

# Sommaire

RESUME .....	I
ABSTRACT.....	II
الملخص.....	III
INTRODUCTION.....	IV

## I. ETUDE BIBLIOGRAPHIQUE

Généralités.....	01
1.1 Schéma du processus de forage.....	02
1.2 Classification des méthodes.....	02
1.3 Choix de la méthode de foration.....	04
1.4 Théorie de pénétration .....	08
1.5 Facteurs influençant le forage .....	13
1.6 Analyse de la performance de forage .....	19
1.7 Qualité de la foration.....	29
1.8 Tendances.....	31
1.9 Procédure de choix de la machine de forage.....	32

## II. CARACTERISATION DU MASSIF ROCHEUX ET ETAT ACTUEL DES TRAVAUX MINIER

Généralité .....	34
2.1 Généralités sur la région d'étude.....	35
2.2 Ouverture du gisement de Chouf-Amar.....	45
2.3 Méthode d'exploitation .....	46
2.4 Abattage des roches .....	49
2.5 Chargement.....	52
2.6 Transport.....	54
Conclusion.....	58

## III. FORAGE ROTO-PERCUTANTE

Introduction.....	59
3.1 Mécanisation des travaux de forage.....	59
3.2 Régularité du forage roto-percutant .....	62
3.3 Méthode de forage roto-percutante.....	68
3.4 Principe de fonctionnement d'un marteau fond de trou.....	80
3.5 Mise en œuvre du forage roto-percussion (marteau fond de trou).....	83
3.6 Difficultés au marteau fond de trou et solutions possibles.....	85
Conclusion.....	86

## IV. DETERMINATION DES PARAMETRES ET REGIMES DE FONCTIONNEMENT DES MACHINES DE FORAGE ROTO-PERCUTANTES

Introduction.....	87
4.1 Productivité des sondeuses roto-percutantes .....	87

4.2 Détermination des régimes de fonctionnement des machines de forage roto-percutantes..	104
Conclusion.....	107
CONCLUSIONS GENERALES ET RECOMMANDATIONS.....	108
ANNEXE.....	109
REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES.....	116

# Liste des figures

## Chapitre I

Fig 1.1 : Schéma principal du processus de destruction de la roche par les machines de forage.....	03
Fig 1.2 : Choix du type d'équipement.....	05
Fig 1.3 : Contour de l'essai miniature de forage.....	06
Fig 1.4 : Contour de l'essai de friabilité.....	06
Fig 1.5 : Paramètres géologiques : vue générale des caractéristiques du minéral, la roche et masse de roche.....	08
Fig 1.6 : Différent types d'action de forage dans l'attaque mécanique des roches.....	10
Fig 1.7 : Mécanisme de la rupture par un outil à percussion.....	10
Fig 1.8 : Mécanisme de la pénétration par un outil rotatif.....	11
Fig 1.9 : Paramètres principaux de la foration rotative.....	12
Fig 1.10 : La relation entre le diamètre du taillant et la vitesse de rotation.....	13
Fig. 1.11 : Procédé physique de destruction dans la roche feuilletée. Écrasement du mécanisme au-dessous des boutons de l'outil selon l'angle d'immersion.....	16
Fig 1.12 : Adaptation de la poussée au terrain.....	16
Fig 1.13 : Poussée / changement de taillant / terrain.....	17
Fig 1.14 : Débit de soufflage.....	18
Fig 1.15 : Passage d'une faille.....	19
Fig 1.16 : Comparaison d'énergie spécifique pour différents systèmes de forage ; type de roche : dolomite.....	23
Fig 1.17 : Rapport entre le taux de pénétration et la poussée en fonction de la pression atmosphérique d'opération ; type de roche : taconite.....	24
Fig 1.18 : Taux de forage et l'effet de poussée sur l'outil de trépan à lames pour différents types de roche .....	26
Fig 1.19 : Taux d'usage de l'outil (Taillant).....	27
Fig 1.20 : Erreurs principales de foration.....	29
Fig 1.21 : Exemples classique de déviation.....	30
Fig 1.22 : Schéma de foration avec et sans tube guide.....	31
Fig 1.23 : Glissement du pied de glissière.....	31

## Chapitre II

Fig 2.1 : Situation géographique de la région de M'sila.....	36
Fig 2.2 : Plan de situation du gisement de calcaire de Chouf Amar.....	38
Fig 2.3 : Carte structurale de gisement de Chouf Amar.....	41
Fig 2.4 : Gisement de Chouf-Amar, Coupes NORD-SUD.....	42
Fig 2.5 : Gisement de calcaire de Chouf-Amar, Coupes géologique OUEST-EST.....	43
Fig 2.6 : Schéma du mode d'ouverture .....	47
Fig 2.7 : Schéma de la plate-forme de travail.....	48
Fig 2.8 : Schéma de plan de tir.....	51

## Chapitre III

Fig 3.1 : Destruction de la roche lors du forage.....	60
Fig 3.2 : 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 .....	61
Fig 3.3 : Schéma de destruction de la roche par forage roto-percutant à l'aide de l'outil à lames.....	64
Fig 3.4 : Influence de différents facteurs sur l'efficacité de forage roto-percutant.....	69
Fig 3.5 : Schéma de principe – réglage de la poussée/rotation.....	71
Fig 3.6 : Paramètres principaux de la foration roto percutante.....	71
Fig 3.7 : Masse des cuttings à évacuer selon le diamètre et la longueur de trou.....	72
Fig 3.8 : Fragmentation de la roche.....	76
Fig 3.9 : Comparaison des diagrammes énergétiques Air comprime – hydraulique.....	77
Fig 3.10 : Rotation du taillant.....	78
Fig 3.11 : Réglage de la poussée optimale.....	79
Fig 3.12 : Principe de fonctionnement du Marteau Fond de Trou.....	81
Fig 3.13 : Coupe d'un marteau fond de trou (DTH).....	82
Fig 3.14 : Fonctionnement du marteau.....	83

## Chapitre IV

Fig 4.1, a : Histogramme et loi de répartition de temps de forage.....	101
Fig 4.1, b : Histogramme et loi de répartition de la vitesse de forage.....	102
Fig 4.2 : Dépendance des productivités en fonction de la vitesse de forage.....	103

# Liste des tableaux

## Chapitre I

Tableau 1.1 : Catégories de classification de $D_f$ .....	07
Tableau 1.2 : Classification de $D_f$ de chaque type des roches.....	07
Tableau 1.3 : Classification de la forabilité des roches.....	07
Tableau 1.4 : Variables d'exploitation du forage et de leurs effets sur les différentes méthodes.....	14
Tableau 1.5 : Soufflage de trou selon la vitesse, Débit et le diamètre de trou.....	18

## Chapitre II

Tableau 2.1 : Coordonnées Lambert de gisement de Chouf Amar.....	35
Tableau 2.2 : Coordonnées géographiques de la région d'étude.....	37
Tableau 2.3 : Essais Physico-mécaniques de la matière. (ANNEXE 1).....	109
Tableau 2.4 : Compositions chimique de la couche C1. (ANNEXE 2).....	110
Tableau 2.5 : Compositions chimique de la couche C2. (ANNEXE 3).....	111
Tableau 2.6 : Compositions chimique de la couche C3. (ANNEXE 4).....	112
Tableau 2.7 : Tableau récapitulatif des paramètres de la méthode d'exploitation adopté dans la carrière de Chouf-Amar. (ANNEXE 5).....	113
Tableau 2.8 : Tableau récapitulatif des paramètres de travaux de forage et de tir adopté dans la carrière de Chouf-Amar. (ANNEXE 6).....	113
Tableau 2.9 : Caractéristiques technique des explosifs .....	50
Tableau 2.10 : Caractéristiques techniques de chargeuse.....	52
Tableau 2.11 : Caractéristiques techniques de camion.....	54

## Chapitre III

Tableau 3.1 : Domaine d'utilisation de divers modes de forage.....	63
Tableau 3.2 : Analyse bibliographique du processus de destruction de la roche par forage roto- percutant.....	65
Tableau 3.3 : Diffèrent diamètres (tige/taillant) en fonction de filetage.....	73
Tableau 3.4 : Domaine d'application des machines de forage.....	75
Tableau 3.5 : Problèmes courants rencontrés en cours de forage et solution préconisées.....	86

## **Chapitre IV**

Tableau 4.1 : Carte de chronométrage.....	91
Tableau 4.2 : Résultats de chronométrage.....	97
Tableau 4.3 : Temps et la vitesse de forage effectué dans un trou.....	98
Tableau 4.4 : Résultats de traitement.....	100
Tableau.4.5 : Résultats des calculs des productivités.....	102

## RESUME

L'importance du secteur de l'industrie minérale est primordiale pour le développement de l'économie nationale, cela constitue l'amont de toutes les industries dérivant des ressources naturelles. Comme l'industrie algérienne est axée principalement sur les industries lourdes, a contraint l'industrie minière à se développer afin de faire face aux besoins sans cesse croissant des différentes industries, parmi elles l'industrie des matériaux de construction.

D'après les caractéristiques des carrières de calcaire algérienne, celles-ci utilisent Les machines de forage roto-percutant. L'utilisation de ces moyens de forage exige D'une part une bonne productivité et d'autre part une longue durée de vie. La satisfaction de ces exigences est possible si le mode de forage choisi est convenable aux conditions géologiques et minières ainsi qu'aux paramètres de forage.

L'analyse des travaux scientifiques réalisés dans le domaine du forage, nous a permis de dire que le mode de forage roto-percutant est le plus préférable dans les conditions des carrières de calcaire. Cela est confirmé par la dépendance de l'indice du prix de revient d'un mètre cube de la roche abattue en fonction de la dureté. Ainsi l'augmentation de la productivité et d'autres indices technico-économiques est possible en perfectionnant les régimes de forage.

Le but de recherche consiste à perfectionner les régimes de fonctionnement des sondeuses roto-percutantes dans les conditions de la carrière du calcaire de Chouf-Amar (M'SILA). La méthodologie de recherche consiste à supposer que dans les conditions concrètes nous pouvons trouver la combinaison des paramètres de réglage qui assurent les meilleurs indices technico-économiques. Pour cela nous avons déterminé la productivité de ces sondeuses. Comme l'efficacité du travail de telle ou telle sondeuses peut être caractérisée par quelques paramètres, parmi eux la productivité. Ce paramètre dépend de plusieurs facteurs qui peuvent être divisés en ceux reflétant les conditions d'exploitation, la construction des machines, le régime de destruction des roches et en ceux qui caractérisent le degré de l'utilisation des sondeuses pendant le temps.

L'analyse des résultats selon les courbes de dépendance des productivités théoriques, techniques et d'exploitation en fonction de la vitesse de forage nous permet de dire que la productivité dépend en premier lieu des paramètres du régime de forage parceque ces dernier déterminent la valeur de la vitesse de forage. Ainsi on peut conclure que la vitesse de forage influe considérablement sur la productivité des sondeuses.

**MOTS-CLÉS:** forage roto percutant; Broyage; productivité; carrière Chouf-Amar M'SILA.

## ABSTRACT

The importance of the industry sector is crucial for mineral development of the national economy; it is above all industries drift natural resources. As the industry is focused mainly Algerian on heavy industry, forced the mining industry to grow to meet the growing needs of different industries, among them the industries building materials.

According to the characteristics of limestone quarry in Algeria, they use Drilling machines rotary percussive. The use of these resources requires drilling first, a good productivity and other long life the satisfaction of these requirements is possible if the method chosen is suitable drilling for the geological conditions and mining and drilling parameters.

The analysis of science in the field of drilling, allowed us to say that the method of drilling rotary percussive is most preferable in terms of limestone quarry in Algeria. This is confirmed by dependence the index of cost of a cubic meter of rock hit depending on the hardness. Thus increasing productivity and other techno-economic indices is possible by improving the drilling plan

The purpose of research is to develop regimes operation of Drilling machines rotary percussive in the limestone quarries of Algeria. The research methodology is to assume that in the conditions we can find the combination of settings that ensure the best techno-economic indices. For this we also determine the productivity of these machines as the effectiveness of any machines can be characterized by some parameters, including productivity. This depends on several factors that can be divided into those reflecting operating conditions, construction machinery, the destruction of rocks and those that characterize the degree of use during machine time.

The analysis of results by the curves of dependency theory of productivity, technical and operating according to the speed of drilling permits us to say that productivity depends primarily on parameters of the drilling because the latter determine the value of speed drilling Thus we can conclude that the speed of drilling impact on productivity machines.

**KEYWORDS:** rotary percussive drilling; Crushing; productivity; Chouf-Amar quarry M'SILA.

## الملخص

أهمية قطاع الصناعة المعدنية أمر حاسم لتطوير الاقتصاد الوطني ، ومن المنبع من جميع الصناعات المشتقة من الموارد الطبيعية. مع العلم أن الصناعة الجزائرية تركز أساسا على الصناعات الثقيلة، اضطر لتطوير صناعة التعدين من أجل تلبية الاحتياجات المتزايدة لمختلف الصناعات، من بينها صناعة مواد البناء.

وفقا لخصائص محاجر الحجر الجيري في الجزائر، فإن استخدام آلات الحفر روتو باركيتان. يعطي لنا من جهة إنتاجية جيدة ومن جهة ثانية حياة طويلة. تلبية هذه المتطلبات ممكنة إذا كانت طريقة الحفر مناسبة للشروط الجيولوجية والتعدين ومطابقة لمعلمات الحفر.

وسمح تحليل العمل العلمي في مجال الحفر ،لنا أن نقول أن طريقة الحفر روتو باركيتان هو الأفضل في معظم شروط محاجر الحجر الجيري. وهذا ما تؤكد اعتماده على الرقم القياسي لتكلفة المتر المكعب من الصخور المكسرة بدلالة الصلابة. وزيادة في الإنتاجية وغيرها من المؤشرات الفنية والاقتصادية من الممكن عن طريق تحسين طريقة الحفر. هدف البحث هو تحسين نظام التشغيل الجيد لآلات الحفر روتو باركيتان في ظل ظروف المحجر من الحجر الجيري شوف عمار (مسيلة). منهجية البحث هو أن نفترض أن من الناحية العملية يمكن أن نجد مجموعة من معلمات الحفر التي توفر أفضل المؤشرات التقنية والاقتصادية. للقيام بذلك نحن مصممي إنتاجية آلة الحفر. كما قد يكون ذا طابع كفاءة العمل من آلة الحفر المحددة بواسطة معلمات عدة، من بينها الإنتاجية. هذه المعلمة يعتمد على العديد من العوامل التي يمكن تقسيمها إلى تلك التي تعكس ظروف التشغيل وآلات البناء، وخطة تدمير الصخور وتلك التي تنسم بها درجة استخدام آلة الحفر خلال ذلك الوقت.

تحليل النتائج حسب منحنيات الاعتماد على نظرية الإنتاجية والتقنية تعمل وفقا لسرعة الحفر بحيث يسمح لنا أن نقول أن الإنتاجية يعتمد بالدرجة الأولى على المعلمات من آلة الحفر لأن هذه تحديد القيمة النهائية حفر السرعة. وهكذا يمكننا أن نستنتج أن سرعة الحفر يؤثر تأثيرا كبيرا على إنتاجية آلة الحفر.

**مفتاح الكلمات:** حفر طرفي دوارة، الطحن، الإنتاجية، محجره شوف عمار مسيلة،

## INTRODUCTION

Dans le monde, la consommation des matières premières ne cesse de croître. Les pays riches en minerais tels que le fer, le cuivre, etc.... pour lesquels l'exploitation doit être importante, très mécanisée et produire en très grandes quantités pour être rentable. 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.

Ce 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 parler de forage sans pour autant considérer les propriétés physicomécaniques 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.

Le forage c'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.

A présent, on a vu l'apparition de nouveaux marteaux perforateurs roto-percutants différents suivant : leur nombre ou coups, leur construction, l'énergie d'un coup, etc.... ce qui a permis d'élargir leur domaine d'application. Les machines de forage sont divisées en deux types : hors de trou, dont le mécanisme de rotation et de frappe se trouve 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.

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

La vocation de l'industrie minière à développer les exploitations et à augmenter leur productivité a poussé les chercheurs à créer des machines plus puissantes appelées sondeuses rotative, roto-percutantes et thermiques dont le diamètre de forage peut atteindre 762mm.

Dans le chapitre /1/ nous avons mené une analyse bibliographique traitant différents méthodes étudiées nous a permis de dire que Le régime de forage est déterminé par la combinaison de la vitesse de rotation de l'outil, de la force axiale appliquée, de l'énergie d'un choc et du nombre de coups portés. Leurs valeurs optimales dépendent en particulier du type de l'outil et des propriétés physico-mécaniques des roches à abattre.

Dans le chapitre /2/ est consacré à l'étude des conditions géologiques, minières et techniques du gisement de Chouf Amar – M'sila.

Le chapitre /3/ est consacré à l'étude expérimentale sur le forage roto-percutant.

Le chapitre /4/ est consacré à la détermination de la productivité et le régime de fonctionnement des machines de forage roto-percutant. Comme critère de choix du régime nous avons pris l'indice du prix de revient d'un mètre du trou foré.

# 1. ETUDE BIBLIOGRAPHIQUE

## Généralités

La technologie de forage et de perçage joue un rôle majeur dans l'industrie minière algérienne. En fait, il serait juste de dire que l'optimisation des paramètres de forage est une partie intégrante de la réussite économique ou l'échec de toute exploitation minière.<sup>[44]</sup> Les opérateurs et les fabricants ne cessent d'explorer les moyens de réduire les coûts et accroître la productivité en améliorant les taux de pénétration de forage et de diminuer l'usure de l'outil perforation.

La plus grande partie de ces coûts proportionnels au temps est liée aux travaux d'avancement ou en un mot aux différents facteurs qui conditionnent la vitesse de pénétration du forage. Ces facteurs sont appelés « paramètres de forage » dont la nomination est présentée <sup>[37]</sup> ci-dessous :

- La nature de la formation, sa forabilité, sa tendance à dévier et son abrasivité ;
- Le type et paramètres de l'outil utilisé pour détériorer ces roches et les paramètres des trous forés ;
- Le poids et la vitesse de rotation donnée à l'outil ;
- Le mode de soufflage des trous.

On sait par expérience que le régime de forage est influencé par le poids, la vitesse de rotation, l'état d'usure de l'outil, les paramètres du trou foré et la nature de la formation forée.

## 1.1 Schéma du processus de forage.

L'exploitation rationnelle des machines de forage demande une connaissance profonde de la nature du terrain. La résolution de ce problème demande une analyse détaillée du processus de forage. Le processus de forage est l'ensemble des opérations (fig.1.1) qu'on doit exécuter pour forer un trou, tel que : vitesse de rotation et d'avancement, force axiale et soufflage donnée à l'outil de forage.<sup>[47]</sup>

La pénétration de l'outil dans la roche est soumise à certains paramètres tels que :

- Nature de la formation (dureté, abrasivité, humidité, etc....)
- Paramètres des travaux de tir (diamètre, du trou, angle d'inclinaison, type et quantité d'explosifs, distance entre les trous).
- Paramètres de réglage (vitesse de rotation et poids exercé sur l'outil), ces paramètres sont limités par la puissance de commande et la hauteur des dents de l'outil.
- Indices qui caractérisent l'organisation du travail (coefficient d'utilisation de la machine, temps de manœuvre).
- Paramètre de sortie caractérisant les résultats de ce processus (prix du mètre foré, prix de mètre cube des roches abattues, vitesse de pénétration).

## 1.2 Classification des méthodes.

Une classification des méthodes de forage peut être faite sur plusieurs bases. Celles-ci incluent la taille du trou, la méthode de support, et le type de puissance. L'arrangement qui semble le plus logique à utiliser, générique, est basé sur la forme d'attaque de roche ou le mode de l'application d'énergétique menant à la pénétration.<sup>[30]</sup>

Puisque le forage occupe seulement une catégorie dans la classification, la pénétration de roche plus de limite est préféré pour toutes les méthodes de former un trou directionnel dans la roche plus générale. Par conséquent il est préférable de parler de la perforation de gicleur comme méthode de pénétration thermique plutôt que le perçage thermique. Le forage est réservé pour les systèmes mécaniques d'attaque.

La classification préconisée ici s'applique générale, à toutes sortes d'exploitation et entourer toutes les formes de pénétration de roche. Ainsi les machines utilisées pour le découpage aussi bien que le perçage sont incluses. Cette classification soutient de la ressemblance à une pour des méthodes de fragmentation de roche (telles que le soufflage et d'autres techniques en gros de rupture), puisque les principes sont identiques, et la rupture de roche est l'objectif commun.

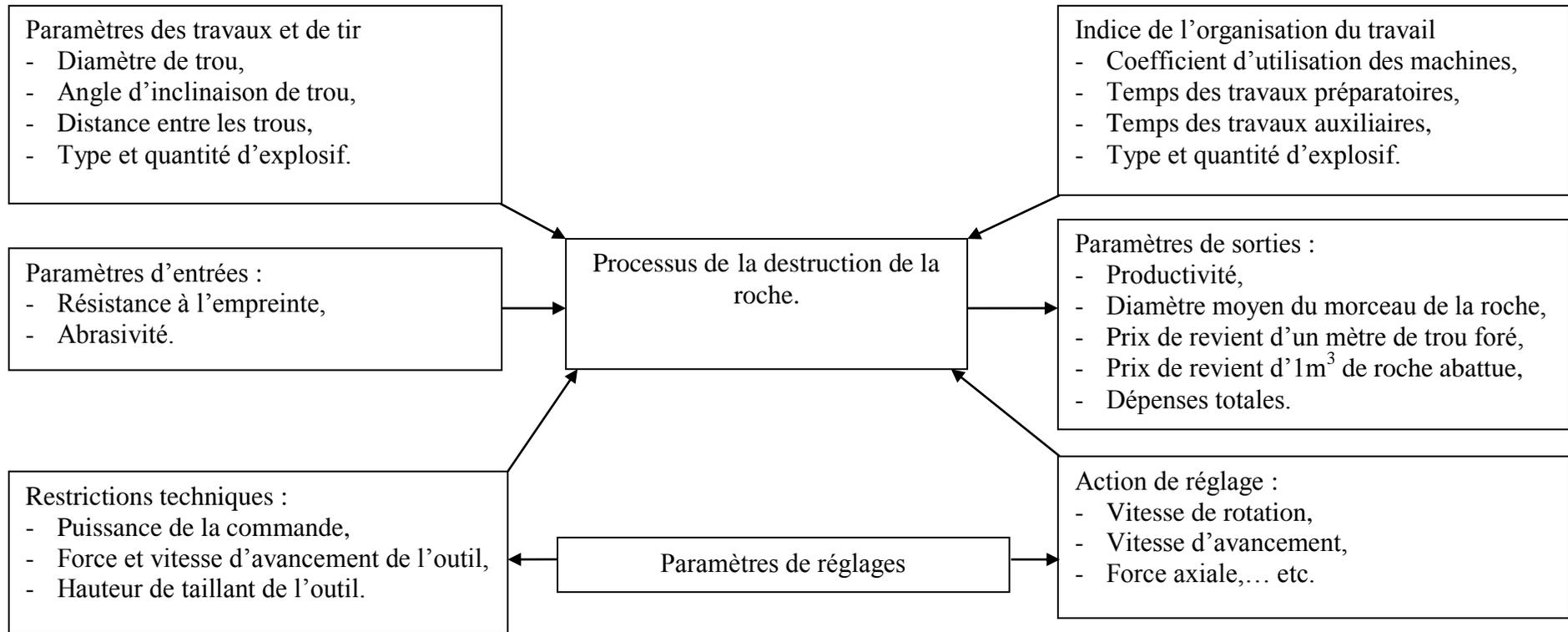


Fig.1.1 : Schéma principal du processus de destruction de la roche par les machines de forage. <sup>[47]</sup>

### 1.3 Choix de la méthode de foration.

Les quatre grandes méthodes utilisées d'après [31] sont (fig.1.2) :

- La foration hydraulique hors de trou.
- La foration fond de trou.
- La foration rotative ou rotary coupante.
- Le forage rotary.

Le choix de la méthode de foration fondamentalement dicté par :

- La résistance de la roche à forer (Indice de forabilité  $D_f$ )
- Le diamètre de foration.

#### 1.3.1 Indice de forabilité ( $D_f$ ).<sup>[65]</sup>

La forabilité d'une roche exprime la facilité avec laquelle un outil de forage pénètre dans la roche. Elle dépend d'un certain nombre de paramètres, en particulier de la résistance, dureté et texture de la matrice rocheuse, et de son abrasivité. Certains essais, généralement utilisés dans les pays anglo-saxons, ont pour but de quantifier la forabilité. Il ne faut pas perdre de vue toutefois que la forabilité in situ dépend aussi de la densité de discontinuités. Pour mesurer l'aptitude d'une roche au forage on effectue un test de laboratoire appelé (Drilling Rate Index) que l'on pourrait traduire par " indice de forabilité" car il inclut à la fois des tests de friabilité, d'écrasement au choc, et d'abrasion, (arrachement de morceaux de roche à l'aide d'une lame à profil normalisé).

