

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

Ministère de l'enseignement Supérieure et de la Recherche Scientifique Université de
20 Août 1955 Skikda.



Faculté des Sciences de L'ingénieur

Département De Mécanique.

Magistère Electromécanique

Option : Electromécanique Industrielle

Mémoire

Présenté en vue de l'obtention du diplôme de Magistère

Thème

Optimisation des paramètres techniques du marteau perforateur

Par

M^{elle} : RABBOUCHE ZINA

Jury de soutenance

Président : Dr.KHONFAIS Kamel	MCA	université de Skikda
Rapporteur : Dr.KHOCHEMANE lakhdar	MCA	université de Skikda
Examineurs : Dr. BOUZAOUIT Azzedine	MCA	université de Skikda
Pr. BAHY Tahar	PRO	université d'Annaba

Année universitaire : 2011-2012

Remerciement

Un remerciement infini adressé aux GRAND DIEU miséricordieux qui m'a donnés le pouvoir et la capacité d'arriver à ce que je suis

Je tiens à remercier le docteur KHOCHÉMANE LAKHDAR, pour l'intérêt qu'il a pris à mon travail, pour avoir accepté d'être mon rapporteur, pour tout ce qu'il m'a appris, ses conseils, sa disponibilité, et son constant soutien. Qu'il trouve ici le témoignage de toute mon admiration et de toute mon amitié.

Messieurs Dr. KHONFAIS KAMEL président du jury, et Dr. BOUZAOUIT AZZEDINE et Pr. BAHÍ TAHAR membres du jury, je tiens à leur exprimer ici ma très vive gratitude pour l'honneur qu'ils m'en font d'accepter d'estimer mon travail.

Je présente avec sincérité une grande reconnaissance à tout mes professeurs dès mon très jeune âge à leurs tête mes parent, pour leur confiance et leur soutien, merci pour leurs patiences infinie de m'avoir toujours épaulé, et encouragé, et pour leurs aides inestimables.

Je tiens à exprimer ma sympathie à tout ceux avec qui j'ai eu la bonne compagnie durant mes études, à ceux fidèle à mon amitié et pour ceux que je suis chères.

RABBOUCHE Zina



Dédicace

Je dédie ce modeste travail:

A chère mère qui vieille nuit n'absente pas on fictif et mon père qui souffres et sacrifie toute sa vie pour nous grandir.

A mes frères « Lamine, Issam, Rabah, Seif edine ».

Et A mes sœurs « Wafa, Ibtissem ».

A mes belles sœurs « Hanane, Amel ».

A toute ma famille surtout A mon neveu Amjed.

A tous mes amis et mes collègues.

A toute personne qui me connaisse de près ou de loin.

Zina .R



Table des matières

	Page
Résumé en Arabe	
Résumé en Anglais	
Résumé en Français Anglais	
Introduction générale	
Chapitre I : l'état actuel de la mécanisation des travaux de forage	
Introduction	01
I. 1. Le forage.	01
I.2.Etat actuel de la détermination des travaux de forage réalise aux moyens des machines de forage percutant (marteau perforateur)	01
I.2.1.Etat actuel de la construction et l'utilisation des machines de forage percutant ...	01
I.2.1.1. Classification, performance et expérience de l'utilisation des machines de forage percutant	01
I.3. Argumentation sur le choix du mode de forage	04
I.4. Les marteaux perforateurs	06
I.4.1. Classification des perforateurs pneumatiques	06
I.4.2. construction du marteau perforateur pneumatique	08
I.4.3. .principe de fonctionnement	12
I.4.4. dispositifs de distribution d'air comprimé.....	14
I.4.4.1. Dispositif de distribution d'air comprimé par soupape	14
I.4.4.1.1. Dispositif de distribution par soupape annulaire.....	15
I.4.4.1.2.Dispositif de distribution par soupape à bride.....	16
I.4.4.1.3.Dispositif de distribution à clapet.....	16
I.4.4.2.dispositif de distribution de l'air comprimé tiroirs cylindriques	17
I.4.4.3.auto-distribution de l'air comprimé (sans soupape).....	19
I.4.5. Mécanisme de rotation	20
I.4.6. Perforateur télescopique.....	23
I.4.7. Perforateurs hydrauliques	25
I.3.8.Exigences d'exploitation des perforateurs	29
Conclusion	30

Chapitre II : Les propriétés physicomécaniques de la roche (marbre)

Introduction	31
II.1. Les principales propriétés physico-mécaniques des roches.....	31
II.2. Procédés de détermination des propriétés mécaniques des roches	36
II.2.1.Procédés de destruction de la roche par arrachement d'un élément	36
II.2.2.Procédé de broyage	39
II.2.3.Procédé du Dor NII	40
II.2.4.Procédé du professeur Baron .L	41
II.3.Propriétés de la roche dominante affectant le taux de pénétration de forage percutante	42
II.3.1.Des recherches antérieures	42
II.3.2.Considérations théoriques et pratiques	46
II.3.3. L'analyse de régression	49
II.4.Les différents types de la roche	52
II.4.1.Les roches métamorphiques.....	53
II.5. Généralité sur le marbre.....	53
II.5.1.Définition.....	53
II.5.2. Les propriétés physicomécaniques des roches	53
II.5.3.Variante du marbre dans la carrière de fil-fila	54
II.5.4. Composition du marbre	54
II.5.5. Utilisation du marbre	55
II.6. Particularités de l'application des machines a foré dans les conditions des carrières	56
II.6.1. Propriétés physico-mécaniques des roches à abattre	56
II.6.1.1. Analyse des propriétés physico-mécaniques des roches influant sur le processus de forage	56
II.6.1.2. Propriété physico mécanique de marbre	57
II.7.Effet de l'usure par abrasion sur les outils de forage	57
II.7.1.Mécanismes d'usures	57
II.7.2.Détermination de la dureté, de l'abrasivité de la solidité et de la résistance à l'empreinte.....	57
Conclusion	63

Chapitre III : Détermination théoriques des indices caractérisant le processus de forage percutant

Introduction	64
III. 1. Forage à l'aide de l'outil a diamant des roches dures	64
III.2. Choix de l'outil de forage	64
III. 2. 1. Outil de travail	64
III. 2. 1. 1. Les fleurets	65
III.2.1.2.Les types de taillants	66
III. 3. Les méthodes de calcul énuméré afin de déterminer les valeurs de la vitesse de forage.....	69
III.3.1. Les essais des perforateurs	69
III.3.2.Les paramètres de base du perforateur pneumatique	74
III.3.2.1.Détermination des forces appliquées au piston	75
III.3.2.2.Détermination des vitesses maximales du piston	76
III. 3.2.3.Détermination du nombre de coups du piston	77
III. 3.2.4.Détermination du couple de rotation du fleuret	79
III. 3.2.5. Détermination de l'énergie d'un coup du piston et de la puissance du perforateur	80
III. 3.2.6. Détermination de la consommation de l'air comprimé	81
III.3.3.La théorie de destruction de la roche au fond du trou	81
III.4. Choix du régime de fonctionnement rationnel	86
Conclusion	88

Chapitre IV : partie expérimental

Introduction	89
IV. 1. Choix du régime de fonctionnement de la machine de forage percutant	89
IV.1.1. Hauteur de pénétration du trépan	89
IV.1.2. Vitesse de forage	89
IV.1.3. Productivités du perforateur	90

Table des matières

IV.1.4. Energie d'un coup du fleuret	92
IV.1.5. Application numérique	93
IV.2. Critères et modèle du choix des régimes de fonctionnement rationnel	101
Conclusion	117
Conclusion générale	
Références bibliographiques	
Annexes	

Liste des figures	Page
Figure I.1.a Destruction de la roche lors du forage	03
Figure I.1.b Valeurs relatives de l'effort axial-p, de la Puissance de rotation $-N_r$ et de la puissance De choc- N_{ch} lors de divers mode de forage	04
Figure. I.2 vue générale du perforateur Atlas copco type (RH656-4W)	09
Figure I.3 principe de fonctionnement du perforateur pneumatique	13
Figure I.4 dispositifs de distribution d'air comprimé par soupape	15
Figure I.5 Distribution d'air comprimé par tiroir	18
Figure I.6 Auto-distribution de l'air comprimé	19
Figure I.7 Mécanisme de rotation dépendant	21
Figure 1.8 perforateur pneumatique avec un mécanisme de rotation indépendant	22
Figure I.9 Perforateur télescopique	24
Figure .I.10 Répartition de la puissance dans les machines de forage hydrauliques et pneumatiques	27
Figure .I.11 Principe de fonctionnement du perforateur hydraulique	28
Figure II.1 procédé de destruction de la roche par arrachement d'un élément	37
Figure II.2 procédé de broyage	40
Figure II.3 procédé de dor NII	40
Figure II.4 appareil de détermination de l'abrasivité des roches	41
Figure. II.5 Marteau haut de forage	46
Figure. II.6 Taux de pénétration par rapport de l'énergie spécifique théorique	49
Figure II.7 Taux de pénétration par rapport résistance à la compression uni axiale	50
Figure II.8 Taux de pénétration par rapport résistance à la traction brésilienne	51
Figure II.9 Taux de pénétration par rapport module élastique	51
Figure II.10 Taux de pénétration par rapport indice de charge ponctuelle	52

Figure II.11 Les roches sédimentaires	52
Figure II.12 les roches métamorphiques	53
Figure II.13.a Stand de la détermination de l'abrasivité	59
Figure II.13.b Stand de la détermination des indices de solidité, de la résistance à l'empreinte et de la résistance à la compression	60
Figure III.1 fleurets du marteau perforateur	65
Figure III.2 emmanchement de fleurets	66
Figure III.3 types de taillants du perforateur	67
Figure III. 4 Photo de l'installation de laboratoire pour les expériences de forage	70
Figure III.5 Dépendances de la vitesse de forage de la pression d'air comprimé, de l'effort axial et de l'angle de rotation du fleuret par coup	71
Figure III.6 schéma principal du stand d'essai du perforateur (IMGA, Bulgarie)	72
Figure III.7 schéma principal du stand d'essai pour l'enregistrement des processus de travail dans les perforateurs	74
Figure III.8 schéma de détermination des paramètres de base des perforateurs	76
Figure III.9 schéma de l'action de la force F_r pendant le trajet-retour	79
Figure III.10 schéma des forces agissant contre le burin lors du forage percutant	83
Figure III.11 nomogramme de choix du régime de fonctionnement des perforateurs	87
Figure IV.1 la variation de l'énergie d'un coup du piston en fonction de la pression d'air comprimé dans la chambre d'admission du cylindre.	96
Figure IV.2 la variation de la hauteur de pénétration en fonction de l'énergie d'un coup du piston	97
Figure IV.3 la variation de la vitesse de forage (V_{f1}) en fonction de la hauteur de pénétration	99
Figure IV.4 la variation de la vitesse de forage (V_{f2}) en fonction de la hauteur de pénétration	99
Figure IV.5 la variation de la vitesse de forage (V_{f3}) en fonction de la hauteur de pénétration	100

Figure IV.6 La variation des vitesses de forage (V_f) en fonction de la hauteur de pénétration	100
Figure IV.7 la variation de la productivité théorique en fonction de la vitesse de forage (V_{f1}).	104
Figure IV.8 la variation de la productivité technique en fonction de la vitesse de forage (V_{f1})	104
Figure IV.9 la variation de la productivité exploitation en fonction de la vitesse de forage (V_{f1})	105
Figure IV.10 la variation de la productivité(Q) en fonction des vitesses de forage (V_{f1})	105
Figure IV.11 nomogramme des résultats expérimentaux avec $nc1=2000tr/min$	106
Figure IV.12 la variation de la productivité théorique en fonction de la vitesse de forage (V_{f2}).	108
Figure IV.13 la variation de la productivité technique en fonction de la vitesse de forage (V_{f2}).	108
Figure IV.14 la variation de la productivité exploitation en fonction de la vitesse de forage (V_{f2})	109
Figure IV.15 la variation de la productivité(Q) en fonction des vitesses de forage (V_{f2})	109
Figure IV.16 nomogramme des résultats expérimentaux avec $nc2=2100tr/min$	110
Figure IV.17 la variation de la productivité théorique en fonction de la vitesse de forage (V_{f3}).	112
Figure IV.18 la variation de la productivité technique en fonction de la vitesse de forage (V_{f3})	112
Figure IV.19 la variation de la productivité exploitation en fonction de la vitesse de forage (V_{f3})	113
Figure IV.20 la variation de la productivité(Q) en fonction des vitesses de forage (V_{f3})	113
Figure IV.21 nomogramme des résultats expérimentaux avec $nc3=2200tr/min$	115
Figure IV.22 nomogramme de détermination des valeurs optimales du régime de fonctionnement des machines de forage percutant	116

Liste des tableaux	page
Tableau I.1 types des machines de forage	04
Tableau I.2 domaine d'utilisation de divers modes de forage	05
Tableau I.3 classification des perforateurs selon le poids	07
Tableau I.4 caractéristiques techniques des perforateurs pneumatiques	11
Tableau II.1 caractéristiques de la forabilité des roches	34
Tableau II.2 caractéristiques de destruction des roches	36
Tableau II.3 propriétés physico mécaniques	54
Tableau II.4. a Résultats des essais de la solidité	61
Tableau II.4. b Détermination de la résistance à la compression	61
Tableau II.4. c Détermination de la résistance a l'empreinte ; kgf/mm ²	62
Tableau II.4. d Détermination de l'abrasivité	63
Tableau III.1 valeurs de l'angle d'affûtage α du taillant	64
Tableau III.2 paramètres des taillants fabriqués en URSS	68
Tableau IV.1 durée des opérations auxiliaires lors du forage avec des perforateurs	91
Tableau IV.2 consommation des outils de forage en pièces à 1000 m de trous forés avec des perforateurs à main	91
Tableau IV.3 Caractéristiques techniques du perforateur pneumatique Atlas copco de type (RH656-4W)	93
Tableau IV.4 Résultats de l'étude expérimentale réalisée dans les conditions de la carrière de file fila	95
Tableau IV.5 les résultats expérimentaux des vitesses de forage du perforateur	97
Tableau IV.6 les résultats expérimentaux de la productivité du perforateur	98

Tableau IV.7 Résultats obtenus de la productivité du perforateur en fonction de la vitesse de forage(V_{f1}) dans les conditions de la carrière de file fila	103
Tableau IV.8 Résultats obtenus de la productivité du perforateur en fonction de la vitesse de forage(V_{f2}) dans les conditions de la carrière de file fila	107
Tableau IV.9 Résultats obtenus de la productivité du perforateur en fonction de la vitesse de forage(V_{f3}) dans les conditions de la carrière de file fila	111

ملخص:

صناعة التعدين تلعب دورا هاما جدا في الاقتصاد الوطني، يرتبط ارتباطا وثيقا في تطوير الصناعة الثقيلة والخفيفة لإنتاج الحديد الخام، والمواد الأخرى المفيدة (الهيدروكربونات). و تعتبر لجزائر بلد غني بالمواد الأولية الوطنية الكبرى التي تعتبر ودائع لدينا مثل الحديد والنحاس والزنك والرصاص... إلخ وغيرها من المواد التي تم تطويرها حسب خبرتنا في العملية.

أساس المنهجية للبحث العملي تعتمد على إيجاد توافق لمعالم ضبط الآلة التي تلبى المتطلبات الواردة في شروط محددة، وتشغيل الآلات في نظام عقلائي

و الهدف من البحث المعروض هو وضع أساليب لتعيين معالم الضبط ذلك لتشغيل آلة الحفر بالدق خلال عملها في الظروف الجيولوجية والتعدين المحددة

تحديد الهدف من البحث التجريبي، والذي يقوم على بحوث الفهرسة حيث درس العديد من الباحثين طريقة الحفر بالدق بأساليب مختلفة تعتمد على الخصائص الفيزيوميكانيكية للصخرة، ووضع معايير لتعديل الآلة، والمعايير الهندسية للأداة. وأثبتت لنا تحاليل الفهرسة في الوقت الحالي أن هناك بعض الطرق لتعيين تبعيات في سرعة الحفر، وارتفاع التغلغل بدلالة طاقة الدق للمكبس وسرعة الحفر بدلالة ارتفاع التغلغل في الصخرة وسرعة الدوران.

يبين تحليل هذه الأساليب بأنها تركز على معرفة خصوصيات التفاعل لأداة ضد الصخرة. في كل مرة، ونحن نأخذ في الاعتبار المعايير المذكورة أعلاه.

Summary

The mining industry plays a very important role in the national economy; the development of heavy and light industry is closely related to iron ore production, and other useful substances (hydrocarbons).

Algeria is a country rich in mineral bases première.les major national that are our deposits of iron, copper, lead, zinc, etc. ... And other substances from which it has developed our expertise in operation.

The methodological basis of the research is to find the combination of setting parameters of the machine that meets the requirements listed in the concrete conditions, and operate the machines in the rational system.

The aim of presented research is to develop methods of determining the parameters of rational control of machine operation of percussion drilling during its operation in geological and mining conditions defined.

To set the goal of empirical research, it is based on the literature search in which several researchers have studied the mode of percussion drilling with different methods based on the physic mechanical properties of the rock, setting parameters of the machine, geometric parameters of tool. The literature has shown us that there are now some methods of determining the dependencies of the drilling speed, and height of penetration is a function of the energy of a piston stroke and the drilling speed is a function of the height of penetration into the rock and the rotational speed, The analysis shows that these methods are based on knowledge of the peculiarities of the interaction of the tool against the rock. Each time, we take into account the parameters mentioned above.

Résumé :

L'industrie minière joue un rôle très important dans l'économie nationale, le développement de l'industrie lourde et légère est étroitement lié à la production du minerai ferreux, et d'autres substances utiles (hydrocarbures).

L'Algérie est l'un des pays riche en matière première.les bases minières nationale de grande envergure que constituent nos gisements de fer, cuivre, plomb, zinc, etc...Et d'autres substances sont celle à partir desquelles s'est développée notre compétence en exploitation.

La base méthodologique du travail de recherche consiste à trouver la combinaison des paramètres de réglage de la machine satisfaisant les exigences énumérées dans les conditions concrètes, et d'exploiter les machines dans le régime rationnel.

Le but de recherche présenté consiste à élaborer les méthodes de la détermination des paramètres du réglage rationnel de fonctionnement de la machine de forage percutant lors de son exploitation dans les conditions géologiques et minières définies.

Pour définir le but de recherche empirique, on se base sur la recherche bibliographique où plusieurs chercheurs ont étudié le mode de forage percutant avec différentes méthodes en se basant sur les propriétés physicomécaniques de la roche, paramètres de réglage de la machine, paramètres géométriques de l'outil. L'analyse bibliographique nous a montré qu'il ya à présent certaines méthodes de la détermination des dépendances de la vitesse de forage, et la hauteur de pénétration est une fonction de l'énergie d'un coup du piston et la vitesse de forage est une fonction de la hauteur de pénétration dans la roche et de la vitesse de rotation.

L'analyse de ces méthodes montre qu'elles sont basées sur les connaissances des particularités de l'interaction de l'outil contre la roche. Chaque fois, on tient compte des paramètres cités ci-dessus.

Introduction générale :

Dans le monde la consommation des matières premières ne cessa de croître. Les pays riches en métaux tels que le fer, le cuivre pour lesquelles les exploitations doivent être importantes, très mécanisées et produire en très grandes quantités pour être rentables. Ce type d'exploitation constituerait des pôles technologiques autour desquels pourrait s'ordonner un tissu industriel qui manque si cruellement en cette période.

La vocation minière d'un pays doit offrir des perspectives de développement nouveau, compte tenu du contexte dans lequel il se situe et de l'évolution de l'économie mondiale.

Le choix de la mécanisation a une incidence directe sur les coûts et les rendements. L'objectif de toute entreprise est d'assurer une exploitation optimale de ses ressources en tenant compte de leurs diverses caractéristiques techniques, économiques et humaines.

Selon le caractère des travaux à effectuer, les machines minières peuvent être divisées en 7 classes à savoir :

- machines de forage qui sont destinées à la préparation des roches à l'abattage ;
- machines de préparation et d'excavation ;
- machines d'excavation et de transport ;
- machines de transport ;
- machines pour la construction des stériles ;
- machines de classification et d'enrichissement des minéraux ;
- machines pour les travaux auxiliaires.

Les machines de chaque classe sont divisées en plusieurs groupes. Dans tout groupe, on rencontre différentes constructions destinées pour le même but. Chaque type de machines comprend différents modèles qui se caractérisent par leurs productivités, les paramètres de leurs équipements de travail, leurs masses, etc

La classification des machines minières s'effectue selon l'énergie utilisée, le type de mécanisme de translation, le poids et les particularités de la construction. On rencontre une partie de cette classification dans le contenu de cet ouvrage, qui est consacré à l'étude des machines de forage. On ne peut parler de forage sans pour autant considérer les propriétés physicomécaniques des roches à abattre et les méthodes de leur détermination. Quelques soient les conditions d'exploitation à ciel ouvert ou dans les mines souterraines, le forage peut être réalisé par différentes machines, que nous pouvons réunir en deux grands groupes :

Les marteaux perforateurs et les sondeuses.

Le forage, c'est l'action de creuser un trou de diamètre allant jusqu'à 75 mm ou un sondage dont le diamètre est supérieur à 75 mm de forme cylindrique dans le massif par la destruction de la roche.

L'apparition du 1^{er} perforateur qui date de 1839 a permis de creuser un puits de 20 m de profondeur. En 1857, l'ingénieur français Somelier a modifié une machine à vapeur en machine à forer qui fonctionne à l'aide de l'air comprimé. Cette machine a été utilisée lors du creusement d'un tunnel dans les Hautes Alpes (France). Le marteau utilisé comprenait un moteur propre pour la rotation du fleuret et le nettoyage du trou était assuré à l'aide d'un tube installé à côté du fleuret. La grande productivité réalisée par les perforateurs a accéléré leur perfectionnement, vers les années 1880 le marteau perforateur avait presque la même allure que les marteaux actuels.

A présent plusieurs firmes fabriquent des marteaux perforateurs différents suivant : leur nombre de coups, leur construction, l'énergie d'un coup, etc... Dans les années 1950, il y a eu l'apparition des marteaux perforateurs rotopercutants qui ont permis d'élargir le domaine d'application des perforateurs. Ces perforateurs sont divisés en deux types : hors de trou, dont les mécanismes de rotation et de frappe se trouvent à l'extérieur du trou et le marteau fond de trou dont le mécanisme de frappe (percuteur) est disposé à l'intérieur du trou et le mécanisme de rotation est situé en dehors. Le premier type est utilisé lors du forage dans les roches de dureté f comprise entre 6 et 14 selon l'échelle du professeur protodiakonov et le deuxième type dans les roches de dureté f comprise entre 14 et 20 qui a même eu le privilège d'avoir réalisé la meilleure performance par le marteau de marque DHD-130 A de diamètre 762 mm élaboré par la firme Ingersoll-Rand.

En 1968, le premier perforateur hydraulique est né, construit par la firme française Montabert et mis en exploitation deux années plus tard. Ce type de perforateur présente plusieurs avantages, par rapport aux perforateurs pneumatiques, tels que : un rendement élevé de 4 à 6 fois, une puissance de 4 à 5 fois plus importante, une vitesse de forage de 1.5 à 2 fois supérieure et une consommation d'énergie de 70 % inférieure. Ces avantages ont accéléré l'évolution de ces perforateurs et leur construction a été généralisée à travers les autres firmes spécialisées.

L'avancement de la technique de construction des perforateurs a été accompagné du perfectionnement correspondant des taillants, des fleurets, des machines d'affûtage ainsi que de leur technologie de fabrication. Parmi les outils utilisés, nous pouvons citer les taillants à boutons dernière création de nos jours qui n'exige pas d'affûtage.

Introduction :

On appelle minéraux utiles toute substance minérale qui se trouvent dans l'écorce terrestre et peut être utilisée pour les différents buts à l'état naturel ou après un traitement préalable.

Le choix de la mécanisation a une incidence directe sur les coûts et les rendements. L'objectif de toute entreprise est d'assurer une exploitation optimale de ces ressources en tenant compte de leurs diverses caractéristiques techniques, économiques et humaines.

On ne peut pas parler de forage sans pour autant considérer les propriétés physico-mécanique des roches à abattre et les méthodes de leur détermination. Quelque soient les conditions d'exploitation à ciel ouvert ou dans les mines souterraines, le forage peut être réalisé par différentes machines, que nous pouvons réunir en deux grands groupes : les marteaux perforateurs et les sondeuses [1].

I.1. Le forage :

Est l'action de creuser un trou de diamètre allant jusqu'à 75mm ou un sondage dont le diamètre est supérieur à 75mm, de forme cylindrique dans le massif par la destruction de la roche.

I.2. Etat actuel de la détermination des travaux de forage réalisés aux moyens des machines de forage percutant (marteau perforateur):

I.2.1. état actuel de la construction et l'utilisation des machines de forage percutant :

I.2.1.1. Classification, performance et expérience de l'utilisation des machines de forage percutant :

Les machines de forage utilisées pour le creusement des trous dans les carrières sont divisées en général en deux (2) groupes :

- Avec la destruction mécanique de la roche par l'outil spécial ;
- Avec la destruction physique de la roche.

Les machines du premier groupe qui sont à leur tour les plus répandues, peuvent être divisées d'après le caractère du travail de l'outil et l'application des charges. Ce sont les machines de forage rotatif, percutant et roto percutant.

Le schéma de la destruction de la roche au fond du trou au cours de divers mode de forage est présenté sur la (**Figure I.1.a**).

La (**Figure I.1.b**) reflète la distribution des valeurs relatives de l'effort axial P_{ax} , de la puissance du choc N_{ch} et la puissance de rotation N_r .

La pratique du forage témoigne que l'efficacité de l'application des machines de forage est déterminée par l'ensemble des facteurs parmi lesquels on distingue :

- Les conditions minières et géologiques, ainsi que les schémas technologiques de la réalisation des travaux miniers ;
- Les facteurs du premier groupe (propriétés physico mécaniques des roches, composition structurelle du talus, viscosité des roches etc.) influent sur les indices technico-économiques et déterminent le type de l'outil à appliquer et le moyen de nettoyage de trous ;
- Les facteurs du deuxième groupe (type des machines à charger ; éléments des méthodes d'exploitation) forment les exigences à la profondeur et au diamètre du trou.

Une généralisation des recherches effectuées dans ce domaine a permis d'établir le caractère et le degré d'influence de divers facteurs sur les indices technico-économiques du processus de forage des trous.

L'application des machines à forer dans les conditions des carrières se caractérise en particulier par leur productivité postière en fonction du coefficient de dureté.

Dans ce cas la tendance générale consiste à la diminution de la productivité des machines de divers types avec l'accroissement de la dureté des roches. Il est à noter que la diminution rapide de la productivité des machines de forage rotatif munies d'outil à taillant coupant. Le phénomène peut être expliqué par la considération des relations des dépenses d'énergie spécifique et de la durée de vie de l'outil en fonction de la dureté des roches.

La destruction des roches par l'outil à molettes se déroule dans le régime de frottement et de glissement ce qui détermine la durée de vie de l'outil ou dans le cas où la dureté des roches s'accroissent.

L'épaisseur du copeau diminue et par conséquent le volume des déblais augmente ; Tout cela provoque comme on sait d'après les hypothèses de RABENDER et KIRPITCHEV-KIK l'accroissement des dépenses d'énergie.

La productivité relativement haute des machines de forage percutant ne peut être expliquée que dans ce cas, on ne considère que les sondeuses permettant à forer des trous de diamètres inférieurs aux autres modes de forage.

Un des indices économiques caractérisant le travail des machines de forage est le prix de revient d'un mètre de trou foré, les valeurs relativement hautes de cet indice pour les machines à molettes sont liées à leur haut prix.

Il est à signaler que le diamètre des trous égal à 50 mm pour les perforateurs, 100mm pour les machines à outil coupant, 150 mm pour les machines Roto percutante et 200mm pour les sondeuses à molettes détermine le rendement de la masse rocheuse d'un mètre de trou. C'est pourquoi l'application des machines de forage possédant de grand diamètre de l'outil s'accompagne comme règle générale par la diminution des dépenses spécifiques d'une unité de volume du massif abattu, cependant le degré rationnel de broyage du massif de la roche doit être pris en considération [2].

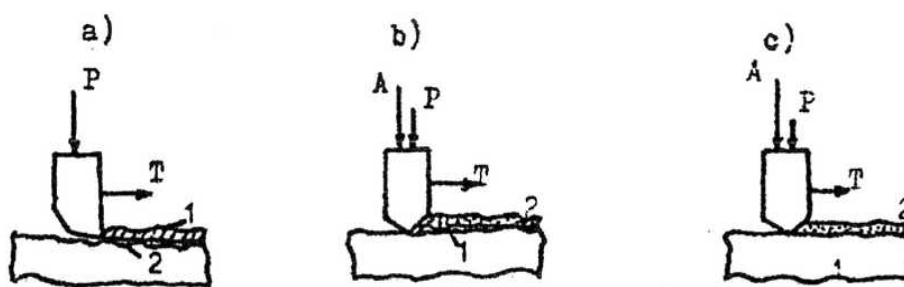


Figure I.1.a : Destruction de la roche lors de divers mode du forage [2].

a-rotatif, b-roto-percutant, c-percutant.

(A-impulsion d'une force de choc, p-effort

Axial, T-effort tangentiel, 1-destruction de la

Roche, coupe, 2-destruction de la roche par choc).

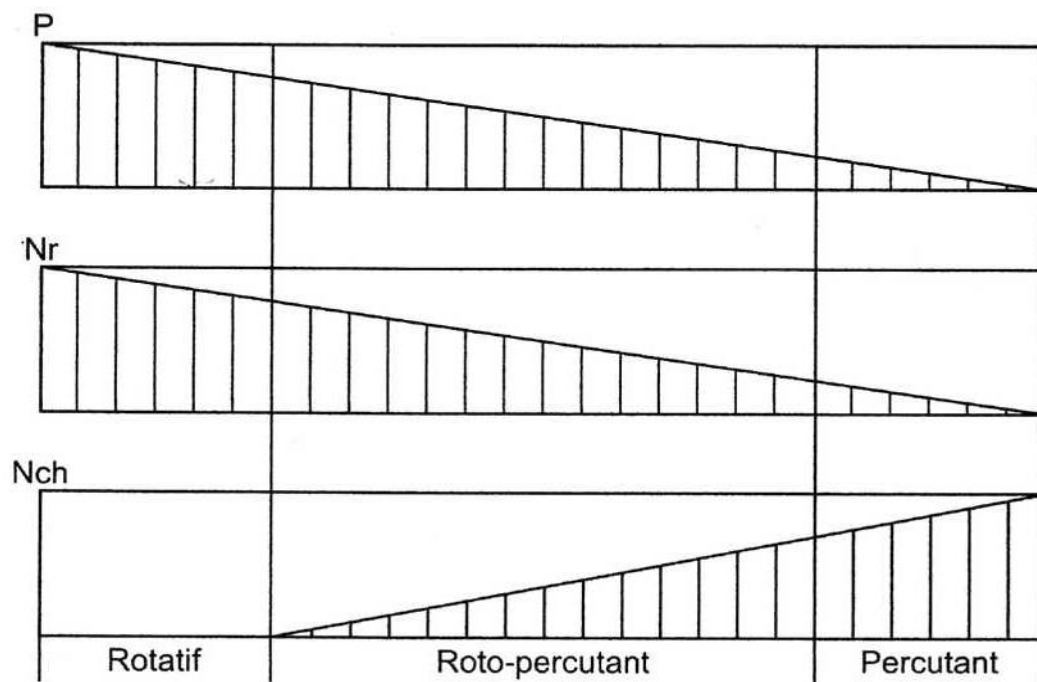


Figure I.1.b : Valeurs relatives de l'effort axial-p, de la Puissance de rotation $-N_r$ et de la puissance De choc- N_{ch} lors de divers mode de forage [2].

I.3. Argumentation sur le choix du mode de forage :

D'après le mode de forage, il existe quatre modes de forage (tableau I.1)

Mode de forage	Dureté (Kgf/cm)	Profondeur de forage (m)	Diamètre de sondage (mm)
Rotatif	10÷20	à 50	33÷78
Roto percutant	8÷20	à 50	85÷160
Percutant	6÷20	40	150÷300
Thermique	14÷20	18	160÷300

Tableau I.1 : types des machines de forage [3].



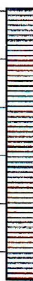

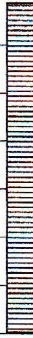

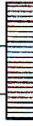





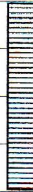


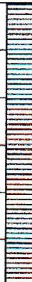
Percutant	Roto-percutant	Rotatif		Mode de forage	
A couronne	A couronne	A molettes	Coupant	Outils de forage	
				1 - 6	Coefficient de dureté, f
				6 - 8	
				8 - 10	
				10 - 12	
				12 - 14	
				14 - 16	
				16 - 20	
				0 - 5	Indices d'abrasivité, a, mg
				5 - 10	
				10 - 18	
				18 - 30	
				30 - 45	
				45 - 65	
				65 - 90	
				> 90	
				0 - 50	Diamètre du trou, d, mm
				50 - 100	
				100 - 150	
				150 - 200	
				200 - 250	
				250 - 300	
				300 - 350	
				350 - 400	
				0 - 5	Profondeur de forage, H, m
				5 - 10	
				10 - 15	
				15 - 20	
				20 - 25	
				25 - 30	
				30 - 35	
				35 - 40	

Tableau I.2 : domaine d'utilisation de divers modes de forage [2].

a. Mode de forage rotatif :

Il est réalisé par les machines à forer suivantes : tarières électriques (pneumatiques et hydrauliques) à main ; tarières électriques à colonnes ; sondeuses à vis sans fin ; sondeuses à molettes ; sondeuses à grenaille et sondeuses à couronnes à diamant.

b. Mode de forage roto-percutant :

Le forage roto- percutant des roches s'effectue à l'aide d'un marteau percuteur plongé dans le trou qui est fixé à l'extrémité inférieure de la colonne de forage. L'avancement du percuteur contre la taille se fait par le mécanisme d'avancement à chaîne, par les vérins hydrauliques. Le couple de rotation est transmis à la colonne de forage de l'entraînement électrique, hydraulique ou pneumatique.

Ainsi la progression du trépan est provoquée par l'action simultanée d'un effort axiale et d'une percussion. La percussion et le couple de rotation agissant simultanément ont, pour effet, le découpage de la roche sur toute la section du trou de mine.

c. Mode de forage percutant :

Le mode de forage percutante est très répandu lors de l'exploitation du gisement de minerais. La foration des trous de mine est réalisée par les marteaux perforateurs manuels avec les supports pneumatiques par les perforateurs télescopique et par les perforateurs à colonnes. Lors du creusement des ouvrages souterrains les perforateurs lourds et les perforateurs à colonnes peuvent être installés sur les supports mobiles de la plate-forme automoteur (du chariot).

I.4. Les marteaux perforateurs :**I.4.1. Classification des perforateurs pneumatiques :**

Les marteaux perforateurs ou perforateurs sont destinés au forage des trous de mines dans les formations très dures, dures et moyennes. On les utilise souvent dans les mines souterraines, dans les exploitations à ciel ouvert et dans le domaine de la construction.

Le classement des perforateurs, s'effectue selon certains indices :

- L'énergie utilisée – électrique, pneumatique ou hydraulique ;
- La destination – perforateur à main, à colonne et télescopique ;
- Le poids :

perforateurs	à main	à colonne	télescopique
léger	< 15	< 40	< 35
moyen	15_25	40_50	35_40
lourd	> 25	> 50	> 40

Tableau I.3: classification des perforateurs selon le poids, kg

- La construction des mécanismes d'avancement- mécanique, pneumatique et hydraulique ;
- La construction des mécanismes de rotation – dépendante et indépendante ;
- La construction des mécanismes de distribution de l'air comprimé- à soupape, sans soupape et à tiroir.

L'utilisation des perforateurs pneumatiques est très répandue dans les travaux miniers, vu les avantages qu'ils présentent, tels que : la simplicité de la construction en comparaison aux autres types, un rendement assez élevé et une sûreté pendant le fonctionnement.

Les perforateurs pneumatique présentent aussi certains inconvénients, tels que ; les grandes vibrations reçues par le corps de l'opérateur ; le bruit assez important, provoqué lors du fonctionnement et l'utilisation de l'énergie pneumatique qui revient assez cher.

a).perforateur pneumatique à main :

Ce type de marteau est utilisé lors du forage des trous horizontaux et inclinés. Le diamètre des trous varie de 30 à 55 mm et la profondeur de forage de 3 à 4m.

b).perforateur pneumatique à colonne :

On les trouve aussi, lors du forage des trous horizontaux et inclinés, pour des diamètres qui varient de 40 à 85mm et des profondeurs plus importantes jusqu'à 40m.

c)..Perforateur pneumatique télescopique :

On les utilise, lors du forage des trous verticaux et inclinés dont le diamètre varie de 40 à 85mm et la profondeur jusqu'à 15m.

I.4.2.construction du marteau perforateur pneumatique :

Les mécanismes et dispositifs composant le perforateur pneumatique (figure I.2) sont les suivants :

- mécanisme de frappe ;
- mécanisme de rotation ;
- dispositif de distribution de l'air comprimé ;
- dispositif de graissage ;
- dispositif de lavage du trou ;
- dispositif de soufflage du trou ;

Le perforateur pneumatique est une machine à percussions composée d'un cylindre, d'une roue à rochet, d'un dispositif de distribution d'air comprimé, d'un piston, d'une douille, d'une tige hélicoïdale et d'un mandrin.

L'admission de l'air comprimé s'effectue à travers la roue à rochet et le distributeur d'air comprimé. Le déplacement du piston de gauche à droite constitue la course de travail et se réalise à l'aide de la pression d'air comprimé. Le cylindre étant séparé par le piston en deux chambres, l'une sous pression (chambre gauche), l'autre en dépression (chambre droite) cela pendant le forage ; lors de la course à vide, le rôle des deux chambres est inversé.

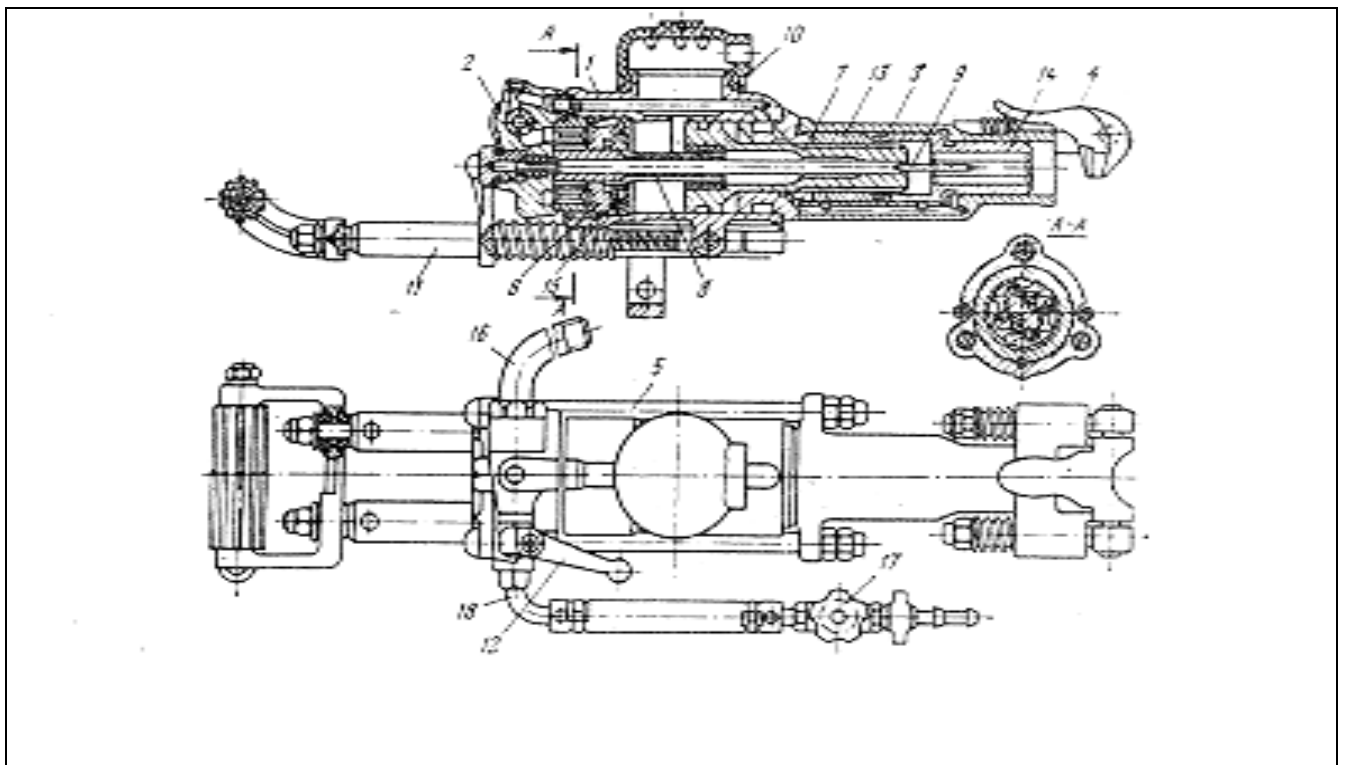


Figure. I.2: vue générale du perforateur Atlas copco type (RH656-4W)

1. cylindre ; 2.corps du robinet d'air ; 3.mandrin ; 4.porte-fleuret ; 5.boulon ; 6.dispositif de distribution d'air ; 7.piston ; 8.tige hélicoïdale ; 9.tube ; 10.silencieux ; 11.chariot antivibratoire ; 12. Manette de commande ; 13.douille à rainures ; 14. Douille tournante ; 15. Tiroir ; 16. Coude du robinet à air ; 17.robinet à eau ; 18.coude du robinet à eau.

