \right)^{\frac{1}{2}} \right) \quad (3.13)$$

Substituant dans (3.12), il obtient

$$d = \frac{b}{2} \left(1 + \left(1 + \left(1 + \frac{20h^2}{b} \right)^{\frac{1}{2}} \right) \right) \quad (3.14)$$

Cette formulation assez empirique repose sur de nombreuses hypothèses difficilement justifiables et, à ce stade, nous pouvons seulement dire que l'accord avec l'expérience est qualitatif, les valeurs produites par Evans étant d'une dispersion qui interdit toute autre conclusion Fig.3.5. Par ailleurs, il semble illusoire de calculer l'interaction en faisant travailler les deux pics simultanément, ce qui ne se produit pas dans la pratique (la saignée interactive voisine est vide et pré-existante) ; un calcul d'interaction doit considérer la surface de rupture liant les fonds des saignées et non les parements de saignées, ce que d'ailleurs Evans fera plus tard (Evans, 1984b).

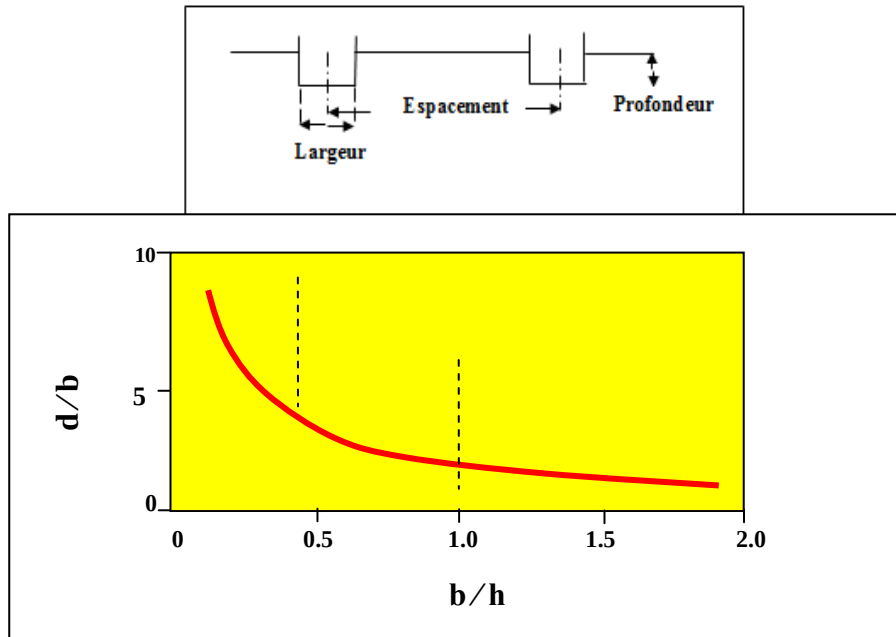


Fig.3.5. Résultats d'interaction; valeur du ratio d/b en fonction de b/h (d'après Evans, 1972)

Evans (1972) tire la conclusion pratique qu'un bon ordre de grandeur pour le ratio d/h se situe autour de 3.

3.2.5. Extension au pic conique (Evans, 1984a ; 1984b)

Un trait caractéristique des approches précédentes est la façon bi-dimensionnelle de traiter le problème, particulièrement dangereuse lorsque la profondeur de coupe augmente (effet de parement) ou lorsque la forme de l'outil est complexe (pic en toit, pic conique). Pour tenter de résoudre cette difficulté dans le cas du pic conique, Evans (1984a) propose de raisonner en deux étapes : la première consiste à étudier l'équilibre latéral du copeau (introduisant un parement de saignée continûment incliné de θ), sous l'action d'une traction le long de ce parement, d'une contrainte compressive exercée selon des cercles concentriques autour de l'axe du pic (encore supposé horizontal) d'une faible traction le long de son plan médian, et d'une réaction exercée aux "points de pivot", de part et d'autre de l'outil. la Fig.3.6 illustre la géométrie retenue.

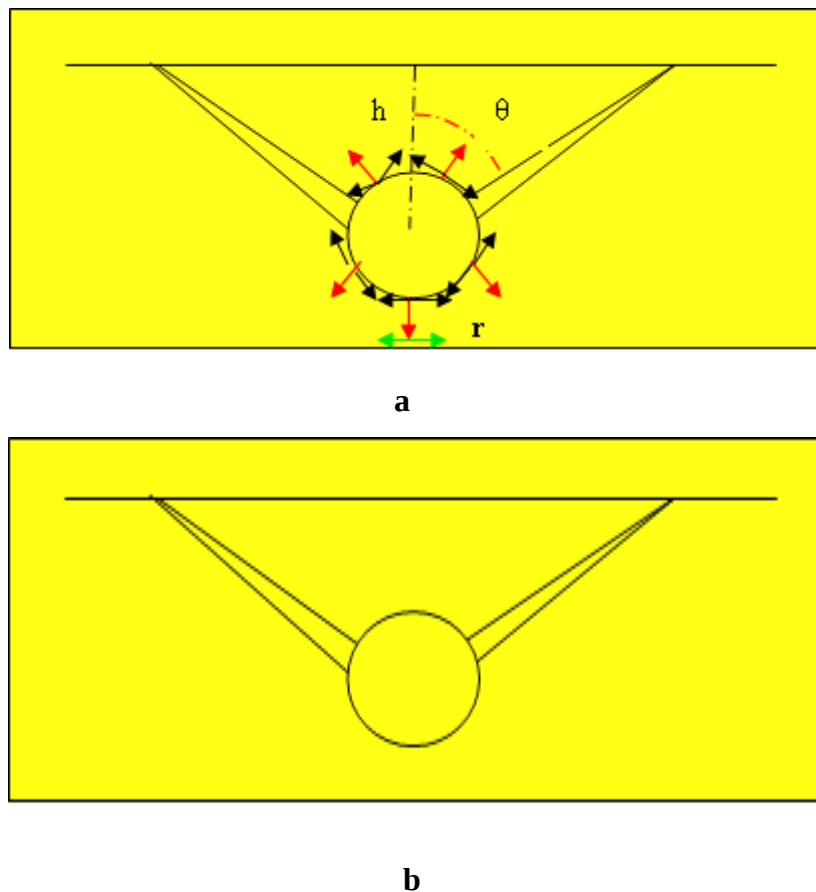


Fig.3.6. Vue du copeau de roche, transversalement à l'axe de la saignée et du pic (d'après Evans, 1984b).

Calculant l'équilibre des moments, l'auteur arrive (supposant la résultante de la contrainte en compression appliquée à une inclinaison $\theta/2$) à l'équation suivante, donnant la valeur de la contrainte de rupture autour du cercle de rayon r

$$\sigma = \frac{R_t}{4} \frac{h}{r} \frac{1}{\cos \theta \sin^2 \frac{\theta}{2}} \quad (3.15)$$

Il trouve aisément que cette contrainte est maximale pour $\theta = 60^\circ$, d'où

$$\sigma = 2R_t \frac{h}{r} \quad (3.16)$$

Dans un deuxième temps, il étudie l'équilibre du copeau dans le plan médiateur de la saignée, par un raisonnement assez similaire à celui de son premier modèle (rotation en avant du pic), en découpant le cône en tranches verticales d'épaisseur infinitésimales et en appliquant l'équation (3.16) à chaque cône. Pour des raisons obscures, il remplace la profondeur h par le terme $h/\cos(\delta/2)$

Il obtient alors, en intégrant sur la partie du cône en contact avec la roche, la relation

$$F_c = \frac{4\pi R_t}{\cos \frac{\delta}{2}} h^2 a \quad (3.17)$$

(mêmes notations qu'en 3.2.1) ; écrivant que F_c est aussi égale au produit de R_c par la surface de la base du cône, il en déduit la relation

$$F_c = \frac{16\pi}{\cos \frac{\delta}{2}} \frac{R_t}{R_c} R_t h^2 \quad (3.18)$$

L'accord expérimental est mauvais à faible profondeur et s'améliore lorsque la profondeur augmente.

Cette approche ne nous paraît pas très convaincante pour de multiples raisons ; le frottement outil-roche a disparu ; le pic est supposé horizontal alors qu'il est presque toujours incliné à 45° ; l'introduction du terme en $\cos(\delta/2)$ dans la force de coupe est douteuse ; le copeau est censé pivoter autour de trois points non alignés (!).

3.2.6. Commentaires

Le modèle d'Evans a été très critiqué (Nishimatsu, 1972 ; Nguyen Minh, 1974 ; Lebrun, 1978, etc..) et nous nous rallions à ces critiques pour diverses raisons majeures dont

- le caractère essentiellement bi-dimensionnel du problème résolu, valable seulement lorsque la profondeur de coupe est faible devant la largeur de l'outil (malgré une tentative peu convaincante pour le pic conique),
- le fait d'utiliser sans précaution un paramètre géotechnique R_t qui n'est pas intrinsèquement lié à la roche, tant s'en faut et dont l'auteur reconnaît lui-même les inconvénients,
- l'hypothèse de traction pure, sans cisaillement, ce que, d'ailleurs, l'auteur lui-même démontre comme étant sans doute faux (Evans, 1962), en pivot autour d'un (voire plusieurs) point(s) fixe(s),
- la forme très idéalisée de l'outil, assimilé à un coin d'axe horizontal, frottant de part et d'autre, ce qui est contraire à la réalité,
- la mauvaise adéquation aux résultats expérimentaux, qui impose l'ajout de termes empiriques assurant une bonne corrélation (Evans, 1962 ; 1965) ;

Il est donc exclu de retenir ce modèle pour analyser l'interaction outil-roche.

Toutefois il présente un grand nombre d'avantages, parmi lesquels le souci constant d'Evans de "coller" à la réalité, à partir d'une mise en équation simple et pratique, l'introduction d'une rupture en traction effectivement présente, et l'étude de phénomènes variés tels que l'usure de l'outil ou l'interaction entre saignées. Le pragmatisme de l'auteur le pousse même à changer radicalement d'avis, rejetant d'abord les pics coniques (Evans, 1962 ; 1974), puis démontrant qu'ils sont au moins aussi efficaces que les autres (Evans, 1984a ; 1984b) ! Cette première "théorie" en matière d'abattage mécanique est donc exemplaire à maints égards. Enfin il est intéressant de noter qu'Evans (1974) privilégie le cisaillement pour la rupture par des molettes alors que, selon nous, et conformément à de nombreux auteurs (Sanio, 1985, par exemple) la molette, en roche dure, favorise plutôt la rupture en traction au contraire du pic ; le débat est donc ouvert et les modélisations fondées sur l'un ou l'autre mécanisme, voire les combinant, doivent donner des résultats assez proches.

3.3. Le Modèle de Nishimatsu (1972)

L'approche de Nishimatsu, de l'université de Tokyo, est un rapprochement vers la théorie de Merchant, par rapport au modèle d'Evans.

A la suite d'observations du cycle d'abattage par le pic, il propose le mécanisme suivant, illustré sur la Fig.3.7.

- broyage primaire : le matériau est broyé, puis recompacté
- broyage secondaire : fines particules de roche éjectées pendant la coupe
- "surcoupe" (overcutting) : le pic pénètre sous le copeau principal
- rupture du copeau principal et chute rapide des efforts à zéro.

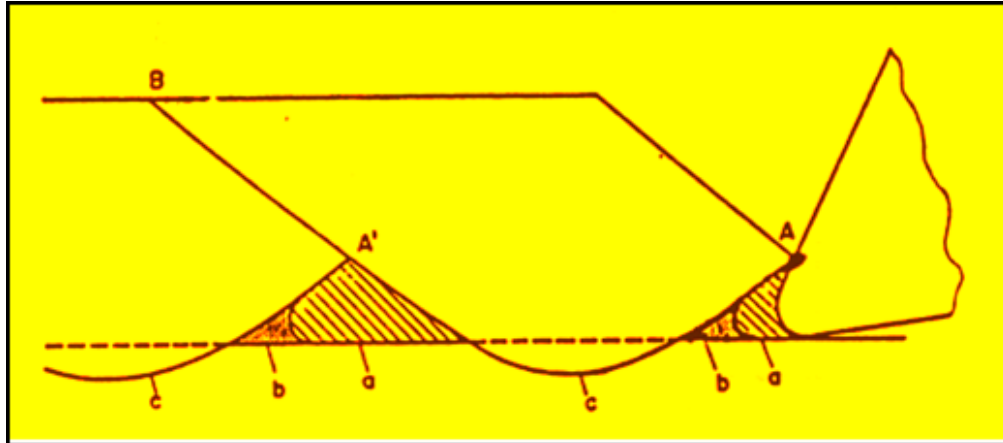


Fig.3.7. Le cycle du pic (d'après Nishimatsu, 1972)

Considérant que la rupture du copeau principal est essentiellement fragile (pas ou peu de plasticité), Nishimatsu propose de s'écarter de la coupe des métaux et d'introduire une distribution de contraintes non uniforme. En outre, il suppose que la profondeur de coupe est faible devant la largeur de l'outil, de sorte que le problème est ramené à une analyse bi-dimensionnelle, comme pour le modèle d'Evans. Les forces sont donc exprimées par unité de largeur de l'outil.

La géométrie de la rupture est proche de celle de marchant voir Fig.3.8.avec une ligne de rupture rectiligne, tandis que l'hypothèse fondamentale de Nishimatsu consiste à établir la loi de distribution suivante pour les contraintes le long de la surface de rupture.

$$p = p_0 \left(\frac{h}{\sin \alpha} - y \right)^n \quad (3.19)$$

Où:

p_0 : est une constante,

n : est un paramètre caractérisant la concentration des contraintes près de l'outil de coupe,

y : la distance à l'arête de coupe.

Il convient de noter que l'hypothèse d'une telle distribution avait déjà été émise par Evans (1962) pour expliquer (en traction) pourquoi la « résistance effective » était nettement plus faible que la valeur R_t mesurée au laboratoire.

