

وزارة التعليم العالي و البحث العلمي

BADJI MOKHTAR ANNABA UNIVERSITY  
UNIVERSITE BADJI MOKHTAR ANNABA



جامعة باجي مختار عنابة

Faculté des Sciences de la Terre  
Département des Mines

## THESE

Présentée par **BOUKHALFA ADEL**

En vue de l'obtention du diplôme de Doctorat en sciences

**Option : Exploitation des Mines**

Titre

**Analyse et simulation numérique de l'abattage  
mécanique à pics des roches**

*Soutenu le 17 / 01 / 2019*

**Devant le Jury composé de :**

|                    |                             |                                                     |
|--------------------|-----------------------------|-----------------------------------------------------|
| <b>Président:</b>  | <b>Pr. M. L. BOUKELLOUL</b> | <b>Université Badji Mokhtar -Annaba</b>             |
| <b>Rapporteur:</b> | <b>Dr. M. C. DJOUAMA</b>    | <b>Université Badji Mokhtar -Annaba</b>             |
| <b>Examineur:</b>  | <b>Pr. S. MESSAST</b>       | <b>Université 20 Aout 1955 – Skikda</b>             |
| <b>Examineur:</b>  | <b>Pr. M. SID</b>           | <b>Université Med Cherif Messaadia - Souk Ahras</b> |
| <b>Examineur:</b>  | <b>Dr. R. IHADDADENE</b>    | <b>Université M<sup>ed</sup> Boudiaf - M'Sila</b>   |
| <b>Examineur:</b>  | <b>Dr. S. YAHYAOU</b>       | <b>Université Badji Mokhtar -Annaba</b>             |

# Sommaire

|     |                   |
|-----|-------------------|
| I   | Table des matiers |
| II  | Liste des figures |
| III | Abréviation       |
| IV  | Résumé            |
| V   | Abstract          |
| VI  | ملخص              |

|                            |   |
|----------------------------|---|
| Introduction générale..... | 1 |
|----------------------------|---|

## Chapitre I Généralités sur l’abattage mécanique

|             |                                                                                            |    |
|-------------|--------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| 1.1.        | Introduction.....                                                                          | 3  |
| 1.2.1.      | Le système d’extraction de la roche.....                                                   | 3  |
| 1.2.1.1.    | Le pic.....                                                                                | 4  |
| 1.2.1.2.    | La molette.....                                                                            | 5  |
| 1.3.        | Le système de propulsion et de prise d'appui.....                                          | 5  |
| 1.4.        | Le système de soutènement.....                                                             | 6  |
| 1.5.        | Le système de marinage.....                                                                | 6  |
| 1.6.        | Le système de guidage.....                                                                 | 6  |
| 1.7.        | Source d'énergie.....                                                                      | 7  |
| 1.8.        | Les interactions de la machine et du rocher au niveau de l'outil l'abattage de la roche... | 7  |
| 1.8.1       | L'abattage de la roche.....                                                                | 7  |
| 1.8.1.1.    | Description du processus d'abattage.....                                                   | 7  |
| 1.8.1.1. a. | Pénétration et cratérisation.....                                                          | 8  |
| 1.8.1.1. b. | Conjugaison des surfaces libres.....                                                       | 10 |
| 1.8.1.2.    | Aspects énergétiques du processus d'abattage.....                                          | 11 |
| 1.9.        | Donnée expérimentales sur le travail du pic <b>isolé</b> .....                             | 11 |
| 1.9.1.      | Influence de la géométrie de l'outil et de l'attaque.....                                  | 13 |
| 1.9.2.      | Influence de l'usure.....                                                                  | 14 |
| 1.10.       | Donnée expérimentales sur travail de la molette.....                                       | 19 |

|       |                                              |    |
|-------|----------------------------------------------|----|
| 1.11. | Données sur le travail des pics groupes..... | 22 |
|       | Conclusion.....                              | 25 |

## **Chapitre II                      Modèles théoriques disponibles**

|          |                                                                       |    |
|----------|-----------------------------------------------------------------------|----|
| 2.1      | Introduction.....                                                     | 27 |
| 2.2.     | Modèles théoriques disponibles.....                                   | 27 |
| 2.2.1.   | Modèle Ernst-Merchant modifié.....                                    | 27 |
| 2.2.2.   | Modèle Evans pour pics en coin.....                                   | 28 |
| 2.2.3.   | Model Nishimatsu.....                                                 | 30 |
| 2.2.4.   | Modèles Evans originaux et modifiés pour pics a pointe d'attaque..... | 32 |
| 2.2.5.   | Le modèle de Lebrun.....                                              | 36 |
| 2.2.5.1. | Creusement d'une saignée isolée.....                                  | 36 |
| 2.2.6.   | Model Detournay et Atkinson.....                                      | 39 |
| 2.2.7.   | Modèle de Bao.....                                                    | 41 |
| 2.2.8.   | Commentaires.....                                                     | 42 |

## **Chapitre III                      Analyse des paramètres de coupe**

|        |                                                                 |    |
|--------|-----------------------------------------------------------------|----|
| 3.1.   | Introduction .....                                              | 45 |
| 3.2.   | Caractéristiques des outils de coupe.....                       | 45 |
| 3.2.1. | Les pics en coin.....                                           | 47 |
| 3.2.2. | Type de pointe conique .....                                    | 48 |
| 3.2.3. | Les pics coniques.....                                          | 50 |
| 3.2.4  | Mécanisme de coupe.....                                         | 51 |
| 3.2.5. | Comparaison des outils.....                                     | 54 |
| 3.3.   | Influence des paramètres de coupe sur la force de coupe.....    | 55 |
| 3.3.1. | L'étalonnage des instruments.....                               | 55 |
| 3.3.2. | Force de coupe.....                                             | 56 |
| 3.3.3. | Influence de la Profondeur de la coupe.....                     | 56 |
| 3.4.   | Influence des paramètres de coupe sur l'énergie spécifique..... | 74 |

|                                                              |    |
|--------------------------------------------------------------|----|
| 3.4.1. Energie Spécifique.....                               | 74 |
| 3.4.2. L'énergie spécifiques et les paramètres de coupe..... | 75 |
| 3.4.2.1. Profondeur de la coupe.....                         | 75 |
| 3.4.2.2. Espacement des pics.....                            | 86 |
| 3.4.2.3. Vitesse de coupe.....                               | 91 |
| 3.5. Influence de l'humidité.....                            | 97 |
| 3.5.1. Mécanismes de coupe.....                              | 98 |
| 3.5.2. Préparation des échantillons.....                     | 98 |
| 3.5.2.1. Appareillage.....                                   | 98 |
| 3.6. Performance de coupe.....                               | 98 |

## **Chapitre IV      Simulation du processus de coupe mécanique avec pics**

|                                                           |     |
|-----------------------------------------------------------|-----|
| 4.1. Introduction.....                                    | 103 |
| 4.2. Géométrie du modèle.....                             | 103 |
| 4.2.1. Géométrie du spécimen de roche.....                | 103 |
| 4.2.2. Géométrie de coupe.....                            | 104 |
| 4.2.3. Contact de roche-pic.....                          | 105 |
| 4.3. Méthodologie.....                                    | 106 |
| 4.3.1. Géométrie du modèle et génération de maillage..... | 107 |
| 4.4. Simulation du processus de coupe de la roche.....    | 108 |
| 4.4.1. Couper avec un outil en forme de coin.....         | 108 |
| 4.5. Résultats et discussion.....                         | 111 |
| Conclusion.....                                           | 115 |
| Conclusion générale.....                                  | 116 |
| Bibliographies.....                                       | 120 |
| Annexe.....                                               | 128 |

## Liste des figures

|                                                                                                                                                  |    |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| Figure.1.1. Système d'extraction de la roche.....                                                                                                | 3  |
| Figure.1.2. Pic haveur de la machine Prototype Du CERCHAR.....                                                                                   | 4  |
| Figure.1.3. Pics haveurs équipant un tambour de bosseyeuse (Ripping Machinel). P<br>et V Mining Equipment.....                                   | 4  |
| Figure.1.4. les molettes (a) disque simple.....                                                                                                  | 5  |
| Figure.1.5. poinçonnement d'une roche fragile.....                                                                                               | 8  |
| Figure.1.6. Travail d'un pic.....                                                                                                                | 9  |
| Figure.1.7. Paramètres caractéristique d'un Pic haveur.....                                                                                      | 12 |
| Figure.1.8 Variation des efforts au cours de la destruction par un pic.....                                                                      | 12 |
| Figure.1.9. Influence de la profondeur de passe e sur l'intensité des efforts sur le pic.....                                                    | 13 |
| Figure.1.10. Influence de l'angle d'attaque $\alpha$ en roche tendre.....                                                                        | 14 |
| Figure.1.11. Influence de l'angle d'attaque $\alpha$ en roche dure.....                                                                          | 14 |
| Figure.1.12. Méplat d'usure d'un pic.....                                                                                                        | 15 |
| Figure.1.13. Influence de la vitesse d'attaque sur la vitesse d'usure du pic.....                                                                | 16 |
| Figure.1.14. Influence de l'air du méplat d'usure du pic sur l'effort vertical.....                                                              | 16 |
| Figure.1.15. Test "dureté" Cercher.....                                                                                                          | 18 |
| Figure.1.16. Caractéristiques de la molette.....                                                                                                 | 19 |
| Figure 1.17. Schéma du dispositif d'essai.....                                                                                                   | 19 |
| Figure.1.18. Influence de la nature de la roche.....                                                                                             | 20 |
| Figure.1.19. Influence de l'angle d'outil $2\theta$ sur la profondeur de pénétration d.....                                                      | 20 |
| Figure.1.20. Rôle des frottements.....                                                                                                           | 21 |
| Figure1.21. Effet de l'émoussé de l'arête sur la valeur du seuil de cratérisation pour<br>le grès de Berea.....                                  | 22 |
| Figure1.22. Loi des approfondissements répétés.....                                                                                              | 22 |
| Figure1.23. Loi des écaillages.....                                                                                                              | 23 |
| Figure.1.24. Influence de la loi des écaillages sur la puissance prise par un tambour de havage.<br>Notion de vitesse critique d'avancement..... | 24 |
| Figure 2.1. Géométrie de la rupture d'après Evans (1962).....                                                                                    | 29 |
| Figure.2.2. Le cycle du pic (d'après Nishimatsu, 1972).....                                                                                      | 30 |

|                                                                                                                  |    |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| Figure.2.3. Géométrie de la rupture.....                                                                         | 32 |
| Figure.2.4. (a) Trou sous pression interne (b) Forces agissant sur le demi-segment.....                          | 33 |
| Figure 2.5. Forces agissant sur un trou conique.....                                                             | 35 |
| Figure.2.6. Forme approximative du copeau de roche.....                                                          | 38 |
| Figure 2.7. Définition du problème de coupe de la roche.....                                                     | 40 |
| Figure 2.8. (a) d'éclats de bord de matériaux fragiles et (b) coupe de roche linéaire.....                       | 41 |
| Figure.3.1. Radial, attaque en avant et conique.....                                                             | 45 |
| Figure.3.2 Deux types de pics sur une tête de coupe, attaque en avant ou conique,<br>radiale ou pic en coin..... | 46 |
| Figure.3.3. Paramètres de coupe d'un pic en coin.....                                                            | 47 |
| Figure.3.4. Images de l'extrémité du pic en carbure et du bouchon.....                                           | 48 |
| Figure.3.5. Exemple de trois directions de forces avec vue schématique<br>du système Kennametal Inc.....         | 49 |
| Figure.3.6. Forme générale de pic utilisés actuellement (a) pic conique, (b)<br>pic en coin.....                 | 51 |
| Figure.3.7. Vue schématique d'une coupe de roche.....                                                            | 52 |
| Figure.3.8. Théorie de la traction d'Evan et de son application.....                                             | 54 |
| Figure.3.9. Signal typique d'une force de coupe.....                                                             | 56 |
| Figure.3.10.a. Influence de la profondeur de coupe sur la force de coupe.....                                    | 57 |
| Figure.3.10.b. Influence de la profondeur de coupe sur la force de coupe.....                                    | 57 |
| Figure.3.11.a. Pic (A).....                                                                                      | 58 |
| Figure.3.11.b. Pic (B).....                                                                                      | 58 |
| Figure.3.11.c. Pic (C).....                                                                                      | 58 |
| Figure.3.11.d. Pic (D).....                                                                                      | 58 |
| Figure.3.11.e. Pic U76K .....                                                                                    | 59 |
| Figure.3.12. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe (pic A).....                                   | 59 |
| Figure.3.13. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe (pic B).....                                   | 60 |
| Figure.3.14. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe (pic C).....                                   | 60 |
| Figure.3.15. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe (pic D).....                                   | 61 |
| Figure.3.16. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe picU76K .....                                  | 61 |
| Figure.3.17. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe pour tous les pics.....                        | 62 |

|                                                                                                                                                                                                                               |    |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| Figure.3.18. Les pics de coupe (SMART * CUT et WC).....                                                                                                                                                                       | 63 |
| Figure.3.19. Effet de la profondeur de coupe sur les forces de coupe.....                                                                                                                                                     | 63 |
| Figure.3.20. Relations entre la profondeur de coupe et les forces de l'outil.....                                                                                                                                             | 64 |
| Figure.3.21. Relations entre la profondeur de coupe et les forces d'outil pour<br>les essais de coupe en coin.....                                                                                                            | 65 |
| Figure.3.22. Dépendance de la force de coupe sur la profondeur de coupe.....                                                                                                                                                  | 66 |
| Figure.3.23. La relation entre les forces de coupe et la profondeur de coupe.....                                                                                                                                             | 67 |
| Figure.3.24. L'influence de la profondeur de coupe sur la force de coupe pour<br>un pic étroit d'attaque de pointe ((a) Échantillon avec des particules de 0,401 mm;<br>(b) Échantillon avec des particules de 0,802 mm)..... | 68 |
| Figure.3.25. L'influence de la profondeur de coupe sur la force de coupe pour<br>un pic large d'attaque de pointe ((b) Échantillon avec des particules de 0,401 mm;<br>(b) Échantillon avec des particules de 0,802 mm).....  | 69 |
| Figure.3.26. L'influence de la profondeur de coupe sur les forces de l'outil pour<br>un pic en forme de coin.....                                                                                                             | 70 |
| Figure.3.27. Relations entre le rapport de la force de coupe et la profondeur de<br>coupe en mode de coupe dégagée.....                                                                                                       | 71 |
| Figure.3.28. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe.....                                                                                                                                                        | 71 |
| Figure.3.29. Relation entre les forces de coupe et la profondeur de coupe pour<br>Grès 1 et tuff 2.....                                                                                                                       | 72 |
| Figure.3.30. Relation entre les forces de coupe et la profondeur de coupe<br>pendant le cisaillement d'un mineur continu .....                                                                                                | 72 |
| Figure.3.31. Relation entre les forces de coupe et la profondeur de coupe.....                                                                                                                                                | 73 |
| Figure.3.32. Variation de la force moyenne de l'outil pour les essais de coupe<br>constant réalisés avec un outil en coin standard (angle latéral 0°)<br>à différentes profondeurs de coupe.....                              | 73 |
| Figure.3.33. Tracé des effets moyens pour la force de coupe moyenne.....                                                                                                                                                      | 74 |
| Figure.3.34.a. Effet de profondeur de coupe sur l'énergie spécifique.....                                                                                                                                                     | 77 |
| Figure.3.34b. Effet de profondeur de coupe sur l'énergie spécifique.....                                                                                                                                                      | 77 |
| Figure.3.35. Effet de la profondeur de coupe sur l'énergie spécifique.....                                                                                                                                                    | 78 |
| Figure.3.36. La relation entre la profondeur de coupe et l'énergie spécifique<br>Pour les tests en série U (coupe non déliée) et des outils avec<br>Différents angles latéraux pour le marbre beige.....                      | 79 |
| Figure.3.37. La relation entre la profondeur de coupe et l'énergie spécifique<br>Pour les essais de coupe en coin (série K) par rapport aux essais de coupe<br>Non déliée (série U) pour le marbre beige.....                 | 80 |

|                                                                                                                                                                                                |    |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| Figure.3.38. Dépendance de l'énergie spécifique de coupe sur la profondeur de coupe.....                                                                                                       | 81 |
| Figure.3.39. Dépendance de l'énergie spécifique de coupe sur la profondeur de coupe.....                                                                                                       | 81 |
| Figure.3.40. Un graphique de l'énergie spécifique par rapport à la profondeur de coupe.....                                                                                                    | 82 |
| Figure.3.41. Un graphique de l'énergie spécifique par rapport à la profondeur de coupe.....                                                                                                    | 82 |
| Figure.3.42. Un graphique de l'énergie spécifique par rapport à la profondeur de coupe.....                                                                                                    | 83 |
| Figure.3.43. Energie spécifique en fonction de la profondeur de coupe.....                                                                                                                     | 84 |
| Figure.3.44. Relations entre l'énergie spécifique et la profondeur de coupe pour<br>le grès 1 et le grès 2.....                                                                                | 85 |
| Figure.3.45. Variation de l'énergie spécifique pour les essais de coupe constants réalisés<br>avec un outil en coin standard (angle latéral de 0 °) à différentes<br>profondeurs de coupe..... | 86 |
| Figure.3.46. Effet de l'espacement sur la force de coupe.....                                                                                                                                  | 87 |
| Figure 3.47. Effet de l'espacement sur l'énergie spécifique.....                                                                                                                               | 88 |
| Figure.3.48. Variation des forces de la coupe avec espacement des lignes à<br>une profondeur de coupe.....                                                                                     | 89 |
| Figure.3.49. Relations entre les forces de coupe et l'espacement des lignes dans<br>le mode de coupe soulagé.....                                                                              | 90 |
| Figure.3.50. Relations entre le rapport entre la force de coupe et l'espacement des lignes.....                                                                                                | 90 |
| Figure.3.51. Effets moyens tracent pour la force de coupe moyenne.....                                                                                                                         | 91 |
| Figure.3.52. Effet de la vitesse de coupe sur la force de coupe moyenne.....                                                                                                                   | 92 |
| Figure.3.53. Effet de la vitesse de coupe sur l'énergie spécifique.....                                                                                                                        | 92 |
| Figure.3.54. Force de coupe en fonction vitesse de coupe.....                                                                                                                                  | 93 |
| Figure.3.55. Energie spécifique en fonction de la vitesse de coupe.....                                                                                                                        | 94 |
| Figure.3.56. Effets moyens tracent pour la force de coupe moyenne.....                                                                                                                         | 94 |
| Figure.3.57. Variation des forces de coupe avec la vitesse pour<br>différentes profondeurs de coupe.....                                                                                       | 95 |
| Figure.3.58. Variation des forces de coupe avec la vitesse pour<br>différentes profondeurs de coupe.....                                                                                       | 96 |
| Figure.3.59. Variation des forces de coupe avec la vitesse pour<br>différentes profondeurs de coupe.....                                                                                       | 96 |
| Figure.3.60. Variation des forces de coupe avec la vitesse pour<br>différentes profondeurs de coupe.....                                                                                       | 97 |
| Figure.3.61. Machine linéaire de coupe de la roche.....                                                                                                                                        | 98 |

|                                                                                           |     |
|-------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| Figure.3.62. Effet de teneur en eau sur des forces dans la coupe de roche.....            | 99  |
| Figure.3.63. Effet de teneur en eau sur l'énergie spécifique de la coupe de roche.....    | 100 |
| Figure.4.1. Géométrie du modèle de roche pour coupes de bloc.....                         | 104 |
| Figure.4.2. Géométrie de pic pour coupes du bloc.....                                     | 105 |
| Figure.4.3. Prisme à paroi rigide et sa boîte vérifiant le nœud.....                      | 106 |
| Figure 4.4. Modèle (2D) de MEF avec maillage et des conditions aux limites.....           | 108 |
| Figure.4.5. Simulation de la variation de forces de coupe avec le temps.....              | 110 |
| Figure 4.6. Simulation numérique de la coupe de roche par un outil en forme de coin.....  | 111 |
| Figure.4.7. Formation de fragment lors des essais de coupe de la roche.....               | 112 |
| Figure.4.8. Simulation de l'effet de la profondeur de coupe sur la force de coupe.....    | 113 |
| Figure.4.9. Expérimentale de l'effet de la profondeur de coupe sur la force de coupe..... | 113 |
| Figure.4.10. Comparaison des forces de coupe numériques et expérimentales.....            | 114 |

## Abréviation

- $V_a$ : Vitesse d'avancement de la tête d'abattage dans le massif rocheux (en m/min).  
 $V_r$ : Vitesse de rotation (en tr/min).  
 $n_s$ : Nombre d'outils passant dans même trace (saignée ou ligne de coupe).  
 $P$ : Puissance consommée (en KW).  
 $S_p$ : Section de la passe (en  $m^2$ ).  
 $P$ : Masse volumique de la roche (en  $t/m^3$ ).  
 $E_s$ : Energie spécifique d'abattage, en  $MJ/m^3$  de roche abattue.  
 $P_s$ : Puissance spécifique en  $MW/m^2$ .  
 $V_p$ : Vitesse d'avancement en m/h.  
 $R_c$ : Résistance à la compression simple de la roche (en Mpa).  
 $\varphi$ : Angle de frottement interne (en degré).  
 $\theta_f$ : Angle de frottement outil roche ( $10$  à  $15^\circ$ ).  
 $W_c$ : Angle de coupe du pic (le plus souvent entre  $-5$  et  $+5^\circ$ ).  
 $K$ : Varie généralement entre 1 pour un pic neuf et 3 pour un pic très usé.  
 $D$ : Diamètre de la molette (en m).  
 $W_t$ : Angle du taillant.  
 $\tau_s, \sigma_n$ : Contraintes de cisaillement et normales au plan de rupture.  
 $S_s$ : Résistance au cisaillement.  
 $\varphi$ : Angle de frottement interne.  
 $F_c$ : Force de coupe maximale.  
 $d$ : Profondeur de coupe.  
 $W$ : Largeur de pic en coin.  
 $\delta$ : L'angle de frottement entre l'outil et la roche.  
 $\alpha$ : L'angle de coupe de l'outil.  
 $\theta$ : Angle de cisaillement entre le plan de cisaillement et la direction de coupe.  
 $\sigma_t$ : Résistance à la traction du charbon.  
 $q$ : Contrainte de compression radiale.  
 $\sigma_c$ : Résistance à la compression uniaxiale de la roche.  
 $P_b$ : Pression des pores.  
 $C$ : Cohésion.  
 $\varphi$ : Angle de frottement interne de la roche.  
 $H$ : La "dureté" correspondante à travers les tests d'indentation.  
 $\omega$ : Facteur géométrique dépendant de la géométrie du pic.  
 $k$ : Facteur géométrique du pic indépendant des propriétés de la roche.  
 $G_s$ : Taux de rejets d'énergie de déformation de la roche.  
 $K_{IC}$ : Dureté de la roche.  
 $E$ : Module de young's de la roche.  
 $d$ : Profondeur de coupe.  
 $L$ : Longueur de la saignée.  
 $F'_c$ : Force de coupe moyenne.

## **Résumé**

L'objectif principal de ce travail de recherche est d'analyser l'effet des paramètres de coupes tels que; la profondeur de coupe et l'espacement des pics ainsi que les paramètres géométriques 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 à partir des différents travaux de recherches réalisés par plusieurs chercheurs dans ce domaine. De même, la simulation du processus de coupe des roches en utilisant un logiciel de la méthode des éléments finis; les résultats obtenus par simulations sont ensuite comparés, en utilisant le gypse comme spécimen. Nous avons simulé la séparation des copeaux de roche spécimen et la rupture subséquente en plusieurs fragments. Dans les simulations, un pic de coupe a été comparé à un échantillon de roche stationnaire. Les simulations ont été effectuées à une vitesse constante pour différentes profondeurs de coupe. Les résultats de la simulation montrent que la profondeur de coupe a un effet significatif sur la force de coupe, et les valeurs de la force de coupe dans la simulation sont similaires à celles obtenues en laboratoire.

**Mots-clés :** abattage mécanique; théories de coupe ; outils de coupe ; la force de coupe ; énergie spécifique ; méthode des éléments finis; force de coupe; simulation de processus de coupe; Abaqus.

## **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, from the various different research works carried out by several researchers in this field and simulate the rock cutting process using finite element method software; obtained by simulations are then compared, we took gypsum as a specimen. We simulated the separation of rock specimen chips and subsequent breakage into several fragments. In the simulations, a peak of cut was compared to a stationary rock sample. Simulations were run at a constant speed for different depths of cut. Simulations have shown that the depth of cut has a significant effect on the cutting force, and the values of the cutting force in the simulation are very close to those obtained in the laboratory.

**Key words:** rock cutting; rock cutting theories; cutting pick; cutting force; specific energy; finite element method; cutting process simulation.

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. انطلاقاً من مختلف بحوث العمل السابقة من طرف عدة باحثين في هذا المجال. ومحاكاة عملية قطع الصخور باستخدام برنامج طريقة العناصر المحدودة؛ التي يتم الحصول عليها عن طريق المحاكاة، باستخدام عمليات المحاكاة تمت المقارنة وذلك بأخذنا الجبس كعينة. قمنا بعملية المحاكاة و ذلك بفصل رقائق عينة الجبس وملاحظة تطاير الشظايا الناتجة عن عملية الكسر. وتم تشغيل المحاكاة بسرعة ثابتة لأعماق مختلفة من القطع. في عمليات المحاكاة, اظهرت الدراسة ان عمق القطع له تأثير كبير على قوة القطع, قيم القوة الناتجة في عمليات المحاكاة قريبة جداً من تلك القيم التي تم الحصول عليها في المختبر.

مفتاح البحث : القطع الميكانيكي ؛ نظريات القطع؛ أداة القطع؛ قوة القطع؛ الطاقة المحددة؛ طريقة العناصر المحدودة؛ قوة القطع؛ محاكاة عملية القطع.

## **Introduction générale**

La coupe de la roche est l'une des méthodes de traitement les plus couramment utilisées pour l'excavation et l'enlèvement de matériaux. Différents types de systèmes de coupe sont utilisés dans ce processus pour les activités d'extraction et de creusement de tunnels. Comme l'un des plus populaires de la coupe de roche les outils et les pics coniques sont généralement montés sur road-headers, haveuses et mineurs continus dans les excavations souterraines.

Les pics coniques sont conçus en fonction de leur rayon et de leur forme. Ils sont généralement fabriqués dans des formes arrondies, standard et tranchantes. En fonction de la mécanique et de l'abrasivité propriétés des roches, le type de pointe approprié est sélectionné et permet donc d'obtenir un taux de pénétration maximal et des performances optimales à l'aide des pics coniques. L'angle du cône est dominant sur la forme des morceaux. Les pointes plus larges, ayant des angles de cône plus élevés, sont supposées être arrondies et généralement appliquées dans des roches abrasives et dures. Lorsque l'angle est réduit, le pic est plus approprié pour couper les roches moyennement dures.

Cependant, les pics sont généralement radiaux préféré dans un environnement de roche tendre. À cet égard, on pourrait prétendre que les pelles mécaniques (par exemple, haveuses, mineurs continus) entraîné dans la roche de faible résistance comme le charbon, ils utilisent des pics ayant un angle de cône faible tandis que des pics coniques ayant un angle de cône élevé sont utilisés sur les road-headers car ils sont généralement entraînés en formation de grès dans des activités de tunnel.

Bien que les propriétés de la roche et la géométrie de pic sont relativement importantes lors de la coupe de roche, le mécanisme de coupe joue également un rôle important dans l'efficacité de la pic conique.

Il a été étudié au cours des dernières décennies par un certain nombre des chercheurs de différents aspects, par exemple, le mécanisme de rupture de la roche (Evans, 1984, Bao et al., 2011), les forces de l'outil et de l'énergie spécifique (Balci et al 2004). Dans ce contexte, les forces de l'outil et l'énergie spécifique sont deux sujets principaux pour évaluer les performances de coupe des pics.

La force de l'outil agissant sur un pic et l'énergie spécifique sont étroitement liés à la résistance de la roche, les caractéristiques des pics (par exemple, le cône, l'attaque, l'angle de

dégagement et les angles de coupe des pics) et les caractéristiques de la coupe (comme, la profondeur de coupe et l'espacement des pics). Une vue générale d'un pic est représentée sur la Figure 3.1 et 3.2, dans laquelle tous les paramètres de coupe sont démontrés.

Les objectifs spécifiques de cette étude sont les suivants:

- Analyser l'effet des paramètres de coupes,
- Humidité sur l'efficacité du processus de coupe,
- Simulation du processus de coupe de la roche (logiciel ABAQUS),
- Comparaisons entre les valeurs de la force de coupe dans la simulation et les valeurs obtenues en laboratoire.

Pour atteindre les objectifs ci-dessus, la thèse restante est structurée comme suit:

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.

Le deuxième 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 troisième 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.

Le quatrième chapitre, est de simuler les essais de coupe de roche en laboratoire pour déterminer la force de coupe, en utilisant un logiciel de la méthode des éléments finis; et de comparer les valeurs de la force de coupe à celles obtenues au laboratoire.

Enfin, on termine par une conclusion générale de cette étude.

# **Chapitre I**

## **Généralité sur l'abattage mécanique**

## Chapitre I

### Généralité sur l'abattage mécanique

#### 1.1. Introduction

#### 1.2. Le système d'extraction de la roche

Le système d'extraction de la roche est constitué d'une tête de forage qui porte des outils: ce sont eux qui sont en contact avec le rocher et qui en provoquent la séparation d'avec le front de taille.

La tête de forage est portée par le corps de la machine, lui-même lié au système de propulsion et de prise d'appui (ancrage) de la machine.

Afin de permettre à la machine de suivre une trajectoire déterminée, un guidage de la propagation est nécessaire. Enfin, un module de service fournira l'énergie nécessaire au fonctionnement des divers composants. Il faut d'autre part évacuer la roche détruite par un système de marinage, et assurer la possibilité du travail autour de la machine par un dispositif de ventilation des poussières (Figure.1.1).

La tenue de l'excavation, conditionnée par le terrain, peut exiger un système de soutènement des parois de de galerie. On aboutit à l'organigramme simplifié suivant:

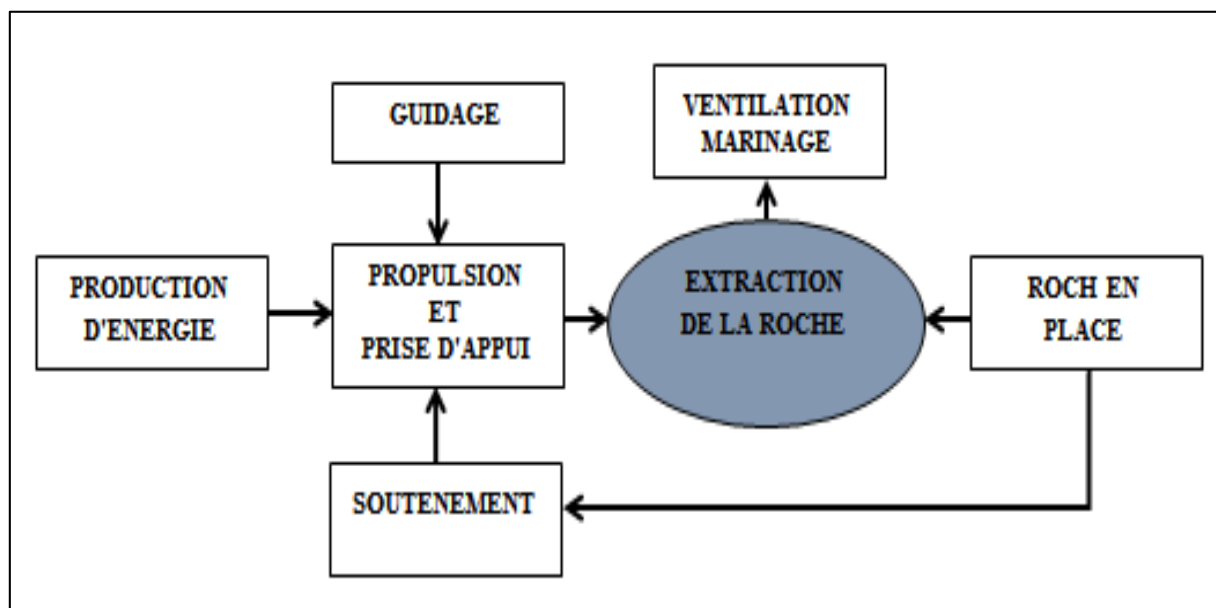


Figure.1.1. Système d'extraction de la roche, (D. Fourmaintraux, 1972)

Le système d'extraction de la roche du front de la galerie conditionnée pratiquement les autres composants, mais il doit avant tout tenir compte de la roche en place.

Le système d'extraction de la roche, son but est de provoquer la rupture de la roche au front pour la transformer en fragments pouvant être évacués par un système de marinage. Il se compose de deux éléments fondamentaux: les outils portés et "manipulés" par la "tête de forage".

### 1.2.1. Les outils

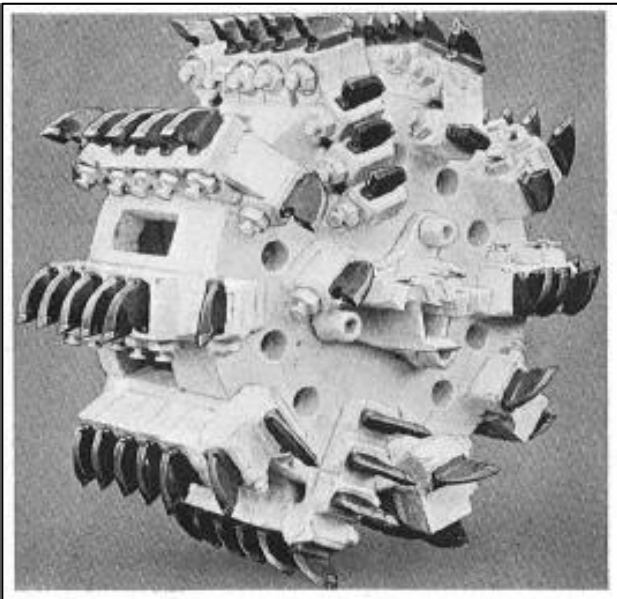
Ils peuvent être de deux types:

#### 1.2.1.1. Le pic

Est directement dérivé de celui du mineur. On utilise des pics "laboureurs" en terrain meuble et des pics "haveurs" (ou "griffes") en présence de roche cohérent. Il est nécessaire de renforcer l'acier des pics par des plaquettes de métal dur, voire même d'utiliser des pics monoblocs en carbure de tungstène (CW), (Figure 1.2 et 1.3).



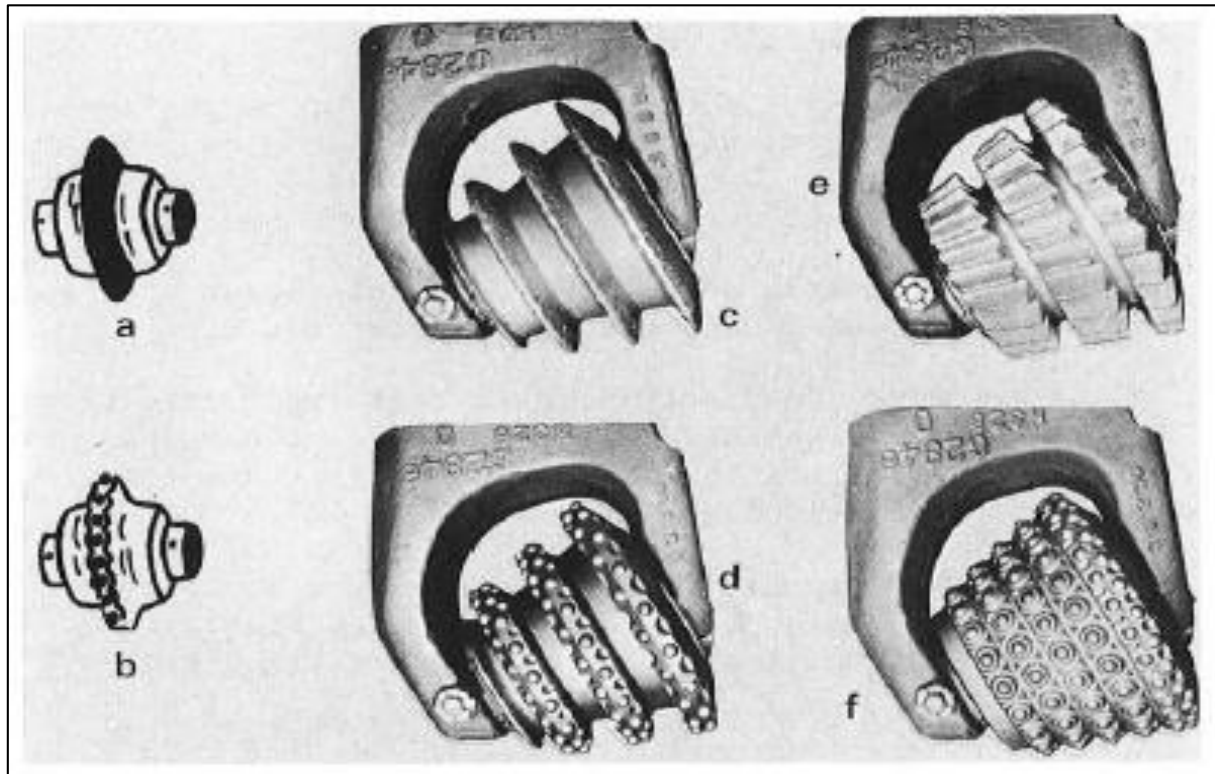
**Figure.1.2. Pic haveur de la machine  
Prototype Du CERCHAR,  
(D. Fourmaintraux, 1972)**



**Figure.1.3. Pics haveurs équipant un tambour  
de bosseyeuse (Ripping Machinel). P et  
V Mining Equipment,  
(D. Fourmaintraux, 1972)**

### 1.2.1.2. La molette

Dérive elle du tricône des pétroliers: elle est constituée d'un disque ou d'un rouleau tournant fou sur la roche. Les disques sont simples ou dentés, ou garnis de pastilles de (CW); les rouleaux sont des groupements coniques ou cylindriques de disques solidaires (Figure.1.4).



**Figure.1.4. les molettes (a) disque simple, (b) disque simple à pastilles CW, (c) disques multiples (d) disques multiples à pastilles CW, (e) disques multiples à dents axiales, (f) rouleau tronconique à pastilles CW, (D. Fourmaintraux, 1972)**

### 1.3. Le système de propulsion et de prise d'appui

Selon (D. Fourmaintraux, 1972) Toutes les machines "plein section" et surtout les machines à molettes nécessitent de fortes poussées axiales sur le front de taille: l'avance est intermittente et utilise des vérins hydrauliques à double effet grâce auxquels la machine se hale dans la galerie. Les vérins de poussée sont fixés à un groupe d'appui entretoisé contre les parois du tunnel ou est recherchée la réaction aux efforts développés par le travail des outils.

Cela est parfois une limitation dans le cas de terrains médiocres et on cherche à réduire la poussée mobilisée pour l'attaque.

Les machines à attaque ponctuelle, elles, mobilisent une poussée beaucoup plus faible puisque seule une petite surface du front est attaquée en un même temps: de la machine au niveau des chenilles ou des roues.

#### **1.4. Le système de soutènement**

Il est parfois nécessité par la mauvaise tenue de la roche après excavation, il sert alors souvent lui-même de base aux dispositifs d'appui et de propulsion.

Les problèmes qui se posent ne sont pas de forage, mais de tenue de l'excavation, nous n'insisterons pas ici. Toutefois, le besoin en étant fréquent, si de taille est très recherchée par l'utilisateur (D. Fourmaintraux, 1972).

#### **1.5. Le système de marinage**

Il est chargé d'évacuer les fragments de roche produits par le travail des outils. Il est directement conditionné par le mode d'excavation choisi qui détermine la taille de ces fragments.

La majorité des méthodes actuellement en service procurent des fragments de granularité (0/20 cm) au maximum (D. Fourmaintraux, 1972). Elles s'accommodent très bien d'un système à cuillères et convoyeur à courroie ou à chaîne chargement des trains de berlines.

Les machines à molettes produisant beaucoup de fine, des essais de marinage hydraulique ont été tentés. Cependant il faut noter que l'évolution des systèmes d'extraction tend à réduire la quantité d'énergie dépensée pour extraire  $1\text{m}^3$  de roche du massif. Cela revient à séparer du massif des fragments les plus gros possible car l'énergie dépensée augmente avec l'aire des surfaces créées par les ruptures (loi de Rittinger). Les systèmes de marinage tiendront compte de cette évolution.

#### **1.6. Le système de guidage**

Il est nécessaire dès que la machine fore en grand diamètre et en pleine section; celui qui fait l'unanimité actuellement, utilise le rayon de lumière émis par un laser (positionné par les méthodes habituelles de topographie) pour matérialiser de façon permanente la trajectoire à suivre par la machine (D. Fourmaintraux, 1972).

## **1.7. Source d'énergie**

Selon (D. Fourmaintraux, 1972) sans entrer dans le détail, signalons que c'est la forme hydraulique de l'énergie qui a de plus la préférence.

## **1.8. Les interactions de la machine et du rocher au niveau de l'outil l'abattage de la roche**

### **1.8.1. L'abattage de la roche**

Au niveau de l'outil, les limitations apparaissent dès que le rocher devient "dur" et abrasif. On considérait il y a encore peu de temps que l'usage des machines à pics était impossible dans de telles conditions et que seule, l'augmentation de l'énergie mobilisée associée à l'emploi des molettes pouvait vaincre de telles roches (Duffaut, 1970); ceci entraînait une augmentation des poussées, un surdimensionnement des équipements, un alourdissement des machines et de leur prix. Allant de pair avec l'augmentation des poussées mobilisées, sur venait cependant une croissance considérable de l'usure des outils, nécessitent à son tour la confection d'outils spéciaux garnis de carbures, extrêmement coûteux, car s'usant malgré tout. Cook (1970) a récemment mis l'accent sur le problème fondamental de l'usure qu'il attribue à deux sources; les contraintes d'origine mécanique et thermique très élevées qui règnent au sommet de l'outil et la raideur extrême des outils responsable d'une grande sensibilité aux chocs qui accentue leur usure par fragmentation.

Limiter les efforts imposés à l'outil pour diminuer l'usure, revient à diminuer l'énergie mobilisée. Il faut donc améliorer l'efficacité des systèmes d'abattage et adopter des conditions de travail optimales pour les outils: plutôt que d'augmenter la puissance totale, il faut abaisser la puissance spécifique d'abattage en utilisant mieux l'énergie.

Un tel but ne peut être atteint qu'en intervenant au stade le plus adapté du processus d'abattage. Il importe avant tout de bien le connaître. De nombreuses études permettent la description suivante du processus de destruction de la roche sous l'arête d'un outil chargé statiquement.

#### **1.8.1.1. Description du processus d'abattage**

Afin de mieux illustrer cette description, nous prendrons l'exemple d'une molette à disque simple dont l'arête est appliquée normalement sur le front de taille; cette molette est portée par le plateau de forage d'une machine pleine section.

### 1.8.1.1. a. Pénétration et cratérisation

La machine prend appui sur les parois de la galerie puis le plateau de forage est poussé contre le front de taille. Cette poussée se traduit au niveau des outils par la mobilisation d'efforts normaux et tangentiels à la surface du rocher. (Figure 1.5) sous ces efforts l'arête de l'outil pénètre dans la roche (Figure 1.5.2). comme l'arête de l'outil n'est pas idéalement aigue, la zone située immédiatement sous le méplat de l'arête est intensément broyée (Figure 1.5.3). Puis des fissures se développent radialement et gagnent la surface libre (figure 1.5.4), provoquent de la zone broyée (Figure 1.5.5). Un cratère se forme ainsi autour de l'arête de l'outil, se développe en largeur et en profondeur de façon discontinue, respectivement par pénétrations de l'arête et départs d'éclats successifs. Le développement de la cratérisation ne prend fin que lorsque l'énergie apportée par les efforts de poussée devient insuffisante, (parfois par insuffisance de résistance des porte-outils).

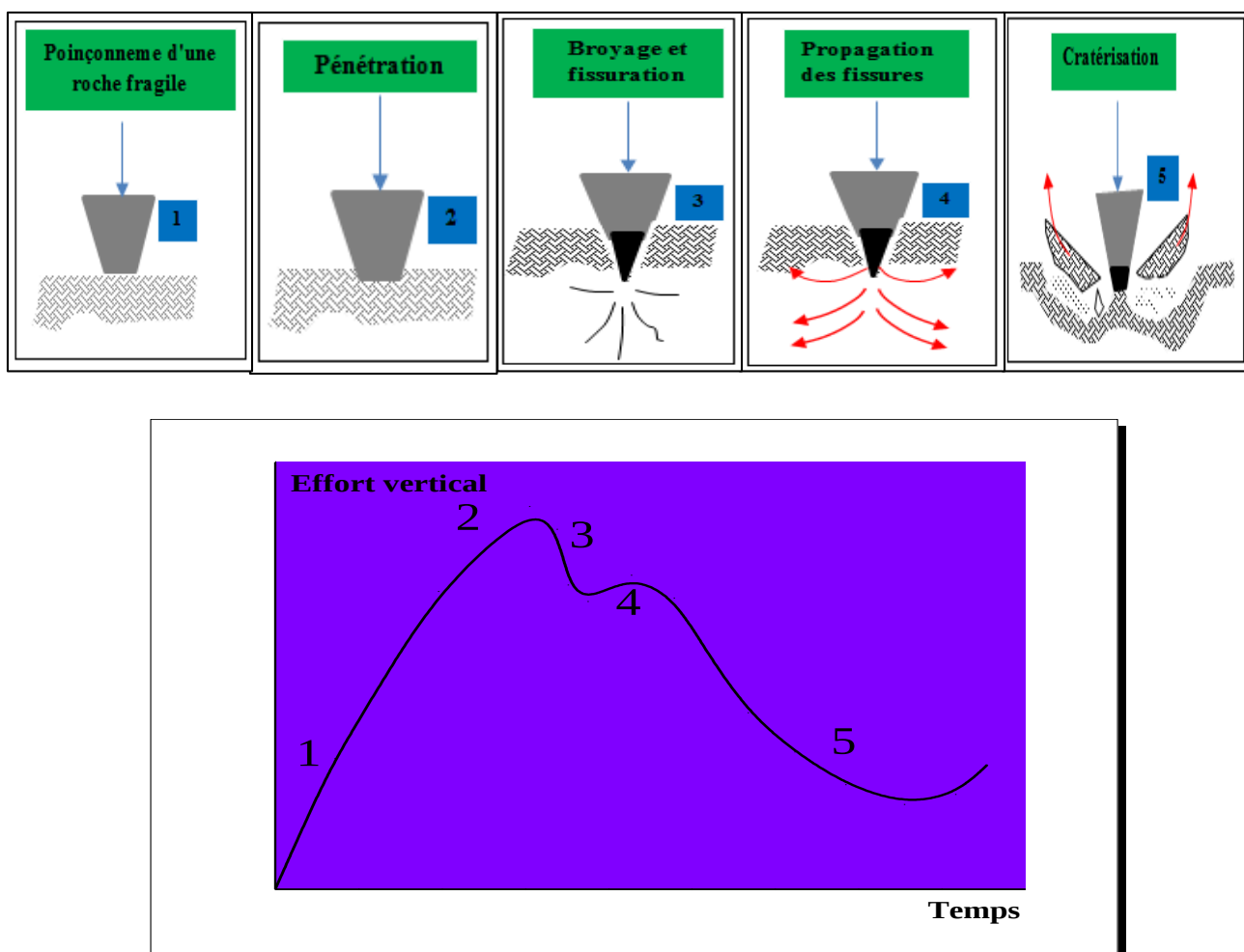
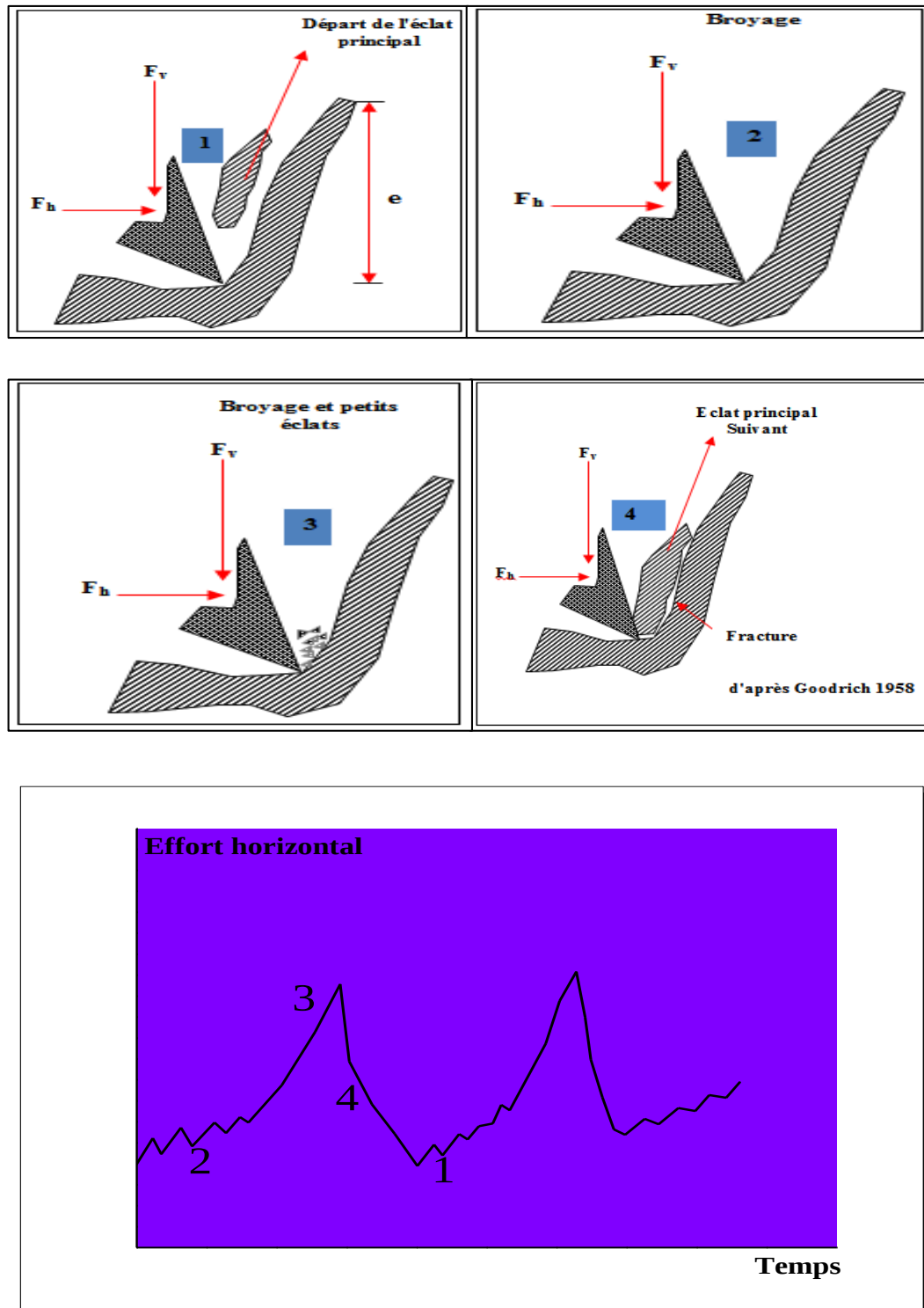


Figure.1.5. poinçonnement d'une roche fragile, (Hartman, 1959)

La figure 1.5 donne les variations de l'effort de poussée au cours des étapes de la première pénétration-cratérisation et indique la grande ressemblance entre le travail de la molette et celui du pic. (Figure.1.6).



**Figure.1.6. Travail d'un pic: L'effort vertical impose la profondeur de passe "e" la translation horizontale nécessite l'effort le plus important, (Gehring, 1970).**

**1.8.1.1. b. Conjugaison des surfaces libres**

Les arêtes des molettes ayant ainsi réalisé leur pénétration et se trouvant au fond de leur cratère, le plateau de forage est maintenant soumis à un couple de rotation; le processus décrit ci-dessus va se développer tout au long de la trajectoire de chaque molette sur le front de taille: les cratères formés autour de chaque outil évoluent en sillons (ou saignées). Cependant le processus va être modifié par l'existence même des surfaces libres (les flancs des sillons) qu'il engendre. La rupture d'une roche est fortement influencée par la position relative des faces libres qui la limitent: les sillons formés vont modifier la forme des ruptures sous les molettes proches, par exemple en provoquant le départ des zones en redans situées entre deux sillons adjacents sous forme de fragments de plus ou moins grande taille. Cette conjugaison des surfaces libres est très importante car elle augmente le volume de roche abattue, pour une même quantité d'énergie dépensée et mène ainsi à une réduction de l'énergie spécifique d'abattage.

**1.8.1.2. Aspects énergétiques du processus d'abattage**

Gehring (1970), a proposé l'analyse énergétique suivante:

- La pénétration de l'arête dans la roche (Figure 1.5.2) mobilise une énergie de déformation élastique puis plastique avec dégagement de chaleur par frottement interne.
- Le broyage intense sous le méplat de l'arête, l'ouverture et la propagation des fissures, la formation d'éclats menant à la cratérisation, nécessitent la fourniture d'une grande quantité d'énergie pour répondre à la dépense d'énergie de surface correspondant à la création de toutes ces nouvelles surfaces libres. De plus, les diverses théories de la fragmentation (travaux de Rittinger, Bond, Kick, Charles) admettent toutes que la quantité d'énergie à fournir est proportionnelle à l'augmentation de surface libre de la roche; bond l'estime grossièrement inversement proportionnelle à la racine carrée du diamètre des particules formées: la consommation d'énergie, à volume égal de roche abattue, augmentera ainsi comme l'inverse du carré de la taille des déblais. Le broyage de la roche en particules fines est une perte importante et le plus souvent inutile d'énergie.