L'air comprimé qui pénètre dans la chambre droite est réparti à l'aide du mécanisme de distribution. Le piston commence à se déplacer, à la fin de sa course, il frappe sur l'emmanchement du fleuret sans aucune rotation car la tête de la tige hélicoïdale tourne librement dans la roue à rochet. Pendant la course à vide du piston, la tête de la tige hélicoïdale est fixée dans la roue à rochet par les cliquets ; le piston tourne d'un certain angle en se vissant à la tige hélicoïdale, cette rotation du piston est transmise au fleuret à travers la douille à cannelures et la douille tournante.

La commande du perforateur pneumatique est assurée par une manette à quatre positions :

- soufflage du trou ;
- arrêt ;
- Fonctionnement en moyenne puissance ;
- fonctionnement en plein puissance ;

Le graissage est assuré par un graisseur automatique monté sur le corps du marteau.

Les caractéristiques techniques des perforateurs pneumatiques de plusieurs firmes étrangères sont présentées dans le **tableau1.4. [4]**.

firme	modèle	masse kg	Consomma- -mation d'air	Nombre de coups par mn	Diam ètre du piston , mm	Cours e du piston , mm	Profondeur du trou m	Diamètre du trou mm	Energie d'un coup J*	
1	11	2	3	4	5	6	7	8	9	10
PERFORATEUR A MAIN										
URSS	PR-20V	26.5	47	2300		43	2	32-46	35	
	PR-27V	32.0	50	2300			3	36-56	55	
	PR-27VB	33.0	50	2300			3	36-56	55	
	PR-30V	34.0	58	1800		65	5	36-56	65	
	PR-30VB	35.0	58	1800		65	5	36-56	65	
	PR-30VC	33.5	58	1800		65	5	36-56	65	
ATLAS	PH656-4W	22.2	48	2040	65	60		27-40		
COPCO	PH571-5W	18.0	31	2220	55	60		27-40		
SUEDE	BBD12TH	11.2	20	2580	45	40		27-40		
	BBC 16W	26.4	60	2280	70	55		35-45		
	BBC17W	26.6	57	2220	70	55		35-45		
	BBC24W	29.5	75	1980	70	70		35-45		
	BBC34W	31.5	95	2280	80	70		35-45		
	BBC35W	32.2	90	2280	80	70		35-45		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
ATLAS	BBC35WTH	32.7	90	2280	80	70		35-45		
COPCO	BBD44WK	23.0	73	3060	75	45		35-45		
SUEDE	BBD44WKS	25.2	73	3060	75	45		35-45		
	BBD44WNS	26.5	75	3060	75	45		35-45		
	BBD90W	27.3	97	3240	90	45		35-45		
	BBD91W	27.3	95	3420	90	45		35-45		
INGER -SOLL RAND EU	JH40	26.3	42		64	67	5.5	à 51		
PERFORATEUR A COLONNE										
URSS	PK50	50.0	84	2800	90	75	12	40-60	90	
	PK60	60.00	150	2800	110	45	25	40-60	90	
	PK75	75.0	184	2200	180	40	50	65-85	150	

Tableau I.4: caractéristiques techniques des perforateurs pneumatiques

1J (joule)=1N.m.

I.4.3.principe de fonctionnement :

Le fonctionnement du perforateur est assuré à l'aide du dispositif de distribution de l'air comprimé qui alimente successivement les chambres gauche et droite du cylindre. Cela permet au piston s'effectuer son mouvement alternatif (va et vient) et un mouvement de rotation au fleuret. Le diagramme de fonctionnement du mécanisme de frappe montre la dépendance entre la position du piston dans le cylindre pendant les courses aller et retour, la pression d'air dans les chambres et la vitesse de mouvement du piston.

La course retour du piston **A (figure I.3a)** débute sous l'action de la pression d'air comprimé **P** passant par le dispositif de distribution **B**, le canal **C**, pour pénétrer dans la chambre droite. Dans le diagramme de la **figure (I.3.b)**, sont présentées les variations de la pression d'air comprimé et des vitesses d'avancement du piston **V** en fonction des courses du piston **L**. l'air comprimé pénètre à travers le dispositif de distribution **B**, le canal **C** dans la chambre droite du cylindre. La pression reste constante selon la droite **1-2**.

Le piston en se déplaçant ouvre l'orifice d'échappement **D** et le relie avec l'atmosphère. La pression de l'air comprimé dans cette chambre baisse brusquement selon la course

2-3.en même temps, le piston se déplace avec une vitesse croissante **V** jusqu'à la grandeur **V_{rmax}**. a la fin du trajet retour, le piston se déplace par inertie avec une vitesse décroissante. La pression d'air diminue jusqu'à celle de l'atmosphère **P_a** selon la droite

3-4.

Au début de la course retour, la chambre gauche du cylindre étant lié par l'orifice d'échappement **E** avec l'atmosphère, la pression d'air varie selon la course **5-6-7**.

Quand le piston ferme l'orifice **E**, l'air se trouvant dans la chambre gauche commence à se comprimé, la pression augmente selon la courbe **7-8-10**.vers la fin du trajet retour, une forte pression agit sur la bille **B** à travers le canal **F**. la chambre droite étant en liaison avec l'atmosphère après l'ouverture de l'orifice **D**, ainsi la pression dans la chambre chute brusquement et la bille se déplace vers la droite. La bille en se déplaçant à droite, ferme le canal **F**. le piston continue instantanément son trajet retour par inertie en comprimant l'air

jusqu'au point 9. Le coussin d'air formé repousse le piston afin de faciliter le début de son trajet aller.

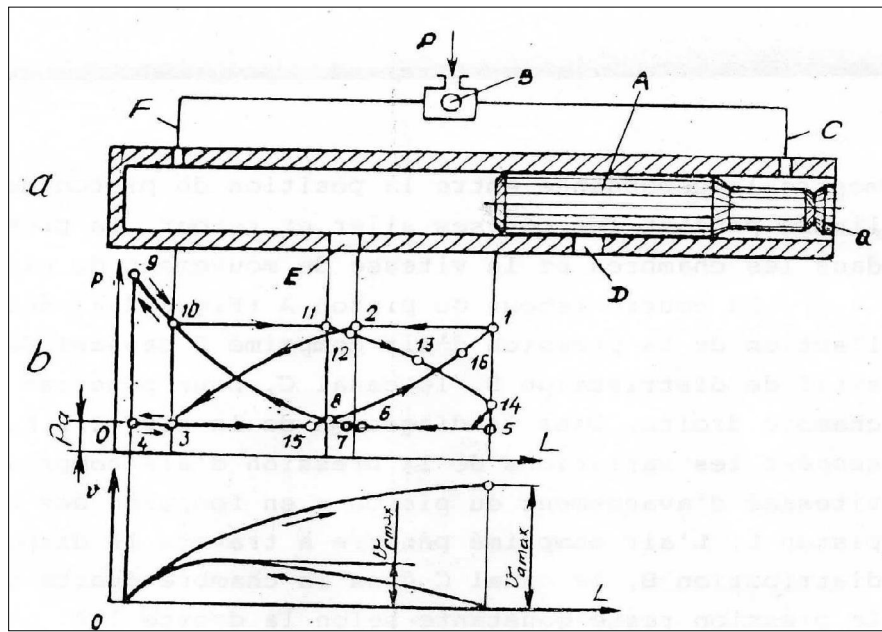


Figure I.3: principe de fonctionnement du perforateur pneumatique

a) Schéma principal.

b) Diagrammes de travail.

Au début de cette course, le piston augmente sa vitesse sous l'action de l'air comprimé selon la courbe 10-11-12. Avant la fin de son trajet aller, le piston ouvre l'orifice d'échappement E et ferme l'orifice D. La vitesse du piston continue à augmenter jusqu'à la valeur maximale V_{max} , pendant que la pression dans chambre gauche diminue selon la courbe 12-13-14, en l'évaluant à celle de l'atmosphère. la pression d'air dans la chambre droite reliée avec l'atmosphère reste constante comme l'indique la droite 4-3-15.

Vers la fin du trajet aller commence de nouveau la compression selon la courbe 15-8-16-1. sous l'action de la différence des pressions dans les chambres, la bille se déplace de nouveau à sa position gauche et ouvre le canal C.

Au même instant, le piston donne un coup sur l'emmanchement Q de l'outil de forage et le cycle recommence.

I.4.4. dispositifs de distribution d'air comprimé :

Les dispositifs de distribution d'air comprimé des perforateurs sont destinés à la répartition automatique successive de l'air dans les chambres du cylindre. Cette distribution permet d'assurer le déplacement du piston dans les deux sens à savoir, le trajet aller (course de travail) et le trajet retour

(Course à vide). La structure et la qualité de la construction du dispositif de distribution influent sur les paramètres de fonctionnement du perforateur, tels que : la consommation de l'air comprimé, la productivité, la puissance, l'énergie d'un coup, etc.

Cela prouve l'intérêt porté à la construction des dispositifs de distribution d'air comprimé des perforateurs contemporains.

Actuellement, on rencontre généralement trois types de constructions des dispositifs :

- dispositif de distribution par soupape
- dispositif de distribution par tiroir
- dispositif de distribution sans soupape

I.4.4.1. Dispositif de distribution d'air comprimé par soupape :

Les dispositifs de distribution par soupapes sont très répandus dans la construction des perforateurs contemporains à cause de la simplicité de leur fabrication, du poids assez réduit de la masse à déplacer, des petites surfaces frictionnelles et de la faible sensibilité aux impuretés causées par l'air, ce qui assurent une grande fiabilité dans leurs fonctionnement. L'inconvénient de ce type de dispositif c'est la grande consommation d'air comprimé.

La particularité de cette distribution, c'est que le fonctionnement et le déplacement de la soupape s'effectuent sous l'action de la différence de pression entre les deux chambres (gauche et droite) du cylindre.

Selon, la structure de la soupape, on distingue quatre types de dispositifs de distribution :

- Avec soupape annulaire
- Avec soupape à bride
- Avec soupape à bascule
- Avec soupape à bille

I.4.1.1. Dispositif de distribution par soupape annulaire :

Il est composé de la soupape annulaire 1, du corps de la boîte à soupape 9, du couvercle antérieur 10 avec son orifice 3 et du couvercle 4 avec la douille de guidage.

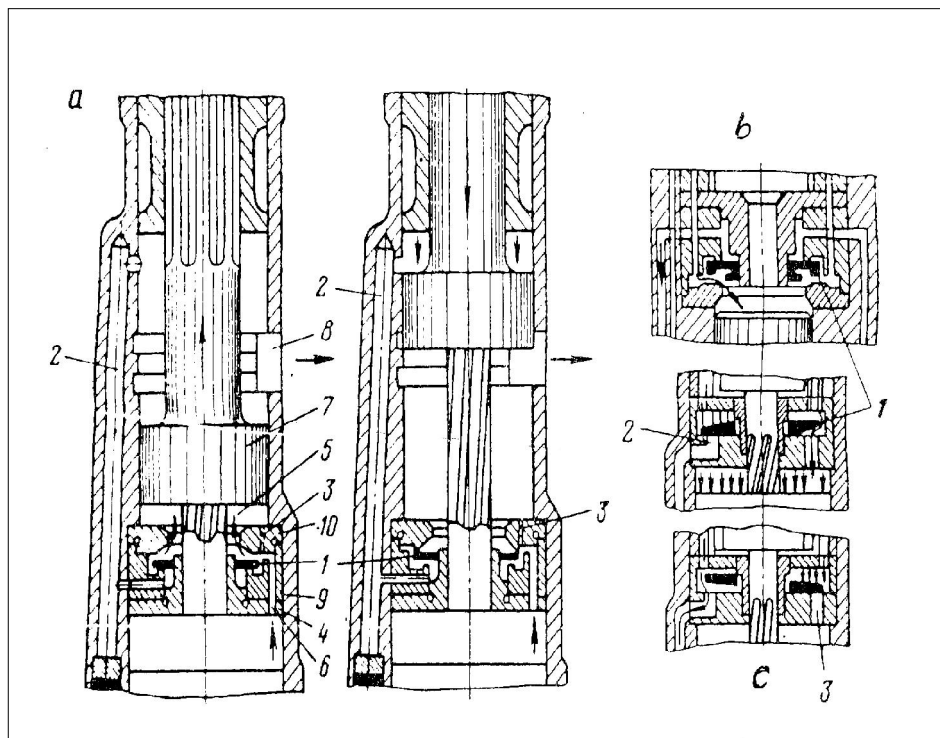


Figure I.4:dispositifs de distribution d'air comprimé par soupape

L'air comprimé traverse la soupape d'admission et le canal 6 ensuite le jeu annulaire de la boîte à soupape 9 et enfin le jeu annulaire situé entre la soupape et le couvercle 10 pour aboutir à la chambre gauche 5 du cylindre. Sous l'action de la pression d'air comprimé, le piston 7 se déplace en avant et effectue sa course de travail. Pendant le même instant l'air

dans la chambre droite s'échappe dans l'atmosphère par l'orifice 8. Le piston en se déplaçant ferme l'orifice d'échappement du cylindre, ainsi l'air dans la chambre droite commence à se comprimer et passe par le canal 2 pour pénétrer par l'arrière de la boîte à soupape ou la pression augmente. Une fois le piston traverse l'orifice d'échappement pour l'ouvrir du côté de la chambre gauche, où la pression est réduite brusquement. Sous l'action de la différence de pressions, la soupape se déplace vers l'avant tandis que le piston continue son mouvement en donnant un coup sur la queue du fleuret.

La soupape se trouvant dans sa position antérieure permet à l'air comprimé de pénétrer à travers l'arrière de la boîte à soupape et le canal 2, dans la chambre droite du cylindre. L'air en passant par le jeu annulaire agit sur la soupape. Une fois l'orifice d'échappement ouvert par le piston du côté de la chambre droite, la pression diminue brusquement. C'est ainsi que sous la différence de pression, la soupape reprend de nouveau sa position initiale, et le cycle recommence.

Dans le cas, où le perforateur est mis en marche au moment où le piston se trouve dans la position avancée, l'air passe dans la chambre gauche du cylindre à travers l'orifice 3 et déplace la soupape dans la position arrière. Ainsi le piston commence à effectuer sa course de travail.

La grande surface et la petite course de la soupape (0.4 à 1mm) assure au dispositif une grande fiabilité.

I.4.4.1.2. Dispositif de distribution par soupape à bride :

Le fonctionnement de ces dispositifs est analogue.

La construction du dispositif par soupape à bride (figure I.4.b) diffère de celui à soupape qui lui assure un mouvement plus précis, mais une augmentation de la surface frictionnelle ainsi que le poids de la soupape.

I.4.4.1.3. Dispositif de distribution à clapet :

La soupape à bascule (clapet) (figure I.4.c), ferme et successivement les orifices 2 et 3 du couvercle arrière en alimentant les chambres gauche et droit du cylindre.

I.4.4.2. dispositif de distribution de l'air comprimé tiroirs cylindriques :

Les dispositifs assurent un bon fonctionnement avec moins de consommation d'air comprimé par rapport aux dispositifs à soupape, mais possèdent des grandes surfaces frictionnelles et sont très sensibles aux impuretés que peut contenir l'air comprimé et le graissage.

La particularité de ces dispositifs, c'est que le déplacement du tiroir se fait sous l'action de l'air comprimé fourni par un canal spécial du canal de base (figure I.5).

Le dispositif de distribution par tiroir cylindrique est composé d'un tiroir creux 1, qui se déplace dans le corps de la boîte de distribution 9. La boîte a un couvercle 8.

Au début de la course de travail, le tiroir se trouve dans la position extrême gauche, et l'air comprimé arrive par les orifices du tiroir pénètre dans la chambre gauche 3 du cylindre. Sous l'action de la pression d'air le piston 2 se déplace vers l'avant, c'est la course de travail. Avant d'ouvrir l'orifice d'échappement 4, il ouvre le canal supplémentaire 5, à travers lequel, l'air arrive dans la chambre arrière de la boîte à tiroir et le déplace dans la position extrêmement avancée. Au même instant, l'admission de l'air comprimé dans la chambre droite 6 du cylindre par le canal 7 ; le piston tout en se déplaçant en avant ouvre l'orifice d'échappement et donne un coup sur la queue du fleuret. La course à vide commence sous l'action de la pression d'air qui arrive par le canal 7 dans la chambre 3 du cylindre. En se déplaçant, le piston ouvre d'abord l'orifice du canal 10 d'où l'air arrive dans le jeu annulaire antérieur de la boîte à tiroir 9 et le déplace à sa position de départ. La diminution de la pression faisant déplacer le tiroir s'effectue par la jonction continue des canaux 10 et 5 par les orifices 11 et 12 avec l'atmosphère.

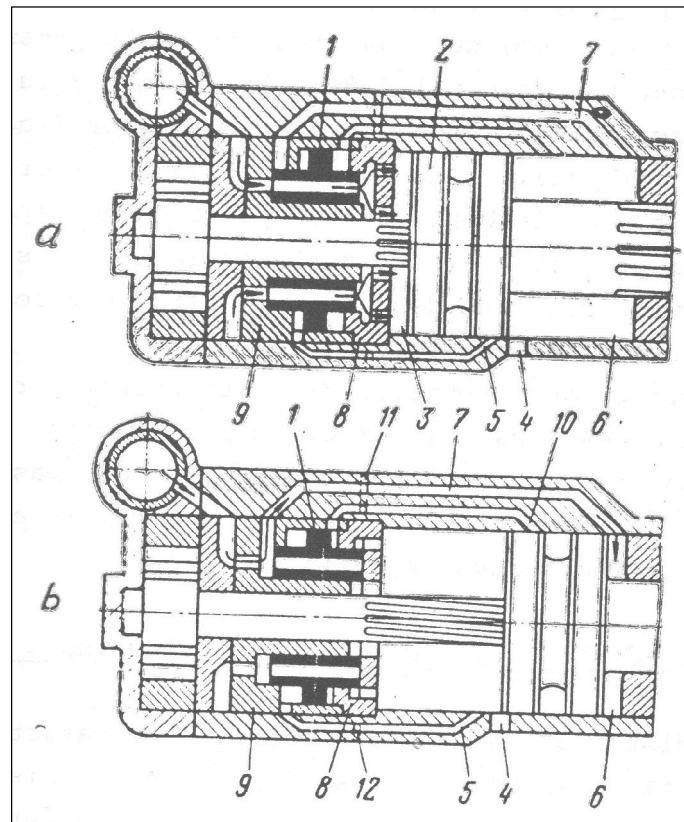


Figure I.5. Distribution d'air comprimé par tiroir

a) Position de départ du piston ; b) position avant extrême du piston.

b) 1. tiroir cylindrique creux ; 2. Piston ; 3. Chambre gauche du cylindre ; 4. Orifice d'échappement ; 5. Canal supplémentaire ; 6. Chambre droite du cylindre, 7. Canal 8. Couvercle ; 9. Boîte à tiroir ; 10. canal ; 11. Orifice du canal 10 (de faible diamètre) ; 12. Orifice du canal 5 (de faible diamètre)

La différence du dispositif de distribution par soupapes par rapport à celui par tiroir cylindrique, c'est que le piston fonctionne sans contre pression et il n'est pas nécessaire d'ouvrir l'orifice d'échappement 4, avant l'interruption de l'admission de l'air dans le cylindre.

I.4.4.3. auto-distribution de l'air comprimé (sans soupape).

L'auto-distribution de l'air comprimé se caractérise par sa simplicité. Le piston réalise à lui seul la distribution de l'air comprimé dans le cylindre du perforateur (fig.I.6).

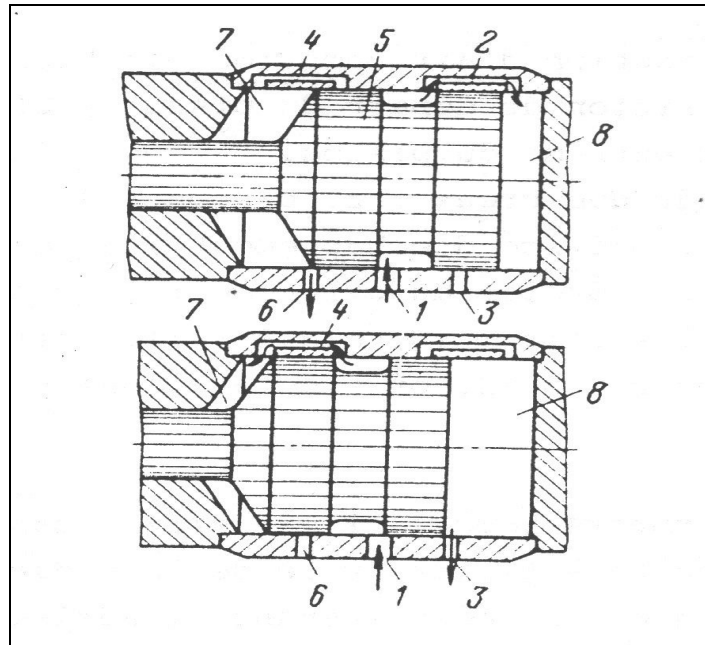


Figure I.6. Auto-distribution de l'air comprimé :

a) Position de départ du piston ; b) position avant extrême du piston.

1. Orifice d'admission ; 2. Canal de distribution de la chambre 8 ;
3. Orifice d'échappement ; 4. Canal d'admission de la chambre 7 ;
5. Piston ; 6. Orifice d'échappement ; 7. Chambre gauche ; 8. Chambre droite.

L'air comprimé arrive à la chambre droite 8 par l'orifice d'admission 1 , le canal annulaire du piston et le canal 2 du cylindre. Le piston 5 se déplace vers la gauche sous l'action de l'air comprimé. Il ferme le canal 2, tout en continuant son mouvement par inertie et frappe l'emmanchement du fleuret. Quand le piston ouvre l'orifice d'échappement 3 l'air de la chambre 8 est évacué dans l'atmosphère. A cet instant, l'air comprimé arrive dans la chambre gauche 7 du cylindre à travers le canal 4 et le piston commence sa course à vide. a la fin de cette course, l'air comprimé s'échappe dans l'atmosphère par l'orifice 6, et le cycle

recommence, pendant ce temps dans la chambre 8 se forme un coussin d'air qui arrête le piston et le rejette vers l'avant pour faciliter le début du cycle suivant.

Cette distribution s'effectue à partir d'une construction simple ayant une grande fiabilité, mais beaucoup d'inconvénients, tels que : le non remplissage des chambres du cylindre par l'air comprimé, l'absence d'un canal spécial permettant la mise en marche du piston au début du fonctionnement et une grande consommation de l'air comprimé. C'est la raison pour laquelle l'auto-distribution s'applique dans les perforateurs avec une petite course et une grande cadence.

I.4.5. Mécanisme de rotation :

Le mécanisme de rotation a pour but de faire tourner l'outil de forage d'un certain angle (5-15°) pour la destruction successive de la taille du trou de mine sur toute sa surface. Selon la course du piston, il y a le mécanisme de rotation dépendant.

Le mécanisme de rotation dépendant effectue la rotation de l'outil pendant le trajet retour du piston. Il est représenté soit par une tige hélicoïdale ou un piston avec une queue munie d'un filetage hélicoïdale.

Dans le premier cas figure (**I.7.a**), la bague à rochets 1 est fixée au cylindre 2, elle est munie de plusieurs orifices pour permettre la pénétration de l'air comprimé dans la boîte de distribution 10.

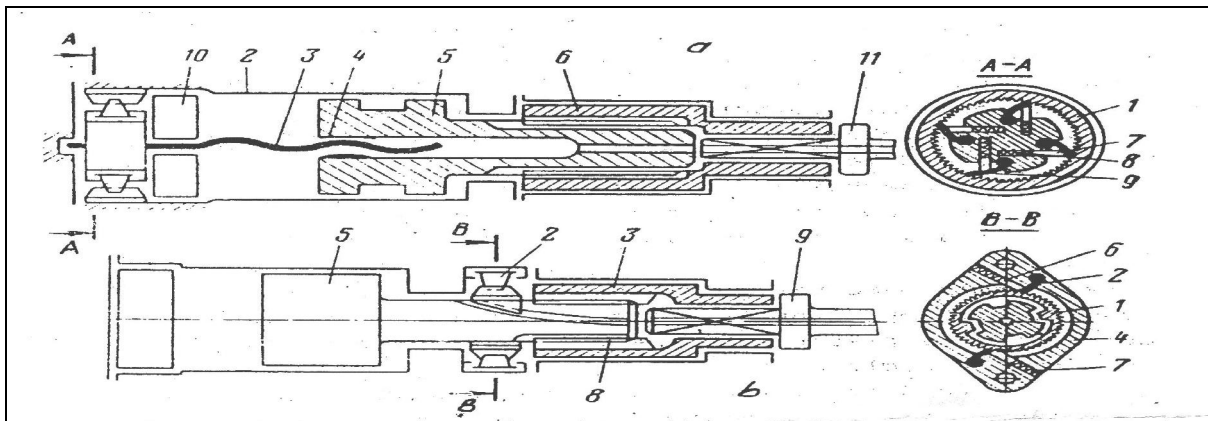


Figure I.7: Mécanisme de rotation dépendant

a) **avec tige hélicoïdale :**

1. Bague à rochets ; 2.cylindre ; 3. Tige hélicoïdale ; 4. Ecrou ; 5. Piston ; 6. Douille tournante
7. aubes ; 8. Ressorts ; 9. Cliquets ; 10.boite de distribution ; 11. Fleuret.

b) **avec queue du piston munie d'un filetage hélicoïdal :**

1. bague à rochets ; 2. Cliquets ; 3. Douille ; 4. Corps ; 5. Piston ; 6. Aube ;
7. Ressorts ; 8.rainures ; 9. Outil de forage (fleuret).

A l'intérieur de la bague à rochet, s'installe la tête de la tige hélicoïdale 3 avec les cliquets 9. Les cliquets sont pressés par des ressorts introduits dans les aubes 7 et se trouvent en contacts permanents avec les dents de la bague 1.

La rotation de la tige hélicoïdale dont le filtrage à un grand pas, n'est possible que dans un seul sens ; c'est à dire lors de la course de travail.

La tige à travers l'écrou 4 pénètre dans le piston 5 relie à la douille tournante 6 par des rainures. Lors de la course de travail, les cliquets n'empêchent pas la tige de tourner, c'est pourquoi le piston se déplace sans rotation et rainures longitudinales du piston s'associent à la douille. Lors de la course à vide la tige hélicoïdale est bloquée par les cliquets, ce qui le piston à glisser dans les rainures de la tige hélicoïdale et de tourner d'un certain angle. La rotation du piston entraîne obligatoirement la rotation de la douille ainsi que celle du fleuret 11.

Le principe de fonctionnement du second type figure **(I.7.b)** est analogue, sauf que la bague à rochets se trouve au milieu du cylindre du perforateur. La queue du piston ayant le filetage hélicoïdale glisse dans la bague à rochets qui possède des dents extérieures. la bague avec les cliquets 2, les ressorts 7 introduits dans les aubes 6 montés dans le corps 4, forment le mécanisme à cliquets. Le mouvement de rotation du piston est transmis à la douille 3 par l'intermédiaire des rainures 8 ainsi qu'à l'outil de forage 9.

Le premier mécanisme (avec tige hélicoïdale, figure **(I.7.a)**) a une grande fiabilité. On peut varier facilement l'angle de rotation de l'outil de forage en changeant l'écrou et la tige hélicoïdale ; tandis que pour le second, il est nécessaire de changer le piston. Mais, il a une longueur réduite, une section des canaux d'admission de l'air comprimé plus grande et par conséquent un rendement du perforateur plus important. C'est la raison pour laquelle le second type est très répandu dans les perforateurs de grande cadence.

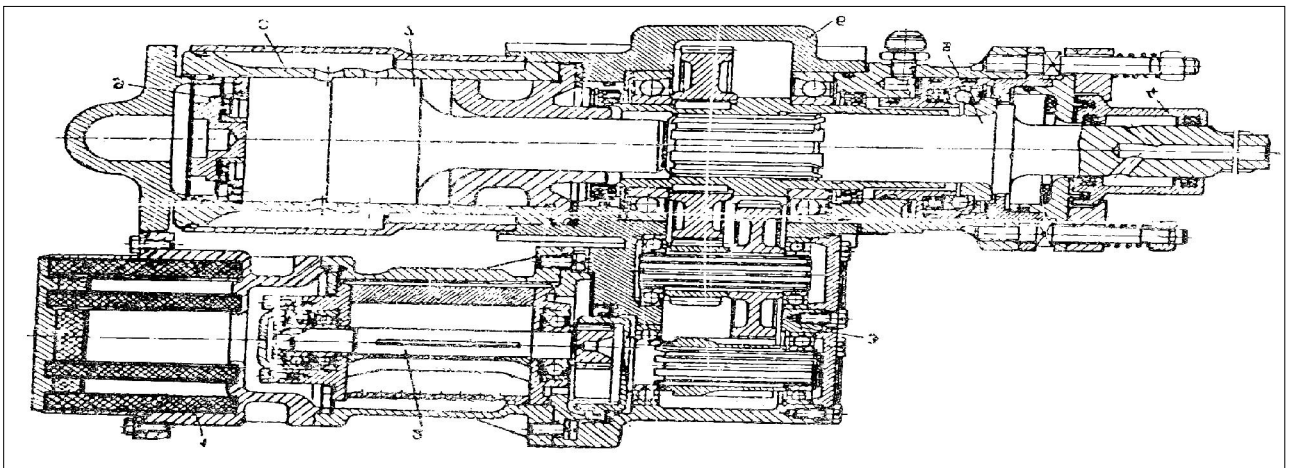


Figure 1.8 : perforateur pneumatique avec un mécanisme de rotation indépendant :

1. silencieux ; 2. moteur pneumatique ; 3. Réducteur ; 4. tête de lavage ;
5. emmanchement du fleuret ; 6. Corps ; 7. Piston ; 8. Cylindre ; 9. Soupape.

Le mécanisme de rotation indépendant possède un moteur spécial qui fonctionne indépendamment du piston. Généralement on utilise un moteur pneumatique qui transmet le mouvement de rotation par l'intermédiaire d'un réducteur figure **(I.8)**.

Ce mécanisme donne la possibilité d'augmenter le couple de rotation de 7 à 10 fois par rapport au mécanisme à tige hélicoïdale et la puissance d'un coup du piston améliore le

rendement de forage de 30 à 35 %. La rotation indépendante permet facilement la variation de la vitesse de rotation de l'outil selon les propriétés physicomécanique de la roche en améliorant l'efficacité du forage. La profondeur de forage peut atteindre 50 mètres sans réduire considérablement la vitesse de forage.

I.4.6. Perforateur télescopique :

Les perforateurs télescopiques sont destinés au forage des trous ascendants verticaux et inclinés jusqu'à 45°, d'un diamètre d'environ 40mm et une profondeur allant jusqu'à 8m dans les formations de n'importe quelle dureté.

Le perforateur télescopique (**figure .I.9**) comprend les sous ensembles du perforateur à main ainsi que le mécanisme de poussée (poussoir) et le dispositif permettant de protéger le perforateur des déblais (boue).le poussoir se compose d'un cylindre 7, fixe à la tête du perforateur par deux boulons, d'une tige 8, ayant sur l'une des extrémités le piston 9 et sur l'autre la bêche d'appuie 6.

La tige et le piston effectuent un mouvement de va et vient sous l'action de la pression de l'air comprimé admise selon la position de la manette de commande 4 du poussoir.

Dans la construction du perforateur télescopique, il n'existe pas de dispositif de fixation du fleuret, mais la présence d'un mandrin 2 permet de retenir le fleuret. Le dispositif de protection du perforateur contre les déblais, se compose d'un collecteur de déblais 10, ou l'évacuation de la boue s'effectue par le flexible 11. Le collecteur est monté sur le mandrin du perforateur 12, au dessus de la douille extérieur 5 qui est liée à la douille rotative 3 par un filet.

La manette de commande 1 du perforateur possède quatre positions :

- 1^{ère} position : fermeture du tiroir, c'est le soufflage du trou de mine
- 2^{ème} position : mise en marche du télescope ;
- 3^{ème} position : le tiroir est ouvert partiellement pour le commencement du forage.
- 4^{ème} position : le tiroir est complètement ouvert pour le travail normal du perforateur et du poussoir.

La tête du perforateur est munie d'une manette de commande du poussoir 4 et d'un bouton d'échappement de l'air comprimé qui peut fonctionner sans arrêter le perforateur.

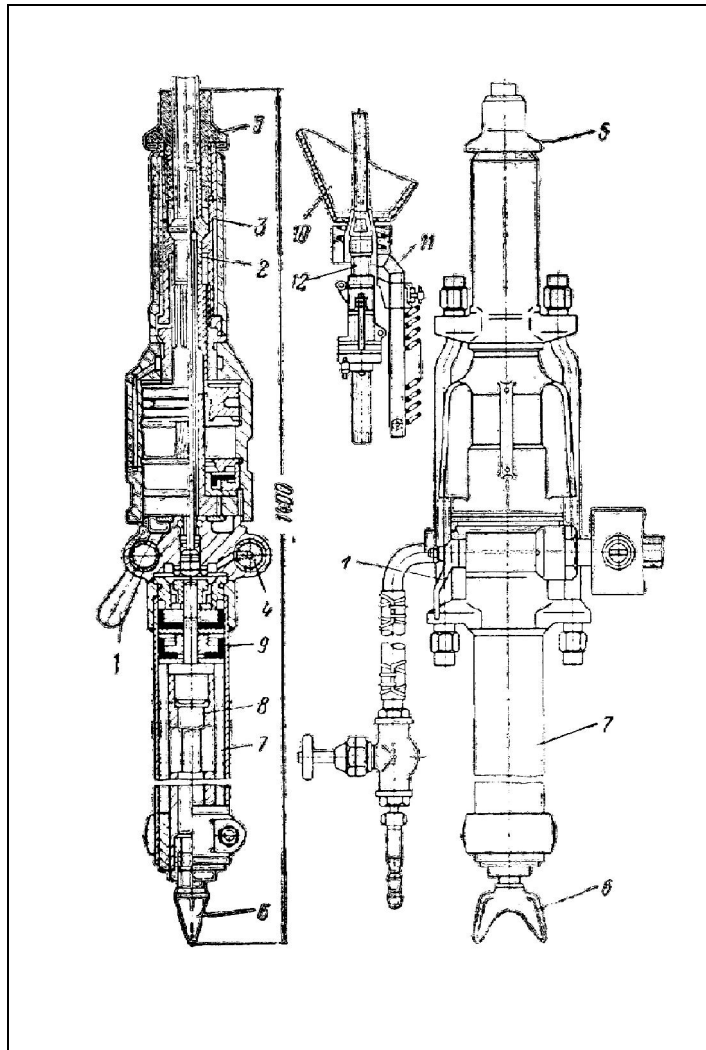


Figure I.9. : Perforateur télescopique

1. manette de commande.
2. mandrin
3. douille rotative.
4. manette de commande du poussoir.
5. douille extérieur.
6. bêche d'appui.
7. cylindre du poussoir.
8. tige.
9. piston.
10. collecteur de déblais.
11. flexible.
12. mandrin du perforateur.

I.4.7. Perforateurs hydrauliques :

Les perforateurs hydrauliques étaient créés en 1968 par la firme française « montabert », et durant l'année 1970 ils étaient mis en exploitation dans l'industrie extractive.

A présent leur fabrication s'est généralisée.

Les avantages que présentent les perforateurs hydrauliques par rapport à ceux pneumatiques sont les suivants :

- Une consommation d'énergie de 70% INFÉRIEURE
- Une vitesse de forage de 1,5 à 2,0 fois plus grande
- Une puissance de 4 à 5 fois plus élevée
- Un rendement d'environ 0,4, alors que pour les perforateurs pneumatiques, il varie de 0,10 à 0,16.

Lors du fonctionnement, les perforateurs hydrauliques font moins de bruit et leur niveau sonore est de 10 DB plus bas par rapport aux perforateurs pneumatiques. Les contrôles ont montré que lors du fonctionnement un chariot pneumatique met dans l'air 45 mg/m³ d'émulsion (mélange nocif), tandis qu'un chariot hydraulique ne met que 5 mg/m³, alors que la norme est de 2,5 mg/m³.

Les perforateurs hydrauliques utilisent des pistons longs. Leurs diagrammes ont une forme rectangulaire de l'impulsion du coup. Cela permet de transmettre à l'outil une plus grande énergie avec une petite amplitude. Les contraintes dans les tiges et couronnes restent dans les limites admissibles, ce qui entraîne une diminution de la consommation de l'outil de forage de 30 à 50 % par rapport aux perforateurs pneumatiques.

Un avantage particulier des perforateurs hydrauliques c'est la possibilité de régler la fréquence et l'énergie des coups sans pour autant varier la puissance. Or, ils peuvent travailler avec une grande fréquence des coups et une petite énergie par coups et inversement avec une grande énergie de coups et une faible fréquence. Outre cela, on peut

régler la vitesse de rotation. Par conséquent, le choix du régime rationnel du perforateur hydraulique se fait en tenant compte des propriétés physico-mécaniques des roches.

Les perforateurs hydrauliques contemporains possèdent un poids assez important qui varie pour la plupart de 70 à 240 kg et rarement pour certains de 25 à 35 kg, une rotation indépendante de l'outil de forage. La fréquence des coups varie de 1500 à 12000 coups/mn, mais le plus souvent de 2000 à 3000 coups/mn. L'énergie par coups varie dans de larges limites 70 à 500 N.m, le couple de rotation de 160 à 500 N.m et la pression du liquide de travail de 15 à 20 MPa.

Pour l'augmentation de l'énergie du coup vers la conduite (forcée) il y a la connections de un ou deux accumulateurs hydropneumatique qui améliorent le remplissage de la chambre de gauche du perforateur lors de la course de travail. Pour la conduite du trop plein, il est aussi relié un accumulateur préservant le perforateur des coups hydrauliques qui apparaissent lors de l'augmentation brusque de la pression du piston contre le liquide incompressible. Les accumulateurs ont une membrane qui sépare la chambre d'huile et celle de l'air.

Pour le bon fonctionnement des perforateurs, il est nécessaire de procéder à un bon lavage du trou par un jet d'eau.

Malgré les divers avantages qu'ils présentent, les perforateurs hydrauliques s'introduisent lentement dans l'industrie extractive pour différentes raisons dont :

- le changement de l'énergie et des entrainements de base des machines sur lesquelles sont montés les perforateurs (chariots, sondeuses, etc.)
- la construction est plus complexe
- l'exploitation de ces perforateurs exige un personnel d'entretien et de réparation hautement qualifié.
- l'usure rapide des éléments d'étanchéité provoque la diminution du rendement.
- le prix de revient en utilisant le forage hydraulique est élevé de 14 – 18 % par rapport au forage pneumatique.

Malgré qu'ils assurent une plus grande vitesse de forage, les perforateurs hydrauliques consomment 28 % moins d'énergie par rapport aux perforateurs pneumatiques. Cette différence apparait à cause du plus grand rendement lors de la transformation de l'énergie pneumatique. Cette transformation permet d'obtenir une économie d'énergie électrique de

52 à 71 % au profit de l'entraînement hydraulique. Certaines firmes avancent le chiffre de 78 % d'économie.