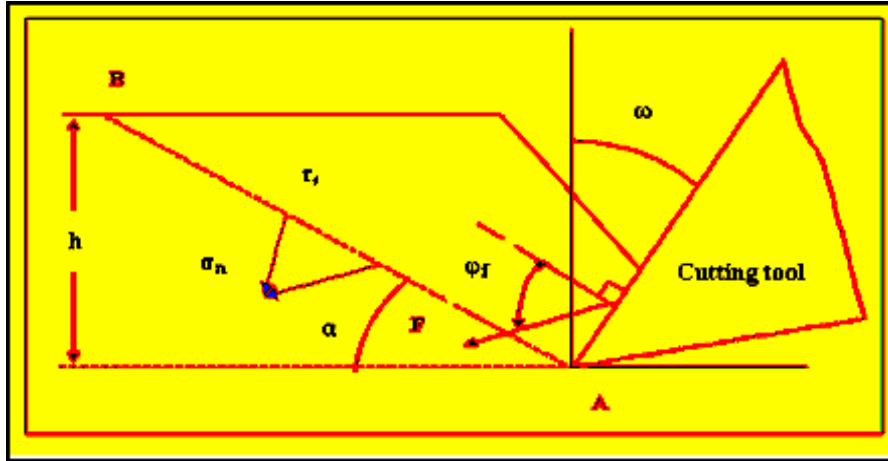


Fig.3.8. Géométrie de la rupture (d'après Nishimatsu, 1972)

Avec l'hypothèse supplémentaire que la direction de p est fixe le long de la ligne de rupture, Nishimatsu calcule l'équilibre des forces par intégration de p

$$F + \frac{P_0}{n+1} \left(\frac{h}{\sin \alpha} \right)^{n+1} = 0 \quad (3.20)$$

Résolvant dans un repère lié à la ligne de rupture (δ_0, τ_0), et utilisant (3.19), il trouve que (3.20) est équivalente au système

$$\begin{aligned} \delta_0 &= -(n+1) \frac{\sin \alpha}{h} F \sin(\alpha + \phi_f - \omega_c) \\ \tau_0 &= -(n+1) \frac{\sin \alpha}{h} F \cos(\alpha + \phi_f - \omega_c) \end{aligned} \quad (3.21)$$

Où :

ω_c : l'angle de coupe

ϕ_f : angle de frottement outil-roche, est l'angle entre la normale à la face de coupe et F Fig.3.8 Dans l'équation (3.19),

δ_0 et τ_0 : sont les composantes normale et tangentielle de p_0 .

Il reste à écrire un critère de rupture pour la roche ; Nishimatsu choisit le critère de Coulomb et en déduit la relation permettant de calculer F (calculs similaires à ceux développés dans le cadre de la théorie de Merchant)

$$F = \frac{2}{n+1} C_0 h \frac{\cos \alpha}{1 - \sin(\alpha + \phi_f - \omega_c)} \quad (3.22)$$

Où :

n : Le facteur de distribution d'effort,

C_0 : La résistance au cisaillement de la roche,

h : La profondeur de coupe,

α : L'angle de frottement interne,

ϕ_f : L'angle de coupe de l'outil,

ω_c : L'angle de frottement entre l'outil de coupe et de la roche

La comparaison avec l'expérience est alors bonne puisque Nishimatsu ajuste n et ϕ_f au mieux ; il obtient des valeurs de ϕ_f de l'ordre de 23° à 25° pour une tuff et un mortier dur respectivement ; n est ajusté avec l'angle de coupe ω_c et il obtient une relation, apparemment indépendant de la roche (la dispersion des résultats est forte)

$$n = 11.3 - 0.18\omega_c \quad (3.23)$$

(ω_c en degrés).

Cette relation ne doit pas être en contradiction avec l'expérience qui prédit que f_c diminue lorsque ω_c augment (Belugou et al, 1964 ; Roxborough et phillips, 1974, par exemple).

Le modèle de Nishimatsu apparaît donc comme une variante intéressante de la théorie de Merchant, lorsque le critère de Coulomb peut être utilisé, mais elle bute sur le caractère bi-dimensionnel du problème traité : elle ne peut plus être utilisée dès que la profondeur de coupe est de l'ordre de grandeur de la largeur de l'outil ou plus, ni lorsque l'outil n'a pas une forme plane et limitée par une arête nette ; par ailleurs Nishimatsu (1972) n'a pas étudié les modes de creusement autres que le creusement simple, ni le problème de l'usure, ni enfin celui du calcul des efforts moyens. Pour s'affranchir de la limitation bi-dimensionnelle, Nishimatsu (1976) fait appel à des calculs d'analyse dimensionnelle ; moyennant des hypothèses non justifiées (le problème n'est donc pas résolu), il extrapole la relation (3.22) au cas général en multipliant simplement les membres de droite par la largeur de l'outil ; rien ne démontre

malheureusement la validité de ces résultats (voir plus loin). En outre, à partir d'essais sur des matériaux reconstitués, Nguyen Minh (1974) obtient des résultats aberrants en tentant d'appliquer l'approche de Nishimatsu et en ajustant le coefficient n avec ses résultats expérimentaux, ce qui démontre que la relation (3.23) n'est malheureusement pas indépendante du contact outil-roche (voire de la roche) et aussi que l'existence même de ce coefficient est discutable (il ne sert qu'à ajuster les valeurs expérimentales des efforts et sa justification physique devrait être étayée) ; par ailleurs la forte dispersion des résultats expérimentaux de Nishimatsu, déjà soulignée plus haut, jette un doute à ce stade quant à la validité de cette relation et il est étonnant que cet auteur n'ait pas publié de résultats complémentaires, depuis 1972, afin de la préciser.

3.4. Le modèle de Lebrun (1978)

L'approche de Lebrun, mise au point au centre Mines Infrastructures, est la première, à notre connaissance, qui ait proposé une solution tri-dimensionnelle au problème de l'abattage par le pic, étendue aux trois modes de creusement.

3.4.1. Creusement d'une saignée isolée

Lebrun formule quatre hypothèses fondamentales schématisées comme suit :

- 1) le copeau de roche a approximativement la forme prismatique illustrée par la Fig.3.9 ; ce prisme est défini par les angles α et θ , et par les dimensions h et b ; l'hypothèse implicitement formulée ici est que la face de coupe du pic est plane, avec une arête rectiligne à sa base
- 2) la rupture se produit lorsque, en tout point de la surface de rupture (une facette rectangulaire et deux triangulaires), le vecteur contrainte satisfait le critère de Coulomb (avec, éventuellement, une résistance en traction)
- 3) le copeau glisse dans la direction illustrée sur la Fig.3.9 et sa vitesse de glissement est compatible avec le vecteur cisaillement en tout point de la surface de rupture, ce qui signifie que la direction de ce dernier est fixe
- 4) la contrainte résultante sur chaque facette est contenue dans le plan défini par la direction de la force appliquée par le pic (faisant l'angle ω avec l'horizontale) et par l'axe de l'arête du pic (normal au plan médiateur de la

saignée); cette hypothèse est évidemment vérifiée dans le cas des modèles les plans précédents puisque les trois facettes sont ramenées à une ligne de rupture.

Le calcul est conduit sur chaque facette en écrivant le vecteur contrainte sous la forme

$$\underline{X} = \tau \underline{v} + \sigma \underline{n}$$

(Le trait sous le symbole indique une notation vectorielle), Où $\underline{v}$ est le vecteur unitaire parallèle à la direction de glissement du copeau et ou $\underline{n}$ est la normale à la facette.

La quatrième hypothèse fournit la relation $\underline{x} \cdot \underline{b} = 0$

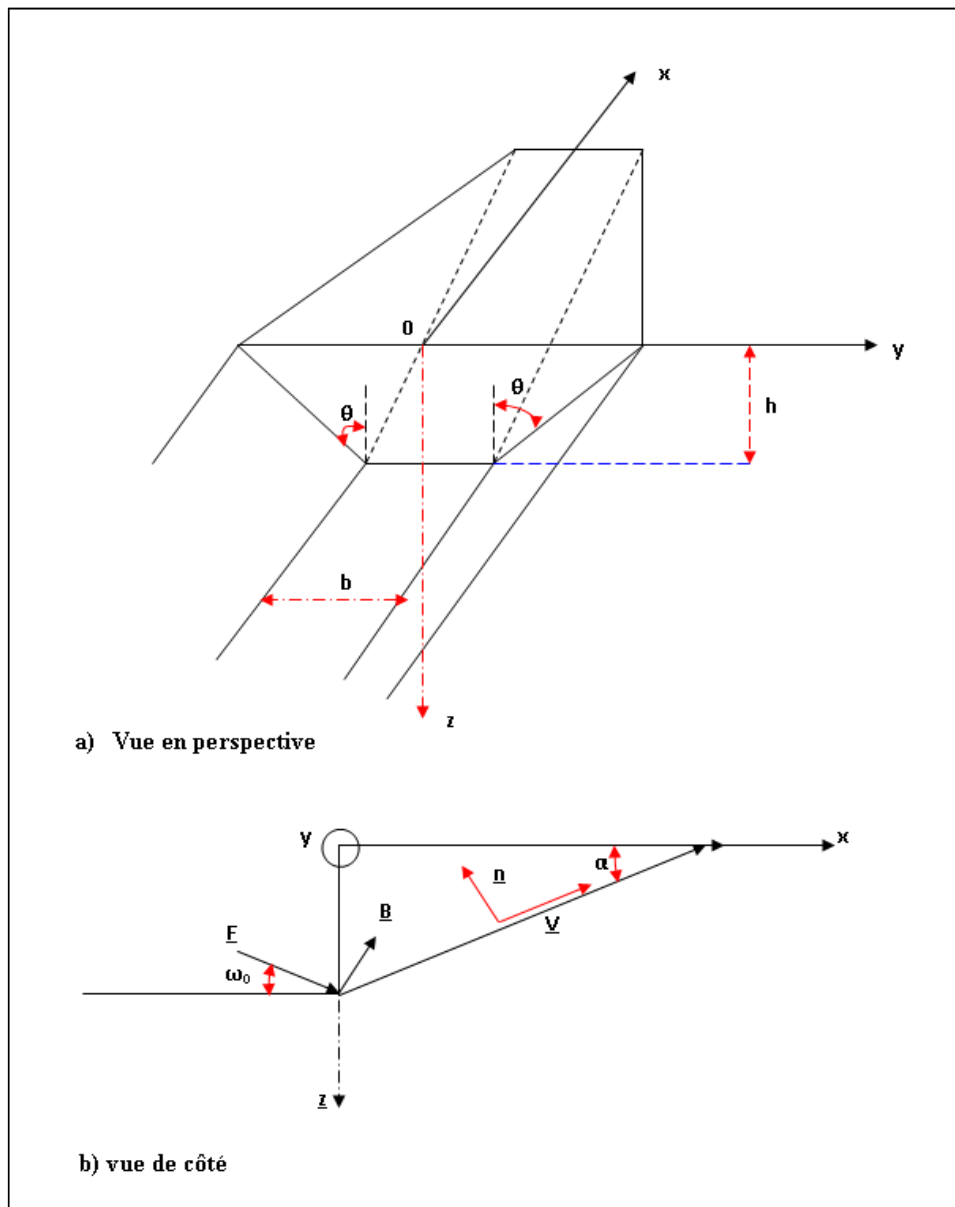


Fig.3.9. Forme approximative du copeau de roche (d'après Lebrun, 1978)

Où : $\underline{B}$ est le vecteur normal à la force $\underline{E}$, dans le plan médiateur de la saignée ; il est alors possible de calculer les composantes de la contrainte moyenne sur chaque facette, puisque celle-ci vérifie le critère de Coulomb (hypothèses 2) et 3), ce qui fournit une deuxième relation linéaire entre ses deux composantes.

- Lebrun obtient la forme générale

$$F = \frac{C_0 hb}{\sin \alpha \cos(\alpha + \omega)} \left[\frac{1}{1 - \tan \alpha \tan(\alpha + \omega)} + \frac{h}{b} \frac{\tan \theta}{\frac{\tan \theta}{\cos \alpha} \left(1 + \frac{\tan^2 \theta}{\cos^2 \alpha}\right)^{-1/2} - \tan \theta \tan(\alpha + \omega)} \right] \quad (3.24)$$

Que nous écrivons sous la forme

$$F = C_0 hb \left(U(\alpha, \omega, \phi) + \frac{h}{b} V(\alpha, \theta, \omega, \phi) \right) \quad (3.25)$$

Lebrun détermine alors α et θ , minimisant F , par une méthode numérique.

A ce stade il convient donc de noter que

- Aucun frottement outil-roche n'est pris en compte
- L'hypothèse est implicitement faite que le chargement est concentré sur l'arête de coupe
- L'approximation bi- dimensionnelle n'étant plus faite, α ne peut plus être déterminé simplement
- L'angle de coupe ne joue aucun rôle.

Bien que les deux premiers et le quatrième point ci-dessus soient manifestement incorrects, l'auteur obtient un bon accord avec des expériences sur banc linéaire pour du minerai de fer de serrouville.

3.4.2. Saignées interactives

Pour expliquer le phénomène d'interaction, Lebrun suggère de remplacer la facette en forme triangulaire latérale par une facette en forme de quadrilatère(triangle tronqué) des que l'écartement entre saignées est tel que les facettes opposées se rejoignent avant la surface libre;il obtient ainsi une valeur d'effort inférieure à celle de la saignée isolée, ainsi qu'un effort latéral puisque la symétrie du problème est rompue (par rapport au plan vertical

médiateur de la saignée), en bon accord qualitatif avec les résultats expérimentaux ; l'accord n'est malheureusement pas quantitatif, la réduction calculée des efforts étant très inférieure à la réduction réelle, ce qui se traduit par une surestimation de l'énergie spécifique. Une explication à cela sera proposée plus loin.

3.4.3. Approfondissement de saignées

Le model de Lebrun se prête remarquablement bien à l'étude des approfondissements successifs ; il s'agit en effet d'un problème fondamentalement tri-dimensionnel puisqu'il faut déterminer l'évolution des surfaces de rupture (surtout latérales) à chaque pas d'approfondissement. Lebrun peut ainsi calculer l'évolution du profil de la saignée et l'augmentation d'effort qui en découle nécessairement. L'accord avec les résultats expérimentaux est spectaculaire en ce qui concerne la géométrie du creusement, mais nettement moins bon pour ce qui est des efforts qui sont fortement sur-estimés à partir du deuxième approfondissement Fig.3.10.

Là encore une explication sera proposée plus loin.