Les faces de rupture ainsi coûteusement créées sont d'autre part le siège de frottements les unes sur les autres, qui consomment aussi une part d'énergie.

L'accélération des fragments de roche lors de leur expulsion au cours de la cratérisation correspond à une dépense d'énergie cinétique, ainsi que les vibrations engendrées par la formation discontinue du cratère puis des cratères successifs. Enfin, la plus grande quantité d'énergie dépensée est dissipée inutilement sous forme de chaleur par frottements de l'outil contre la roche. De plus, la roche ayant une conductibilité et une diffusivité thermique inférieure à celles des métaux composants les outils, cette grande quantité de chaleur (des températures de plus de 1000°C sont signalées) passe dans l'outil avec, nous le verrons, tous les inconvénients qui en résultent (abaissement de ses qualités mécaniques, augmentation de l'usure).

### 1.9. Données expérimentales sur le travail du pic isolé

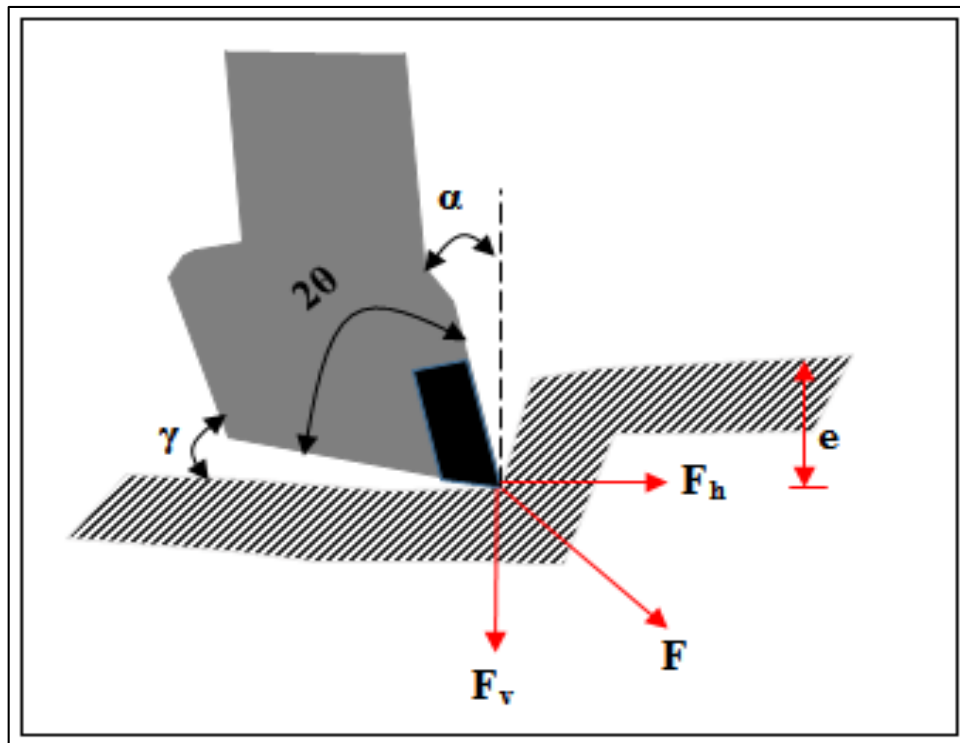
L'importante étude de Valantin et ses collaborateurs (1964) au CERCHAR est la source d'enseignements la plus féconde.

Les principaux éléments de description du travail d'un pic sont classiquement:

- ✓ L'angle d'attaque  $\alpha$ , angle de la face avant du pic avec la normale à la surface attaquée, qui peut être positif, négatif ou nul.
- ✓ L'angle d'outil 20°.
- ✓ L'angle de dégagement  $\gamma$  (dit aussi de dépouille) entre la face arrière du pic et la surface.

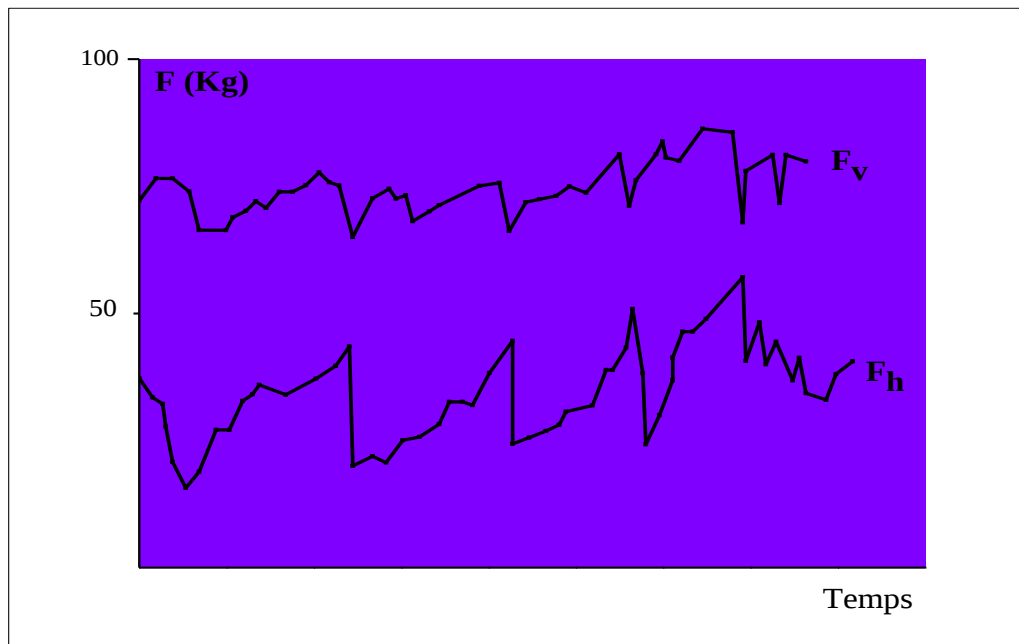
Les efforts exercés sur le pic sont tout d'abord un effort vertical, qui provoque une réaction de la roche, dite parfois effort de refoulement, et un effort horizontal pour la translation de l'outil qui est souvent abusivement appelé par analogie avec l'usinage des métaux, effort de "coupe". Nous conserverons les appellations moins ambiguës d'effort vertical  $F_v$  et d'effort horizontal  $F_h$  et désignerons par  $F$  la résultante de ces efforts, (figure.1.7).

On définit encore la profondeur de passe « e » qui représente la profondeur de la saignée que creusera le pic.



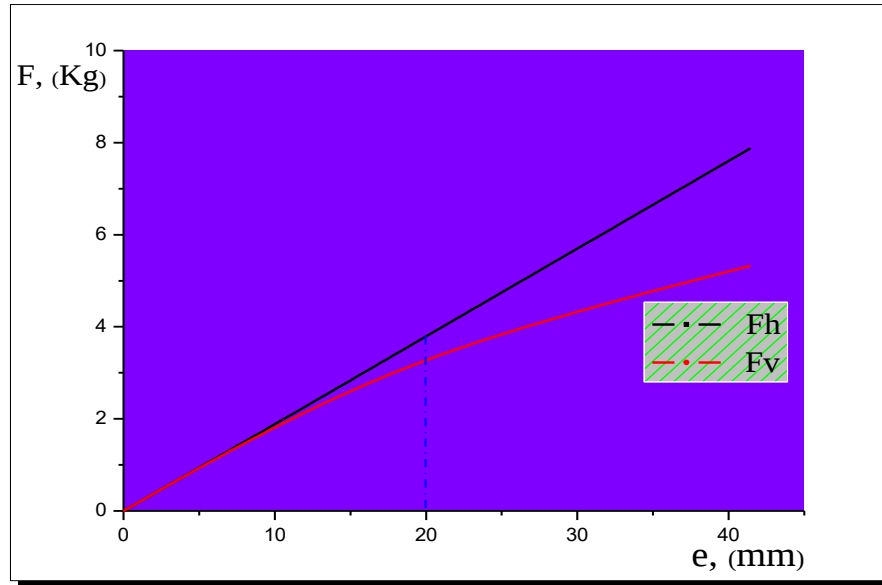
**Figure.1.7. Paramètres caractéristique d'un Pic haveur, (d'après Valantin, 1964)**

L'un des premiers résultats est l'extrême variabilité de l'intensité de ces efforts; Wagner (1971) note de plus que les valeurs extrêmes sont atteintes au même moment pour l'effort vertical et l'effort horizontal, (figure.1.8).



**Figure.1.8. Variation des efforts au cours de la destruction par un pic de la quartzite du Witwatersrand, (d'après Wagner, 1971)**

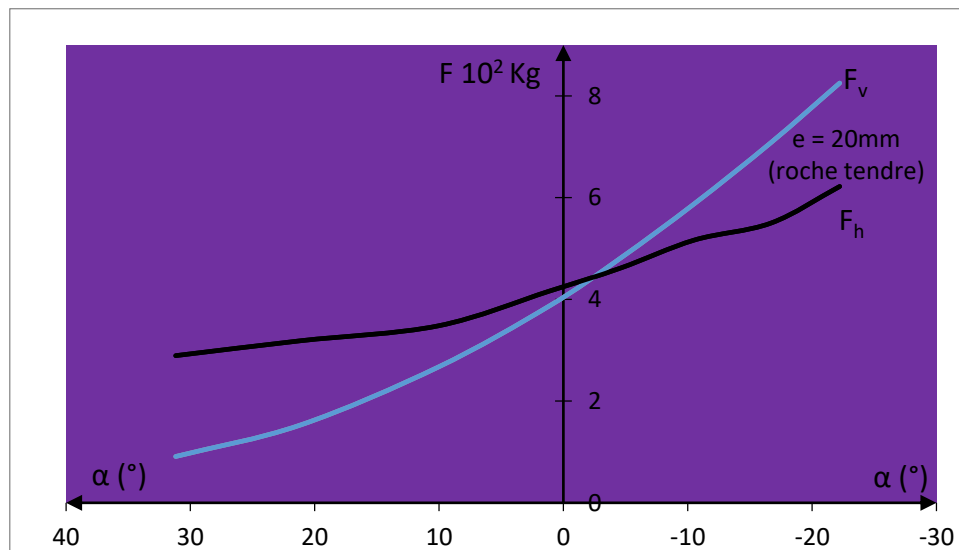
Les intensités respectives de ces efforts, et, par suite l'orientation de leur résultante, dépendent directement de l'importance de la profondeur de passée  $e$ .  $F_v$  et  $F_h$  augmentent avec " $e$ " d'une façon identique jusqu'à une certaine profondeur (20mm) au-delà de laquelle les valeurs respectives des efforts horizontal et vertical dépendent de la roche, (figure.1.9)



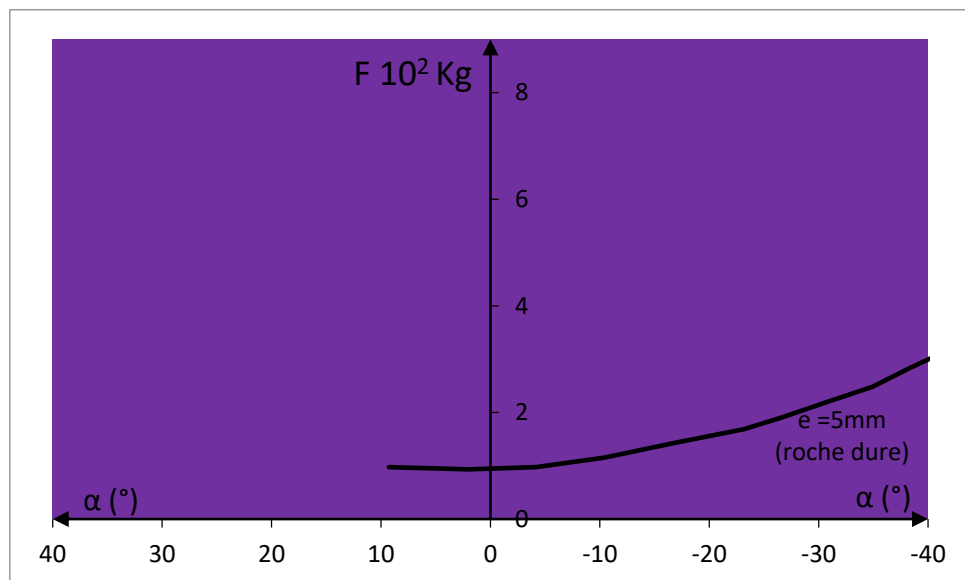
**Figure.1.9. Influence de la profondeur de passe  $e$  sur l'intensité des efforts sur le pic (Valantin 1964)**

### 1.9.1. Influence de la géométrie de l'outil et de l'attaque

Les efforts développés varient beaucoup avec l'angle d'attaque  $\alpha$ : Celui-ci doit être positif ou nul de  $+30^\circ$  pour les roches tendres il vers 0 pour les roches dures (coupe orthogonale). On constate que l'effort vertical croît très vite lorsque l'attaque devient négative. L'angle  $\gamma$  doit également être suffisant (plus de  $5^\circ$ ) pour que la modification du profil de l'outil par l'usure ne provoque pas une détérioration des conditions de dégagement de l'outil et un talonnage, (Figure 1.10 et 1.11).



**Figure.1.10. Influence de l'angle d'attaque  $\alpha$  en roche tendre (profondeur de passe  $e=20\text{mm}$ ) sur les efforts  $F_v$  et  $F_h$ , (Valantin 1964)**



**Figure.1.11. Influence de l'angle d'attaque  $\alpha$  en roche dure (profondeur de passe  $e=5\text{mm}$ ) sur les efforts résultent  $F$ , (Valantin 1964)**

A cours de l'abattage, l'usure de l'outil va modifier sa géométrie, et, par suite, les conditions de travail: par exemple, un méplat d'usure peut modifier l'attaque  $\alpha$  ou le dégagement  $\gamma$ .

### 1.9.2. Influence de l'usure

Fairhurst et Lacabanne (Figure 1.12) proposèrent de considérer qu'il se forme nécessairement un méplat d'usure, de surface ( $s'$ ), sur l'arête du pic. Les efforts exercés par le pic sur la roche deviennent alors, pour l'effort vertical une poussée égale au produit de l'air  $s'$

du méplat par la pression de contact ( $p'$ ), tandis que l'effort horizontal  $F_h$  (effort de translation ou couple de rotation)

Serait la somme d'un effort  $F^*$  de rupture de la roche (effort de "coupe" sensu stricto) et des forces de frottement qui se développent dans l'aire de contact sous le méplat:

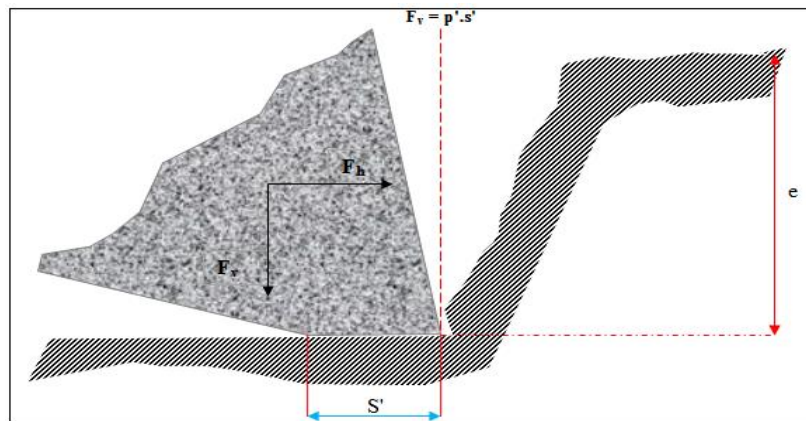
$$F_h = F^* + f \cdot p' \cdot s' \quad (1.1)$$

Soit:

$$F_h = F^* = f \cdot F' \quad (1.2)$$

Où:

$f$  : Coefficient de frottement outil-roche.



**Figure.1.12. Méplat d'usure d'un pic: influence sur la répartition des efforts, (Fairhurst et Lacabanne, 1956)**

Ici apparaît l'usure qui est un paramètre extrêmement important de l'efficacité du travail du pic.

Valentin met en évidence la liaison entre la vitesse d'usure et la vitesse d'attaque de l'outil et montre que l'effort vertical est à la surface du méplat par la relation (Figure 1.13 et 1.14).

$$F_v = F_0 + k \cdot s' \quad (1.3)$$

Où:

$K$ : les dimensions d'une pression et correspondait ainsi à ( $p'$ ) pression sur l'aire de contact du méplat. On a un effort  $F_0$  mesurable, même si ( $s'$ ) est nulle car la déformation de la roche sous l'arête crée une surface de contact.

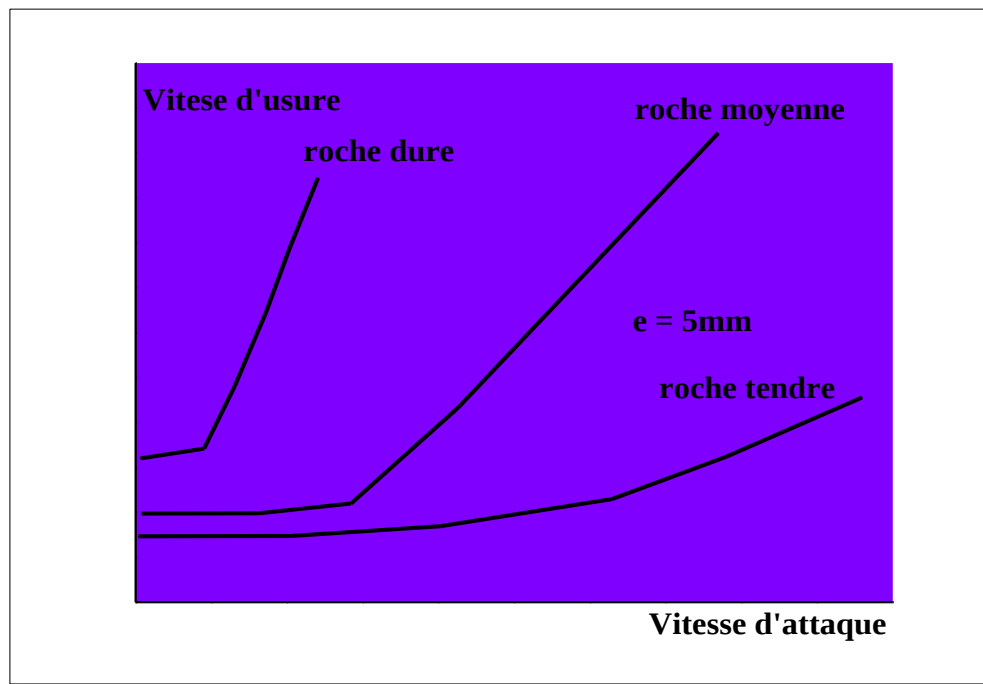


Figure.1.13. Influence de la vitesse d'attaque sur la vitesse d'usure du pic  
(Valentin, 1964)

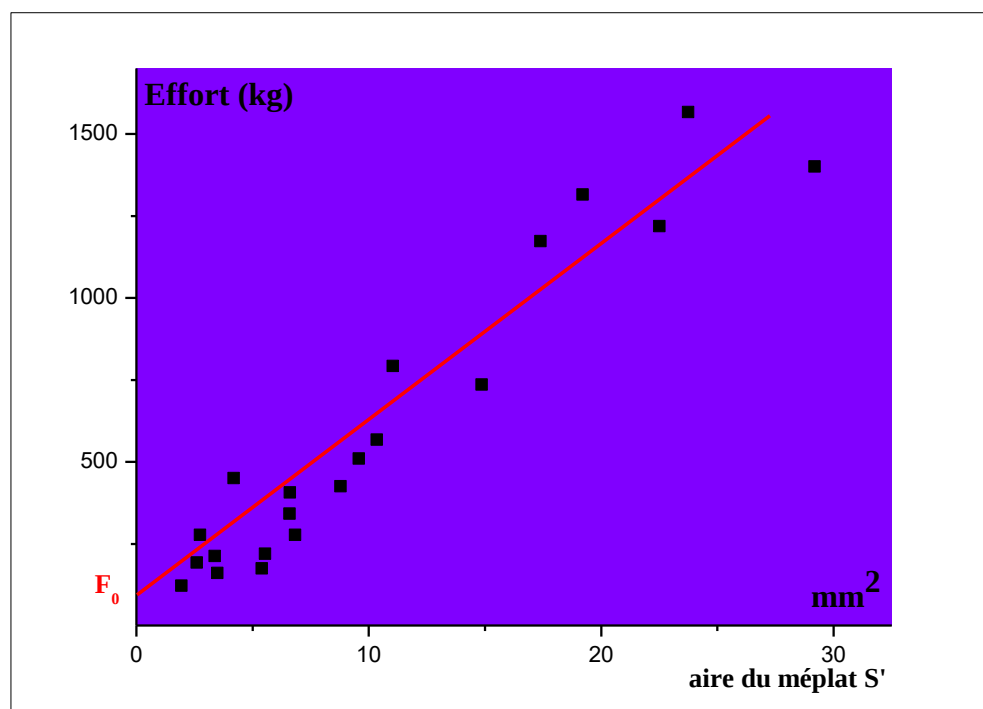


Figure.1.14. Influence de l'aire du méplat d'usure du pic sur l'effort vertical  
(Valentin, 1964)

Il montre aussi que l'effort horizontal  $F_h$  est relié à l'effort vertical  $F_v$  et s'avère être la somme d'un terme constant correspondant à l'effort de rupture sensu stricto de la roche,  $F^*$ , et d'un terme proportionnel à l'effort vertical  $F_v$  et donc à l'aire du méplat, qui n'est autre qu'un frottement outil-roche:

$$F_h = F^* + f \cdot F_v \quad (1.4)$$

Ou:

$f$ : est le coefficient de frottement outil-roche.

Soit:

$$F_h = F^* + f \cdot p' \cdot s' + f \cdot F_0 \quad (1.5)$$

C'est cet effort de coupe sensu stricto  $F^*$  qui est proportionnel à la profondeur de coupe, on peut l'écrire:

$$F^* = K \cdot e \quad (1.6)$$

Ou :

$K$ : est une constante, il vient donc:

$$F_h = K \cdot e + f(p' \cdot s' + F_0) \quad (1.7)$$

$$F_v = F_0 + p' \cdot s' \quad (1.8)$$

Nous voyons donc que le résultante  $F$  de ces efforts serait fonction de la profondeur de coupe ( $e$ ), du coefficient de frottement outil-roche, de la surface du méplat d'usure et de la pression exercée sur la roche sous ce méplat; on retrouve quelque peu les résultats de Nishimatsu qui, à partir de son modèle théorique, concluait que la résultante était la somme d'un terme proportionnel à la profondeur de passe ( $e$ ), responsable de l'initiation de la fracture (effort de rupture sensu stricto), et d'un terme correspondant aux broyage primaire et secondaire, et pourrait-on ajouter, aux frottement outil-roche.

D'après Valantin, ce travail de frottement outil-roche représenterait la partie la plus importante des efforts mis en jeu. Il se transforme entièrement en calories dont plus de 80% sont absorbés par l'outil qui bien meilleur conducteur thermique que la roche. Des températures de plus 1500°C ont été relevées après quelque centimètres de parcours du pic.

Cet apport thermique à l'outil a, de plus, l'inconvénient d'abaisser les caractéristiques de ses composants, ce qui facilite d'autant l'usure. Le refroidissement des outils et l'abrasivité de la roche sont des paramètres de grande importance.

Valantin a développé deux tests pour les prévisions relatives à l'utilisation des pics d'abattage dans les terrains houilliers:

- L'un, pour fournir une information sur l'abrasivité de la roche, à partir de la mesure du diamètre apparent du méplat d'usure d'un pointeau conique chargé statiquement et translaté d'un centimètre sur la surface de la roche.
- L'autre, fournir une valeur dite "dureté" de la roche à partir d'un essai de micro-forage rotatif (temps de la pénétration à l'origine de 1cm d'un effort à arête linéaire). Une certaine corrélation existe entre cet indice et la valeur de la résistance en compression simple mesurée dans des conditions données: cubes de 2cm d'arête, vitesse de mise en charge rapide (Figure 1.15).

Nous avons vu dans les paragraphes précédents que ce sont essentiellement les résistances en traction et en cisaillement qui sont sollicitées dans les processus de rupture sous l'outil.

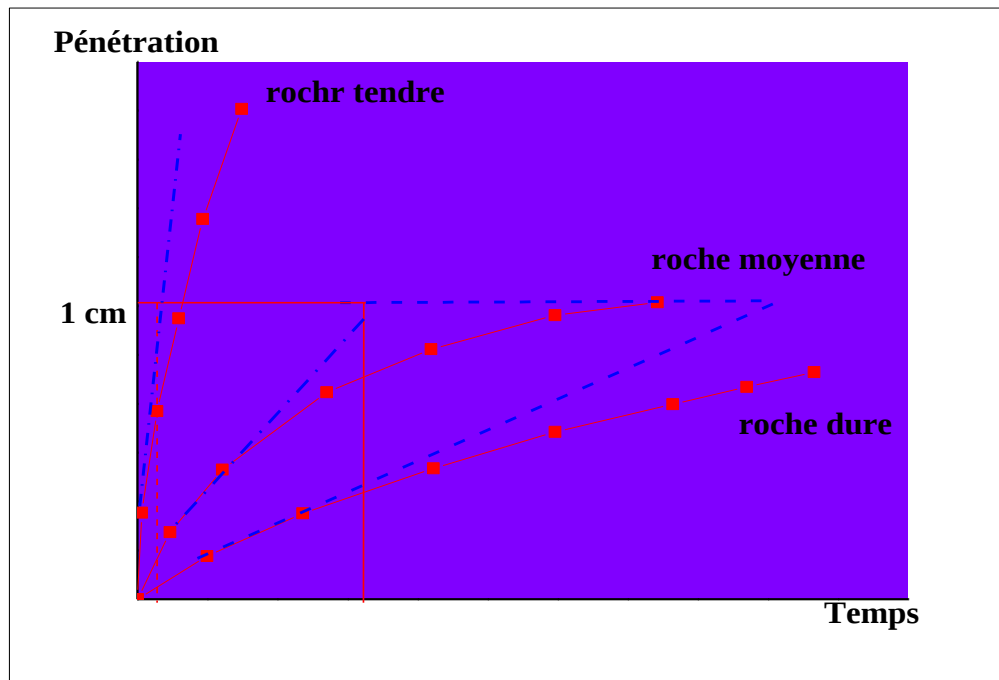


Figure.1.15. Test "dureté" Cercher (Valentin et al, 1964)

### 1.10. Donnée expérimentales sur travail de la molette

Plusieurs études ont été menées. Bruce et Morell (Figure.1.16, 1.17), ont développé un banc de mesures des efforts exercés par une molette à disque simple chargée statiquement et roulant en ligne droit. Comme pour le pic, on distingue classiquement un effort vertical  $F_v$  (dit aussi un effort horizontal  $F_h$  qui est essentiellement un effort de roulement).

Le caractère cyclique de la destruction déjà signalé se retrouve bien dans la variabilité de l'intensité des efforts. Le rapport de l'effort vertical appliqué  $F_v$  à la profondeur de pénétration  $d$  est fortement influencé par la nature de la roche et par l'angle d'outil  $2\theta$ , (Figure 1.18 et 1.19)

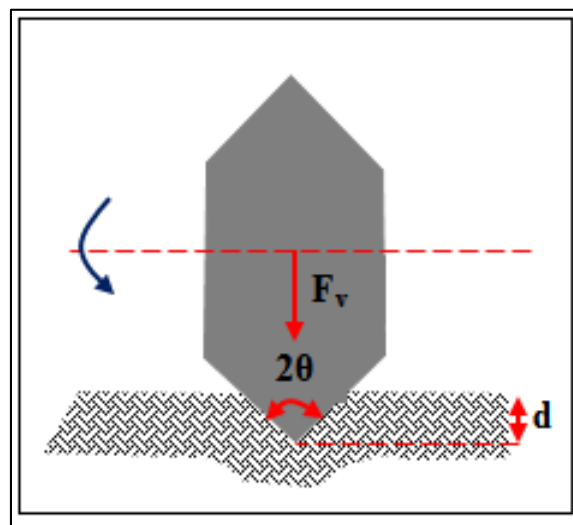


Figure.1.16. Caractéristiques de la molette, Bruce et Morell (1969)

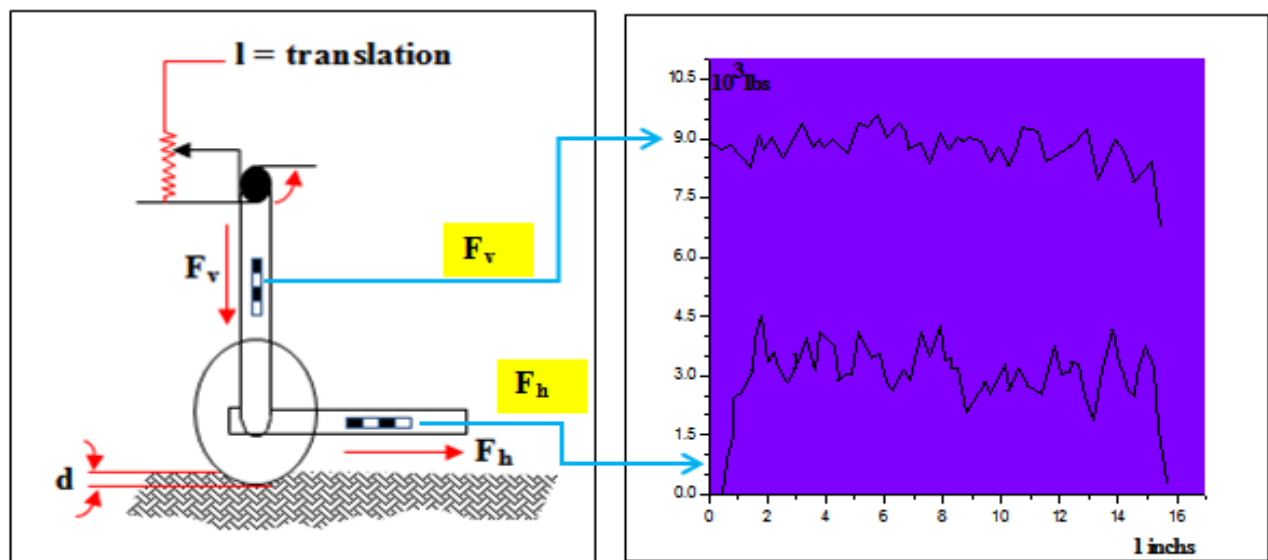


Figure.1.17. Schéma du dispositif d'essai de Bruce et Morell (1969). Variabilité des efforts

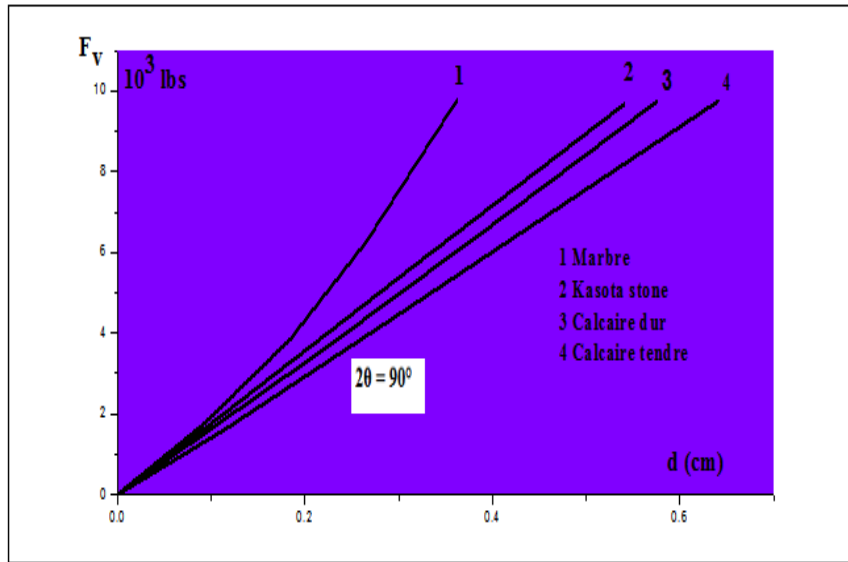


Figure.1.18. Influence de la nature de la roche (Bruce et Morell, 1969)

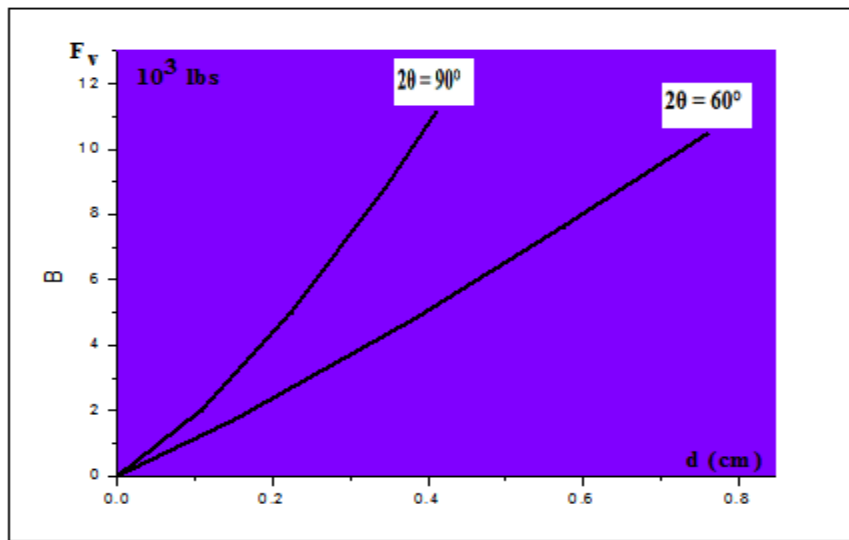
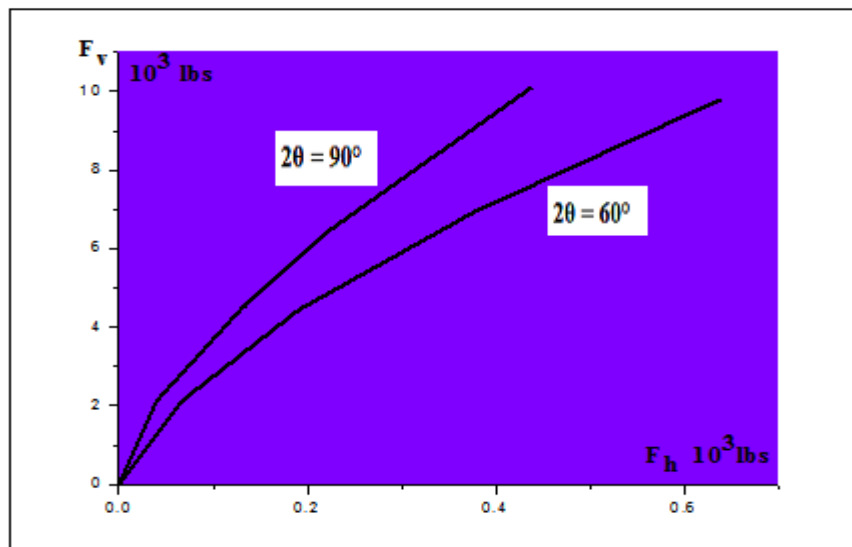


Figure.1.19. Influence de l'angle d'outil  $2\theta$  sur la profondeur de pénétration  $d$  (Bruce et Morell, 1970)

Les frottements outil-roche déterminent l'intensité de l'effort horizontal nécessaire pour le roulement de la molette; ce frottement outil-roche dépend de la nature de la roche, de la nature et de la géométrie de l'outil  $2\theta$ , (Figure.1.20).



**Figure.1.20. Rôle des frottements: augmentation de l'effort horizontale  $F_h$  avec le charge verticale  $F_v$  (Bruce et Morell, 1970)**

Des corrélations multiples entre les résultats expérimentaux sur les mesures ont été tentées entre:

- La profondeur de pénétration  $d$  et les efforts correspondants.
- Le volume du sillon (cratérisation) et les énergies mises en jeu correspondantes.

Le rapport de la roche  $F_v$  à la pénétration  $d$  est fonction dans l'ordre de l'indice sclérométrique  $Sh$  (ou "dureté shore", déterminée par un essai de rebondissement) et de la masse volumique  $\rho$  de la roche. Le rapport de l'énergie de cratérisation au volume du cratère est fonction, lui, du module d'élasticité  $E$ , de la masse volumique  $\rho$  et de la résistance en traction de la roche  $R_T$ .

Il ne fut pas trouvé de relation significative avec la résistance en compression simple, ce que confirme également nombre de résultat de chantier (galerie de l'Echaillon par exemple).

Des données à propos de la cratérisation sont fournies par Maurer (Figure 1.21) qui met en évidence un seuil d'intensité de l'effort vertical capable de provoquer la cratérisation. Ce seuil augmente très vite avec l'augmentation de l'aire de contact outil-roche, c'est-à-dire du méplat d'usure.

Ceci est très important car les molettes peuvent avoir leur aire de contact qui augmente au cours du forage de 500 à 1000%. La valeur du seuil de cratérisation pour des roches dures telle que granites ou basaltes serait de 5 à 10Kbar ceci expliquerait de garnir les outils de pointes de carbure.

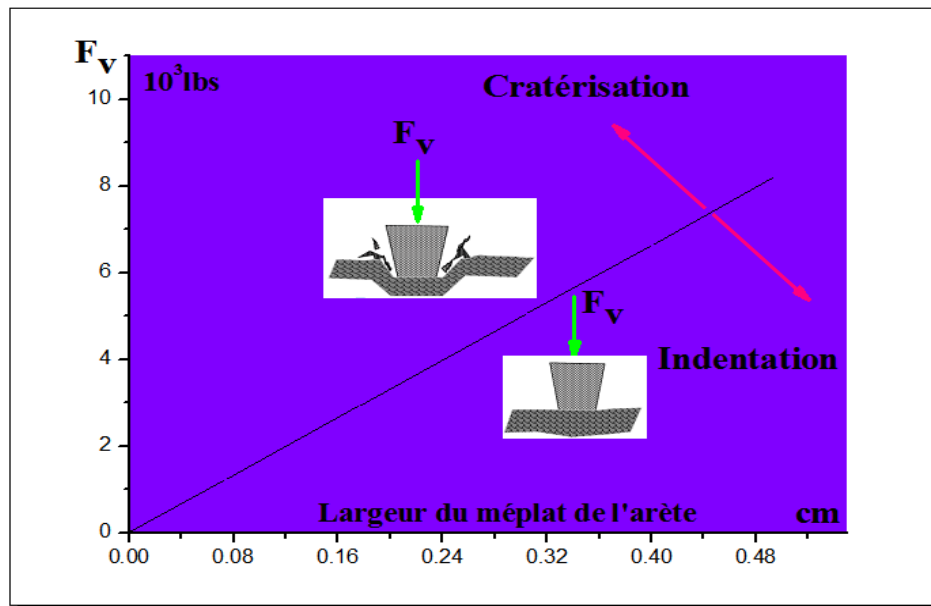


Figure.1.21. Effet de l'émoussé de l'arête sur la valeur du seuil de cratérisation pour le grès de Berea (Maurer, 1965)

### 1.11. Données sur le travail des pics groupes

Les lois fondamentales ont été précisées par Valantin (1964). L'une dite des "approfondissements répétés" précise que l'approfondissement d'une saignée de profondeur  $e_1$  faible à une profondeur «  $e_2$  » importante, nécessite autant d'effort que pour la confection en une passe profonde, d'une saignée de profondeur «  $e_2$  ». L'autre loi est la "loi des écaillages" qui précise les conditions de la rupture du redan qui se crée entre une saignée préexistante et une saignée en cours de creusement. La rupture a lieu si la largeur «  $l$  » du redan est inférieure ou égale à la profondeur de passe (ou aux 2/3 de celle-ci selon les roches).

$$l \leq e \text{ ou } l \leq \frac{2}{3}e$$

$F_{2a}$  = effort pour la saignée «  $2a$  » après la saignée «  $1$  ».

$$F_{2a} = F_{2b} = k.e$$

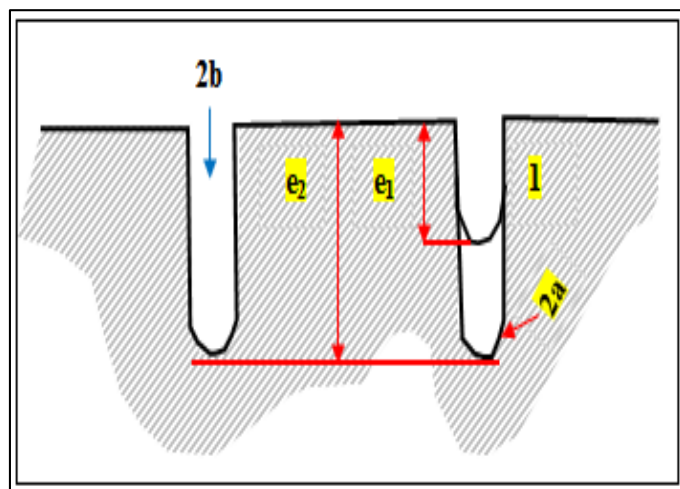
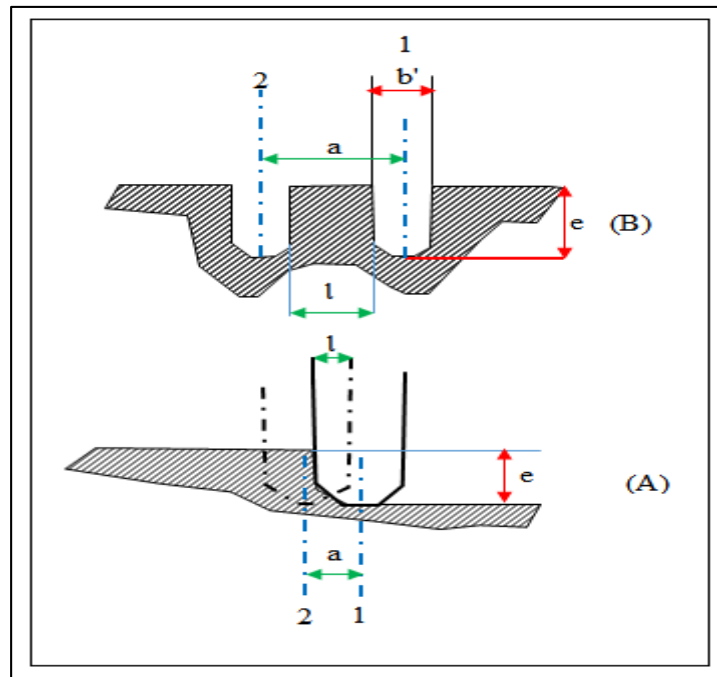
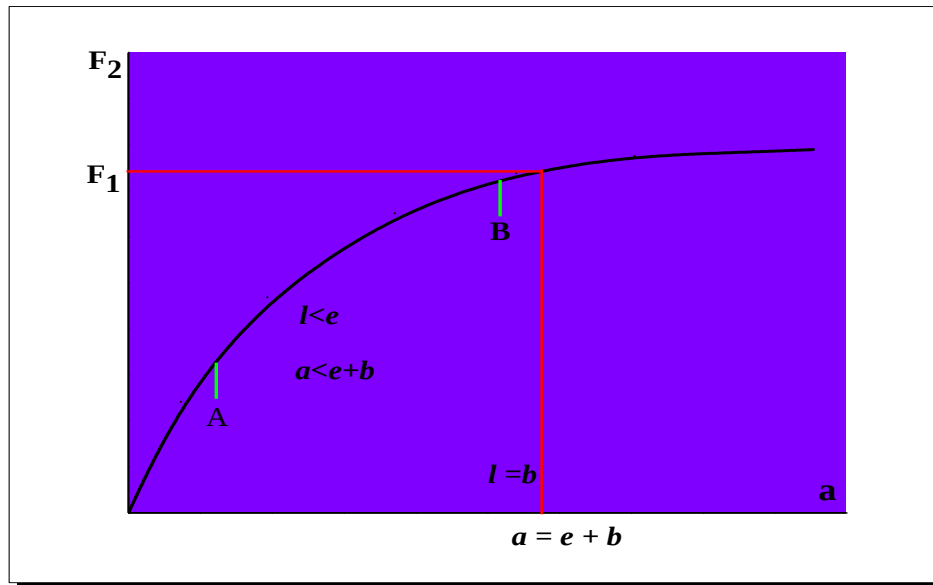


Figure.1.22. Loi des approfondissements répétés (Valantin 1964)

Si  $a$  est l'entraxe des saignées et  $b$  la largeur du pic, on a ( $a = l + b$ ), la rupture du redan a lieu si: ( $a \leq e + b$ )



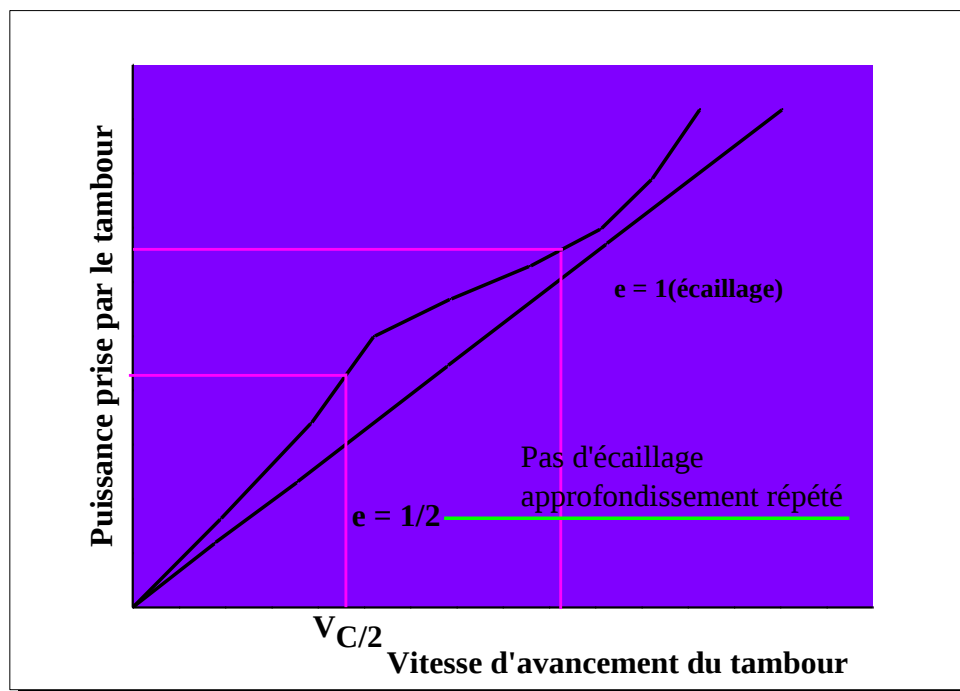
**a:** entraxe des pics      **b:** largeur des pics      **l:** largeur du redan

**Figure.1.23. Loi des écaillages (d'après Valantin 1964)**

L'effort  $F_2$  pour exécuter la deuxième saignée augmente avec l'entraxe  $a$  des saignées et atteint une valeur égale à  $F_1$  lorsque le redan a une largeur supérieure à la profondeur de passe.

Ces deux lois sont très importantes en particulier pour le choix des dispositions des pics sur les tambours de havage, par exemple l'intérêt de la disposition en hélice dans laquelle le pic d'ordre (n) ménage une possibilité d'écaillage au pic d'ordre (n+1) en lui fournissant une surface libre supplémentaire.

En ajustant la vitesse de rotation et d'avancement des tambours, on peut favoriser l'écaillage et éviter de tomber dans des cas d'approfondissements répétés ou de l'énergie est consommée inutilement: on met ainsi en évidence l'existence d'une vitesse critique d'avancement du tambour correspondant à une puissance spécifique d'abattage minimale. Soit  $P^*$  la puissance correspondant à une profondeur de passe sensiblement égale à la largeur  $l$  des redans; si la profondeur de passe utilisée est réduite à  $l/2$  pour une vitesse réduite à la moitié de la vitesse critique, la puissance nécessaire ne sera pas réduite de moitié mais égale à  $3P^*/2$  (figure.1.24).



**Figure.1.24. Influence de la loi des écaillages sur la puissance prise par un tambour de havage. Notion de vitesse critique d'avancement  $V_c$  (d'après Valantin 1964).**

## 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**

## **Modèles théoriques disponibles**

## Chapitre II

### Modèles théoriques disponibles

#### 2.1 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 en majorité 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 le chapitre précédent, permettront de jeter les bases d'une modélisation aussi rigoureuse et potentiellement puissante que possible.

#### 2.2 Modèles théoriques disponibles

En dépit de la nature plutôt complexe du processus de fragmentation des roches, jusqu'à présent, on a proposé un certain nombre d'études théoriques pour étudier les mécanismes de la coupe de roche en faisant quelques simplifications et hypothèses. Parmi ces recherches, les théories d'Evans sur le pic attaque en pointe et le pic en coin et la théorie de Nishimatsu sur les pics en coin sont les plus connues et largement utilisées pour la conception efficace de la tête de coupe des haveuses de longue taille, des mineurs de surface et roadheaders (N. Bilgin, et al 2006).

##### 2.2.1 Modèle Ernst-Merchant modifié (1944)

La base de la recherche sur la coupe des métaux a été réalisée par Merchant (1944 et 1945), qui a d'abord proposé un modèle pour le processus de coupe du métal en analysant le

mécanisme de la formation des copeaux. Potts et Shuttleworth, en 1958, ont appliqué et modifié cette théorie pour la coupe de la roche par un processus discontinu de rupture par cisaillement. Il est supposé dans cette théorie que le critère de rupture sur le plan de rupture de cisaillement est satisfait par l'équation de Mohr-Coulomb, exprimée comme:

$$\tau_s = S_s + \sigma_n \tan \varphi \quad (2.1)$$

Où:

$\tau_s, \sigma_n$  : contraintes de cisaillement et normales au plan de rupture.

$S_s$  : la résistance au cisaillement.

$\varphi$  : angle de frottement interne.

Le copeau est traité comme un corps « séparé », compte tenu de l'équilibre des forces et les contraintes sur cette hypothèse en utilisant moins de travail.

$$F_C = \frac{2S_s d w \cos(\delta - \alpha)}{\sin \theta_s \cos(\theta_s + \delta - \alpha)} \quad (2.2)$$

Où:

$F_C$ : la force de coupe maximale,

$d$  : la profondeur de coupe,

$W$  : la largeur de pic en coin,

$\delta$  : L'angle de frottement entre l'outil et la roche,

$\alpha$  : L'angle de coupe de l'outil,

$\theta$  : L'angle de cisaillement entre le plan de cisaillement et la direction de coupe.

Bien que ce modèle a été basé sur le modèle Ernst-Merchant pour la coupe des métaux, Potts et Shuttleworth (1958), Roxborough et Rispin (1973) ont indiqué que la valeur calculée à partir de ce modèle coïncide généralement avec les résultats des tests pour certains types de charbon et craie humide.

### 2.2.2 Modèle Evans pour pics en coin (1962)

Evans (1962) a développé une théorie pour estimer la force impliquée pour la rupture du charbon par un outil en forme de coin pointu. Deux ans après, il a présenté une théorie modifiée en considérant l'effet d'émousser (I. Evans 1965). Les hypothèses suivantes ont été faites dans le modèle d'Evans (Figure 2.1):

1. La rupture du charbon est causée par la contrainte de traction le long d'un courbe circulaire ab.

2. La fissure de rupture provient de l'extrémité du coin le long d'une direction de tangente horizontale au point a.
3. Il n'y a aucun frottement entre la cale et le charbon, la force F agissant sur le copeau de rupture est perpendiculaire à la surface de cale ae.
4. Le coin arrache et fait tourner le copeau autour du point b, et cette force agit par le point b.

Prendre des moments autour d'un point b, compte tenu de l'équilibre de copeau et l'utilisation de l'hypothèse de travail minimum, Evans a déterminé la force  $F_c$  requise pour former le copeau est:

$$F_c = \frac{2\sigma_t d \sin\left[\frac{(90^\circ - \alpha)}{2}\right]}{1 - \sin\left[\frac{(90^\circ - \alpha)}{2}\right]} \quad (2.3)$$

Où :

$\sigma_t$  : est la résistance à la traction du charbon, et d'autres notations ont été définies dans l'équation. (2.2).

Les principes de base de ce modèle ont été utilisés par Roxborough dans des caractéristiques de coupe des roches tendres comme le grès, le calcaire, les résultats expérimentaux concordent bien avec les forces théoriques prédites à partir de cette formule (F.F. Roxborough and A. Rispin 1973 et F.F. Roxborough 1973).