L'exemple à la figure I.10 illustre la répartition de la puissance dans les machines pneumatiques et hydrauliques de forage.

La figure I.11 présente le principe de fonctionnement d'un perforateur hydraulique de la firme Tamrok, Finlande.

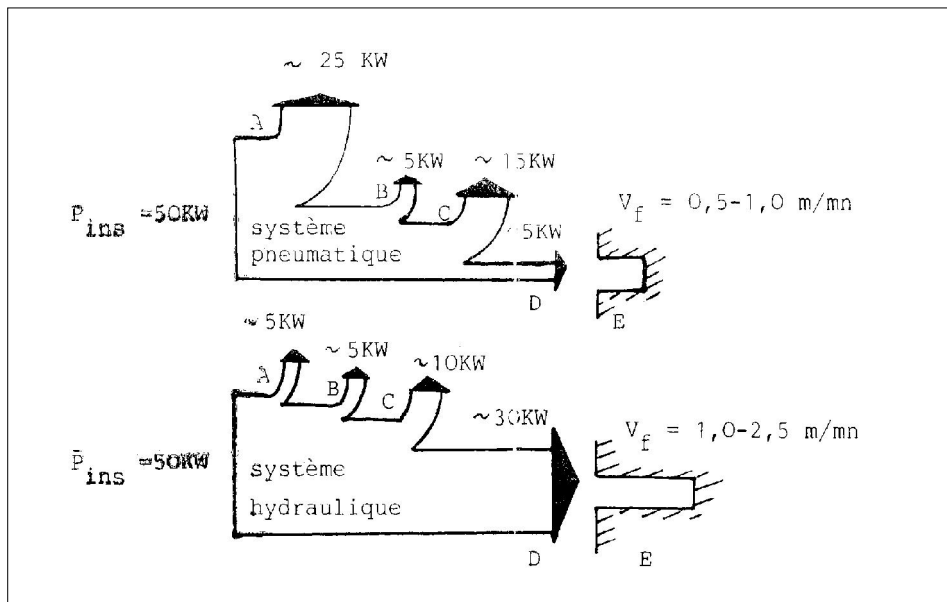


Figure .I.10: répartition de la puissance dans les machines de forage hydrauliques et pneumatiques.

A. pertes de l'énergie lors de sa production ; **B.** pertes d'énergie lors de sa transmission ; **C.** pertes d'énergie lors de la mise en marche du perforateur ; **D.** énergie utile ; **E.** travail effectué

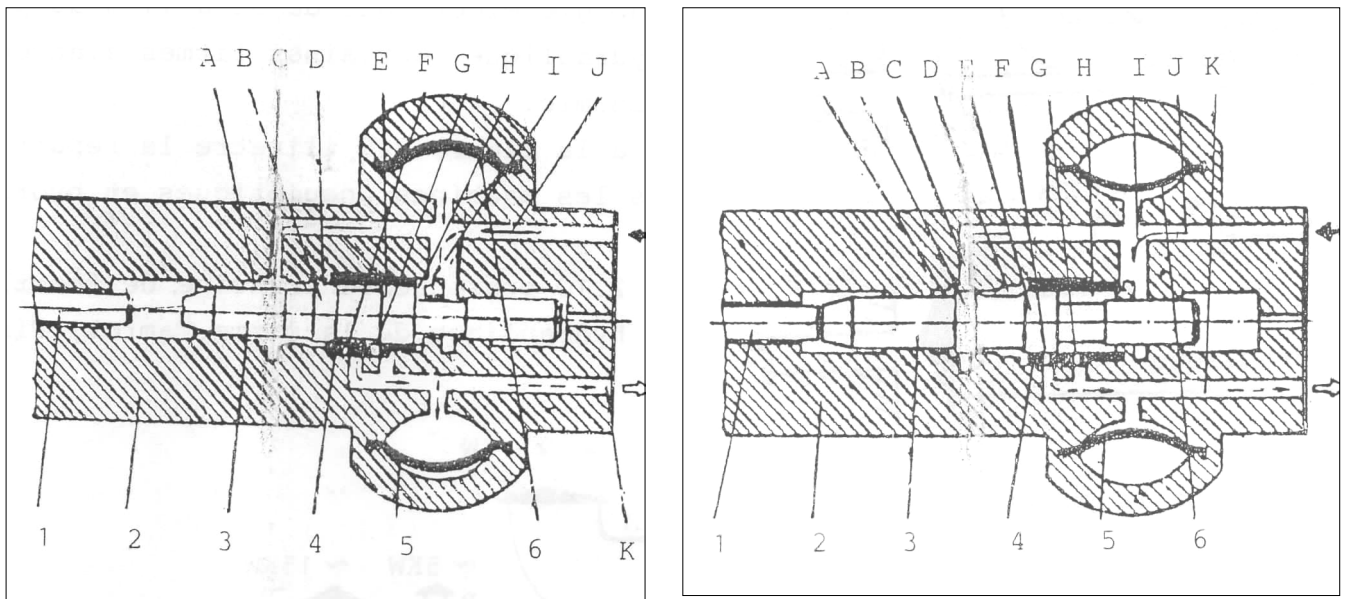


Figure .I.11. Principe de fonctionnement du perforateur hydraulique

a) début de la course de travail ; **b)** début de la course à vide.

1. emmanchement du fleure ; 2.corps ; 3. Piston ; 4.tiroir ; 5,6.accumulateurs.

Au début de la course de travail (**figure .I.11 a**), le piston **3** se trouve à sa position initiale et le tiroir **4** dans le canal **J**, et de l'accumulateur **6** par le canal **I** entre dans la chambre droite **H** et agit sur le piston qui commence à se déplacer vers l'avant.

Sous l'action de la pression, une certaine quantité du liquide pénètre dans la chambre **A** en passant par le canal **C**, mais comme la surface est très réduite la force résultante agit vert la gauche. Le liquide de l'accumulateur hydropneumatique **5** sera écoulé vers l'extérieur par le canal **K**. juste avant le coup, l'anneau **B** du piston ouvre l'accès au liquide dans la chambre **D** et la pression des deux côtés du tiroir **4** devient égale. Etant donné que la surface gauche est plus grande, le tiroir se déplace vers la position arrière (**figure .I.11.b**) à ce moment la chambre **4** se relie par l'intermédiaire de l'orifice **G** avec le canal **K** et la pression diminue. Une partie du liquide pénètre dans l'accumulateur **5**.

Quelque soit la chute de pression dans la chambre H, le piston sous l'effet de l'inertie acquise donne un coup sur l'emmanchement du fleuret 1 et le cycle recommence.

Lors de la course à vide figure .I.11.b le liquide sous pression pénètre dans les chambres A et D par le canal C. pendant que l'accumulateur 6 se charge, l'anneau E du piston ferme l'orifice G du tiroir, la chambre H est isolée de la conduite K. Au moment où l'anneau E ouvre le canal F du tiroir, la chambre D sera reliée avec le conduite K. l'anneau B en fermant la chambre D bloque l'accès du liquide. Comme la pression dans la chambre D diminue, le tiroir 4 se déplace à gauche et le liquide pénètre par le canal J. A ce moment les orifices F et G du tiroir se ferment, la chambre H se relie à la conduite forcée par le canal J, et le cycle recommence [5].

I.4.8.Exigences d'exploitation des perforateurs :

La grande productivité des perforateurs est assurée uniquement lors d'une exploitation rationnelle et un entretien planifié. Les règles fondamentales d'exploitation sont les suivantes :

- le perforateur doit travailler au régime optimal
- l'air comprimé ne doit pas contenir des particules mécaniques et de l'eau. C'est la raison pour laquelle avant le raccordement du perforateur avec les flexibles il est nécessaire de souffler ce dernier
- l'emmanchement du fleuret doit être bien fabriqué et ses dimensions doivent correspondre aux dimensions de la douille tournante du perforateur.son traitement thermique doit être effectué selon les exigences prévues
- assurer un fonctionnement progressif au perforateur et éviter le démarrage à vide
- le taillant (couronne) doit correspondre en forme et en dimensions au caractère de la roche
- les perforateurs doivent être complétés de béquilles ; de graisseurs automatiques et de chariots antivibratoire (pour les perforateurs à main)
- l'eau doit être propre et à quantité suffisante
- les boulons doivent être serrés avec le même effort

-les perforateurs en réserve doivent être bien conservés. Avant leur mise en fonctionnement, ils doivent être nettoyés au gas-oil et contrôler [6].

Conclusion :

Il existe trois modes de forage : rotatif, roto-percutant et percutant, ce dernier est important concernant de notre étude.

Le forage percutant est très répandu lors de l'exploitation du gisement de minerais, et le forage est réalisé par les marteaux perforateurs.

Les marteaux perforateurs sont destinés au forage des trous de mines dans les formations très dures, dures et moyennes. On les utilise souvent dans les mines souterraines, dans les exploitations à ciel ouvert et dans le domaine de la construction. Et on peut classer les perforateurs selon les indices suivants : le poids, l'énergie utilisée et la destination.

Introduction :

La partie extérieure de l'écorce terrestre renferme des roches qui se composent des minéraux utiles et de stériles.

On appelle minéral, un corps pur naturel de composition chimique définie pouvant comporter un ou plusieurs éléments utiles. les roches qui sont une association naturelle de plusieurs minéraux jugés non valorisables constituent les stériles.

Un minerai est une roche présentant une concentration élevée en minéraux utiles, il peut contenir également des minéraux sans valeur qui constituent gangue.

La gangue est un minéral ou une roche sans valeur associée aux minerais.

Les caractéristiques physicomécaniques des minéraux et des roches encaissantes influent considérablement sur le choix des méthodes d'exploitation de la conduite des travaux miniers et des engins des principaux processus.

II.1. Les principales propriétés physico-mécaniques des roches :

Sont les suivantes

- **Densité** : c'est la masse de l'unité de volume de la roche en phase solide, elle s'exprime en g/cm^3 ou en t/m^3 dépend de la composition chimique ainsi que de la structure ;

- **Stabilité** : c'est la capacité des roches de rester en place durant longtemps lorsque la surface est dégagée suivant le degré de stabilité les minerais et les roches encaissantes se répartissent en groupes suivants :

- Roche instables (sable friable) ;
- Stabilité moyenne (argile sableuse, argile) ;
- Roches stables (calcaire, grés fissurés) ;
- Roches très stables (granite, basalte et d'autres roches dures) ;

La stabilité des bords des carrières et des talus des gradins est une des conditions principales de la sécurité des travaux miniers à ciel ouvert la stabilité est exprimée par l'angle de talus naturel qui varie de 45°-70° selon la nature de la roche ;

• **Coefficient de foisonnement** : il caractérise l'indice de l'augmentation du volume après l'abattage du massif, il est exprimé par la formule :

$$K_f = \frac{V_f}{V_m} > 1 \quad (\text{II.1})$$

Ou : V_f - volume des roches foisonnées, m^3 ;

V_m - volume des roches en massif, m^3 ;

Les grandes valeurs du coefficient de foisonnement influent négativement sur le degré de remplissage des godets des excavateurs et des chargeuses, l'utilisation de la capacité des bennes des moyens de transport et augmentent la surface nécessaire des terrils et des stocks.

• **Composition granulométrique** : elle caractérise la masse rocheuse foisonnée suivant le pourcentage des morceaux de différentes dimensions.

• **Adhésion (collage)** : c'est la capacité des roches de se coller à la surface des outils. Elle se manifeste lors d'une certaine teneur en eau dans les roches. Elle diminue le rendement des engins d'extraction et de chargement.

• **Solidité des roches ou dureté** : elle représente, l'une des propriétés essentielles. C'est la capacité de la roche de résister à la pénétration d'un autre corps.

Nous pouvons la déterminer selon le professeur Protodiakonov par la formule :

$$f = \frac{\sigma_{\text{comp}}}{30} + \sqrt{\frac{\sigma_{\text{comp}}}{3}} \quad (\text{II.2})$$

Toutefois, il faut remarquer que le coefficient de dureté et la classification du tableau 1.1, découlant des formules suscitées n'est pas toujours valable, vu la complexité des processus modernes de l'industrie minière.

Cet indice élaboré en 1926 ne tient compte que de la résistance à la compression σ_{comp} des roches en MPa, conditions suffisantes, vu la technologie de l'époque.

Actuellement, avec la modernisation des processus technologiques, il est nécessaire de tenir compte de beaucoup d'autres facteurs intervenant dans les différents processus tels que, les efforts à la traction, au déplacement ou au cisaillement qui apparaissent lors de la destruction des roches.

- **Abrasivité** : c'est la propriété d'user les organes de travail des machines minières en contact avec la roche. L'abrasivité de la roche dépend en général de son état et de sa composition minéralogique. L'indice d'abrasivité, c'est la perte du poids de l'outil en milligramme en contact avec la roche pendant le travail. Selon l'indice d'abrasivité, les roches sont divisées en 8 catégories.

- **Forabilité** : l'efficacité du forage des trous de mines, déterminée par la vitesse de forage. Cette dernière dépend : des propriétés de la roche de se détruire sous l'action de l'outil, de son type et de sa forme ; de l'effort et de la vitesse de l'outil au fond du trou ; du diamètre et de la profondeur du trou ; du procédé et de la vitesse d'évacuation des déblais gênant la destruction des roches. Ces facteurs permettent de déterminer les paramètres technologiques des machines de forage.

La comparaison des roches soumises à la destruction mécaniques à partir de l'indice de forabilité, peut être déterminée selon l'académicien v. Rejevski par l'expression :

$$I_f = 0.07(\sigma_{comp} + \tau_{dépl}) + 0.7\delta \quad (II.3)$$

σ_{comp} : Contrainte à la compression de la roche, $\sigma_{comp} = 34 \div 450$ MPa ;

$\tau_{dépl}$: Contrainte au déplacement (cisaillement) de la roche, $\tau_{dépl} = 0.01 \div 75$ MPa ;

δ : Densité de la roche, $\delta = 1.2 \div 4.8$ t/m³.

Selon l'indice de forabilité, les roches sont divisées en cinq (05) classes comprenant chacune cinq (05) catégories :

classes	I_f	Forabilité
I	1÷5	Très facile
II	5.1÷10	Facile
III	10.1÷15	Moyenne
IV	15.1÷20	Difficile
V	20.1÷25	Très difficile

Tableau II.1 : caractéristiques de la forabilité des roches

Les roches ayant l'indice $I_f > 25$ sont hors catégories.

La résistance spécifique $\bar{\sigma}_{f.m}$ des roches détruites par l'outil à molettes est déterminée à partir des paramètres mécaniques selon l'expression :

$$\bar{\sigma}_{f.m} = 0.5(\bar{\sigma}_{comp} + \tau_{dépl}) \text{ , MPa} \quad (\text{II.4})$$

L'efficacité du forage thermique est caractérisée par la disposition des roches à la destruction thermique fragile.

Elle dépend de la structure et des propriétés mécaniques, élastiques et thermo physiques des roches. Ces propriétés déterminent le flux thermique et la température nécessaire pour la destruction de la roche.

Le forage thermique est caractérisé par son indice I_{ft} (en Cm^3/Cal) et la température de destruction T_{dt} (en °C) :

$$I_{ft} = \frac{\beta_t \cdot E}{\bar{\sigma}_{trac} \cdot C_c} \text{ ;} \quad (\text{II.5})$$

$$T_{dt} = \frac{1.5 \bar{\sigma}_{comp} (1 - \nu)}{\beta_t \cdot E} \quad (\text{II.6})$$

Où : β_t - coefficient de dilatation linéaire thermique de la roche, $1/^\circ C$;

E - module de young, Pa;

C_c - capacité thermique volumétrique de la roche, $Cal/Cm^3 \cdot ^\circ C$

ν - coefficient de poisson, $\nu = 0.2 \div 0.4$;

$\bar{\sigma}_{trac}$ - contrainte à la traction de la roche, Pa, $\bar{\sigma}_{trac} = 0 \div 43$ MPa.

L'indice I_{ft} caractérise le volume de la roche détruite par une unité de chaleur. Sa variation est de 0.65 dans les roches facilement forées à 0.1 dans les roches difficilement forées.

Indice de destruction : comme base comparative de la difficulté de destruction des roches dépendant uniquement des propriétés mécaniques, l'académicien V.Rejevski recommande l'indice de destruction relatif suivant :

$$I_d = 0.05 C_f (\bar{\sigma}_{comp} + \bar{\sigma}_{trac} + \tau_{dépl}) + 0.5\delta \quad (II.7)$$

Où : C_f - coefficient tenant compte de la fissurée du massif. Il peut être déterminé par le rapport :

$$C_f = \left(\frac{V_e}{V_m} \right)^2, \quad (II.8)$$

V_e : vitesse de propagation des ondes dans l'échantillon, m/s ;

V_m : vitesse de propagation des ondes dans le massif, m/s ;

Selon l'indice de destruction, les roches fragmentées par le procédé mécanique sont divisées en cinq (05) classes :

classe	I_d	destruction
I	1÷5	Facile
II	5.1÷10	Moyenne
III	10.1÷15	difficile
IV	15.1÷20	Très difficile
V	20.1÷25	Excessivement difficile

Tableau II.2 : caractéristiques de destruction des roches :

Les roche ayant $I_d > 25$ sont hors catégories.

II.2.Procédés de détermination des propriétés mécaniques des roches :

Pour la détermination des indices mécaniques des roches on utilise généralement les méthodes de destruction. Pour cela, il est nécessaire de déterminer les dimensions et la forme des échantillons à examiner, la vitesse et le procédé de chargement.

Parmi les méthodes de détermination des propriétés mécaniques des roches, existent les méthodes basées sur la fragmentation et la pénétration d'un corps solide dans le massif. Ces deux méthodes ont trouvé une grande application dans la pratique.

II.2.1.Procédés de destruction de la roche par arrachement d'un élément :

Ce procédé utilise un poinçon avec un grand diamètre (jusqu'à 100 mm) qui pénètre dans l'échantillon à examiner (fig. II.1).

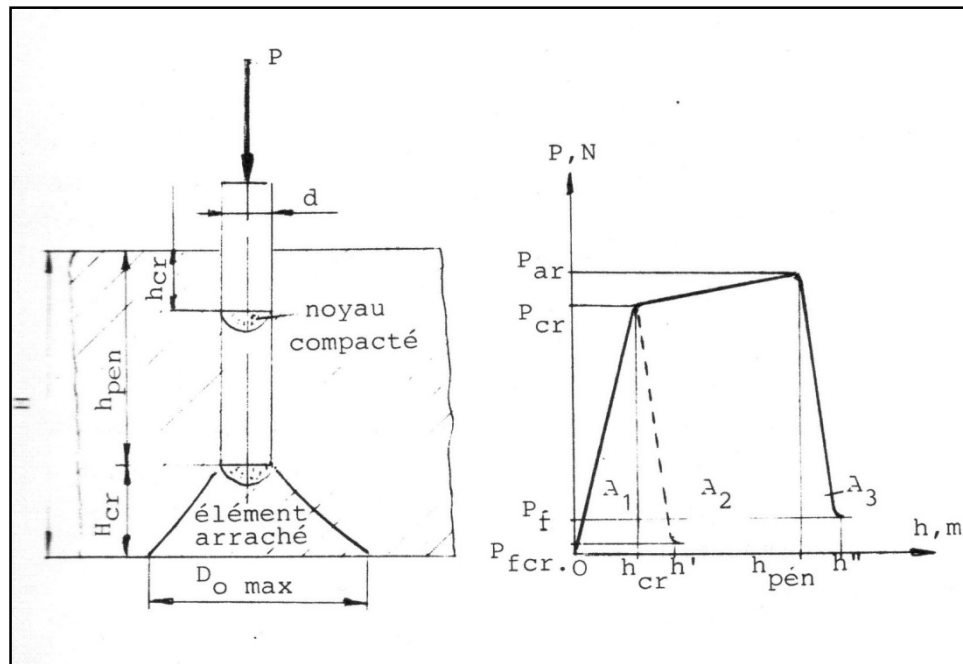


Fig II.1 : procédé de destruction de la roche par arrachement d'un élément.

Lors de la pénétration à une profondeur h_{Cr} , on aboutit à la formation d'un noyau de matériau bien compacte. La force de pénétration atteint sa valeur critique P_{Cr} , suffisante pour arracher un élément de diamètre $D_{o\max}$ et de hauteur H_{Cr} .

Le poinçon doit traverser la distance $h_{pén} - h_{Cr}$, tout en s'approchant de la surface libre à la distance H_{Cr} . cette distance est constante pour des conditions d'essais bien définies dans une roche ayant les propriétés physico mécaniques données.

Dans la zone $h_{pén} - h_{Cr}$, la résistance augmente uniquement lors de l'accroissement des forces de frottements entre le poinçon et la roche jusqu'à la valeur P_f .

Par conséquent, le travail A d'un cycle d'arrachement du matériau se présente comme suit :

$$A = A_1 + A_2 + A_3 \quad (\text{II.8})$$

Où A_1 - travail nécessaire pour la création d'un noyau bien compacté, dont la contrainte spécifique est égale à celle de destruction :

$$A_1 = \int_0^{h_{Cr}} P. dh \quad (\text{II.9})$$

A_2 - travail nécessaire pour la dispersion du matériau dans le sens du poinçon et son déplacement dans l'échantillon :

$$A_2 = \int_{h_{Cr}}^{h_{Pén}} P. dh \quad (II.10)$$

Le travail A_2 n'est pas effectif, mais il est nécessaire afin que les facteurs extérieurs (d et H) aboutissent à leurs valeurs critiques dans les conditions données (propriétés physicomécaniques de la roche) ;

D - diamètre du poinçon ; m ;

h - épaisseur de l'échantillon, m

A_3 - travail nécessaire pour arracher l'élément ;

$$A_3 = \int_{h_{Cr}}^{h'} P. dh = \int_{h_{Pén}}^{h''} P. dh \quad (II.11)$$

Connaissant les grandeurs A_1 , A_2 et A_3 , on peut apprécier l'efficacité de la destruction par l'expression :

$$\eta_0 = \frac{A_1 + A_3}{A_1 + A_2 + A_3} \quad (II.12)$$

Ces essais permettent d'établir le rapport entre les travaux à différentes étapes du processus d'arrachement égal au rapport des contraintes de destruction à la compression $\bar{\sigma}_{comp}$ et à la traction $\bar{\sigma}_{trac}$ qui est constant pour un matériau :

$$\frac{A_1}{A_3} = \frac{\bar{\sigma}_{comp}}{\bar{\sigma}_{trac}} = cte \quad (II.13)$$

Le processus de destruction par arrachement des divers matériaux caractérisent essentiellement par trois grandeurs constantes, qui sont des indices associés aux propriétés physico-mécaniques des roches, notamment :

C – se détermine à partir du rapport de la contrainte à la compression $\bar{\sigma}_{comp}$ et celle à la traction $\bar{\sigma}_{trac}$:

$$C = \frac{\bar{\sigma}_{comp}}{\bar{\sigma}_{trac}} = \frac{D_{omax} - d}{d} \quad (II.14)$$

C_1 - se détermine à partir du rapport de la contrainte à la compression $\bar{\sigma}_{comp}$ et celle de déplacement $\tau_{dépl}$

$$C_1 = \frac{\bar{\sigma}_{comp}}{\tau_{dépl}} = \frac{H_{Cr}}{d} \quad (II.15)$$

C_2 - se détermine à partir du rapport de la contrainte de déplacement $\tau_{dépl}$ et celle de traction

σ_{trac} :

$$C_2 = \frac{\tau_{dépl}}{\sigma_{trac}} = \frac{D_{omax-d}}{H_{Cr}} \quad (II.16)$$

La dépendance entre les trois grandeurs s'exprime par la relation :

$$C = C_1 \cdot C_2 \quad (II.17)$$

II.2.2.Procédé de broyage :

Ce procédé se base sur l'hypothèse de Rittinguer et la loi de Kirpitchov- Kik.

Selon l'hypothèse de Rittinguer, l'énergie dépensée pour le broyage de la roche est proportionnelle à la nouvelle surface formée. Selon la loi de Kirpitchev-Kik, les dépenses d'énergie por le broyage des échantillons de formes géométriques identiques et de composition homogène est proportionnel aux volumes broyés.

Dans le cas général, le travail du broyage sera :

$$A = K_1 \cdot S + K_2 \cdot V \quad (II.18)$$

Où : K_1 et K_2 : coefficients de proportionnalité ;

S : nouvelle surface formée, en m^2 ;

V : volume du matériau broyé, en m^3 ;

L'appareil de mesure (figure II.2) se présente sous forme d'un tube dans lequel sont introduites cinq portions du matériau dont la masse totale est de 50 à 80 grammes avec une masse de chaque morceau supérieur à 10 grammes chaque portion se trouvant dans le tube est broyée par la chute d'une masse de 2.4 kg de 600 mm de hauteur. Le déblais formé se mélange et se trie à travers un crible d'orifice carré de 0.5 mm de coté. Ainsi, on mesure la hauteur L des déblais. D'après les dimensions données de l'appareil, le coefficient de dureté d'après l'échelle du professeur protodiakonov est :

$$f = \frac{103}{L} = 20 \frac{n}{L} \quad (II.19)$$

Où n : est le nombre des chutes de la masse.

Ce procédé est recommandé lors de l'utilisation des roches tendres.

II.2.3. Procédé du Dor NII :

ce procédé s'utilise pour l'établissement des propriétés mécaniques des roches sur une surface horizontale du massif ; c'est pourquoi son utilisation est surtout meilleure en carrière.

L'essai consiste à la chute d'une masse 1 de 2.5 kg d'une hauteur de 400 mm sur la collerette 2 de la tige 3 (figure II.3) ce qui permet la pénétration de la queue 4 dans la roche. Les propriétés mécaniques de la roche sont déterminées à partir du nombre de coups nécessaires pour la pénétration de la queue de la tige jusqu'à la collerette.

Il a été établi, qu'il existe une dépendance directement proportionnelle entre le nombre de coups n et la résistance à l'excavation r_{ex} rapportée à une unité de la section du copeau ou à une unité de la longueur du contour coupé K_e . dans ces cas les chercheurs Kovrigin et Tchoudnovski proposent l'utilisation des expressions suivantes :

$$r_{ex} = (1.6 + 0.08 n) 10^5 \quad ; \text{pa} \quad (\text{II.20})$$

$$r_e = (28 + 1.37 n) 10^3 \quad ; \text{N/m} \quad (\text{II.21})$$

Pour aboutir à des résultats exacts, il est nécessaire à ce que la tige soit perpendiculaire à l'horizontale.

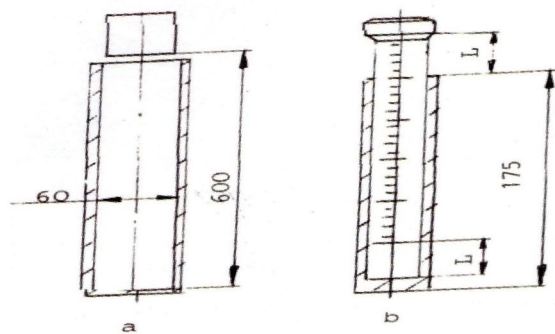


Figure II.2. procédé de broyage

- a) Tube pour broyage
- b) Mesure du volume

Ce procédé est répandu, pour l'appréciation de la compacité du revêtement des routes et des résistances spécifiques à l'excavation dans les carrières.

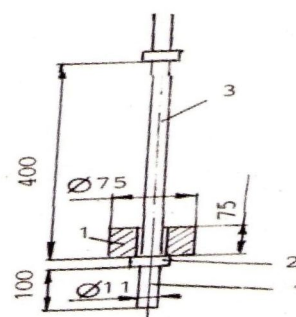


Figure II.3. procédé de dor NII

- 1. masse ; 2. collerette ;
- 3. tige ; 4. Queue.

II.2.4.Procédé du professeur Baron .L :

Ce procédé permet de déterminer l'abrasivité des roches. Il se base sur l'usure de la face inférieure du front d'une tige en acier qui tourne autour de son axe sur une surface non usinée de l'échantillon de roche.

Cette essai est réalisé à partir d'un montage (figure II.4) composé : d'une perceuse classique et d'un étau. Sur le mandrin 5 de la perceuse est fixée une tige 4 de diamètre 8 mm. pendant la rotation de la tige à une vitesse de 400 tr/mn et sous l'action d'un effort axial de 15 kg sur une surface horizontale de l'échantillon durant 10 mn.après ce premier essai, la tige revient vers l'autre extrémité. Et l'opération recommence.

Il est à signaler, que les mesures du poids de la tige doivent être réalisées avant et après chaque essai. la valeur finale de l'abrasivité est donnée par la moyenne arithmétique des deux essais.

L'indice d'abrasivité de la roche présente la diminution du poids de la tige en mg, mesuré à l'aide d'une balance de précision 0.1 mg.

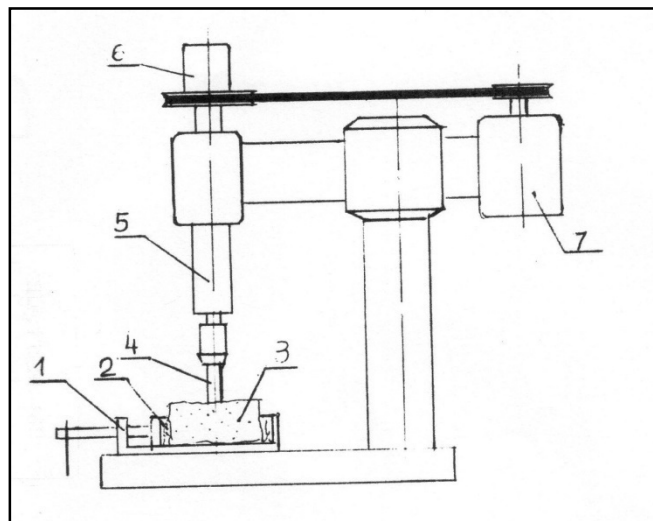


Figure II.4.: appareil de détermination de l'abrasivité des roches.

- 1.étau mécanique ; 2. Calles en bois ; 3. Echantillon de roche ; 4. Tige ; 5. Mandrin ; 6. Masse supplémentaire ; 7. Moteur électrique.[5].

II.3. Propriétés de la roche dominante affectant le taux de pénétration de forage percutante :

Perceuses à percussion ont été largement utilisés dans les ouverts mines à ciel, les carrières et les chantiers de construction. Une précision estimation du taux de forage contribue à rendre plus efficace la planification des projets de travaux d'excavation de roche. La forabilité des roches dépend principalement des variables opérationnelles et caractéristiques des roches. Les Variables opérationnelles connu sous le nom des paramètres de réglages sont la vitesse de rotation, poussée, la fréquence de soufflage et de rinçage. Les propriétés de la Roche et les conditions géologiques sont les paramètres non contrôlée. Dans cette étude, le taux de pénétration des exercices de percussion ont été mesurés dans le domaine et les roches ont été testés à la fois sur le terrain et en laboratoire.

Ensuite, le taux de pénétration a été corrélé avec les propriétés de la roche pour le développement d'équations fiables afin de permettre aux ingénieurs de prévoir le taux de pénétration à partir des caractéristiques de roche.

II.3.1. Des recherches antérieures

De nombreux chercheurs ont étudié théoriquement ou expérimentalement le forage par percussion, et corrélé les taux de pénétration de forage percutante avec les différentes propriétés de la roche. Hartman [7,8] effectué des tests de chute et d'études a proposé un modèle de forage à taux intégrant le volume de trou bits produite dans l'épreuve de chute comme le paramètre qui ont exprimé le comportement de la roche sous l'action de bit foré. Protodiakonov [9] décrit le coefficient de résistance de la roche (CRS) de test utilisée comme une mesure de la résistance de la roche par l'impact. Le test de CRS était alors, modifié par Paone et al. [10], Tandanand et Unger [11], et Rabia et Brook [12,13]. Paone et al. Menée travaux de recherche sur les études de forage à percussion dans le domaine.

Ils ont conclu que la force de compression uni axiale (UCS), résistance à la traction, dureté Shore et statique Le module de Young corrélé assez bien avec pénétration des taux dans neuf roches dures et abrasives.

La corrélation a été obtenue beaucoup mieux en utilisant un coefficient de résistance de la roche (CRS). Tandanand et Unger a obtenu des relations simples entre les CRS et de résistance à la compression. Rabia et Brook a utilisé l'appareil de test modifiés afin de déterminer l'impact de roche numéro de la dureté et développé une équation empirique pour

prédire les taux de forage pour les deux DTH et de drifter perceuses. Ils ont également déterminé la superficie de forage boutures et constaté qu'il n'y avait pas de corrélation entre la surface des déblais de forage et les taux de pénétration au fond du trou foré.

Les premiers travaux effectués sur de forage ont été examinés dans détail par Maurer [14]. Il a conclu que, comme les perceuses sont chargés, à la fois de traction et de résistance au cisaillement sont produites en la roche près de la mèche et en raison soit de traction ou de cisaillement peut se produire, selon lequel la force est première fois dépassé. Plusieurs modèles, qui sont proposées, sont simplifiées en raison de la complexité dynamique de forage dans la roche. Hartman [15] et Gnirk [16] ont étudié les rôles de l'indexation, l'influence des trous adjacents sur l'autre en forage. Bailey [17] ont étudié les systèmes d'impact d'une famille de conventionnels fond de trou exercices pour l'optimisation des systèmes de percussion. Selmer- Olsen et Blindheim [18] réalisée forage à percussion essais sur le terrain en utilisant l'équipement de forage léger avec un ciseau bits. Ils ont trouvé une bonne corrélation entre la pénétration taux et l'indice du taux de forage (DRI) et a exprimé les propriétés des roches qui sont importants dans le forage en dureté, la résistance, la fragilité et l'abrasivité. Selim et Bruce [19] a effectué expérimentaux le forage percussif sur neuf roches dans le laboratoire. Deux foreuses ont été utilisées dans les expériences. La foreuse inclus dans cette étude a été 6,67 cm-alésage de type monté sur béquille. Le forage a été dos de fusil-bar-rotation de la machine et le bit de diamètre a été limité à 3,81 bits de cross cm. Ils corrélé les taux de pénétration avec force, en traction compression force, dureté Shore, la densité apparente, statique et dynamiques module d'Young, module de cisaillement, coefficient de résistance de la roche (CRS) et le pourcentage de quartz et d'établie linéaires équations prédictives.

Hustrulid et Fairhust [20-21] d'abord effectué une détaillés étude théorique et expérimentale de le forage par percussion du rock. Puis, ils ont appliqué le modèle au forage percussif réel [22]. Hakalehto [23] rapporté les résultats expérimentaux de forage par percussion réelle. Il a déclaré que le taux de pénétration dépend principalement sur l'énergie utilisée pour fracturer la roche sous la perceuse bits. Bien que l'énergie qui est transmise élastique à la roche est généralement jugé négligeable, en certains types de roches dans cette enquête de l'élastique d'énergie est une quantité considérable de l'énergie totale transféré à la roche.

Dutta [24] a développé une théorie de la percussion bits pénétration. Dans l'élaboration de la théorie qu'il suppose une modèle mathématique qui est basée sur certaines de ses

observations expérimentales. Schmidt [25] ont rapporté des caractéristiques de performance de deux organes de forage percutante monté sur un camion dans 25 types de roches. Le forage inclus dans cette étude était un norme non fixé ayant un alésage diamètre de 6,67 cm. Type Bit a été H-fil au carbure et le diamètre de bits a été de 5,08 cm. Schmidt corrélée le taux de pénétration avec force, en traction compression la force dureté Shore, densité, statique et dynamique Module d'Young, module de cisaillement, vitesse longitudinale, vitesse de cisaillement et le coefficient de Poisson. Il a constaté que seulement la résistance à la compression et ceux des propriétés hautement corrélée à elle, comme la résistance à la traction et de module d'Young, présentaient de bonnes corrélations avec le taux de pénétration.

Lundberg [26,27] a mené des enquêtes détaillées sur la mécanique ondulatoire de stress de forage percussif et a développé un programme de simulation micro-ordinateur [28]. Karlsson et al. [29] a étudié expérimentalement l'efficacité d'un processus de percussion pour la fragmentation de la roche et les matériaux similaires. Ils ont simulé chaque test en utilisant un déjà développé un modèle unidimensionnel. Les résultats de simulations et de tests expérimentaux ont été trouvés d'accord aussi. Pandey et al. [30] a effectué des forages tests dans le laboratoire avec Micro bit perceuse, la pleine échelle glisser-bit arrangement forage rotatif et percussion perçage arrangement. Ils ont étudié la performance des différentes méthodes de forage dans certaines roches indiennes et corrélé avec le taux de pénétration des propriétés des roches.

Thuro et Spaun [31] ont mesuré les taux de forage à l'aide 20 et 15 borehammers kW (Atlas Copco COP 1440 et COP 1238 ME) avec la documentation géologiques du front d'attaque. Ils corrélés spécifiques roches bon- les liens avec le taux de pénétration de forage percutante et a conclu que le taux de pénétration des expositions fortes logarithmiques relations avec le micro résistance à la compression et de traction. Il également introduit une propriété nouvelle roche appelée «travail de destruction »pour ténacité référant à forabilité et a trouvé une corrélation très significative entre la destruction travail et forabilité.

Kahraman [32] ont développé des modèles taux de pénétration des rotatif, dans le trou et hydrauliques haut perceuses à percussion en utilisant de multiples analyses de régression curviligne. Kahra- l'homme [33] statistiquement étudié les relations entre les trois méthodes différentes de la fragilité et à la fois forabilité et borability utilisant les données brutes obtenues des travaux expérimentaux de différents chercheurs. Il a conclu que chaque

méthode de mesure de la fragilité a son utilisation dans l'excavation de roche en fonction de pratiques utilité, à savoir une méthode de mesure de la fragilité montre bonne corrélation avec le taux de pénétration de percussion exercices, tandis que l'autre méthode ne fonctionne pas.

L'effet des discontinuités géologiques sur l'efficacité de la destruction mécanique de la roche est un point d'important, qui est en partie négligés dans la recherche des programmes. Une des principales conclusions faites par Thuro [34] était que, résistance de la roche, la puissance de la perceuse grément, la forme du forage (balistiques ou sphérique), discontinuités géologiques et à l'usure bits sont significatifs facteurs affectant le taux de pénétration de percussion forage. Il a remarqué que le taux de forage augmentation de 25% lorsque l'espacement des joints diminue de 20 à 1 cm et augmente jusqu'au double lorsque l'espacement des joints devient plus spécialement dans les zones de faille. Les marteaux hydrauliques dans les marteaux Top, Top pneumatiques marteaux et descendre les méthodes de forage du trou. Hydraulique utilisés dans le forage offre des avantages spécifiques dans les transmission des forces et d'énergie et de la pénétration de taux de marteaux hydrauliques sont généralement supérieure considéré comme 50-300% plus élevés que ceux des méthodes de forage en compétition [35].

Il ya quatre principales composantes de la roche dans le forage percutant, l'alimentation, la rotation, les percussions et le rinçage. L'alimentation est utilisée pour maintenir le forage en contact de la roche. Le but de la rotation est de faire tourner les inserts en foré .Afin de fonctionner sur la nouvelle surface au fond du trou au chaque coup et donc atteindre un plus grand volume de trou impact par soufflé. Les trous ultérieurs sont volontairement formé à l'intérieur d'une distance critique des trous existants, qui est appelé indexation. Variables opérationnelles d'un sommet marteau sont définies dans la Fig. 1 [36]. Hartman [15] a souligné que dans l'indexation, le coup des forces et de l'impact énergie appliquée à la roche par l'outil sont focalisés par les conditions aux limites, le champ de contrainte induit ils créent l'échec de roche prédominante dans le sens d'un précédent trou, la promotion de l'écaillage et produisant plus de volume du trou par la force ou de niveau d'énergie.

Le travail de pionnier sur l'étude théorique et expérimentale du forage percussif de la roche a été fait par Hustrulid et Fairhust [20]. Ils ont enquêté dans les transferts d'énergie en détail, dans le forage percussif, percer l'acier interface piston, les exigences de force de poussée et

certaines commentaires ont été fait pour la conception par les normes de forage percutant Ils ont formulé l'expression suivante pour le Taux de pénétration:

$$PR = \frac{E_i f T_r}{A SE} \quad (II.22)$$

Où E_i : est l'énergie par coup (N m),

f : est la fréquence du coup (coup / min),

T_r : est le taux de transfert d'énergie,

A : est la surface du trou de forage (m²),

SE : est l'énergie spécifique
(N m/m³).