##### 1.3.1.1 L'essai miniature de forage.<sup>[62]</sup>

La méthode directe d'essai pour estimer la vie de coupeur est basée sur les principes de l'essai miniature de foret de [62]. L'essai miniature de foret a été jusqu'ici employé pour mesurer la dureté extérieure des échantillons de roche (ou de la résistance au renforcement). La valeur du [62] est définie comme la valeur moyenne de la profondeur mesurée de trou a foret en (1/10) mm de 4 à 8 trous à foret après 200 révolutions du l'outil de forage miniature de 8.5 mm. Le procédé standard est d'employer la surface pré coupée de l'échantillon qui est perpendiculaire à la foliation de la roche. La valeur de [62] est par conséquent parallèle mesuré à la foliation. La profondeur de trou de forage jusque récemment a été mesurée au moyen d'un calibre de glissière à la suite de l'essai selon [61]. Un contour d'essai est montré sur la (fig 1.3)

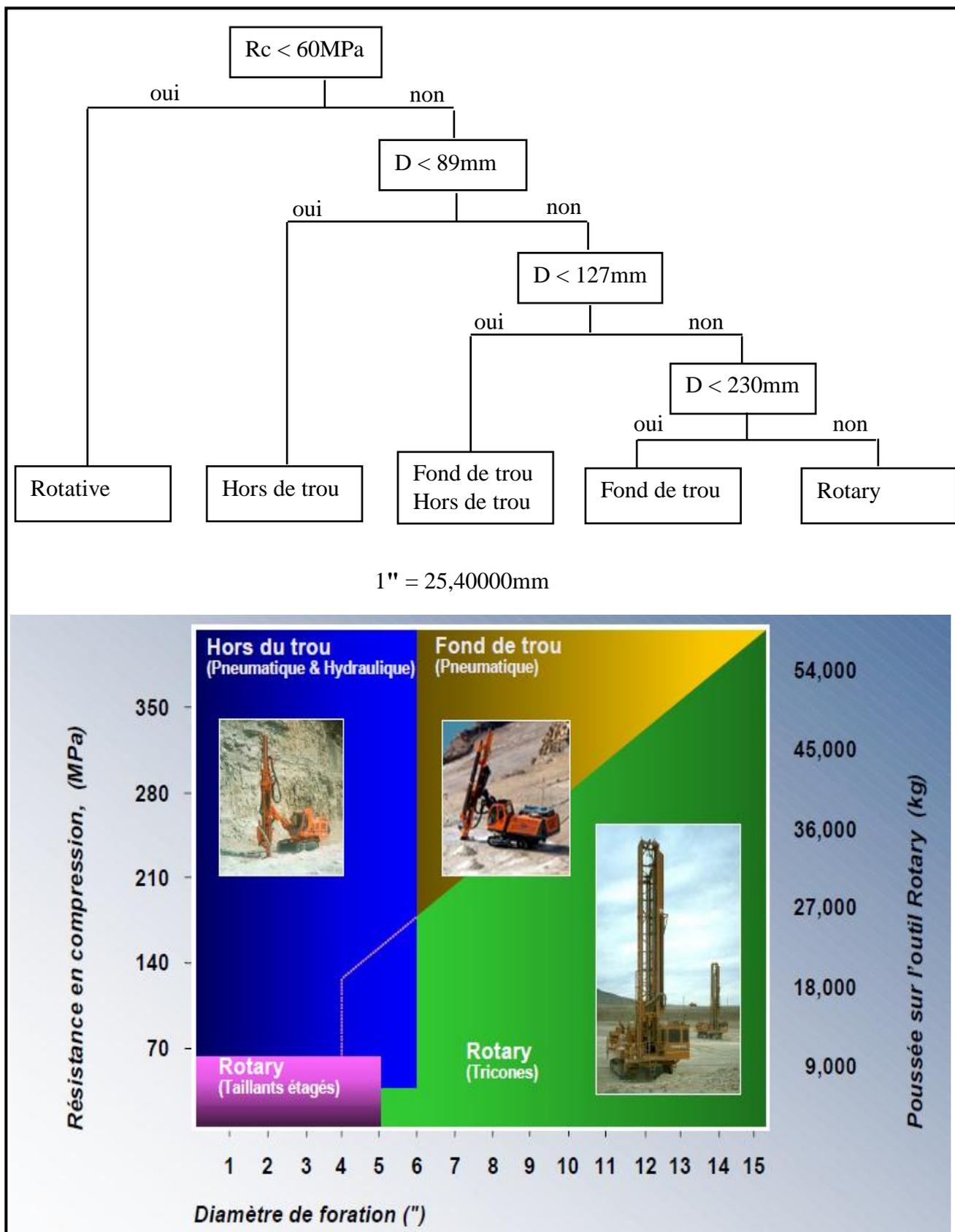


Fig.1.2 : Choix du type d'équipement. [31]

1.3.1.2 L'essai de friabilité

L'essai de friabilité donne une bonne mesure pour la capacité de la roche de résister écrasé par des impacts répétés. La méthode d'essai a été développée en Suède par [63]. Plusieurs versions modifiées de l'essai ont été développées pour différents buts. Un contour de l'essai est montré sur la (fig. 1.4). Le volume témoin correspond à 500 g de densité 2.65 g/cm<sup>3</sup> de la fraction 16 à 11.2 mm. La valeur S<sub>20</sub> de fragilité égale le pourcentage du matériel qui passe la maille de 11.2 mm après que l'agrégat ait été écrasé par 20 impacts dans le mortier. La valeur de fragilité est le moyen de 3 à 5 essais parallèles. [61]

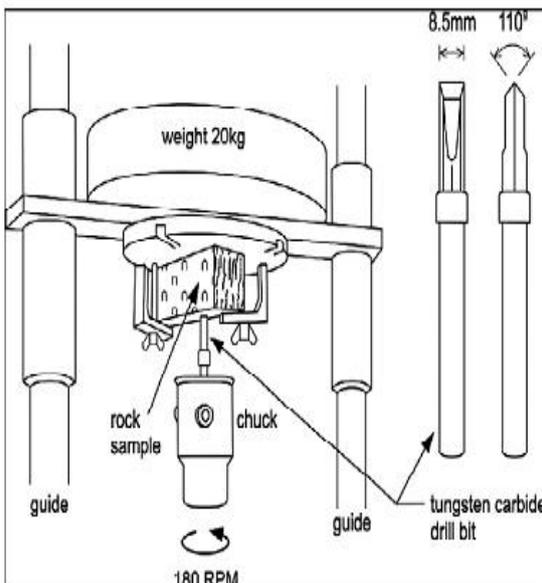


Fig. 1.3 : Contour de l'essai miniature de forage. [61] [62]

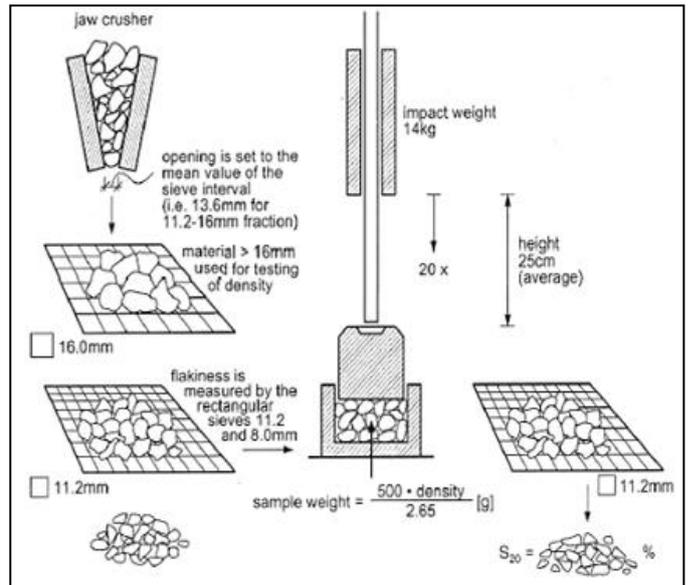


Fig. 1.4 : Contour de l'essai de friabilité. [61]

1.3.1.3 Évaluation de l'indice de forabilité (DRI)

L'indice de forabilité est déterminé par la formule suivante [58] :

$$D_f = 0,007(\sigma_c + \tau) + 0,7\gamma \quad (1.1)$$

Où :

$\sigma_c$  : Résistance à la compression (du calcaire)  $f = \frac{\sigma_c}{100} \Rightarrow \sigma_c = f.100, Kgf / cm^2$

$\tau$  : Résistance au cisaillement  $\tau = (0,16 \div 0,33)\sigma_c, Kgf / cm^2$

$\gamma$  : La densité du calcaire,  $Kgr / dm^3$

La classification de D<sub>f</sub> est présentée dans le tableau (1.1). La classification de D<sub>f</sub> de chaque roche est donnée dans le tableau (1.2).

Tableau 1.1 : Catégories de classification de  $D_f$ .<sup>[61]</sup>

Indice de forage	Nature de la roche	$D_f$
0.5-0.7	Basalte, diorites, silex, quartz, quartzite dure	30 - 40
0.7-0.9	Trapp, granit dur, gneiss, ryolithe, gabbros, quartzite	40 - 50
0.9-1.1	Porphyre, granit, taconite, grès, hématite, cornéenne	50 - 60
1.1-1.3	Diorite, marbre, calcaire dur, phyllades, andalousite	60 - 70
1.3-1.7	Calcaire, shistes, gypse, bauxite, marne dure, latérite	70 - 80
1.7-2.2	Calcaire marneux, marnes craie, argile, talc	80 - 100

Tableau 1.2: Classification de  $D_f$  de chaque type des roches.<sup>[61]</sup>

catégories	$D_f$
Extrêmement lent	$\leq 25$
Très lent	26 - 32
Lent	33 - 42
Moyen	43 - 57
Rapide	58 - 69
Très rapide	70 - 82
Extrêmement rapide	$\geq 93$

Après calculer l'indice de forabilité on cherche dans le tableau au-dessous quelle est le type de forabilité, leur classe et catégorie (tableau de classification de la forabilité des roches.<sup>[58]</sup>)

Tableau 1.3 : Classification de la forabilité des roches.<sup>[58]</sup>

Types de forabilité	$D_f$	classes	catégories
Forabilité très facile	$\leq 05$	1	1, 2, 3, 4, 5
Forabilité facile	5,1÷10	2	6, 7, 8, 9, 10
Forabilité moyenne	10,1÷15,1	3	11, 12, 13, 14, 15
Forabilité difficile	15,1÷20	4	16, 17, 18, 19, 20
Forabilité très difficile	20,1÷25	5	21, 22, 23, 24, 25

#### 1.3.1.4 Paramètres de forabilité.<sup>[65]</sup>

Forabilité est un terme employé dans la construction pour décrire l'influence d'un certain nombre des paramètres sur le taux de forage (vitesse de forage) et l'usure de l'outil de forage. Comme a pu être vu dans l'introduction technique, le forabilité est influencé par les paramètres de machine de forage choisie. Indépendamment des paramètres techniques, particulièrement les paramètres géologiques influenceront fondamentalement l'exécution de forage et l'usage de forage (fig.1.5). Les caractéristiques spécifiques du matériel de roche et de la masse de roche peuvent au moins être en partie mises dans des figures avec l'aide des propriétés mécaniques de roche. Mais l'état de la masse de roche dépend également fortement de l'histoire géologique, des conditions atmosphériques, de la décomposition hygrothermique et de la structure des discontinuités. Par conséquent, on doit passer par trois niveaux de

recherche : minéral, type de roche et la masse de roche - signification également trois niveaux de dimension !

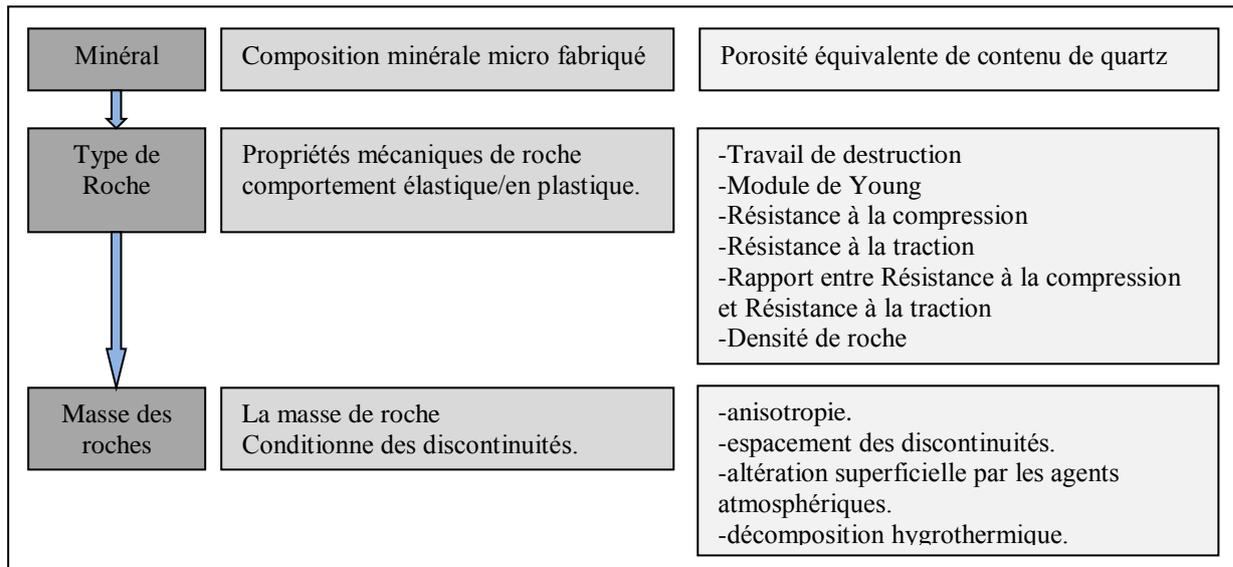


Fig 1.5 : Paramètres géologiques : vue générale des caractéristiques du minéral, la roche et la masse de roche. [65]

D'une façon générale on peut retenir :

- La foration rotative, quand elle peut être utilisée, est toujours la solution la plus économique.
- Les diamètres pratiques d'utilisation de la foration fond de trou sont compris entre 110 et 203mm.
- Les foration en diamètres 76 et 102 sont de ressort de machines hors de trou (sauf si la foration rotative peut être utilisée).
- Le choix hors de trou ou fond de trou se pose en pratique entre les diamètres 110 à 127 mm, voir 140 dans des cas particuliers.

## 1.4 Théorie de pénétration

Puisque la grande majorité de la pénétration de roche dans l'extraction à ciel ouvert est effectuée par les systèmes mécaniques d'attaque, le reste de cette section est consacré presque entièrement au forage. [31]

### 1.4.1 Composants d'opération de système

Il y a quatre principaux composants fonctionnels d'un système de forage (et de la plupart des autres systèmes de pénétration) :

1. Machine de forage (source d'énergie),

2. Tige de forage (émetteur d'énergie),
3. Outil de forage (applicateur d'énergie),
4. Fluide de circulation.

Ces composants sont liés à l'utilisation de l'énergie par le système de forage dans la roche d'attaque des manières suivantes :

1. La machine de forage, convertissant l'énergie de sa commande de grille d'origine (fluide, électrique, pneumatique,
2. La tige transmet l'énergie du moteur ou l'outil de forage. moteur à combustion) en énergie mécanique pour enclencher le système.
3. L'outil de forage (Le taillant) est l'application de l'énergie dans le système, attaquant la roche mécaniquement pour réaliser la pénétration.
4. Le fluide nettoie le trou, refroidissent le taillant, et stabilisent parfois le trou.

Dans les machines de forage commerciales, l'attention s'est concentrée dans une certaine mesure sur la réduction de déperditions d'énergie par transmission. Ceci a mené à l'introduction des exercices de fond de trou (dans le trou), de la grande variété de percussion et du type rotatif de trépan à molettes (électro et turbine), bien que ce dernier ait trouvé l'application principalement dans le sondage de puits de pétrole. Ils remplacent la transmission d'énergie mécanique par la transmission liquide ou électrique, qui a habituellement comme conséquence plus d'énergie atteignant le taillant et le forage plus rapide.

#### 1.4.2 Mécanismes de pénétration

Il y a seulement deux manières de base d'attaquer la roche mécaniquement par la percussion et la rotation. C'est l'interaction de taillant/roche qui régit l'efficacité du transfert d'énergie et la nature du processus de rupture.

Entraînant la roche se casser pendant le forage est une question d'appliquer la suffisamment de force avec un outil pour dépasser la force de la roche. Cette résistance à la pénétration de la roche se nomme force de forage.

De plus, le champ de contrainte créé par l'outil doit être ainsi dirigé quant à la pénétration de produit sous forme de trou et de la taille désirée. Ces efforts sont quasi- statiques en nature, parce que des forces sont appliquées lentement dans le processus de forage. La force d'inertie, l'onde de contrainte induite, et le taux de charger des effets dans le forage de roche ont été démontrés pour être négligeables.<sup>[39]</sup>

Les différentes manières dont les exercices de percussion, rotary, et de combinaison attaquent la roche sont comparées dans la (fig.1.6).

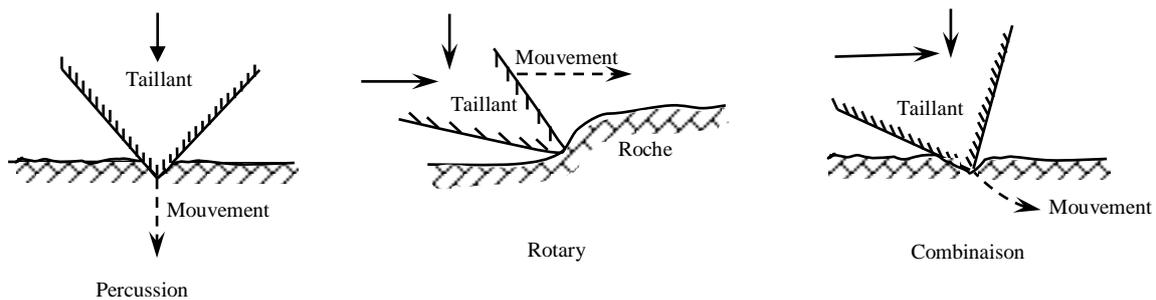


Fig.1.6: Différent types d'action de forage dans l'attaque mécanique des roches. [39]

### 1.4.2.1 Forage à percussion.

L'applicateur dans un forage à percussion est un outil formé par bouton clouté ou de burin qui effectue la roche avec un marteau comme le coup. L'effort efficace en cassant les actes de roche essentiellement dans une direction axiale et d'une façon de palpitation.

La rotation permet au taillant d'heurter la roche dans une tache différente sur les coups consécutifs, un mécanisme appelé l'indexation de coup, qui forme des cratères contigus et finalement un trou dirigé dans la roche.

Le couple de rotation appliqué, cependant, n'est pas habituellement responsable d'aucune pénétration de la roche, puisqu'il est petit dans la grandeur et, avec la rotation de barre de fusil, est opératif entre les coups seulement. De même, la fonction unique de la poussée appliquée est de rester le taillant en contact avec la roche. [60]

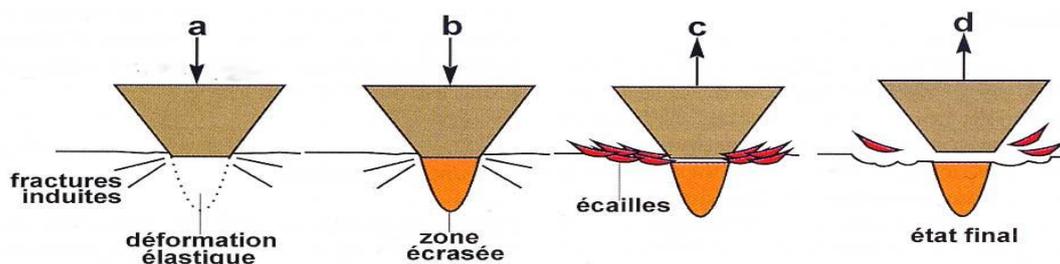


Fig.1.7 : Mécanisme de la rupture par un outil à percussion. [60]

La destruction de la roche par le choc du taillant est analysée par [60] de manière similaire à l'effet de poinçon (fig.1.7) :

Au début du choc, la roche est comprimée élastiquement sous le taillant tandis qu'à distance se forment des fractures radiales (a).

La roche comprimée sous le taillant s'écrase ensuite brusquement et se pulvérise (b).

Quand le taillant commence à rebondir, les parties périphériques se détachent en grandes écailles (c et d), il reste une surface rugueuse avec des coins de roche pulvérisés.

L'auteur a recherché des corrélations entre le temps mis pour forer un pied par une petite machine de laboratoire et d'autres propriétés physiques des roches, sans grand succès.

### 1.4.2.2 Forage rotative ou rotary coupante.

La planification ou l'action de forage rotary de trépan à lames est effectuée par une série d'outils, y compris la lame et les exercices de diamant comme la corde, la chaîne. Indépendamment des géométries du dispositif, l'action de dragage sur la surface de découpage est assurée par deux forces : pousser, une charge statique agissant normalement, et le couple, le composant de force tangentielle du moment de rotation agissant sur la surface de roche. [28,38]

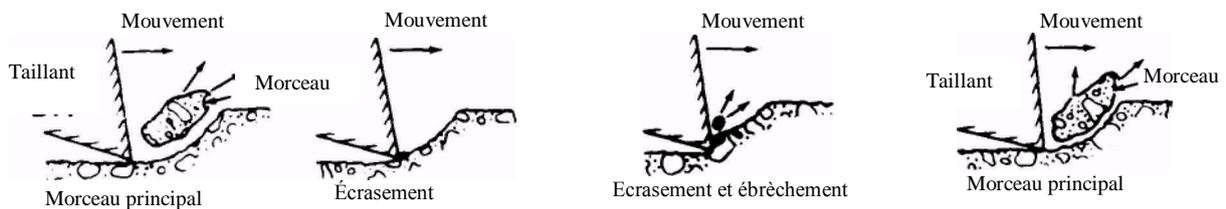


Fig.1.8 : Mécanisme de la pénétration par un outil rotatif. [28,38]

Le mécanisme de la pénétration dans le forage rotary de trépan à lames est comme suit (Fig.1.8) :

1. Que le taillant en contact avec la roche, apparaît une déformation élastique
2. La roche est écrasée dans la zone haute contrainte à coté de taillant.
3. Les fissures propagent le long de la trajectoire de cisaillement sur la surface, formant des morceaux ;
4. Le taillant avance pour entrer en contact avec la roche en planche encore, déplaçant les fragments cassés.

Les paramètres principaux de la foration rotative sont les suivants (fig.1.9) :

- Le soufflage,
- La poussée,
- La rotation.

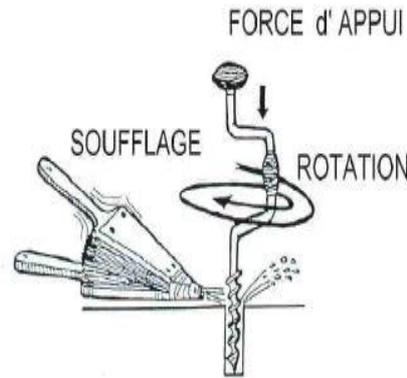


Fig.1.9 : Paramètres principaux de la foration rotative. <sup>[23]</sup>

### A/ Le soufflage

L'objectif du soufflage est d'évacuer les débris de foration à une vitesse supérieure à 15-20 m/s. Cette vitesse peut être calculée simplement en utilisant la formule suivante :

$$V = \frac{21.220.Q}{D^2-d^2}, (m/s) \quad (1.1)$$

où :

V : vitesse ascensionnelle (m/s),

Q : débit d'air (m<sup>3</sup>/min),

D : diamètre de trou (mm),

d : diamètre des tiges (mm).

### B/ Poussée

L'objectif de la poussée est de maintenir en permanence l'outil en contact avec la roche. Celle-ci sera déterminée empiriquement en fonction de la nature de la roche et du diamètre de foration. L'augmentation de la poussée se traduit par une augmentation de la vitesse jusqu'à une certaine limite au-delà de laquelle la vitesse diminue.

### C/ Rotation

Contrairement à la foration roto percutante, la relation de l'outil en forage rotatif a pour objectif la destruction de la roche. La vitesse de rotation décroît avec le diamètre de l'outil, et la vitesse de pénétration croît avec le diamètre de l'outil, et la vitesse de pénétration croît avec la vitesse de rotation (fig.1.10).

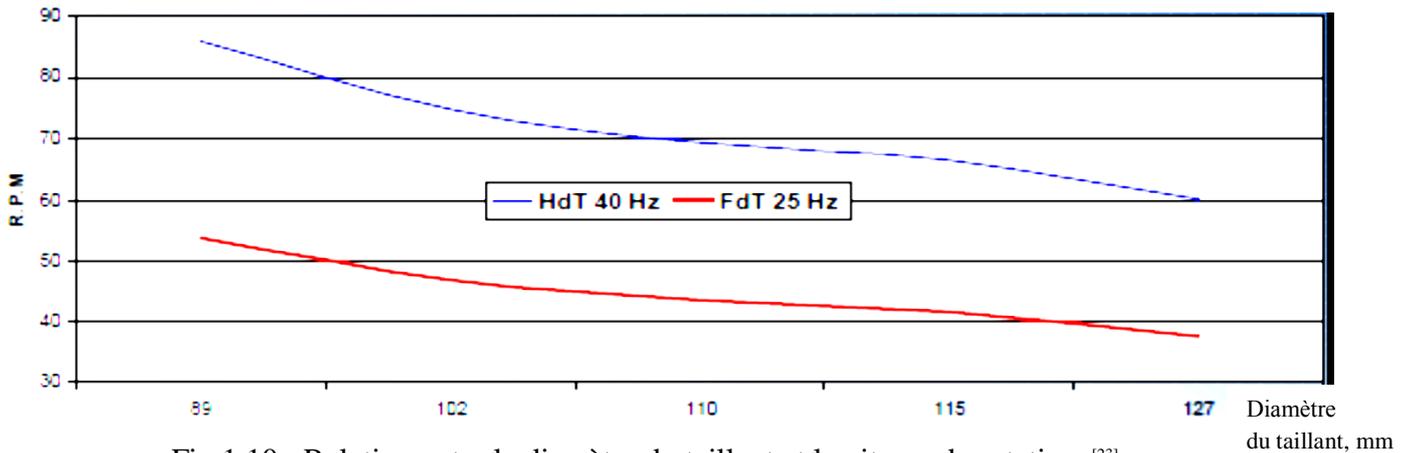


Fig.1.10 : Relation entre le diamètre du taillant et la vitesse de rotation. <sup>[23]</sup>

## 1.5 Facteurs influençant le forage

Un certain nombre de facteurs affectent la pénétration de roche ou le déplacement de découpages dans le processus de forage. <sup>[55]</sup>

Les divers facteurs peuvent être groupés en six catégories :

- 1) Machine de forage, (drill)
- 2) Tige, (Rod)
- 3) Taillant, (Bit)
- 4) Fluide de circulation, (Circulation fluide)
- 5) Trou de forage, (Drill hole)
- 6) Roche. (Rock)

Ces facteurs de conception dans les catégories (1- 4), les composants du système de forage lui-même, désigné sous le nom des variables d'opération. Ils sont contrôlables dans des limites, en corrélation parfois, et doivent être choisis pour assortir les conditions environnementales reflétées par la catégorie 6, type de roche. Ces variables d'importance primordiale dans les divers systèmes de forage sont énumérées dans le Tableau 1.4.

Les facteurs de trou de forage de la catégorie 5, diamètre, profondeur, et inclinaison, sont dictés principalement par des conditions extérieures et sont des variables indépendantes dans le processus de forage.

Tableau 1.4 : Variables d'exploitation du forage et de leurs effets sur les différentes méthodes.<sup>[55]</sup>

	percussion	rotative	Roto percutante
<b>Machine de forage.</b>			
-Puissance de forage.	x	x	x
-Poussé de forage.	x	x	x
-Couple de forage.		x	x
-Vitesse de forage.		x	x
-Energie de coup.			x
-Fréquence de coup.			x
<b>Tige.</b>			
-Dimensions de tige.	x	x	x
-Géométrie de tige.	x	x	x
-Propriétés de matériels	x	x	x
<b>Taillant.</b>			
-Diamètre de taillant.	x	x	x
- Géométrie de taillant.	x	x	x
- Propriétés de matériels	x	x	x
<b>Fluide de circulation.</b>			
-Débit de fluide.	x	x	x
-Propriétés de matériels.	x	x	x

Les facteurs de roche (catégorie 6) sont ambiant dérivés. Ils sont également des variables indépendantes dans le processus de forage et incluent le suivant<sup>[55]</sup>:

1. Propriétés matérielles (résistance à la pénétration, la porosité, la teneur en eau, la densité, la dureté de rivage, résistance à la compression, coefficient de résistance de la roche, etc.)
2. Conditions géologiques (pétro logiques et literie structurale, ruptures, failles, fissures, etc.)
3. État d'effort (pression in situ et pression de pore sans importance en trous peu profonds).

Un autre groupe de facteurs est externe au processus de forage lui-même et peut désigner sous le nom des facteurs du travail ou de service. Il s'agit notamment des variables opérationnelles liées au travail, la supervision et le chantier, l'échelle des opérations, disponibilité de l'énergie, et la météo. Bien que les facteurs d'emploi ne soient pas impliqués dans les mécanismes de pénétration de la roche, ils peuvent exercer une influence considérable sur les performances de forage.

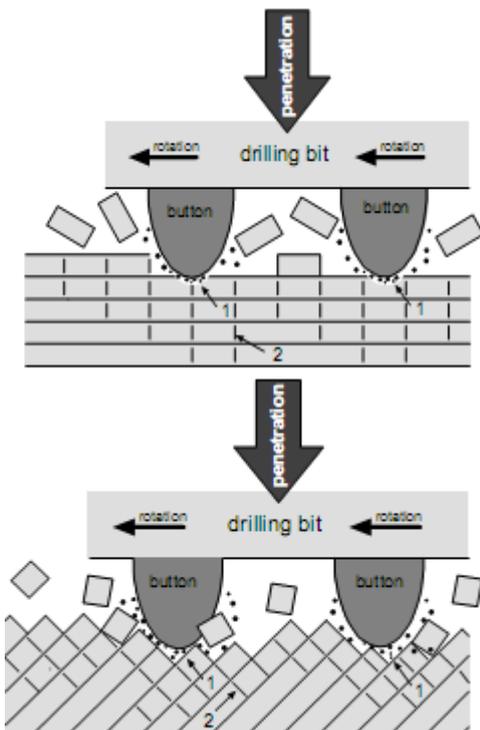
### 1.5.1 Processus de forage selon différentes orientations des discontinuités.<sup>[66]</sup>

Pour comprendre le raccordement entre le champ de contrainte et les taux de forage un doit étudier le procédé de destruction de forage fond de trou (fig. 1.11).

Quand la direction du perçage est rectangulaire à l'orientation de la foliation, le matériel de roche est parallèle rectangle mais cisailé comprimé à lui (fig. 1.11.I). Bien que les fissures développent le radial à la compression, les fissures parallèles au fond du forage seront employées pour l'ébrèchement. Habituellement dans ce cas-ci les vitesses de forage les plus élevées sont obtenues en raison de l'orientation favorable de schiste. Le forage est commandé par la résistance au cisaillement du matériel feuilleté de roche. Le travail minimum de destruction cause de grands morceaux et une exécution drilling maximum.

Si l'axe de forage est parallèle orienté à la foliation, la compression est également parallèle mais l'effort de cisaillement est rectangulaire (fig. 1.11.III). Il devrait être clair, ce moins de fissures se développera pour des raisons de plus haute résistance rectangulaire aux avions de faiblesse. Le forage est commandé par la résistance à la traction parallèle à la foliation produisant les fragments de petite taille et l'exécution drilling minimum.

Généralement, le forage est commandé par l'angle d'immersion de la foliation (fig 1.11.II), soumettant les fragments moyens pendant le procédé d'écrasement. L'exécution forage est - par raison géométrique - principalement une fonction de cosinus de l'angle d'immersion.