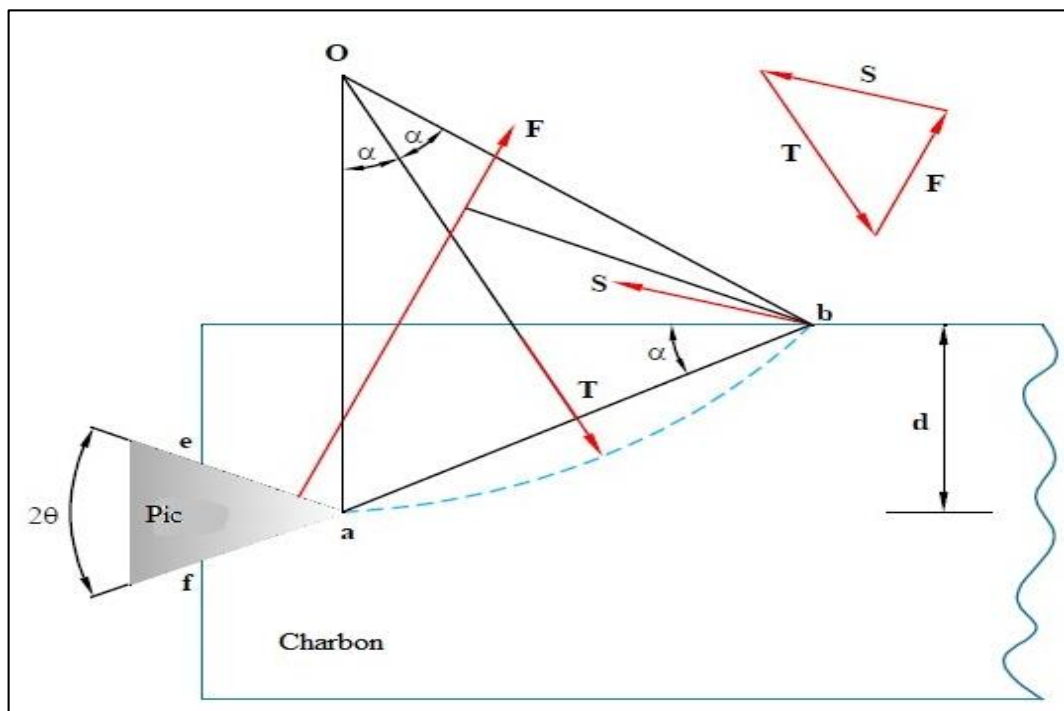


Figure.2.1. Géométrie de la rupture d'après Evans (1962)

### 2.2.3 Model 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 Figure.2.2.

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

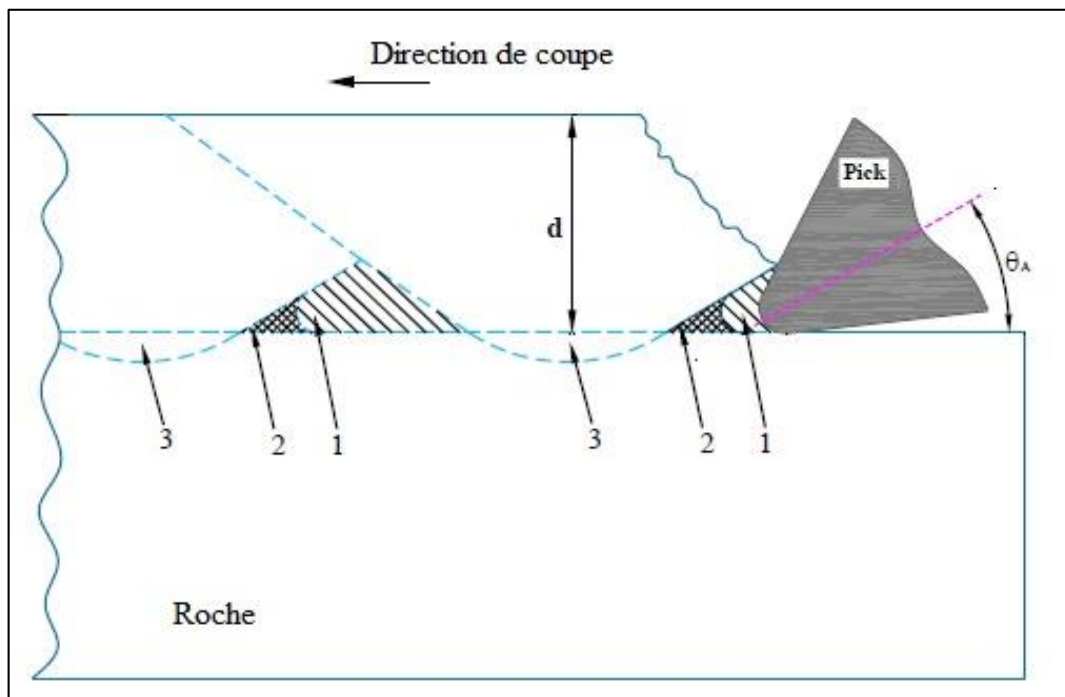


Figure.2.2. Le cycle du pic (d'après Nishimatsu, 1972)

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 Merchant voir Figure.2.3.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.

$$p = p_0 \left( \frac{h}{\sin \alpha} - y \right)^n \quad (2.4)$$

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.

Nishimatsu, en 1972, a postulé une théorie pour la coupe de roche sur la base de l'observation du processus de rupture dans la coupe de roche et de quelques hypothèses simplifiées. Il y a une similarité assez fondamentale entre cette théorie et la théorie bien connue du marchand dans la coupe de métal. Dans cette théorie, il a d'abord supposé que la distribution des contraintes le long du plan de rupture (ligne ab sur la Figure 2.3) les diminutions de l'outil tranchant le point (a) au point de surface (b) en raison de forte concentration de contraintes autour de l'outil de coupe. La contrainte agissant sur un point arbitraire sur le plan de rupture (ab) est proportionnelle à la puissance de la distance entre ce point et le point de surface b.

Il est également supposé que l'ouverture et l'extension de la fissure satisfait le critère de rupture de Mohr-Coulomb. basé sur l'équilibre de la force résultante  $F$  et de l'intégration de la contrainte résultante  $P$ , la force de coupe est finalement définie par:

$$F_c = \frac{2S_s d w \cos \varphi \cos(\delta - \alpha)}{(n + 1)(1 - \sin(\delta - \alpha - \varphi))} \quad (2.5)$$

La notation supplémentaire,  $n$ , est le facteur de répartition des contraintes, qui peut être estimé empiriquement comme:

$$n = 11.3 - 0.18\alpha \quad (2.6)$$

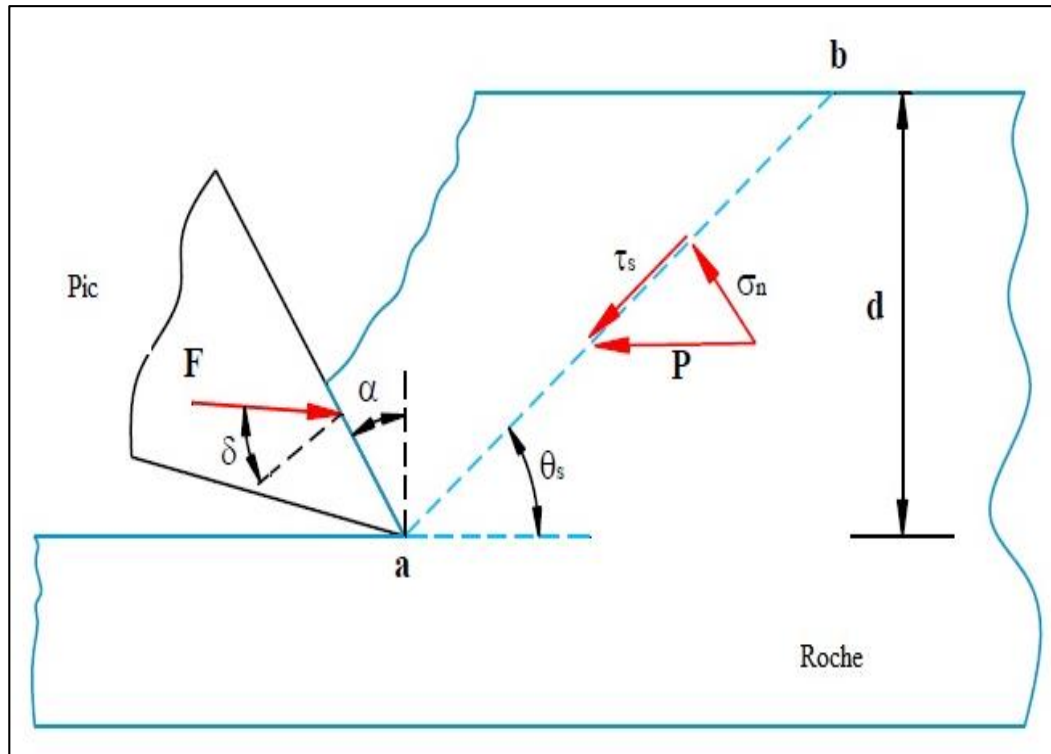


Figure.2.3. Géométrie de la rupture (d'après Nishimatsu, 1972)

En général, les tendances prévues par les modèles ci-dessus pour pics simples en coin sont conformes aux forces mesurées (F.F. Roxborough 1973).

#### 2.2.4 Modèles Evans originaux et modifiés pour pics a pointe d'attaque

La coupe de roche par des pics de points ou d'un coin peut être raisonnablement considérée comme une idéalisation bidimensionnelle et la force de coupe nécessaire peut être calculée approximativement. Cependant, le comportement de coupe d'attaque de point ou des pics coniques est essentiellement un processus tridimensionnel, et il est difficile de simplifier et estimer les forces de coupe dans ces conditions (R.H. Bao 2011, et al, I. Evans 1984, H.I. Inyang 2002). Par conséquent, seulement quelques propositions analytiques existent dans la littérature (R.H. Bao 2011, R. Goktan and N. Gunes 2005, I. Evans 1984, F.F. Roxborough and Z. Liu 1995, R. Goktan 1997 et R. Goktan 1995). Il n'était pas jusqu'en 1984 celui, Evans (1984) propose la première théorie de la force de coupe pour des pics d'attaque de points. Il est supposé dans son modèle que la traction des contraintes périphériques et des contraintes de compression radiales sont produites dans la roche par la pénétration d'un pic d'attaque de points comme représenté sur la Figure 2.4. Lorsque la contrainte dans la roche dépasse sa résistance à la traction, la fissuration à la traction se produit et le copeau en forme de V qui est symétrique par rapport au plan vertical central est formé.

Les forces agissant sur le demi-segment du copeau de potentiel comprennent:

La force de traction  $T$  résultante agissant normale à la surface  $OC$ , ce qui peut être calculé comme  $\sigma_t d / \cos \phi$  si le rayon du trou ( $a$ ), est beaucoup moins que la profondeur de pénétration  $d$ , où  $\sigma_t$  est la résistance à la traction de la roche.

- ✓ L'intégration des forces élémentaires le long de l'arc  $CD$  est la force de rupture radiale  $R$ , qui peut être déterminée:

$$R = \int_{-\phi/2}^{\phi/2} qa \cos \beta d\beta = 2qa \sin(\phi/2) \quad (3.6)$$

Où:

$q$ : est la contrainte de compression radiale.

- ✓ La force de traction agissant normale au rayon vertical  $AB$ , ce qui peut être négligé par rapport à d'autres forces selon Hurt et Evans (1980).

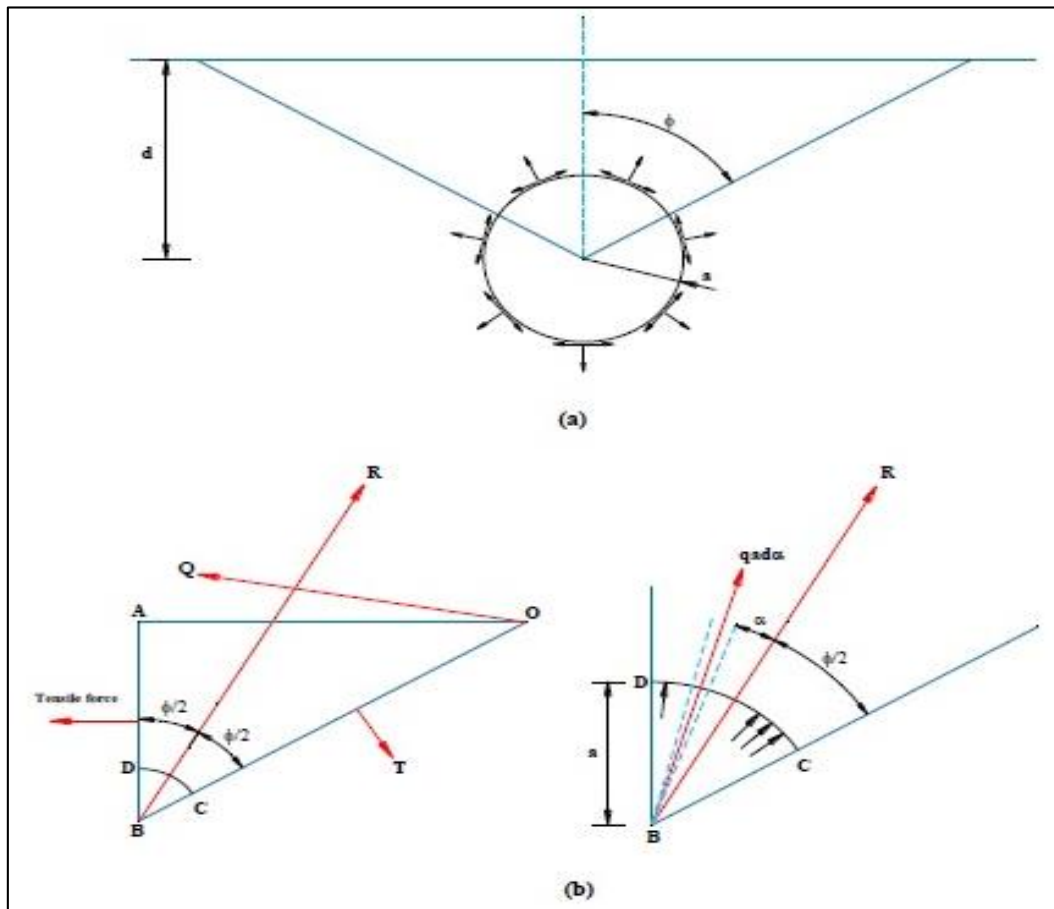


Figure.2.4. (a) Trou sous pression interne (b) Forces agissant sur le demi-segment (d'après I. Evans 1984)

Une quatrième force  $Q$  est produite par le demi-segment s'appuyant sur l'épaule de la roche. L'équation suivante présente l'équilibre des moments pour le demi-segment à propos du point:  $O$

$$R \frac{d}{\cos \phi} \sin(\phi/2) = \sigma_t \frac{d}{\cos \phi} \frac{1}{2} \frac{d}{\cos \phi} \quad (2.7)$$

En donnant :

$$q = \frac{\sigma_t}{4} \frac{d}{a} \frac{1}{\cos \phi \sin^2 \phi/2} \quad (2.8)$$

L'énergie à la rupture qui est proportionnelle à  $\sigma_c^2$  est minimale quand

$$2q \frac{dq}{d\phi} = 0 \quad (2.9)$$

En donnant  $\phi=60^\circ$ , alors la contrainte de compression  $q$  à la rupture est:

$$q = 2\sigma_t \frac{d}{a} \quad (2.10)$$

Dans la deuxième étape de cette théorie, le pic conique est traité comme un cône plutôt que comme un trou circulaire en regardant de côté (Figure 2.5). Une tranche mince du cône est considérée, la zone élémentaire de cette tranche mince est  $2\pi r \delta l$ ,  $\delta l$  est l'augmentation de la longueur le long de la OD,  $r$  est le rayon de la tranche mince. La valeur de la profondeur du point D dans le sens de la contrainte de compression est  $d/\cos \theta$ , où  $\theta$  est le demi-angle du cône. La composante horizontale  $\delta P$  de la force élémentaire  $\delta R$  agissant sur la tranche mince peut être résolue comme:

$$\delta P = \delta R \sin \theta = q \delta A \sin \theta = 2\sigma_t \frac{d}{\cos \theta} \frac{1}{r} 2\pi r \delta l \sin \theta = 4\pi \sigma_t \frac{d}{\cos \theta} \delta r \quad (2.11)$$

Ainsi, toute la force horizontale de poussée pour la surface conique est:

$$F_c = \int dP = 4\pi \sigma_t \frac{d}{\cos \theta} \int_0^a \delta r = \frac{4\pi \sigma_t d a}{\cos \theta} \quad (2.12)$$

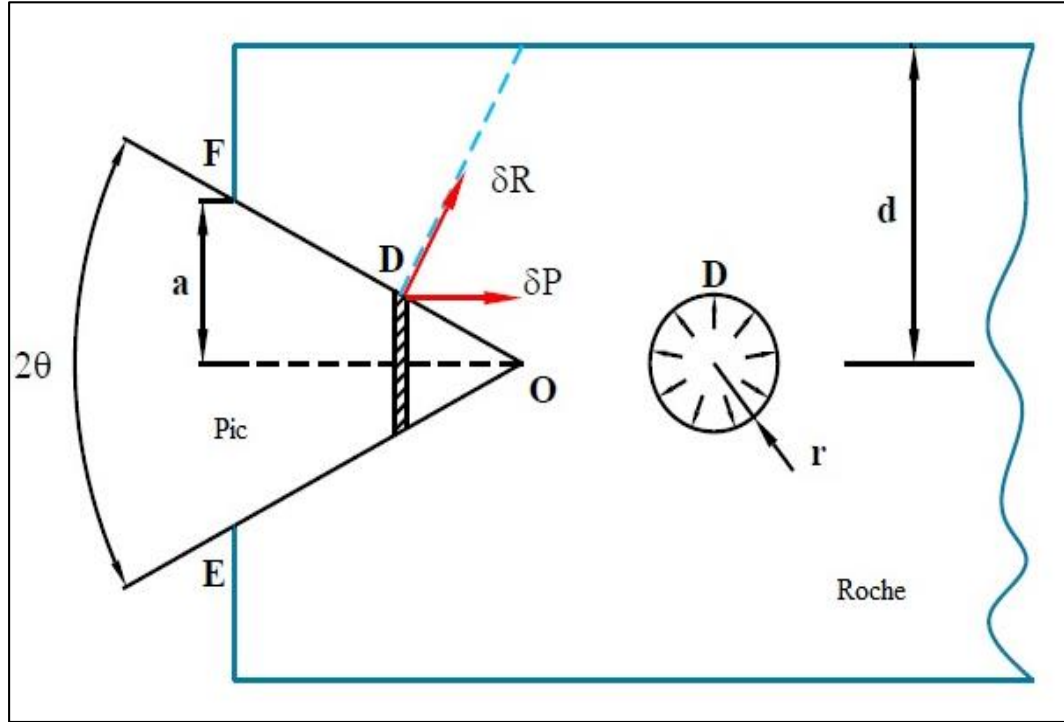
La force  $F_c$  doit surmonter la résistance à la compression de la roche autour du cône, s'écrire comme suit:

$$F_c = \pi a \sigma_c^2 \quad (2.13)$$

Où:

$\sigma_c$ : la résistance à la compression uniaxiale de la roche, éliminer a un des Eqs. (2.12) et (2.13), finalement  $F_c$  est déterminé.

$$F_c = \frac{16\pi\sigma_t^2 d^2}{\sigma_c \cos^2 \theta} \quad (2.14)$$



**Figure.2.5. Forces agissant sur un trou conique, (d'après I. Evans 1984)**

La théorie ci-dessus pour le pic d'attaque de pointes pour calculer la force de coupe maximale des propriétés de la roche, de la géométrie de pic et la profondeur de coupe. Cependant, Roxborough et Liu (1995), Goktan (1997), Goktan et Gunes (2005), Bilgin et al. (2006) et Bao et al. (2011) se sont rendus compte que les résultats prévus de la théorie diffèrent souvent des résultats mesurés en raison de leurs hypothèses majeures, approximations et simplifications. Il est précisé que la discordance pourrait être partiellement due à la négligence de frottement entre l'outil de coupe et la roche et le rayon de trou de coupe. En prenant en considération les effets du frottement et le rayon du trou, Roxborough et Liu (1995) obtenus:

$$F_c = \frac{16\pi\sigma_t^2 \sigma_c d^2}{[2\sigma_t + \sigma_c \cos \theta / (1 + \tan \delta / \tan \theta)]^2} \quad (2.15)$$

Goktan a également proposé une équation modifiée pour le pic d'attaque en points basée sur la théorie d'Evans. Comme indiqué dans l'équation (2.16), la force de coupe maximale est une fonction de la résistance à la traction de la roche, la profondeur de coupe, de l'angle semi-incliné et de l'angle de frottement entre l'outil et la roche. Dans cette équation, une des insuffisances de la théorie originale d'Evans (la dose maximale de la force de coupe ne chute pas à zéro lorsque l'angle de la pointe du semi-prélèvement  $\theta$  est nul) est éliminée. En outre, l'effet problématique de la présence de la contrainte de compression uniaxiale qui a un effet inverse sur la force de coupe disparaît.

$$F_C = \frac{4\pi\sigma_t d^2 \sin^2(\theta + \delta)}{\cos(\theta + \delta)} \quad (2.16)$$

Il a été affirmé que les valeurs prévues de cette équation sont en bon accord avec les résultats expérimentaux publiés et pourrait avoir une valeur pratique si elle était validée par d'autres études.

En dépit de ces modifications et améliorations du modèle d'Evans original, d'autres données expérimentales de taille de roche linéaire à grande échelle ont révélé que la force de coupe était encore significativement sous-estimée (Bao et al, 2011, Goktan et Gunes 2005). Il est postulé que cela pourrait être le résultat de la rupture de la roche sous hypothèse d'attaque symétrique, ce qui n'est pas le cas dans un processus de coupe pratique. Par conséquent, Goktan et Gunes (2005) ont modifié son précédent Eq. (2.16) en considérant la condition de coupe asymétrique. L'angle de coupe  $\alpha$  (comme indiqué sur la Figure 2.3) ce qui est défini comme l'angle entre la face avant de la mesure de pic et la ligne perpendiculaire au plan parallèle à la direction de coupe sous le pic est présenté dans cette formule semi-empirique.

$$F_C = \frac{12\pi\sigma_t d^2 \sin^2[(90 - \alpha)/2 + \theta + \delta]}{\cos[(90 - \alpha)/2 + \theta + \delta]} \quad (2.17)$$

### 2.2.5. 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.

#### 2.2.5.1. Creusement d'une saignée isolée

Lebrun formule quatre hypothèses fondamentales schématisées comme suit :

- ✓ Le copeau de roche a approximativement la forme prismatique illustrée par la Figure.2.6 ; ce prisme est défini par les angles  $\alpha$  et  $\theta$ , 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.
- ✓ 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).
- ✓ le copeau glisse dans la direction illustrée sur la Figure.2.6 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.
- ✓ 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  $\omega$  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

$$\underline{X} = \tau \underline{y} + \sigma \underline{n} \quad (2.18)$$

(Le trait sous le symbole indique une notation vectorielle), Où  $\underline{y}$  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  $\underline{x} \cdot \underline{b} = 0$

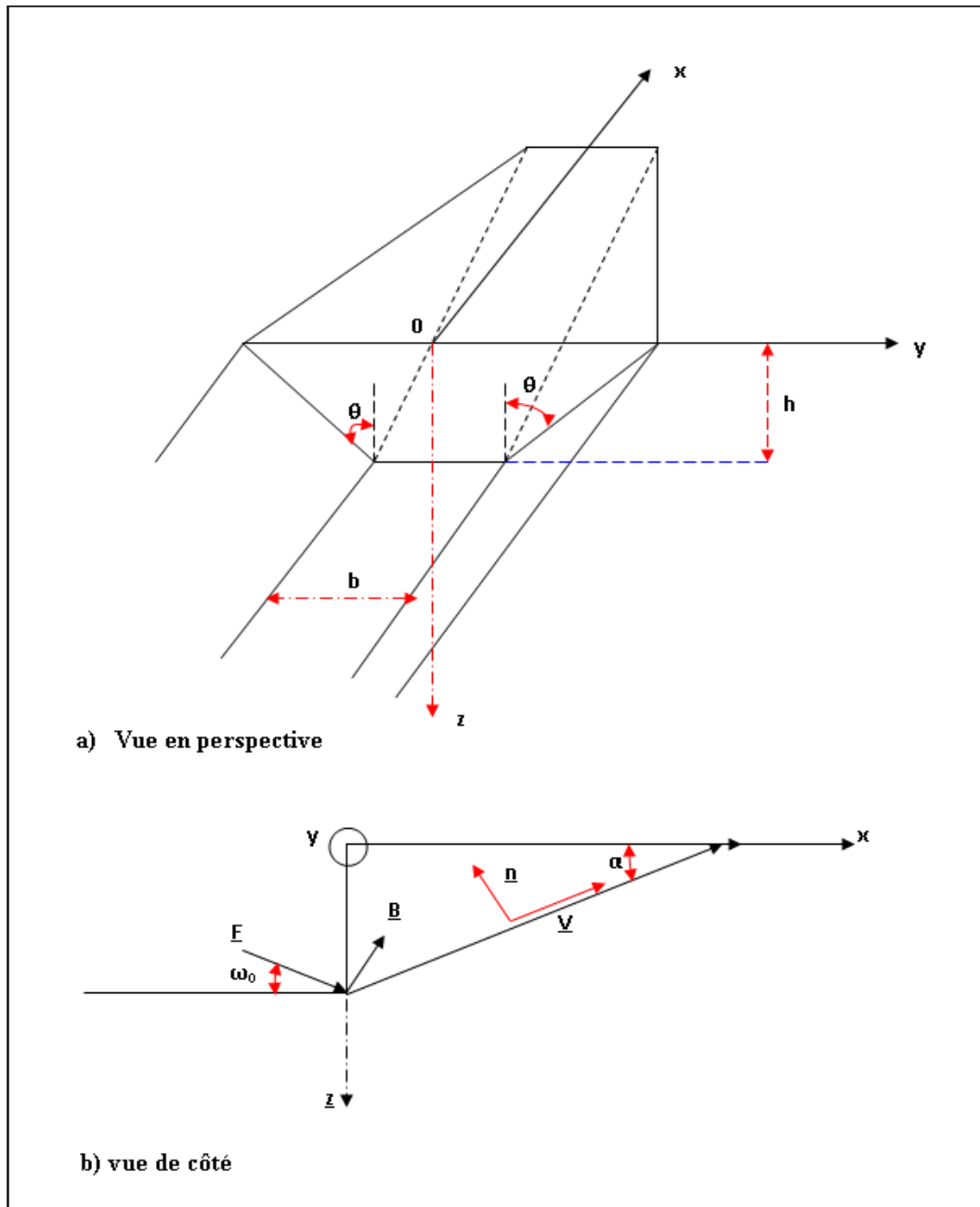


Figure.2.6. Forme approximative du copeau de roche (d'après Lebrun, 1978)

Où :

$\underline{B}$  est le vecteur normal à la force  $\underline{F}$ , 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

$$F = \frac{C_0 hb}{\sin \alpha \cos(\alpha + \omega)} \left[ \frac{1}{1 - \tan \alpha \tan(\alpha + \omega)} + \frac{h}{b} \frac{\tan \theta}{\frac{\tan \theta}{\cos \alpha} \left(1 + \frac{\tan^2 \theta}{\cos^2 \alpha}\right)^{-1/2} - \tan \theta \tan(\alpha + \omega)} \right] \quad (2.19)$$

Que nous écrivons sous la forme

$$F = C_0 hb \left( U(\alpha, \omega, \phi) + \frac{h}{b} V(\alpha, \theta, \omega, \phi) \right) \quad (2.20)$$

Lebrun détermine alors  $\alpha$  et  $\theta$ , minimisant  $F$ , par une méthode numérique.

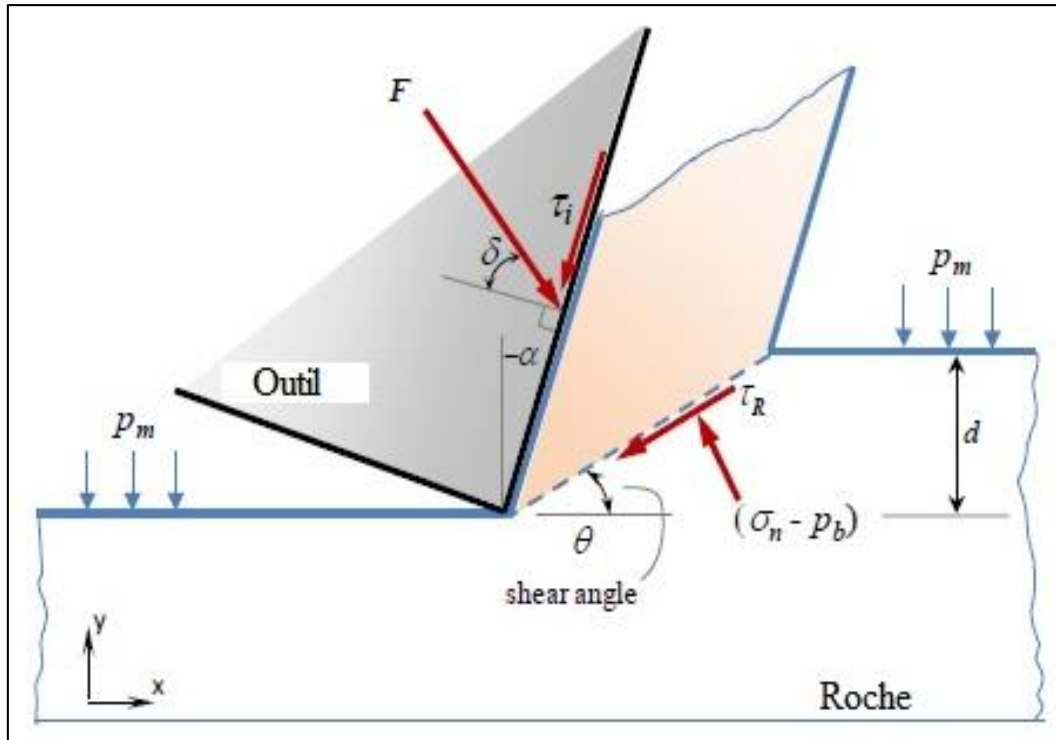
A ce stade il convient donc de noter que

- ✓ 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,  $\alpha$  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.

### 2.2.6 Model Detournay et Atkinson (2000)

Dans leur formulation, Detournay et Atkinson (2000) ont obtenu une généralisation simple de la solution de Merchant pour expliquer la présence de fluide pendant le processus de coupe de la roche, comme illustre sur la Figure 2.7. Dans ce cas,  $F$ , est la force de coupe différentielle, définie comme la force nécessaire pour déplacer le coupeur sans la force agissant sur le coupeur (dû à pression de boue,  $p_m$ ) lorsqu'elle n'est pas en contact avec la roche.



**Figure 2.7. Définition du problème de coupe de la roche selon Detournay et Atkinson (2000)**

Pour étendre le modèle Marchand, Detournay et Atkinson ont présenté les hypothèses suivantes:

1. Le critère de rupture de Mohr-Coulomb est satisfait par la contrainte normale effective  $(\sigma_n - p_b)$  et la contrainte de cisaillement à travers le plan de rupture de roche:

$$\tau_R = c + (\sigma_n - p_b) \tan \varphi \quad (2.21)$$

Où :

$p_b$  : est la pression des pores,  
 $C$  : est la cohésion,  
 $\varphi$  : est l'angle de frottement interne de la roche,

2. l'angle de frottement de contact à l'interface de coupe-roche,  $(\delta)$ ,

$$\tau_i = (\sigma_n - p_m) \tan \delta \quad (2.22)$$

3. La pression du fluide interstitiel le long de l'interface coupe-roche est égal à  $p_m$ .

D'après les hypothèses 2 et 3, les composantes horizontales et verticales de la force de coupe différentielle ont la relation suivante:

$$f_y = -\tan(\delta - \alpha)F_x \quad (2.23)$$

Ensuite, suivant les mêmes considérations que dans le modèle marchand, la composante horizontale de la force de coupe selon Detournay et Atkinson est

$$F_x = [c + (p_m - p_b) \tan \varphi] \left( \frac{2d \cos \varphi}{1 - \sin(\delta - \alpha + \varphi)} \right) \cos(\delta - \alpha) \quad (2.24)$$

### 2.2.7 Modèle de Bao

Plusieurs tentatives ont été faites pour analyser la force d'écaillage des matériaux fragiles à travers des essais d'écaillage des arêtes (E. Almond 1986 et N. McCormick, J. Quinn, et al 2000, H. Chai et B.R. Lawn 2007, G. Gogotsi, et al 2007). Bao (2011) et Yao (2010) ont postulé que si la direction de chargement dans l'écaillage de bord est considérée comme la direction de coupe dans la coupe de roche et la face latérale dans les essais d'écaillage de bord est traitée comme la surface de coupe, la formation d'éclats de bord est semblable aux tests linéaires de coupe de roche dans l'exploitation minière dans une certaine mesure et peut être utilisée pour estimer la force de coupe maximale comme représenté sur la Figure 2.8.

Yao (2010) a fait une recherche expérimentale dans laquelle un pic conique incliné a été comparée à un pic pyramidal incliné dans des essais de d'écaillage de bord en laboratoire. Il a été constaté que les copeaux de roche générés ont la même forme et que l'énergie de d'écaillage est proportionnelle à la puissance de la profondeur de coupe.

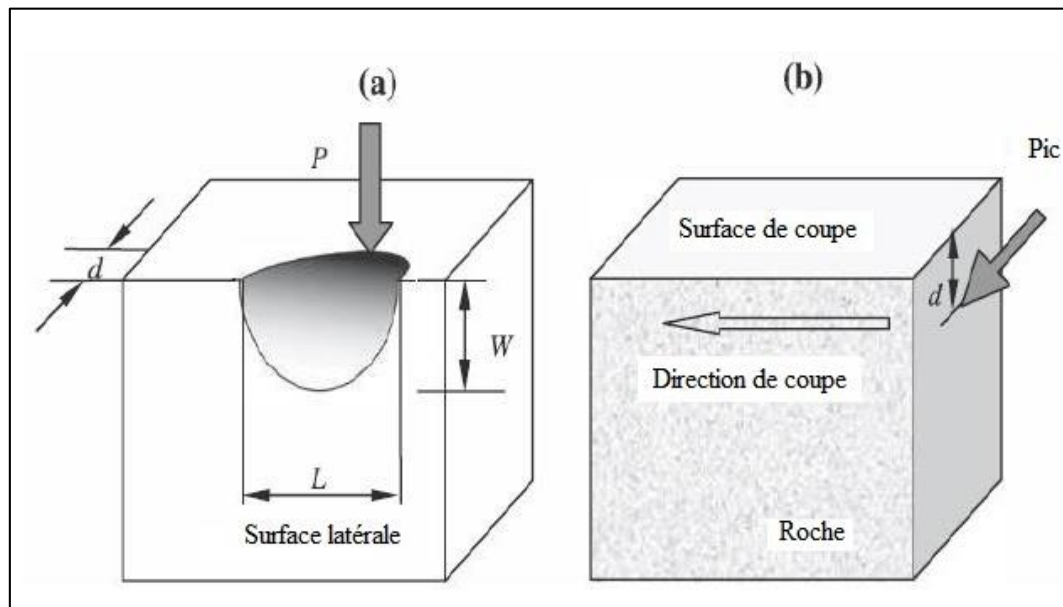


Figure.2.8. (a) d'éclats de bord de matériaux fragiles et (b) coupe de roche linéaire (d'après Bao 2011)

En et Zhang (2011) ont construit un modèle, basé sur des résultats d'expériences de d'écaillage de bord sur quatre types de grès, pour estimer la force maximale de renforcement des pics d'attaque de pointe à l'aide de: (a) la mécanique de la rupture et (b) la similarité géométrique des copeaux de roche. Dans son modèle, la force maximale de renforcement est calculée comme:

$$P_c = \left(\overline{H}\right)^{1/3} \left(6 \frac{\omega}{k} G_s\right)^{2/3} d^{4/3} \quad (2.25)$$

Où:

$$G_s = \frac{K_{IC}^2}{E} \quad (2.26)$$

H: la "dureté" correspondante à travers les tests d'indentation

$\omega$ : facteur géométrique dépendant de la géométrie du pic

k : facteur géométrique du pic indépendant des propriétés de la roche

$G_s$ : taux de rejets d'énergie de déformation de la roche

$K_{IC}$ : dureté de la roche

E: module de young's de la roche

d: profondeur de coupe,

Il a été démontré que la force d'indentation maximale prédite correspondait bien à la force mesurée. Cependant, il convient de souligner que l'utilisation d'essais de d'écaillage des bords pour simuler le processus de coupe de la roche peut souffrir des inconvénients du processus quasi statique des essais de d'écaillage des bords. L'effet de l'angle d'attaque n'a pas été pris en considération dans ce modèle, ce qui pourrait donner lieu à des prévisions inexactes pour les forces de coupe de roche pratique.

### 2.2.8. 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 III**

## **Analyse des paramètres de coupe**

## Chapitre III

### Analyse des paramètres de coupe

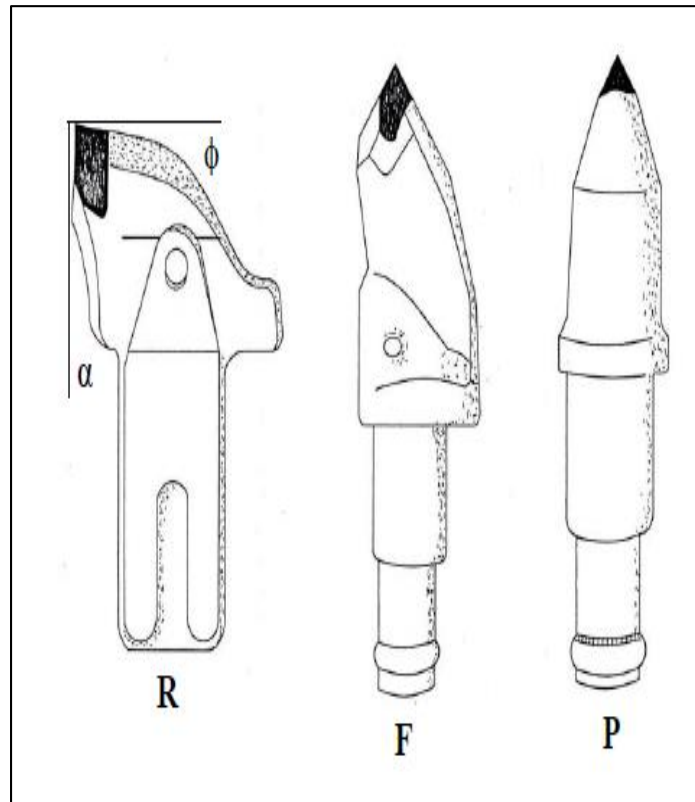
#### 3.1. Introduction

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.

#### 3.2. Caractéristiques D'outils

Il y a trois types d'outils utilisés généralement, à savoir : radial, attaque en avant et conique Figure.3.1. Les pics radial ont leur manche normale 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 d'attaque en avant avec des têtes coniques (Eyyuboğlu, E.M, 2000).

- R: Radial,
- F: attaque en avant
- P: conique
- $\alpha$ : Angle de coupe
- $\phi$ : Angle arrière de dégagement



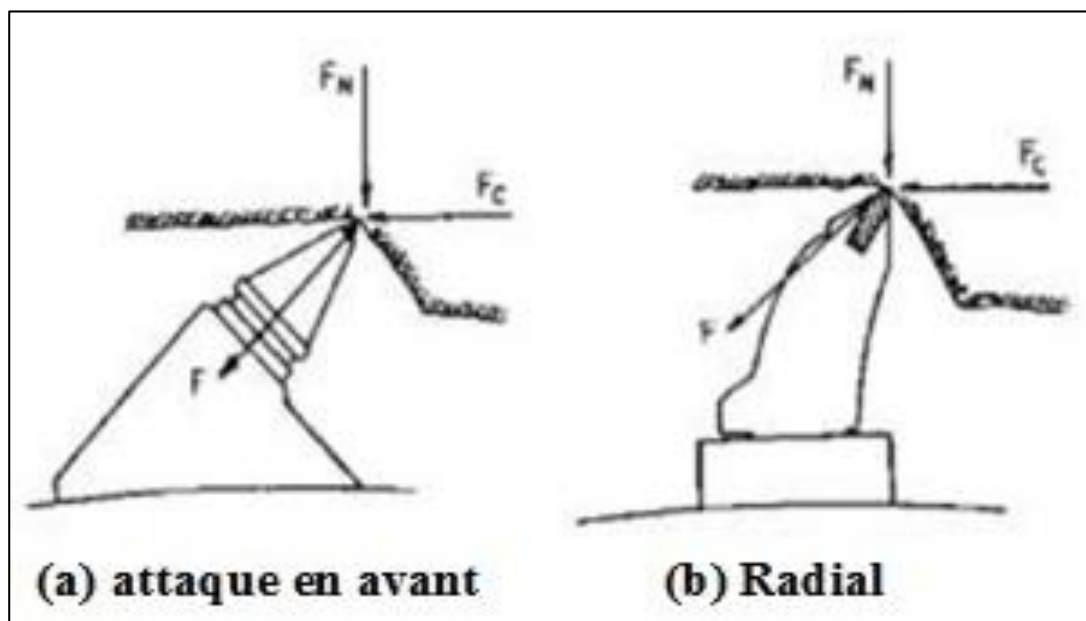
**Figure.3.1. Les types d'outils: Radial, attaque en avant et conique, (Eyyuboğlu, E.M, 2000).**

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).

Les outils de traînée sont composés principalement de deux types d'outil (Figure 3.2); des outils radiaux incluant le pic de forme de burin, ou le pic de forme de coin et des outils d'attaque de point, Bob de prune, ou le pic conique (Roxborough, 1973).

Les outils d'attaque de point sont classés par catégorie dans trois types de forme: outils coniques, outils sphériques et outils balistiques (Anderson et Rostami, 1997).

Parfois, selon des matériaux d'outil, des outils de traînée peuvent être classifiés dans les sous-catégories de pic augmentés par diamant (ou le pic de diamant polycristallin) (Zacny et Cooper, 2004) et des pics d'insertion de carbure.



**Figure.3.2. Deux types de pics sur une tête de coupe, attaque en avant ou conique, radiale ou pic en coin (Roxborough et Sen, 1986).**

Chaque type de pic a la durée de vie sans doute différente et des caractéristiques de l'usure. Les outils en coin (outils radiaux) ont tendance à avoir moins de force de coupe, une durée de vie plus longue et à éprouver l'étincellement moins de friction, moins d'usure, et moins de poussière comparés ou pic d'attaque de point (Yilmaz et al. 2007).

Mais leur défaut principal est la perte rapide d'efficacité lorsque leurs pointes sont usées. Cette vie de pic courte a été observée dans beaucoup de domaine et des expériences de

laboratoire. D'autre part, d'autres chercheurs ont proposé que les pics à pointe d'attaque aient moins d'énergie spécifique et la vie plus longue avec une usure uniforme (Roxborough et Sen, 1986; Goktan et Gunes, 2005).

Roxborough et Pedroncelli, 1982; ont proposé que le pic conique est plus efficace que le pic de forme en coin à la profondeur plus élevée de coupe sur l'observation scientifique de trois ans dans une mine sud-africaine. Ils ont dans des conditions de frottements abrasifs des roches, la durée de vie de pic à pointe d'attaque était plus longue et plus efficace qu'un pic de forme en coin. Ceci en accord avec des observations de terrain et de laboratoire.

### 3.2.1. 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 grands, 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  $15^\circ$  allié avec un angle arrière de dégagement de  $60^\circ$  s'est avéré être la forme optimal de l'outil (Evenden et Edwards, 1985).

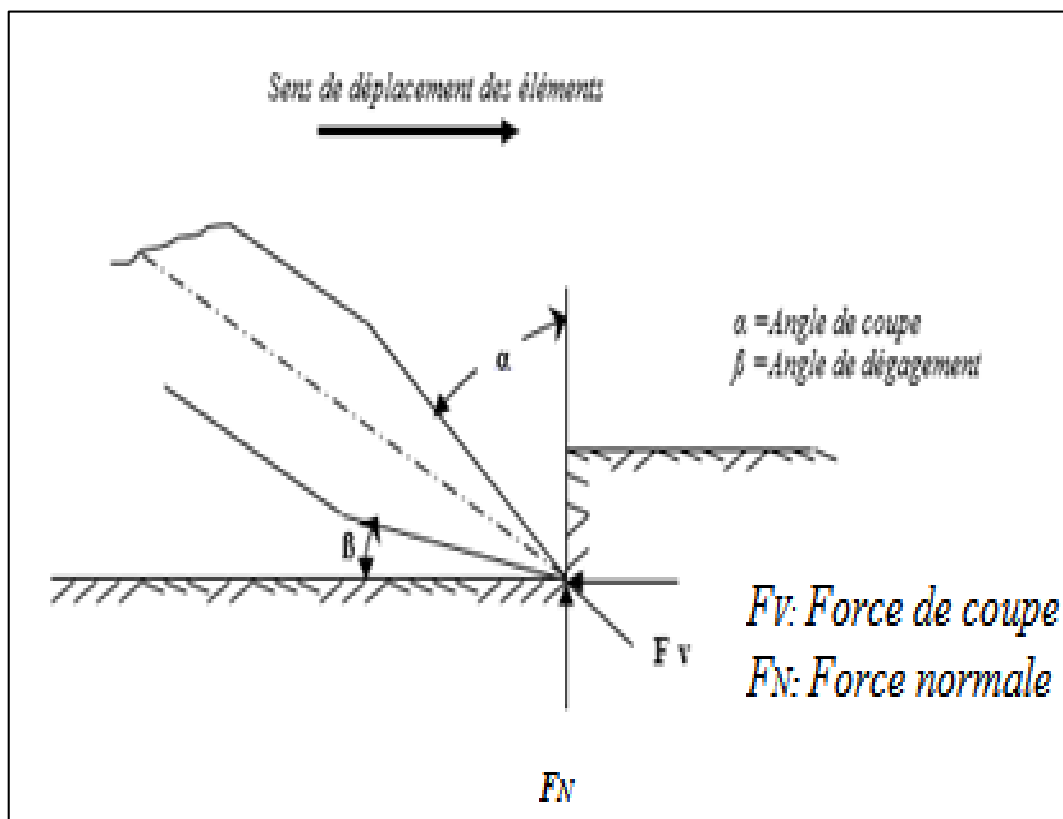


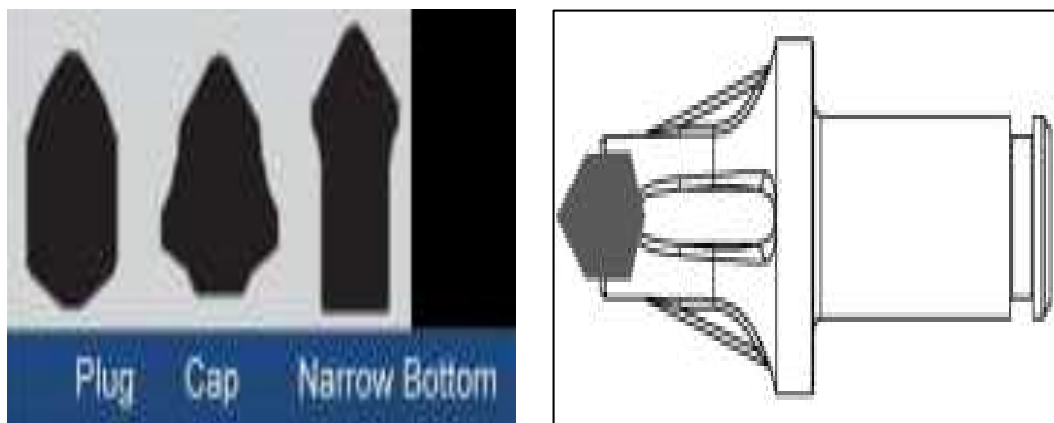
Figure.3.3. Paramètres de coupe d'un pic en coin (Stecklein, et al, 1974)

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  $40^\circ$  (Pomeroy, 1964).

### 3.2.2 Type de pointe conique

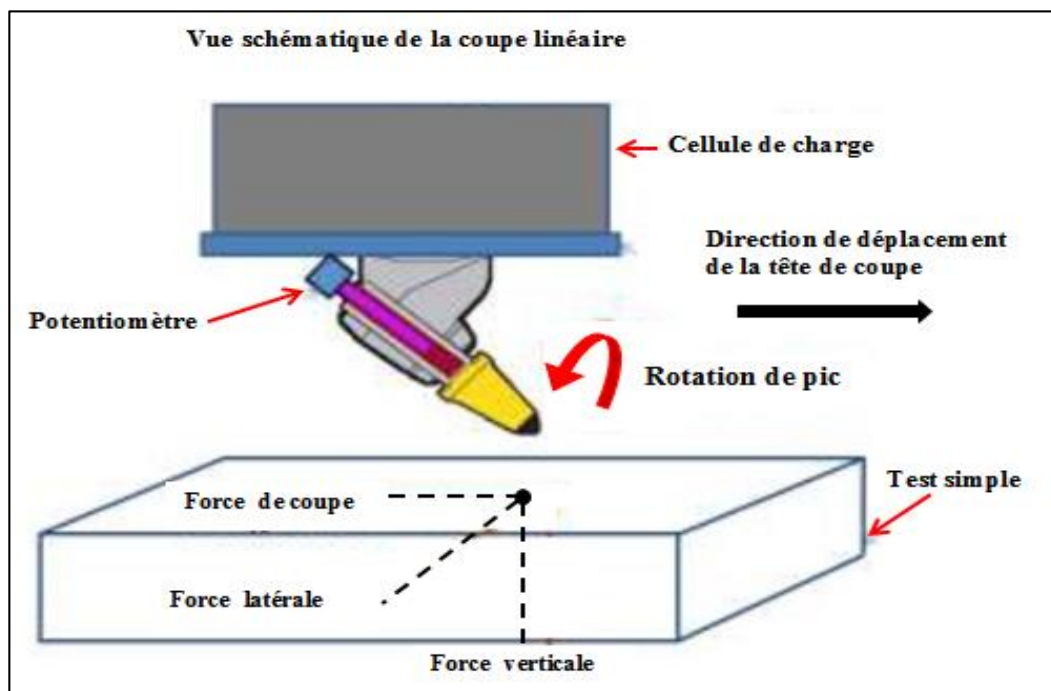
Il y a plusieurs géométrie d'astuce de pic différente qui peuvent être considérer pour l'utilisation sur une machine selon des applications et des conditions géologiques. Les pics de type coniques utilisent un pointe de carbure qui fournit la dureté maximale. Ces carbures de tungstène ont été largement étudiés dans leurs propriétés matérielles Lin et al., 1992; Appl et al., 1993; Geoffroy and Minh, 1997; Nobuyuki Mori, 2003 ; Appleby-Thomas et al., 2009; Groover, 2010).

Un lien physique élevé entre le corps de pic en acier et pointe de carbure est fourni dans le carbure ou sur le corps en acier. L'extrémité de pic peut être classée dans les trois classes: bouchon, cap, et les types de fond étroits. Ces types de l'extrémité de pic peuvent fournir une pointe plus résistante et supporter des forces de cisaillement excessives. Le type astuce de chapeau offrent une résistance à l'abrasion maximale et sont par la suite recommandées pour la coupe de matériaux tendre et / ou abrasifs. La fonction principale de cette conception de chapeau est de braquer l'écoulement des minéraux abrasifs à l'écart du corps de pic en utilisant les brides étendues de la pointe en carbure montées sur le corps de pic. Le type pointe à fond étroit est utilisé pour la condition intermédiaire entre celui du type de bouchon et le cap (Figure.3.4).



**Figure.3.4. Images de l'extrémité du pic en carbure et du bouchon: (a) trois différents carbures de tungstène, formes/styles, (catalogue Kennametal) (b) emplacement du bouchon sur le corps de pic, (Eunhye Kim, 2010)**

Avant les années 1980, l'analyse des forces sur les outils de coupe était bidimensionnelle. En raison de la configuration simple du pic en coin, les forces bidimensionnelles étaient suffisantes. Cependant, à partir des années 1980, des formes complexes des outils d'attaque de points ont été largement utilisées et il y avait un besoin d'analyse des forces tridimensionnelles. (Hurt and Evans, 1981), ont analysé la force de l'outil d'attaque de point et calculé la trigonométrie de la force de la rainure et la forme de pointe de pic (Hurt and Evans, 1981). À partir de cet effort, la force normale, la force latérale et la force de traînée sont des forces conventionnelles dans l'analyse de la force de coupe (Figure 3.5). Ces forces peuvent entraîner une rotation de pic.



**Figure.3.5. Exemple de trois directions de forces avec vue schématique du système Kennametal Inc, (Eunhye Kim, 2010)**

Bien qu'il existe beaucoup d'études consacrées aux forces de coupe, il y a quelques études qui mentionnent brièvement la rotation de pic et ses impacts sur l'efficacité de coupe de pic. Certains chercheurs ont supposé que la rotation de pic induisait une usure uniforme ou une émoussée uniforme de pic conique (Hurt et Evans, 1981) et supposaient que le type de la roche, l'angle de dégagement de pic et l'angle d'inclinaison (angle de la ligne de coupe) pourraient être des facteurs importants utilisés pour déterminer la rotation des pics. Certains chercheurs ont rapporté des observations de la rotation du pic conique et ont supposé que la rotation du pic pouvait être induite par le couple au point de contact, mais pas pendant tout le processus de coupe (Hekimoglu, 1998).