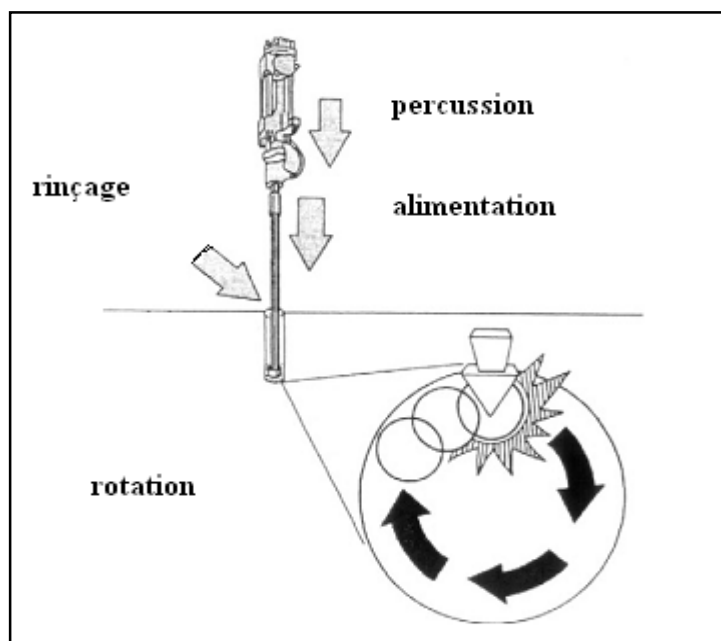


Figure. II.5 : Marteau haut de forage [13].

II.3.2.Considérations théoriques et pratiques

Perçage à percussion peut être divisée par l'énergie moyen de transmission utilisé par l'emplacement du forage L'équation ci-dessus montre que le taux de pénétration est proportionnelle à l'énergie et la fréquence coup deux coup, tout en étant inversement proportionnelle à SE: Pour marteaux hydrauliques, le nombre de coups / min varient d'un 1000 à 12 000 alors que l'énergie correspondante est soufflent dans le gamme de 30-70 kg m.

McCarty [37] et Workman et Szumanski [38] a conclu que (bien que l'énergie spécifique

est une tâche difficile paramètre à définir) l'expression ci-dessus (Eq. (II.21)) est une équation fiable pour estimer la prévision des taux de pénétration de marteaux dessus. McCarty a souligné que l'énergie spécifique a des unités de N m/m³ et réduit à N/m², qui est dans le même ordre que la résistance en compression uni axiale. Par conséquent, en utilisant la résistance à la compression uni axiale à la place de l'énergie spécifique dans l'équation de taux de pénétration, une estimation précise des taux de pénétration le trou de forage peut être calculée. C'est un point important car, bien que le forage mécanique sont complexes, on devrait être en mesure d'examiner de première principes régissent ce propriétés des roches et donc l'échec quelles propriétés seront l'effet du taux de forage.

Le concept d'énergie spécifique a été proposé par Teale [39] comme un moyen rapide d'évaluer forabilité roche. Teale définit énergie spécifique que l'énergie nécessaire pour supprimer une unité de volume de roche. Cependant, une autre définition de l'énergie spécifique comme l'énergie requise pour créer une nouvelle surface a été faite par Pathinkar et Misra [40]. Rabia [41,42] a conclu que spécifiques d'énergie en termes de volume unitaires ou nouvelle surface zone n'est pas une propriété fondamentale intrinsèques de la roche, paramètres de rupture ou de contrôler les paramètres de fonctionnement valeur numérique de l'énergie spécifique. Wayment et Grantmyre [43] et Mahyera et al. [44] étudie haute impactées énergie hydraulique a conclu que, pour une donnée d'énergie type de roche spécifique est proportionnelle aux racines inverse de l'énergie souffler. Destruction des roches, soit par perçage, découpage cassage et sciage a une certaine similitude mécanique. Énergie spécifique est un commun concept de destruction de roche qui régit l'efficacité de tout processus d'excavation de roche. Il est bien connu à partir travaux précédemment publiés de Roxborough [45] et Fowell [46] que l'énergie spécifique de coupe est faite de roche manière significative par géométrie de l'outil, l'espacement de coupe, l'outil pénétration et les propriétés des roches. Ces vérifier ce qui précède arguments cités par Rabia [44]. Brook dans son article publié récemment [47] a conclu que le moment tests utilisés pour la force de roche n'indiquent pas l'énergie consommation, mais le rivage et les tests sont Brinell pertinentes. Cependant, l'énergie consommée est mieux prévisibles à partir d'un nouvel indice de résistance de la roche, appelé Brook dureté. Néanmoins si certains opérationnelle paramètres sont maintenus constants avec le même outil de coupe des conditions optimales de l'espacement des outils / profondeur de coupe rapport, il est évident que l'énergie spécifique sera un lien direct fonction des paramètres de roche, comme indiqué précédemment par Copur et al. [48].

Le point principal de l'argument ci-dessus vient à la façon dont de formuler Hughes énergie spécifique [49] et Mellor [50] démontré que l'énergie spécifique peut être formulé comme suivent:

$$SE = \frac{\sigma_c^2}{2E} \quad (II.23)$$

Où SE : est l'énergie spécifique,

E : est le module sécant de zéro à la charge à l'échec,

σ_c : est la résistance à la compression de la rocher

Farmer et Garrity [51] et la piscine [52] en utilisant les mêmes concepts comme expliqué plus haut, a montré que pour une donnée puissance de machine à attaque ponctuelle, le taux d'excavation en m^3 / h peut être prédit de façon significative en utilisant les valeurs énergétiques spécifiques donnée dans l'équation. (II.23). Ce fait souligne que la résistance à la compression de la roche doit être considéré comme l'un des les principales propriétés dans un modèle d'estimation le taux du forage. Toutefois, dans le forage rotatif ou dans la roche de coupe des outils de glisser à l'aide, résistance à la traction, résistance à la compression et la force de cisaillement sont les propriétés de la roche dominante comme expliqué par Evans et Pomeroy [53] et Nishimatsu [54].

Sinkala [55] ont souligné que la réduction du trou déviation est indispensable afin de minimiser les coûts d'exploitation et a déclaré que parmi les facteurs contrôlables avec un effet majeur sur la trajectoire écart trou, sont de poussée, couple et l'opérateur. La fonction principale de la poussée est pour maintenir bits de la roche et de garder contact avec la tige de forage joints fermés avant l'arrivée des impulsions de sorte que l'énergie les pertes sont réduites au minimum. Le couple est appliqué principalement aux passer inserts bits pour de nouvelles surfaces et simultanément à serrez forage articulations chaîne avant l'arrivée de l'arrière vagues [56]. Sinkala dérivée de la théorie suivante expression pour couple minimum nécessaire pour maintenir la rotation binaire constant. Il a trouvé un bon accord entre les valeurs réelles et théoriques.

$$\tau = \frac{F D}{3} \sqrt{\frac{R}{15 f \theta}} \quad (\text{II.24})$$

Où τ : est le couple de rotation bits,

F : est la poussée sur l'outil,

R : est le taux de pénétration,

f : est la fréquence de l'impact du piston,

D : est le diamètre de la mèche,

θ : est le diamètre de bouton.

Les considérations ci-dessus a montré que automatiques le contrôle des paramètres de forage peut être réalisé comme le roc changement de condition. Sinkala a conclu que son étude a permis au sous-intervalle de niveau LKAB-Kirum mines

II.3.3. L'analyse de régression :

Les taux de pénétration ont été corrélés avec la roche propriétés en utilisant la méthode de régression des moindres carrés. L'équation de la droite de meilleur ajustement, la confiance de 95% limites, et le coefficient de corrélation (r) ont été déterminés pour chaque régression. Bien que la mécanique de forage sont complexes, l'un devrait être en mesure d'examiner à partir de principes d'abord ce les propriétés des roches régissent l'échec. Les considérations théoriques et pratiques examinées dans Section 3, a montré que, on s'attendrait à le Taux de forage d'être corrélée avec la résistance en compression, comme expliqué dans l'équation. (II.22).

Figure(II.6) donne la relation entre les taux de pénétration des marteaux dessus étudié avec les valeurs énergétiques spécifiques calculée à partir de l'équation. (II.23). Comme le montre cette figure il ya relation étroite entre deux variables, soutenant la considération théorique et pratique donnée dans la section 3.

Certains modèles théoriques dans le forage percussif et coupe rotatif supposer que la force de poussée et le taux de pénétration est liée au produit de la compression de roche la force et la zone de projectiles outil. La relation linéaire entre le taux de pénétration et les valeurs UCS indiqué dans Fig. 3 vérifie ces considérations théoriques. Comme il est montré, il ya une relation inverse entre le taux pénétration et les valeurs UCS. L'équation de la ligne est

$$PR = -0.0079\sigma_c + 1.67, r = 0.97, \quad (\text{II.25})$$

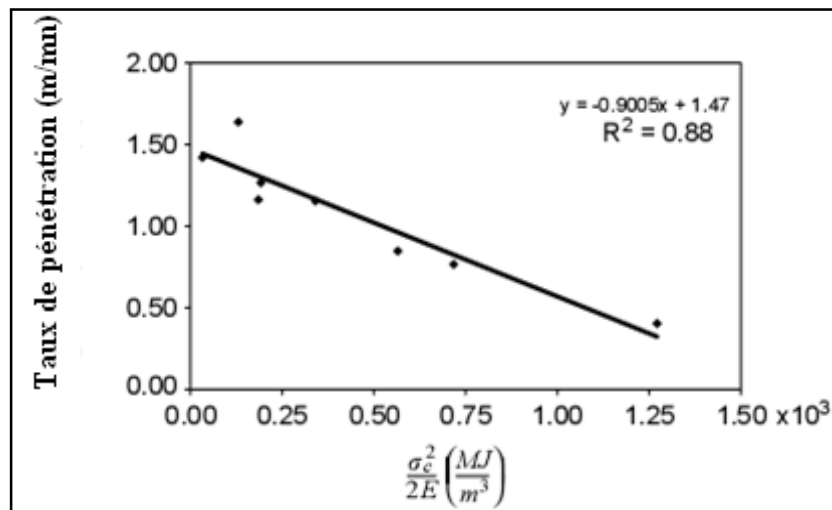


Fig. II.6 : Taux de pénétration par rapport de l'énergie spécifique théorique. (Pour le sommet marteau ayant une puissance de 14 à 17,5 kW forage, la fréquence coup, 3000 - 6000 coups / min, diamètre de la mèche, 76-89 mm).

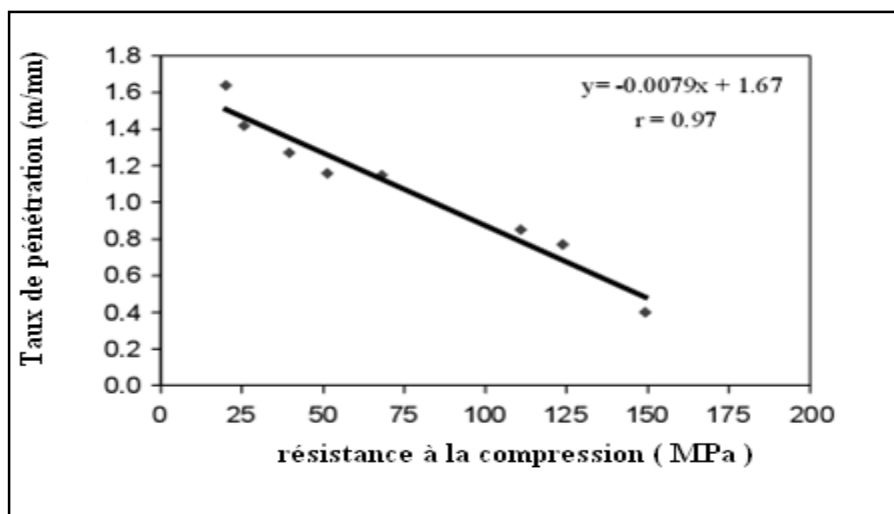


Fig. II.7 : Taux de pénétration par rapport résistance à la compression uni axiale.

Où PR : est le taux de pénétration (m / min),

σ_c : est le UCS (MPa).

Figure (II.8) montre le graphique du taux de pénétration par rapport à la résistance à la traction Brésilienne. Taux de pénétration des expositions une relation inverse avec la valeur de résistance à la traction. Comme il est montré, il ya une relation inverse entre pénétration des taux et les valeurs UCS. L'équation de la droite est :

$$PR = -0.083\sigma_t + 1.67, r=0.91 \quad (\text{II.26})$$

Où PR : est le taux de pénétration (m / min),

σ_t : est la Résistance à la traction brésilienne (MPa).

L'intrigue du taux de pénétration en fonction du module d'élasticité est montrée dans la Figure (II.9) La relation entre les taux de pénétration et de module élastique suit une relation linéaire fonction. L'équation de la ligne est

$$PR = -7 \times 10^{-5}E + 1.61, r=0.06. \quad (\text{II.26})$$

Où PR : est le taux de pénétration (m / min), E : est le module d'élasticité (MPa).

Comme indiqué dans la Fig. 6, il ya une relation linéaire entre le taux de pénétration et l'indice de charge ponctuelle. L'équation de la ligne est

$$PR = -0.096I_s + 1.60, r = 0.87. \quad (\text{II.27})$$

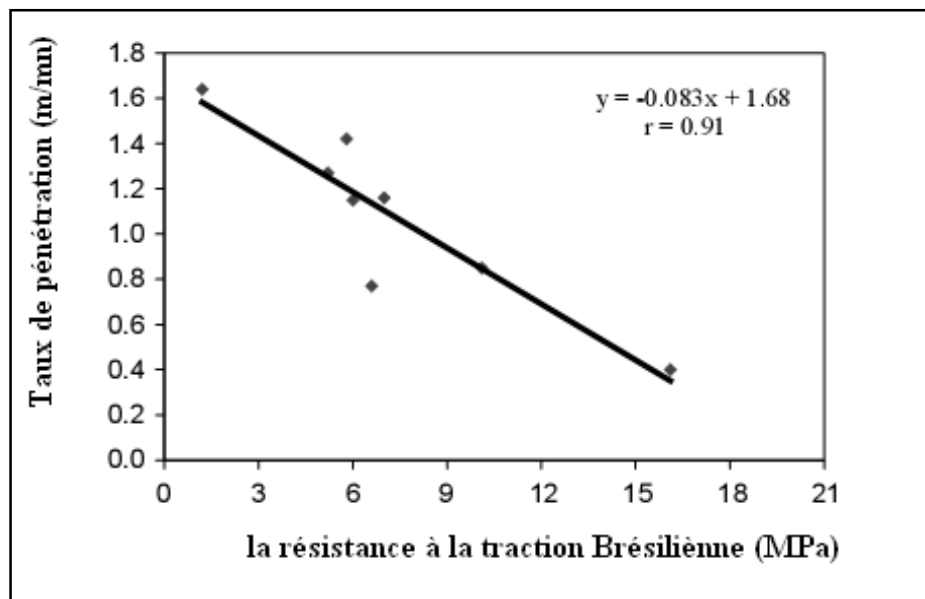


Figure II.8 : Taux de pénétration par rapport résistance à la traction brésilienne.

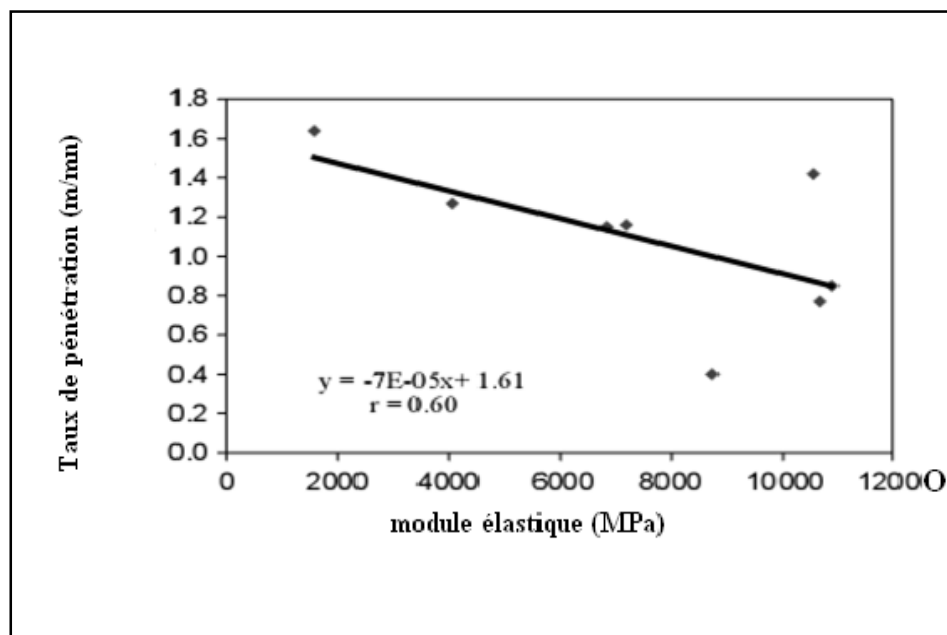


Figure II.9 : Taux de pénétration par rapport module élastique.

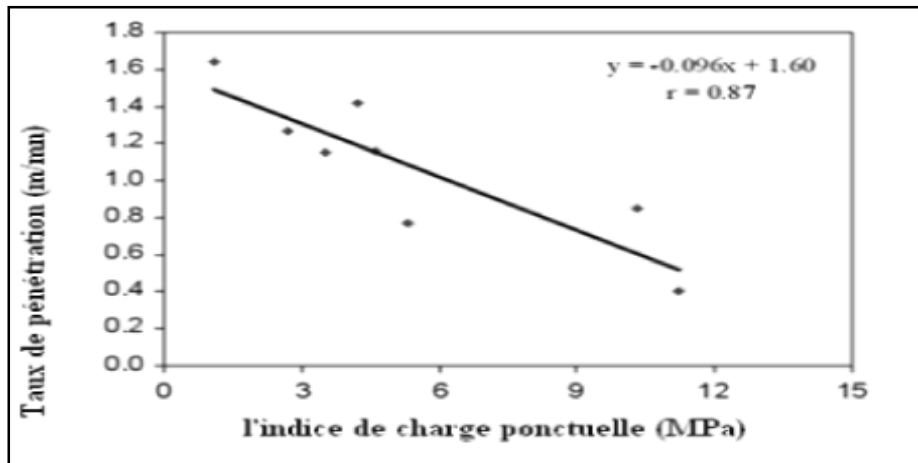


Figure II.10 : Taux de pénétration par rapport indice de charge ponctuelle.

II.4. Les différents types de la roche :

On distingue classiquement trois types de roche en fonction de leur processus d'élaboration :

- Les roches éruptives : volcaniques (basalte), plutonique (granite).
- Les roches sédimentaires.
- Les roches métamorphiques.

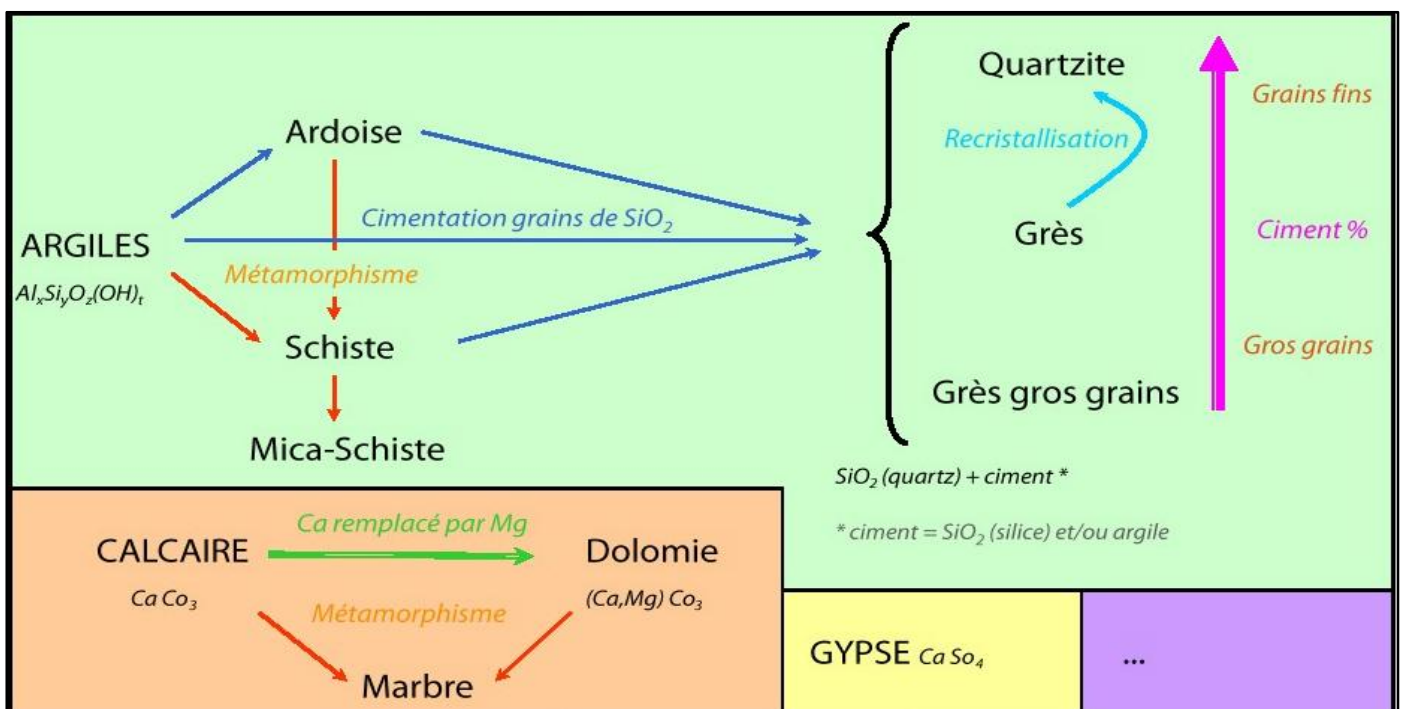


Figure II.11 : Les roches sédimentaires[57].

II.4.1. Les roches métamorphiques :

elles résultent des changements de texture et de composition de toute roche de surface ayant été enfouie à grande profondeur par le mouvement tectoniques. les plus connues sont le gneiss (dérivé du granite) ou encore le marbre (dérivé du calcaire) [57].



Figure II.12 : les roches métamorphiques[57].

II.5. Généralité sur le marbre :

II.5.1. Définition :

Le mot « marbre » vient du latin « marmor ». Le marbre est une roche métamorphique « résultent de la transformation profonde à l'état solide de roche sédimentaires ou magmatiques préexistantes sous l'effet d'une augmentation de la température de la primitives », dérivé du calcaire. Existante une grande diversité de coloris, peuvent présenter des veines ou marbres (les veines et les coloris sont à des intercalations d'oxyde métallique, le plus souvent).

Aussi le marbre est un calcaire de haute densité, bien cristallisé, « le calcaire est constitué essentiellement de carbonates de calcium et de carbonate de magnésium (dolomie) leur origine est organique. Par accumulation de débris d'organismes marins (craies), ou de précipitation chimique. Ses couleurs proviennent souvent de la présence d'oxyde métallique, leurs couleurs et leurs duretés sont diverses mais ils se prêtent parfaitement au polissage grâce à leur contenance en calcite et dolomie[58]

Les marbres sont une famille de minéraux métamorphiques à base de calcite. Ils sont solides et homogènes. il existent plusieurs variétés du marbre tel que : le marbre blanc, le marbre rouge, le marbre vert, le cipolin et les skarns.

II.5.2. Les propriétés physicomécaniques des roches:

Les propriétés physicomécaniques des roches sont les suivantes : densité, masse volumique, porosité, humidité, absorption, résistance à la compression, à la traction et au

cisaillement, élasticité, degré de saturation etc. Le tableau II.3 représente les différents propriétés physicomécaniques de marbre de fil-fila.

Propriété physico mécaniques	Blanc	Gris	Réséda marron	Réséda vert
Charge de rupture à la compression à sec kg/cm ²	961	1378	949	949
Charge de rupture à la compression après gélivité kg/cm ²	966	1026	1047	1047
Coefficient de saturation %	0.87	0.50	0.77	0.77
Essai de résistance au choc (kg/cm)	40	56	83.50	83.50
Essai de résistance à l'usure G/m ²	1.82	0.719	0.996	0.996
Densité apparente kg/m ³	2684	1738	2717	2717
Compacité %	98.03	88.7	98.7	98.7
Porosité %	1.96	0.3	1.3	1.3

Tableau II.3: propriétés physico mécaniques

II.5.3. Variante du marbre dans la carrière de fil-fila :

Le marbre de fil-fila est constitué par les variétés suivantes : blanc, blanc veine de gris, gris clair, gris foncé, rubane verte (réséda vert), rubane a nuance marron (réséda marron). le marbre blanc représentant 44% de l'ensemble des réserves estimées par l'étude romaine en entend par blanc tout le marbre de tendance blanc gris.

II.5.4. Composition du marbre :

Il y a 98 – 99% calcite, il renferme de la pyrite, hématite, actinolite, galène et micas.

- **Calcite** : structure cristalline bien définie à grain moyen, couleur blanche, souvent incolore, parfois teintée de bleu. On trouve de la calcite sous forme de Druse (1-2cm), formée dans les fissures et la calcite bleue compose des nids de diamètre 2-3cm.

- **Pyrite** : deux types correspondants à deux générations :
 - ✚ Pyrite de la première génération ; transformé en pseudo morphes d'hématite.
 - ✚ Pyrite de la deuxième génération ; sous forme de cristaux, dans les agrégats de pseudo morphes d'hématite où on observe des cristaux bien taillés.

 - **Actinote** : développé comme une assise continue parsemée de cristaux radiés, couleur vert-clair à vert salé, se trouve dans la zone de contact de marbre avec les Skarns ; ce qui donne l'aspect schisteux de cette zone.
 - **Quartz** : sous formes de cristaux, nids radiés, druses. Se développe avec la calcite dans les fissures à fort pendage, l'épaisseur du quartz varie entre 3 – 7cm avec une longueur de 5 à 200m.
 - **Galène** : se trouve dans les fissures et dans le marbre gris-claire, formant des cristaux et des agrégats avec un diamètre de 1-2cm. Une ocre jaunâtre est fixée autour des cristaux de galène dans la surface.
 - **Micas** : associé avec la pyrite et l'actinolite, sous forme de petits cristaux difficiles à distinguer de la calcite à cause de leur transparence.
- 7) **Dolomies** : rarement pure, le plus souvent ce sont des marbres affectés d'un stade primaire de dolomitisation, relativement massives, à cristaux fins, couleur jaune claire, rosâtre à brun foncé en fonction du degré de dolomitisation et d'oxydation de Fer.

La dolomitisation du marbre est suivant les fissures horizontales orientées vers le Nord-Est.

L'association des processus de dolomitisation à la zone de contact et des marbres indique leur origine métamorphique plus ancienne.

II.5.5. Utilisation du marbre :

Il se prête bien à la taille et très utilisé en construction. On en sculpte. On peut servir comme dessus de comptoirs pour la salle de bains n'est pas recommandé comme surface de comptoirs pour la cuisine.

Le marbre est très poreux, ce qui en contact avec certaine substance alimentaire provoquant sa détérioration. L'utilisation du marbre comme matériel décoratif a été vue pour les premières fois dans la construction intérieure des églises.

Le marbre est aussi massivement utilisé pour fabrication du produit médicale (dentifrice), et les produits cosmétiques, certaines variétés des marbres sont utilisées dans la construction, la décoration intérieure et la création d'ornement, tel que les pieds de la lampe, les plateaux de table ou les parures de bureau. Finalement on peut dire que le marbre est l'un des substances utiles les plus courantes et les plus utilisables dans plusieurs domaines (architecture, sculpture, etc.)[59].

II.6. Particularités de l'application des machines à forer dans les conditions des carrières :

II.6.1. Propriétés physico-mécaniques des roches à abattre :

II.6.1.1. Analyse des propriétés physico-mécaniques des roches influant sur le processus de forage :

Il est difficile d'énumérer les diverses propriétés des roches qu'il est nécessaire de connaître lors de la résolution de divers problèmes pratiques, géologiques, minéralogique etc.

Le processus de forage dépend de plusieurs propriétés mais en premier lieu des propriétés mécaniques. On sait que la roche est caractérisée par plus de vingt constantes élastiques. Il est évident qu'au cours de l'exploitation des minéraux utiles il est impossible de tenir compte de toutes les propriétés des roches pour leur utilisation pendant la correction des régimes de destruction. C'est pourquoi il est nécessaire de trouver un indice qui permettrait de planifier les travaux miniers d'extraction et de déterminer les régimes rationnels de fonctionnement des machines minières, parmi ces propriétés l'indice du coefficient de dureté proposé par le professeur Protodiagonov est le plus simple et le plus largement utilisé.

Lors de la détermination du coefficient de dureté, le coefficient de sa variation dans le massif dépasse 30 %.

CHRAINER a argumenté l'application d'une nouvelle caractéristique de la résistance de la roche qu'on appelle solidité (p_{ch}), elle est déterminée comme pression de contact moyenne lors de l'enfoncement de l'étau dans l'échantillon de la roche. Bien que cette caractéristique donne le coefficient de variation égal à (10÷20) % elle n'a pas reçu une large application à cause des difficultés lors du traitement des échantillons ; étant donné que cette caractéristique permet de tenir compte des tensions paraissant sur la couche superficielle de la roche ce qui caractérise le processus de forage.

Les résultats des recherches effectuées montrent que la combinaison des indices de la solidité et de l'abrasivité permet d'obtenir les paramètres de forage avec le coefficient de variation ne dépassant pas les 10%. Sur cette base nous pouvons déduire les conclusions suivantes :

- Pour l'obtention des données justes, il est nécessaire d'apprécier les roches d'après la résistance à l'empreinte- P_k et l'abrasivité $-a$,
- Il faut obligatoirement tenir compte de l'abrasivité si sa valeur dépasse 10mg,
- S'il est nécessaire d'obtenir une information rapide sur les propriétés mécaniques des roches, nous pouvons employer le coefficient de dureté. (f)

II.6.1.2. Propriété physico mécaniques de marbre :

❖ Poids spécifique	2,78 ;
❖ Poids volumique	2,763t/m ³ ;
❖ Porosité	2,13% ;
❖ Absorptions à l'eau	0,19% ;
❖ Résistance à la compression :	
• A l'état sec	704 Kg/cm ² ;
• L'état humide	676 Kg/cm ² ;

II.7.Effet de l'usure par abrasion sur les outils de forage :

II.7.1.Mécanismes d'usures :

Il y a plusieurs types de mécanismes d'usure et plus d'un mécanisme peut être présent ayant pour résultat des effets synergiques. Bien que la corrosion ne soit pas strictement un mécanisme d'usure, c'est un contribuant important au processus d'usure, Usure abrasif.

Les trois modes généralement admis de l'usure abrasive sont :

1. Deux corps, faiblement abrasif, provoque par l'action de forage ou de cisaillement des particules abrasifs glissant au-dessus des surfaces et enlevant des débris d'usure, sans réduire la taille du matériau rodant.
2. Deux corps, hautement abrasif, avec l'effet de l'impact causant perte de forage, de déformation et de matériel.
3. Trois corps, hautement abrasif, provoque par un solide abrasif entre deux surfaces dans le mouvement relatif qui porte les surfaces par une action de meulage, par le forage, la déformation et la rupture.

II.7.2.Détermination de la dureté, de l'abrasivité de la solidité et de la résistance à l'empreinte :

BARON et GLATMAN L. ont proposé la méthode de la détermination de la résistance à l'empreinte P_k , cette méthode consiste en enfoncement de l'étampe sous la forme d'un tronc de cône sur la surface de la roche brute (non traitée) ; l'utilisation de cet indice comme critère de l'efficacité du processus de forage a permis de recevoir les valeurs des coefficients de variation qui ne dépassent pas zéro, cet indice est plus préférable par rapport au coefficient de

dureté, mais ils existent les cas où le coefficient de variation reste considérable, une des causes consiste à ce que cet indice ne tient pas compte des capacités de la roche d'user l'outil de travail ; pour corriger cet inconvénient, BARON et KOUZNOTSOV ; ont proposé la méthode de l'application de cette capacité qu'on appelle abrasivité.

Les résultats des recherches effectuées montrent que le compte commun des indices solidité et abrasivité permet de recevoir les paramètres de forage avec le coefficient de variation ne dépassant pas 10%, donc on recommande pour recevoir les données les plus certaines d'apprécier les roches d'après deux caractéristiques résistance à l'empreinte et abrasivité ; il faut obligatoirement tenir compte de l'abrasivité si sa valeur dépasse 10mg, s'il est nécessaire d'obtenir l'information rapide sur les propriétés mécaniques des roches, on peut tenir compte ou employer le coefficient de dureté.

Les essais des roches sur l'abrasivité ont été réalisés d'après la méthodologie proposée par BARON L. et KOZNOTSOV. À l'essence de celle-ci consiste à frotter une tige d'acier sur la surface de l'échantillon de la roche, et à déterminer la perte de poids lors de l'expérience, donc le critère d'abrasivité est une perte sommaire du poids de la tige (en mg) durant 10 minutes de frottement entre la tige et la roche avec cela le frottement de la tige se fait avec la force de 15kgf et la vitesse de rotation 400 tr/min.

On fait des essais à l'aide d'un stand (figure II.13. a) l'éprouvette de la roche (1) serrée la garniture (3) d'un dispositif (2) à la facette supérieure horizontale.

Lors de l'essai une tige de mesure (4) fixée dans un mandrin (5) d'une machine à percer et descendre sur l'échantillon et on met en marche le moteur (7) de la machine outil. La force axiale demandée est assurée par la charge (6).

La tige de mesure est fabriquée d'acier non trempée. Avant l'essai la tige est pesée à l'aide de la balance analytique avec la précision de 0,1mg.

Après avoir fait des essais durant 10mn, on déplace la tige de manière qu'elle soit tournée de l'autre bout sur la roche ; puis on connecte la machine pendant 10min.

L'indice d'abrasivité est calculé par la formule suivante :

$$a = \sum (P_{1i} - P_{2i}) / 2.N \quad ; \text{ mg} \quad (\text{II. 28})$$

Où; N : Nombre d'essai de chaque échantillon.

P_{1i} : Poids initial de l'échantillon.

P_{2i} : Poids final de l'échantillon.

Après les essais réalisés on a obtenus les résultats suivants :

- ☐ Echantillon du minéral $a_m = 4\text{mg}$.
- ☐ Echantillon du stérile $a_s = 5\text{mg}$.

On comparant les résultats obtenus avec les recommandations de la classification proposée par BARON.

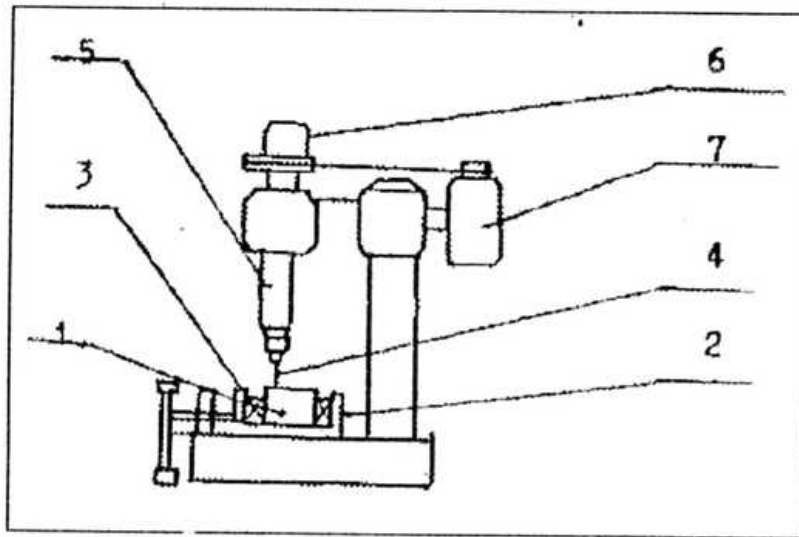


Figure II.13.a : Stand de la détermination de l'abrasivité.

La détermination de l'indice de résistance à l'empreinte a été effectuée au moyen d'une presse mécanique la presse en question se compose d'une base où on installe tout l'équipement nécessaire de deux glissières le long desquelles se déplace un plongeur (3) sur la table supérieure de celui-ci on met un échantillon (4) qui est chargé par un étampe (5) fixé dans un dispositif de serrage (6) l'étampe (figure II.13.b) est fabriquée en acier trempé ; lors des essais on augmente la charge sur l'étampe jusqu'au moment de formation d'un poquet dans l'échantillon.

L'indice de la résistance à l'empreinte est calculé par la formule suivante :

$$P_k = \sum F_i / N.S \quad ; \text{ kgf/mm}^2 \quad (\text{II.29})$$

Où : F_i : Charge au moment de formation d'un poquet.

S : Aire de la section transversale de l'étampe.

N : Nombre d'essai de chaque échantillon.

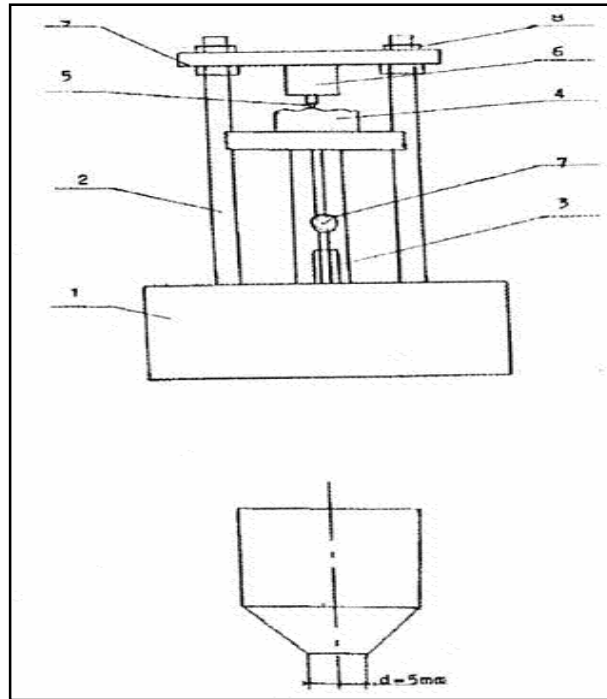


Figure II.13.b : Stand de la détermination des indices de solidité, de la résistance à l’empreinte et de la résistance à la compression [2].

Les résultats des essais sont présentés dans les tableaux : (II.4.a), (II.4.b), (II.4.c) et (II.4.d).

Variété du marbre	Essais	Forces appliquées ; kgf	Moyenne
Blanc	01	850	612,5
	02	400	
	03	550	
	04	650	
Résida	01	1200	725
	02	850	
	03	1100	
	04	700	
	05	1450	
	06	900	
	07	500	
	08	700	
	09	450	
	10	350	
	11	200	
	12	300	

Tableau II.4. a : Résultats des essais de la solidité.

Variété du marbre	Essais	Force appliquées ; kgf	Section de l'échantillon ; cm ²	Résistance à la compression ; kgf/cm ²	Valeur moyen	Ecart type
Blanc	01	33000	48	690	808,66	138,6
	02	37200	48	775		
	03	46128	48	961		
			48			
Résida	01	25000	48	520,83	536,22	281,36
	02	10200	48	212,58		
	03	40760	48	49,16		
	04	35100	48	731,25		
	05	31500	48	656,25		
	06	35750	48	744,79		
	07	12600	48	626,50		
	08	15000	48	312,50		

Tableau II.4. b : Détermination de la résistance à la compression.

Valeur du marbre	Essais	Force appliquées ; kgf	Sections ; mm ²	Résistance à l'empreinte ; kgf/mm ²	Valeur moyenne	Ecart type
Blanc	01	1520	28,26	53,79	53,68	0,18
	02	1510		53,43		
	03	1515		53,61		
	04	1525		53,96		
	05	1520		53,79		
	06	1515		53,61		
	07	1510		53,43		
	08	1525		53,96		
	09	1520		53,79		
	10	1515		53,61		
	11	1520		53,79		
	12	1510		53,43		
Résida	01	1040	28,26	3680	36,23	0,56
	02	1010		35,74		
	03	990		35,03		
	04	1020		36,09		
	05	1050		37,15		
	06	1040		36,80		
	07	1020		36,09		
	08	1040		36,80		
	09	1010		35,73		
	10	995		35,21		
	11	1040		36,80		
	12	1030		36,45		

Tableau II.4. c : Détermination de la résistance a l'empreinte ; kgf/mm²

Valeur du marbre	N ^{br} d'essais	Poids initial	Poids final	Abrasivité	Abrasivité moyenne	Ecart type
Blanc	01	11024	11020	4	3,4	0,57
	02	11020	11015	5		
	03	11015	11011	4		
Résida	01	11011	1106	5	05	0
	02	11006	11001	5		
	03	11001	10996	5		

Tableau II.4. d : Détermination de l'abrasivité [2].