1 : poudre de pierres concassées.

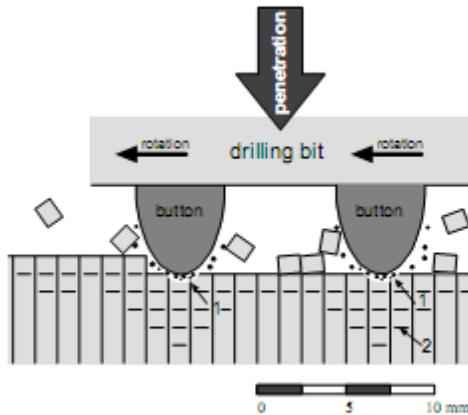
2 : fissures, right-à angles à la foliation

I. Le forage est commandé par résistance au cisaillement

- travail minimum de destruction
- grands fragments
- exécution drilling maximum

II. le forage est commandé par l'angle d'immersion de la foliation

- Fragments moyens
- l'exécution de forage est une cos-fonction de l'angle d'immersion



- III. le forage est commandé par résistance à la traction
- travail maximum de destruction
  - fragments de petite taille
  - exécution minimum de forage

Fig. 1.11 : Procédé physique de destruction dans la roche feuilletée. Écrasement du mécanisme au-dessous des boutons de l’outil selon l’angle d’immersion.<sup>[66]</sup>

### 1.5.2 Influence de la variation de la dureté du terrain et du changement de diamètre de taillant sur les paramètres de forage.

Si en cours de forage la dureté du terrain varie il convient d’adapter la poussée donc le couple de rotation à la nouvelle configuration (fig.1.12).<sup>[23]</sup>

Partant d’un pré réglage de couple moyen on aura en fonction des courbes fournies par le constructeur les valeurs des poussées stables permettant d’utiliser au mieux le couple disponible.

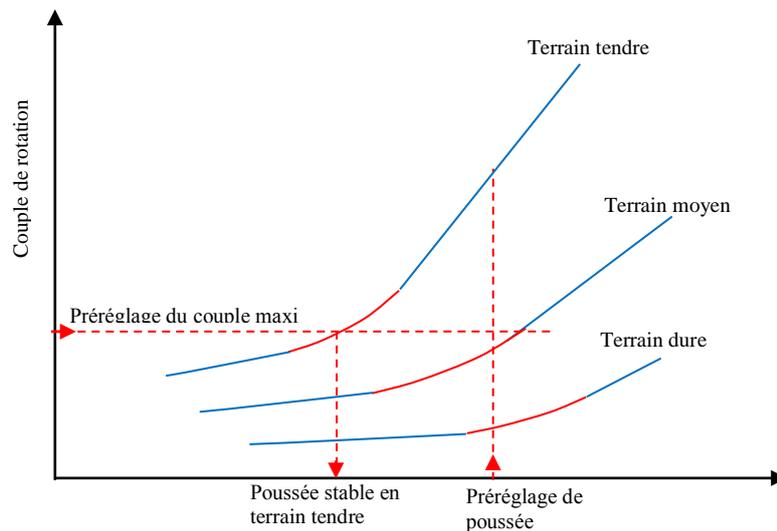


Fig.1.12 : Adaptation de la poussée au terrain.<sup>[23]</sup>

Ces courbes doivent correspondre à la zone d’optimisation définie précédemment en utilisant les courbes constructrices on peut prévoir l’influence d’un changement de diamètre sur le pré réglage de couple (fig.1.13) : Ainsi, en terrain tendre on pourra utiliser avec le même

préréglage de couple (terrain dur) un taillant de diamètre immédiatement supérieur, l'inverse est également vrai en passant d'un terrain moyen à un terrain dur.

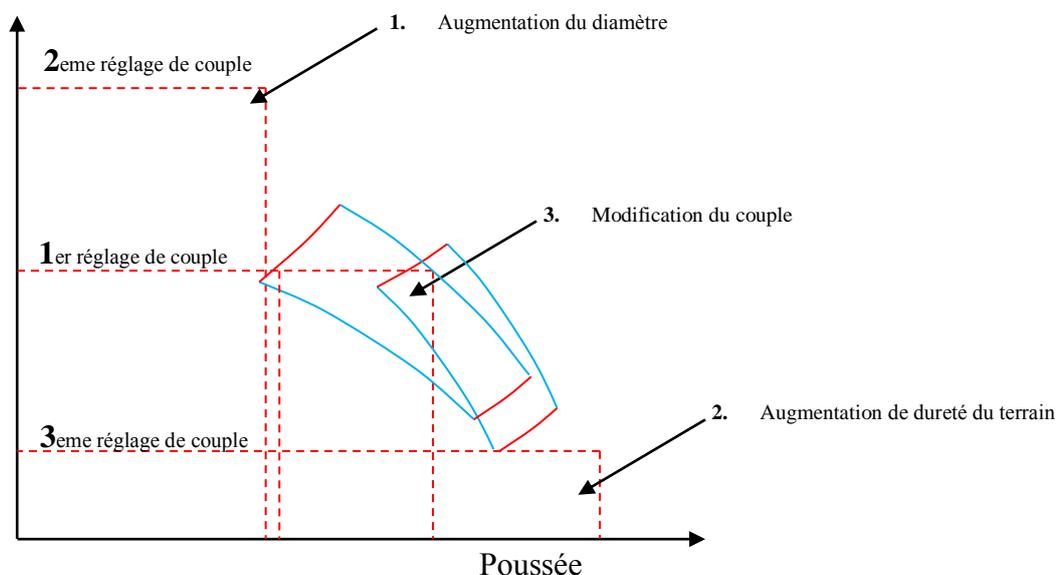


Fig.1.13 : Poussée / changement de taillant / terrain. <sup>[23]</sup>

Dans les systèmes de rotation à moteur séparé ce qui est le cas des machines travaillant en fond de trou et pour les marteaux perforateurs à commande hydraulique (moteur sur le côté) ce préréglage s'opère en changeant le jeu de pignons. Le constructeur fournit en général plusieurs rapports de démultiplication qui permettent une grande souplesse d'adaptation au terrain. Par contre cette opération nécessite toujours un démontage.

### ▪ L'évacuation des cuttings

En carrière l'évacuation des cuttings hors du trou s'effectue par soufflage d'air comprimé. En sondage profonds, 100m. et plus on a recours soit à une injection d'eau soit à l'utilisation d'une eau chargée de bentonitique qui en augmente la densité et favorise ainsi la remontée des débris rocheux. En tunnel et travaux souterrains on a recours à l'injection d'eau qui présente également l'avantage d'abattre les poussières.

Dans tous les cas le rôle de l'injection du fluide est double, il assure l'évacuation des produits de la foration et refroidit l'outil. On injecte l'air dans la partie centrale du train de tiges, cet air arrive au taillant d'où il s'échappe par des événements, il remonte ensuite par la partie annulaire du trou en chassant les cuttings vers la surface. Pour obtenir cet effet de remontée la vitesse ne doit pas être inférieure à 15m /seconde.

Une vitesse trop élevée au niveau du taillant provoque une usure rapide du corps de l'outil par cavitation. Si le débit par unité de surface du forage est trop faible il se produit sur la face de frappe un "matelas" de cuttings qui ralentit considérablement la vitesse de pénétration.

Le (Tableau 1.5) et la (fig.1.14) facilitent les calculs mais on peut toujours, en fonction des cas particuliers que l'on est appelé à traiter effectuer un calcul spécifique. Il faut toutefois éviter d'avoir un espace annulaire trop important ce qui conduirait à une consommation d'air comprimé excessive donc coûteuse.<sup>[23]</sup>

Tableau 1.5 : Soufflage de trou selon la vitesse, Débit et le diamètre de trou.<sup>[23]</sup>

SOUFFLAGE : VITESSE - DEBIT - DIAMETRE								
Compresseur m3/seconde.	3,2	5,2	6,5	6,5	9,3	9,3	9,3	9,3
Tiges diamètre, mm	32	38	38	45	45	51	87	100
Manchon diamètre, mm	45	55	55	61	61	72	-	-
Trou de soufflage, mm	12	14	14	17	17	21	61	76
Diamètre du trou en mm.	Vitesse en m/seconde							
64	22	42	52	--	--	--	--	--
76	15	25	32	37	50	--	--	--
89	-	17	21	24	27	36	--	--
102	-	-	15	17	22	24	68	69
112	-	-	-	13	17	18	34	34
127	-	-	-	-	13	15	19	21
140	-	-	-	-	--	--	16	15
152	--	-	-	-	--	--	--	--

La (fig.1.14) permet de calculer le débit d'air en fonction du diamètre du train de tiges et de la profondeur du trou et pour deux pressions utiles standards 7 et 10 bars (70 et 100 dN) qui correspondent à des compresseurs travaillant sous 8 bars et 12 bars (80 et 120 dN).

Les diamètres de foration correspondants sont :

- 102 à 127 mm pour des tiges de 2"
- 76 à 102 mm pour des tiges de 1 3/4"
- 64 à 89 mm pour des tiges de 1 1/2"

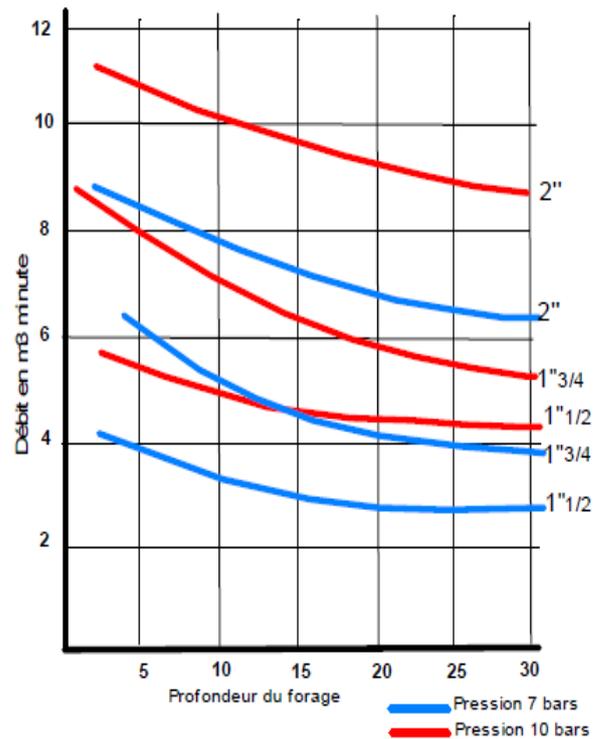


Fig 1.14 : Débit de soufflage.<sup>[23]</sup>

## ▪ Variation des réglages au passage d'une faille

Le passage d'une faille ou d'un accident de terrain se fait en général manuellement sauf si la machine est équipée d'un asservissement électronique qui inclus, outre les contrôles de poussée et de vitesse rotation une régulation du soufflage et du couple de rotation (fig.1.15).

En général on annule la poussée et on réalise la traversée en "frappe inverse" (dénomination impropre de l'inversion de poussée).

On doit également réduire le soufflage pour ne pas désagréger le terrain dans le cas d'une passée argileuse.<sup>[23]</sup>

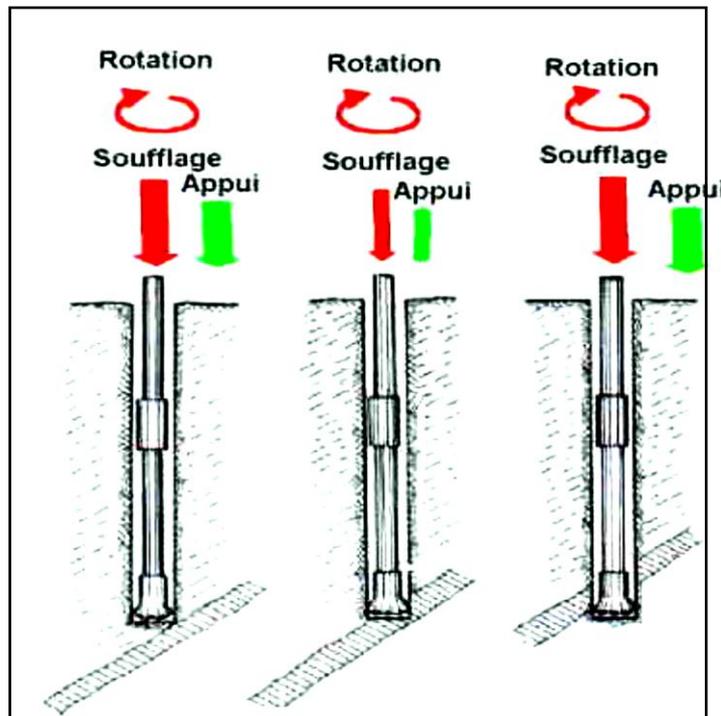


Fig.1.15 : Passage d'une faille.<sup>[23]</sup>

## 1.6 Analyse de la performance de forage

Pour les détails de fonctionnement de l'application d'une méthode de forage particulier, le lecteur est mentionné la dernière partie de cette section. La discussion ici est limitée aux aspects de base des applications du forage.

### 1.6.1 Paramètres d'optimisations de rendement

Bien que des critères plus sophistiquées ont été proposées, les éléments suivants sont adéquats et employé presque exclusivement dans l'évaluation de la performance d'un système de forage donnée ou à comparer différents systèmes :

- Énergie et puissance,
- Taux de pénétration,
- Usage de taillant,

- Coût.

Dans des circonstances domaine particulier, l'un de ces paramètres peut gouverner. Dans l'extraction à ciel ouvert, la consommation d'énergie ou de puissance devient de plus en plus préoccupante; mais les énergies ou les puissances, si comparées, sont généralement les plus préoccupantes en raison de leur effet sur le taux de pénétration.<sup>[54,55,56]</sup> Le taux de pénétration et l'usage de taillant sont des critères populaires, avec le taux plus général dans l'utilisation et l'usage plus fréquentes pour le forage en profondeur où les changements de taillant doivent être réduits au minimum.

Mais prépondérant pendant qu'une mesure dans n'importe quelle situation de forage est coûteuse, parce que lui se reflète collectivement indisposent les autres facteurs et sont la mesure finale de la faisabilité.

Un forage peut avoir facilement disponible et être roman, rapide et acceptable pour l'environnement, mais si elle n'est pas rentable, alors un système alternatif devrait être cherché. (Il est bien de se rappeler, cependant, que le but dans l'exploitation est la minimisation tous les coûts de rupture de roche, et que le forage ne peut pas être analysé indépendamment du soufflage et du concassage).

Néanmoins, les trois premiers paramètres (énergie, taux, et usage) entrent dans la détermination du coût et le commandent en grande partie. Pour cette raison, il est souhaitable de connaître le quantitatif des variables convenables d'opération sur l'énergie, Taux de pénétration, et l'usage de taillant, car ils déterminent à leur tour le coût de forage.

### 1.6.1.1 Énergie et puissance

Des formules pour la détermination du rendement d'énergie et de puissance dans les systèmes des forages sont tabulées ci-dessous, ainsi que des sources de référence.

**A/ Percussion** <sup>[48,59]</sup>:

Énergie de coup

$$E = 1/2 mv^2 = cWL^2 B^2, (Kw) \quad (1.2)$$

Puissance

$$P = BE = c WL^2 B^3 \quad (1.3)$$

où :

m : masse de piston  $m = W/g$ , (Kg)

v : vitesse d'impact de piston, (m/s)

$c$  : constant  $c = (0.3 \text{ à } 0.5) 10^{-6}$

$W$  : poids de piston, (N)

$L$  : course de piston, (m/s)

$B$  : fréquence de coup. (Hz)

Si le foret est actionné pneumatique, alors son rendement d'énergie et de puissance le plus aisément sont changés en variant la pression atmosphérique. Mathématiquement, l'effet de la pression atmosphérique de mesure  $p$  est :

$$P = p^{1.5} a^{1.5} L^{0.5} / W^{0.5} \quad (1.4)$$

où ;

$a$  : surface de piston.

### B/ Rotative <sup>[56]</sup>:

Énergie (révolution de travail)

$$\begin{aligned} E &= E_f + E_r \\ &= Fh + 2\pi T \end{aligned} \quad (1.5)$$

Puissance

$$P = P_f + P_r = FR + 2\pi NT \quad (1.6)$$

où :

$E_f$ : l'énergie poussée, (J)

$E_r$ : l'énergie de rotation, (J)

$P_f$ : puissance poussée, (W)

$P_r$ : puissance de rotation, (W)

$h$  : profondeur de pénétration par révolution  $h = R/N$ , (m)

$R$  : taux de la pénétration,  $F$  est poussé,

$T$  : couple, (m)

$N$  : la vitesse de rotation (révolutions par temps d'unité). (Rad/s)

Puisque le composant de poussée de l'énergie totale et de la puissance dans les machines de forage rotative (habituellement égale 1% ou moins), le travail effectué par la poussée est généralement négligé. <sup>[53], [52]</sup>

**C/ Percussion rotary** <sup>[34], [10]</sup>:**Énergie et puissance :**

Les machines de forage roto percussion sont actionnées maintenant habituellement hydrauliquement, qui permet des rendements plus élevés et des niveaux de puissance accrus fournis au taillant.

Une mesure utile de l'efficacité d'une machine de forage particulière est l'énergie spécifique, ou l'énergie consommée par volume unitaire de roche cassé <sup>[56], [6]</sup>:

$$e = \frac{E}{V} = \frac{P}{AR} \quad (1.7)$$

où :

V : volume de roche cassé, (m<sup>3</sup>)

A : surface de trou.(m<sup>2</sup>)

Spécifie l'énergie varie selon la méthode de forage, la géométrie de trou de forage, et les propriétés des roches. En soi, c'est une mesure sensible de l'efficacité d'un système de forage particulier. Il a été également montré par [55] pour se corréliser directement avec le coefficient de résistance de la roche, résistance à la compression, et la dureté, indisposent des propriétés de roche identifiées dans (la théorie de pénétration.) Une comparaison des spécifie les exigences d'énergie pour différentes méthodes de forage (tracées contre la taille de trou) apparaît dans (fig.1.16) ; dans ces essais, la percussion rotatif à été plus efficace.

**1.6.1.2 Taux de pénétration**

Le taux de pénétration pour n'importe quel processus de forage est d'habitude exprimé pendant qu'un taux d'avance linéaire et peut être défini par la relation :

$$R = \frac{\Delta V}{\Delta t} / A \quad (1.8)$$

où :

t : le temps et  $\frac{\Delta V}{\Delta t}$  le taux moyen de volume de déplacement de roche en ce qui concerne un intervalle de temps. Dans le forage, le volume de la roche cassé a été longtemps connu pour être directement proportionnel à l'énergie appliquée <sup>[54], [29]</sup> :

$$V \approx E \quad (1.9)$$

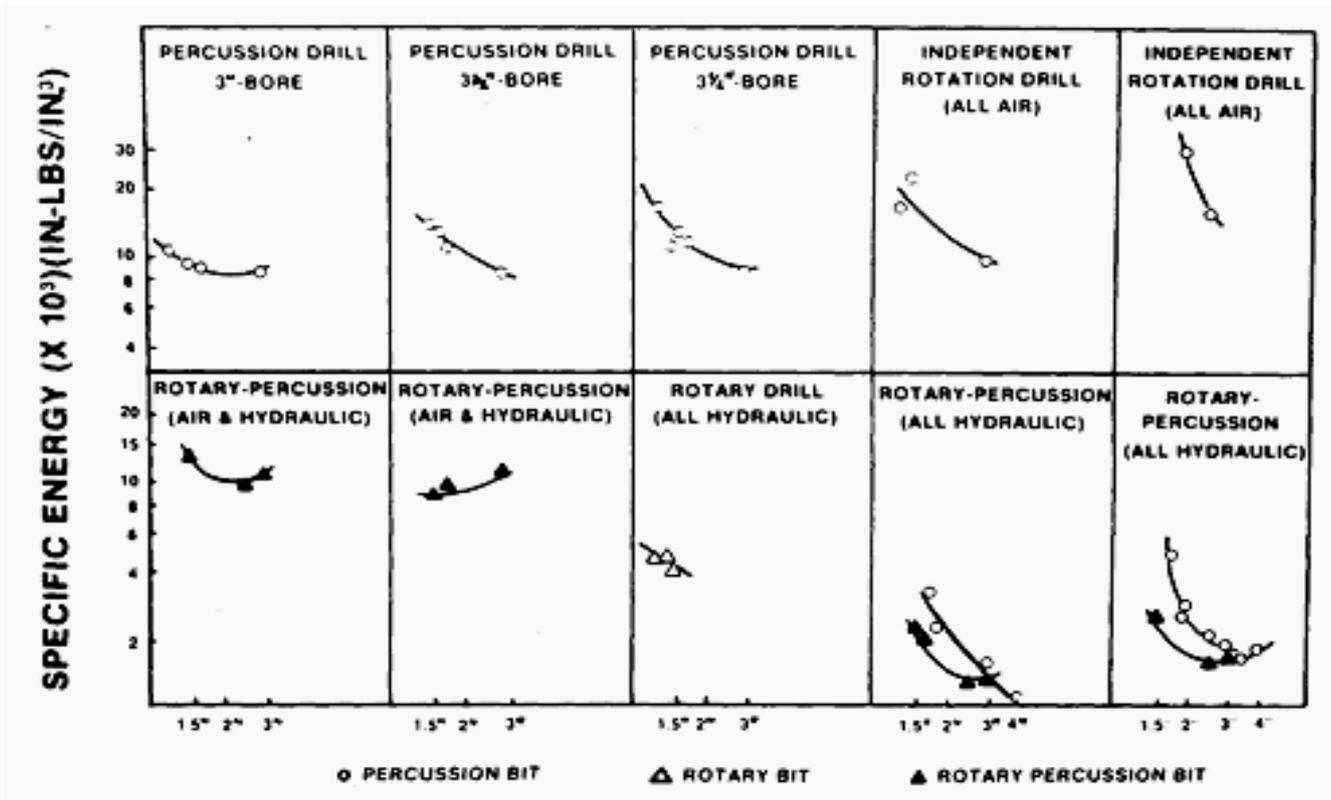


Fig.1.16 : Comparaison d'énergie spécifique pour différents systèmes de forage ; type de roche : dolomite.<sup>[11]</sup>

Négligeant le seuil d'énergie pour lancer la pénétration. (Eq.1.9) encore les rendements très importante et fréquemment confirmée entre le taux de pénétration et la puissance de forage (pour un nombre de taillant donné),

$$R \approx P \tag{1.10}$$

C'est la base à l'observation répétée que, dans un système donné, la seule manière de forer la roche est plus rapidement d'assurer plus d'énergie au taillant.

Des relations générales pour les divers systèmes de forage peuvent être développées à partir du spécifique la relation d'énergie (force de forage), (Eq.1.7)<sup>[38]</sup> :

$$R = \frac{P}{Ae} \tag{1.11}$$

Aux conditions optimal (efficacité maximale), la valeur minimum de l'énergie spécifique atteinte approche la résistance à la compression de la roche étant forée.<sup>[56]</sup>

Les formules pour déterminer le taux de pénétration pour les trois méthodes communes de forage de roche, incorporant des paramètres théoriques ou expérimentaux, suivant :

A/ Percussion <sup>[29], [38]</sup> :

$$R = \frac{BE}{Ae} \tag{1.12a}$$

$$R = \frac{V_c \cdot Bn}{A} \tag{1.12b}$$

où :

$V_c$  : volume cassé par tranchant ; ( $m^3$ )

$n$  : nombre de tranchants de taillant.

Noter que  $V_c$ , comme  $e$ , doit être déterminé expérimentalement. Une relation plus fondamentale peut être développée à partir (Eq.1.4) pour les forages actionnés pneumatiques

[48] :

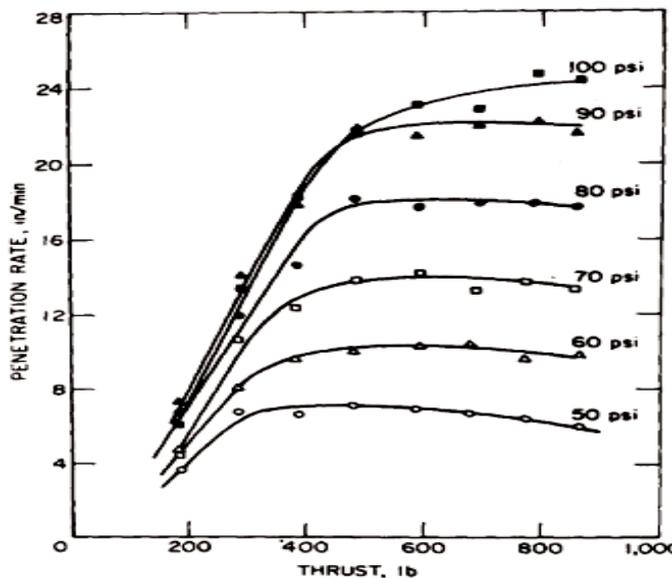
$$R = \frac{k(pa)^{1.5} \cdot (\frac{L}{W})^{0.5}}{Ae} \tag{1.12c}$$

où :

$k$  : constante de proportionnalité.

Encore, les valeurs de  $k$  et  $e$  doivent être atteints empiriquement.

Un autre facteur qui affecte l'exécution d'un forage à percussion est poussé. Les études des chercheurs [32] ont démontré que la valeur de la poussée doit être optimisée pour rapporter le taux maximum de pénétration pour un ensemble indiqué de conditions de fonctionnement.



1 in/min=25,4mm/min.  
 1 Ib=0, 4535924 kg.  
 1psi=6,894757 Kpa

Fig. 1.17 : Rapport entre le taux de pénétration et la poussée en fonction de la pression atmosphérique d'opération ; type de roche : taconite. <sup>[46]</sup>

L'effet de la poussée sur le taux de pénétration pour varier la pression atmosphérique est montré dans (fig.1.17); noter les niveaux optimaux de poussée, qui peuvent être estimés théoriquement mais mieux sont déterminés expérimentalement.

**B/ Rotative** <sup>[56], [38]</sup>:

$$R = \frac{2\pi \cdot NT}{Ae - F} \quad (1.13a)$$

Cette équation suit (Eqs. 1.6 et 1.7). Pour la plupart des exercices de trépan à lames, la poussée est faible par rapport à d'autres limites et peut être négligée. Avec le forage à molettes, F est grand et doit être considéré. De plus, la poussée et le couple sont mis en corrélation dans un forage rotatif, et leurs effets ne peuvent pas être considérés indépendamment.

- **Trépan à lames rotatif** <sup>[43], [55]</sup> :

$$R = \frac{2\pi \cdot Nr \cdot F \cdot \cot(\Phi - \alpha)}{Ae - F} \quad (1.13b)$$

où

$r$  : rayon de taillant, (m)

$\Phi$  : L'angle du frottement de découpage, (°)

$\alpha$  : L'angle de coupe de taillant. (°)

Cette relation considère l'effet de plusieurs variables et résulte les forces agissant sur un outil à lames dans les composants verticaux et horizontaux ; cependant, elle est plus compliquée d'utiliser (Eq. 1.13a).

Le taux de pénétration et l'effet de la poussée sur l'outil de trépan à lames pour différents types de roche est montré dans (fig.1.18).

- **Trépan à molettes rotative** <sup>[38]</sup> :

$$R = \frac{V_c \cdot n_t \cdot N}{A} \quad (1.13c)$$

où :

$n$  : nombre d'impacts de dent par révolution. Cette formule suit (Eq. 1.8),

Mais  $V_c$  : varie pour différentes dents du taillant.

Une approche empirique a été adoptée par [54], qui ont développé une série pour rapporter les variables de forage de trépan à molettes :

$$R = K_1 \frac{NF}{De} \pm K_2 \frac{NF^2}{D^3e^2} \pm K_3 \frac{NF^3}{D^5e^3} \pm \dots \pm K_n \frac{NF^n}{D^{2n-1}e^n} \quad (1.13d)$$

où :

$k_1, k_2, \dots, k_n$  : sont des constantes.