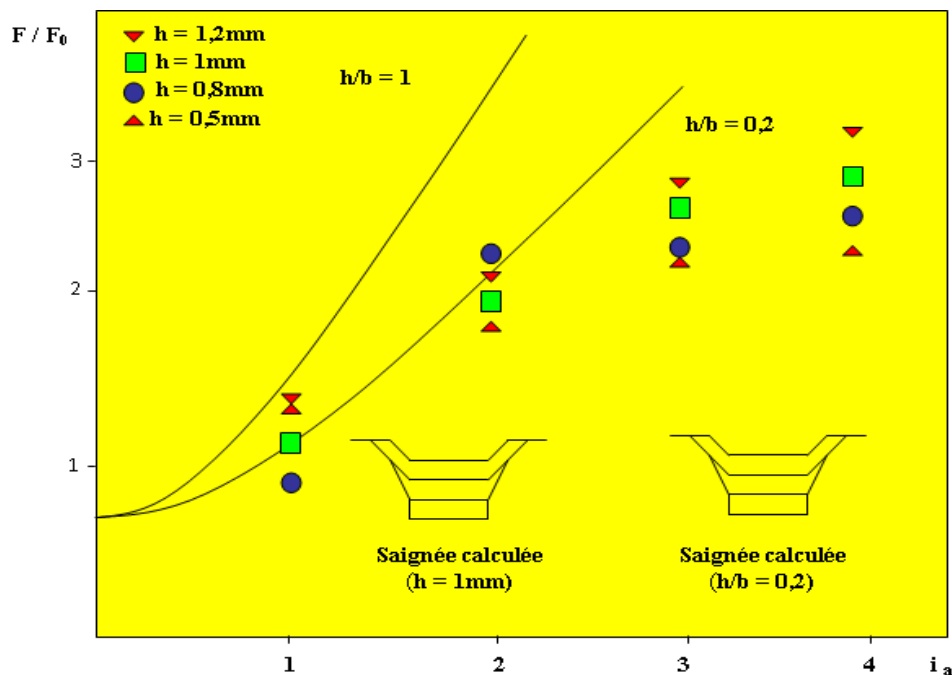


Fig.3.10. Approfondissements de saignées pour le minerais de fer de Serrouville (d'après Lebrun, 1978)

3.4.4. Commentaires

Malgré des simplifications parfois excessives, le modèle de Lebrun présente un progrès considérable par rapport aux modèles décrits plus haut car il étudie le problème de l'interaction pic-roche sous sa forme réelle, c'est -à-dire tri- dimensionnelle ; en outre il propose des éléments de solution pour les différents modes de creusement et pour l'usure. il constitue donc, par la remarquable simplicité de sa mise en équation, un excellent point de départ pour l'étude du travail du pic.

Il souffre néanmoins d'un certain nombre de défauts importants; l'interaction entre la face de coupe et la roche(frottement) est négligée ; la force normale est, en conséquence, incorrectement analysée ; le front d'attaque de la roche est supposé vertical sur toute la hauteur de la saignée, ce qui peut sembler irréaliste et tend à sur-estimer la surface des facette latérales (donc l'effort de rupture) ; le critère de rupture est un peu simpliste et s'applique probablement surtout à des valeurs quasi-nulles de l'angle de coupe(ou négatives) ; seules les valeurs maximales des efforts sont déterminées, à l'exclusion des valeurs moyennes(essentiels pour calculer le travail des efforts) ; etc...

Il convient donc de corriger ces points et de revoir un certain nombre d'hypothèses, notamment sur les comportements respectifs de l'outil et de la roche.

Chapitre IV

Analyse des paramètres de coupe

Introduction

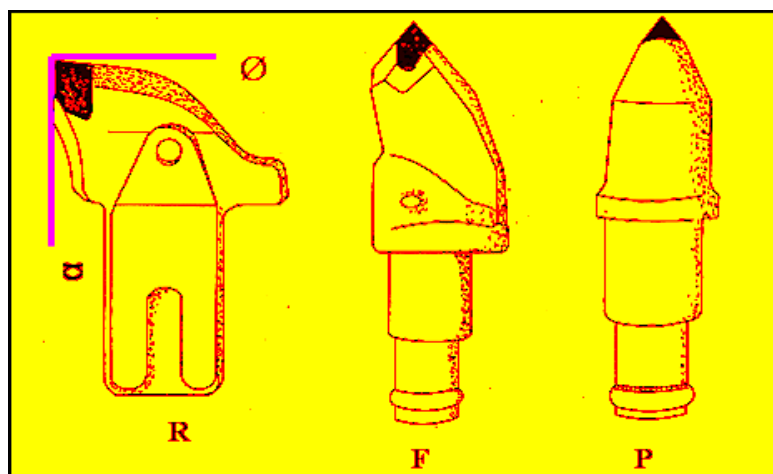
La performance de coupe des roches dépend de plusieurs paramètres. L'analyse de l'influence de ces paramètres sur celle-ci est présentée dans ce chapitre. Cette analyse est basée sur les résultats de différents travaux de recherches effectués depuis plusieurs années. Les principaux paramètres considérés sont la force de coupe, la profondeur de coupe, l'espacement des pics ainsi que les paramètres géométriques des pics.

4.1. Caractéristiques D'outils

Il y a trois types d'outils utilisés généralement, à savoir : radial, attaque en avant et conique Fig.4.1. Les pics radial ont leur manche normal à la direction de coupe par contre les manches des pics attaque en avant sont courbés vers l'arrière. Ces deux types d'outil utilisent des têtes en coin. Alternativement les outils coniques sont essentiellement des outils attaque en avant avec des têtes coniques.

Fig.4.1. Radial, attaque en avant et conique

- R: Radial,
- F: attaque en avant
- P: conique
- α : Angle de coupe
- φ : Angle arrière de dégagement



Pour l'efficacité de coupe, il est important que l'outil de coupe soit correctement fait en termes de ses angles caractéristiques qui sont l'angle arrière de dégagement et l'angle de

coupe. Les résultats des travaux de recherche effectués dans le début des années 1960 pour le desing d'outil de coupe sont présentés dans Whittaker 1962.

4.1.1. Les pics en coin

Les résultats de recherche du national coal board NCB ont montré qu'essentiellement plus le coin sont étroits plus la force de coupe est faible, et par conséquent, l'outil est, plus efficace. (Whittaker, 1962). Cependant, les angles de coupe et l'angle de dégagement ne peuvent pas être faits très grand, autrement l'outil sera affaibli. Par conséquent, un compromis doit être fait entre la puissance d'outil et l'efficacité de coupe, Un angle de coupe 15° allié avec un angle arrière de dégagement de 60° s'est avéré être la forme optimal de l'outil (Evenden et Edwards, 1985).

Le Fig. 4.2. Montre les principaux paramètres de coupe d'un pic en coin

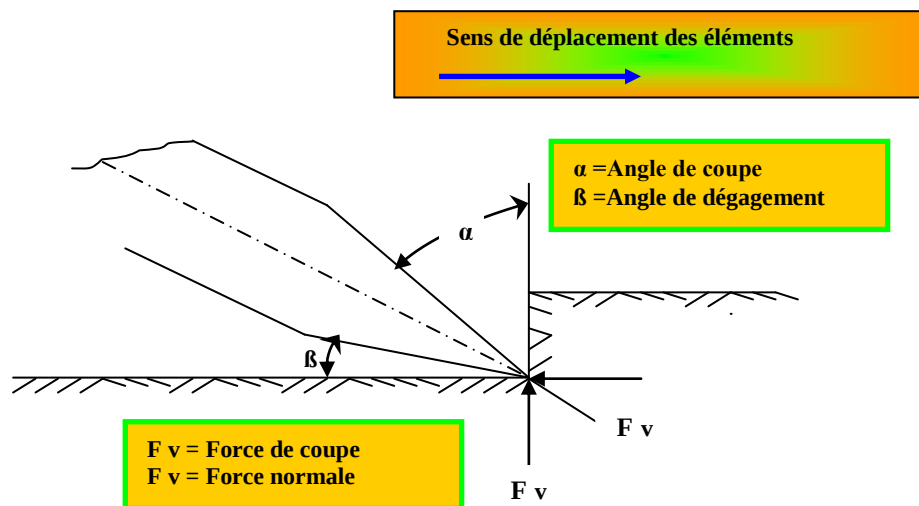


Fig. 4.2. Paramètres de coupe d'un pic en coin (Stecklein, et al, 1982)

Les forces de coupe seules ne mesurent pas l'efficacité de coupe puisque la force de coupe faible pourrait être associée à un faible rendement. L'efficacité de coupe peut être évaluée par la consommation d'énergie spécifique. L'énergie spécifique diminue avec l'augmentation des angles de coupe. Aucune augmentation significative n'est observée au delà d'un angle de coupe de 40° (Pomeroy, 1964).

4.1.2. Les pics coniques

Les pics coniques ont presque la forme d'un crayon et se composent d'un cône de matériel dur monté symétriquement sur un corps cylindrique. Ils sont renommés pour être robustes et durables. Ils sont définis par l'angle du cône d'attaque, (l'angle minimum entre

l'axe de l'outil et la surface à couper), qui commande finalement l'angle de coupe et l'angle arrière de dégagement. Pour une coupe efficace, un angle arrière de dégagement de 12° est recommandé, (Hurt et Evans, 1981) comparé à 5° pour un pic en coin. Ce grand angle empêche le frottement excessif des parois d'outil contre la roche non coupée. Ainsi, l'angle d'attaque doit être soigneusement choisi pour fournir assez de dégagement, c.-à-d. pour un outil avec un angle du cône de 75° , un angle d'attaque de 50° est recommandé pour une coupe efficace. En outre, la pointe doit être assez grande pour couper un chemin pour le corps de l'outil, autrement, les côtés de l'outil frotteront contre la roche causant une augmentation non nécessaire de la force de coupe. (Hurt et Evans, 1981)

La littérature indique qu'en se basant sur la géométrie, deux types de pics sont disponibles, pics conique et les pics en coin (Fig.4.3a ; b). Le pic en coin est basé sur le coin bidimensionnelle simple. L'arête des pics peut être courbée ou pointue. Les pics conique ont presque la forme du crayon commun et consiste à un cône en matériel dur monté symétriquement sur un corps cylindrique.

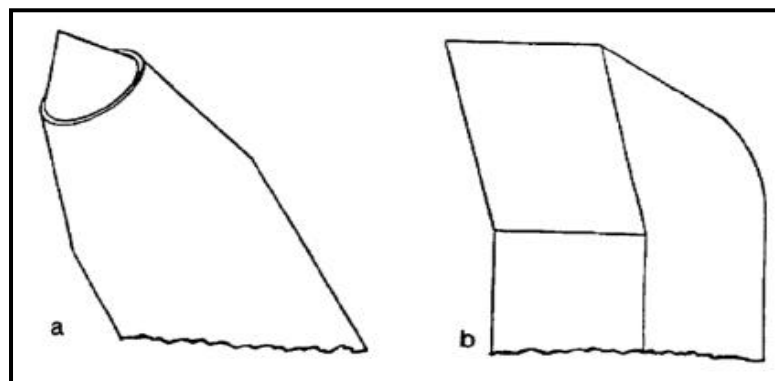


Fig.4.3. Forme générale de pic utilisés actuellement (a) pic conique, (b) pic en coin (Stecklien et al.1982).

Les pics en coin sont généralement utilisés est dans les pays européens et ceux conique plus fréquemment employé aux Etats-Unis

4.1.3. Comparaison des outils

Bien que les premières recherches ont indiqué que la forme conique n'est pas une forme efficace, les outils coniques sont renommée pour être robuste et durable. Une recherche au laboratoire sur la coupe de roche utilisant des pics conique a été entreprise à l'établissement de développement de recherche minière, (Hurt et Evans, 1981) où on a

constaté que quand l'outil est affuté, pic en coin a les petites composantes des force sur l'outil, et pic conique a la plus grande composante pour une gamme de profondeur de coupe entre 8 et 28mm. L'épointage a un effet beaucoup plus grand sur les pics en coin, c.-à-d. si émoussée l'outil conique a les plus petites forces d'outil pour toutes les profondeurs de coupe. Hurt et l'Evans (1980.1981) ont conclu que les pics coniques consomment plus d'énergie spécifique et produisent plus de poussière respirable comparativement aux pics en coin, indépendamment de l'acuité du pic.

La recherche effectuée en Afrique du Sud, (Roxborough et Pedroncelli, 1982) utilisant une machine d'abattage continue a montré qu'un pic en forme de coin est plus efficace seulement a faible profondeurs de coupe. À grandes profondeurs, (environ 50 millimètres), le conique devient plus efficace. Cependant une recherche plus récente, (Evans, 1984), en régime de coupe efficace, c.-à-d. aux coupes profondes et à l'espacement optimum des outils, les deux types de pics devraient éprouver des forces semblables et par conséquent, devrait être également efficaces.

Khair (2000) a trouvé que les forces moyennes de coupe et de pénétration, dans toutes les expériences réalisées (en utilisant les pics coniques et en coin), se sont avérées augmentent avec l'augmentation de l'espacement, et avec l'augmentation de l'angle de coupe du pic (pic conique). Dans le cas des pics en coin, la quantité d'énergie spécifique exigée s'est avérée décroissante avec l'augmentation de la tête du pic.

En raison d'une meilleure interaction entre les deux cannelures adjacentes, les peu pics à têtes larges sont capable d'enlever plus de roche avec moins d'énergie, ainsi, l'énergie spécifique diminue.

D'après Khair (2000), comparativement aux pics coniques, les pics en coin nécessitent plus d'énergie pour couper la roche. Le changement de la profondeur de coupe et de l'espacement entre deux coupes adjacentes, en utilisant les deux types de pics, améliore la performance de coupe en réduisant l'énergie spécifique exigée de 11% à 20%

Finalement, le choix des pics doit dépendre des conditions de coupe rencontrées. Dans les roches dures ou abrasives, la résistance des pics a l'usure aura une influence bien plus grande sur la performance de coupe des roches que l'efficacité initiale de coupe, les pics conique tournants avec sa capacité de répartir l'usure symétriquement sur le tête aura une performance de coupe loin supérieure à celle de ses contre-parties en coin. Dans les conditions où l'échec des pics est minimal, la sélection de l'outil appropriée dépendra d'une

considération de la partie inefficace du cycle de coupe, c.-à-d. a faible profondeurs de coupe quand l'outil entre et sort du matériel.

4.2. Influence des paramètres de coupe sur la force de coupe

4.2.1. L'étalonnage des instruments

Avant de réaliser les essais de coupe au laboratoire, les machines doivent être calibrées. Cela consiste à déterminer l'équivalent en newton des millivolts déterminés à partir du signal de la force de coupe enregistrée sur la machine. Le calibrage se fait à l'aide d'une cellule de charge. Cette dernière est compressée dans une machine d'essai à la compression. Pour chaque charge en newton appliquée, correspond une valeur en millivolts lue sur les bords de la cellule. Ensuite la cellule est compressée à l'aide d'un vérin hydraulique contre l'outil de coupe monté sur la machine d'essai. Les valeurs de charge appliquée sont lues sur un voltmètre numérique. L'équivalent en newton est ensuite déterminé. Pour chaque charge appliquée il ya une force dans la direction opposée à la force de charge. Cette force est la force de coupe.

4.2.2. Force de coupe

La force de coupe est la force agissant sur l'outil dans le sens de la coupe. Elle est déterminée par l'enregistrement de son signal à la sortie du pont de force de coupe sur une bande magnétique à l'aide d'un magnétophone analogique. Le signal typique d'une force de coupe est présenté sur la Fig.4.4. La valeur moyenne de force de coupe (en millivolts) pour chaque test est déterminée à partir du signal de la force de coupe enregistré. Pour chaque valeur en millivolts, on détermine l'équivalent en newton.