Conclusion :

Prédire le taux de pénétration est très important dans forage dans la roche. Le taux de pénétration est une valeur nécessaire pour l'estimation des coûts et la planification du projet. Le taux de pénétration de forage percutante a été corrélée avec théorique spécifique Les valeurs de l'énergie et de huit propriétés de la roche. Parmi les propriétés de la roche adoptée dans cette étude, La résistance à la compression uni axiale, la résistance à la traction du Brésil,

La résistance à la charge point et la valeur marteau Schmidt on trouve que les propriétés de la roche dominante effectuant le taux de pénétration de forage percutante. La charge ponctuelle force et la valeur marteau Schmidt peut facilement être mesurés sur le terrain et utilisés pour l'estimation rapide du taux de pénétration forage percussif. Théorique considérations donnée permet de généraliser la prévision équations formulées dans ce document.

Des études complémentaires sont nécessaires pour vérifier la validité de l'équation dérivée pour les types de roches.

Le marbre comme nous avons cité dans cette partie est une roche décorative ; qui exige une diversité des méthodes d'extraction, résulte de la propreté physico mécanique de la roche et la configuration du gisement.

L'expérience a prouvé que la dureté peut de manière significative affecter des taux d'usure, en plus de son effet sur les forces exigées pour causer la fragmentation de certains matériaux de roche.

Introduction :

Plusieurs chercheurs ont réalisé des essais d'exploitation et des essais de laboratoire pour le but de déterminer les indices d'exploitation et les caractéristiques techniques.

La base méthodologique du travail de recherche consiste à trouver la combinaison des paramètres de réglage de la machine satisfaisant les exigences énumérées dans les conditions concrètes, et d'exploiter les machines dans le régime rationnel.

III.1. Forage à l'aide de l'outil a diamant des roches dures :

Un projet pour déterminer les forces de découpage et les taux prévus d'usure sur l'outil a diamant pour 8 types différents de roche de granit a été récemment mis exécution et l'analyse statistique de toutes les données a indiqué que la prévision de ces paramètres était possible [60].

III.2.Choix de l'outil de forage :

Le choix s'effectue selon les propriétés physico-mécaniques et l'état de la roche, ainsi que les paramètres des trous forés. Comme il peut être réalisé d'après les recommandations présentées dans le tableau III.1

Dureté de la roche		
$f < 6$	$6 < f < 12$	$f > 12$
80 -90°	90 -100°	100 -110°

Tableau III.1: valeurs de l'angle d'affûtage α du taillant.

III.2.1.Outil de travail :

Comme outil de travail des perforateurs, on utilise le fleuret (figure III.1) composé d'une tige² ; un emmanchement³, séparé de la tige par une collerette 4, et un taillant¹.

III.2.1.1. Les fleurets :

Les fleurets doivent posséder une charge de rupture assez élevée et une bonne résistance à la flexion. A cet effet, ils sont en acier spécial traité, présenté sous forme de barres plates, rondes ou hexagonales.ils peuvent être monoblocs (figure.III.1.a) ou à taillant amovibles (figure.III.1.c), assemblés par filetage ou cône.

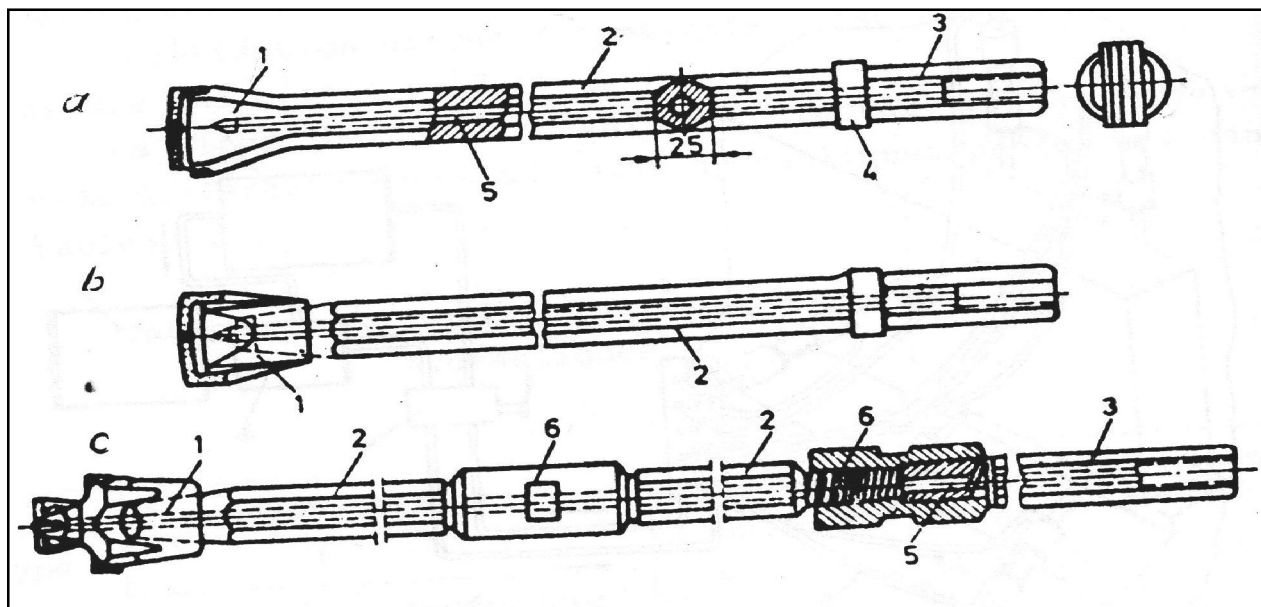


Figure III.1: fleurets du marteau perforateur :

- a) Fleuret monobloc ; b) fleuret à taillant amovible ; c) fleuret-allongé.
 1. Taillant ; 2. Tige ; 3. Emmanchement ; 4. Collerette ; 5. canal ; 6. Manchons.

Les fleurets sont généralement percés (canal 5) suivant leur axe longitudinal pour le passage de l'air comprimé ou de l'eau d'évacuation des déblais de forage.

L'emmanchement du fleuret de liaison au marteau à un triple :

- Recevoir et transmettre l'énergie de coup du piston ;
- Recevoir et transmettre le mouvement de rotation ;
- Fixer la position du fleuret par rapport au piston.

Les emmanchements les plus répandus (figure .III.2) sont :

- L'emmanchement à collerette transmet la rotation par une partie à section hexagonale ;
- L'emmanchement cylindrique leyner transmet la rotation par deux oreilles.

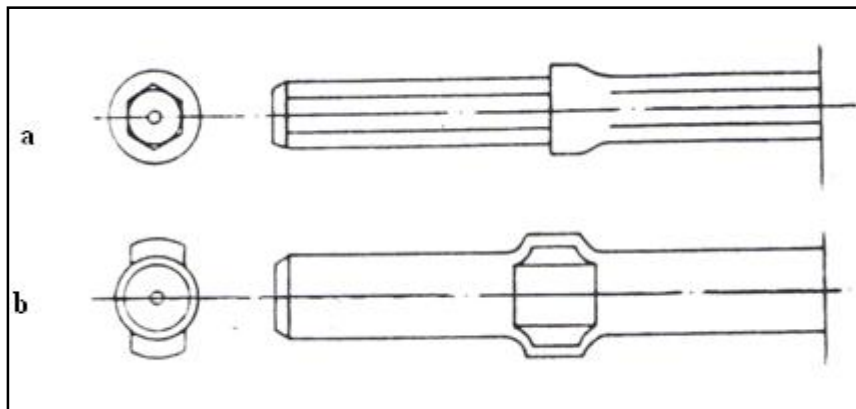


Figure III.2 : emmanchement de fleurets

a) Emmanchement à collerette ; b) emmanchement cylindrique leyner.

Les tiges allongées (figure.2.16.c) pour le forage profond comportent un taillant amovible 1, vissé à l'extrémité d'une tige 2. Ce filetage est en général la même que celui des manchons 6, servant à l'assemblage des diverses allonges, dont l'ensemble constitue le train de tige permettant d'atteindre la profondeur désirée. Les tiges allonges sont percées (canal 5) pour le passage de l'air comprimé ou de l'eau servant à l'évacuation des déblais de forage.

III.2.1.2. Les types de taillants :

Lors du forage des roches ayant un coefficient de la dureté $f < 8$, on utilise des taillants amovibles, renforcés par des alliages durs de WK-6, W-8, W-11 et W-15 comportant du carbure de tungstène et de cobalt.

Habituellement, on recommande l'alliage WK-15 pour des roches ayant $f > 12$, WK-8 pour des roches de dureté $f = 10$ à 12 et WK-6 et WK-8 pour des duretés $f < 10$.

Quelques types de taillants sont montrés sur la figure III.1

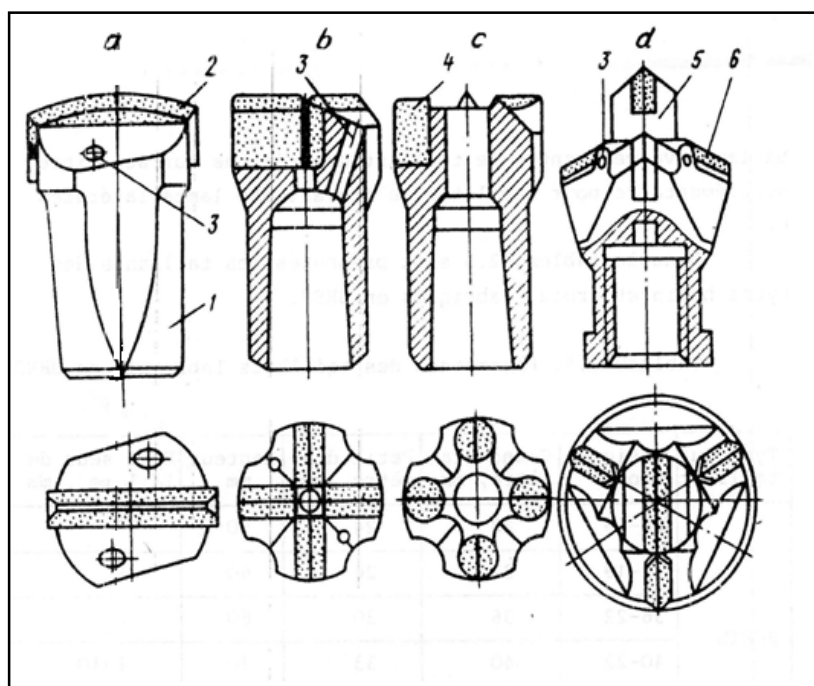


Figure III.3: types de taillants du perforateur.

a) Burin ; b) croix à lames ; c) croix à boutons ; d) taillants bi étages.

1. Corps ; 2. Lame ; 3. Orifice ; 4. Boutons ; 5. Lame avancée ; 6. Lames latérales.

Le renforcement du corps 1 (figure. III.3.a) du taillant par lame 2 d'alliage dur ou bouton 4 (figure. III.3.c) augmente sa durée de vie à l'usure de 15 à 20 fois. On affute la lame sous un angle de 90° à 120° en fonction de la dureté de la roche et très souvent elle est arrondie. Le taillant peut -être affuté à 15 fois et chaque fois son diamètre diminue de 1,2 à 1,5 mm.

Les taillants ont des formes diverses : burin (figure III.3.a), croix (figure III.3.c), rosace à six ailes, en X, en Z, etc. les plus répandus sont des types burin et croix destinés aux roches monolithes et fissurées.

Les taillants bis étagés (figure. III.3.d) sont destinés aux perforateurs lourds à colonne et aux marteaux plongés. la lame avancée centre le taillant et crée une surface libre supplémentaire pour faciliter le travail des lames latérales⁶.

Dans le **tableau III.2** sont présentés les taillants des types burin et croix, fabriqués en URSS.

Type du taillant	désignation	Grand diamètre, mm	Petit diamètre, mm	Hauteur, mm	Epaisseur de la lame, mm
Burin	28-19	28	24	60	8
	32-19	32	26	60	8
	36-22	36	30	60	8
	40-22	40	33	70	8-10
	43-25	43	35	70	10
	46-25	46	35	70	10
	52-28	52	40	75	10
Croix	32-19	32	26	60	8
	36-22	36	30	60	8
	40-25	40	33	70	8-10
	43-25	43	35	70	10
	46-25	46	35	70	10
	52-28	52	40	75	10

Tableau III.2 : paramètres des taillants fabriqués en URSS.[5]

III.3. Les méthodes de calcul énuméré afin de déterminer les valeurs de la vitesse de forage :

III.3.1. Les essais des perforateurs :

Pour déterminer les indices d'exploitation et les caractéristiques techniques ou la création des nouveaux modèles de perforateurs et leur perfectionnement, on réalise des essais d'exploitation et des essais de laboratoire. Les succès réalisés dans le développement de la technique de forage pendant les dernières années sont le résultat du perfectionnement des méthodes d'essais.

La méthodologie des essais des machines pneumatiques demande beaucoup d'exigences, parmi les plus importantes, on peut citer : lors des processus d'examinations, il faut assurer un régime de travail le plus proche du réel, les appareils de mesure utilisés ne doivent pas influencer sur le travail de la machine examinée, l'appareillage doit être universel, simple, sûr, et insensible aux charges dynamiques et aux variations de la température.

Lors des essais d'exploitation réalisés sur le site, on détermine le régime de fonctionnement, la consommation d'air comprimé, le niveau de bruit et de vibrations, la vitesse de forage en fonction de la pression d'air comprimé, de la vitesse de rotation et de l'effort axial. Lors de la détermination du régime de fonctionnement, on effectue les dépendances suivantes (fig.2.30) : $V_f=f(P)$; $V_f=f(F)$; $V_f=f(\beta)$ et $V_f=f(C_{air})$.

On apprécie aussi lors du travail de la machine la durée de vie du perforateur et de l'outil de forage, l'usure et la consommation des pièces de rechange et d'autres facteurs liés à l'exploitation.



Figure III. 4 : Photo de l'installation de laboratoire pour les expériences de forage

Lors des essais en laboratoire, on détermine le régime de fonctionnement, les caractéristiques techniques et on enregistre le processus de fonctionnement. On détermine l'énergie d'un coup, le nombre de coups par minutes (cadence), la vitesse et le couple de rotation, la consommation d'air comprimé et l'effet de recul. Les essais seront effectués sur un stand d'essai spécial.

Tous les stands d'essais peuvent varier le régime de fonctionnement du perforateur. Il est nécessaire de réaliser les essais sur des blocs de roches afin d'obtenir des résultats réels, car les dispositifs utilisés auparavant (à ressorts, pneumatiques et hydrauliques) n'assurent pas de résultats exacts. Par exemple : lors de l'utilisation de l'appareil pneumatique la cadence des coups mesurée est d'environ 7 à 10% plus grande que celle lors du forage dans une roche.

Lors des essais d'une même machine dans différents stands permettent d'obtenir des résultats différents. Il est préférable de vérifier les données par un essai comparatif dans un même laboratoire d'après une même méthodologie, car une comparaison à partir des caractéristiques techniques uniquement n'est pas suffisante.

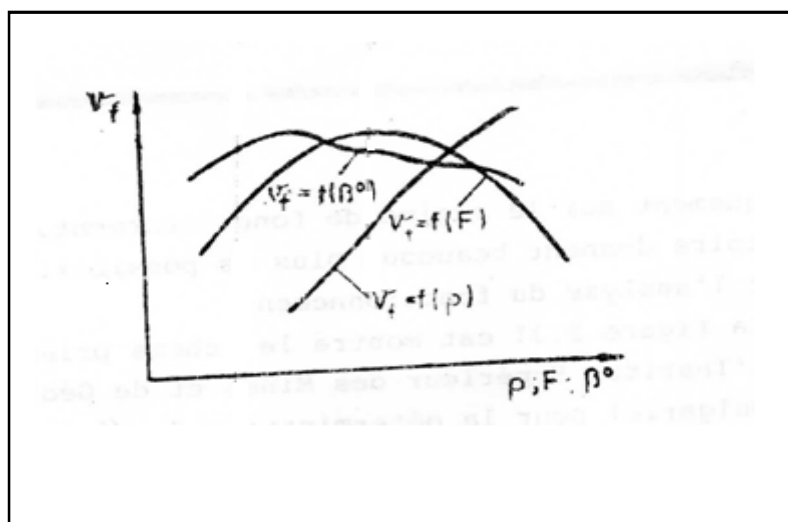


Figure III.5: Dépendances de la vitesse de forage (V_f) de la pression d'air comprimé (P), de l'effort axial (F) et de l'angle de rotation du fleuret par coup (β).

Les essais en laboratoire pour la détermination du régime de fonctionnement sont réalisés à partir des mêmes paramètres du perforateur que lors de l'exploitation en chantier avec la seule différence qu'on travaille sur un bloc de roche avec les dimensions limitées. Comme les essais se font dans les conditions de laboratoire, ils peuvent être mieux préparés, utiliser des appareils plus précis et enregistrer plus de paramètres. Le forage sur le bloc n'influe pas pratiquement sur le régime de fonctionnement. Les essais de laboratoire donnent beaucoup plus de possibilités pour l'étude et l'analyse du fonctionnement.

A la figure III.6 est montré le schéma principal du stand de l'institut supérieur des mines et de géologie appliquée (Bulgarie) pour la détermination du régime de fonctionnement dans les conditions de laboratoire. Le perforateur 1 est fixé sur le chariot mobile 2, mouvant sur le châssis 3.

Sur ce châssis est lié un vérin pneumatique 4 pour la création de l'effort axial. L'air comprimé arrive au vérin 4 et au perforateur à examiner par les robinets 5, le pot de condensat 6, les régulateurs de pression 7 les stabilisateurs de pression 8 et le graisseur automatique 10. La consommation d'air comprimé est mesurée par le débitmètre 9 et la pression-par les manomètres 11. Le forage s'effectue dans le bloc de roche12.

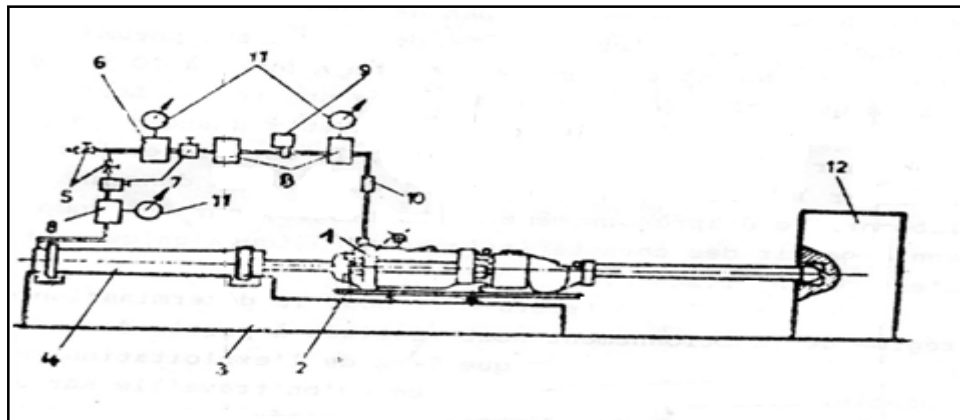


Figure III.6 : schéma principal du stand d'essai du perforateur (IMGA, Bulgarie) :

1. perforateur ; 2.chariot ; 3.châssis ; 4.vérin pneumatique ; 5. Robinet ; 6. Pot de condensat ; 7.régulateur de pression ; 8. Stabilisateurs de pression ; 9.débitmètre ; 10.graisseur ; 11.manomètres ; 12.bloc de roche.

Les essais de laboratoire pour l'enregistrement des processus de fonctionnement du perforateur se compose de la détermination : du déplacement, de la vitesse et de l'accélération du piston ; le déplacement du corps de la machine et de la soupape de distribution ; le mouvement alternatif et le mouvement de rotation de l'outil de forage ; la variation de la pression et de la température de l'air comprimé dans les deux chambres du cylindre et avant la pénétration de l'air dans le dispositif de distribution. Il est nécessaire d'enregistrer un grand nombre de processus rapides dont les paramètres sont liés mutuellement. Ces processus se déroulent pendant les coups forts et les vibrations. Cela perturbe l'exécution des essais.

Sur la figure III.7 est présenté le schéma principal du stand d'essais dans le même institut pour l'étude des processus de travail dans les perforateurs. Une partie des dispositifs du stand sont analogues à ceux du stand de la figure III.6.

Le perforateur 1 est fixé sur le chariot mobile 2 mouvant sur le châssis 3. Sur le châssis est lié un vérin pneumatique 20 qui crée l'effort axial. Pour maintenir un régime de travail déterminé lors de l'essai, il est nécessaire d'avoir l'effort axial et la pression de l'air comprimé donnée au perforateur constante. L'air comprimé dans le vérin passe par les robinets 10, le pot de condensat 11, les régulateurs de pression 12, les stabilisations de pression 13 et le graisseur 15. La consommation de l'air comprimé est mesurée par le débitmètre 14 et la pression par les manomètres 16. Le forage s'effectue dans le bloc de roche 19. Le déplacement, la vitesse et l'accélération du piston s'enregistrent par le capteur à induction 5 ; le mouvement alternatif et le mouvement de rotation de l'outil de forage par le capteur combiné à contact-induction 6 ; le déplacement de la soupape de distribution d'air comprimé par un capteur à induction ou à contact ; et la pression dans les deux chambres du cylindre et avant le dispositif de distribution- par les capteurs à induction 7,8 et 9.

Les signaux reçus des capteurs de déplacement de la soupape et de la rotation de l'outil de forage donnent directement l'enregistrement dans la table traçante d'oxillographe 18. Les autres signaux donnent d'abord vers l'amplificateur 17 où ils se renforcent et puis- vers l'oxillographe.

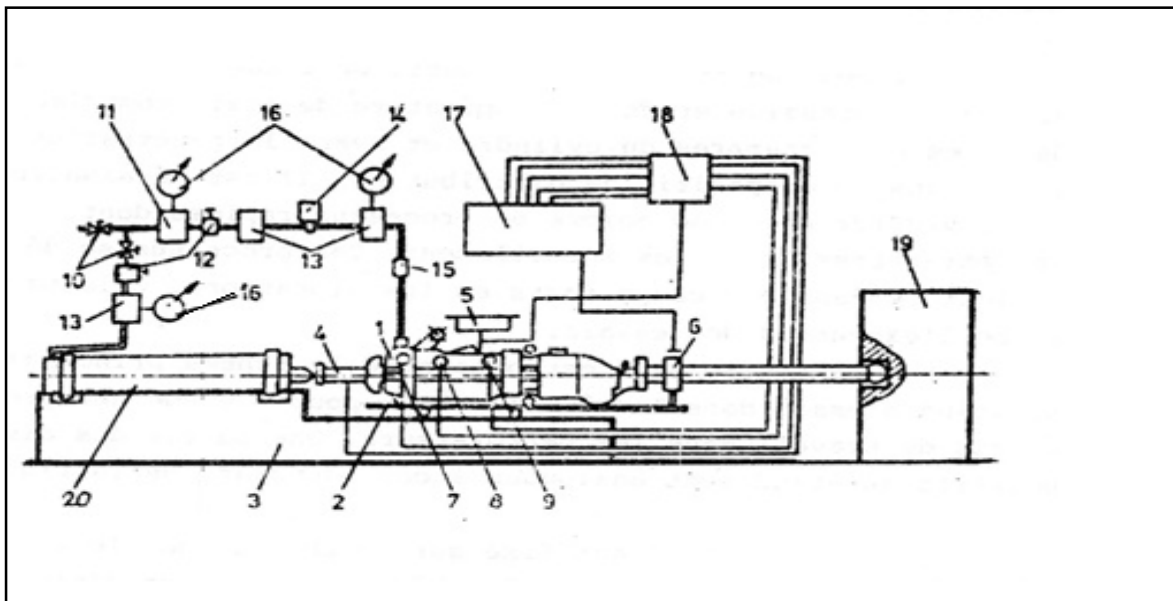


Figure III.7 : schéma principal du stand d'essai pour l'enregistrement des processus de travail dans les perforateurs

III.3.2. Les paramètres de base du perforateur pneumatique :

Il est supposé que la pression d'air comprimé dans les chambres du cylindre à l'entrée et pendant son échappement est constante.

Les paramètres de base du perforateur sont les suivants :

- Nombre de coups du piston par minute, n_c , coups/mn ;
- Nombre de tours du fleuret par minute, n_t , tr/mn ;
- Couple de rotation du fleuret, c_r , N.m ;
- Energie d'un coup du piston, E_c , J.
- Puissance du perforateur, P, KW ou ch. ;
- Consommation spécifique de l'air comprimé, C_{air} , m^3/mn .

III.3.2.1. Détermination des forces appliquées au piston :

Les paramètres géométriques du perforateur sont indiqués sur la figure (III.8).

La surface utile du piston pour réaliser le trajet aller est :

$$S_a = \frac{\pi}{4} (D^2 - d_2^2), m^2 \quad (III.1)$$

Et pour le trajet retour :

$$S_r = \frac{\pi}{4} (D^2 - d_1^2), m^2 \quad (III.2)$$

Où : D -diamètre du piston, m

d_1 -diamètre de la tige du piston, m

d_2 -diamètre de la tige hélicoïdale, m

La force appliquée au piston pendant le trajet aller est égale à :

$$F_a = (S_a \cdot P_a - S_r \cdot P_e) \cdot K_1; N \quad (III.3)$$

Et pendant le trajet retour :

$$F_r = (S_r \cdot P_a - S_a \cdot P_e) \cdot K_2, N. \quad (III.4)$$

Où : P_a -pression d'air comprimé dans la chambre d'admission du cylindre. Elle est égale à la pression dans le réseau d'alimentation, Pa ;

P_e -pression d'air dans la chambre d'échappement, Pa

$P_e = 0.08$ à 0.12 MPa ;

K_1 - coefficient tenant compte des pertes par frottement entre le piston et le cylindre,

$K_1 = 0.85$ à 0.95 ;

K_2 - coefficient tenant compte des pertes par frottement et par rotation du fleuret,

$K_2 = 0.5$ à 0.7 .

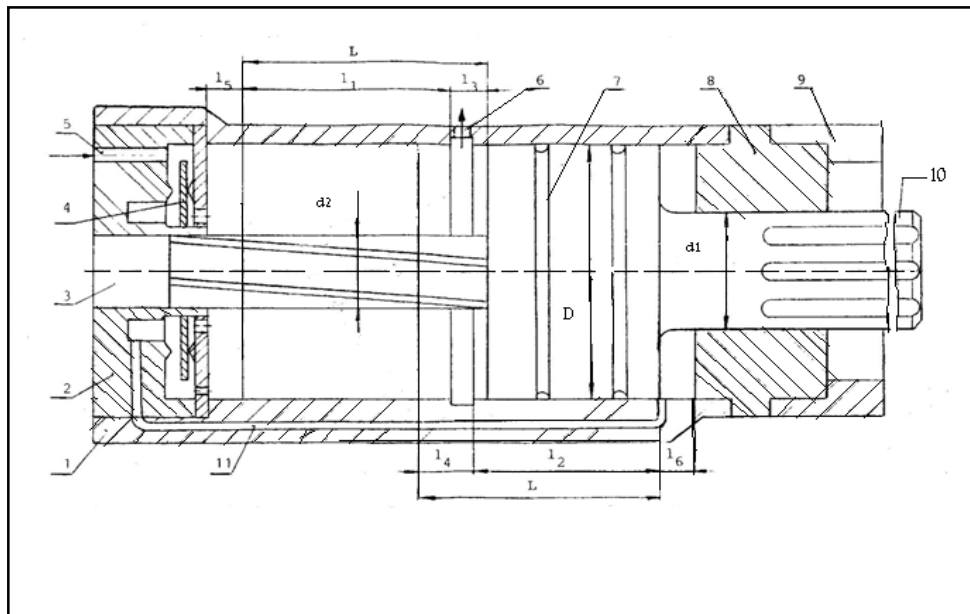


Figure III.8: schéma de détermination des paramètres de base des perforateurs.

1. cylindre ; 2. boîte à soupape ; 3. Tige hélicoïdale ; 4. soupape ; 5. Orifice d'admission ;
6. Orifice d'échappement ; 7. Piston ; 8. Corps intermédiaire ; 9. Mandrin ; 10. tige du piston ; 11. Canal d'admission de la chambre droite.

III.3.2.2. Détermination des vitesses maximales du piston :

Pour simplifier la détermination des vitesses nous admettons que le mouvement du piston jusqu'à l'ouverture de l'orifice d'échappement (sous l'action de la force F_a) est uniformément accéléré. C'est pourquoi la vitesse maximale du piston sur la distance L_1 est déterminée par :

$$V_a = \sqrt{2a_a \cdot L_1} \quad , (m/s) \quad (III.5)$$

Et celle, sur la distance L_2 pendant le trajet retour :

$$V_r = \sqrt{2a_r \cdot L_2} \quad , (m/s) \quad (III.6)$$

Où : a_a - accélération du piston sur la distance, L_1 , m/S^2

a_r - accélération du piston sur la distance, L_2 , m/S^2

Comme d'après la deuxième loi de la mécanique, on sait que :

$$a_a = \frac{F_a}{m} \quad \text{et} \quad m = \frac{G}{g} , \quad (\text{III.7})$$

Où : m - masse du piston, Kg ;

G - poids du piston, N ;

g - accélération de la pesanteur, $g = 9.61 \text{ m/S}^2$.

Selon les formules (III.5) et (III.7), la vitesse du piston pendant le trajet aller sera égale à :

$$V_a = \sqrt{\frac{2F_a \cdot L_1 \cdot g}{G}} , (\text{m/s}) \quad (\text{III.8})$$

Et pour le trajet retour :

$$V_r = \sqrt{\frac{2F_r \cdot L_2 \cdot g}{G}} , (\text{m/s}) \quad (\text{III.9})$$

III. 3.2.3. Détermination du nombre de coups du piston :

- La durée du cycle :

$$T_c = t_a + t_r , (\text{s}) \quad (\text{III.10})$$

Où : t_a - durée du trajet aller, s

t_r - durée du trajet retour, s

Mais:

$$t_a = t'_a + t''_a , (\text{s}) \quad (\text{III.11})$$

$$t_r = t'_r + t''_r , (\text{s}) \quad (\text{III.12})$$

Où : t'_a, t'_r - durée du déplacement du piston sous l'action des force F_a et F_r respectivement sur les distances l_1 et l_2 , s ;

t''_a, t''_r - durée du déplacement du piston par l'inertie respectivement sur les distances l_3 et l_4 , s

Pour déterminer les composantes t'_a et t'_r on utilise la loi d'impulsion de la force et de la quantité de mouvement de la masse :

$$F_a \cdot t'_a = m \cdot V_a \quad (\text{III.13})$$

Alors, selon les formules (III.13) et (III.7) nous pouvons avoir :

$$t'_a = \frac{G \cdot V_a}{g \cdot F_a}, \text{ (s)} \quad (\text{III.14})$$

Sur la distance l_3 le piston se déplace par inertie, c'est pourquoi :

$$t''_a = \frac{l_3}{V_a}, \text{ (s)} \quad (\text{III.15})$$

Selon le schéma (figure III.8) :

$$l_3 = L - l_1; \quad (\text{III.16})$$

$$l_4 = L - l_2; \quad (\text{III.17})$$

D'après les formules (III.11), (III.14), (III.15) et (III.16) la durée du trajet aller sera :

$$t_a = \frac{G \cdot V_a}{g \cdot F_a} + \frac{L - l_1}{V_a}, \text{ (s)} \quad (\text{III.18})$$

Et celle du trajet retour :

$$t_r = \frac{G \cdot V_r}{g \cdot F_r} + \frac{L - l_2}{V_r}, \text{ (s)} \quad (\text{III.19})$$

• **Le nombre de coups du piston par minute est :**

$$n_c = \frac{60}{T_c}, \text{ coups/mn} \quad (\text{III.20})$$

Le nombre de tours du fleuret par minute :

$$n_t = \frac{L}{h} \cdot n_c, \text{ tr/mn} \quad (\text{III.21})$$

Où h est le pas du filetage de la tige hélicoïdale, $h = 0.8$ à 1.0 m.

Le nombre de coups du piston par un tour par un fleuret est égal à :

$$n'_c = \frac{n_c}{n_t}, \text{ coups/tr} \quad (\text{III.22})$$

On peut déterminer l'angle de rotation du fleuret par un coup selon l'expression :

$$\varphi = \frac{360^\circ}{n'_c}, \text{ degré} \quad (\text{III.23})$$

III. 3.2.4. Détermination du couple de rotation du fleuret :

Le couple de rotation du fleuret est créé par le piston pendant le trajet retour grâce à la hélicoïdale et l'écrou fixé sur le piston. Au cours du trajet retour, la tête de la tige hélicoïdale est bloquée par les cliquets, c'est pourquoi le piston tourne en se vissant sur la tige hélicoïdale. La rotation du piston est transmise à l'emmanchement du fleuret par l'intermédiaire de la douille tournante.

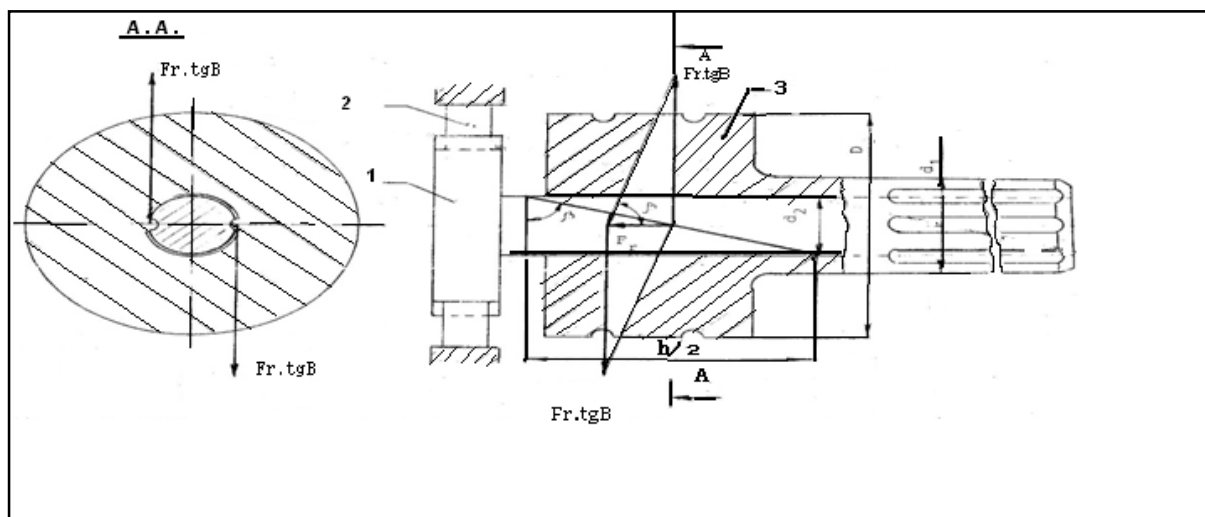


Figure III.9 : schéma de l'action de la force F_t pendant le trajet-retour :

1. tige hélicoïdale ; 2. cliquets ; 3. piston.

D'après le schéma (fig.III.9), on peut écrire :

$$F_r' = F_r \cdot \operatorname{tg} \beta, \text{ N} \quad (\text{III.24})$$

$$\operatorname{tg} \beta = \frac{h}{2.d_2}, \quad (\text{III.25})$$

Où β : est l'angle du filetage hélicoïdale, degré.

En tenant compte des forces de frottement, on peut avoir :

$$F_r'' = F_r \cdot \operatorname{tg} (\beta - \rho), \text{ N} \quad (\text{III.26})$$

Où ρ : est l'angle de frottement. Mais,

$$\operatorname{tg} \rho = \mu, \quad (\text{III.27})$$

Où μ : est le coefficient de frottement entre la tige hélicoïdale et l'écrou du piston.

Donc, le couple de rotation du piston sera :

$$C_r = K_3 \cdot F_r \cdot \frac{d_2}{2} \cdot \operatorname{tg} (\beta - \rho), \text{ N.m} \quad (\text{III.28})$$

Où K_3 est un coefficient tenant compte des pertes dans toutes les jonctions du mécanisme de rotation, $K_3=0.5$ à 0.6

Le plus souvent $\beta = 80$ à 85° , c'est pourquoi $\operatorname{tg} (\beta - \rho) = 4$.

Finalement l'expression (III.28) pour $K_3 = 0.5$ devient :

$$C_r = F_r \cdot d_2, \text{ N.m} \quad (\text{III.29})$$

III. 3.2.5. Détermination de l'énergie d'un coup du piston et de la puissance du perforateur :

L'énergie d'un coup du piston est égale à son énergie cinétique :

$$E_c = \frac{m.V_a}{2} = \frac{G.V_a^2}{2g}, \text{ N.m} \quad (\text{III.30})$$

L'énergie du piston est créée par la force F_a , sur la distance l_1 , d'où :

$$E_c = F_a \cdot l_1 \quad , \text{ N.m} \quad (\text{III.31})$$

Les formules (III.30) et (III.31) sont équivalentes.

La puissance du perforateur est déterminée selon la formule :

$$P_c = \frac{E_c \cdot n_c}{60 \cdot 1020} \quad , \text{ KW} \quad (\text{III.32})$$

Où

$$P_c = \frac{E_c \cdot n_c}{60 \cdot 750} \quad , \text{ ch.} \quad (\text{III.33})$$

Où 1020 et 750 sont les coefficients de transformation de l'unité de travail (J ou N.m) en KW ou Ch.

III. 3.2.6. Détermination de la consommation de l'air comprimé :

La consommation de l'air comprimé par minute est :

$$C_{air} = (S_a + S_r) \cdot L \cdot n_c \cdot \frac{P_a}{P_e} \quad , \text{ m}^3/\text{mn} \quad (\text{III.34})$$

III.3.3. La théorie de destruction de la roche au fond du trou :

Le forage percutant s'effectue à l'aide d'un taillant en forme de burin avec une arête tranchante en carbure de tungstène et de cobalt. Après chaque coup du piston, le taillant (couronne) tourne d'un certain angle.