Le rapport simplifié au suivant pour les trous peu profonds et le bon déplacement de découpages <sup>[39]</sup> :

$$R = k \frac{NF^2}{D^2 e^2} \quad (1.13e)$$

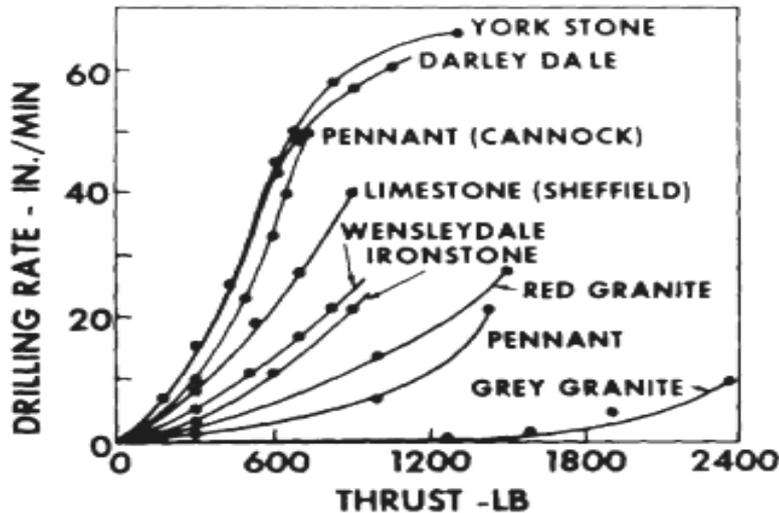


Fig.1.18 : Taux de forage et l'effet de poussée sur l'outil de trépan à lames pour différents types de roche ; diamètre de taillant. vitesse de rotation 180 tr/mn. <sup>[2][38]</sup>

### C/ Percussion rotatif

Puisque c'est une méthode de combinaison dans laquelle les variables agissent l'un sur l'autre, le forage roto percussion (comme le forage de trépan à molettes) ne se prête pas une analyse mathématique simple. Taux de pénétration est fonction de la puissance de forage et toutes les autres variables du dispositif de forage roto percussion. <sup>[10],[11]</sup>

#### 1.6.1.3 Usage de l'outil

L'usage de limite (réellement, taux d'usage) se rapporte ici à la perte de dimension, de poids, ou de forme d'élément de découpage dans le temps d'unité de taillant ou la longueur du trou. C'est une mesure inverse de la vie de l'outil, habituellement exprimée dans la longueur du trou, pendant laquelle un outil est roche effectivement et économiquement pénétrante à un taux acceptable.

Le mécanisme de l'usage de l'outil lui-même n'est pas bien compris. Dans le forage à percussion, il se produit principalement comme usage d'impact, et dans le forage rotatif de trépan à lames, principalement comme usage d'abrasion, avec un certain effet mélangé évident. <sup>[21]</sup> Les effets de combinaison se produisent dans le forage rotatif à molettes et le forage roto percutante, comme serait prévu. L'usage de l'outil de percussion a été décrit par

[41][25]. L'usage de trépan à lames a été analysé par [55][24] comme abrasion, adhérence, et fatigue extérieure.

Les relations suivantes d'usage sont basées sur les variables de forage principales et sont empiriques et qualitatives seulement ; avec W une certaine mesure d'usage de l'outil.

**A/ Percussion** <sup>[34],[36]</sup>:

$W \approx (\text{Énergie de coup}) (\text{viscosité liquide}) (\text{Dureté de roche}) / (\text{Angle de tranchant}) (\text{nombre de bords}) (\text{dureté de taillant}) (\text{débit liquide})$

**B/ Rotative** <sup>[28],[27],[57]</sup>:

$W \approx (\text{poussée}) (\text{vitesse de rotation}) (\text{dureté de roche}) / (\text{Angle de découpage de l'outil}) (\text{Dureté de taillant}) (\text{Débit liquide})$

L'effet primaire de l'usage de l'outil est de limiter l'application d'une méthode de forage aux roches de la dureté acceptable. Dans la (fig.1.19), il est très évident que les forages de trépan à lames soient du point de vue fonctionnement et économiquement faisables pour utiliser seulement dans la roche molle et moyenne, alors que les forages rotatives de trépan à percussion et à molettes s'appliquent que la roche est dur. Seuls les forages à percussion, cependant, sont efficaces dans les roches très dures.

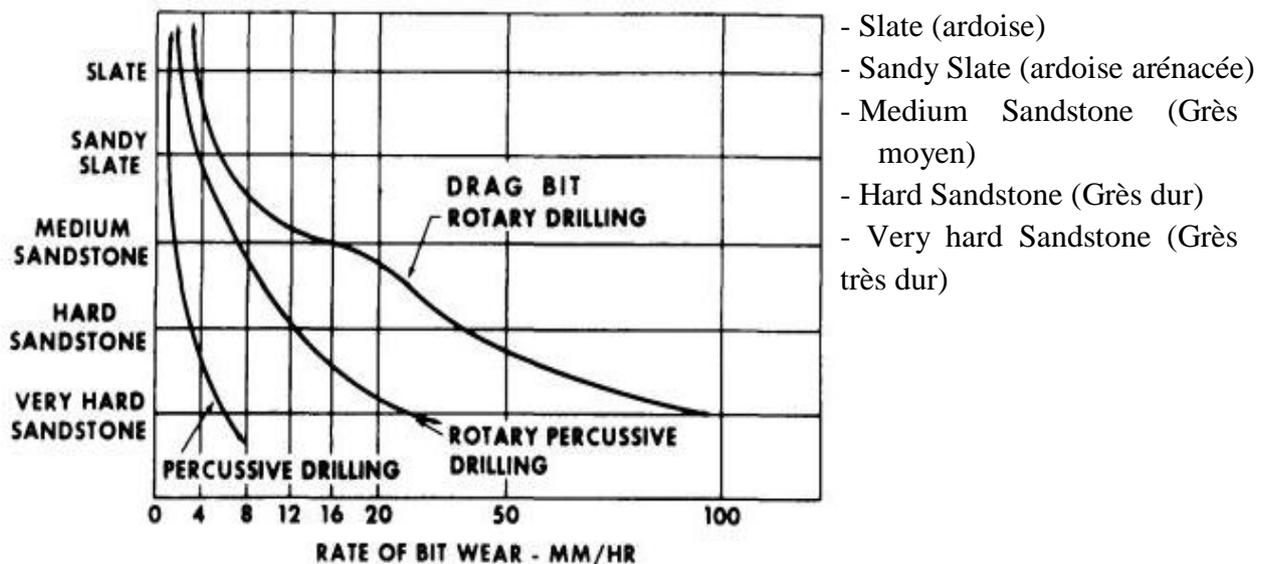


Fig.1.19 : Taux d'usage de l'outil (Taillant).<sup>[26][38]</sup>

### 1.6.1.4 Coût de forage.

Comme toutes les méthodes de reconnaissance mettant en œuvre des matériels perfectionnés, les forages sont coûteux. Ils sont toutefois, dans la quasi-totalité des cas, indispensables pour mener à bien l'étude de sols en vue de la construction d'un ouvrage, et l'on peut dire qu'ils coûtent cher, même et surtout si on ne les fait pas.

Le matériel de forage est lui-même très coûteux, et la constitution d'un atelier de carottage (machine, outillage, porteur) représente un investissement de l'ordre d'un million de francs (en 1984). L'amortissement du matériel est long, les frais de fonctionnement élevés ainsi que les frais de personnel. Concernant celui-ci, un atelier est normalement servi par deux à trois personnes dont un chef sondeur qui doit être très qualifié.

La recherche de coûts types (par exemple prix du mètre linéaire de forage selon la méthode) conduit à des fourchettes de valeurs étendues tant sont variables les conditions rencontrées.<sup>[31]</sup>

Néanmoins, nous pouvons faire ressortir les paramètres suivants qui conditionnent ces coûts.

- Concentration des points de reconnaissance (maillage) : celle-ci sera différente selon que l'ouvrage étudié est linéaire (autoroute, collecteur) ou étendu (gisement alluvionnaire), selon aussi le degré de précision recherché, dans le cas d'une reconnaissance phases, par exemple.
- Accès au site de forage : la mise en station est évidemment plus aisée en bordure d'une route en rase campagne qu'en montagne hors de toute voie praticable, une situation extrême étant représentée par l'amenée de la machine par hélicoptère, ou le sondage offshore sur plate-forme.
- Méthode de forage, type de matériel : en attribuant un coefficient au coût par mètre linéaire de forage selon les méthodes.
- Nature des terrains traversés : Des terrains présentant des caractéristiques extrêmes, notamment quant à la dureté ou la stabilité, requièrent l'utilisation de procédés, d'appareillages ou de produits complémentaires (couronne à diamants, tubages, boues élaborées, etc.)

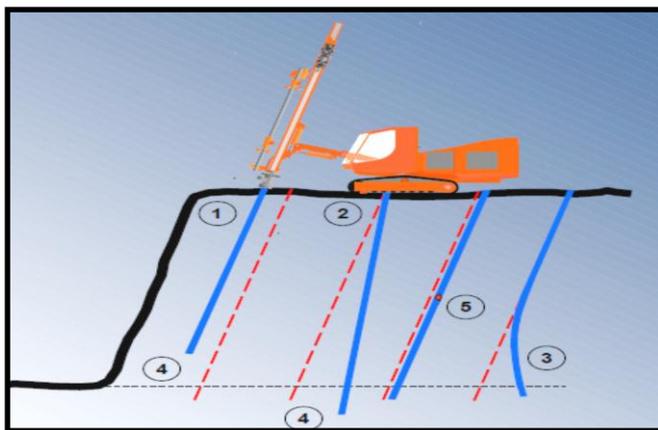
## 1.7 Qualité de la foration.

Pour des raisons économiques évidentes, le schéma de foration réel doit être parfaitement conforme au schéma prévu.

La (fig.1.20) présente les sources d'erreurs principales qui peuvent entraîner une différence plus ou moins importante entre les schémas théoriques et réels.

Les erreurs, d'implantation, d'amorçage et les trous omis sont des erreurs dues au Maître Mineur ou au foreur.<sup>[31]</sup>

Les erreurs d'inclinaison, de direction et de profondeur peuvent être évitées avec les systèmes de mesures disponibles sur le marché. Autant les dispositifs de mesures d'angle tendent à devenir standards, autant les systèmes de mesures de la profondeur par rapport à un plan de référence ne sont pas encore très développés malgré les économies qu'ils pourraient générer. Le fait d'obtenir des fonds de trous coplanaires permet d'avoir une banquette parfaitement plane et une meilleure venue du tir.



### Sources d'erreur

1. Erreur de marquage et d'amorçage
2. Erreur d'inclinaison et direction
3. Déviation
4. Erreur de profondeur
5. Trous trop petits, omis, ou perdus

Fig. 1.20 : principales erreurs de foration.<sup>[31]</sup>

Les erreurs dues aux déviations sont d'une façon générale moins fréquentes avec les foreuses fond de trou ou avec des allonges hors du trou de 60 mm de diamètre. La (fig.1.21) présente deux exemples classiques de déviation.

Si les engins de foration hors du trou sont plus sensibles aux déviations, il existe cependant un certain nombre de précautions qui permettent de réduire voire d'éviter ce problème.<sup>[31]</sup>

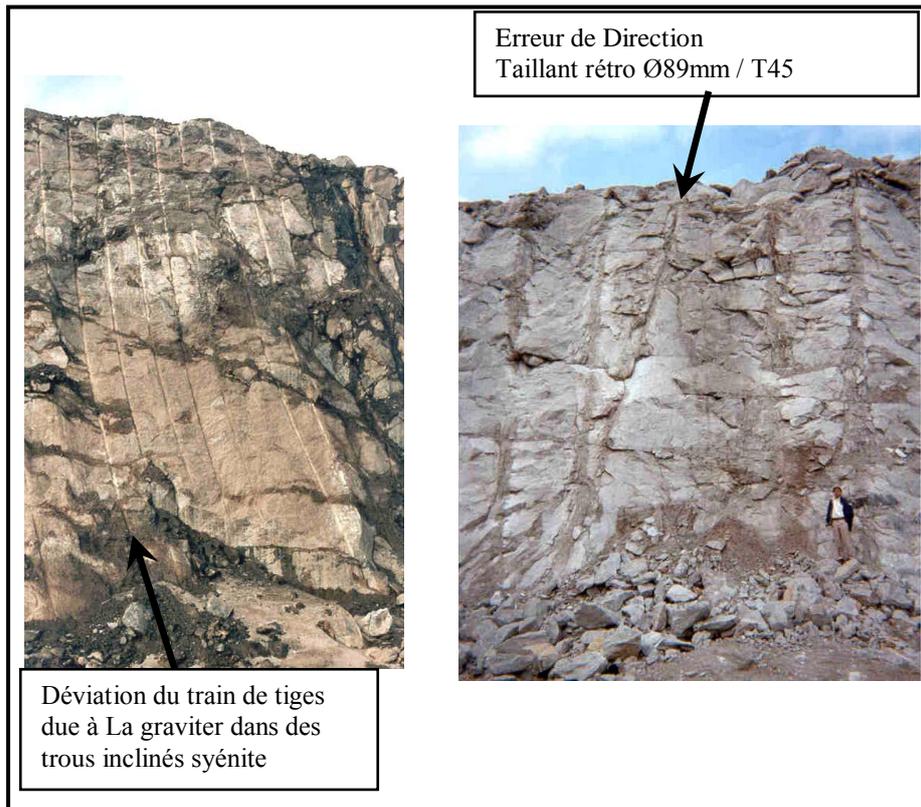


Fig.1.21 : Exemples classique de déviation. <sup>[31]</sup>

Les remèdes sont les suivants:

- Choisir le rapport diamètre d'allonge-diamètre du taillant proche de l'optimum c'est-à-dire : T 38-64 mm, T 45-76 mm, T 51- 89 mm, S 60-102 mm, de plus, le flambage est d'autant plus réduit que le diamètre de l'allonge est important.
- Choisir le type de taillant le moins influencé par les discontinuités (ex : taillants rétro).
- Réduire le flambage du train de tiges en réduisant la poussée.
- L'utilisation de tube guide de réduire de façon significative les déviations.

La (fig.1.22) en est un exemple représentatif. Sur la partie gauche la foration à été réalisée avec un tube guide, et sur la partie droite sans tube guide.

- Eviter le glissement du pied de glissière pendant la foration. Ce phénomène augmente de façon très importante le flambage. La (fig.1.23a) montre le point de départ de la déviation en cas de glissement, et la (fig.1.23b) que la déviation en fond de trou est fonction de la puissance 3 de la longueur du trou. Ce problème est classique dans le cas de foration à travers les zones de sur –foration du gradin précédent.



Fig.1.22 : Schéma de foration avec et sans tube guide. <sup>[31]</sup>

- Enfin, pour éviter les effets dus à la gravité, il est recommandé de ne pas incliner les trous au-delà de 15°.

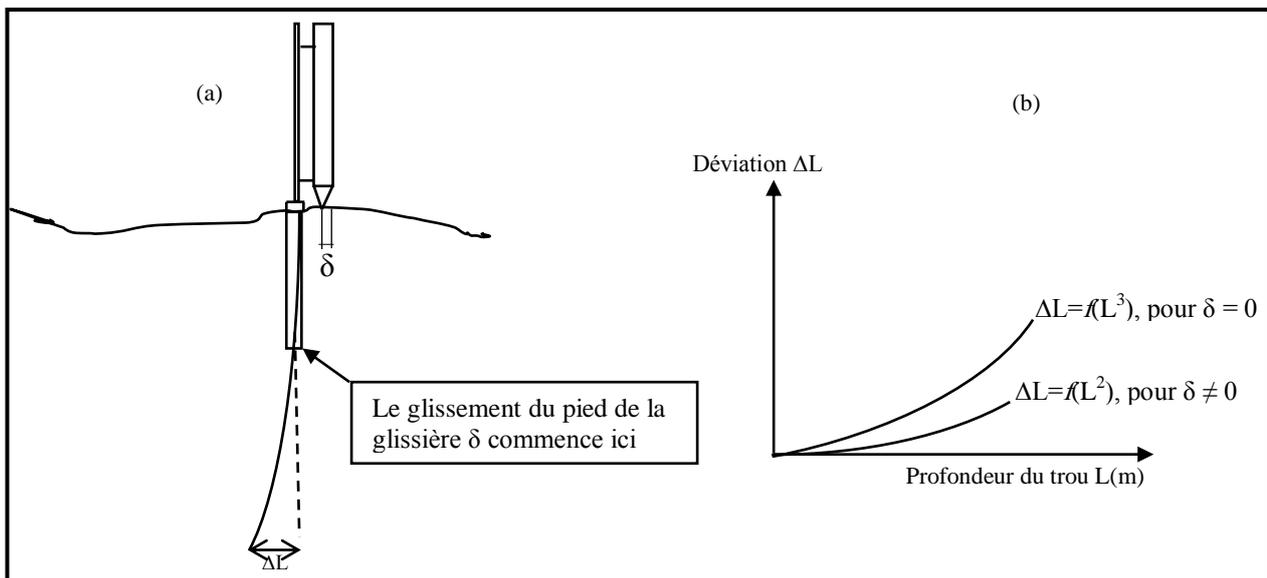


Fig.1.23 : Glissement du pied de glissière. <sup>[31]</sup>

### 1.8 Tendances

La foration, telle que nous la connaissons, reste le moyen le plus économique de réaliser des trous dans les différentes roches. Les développements à atteindre peuvent être classés en trois grandes catégories <sup>[31]</sup> :

- Les développements liés à la protection de l'environnement. Traitement du bruit : les engins de foration en particulier en foration percutante sont bruyants.

- Traitement des poussières ou comment encore améliorer le fonctionnement des dépoussiéreurs.
- Les développements liés à la compréhension des mécanismes de destruction des roches et à leur caractérisation. les développements liés à la génération et la transmission de l'énergie de percussion.
- Les développements liés à l'instrumentation : ceux-ci sont des systèmes de mesures et d'enregistrement des paramètres de foration, et de fonctionnement de la machine jusqu'aux systèmes de navigation et automatismes.

## 1.9 Procédure de choix de la machine de forage

Le choix d'une machine particulière pour la production de forage dans une mine à ciel ouvert est le genre le plus critique d'évaluation de forage que l'ingénieur de mine est invité pour faire. C'est un véritable problème de conception de technologie, exigeant des jugements de valeur. Généralement, le procédé suit ces étapes<sup>[16]</sup>:

1. Déterminer et spécifier les conditions dans lesquelles la machine sera utilisée, comme les facteurs du travail (travail, emplacement, temps, etc.), avec la sûreté la considération finale
2. Énoncer les objectifs pour les phases de rupture de roche du cycle de production des opérations considérant des restrictions d'excavation et de transport, de la stabilité de pente de mine, écrasant la capacité, la géométrie de mine en termes de tonnage, la fragmentation, les vibrations , etc.
3. Basé sur des conditions de soufflage, concevoir le modèle de trou de forage (taille et profondeur de trou, inclinaison, fardeau, espacement, etc.).
4. Déterminer les facteurs de forabilité, pour le genre de roche prévu, et identifier les candidats méthode de forage qui semblent faisables (les fabricants peuvent réaliser des essais de forabilité de roche et recommander les exercices et l'outil de forage).
5. Spécifier les variables d'opération pour chaque système à l'étude, y compris le forage, la tige, l'outil de forage, et les facteurs de fluide de circulation.
6. Estimer les paramètres d'optimisation du traitement, y compris la disponibilité de machine et les coûts, et comparer. Considérer la source d'énergie et choisir les caractéristiques. Les centres de coût importants sont peu, forent la dépréciation, le travail, l'entretien, la puissance, et les fluides. L'usage et les coûts de l'outil de forage sont critiques mais difficile pour projeter.

7. Choisir le système de forage qui, en satisfaisant mieux indispotent des conditions, a le plus bas coût global, proportionné à l'exploitation sûre.
8. Les points 4 et 6 sont les la plupart des étapes difficile à accomplir du procédé de conception entier, principalement en raison du manque de fiabilité actuel de la prévision d'exécution de forage et détermination de forabilité.

### **But de recherche et problèmes posés**

Le but général de la recherche consiste à étudier le régime de forage de la sondeuse roto-percutantes dans les conditions des carrières de calcaires algériennes en faisant un choix optimal des paramètres de forage qui nous permettent de forer avec un prix minimal.

Les problèmes de recherche à étudier sont :

- Analyse des différentes méthodes déjà utilisées ;
- Facteurs caractérisant les conditions de travail des sondeuses roto-percutantes et leur analyse ;
- Recherche de la productivité des sondeuses en question.

Pour accomplir ces taches, nous allons utiliser les méthodes suivantes :

- L'observation directe et le chronométrage ;
- Traitement statistique des résultats obtenus.

## **2. CARACTERISATION DU MASSIF ROCHEUX ET ETAT ACTUEL DES TRAVAUX MINIER.**

### **Généralités**

Dans beaucoup de pays, une des voies essentielles de la prise en compte réelle et fructueuse de l'environnement dans des projets, a été la mise en place d'outils méthodologiques spécifiques dans un cadre institutionnel adapté.

Parmi ces outils, l'étude d'impact sur l'environnement adopté par l'Algérie par le décret n° 90 - 78 du 27/02/1990 (en application de la loi n° 83 - 03 du 05/02/1983, relative à la protection de l'environnement), fournit un cadre privilégié d'intégration des préoccupations d'environnement lors de la réalisation des projets.

Dans le cadre de l'exploitation des carrières de matières premières pour la cimenterie de Hammam Dalàa, wilaya de M'sila, Algérien Cément Company (ACC / ORASCOM) en confiant l'étude d'impact au « CETIM », bureau spécialisé et reconnu dans la profession ne se contente pas de répondre à l'impératif légal, mais a poussé la réflexion afin de garantir, tant à ceux qui y travaillent, qui l'avoisinent, un environnement agréable, enrichissant spécifiquement, économiquement et socialement plus valorisant.

Conformément à l'article 5 du décret exécutif n°90-78 du 27/02/1990 relatif aux études d'impact sur l'environnement, le contenu de cette étude porte sur l'exploitation du gisement de calcaire de Chouf Amar et sur des effets prévisibles sur l'environnement ; parmi la remise en l'état des lieux particulier relatif à l'exploitation de la carrière, du calcaire est à considérer selon l'article 46 de la loi 91-24, qui exige de tout exploitant de carrière de remettre en l'état des lieux. Cette remise en l'état des lieux peut se faire selon l'une ou l'autre de ces deux démarches :

- 1/ Opération à réaliser en fin d'exploitation.
- 2/ Réaménagement coordonné au fur et à mesure de l'avancement de L'extraction de matériaux

## 2.1 Généralités sur la région d'étude

### 2.1.1 La situation géographique et administrative du périmètre d'étude

La wilaya de M'sila est située dans la partie Centre-Est du pays, soit à 250 km au sud-est de la capitale Alger ; elle est limitrophe avec les wilayas de Bouira et Bordj Bou Arreridj au nord, Batna à l'est, Biskra au sud-est, Djelfa et Médéa à l'ouest.

S'étendant sur une superficie de 20 000 km<sup>2</sup>, elle comprend des aires géographiques variés : massif des Bibans et monts du Hodhna au nord, dépression du chott El-Hodna au centre et l'Atlas saharien dans sa partie méridionale ; la localité de Hammam Dalàa, lieu d'implantation du projet, est une daïra relevant de la wilaya de M'sila, située aux confins nord et celle-ci, à la lisière occidentale de la chaîne du Hodhna, plus précisément à 50 km au sud de la localité d'El M'hir et 25 km au nord-ouest du chef-lieu.

### 2.1.2 Etude de gisement de calcaire de Chouf Amar

#### A/ Situation morphologique et infrastructure

Il est situé à 08 km au sud-est de Hammam Dalàa au lieu-dit Chouf Amar, soit à 2,5 km de la route asphaltée en partie, menant vers la localité d'El Euch (BBA). (fig.2.1).

Il est circonscrit dans un polygone ABCDE dont les coordonnées Lambert, d'après la feuille n° 140 et 141 au 1/50.000, (fig.2.2), sont les suivants. (Tableau 2.1).

Tableau 2.1 : Coordonnées Lambert de gisement de Chouf Amar

Coordonnées	A	B	C	D	E
X	658,435	659,220	659,650	659,725	658,500
Y	290,485	290,290	289,965	289,000	288,955

Morphologiquement, le gisement de Chouf Amar fait partie d'un vase massif étiré dans une direction longitudinale sur plus de 150 km. Il se présente sous forme de deux compartiments monoclinaux bien distincts, d'angle de pendage de 10° à 15° (SNE-NSW-N75° et SSE – N170°).

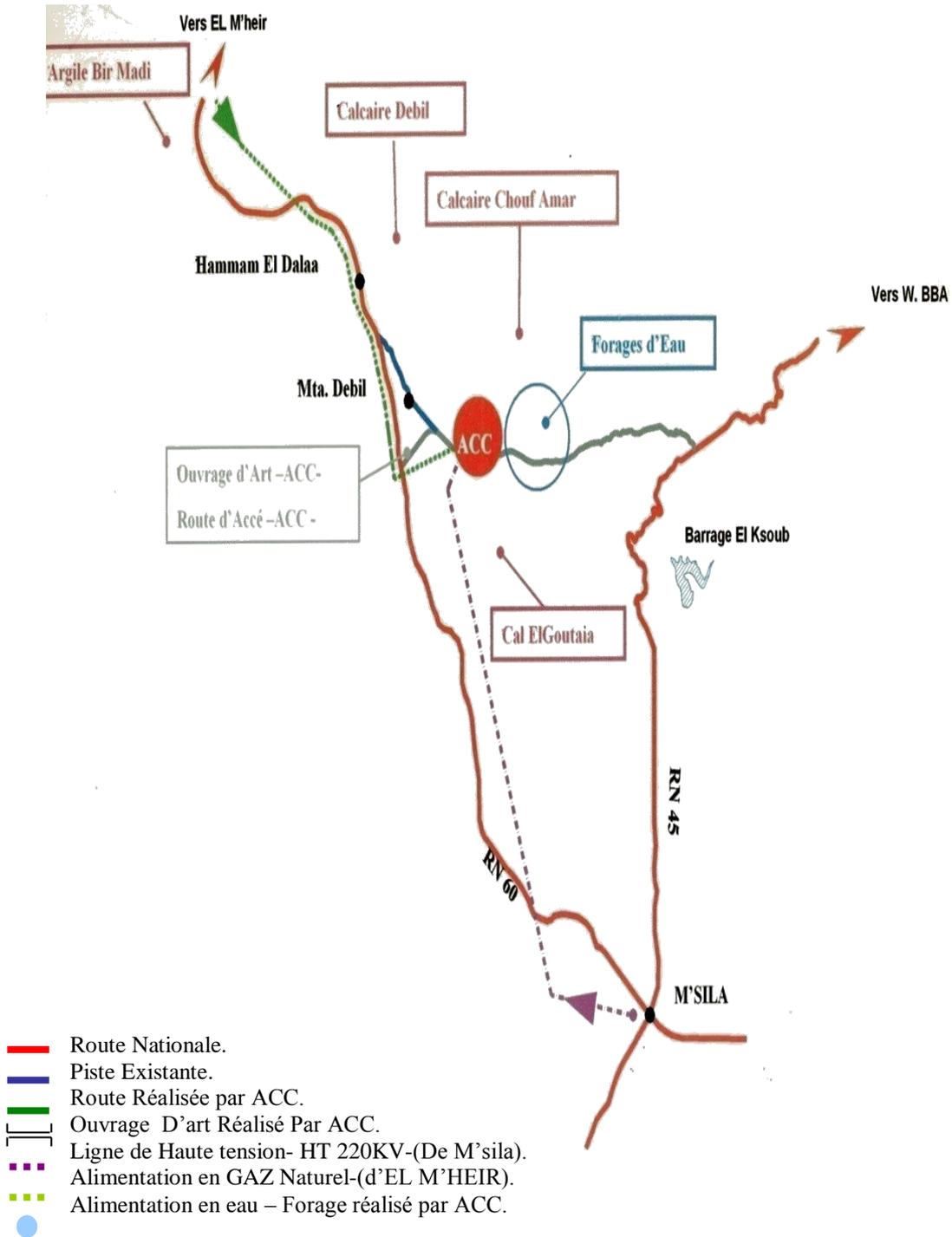


Fig.2.1 : Situation morphologique et infrastructure

## B/ Climat de la région

La région est soumise à un climat continental, sec et aride à semi-aride ; à forts écarts de températures et fortement dominé par des influences désertiques. Ceci est nettement corroboré par des données météorologiques enregistrées durant les dix dernières années (1989 – 1998) sur la station de M'sila, située à 25 km de la région d'étude et dont les coordonnées sont les suivantes. (Tableau 2.2).