D'autres chercheurs ont proposé un nouveau type de pic. Le «pic de forage» est un pic d'essai avec une forme concave d'extrémité qui était destinée pour tourner pendant le processus de coupe et était adapté à la rectification de surface et à la coupe de matériaux comme les métaux, les polymères et les matériaux composites (Kim et al., 2009).

Les essais initiaux ont montré que les forces de coupe et l'énergie spécifique de ce pic sont beaucoup plus élevées que le pic conique régulier. Il n'y a aucune mention de la rotation de pic dans le document publié sur ce pic. Actuellement, ils ne sont pas utilisés sur les machines d'exploitation minière et de construction, et les résultats des essais de ce pic ne justifient pas leur utilisation réussie dans la coupe de roche (Asbury et al., 2001).

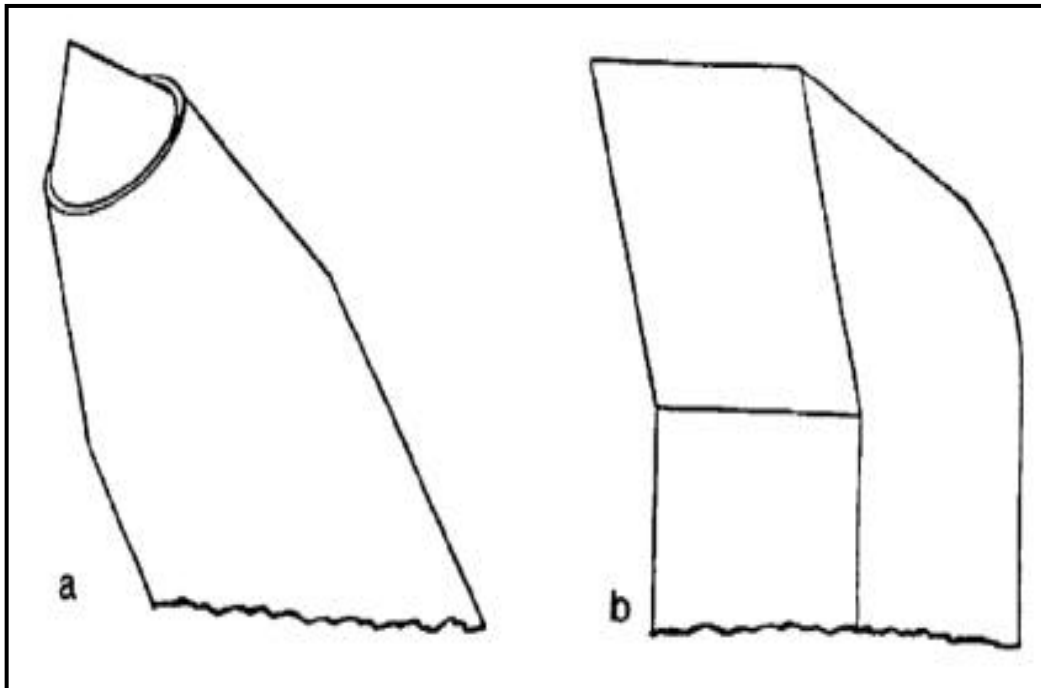
Dans l'ensemble, l'examen de la documentation montre qu'il n'y a aucun travail publié sur le processus ou le mécanisme de la rotation des pics ou de n'importe quelle mesure directe de la rotation des pics dans des essais en laboratoire ou les expériences sur le terrain. Il est à noter que l'étude de la rotation de pic conique est importante pour le groupe minier et travaux de la terre dans Kennametal Inc et ils ont sponsorisé une étude actuelle pour chercher des moyens d'améliorer la rotation des pics et ainsi la durée de vie des pics coniques et les performances dans diverses applications.

### 3.2.3. 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  $12^\circ$  est recommandé, (Hurt et Evans, 1981) comparé à  $5^\circ$  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  $75^\circ$ , un angle d'attaque de  $50^\circ$  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.3.6a ; 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.



**Figure.3.6. Forme générale de pic utilisés actuellement (a) pic conique, (b) pic en coin (Stecklien et al, 1982)**

Les pics en coin sont généralement utilisés dans les pays européens et ceux coniques plus fréquemment employés aux Etats-Unis.

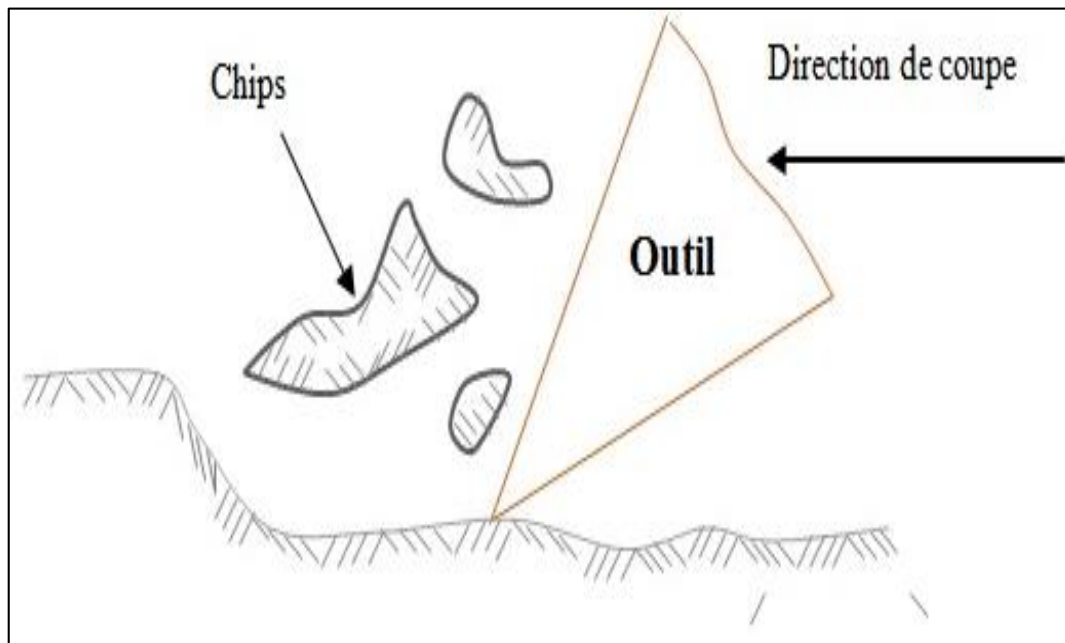
### 3.2.4 Mécanisme de coupe

Une bonne compréhension des principes fondamentaux de la fragmentation des roches est nécessaire pour la bonne sélection et l'application des outils de coupe de roche. Beaucoup de chercheurs ont présenté divers mécanismes de fragmentation des roches en utilisant des méthodes théoriques ou expérimentales.

Alors que la coupe des roches produit des copeaux discrets en raison de la fragilité de la roche (Figure 3.7). Il n'y a aucune théorie absolue pour estimer les forces de coupe agissant sur un coupeur de type traînée à partir de la géométrie de coupe.

Il y a plusieurs mécanismes pour la rupture de la roche lors de la coupe dans la littérature. Certains suggèrent une rupture en traction pour la fragmentation des roches, tandis que d'autres ne sont pas le mode de rupture dominant dans la fragmentation des roches, et la

rupture peuvent également être attribué au stress en mode mixte. (Evans et al, 1976) ont proposé que la contrainte de traction provoquait une fragmentation de la roche (Figure 3.7).



**Figure.3.7. Vue schématique d'une coupe de roche**

Cette théorie a été acceptée par plusieurs chercheurs. Le groupe de recherche de l'Université technique d'Istanbul, dirigé par Bilgin (Balci et Bilgin, 2007) a réalisé beaucoup d'expériences complètes de coupe de la roche et avait développé des équations semi-empiriques basées sur la théorie d'Evans, Nishimatsu a proposé la fragmentation induite par le stress de cisaillement et utilisé "cercle de Mohr" pour expliquer la propagation des fissures (Nishimatsu, 1972). Ce concept a été emprunté au mécanisme de coupe du métal (Whittaker et Szwilski, 1973). Comme une combinaison de ces deux modèles, certains chercheurs (Roxborough et Pedroncelli, 1982, Verhoef et Ockeloen, 1996) ont proposé qu'il existe un point de transition où le mécanisme de rupture de roche passait de la contrainte de traction au cisaillement. On peut observer cette transition en changeant les angles des outils ou en modifiant la propriété du matériau de coupe pendant la coupe. Dans la première partie, Roxborough a indiqué que ce phénomène a été montré à un angle de coupe entre  $15^{\circ}$  et  $20^{\circ}$  Il a également fait une observation sur la transition des propriétés du matériau de fragile à ductile ou vice versa.

Il est bien connu que dans les matériaux ductiles, le cisaillement est le mécanisme de rupture de roche dominant et en mode fragile, la contrainte de traction est un mécanisme de la rupture de roche dominant. La ductilité et la fragilité de la roche sont des propriétés bien

connues, qui n'ont pas été bien caractérisées, particulièrement avec la caractérisation qualitative et mesurable. Ces deux propriétés sont exclusives et conduisent à des résultats différents du processus de coupe en termes de copeaux, fines et de modèle de coupe optimal (Deketh, 1995). Pour mesurer ces propriétés, il y a plusieurs approches qui ont été présentées le test de compression triaxiale qui était considéré comme la méthode la plus fiable (Verhoef et Ockeloen, 1996). Parfois, le matériau change ses propriétés en ce qui concerne les contraintes; l'état de stress doit être également pris en compte. En prenant en compte les propriétés et estimer les contraintes des roches, on peut prévoir des zones de contraintes de transition fragiles et ductiles. Cette zone transitoire peut être estimée en traçant une contrainte volumétrique qui est la somme des contraintes de principe maximum et minimum avec contrainte déviatorique, la différence entre les contraintes de principe maximum et minimum. Un échantillon avec un grand stress, fragile et ductile nécessitait un mode de coupe ductile, alors qu'un échantillon avec une petite zone (fragile, ductile) nécessitait un mode de coupe fragile. Bien que cette approche été considérée par beaucoup, elle n'a pas encore été acceptée par tous.

En dehors de ces travaux analytiques et expérimentaux, la technologie informatique peut également être utilisée pour une meilleure compréhension du processus de coupe. Les processus de visualisation de la propagation des fissures dans la modélisation numérique peut améliorer la compréhension des détails de la formation des copeaux et permettre une évaluation quantitative du processus de coupe lorsque les conditions ne sont pas facilement commandées dans les essais en laboratoire.

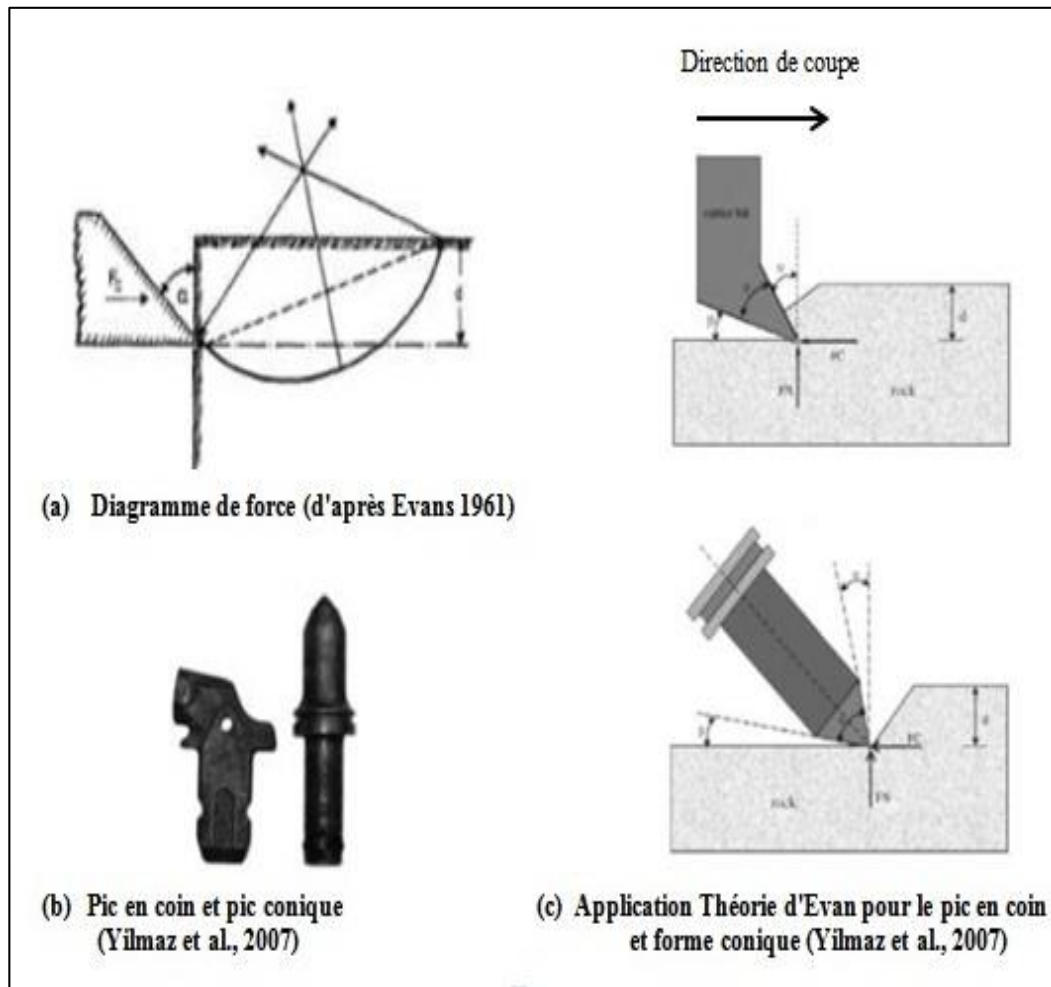


Figure.3.8. Théorie de la traction d'Evan et de son application

### 3.2.5. Comparaison des outils

Bien que les premières recherches ont indiqué que la forme conique n'est pas une forme efficace, les outils coniques sont renommés pour être robustes et durables. 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 affûté, le pic en coin a les petites composantes des force sur l'outil, et le 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 émoussé l'outil conique a les plus petites forces d'outil pour toutes les profondeurs de coupe. Hurt et l'Evans (1981) ont conclu que les pics coniques consomment plus d'énergie spécifique et produisent plus de poussière 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 à 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 pics à têtes larges sont capables 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 à 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 contreparties en coin. Dans les conditions où l'échec des pics est minimal, la sélection de l'outil approprié dépend de la considération de la partie inefficace du cycle de coupe, c.-à-d. à faible profondeurs de coupe quand l'outil entre et sort du matériel.

### **4.3. Influence des paramètres de coupe sur la force de coupe**

#### **4.3.1. 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 comprimée 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 comprimée 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 y a une force dans la direction opposée à la force de charge. Cette force est la force de coupe.

#### 4.3.2. 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 Figure.3.9. 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.

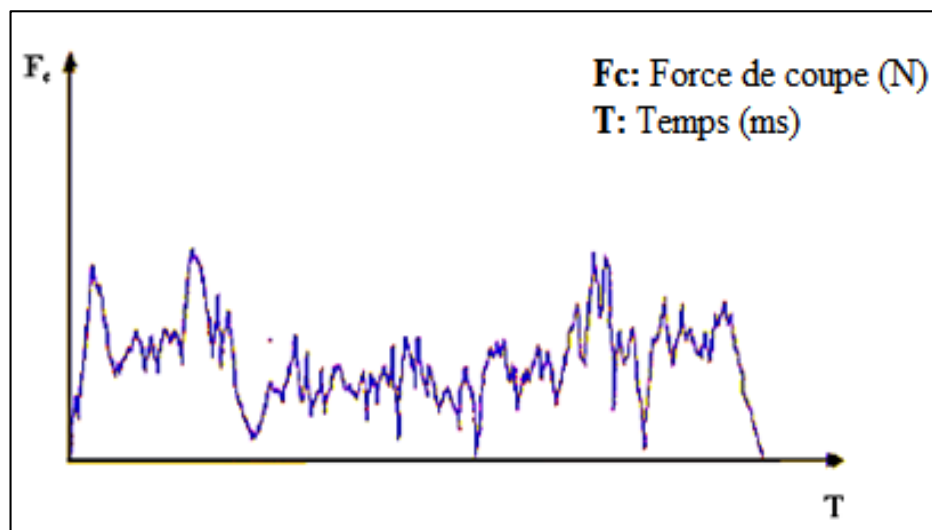


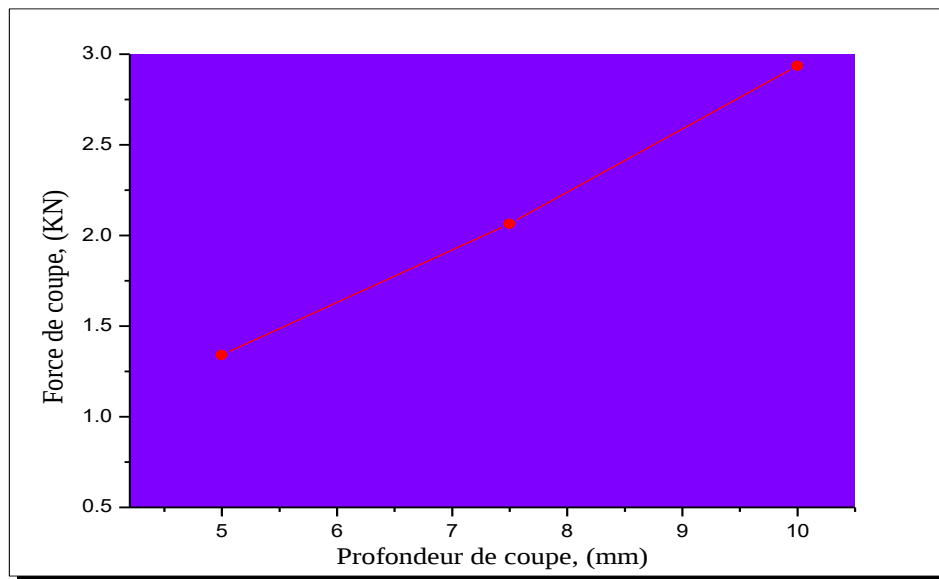
Figure.3.9. Signal typique d'une force de coupe, (Djouama (1990)).

#### 3.3.3. Influence de la Profondeur de la coupe

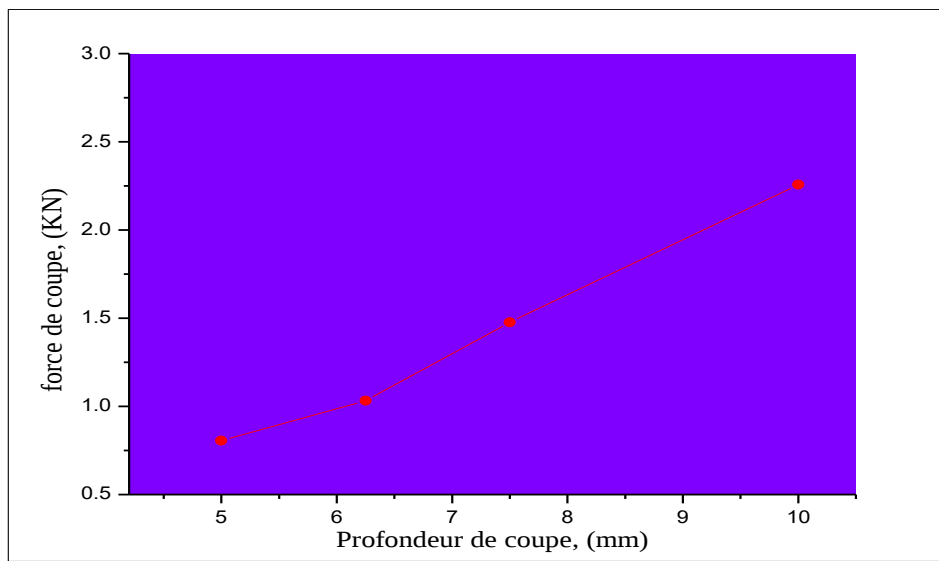
Pour déterminer l'influence de la profondeur de coupe sur la force de coupe et sur l'énergie spécifique, Djouama (1990) a effectué des essais au laboratoire sur des échantillons en gypse des mines de Gotham et Marblaegis au sud de Nottingham (Angleterre). Les échantillons ont été préparés avant de faire 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, Figure.3.10.



**Figure.3.10.a. influence de la profondeur de coupe sur la force de coupe, (Echantillon n° 1, Djouama 1990)**



**Figure.3.10.b. influence de la profondeur de coupe sur la force de coupe, (Echantillon n° 2, Djouama 1990)**

Khair (2003) a utilisé une série de pics coniques Figure.3.11, 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 donne, plus de concentration de la contrainte autour du pic.

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



**Pic (A)**



**Pic (B)**



**Pic (C)**



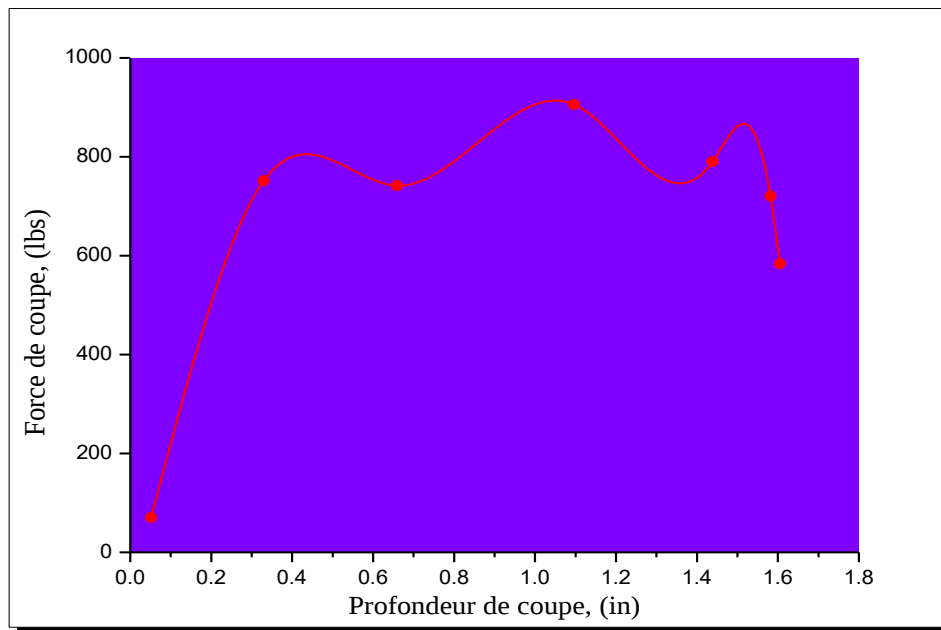
**Pic (D)**

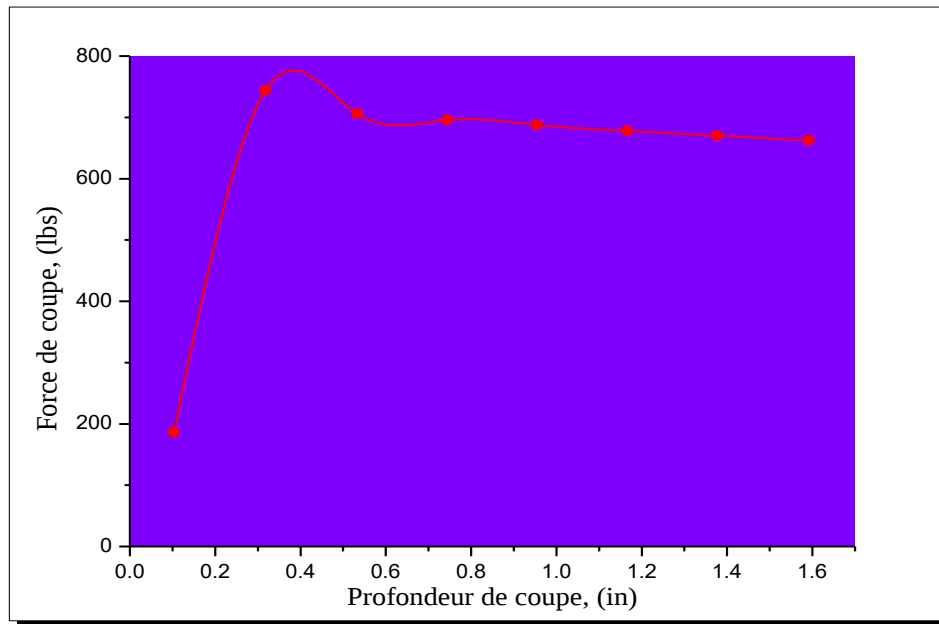


Pic U76K

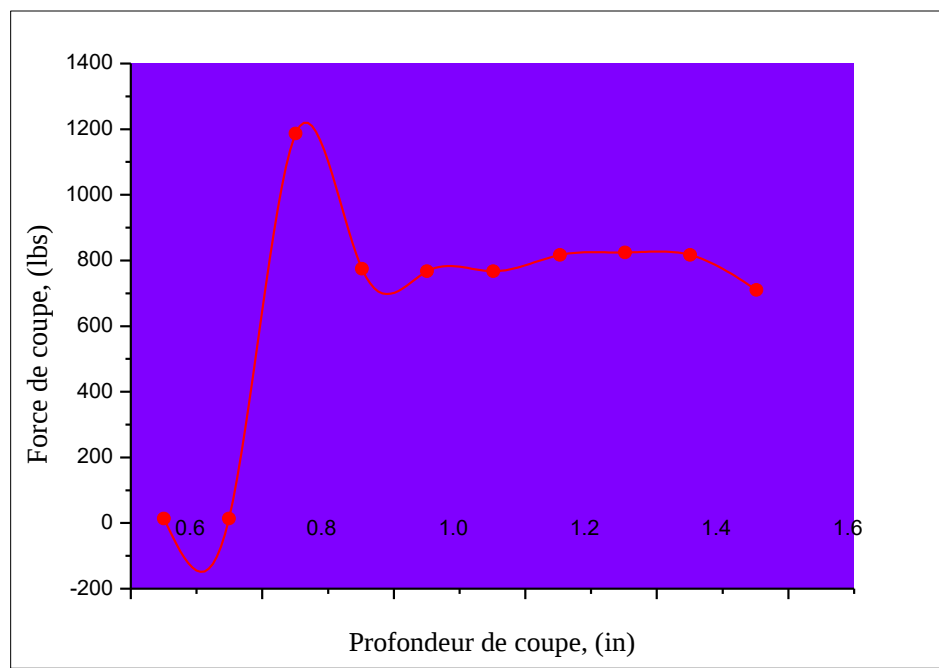
**Figure.3.11. Différents types des pics**

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. (Figure. 3.12, 3.15, 3.16), Khair (2003)

**Figure.3.12. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe (pic A), (Khair 2003)**



**Figure.3.13. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe (pic B), (Khair 2003)**



**Figure.3.14. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe (pic C), (Khair 2003)**

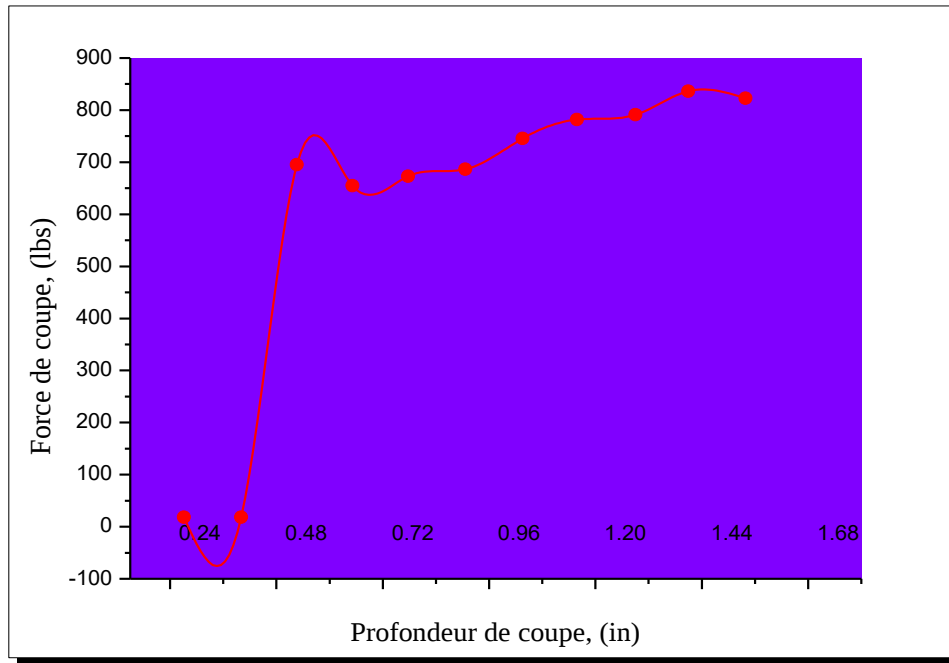


Figure.3.15. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe (pic D), (Khair 2003)

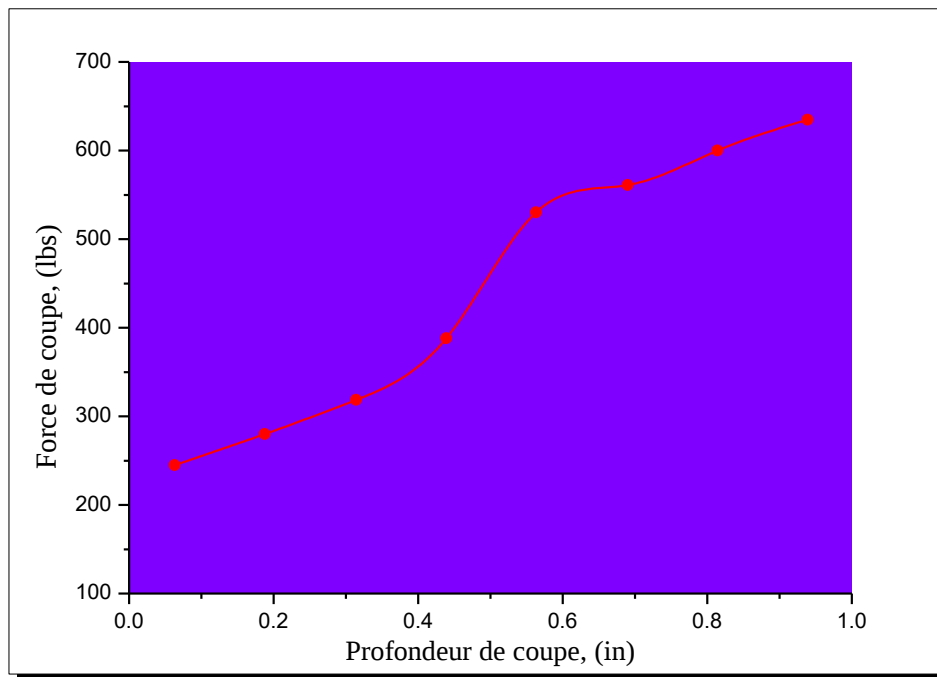
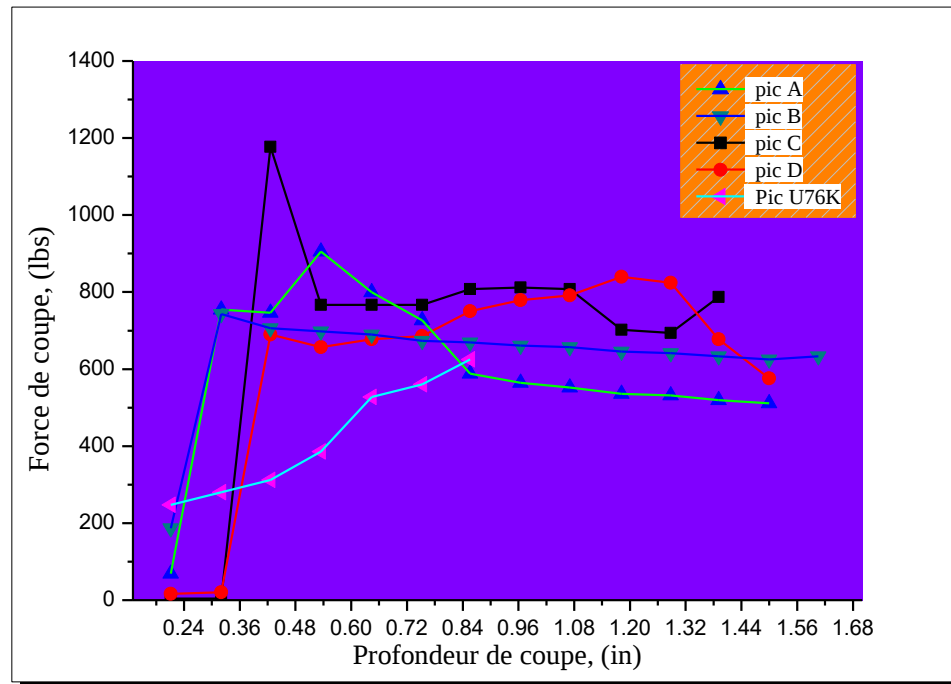
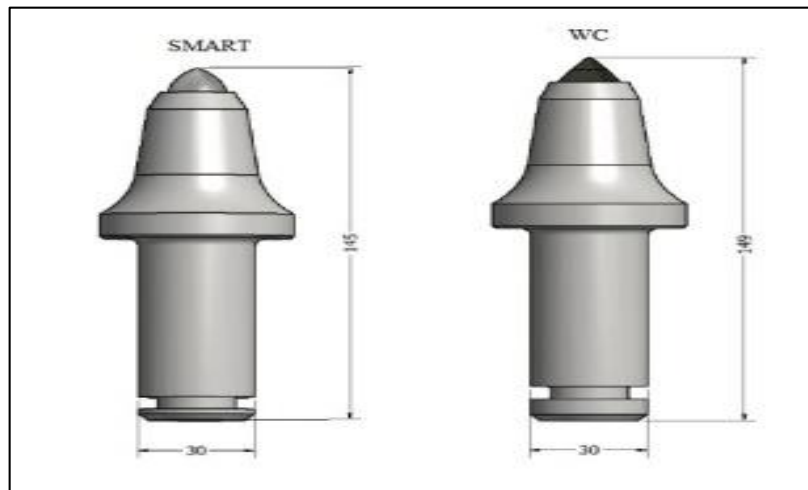


Figure.3.16. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe picU76K, ( Khair 2003)



**Figure.3.17. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe pour tous les pics, (d'après Khair 2003)**

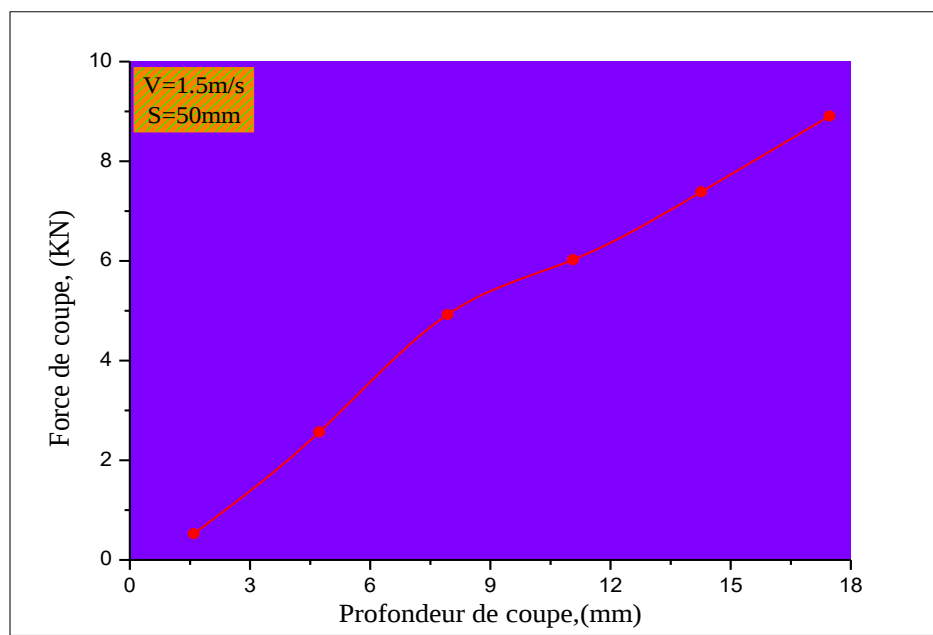
Selon Wen Shao (2016), Les composite de diamant stable thermique (TSDC) et Outil Résistant Abrasif Matériel Super (SMART) des pics de coupe développées par l'Organisation de recherche scientifique et industrielle du Commonwealth CSIRO et les pics WC conventionnels avec la géométrie semblable (Figure 3.18) ont été utilisés dans ces tests. L'échantillon de la roche était le grès de résistance élevé (la résistance à la compression non confinée (UCS) = 120 MPa, résistance à la traction brésilienne = 7,8 MPa, l'indice d'abrasivité Cerchar = 1,4). Les conditions constantes tout au long du programme d'essai comprenaient la vitesse de coupe de 3 m / s et les angles d'inclinaison de 0°. La profondeur de coupe et l'angle d'attaque étaient respectivement de 10 mm et 60°. La force normale, la force de coupe et une force latérale ont été enregistrées lors de chaque essai de coupe.



**Figure.3.18. Les pics de coupe (SMART \* OUTIL et WC)**

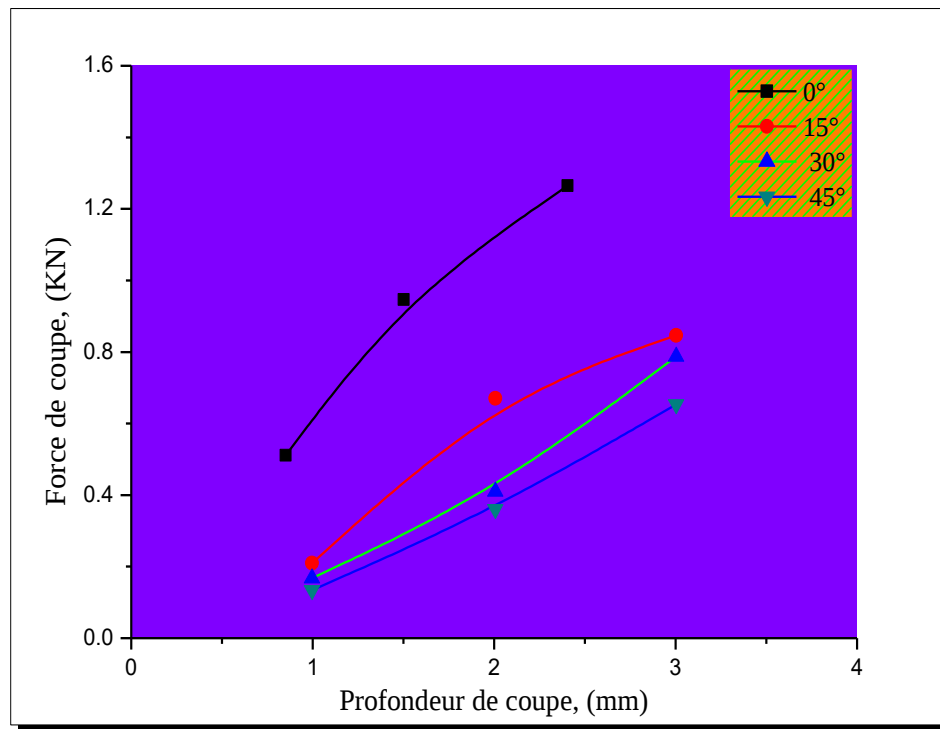
Une comparaison des performances de coupe de TSDC et pic de coupe (SMART \* OUTIL) et des pics de carbure au tungstène (WC) conventionnelles en termes de température, force de coupe, force normale et l'angle résultant dans des essais de coupe de roche linéaires complet est donnée dans cette section.

L'effet de la profondeur de coupe sur la force de coupe est illustré sur la Figure.3.19. que la force de pic (coupe moyenne) ont une relation linéaire avec la profondeur de coupe. L'amplitude et le taux d'augmentation de la force normale moyenne étaient plus élevés que celle de la force de coupe moyenne, Wen Shao (2016).



**Figure.3.19. Effet de la profondeur de coupe sur la force de coupe, (d'après Wen Shao 2016).**

Les relations entre la profondeur de coupe et les forces de l'outil pour les essais de coupe constante (série U) sont présentées dans la Figure.3.20 pour Marbre Beige et les outils avec différents angles latéraux. Comme on peut le voir, les deux forces de coupe augmentent avec l'augmentation de la profondeur de coupe. Les forces de l'outil du plus bas au plus élevé sont respectivement de 45 °, 30 °, 15 ° et 0 °. Des résultats similaires sont obtenus avec les autres échantillons, Copur H et al. (2007), Copur H et Kekec N (2007).



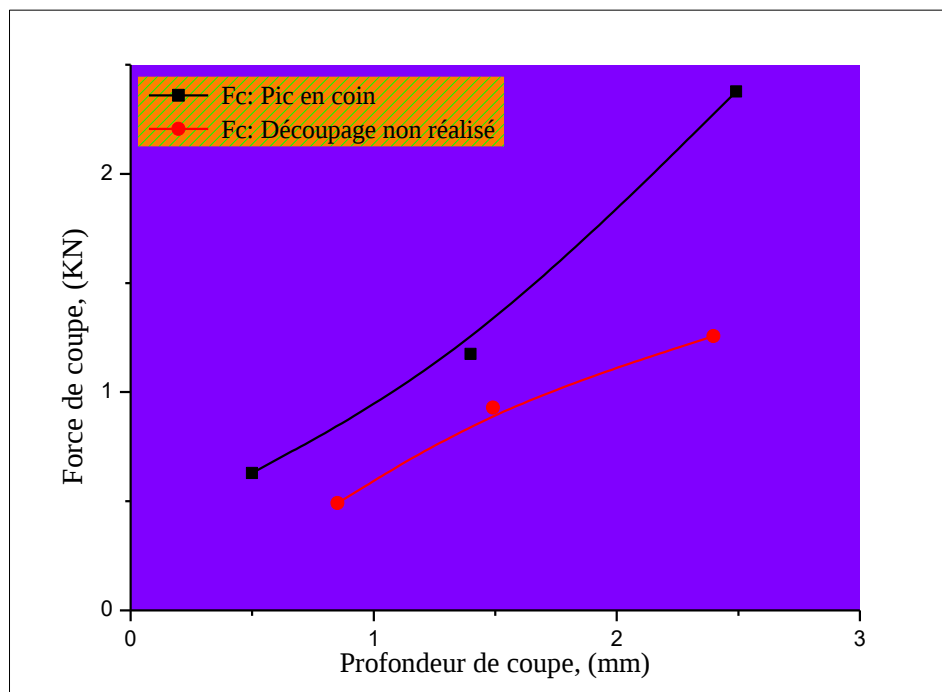
**Figure.3.20. Relations entre la profondeur de coupe et les forces de l'outil pour les essais de la série U (coupe constante) et les outils avec différents angles latéraux pour le Marbre Beige**

Les relations entre la profondeur de coupe et les forces de l'outil pour les essais de la série K (coupe en coin), réalisées avec l'outil 0 °, sont comparées aux résultats des essais de la série U (coupe constante avec l'outil 0 °) dans la Figure. 3.21, pour le marbre beige. Comme vu, les forces de l'outil pour les mêmes valeurs de la profondeur de coupe sont plus élevées dans les coupes de coins que dans les coupes constantes.

Le rapport moyen de la force de coupe (série K) à (série U) varie entre 1,5 et 1,6. De même, le rapport moyen de la force de coupe (série K) à (série U) diminue avec l'augmentation de la profondeur de coupe pour le marbre blanc (échantillon avec une plus grande taille de grain), tout en augmentant pour le marbre beige. Roxborough et Phillips

(1981) Ont trouvé que les forces de coupe augmentaient jusqu'à deux fois plus que celles des cas non coupés. La légère différence entre cette étude et l'étude de Roxborough et Phillips (1981) pourrait être due aux différences de largeurs d'outils, types d'angle de coupe du grès.

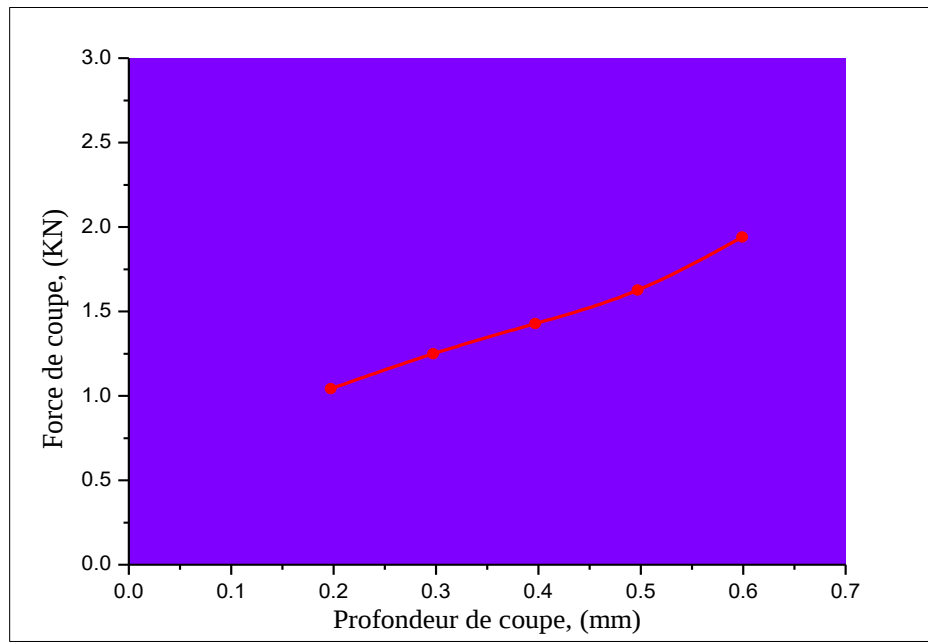
Les résultats indiquent que la coupe en coin est l'action la plus inefficace dans une séquence de coupe. Par conséquent, les forces de l'outil pour la coupe de coin doivent être réduites à un niveau acceptable pour obtenir une séquence équilibrée par force (force répartie uniformément), ce qui minimise l'usure inégale et les ruptures prématurées des outils en coin ou habituellement une consommation d'outil plus élevée sur une séquence est observée, ainsi que le premier outil de coupe en mode constante, Copur H et al. (2008).



**Figure. 3.21. Relations entre la profondeur de coupe et les forces d'outil pour les essais de coupe en coin (série K) en comparaison avec les essais de coupe constante (série U) pour le marbre beige, (d'après Copur H et al, 2008).**

La Figure.3.22, montre la dépendance de la force de coupe, de la profondeur de coupe. Les valeurs de force présentées sont la valeur additionnée des composantes de force de chaque porte-outil individuel dans une séquence de coupe. L'analyse de régression montre que les valeurs de la force de coupe augmentent avec la profondeur de coupe,

Les valeurs maximales des forces augmentent avec la profondeur de coupe et atteignent des valeurs jusqu'à quatre fois plus grandes que les valeurs moyennes. Cette information est très importante des porte-outils et les outils de coupe doivent être dimensionnés en fonction des valeurs maximales de force.

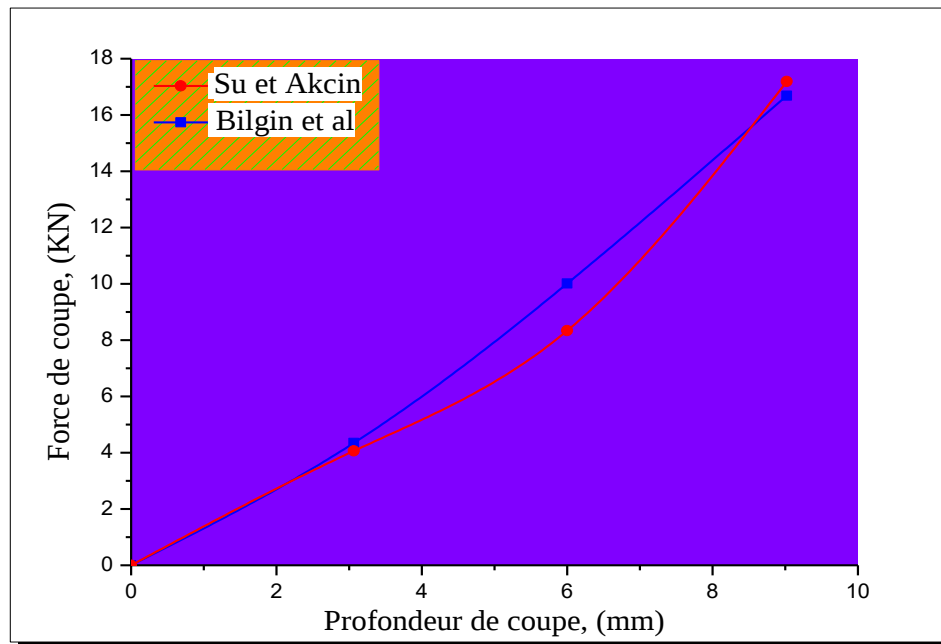


**Figure.3.22. Dépendance de la force de coupe de la profondeur de coupe, (Copur H.2010).**

La profondeur de coupe est l'épaisseur du matériau qui est enlevé pendant la coupe. Certaines études ont été faites pour déterminer son effet de cette profondeur de coupe sur les forces de coupe. Tulu et al. (2009) et Tulu (2009) ont constaté que les forces augmentent généralement avec la profondeur de coupe et que la surface de contact entre la roche et l'outil augmente également avec l'augmentation de la profondeur de coupe. Kaitkay & Lei (2005), Bilgin et al. (2006), Gertsch et al. (2007), Patten et al. (2007), Lunow et Konietzky (2009) et Da Fontoura et al (2012) ont également constaté une augmentation linéaire régulière de la force de coupe avec une augmentation de la profondeur de coupe. Cela peut être expliqué par l'augmentation du volume de matériau enlevé avec l'augmentation de la profondeur de coupe.

Cette relation linéaire et non linéaire peut être vue sur la Figure.3.23, où les forces de coupe augmentent linéairement pour des profondeurs de coupe allant jusqu'à 6 mm au-delà desquelles il y a un changement plus prononcé dans les forces de coupe. Ces données ont été extraites de Su & Akcin (2011) et Bilgin et al. (2006) ou chacun a étudié la coupe de différents types de roche à l'aide de pic à pointe d'attaque. Ces lignes de tendance soutiennent

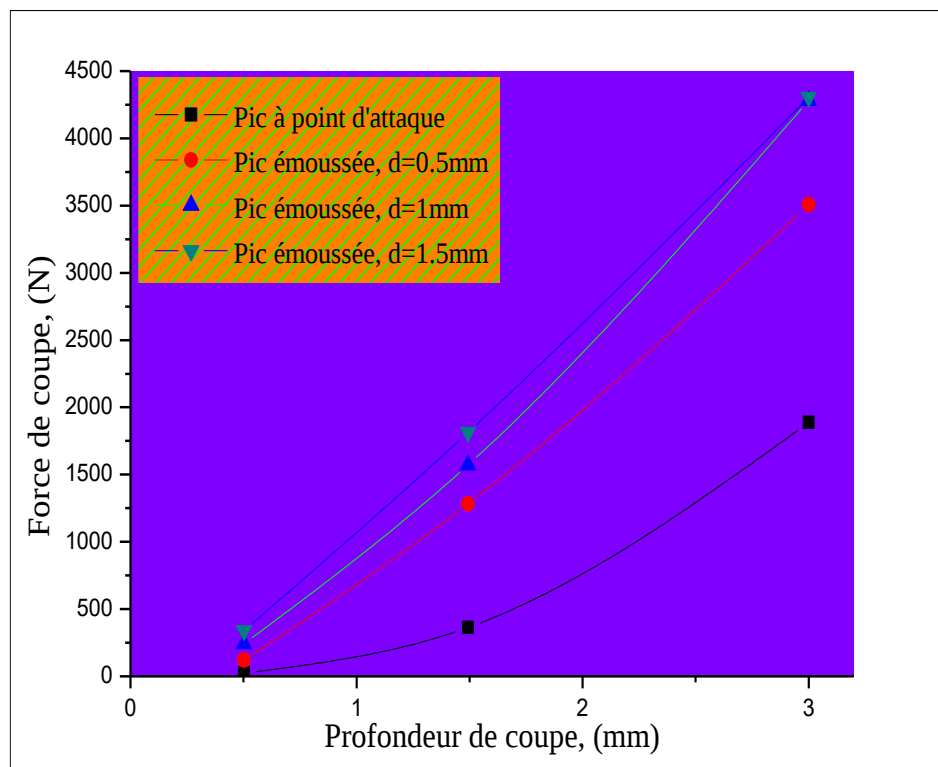
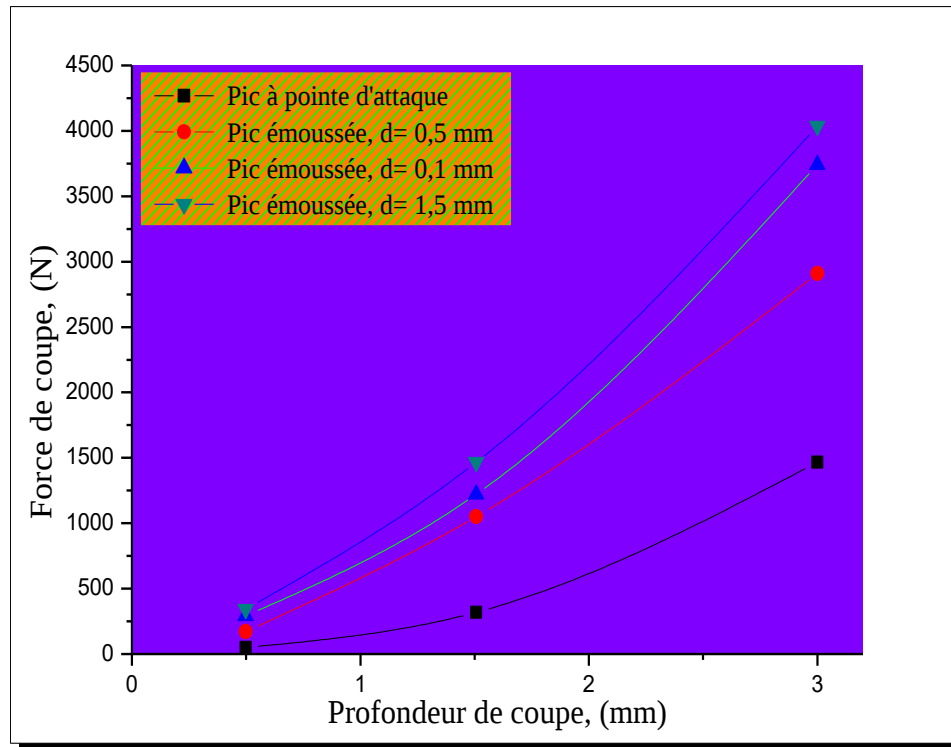
l'étude de Dagrain (2001), qui a étudié les forces de coupe par rapport à la profondeur de coupe.