Selon la théorie du professeur N. OUSPENSKI, sous l'action de la force percutante F_a (figure III.10) le taillant pénètre dans le massif à la profondeur h avec un coefficient de frottement μ_1 . La pénétration s'arrête quand la force percutante F_a sera égale à la somme des forces résistantes, c'est-à-dire :

$$F_a = 2 \left(F_f \cos \frac{\alpha}{2} + F_n \cdot \sin \frac{\alpha}{2} \right) \cdot C_e \quad , \text{ N} \quad (\text{III.35})$$

Où : F_f - force tangentielle entre la surface de travail du taillant et la surface de la roche, N

F_n - force normale du taillant agissant sur la roche, N

α - angle d'affûtage du taillant, degré

C_e -coefficient d'émoussement du taillant, $C_e = 1.2$ à 1.3

Selon la figure III.10, on constate que :

$$F_f = F_n \cdot \mu_1, \text{ N} \quad (\text{III.36})$$

$$F_n = \frac{d \cdot h \cdot \sigma_{comp}}{\cos \frac{\alpha}{2}} \quad (\text{III.37})$$

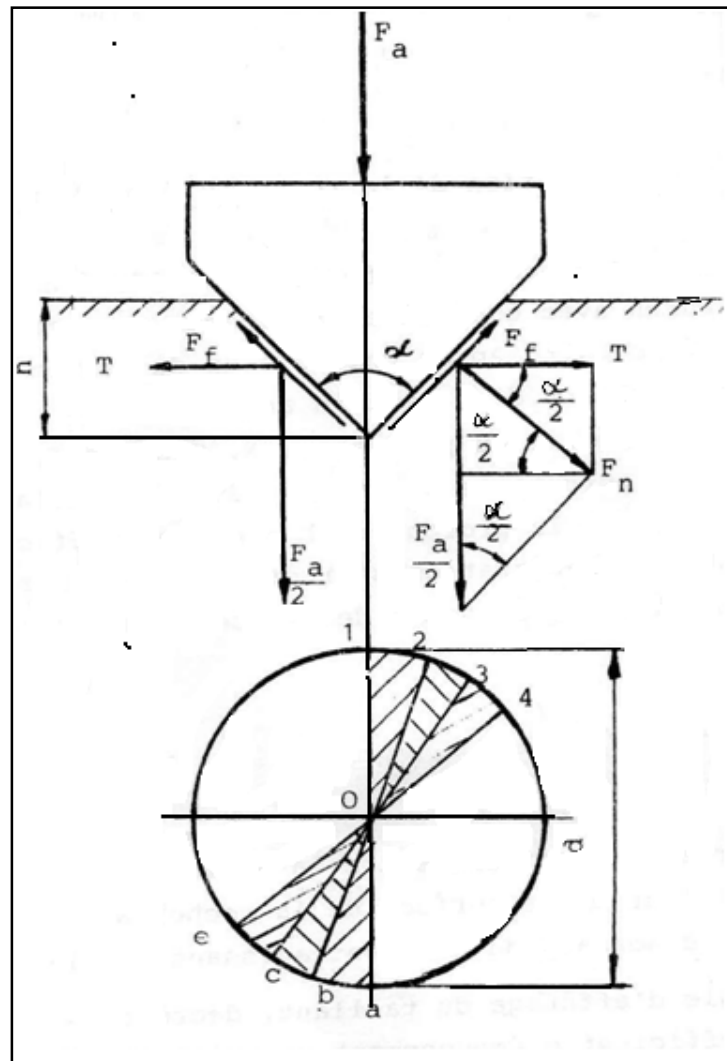


Figure III.10 : schéma des forces agissant contre le burin lors du forage percuteur

Où d est le diamètre du taillant, m

En substituant les valeurs de F_f et F_n dans l'expression (III.35) nous obtenons :

$$F_a = 2 d . h . \sigma_{comp} \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + \mu_1 \right) . C_e , \text{ N} \quad (\text{III.38})$$

D'où nous pouvons déterminer la profondeur possible de pénétration du taillant, à savoir :

$$h = \frac{F_a}{2.d.\sigma_{comp} \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + \mu_1 \right) . C_e} , \text{ m} \quad (\text{III.39})$$

Lors de la pénétration du taillant dans la roche, sous l'action de F_a , il apparait une composante horizontale T, qui cisaille un certain volume de la roche. A partir des expressions (III.36) et (III.37), on obtient :

$$T = F_n . \cos \frac{\alpha}{2} = \frac{F_a}{2 \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + \mu_1 \right) . C_e} , \text{ N} \quad (\text{III.40})$$

Après le premier coup, et la rotation du taillant d'un certain angle, les composantes horizontales à chaque coup cisailent simultanément les deux secteurs de la roche Oab et O12, ensuite Obc et O23 ainsi de suite. Par conséquent le taillant réalise n'_c coups par un tour du fleuret et peut cisailer une surface totale S_o par coup :

$$S_o = \frac{\pi.d^2}{4.n'_c} \quad \text{m}^2. \quad (\text{III.41})$$

Il est à noter, qu'il est inutile de tenir compte du cisaillement dans les surfaces latérales qui est négligeable.

La force de résistance de la roche au cisaillement T peut-être déterminée par l'expression :

$$T = S_o . \tau = \frac{\pi.d^2}{4.n'_c} . \tau , \text{ N} \quad (\text{III.42})$$

Où τ : est la contrainte de cisaillement de la roche, Pa

A partir des expressions (III.40) et (III.42) on détermine le nombre optimal de coups par un tour du fleuret :

$$n'_c = \frac{\pi.d^2 . \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + \mu_1 \right) . C_e}{2.F_a} . \quad (\text{III.43})$$

Si la cadence réelle de coups par un tour du fleuret est inférieure à celle calculée par l'expression (III.43), les secteurs ne peuvent être cisailés. Si la cadence est supérieure, la roche pourra être fragmentée

Inutilement est augmentera ainsi la consommation d'énergie et la formation de plus de poussière ; pour cela, recommandé la vitesse de rotation rationnelle déterminée par l'expression :

$$n_r = \frac{n_c}{n_c} , \quad (III.44)$$

Où n_c est le nombre de coups des fleurets par minutes.

En se basant sur la profondeur de pénétration du taillant par un coup du piston et la vitesse de rotation, on peut déterminer la vitesse de forage théorique :

$$V = h \cdot n_r = h \cdot \frac{n_c}{n_c} , \text{ m/mn} \quad (III.45)$$

Si on substitue la valeur de n'_c , on obtient :

$$V = \frac{2 \cdot F_a \cdot h \cdot n_c}{\pi \cdot d^2 \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + \mu_1 \right) \cdot C_e \cdot \tau} \quad (III.46)$$

Ou

$$V = \frac{4 \cdot A \cdot n_c}{\pi \cdot d^2 \cdot \tau \cdot \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + \mu_1 \right) \cdot C_e} , \text{ m/mn} \quad (III.47)$$

Où A est le travail d'un coup, N.m

Égal à :

$$A = \frac{F_a}{2} \cdot h , \text{ N.m} \quad (III.48)$$

Donc la vitesse de forage est directement proportionnelle au travail et au nombre de coups, et inversement proportionnelle au diamètre du trou au carré, à la contrainte de cisaillement de la roche et au coefficient d'émoussement du taillant. Outre cela, avec la diminution de l'angle d'affûtage du taillant augmente la vitesse de forage.

Cette théorie est valable dans les conditions où la roche est homogène et le taillant travaille en forme de coin. En réalité, les propriétés de la roche dans le processus de forage ne sont pas constantes et les conditions de travail du taillant varient d'après la profondeur. Après

l'émoussement, l'outil travaille comme un poinçon ayant une surface plate qui peut changer le sens physique du processus. Indépendamment de cela les grandeurs calculées par cette théorie et celles obtenues expérimentalement sont très proche.

III.4. Choix du régime de fonctionnement rationnel :

Pendant le choix des perforateurs, la question principale qui nous préoccupe a toujours été la productivité que peut assurer le perforateur dans les conditions bien définies, mais ce facteur reste lié au régime de fonctionnement de la machine, qui à son tour dépend des propriétés de la roche, du type de l'outil et des paramètres du perforateur sans pour autant négliger les facteurs qui peuvent avoir une influence sur le choix du régime de fonctionnement, tels que : la puissance maximale, la vitesse d'avancement maximale que peut assurer le perforateur, la hauteur de pénétration de l'outil lors de la destruction de la roche selon les paramètres de l'outil et le couple de rotation.

Tenant compte de la théorie présentée dans les paragraphes précédents, on propose d'effectuer les régimes de fonctionnement rationnel d'après le nomogramme **figure III.11**

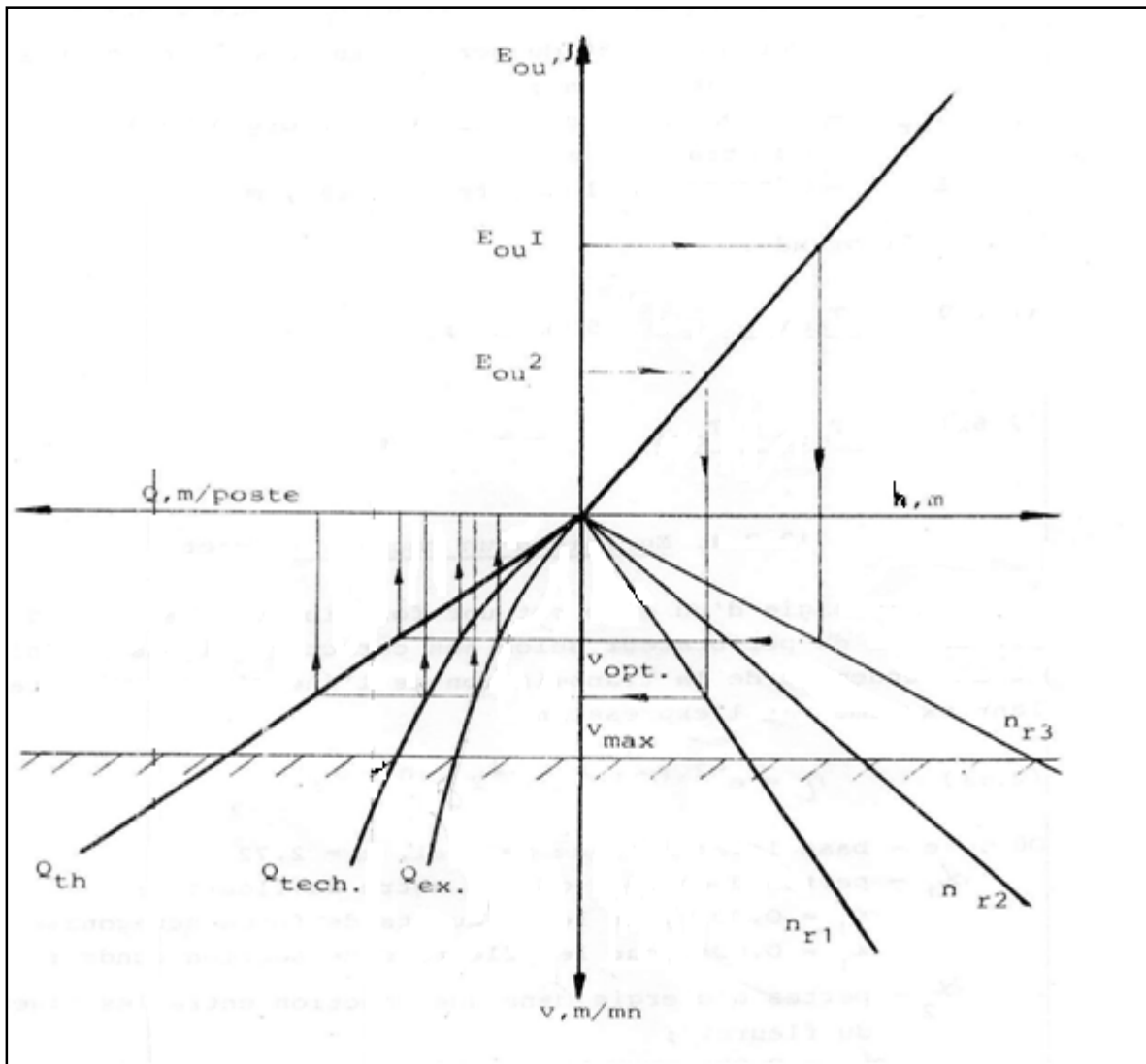


Figure III.11 : nomogramme de choix du régime de fonctionnement des perforateurs [7].

Conclusion :

Dans ce chapitre ont conclu que le choix de l'outil de forage percutant s'effectue selon les propriétés physicomécaniques et l'état de la roche ainsi que les paramètres des trous foré.

D'après les essais de laboratoire et les essais d'exploitation précédant ont peut déterminer les indices d'exploitation et les caractéristiques techniques.

Selon la théorie de destruction de la roches au fond du trou ont peut déduire que la diminution de l'angle d'affutage du taillant augmente la vitesse de forages, et aussi dans les conditions où la roche est homogène et taillant travail en forme de coin la théorie est valable.

Introduction :

Dans ce chapitre ont fait les recherches expérimentales dans le but de vérifier les méthodes de calcul, les résultats expérimentaux son donnée dans des tableaux ; puis on appliquant le logiciel Matlab pour obtenir des graphes et monogramme qui expliquent les tableaux de résultats expérimentaux afin de les comparer avec de monogramme de chapitre III et les analyse.

IV.1. Choix du régime de fonctionnement de la machine de forage percutant :

IV.1.1. Hauteur de pénétration du trépan :

La hauteur de pénétration est une fonction de l'énergie d'un coup du piston

$h = f(E_{ou}) :$

$$h = \frac{4 \cdot n'_c \cdot E_{ou}}{\pi \cdot d^2 \cdot \sigma_{comp} \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + \mu_1 \right) \cdot C_e \cdot z} , \text{ m} \quad (\text{IV.1})$$

E_{ou} - énergie d'un coup du piston, J

d - diamètre du trépan, m

μ_1 - coefficient de frottement entre le taillant et la roche, $\mu_1 = 0.3 - 0.5$

C_e - coefficient d'émoussement, $C_e = 1.2 - 1.3$

α - angle d'affûtage, degré

z - nombre de tranchants, = 1 - 3

IV.1.2. Vitesse de forage :

La vitesse de forage est une fonction de la hauteur de pénétration dans la roche et de la vitesse de rotation, exprimée par le rapport $\frac{n_c}{n_c}$, $V = f(h, n_c) :$

$$V = h \cdot \frac{n_c}{n_c} \cdot z , \text{ m/mn} \quad (\text{IV.2})$$

IV.1.3. Productivités du perforateur :

La productivité théorique, c'est le nombre de mètre de trou foré pendant l'unité de temps, $Q_{th} = f(V, T)$:

$$Q_{th} = 60.V.T, \text{ m/poste} \quad (\text{IV.3})$$

Où T –durée d'un poste de travail du perforateur, h

La productivité technique, c'est le nombre de mètre de trou foré pendant l'unité de temps en tenant compte des arrêts programmés du perforateur, $Q_{tech} = f(V, T, T_{pr})$:

$$Q_{tech} = \frac{T - T_{pr}}{(K_f \cdot m_p \cdot V)^{-1} + (t_{dépl} + t_{in} + t_n + q \cdot t_{ch}) \cdot K_{rep}}, \text{ m/poste} \quad (\text{IV.4})$$

Où : T_{pr} - le temps de préparation par poste, mn (tableau IV.1)

K_f - coefficient tenant compte du nombre de perforateurs en fonctionnement ;

Si $m_p = 2$, $K_f = 0.7$

m_p - nombre de perforateurs en fonctionnement

$t_{dépl}$ - temps de déplacement ou de manœuvre du perforateur, mn/m (tableau IV.1)

t_{in} - temps de la course inactive de la tige de forage, mn/m (selon les caractéristiques techniques)

t_n - temps de soufflage et de nettoyage du trou, mn/m (tableau IV.1)

t_{ch} - temps nécessaire pour changer l'outil de forage, mn/m (tableau IV.1)

q - consommation spécifique de l'outil de forage, pièces/m (tableau IV.2)

K_{rep} - coefficient tenant compte du repos des ouvriers ;

$K_{rep} = 1.12$ pour perforateur à main

$k_{rep} = 1.05$ pour perforateur à colonne.

La productivité d'exploitation, c'est le nombre de mètre de trou foré pendant l'unité de temps, en tenant compte de l'utilisation réelle du perforateur, $Q_{ex} = f(K_{ex}, Q_{tech})$:

$$Q_{ex} = Q_{tech} \cdot K_{ex}, \text{ m/poste} \quad (\text{IV.5})$$

Où K_{exp} est le coefficient d'exploitation, déterminé par la formule suivante :

dénomination	Désignation	Unité de mesure	Type du perforateur		
			à main	à colonne	télescopique
Temps préparatoire	T_{pr}	mn	30	35	45
Temps de déplacement du perforateur jusqu'à nouveau trou	$t_{dépl}$	mn/m	0.8	1.3	1.0
Temps de soufflage et de nettoyage du trou	t_n	mn/m	1.0	2.0	1.2
Temps nécessaire pour changer l'outil de forage	t_{ch}	mn/m	0.7	0.5	1.5

Tableau IV.1: durée des opérations auxiliaires lors du forage avec des perforateurs

Diamètre du taillant mm	Dureté de la roche						
	6-8	8-10	10-12	12-14	14-16	16-18	18-20
36	16	19	19	24	30	41	101
40	17	21	26	33	45	66	111
43	19	24	30	38	52	76	130
46	22	27	34	43	49	86	144

Tableau IV.2: consommation des outils de forage en pièces à 1000 m de trous forés avec des perforateurs à main

$$K_{ex} = \frac{1}{\frac{1}{K_f} + \frac{T_{aux} + T_{org}}{L}} \quad (IV.6)$$

Où : K_f -coefficient de fiabilité, $K_f = 0.8 \div 0.9$

T_{aux} -temps d'arrêt du perforateur due à des causes techniques, mn

T_{org} -pertes de temps à cause de l'organisation des travaux, mn

L - mètreage total des trous forés, (m).

On prend :

$$\frac{T_{aux}}{L} \text{ 3 à 5 mn/m} \quad (IV.7)$$

$$\frac{T_{aux} + T_{org}}{L} = 6 \text{ à } 8 \text{ mn/m} \quad (IV.8)$$

IV.1.4. Energie d'un coup du fleuret :

L'énergie d'un coup est une fonction de l'énergie d'une percussion du perforateur selon ses caractéristiques techniques et du rendement de la transmission de l'énergie jusqu'au taillant exprimé par l'expression :

$$\tau = e^{-2.(\alpha_1.L + \alpha_2.n + \alpha_3)} \quad (IV.9)$$

Où : e - base logarithmique naturel, $e=2.72$

α_1 - pertes d'énergie dans 1 mètre du fleuret

$\alpha_1 = 0.003$ Pour les fleurets de forme hexagonale

$\alpha_1 = 0.004$ Pour les fleurets de section ronde

α_2 - pertes d'énergie dans une jonction entre les tiges du fleuret

$\alpha_2 = 0.025$ Pour la jonction à manche fileté

α_3 - pertes d'énergie dans la jonction entre le fleuret et la couronne (taillant)

$\alpha_3 = 0.07$ Pour la jonction conique

n - nombre de jonction du fleuret :

$$n = \frac{L_F + 0.5}{\Delta L} \quad (\text{IV.10})$$

Où : L_f - longueur du trou de forage, m

ΔL - longueur d'une tige du fleuret, m

$\Delta L = 0.9 - 1.2$, m pour les duretés $f \leq 10$

$\Delta L = 0.7 - 0.9$, m pour les duretés $f > 10$

L - longueur totale du fleuret, m

$$L = L_f + 0.5, \text{ m} \quad (\text{IV.11})$$

paramètres	Indices	valeurs
Diamètres du piston	D,mm	65
Diamètre de la tige du piston	d_1 ,mm	40
Diamètre de la tige hélicoïdale	d_2 ,mm	30
Poids du piston	G,kgf	9.1
Courses du piston	L,mm	62
Masse du perforateur	M,kg	23

Tableau IV.3 : Caractéristiques techniques du perforateur pneumatique Atlas copco de type (RH656-4W).

IV.1.5.Application numérique :

D'après le tableau IV.3 on peut calculer les paramètres de base du perforateur pneumatique suivant :

Calcul de la surface utile du piston pour réaliser le trajet aller

$$S_a = 3,14/4 \cdot (0,065^2 - 0,030^2) = 0,0026 \text{ m}^2$$

Et pour le trajet retour :

$$S_r = 3,14/4 \cdot (0,065^2 - 0,040^2) = 0,0020 \text{ m}^2$$

Calcul de la force appliquée au piston pendant le trajet aller :

$$F_a = (0,0026 \cdot 8 - 0,002 \cdot 1,2) \cdot 0,9 = 165,6 \text{ N}$$

Et pendant le trajet retour :

$$F_r = (20 \cdot 8 - 26 \cdot 1,2) \cdot 0,6 = 77,3 \text{ N}$$

Calcul de la vitesse du piston pendant le trajet aller

$$V_a = (2 \cdot 165,6 \cdot 0,051 \cdot 9,81 / 2)^{1/2} = 9,1 \text{ m/s}$$

Et pour le trajet retour :

$$V_r = (2 \cdot 77,3 \cdot 0,048 \cdot 9,81 / 2)^{1/2} = 6,03 \text{ m/s}$$

Calcul de la durée du trajet aller :

$$t_a = (9,1 \cdot 2 / 9,81 \cdot 165,6) + (0,04 - 0,051) / 9,1 = 0,010 \text{ s}$$

Et celle du trajet retour :

$$t_r = (6,03 \cdot 2 / 9,81 \cdot 77,3) + (0,04 - 0,048) / 6,03 = 0,014 \text{ s}$$

Calcul de la durée du cycle :

$$T_c = 0,010 + 0,014 = 0,024 \text{ s}$$

Calcul le nombre de coups du piston par minute :

$$n_c = 60 / 0,024 = 2500 \text{ coups/min}$$

Calcul le nombre de tours du fleuret par minute :

$$n_t = 0,04 \cdot 2500 / 1 = 100 \text{ tr/min}$$

Calcul le nombre de coups du piston par un tour du fleuret :

$$n'_c = 2500 / 100 = 25 \text{ coups/tr}$$

Calcul de l'angle de rotation du piston du fleuret par un coup :

$$\Phi = 360 / 25 = 14,4^\circ$$

$$\text{tg } \beta = 1 / 2 \cdot 0,024 = 16,7$$

$$F'' = 77,3 \cdot 4 = 309,2 \text{ N}$$

Calcul du couple de rotation du piston : pour $k_3 = 0.5$

$$C_r = 77,3 \cdot 0,03 = 2,32 \text{ N}$$

Calcul de l'énergie du piston :

$$E_c = 165,6 \cdot 0,051 = 8,5 \text{ N.m}$$

Calcul la puissance du perforateur :

$$P_c = 8,5 \cdot 2000/60 \cdot 1020 = 0,278 \text{ KW}$$

$$\text{Ou : } P_c = 8,5 \cdot 2000/60 \cdot 750 = 0,378 \text{ Ch}$$

Calcul la consommation de l'air comprimé par minute :

$$C_{air} = (0,0026 + 0,002) \cdot 0,04 \cdot 2000 \cdot 8/1,2 = 2,45 \approx 3 \text{ m}^3/\text{min.}$$

N^{bre} essai	P_a .10⁶ (bar)	E_{ou} (joule)
00	00	00
1	2	396.8
2	2.5	500.8
3	3	604.8
4	3.5	708.8
5	4	812.8
6	4.5	916.8
7	5	1020.8
8	5.5	1124.8
9	6	1228.8
10	6.5	1332.8
11	7	1436.8
12	7.5	1540.8
13	8	1644.8
14	8.5	1748.8
15	9	1852.8
16	9.5	1956.8

Tableau IV.4 : Résultats de l'étude expérimentale réalisée dans les conditions de la carrière de file fila.

On applique le logiciel Matlab sur les résultats de l'étude expérimentale, on obtient :

La courbe $E_{ou} = f(P_a)$

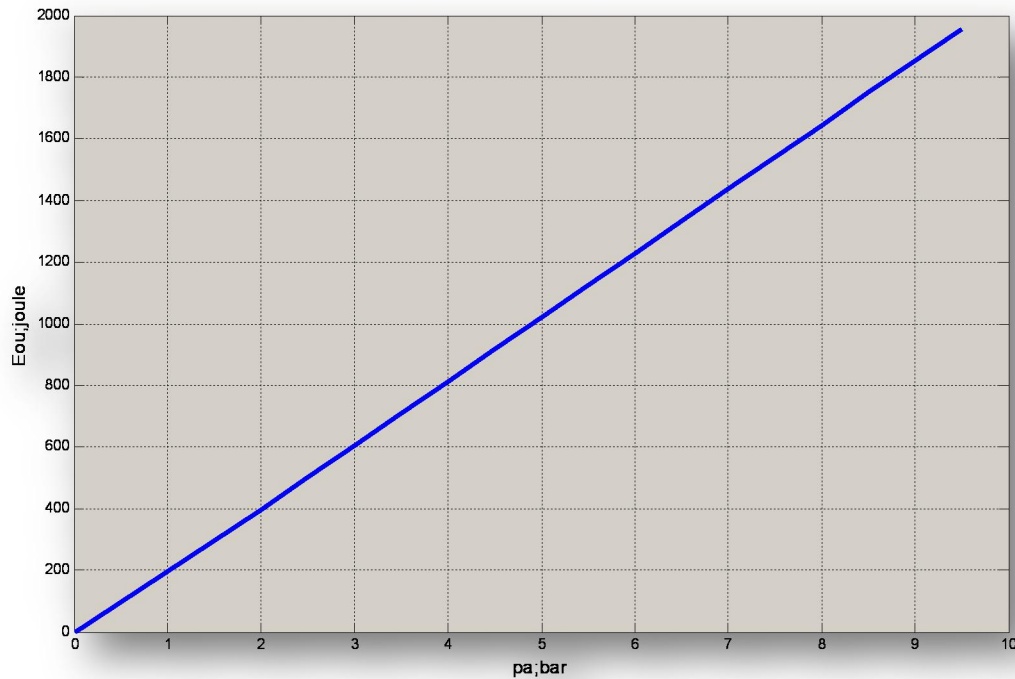


Figure IV.1: la variation de l'énergie d'un coup du piston (E_{ou}) en fonction de la pression d'air comprimé dans la chambre d'admission du cylindre (P_a).

- **Interprétation (figure IV.1) :**

En remarque que la courbe de l'énergie d'un coup du piston augmente tant que la pression d'air comprimé dans la chambre d'admission du cylindre augmente.

$E_{ou} ; j$	$h ; \text{mm/tr}$
00	00
396.8	0.2503
500.8	0.3160
604.8	0.3816
708.8	0.4472
812.8	0.5128
916.8	0.5785
1020.8	0.6441
1124.8	0.7097
1228.8	0.7753
1332.8	0.8409
1436.8	0.9066
1540.8	0.9722
1644.8	1.0378
1748.8	1.1034
1852.8	1.1691
1956.8	1.2347

Tableau IV.5 : variation de la hauteur de pénétration en fonction de l'énergie d'un coup du piston.

On applique le logiciel Matlab sur les résultats de l'étude expérimentale, on obtient :

La droite $h = f(E_{ou})$.

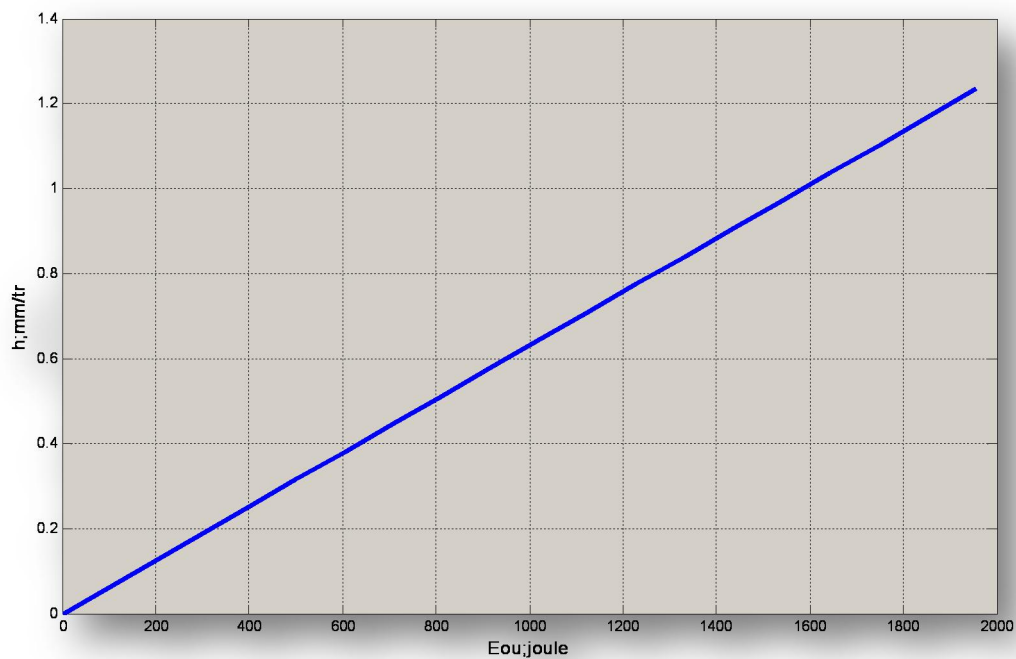


Figure IV.2: la variation de la hauteur de pénétration (h) en fonction de l'énergie d'un coup du piston (E_{ou}).

- **Interprétation (figure IV.2) :**

En remarque que la hauteur de pénétration augmente tant que l'énergie d'un coup du piston augmente.

h ; mm/tr	Avec $n_{c1}=2000$; coups/min		Avec $n_{c2}=2100$; coups/min		Avec $n_{c3}=2200$; coups/min	
	Vf1 ; m/min	H ; m	Vf2 ; m/min	H ; m	Vf3 ; m/min	H ; m
00	00	00	00	00	00	00
0.2503	0,0200	191	0,0210	220	0,0220	124
0.3160	0,0252	187	0,0265	216	0,0278	123
0.3816	0,0304	185	0,0320	204	0,0335	113
0.4472	0,0357	183	0,0375	202	0,0393	110
0.5128	0,0410	155	0,0430	174	0,0451	107
0.5785	0,0462	153	0,0485	172	0,0509	101
0.6441	0,0515	148	0,0541	167	0,0566	99
0.7097	0,0567	143	0,0596	162	0,0624	87
0.7753	0,0620	141	0,0651	160	0,0682	84
0.8409	0,0672	118	0,0706	137	0,0739	62
0.9066	0,0725	101	0,0761	120	0,0797	52
0.9722	0,0777	81	0,0816	100	0,0855	50
1.0378	0,0830	58	0,0871	77	0,0913	42
1.1034	0,0882	51	0,0926	70	0,0970	32
1.1691	0,0935	38	0,0982	57	0,1028	30
1.2347	0,0987	27	0,1037	46	0,1086	25

Tableau IV.6 : la variation de la vitesse de forage en fonction de la hauteur de pénétration.

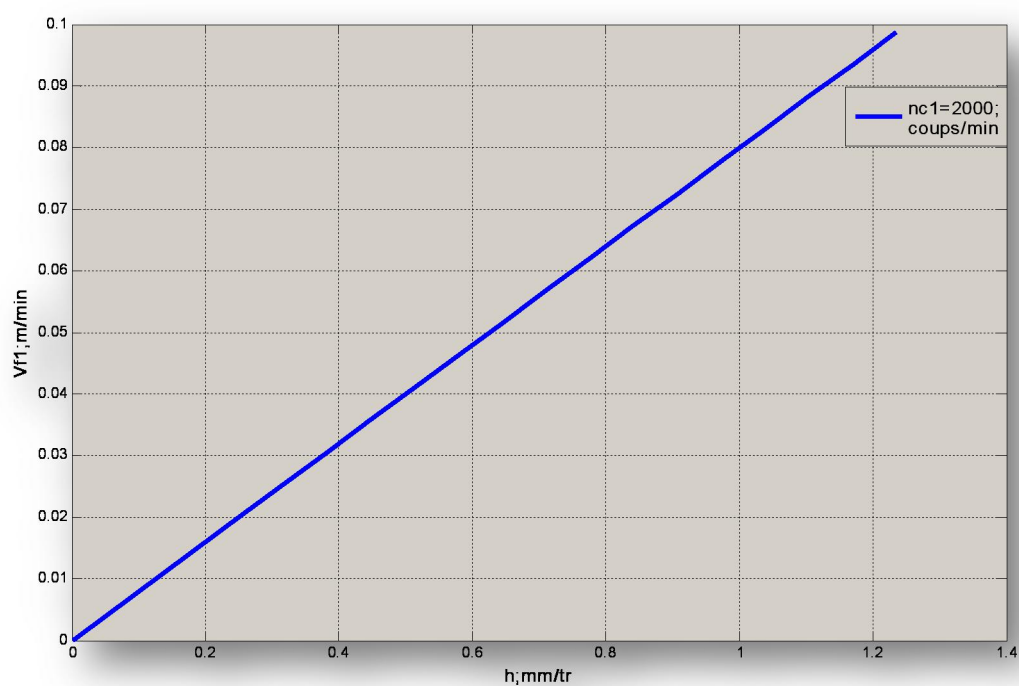


Figure IV.3: la variation de la vitesse de forage (V_{f1}) en fonction de la hauteur de pénétration(h).

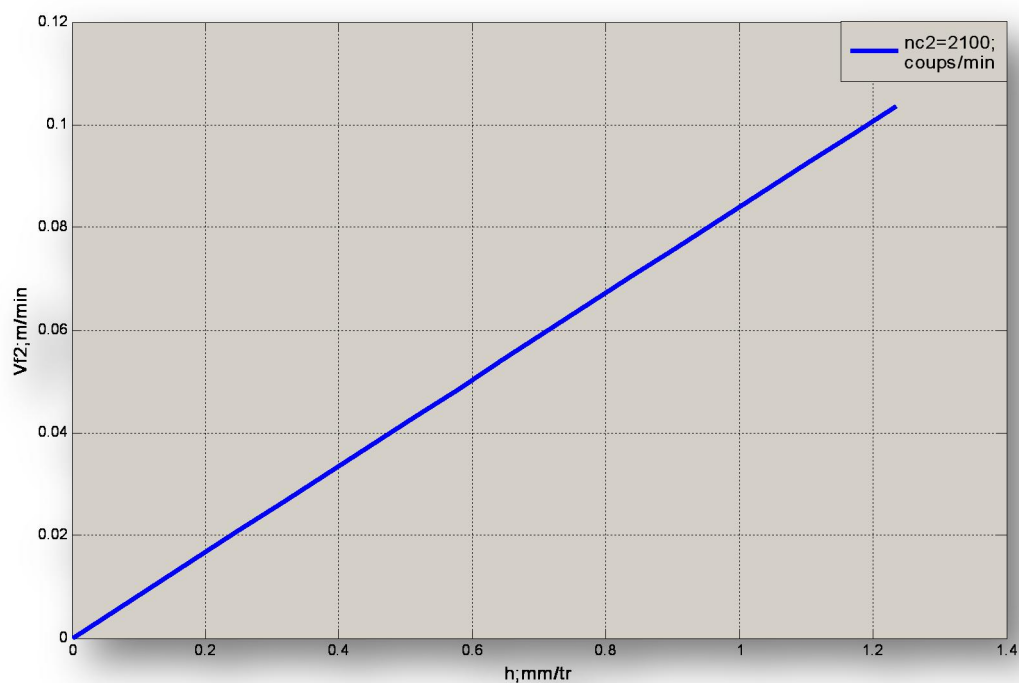


Figure IV.4: la variation de la vitesse de forage (V_{f2}) en fonction de la hauteur de pénétration(h).

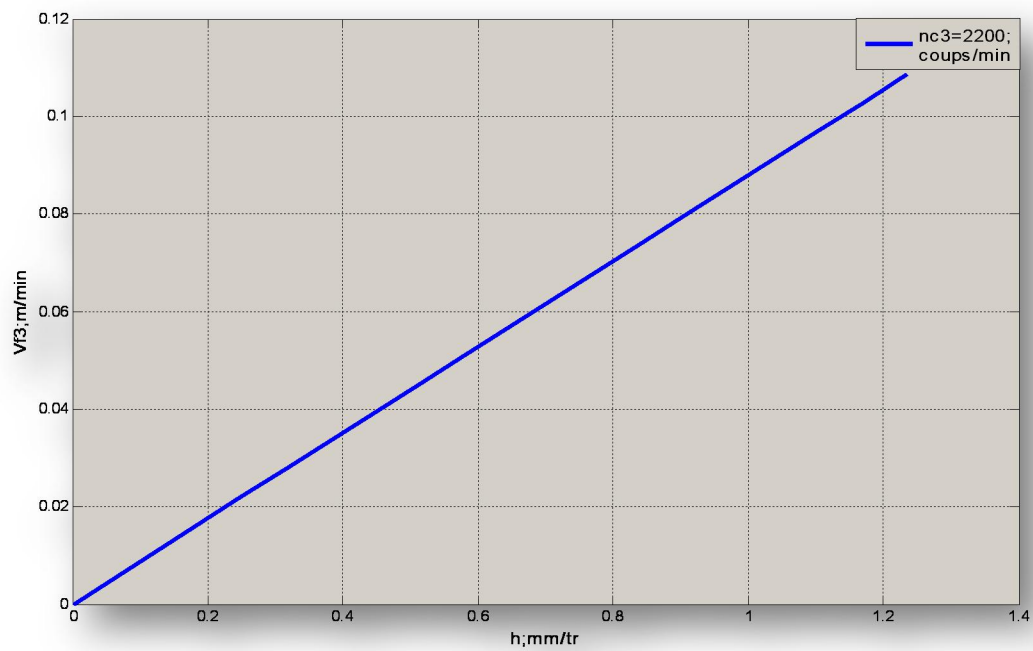


Figure IV.5: la variation de la vitesse de forage (V_{f3}) en fonction de la hauteur de pénétration(h).

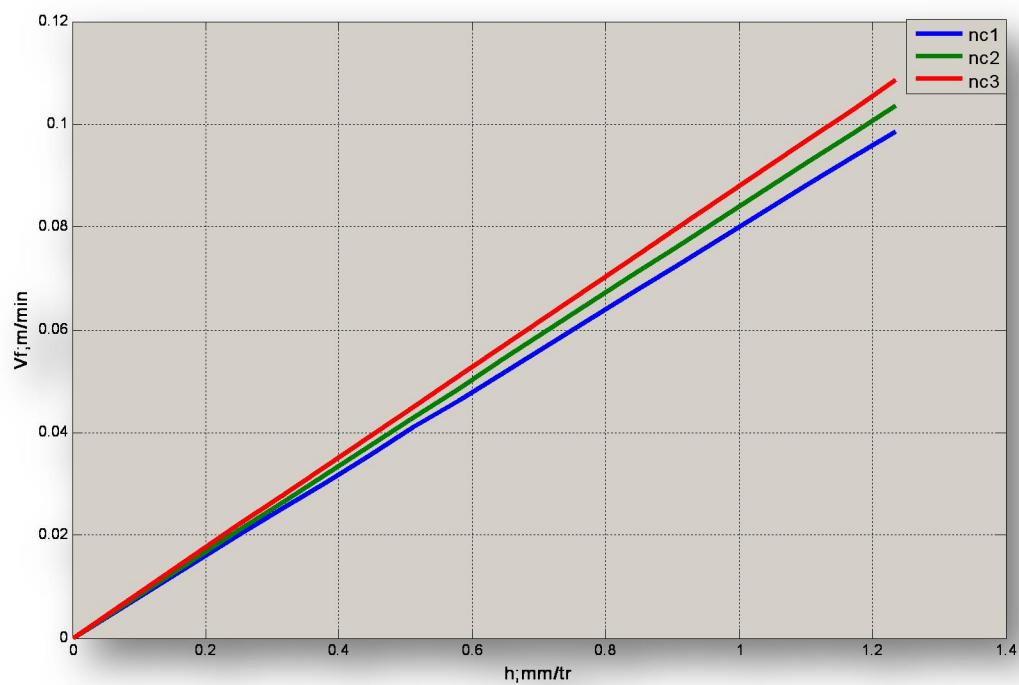


Figure IV.6: la variation de la vitesse de forage (V_f) en fonction de la hauteur de pénétration(h).

- **Interprétation (figure IV.5) :**

En remarque que la variation de la vitesse de forage augmente tant que la hauteur de pénétration augmente.

IV.2.Critères et modèle du choix des régimes de fonctionnement rationnel :

La structure du prix de revient d'un mètre du trou foré se compose de deux parties :

Dépenses dépendant du temps liées à la productivité des travaux de forage ainsi qu'au métrage pour un outil. il convient de dire que le prix de revient d'un mètre du trou foré est le critère qui tien compte du niveau technique des machines employées et de l'organisation du travail.

S'il s'agit de l'exploitation des machines des forages choisies permettant de forer des trous de diamètre déterminé. Le critère le plus juste de la détermination des paramètres du régime rationnel de forage sera le prix de revient d'un mètre de trou foré. Ce dernier est peut être déterminé d'après la formule suivante :

$$C = (C_p/Q_{exp}) + (C_{ou}/H) ; (DA/m).$$

C_p : Prix d'un poste de travail de perforateur ;(DA/poste)

Q_{exp} : Productivité par poste de perforateur lors de forage ; (m/poste).

C_{ou} : Prix de l'outil ;(DA)

H : métrage des trous foré se rapportant à un outil ; (m)

Ici découle que dans la formule, Q_{exp} est fonction de la vitesse de forage mécanique (V_{fm}) et par conséquence de la vitesse de rotation (n_r) et de la pression axiale P_{ax} le problème posé consiste à déterminer les valeurs des paramètres de réglage ou le prix de revient minimale d'un mètre du trou foré.

C_{ou} : Prix de l'outil ; DA ;($C_{ou}=1100DA$).

P_a : Force axiale (pression d'alimentation) ; kgf.

C_p : Dépenses rapportant à l'exploitation de la machine pendant un poste ; DA.

$$C_p = C_s + C_e + C_a + C_{rép} + C_{ma}$$

C_s : Salaire de l'ouvrier par poste ; DA/poste ;($C_s = 300 DA/poste$).