Tableau 2.2 : Coordonnées géographiques de la région d'étude

M'sila	Coordonnées
Longitude	04°30' E
Latitude	35°40' N
Altitude	441 m

## C/Pluviométrie

Les moyennes mensuelles et annuelles des précipitations en mm (années : 1989 à 1999 / source : ONM – Dar el Baidha) sont données que rarement des pluies d'origine méditerranéenne, qui se heurtent à l'écran formé par les chaînes telliennes ; le cumul annuel des précipitations moyennes est de 257 mm.

La moyenne mensuelle annuelle de 21,4 mm traduit la faiblesse des précipitations atmosphériques sur la région; en effet des pluies débutent en automne avec une moyenne de 29,3 mm, baissent en hiver, de moyenne avec 22,5 mm, se relèvent légèrement au printemps avec une moyenne de 25,6 mm atteignant une moyenne de 8,2 mm en été.

Pour la région de Hammam Dalàa proprement dite, faute de station météorologique locale, le volume des précipitations doit être revu légèrement à la hausse compte tenu de son contexte géographique.

## D/ Température

Par application de la méthode d'extrapolation mise au point par SELTZER, qui se base sur une diminution de la température minimale de 0,4°C et maximale de 0,7°C pour une élévation de 100 m les températures qui séviraient au lieu d'implantation du site d'usine de débit dont l'altitude est de 671 m, sont données que des températures varient entre 0,4°C pour des minimales et de 40° maximales. Que des climats sévissant dans la région de tempéré de type continental.

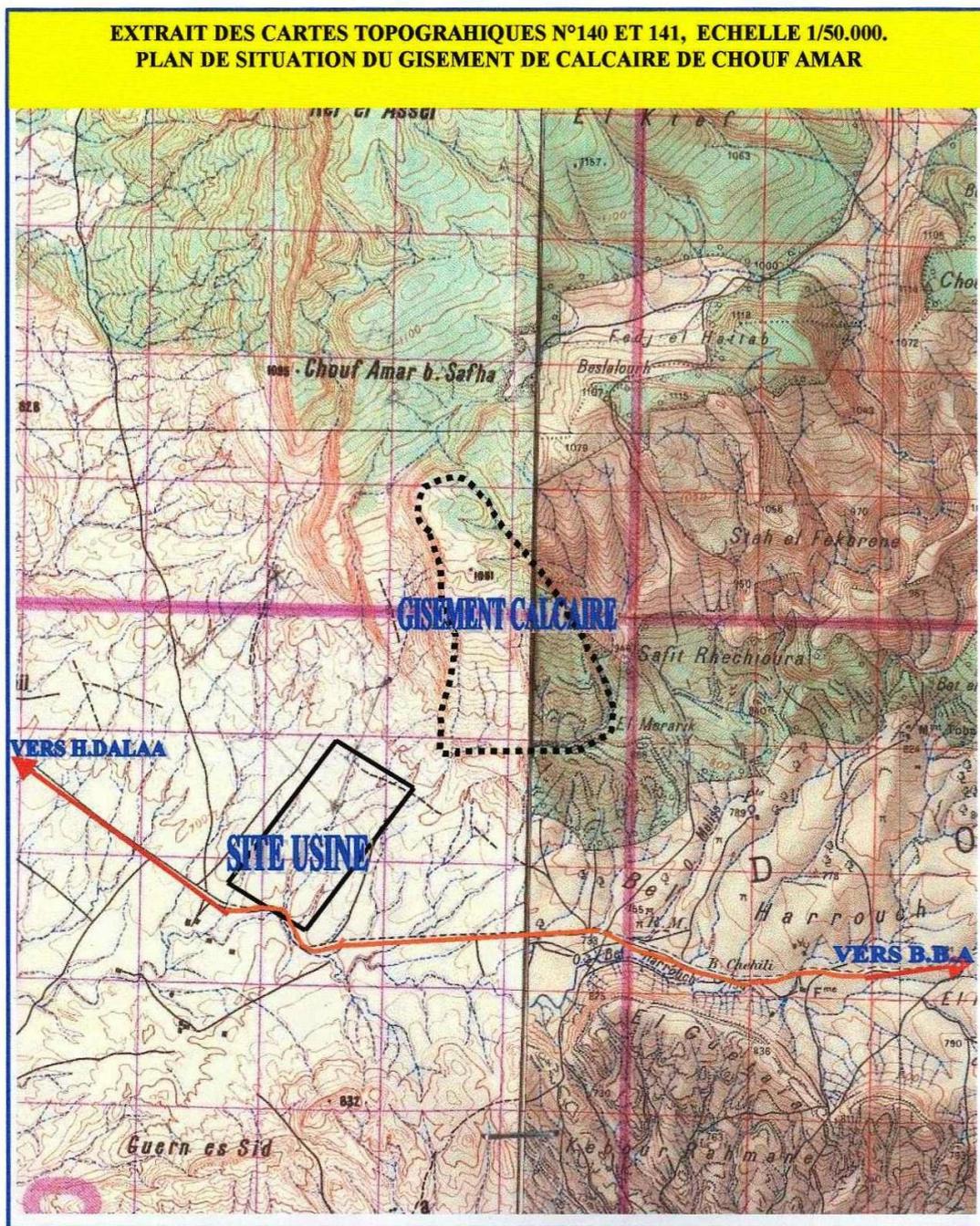


Fig.2.2 : Plan de situation du gisement de calcaire de Chouf Amar  
Extrait des cartes topographique n° 140 et 141, Echelle 1/50000

## **E/ Les vents**

D'après la répartition fréquentielle et les roses des vents mensuelles et annuelles correspondantes, on peut déduire que les vents dominant sont de direction Nord / Nord-Ouest, les vents sont généralement calmes et soufflent avec une intensité moyenne annuelle enregistrée de 3,9 m/s.

## **F/ Litho stratigraphie du gisement de calcaire**

Des effleurements participent à la couverture sédimentaire du gisement de calcaire de Chouf Amar sont attribués, d'après les observations recueillies sur terrain et les résultats des études antérieures élaborées par différents auteurs sur la région du crétacé supérieur, plus précisément à l'émschérien. Schématiquement l'ensemble émschérien afférant à Chouf Amar comprend trois termes principaux cumulant 200 m d'épaisseur lithologique bien distincte, correspondant à des formes de reliefs bien individualisés.

Le premier terme correspond aux pentes recouvertes en parties par des éboulis cernant le gisement par l'ouest et le nord ; le second aux corniches bien visibles dans le paysage qui les surplombe, et le troisième, aux monticules bordant ce même gisement par sud.

La matière utile est représentée par série attribuée à l'émschérien (crétacé supérieur) et consiste en une alternance rapide de bancs de calcaire, calcaires marneux, marnes calcaires et plus rarement mares, gisant en monoclinal doux sous un pendage de 10° à 12° vers le SSE. La série est subdivisée conventionnellement en 3 couches :

- couche inférieure (C3), puissante d'une quinzaine de mètres, composée de calcaires assez purs surmontant une puissante formation marneuse considérée comme stérile.
- couche intermédiaire (C2) plus puissante (30 m), plus marneuse et plus riche en SO<sub>3</sub>.
- couche supérieure (C1) de puissance variable à cause de l'érosion (14 – 30 m) très proche de (C2) mais moins marneuse et moins riche en SO<sub>3</sub>.

Elle effleure sur tout le gisement sauf dans la partie SW (sondage A2. Ex. A1 et Ex. B1) où ne subsistent que des couches C2 et C3. Conventionnellement sa limite inférieure est fixée au toit d'une couche marneuse réparable dans tous les sondages (Sauf Ex. A1, A2 et Ex. B1). Sa puissance maximale atteint 44,9 m (E.2) en moyenne sur l'ensemble du gisement, la puissance est de 24,32 m, elle est constituée de bancs calcaire gris à gris sombre, compact, dur, cristallin, localement fossilifère, séparés par de minces passées marneuses et admettant un banc de marne très riche en SO<sub>3</sub> ; ce banc dont l'épaisseur maximale est de 4,9 m

(moy. 2,9 m) à une teneur moyenne en CaO de 20 % et en SO<sub>3</sub> de 2 %. Son influence est considérable sur la teneur en CaO et SO<sub>3</sub> de la couche.

### **G/ Réserves nécessaires**

Partant de la capacité de production projetée (3 600 000 t. de clinker / an) des propositions des différentes matières premières entrant de cru et de leur pertes au feu respectives, les réserves nécessaires en matières premières du projet sont évaluées comme suit :

La production d'une tonne de clinker dans le cas de la variante la plus optimiste (Calcaire Chouf Amar + argile Bir Madhi + sable + minerai de fer) nécessite les quantités de matières suivantes. (221 400 000 tonnes de calcaire). Par conséquent, pour une durée de vie de 50 ans, il faut donc garantir pour le projet Cimenterie de M'sila un minimum de 221 400 000 tonnes de calcaire.

### **H/ Structure tectonique du gisement**

Le gisement de calcaire de Chouf-Amar est localisé dans la terminaison périclinale occidentale fortement perturbée. (fig.2.3). Localement il se présente sous forme d'un monoclinale de direction longitudinale gisant sous un pendage de 10° à 15° plongeant vers le SSE. Le gisement est disloqué dans sa partie centrale par une grande faille subméridienne de rejet vertical de 30 à 40 m et longe ses limites septentrionale et orientale.

Un autre accident cassant accompagné de failles secondaires affecte et perturbe la partie sud-ouest du gisement ; il s'agirait d'une faille normale de direction est-ouest qui semble affecter le terme calcaire avec un rejet vertical de plus de 25 m, qui a engendré la surélévation du monticule délimitant le gisement dans sa partie sud-ouest.

D'autres accidents cassants de moindre importance affectent sans rejets notables la corniche calcaire qui longe le gisement dans sa partie occidentale.

Par ailleurs, l'étude des données lithologiques et chimiques fait ressortir l'existence d'un accident tectonique probable orienté NW – SE qui scinde littéralement le gisement en deux compartiments ouest et est (secteur I et II), son rejet, faible dans la partie NW. Augmente jusqu'à atteindre et dépasser 40 m au SE. Cet accident a été établi d'après les corrélations lithologiques et son tracé sur carte, suit une direction NW - SE en passant entre les sondages A.6, B6, C.5 d'une part et A.5, B5. et C.4 d'autre part. A partir du sondage C4 qui traverse le

plan de faille à 30 m de profondeur, son tracé s'incurve pour prendre une direction N - S et rejoindre l'accident est - ouest décrit précédemment. (fig. 2.4 et fig. 2.5)

Ou : Dans les deux secteurs, les couches gisent en monoclinal doux un pendage d'environ 10° à 12° SSE.

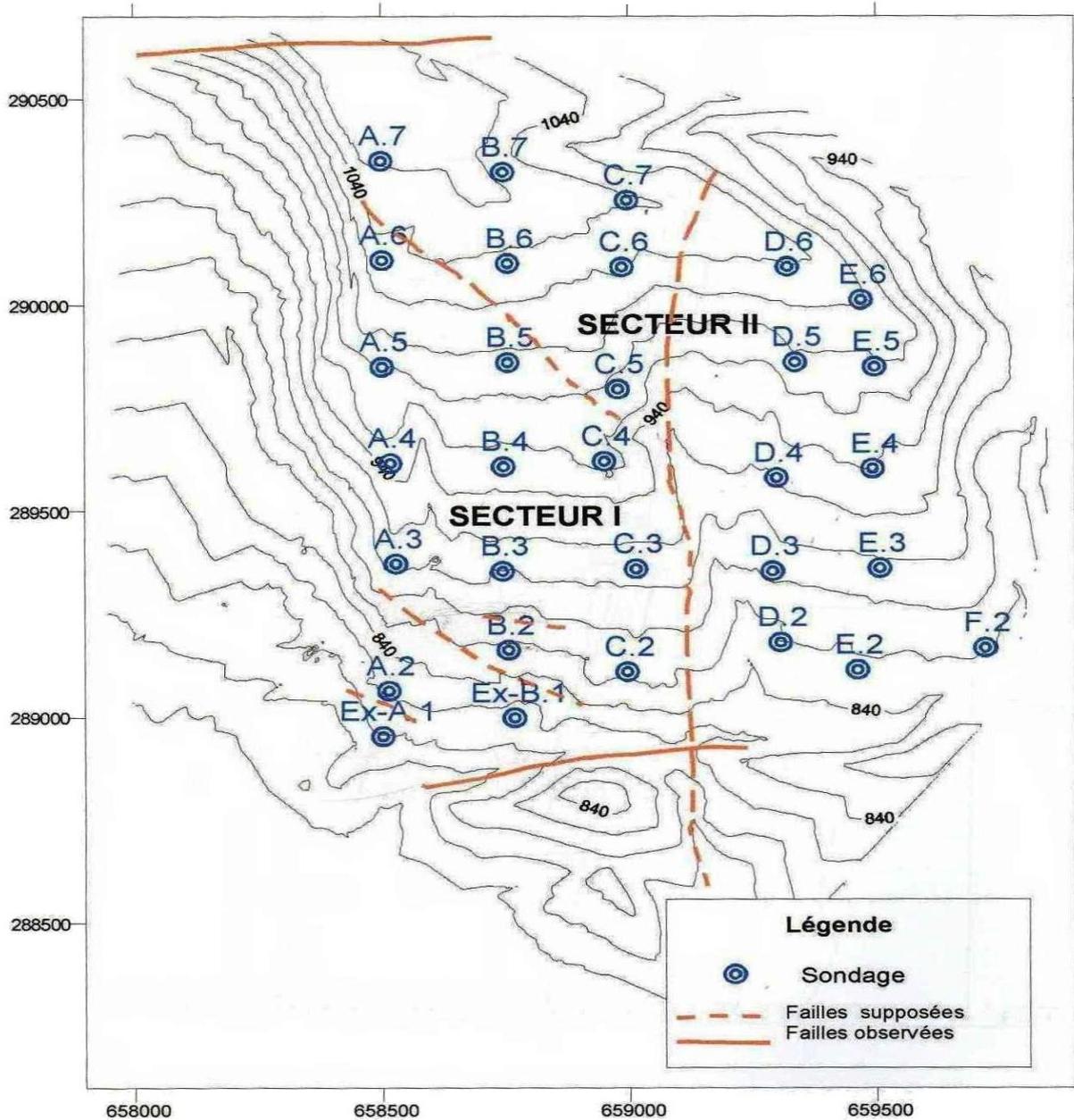


Fig.2.3 : Carte structurale de gisement de Chouf Amar

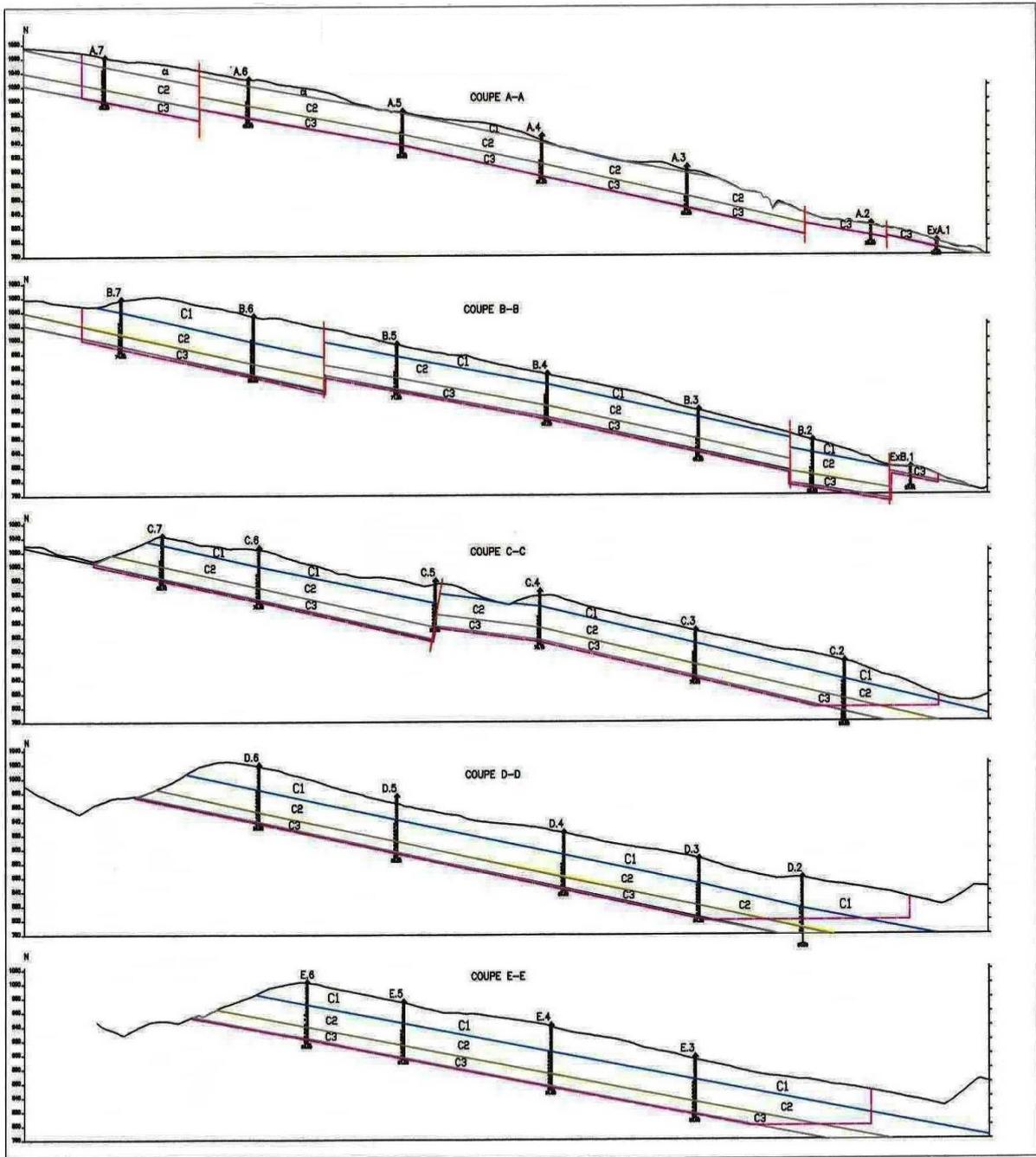


Fig. 2.4 : Gisement de Chouf-Amar, Coupes NORD-SUD

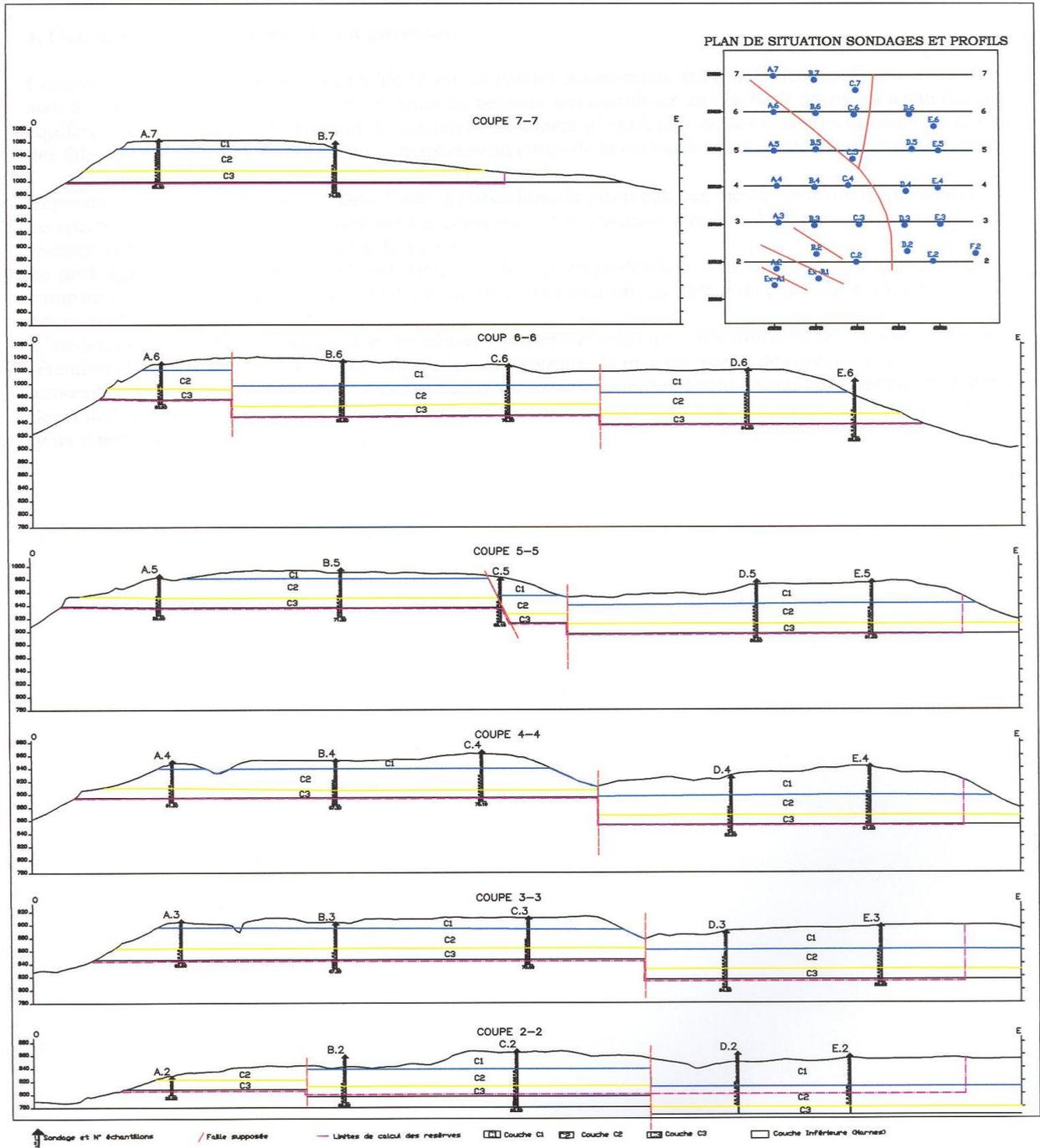


Fig.2.5 : Gisement de calcaire de Chouf-Amar, Coupes géologique OUEST-EST

## **I/ Conditions hydrogéologiques du gisement**

Compte tenu de leur position topographique sur les parties sommitales des reliefs, leur inclinaison vers le Sud, les calcaires du gisement de Chouf Amar ne peuvent pas constituer un réservoir propice à accueillir un aquifère, ceci est étayé par l'absence du moindre suintement d'eau à la base des calcaires, notamment le long des falaises, et les pertes totales d'eau enregistrées au cours de la réalisation des sondages de prospection.

Le prolongement des calcaires vers le Sud, en profondeur sous la couverture marneuse du campanien, présente des conditions similaires et peut constituer un aquifère pouvant donner un débit équivalent.

## **J/ Caractéristiques qualitatives de la matière**

### **a) Essais physico-mécaniques**

Afin de déterminer les caractéristiques physico-mécaniques de la matière. 125 échantillons à partir A2 jusqu'à A7 et B2 à B7 et C2 à C7, D2 à D6 et E2 à E6 et F2. Prélevés dans les différentes couches (C1 – C2 – C3) ont été soumis aux appropriées ; les différents résultats suivent que le poids volumique moyen reste pratiquement constant dans les trois couches,  $2,67 \text{ t/m}^3$ , (Tableau 2.3). (Voir ANNEXE 1)

- La résistance à la compression moyenne :  $R_c = 922,433 \text{ kgf/cm}^2$
- Le coefficient de foisonnement :  $K = 1,5$
- La dureté :  $f=10$ .

### **b) Analyses chimiques**

Après les données utilisées des calcaires de Chouf Amar à la production de ciment, on a trouvé que les analyses chimiques correspondent à 11 éléments (PF.  $\text{SiO}_2$ .  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ .  $\text{CaO}$ .  $\text{MgO}$ .  $\text{KO}_2$ .  $\text{NaO}_2$ . Cl. P. F et  $\text{CaCO}_3$ ) obtenues sur 534 échantillons; et les études et analyses des données prennent en considération la structure du gisement en exergue deux secteurs distincts (secteur ouest et secteur est) et la lithologie de l'assise qui fait ressortir trois couches individualisées C1, C2 et C3.

### ➤ **Résultats des analyses**

La composition chimique et les paramètres statistiques généraux sont donnés dans les tableaux ci-dessous; les calculs sont pondérés par les longueurs des échantillons (n= Nombre d'échantillons. K= Coefficient de variation %)

#### **a / Composition chimique de la couche C1**

Elle est représentée dans le Tableau 2.4 (Voir ANNEXE 2)

#### **b / Composition chimique de la couche C2**

Elle est représentée dans le Tableau 2.5 (Voir ANNEXE 3)

#### **c / Composition chimique de la couche C3**

Elle est représentée dans le Tableau 2.6 (Voir ANNEXE 4)

## **2.2 Ouverture du gisement de Chouf-Amar**

### **2.2.1 Généralités**

L'ouverture d'un gisement à ciel ouvert a pour but de réaliser l'accès au champ minier à partir de la surface terrestre.

En pratique minière, l'ouverture d'un gisement peut se faire :

- a\ par tranchées.
- b\ sans tranchées.
- c\ par des excavations spéciales.

Dans le cas de la carrière de Chouf-Amar, le gisement de calcaire à exploiter est situé dans un relief montagneux. L'accès au gisement suscité se fait à l'aide d'une demi-tranchée creusée de bas vers le haut. (fig.2.6). Ensuite pour réaliser le premier front de taille, il est nécessaire de creuser des tranchées de découpage en fonction du nombre de gradins dont la somme des hauteurs est égale à la profondeur finale de la carrière.

L'ouverture d'un gisement dépend des facteurs suivants :

- Des réserves du gisement et des dimensions du champ de carrière.
- Du relief.
- Des propriétés physique et mécanique des roches à exploiter.
- De la méthode d'exploitation à prévoir.
- De la production annuelle planifiée par la carrière.
- De la machinerie adoptée.

Des mesures de sécurité technique (telles que choix rationnel de la hauteur de gradin, de la stabilité des bords des gradins et de la carrière etc...). A noter que la carrière de Chouf-Amar. Son accès est réalisé par une demi-tranchée allant du bas vers le haut (jusqu'au gradin supérieur). Cependant, l'exploitation du gisement se fait par fonçage c'est-à-dire du haut vers le bas et ce, en conformité avec la classification des méthodes d'exploitation selon [58].

## **2.3 Méthode d'exploitation**

### **2.3.1 Généralités**

La méthode d'exploitation est l'ordre d'exécution des travaux de creusement et d'extraction du gisement dans le temps et dans l'espace d'une façon organisée et rationnelle. Le choix d'une méthode d'exploitation dépend des facteurs suivants [58]:

- La topographie du gisement.
- La caractéristique géologique du gisement.
- La qualité et les réserves exploitables du gisement.
- La production annuelle planifiée par la carrière.
- Mode d'ouverture du gisement adopté.
- Des dimensions des engins miniers et de transport.
- Des mesures de sécurité pour le personnel et pour les engins utilisés.

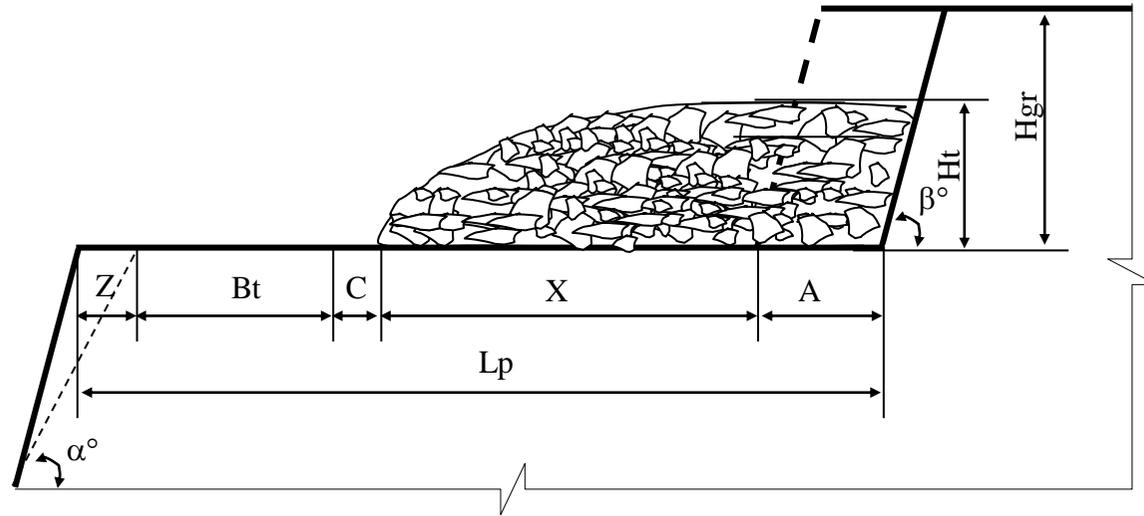
### **2.3.2 Choix de la méthode d'exploitation**

La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière de Chouf-Amar se fera en partant du bas à partir du niveau 800m jusqu'au sommet par des gradins de hauteur  $H_g = 20$  m ; c'est une méthode d'exploitation simple selon les travaux de forage et de tir a un bords exploitables. (fig.2.7). Les paramètres de la plate-forme de travail présente dans le Tableau 2.7. (Voir ANNEXE 5)



Fig.2.6 : Schéma du mode d'ouverture

Echelle : 1/ 5000.