**Figure.3.23. La relation entre les forces de coupe et la profondeur de coupe (Source: Données tirées de Su & Akcin, 2011 et Bilgin et al, 2006)**

L'influence de la profondeur de coupe sur les forces simulées est illustrée sur la Figure.3.23 pour les paramètres de Su et Akcin (2011) et sur la Figure 3.24 pour les paramètres de Bilgin et al. (2006). Toutes les Figures montrent la même tendance, à savoir que les forces augmentent de façon non linéaire avec une augmentation de la profondeur de coupe. Le mécanisme de coupe devient lié à l'écaillage à mesure que la profondeur de coupe augmente, ce qui contribue à cette augmentation non linéaire des forces à des coupes plus profondes, une plus grande partie du pic à pointe d'attaque est en contact avec l'échantillon à mesure que la profondeur de coupe augmente et donc les forces augmentent également en conséquence.

Dans ces Figures, le grand saut dans les valeurs des forces de coupe, à une profondeur de coupe de 1,5 mm et 3 mm, de l'utilisation d'un pic à pointe d'attaque avec un pic plat de diamètre a 0,5 mm de peut être vu plus clairement. Lorsque l'usure augmente de 0,5 mm à 1,5 mm, les différences de force de coupe ne sont pas significatives. Ceci est particulièrement visible pour les forces de coupe à une profondeur de coupe de 1,5 mm sur la Figure 3.24 et la Figure 3.25.



**Figure.3.24.** l'influence de la profondeur de coupe sur la force de coupe pour un pic étroit d'attaque de pointe ((a) Échantillon avec des particules de 0,401 mm; (b) Échantillon avec des particules de 0,802 mm), (d'après Su et Akcin, 2011)

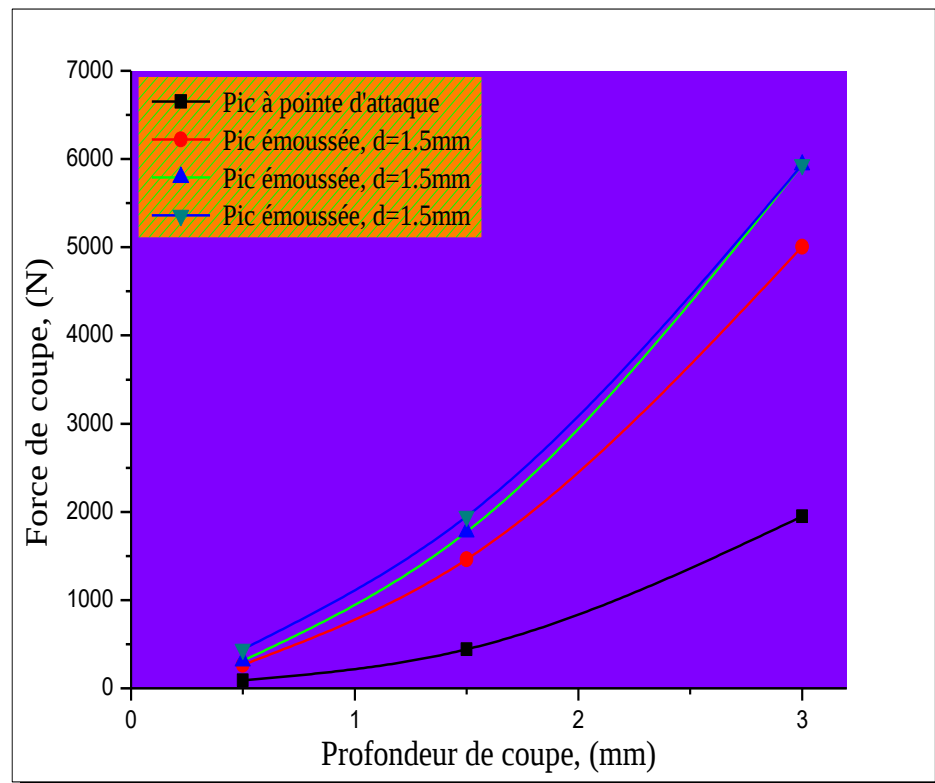
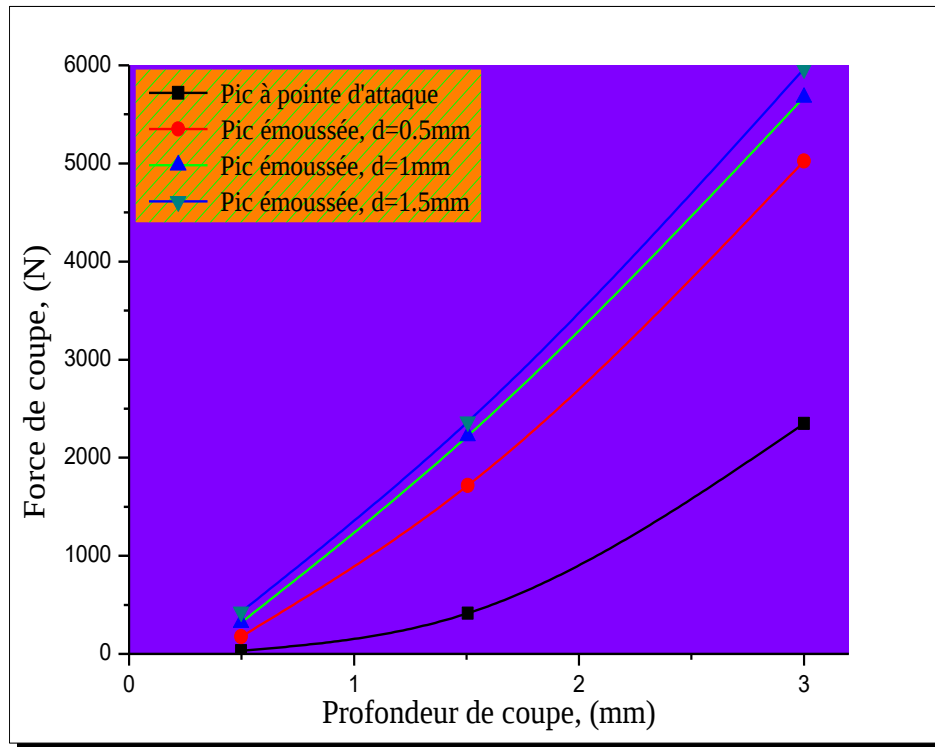
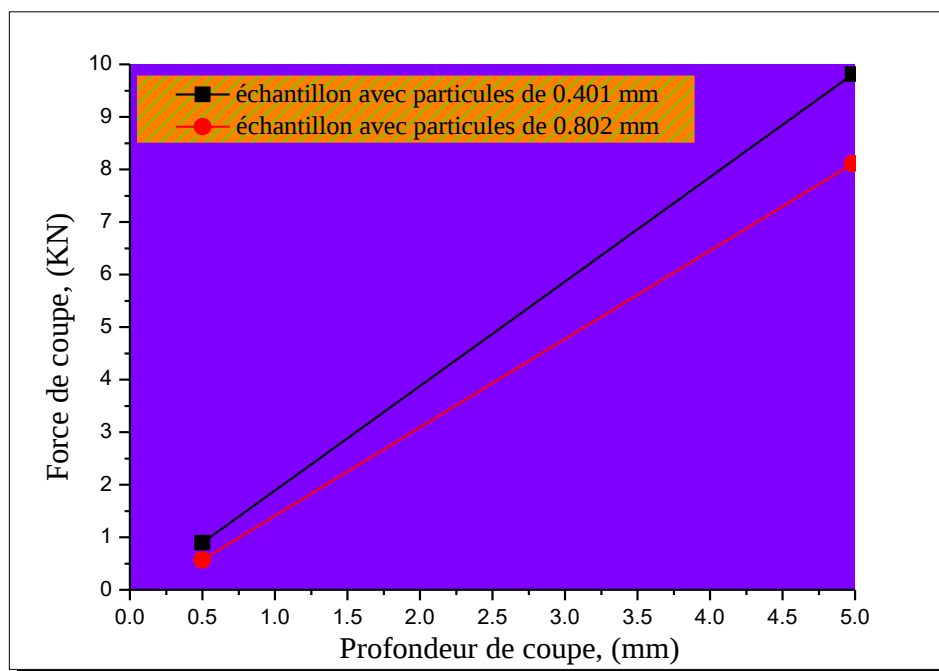


Figure.3.25. l'influence de la profondeur de coupe sur la force de coupe pour un pic large d'attaque de pointe ((a) Échantillon avec des particules de 0,401 mm; (b) Échantillon avec des particules de 0,802 mm), (d'après Bilgin et al, 2006)

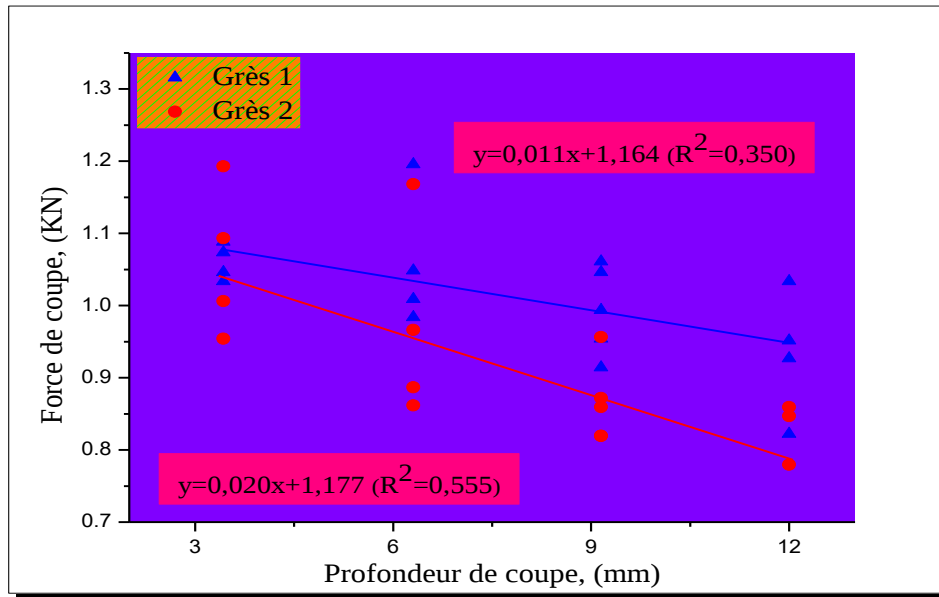
La Figure 3.26 présente visuellement l'influence de la profondeur de coupe sur les forces de l'outil lors de la coupe avec un pic en forme de coin. Étant donné que seuls deux points de données ont été utilisés pour tracer ces Figures, les conclusions tirées de ces Figures ne seront pas réalistes. Dans l'ensemble, il y a une augmentation des forces de coupe avec une augmentation de la profondeur de coupe, puisqu'une plus grande surface du pic est exposée à l'échantillon de roche. La tendance que cette augmentation des forces suit, ne peut pas être considérée comme linéaire comme représenté dans les graphiques, en raison du manque de points de données, mais à partir des résultats précédents avec des pics à pointe d'attaque, une augmentation non linéaire sera attendue.

Une autre observation qui peut être faite à partir de cette Figure est que les forces de coupe sont plus grandes lors de la coupe d'un échantillon de particules de 0,401 mm. Il a été discuté précédemment que l'influence de la taille des particules n'est pas évidente. Il est donc préférable d'utiliser l'échantillon avec les plus petites particules pour représenter l'échantillon de grès -2-, puisque les grains plus petits représentent un matériau plus fort.



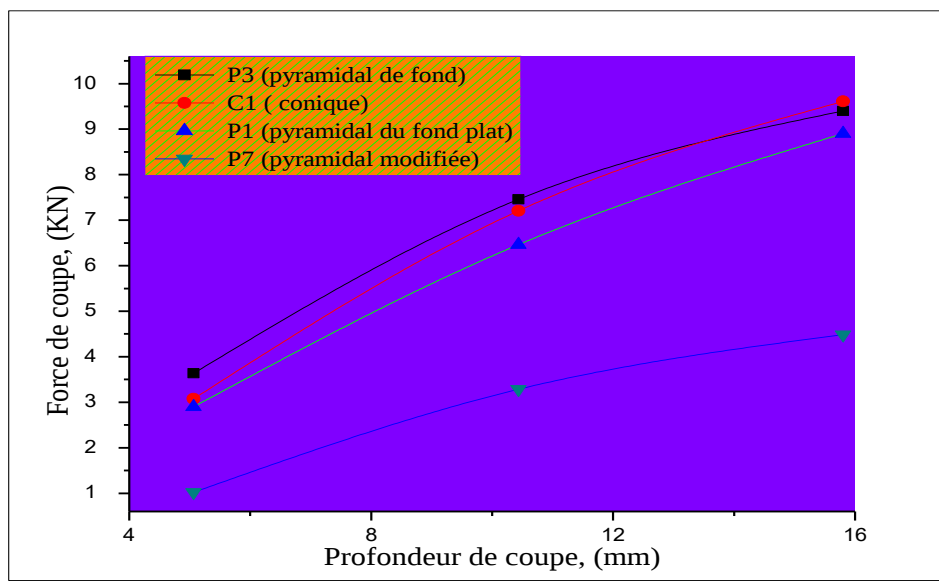
**Figure.3.26. L'influence de la profondeur de coupe sur les forces de l'outil pour un pic en forme de coin (d'après Geritza van Wyk, 2012)**

Le mode de coupe dégagée, lorsque l'espacement est compris entre 6 et 48 mm, des coefficients de détermination plus faibles ont été obtenus dans les mêmes conditions de coupe que celles illustrées à la Figure.3.27.



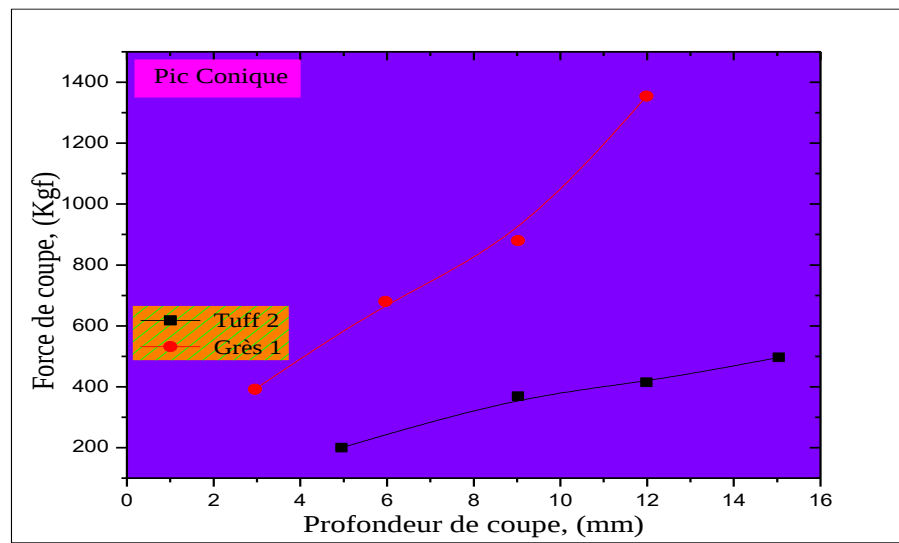
**Figure.3.27. Relations entre le rapport de la force de coupe et la profondeur de coupe en mode de coupe dégagée, (Bilgin et al. 2014).**

Les Figures 3.28 montrent les forces de coupe en fonction de la profondeur de coupe, dans lesquelles chaque point de données représente la force moyenne au moins de trois des essais répétés. Les deux forces augmentent de façon non linéaire avec la profondeur de coupe. On remarque également que P7 donne toujours les plus petites forces de coupe, ce qui élucide la configuration supérieure de P7.

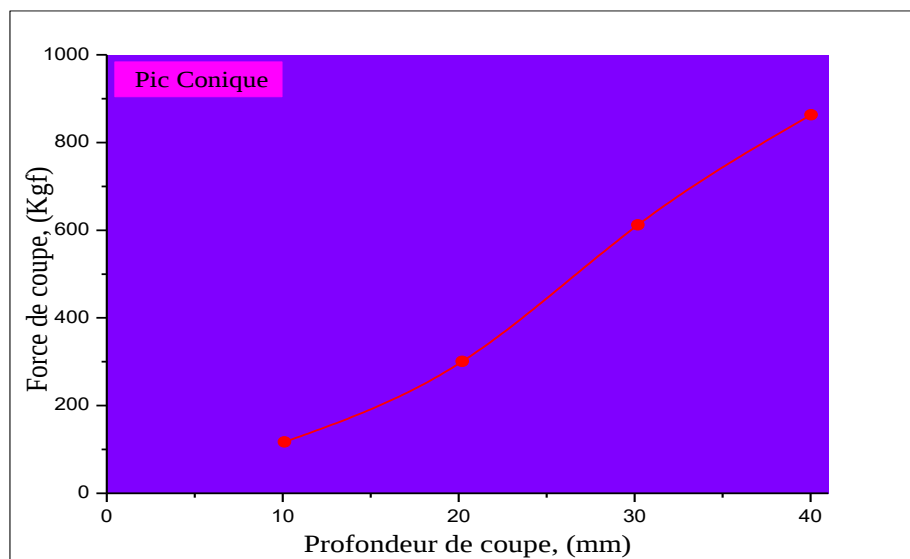


**Figure.3.28. Force de coupe en fonction de la profondeur de coupe (vitesse de coupe = 0.5m/s, angle d'attaque = 45°), (d'après Qingyu Yao, 2012)**

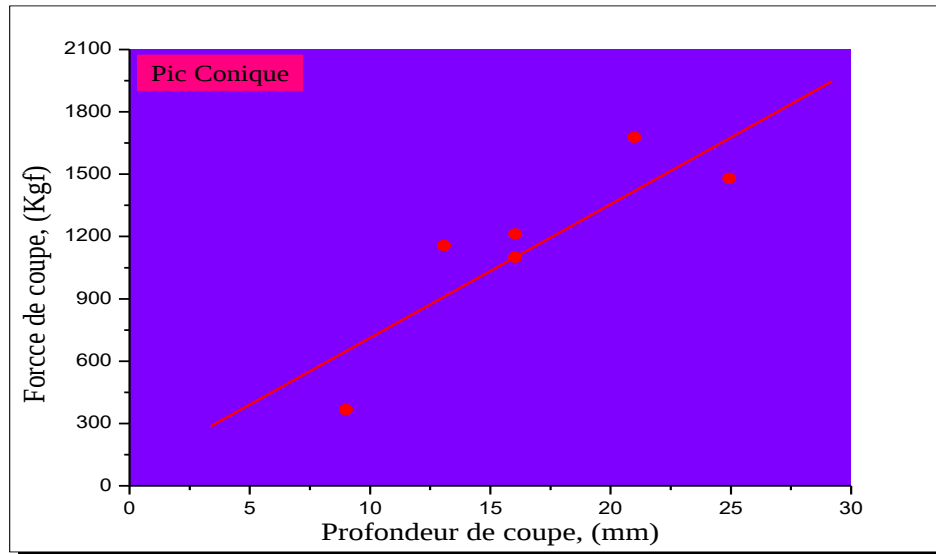
La relation entre les forces de coupe et la profondeur de coupe est linéaire dans les limites de profondeur de coupe (de 3 à 10 mm) utilisées pour toutes les roches testées. Les relations linéaires typiques entre la profondeur de coupe et les forces de coupe pour Sandstone-1- et Tuff-2 sont montrées dans la Figure.3.29. La linéarité entre la profondeur de coupe et les forces de coupe est supportée par les résultats précédents de Roxborough (1981) et Hurt et Laidlaw (1979) comme illustré sur les Figures.3.30 et 3.31. Cette linéarité permet de définir un paramètre de performance de coupe qui est le rapport entre la force et la profondeur de coupe (kgf / mm).



**Figure.3.29. Relation entre les forces de coupe et la profondeur de coupe pour grès 1 et tuff 2 (d'après Roxborough et al. 1981).**

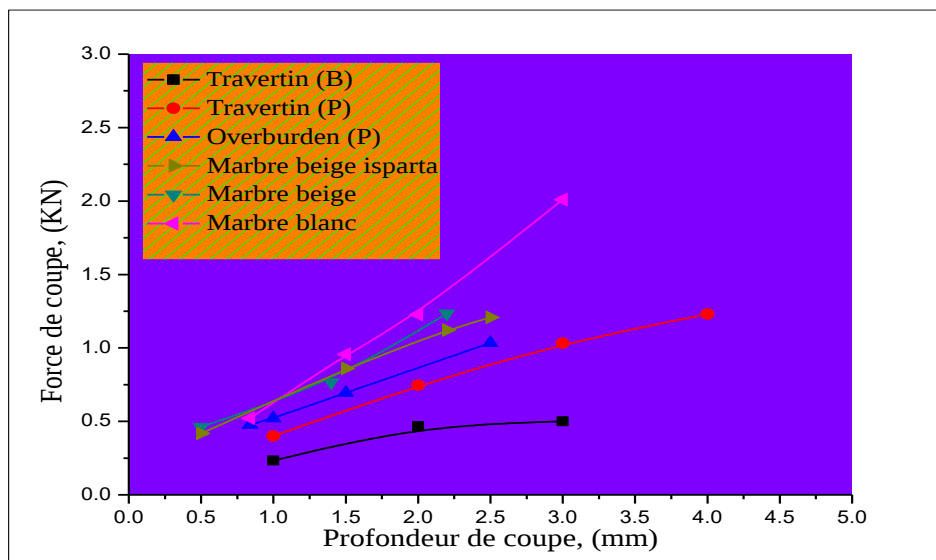


**Figure.3.30. Relation entre les forces de coupe et la profondeur de coupe pendant le cisaillement d'un mineur continu (d'après Roxborough et al. 1981).**



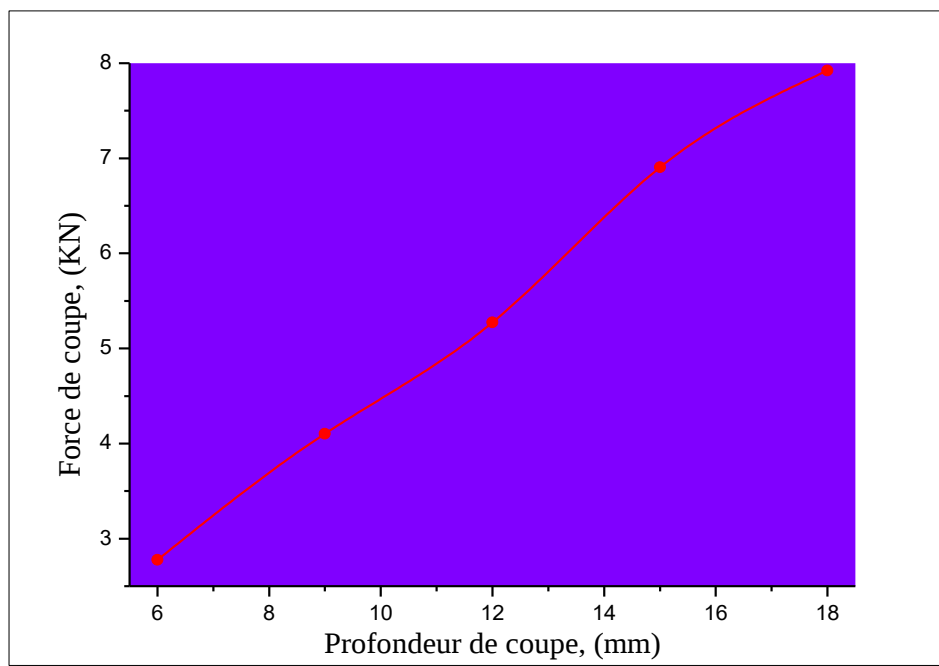
**Figure.3.31. Relation entre les forces de coupe et la profondeur de coupe (d'après Hurt et Laidlaw 1979).**

Les forces de coupe moyennes obtenues à partir d'essais de coupe linéaires effectués par un outil en coin standard (angle latéral de  $0^\circ$ ) dans un mode de coupe constant sont résumées dans la Figure.3.32 pour différentes pierres naturelles testées et profondeurs de coupe. Les valeurs moyennes des forces de coupe du plus élevé au plus bas sont obtenues en marbre blanc, marbre beige, marbre beige Isparta, terrain-mort (P), travertin (P) et en travertin (B), avec une différence des valeurs pour la profondeur de coupe plus bas de 1,5 mm.



**Figure.3.32. Variation de la force moyenne de l'outil pour les essais de coupe constant réalisés avec un outil en coin standard (angle latéral  $0^\circ$ ) à différentes profondeurs de coupe, ( d'après Hanifi Copur et al, 2011).**

Les effets des paramètres principaux de coupe sur les valeurs de la force coupe moyenne, sont montrés sur les Figures.3.33, la force de coupe moyenne diminue rapidement avec l'augmentation de la profondeur de coupe, en général, a une augmentation de l'importance de la force de coupe moyenne, la profondeur de coupe provoque une augmentation rapide de la force de coupe moyenne. Il semble y avoir une relation linéaire entre la profondeur de coupe et la force de coupe moyenne.



**Figure 3.33 Tracé des effets moyens pour la force de coupe moyenne, (d'après Copur H, 2010).**

### **3.4. Influence des paramètres de coupe sur l'énergie spécifique**

#### **3.4.1. 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.

Supposons que l'angle d'évasion demeure sensiblement le même pour toutes les profondeurs de coupe, l'énergie spécifique théorique peut être déterminée 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  $\Psi$  d'évasion, la section de la saignée produite est :

$$A = Wd + d^2 \cdot \tan \psi \quad (3.1)$$

Le volume de la saignée excavée est :

$$V = L(Wd + d^2 \cdot \tan \psi) \quad (3.2)$$

Où :

$L$  : La longueur de la saignée.

Le travail effectué en excavant la saignée est :

$$W = F'c \cdot L \quad (3.3)$$

$F'c$ : La force de coupe moyenne

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

$$ES = \frac{W}{V} \quad (3.4)$$

En substituant  $V$  et  $W$  dans l'équation 4.4 par leurs expressions dans les équations 3.2 et 3.3, l'équation 3.4 devient:

$$ES = \frac{F'cL}{L(Wd + d^2 \tan \psi)} \quad (3.5)$$

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

### 3.4.2. L'énergie spécifiques et les paramètres de coupe

#### 3.4.2.1. Profondeur de la coupe

Werblow (1961) a varié la profondeur de coupe en 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 et al. (1973, 1974). ont rapporté que l'énergie spécifique diminue considérablement à un certain niveau avec l'augmentation de la profondeur de coupe et de l'angle de l'outil diminué.

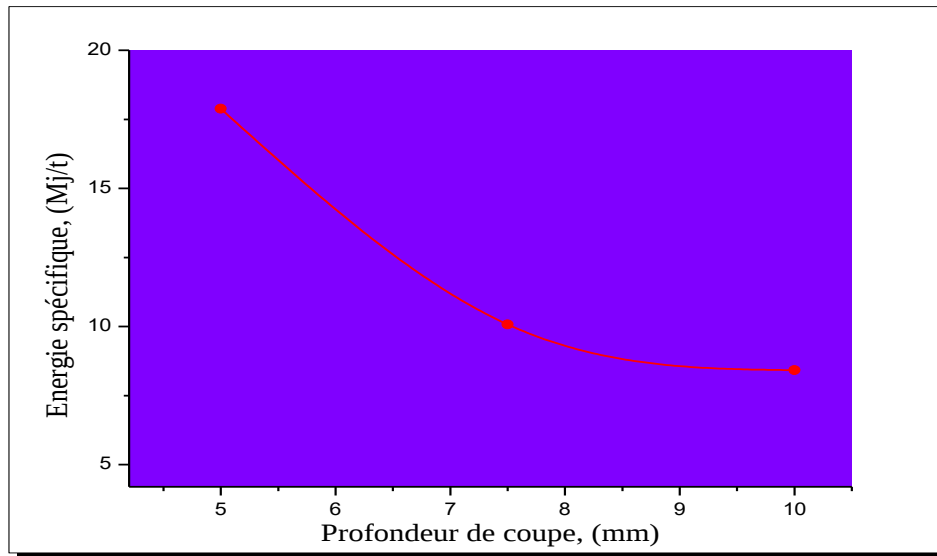
Roxborough. (1973), a effectué des essais sur trois types de roche, (anhydrite, calcaire et grès), pour déterminer l'effet de la profondeur de coupe sur l'énergie spécifique. Il a conclu que l'énergie spécifique mesurée dans tous les cas diminue avec l'augmentation de la profondeur de la coupe, mais 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.

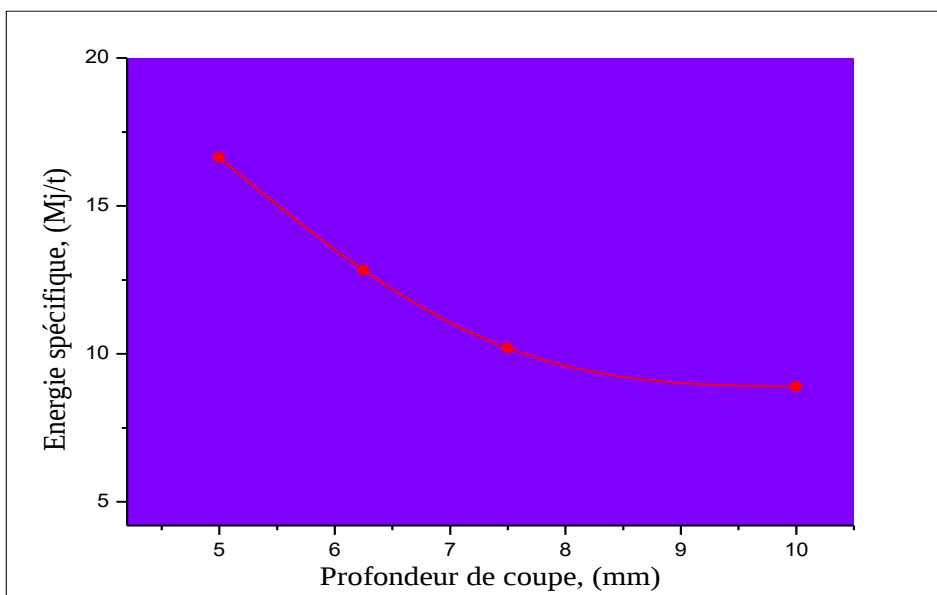
Roxborough et Pedroncelli (1982), ont étudiée l'effet de la profondeur de la coupe sur l'énergie spécifique en utilisant deux pics différents à savoir pic conique et pic en coin. L'énergie spécifique dans les deux cas diminue avec l'augmentation de la profondeur de coupe. Cependant, pour chaque cas,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

Djouama 1990 a étudié la variation de l'énergie spécifique avec l'augmentation de la profondeur de coupe, , il a trouvé qui 'a faibles valeurs de cette dernière, l'énergie spécifique est élevée, mais diminue rapidement à mesure que la profondeur de coupe est augmentée,

Figure.3.34 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 indication qu'une profondeur de coupe sera accessible au-delà duquel il peut y avoir peu d'espoir d'amélioration de l'efficacité de coupe.



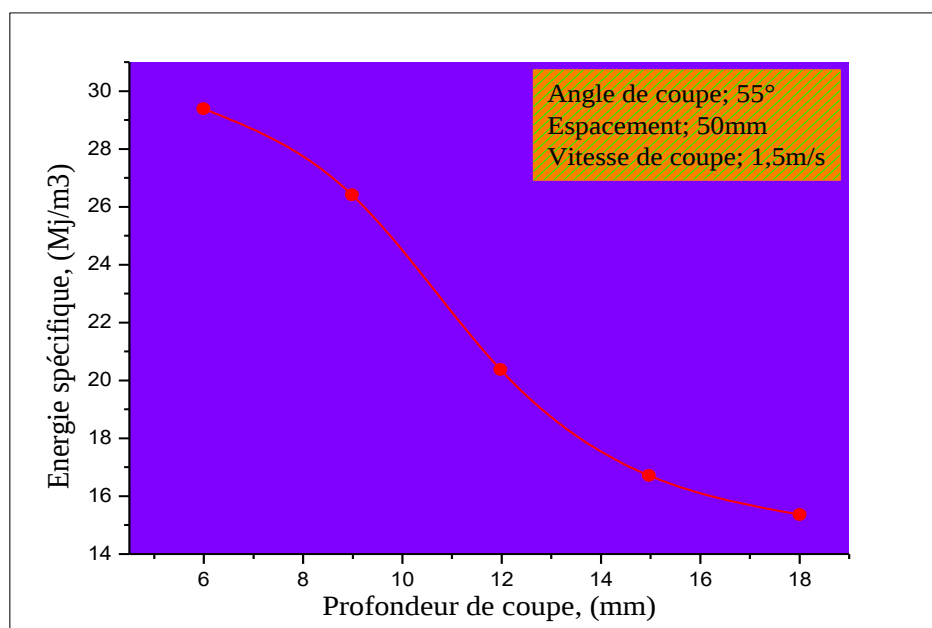
**Figure.3.34.a. Effet de profondeur de coupe sur l'énergie spécifique, échantillon. 1, (Djouama 1990)**



**Figure.3.34b. Effet de profondeur de coupe sur l'énergie spécifique, échantillon. 2, (Djouama 1990)**

La performance de pic de coupe est principalement influencée par la profondeur de coupe. Dans cette section, une large gamme de profondeurs de coupe de 6 mm à 18 mm a été choisie pour étudier l'influence de la profondeur de coupe sur l'énergie spécifique, dans laquelle la vitesse de coupe, l'espacement et l'angle d'attaque ont été maintenus comme constantes (1,5 m / s, 50 mm et 55° respectivement).

La Figure 3.35 montre la variation de l'énergie spécifique avec un changement de la profondeur de coupe. Il a été observé que l'augmentation de la profondeur de coupe cause une diminution dramatique de l'énergie spécifique. Cependant, la pente de la courbe d'énergie spécifique a diminué progressivement, ce qui signifie une profondeur de coupe optimale peut être obtenu lorsque l'énergie spécifique diminue jusqu'à un certain niveau. Cette variation de l'énergie spécifique est probablement due à la formation de plus grandes copeau de la roche menant à une fragmentation plus efficace à plus grande profondeur de coupe.

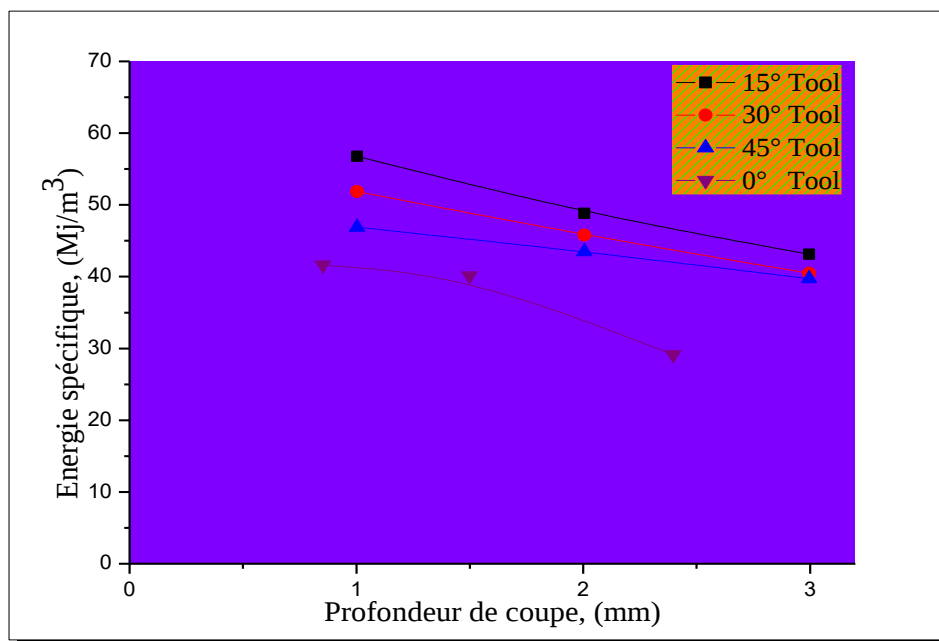


**Figure.3.35. Effet de la profondeur de coupe sur l'énergie spécifique, (Wen Shao, 2016)**

Les relations entre la profondeur de coupe et les forces de l'outil et l'énergie spécifique pour les essais de coupe constants (série U) sont présentées sur la Figure 3.36 pour marbre beige et les outils avec différents angles latéraux.

Les diagrammes d'énergie spécifiques des outils, comme illustré sur la Figure 3.36 pour différentes profondeurs de coupe, indiquent que les relations suivent généralement une tendance décroissante avec l'augmentation de la profondeur de coupe. Dans la gamme des

valeurs de la profondeur de coupe appliquées, les valeurs d'énergie spécifiques du plus bas au plus élevé sont généralement obtenues comme 0°, 15°, 30° et 45°, respectivement, ce qui est similaire l'échantillon du travertin (P) et travertin (B). Cependant, il y a une certaine dispersion avec les résultats de l'outil 15 ° pour l'échantillon du travertin (B), ce qui pourrait être dû au grand nombre de pores. D'autre part, les valeurs d'énergie spécifique du plus bas au plus élevé pour l'échantillon de marbre blanc sont généralement obtenues comme 0 °, 15 ° (avec un peu de dispersion), 30 ° et 45 °, respectivement, ce qui est différent des autres échantillons (Copur H et al, 2007).

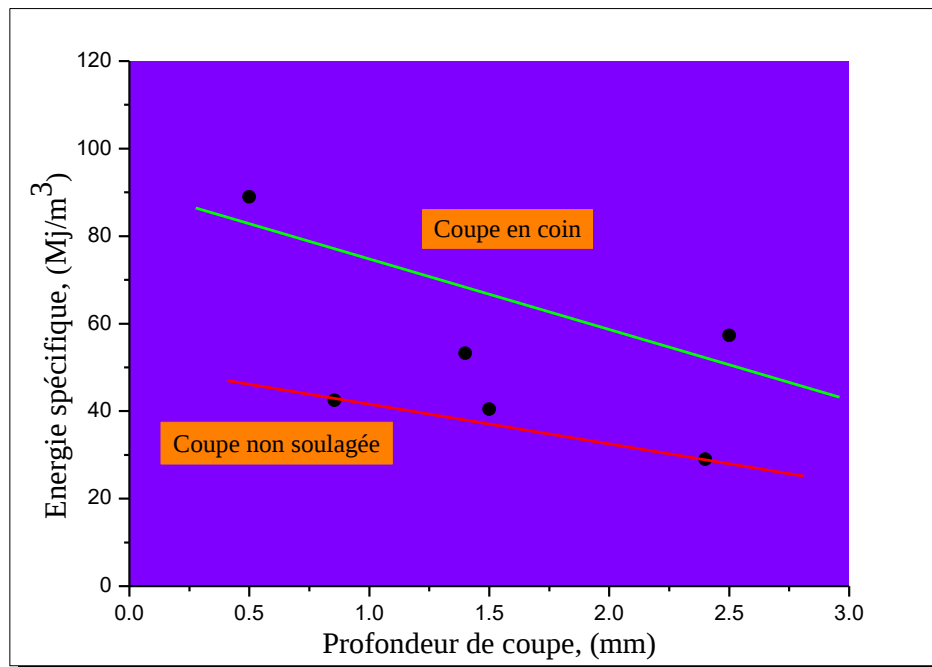


**Figure.3.36. La relation entre la profondeur de coupe et l'énergie spécifique pour les tests en série U (coupe non déliée) et des outils avec différents angles latéraux pour le marbre beige (Copur H et al, 2007).**

Les relations entre la profondeur de coupe et l'énergie spécifique pour les essais de la série K (coupe en coin), qui ont été réalisées avec l'outil de 0°, sont présentées en comparaison avec les résultats d'essais de la série U (coupe constante avec l'outil 0°) dans la Figure.3.37, pour le marbre beige. Comme vu, les valeurs d'énergie spécifiques pour les mêmes valeurs de la profondeur de coupe sont plus élevées dans les coupes de coins que dans les coupes constantes. Le rapport moyen entre l'énergie spécifique (série K) et la série (U) varie entre 1,4 et 1,7 dans la gamme des valeurs de la profondeur de coupe appliquées. Un autre résultat intéressant des essais de la série K concerne les forces de coupe pour les échantillons de Marbre Beige et les échantillons de Marbre blanc: le rapport moyen entre la

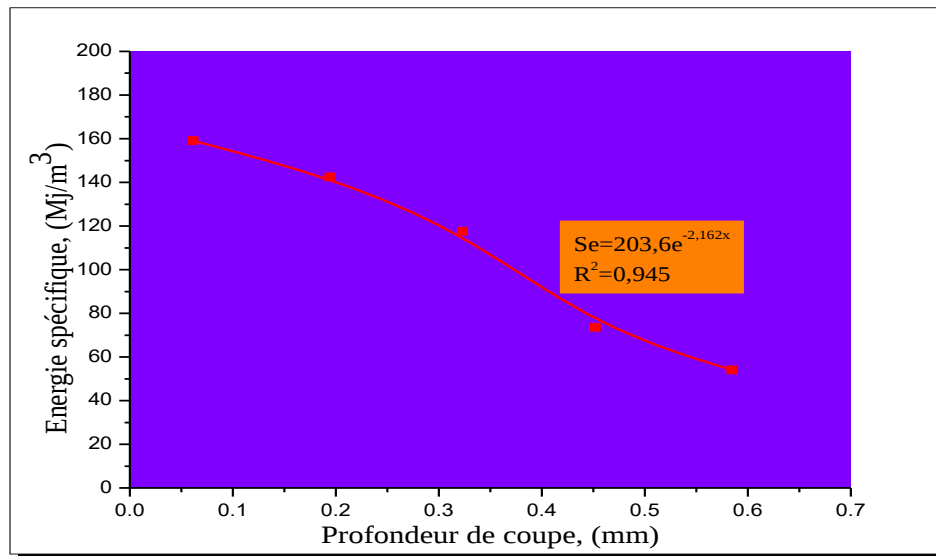
force de coupe (série K) et la série U diminue avec l'augmentation de la profondeur de coupe pour le marbre blanc (échantillon avec une plus grande grosseur du grain). Tout en augmentant pour Marbre Beige. Roxborough et Phillips (1981).

Les valeurs d'énergie spécifiques ont augmenté jusqu'à 2,5 fois. La légère différence entre cette étude de l'outil en coin de la largeur a 10 mm avec un angle de coupe de  $10^\circ$  pour couper le grès à une profondeur de coupe de 3 mm; les valeurs d'énergie spécifiques ont augmenté comme autant que 2,5 fois, et l'étude de Roxborough et Phillips (1981) pourrait être due aux différences de largeurs d'outils, types de grès à angle de coupe. Les résultats indiquent que la coupe en coin est l'action la plus inefficace dans une séquence de coupe.



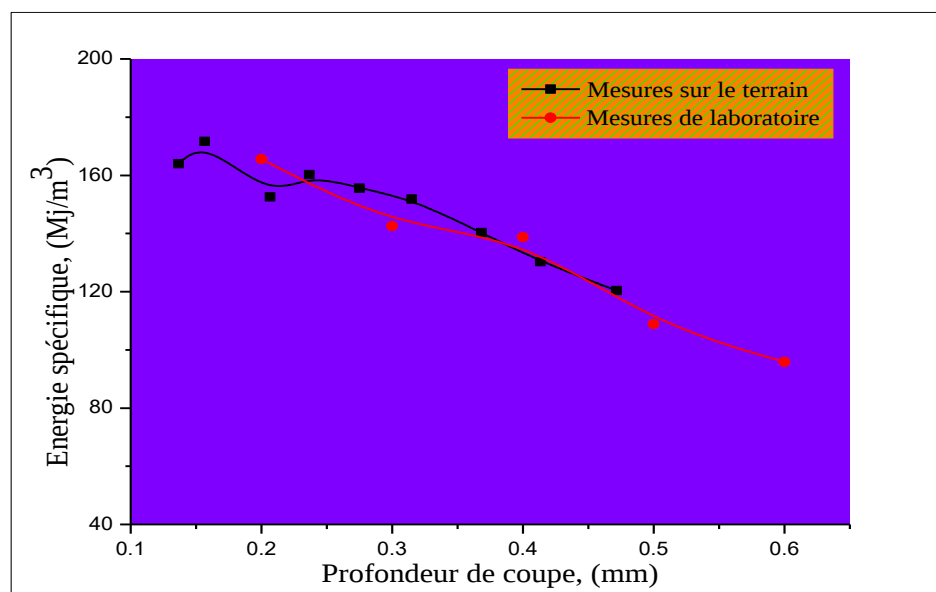
**Figure.3.37. La relation entre la profondeur de coupe et l'énergie spécifique pour les essais de coupe en coin (série K) par rapport aux essais de coupe non déliée (série U) pour le marbre beige, (Roxborough et al, 1981)**

La valeur de l'énergie spécifique de coupe diminue. Ceci est dû au fait qu'avec l'augmentation de la profondeur de coupe, la quantité de matériau coupé augmente plus que l'énergie à dépenser sur la coupe. Il a été également constaté qu'avec l'augmentation de la profondeur de coupe, la part de particules plus grandes dans le matériau coupé est également augmentée. La Figure.3.38 montre la dépendance de l'énergie spécifique de coupe sur la profondeur de coupe.



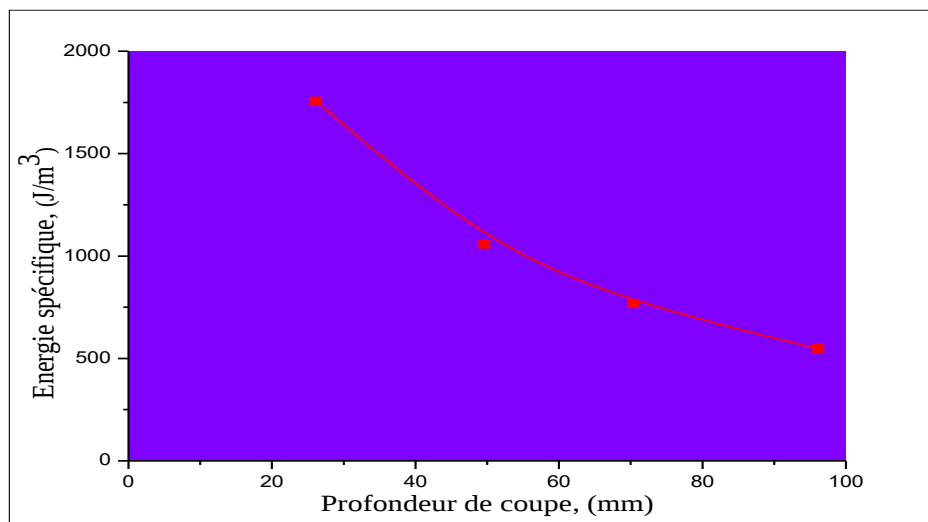
**Figure.3.38. Dépendance de l'énergie spécifique de coupe de la profondeur de coupe, (Tomislav Korman n et al, 2015)**

L'analyse des mesures sur le terrain et en laboratoire montre que l'énergie spécifique de coupe diminue avec l'augmentation de la profondeur de coupe, (Figure.3.39). On peut conclure de ce qui précède que la profondeur de coupe doit être aussi grande que possible. Plus grandes profondeurs de coupe peuvent être atteintes en augmentant la vitesse du chariot ou en diminuant la vitesse de la chaîne.

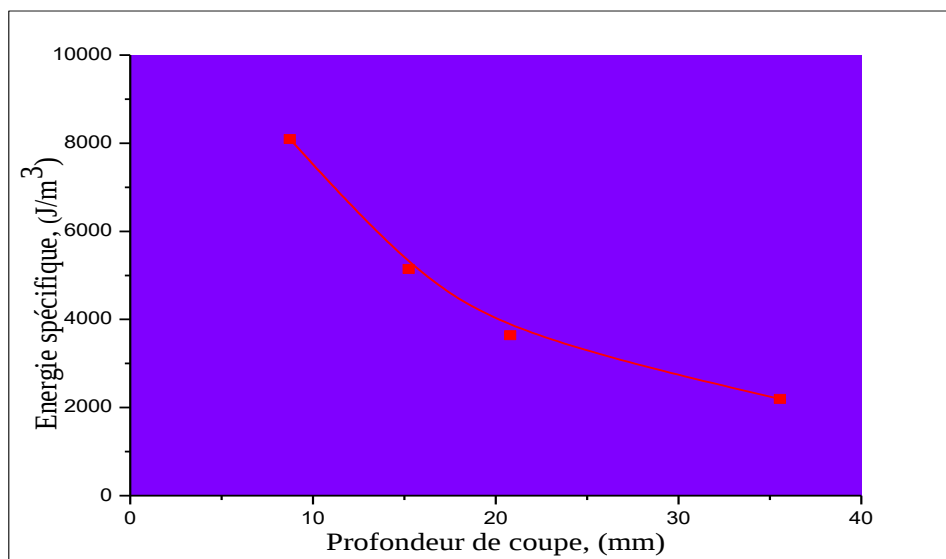


**Figure.3.39. Dépendance de l'énergie spécifique de coupe de la profondeur de coupe, (Copur H, 2010).**

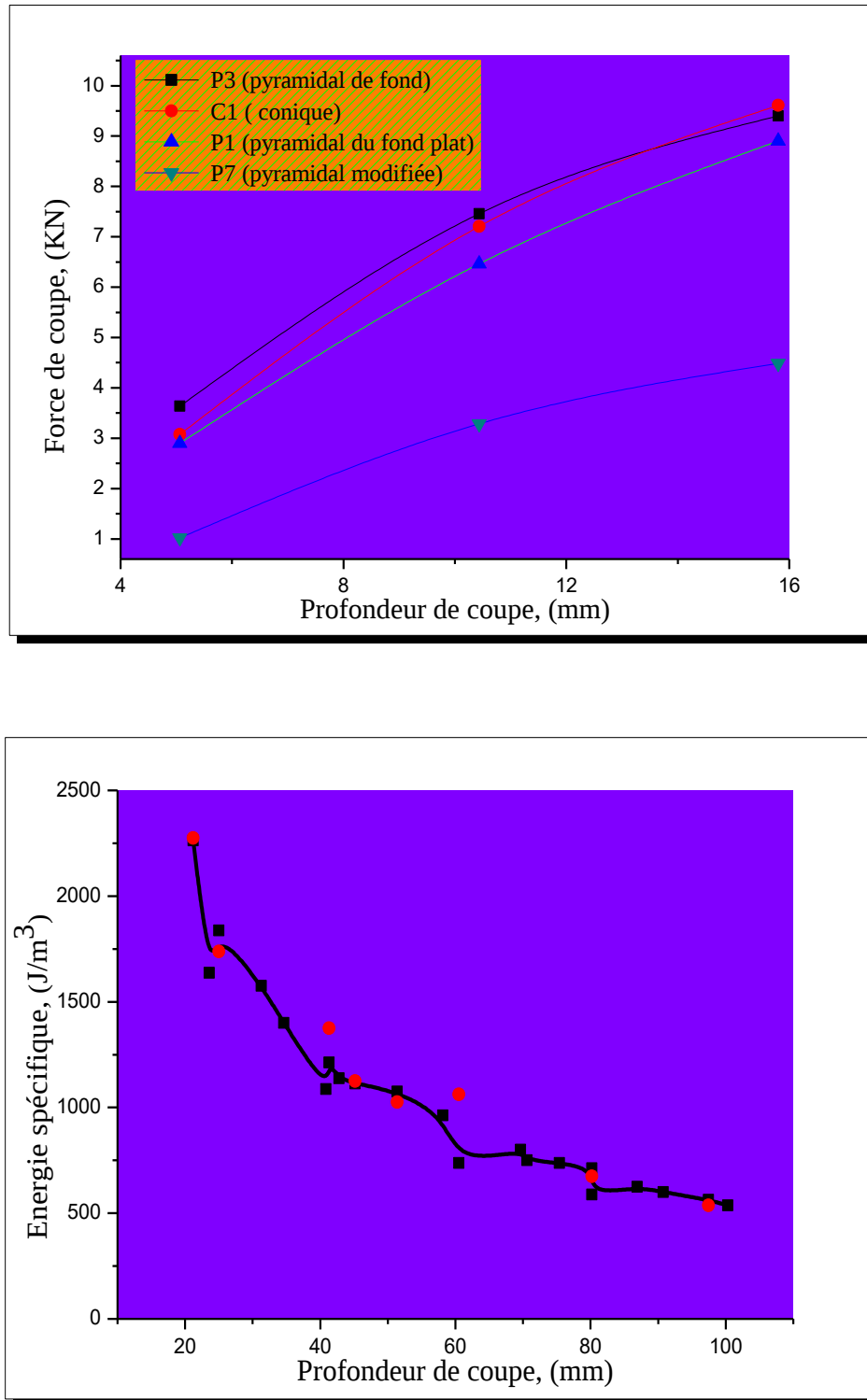
La relation entre l'énergie spécifique et la profondeur de coupe est donnée sur les Figures 3.40 à 4.42 pour le calcaire beige, dur, le granite et tous les types de roches (A. Ersoy, U. Atici, 2004). La tendance générale pour la majorité des résultats est que l'augmentation de la profondeur de coupe produit une diminution de l'énergie spécifique de coupe jusqu'à un certain point maximum. Cependant, une augmentation supplémentaire de la profondeur de coupe entraine une augmentation constante ou faible ou même une diminution dans certains cas de l'énergie spécifique et la scie prise à l'échec pour le traitement de roche.