C_e : Le coût de l'énergie par poste ; DA/poste ; ($C_e = 115DA/poste$).

C_a : Le coût de la machine amortie ; DA/poste.

$C_{rép}$: Le coût de réparation ; DA/poste. ($C_{rép} = 90DA/poste$).

C_{ma} : Le cout de la matière (graine) ; DA/poste ; ($C_{ma} = 2.62DA/poste$)

$C_a = C_{mach}/(N_j \cdot N_p \cdot N_a)$; DA/poste.

Ou :

C_{mach} : Coût de la machine ; DA ; ($C_{mach} = 785000DA$)

N_j : Nombre de jour ouvrable par an ; ($N_j = 254 \text{ jours}$).

N_p : Nombre de poste par jour ; ($N_p = 2 \text{ poste}$).

N_a : Nombre d'année se rapportant à l'usure total de l'outil. ($1/N_a=0,2$).

$C_a = 785000 \cdot 0,2 / (254 \cdot 2) = 309,06 \text{ DA}$

$C_p = 300 + 115 + 309,06 + 90 + 2.62 = 816,68 \text{ DA}$.

E	Vf1 ; m/mn	H ; m	<u>Qthé</u>	<u>Qtech</u>	<u>Kexp</u>	<u>Qexp</u>	C ; DA/m
00	0	0	0	0	0	0	0
01	0.0200	196	1.200	1.137	0.787	0.894	919.12
02	0.0252	192	1.512	1.430	0.762	1.089	755.65
03	0.0304	190	1.824	1.721	0.739	1.271	648.32
04	0.0357	188	2.142	2.017	0.716	1.444	571.41
05	0.0410	160	2.460	2.274	0.695	1.580	523.75
06	0.0462	158	2.772	2.562	0.676	1.731	478.75
07	0.0515	152	3.090	2.836	0.657	1.863	445.59
08	0.0567	148	3.402	3.034	0.639	1.938	428.83
09	0.0620	146	3.720	3.242	0.622	2.016	412.62
10	0.0672	123	4.032	3.366	0.607	2.043	408.68
11	0.0725	106	4.350	3.473	0.591	2.052	408.36
12	0.0777	86	4.662	3.456	0.577	1.994	422.35
13	0.0830	63	4.980	3.397	0.563	1.912	444.59
14	0.0882	56	5.292	3.257	0.550	1.791	475.63
15	0.0935	43	5.610	3.165	0.538	1.702	505.41
16	0.0987	31	5.922	3.096	0.526	1.628	537.12

Tableau IV.7 : Résultats obtenus de la productivité du perforateur en fonction de la vitesse de forage (V_{f1}) dans les conditions de la carrière de file fila.

On applique le logiciel Matlab sur les résultats de l'étude expérimentale, on obtient :

les courbes $V_{f1} = f(Q_{théo})$, $V_{f1} = f(Q_{tech})$, $V_{f1} = f(Q_{exp})$, $V_{f1} = f(Q_{théo}, Q_{tech}, Q_{exp})$

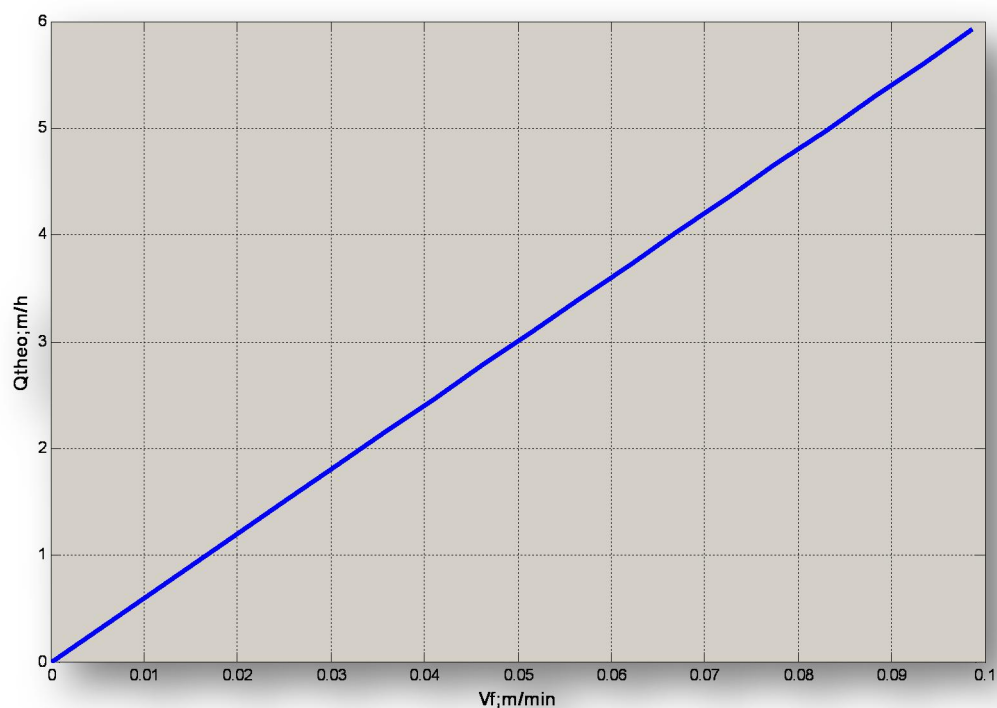


Figure IV.7 : la variation de la productivité théorique(Qthéo) en fonction de la vitesse de forage (V_{f1}).

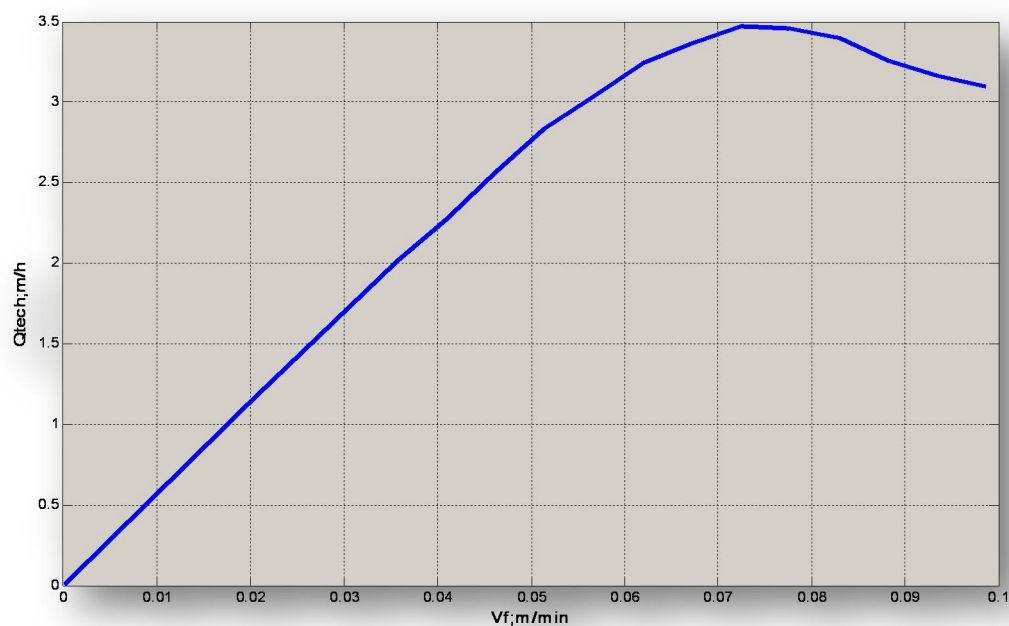


Figure IV.8 : la variation de la productivité technique(Qtech) en fonction de la vitesse de forage (V_{f1}).

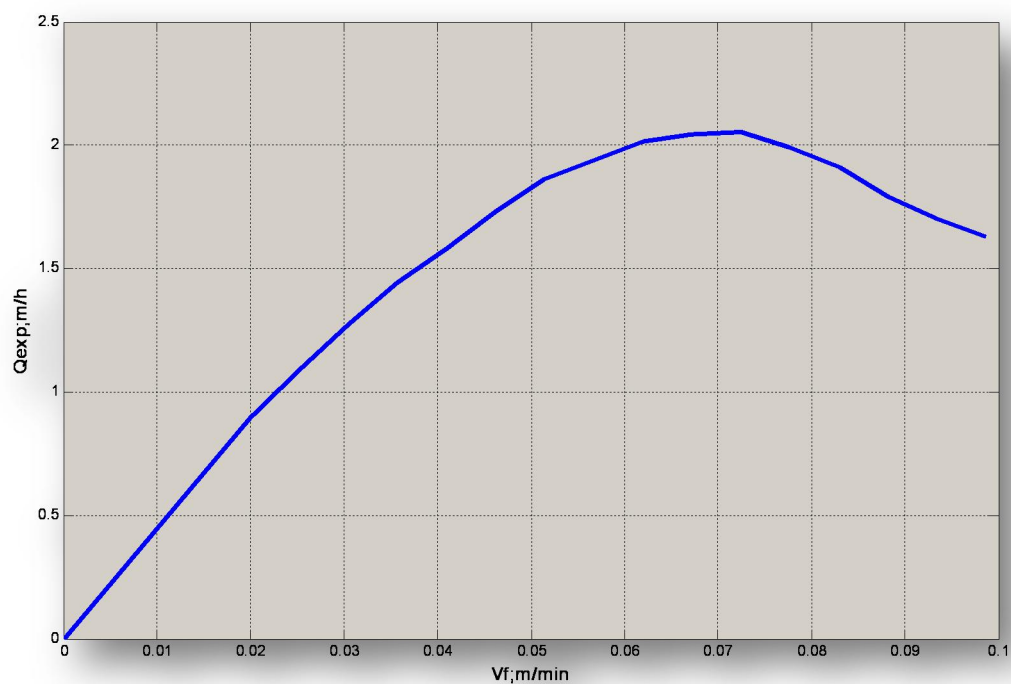


Figure IV.9 : la variation de la productivité exploitation (Q_{exp}) en fonction de la vitesse de forage (V_{f1})

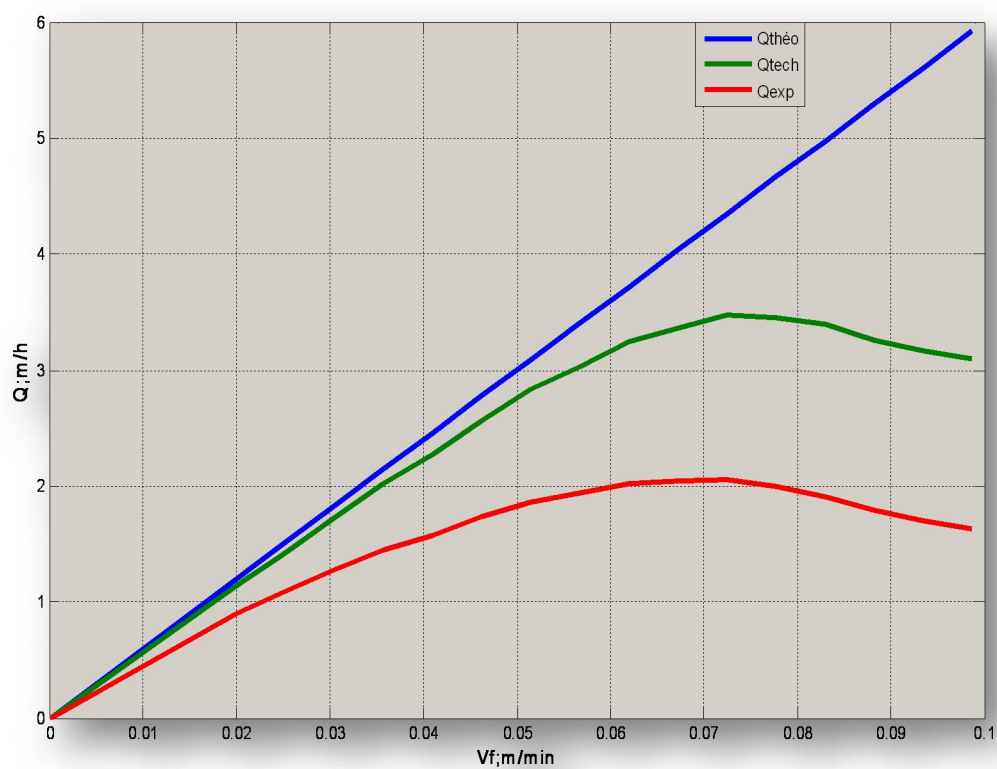


Figure IV.10 : la variation de la productivité(Q) en fonction des vitesses de forage (V_{f1}).

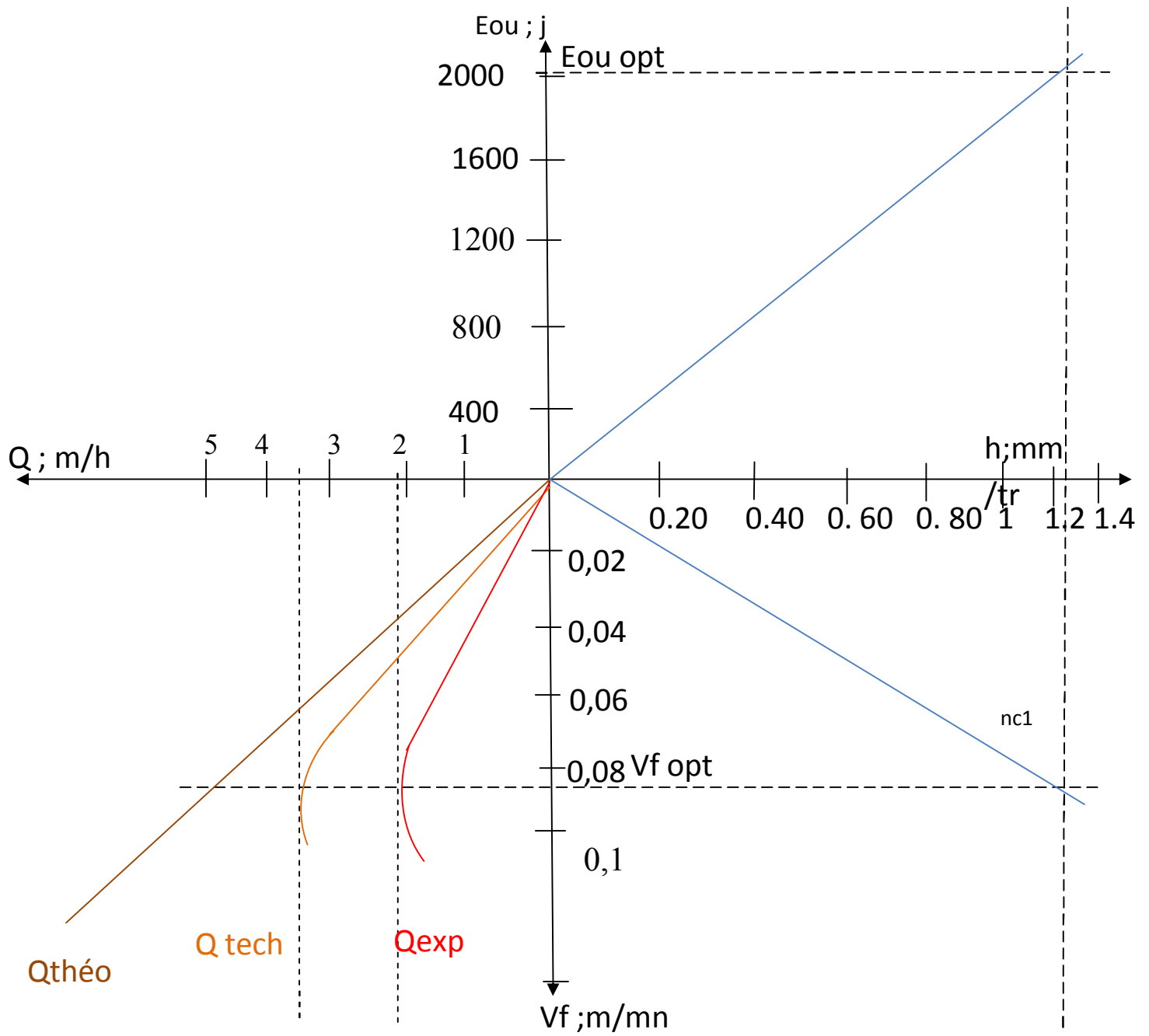


Fig.IV.11.nomogramme des résultats expérimentaux avec $nc1=2000tr/min$

E	Vf2 , m/mn	H , m	Qthé	Qtech	Kexp	Qexp	C ; DA/m
00	00	00	00	00	00	00	00
01	0.0210	173	1.260	0.875	0.782	0.684	1200.32
02	0.0265	179	1.590	1.102	0.756	0.833	986.54
03	0.0320	193	1.920	1.319	0.732	0.965	851.99
04	0.0375	187	2.250	1.540	0.709	1.091	754.44
05	0.0430	166	2.580	1.755	0.687	1.205	684.36
06	0.0485	160	2.910	1.966	0.667	1.311	629.81
07	0.0541	155	3.246	2.181	0.648	1.413	585.06
08	0.0596	150	3.576	2.363	0.630	1.488	556.17
09	0.0651	147	3.906	2.562	0.613	1.570	527.65
10	0.0706	124	4.236	2.647	0.597	1.580	525.75
11	0.0761	107	4.566	2.752	0.582	1.601	520.38
12	0.0816	84	4.896	2.916	0.567	1.653	507.95
13	0.0871	60	5.226	2.978	0.553	1.646	514.49
14	0.0926	53	5.556	2.925	0.540	1.579	535.96
15	0.0982	39	5.892	2.522	0.527	1.318	647.83
16	0.1037	28	6.222	2.377	0,515	1.169	737.89

Tableau IV.8 : Résultats obtenus de la productivité du perforateur en fonction de la vitesse de forage (V_{f2}) dans les conditions de la carrière de file fila.

On appliquer le logiciel Matlab sur les résultats de l'étude expérimentale, on obtient :

les courbes $V_{f2} = f(Q_{théo})$, $V_{f2} = f(Q_{tech})$, $V_{f2} = f(Q_{exp})$, $V_{f2} = f(Q_{théo}, Q_{tech}, Q_{exp})$

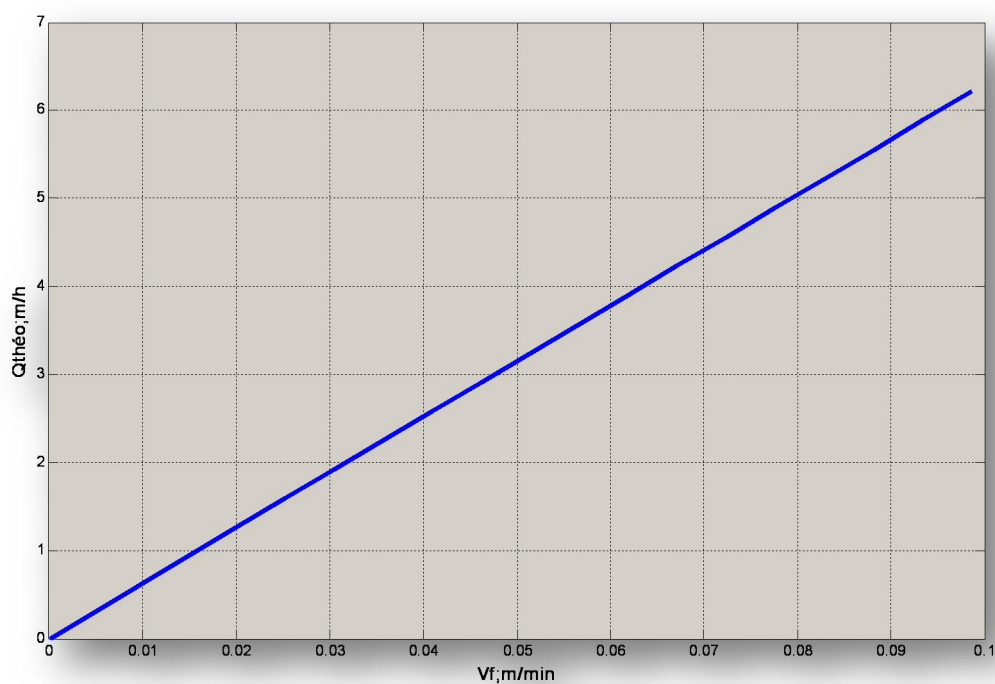


Figure IV.12 : la variation de la productivité théorique($Q_{théo}$) en fonction de la vitesse de forage (V_{f2}).

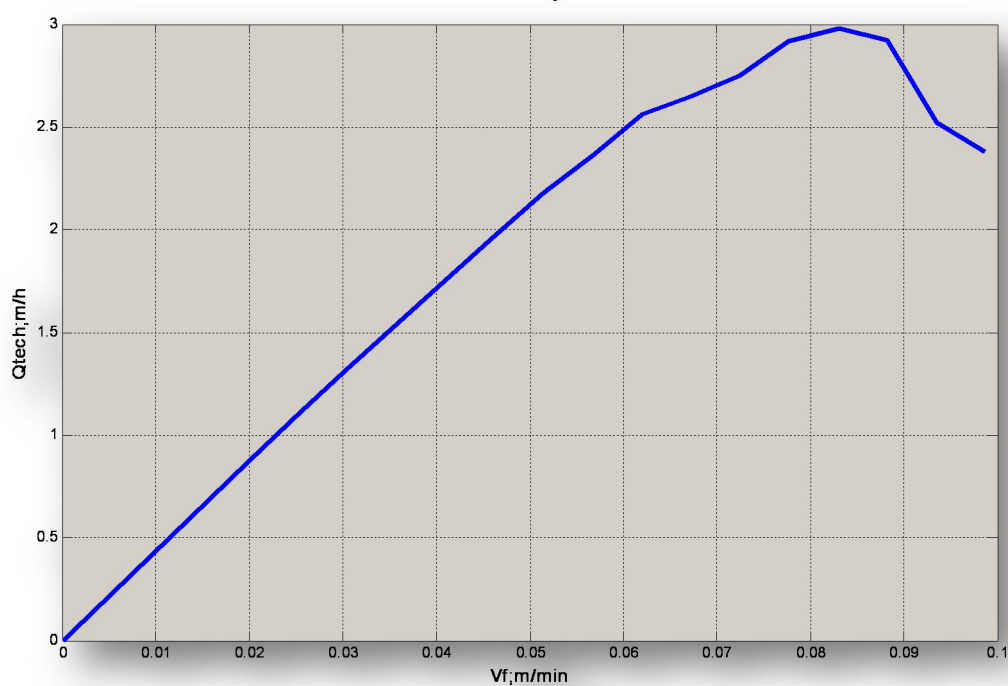


Figure IV.13 : la variation de la productivité technique(Q_{tech}) en fonction de la vitesse de forage (V_{f2}).

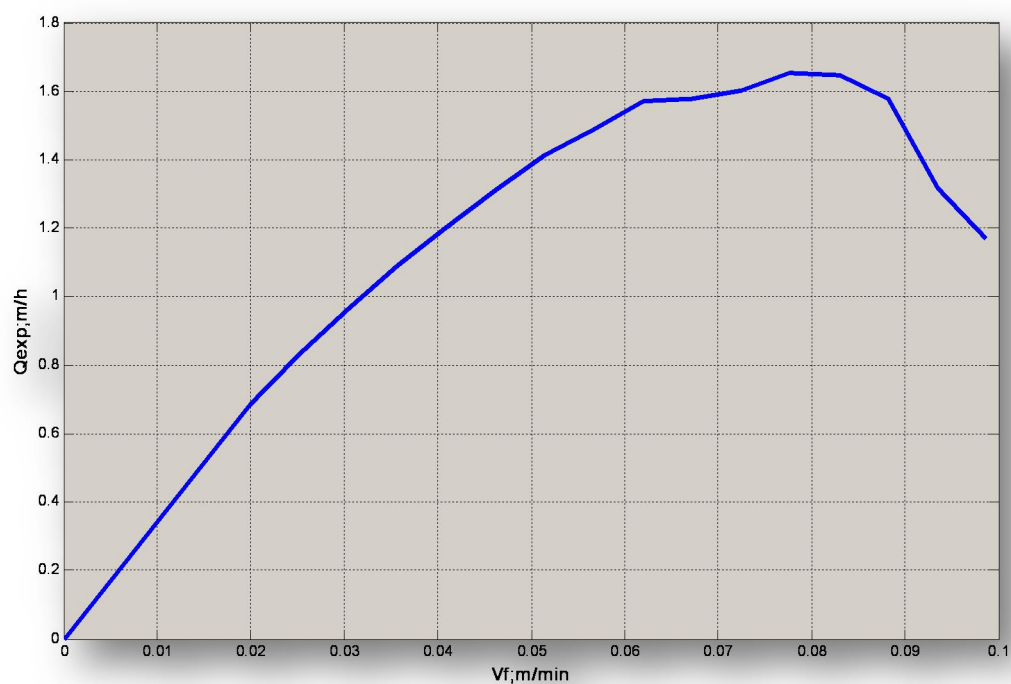


Figure IV.14 : la variation de la productivité exploitation (Q_{exp}) en fonction de la vitesse de forage (V_{f2})

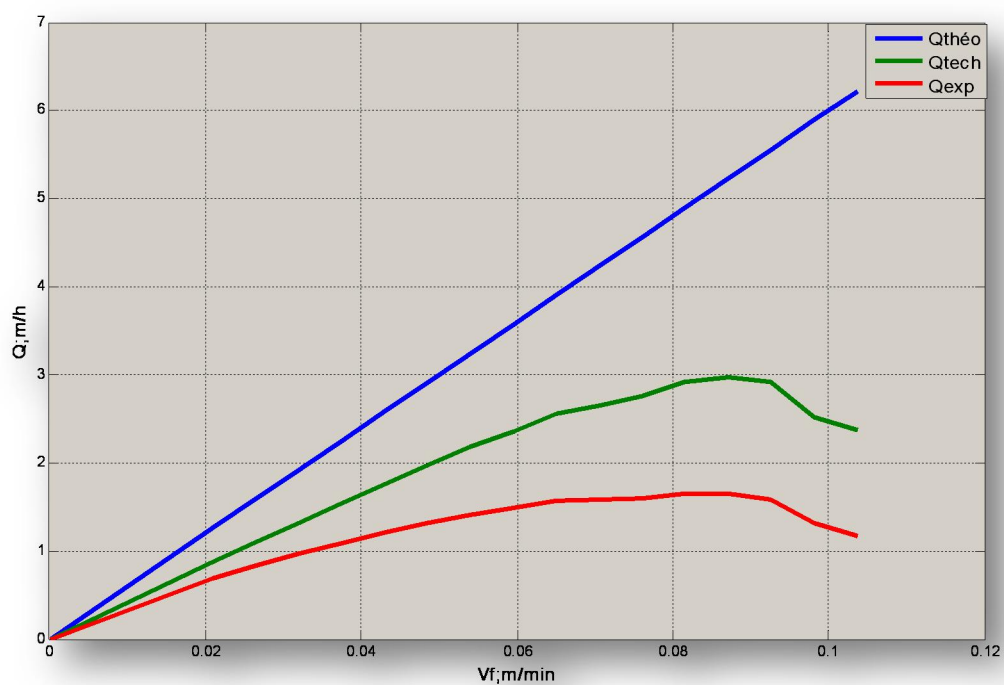
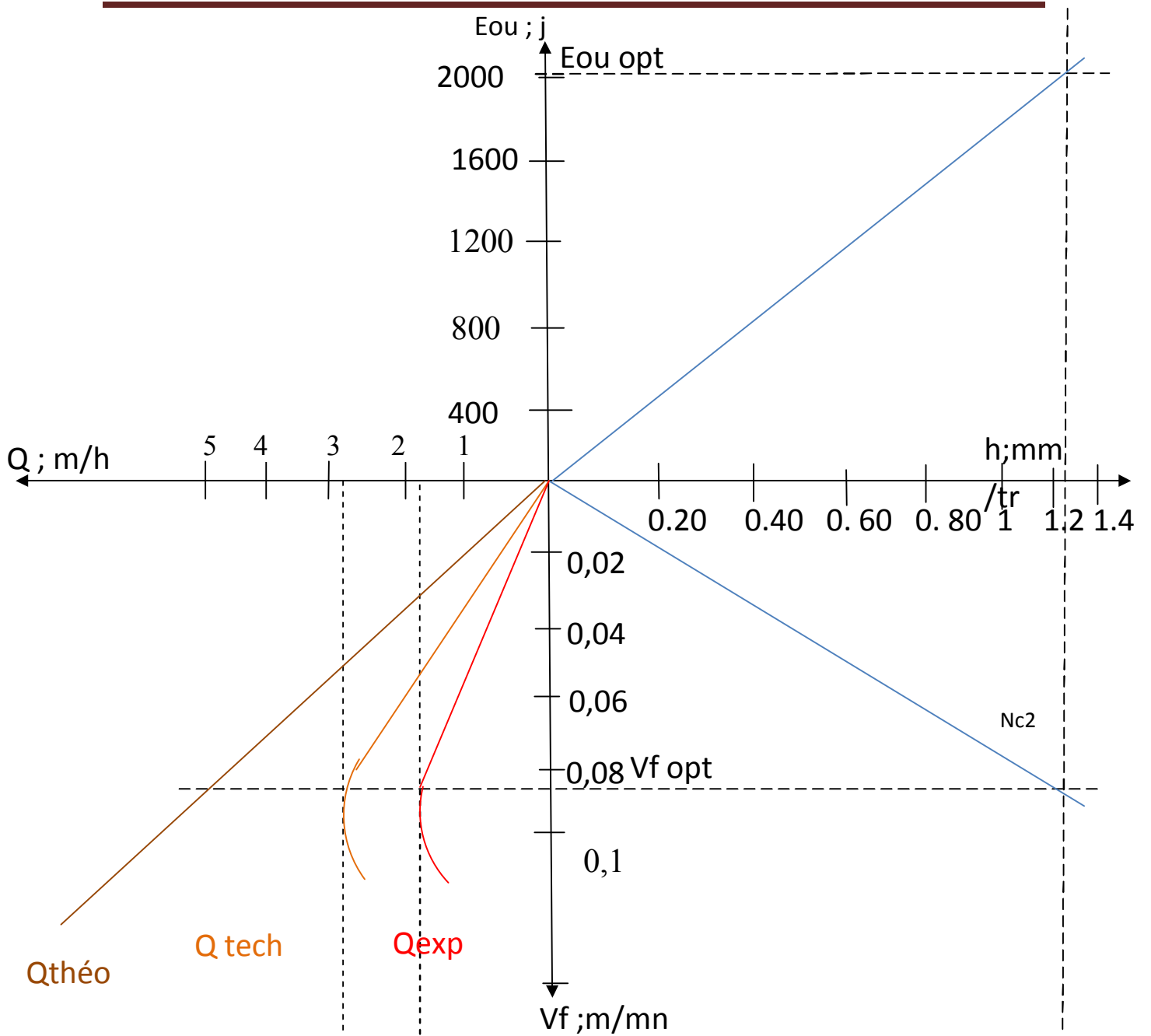


Figure IV.15 : la variation de la productivité (Q) en fonction des vitesses de forage (V_{f2}).



FigIV.16.nomogramme des résultats expérimentaux avec $n_{c2}=2100\text{tr/min}$

E	Vf 3 , m/mn	H , m	Qthé	Qtech	Kexp	Qexp	C ; DA/m
00	0	0	0	0	0	0	0
01	0.0220	197	1.320	1.228	0.777	0.954	861.63
02	0.0278	196	1.668	1.547	0.750	1.160	709.64
03	0.0335	187	2.010	1.856	0.725	1.345	613.07
04	0.0393	188	2.358	2.169	0.702	1.522	542.43
05	0.0451	162	2.706	2.755	0.680	1.666	496.99
06	0.0509	160	3.054	3.046	0.659	1.780	465.67
07	0.0566	158	3.396	3.339	0.640	1.900	436.79
08	0.0624	154	3.744	3.633	0.621	2.000	415.48
09	0.0682	153	4.092	3.852	0.604	2.194	379.31
10	0.0739	134	4.434	3.870	0.587	2.271	367.61
11	0.0797	118	4.782	3.816	0.572	2.182	383.60
12	0.0855	99	5.130	3.657	0.557	2.036	412.22
13	0.0913	75	5.478	3.490	0.543	1.895	445.62
14	0.0970	69	5.820	3.262	0.530	1.728	488.55
15	0.1028	56	6.168	2.955	0.517	1.527	554.46
16	0.1086	46	6.516	2.765	0.505	1.396	608.92

Tableau IV.9: Résultats obtenus de la productivité du perforateur en fonction de la vitesse de forage (V_{f3}) dans les conditions de la carrière de file fila

On applique le logiciel Matlab sur les résultats de l'étude expérimentale, on obtient :

les courbes $V_{f3} = f(Q_{théo})$, $V_{f3} = f(Q_{tech})$, $V_{f3} = f(Q_{exp})$, $V_{f3} = f(Q_{théo}, Q_{tech}, Q_{exp})$

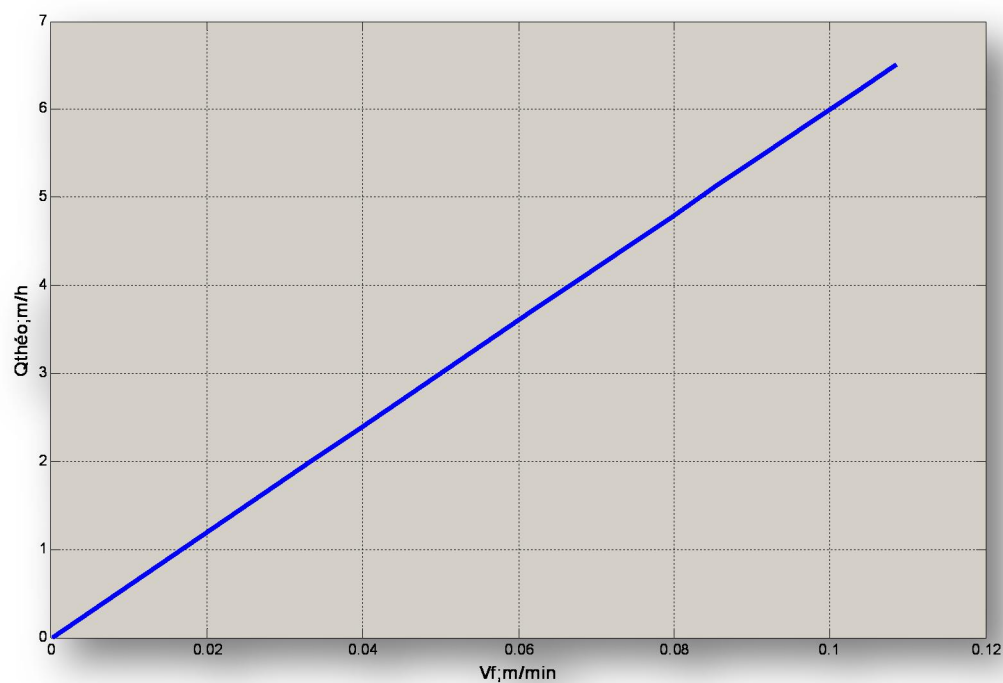


Figure IV.17: la variation de la productivité théorique ($Q_{théo}$) en fonction de la vitesse de forage (V_{f3}).

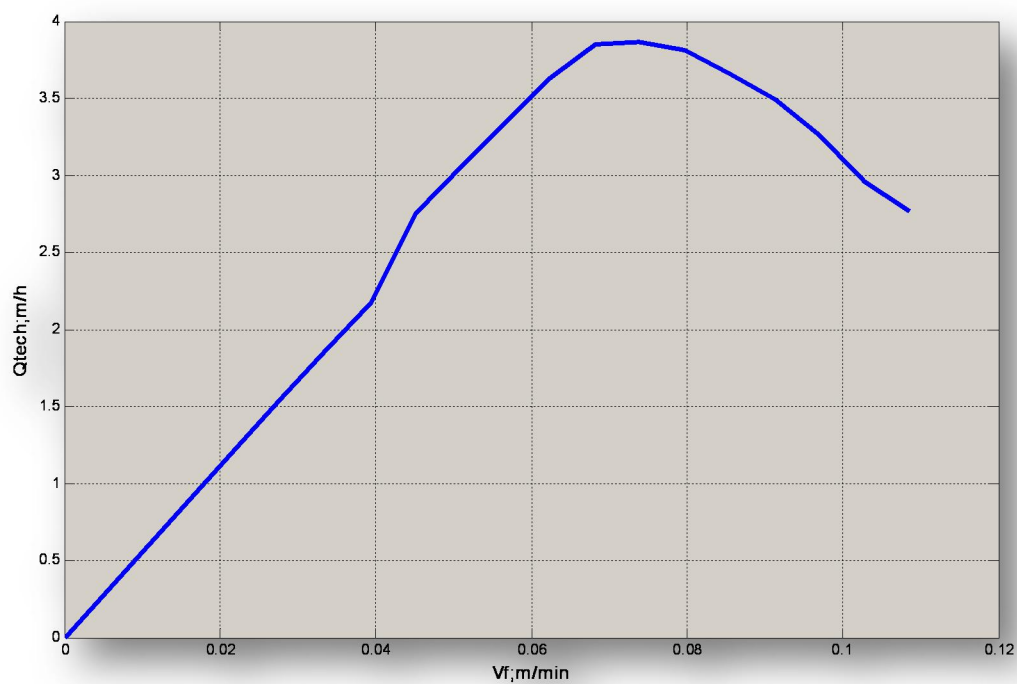


Figure IV.18 : la variation de la productivité technique (Q_{tech}) en fonction de la vitesse de forage (V_{f3}).

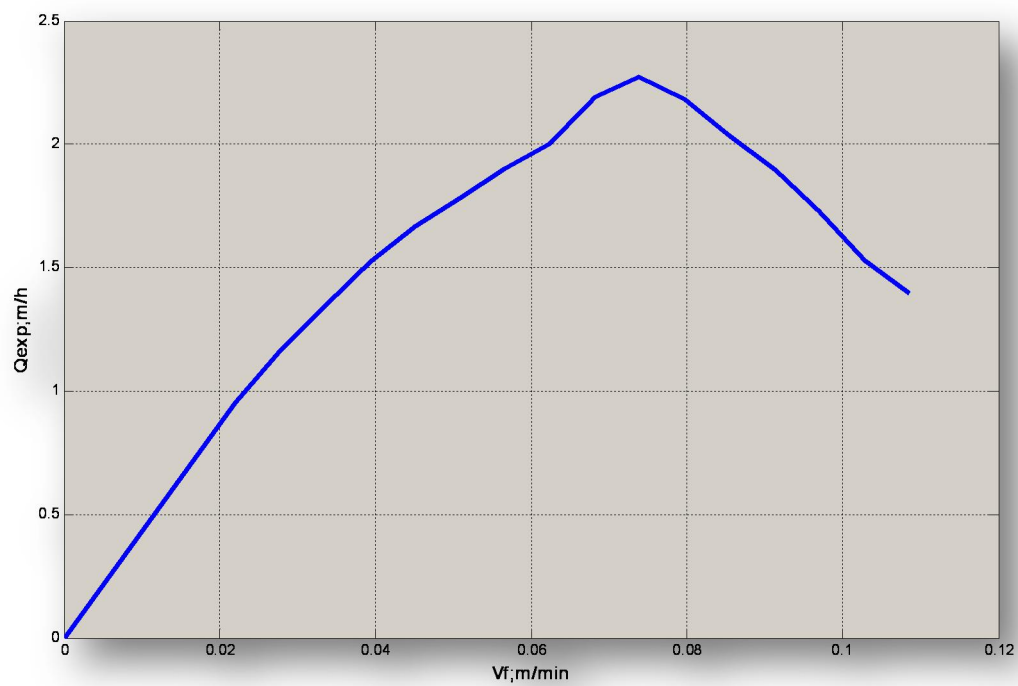


Figure IV.19 : la variation de la productivité exploitation (Q_{exp}) en fonction de la vitesse de forage (V_{f3}).