Légende :

- Z : prisme d'éboulement.
- $B_t$  : berme de transport.
- C : distance de sécurité.
- A : largeur d'enlevure.
- X : largeur en dehors d'enlevure
- $L_p$  : largeur de plate-forme de travail.
- $H_t$  : hauteur du tas abattus.
- $H_{gr}$  : hauteur de gradin
- $\beta^\circ$  : Angle du talus de gradin
- $\alpha^\circ$  : Angle du talus en activité

Fig.2.7 : Schéma de la plate-forme de travail

## **2.4 Abattage des roches**

### **2.4.1 Généralités**

L'abattage des roches est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière. Le coût d'abattage à la tonne est estimé de 15 à 20 % du coût total dans les exploitations minières à ciel ouvert.

L'abattage des roches consiste à la destruction des roches au niveau du massif et leur obtention sous-forme de morceaux abattus de grosseurs et de volumes différents.

En pratique minière, il existe un certain nombre de méthodes d'abattage à savoir[58]:

- l'abattage mécanisé,
- l'abattage hydromécanisé,
- l'abattage à l'explosif, etc...

Dans la carrière de Chouf Amar, l'abattage se fait par l'explosif parce que le calcaire qui forme le gisement sus-cité est caractérisé par une dureté  $f = 10$  selon l'échelle de Protodiakanov, et les différentes paramètres de travaux de forage et de tir présente sur La (fig.2.8), et la valeur de chaque paramètre présente sur le (Tableau 2.8). (Voir ANNEXE 6).

Néanmoins, l'utilisation de la méthode d'abattage à l'explosif ne donne jamais un taux de blocs hors gabarit égal à 0 % quel que soit le réglage de la qualité de la fragmentation des roches et ce, à cause de la fissuration du massif et la dissipation élevée de l'énergie du tir dans l'atmosphère.

### **2.4.2 Choix le mode de forage.**

Le forage des trous dans le massif rocheux s'effectue à l'aide des outils spéciaux ayant différents types d'action dont la coupe et l'abrasion.

Le mode de forage dépend :

- des propriétés physiques et mécaniques des roches,
- du diamètre de trou à forer,
- de la hauteur du gradin,
- de la longueur (profondeur) du trou à réaliser.

#### **2.4.2.1 Calcul de l'indice de forabilité : " $D_F$ ".**

Il est déterminé par la formule suivante:

$$D_F = 0,007(\sigma_c + \tau) + 0,7\gamma$$

Où:

- $\sigma_c$  : résistance à la compression ( du calcaire)

$$f = \frac{\sigma_c}{100} \Rightarrow \sigma_c = f \cdot 100 = 10 \cdot 100 = 1000 \text{ Kgf / cm}^2$$

- $\tau$  : résistance au cisaillement.

$$\tau = (0,16 \div 0,33) \cdot \sigma_c = 0,2 \cdot 1000 = 200 \text{ Kgf/cm}^2$$

- $\gamma$  : densité du calcaire :  $\gamma = 2,67 \text{ Kgr/dm}^3$ .

Ainsi ,

$$D_F = 0,007(1000 + 200) + 0,7 \cdot 2,67 = 10,28.$$

D’après le calcul de l’indice de forabilité et tableau de classification de la forabilité des roches (voir chapitre I Tableau 1.3) on distingue :

$$\left\{ \begin{array}{l} \text{forabilité moyenne,} \\ \text{classe III,} \\ \text{catégorie 11/12.} \end{array} \right.$$

Selon la classification de la forabilité des roches le mode de forage choisi est de forage roto-percutant.

Dans la carrière de Chouf Amar, le mode de forage existant c'est le forage roto-percutant. fond de trou et ce, en relation avec les données du gisement :

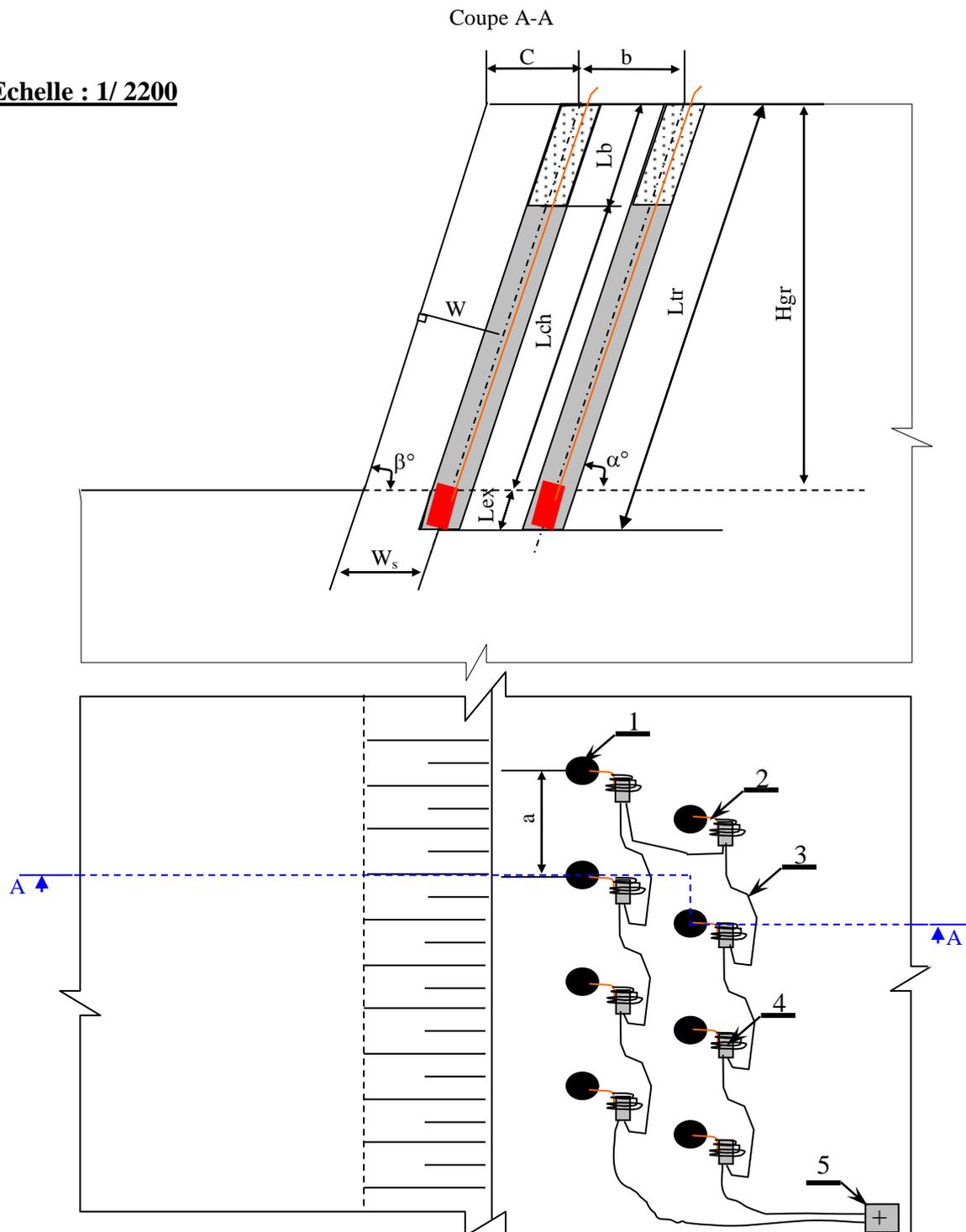
$$[f=10, \gamma = 2.67t / m^3, \text{fissuration élevée, } H_{gr} = 20m, D_{tr} = 110mm],$$

Dans la carrière de Chouf- Amar l’abatage se fait à l’aide deux types d’explosif avec dont les caractéristiques sont présentées dans le( Tableau 2.9).

Tableau 2. 9 : Caractéristiques technique des explosifs

Type	N 18	MarmaniteII
Densité normale	0,95	0,98
Résistance à l’eau	Médiocre	Médiocre
Vitesse de détonation m/s	2500	4100
Essais aux blocs de plomb :cm3/10g	320	360
Couleur	Gris	Gris
Nature	poudre	poudre

Echelle : 1/ 2200



Légende :

- |   |   |
|---|---|
| 1. Trou profond.  | $L_b$ : longueur de bourrage.                             |
| 2. Cordeau détonant.                                    | $L_{tr}$ : longueur de trou.                              |
| 3. Fils électriques.                                    | $L_{ch}$ : longueur de la charge d'explosif.              |
| 4. Détonateur électrique.                               | $L_{ex}$ : longueur d'excès de forage.                    |
| 5. Exploseur.   | $W$ : ligne de moindre de résistance.                     |
| $C$ : distance de sécurité.                             | $H_{gr}$ : hauteur de gradin.                             |
| $b$ : distance entre deux rangées.                      | $\alpha^\circ$ : angle d'inclinaison de trou.             |
| $\beta^\circ$ : angle d'inclinaison du talus de gradin. | $W_s$ : ligne de moindre de résistance au pied du gradin. |

Fig.2.8 : Schéma de plan de tir

### 3.5 Chargement

#### 3.5.1 Généralités

Le fonctionnement de la carrière est organisé autour des engins choisis pour le chargement des roches abattues en cas d’ameublissement par travaux de forage et de tir si la dureté des roches est de  $f > 3$ .

Au niveau de la carrière de Chouf-Amar l’engins d’extraction-chargeur des roches préalablement abattues par travaux de forage et de tir et le chargeuse à roues (sur pneus) de type CARTER PILAR 990 IT dont les caractéristiques sont présentées dans le Tableau 2.10.

Tableau 2.10 : Caractéristiques techniques de chargeuse

Marque	CAT
Type	990
Capacité du godet	8,4 ÷ 9,2 m <sup>3</sup>
Capacité de Charge	15 ÷ 16,5 t
Puissance du moteur	466kw
Vitesse de rotation du moteur	.....tour/min
Moteur	3412 E diesel
Poids	73453 kg

#### A / Temps de cycle de la chargeuse.

Le temps de cycle d’une chargeuse est déterminé de la façon suivante :

Où : 
$$T_c = T_{ch} + T_{mach} + T_{dech} + T_{mav}; \text{sec}$$

-  $T_{ch}$  : Durée de chargement du godet :  $T_{ch} = (10 \div 15)$

Dans la carrière de Chouf- Amar, le temps de chargement moyen pratique est de :  $T_{ch} = 10 \text{sec}$

-  $T_{mach}$  : durée de parcours de chargeuse chargée vers le lieu de déchargement en secondes

Où : 
$$T_{mach} = 3,6 \times \frac{L_{ch}}{V_{ch}}; \text{sec}$$

-  $L_{ch}$  : La longueur de parcours de la chargeuse vers le lieu de déchargement

.  $L_{ch} = (20 \div 30) \text{m}$  dans la carrière :  $L_{ch} = 22 \text{m}$

-  $V_{ch}$  : La vitesse de parcours en charge,  $V_{ch} = 5 \text{Km} / \text{h}$

Donc : 
$$T_{mach} = 3,6 \times \frac{22}{5} = 15,84 \text{sec}$$

-  $T_{dech}$  : Durée de déchargement du godet  $T_{dech} = (7 \div 15) \text{sec}$

Et dans la carrière  $T_{dech} = 5,75 \text{sec}$

- $T_{mav}$ : La durée de parcours à vide vers le lieu de chargement ; sec

Où :

$$T_{mav} = 3,6 \times \frac{L_v}{V_v}; \text{sec}$$

- $L_v$  : La longueur de parcours à vide vers le lieu de chargement  $L_v = 22\text{m}$ .

- $V_v$  : Vitesse de parcours à vide  $V_v = 6 \text{ Km/h}$

$$T_{mav} = 3,6 \times \frac{22}{6} = 13,6 \text{ sec} :$$

La durée de parcours à vide vers le lieu de chargement pratique dans la carrière égale a 8sec.

Donc :

$$T_c = 10 + 15,84 + 10 + 13,6 = 49,44 \text{sec}$$

Et dans la carrière de Chouf - Amar le temps de cycle moyen pratique égale :

$$T_c = 10 + 15,84 + 5,75 + 8 = 39,59 \text{ sec}$$

**B / capacité du godet.**

la capacité du godet est déterminé d’après la formule suivante :

$$E = \frac{Q_{an} \times T_c \times K_f}{3600 \times K_r \times K_u \times N_{jauv} \times T_p \times N_p \times \gamma}; m^3$$

Où :

-  $Q_{an}$  : Production annuelle de la carrière ;  $Q_{an} = 3876000t / an$

-  $T_c$  : Temps de cycle de la chargeuse ;  $T_c = 39,59 \text{ sec}$

-  $K_f$  : Coefficient de foisonnement des taches dans le godet ;  $K_f = 1,5$

-  $K_r$  : Coefficient de remplissage du godet ;  $K_r = (0,85 \div 0,90)$  en prendre  $K_r = 0,9$

-  $K_u$  : Coefficient d’utilisation de la chargeuse ;  $K_u = (0,6 \div 0,8)$  en prendre  $K_u = 0,8$

-  $N_{jauv}$  : Nombre de jours ouvrables par an  $N_{jauv} = 250 \text{ jours}$

-  $T_p$  : Temps d’un poste de travail  $T_p = 7 \text{ heures}$

-  $N_p$  : Nombre de postes de travail  $N_p = 2 \text{ poste}$

-  $\gamma$  : Densité de la roche  $\gamma = 2,67t / m^3$

Donc :

$$E = \frac{3876000 \times 39,59 \times 1,5}{3600 \times 0,9 \times 0,8 \times 250 \times 7 \times 2 \times 2,67} = 9,46 \approx 9m^3$$

**C / Rendement de la chargeuse.**

**a) Rendement postier.**

$$R_p = \frac{3600 \times E \times K_u \times K_r \times T_p \times \gamma}{T_c \times K_f}; t / post$$

$$R_p = \frac{3600 \times 9 \times 0,8 \times 0,9 \times 7 \times 2,67}{39,59 \times 1,5} = 7169,42t / post$$

**b) Rendement journalier.**

$$R_j = R_p \times N_p; t / jour$$

Où :

-  $N_p$  : Nombre de postes ;  $N_p = 2 poste$

Donc  $R_j = 7169,42 \times 2 = 14338,84t / jour$

**c) Rendement annuel.**

$$R_{an} = R_j \times N_{jauv}; t / an$$

$$R_{an} = 14338 \times 250 = 3584710t / an$$

**3.6 Transport**

Au niveau de la carrière de calcaire de Chouf-Amar, l’engin de transport utilisé pour déplacer le tas des roches abattues vers la station de concassage est le camion de type CARTER PILAR 775E. (Tableau 2.11).

Tableau 2.11 : Caractéristiques techniques de camion

Modèle	CAT
Type	775E
Capacité de la benne	31,4m3
Capacité de la charge	65 t
Vitesse maximale	65 km/h
Poids à vide	47,5 t
Poids à charge	112,5 t
Puissance du moteur	680 ch. / 544 kW
Hauteur	3938 mm
Largeur	4532 mm
Longueur	9209 mm

**A/ Temps de cycle du camion.**

Le temps de cycle d'un camion est déterminé d'après la formule suivante :

$$T_c = T_{ch} + T_{mch} + T_{att} + T_{déch} + T_{mv}; min$$

Où :

-  $T_{ch}$  : Temps de chargement d'un camion :

$$T_{ch} = T_c \times N_g = 39,59 \times 4 = 158,36 sec = 2,63 min$$

Ou :

-  $T_c$  : temps de cycle de la chargeuse  $T_c = 39,59 sec$

-  $N_g$  : nombre du godets

$$N_g = \frac{G \times K_f}{E \times K_r \times \gamma}; godet$$

Où :

-  $G$  : Capacité de charge du camion ;  $G = 65t$

-  $K_f$  : Coefficient de foisonnement des roches ;  $K_f = 1,5$

-  $E$  : Capacité du godet ;  $E = (8,4 \div 9,2)m^3$

-  $K_r$  : Coefficient de remplissage du godet ;  $K_r = 0,9$

-  $\gamma$  : Densité de la roche ;  $\gamma = 2,67t/m^3$

Donc :

$$N_g = \frac{65 \times 1,5}{9,2 \times 0,9 \times 2,67} = 4,41 \approx 4 godet$$

-  $T_{mch}$  : Temps de marche en charge du camion vers le concasseur

$$T_{mch} = 60 \times \frac{L_{tr}}{V_{ch}}; min$$

Ou :

-  $L_{tr}$  : Longueur de transport ;  $L_{tr} = 1040m = 1,04km$

-  $V_{ch}$  : Vitesse de marche du camion en charge ;  $V_{ch} = 20km/h$

Donc :

$$T_{mch} = 60 \times \frac{1,04}{20} = 3,12 min$$

-  $T_{att}$  : Temps d'attente du camion auprès du concasseur ;  $T_{att} = (2 \div 3)min$  en prendre :

$T_{att} = 2min$

-  $T_{déch}$  : Temps de déchargement du camion ;  $T_{déch} = (1 \div 1,3)min$  en prendre :  $T_{déch} = 1min$

-  $T_{mv}$  : Temps de marche du camion à vide vers le lieu du chargement ;

$$T_{mv} = 60 \times \frac{L_{tr}}{V_v}; min$$

Où :

-  $L_{tr}$  : Longueur de transport ;  $L_{tr} = 1040m = 1,04km$

-  $V_v$  : Vitesse de marche du camion à vide ;  $V_v = 24km/h$

Donc :

$$T_{mv} = 60 \times \frac{1,04}{24} = 2,6 \text{ min}$$

Alors :

$$T_c = 2,63 + 3,12 + 2 + 1 + 2,6 = 11,35 \text{ min}$$

Et dans la carrière de Chouf- Amar le temps de cycle moyen pratique est de :

$$T_{cmoy} = 1,47 + 2,80 + 0,56 + 0,17 + 2,30 = 7,30 \text{ min}$$

**B/ Nombre de camions.**

Le nombre total de camions est déterminé par la formule suivante :

$$N_{ca} = \frac{T_c}{T_{ch} \times k}, \text{ camions}$$

Où :

-  $K_{rés} = (1,1 \div 1,2)$  : Coefficient de réserve en pondre ;  $K_{rés} = 1,1$

Donc :

$$K_{ca} = \frac{11,35}{2,63 \times 1,1} = 3,92 = 4 \text{ camions}$$

Dans la carrière il y a 5 camions

**C/ Rendement effectif du camion.**

$$R_{ca} = \frac{60 \times G_{nom} \times K_{uc} \times K_u \times T_p}{T_c}, t / poste$$

Où :

-  $K_{uc}$  : Coefficient d'utilisation de la capacité du camion ;  $K_{uc} = 0,87$

-  $K_u = (0,7 \div 0,8)$  : Coefficient d'utilisation pratique du camion ;  $K_u = 0,8$

-  $T_p$  : Temps d'un poste  $T_p = 7h$

-  $T_c$  : Temps de cycle du camion ;  $T_c = 11,35 \text{ min}$

Donc :

$$R_{ca} = \frac{60 \times 65 \times 0,87 \times 0,8 \times 7}{11,35} = 1674,07 t / poste$$

**D/ Rendement d'exploitation du camion.**

**a) Rendement journalier.**

$$R_j = R_{ca} \times N_p; t / \text{jours}$$

$$R_j = 1674,07 \times 2 = 3348,15t / \text{jours}$$

**b) Rendement annuel du camion.**

$$R_{an} = R_j \times N_{jauv}; t / an$$

$$R_{an} = 3348,15 \times 250 = 837039,64t / an$$

L'efficacité du travail du transport par camion dans les mines à ciel ouvert se détermine par l'état des pistes, d'après les conditions d'exploitation.

Les pistes des mines à ciel ouvert se divisent en :

- Routes stationnaires.
- Routes provisoires.

La route provisoire construite sur le gradin, comme le cas de la carrière de Chouf- Amar , n'est pas revêtue , elle est disposée directement sur le calcaire ; elle se déplace au fur et à mesure qu'on descend d'un niveau .

La largeur de la chaussée de la route dépend de :

- Gabarit des camions.
- Vitesse de circulation.
- Nombre de voies de circulation.

Elle est déterminée d'après la formule suivante (double voie) :

$$B_t = 2a + bc + 2c; m$$

où :

- a : Largeur du camion; m
- b : Distance de sécurité; m
- c : Largeur de la bande de service; m

Dans les zones des virages, la chaussée sera élargie et durent le rayon de braquage des camions, elle arrive jusqu'à 20 m.

### **3.6.1 Organisation du travail de transport**

L'efficacité de l'utilisation des camions dans des mines à ciel ouvert dépend d'une grande mesure du schéma d'accès du camion vers le chantier et sa disposition près de la chargeuse.

Suivant la méthode d'ouverture des gradins, les dimensions de la plate forme du travail et des conditions de travail de la chargeuse, on applique différents types d'accès des camions vers la chargeuse, à savoir : Schéma d'approche en frontale, Schéma d'approche en boucle et Schéma d'approche en cul de sac.

Dans la carrière de Chouf- Amar, il est préférable d'utiliser le schéma d'approche en boucle, ce qui augmentera le rendement de la chargeuse et n'exige pas aux chauffeurs des camions des manœuvres compliquées.

## **Conclusion**

L'étude de l'entreprise dans ce chapitre, nous a permis d'analyser les données en générale de la région et en particulier celle du gisement de Chouf Amar, d'étudier la conduite des travaux minier actuel, d'analyser les résultats technique et économique obtenu par l'entreprise minière s'occupant des travaux d'extraction et de déduire qu'un problème est réellement soulevé au niveau de cette mine.

Donc, dans le prochain chapitre nous allons étudier le forage Roto-percutant

### 3. FORAGE ROTO- PERCUTANTE

#### Introduction

Le forage roto-percutante consiste à appliquer à l'outil de forage, ou taillant, un couple de rotation et une énergie de frappe, cette dernière à cadence élevée (1 200 à 1 500 coups/min, par exemple).<sup>[15]</sup>

Jusqu'à un passé récent (vers 1970) cette méthode, particulièrement adaptée aux roches dures, était principalement utilisée pour la reconnaissance et l'abattage, en carrières et en tunnels au rocher. Depuis plusieurs années, l'apparition de matériels nouveaux et de plus en plus performants permet l'ouverture du champ d'action de la méthode à la reconnaissance des sols.

Nous avons groupé sous ce titre : le marteau hors de trou, le marteau fond du trou.

- Marteau hors de trou : dans ce type, une partie de l'énergie de frappe se perd dans le train de tiges (flambement, élasticité, frottements contre les parois du trou), et ce d'autant plus que le trou est plus profond.
- Le marteau fond du trou remédie à cet inconvénient en transportant le dispositif de percussion au bas du forage, sur l'outil, la rotation restant commandée à partir de la surface par l'intermédiaire du train de tiges. Il peut être entraîné soit par un marteau perforateur (pour la rotation) et son compresseur (pour la percussion et la remontée des sédiments), soit par une sondeuse rotative utilisée par ailleurs en carottage ; dans ce dernier cas, il faut toujours un compresseur pour alimenter la percussion et remonter les sédiments.

#### 3.1 Mécanisation des travaux de forage.

##### 3.1.1 Classification, performances et expérience de l'utilisation des sondeuses

Les sondeuses utilisées pour le forage des trous dans les carrières sont divisées en deux groupes d'après le mode de forage,

- les sondeuses à destruction mécanique,
- les sondeuses à destruction physique.

La méthode physique s'applique surtout pour le forage des trous dans les assises ayant de grande teneur en quartz C'est pourquoi l'application de cette méthode dans les carrières de calcaire est très limitée. Quant aux sondeuses à destruction mécanique elles sont les plus

répondues, D'après le caractère du travail de l'outil et l'application des charges, on distingue les machines de forage rotatif, percutant et roto-percutant.<sup>[50]</sup>

Le schéma de La destruction des roches au fond du trou au cours de divers modes de forage est représenté sur la (fig.3.1). La (fig.3.2) reflète la distribution des valeurs relatives de l'effort axial P de la puissance de choc  $N_{ch}$  et de puissance de rotation  $N_r$ .

La pratique du forage montre que l'efficacité de l'application des machines à forer est déterminée par l'ensemble des facteurs parmi lesquels nous distinguons les conditions minières et géologiques ainsi que les paramètres technologiques de la réalisation des travaux miniers caractérisant le travail des machines à forer et le prix d'un mètre de trou.

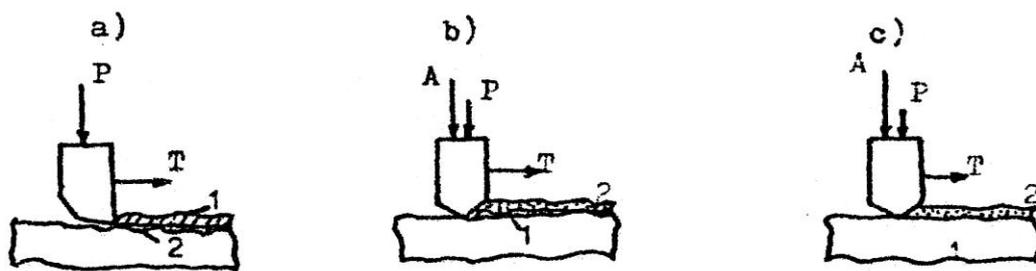


Fig. 3.1 : Destruction de la roche lors du forage.<sup>[50]</sup>

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 ; coup,

2 : destruction de la roche par choc.

Nous rappelons que le diamètre des trous forés est différente, en moyenne il est égal à 50mm pour les perforateurs. 100mm pour les machines de forage rotatif à outil coupant, 150mm pour les sondeuses roto-percutantes et 250mm pour les sondeuses a molettes.

Dans plusieurs cas l'application de grands diamètres de forage, le débit en hors gabarit est très élevé. Ce qui nécessite l'application d'un débitage secondaire, ou l'augmentation des paramètres des moyens de chargement et de transport.

Les massifs fissurés et de grande dureté représentent des conditions défavorables pour l'utilisation de grands diamètres de forage. Cette caractéristique se rencontre habituellement dans les calcaires. Pour cette catégorie des massifs l'application des trous de diamètre 120÷150mm s'avère rationnelle pour assurer une bonne fragmentation de la roche.

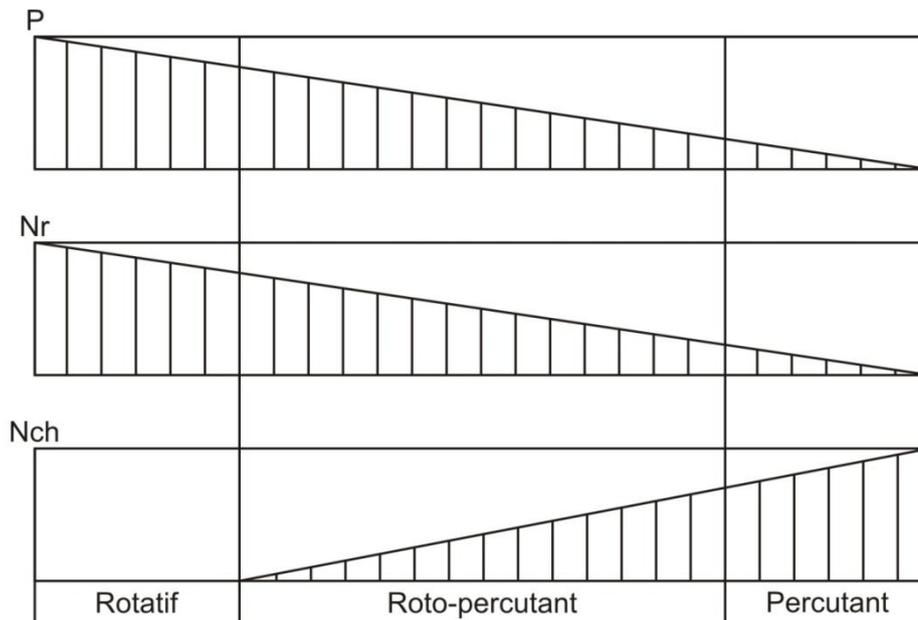


Fig.3.2 : Valeurs relatives de l'effort axial  $P$ , de la puissance de rotation  $N_r$ , et de la puissance de choc  $N_{ch}$  lors de divers mode de forage. <sup>[50]</sup>

Les indices économiques caractérisant l'utilisation des sondeuses à molettes sont presque les mêmes pour les sondeuses roto-percutantes bien que leur productivité soit plus haute que ces dernières. Il convient de noter que les tentatives de la création des trépan à molettes ayant un petit diamètre n'ont pas abouti à des résultats satisfaisants, car leur durée de vie s'est vue diminuer. C'est ainsi que L'application des sondeuses roto-percutantes dans de nombreux cas est préférable à celle des sondeuses à molettes

L'analyse des caractéristiques techniques des machines à forer existantes nous a permis de déterminer le domaine de l'utilisation de divers modes de forage réalisés par ces machines voir (Tableau.3.1). <sup>[50]</sup> D'après ce tableau il convient de dire que le domaine d'utilisation des modes de forage en question se détermine par les indices technico-économiques et par les particularités de la construction des sondeuses, par exemple la limite inférieure du diamètre du trou foré à l'aide des trépan à molettes est limitée par les facteurs constructifs, a profondeur de forage pour les autres modes se limite à l'efficacité des moyens de nettoyage etc. Ainsi ce tableau permet oui en sachant les propriétés physico-mécaniques des roches et paramètres des travaux de forage déterminés, de choisir le mode de forage convenable.