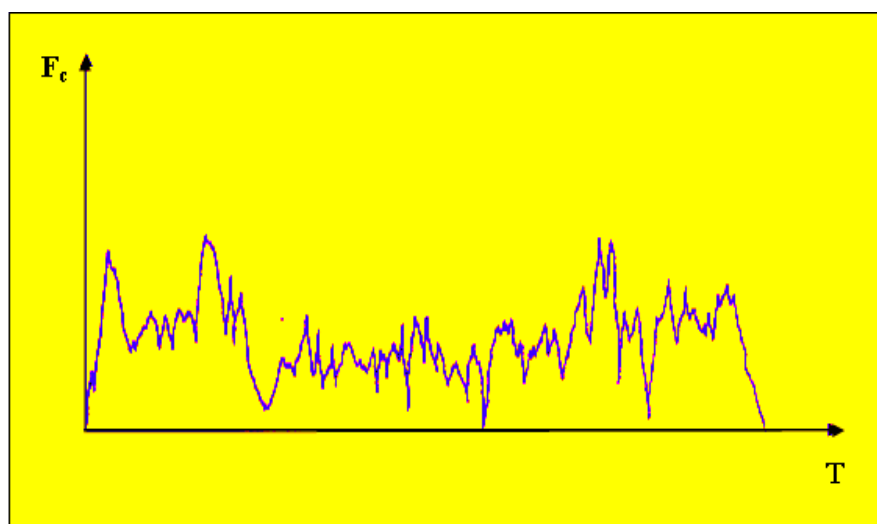


Fig.4.4. Signal typique d'une force de coupe

4.2.3. Influence de la Profondeur de la coupe

Pour déterminer l'influence de la profondeur de coupe sur la force de coupe et sur l'énergie spécifique, Djouama (1990) a effectué des essais au laboratoire sur des échantillons en gypse des mines de Gotham et Marblaegis au sud de Nottingham (Angleterre). Les échantillons ont été préparés avant de faire les essais de coupe: la surface où se font les coupes a été aplatie pour avoir une profondeur de coupe constante. Des coupes sans interaction étaient réalisées pour donner le pire des cas d'essai. La profondeur de coupe était le seul paramètre variable. La vitesse de coupe était 162mm/s. Des profondeurs de coupe de 5, 6,25, 7,5 et 10 mm ont été choisies. Malheureusement, il n'était pas possible de faire des essais au-delà de 10 mm. quand une profondeur de coupe de 15 mm a été essayée, l'échantillon de roche a éclaté. Les résultats montrent que l'effort de coupe augmente fortement avec l'augmentation de la profondeur de coupe, Fig.4.5.

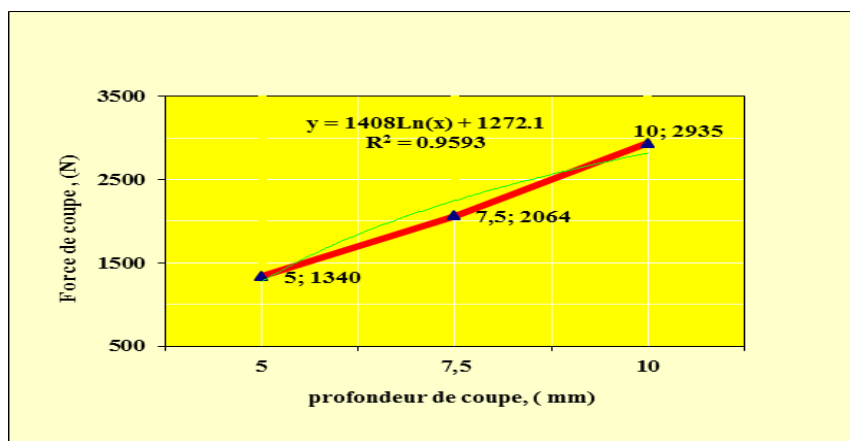


Fig.4.5.a : influence de la profondeur de coupe sur la force de coupe, (échantillon 1, d'après Djouama 1990)

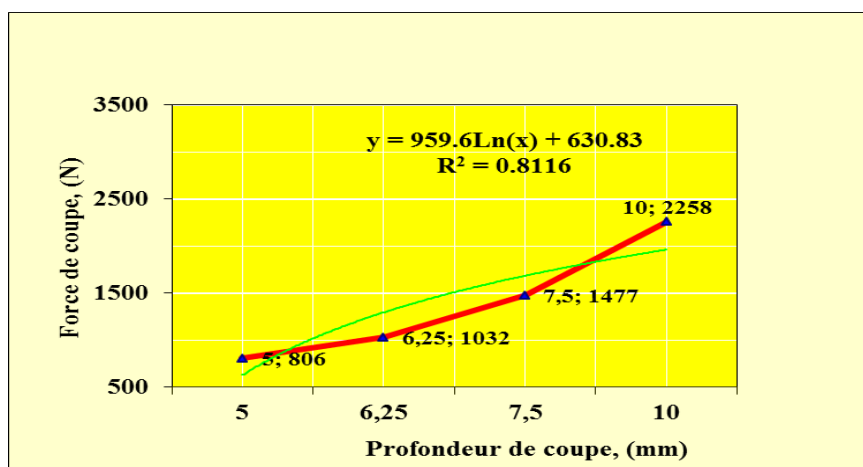
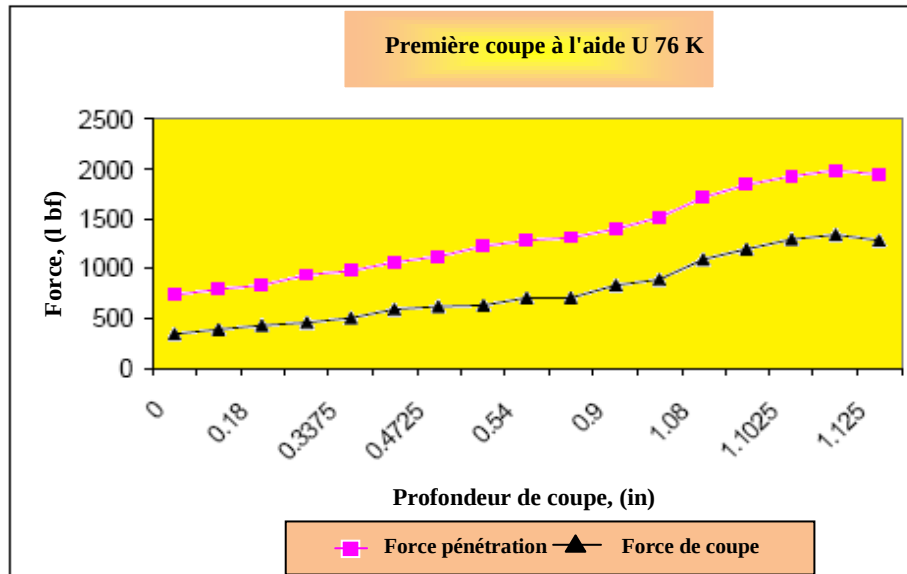


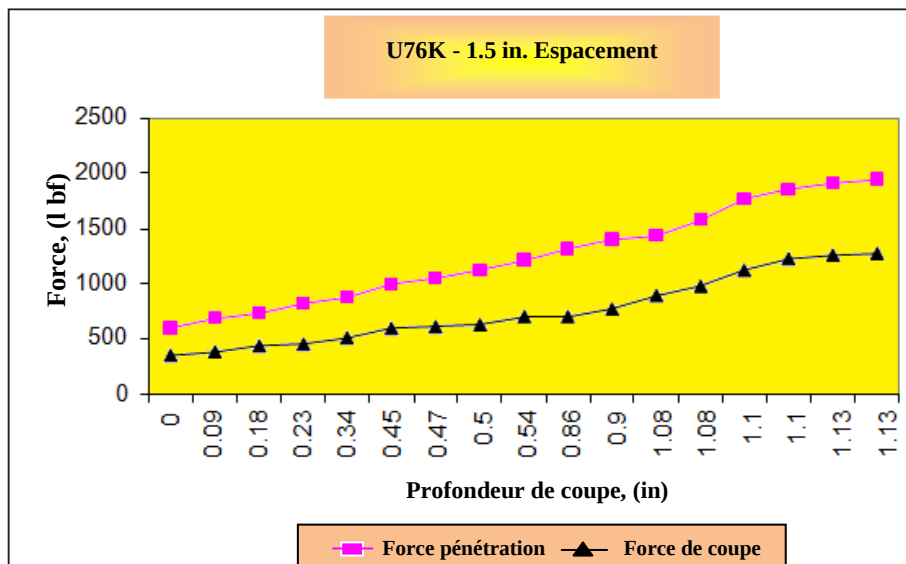
Fig.4.5.b: influence de la profondeur de coupe sur la force de coupe, (échantillon 2, d'après Djouama 1990)

Khair (2000) Ces Fig.4.6a .4.6b montrent que les forces le coupe et de pénétration augmentent avec l'augmentation de la profondeur de coupe.

Les forces nécessaires de coupe et de pénétration sont réduites dans le cas de 0.5 et 1 pouce. mais elles sont presque inchangées dans le cas de 1.5in.



**Fig.4.6a. Coupe à l'aide du pic U76K (pénétration et des forces de coupe)
(d'après Khair 2000)**



**Fig.4.6d U76K. Espacement de 1,5 pouce (pénétration et des forces de coupe)
(d'après Khair 2000)**

Khair(2000) La Fig.4.7a montre la variabilité de la force de pénétration, et de la Fig. 4.7b montre la variabilité de la force de coupe utilisant U76K. Ces figures prouvent que la quantité de forces exigées de pénétration et de coupe augmente avec l'augmentation de l'espacement de pic.

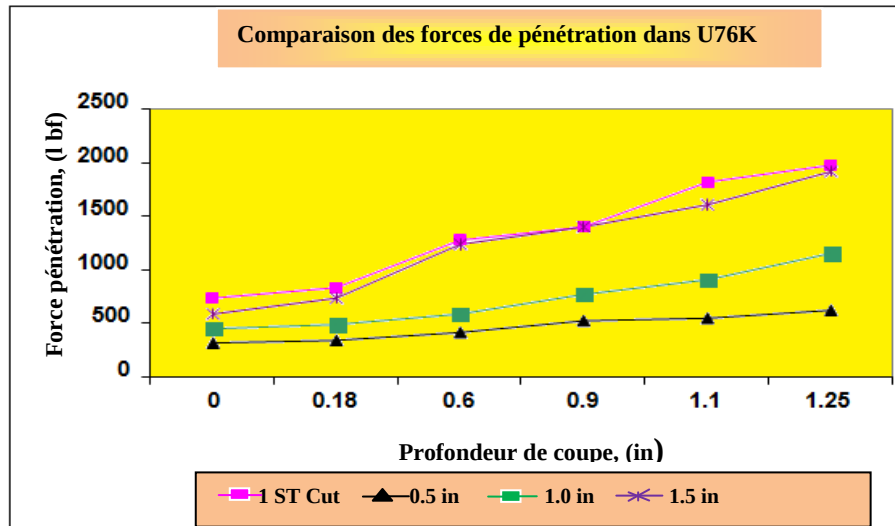


Fig. 4.7a. Comparaison des forces de pénétration dans U76K (d'après Khair 2000)

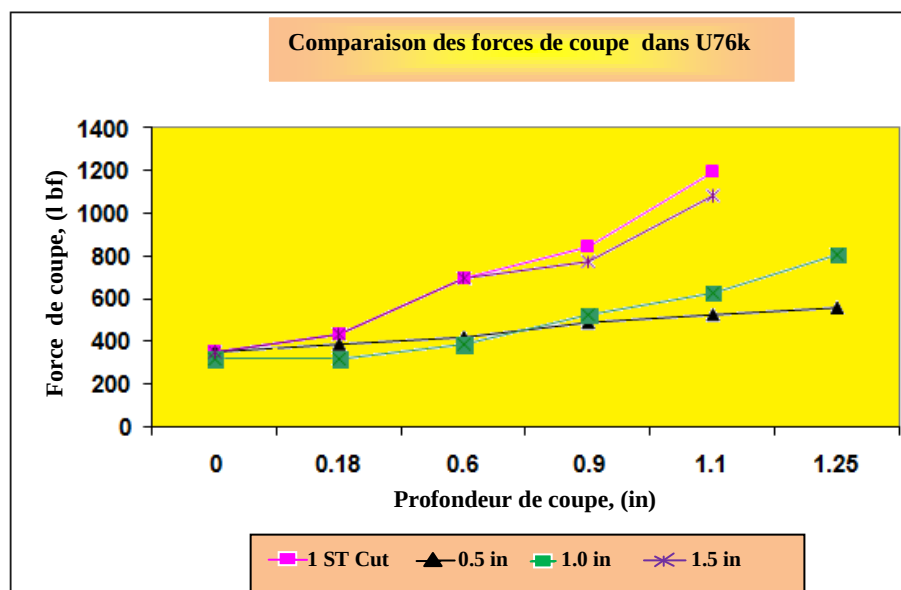


Fig. 4.7b. Comparaison des forces de coupe avec U76K (d'après Khair 2000)

Khair (2003) a utilisé une série de pics coniques fig.4.8, dont les caractéristiques sont montrées ci-dessous, pour déterminer l'influence de la taille du pic sur la force de coupe et l'énergie spécifique.

➤ **Caractéristiques des pics**

Les pics sont : le pic A, le pic B, le pic C, et le pic D fabriqués par Kennametal Inc de Bedford, Pennsylvania.

La géométrie de tous les pics de A à D est la même l'exception de la dimension et de la forme de la tête. Le pic A au plus large tête, le pic B la moyenne, et le pic C la plus petit. le pic D a des rainures sur la tête pour donner, plus de concentration de la contrainte autour du pic.

Les pic A à D sont comparé au pic U76k qui était parmi les meilleurs pics, essayés ou paramant, par rapport la consommation d'énergie.