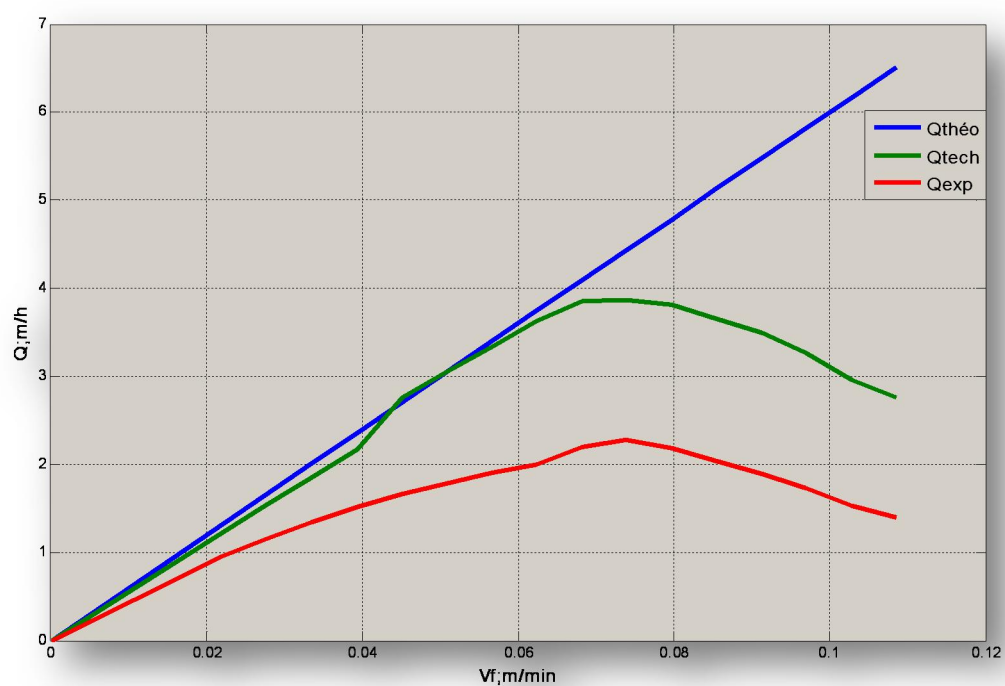


Figure IV.20 : la variation de la productivité(Q) en fonction des vitesses de forage (V_{f3}).

Interprétation (figure IV.10, figure IV.15, figure IV.20) :

En remarque que la productivité du perforateur pneumatique augmente tant que la vitesse de forage augmente pour améliorer l'organisation de travail.

La productivité du perforateur pneumatique dépend en premier lieu des paramètres du régime de forage parce que ces derniers déterminent la valeur de la vitesse de forage.

L'étude des courbes présentées aboutit à une recommandation sur l'amélioration de l'organisation de travail, ce qui nous donne la possibilité d'augmenter la productivité d'exploitation du perforateur pneumatique.

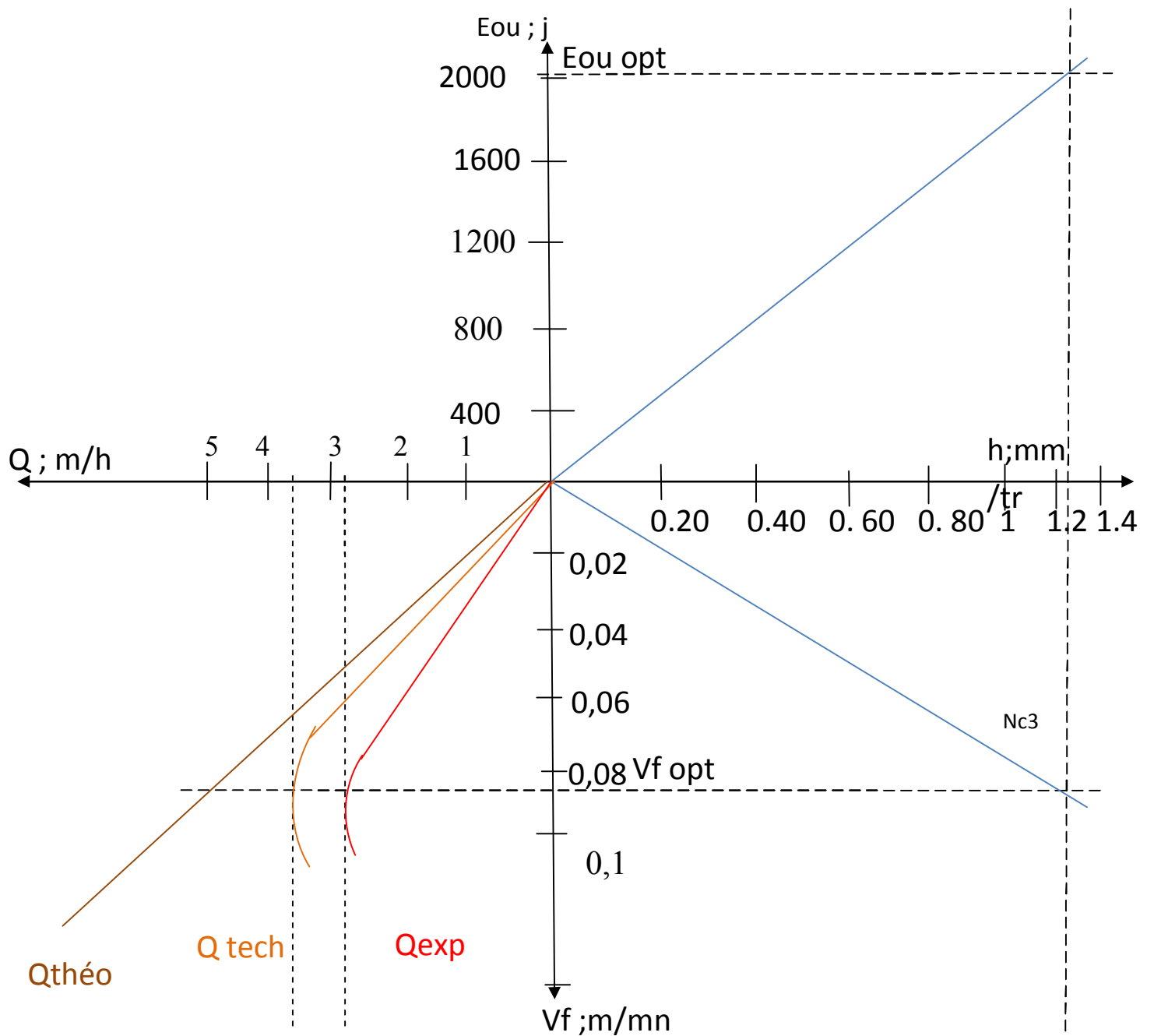


Fig.IV.21.nomogramme des résultats expérimentaux avec $nc_3=2200tr/min$

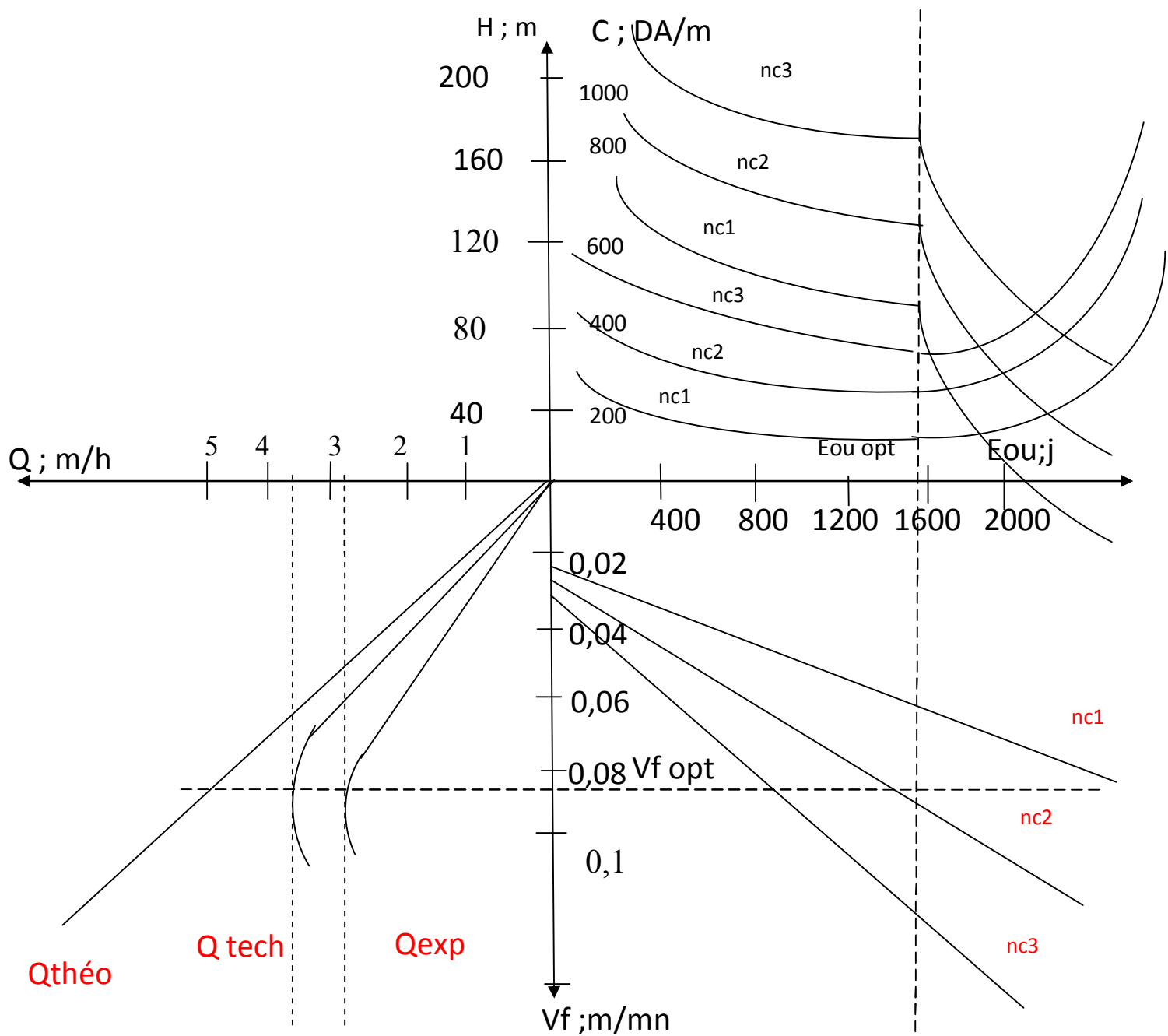


Fig.IV.22. nomogramme de détermination des valeurs optimales du régime de fonctionnement des machines de forage percutant.

Conclusion :

Dans la partie expérimentale on a étudié l'influence du métrage des trous forés sur la vitesse de forage. Sachant que les paramètres de réglage influent considérablement sur les paramètres de sortie ; les facteurs étudiés représentent les valeurs des variables dans le domaine auquel commence l'étude du processus de forage avec le but d'obtenir les valeurs optimales de ces facteurs. les facteurs étudiés (vitesse de rotation n_r , l'énergie d'un coup de piston E_{ou}) représentent des variables, c'est-à-dire lors du forage expérimental, nous pouvons leur donner des valeurs déterminées.

La productivité du perforateur dépend des paramètres du régime de forage.

La comparaison graphique des résultats de calcul obtenus théoriquement avec ceux obtenue expérimentalement a fait ressortir que la méthode la plus proche des résultats réels est celle la théorie de destruction de la roche.

Conclusion générale :

Dans notre travail on a étudié le mode de forage percutant avec différentes méthodes en se basant sur les propriétés physicomécaniques de la roche, paramètres de réglage de la machine, paramètres géométriques de l'outil.

Dans le premier chapitre on a étudié l'état actuel de la mécanisation des travaux de forage, on a défini le mode de forage percutant qui est réalisé par le marteau perforateur ; le plus concerné dans notre étude est le marteau perforateur pneumatique et on a élaboré le choix du régime rationnel de fonctionnement de la machine de forage.

Dans le deuxième chapitre on a étudié les principales propriétés physicomécaniques et les procédés de détermination des propriétés mécaniques de la roche, et on a fait des applications de ces procédés sur la roche choisie (le marbre) qui exige une diversité des méthodes d'extraction, résultant de la propriété physicomécanique de la roche et la configuration du gisement. Le choix de l'outil de forage s'effectue selon les propriétés physicomécaniques et l'état de la roche ainsi que les paramètres des trous forés.

Dans le troisième chapitre on a élaboré les essais d'exploitation et des essais de laboratoire pour déterminer les indices d'exploitation et la caractéristique technique. L'analyse de ces méthodes montre qu'elles sont basées sur les connaissances des particularités de l'interaction de l'outil contre la roche ; et on a choisi le type du perforateur pneumatique Atlas Copco de type (RH656-4W).

Dans le quatrième chapitre on a vérifié les méthodes de calcul d'après les recherches expérimentales et on a étudié l'influence du métrage des trous forés sur la vitesse de forage. Sachant que les paramètres de réglage influent considérablement sur les paramètres de sortie et la productivité du perforateur dépendent des paramètres du régime de forage.

En résultat de recherches réalisées, on a abouti à la conclusion que dans les conditions des carrières employant les moyens de forage définis, il est préférable d'utiliser le critère de prix du revient d'un mètre de trou foré pour déterminer les paramètres des régimes de fonctionnement rationnels.

Références bibliographiques

[1]: **SERDANI A., MEDROUA A., 1992.** Etude de la mécanisation de transport avec fixation de l'organisation des camions. Mémoire d'ingénierie. Université de Badji Mokhtar. Annaba.

[2] : **KHOICHEMANE L., 2007.** Optimisation des paramètres de forage à molette. Thèse de doctorat. Edition université Badji Mokhtar. Annaba.

[3] : **KOVALENKO V., AMRTSOUMIAN N., LAHMER K.,** Exploitation des carrières. Editions place centrale de Ben Aknoun.

[4] : **KABOUCHE ABDALLAH ,** étude et élaboration du régime de forage à molette.

[5] : **M.OUADI ; I. ASSENOV ;** Machine Minière (Machine de forage) office d'application universitaire mars 1993.

[6] :**R. Lazayres ,** les outils de forage revue art de mine N°4 1975.

[7]: **Hartman HL.** Basic studies of percussion drilling. Min Eng 1959; 11:68–75.

[8]: **Hartman HL.** Crater geometry relations in percussive drilling-single bit studies. Mine Quarry Eng 1962; 28:530–6.

[9]: **Protodyakonov MM.** Mechanical properties and drill ability of rocks. In: Proceedings of the Fifth Symposium on Rock Mechanics. Minneapolis, MN: University of Minnesota; 1962.p. 103–18.

[10]: **Paone J, Madson D, Bruce WE.** Drill ability studies—laboratory percussive drilling. USBM RI 7300, 1969.

[11]: **Tandanand S, Unger HF.** Drill ability determination—a drill ability index of percussive drills. USBM RI 8073, 1975.

[12]: **Rabia H, Brook N.** An empirical equation for drill performance prediction. The state of the arts in rock mechanics. In: Proceedings of the 21st US Symposium on Rock Mechanics. Columbia, MO: University of Missouri-Rolla; 1980. p. 103–11.

[13]: **Rabia H, Brook N.** The effects of apparatus size and surface area of charge on the impact strength of rock. Int J Rock Mech Min Sci 1981; 18:211–9.

[14]: **Maurer WC.** The state of rock mechanics knowledge in drilling. In: Fairhurst C, editor. Proceedings of the Eighth Symposium on Rock Mechanics, University of Minnesota, 1966. p. 355–95.

[15]: **Hartman HL.** The effectiveness of indexing in percussive and rotary drilling. Int J Rock Mech Min Sci 1966; 3:265–78.

[16]: **Gnirk PF.** An experimental study of indexed single bit-tooth penetration into dry rock at confining pressures of 0 to 7500 psi. In: Proceedings of the First Congress International Society on Rock Mechanics, vol. 2, 1966. p. 121–9.

[17]: **Bailey JJ.** On the performance of percussive drills. In: Proceedings of the Ninth Symposium on Rock Mechanics, Colorado School of Mines, 1967. p. 17–9.

[18] :**Selmer-Olsen R, Blindheim OT.** On the drillability of rock by percussive drilling. In: Proceedings of

the Second Congress International Society on Rock Mechanics, 1970. p. 65–70.

[19]: **Selim AA, Bruce WE.** Prediction of penetration rate for percussive drilling. USBM RI 7396, 1970.

[20]: **Hustrulid WA, Fairhurst C.** A theoretical and experimental study of the percussive drilling of rock. Part I Theory of percussive drilling. *Int J Rock Mech Min Sci* 1971; 8:11–33.

[21]: **Hustrulid WA, Fairhurst C.** A theoretical and experimental study of the percussive drilling of rock. Part II Force penetration and specific energy determination. *Int J Rock Mech Min Sci* 1971; 8:35–56.

[22]: **Hustrulid WA, Fairhurst C.** A theoretical and experimental study of the percussive drilling of rock Part. III Experimental verification of the mathematical theory. *Int J Rock Mech Min Sci* 1972; 9:417–29.

[23]: **Hakalehto KO.** Energy required to break rock by percussive drilling. In: Proceedings of the 14th Symposium on Rock Mechanics, Pennsylvania State University, 1972. p. 613–21.

[24]: **Dutta PK.** A theory of percussive drill bit penetration. *Int J Rock Mech Min Sci* 1972; 9:543–67.

[25]: **Schmidt RL.** Drillability studies- Percussive drilling in the field. USBM RI 7684, 1972.

[26]: **Lundberg B.** Energy transfer in percussive rock destruction-I. *Int J Rock Mech Min Sci* 1973; 10:381–99.

[27]: **Lundberg B.** Energy transfer in percussive rock destruction-II. *Int J Rock Mech Min Sci* 1973; 10:401–19.

[28]: **Lundberg B.** Microcomputer simulation of stress wave energy transfer to rock in percussive drilling. *Int J Rock Mech Min Sci* 1982; 19:229–39.

[29]: **Karlsson LG, Lundberg B, Sundin KG.** Experimental study of a percussive process for rock fragmentation. *Int J Rock Mech Min Sci* 1989; 26(1):45–50.

[30]: **Pandey AK, Jain AK, Signh DP.** An investigation into rock drilling. *Int J Surf Min Recl* 1991; 5:114–39.

[31]: **Thuro K, Spaun G.** Introducing the ‘destruction work’ as a new rock property of toughness referring to drillability in conventional drill and blast tunnelling. In: Barla M, editor. Eurock’96 Prediction and Performance in Rock Mechanics and Rock Engineering, vol.2. 1996. p. 707–13.

[32]: **Kahraman S.** Rotary and percussive drilling prediction using regression analysis. *Int J Rock Mech Min Sci* 1999; 36: 981–9.

[33]: **Kahraman S.** Correlation of TBM and drilling machine performances with rock brittleness. *Eng Geol* 2002; 65:269–83.

[34]: **Thuro K.** Prediction of drillability in hardrock tunnelling by drilling, blasting. In: Golse J et al., editors. Tunnels for people, 1997. p. 103–8.

[35]: **Auranen I.** Quarry drilling, the advantage of hydraulics. *Int Min* 1984 ;(April); 34–40.

- [36]: **Heinio M.** Rock excavation handbook. Sandvik Tamrock Corp., 1994. p. 64.
- [37] : **McCarty D.** Percussive drilling economics—a function of productivity, reliability. In: Baumgartner P, editor. Rock breaking and mechanical excavation. CIM Special, vol. 3, 1982. p. 44–50.
- [38] : **Workman L, Szumanski M.** Which blast hole rig. World Min Equip 1997;March:23–7
- [39] : **Teale R.** The concept of specific energy in rock drilling. Int J Rock Mech Min Sci 1965; 2:57–71.
- [40] : **Pathinkar AG, Misra GB.** A critical appraisal of the protodyakonov index. Int J Rock Mech Min Sci 1976; 13:249–51.
- [41] : **Rabia H.** A unified prediction model for percussive and rotary drilling. Min Sci Technol 1985; 2:207–16.
- [42]: **Rabia H.** Specific energy as a criterion for drilling performance prediction. Int J Rock Mech Min Sci 1982; 19:39–42.
- [43]: **Wayment WR, Grantmyre I.** Development of a high blow energy hydraulic impactor. In: Robbins RJ, Conlon RJ, editors. Proceedings of the Rapid Excavation Tunn Conference, Las Vegas, 1976. p. 611–26.
- [44]: **Mahyera A, McDonald RC, Koening TH.** Predicting performance of joy Hefti impactors for secondary breaking. In: Baumgartner P, editor. CIM Special, vol. 30, 1982. p. 59–64.
- [45] : **Roxborough FF.** Research in mechanical excavation, progress and prospects. In: Mann CD, Kelly MN, editors. Proceedings of the Rapid Excavation Tunn Conference, Las Vegas, 1985. p. 225–44.
- [47]: **Fowell RJ.** The mechanics of rock cutting. In: Hudson JA, editor. Comprehensive rock engineering, vol. 4. 1993. p. 155–75.
- [47] : **Brook B.** Principles of diamond tool technology for sawing rock. Int J Rock Mech Min Sci 2002; 39:41–58.
- [48] : **Copur H, Tuncdemir H, Bilgin N, Dincer T.** Specific energy as a criterion for use of rapid excavation systems in Turkish mines. Trans Inst Min Metall Section A 2001;110:A149.
- [49]: **Hughes H.** Some aspects of rock machining. Int J Rock Mech Min Sci 1972; 9:205–11.
- [50] : **Mellor M.** Normalization of specific energy values. Int J Rock Mech Min Sci 1972; 9:661–3.
- [51]: **Farmer IW, Garrity P.** Prediction of roadheader cutting performance from fracture toughness considerations. In: Herget G, Vongpaisal S, editors. Proceedings of the Sixth International Congr Rock Mechanics, 1987. p. 621–4.
- [52] : **Pool D.** The effectiveness of tunnelling machines. Tunn Tunnel 1987; January:66–7.
- [53]: **Evans I, Pomeroy CD.** The strength, fracture and workability of coal. London: Pergamon Press; 1966.
- [54]: **Nishimatsu Y.** The mechanics of rock cutting. Int J Rock Mech Min Sci 1972; 9:261–70.

- [55]: **Sinkala T.** Improving hole quality by automatic control of the drilling process: theoretical and field studies. Min Sci Technol 1991; 12:79–88.
- [56]: **Sinkala T.** Relating drilling parameters at the bit-rock interface: theoretical and field studies. Min Sci Technol 1991; 12:67–77.
- [57] : **GHISLAIN CHAOUR**, étude et optimisation des paramètres de fonctionnement des machine Metso Algérie-février 2011.
- [58] : **Azez Zina, 2009** .Etude de l'efficacité technique d'utilisation des machines de forage roto-percutant dans les conditions de marbre de Fil-Fila (SKIKDA).mémoire de fin d'étude de l'ingénierat
- [59] : **BELABED F.**etude géologique, pétrographique et géochimique du marbre de fil fila skikda.
- [60] : **DALIA A., 2008.****Optimisation** de réglage des régimes de fonctionnement des sondeuses roto-percutantes. Thèse de doctorat. Université de Badji Mokhtar. Annaba.

Tableau 1 :

Les sites dans lesquels des études de performance ont été réalisées :

site de type	Localisation	ferme	Type de roche
Site autoroute	Pozanti	Dogus const. et du Commerce Co.	Calcaire
Site autoroute	Osmaniye / Bahce	Tekfen const.	Grès altéré, le grès, la dolomie
Site autoroute	Gaziantep / Erikli	Institution et Cie	Calcaire, diabase, marne
Open Pit toroute	Yahyali	Tekfen const. Institution et Cie Ozkoyuncu Mining Co.	Metasandstone

D'être passé de 22 à 27 m, ce qui augmente l'échelle de l'exploitation minière et en minimisant les coûts dérivant [64].

1. Des études de performance:

La performance de forage a été mesurée sur des appareils de forage Top marteau hydrauliques qui foré des trous de mine sur huit roches dans quatre types différents chantiers dont trois sites autoroutes et une mine à ciel ouvert (tableau 1). Type de forage, de type bit et de diamètre, longueur de trou, pression d'alimentation, pression de la rotation, pression de soufflage, pression de l'air, le temps de forage net, etc ont été enregistrées dans les formulaires de la performance (tableau 2) au cours études sur la performance. Ensuite, les taux de pénétration nette ont été calculés à partir des mesures. Le taux de pénétration pour toutes les observations est donné dans le tableau3.

2. Des études expérimentales :

2.1. Résistance à la compression uni axiale :

Des essais de compression uni axiale ont été effectués sur carottes taillés, qui avait un diamètre de 33 mm et un longueur de rapport de diamètre de 2. Le taux de stress a été appliqués dans les limites de 0,5-1,0 MPa / s.

2.2. Brésilienne essai de traction :

Brésilienne essais de traction ont été réalisées sur le noyau échantillons ayant un diamètre de 33 mm et une hauteur de rapport de diamètre de 1. L'effort de traction sur le spécimen a été appliqué en continu à un taux constant de stress tels que l'échec se produit dans les 5 min de chargement.

2.3. Module élastique

le tangent de module Young a été mesurée à un stress niveau égal à 50% de la compression uni axiale ultimes résistance.

2.4. Point de test de charge

Le test de point de charge diamétrale a été réalisé sur le noyau ayant un diamètre de 33 mm et une longueur de 66 mm. Les résultats ont été corrigés pour un spécimen diamètre de 50 mm.

Tableau 2 :

Le formulaire de performance pour le numéro de l'observation 8a

Le numéro de trou	le numéro de Rod	le taux de pénétration net (m / min)	moyen de taux de la pénétration net (m / min)
1	1	1,50	1,58
	2	1,80	
	3	1,44	
2	1	1,55	1,55
	2	1,70	
	3	1,40	
3	1	1,25	1,18
	2	1,30	
	3	1,00	
4	1	1,35	1,28
	2	1,30	
	3	1,20	
5	1	1,50	1,53
	2	1,75	
	3	1,35	
			Moyenne: 1.4270.18

Tableau 3 :

Les taux de pénétration de toute l'observation 8a

Observation le numéro	Lieu	Type de roche	le taux de pénétration net (m / min)
1	Pozanti	Calcaires	0,77
	Osmaniye / Bahce	Altered	1,64
2		Grès	0.4
3	Osmaniye / Bahce	Grès	1,15
4	Osmaniye / Bahce	Dolomie	1,16
5	Gaziantep / Erikli	Calcaires	0,85
6	Gaziantep / Erikli	Diabase	1,27
7	Gaziantep / Erikli	Marne	1,42
8	Yahyali	MetaSand stone	5.5. Marteau Schmidt test:

N essais de type marteau Schmidt ont été menées sur le terrain. Le marteau de Schmidt a été tenue la basse position et 10 impacts ont été réalisées à chaque point, et la valeur de rebondissement pic a été enregistré. Le test a été répété au moins trois fois sur n'importe quel type de roche et la valeur moyenne a été enregistrée comme le nombre de rebond.

2.5. Test de résistance aux chocs:

Le dispositif conçu par Evans et Pomeroy a été utilisés dans l'essai de résistance d'impact. Un échantillon de 100 g de roche dans la gamme de taille de 3.175 à 9.525 mm est placé dans une cylindre de 42,86 mm de diamètre et un poids 1,8 kg chuté de 20 fois d'une hauteur de 30,48 cm sur l'échantillon de roche. Le montant de roche restant dans la première gamme de taille après le test se nomme comme indice de résistance aux chocs.

2.6. Test de la vitesse du son:

Vitesses d'onde P ont été mesurés sur les blocs de roche ayant une dimension approximative de 13 A 20 A 12 cm³. Dans les tests, l'instrument PUNDIT et deux transdu-URCE (un émetteur et un récepteur) ayant une fréquence de 54 kHz ont été utilisés.

2.7. Densité:

Des échantillons de carottes ont été taillés utilisés dans la détermination de la densité naturelle. Le volume d'échantillon a été calculé d'une moyenne de lectures de plusieurs étrières. Le poids de l'échantillon a été déterminé par un équilibre, capable de pesant avec une précision de 0,01 du poids de l'échantillon.

Les valeurs de densité naturelle ont été obtenues à partir du rapport du poids spécimen au volume d'échantillon.

La moyenne des résultats des tests sont tous énumérés dans Tableaux 4-11.

3. L'analyse statistique :

3.1. Les coefficients de variation :

Les coefficients de variation (CoV) ont été calculés pour évaluer la variabilité des résultats des tests pour chaque essai et chaque type de roche (tableaux 4-11). Les valeurs moyennes pour CoV sont répertoriées dans le tableau 12. Le CoV est obtenue par divisant l'écart type par la moyenne de la population et de l'exprimer en pourcentage. Plus le CoV, plus variables sont les résultats d'un test donné.

Les valeurs vont de 20,1 UCS MPa pour le Osmaniye / Bahce modifié grès à 149,2 MPa pour le grès Osmaniye / Bahce. Les gammes de CoV 1,02% pour le grès Osmaniye / Bahce à 8,91% pour la dolomite Osmaniye / Bahce avec une moyenne globale de 4,26%.

Les valeurs brésiliennes résistance à la traction allant de 1,2 MPa pour la Osmaniye / Bahce modifié grès à

Tableau 4 :

Résultats de l'essai de compression uni axiale

Lieu	Type de roche	Résistance à la compression (MPa)	Standard Écart	Le coefficient de variation (%)
Pozanti	Calcaires	123,8	3,81	3,10
Osmaniye / Bahce	Grès altéré	20,1	0,92	4,62
Osmaniye / Bahce	Grès	149,2	1,52	1,02
Osmaniye / Bahce	Dolomie	68,0	6,01	8,91
Gaziantep / Erikli	Calcaires	51,3	3,03	5,90
Gaziantep / Erikli	Diabase	110,9	6,04	5,41
Gaziantep / Erikli	Marne	39,5	0,75	1,73
Yahyali	Metasandstone	25,7	0,90	3,41
				Moyenne: 4,26

Tableau 5 :

Résultats de l'essai de traction brésilienne:

Lieu	Type de roche	Résistance à la traction brésilienne (MPa)	L'écart-type	Le coefficient de variation (%)
Pozanti	Calcaires	6.6	1,21	18,33
Osmaniye / Bahce	Grès altéré	1.2	0,46	38,33
Osmaniye / Bahce	Grès	16,1	0,84	5,23
Osmaniye / Bahce	Dolomie	6,0	1,23	20,50
Gaziantep / Erikli	Calcaires	7,0	1,36	19,43
Gaziantep / Erikli	Diabase	10,1	0,91	9,01
Gaziantep / Erikli	Marne	5.2	0,25	4,81
Yahyali	Metasandstone	5.8	0,92	15,86
				Moyenne: 16,44

Tableau 6 :

Valeurs du module élastique pour les roches testées

Localisation/ Panneau	Type de roche	Module d'élasticité (MPa)	L'écart-type	Le coefficient de variation (%)
Pozanti	Calcaires	10682	1190	11,14
Osmaniye / Bahce	Grès altéré	1566	210	13,41
Osmaniye / Bahce	Grès	8746	1060	12,12
Osmaniye / Bahce	Dolomie	6830	1360	19,90
Gaziantep / Erikli	Calcaires	7193	1110	15,43
Gaziantep / Erikli	Diabase	10901	1100	10,09
Gaziantep / Erikli	Marne	4060	680	16,75
Yahyali	Metasandstone	10562	830	7,86
				Moyenne: 13,34

Tableau 7 :

Résultats du test de charge ponctuelle

Lieu	Type de roche	Résistance à la charge Point (MPa)	L'écart-type	Le coefficient de variation (%)
Pozanti	Calcaires	5.3	1,02	19,24
Osmaniye / Bahce	Grès altéré	1.1	0,31	28,18
Osmaniye / Bahce	Grès	11,2	0,73	6,52
Osmaniye / Bahce	Dolomie	3.5	0,68	19,42
Osmaniye / Bahce	Calcaires	4.6	0,59	12,83
Gaziantep / Erikli	Diabase	10,3	0,85	8,25
Gaziantep / Erikli	Marne	2.7	0,45	16,67
Gaziantep / Erikli	Metasandstone	4.2	0,54	12,86
Yahyali				Moyenne: 15,50

Tableau 8 :
Résultats du test de marteau Schmidt

Localisation / Panneau	Type de roche	Type N marteau Schmidt valeur	L'écart-type	Le coefficient de variation (%)
Pozanti	Calcaires	61	1,00	1,64
Osmaniye / Bahce	Grès altéré	36	0,58	1,62
Osmaniye / Bahce	Grès	70	0,58	0,82
Osmaniye / Bahce	Dolomie	59	2,08	3,51
Gaziantep / Erikli	Calcaires	55	0,58	1,06
Gaziantep / Erikli	Diabase	64	1,00	1,56
Gaziantep / Erikli	Marne	56	1,73	3,09
Yahyali	Metasandstone	54	4,32	8,00
				Moyenne: 2,66

Tableau 9 :
Résultats du test de résistance aux chocs

Localisation / Panneau	Type de roche	Résistance aux chocs	L'écart-type	Le coefficient de variation (%)
Pozanti	Calcaires	82,9		
Osmaniye / Bahce	Grès altéré	70,4	0,17	0,21
Osmaniye / Bahce	Grès	87,8	0,72	1,03
Osmaniye / Bahce	Dolomie	83,4	0,32	0,37
Gaziantep / Erikli	Calcaires	82,2	0,66	0,79
Gaziantep / Erikli	Diabase	89,5	0,11	0,14
Gaziantep / Erikli	Marne	76,1	0,60	0,67
Yahyali	Metasandstone	85,0	0,79	1,04
			0,43	0,51
				Moyenne: 0,60

Tableau 10 :
Résultats du test de vitesse sismique

Localisation / Panneau	Type de roche	P-vitesse de l'onde (km / s)	L'écart-type	Le coefficient de variation (%)
Pozanti	Calcaires	5.3	0,29	5,48
Osmaniye / Bahce	Grès altéré	2.0	0,20	10,00
Osmaniye / Bahce	Grès	4.6	0,21	4,49
Osmaniye / Bahce	Dolomie	6.3	0,21	3,29
Gaziantep / Erikli	Calcaires	5.4	0,38	6,97
Gaziantep / Erikli	Diabase	5.2	0,11	2,21
Gaziantep / Erikli	Marne	3.1	0,06	1,84
Yahyali	Metasandstone	5.2	0,49	9,42
				Moyenne: 5,46

Tableau 11 :
Valeurs de la densité naturelle de la roche testée

Localisation / Panneau	Type de roche	Densité (g/cm ³)	L'écart-type	Le coefficient de variation (%)
Pozanti	Calcaires	2,73	0,07	2,56
Osmaniye / Bahce	Grès altéré	2,55	0,10	3,92
Osmaniye / Bahce	Grès	3,00	0,16	5,33
Osmaniye / Bahce	Dolomie	2,92	0,11	3,77
Gaziantep / Erikli	Calcaires	2,74	0,06	2,19
Gaziantep / Erikli	Diabase	2,96	0,16	5,41
Gaziantep / Erikli	Marne	2,20	0,12	5,45
Yahyali	Metasandstone	2,73	0,09	3,30
				Moyenne: 3,99

Tableau 12 :

Le coefficient de variation moyenne des valeurs pour chaque méthode d'essai

Méthode d'essai	Coefficient de Variation moyen (%)
Résistance à la compression uniaxiale	4,26
Résistance à la traction brésilienne	16,44
Module élastique	13,34
Point de test de charge	15,50
Schmidt Hammer Test	2,66
Test de résistance aux chocs	0,60
Test de vitesse sismique	5,46
Densité naturelle	3,99

16,1 MPa pour le grès Osmaniye / Bahce. Le CoV varie de 4,81% pour la marne Gaziantep / Erikli aux 38,33% pour le grès Osmaniye / Bahce modifié avec une moyenne globale de 16,44%.

Les valeurs du module élastique allant de 1566 MPa pour le grès Osmaniye / Bahce modifié à 10 901 MPa pour la diabase Gaziantep / Erikli. Les gammes de CoV 7,86% pour le metasandstone Yahyali à 19,90% pour le Osmaniye / Bahce dolomite avec une moyenne globale de 13,34%.

Les valeurs des points l'indice de charge allant de la force 1,1 MPa pour le grès Osmaniye / Bahce modifié pour 11,2 MPa pour le grès Osmaniye / Bahce. Le CoV varie de 6,52% pour le grès Osmaniye / Bahce à 28,18% pour le grès Osmaniye / Bahce modifié avec une moyenne globale de 15,50%.

Le nombre moyen de rebond de marteau Schmidt varie entre 36 pour la Osmaniye / Bahce modifié sable pierre à 70 ans pour le grès Osmaniye / Bahce. Le CoV varie de 0,82% pour le grès Osmaniye / Bahce à 8,00% pour le metasandstone Yahyali avec un ensemble moyenne de 2,66%.

La plage d'index résistance aux chocs de 70,4 pour les Osmaniye / Bahce altéré de

grès à 89,5 pour le Gaziantep / Erikli diabase. Les gammes de CoV de 0,14% pour le calcaire Gaziantep / Erikli à 1,04% pour le Gaziantep / Erikli marnes avec une moyenne globale de 0,60%.

Le P-vitesse de l'onde valeurs vont de 2,0 km / s pour le grès Osmaniye / Bahce modifié à 6,3 km / s pour la dolomite Osmaniye / Bahce. Les gammes de CoV 1,84% pour la marne Gaziantep / Erikli à 10,00% pour le Osmaniye / Bahce grès altérés avec un ensemble moyenne de 5,46%.

Les valeurs de densité naturelle allant de 2,20 g/cm³ pour la marne Gaziantep / Erikli à 3,00 g/cm³ pour l'Osmaniye / Bahce grès. Les gammes de CoV de 2,19% pour le calcaire Gaziantep / Erikli à 5,45% pour le Gaziantep / Erikli marnes avec une moyenne globale de 3,99%.

Discussion

Le coefficient de variation moyenne des valeurs de chaque test méthode sont résumés dans le tableau 12.

Le test de résistance à l'impact des rendements résultat le plus cohérent des huit méthodes. Le coefficient de variation pour les tests de vitesse du son et de la densité naturelle est assez proche celle de l'essai UCS. La traction brésilienne test, le module élastique et le test de charge ponctuelle ont relativement élevé des valeurs moyennes du coefficient de variation, mais la variabilité de leurs résultats est toujours à l'intérieur des limites acceptables pour la plupart des besoins d'ingénierie.

Des considérations théoriques donnés dans le document montrent que les taux de pénétration de forage percutante sont directement proportionnelle à coup d'énergie, la fréquence coup, taux de transfert d'énergie et inversement proportionnelle à diamètre du trou et les valeurs d'énergie spécifique. Cependant énergie spécifique n'est pas une pierre fondamentale intrinsèque paramètres de propriété et d'exploitation telles que sauter l'énergie contrôle les valeurs numériques des énergies propres.

Il est conclu que pour une puissance donnée de certaine foreuse l'énergie est directement fonction des paramètres de la roche. Il ya quelques modèles de forage par percussion ou rotatif en supposant que la force de poussée par unité de longueur d'avance est un produit de la compression la force et la zone de projectiles outil. Ces deux réalités expliquer les relations statistiques entre les très pénétration des taux, résistance à la compression et le module élastique valeurs.

Parmi les propriétés de la roche d'autres adoptées dans cette étude, la résistance à la

traction du Brésil, la charge ponctuelle force et la valeur marteau Schmidt présente de fortes corrélations avec le taux de pénétration. Résistance aux chocs montre une corrélation assez bonne avec une pénétration taux. Faible corrélation entre le taux de pénétration et densité naturelle a été trouvée. Toute corrélation significative entre le taux de pénétration et de l'onde P de vitesse n'a pas été trouvée. L'énergie spécifique, la compression uni axiale force, la résistance à la traction du Brésil, la charge ponctuelle force et la valeur marteau Schmidt ont été choisis comme les propriétés les plus importantes de roche effectuer le taux de pénétration de forage percutante. Parmi les quatre les propriétés des roches les plus significatifs, la force de charge ponctuelle et la valeur marteau Schmidt peut facilement être obtenue en fonction de la compression uni axiale et essai de traction. L'équipement d'essai de ces propriétés est portable, et ainsi ils peuvent être utilisés facilement dans le domaine.

Les équations dérivées sont valides pour 76 à 89 bits mm diamètre, de 14 à 17,5 kW de puissance forage de roche, 3000-3600 sauter la fréquence, 60-80 barre de traction vers le bas la pression, 100-120 bar coup de pression et 60-70 bar de pression de rotation. La relation théorique donnée par Hustrulid et Fairhurst et expérimentales résultats de Thuro de soutien Considérations Maurer .Maurer, basé sur le travail des puits, a indiqué que le taux de forage par percussion est directement lié à la puissance du foret. Ceux-ci permettent de généraliser la relation statistique donnée dans cet article pour les appareils de forage d'autres ayant des puissances différentes.