## 3.2 Régularité du forage roto-percutant

### 3.2.1 Analyse des recherches du processus de forage roto-percutant

Nous savons que l'efficacité du forage rotatif augmente considérablement si l'on applique des chocs sur la tige tournante cela est provoqué par l'énergie supplémentaire de choc. Ce processus s'appelle le forage roto-percutant.

La puissance appliquée à l'outil est de trois sortes ;

- Puissance de choc  $N_c$ ,
- Puissance de rotation  $N_r$ ,
- Puissance d'avancement  $H_a$ .

Le régime de forage est défini par les paramètres suivants :

- Poussée axiale  $P$ ,
- Avancement de l'outil  $h$ ,
- Vitesse de rotation de la tige  $n$ .
- Couple de rotation  $M$ .
- Energie d'un choc  $A$ ,
- Fréquence de coups  $n_c$ .

Une meilleure destruction de la roche est fonction d'un choix rationnel des principaux paramètres cités ci-dessus. La méthode de forage roto-percutant présente des avantages pour rétablissement des combinaisons rationnelles de ces paramètres afin d'obtenir une meilleure destruction de la roche.

Plusieurs travaux de recherche ont été menés dans ce sens. <sup>[1],[35],[7]</sup> Les résultats de l'analyse de ces travaux sont représentés dans le (Tableau 3.2).

- EPCHEIN : a présente le processus de destruction comme l'alternation de la pénétration instantanée de l'outil sous l'action de la force de choc  $P_c$  et de la poussée axiale  $P$  (position 1) et de la sortie rapide de la lame de l'outil le long de la trajectoire inclinée au niveau primaire qui a eu lieu avant le choc,
- PATSOLD : a présenté la destruction de la taille par l'outil comme la pénétration de l'outil sous l'action de la force de choc et le couple de rotation.
- INETE, PFLEIDER, LACABANEE : ont estimé que le chargement préalable de la taille par la force axiale et le couple de rotation améliorent considérablement les conditions de la destruction de la roche pendant le choc.

Tableau 3.1 : Domaine d'utilisation de divers modes de forage. <sup>[50]</sup>

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

- ALIMOV .O : a décrit le processus de destruction de la taille comme la pénétration de l'outil au moment du choc à la profondeur  $h_c$  et le coupage ultérieur de la roche pendant la rotation de l'outil ce qui donne la diminution successive du copeau de la roche après les coups.

- MELEKESTSEV: à présente le processus comme l'alternation successive de la pénétration de l'outil sous l'action de choc, bonds rapides de l'outil, coupage de la roche, nouvelle pénétration.

- IKHARA : a présenté le processus de destruction pendant le forage roto-percutant comme la pénétration à la profondeur  $h_c$ , après choc et coupage de la roche avec enfoncement à la profondeur  $h_s$ , sous l'action de la force axiale.

La grandeur sommaire de la pénétration pendant un cycle de la destruction est égale à :

$$h_c + h_s \quad (3.1)$$

- ISRAELIT : a attiré l'attention sur l'existence de bondissements rapides de l'outil après le choc et sur l'interruption du mouvement de la lame entre les chocs. Selon l'avis de l'auteur, ce phénomène est provoqué par la rigidité du train de tige.

En généralisant les diverses présentations concernant le processus de la destruction de la taille par l'outil pendant le forage roto-percutant l'auteur [1] a présenté le processus comme suit (fig. 3.3).

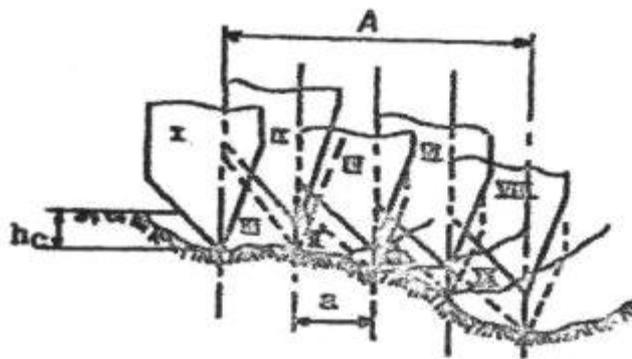
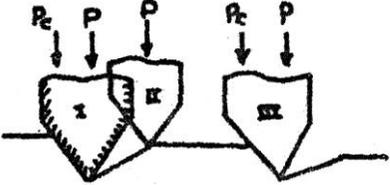
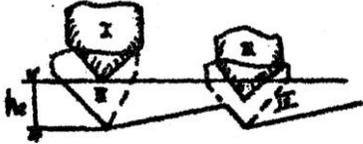


Fig. 3.3 : Schéma de destruction de la roche par forage roto-percutant à l'aide de l'outil à lames.<sup>[1]</sup>

Tableau 3.2 : Analyse bibliographique du processus de destruction de la roche par forage roto-percutant. <sup>[50]</sup>

Auteur, Année	Schéma de destruction	Relation de base	Observations
<p>EPCHTEIN 1939</p>		<p>Condition de la pénétration  <math>P_c + P \geq R_z \times S</math>  <math>R_z</math> : résistance critique de la roche,  <math>S</math> : Surface de contact.</p>	<p><math>P &lt; P_c</math></p>
<p>PATSOLD 1953</p>		<p><math>h_c</math> : profondeur de la pénétration  sous l'action du choc.</p>	<p>Position :  I : avant le choc,  II : à la fin du choc,  III : avant le choc suivant.</p>
<p>ALIMOV .O 1959</p>		<p><math>h_b</math> : hauteur de bondissement entre  les chocs.</p>	<p>Position :  I : avant le choc,  II : après le choc,  III : après la rotation,  IV : avant le choc suivant.</p>

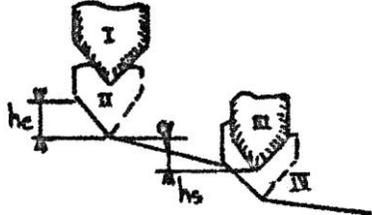
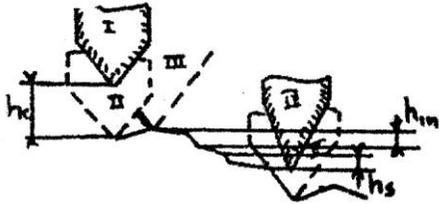
<p>MELEKESTSEV 1960</p>		<p><math>h_0</math> : hauteur de l'élévation,  <math>h = h_c + \rho \times P</math>  <math>\rho</math> : coefficient de proportionnalité,</p>	<p>Position :  I : avant le choc,  II : après le choc,  III : après l'élévation,  IV : après la rotation,  V : avant le choc suivant.</p>
<p>IKHARA 1963</p>		<p><math>h = h_c + h_s</math></p>	<p>Position :  I : avant le choc,  II : après le choc,  III : après le coupage pendant la rotation,  IV : avant le choc suivant.</p>
<p>IZRAELIT 1964</p>		<p><math>h = h_c + h_{Im} - h_s</math></p>	<p>Position :  I : avant le choc,  II : après le choc,  III : après le bondissement,  IV : après la rotation,  V : avant le choc suivant.</p>

Tableau 3.2 : (suite)

Sous l'action de la force de choc, les lames du taillant pénètrent très rapidement à la profondeur  $h_c$ , à cause de la rigidité du mécanisme d'avancement de la machine de forage. Le serrage axial de l'outil contre la taille diminue et les lames de l'outil s'élèvent du niveau de la pénétration initiale. Pendant ce temps-là, les lames se déplacent de La position I à la position II et à la fin de ce mouvement la force axiale augmente sa grandeur jusqu'à ce qu'elle soit maximale. Dans la position II les lames ayant devant elles le copeau de la roche ralentissent leur mouvement et dans certains cas s'arrêtent jusqu'à ce que le couple de rotation dépasse la résistance de la roche. Pendant ce temps-là, les lames du taillant sous l'action de la force axiale pénètrent dans la taille (Position III) à la profondeur  $h$ , qui est inférieure à  $h_c$ , ( $h_1 < h_c$ ).

Après cela, sous l'action du couple de rotation, à lieu le coupage de la roche le long de la ligne A. Les lames du taillant se déplacent à La position IV, après cela les lames sous l'action de la force axiale du taillant se déplacent à la position V et le cycle recommence jusqu'au choc suivant.

Le processus de destruction peut varier en fonction de la force axiale, de l'angle de rotation entre les coups et de l'énergie d'un choc.

Si par exemple, l'angle de rotation entre les coups successifs est inférieur à l'angle critique, l'arrêt de l'outil peut avoir lieu. C'est pourquoi la détermination des paramètres rationnels du processus de forage est un problème important.

Il est à noter que dans ce cas, la destruction est réalisée à l'aide de l'outil à lames, ce qui ne nous permet pas de l'utiliser directement, car dans les conditions des carrières de calcaire Algériennes, on utilise le plus souvent l'outil à pastilles pour la destruction de la roche. Il est évident que la forme de la surface de travail de l'outil porte l'empreinte sur les régularités du processus étudié.

Après l'analyse des sources bibliographiques, nous avons constaté qu'à l'heure actuelle, il n'existe aucune étude concernant ce problème.

### 3.2.2 Influence des différents facteurs sur l'efficacité du forage roto-percutant

En généralisant les résultats des recherches <sup>[33],[40]</sup> nous pouvons déterminer l'influence des paramètres du régime de forage par rapport à l'efficacité de l'utilisation des sondeuses roto-percutantes. L'analyse de ces travaux montre que la poussée axiale  $P$  influe sur l'avancement de l'outil  $h$  selon la loi linéaire (fig.3.4a). L'accroissement de l'énergie et de la fréquence de coups augmente l'avancement de l'outil. Par exemple si on a  $P = 1000$  kgf, le changement de l'énergie d'un choc  $A$  est de  $1,2 \div 3,0$  kgf.m (fig.3.4a) donne l'accroissement de  $h$  est de  $9 \div$

11 mm/tr, c'est à dire 22%. L'augmentation de l'énergie d'un choc de  $3,5 \div 5$  kgf.m (fig.3.4b) avec l'augmentation parallèle de la fréquence de coups de  $1800 \div 3100$  coup/min provoque l'accroissement de la pénétration de l'outil de  $2 \div 3$  fois.

Pendant le forage des roches élastiques (calcaire), l'influence de l'énergie d'un choc sur l'efficacité de la destruction est déterminée par la force axiale (fig.3.4c).

Il existe aussi l'influence de la vitesse de rotation de la tige  $n$  sur l'avancement de l'outil. Pendant le forage des grés avec la dureté  $f = 5 \div 6$ , l'abaissement de la vitesse de rotation de  $300 \div 100$  tr/min provoque l'augmentation de la pénétration de l'outil en 2 fois. Ce phénomène s'explique par le changement de l'angle de rotation entre deux coups.

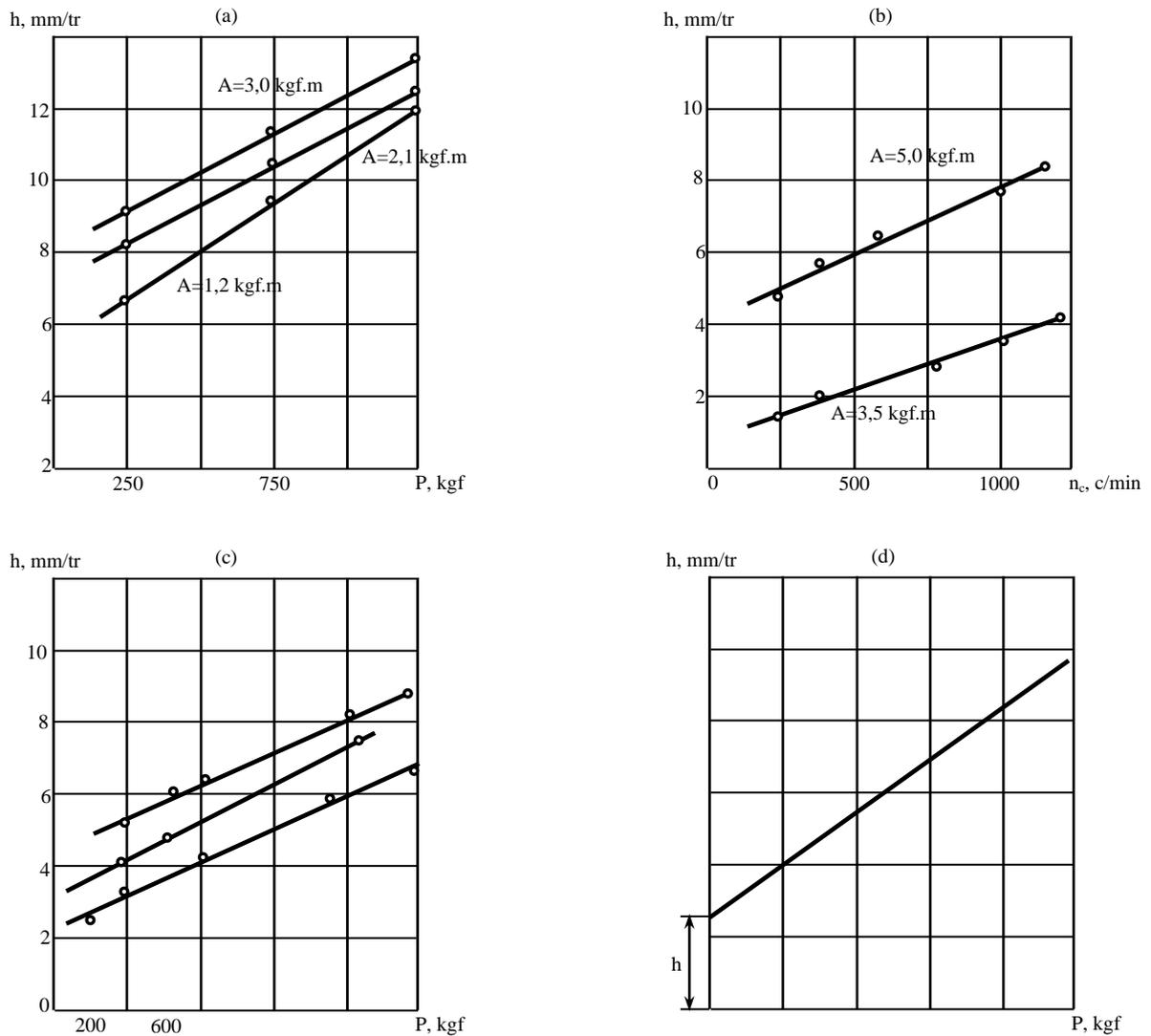
En se basant sur les régularités considérées du processus de forage roto-percutant, la relation généralisée  $h = f(P, A, f, \gamma)$  peut être présentée sous la forme d'une ligne inclinée par rapport aux axes de coordonnées "h - P" (fig. 3.4. d). La valeur de  $h_1$  correspond à l'avancement de l'outil quand il manque de poussée axiale. Ce régime de forage est le même que celui percutant. Quand on élimine les coups sur la tige de forage on a le régime de forage rotatif. La représentation de la (fig. 3.4. d) montre que l'avancement de l'outil pendant le forage roto-percutant est plus important que lors du forage percutant pour les mêmes valeurs de  $A$ ,  $n_c$  et le forage rotatif pour la même valeur de  $P$ .

### 3.3 Méthode de Forage roto percutante.

Il existe deux méthodes pratiques de forage roto-percutant des roches<sup>[23]</sup> :

- La foration par roto-percussion, marteau perforateur hors du trou THD (Top hammer drilling)
- La foration par roto-percussion, marteau perforateur en fond de trou DTH (Down the hole).

Ces deux méthodes sont pratiquement les seules utilisées aujourd'hui dans les travaux d'abattage.



$h$  : l'avancement de l'outil de forage, (mm/tr).  
 $P$  : force axial, (Kgf).  
 $n_c$  : nombre du coup, (c/mn).

Fig.3.4 : Influence de différents facteurs sur l'efficacité de forage roto-percutant. <sup>[33],[40]</sup>

### 3.3.1 Paramètres de la foration

Les paramètres qui contrôlent l'avancement du forage sont spécifiques à la technique utilisée : rotation et poussée sur l'outil, vitesse ascensionnelle et pression du fluide (boue ou air). Ils influent de manière différente en technique rotary ou marteau fond de trou sur l'avancement. Le contrôle de ces paramètres est essentiel pour travailler dans de bonnes conditions : avancement, évacuation régulière des cuttings, stabilisation des parois. <sup>[51]</sup>

En forage Rotary, pour une vitesse de rotation donnée le paramètre essentiel d'avancement d'un forage est le poids appliqué sur l'outil.

La vitesse de rotation est la plus régulière possible et en fonction du diamètre de l'outil d'une part et de la nature des terrains d'autre part. En règle générale la vitesse de rotation doit être plus lente pour les terrains durs.

En forage marteau fond du trou, la poussée n'est plus le facteur déterminant mais la percussion du taillant sur la roche donnée par la pression de l'air comprimé injectée dans le marteau. Toutefois, un défaut de poussée peut induire des frappes à vides qui sont très néfastes pour le matériel (marteau et tête de forage). Une poussée trop forte endommage les boutons du taillant. En pratique, avec l'expérience la poussée est réglée à l'oreille (son de la frappe lourde = marteau travaillant correctement) de façon à obtenir une vitesse de rotation régulière et à éviter les vibrations excessives du bâti de la machine. (fig.3.5).

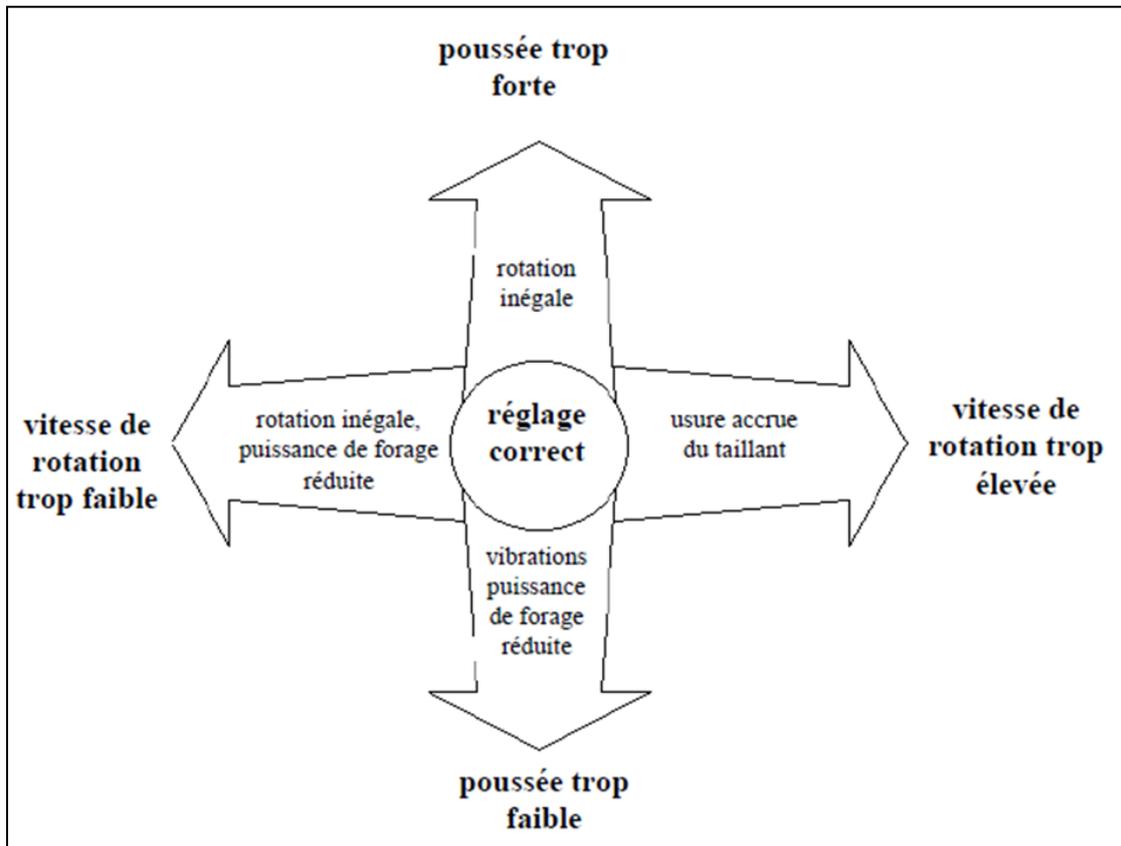


Fig.3.5 : Schéma de principe – réglage de la poussée/rotation. <sup>[51]</sup>

La foration roto percutante repose sur les quatre bases suivantes (fig.2.6):

- Le soufflage,
- La percussion,
- La poussée,
- La rotation.

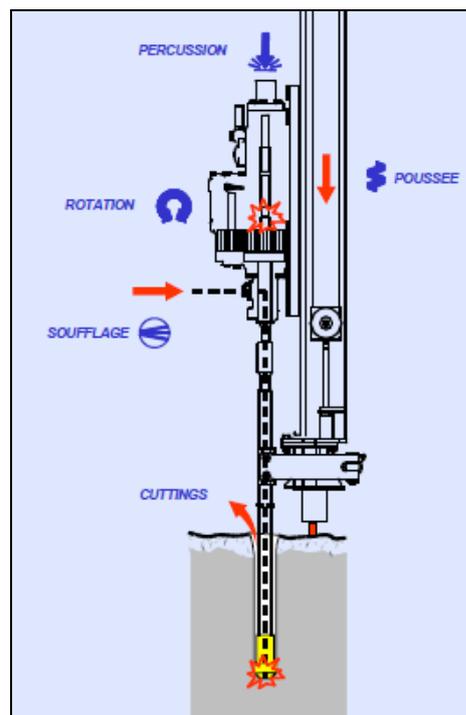


Fig.3.6 : Paramètres principaux de la foration roto percutante. <sup>[51]</sup>

### A/ Soufflage

Le soufflage est le paramètre le plus important de la foration roto percutante. S'il ne permet pas de remonter les débris de foration créés par le taillant, la foration ne pourra s'effectuer dans les meilleures conditions. <sup>[31]</sup> Un trou de 20 m de profondeur et 102 mm de diamètre génère 410 kg de cuttings (densité = 2,5 kg/dm<sup>3</sup>). (fig.3.7).

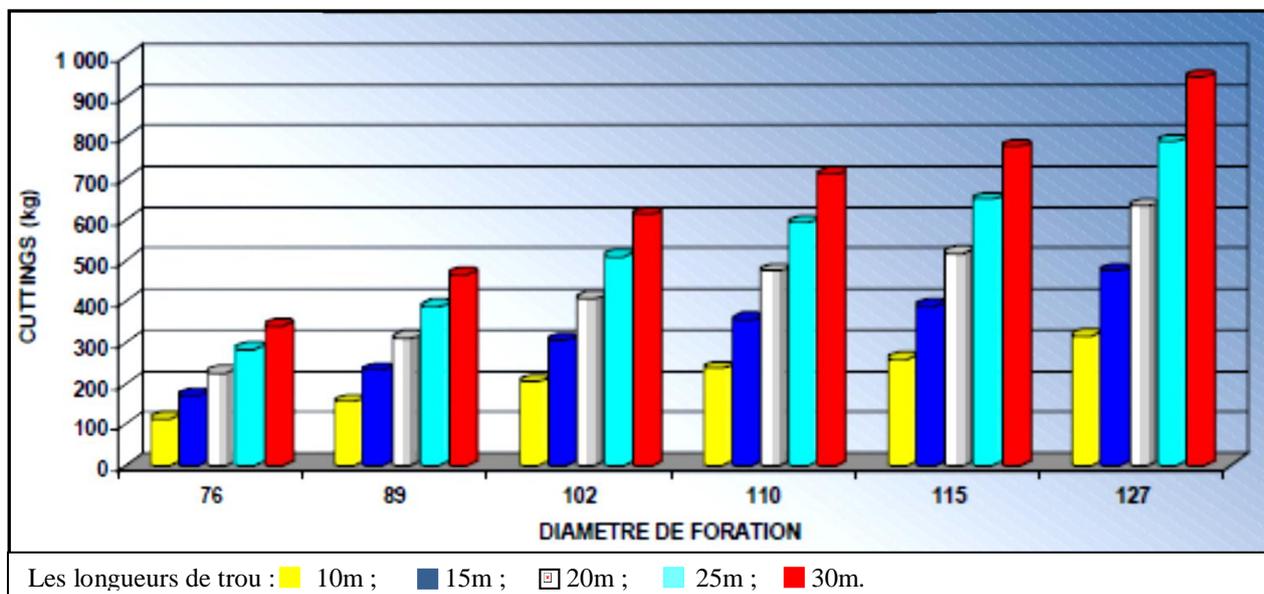


Fig.3.7 : la masse des cuttings à évacuer selon le diamètre et la longueur de trou. <sup>[31]</sup>

Pour obtenir une évacuation correcte des cuttings, il faut que la vitesse ascensionnelle entre la paroi du trou et la tige soit comprise entre 15 et 30 m/s.

En forage fond de trou, cette vitesse est obtenue sans problème. En effet, l'air servant au fonctionnement du marteau s'échappe par les trous de soufflage du taillant et entraîne les débris de foration. En générale, la vitesse obtenue est très supérieure aux valeurs indiquées ci-dessus.

Dans le cas de roche abrasive, il faudra envisager de réduire le diamètre des tiges de forage pour ralentir la vitesse de remontée des cuttings et ainsi limiter l'abrasion du train de tiges.

La foration hors de trou, quant à elle, nécessite un choix soigneux du couple tige-taillant. Les couples suivants sont les couples optimaux (Tableau 3.3):

Tableau 3.3 : Différent diamètres (tige/taillant) en fonction de filetage. <sup>[31]</sup>

filetage	Diamètre tige (mm)	Diamètre taillant (mm)
T38	39	64 – 76
T45	46	76 – 89
T51	52	89 – 102
S60	60	102 – 115

L'utilisation de tube guide améliore le soufflage dans la mesure où réduction de l'espace annulaire conduit à augmenter la vitesse ascensionnelle.

### B/ Percussion

Le déplacement du piston à l'intérieur du corps du marteau permet de générer une énergie cinétique qui va être transmise à l'emmanchement ou directement au taillant fond de trou. <sup>[31]</sup>

La puissance d'un marteau, exprimé en kw,

$$P = E_c \cdot f, \text{ (kw)} \quad (3.2)$$

où :

$E_c$  : énergie par coup, (J)

$f$  : fréquence de percussion. (Hz)

S'agissant de foration hors de trou, il est important de choisir les sections des tiges en fonction de la puissance des marteaux. Théoriquement l'idéal est un diamètre de tige égale au diamètre du piston.

La variation de puissance d'un marteau donné s'obtient, en pratique, par la variation de la pression d'huile ou d'air.

### C/ Poussée

La poussée est un facteur fondamental de la foration roto percutante. L'objectif de la poussée est de maintenir en permanence le contact entre le taillant et la roche. <sup>[31]</sup>

#### - Marteau hors de trou

Bien que très difficile à définir, une bonne poussée peut être vérifiée en mesurant la température des manchons. Si celle-ci est inférieure à 80°C, la force de poussée est correcte.