Fig.4.8.a. Pic (A)



Fig.4.8.b. Pic (B)



Fig.4.8.c. Pic (C)



Fig.4.8.d. Pic (D)



Fig.4.8.e. Pic U76K

Khair (2003) Les résultats expérimentaux ont prouvé que la force de coupe diminue avec la diminution de la taille de la tête du pic. Le pic A à la plus grande force de coupe et le pic U76k à la plus petite force de coupe. (Fig. 4.9, 4.13, 4.14)

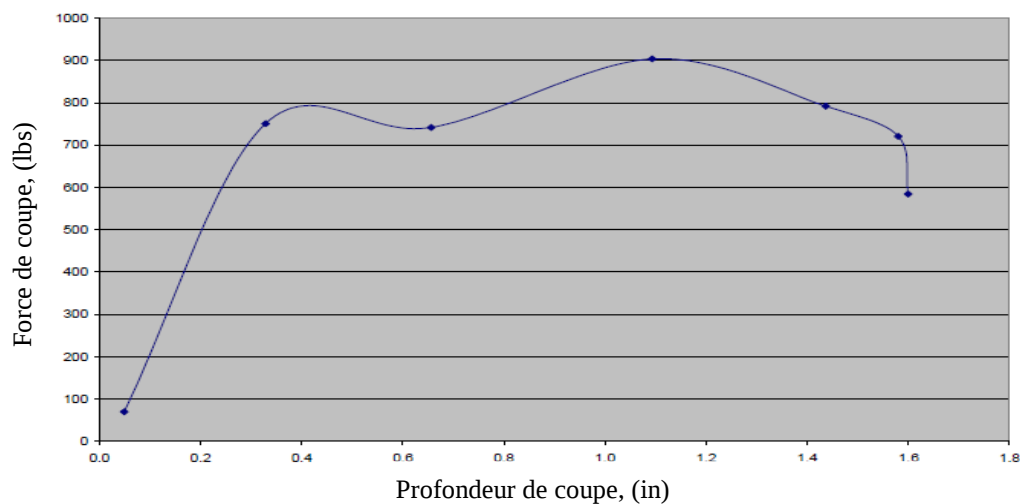


Fig.4.9. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe (pic A)

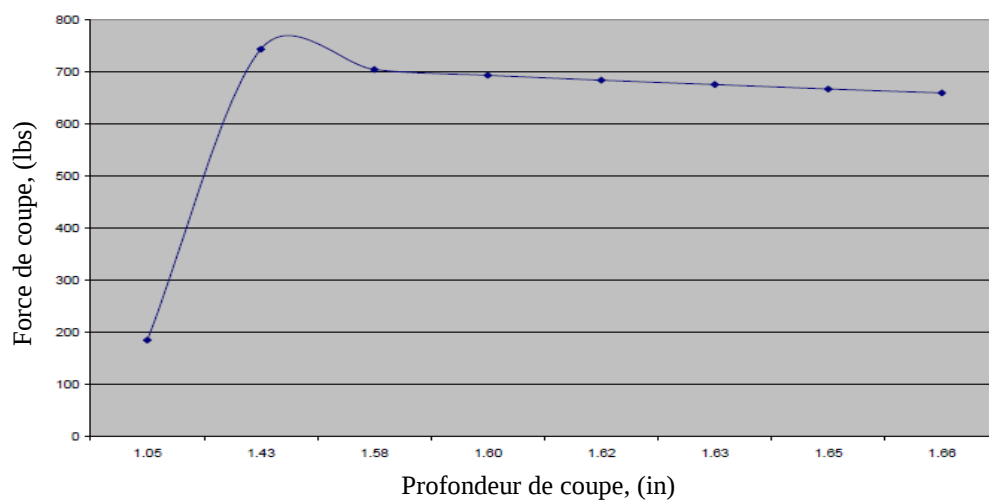


Fig.4.10. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe (pic B)

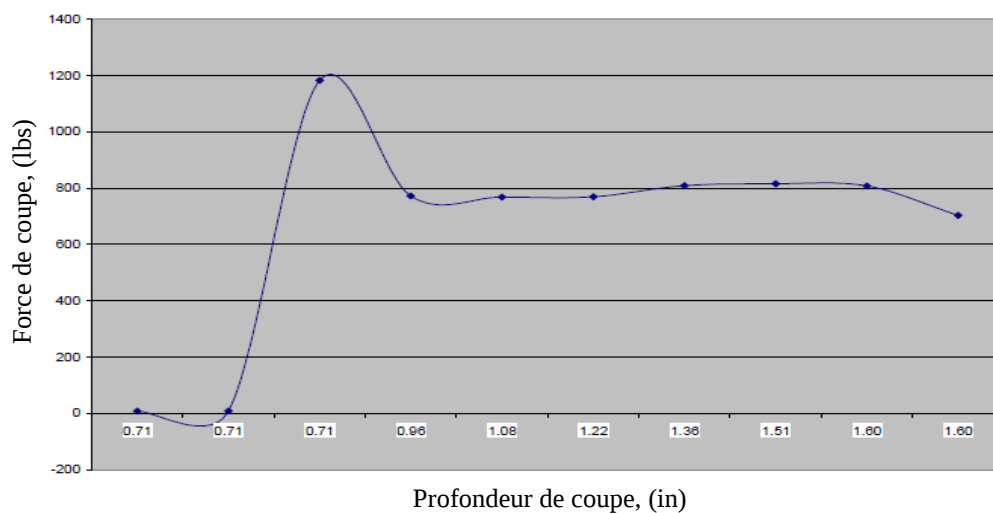


Fig.4.11. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe (pic C)

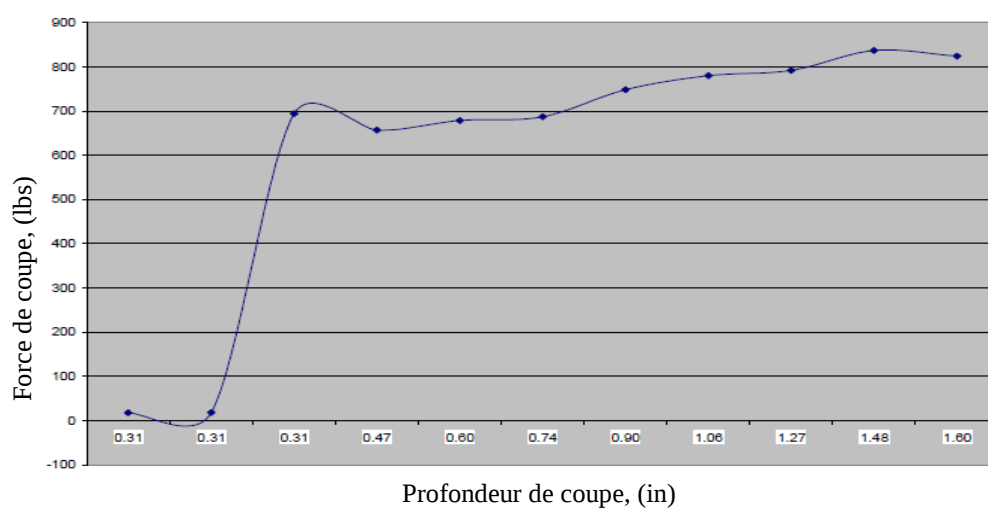


Fig.4.12. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe (pic D)

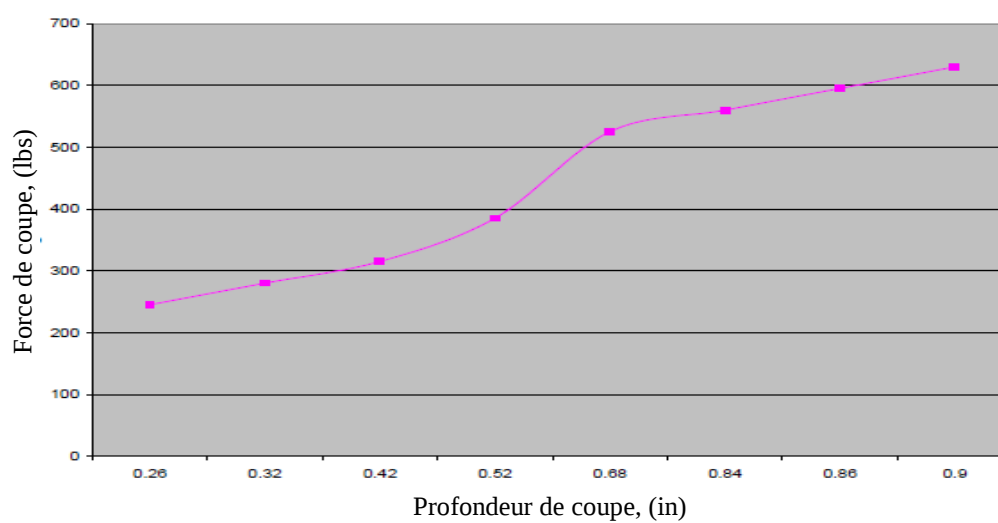


Fig.4.13. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe picU76K

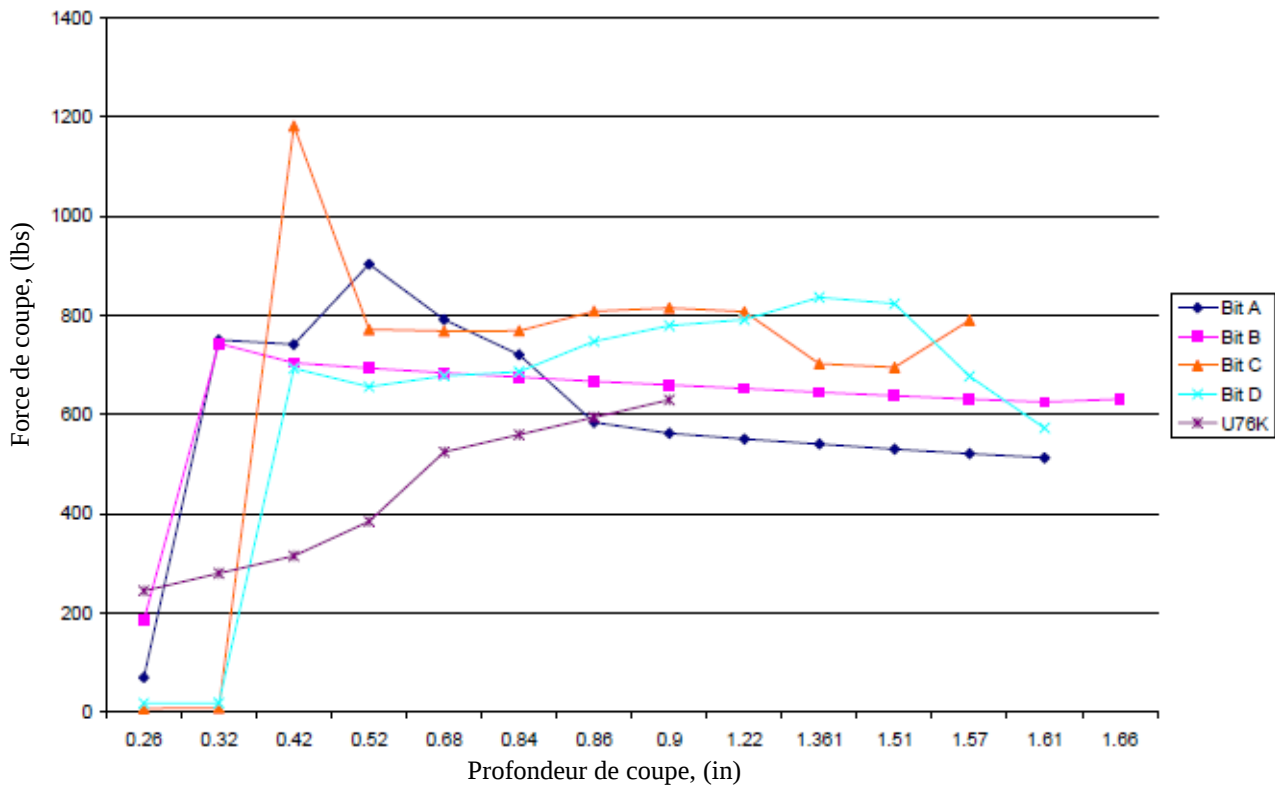


Fig.4.14. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe pour tous les pics

4.3. Influence des paramètres de coupe sur l'énergie spécifique

4.3.1. Energie Spécifique

L'énergie spécifique est une mesure très utile de l'efficacité de coupe, car c'est la quantité d'énergie exigée pour produire une quantité fixe de roche ou de charbon, plus l'énergie spécifique est faible, plus la coupe est efficace.

Les forces de coupe théoriques dérivées des théories de coupe sont les valeurs se produisant à l'instant d'échec, et sont donc, les forces de coupe maximales. Cependant, cette valeur maximale est dérivée en utilisant une valeur moyenne de résistance à la traction de la roche, il est raisonnable de la considérer comme la valeur moyenne maximale de coupe, qui est l'un des paramètres importants dans la mécanique de coupe. Cependant, en déterminant l'énergie spécifique, la force qui doit être utilisée est la force moyenne de coupe.

Acceptation que l'angle d'évasion demeure sensiblement le même pour toutes les profondeurs de coupe, l'énergie spécifique théorique peut être déterminées en utilisant la géométrie de la saignée produite par l'opération de coupe.

Considérant un pic de largeur W , fonctionnant à une profondeur de coupe d , produisant un angle Ψ d'évasion, la section de la saignée produite est :

$$A = Wd + d^2 \cdot \tan \psi \quad (4.1)$$

Le volume de la saignée excavée est :

$$V = L(Wd + d^2 \cdot \tan \psi) \quad (4.2)$$

Où :

L : La longueur de la saignée.

Le travail effectué en excavant la saignée est :

$$W = F'c \cdot L \quad (4.3)$$

$F'c$: La force de coupe moyenne

➤ **L'énergie spécifique théorique est :**

$$ES = \frac{W}{V} \quad (4.4)$$

En substituant V et W dans l'équation 4.4 par leurs expressions dans les équations 4.2 et 4.3, l'équation 4.4 devient:

$$ES = \frac{F'cL}{L(Wd + d^2 \tan \psi)} \quad (4.5)$$

$$ES = \frac{F'cL}{Wd + d^2 \tan \psi}$$

4.3.2. L'énergie spécifiques et les paramètres de coupe:

4.3.2.1. Profondeur de la coupe

Werblow (1961) a varié la profondeur de coupe utilisant des pics en coin et a constaté que la force maximale moyenne nécessaire augmente linéairement avec l'augmentation de la profondeur de coupe. Le rendement augmente avec l'augmentation de la profondeur de coupe (Pomeroy et Brown, 1968), ils ont trouvé que la consommation d'énergie diminue avec l'augmentation de la profondeur de coupe puis augmente après avoir atteint un certain minimum.

Roxborough. (1973), a effectué des essais sur trois types de roche, (ahydrate, calcaire et grès), pour déterminer l'effet de la profondeur de coupe sur l'énergie spécifique. Il a conclu que l'énergie spécifique mesurée dans tous les cas diminue avec l'augmentation de la profondeur de la coupe, mais cette amélioration de l'efficacité de coupe ne continue pas indéfiniment ; a faibles profondeurs, le taux de réduction de l'énergie spécifique est beaucoup plus important qu'à plus grandes profondeurs. Il y a indication claire que, pour chaque cas, une profondeur de coupe sera atteinte au delà de la quelle il peut y avoir peu d'espérance d'amélioration de l'efficacité de coupe.

Roepke et al (1979) ont constaté que l'énergie spécifique diminue de manière significative avec l'augmentation de la profondeur de coupe jusqu'à 2.5 cm. Des études entreprises par Hanson et Roepke (1976) utilisant un pic symétriquement usé avec des profondeurs de coupe variables jusqu'à 2.5cm indique que la force de coupe moyenne augmente avec l'augmentation de la profondeur, mais l'énergie spécifique diminue avec l'augmentation de la profondeur de la coupe. Les études entreprises par Achanti (1998) utilisant des pics coniques donnent les mêmes résultats.