**Figure.3.40. Un graphique de l'énergie spécifique par rapport à la profondeur de coupe, échantillon. 1, (A. Ersoy, U.Atici, 2004)**



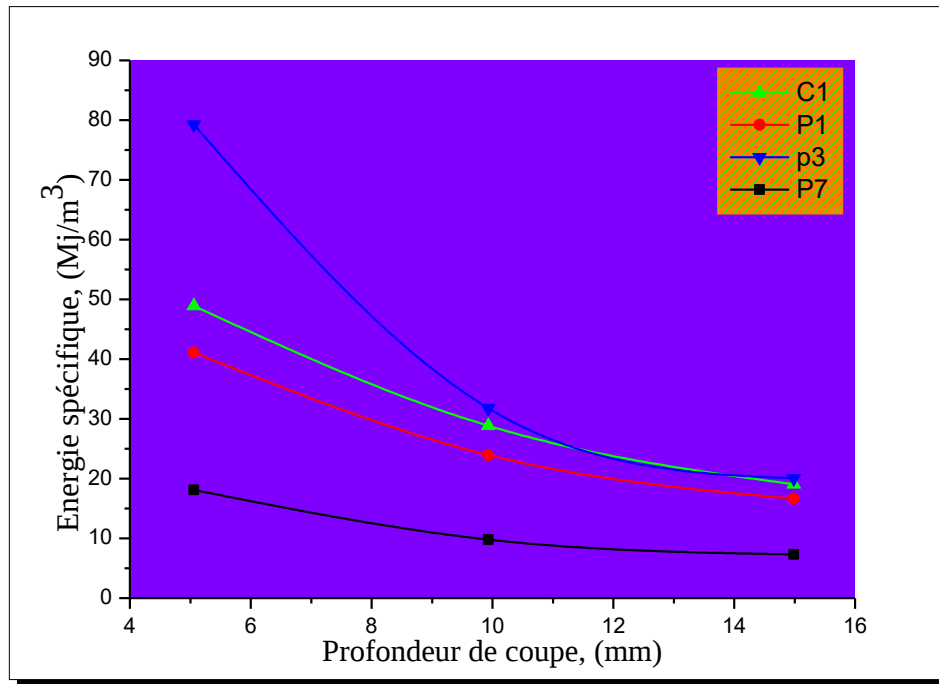
**Figure.3.41. Un graphique de l'énergie spécifique par rapport à la profondeur de coupe, échantillon. 2, (A. Ersoy, U.Atici, 2004)**



**Figure.3.42. Un graphique de l'énergie spécifique par rapport à la profondeur de coupe, (Qingyu Yao, 2012)**

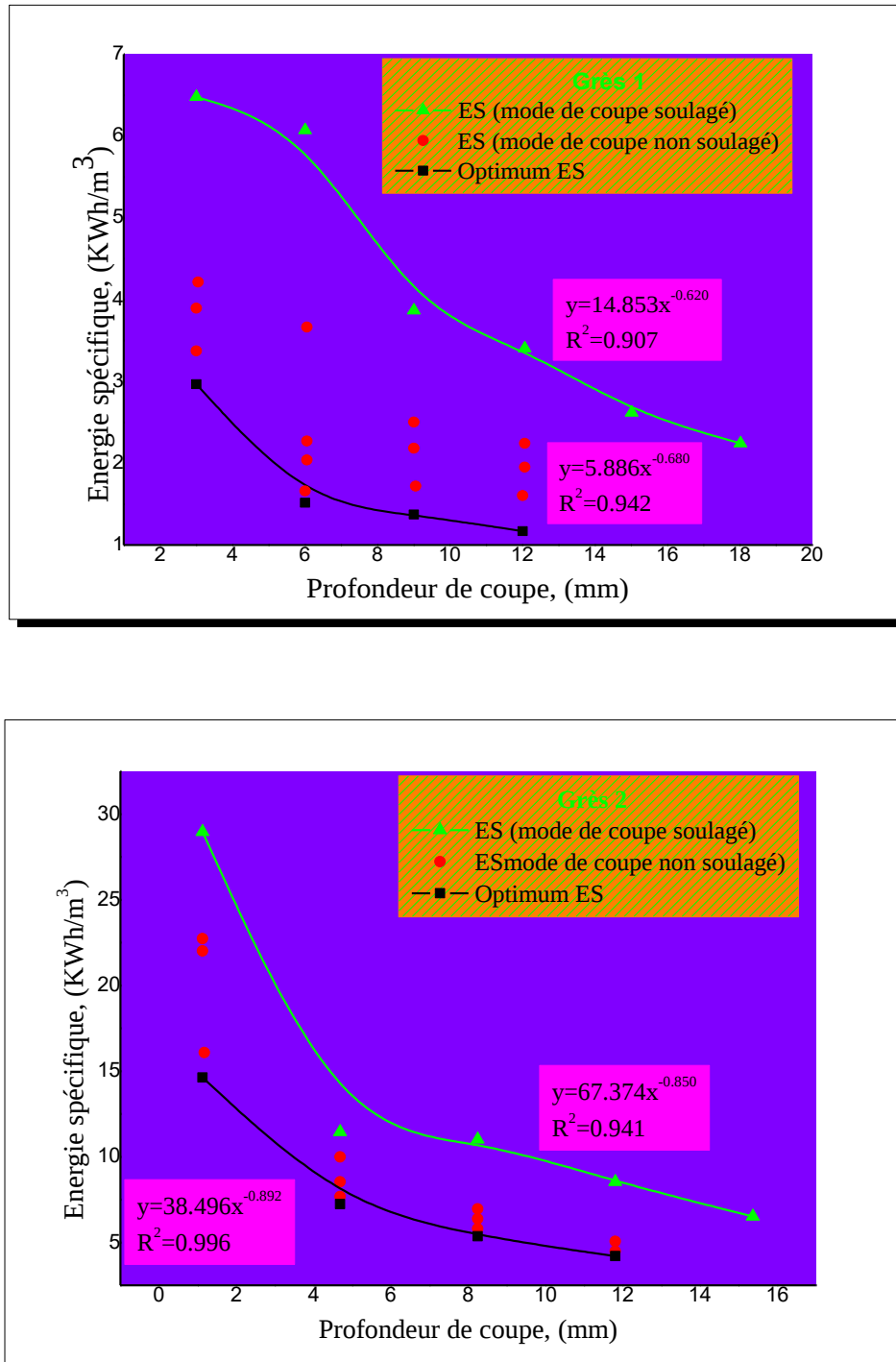
La Figure 3.43 montre la variation de l'énergie spécifique avec un changement de la profondeur de coupe lorsque la vitesse de coupe était de 0,5 m/s et l'angle d'attaque de 45°. On peut voir que le pic pyramidal (P7) rend toujours la plus petite énergie spécifique parmi

toutes les configurations de pics, ce qui élucide davantage que le fond pyramidal à plat est l'orientation la plus efficace pour l'excavation. Avec l'augmentation de la profondeur de coupe, les amplitudes de l'énergie spécifique diminuent, et leur différence diminue, indiquant que l'effet du profil et de l'orientation des pics sur la consommation d'énergie devient moins important.



**Figure.3.43. Energie spécifique en fonction de la profondeur de coupe (vitesse de coupe = 0.5m / s, angle d'attaque = 45°), ( Qingyu Yao, 2012)**

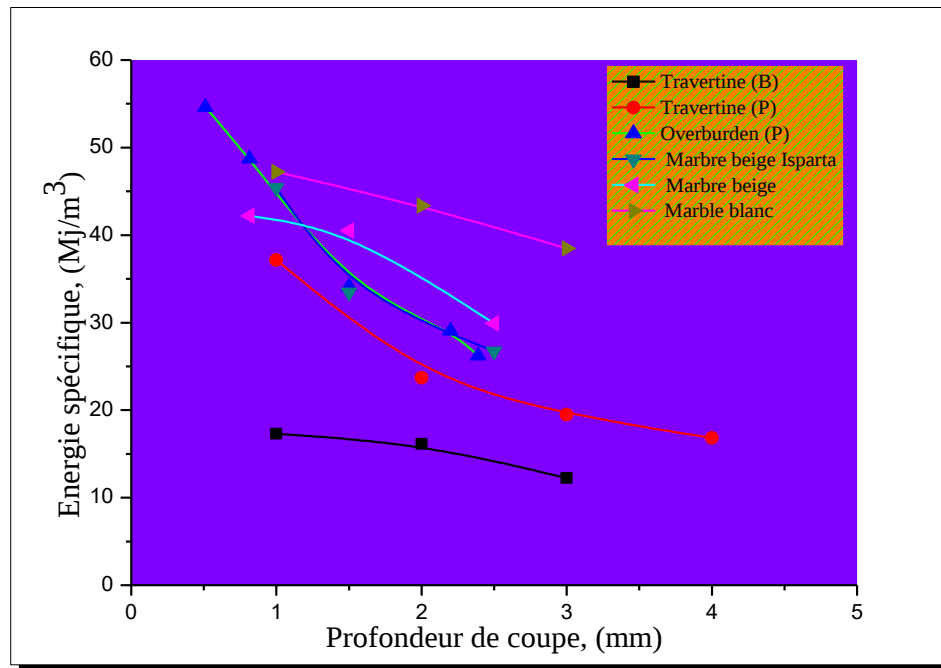
Il est bien connu que la profondeur de coupe a un impact important sur l'énergie spécifique. Bilgin et al. (2006) ont déclaré que l'énergie spécifique dans les essais de coupe constants ne changerait pas effectivement lorsque la profondeur de coupe est supérieure à 9-10 mm. La variation de l'énergie spécifique avec la profondeur de coupe peut être vue sur la Figure 3.44 pour le grès 1 et le grès 2, respectivement. Les analyses de régression ont indiqué que l'énergie spécifique diminue avec l'augmentation de la profondeur de coupe, ce qui pourrait être statistiquement décrit par des corrélations exponentielles fortes pour une coupe allègrement constant et soulagée au niveau de confiance de 95% ( $R^2 = 0.907-0.996$ ,  $F = 32.678-489.496$ ,  $p = 0.002 - 0,029$ ). On peut également voir que la valeur de puissance de l'équation de régression pour la coupe constante est très proche de celle pour la coupe allégée optimale. Cependant, il est important de noter qu'aucune corrélation significative n'a été trouvée entre l'énergie spécifique et d'espacement des lignes dans cette étude.



**Figure.3.44. Relations entre l'énergie spécifique et la profondeur de coupe pour le grès 1 et le grès 2, (Xiang Wang et al, 2017)**

L'énergie spécifique moyenne obtenue à partir d'essais de coupe linéaires réalisés par un outil standard en coin (angle latéral de  $0^\circ$ ) en mode de coupe constant est résumée sur la Figure 3.45 pour différentes pierres naturelles testées et profondeurs de coupe. Les valeurs d'énergie spécifique moyenne du plus élevé au plus bas sont obtenues comme marbre blanc,

marbre beige, marbre beige d'Isparta, terrain-mort (P), travertin (P) et travertin (B), avec un certain écart pour la profondeur de coupe inférieure à 1,5 mm.



**Figure.3.45. Variation de l'énergie spécifique pour les essais de coupe constants réalisés avec un outil en coin standard (angle latéral de 0 °) à différentes profondeurs de coupe, (Hanifi Copur et al, 2011).**

### 3.4.2.2. Espacement des pics

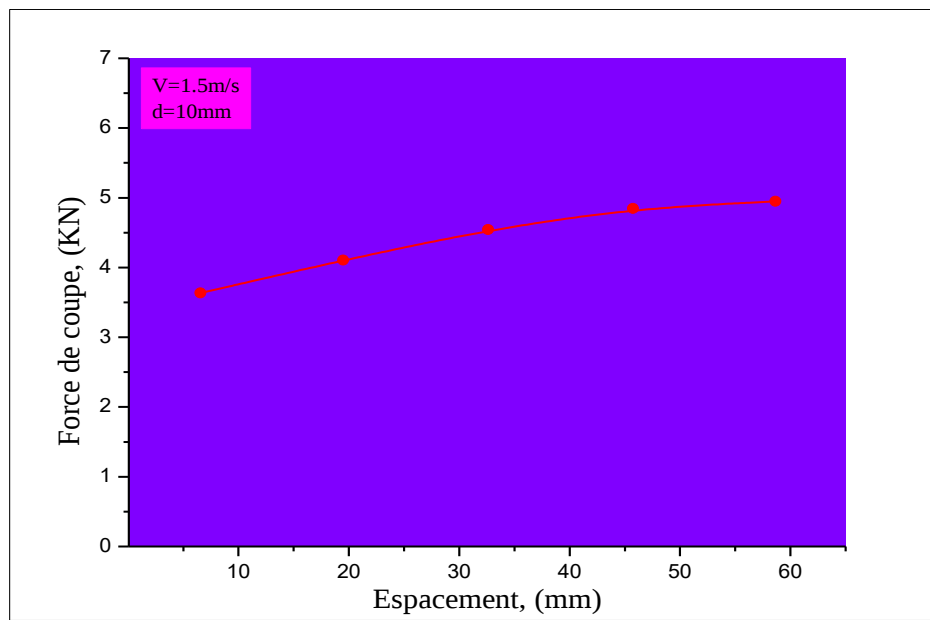
L'espacement de coupe est défini comme la distance entre les centres de deux coupes adjacentes dans une séquence. Il y a deux facteurs, qui contribuent à l'extraction du matériel du front : (1) les éléments de coupe continuent à pénétrer dans les rainures et enlever le matériel, (2) les rainures voisines 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 (1979), et ont proposé qu'un rapport de 2 à 3 entre l'espacement des pics et la profondeur de coupe soit optimales. Hurt et Evans (1981) ont rapporté que l'énergie spécifique diminue rapidement avec la profondeur et l'espacement au début et puis plus lentement.

L'effet de l'espacement sur la force de coupe moyenne est illustré sur la Figure 4.46. Les forces de coupe augmentent progressivement avec l'augmentation de l'espacement, mais l'augmentation de la force est beaucoup plus faible lorsque l'espacement est supérieur à 50 mm. Cela est dû au fait qu'aucune interaction entre les coupes adjacentes ne s'est produite lorsque l'espacement était supérieur à 50 mm et que le mode de coupe est passé d'une coupe délestée à une coupe non soulagée.



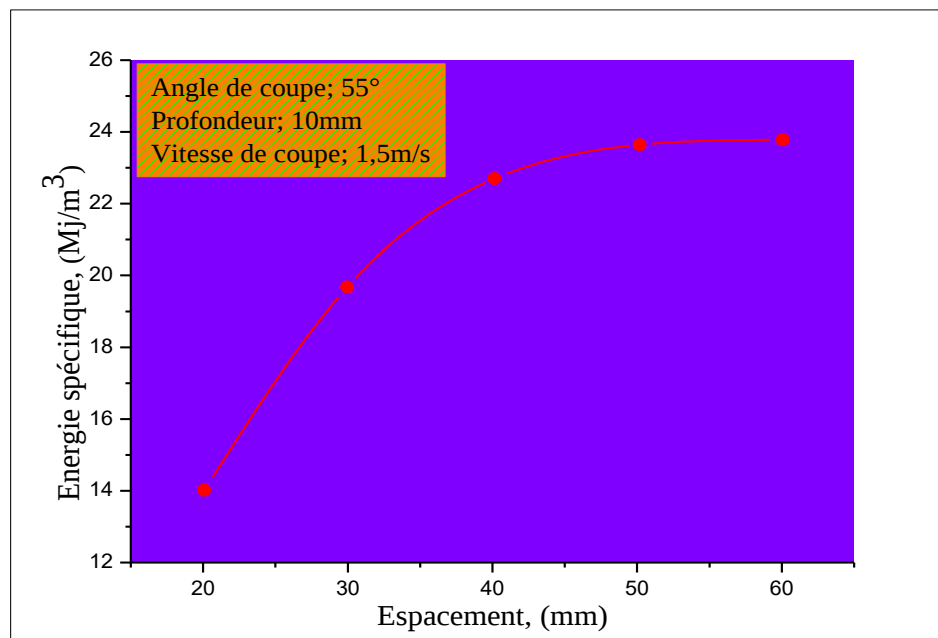
**Figure.3.46. Effet de l'espacement sur la force de coupe, (d'après Wen Shao 2016)**

Lorsque la profondeur de coupe, la vitesse de coupe et l'angle d'attaque ont été fixés respectivement à 10 mm, 1,5 m/s et 55°, l'influence de l'espacement entre les coupes adjacentes sur l'énergie spécifique a été évaluée entre 20 et 60 mm.

La variation de l'énergie spécifique à divers espacements est illustrée sur la Figure 3.47. L'augmentation de l'espacement a entraîné une augmentation de l'énergie spécifique dans une tendance générale. La dépendance de l'énergie spécifique de l'espacement était plus évidente pour l'augmentation de 20 mm à 40 mm. Il a augmenté d'environ 62,8%, passant de

14,0 MJ / m<sup>3</sup> à 22,7 MJ / m<sup>3</sup> dans cette gamme d'espacement. Lorsque l'espacement était supérieur à 40 mm, cependant, il n'y a eu qu'une légère augmentation d'environ 4,7% de 22,7 MJ / m<sup>3</sup> à 23,8 MJ / m<sup>3</sup> lorsque l'espacement est passé à 60 mm. La raison possible qui expliquerait cela était la différence de mode de coupe. Si l'espacement était petit et que le rapport espacement à la profondeur de coupe était en quelque sorte proche du rapport optimal, les fissures entre les coupes contiguës interagiraient et la roche entre ces coupes éclaterait effectivement, (Wen Shao 2016).

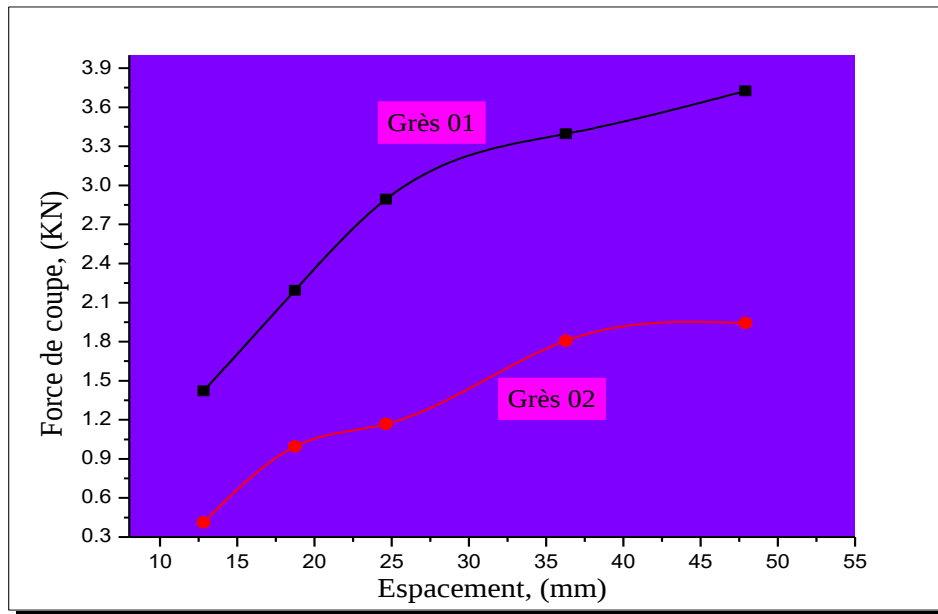
Cela signifie que des coupes plus efficaces et économiques se sont produites lorsque l'espacement était proche de l'espacement optimal. Au fur et à mesure que l'espacement augmente, le mode de coupe passe d'une coupe délestée à une coupe non soulagée, ce qui entraîne une perte d'interaction entre les coupes adjacentes et la formation d'une arête isolée entre les coupes adjacentes. Cela conduirait à une coupe «dure» et non rentable, diminuant ainsi l'efficacité de coupe. De plus, les forces de prélèvement et les volumes de roche retirés de la surface de la roche ne changeraient pas si une coupe totalement non-accidentée se produisait. Cela s'expliquerait pourquoi il n'y avait qu'une légère variation de l'énergie spécifique pour un espacement supérieur à 40 mm.



**Figure.3.47. Effet de l'espacement sur l'énergie spécifique, (Wen Shao 2016)**

La relation entre les forces de coupe et l'espacement des lignes à la profondeur de coupe de 9 mm a été représentée sur la Figure 3.48. On peut voir que les forces augmentent

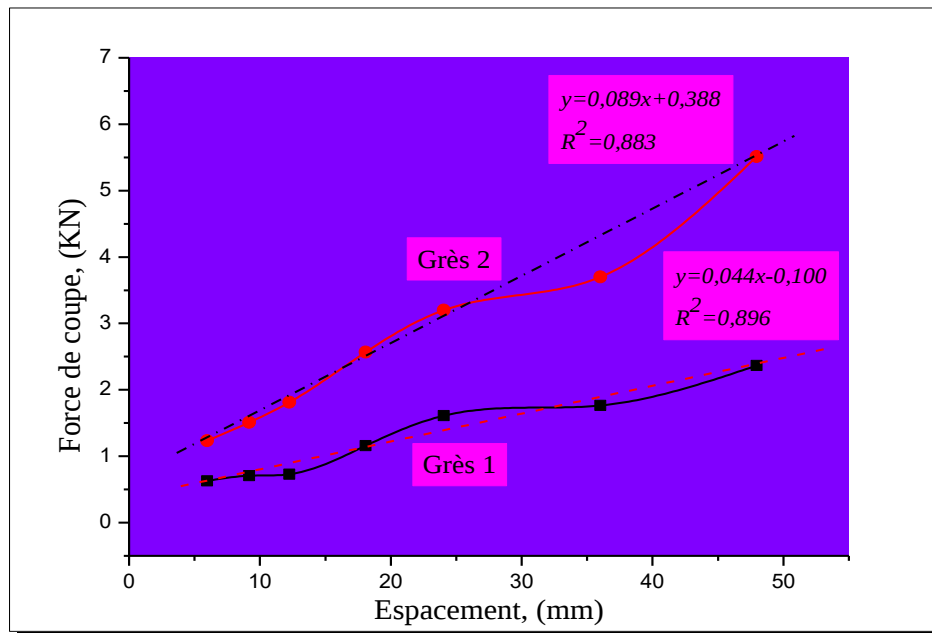
progressivement d'une manière non linéaire par rapport à l'espacement et ensuite asymptotiques jusqu'aux valeurs dans le mode de coupe constant.



**Figure.3.48. Variation des forces de la coupe avec espacement des lignes à une profondeur de coupe de 9 mm, (Xiang Wang et al, 2017)**

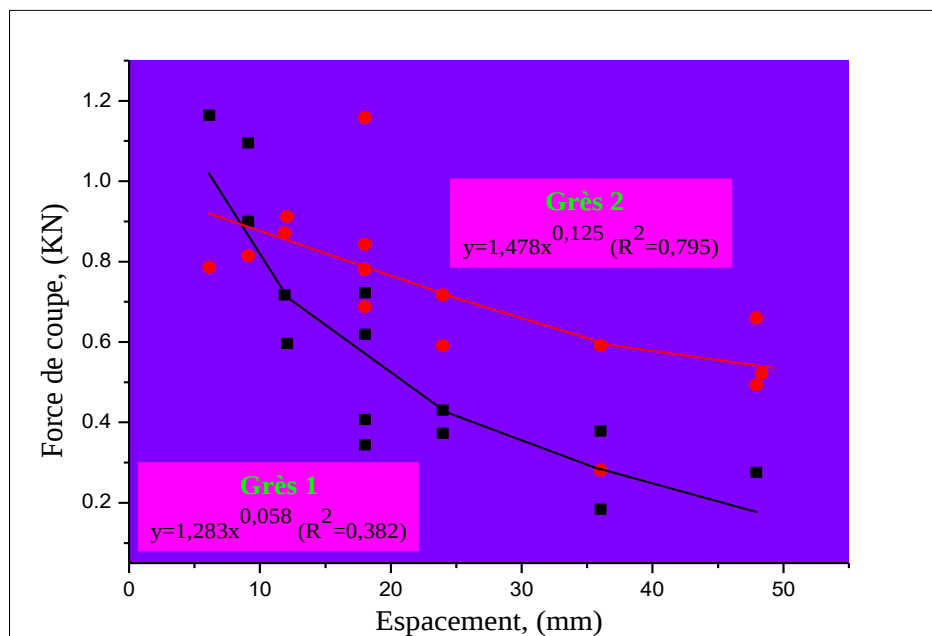
Pour toutes les données d'essai à des profondeurs de coupe de 3, 6, 9 et 12 mm en excluant celles en mode de coupe non-raboté, les corrélations entre les forces de coupe et les espacements sont représentées sur la Figure 3.49 pour le grès 1 et le grès 2. On peut voir que les forces de coupe augmentent linéairement avec l'augmentation de l'espacement des lignes ( $R^2 = 0,828-0,896$ ). En outre, toutes les relations linéaires sont statistiquement significatives au niveau de confiance de 99% basé sur les paramètres statistiques ( $F = 77.277-138.380$  et  $p = 0.000$ ). Ces résultats indiquent que l'espacement des lignes a un impact important sur les forces de coupe.

Le rapport entre la force normale et la force de coupe ( $FN / FC$ ) est un paramètre essentiel pour déterminer l'efficacité d'une excavatrice mécanique. Le rapport augmente à mesure que l'usure sur le pic augmente (Bilgin et al., 2014).



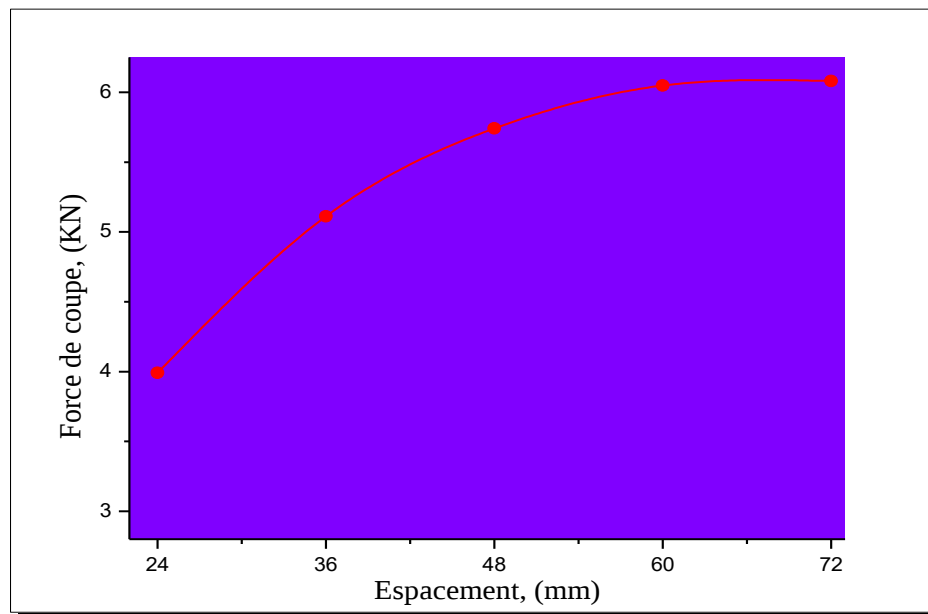
**Figure.3.49. Relations entre les forces de coupe et l'espacement des lignes dans le mode de coupe soulagé, (Xiang Wang et al, 2017)**

La Figure 3.50. Montre que le rapport entre la force normale et la force de coupe diminue exponentiellement avec l'augmentation de l'espacement des lignes pour le grès 1 et le grès 2 ( $R^2 = 0,382$  et  $R^2 = 0,795$ ).



**Figure.3.50. Relations entre le rapport entre la force de coupe et l'espacement des lignes, (Xiang Wang et al, 2017)**

La force de coupe moyenne augmente avec une augmentation de l'espacement. Comme illustrée sur la Figure 3.51. La dépendance de la force de coupe moyenne de l'espacement est évidente pour une augmentation de 24 mm à 60 mm. Pour un espacement supérieur à 60 mm, la force de coupe moyenne tend à être constante.



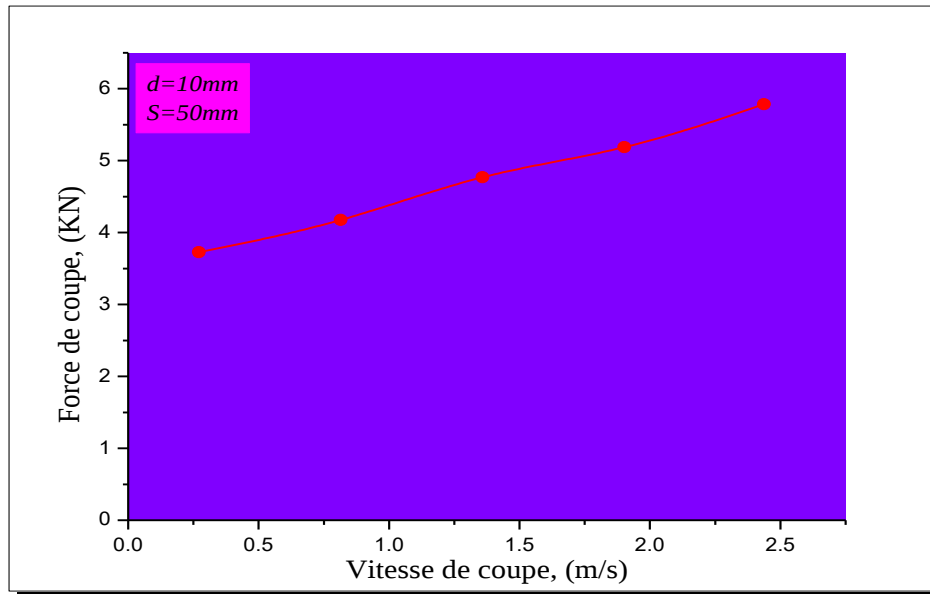
**Figure.3.51. Effets moyens tracés pour la force de coupe moyenne (la ligne tirée rouge indique la valeur moyenne), (d'après Wen Shao 2016)**

### 3.4.2.3. Vitesse de coupe

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

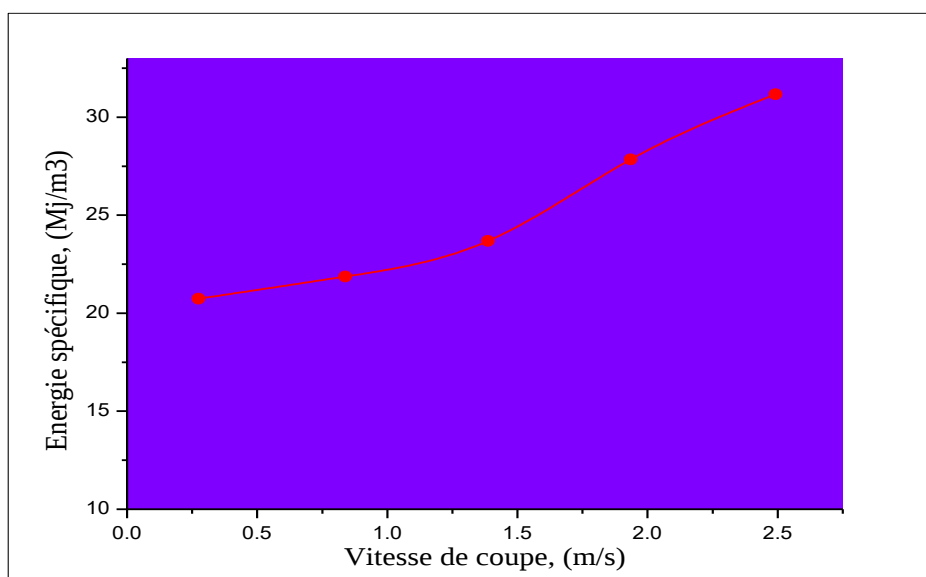
Les expériences faites sur le charbon par Evans et Pomeroy, (1966), ont montré que pour tous les buts pratiques, les valeurs des paramètres de coupe sont indépendantes de la vitesse de coupe. L'anhydrite et le charbon ne sont pas abrasifs et l'effet de la vitesse de coupe pourrait être très significatif 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, (Rispien, 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).

Comme illustré sur la Figure 3.52, on voit que la force de coupe augmente avec l'augmentation de la vitesse de coupe.



**Figure 3.52. Effet de la vitesse de coupe sur la force de coupe moyenne, (Wen Shao 2016)**

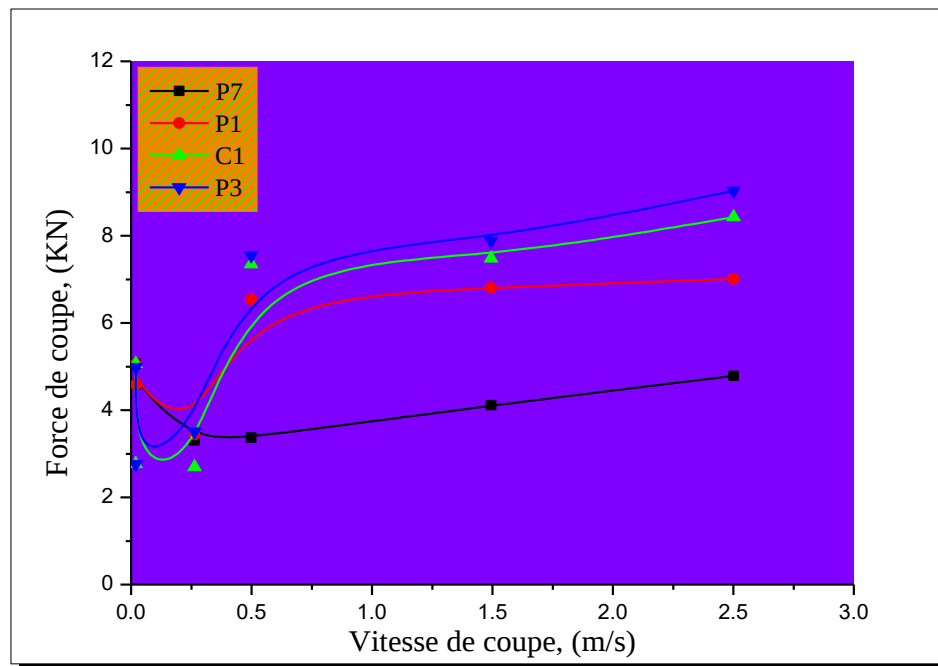
La relation entre l'énergie spécifique et la vitesse de coupe est montrée dans la Figure 3.53, dans laquelle la profondeur de coupe, l'espacement et l'angle d'attaque ont été fixés respectivement à 10 mm, 50 mm et  $55^\circ$ , l'énergie spécifique a augmenté continuellement de  $20,8 \text{ MJ/m}^3$  à  $31,1 \text{ MJ/m}^3$  à mesure que la vitesse de coupe augmentait de 0,5 m/s à 2,5 m/s.



**Figure.3.53. Effet de la vitesse de coupe sur l'énergie spécifique, (Wen Shao 2016)**

La masse rocheuse excavée varie également avec les outils de coupe. Si la vitesse de coupe est fixée à 0,5 m/s, l'angle d'attaque optimal est de  $55^\circ$ , ce qui est dû à l'énergie spécifique la plus faible. L'énergie spécifique dans les conditions de conique (C1), pyramidal du fond plat (P1), pyramidal de fond (P3) et de pyramide modifiée (P7) diminue avec l'augmentation de la profondeur de coupe, (Qingyu Yao, 2012).

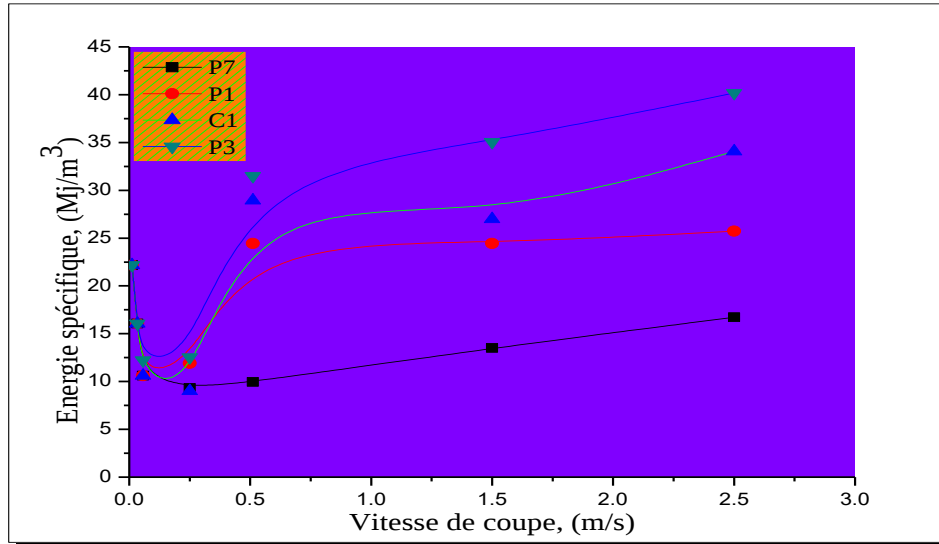
Les forces de coupe correspondant à la vitesse de coupe avec la profondeur de coupe fixe, 10mm et l'angle d'attaque,  $45^\circ$ . (Figure.3.54), une vitesse de coupe optimale tombe dans cette plage, ce qui implique que la vitesse devrait affecter la mécanique de coupe. Bien que Nishimatsu (1972) et Roxborough (1980-1982) aient rapporté que la vitesse de coupe n'affecte pas le processus et le mécanisme de la coupe de la roche, la vitesse de coupe minimale qu'ils ont utilisée était de 0,41 m/s.



**Figure.3.54. Force de coupe en fonction vitesse de coupe (profondeur de coupe = 10mm, angle d'attaque =  $45^\circ$ ), (Qingyu Yao, 2012)**

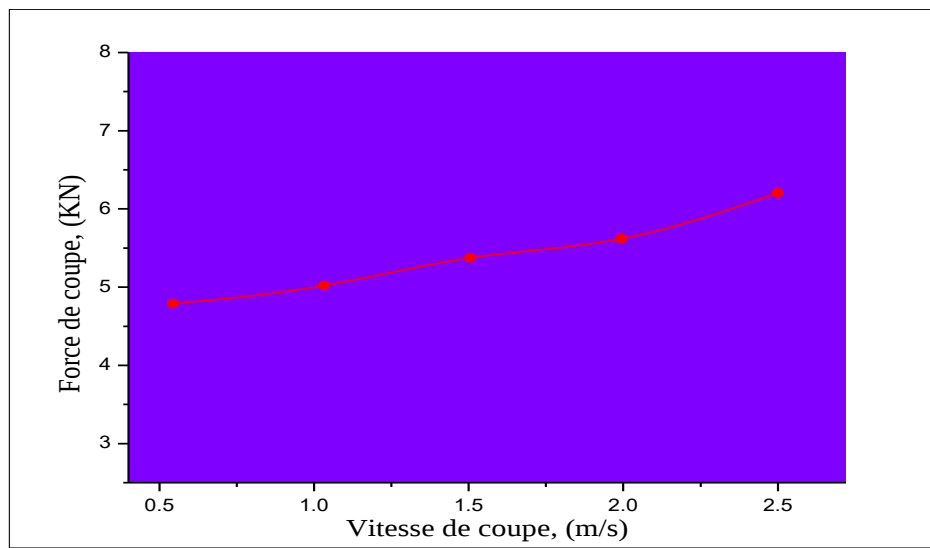
L'effet de la vitesse de coupe sur l'énergie spécifique a été également examiné sur la Figure 3.55, dans laquelle la profondeur de coupe est de 10 mm et l'angle d'attaque est de  $45^\circ$ . On peut voir qu'il y a une vitesse de coupe critique, autour de 0,2 m/s, sous laquelle l'énergie externe nécessaire pour excaver le volume unitaire de roche est minimale. On peut également voir que l'énergie spécifique est sensible à la vitesse de coupe lorsqu'elle se situe autour de la vitesse critique ci-dessus, mais sa variation se stabilise lorsque la vitesse de coupe est

supérieure à 0,5 m/s. A proximité de la vitesse critique, l'effet de la géométrie et de l'orientation du pic est faible. Au-delà de 0,5 m/s, P7 donne toujours l'énergie spécifique la plus faible, démontrant le mérite de la configuration P7 (pic pyramidal), (Qingyu Yao, 2012).



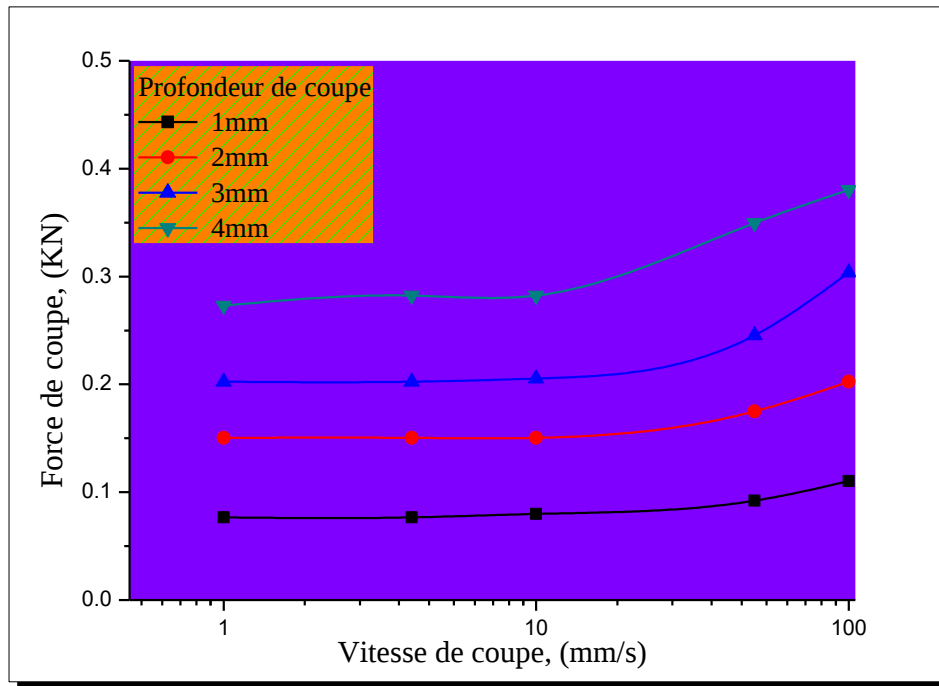
**Figure.3.55. Energie spécifique en fonction de la vitesse de coupe (profondeur de coupe = 10mm, angle d'attaque = 45°), (Qingyu Yao, 2012)**

La vitesse de coupe augmente, avec l'augmentation de la force de coupe moyenne comme le montre la Figure 3.56, mais le taux d'augmentation n'est pas aussi élevé qu'avec la profondeur de coupe.



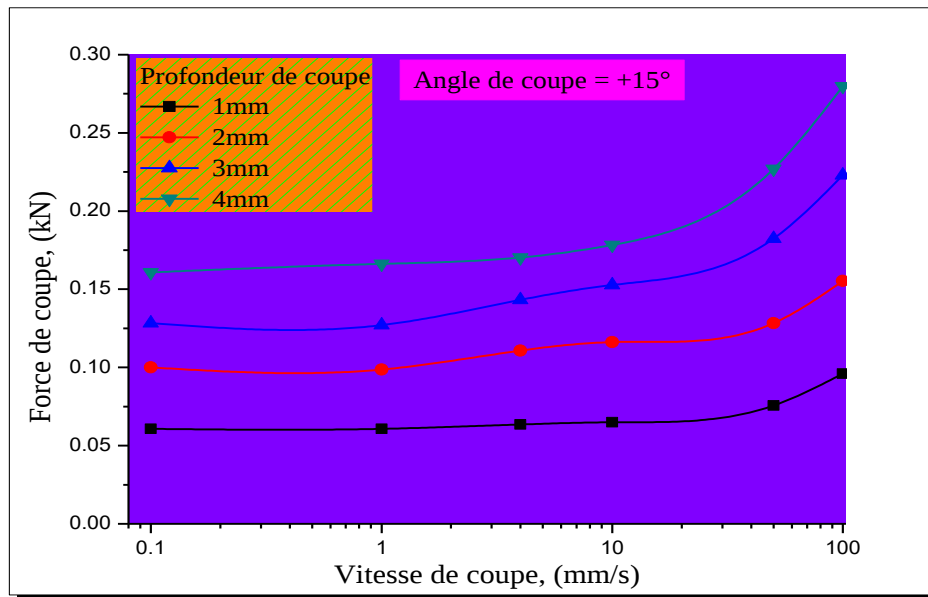
**Figure.3.56. Effets moyens Tracent pour la force de coupe moyenne (la ligne tirée rouge indique la valeur moyenne), (Wen Shao 2016)**

La Figure 3.57 montre la variation des forces de coupe moyennes avec une vitesse de coupe pour différentes profondeurs de coupe. On peut observer que les forces de coupe ne varient pas significativement avec une vitesse de coupe jusqu'à 10 mm/s pour une profondeur de coupe donnée. Cependant, l'influence de la vitesse de coupe sur les forces de coupe n'était significative qu'à des vitesses plus élevées.



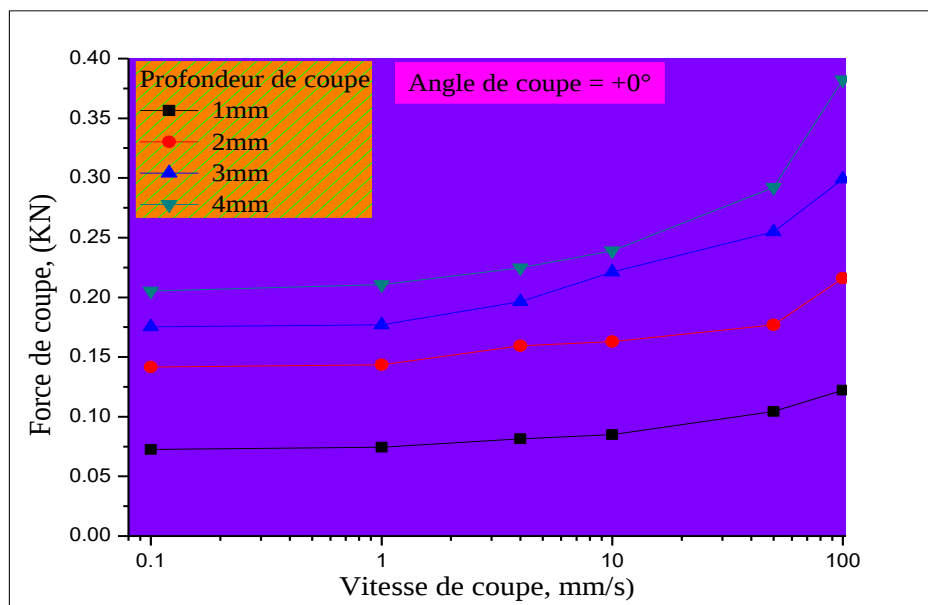
**Figure.3.57. Variation des forces de coupe avec la vitesse pour différentes profondeurs de coupe, (Pradeep L. Menezes et al, 2014)**

La force de coupe ne varie pas beaucoup avec la vitesse de coupe, en particulier à des vitesses plus faibles (Figure.3.58). L'influence de la vitesse de coupe sur les forces de coupe n'est importante qu'à des vitesses plus élevées. En outre, la vitesse de l'outil de coupe a exercé un effet significatif sur les forces de coupe à de grandes profondeurs de coupe.



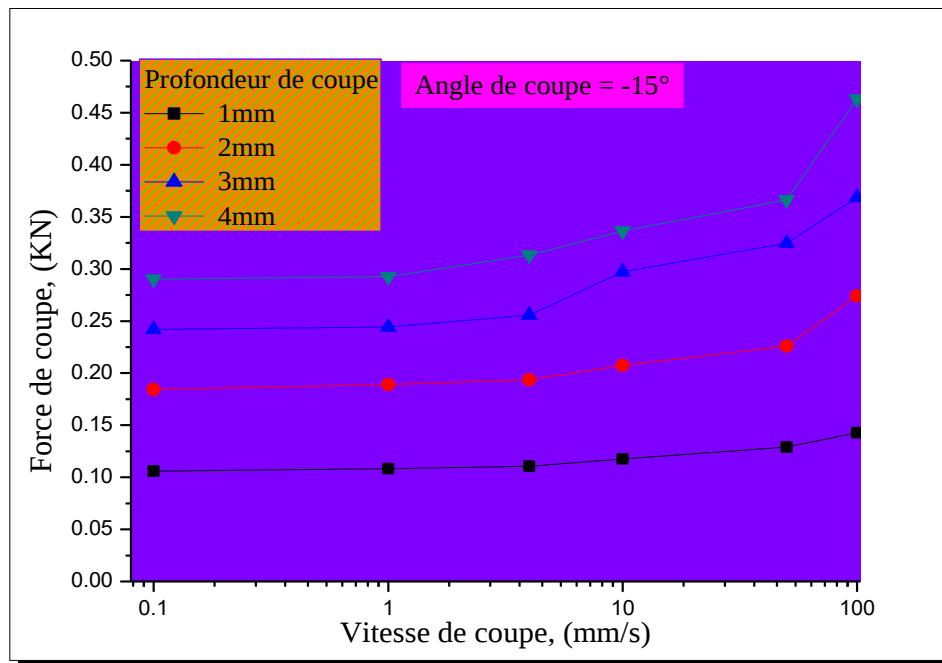
**Figure. 3.58. Variation des forces de coupe avec la vitesse pour différentes profondeurs de coupe, (Pradeep L. Menezes et al, 2014)**

La Figure 3.59 montre la variation des forces de coupe moyennes pour différentes vitesses et les profondeurs de coupe. Comparée à un angle de coupe de + 15 °, la vitesse de l'outil de coupe a exercé un effet significatif sur les forces de coupe, en particulier à des vitesses plus élevées.



**Figure. 3.59. Variation des forces de coupe avec la vitesse pour différentes profondeurs de coupe, (Pradeep L. Menezes et al, 2014)**

La Figure 3.60 montre la variation des forces de coupe moyennes pour différentes vitesses et les profondeurs de coupe. Comme les angles de coupe  $-15^\circ$  et  $0^\circ$ , la vitesse de l'outil de coupe a exercé un effet significatif sur les forces de coupe uniquement à des vitesses plus élevées.



**Figure.3.60. Variation des forces de coupe avec la vitesse pour différentes profondeurs de coupe, (Pradeep L. Menezes et al, 2014)**

### 3.4. 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.

#### 3.4.1. Mécanismes de coupe

L'objectif de l'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.

### 3.4.2. 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).

#### 3.4.2.1. Appareillage

L'évaluation des changements de la performance de coupe a été entreprise en utilisant un équipement dans la *Machine Cuttability Test Facility* à UNSW (University of South Wales). Une machine linéaire modifiée avec un dynamomètre triaxial, comme montrée sur la Figure.3.61 a été utilisée pour mesurer les forces et l'énergie de coupe, (J. Mammen et al, 2009).