Roxborough et Pedroncelli (1982), ont étudiée l'effet de la profondeur de la coupe sur l'énergie spécifique en utilisant deux pics différents à savoir pic conique et pic en coin. Les résultats sont montrés sur la Fig.4.16. L'énergie spécifique dans les deux cas diminue avec l'augmentation grande profondeur de la coupe. Cependant, pour chaque cas, il y a une profondeur de coupe au-delà laquelle l'énergie spécifique devient légèrement constante et l'amélioration de l'efficacité de coupe devient insignifiante.

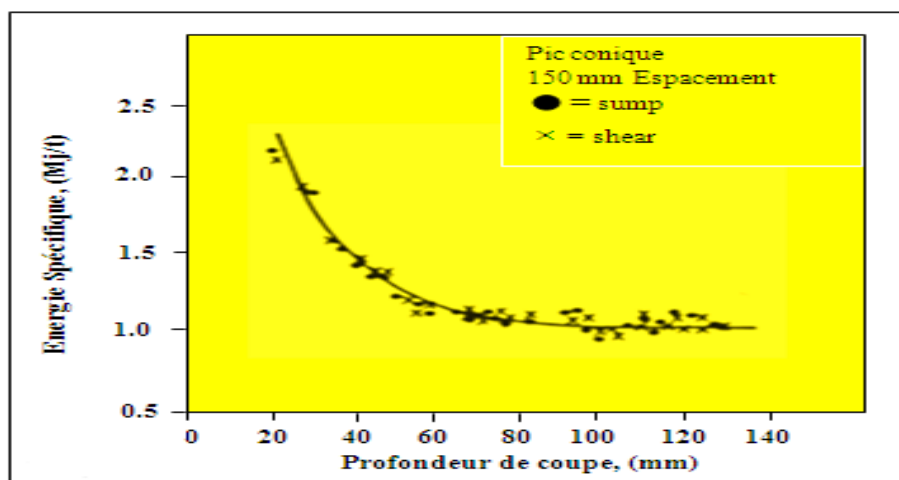


Fig.4.15a. Effet de profondeur de coupe sur l'énergie spécifique (pic conique)
(d'après Roxborough et al, 1982)

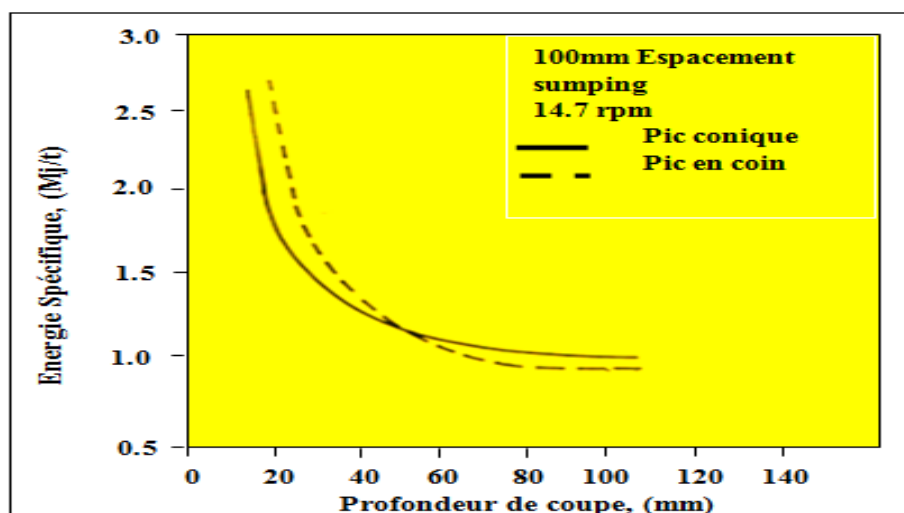


Fig.4.15b. Effet de profondeur de coupe sur l'énergie spécifique (pic en coin)
(d'après Roxborough et al, 1982)

Djouama 1990 Les résultats de la variation de l'énergie spécifique avec la profondeur de coupe, , que à de faibles profondeurs de coupe de l'énergie spécifique est élevée, mais diminue rapidement à mesure que la profondeur de coupe est augmentée, Fig.4.17 Cependant, l'amélioration de l'efficacité de coupe ne dure pas indéfiniment, il semble que peu d'avantages supplémentaires seraient acquis à grande profondeur de coupe, à faible profondeur le taux de la réduction de la consommation spécifique est beaucoup plus grande que celle à de plus grandes profondeurs. Il y a une induction qu'une profondeur de coupe sera accessible au-delà duquel il peut y avoir peu d'espoir d'amélioration de l'efficacité de coupe.

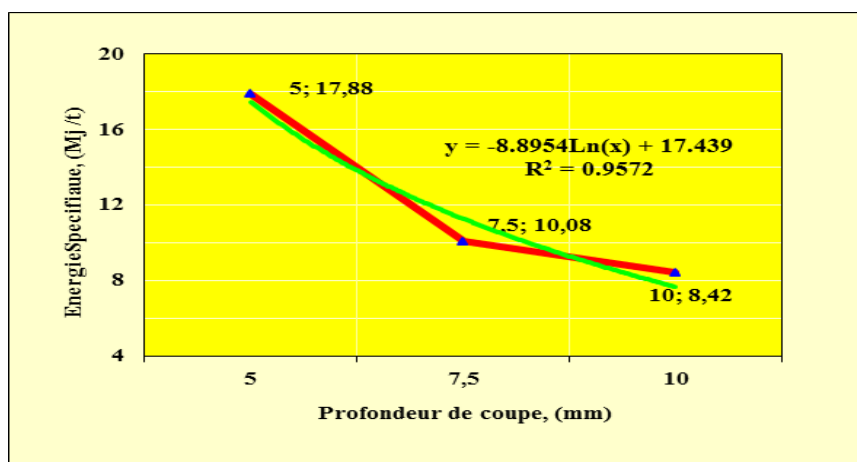


Fig.4.16.a. Effet de profondeur de coupe sur l'énergie spécifique, (échantillon 1, d'après Djouama 1990)

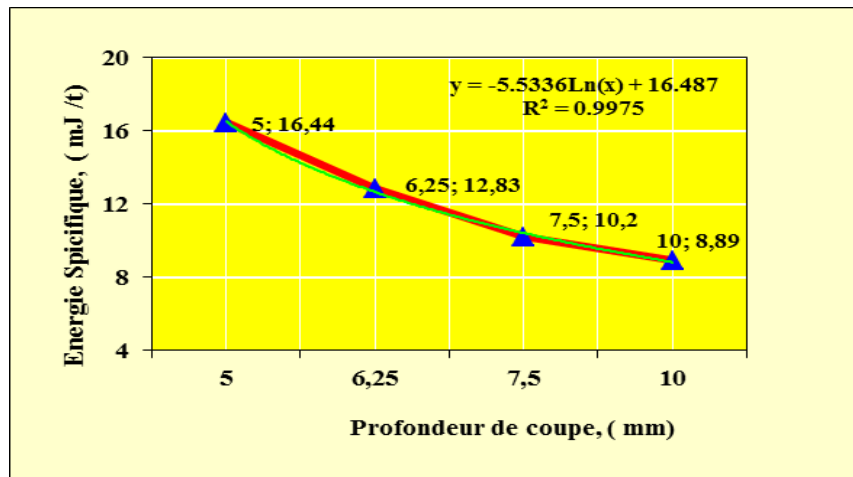


Fig.7 .16b. Effet de profondeur de coupe sur l'énergie spécifique, (échantillon 2, d'après Djouama 1990)

4.3.2.2. Espacement des pics

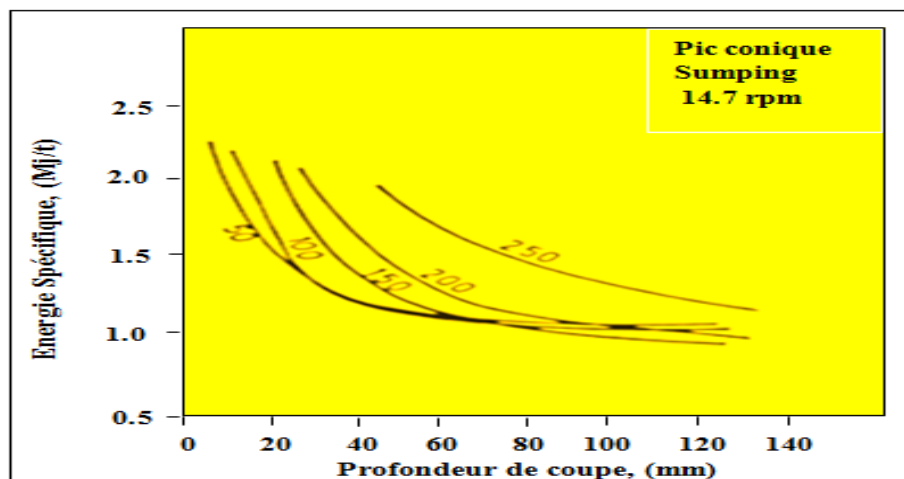
L'espacement de coupe est défini comme la distance entre les centres de deux coupes adjacentes dans une séquence. Il y a deux facteurs, qui contribuent à l'extraction du matériel du front : (1) les éléments de coupe continuent à pénétrer dans les rainures et enlever le matériel, (2) les rainures voisines agissent l'une sur l'autre pour enlever le matériel sous forme de grands morceaux entre deux rainures adjacentes. L'efficacité de ce processus dépend de l'espacement correct, de la profondeur de coupe et de plusieurs autres paramètres comme la taille de l'outil, de la poussée et du type du matériel.

Barker (1964) et Pomeroy et Borwn (1968) ont rapporté que l'espacement optimum dépend de la profondeur de coupe.

L'espacement de coupe pour les pics coniques ont été étudiés par Roepke et al (1976), et ont proposé qu'un rapport de 2 à 3 entre l'espacement des pics et la profondeur de coupe soit optimale. Hurt et Evans(1980,1981) ont rapporté que l'énergie spécifique diminue rapidement avec la profondeur et l'espacement au début et puis plus lentement.

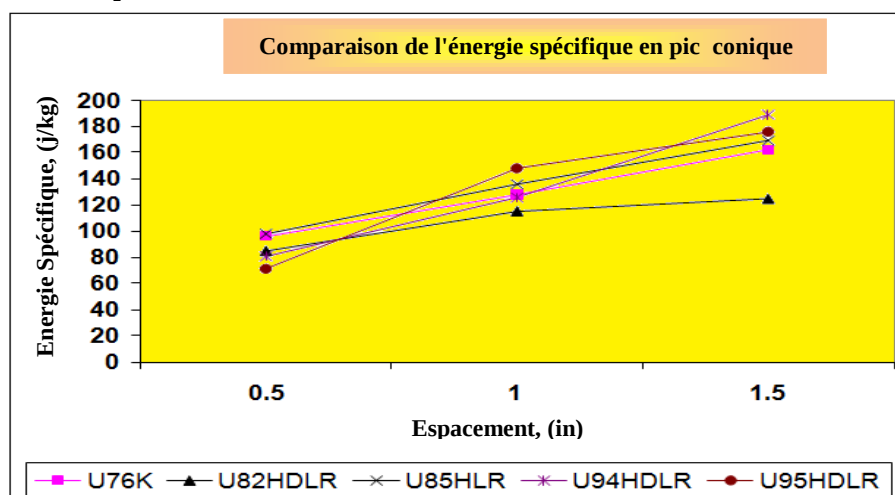
Le fait d'exiger aux pics dans une rangée de coupe d'interagir l'un avec l'autre, rend l'espacement des outils un paramètre de coupe important. avec l'augmentation de la profondeur de coupe, l'espacement des outils peut être augmenté sans affecter le niveau d'évasion entre les pics adjacents. L'espacement des pics est étroitement lié à la profondeur de coupe et ne peut pas être considéré sans se référer à elle. Le fait que l'espacement des pics doit être considéré relativement à la profondeur de coupe, Roxborough et Pedroncelli, (1982), en

utilisée la profondeur de coupe comme variable principale pour une gamme d'espacement des pics de 50 à 250 millimètres. la Fig.4.17. montre qu'à faible profondeurs de la coupe l'énergie spécifique diminue avec la diminution de l'espacement, c.-à-d. l'efficacité de coupe augmente. Cependant, aux coupes profondes l'efficacité de coupe est atteinte avec de pics espacés.



**Fig.4.17: Effet de l'espacement de pic sur l'énergie spécifique
(d'après Roxborough et al 982)**

Khair(2000) La Fig.4.18a. montre la comparaison de l'énergie spécifique exigée à de divers espacements utilisant chacun des cinq taillants. Il peut voir de cette figure qui comme angle de le bout de peu augmente l'énergie spécifique pour couper la roche augmente dans l'ensemble de les expériences ont conduit.



**Fig.4.18a. Comparaison de l'énergie spécifique en utilisant des pics coniques
(d'après Khair 2000)**

Khair 2000 Fig.4.18b Il peut voir qu'à mesure que la taille de mesure augmente l'énergie spécifique exigée est réduite, parce qu'un plus grand peu a produit plus de quantité de produit de roche et de l'énergie spécifique est réduite.

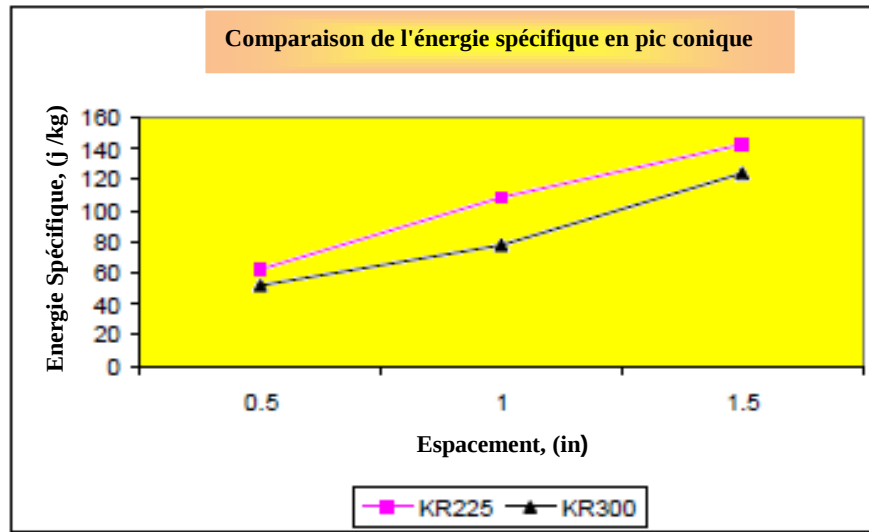


Fig.4.18b. Comparaison de l'énergie spécifique en pic conique (d'après Khair 2000)

Du point de vue de consommation d'énergie qu'un plus grand peu exige plus d'énergie en raison de plus de superficie de contact extérieure avec la roche, l'énergie spécifique exigée peuvent également être plus parce que de l'énergie est perdue est abrasion.

Khair (2003) Les résultats expérimentaux montrent que la quantité d'énergie spécifique demandée augmente du pic A au pic D, où le pic U76K étant le plus grand consommateur d'énergie spécifique, comme il est montré sur la Fig.4.19.

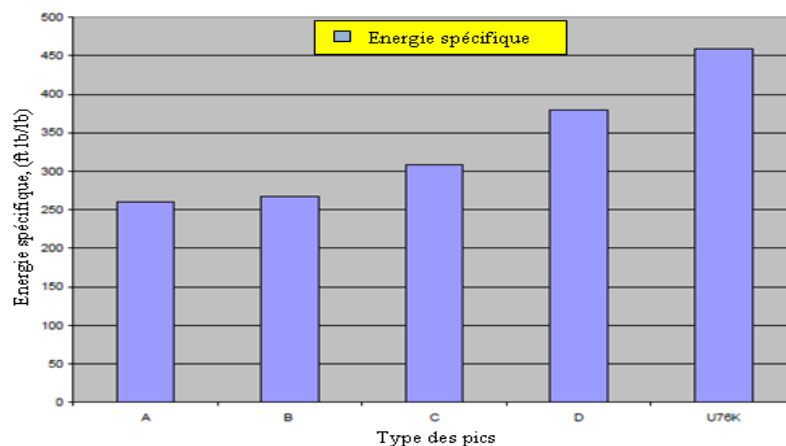


Fig. 4.19. L'énergie spécifique pour tous les pics

4.3.2.3. Vitesse de coupe

Roxborough, (1973) a effectué des essais sur l'ahydrite où la vitesse coupe était la seule variable. Il a conclue que la variation de l'énergie spécifique avec la vitesse de coupe est très minime et peut être négligeable.

Les expériences faites sur le charbon par Evans et Pomeroy, (1966), ont montré que pour tous les buts pratiques, les valeurs des paramètres de coupe sont indépendantes de la vitesse de coupe. L'ahydrite et le charbon ne sont pas abrasifs et l'effet de la vitesse de coupe pourrait être très significatif dans les roches plus abrasives. Il y a de fortes indications que dans les roches contenant beaucoup de quartz le taux auquel les outils s'usent augmente avec la vitesse, (Rispin, 1970), et l'usure plus rapide liée à la coupe à une vitesse élevée sera reflétée sur la force de coupe, ce qui provoque une augmentation d'énergie, (Roxborough, 1973).

4.3.2.4. Forme de pic

L'effet de la forme des pics sur l'énergie spécifique peut être déterminé en considérant deux types de pics (pic conique et pic en coin) dans les mêmes conditions. Le Fig.4.20 montre les résultats obtenus à différentes profondeurs de coupe en utilisant les deux types de pics, (Roxborough et Pedroncelli, 1982). On peut conclure que le pic en coin sont plus efficace a faibles profondeurs de coupe, et le pic conique deviennent plus efficaces à de plus grandes profondeurs.

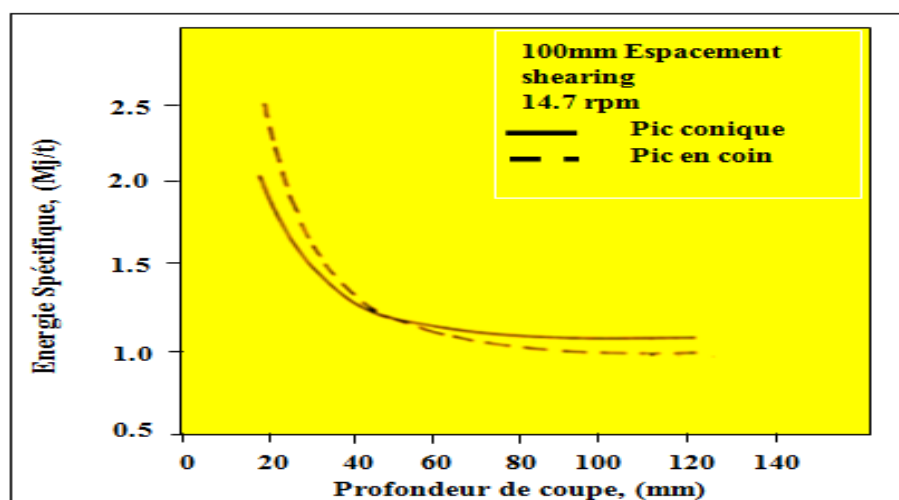


Fig.4.20: Effet de forme de pic sur l'énergie spécifique, (pic conique)
(d'après Roxborough et al, 1982)

4.4. Influence de l'humidité

En termes de dureté, Roxborough (1987) a déclaré que la dureté d'une roche généralement diminue quand sa teneur en eau augmente. Vasarhelyi et Van (2006) ont trouvé que la teneur en eau est l'un des facteurs les plus importants influant sur la dureté de la roche... que la dureté diminue après seulement 1% de saturation eau.

L'étude faite par J. Mammen et al. (2009) a impliqué des essais sur le grès dans les états secs et saturés à de divers niveaux d'humidité.

4.4.1. Mécanismes de coupe

L'objectif de étude faite J. Mammen et al. (2009) était de mesurer les changements de la performance de coupe qui pourrait être provoquée par des changements de la teneur en eau de la roche. En particulier, des échantillons de grès à de divers niveaux de teneur en eau ont été examinés pour déterminer le changement de la force de coupe, de la force normale, de l'énergie spécifique et du rendement.

4.4.2. Préparation des échantillons

Le grès était choisi parce qu'il est fortement poreux et perméable et par conséquent pouvant absorber l'eau plus aisément que d'autres types de roche. C'est également une roche fréquemment excavée par des machines à pics (ISRM, 1981).

4.4.2.1. Appareillage

J. Mammen et al (2009) l'évaluation des changements de la performance de coupe a été entreprise en utilisant un équipement dans le *Machine Cuttability Test Facility* à UNSW (University of South Wales). Une machine linéaire modifiée avec un dynamomètre triaxial, comme montrée sur la Fig.21 a été utilisée pour mesurer les forces et l'énergie de coupe.



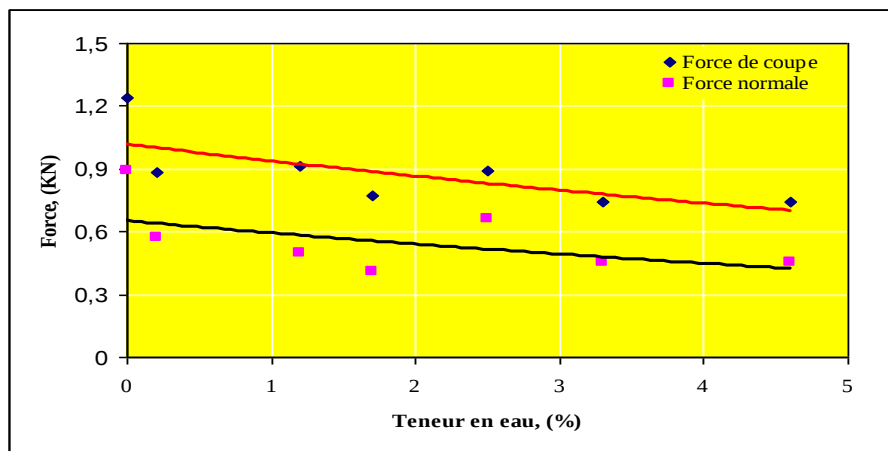
Fig.4.21. machine linéaire de coupe de la roche

4.5. Performance de coupe

En termes de force de coupe et force normale, il y avait des réductions significatives entre les échantillons secs et les échantillons saturés à approximativement 40% et 49%.

Comme indiqué sur la Fig.22, les plus grandes réductions dans la force ont été enregistrées au plus petit niveau de teneur en eau au niveau de 0.2% qui était quand la roche était séchée à l'air ou les conditions ambiantes.

Aucune augmentation de teneur en eau n'a eu comme conséquence un changement significatif.



**Fig.4.22. Effet de teneur en eau sur des forces dans la coupe de roche
(d'après J. Mammen et al. 2009)**

En termes de rendement en matériel coupé, les résultats indiquent que teneur en eau a eu peu d'impact dans les limites de l'erreur expérimentale. Il y avait peu de différence significative dans le rendement entre les échantillons secs et saturés.

En termes d'énergie spécifique, qui est une fonction de la force de coupe et du rendement, comme il s'est avéré que le rendement n'a aucun effet alors, tout changement dans l'énergie spécifique en fonction de l'humidité suivra devrait imiter celui de la force de coupe. Ceci s'est avéré le cas comme montré sur la Fig.23. La différence dans l'énergie spécifique, dans les cas de roches sèches et saturées, était de 38% qui est semblable à celle déterminé pour la force de coupe.

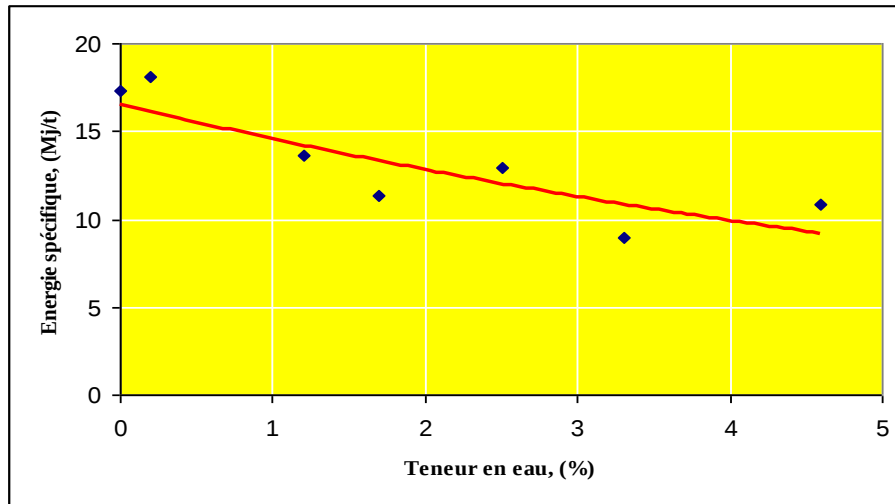


Fig.4.23. Effet de teneur en eau sur l'énergie spécifique de la coupe de roche (d'après. J. Mammen et al. 2009)

Conclusion

- L'intensité des forces de coupe et de pénétration dépend de la surface de contact entre le pic et la roche. Plus le pic est petit, plus la section de contact entre le pic et la roche est petite, alors une augmentation de concentration de la contrainte pour une puissance donnée d'une machine réduit les forces de coupe et de pénétration.
- Une tête de pic large impose plus de destruction à la roche, provoque plus de rupture et réduit l'énergie spécifique durant la coupe, en particulier dans l'interaction entre les multi pics, pourvu que la profondeur de coupe et l'espacement des pics sont optimaux.
- Une surface de contact optimale est essentielle afin d'avoir une pénétration du pic suffisante et prolonge la durée de vie du pic. C'est-à-dire qu'un petit pic ne dure pas trop longtemps, ainsi qu'un pic très large limite la pénétration et cause la vibration de la machine.
- A faible profondeur de coupe seulement le bout de la tête du pic est en contact, ce qui résulte en une consommation faible de l'énergie. Au delà d'une profondeur limite, vers les 6 mm, le cône du pic devient en contact avec le matériel à couper et résulte en plus de consommation d'énergie et limite la pénétration

- La tête de pic large cause plus de rupture du matériel à couper, par conséquent plus de matériel est enlevé et exige moins d'énergie spécifique.
- Il y a une diminution significative dans la plupart des paramètres de performance de coupe de roche avec la teneur en eau. La différence dans la performance était plus grande en comparant un échantillon sec à un échantillon saturé.

CONCLUSION GENERALE

Dans ce travail, une analyse de l'influence des paramètres de coupe sur l'efficacité de la coupe des roches était faite. Cette analyse, basée sur les travaux de recherche faits par différents chercheurs, permet de conclure que :

- L'outil conique a les plus petites forces d'outil pour toutes les profondeurs de coupe.
- Les pics coniques consomment plus d'énergie spécifique et produisent plus de poussière respirable comparativement aux pics en coin, indépendamment de l'acuité du pic.
- Le pic en coin est plus efficace à faibles profondeurs de coupe, et le pic conique deviennent plus efficaces à de plus grandes profondeurs.
- Les pics à têtes larges sont capables d'enlever plus de roche avec moins d'énergie, ainsi, l'énergie spécifique diminue.
- Les forces de coupe moyennes dans toutes les expériences entreprises (employant les pics coniques et les pics en coin) se sont avérées augmentent avec l'augmentation de l'espacement des pics, de la profondeur de coupe et de l'angle de la tête du pic (dans le cas des pics coniques).
- La force de coupe moyenne augmente avec l'augmentation de la profondeur, mais l'énergie spécifique diminue avec l'augmentation de la profondeur de la coupe
- La force de coupe diminue avec la diminution de la taille de la tête du pic.
- Pour les pics en coin, l'énergie spécifique diminue avec l'augmentation des angles de coupe jusqu'à un angle de 40° . Au-delà de cette valeur, aucune augmentation significative n'est observée.
- L'énergie spécifique, dans tous les cas, diminue avec l'augmentation de la profondeur de coupe. Cette amélioration de l'efficacité de coupe ne continue pas indéfiniment.
- Dans le cas des pics en coin, la quantité d'énergie spécifique exigée s'est avérée diminue avec l'augmentation de la tête du pic et avec la réduction de l'espacement.
- La variation de l'énergie spécifique avec la vitesse de coupe est très minime et peut être négligeable.

-
- La forme conique n'est pas une forme efficace, les outils coniques sont renommés pour être robuste et durable. Les pics coniques consomment plus d'énergie spécifique et produisent plus de poussière respirable comparativement aux pics en coin, indépendamment de l'acuité du pic.

Il y a une diminution significative dans la plupart des paramètres de performance de coupe de roche avec la teneur en eau. La différence dans la performance était la plus grande en comparant un échantillon sec à un échantillon saturé.

BIBLIOGRAPHIE

ACHANTI, V.B.,(1998) "Parametric study of dust generation with rock ridge breakage analysis using a simulated continuous miner", Ph.D. Dissertation, Department of Mining Engineering, West Virginia University, Morgantown, 83 pp.angle on airborne respirable dust and energy consumption", USBM RI 8395, 24 pp.

BARKER, J.S., (1964), "A laboratory investigation of rock using large picks", Int. J. of Rock Mech. Min Sci.? Vol.1, pp. 519-534.

BELUGOU. P., A. VALANTIN et P. GUILLON (1964) "Etude des pics des machines d'abattage" Rev. Ind. Min.,Vol. 46, Oct. 1964, pp.815-848.