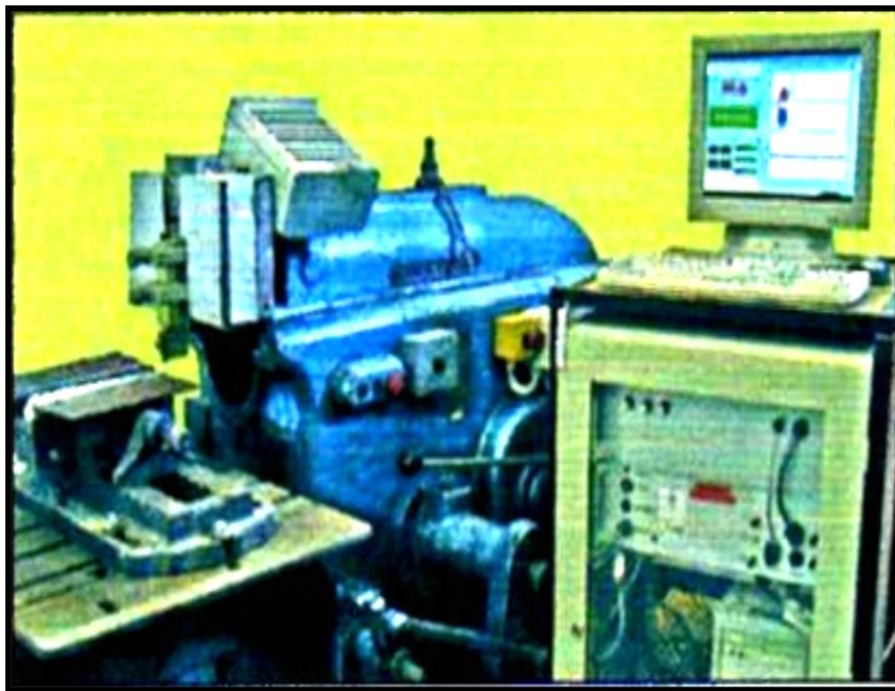


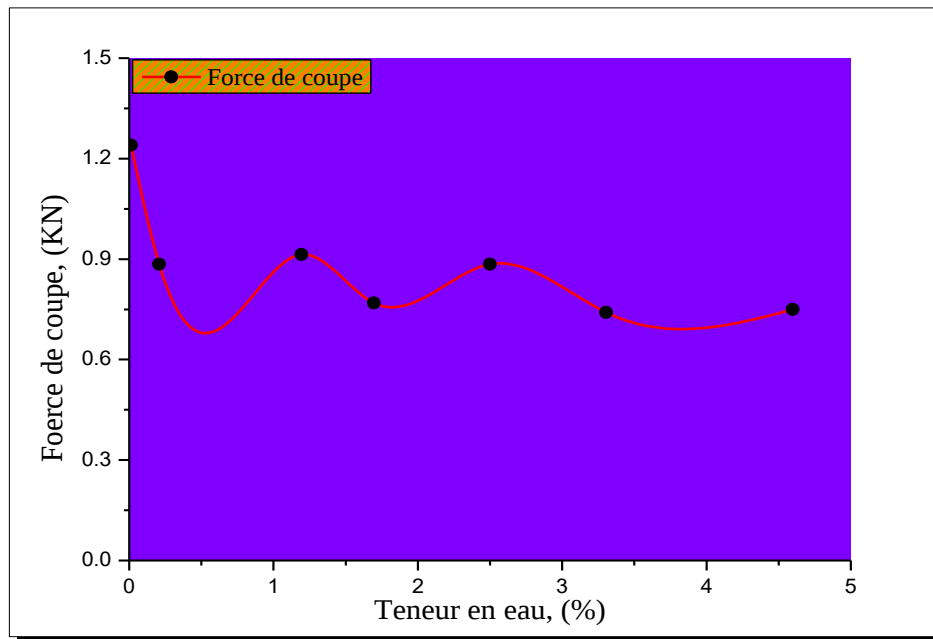
Figure.3.61. machine linéaire de coupe de la roche, (J. Mammen et al, 2009).

### 3.5. 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 Figure.3.62, 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.

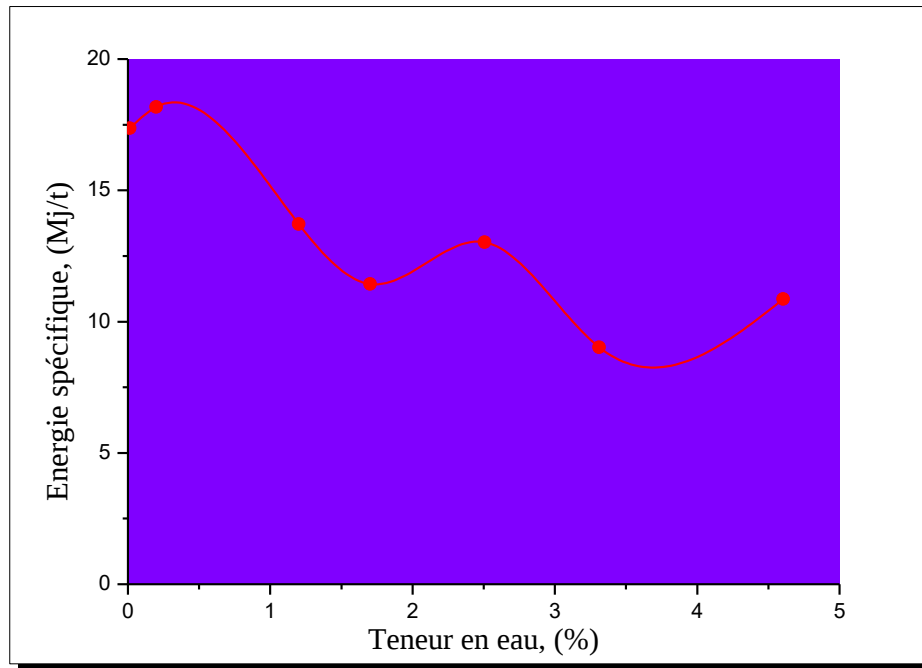
Aucune augmentation de teneur en eau n'a eu comme conséquence un changement significatif.



**Figure.3.62. Effet de teneur en eau sur des forces dans la coupe de roche (J. Mammen et al. 2009)**

En termes de rendement en matériel coupé, les résultats indiquent que la 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, celui de la force de coupe. Ceci s'est avéré le cas comme montré sur la Figure.3.63. 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, (J. Mammen et al. 2009).



**Figure.3.63. Effet de teneur en eau sur l'énergie spécifique de la coupe de roche ( 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.

# **Chapitre IV**

## **Simulation du processus de coupe**

### **mécanique avec pics**

## Chapitre IV

### Simulation du processus de coupe mécanique avec pics

#### 4.1 Introduction

La recherche sur l'excavation mécanique des roches est en cours depuis les années 50, quand un grand intérêt a été donné au processus de coupe de la roche pour améliorer la production à faible coût. Depuis lors, plusieurs travaux de recherche, théoriques, pratiques ou numériques, ont été menés, où plusieurs théories ont été développées pour estimer l'intensité de la force de coupe et d'autres paramètres de coupe dans l'excavation des roches par des machines. En outre, de nombreuses études empiriques ont évalué l'effet du changement des outils et des variables opérationnelles sur la performance de la coupe (Gokhan Aydin, 2015), (Xiao-hui Liu, Songyong Liu, Lie Li et Xinxia Cui, 2015), (Xianqun Il, Chaoshui Xu, 2015), (Maria C. Jaime, Yaneng Zhou, Jeen-Shang Lin, Isaac K. Gamwo, 2015), (Jerzy Rojek, 2014), (Zhang Qianqian, Han Zhennan, Zhang Mengqi, Zhang Jianguang, 2015), (Okan Su n, Nuri Ali Akcin, 2011), (Pradeep L. Me-nezes, Michael R. Lovell, Ilya V. Avdeev, C. Fred Higgs III, 2014). En raison du grand volume des travaux, matériel et temps nécessaires, pour étudier l'effet des différents paramètres lors de l'abattage mécanique à pics ; nous avons décidé de faire une simulation du processus de coupe et comparer les résultats numériques et pratiques.

#### 4.2. Géométrie du modèle

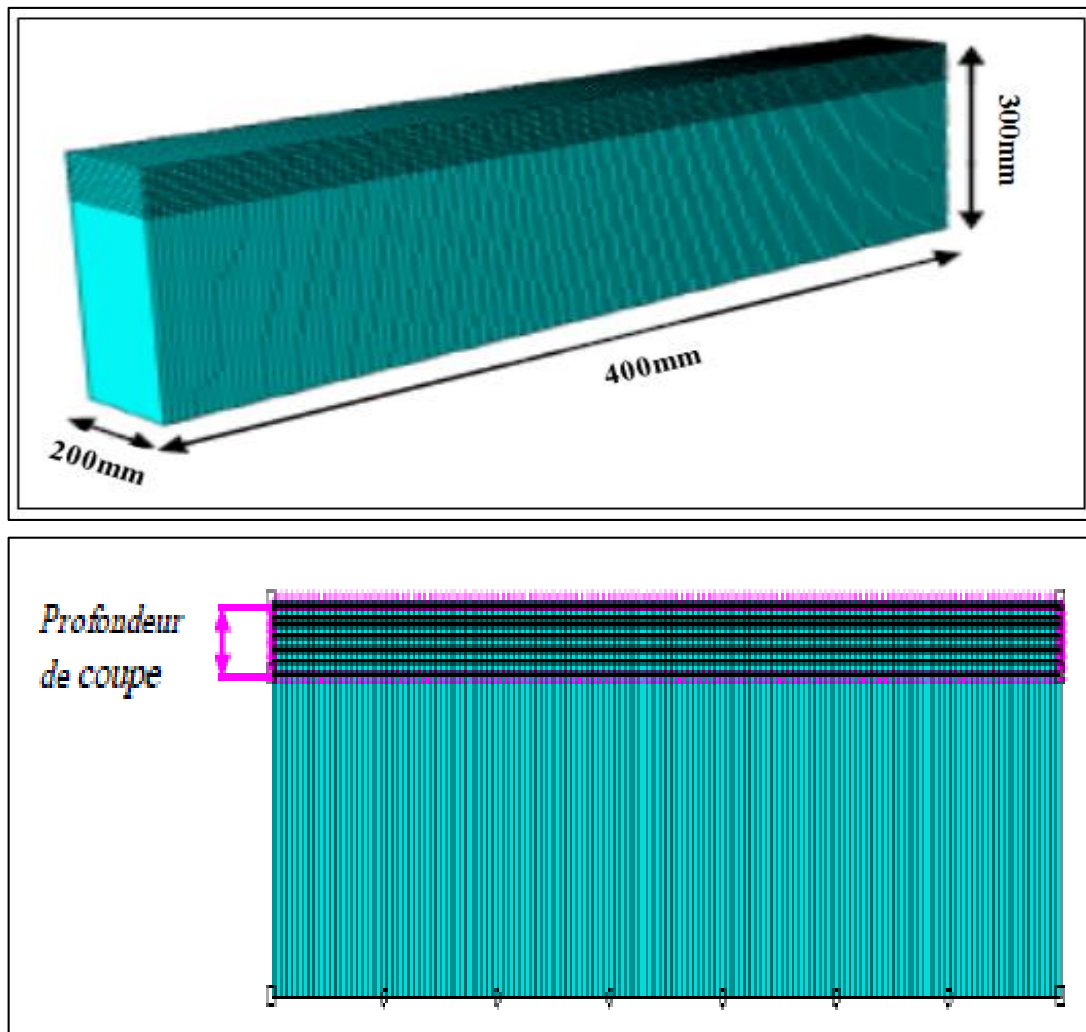
##### 4.2.1. Géométrie du spécimen de roche

Comme les simulations effectuées ici ne représentent pas une fragmentation fragile, les modèles de roche ne nécessitent pas une grande dimension dans la direction verticale. Cependant, comme ces cas consistent à étudier l'effet de la profondeur de coupe, la largeur du spécimen de roche doit être considérablement plus grande que celle des échantillons de la dalle (c'est-à-dire véritablement tridimensionnelle).

Les modèles de roche préparés pour le découpage en rainure se composent d'un maillage fin supérieur où la coupe a lieu, et un maillage moins gros qui ne garantit aucun effet de limite du fond sur le comportement des éléments à la charge de coupe. La largeur du modèle de roche pour chaque cas est définie de manière similaire, suffisamment large pour qu'il n'y ait pas d'effet de limite à partir des bords latéraux. De plus, seule la moitié de l'épaisseur réelle de l'échantillon est modélisée afin d'économiser du temps de calcul; cependant, les forces de coupe rapportées sont correctement proportionnées à toute

l'épaisseur. A cet égard, la moitié de la rainure est coupée le long du bord longitudinal (axe-x) du modèle de roche, et les résultats sont interprétés en reflétant le modèle par rapport au plan (xy) mis en évidence à la Figure 4.1.

La Figure 4.1 montre la géométrie du domaine numérique utilisé pour toutes les simulations de coupe de bloc indépendamment de la profondeur de coupe. Elle présente une longueur de 400 mm, une largeur de 200 mm et une épaisseur de 300 mm. Notant également que la profondeur de coupe est de 5,6.25, 7.5 et 10 mm.

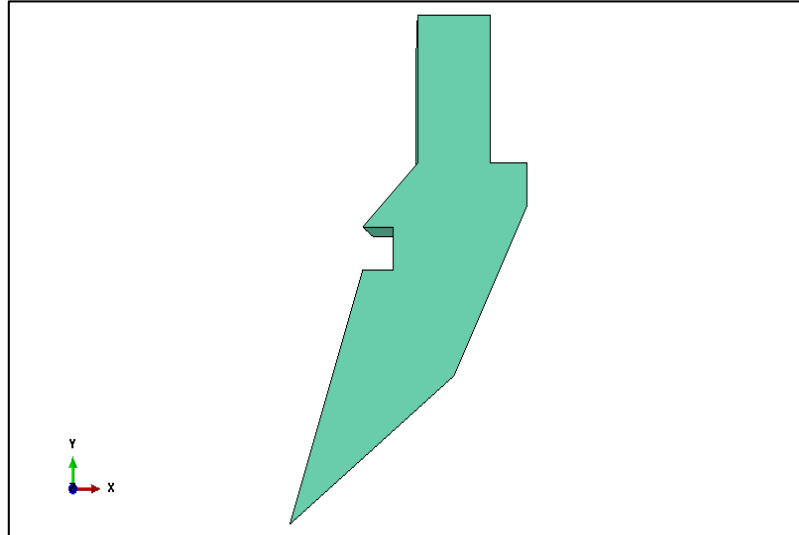


**Figure.4.1. Géométrie du modèle de roche pour coupes de bloc**

#### 4.2.2. Géométrie de coupe

Puisque le modèle de contact mis en place est entre le pic et la roche, le pic est caractérisé par le corps rigide. Ceci simplifie le modèle du coupeur comme il n'y a aucun besoin de discrétisation des éléments partout dans son volume,

La Figure 4.2 montre la géométrie du modèle de coupe utilisé pour toutes les simulations de coupe de bloc de roche, quelle que soit la profondeur de coupe. Il est incliné de 15 degrés vers l'avant, tel que la configuration expérimentale. Seule la moitié de l'épaisseur réelle de bloc est modélisée pour économiser le temps de calcul; cependant, les forces de coupe rapportées ont été proportionnées de manière adéquate à toute l'épaisseur.



**Figure. 4.2. Géométrie de pic pour coupes du bloc**

#### 4.2.3. Contact de roche-pic

Au cours de ce travail, une évaluation vaste de nombreux paramètres liés aux modèles de contact a été réalisée parmi tous les types de formulations de contact disponibles dans Abaqus.

Les éléments suivants ont été analysés pour traiter le contact pic-roche:

- Éroder les nœuds à la surface,
- La corrosion de la surface pour faire surface,
- Effacement de la surface unique,

Il a été observé que les forces de coupe exercées sur le coupeur étaient très sensibles au type de modèle de contact utilisé et à leurs paramètres d'entrée.

Le traitement de la rigidité de l'esclave et du maître pour le déplacement de pénétrations était le facteur le plus influent et n'a pas tenu compte d'un calcul cohérent de force de contact.

Pour cette raison, il a été finalement décidé que l'on a fourni le meilleur comportement de contact de pic-roche utilisant une paroi rigide incarnant le coupeur, parce qu'il est supposé non-déformable, qui fait le calcul de contact plus efficace.

Selon ABAQUS, un pic est utilisé pour traiter des nœuds déformables contre des surfaces géométriques "rigides". Les équations analytiques définissant la géométrie de la surface sont utilisées dans les calculs de contact.

Pour minimiser le temps de calcul, les nœuds esclaves de la roche sont définis à l'aide d'une boîte "box", ce qui englobe seulement un ensemble de nœuds dans la partie supérieure de la roche, où l'action de coupe a lieu. Seulement les nœuds dans cette boîte seront vérifiés pour la pénétration.

La Figure 4.3 illustre la configuration du prisme à paroi rigide et la boîte entoure la partie supérieure d'un échantillon de roche.

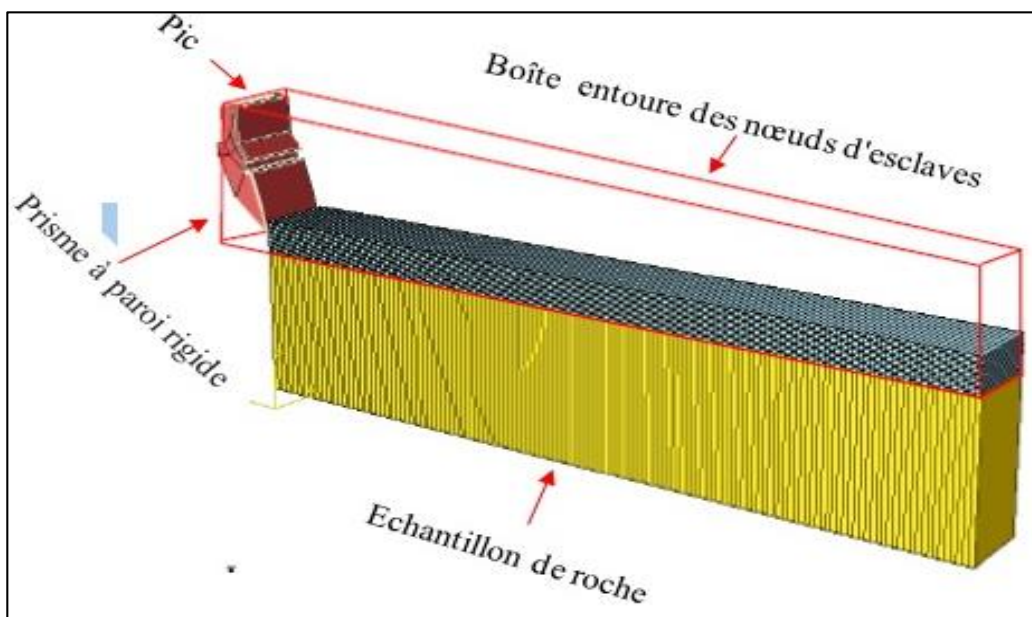


Figure.4.3. Prisme à paroi rigide et sa boîte vérifiant le nœud

### 4.3. Méthodologie

Pour simuler numériquement le processus de coupe de la roche et la fragmentation associée qui se sont produits dans les expériences, un ensemble d'essais de coupe de roche dans une large gamme de profondeurs de coupe, angles d'attaque et de vitesses de coupe ont été réalisés à l'aide du logiciel explicite de MEF ABAQUS.

#### 4.3.1. Géométrie du modèle et génération de maillage

Dans la simulation, un pic en coin et un bloc de roche ont été pris en compte pour la modélisation de la coupe en deux dimensions. Le bloc de roche a été modélisé comme un bloc rectangulaire représentant le gypse est utilisé.

Les intrants du modèle correspondent aux mêmes propriétés du pic et de la roche obtenus au laboratoire.

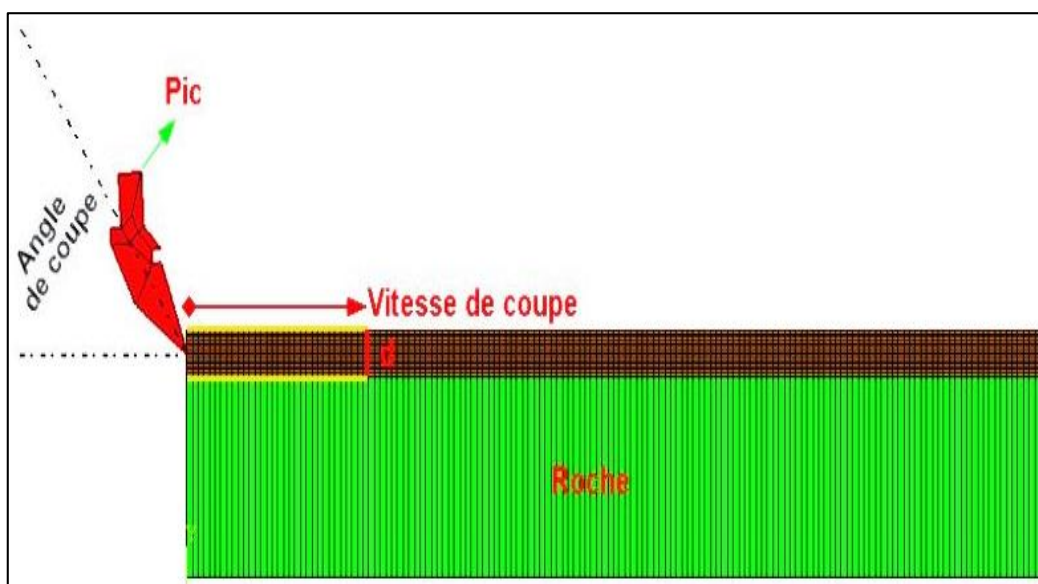
Des éléments solides bidimensionnels sont mis en œuvre pour le pic en coin et le bloc rocheux.

Généralement, la taille de l'élément dans toute la zone de coupe, la taille réelle des particules dans le gypse doit être aussi petite que possible, mais cela doit être compromis en raison des coûts de calcul, en particulier lorsque la profondeur de coupe est importante.

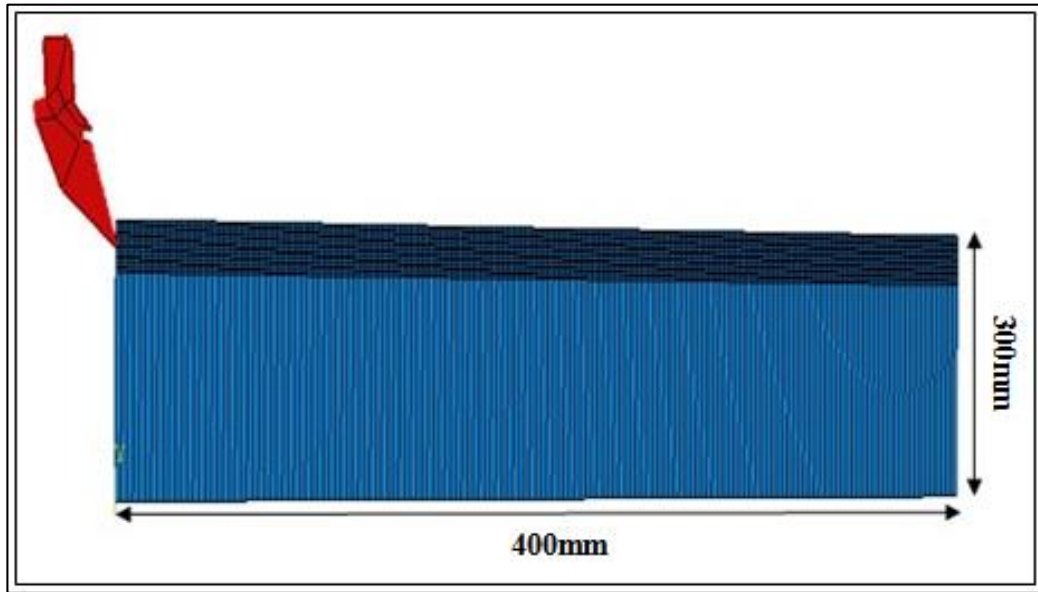
La dalle de roche dans la simulation était divisée en deux parties. La partie supérieure, où la fragmentation aurait lieu et une grande déformation se produirait, a été modélisée avec un maillage fin.

Le maillage de la partie inférieure où presque aucune déformation ne se produirait est beaucoup plus grossier.

La Figure 4.4 montre les détails de la géométrie et de la configuration du modèle ( $L_x$ ,  $L_y$ , représentent les dimensions du bloc rocheux),



(a)



(b)

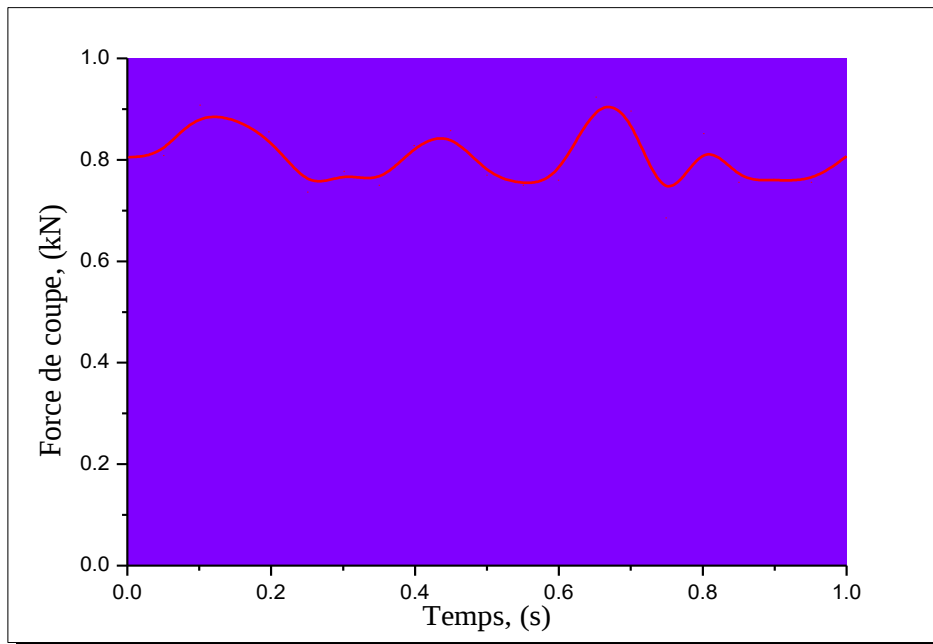
**Figure 4.4. Modèle (2D) de MEF avec maillage et des conditions aux limites**

#### **4.4. Simulation du processus de coupe de la roche**

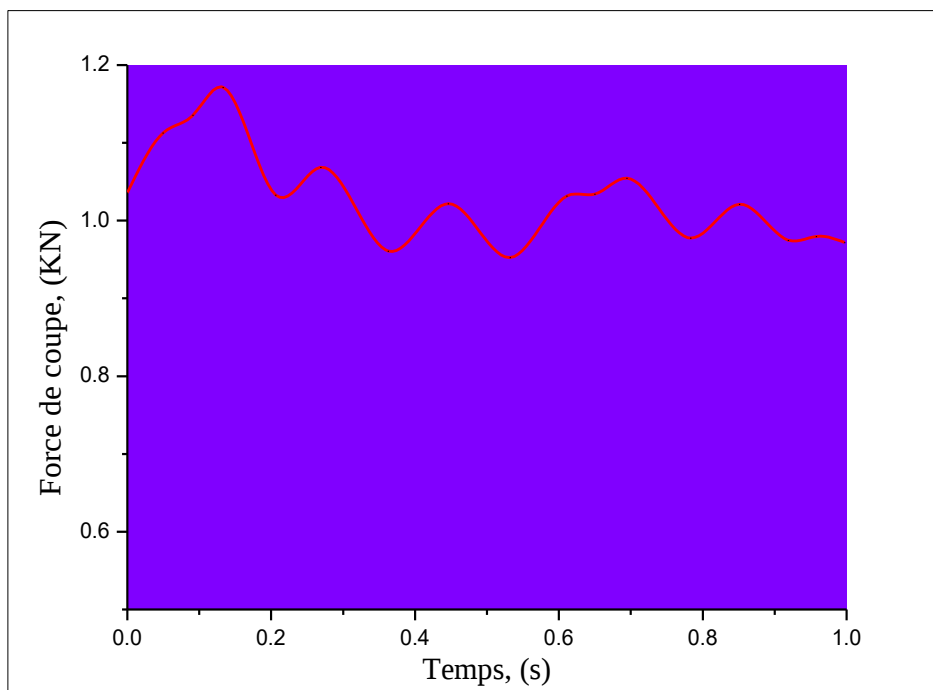
##### **4.4.1. Couper avec un outil en forme de coin**

Un logiciel de la méthode des éléments finis a été utilisé pour simuler le processus de coupe de la roche, pour déterminer les valeurs de force de coupe, pour les comparer à celles obtenues, dans les mêmes conditions de coupe en laboratoire, et enfin d'évaluer effet de la profondeur de coupe sur la force de coupe. Le Logiciel a déjà été utilisé par des chercheurs en modélisation mécanique 3D de la coupe orthogonale de sol sous un seul alésoir basé sur le critère de Drucker\_Prager (X. H. Zhu, 2014). La variation numérique de la force de coupe avec le temps obtenu pour cette simulation est présentée sur la Figure 4.5.

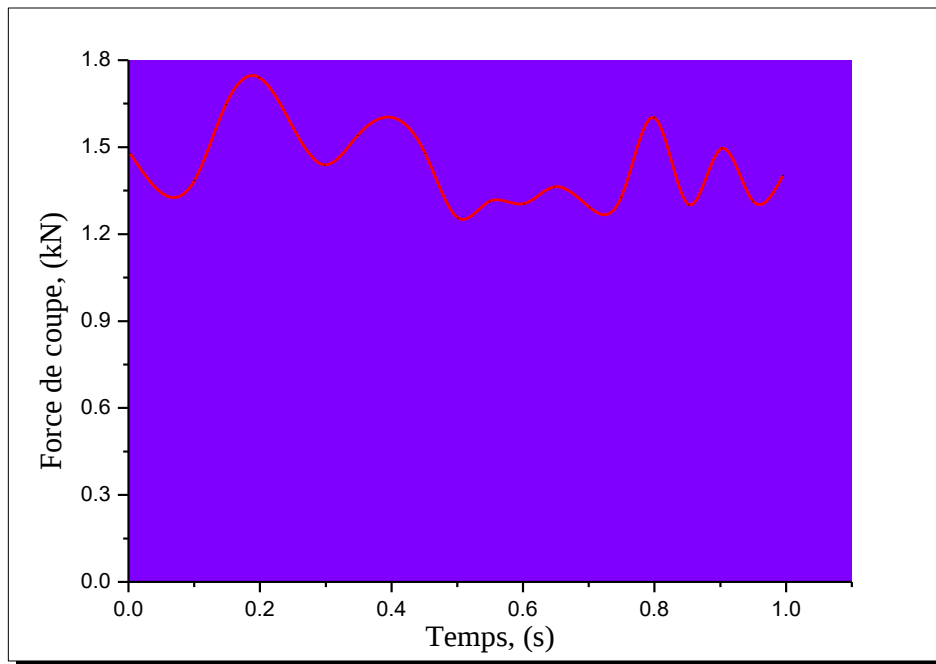
(a) (profondeur 5mm)



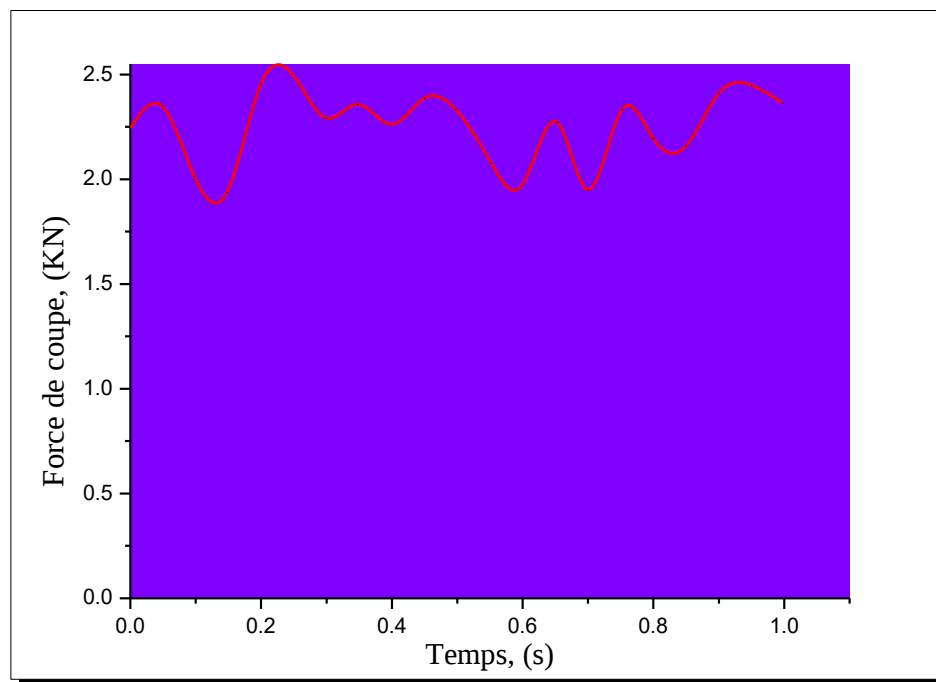
(b) (profondeur 6.25mm)



(c) (profondeur 7.5mm)



(d) (profondeur 10mm)



**Figure.4.5. Simulation de la variation de forces de coupe avec le temps pour des profondeurs de coupe de (5, 6,25, 7.5 et 10 mm).**

Un outil en forme de coin parfaitement pointu a été positionné sur le côté de l'échantillon de roche de gypse (Figure 4.6), pour des profondeurs de coupe de 5, 6,25, 7,5 et

10 mm. La pointe a été déplacée à une vitesse de 162 mm/s sur une distance de coupe de 20 cm. Pendant le processus de coupe, lorsque l'outil frappe le spécimen de roche, les fragments commencent à se former et ensuite se séparer de cela plus tard. Un angle d'attaque de  $21^\circ$ , un angle de pointe de  $42^\circ$ , un angle de dégagement de  $33^\circ$ , un angle de coupe de  $15^\circ$  et un angle de frottement de  $8,5^\circ$  entre la roche et le pic ont été utilisés à travers la simulation.

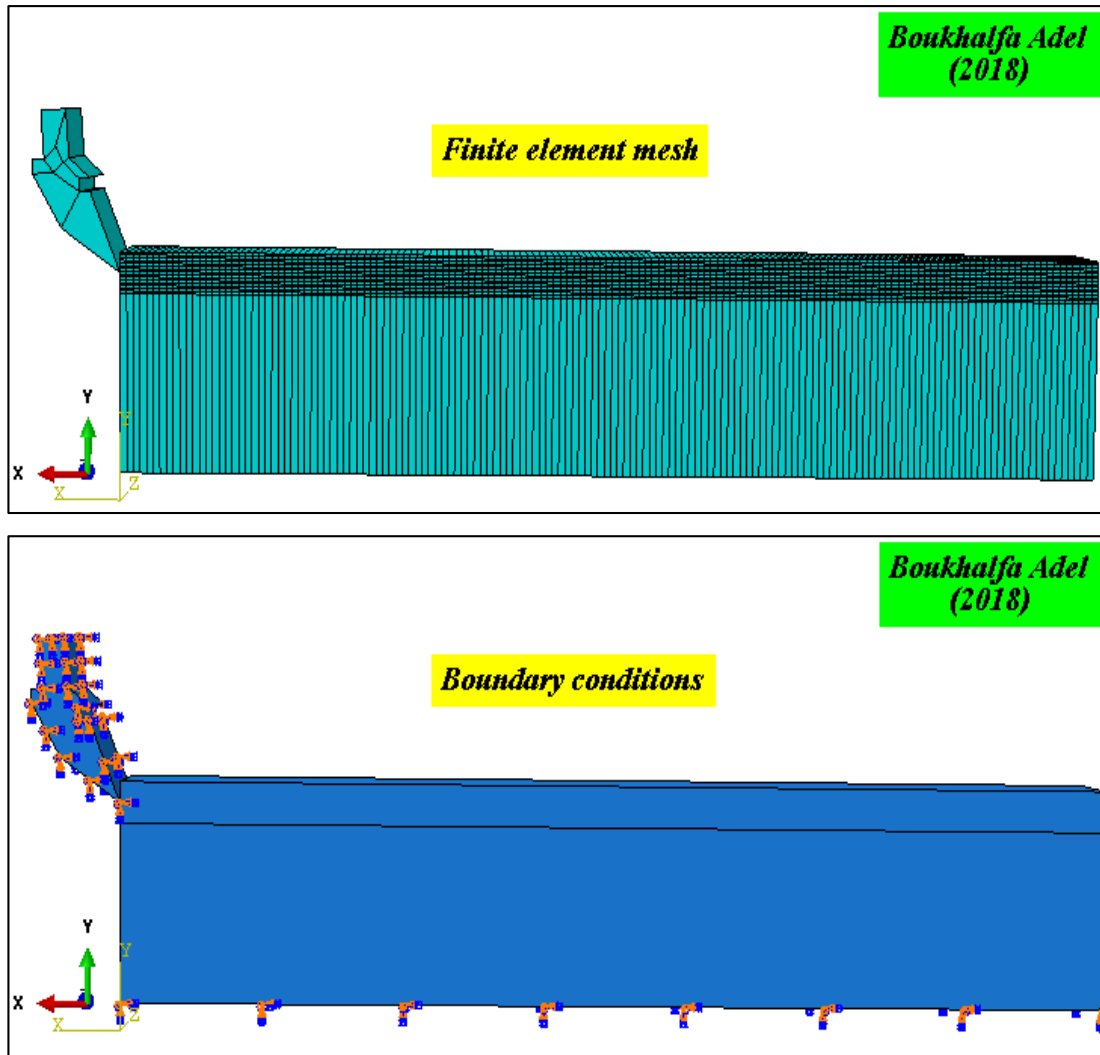
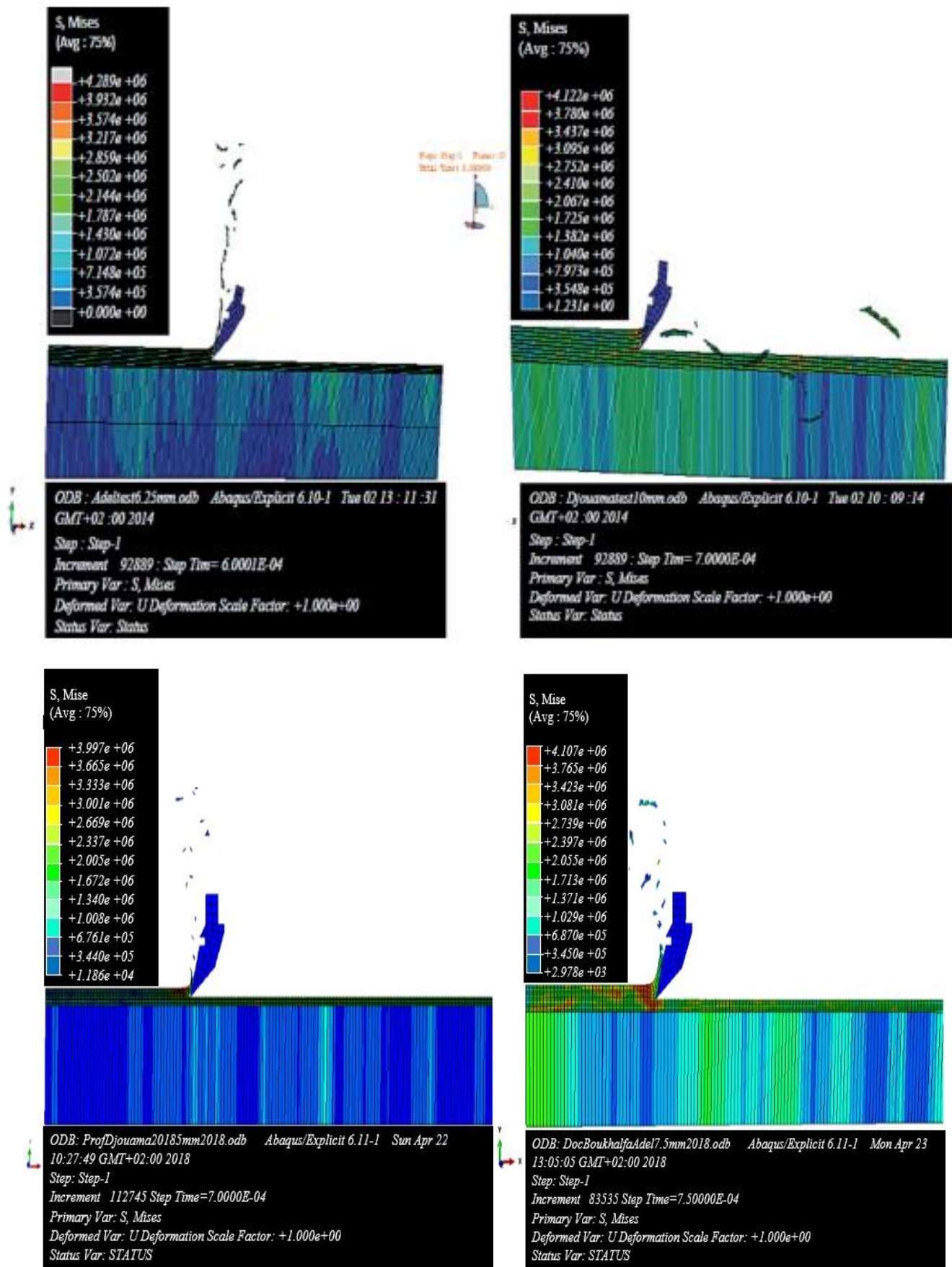


Figure 4.6. Simulation numérique de la coupe de roche par un outil en forme de coin

#### 4.5. Résultats et discussion.

La Figure 4.7 montre les répartitions des contraintes obtenues numériquement dans l'échantillon pour des profondeurs de coupe de 5, 6,25, 7.5 et 10 mm. Nous remarquons que la contrainte effective maximale est située à l'extrémité du pic. Le critère de séparation des copeaux pourrait être basé sur le critère de la rupture de l'échantillon.

Nous remarquons aussi que la taille et la forme du fragment de roche augmentent avec la profondeur de coupe.



**Figure.4.7. Formation de fragment lors des essais de coupe de la roche (Profondeur de coupe d = 5, 6,25, 7.5 et d = 10 mm)**

Sur la Figure 4.8, on a porté l'évolution de la force de coupe en fonction de la profondeur de coupe suivant les résultats de la simulation. On remarque que la force de coupe est faible pour une profondeur de coupe de 5 mm et 6,25 mm, elle est de 0.804 KN et 1.03 KN respectivement. Une augmentation (de 7.5 à 10) produit une augmentation de 1.471KN et 2.252KN de la force de coupe. Cette évolution est une loi linéaire avec un coefficient de détermination de 0.9926.

D'autre part, on a tracé l'évolution de la force de coup en fonction de la profondeur de coupe en utilisant les résultats expérimentaux de **Djouama, 1990** comme illustré sur la Figure 4.9. On note également, cette évolution suit une loi linéaire avec un coefficient de détermination( $R^2$ ) important de 0.9897. Les valeurs numériques des forces de coupe ont été déterminées par simulation.

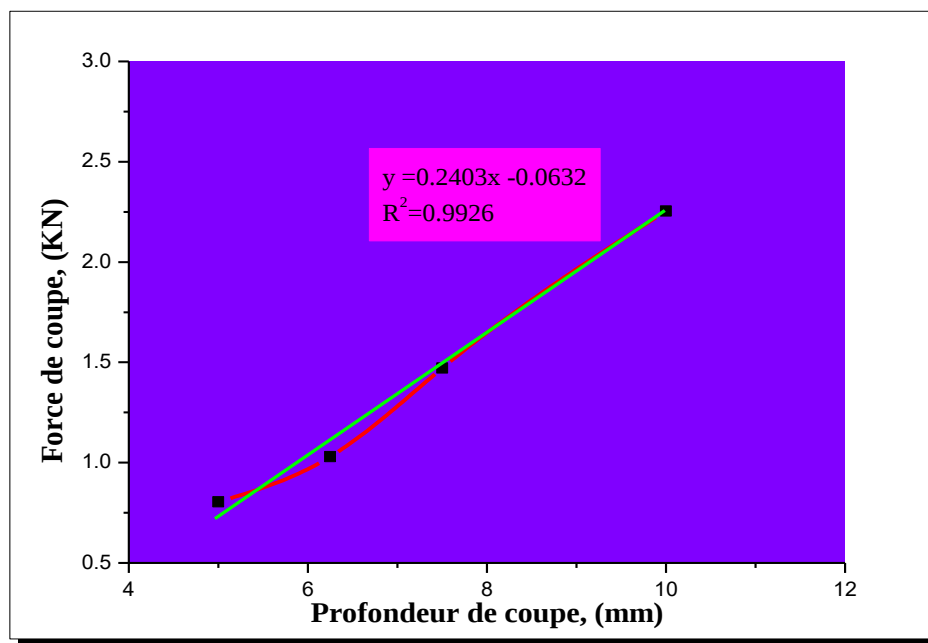
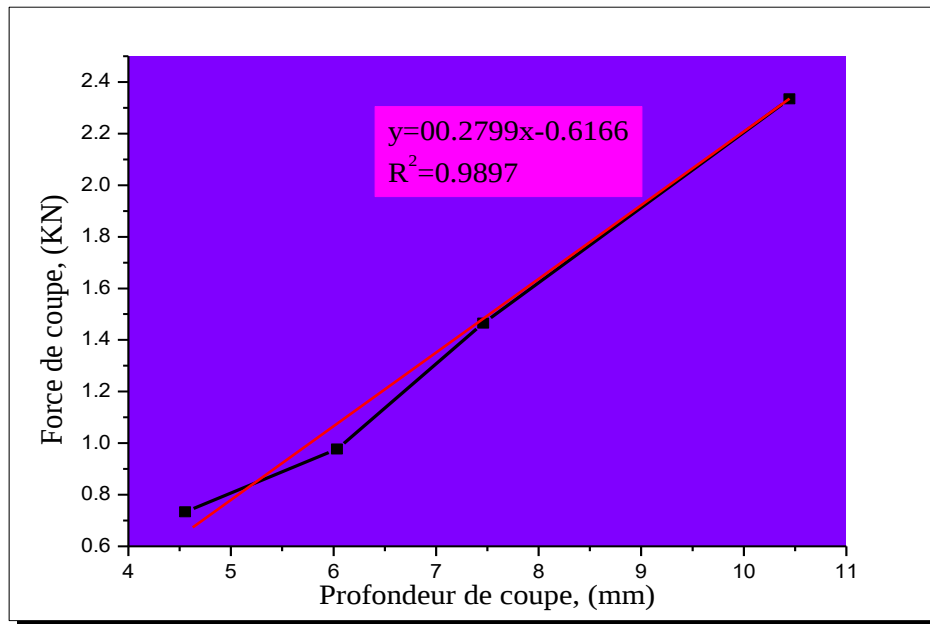
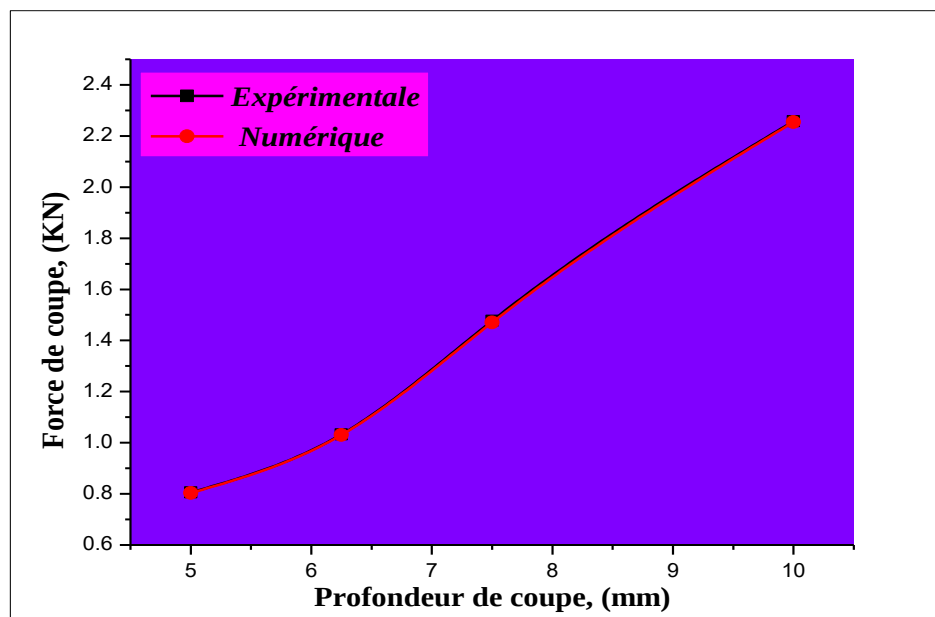


Figure 4.8. Simulation de l'effet de la profondeur de coupe sur la force de coupe, (Adel Boukhalfa et al, 2018)



**Figure 4.9. Expérimentale de l'effet de la profondeur de coupe sur la force de coupe, ( Djouama, 1990)**

La Figure 4.10 montrent la comparaison des forces de coupe numériques et expérimentales dans les mêmes conditions. De la même manière que dans le résultat des essais pratiques, on peut observer que la force de coupe déterminée numériquement augmente avec l'augmentation de la profondeur de coupe. On constate que les forces de coupe numériques et expérimentales sont similaires et ont le même effet de la profondeur de coupe.



**Figure 4.10. Comparaison des forces de coupe numériques et expérimentales**

**Conclusion**

Un logiciel de la méthode des éléments finis a été utilisé pour évaluer la formation et la séparation des copeaux lors de la coupe de fragment de la roche. La quantité et la morphologie des copeaux discontinus formés pendant la coupe varient de manière significative avec les profondeurs de coupe. Les valeurs moyennes de la force de coupe ont été également simulées. En comparant les valeurs de la force de coupe obtenues par simulation à celles obtenues en laboratoire, dans les mêmes conditions, on constate que les forces de coupe numériques et expérimentales sont très proches et ont le même effet de la profondeur de coupe.

### Conclusion générale

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 en coin 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  $40^\circ$ . 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.

- Des essais complets de taille de roche linéaire à grande échelle ont été entrepris pour étudier de manière statistique les forces de coupe à extrémité de pic. Des techniques expérimentales ont été développées pour mesurer et analyser la température de coupe à l'interface entre une pic et une roche. Les principaux paramètres de coupe qui ont une plus grande contribution relativement à l'indice de grossièreté ont été choisis pour analyser la fragmentation de la roche et l'énergie spécifique. Des modèles numériques bi-dimensionnels ont été établis pour comparer les résultats expérimentaux et analytiques et mieux comprendre les mécanismes de taille de la roche. Les principales contributions et les conclusions de ces études sont résumées ci-dessous:

- 1) Les effets de la profondeur de coupe, l'espacement et la vitesse de coupe sur les performances de coupe des médiateurs à inclinaison de pic ont été systématiquement étudiés. Les tests ont été effectués sur la method des element finis. Les paramètres optimaux de coupe de roche pour déterminer les forces des coupes numériques ont été obtenus sur la base du rapport moyen (S / N) (Le signal sur bruit) La combinaison paramétrique optimale comprend un angle d'attaque de 18 °, un profondeur de coupe de 10 mm, et une vitesse de coupe de 162 mm / s. ce qui a été réalisé sur la base des forces de coupe minimales et normales produites. En termes de minimisation de la force de coupe, les paramètres optimaux comprenaient l'angle d'attaque de 18°, la profondeur de coupe de 5 mm, et la vitesse de coupe de 162mm / s. L'analyse de variance a révélé que l'angle d'attaque et la profondeur de coupe sont les facteurs statistiquement significatifs influençant la force de coupe moyenne. Le facteur le plus influent t était la profondeur de coupe, suivi par l'angle d'attaque. La vitesse de coupe a eu le moins d'effet. Cependant, pour la force normale, les trois facteurs avaient une signification

statistique avec un ordre d'importance de l'angle d'attaque> profondeur de coupe> vitesse de coupe.

- 2) Les effets des paramètres de coupe, notamment la profondeur de coupe, l'espacement et la vitesse de coupe, sur la température de prélèvement ont été obtenus. Il a été constaté que la température de la pointe du pic augmente de manière significative avec l'augmentation de la profondeur de coupe et de la vitesse de coupe. Une série d'essais de coupe de roche a également été menée pour étudier les effets des paramètres de coupe sur l'indice de grossièreté pour le pics en coin. Il a été constaté que la profondeur de coupe, la vitesse de coupe et l'espacement avaient une contribution relativement importante sur l'indice de grossièreté. Ces paramètres clés ont ensuite été choisis pour examiner leurs effets sur la la répartition de la taille des éclats de roche et sur l'énergie spécifique.
- 3) Les principales conclusions de l'analyse de la morphologie et de la distribution de la taille des éclats de roche sont résumées ci-dessous:
  - \* La proportion de poussière diminue avec l'augmentation de la profondeur de coupe, tandis que les copeaux distribués sur de grandes tailles augmentaient avec la profondeur de coupe. Les copeaux à de faibles profondeurs de coupe étaient presque répartis sur de petites tailles; au contraire, les copeaux à une plus grande profondeur de coupe sont plus distribués dans les grandes tailles. De plus, la taille des copeaux a également augmenté de manière significative avec l'augmentation de la profondeur de coupe.
  - \* La proportion de poussière à légèrement diminue lorsque l'espacement augmente de 20 mm à 30 mm, puis à légèrement augmenté avec une augmentation supplémentaire de l'espacement.
  - \* La fraction de grains fins augmente progressivement avec l'augmentation de la vitesse de coupe. Pour une vitesse de coupe de 162 mm / s, la proportion de copeaux importants était dominante. Cependant, aucune différence majeure n'a été constatée entre les tailles de copeaux à différentes profondeur de coupe.

L'énergie spécifique de coupe dans ces diverses conditions de coupe a également été étudiée à l'aide de la «méthode de pesage des copeaux». L'énergie spécifique de coupe

augmente avec l'augmentation de la vitesse de coupe et l'espacement de coupe, tandis qu'il a diminué et ensuite s'approcher d'une valeur saturée lorsque la profondeur de coupe augmente.