BILGIN. N. (1982) "The cuttability of evaporites" Bull. Assoc. Int. Geol. Ing., N°25, pp. 85-90.

BOCSANCZY. j. (1964)"The process of coal ploughing and the fundamental principles of the designing of cutting tools"Comptes-rendus d'une réunion scientifique tenue à l'Université Technique pour l'Industrie Lourde de Miskolc (Hongrie) en 1963, édité par l'Université Technique pour l'Industrie Loude, Miskolc, pp. 25-56.

CALVARIN. F. (1985) "Evaluation des performances des machines d'abattage à tambour ; élaboration d'un programme de simulation sur micro-ordinateur", Rapport d'option "Mines Infrastructures", réf. TEM / OPT 85 / 4 édité par ENSMP / CMI, Paris / Fontainebleau.

COOK N.G.W.et HARVEY V.R (1974) "An appraisal of rock excavation by mechanical, hydraulic, thermal and electromagnetic means. 3rd cong. Lnt. Soc. Rock mechanics. Denver, .1974.

COOK. N.G.W. (1982) "Wear on drag bits in hard rocks", soumis (pre-prints) au 14^e Symposuim Canadien de Mécanique des Roches, 13-15 Mai 1982, Vancouver (Canada), édité par Can. Inst. Min. Met., Elliott Lake (Canada).

CORDELIER. P. (1985) "Etude de l'abattage par les machines à attaque ponctuelle" mémoire de Diplôme d'Etudes Approfondies, réf. TEM / DEA 85/ 2, édité par ENSMP / CMI, Paris / Fontainebleau.

DAHAN. M. (1979) "Poinçonnement d'un sol élastique anisotrope" Rev. Française Géotech., N°7, Mai 1979, PP. 5-10.

DELIAC E. (1986) "Optimisation des machines d'abattage à pics. Thèse doct. Univ. Paris VI. Ed.EMP / cges, 1986.

DESIDERI. P. (1985) "Evolution récent en matière de creusement mécanisé en voie par machine à attaque ponctuelle", Revue de l'Industrie Minérale, Vol. 67, Série Les Techniques, pp. 411-414, Novembre 1985

DJOUAMA, M, C. (1990) "Assesement of Rock Cutting and Rock Fragmentation By Blasting Using Image Analysis" ph. D. Thesis, University of Nottingham, pp.18-29 and 141-151.

DJOUAMA, M, C. (1990) "Assesment of Rock Cutting and Rock Fragmentation By Blasting Using Image Analysis" ph. D. Thesis, University of Nottingham, pp.18-29 and 141-151.

DUFFAUT P, (1974) "Utilisation des procédés modernes de creusement dans les tunnels de l'EDF, Journées AFTE, p 161-166,1974.

EVANS, I., (1984), "A theory of cutting force for point attack bits", Technical note, International Journal of Mining Engineering, pp. 63-71.

EVANS, I., and PROMEROY, C.D; (1966) "The Strength, Fracture, and Workability of Coal", Pergamon Press, London.

EVENDEN, M.P., and EDWARDS, J.S., (1985)"Cutting Theory and Coal Assessment Techniques and their Application to Shearer Design", Mining Sciences and Technology, Volume 2, pp. 253-270.

EVENS. I. (1965) "The force required to cut coal with blunt wedges", Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Vol. 2, pp. 1-12.

EVENS. I. (1984a) "A theory of the cutting force for point-attack picks", Int. J. Min. Eng., Vol. 2, pp. 63-67.

EVENS. I. (1984b) "Basic mechanics of the point-attack picks", Colliery Guardian, mai 1984, PP. 189-193

EVENS. I. (1962) "A theory of the basic mechanics of coal ploughing " Comptes-rendus du Symposium " Mining Research" tenu à L'Université du Missouri (Rolla, U.S.A.) en Février 1961,édité par G.B.Clark,Vol. 2, PP. 761-798, publié par pergamon press, Oxford (U.K.).

EVENS. I. (1972) "Line spacing of picks for effective cutting" Int. J. Rock. Mech. Min. Sci., Vol. 9, pp. 355-361.

EVENS. I. (1974) "Relative efficiency of picks discs for cutting rock" Copmtes-rendus du 3e Congrès International de Mécanique des Roches, 1-7 Sep.1974; Denver (Colorado, USA), édité par U.S. National Committee for Rock Mechanics, Washington(D.C.) Vol. IIB., pp. 1399-1406.

FAIRHURST C.E. (1987) " Contribution à l'amélioration de l'abattage mécanique des roches agressives : le pic assisté et le pic vibrant. Thèse doct.Mines par is. Ed. EMP / cges, 1987.

GOTTLIEB. L. et P. J. MOORE (1981) "Vibratory cutting of brown coal", Int. J. Rock Mech. Min. Sci. (Technical Note), Vol. 18, pp. 335-339.

GUILLAUME. M. , P. SIGAL et B. CASADAMONT (1985) "Creusement par mineur continu-Evolution Technique, point de Vue des Houillères des Bassins de Lorraine et du Centre et Midi (Charbonnages de France) ", Revue de l'industrie Minérale, Vol. 67, Série Les Techniques, pp. 421-432, Novembre 1985.

HANSON and ROEPKE, W.W., (1976) "Reduction of dust and energy during coal cutting using point attack bits" USBM RI8185, 53 pp

HOOD. M. (1985) "Waterjet-assisted rock cutting system-the present state of the art", Int. J. of Min. Engng, Vol. 3, pp. 91- 111.

HOOD. M. (1979) "Mechanism of fracture of hard rock using a drag bit assisted by waterjets" ASTM STP 664, " Erosion : prevention and useful application", édité par W.F.Adler, publié par Am. Soc. Test.Mat., philadelphie (pennsylvanie, USA), pp.553-561.

HOOD. M. (1976) "Cutting strong rock with a drag bit assisted by high pressure water jets", J. South Af. Inst. Min. Met., Vol. 76, Nov. 1976, PP. 79-90.

HUGHES. H.M. (1986) "The relative cuttability of Coal-Measures stone", Mining Science and Technology, Vol. 3, pp. 95-109

HURT, K.G., and EVENS, I., (1981) "point Attack Tools: An Evaluation of Function and Use for Rock Cutting", Mining Engineering, March, pp. 673.

ISRM, (1981) "Suggested methods for determining water content, porosity, density, absorption and related properties, in Rock Characterization Testing and Monitoring": ISRM Suggested Methods (ed: E T Brown), pp 81 -88 (Pergamon Press).

KHAIR (2003) "Effects of Bit Geometry in Multiple Bit-Rock Interaction" Ph.D., Chair Syd S. Peng, Ph.D. Y. Luo, Ph.D., Department of Mining Engineering., Morgantown, West Virginia, pp. 24-59.

KHAIR, A.W., (2000), "Relationship between cutting parameters and bit geometry in rotary cutting " Ph.D., Chair Syd S. Peng, Ph.D. Y. Luo, Ph.D., Department of Mining Engineering., Morgantown, West Virginia, pp. 33-58

LASKFORD, J., LYLE, R., AND NULTON, C., (1982) "Basic research on coal fragmentation and dust entrainment", USBM Contract No. J0215009, South West Research Institute, San Antonio, 121 pp.

LEBRUN. M. (1978) "Etude théorique et expérimentale de l'abattage mécanique ; application à la conception de machines d'abattage et de creusement" Thèse de docteur-ingénieur, ENSMP, édité par ENSMP/CMI, paris/Fontainebleau.

LEFEBVRE. G. (1982) "Evolution des techniques d'exploitation des ardoisières", Revue de l'Industrie Minérale, Numéro Spécial" La filière pierre française", les Techniques 6-82, PP. 186-195, Juin 1982, édité par GEDIM, Saint-Etienne.

LUCAZEAU. C. (1982) "Les mineures continus aux Mines de Potasse d'Asace", Revue de l'Industrie Minérale, Vol. 64, Série Les Techniques, Déc. 1982, PP.603-620.

LUNDBERG. B. (1974) "Penetration of rock by conical indenters ", Int. j. rock Mech. Min. sci., Vol. 11, pp. 209-214.

MAMMEN. J. and, S. SAYDAM, P. HAGAN, (2009) " the Effect of Moisture Content on Rock Cutting Performance", University of New South Wales(UNSW), Sydney, pp 3 -5.

MAQUAIRE. C. et B. WASSMER (1985) "Creusements avec machines à tracer, déblocage et servitudes", Revue de l'Industrie Minière, Vol. 67, série Les techniques, pp. 415-420, Novembre 1985.

MAROVELLI. R.O. et J.M. KARHNAK (1982) "The mechanisation of mining", Scientific American, Vol. 247, Septembre 1982, PP. 63-74.

MERCHANT . E. (1945) " Basic mechanics of the metal cutting process ", J. Appl. Mech., Trans ASME, Vol.11, N°3, PP.168-175.

MORRIS. A.H. et W. HARRISON (1985) "Significant advance in cutting ability - Roadheader". Proceedings of 7th Rapid Excavation and Tunnelling Conference (RETC), 17-19 Juin 1985, New York, édité par Soc. Min. Eng. Of AIME, New York (N. Y., USA), PP. 317-340.

NGUYEN MINH. D. (1974) "Contribution à l'étude de la taille des roches ", Thèse de doctorat Sciences physiques, Université de paris 6, paris.

NGUYEN MINH. D. (1978) "Processus local de destruction des roches par un outil de forage", Rev. Franc. Géotech., N°5, Nov.1978, pp. 57-63.

NISHIMATSU. Y. (1972) "The mechanics of rock cutting", Int. J. Rock. Mech. Sci., Vol. 9, PP. 261-270.

NISHIMATSU. Y. (1976) "On the dimensional homogeneity of the rock cutting equation ", Int. J. Rock Mech. Sci. (Technical Note), Vol. 13, PP; 295-296.

NISHIMATSU. Y. (1979) "On the effect of tool velocity in the rock cutting", Symposium on Mining and Machinery, 2-6 Juil. 1979, Brisbane(Australie), pp.314-319.

PECHALAT. F. (1976) "Etude de l'abattage par les tambours de haveuse", Revue de l'industrie Minière, Vol. 58, série Mine, pp. 87-115, Mai 1976.

PERRIER. J. (1982) "les haveuse-rouilleuses avec chaines à plaquettes diamantées synthétiques", Rev. Ind. Min., Numéro Spécial" la Filière pierre française", Les Techniques 6-82, Juin 1982, pp. 134-143, édité par GEDIM , Saint-Etienne.

POMEROY, C.D., (1964) "Breakage of coal by wedge action", Colliery Guardian, Vol.208, July, pp. 115-121.

POMEROY, C.D., and BROWN, J.H., (1968), " Laboratory investigation of cutting processes applied to coal winning machines", Journal of Strain Analysis, Vol.3, N°3, pp. 232-243.

R MONROUX (1985) "Etude d'un système de reconnaissance des interfaces charbon / roche par analyse du régime vibratoire d'une haveuse", Rapport d'option " Mines Infrastructures ", réf. TEM /OPT 85/1, édité par ENSMP/CMI, Paris / Fontainebleau.

RAFFOUX. J.F. (1984) "présentation générale de l'abattage mécanique ; historique, les différentes méthodes, le développement", Comptes-rendus du séminaire" Théorie et pratique de l'abattage mécanique en du séminaire" Théorie et pratique de l'abattage mécanique en France", 30-31 Octobre 1984, Fontainebleau, édité par ENSMP /CMI, paris / Fontainebleau.

RANMAN. K.E. (1985) "A model describing rock cutting with conical picks", Rock Mech. Rock Engng. (Technical Note), Vol. 18, pp. 131-140.

REYNARD (1983) "Les inflammation frictionnelles du grisou par les pics des machines d'abattage et de creusement (Etude bibliographique) ", Rapport Cerchar N° 83-16-1911/1, édité par Cerchar, Verneuil-en-Halatte, 22 pages.

RISPIN, A., (1970) "An Investigation into The Application of Linear Cutting Tools to The Machining of Strong and Abrasive Rock Materials" Ph.D. Thesis, University of Newcastle upon Tyne.

ROEPKE, W.W., LINDROTH, D.P., and MYREN, T.A.,(1979) "Reduction of dust and energy during coal cutting using point attack bits", USBM RI 8185, 53 pp.

ROXBOROUGH, F F; (1987) "The role of some basic rock properties in assessing cuttability, in Seminar on Tunnels: Wholly Engineered Structures, (The Institute of Engineers Australia / A.F.C.C.).

ROXBOROUGH, F.F., (1973) "Cutting Rock With picks", mining Engineers, pp.445-446, London, (UK).

ROXBOROUGH, F.F., and PEDRONCELLI, E.J; (1982) "A practical Evaluation of Some Coal Cutting Theories Using a Continuous Miner", Mining Engineers, London. pp. 145.

ROXBOROUGH. F.F. et H.R. PHILLIPS (1974) "Experimental studies on the excavation of rock using pick", Comptes-rendus du 3e Congrès International de Mécanique des Roches, 1-7 Sep. 1974, Denver (Colorado, USA), édité par U.S. National Committee for Rock Mechanics, Washington (D.C.), Vol. IIB, pp. 1407-1412.

SANIO. H.P. (1985) "Prediction of the performance of disc cutters in anisotropic rock", Int. J. Rock. Mech. Min. Sci., Vol. 22, pp. 153-161.

SELLAMI H. (1987) " Etude des pics usés, application aux machines d'abattage. Thèse doct. Mines de paris, éd. EMP / cger, 1987.

SCHIMAZEK and KNATZ (1970) " Der Einfluss des Gesteinsaufbaus auf die Schnittgeschwindigkeit und den Meißelverschleiß von Streckenvortriebsmaschinen" .- Glückauf, 106, 6: 274-278.

STASSEN. P. (1984) "Abattage des minerais tendres", Université de Liège, Presses Universitaires de Liège, Liège (Belgique)

STECKLEIN, G., BRANSTELLER, R., ARROWOOD, R., DAVIDSON, D., VALANTIN. A. (1974a) "Etude de la destruction de la roche ; travail des pics", Comptes-rendus des journées d'étude sur les procédés modernes de construction des tunnels, organisées par l'Association Française des travaux en souterrain, 16-18, Oct. 1974, Nice, édité par Sépaly, Décines, pp.33-40.

VASARHEYLI, B, and VAN, P; (2006) "Influence of water content on strength of rock, engineering Geology", 84(1-2):70-74 (Elsevier).

WERBLOW, W., (1961) "Coal plough", Colliery Engineering, Aug., pp. 345-350

WHITTAKER, D; (1962) "The Science of Rock Blasting", Proceedings, 5th Conference on Explosives and Blasting Technology, St. Louis, MD.

WHITTAKER. B. N. et G. A. GUPPY (1970) "High-speed ploughing with special reference to the fixed-cut principle", Int. J. of Rock Mech. And Min. Sci., Vol. 7, pp. 445-479.