- 4) Des modèles numériques bi-dimensionnels ont été construits en utilisant la méthode des éléments finis, pour étudier d'avantage le processus de coupe de roche. L'utilisation de ces modèles numériques, les forces de coupe et la profondeur de coupe dans différentes conditions de coupe ont été obtenus et comparés aux résultats obtenus expérimentalement et analytiquement. Les conclusions tirées de ces analyses et comparaisons ont été résumées ci-dessous:
- \* Les forces de coupe simulées concordaient bien avec les données mesurées, à la fois en termes de tendance et de magnitude, mais les forces de coupe simulées étaient légèrement inférieures aux données mesurées en général.
  - \* Comparés aux forces mesurées et simulées expérimentalement, les modèles d'Evan et de Goktan surestime les forces, en particulier lorsque la profondeur de coupe est grande. De plus, le modèle d'Evans ne tenait pas compte de l'angle d'attaque et de la vitesse de coupe et le modèle de Goktan négligé l'effet de la vitesse de coupe, qui était incompatible avec les valeurs de force expérimentale et numérique.
  - \* Les analyses de régression ont démontré que les forces de coupe simulées numériques ont une forte corrélation avec les forces expérimentales, ce qui indique que la simulation était assez précise.
  - \* Les forces des coupes numériques et expérimentales ont également montré un bon accord, confirmant davantage la validation du modèle numérique.

**BIBLIOGRAPHIE**

- [1] **A.ERSOY., and U.ATICI. (2004).**, Performance characteristics of circular diamond saws in cutting different types of rocks Department of Mining Engineering, Cukurova University, Balcali, Adana 01330, Turkey.
- [2] **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.
- [3] **ANDERSON, J., and ROSTAMI, J. (1997).**, Criteria For Selection and Application of Rock Cutting Tools for Soft Rock Underground Mining. In SME/AIME 1998 Annual meeting &Exhibit, March 9-11, (Orlando, Florida).
- [4] **APPL, F.C., WILSON, C.C., and LAKSHMAN, I. (1993).**, Measurement of Forces, Temperatures and Wear of Pdc Cutters in Rock Cutting. *Wear* **169**, 9-24.
- [5] **APPLEBY-THOMAS, G.J., HAZELL, P.J., STENNETT, C., COOPER, G., HELAAR, K., and DIEDEREN, A.M. (2009).**, Shock propagation in a cemented tungsten carbide *Journal of Applied Physics* 105, 109 (109 pages).
- [6] **ASBURY, B., OZDEMIR, L., and ROZGONYI, T.G. (2001).**, Frustum bit technology for continuous miner and roadheader applications. In 6th International Symposium on Mine Mechanization and Automation, South African Institute of Mining and Metallurgy, 2001.
- [7] **BALCI, C., and BILGIN, N. (2007).**, Correlative study of linear small and full-scale rock cutting tests to select mechanized excavation machines. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* **44**, 468-476.
- [8] **BOUKHALFA, A., and al. (2018).**, Simulation of the mechanical process of gypsum cutting with picks, Postgraduate student, Badji Mokhtar University, Annaba-Algeria, REM, Int. Eng.J., Ouro Preto, 71(3), 463-468, jul.sep. (2018).
- [9] **BARKER, J.S. (1964).**, A laboratory investigation of rock using large picks, *Int.J. of Rock Mech. Min Sci.* Vol.1, pp. 519-534.
- [10] **BRUCE N.E.,and ORELL R.J.**, Tunnel boring technology–Disk cutter experiments in sedimentary and metamorphic rock, US Bureau of Mines r.i. n° 7410 (1970).
- [11] **BILGIN N., COPUR H., and BALCI C. (2014).**, Mechanical excavation in mining and civil industries. 1st end. CRC Press, New York.
- [12] **BILGIN, N., DEMIRCIN, M.A., COPUR, H., BALCI, C., TUNCDEMIR, H., and AKCIN, N. (2006).**, Dominant rock properties affecting the performance of conical picks and the comparison of some experimental and theoretical results. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*. Volume 43. 139-156.

- [13] **COPUR H., BALCI C., BILGIN N., TUMAC D., DUZYOL I., and KEKEC N.,** Parameters affecting net cutting and tool wear rates of chain saw machines used in natural stone quarrying. In: Sensogut C, editor. Proceedings of the 1st mining machinery symposium, Dumlupinar University, Kutahya, Turkey, 10–12 May 2007. p. 37– 46.
- [14] **COPUR H., BALCI C., BILGIN N., TUMAC D., AND DUZYOL I.** Full-scale linear cutting tests towards performance prediction of chain saw machines. In: Karpuz C, Hindistan MA, Tercan E, editors. Proceedings of the 20th international mining congress exhibition, Turkey (IMCET2007), Ankara, 6–8 June 2007. p. 161–9.
- [15] **COPUR H., BILGIN N., BALCI C., and TUMAC D.,** Optimization of cutting performance of chain saw machines used for natural stone quarrying. TUBITAK Project Report 105M017, Istanbul Technical University, Mining Engineering Department, 2008.
- [16] **COPUR H.,** Linear stone cutting tests with chisel tools for identification of cutting principles and predicting performance of chain saw machines. *Int J Rock Mech Min Sci.* 2010;47(1)104–120.
- [17] **DA FONTOURA., S.A.B., INOUE N., MARTINEZ., I.M.R. and CARRAPATOSO, C.M. (2012),** Modeling of Evaporate Drilling Under High Pressure. Part I: Numerical Simulation of Rock Cutting through Distinct Element Method – PFC2D™. Progress Report. GTEP/PUC-Rio. Rio de Janeiro Brazil.
- [18] **D. FOURMAINTRAUX.,** Machines foreuse pour tunnels et galeries techniques et base théoriques de l'abattage mécanique des roches, Département de géotechnique, Laboratoire central des Ponts et Chaussées (Novembre.1972).
- [19] **DEKETH, H.J.R. (1995),** Wear of rock cutting tools: Laboratory experiments on the abrasivity of rock. (a.a. balkema/rotterdam/brookfields).
- [20] **DETOURNAY, E., AND ATKINSON, C. (2000),** Influence of pore pressure on the drilling response in low-permeability shear-dilatant rocks. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 37, 1091-1101.
- [21] **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.
- [22] **DUFFAUT F.,** Eléments de choix des machines foreuse, Journées d'études du CETU, Lyon (oct.1971).
- [23] **E. ALMOND and N. MCCORMICK.,** Constant-geometry edge-flaking of brittle materials, *Nature* 321(6065):53-55, 1986.
- [24] **E. POTTS and P. SHUTTLEWORTH.,** A study of ploughability of coal, with special reference to the effects of blade shape, direction of planning to the cleat, planning speed and the influence of water infusion," *Transactions of the Institution of Mining Engineers*, vol. 117, pp. 520-548, 1958.

- [25] **EVANS, I. (1961).**, A theory on the basic mechanics of coal ploughing. In Journal:Proceedings of a symposium held at the University of Missouri ( University of Missouri).
- [26] **EVENDEEN, 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.
- [27] **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.).
- [28] **F.F. ROXBOROUGH., and A. RISPIN.,** Mechanical cutting characteristics of lower Chalk," Tunnels & Tunnelling International, vol. 5, pp. 45-67, 1973.
- [29] **F.F. ROXBOROUGH and Z. LIU.,** Theoretical considerations on pick shape in rock and coal cutting, in Proceedings of the 6th Underground Operator's Conference, Kalgoorlie, pp. 189–193, 1995.
- [30] **F.F. ROXBOROUGH.,** Cutting rock with picks, The Mining Engineer, vol. 132, pp. 445-455, 1973.
- [31] **FAIRHURST C. and LACABANNE W.D.,** Some principales and developments in hard rock drilling technique, Proc. Of 6th drilling and blasting symposium (1956) University of Minnesota (1970).
- [32] **G. GOGOTSI, et AL.,** Evaluation of fracture resistance of ceramics: Edge fracture tests, Ceramics International, vol. 33, pp. 315-320, 2007.
- [33] **GEOFFROY, H., and MINH, D.N. (1997).**, Study on interaction between rocks and worn PDC'Scutter. Int J Rock Mech Min **34**, 95.
- [34] **GEHRING K.,** Grundlagen der mechanischen Gesteinarbeitung, Proc. 2<sup>e</sup> congrès int. De mécanique des roches, Belgrade (1970).
- [35] **GERITZA VAN WYK.,** Simulation of Tribological Interactions in Bonded Particle-Solid Contacts" in the Faculty of Engineering at Stellenbosch University, December 2012.
- [36] **GERTSCH, R., GERTSCH, L., and ROSTAMI, J. (2007).**, Disc cutting tests in Colorado Red Granite: Implications for TBM performance prediction. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. Volume 44. 238-246.
- [37] **GOKHAN AYDIN. (2015).**, Performance of recycling abrasives in rock cutting by abrasive water jet" Journal of Central South University, Volume 22, Issue 3, pp 1055–1061.
- [38] **GOODRICH.,** High pressure rotary drilling machines, Proc. of 2<sup>nd</sup> annual symposium on mining research, University of Missouri (1958) p.25.
- [39] **R. GOKTAN and N. GUNES.,** A semi-empirical approach to cutting force prediction for point-attack picks," Journal of South African Institute of Mining and Metallurgy, vol. 105, pp. 257-263, 2005.

- [40] **GROOVER, M.P. (2010).**, Fundamentals of Modern Manufacturing : Materials, Processess, and Systems (John Wiley & Sons, Inc).
- [41] **H. CHAI and B.R. LAWN.**, Edge chipping of brittle materials: effect of side-wall inclination and loading angle, International Journal of Fracture, vol. 145, pp. 159-165, 2007.
- [42] **H.I. INYANG.**, Developments in drag bit cutting of rocks for energy infrastructure, International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment, vol. 16, pp. 248-260, 2002.
- [43] **HANSON and ROEPKE, W.W. (1976).**, Reduction of dust and energy during coal cutting using point attack bits, USBM RI8185, 53 pp.
- [44] **HEKIMOGLU, O.Z. (1998).**, Investigations into performance of point-attack and radial-type rockand coal-cutting picks. Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy Section a-Mining Industry **107**, A55-A59.
- [45] **HURT KG, LAIDLAW DG.**, Laboratory comparison of three rockcutting tools. Tunnels Tunnell 1979;11:13–6.
- [46] **Hurt, K.G., and Evens, I. (1981).**, point Attack Tools: An Evaluation of Function and Use for Rock Cutting, Mining Engineering, March, pp. 673.
- [47] **I. EVANS.**, A theory of the basic mechanics of coal ploughing, in Proceedings of the International Symposium on Mining Research, University of Missouri, London, pp. 761-798, 1962.
- [48] **I. EVANS.**, A theory of the cutting force for point-attack picks, International Journal of Mining Engineering, vol. 2, pp. 63-71, 1984.
- [49] **I. EVANS.**, The force required to cut coal with blunt wedges, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, vol. 2, pp. 1-12, 1965.
- [50] **ISRM. (1981).**, Suggested methods for determining water content, porosity, density, absorption and related operties, in Rock Characterization Testing and Monitoring: ISRM Suggested Methods (ed: E T Brown), pp 81 -88 (Pergamon Press).
- [51] **J. QUINN, et al.**, Edge toughness” and material properties related to the machining of dental ceramics, Machining Science and Technology, vol. 4, pp. 291-304, 2000.
- [52] **JERZY ROJEK. (2014).**, Discrete element thermomechanical modelling of rock cutting with valuation of tool wear” Computational Particle Mechanics, Volume 1, Issue 1, pp 71–84.
- [53] **K.G. HURT.**, Laboratory study of rock cutting using point attack tools," U.S. Symposium on Rock Mechanics, pp. 112-122, 1980.
- [54] **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.

- [55] **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.
- [56] **KIM, E., ROSTAMI, J., and SWOPE, C. (2009).**, Measurement of Conical Bit Rotation In Proceedings of the 23nd symposium on U.S. rock mechanics, (Asheville, NC).
- [57] **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.
- [58] **LIN, T.P., HOOD, M., COOPER, G.A., and LI, X.H. (1992).**, Wear and Failure Mechanisms of Polycrystalline Diamond Compact Bits. *Wear* **156**, 133-150.
- [59] **LUNOW, C., and KONIETZKY, H. (2009).**, Two-dimensional simulation of the pressing and the cutting rock destruction. 2nd International Conference on Computational Methods in Tunnelling.
- [60] **M.E., MERCHANT.**, Basic mechanics of the metal-cutting process," *Journal of Applied Mechanics*, vol. 11, pp. 168-175, 1944.
- [61] **M. E., MERCHANT.**, Mechanics of the metal cutting process. I. Orthogonal cutting and a type 2 chip, *Journal of Applied Physics*, vol. 16, pp. 267-275, 1945.
- [62] **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.
- [63] **MARIA C. JAIME., YANENG ZHOU., JEEN-SHANG LIN., ISAAC K., and GAMWO. (2015).**, Finite element modeling of rock cutting and its fragmentationprocess *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* Volume 80, Pages 137–146.
- [64] **MAURER W.C.**, Rock mechanics, Knowledge in drilling. 8th symposium of rock mechanics, Failure and breakage of rock University of Minnesota (1966).
- [65] **MERCHANT . E. (1945).**, Basic mechanics of the metal cutting process, J. Appl. Mech., Trans ASME, Vol.11, N°3, PP.168-175.
- [66] **N. BILGIN, ET AL.**, Dominant rock properties affecting the performance of conical picks and the comparison of some experimental and theoretical results, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 43, pp. 139-156, 2006.
- [67] **NISHIMATSU, Y.**, The mechanics of rock cutting. 1972: Elsevier.
- [68] **NISHIMATSU, Y. (1972).**, The mechanics of rock cutting. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science & Geomechanics Abstracts* **9**, 261-270.
- [69] **OKAN SU N., NURI ALI AKCIN. (2011).**, Numerical simulation of rock cutting using the discrete element method" *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 48 434–442.

- [70] **PATTEN, J.A., JACOB, J., BHATTACHARYA, B., GREVSTAD, A., FANG, N., and MARSH, E.R. (2007).**, Numerical simulations and cutting experiments on single point diamond machining of semiconductors and ceramics. *Semiconductor Machining at the Micro-Nano Scale*. [2012, March 26].
- [71] **POMEROY, C.D., (1964).**, Breakage of coal by wedge action, *colliery guardian*, vol.208, july, pp. 115-121.
- [72] **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.
- [73] **PRADEEP L., MENEZES., MICHAEL R., LOVELL., ILYA V., AVDEEV, C., and FRED HIGGS. (2014).**, Studies on the formation of discontinuous rock fragments during cutting operation" *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 71 131–142.
- [74] **PRADEEP L., MENEZES., MICHAEL R., LOVELLAND, C., FRED HIGGS. (2014).**, Studies on the formation of discontinuous chips during rock cutting using an explicit finite element model, *Int J Adv Manuf Technol* (2014) 70:635–648 DOI 10.1007/s00170-013-5309-y.
- [75] **Q.Y. YAO, et al.**, Edge Chipping of Rock: An Experimental Study, *Key Engineering Materials*, vol. 443, pp. 456-461, 2010.
- [76] **QINGYU YAO. (2012).**, An investigation of rock cutting: towards a novel design of cutting bits", *School of Mechanical and Manufacturing Engineering The University of New South Wales Sydney Australia*.
- [77] **R. GOKTAN and N. GUNES.**, A semi-empirical approach to cutting force prediction for point-attack picks, *Journal of South African Institute of Mining and Metallurgy*, vol. 105, pp. 257-263, 2005.
- [78] **R. GOKTAN.**, A suggested improvement on Evans' cutting theory for conical bits," in *Proceedings of the 4th International Symposium on Mine Mechanication and Automation*, pp. 57-61, 1997.
- [79] **R. GOKTAN.**, Prediction of drag bit cutting force in hard rocks, in *Proceedings of the 3rd International Symposium on Mine Mechanization and Automation*, Golden, Colorado, pp. 10-31, 1995.
- [80] **R.H. BAO, et al.**, Estimating the Peak Indentation Force of the Edge Chipping of Rocks Using Single Point-Attack Pick, *Rock Mechanics and Rock Engineering*, vol. 44, pp. 339-347, 2011.
- [81] **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.
- [82] **ROXBOROUGH F., and PEDRONCELLI E.**, Practical evaluation of some coal-cutting theories using a continuous miner. *Mining Engineer*, 1982. **142**: p. 145-56.
- [83] **ROXBOROUGH FF., KING P., and PEDRONCELLI EJ.**, Tests on the cutting performance of a continuous miner. *J S Afr Inst Min Metall* 1981; 81:9–26.

- [84] **ROXBOROUGH FF., PHILLIPS HR.,** Applied rock and coal cutting mechanics. Workshop course, Australian Mineral Foundation, Adelaide, 11–15 May, 1981.
- [85] **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.).
- [86] **ROXBOROUGH, F. F. (1973),** Cutting Rock With picks, mining Engineers, pp.445-446, London, (UK).
- [87] **ROXBOROUGH, F.F., and PEDRONCELLI, E.J. (1982),** A practical evaluation of some coal-cutting theories using a continuous miner. The Mining Engineer, 145–155.
- [88] **ROXBOROUGH, F.F., and SEN, G.C. (1986),** Breaking coal and rock. Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 130-147.
- [89] **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.
- [90] **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 Francaise des travaux en souterrain, 16-18, Oct. 1974, Nice, édité par Sépaly, Décines, pp.33-40.
- [91] **SU, O. and AKCIN, A.N. (2011),** Numerical simulation of rock cutting using the discrete element method. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. Volume 48, Issue 3. 434-442.
- [92] **TOMISLAV KORMAN N., TRPIMIR KUJUNDŽIĆ., and DALIBOR KUHINEK.,** Simulation of the chain saw cutting process with a linear cutting machine" University of Zagreb, Faculty of Mining, Geology and Petroleum Engineering, Pierottijeva 6, p.p. 390, 10000 Zagreb, Croatia 6 July 2015.
- [93] **TULU, I.B. (2009),** Modelling PDC Cutter Rock Interaction. Master's thesis. College of Engineering and Mineral Resources at West Virginia University.
- [94] **VALANTIN A., BELUGOU P., et GUILLON P.,** Etude des pics des machines d'abattage, Rev. de L'Industrie Minérale (Oct. 1964) P. 816-848.
- [95] **VASARHEYLI, B., and VAN, P. (2006),** Influence of water content on strength of rock, ngineering Geology, 84(1-2):70-74 (Elsevier).
- [96] **VERHOEF, R.N.W., and OCKELOEN, J.J. (1996),** The significance of rock ductility for mechanical rock cutting. In Rock mechanics tools and techniques: proceedings of the 2nd North American Rock Mechanics Symposium: NARMS '96, a regional conference of ISRM (Montreal, Qubec, Canada), pp. 19-21.
- [97] **WAGNER H.,** Le mécanisme de l'écaillage au cours du processus d'abattage des roches, Rock Mechanics, V. 3 (1971).

- [98] **WEN SHAO. (2016).**, A study of rock cutting with point attack picks" A thesis submitted for the degree of Doctor of Philosophy at The University of Queensland in 2016 School of Mechanical and Mining Engineering.
- [99] **WERBLOW, W. (1961).**, Coal plough, Colliery Engineering, Aug., pp. 345-350.
- [100] **WHITTAKER, B.N., and SZWILSKI, A.B. (1973).**, Rock cutting by impact action. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts **10**, 659-671.
- [101] **WHITTAKER, D. (1962).**, The Science of Rock Blasting, Proceedings, 5th Conference on Explosives and Blasting Technology, St. Louis, MD.
- [102] **XIANG WANG., OKAN SU ., QING-FENG WANG., and YUN-PEI LIANG.,** Effect of cutting depth and line spacing on the cuttability behavior of sandstones by conical picks, 21 November 2017.
- [103] **XIANQUN HE., CHAOSHUI XU. (2015).**M Discrete element modelling of rock cutting: from ductile to brittle transition. International Journal for Numerical and Analytical Methods in geomechanic, Issue 12 25 August, Pages 1331–1351.
- [104] **XIAOHUI LIU., SONGYONG LIU., LIE LI., and XINXIA CUI. (2015).**, Experiment on Conical Pick Cutting Rock Material Assisted with Front and Rear Water Jet, Advances in Materials Science and Engineering Article ID 506579, 9 pages.
- [105] **YILMAZ, N.G., YURDAKUL, M., and GOKTAN, R.M. (2007).**, Prediction of radial bit cutting force in high-strength rocks using multiple linear regression analysis. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences **44**, 962-970.
- [106] **ZACNY, K.A., and COOPER, G.A. (2004).**, Investigation of diamond-impregnated drill bit wear while drilling under Earth and Mars conditions. Journal of Geophysical Research-Planets **109**, -.
- [107] **ZHANG QIANQIAN., HAN ZHENNAN., ZHANG MENGQI., and ZHANG JIANGUANG. (2015).**, Prediction of Tool Forces in Rock Cutting using Discrete Element Method Vol. 20, Bund. 5.
- [108] **EUNHYE KIM. (2010).**, Investigation of conical bit rotation in full scale cutting tests engineering science and mechanics, pennsylvania state univ., usa

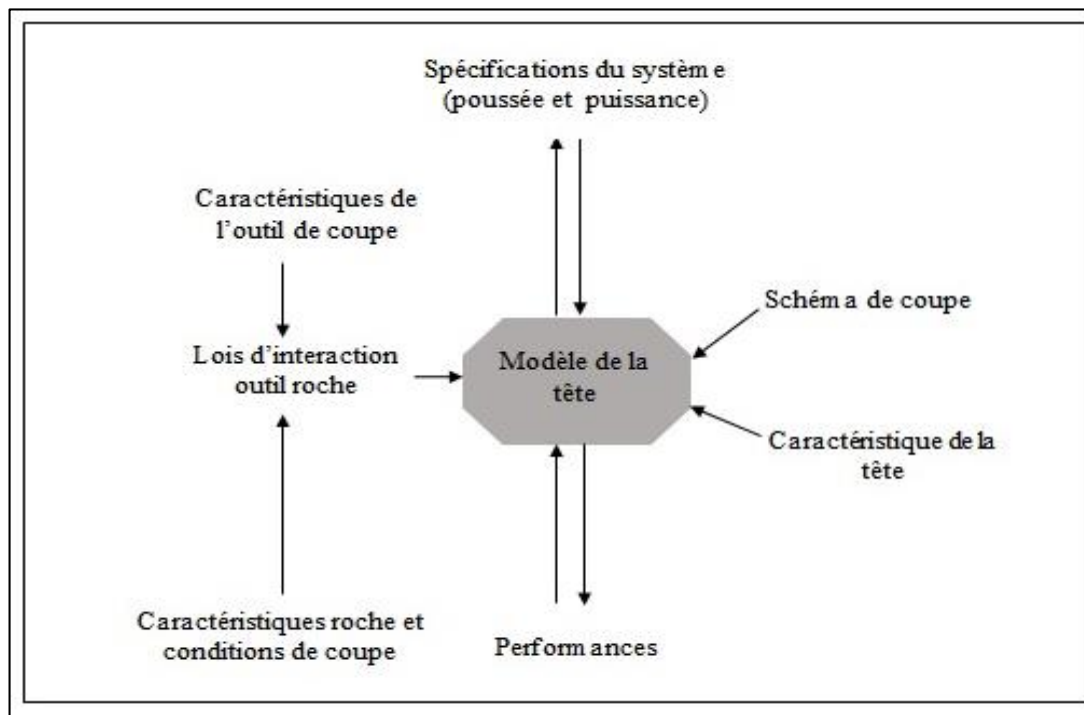


Figure.1. Démarche d'étude d'un système d'abattage mécanique

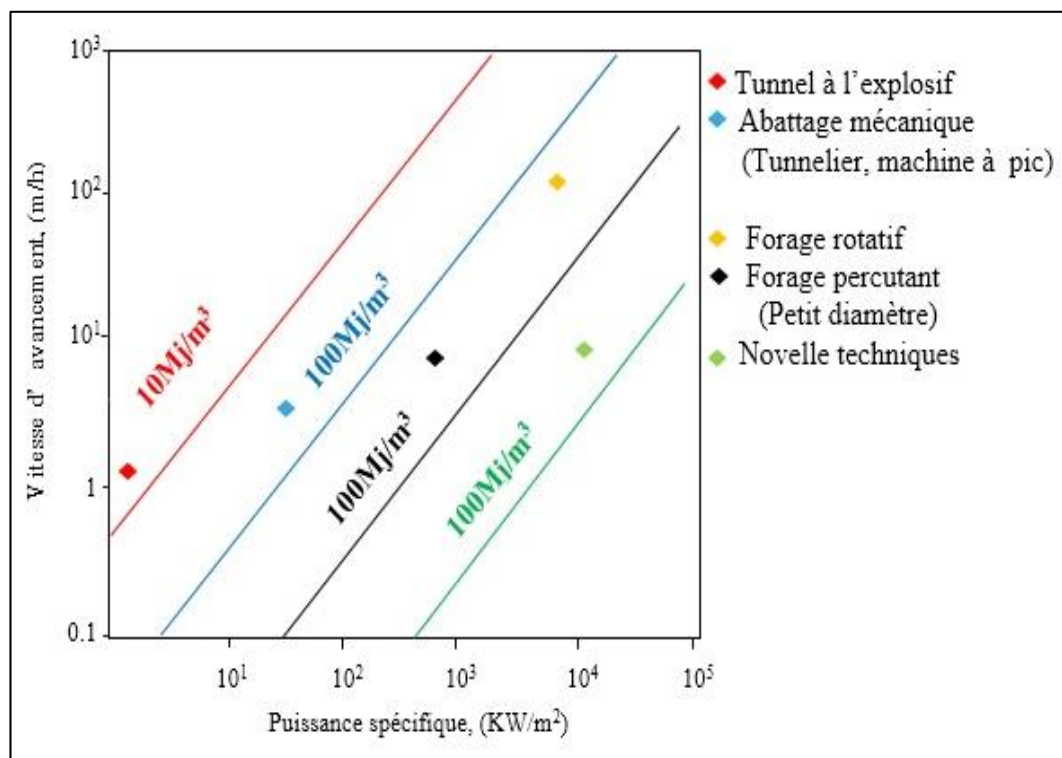


Figure.2. Comparaison de divers système d'abattage des roches en termes de rendement d'abattage, puissance spécifique et énergie spécifique

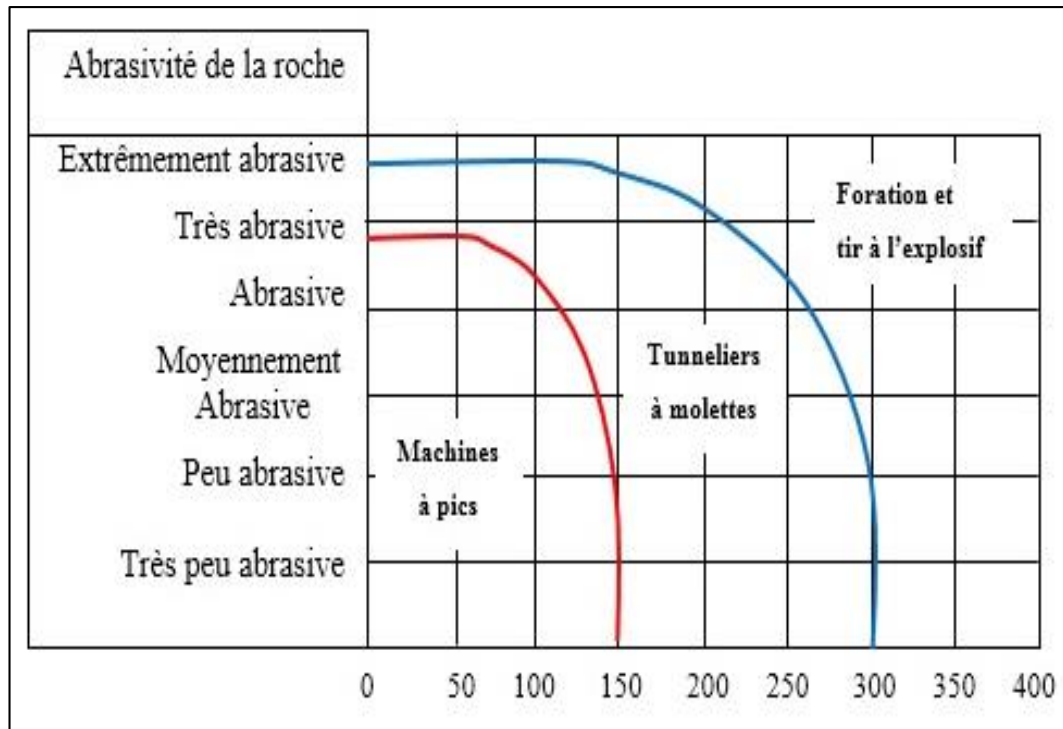


Figure.3. Domaines économique d'utilisation des techniques d'abattage

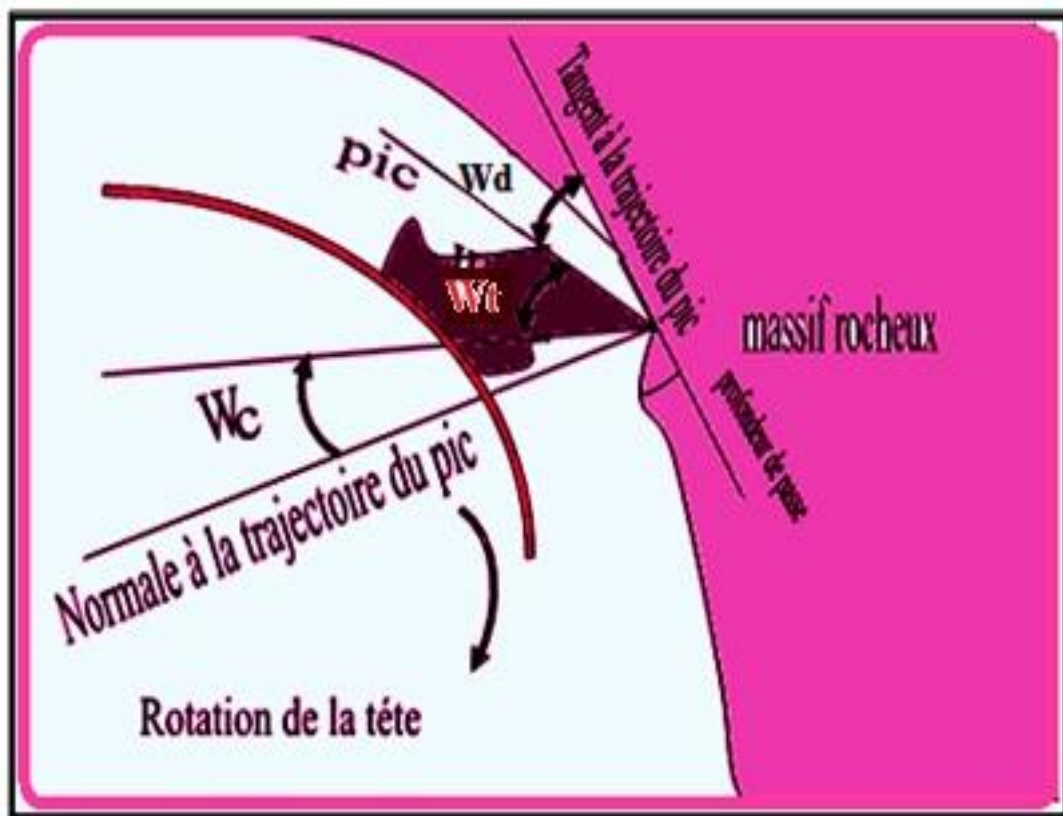


Figure.4. Caractéristiques géométriques d'un pic

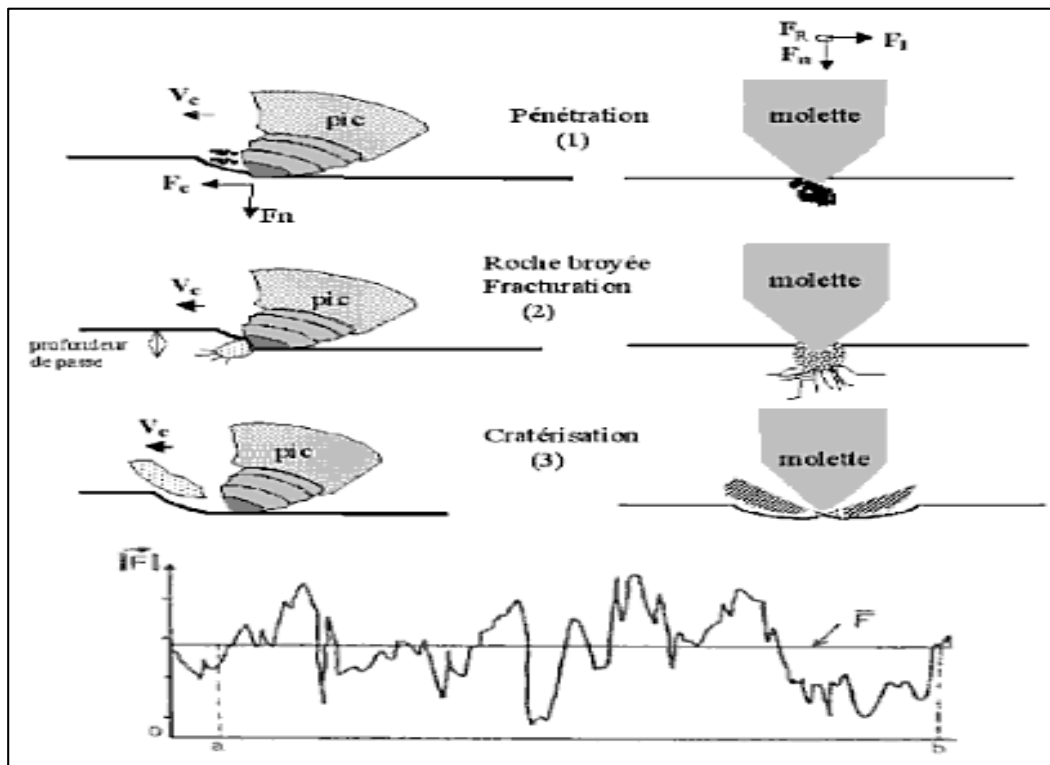


Figure.5. Variabilité des efforts sur un outil au cours de la coupe d'une roche, à profondeur de passe constante

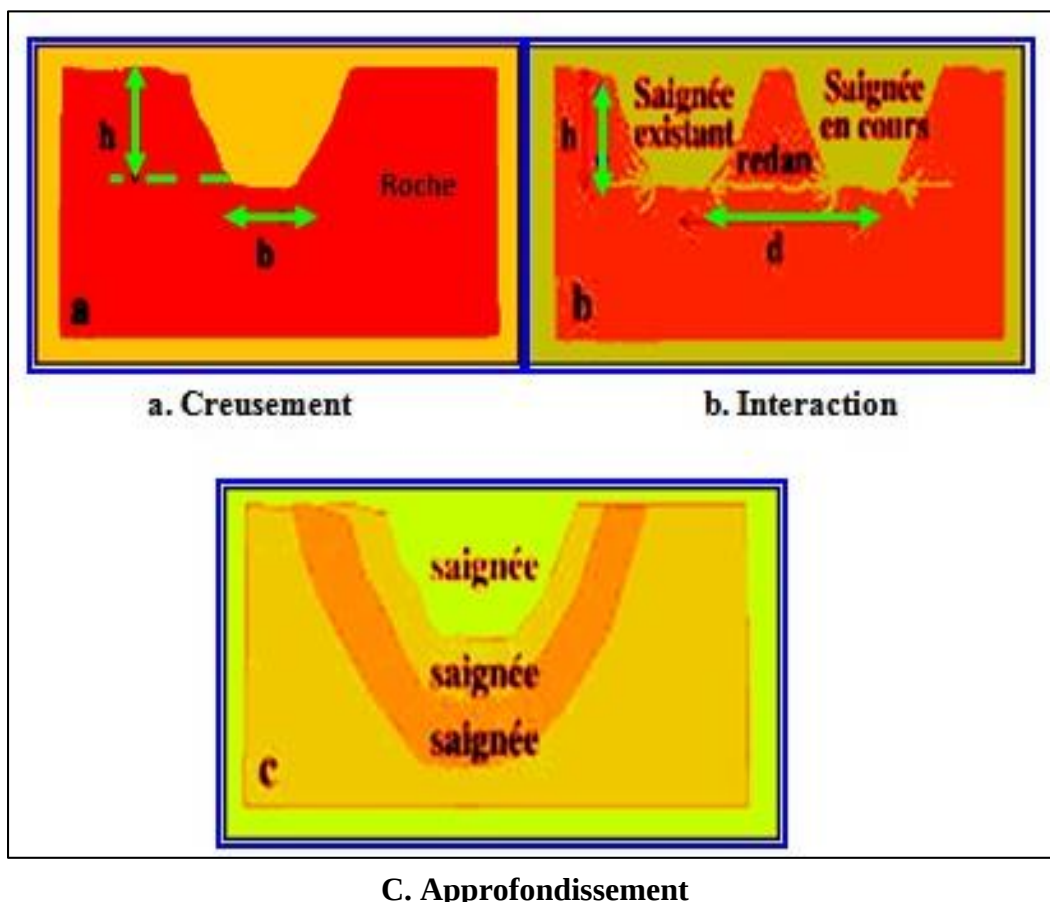


Figure.6. Les différents modes de creusement des outils de coupe

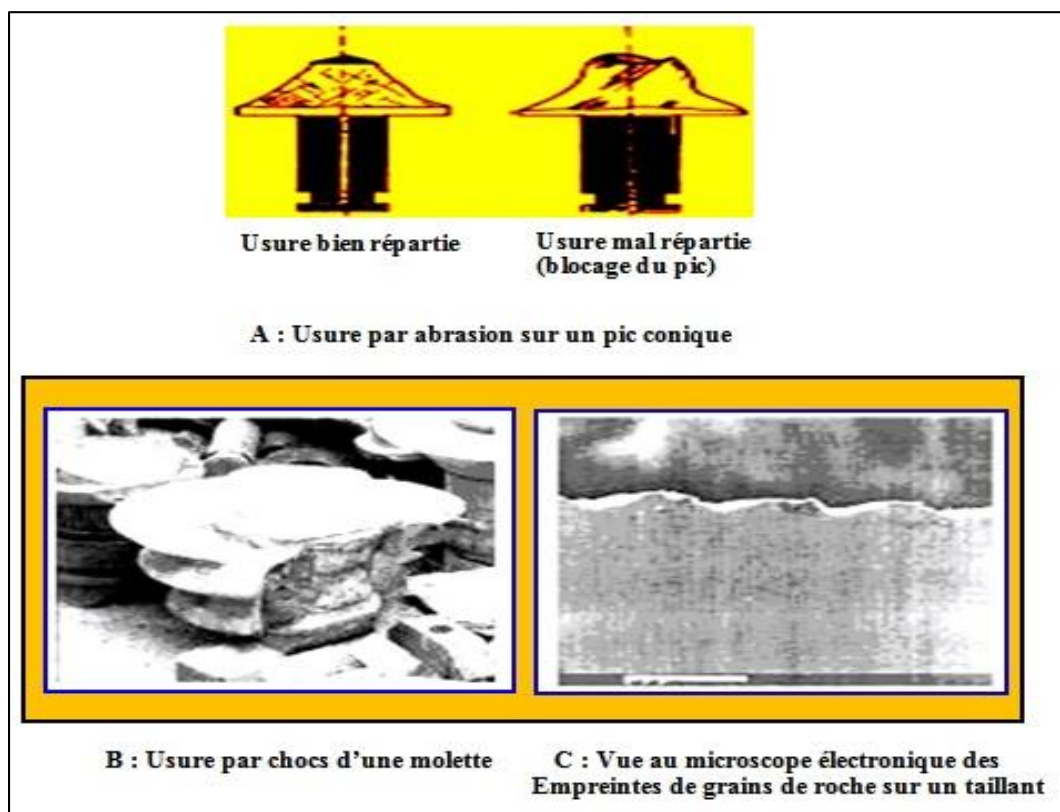
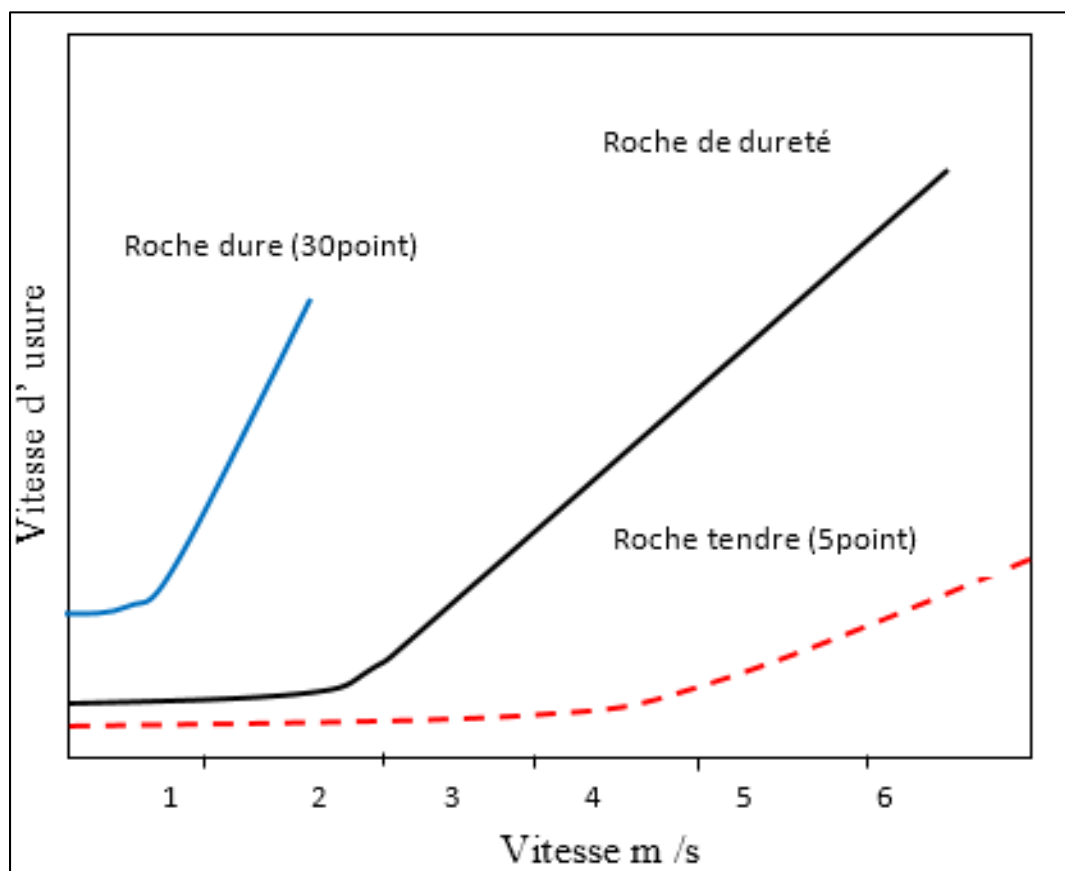


Figure.7. Exemples d'usure et de rupture d'outils

Figure.8. Evolution de la vitesse d'usure ( $du/dt$ ) en fonction de la vitesse de coupe

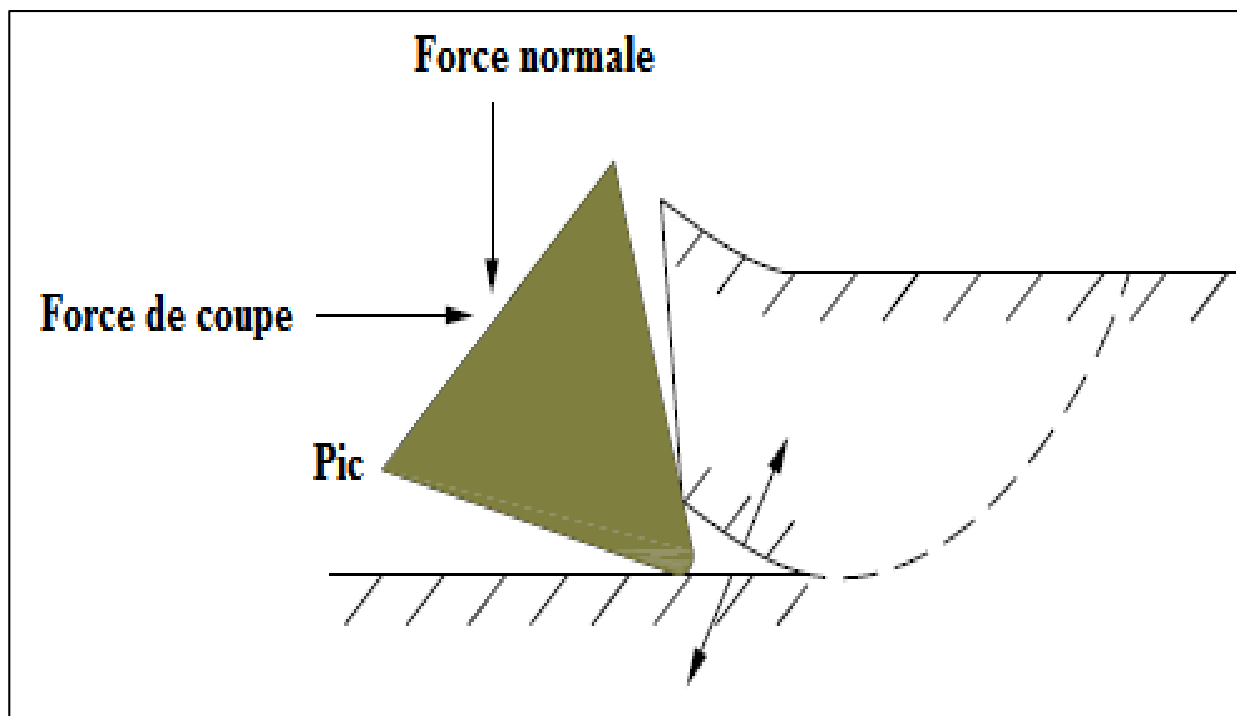


Figure.9. Actions de coupe des pics

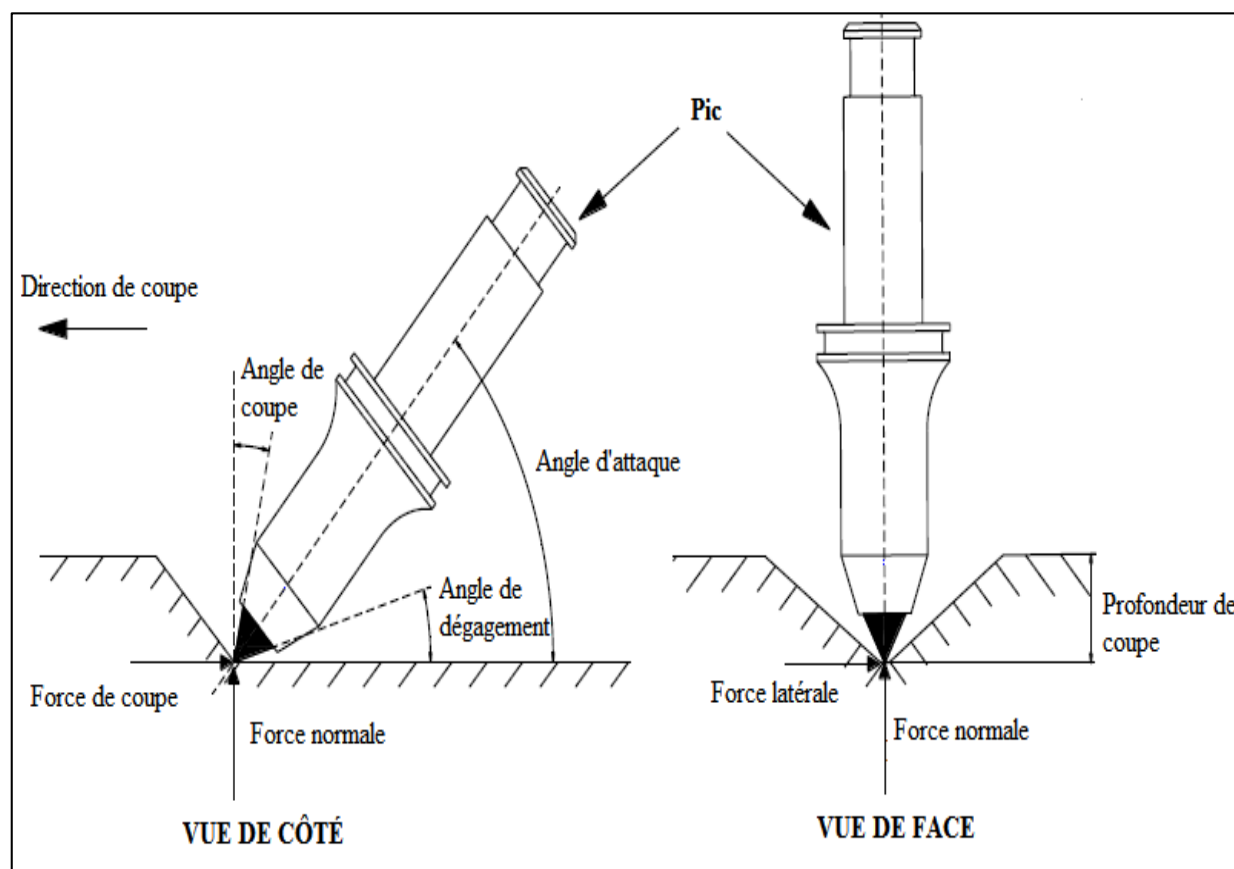
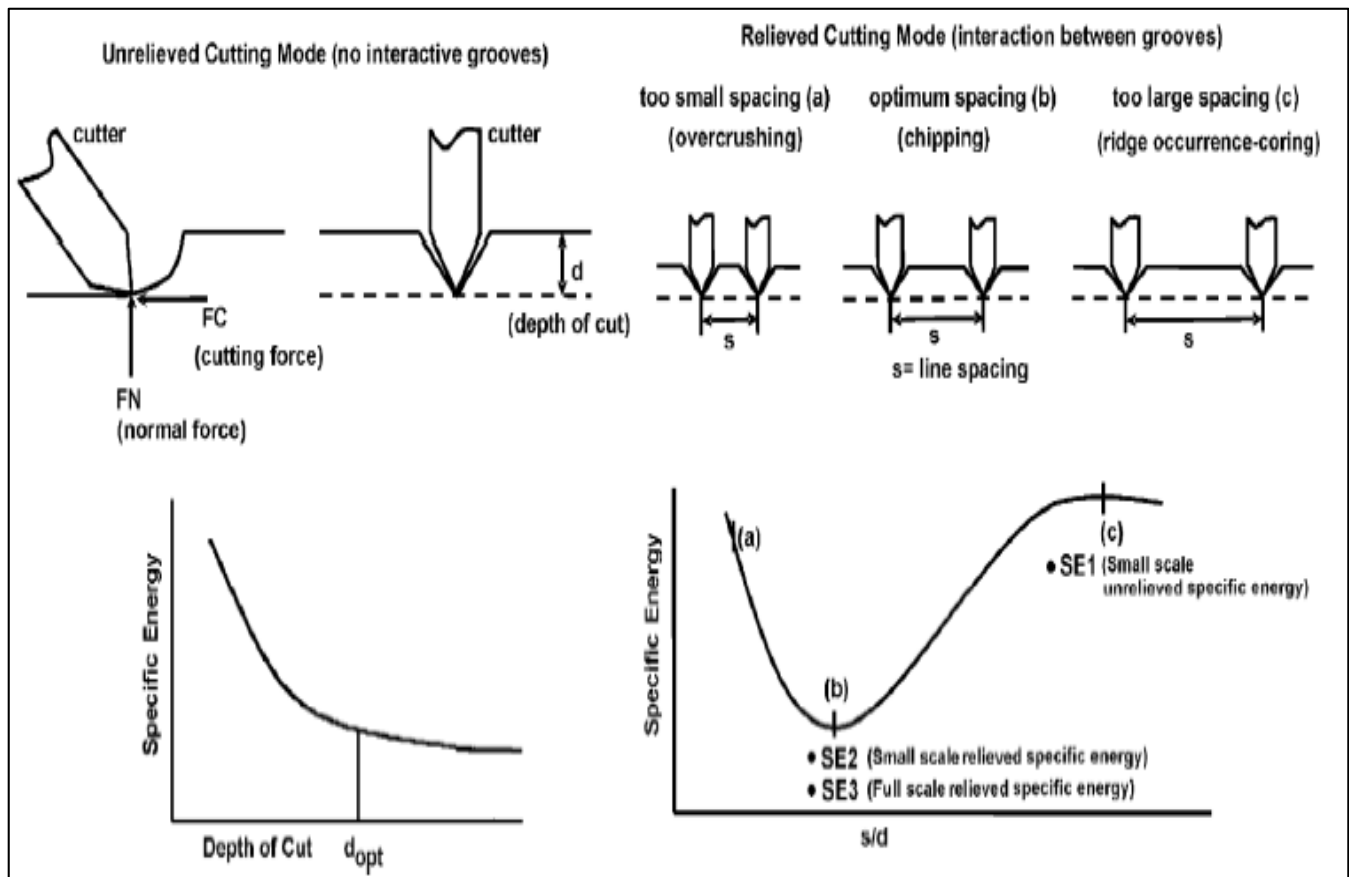


Figure.10. Forces exercées sur le pic dans la coupe de roche linéaire



**Figure.11. Effet général de l'espacement entre les coupes adjacentes sur l'énergie spécifique**



**Figure.12. Échantillon de roche sur la raboteuse linéaire**