Les conséquences d'un mauvais réglage de la poussée sont importantes sur le plan économique.

Une poussée insuffisante induit la remontée d'une partie de l'onde de choc sous forme d'une contrainte de traction qui a pour conséquence :

- Une détérioration des filetages,
- Une réduction de la vitesse de pénétration.

Une poussée trop importante induit la remontée d'une partie de l'onde de choc sous forme d'une contrainte de compression avec les conséquences suivantes :

- Flambage du train de tige,
- Risque de coincement du taillant,
- Risque de déviation,
- Réduction de la vitesse de pénétration,
- Augmentation du couple, pouvant entraîner des problèmes de dévissage,
- Endommagement du marteau,
- Usure plus rapide des taillants.

#### - **Marteau fond de trou**

L'objectif de la poussée est le même : maintenir le taillant en contact avec la roche. La force de poussée à appliquer est pratiquement proportionnelle à la pression d'air.

#### **D/ Rotation**

La rotation a pour but de faire en sorte, qu'à chaque impact, les boutons du taillant détruisent une partie saine de la roche,<sup>[31]</sup> c'est-à-dire que le déplacement des boutons périphériques soit :

- Très légèrement inférieur à leur diamètre dans le cas d'une roche dure,
- Très légèrement supérieur à leur diamètre dans le cas d'une roche tendre.

La formule suivante donne une bonne indication de la vitesse de rotation :

$$V_r = \frac{60 \times f \times d}{\pi \times D}, \text{ tr/min.} \quad (3.3)$$

ou :

f : fréquence de frappe du marteau (Hz).

d : déplacement périphérique (mm).

$$\left\{ \begin{array}{l} \text{Roches abrasive : } d = 8 \div 9 \text{ mm.} \\ \text{Roches normales : } d = 10 \div 11 \text{ mm.} \\ \text{Roches tendres : } d = 11 \div 12 \text{ mm.} \end{array} \right.$$

D : diamètre du taillant (mm).

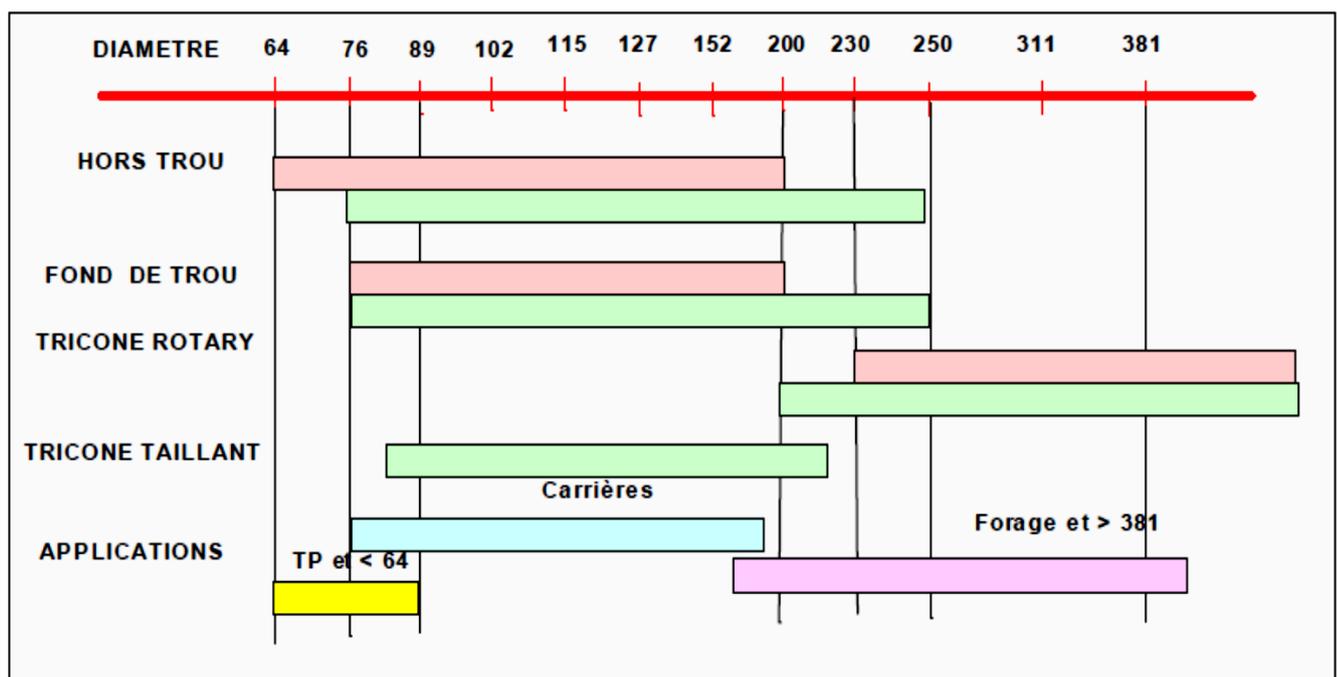
### 3.3.2 Domaine d'application.

Le forage roto-percussion couvre un large domaine : la foration manuelle en  $\phi = 33 \div 48$  mm, les travaux souterrains en  $\phi = 41 \div 64$  mm, les gros abattages par mines profondes en carrière  $\phi = 89 \div 152$  mm.

On observe au cours de la décennie écoulée une tendance très nette à une augmentation des diamètres<sup>[23]</sup>. L'arrivée sur le marché de machines de foration de plus en plus performantes et fiables a favorisé cette évolution. (Tableau 3.4)

Les très gros diamètres 300 mm. Et au-delà sont du domaine du rotary tricône et réservé aux grands forages de recherche, eau, pétrole, sondage profond etc.

Tableau 3.4 : Domaine d'application des machines de forage.<sup>[23]</sup>



### 3.3.3 Etude théorique de la roto percussion.

L'énergie cinétique du piston est transmise au taillant par le train de tiges, (Foration de type THD, marteau hors du trou) ou directement par l'intermédiaire d'une pièce de liaison (emmanchement) dans le cas d'un marteau de type DTH fond de trou.<sup>[23]</sup>

Dans ce dernier cas le taillant est spécifique.

Le rendement de cette transmission et dépend du mode de liaison des tiges, de la forme des emmanchements et du piston de frappe.

Au niveau du taillant la roche est finement broyée au voisinage de l'impact puis écaillée en (petits grains de roche) près de la surface libre. En profondeur sur une distance qui dépend

des caractéristiques mécaniques de la roche (élasticité ou plasticité) elle est simplement fissurée, elle sera détruite par le ou les prochains impacts (fig.3.8).

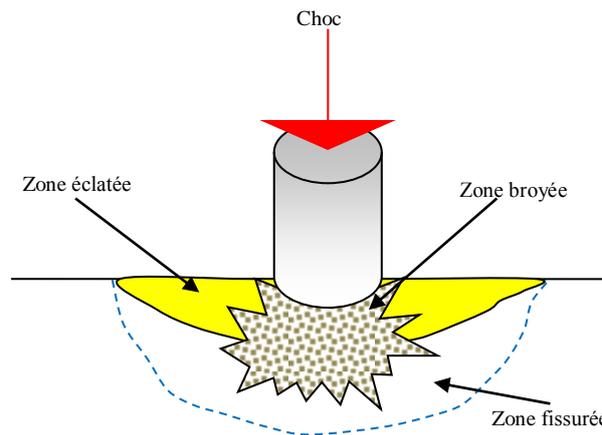


Fig.3.8 : Fragmentation de la roche. <sup>[23]</sup>

Les cuttings sont composés de fines poussières et de petits éclats de grosseur variable en fonction la nature de la roche.

Le type de taillant, sa forme, le nombre et l'emplacement des picots (boutons d'impact) sont déterminés en fonction de la friabilité, de l'abrasivité, de la dureté et de la fragilité de la roche. Sont également pris en compte la fissuration naturelle et la tectonique des terrains rencontrés.

Il y a 5 paramètres qui influent sur la vitesse de pénétration dans la roche au niveau de l'appareil de forage:

- L'énergie d'impact (puissance du marteau)
- La fréquence des chocs
- La vitesse de rotation
- La force d'appui
- La vitesse d'évacuation des cuttings

### 3.3.3.1 L'énergie d'impact

La forme de la contrainte transmise par le piston, diagramme (fig.3.9), dépend de la forme du piston et du fluide moteur utilisé.

Le marteau hydraulique à un meilleur rendement et sa forme d'onde est plus régulière. Le rendement d'un marteau hydraulique est compris entre 40 et 70% alors que les perforateurs à air comprimé ne dépassent guère 30%.

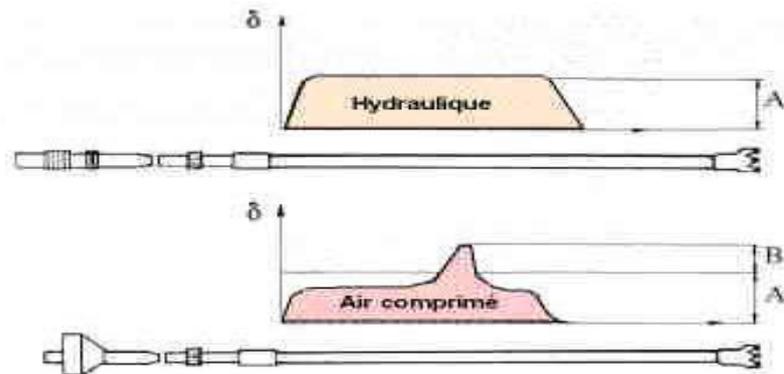


Fig.3.9 : Comparaison des diagrammes énergétiques  
Air comprimé – hydraulique. <sup>[23]</sup>

Le rendement de la transmission de l'énergie d'impact marteau au train de tiges dépend du rapport du diamètre du piston à celui des tiges. Le rendement est optimum lorsque le diamètre du piston est égal à celui des tiges.

#### ▪ La cadence de frappe

En matériel pneumatique la cadence de frappe est comprise entre 1600 et 2400 coups/minute. Elle est difficilement réglable car elle nécessite des modifications internes du marteau notamment au niveau de la distribution. Par ailleurs cette cadence de frappe dépend étroitement de la pression d'air comprimé disponible. Pour les marteaux travaillant en fond de trou, la pression d'air est en général plus élevée de 120 à 250 dN. Et la cadence de frappe se situe aux environs de 2500 coups/minute. <sup>[23]</sup>

L'énergie transmise  $E$  dépend de la cadence de frappe, de la vitesse et de la masse du piston comme le montre la formule ci-après.

$$E = n \times (M \times V^2 / 2g) ; (Kw) \quad (3.4)$$

où :

$E$  : énergie totale (KW)

$M$  : masse du piston (kg)

$V$  : vitesse à l'impact (m/s)

$n$  : nombre de coup minute (c/mn)

$g$  : accélération de la pesanteur, 9.81 m/s/s

En résumé pour obtenir une machine roto-percutante performante il faut réaliser le meilleur compromis entre :

- La pression de travail, la plus élevée possible (plus facile avec une commande hydraulique)
- La vitesse de piston la plus élevée en fin de course (plus facile avec une commande pneumatique)
- Un diamètre de piston se rapprochant ou égal au diamètre des tiges. (Meilleure transmission de l'énergie)
- Une masse de piston assez élevée (le piston sera long si son diamètre est petit)
- Une cadence de frappe élevée (plus facile si la course est petite)

### 3.3.3.2 La vitesse de rotation

La rotation s'effectue durant le retour du piston. Sa vitesse dépend de nombreux facteurs qui ne sont pas indépendants, citons :

- Le diamètre de l'outil, son type et la disposition des pastilles ou des boutons d'attaque de la roche.
- La force d'appui
- La nature du terrain
- La cadence de frappe

En règle générale en terrain dur il faut une frappe rapide et une rotation lente, l'inverse est valable en terrain tendre.<sup>[23]</sup>

#### ➤ Adapter la vitesse au taillant (type et diamètre)

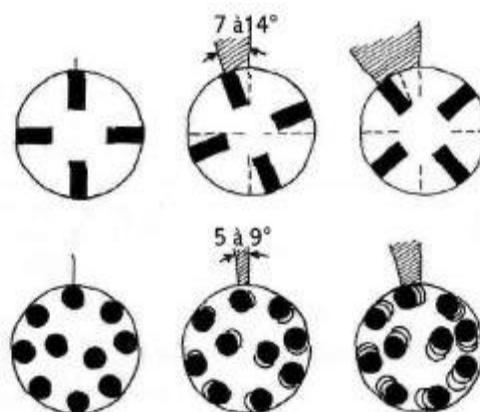


Fig.2.10 : Rotation du taillant.<sup>[23]</sup>

Pour un taillant à pastille la rotation doit être comprise entre 7 et 14 ° à chaque frappe (La plus petite valeur est valable pour les terrains durs). (fig.3.10)

Pour un taillant à picots cet angle de rotation est compris entre 5 et 9°. Il dépend du nombre de picots situés sur la périphérie du taillant et du diamètre. Il faut qu'en un tour complet toute la surface ait été balayée par les picots sans que ceux-ci ne se déplacent de plus 1/2 diamètre à chaque frappe. (fig.3.10)

### ➤ La force d'appui

**Règle :** le taillant doit toujours être en contact avec le fond du trou sinon des contraintes de traction-compression vont apparaître le long du train de tiges, les manchons et filetages seront rapidement détruits et le marteau risque d'être endommagé. Pour pallier ce risque les marteaux modernes comportent un dispositif d'absorption de l'énergie de retour

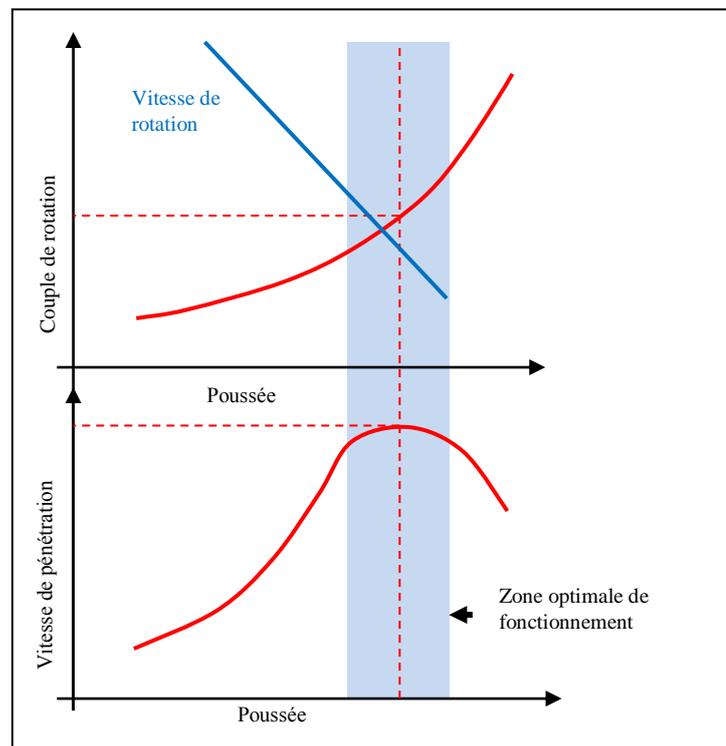


Fig.3.11 : Réglage de la poussée optimale. <sup>[23]</sup>

Poussée et couple de rotation sont étroitement liés. Si la poussée augmente le couple augmente rapidement. En effet celui-ci est proportionnel à la surface du taillant donc au carré du diamètre. La vitesse est sensiblement proportionnelle au couple, elle diminue lorsque la force d'appui augmente.

Lorsque la poussée augmente la vitesse de pénétration augmente tandis que la vitesse de rotation diminue. A partir d'une certaine valeur de la poussée la vitesse de rotation est insuffisante pour obtenir un angle de rotation suffisant entre chaque frappe et la vitesse de pénétration va diminuer. Il existe donc une zone de fonctionnement optimale (zone de couleur bleue sur la (fig.3.11)).

On peut, à la limite, obtenir le blocage de la rotation lorsque le couple maximal est dépassé. La probabilité de coincer le taillant en fond du trou est alors élevé. Les machines automatiques comportent un système antiblocage hydraulique.

Dans le même ordre d'idée il existe également sur ces machines un asservissement hydraulique ou électronique qui adapte constamment les paramètres poussée / couple / vitesse de rotation afin de rester constamment dans la zone de fonctionnement optimale.

Pour s'assurer que les paramètres fixes retenus sont bien adaptés au terrain et à la puissance utile du marteau on peut mettre en place sur l'appareil de forage un enregistreur numérique qui va prendre en compte :

- La vitesse instantanée d'avancement
- La pression sur l'outil
- Le couple de rotation
- La vitesse de rotation

Si on y ajoute :

- La pression de soufflage
- L'inclinométrie de la flèche
- Les cotes de profondeur
- La date et heure.

### 3.4 Principe de fonctionnement d'un marteau fond de trou.

Cette technique permet de traverser des terrains durs comme le rocher (granites) ou sédimentaires consolidés (grès, calcaires).

Un taillant à boutons en carbure de tungstène fixé directement sur un marteau pneumatique, est mis en rotation et percussion pour casser et broyer la roche du terrain foré. Le marteau fonctionne comme un marteau piqueur, à l'air comprimé qui est délivré par un compresseur en plus de la machine de forage. Le flux d'air permet de remonter les cuttings du terrain.<sup>[51]</sup>

On distingue 2 phases, la percussion et le soufflage.

- **Forage en percussion.** (fig.3.12. a)

L'air comprimé sert au fonctionnement du piston du marteau qui frappe sur le taillant en appui sur la roche, l'air s'échappe ensuite dans l'espace annulaire entraînant les cuttings.

- **Soufflage évacuation des cuttings.** (fig.3.12. b)

Le taillant n'étant plus en appui, la totalité du flux d'air s'écoule au travers du marteau sans le faire fonctionner et s'échappe dans l'espace annulaire.

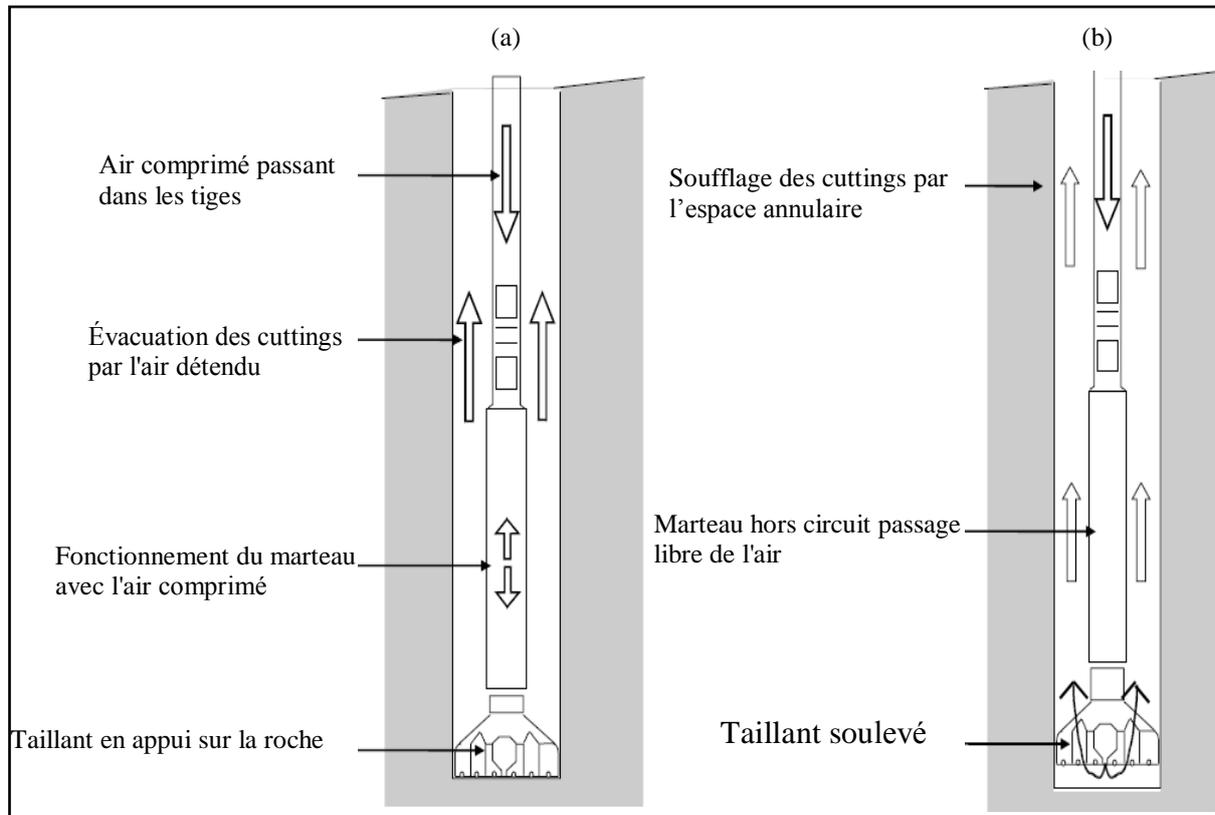


Fig.3.12 : Principe de fonctionnement du marteau fond de trou. <sup>[51]</sup>

Dans les marteaux travaillant en fond de trou le diamètre du piston est réduit, pour obtenir la puissance nécessaire on doit augmenter la pression d'air comprimé,

Les pressions de service normales pour ce type de matériel sont comprises entre 10 et 22 bars (100 à 220 dN). La distribution d'air comprimé se fait par un tiroir oscillant placé en arrière du cylindre. La rotation, transmise par le train de tiges, est assurée par un moteur extérieur placé en surface, l'échappement du marteau est utilisé en soufflage et permet la remontée des cuttings dans des conditions satisfaisantes mais coûteuses.

L'air comprimé sert au fonctionnement du piston du marteau qui frappe sur le taillant en appui sur la roche, l'air s'échappe ensuite dans l'espace annulaire entraînant les cuttings.

Il faut se rappeler que la production d'air comprimé à haute pression est chère et que son rendement énergétique est médiocre.



Figure 3.13 : Coupe d'un marteau fond de trou (DTH). <sup>[51]</sup>

Ce type de marteau est cependant très utilisé pour les raisons ci-après (fig.3.13):

- Ces machines sont robustes leur entretien est facile il y a très peu de pièces en mouvement dans un marteau DTH, une vingtaine au total.
- Un marteau DTH peut assurer de 5000 heures dans les quartzites jusqu'à plus de 20 000 heures de service en terrain calcaire.
- Le guidage réalisé par le corps du marteau et l'utilisation de barres (tubes) de gros diamètre permet de réaliser des forages de qualité, alignement, peu ou pas de déviation, paroi lisse.

Avec des pressions de service de l'ordre de 15 bars ces machines permettent des taux de pénétration de l'ordre du mètre/ minute en terrain moyen pour une consommation de 100 à 300 litres secondes. Sous 25 bars leur pression de service maximale le taux de pénétration instantané atteint 1.70 m/mn mais la consommation peut atteindre 550 l/s. pour le plus gros modèle (280 l/s en 105mm).

### 3.5 Mise en œuvre du forage roto-percussion (marteau fond de trou).

#### 3.5.1 Lubrification du marteau

Le marteau est un outil de précision, composé d'un piston qui coulisse dans une chemise par un jeu de lumières dans lequel circule l'air comprimé.

Le piston frappe le taillant en phase de percussion et laisse passer l'air comprimé en phase de soufflage (fig.3.14).<sup>[51]</sup>

La lubrification du marteau (piston) est primordial et l'air injecté dans celui-ci est lubrifié tout au long du forage grâce à un lubrificateur qui se place entre le compresseur et la vanne d'admission d'air de la foreuse. (Huile de forage biodégradable). Il est impératif de vérifier à chaque changement de tige la présence d'arrivée d'huile avec l'air à la sortie de la tête de forage (soufflage léger et rapide sur une planchette placée sur le haut du train de tiges - traces d'huile sur la planchette).

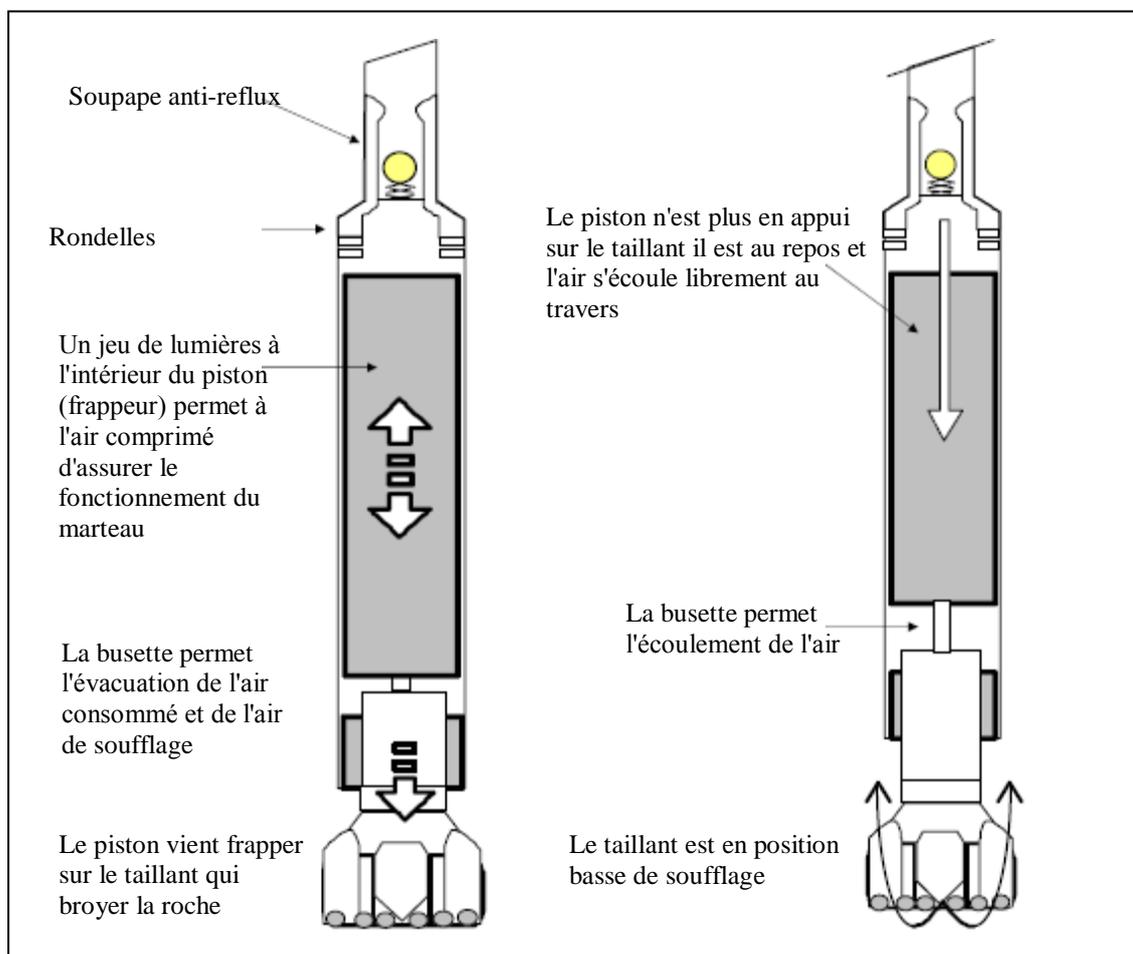


Fig.3.14 : Fonctionnement du marteau.<sup>[51]</sup>

Lors du démontage complet du marteau on prendra soin de l'huiler en introduisant de l'huile hydraulique directement et de bien graisser à la graisse au cuivre tous les filetages.

### 3.5.2 Réglage de la lubrification de l'air comprimé

Le réglage s'effectue avec la circulation d'air ouverte et en observant l'huile pulvérisée sur la planchette placée sous une tige en suspension.<sup>[51]</sup> Le débit est optimal (0.2 litre par heure) lorsque l'imprégnation de la planche est légère et régulière. Le réglage s'effectue avec la vis située sur le lubrificateur (elle est vissée à fond à droite puis tournée successivement d'un quart de tour). La quantité d'huile utilisée avec l'ajout de mousse doit être plus importante.

### 3.5.3 Déroulement de la foration

Avant la mise en percussion, la rotation à droite est démarrée puis maintenue pour la montée ou la descente du train de tige. Elle ne sera stoppée que si toutes les autres opérations sont arrêtées.<sup>[51]</sup>

Toutes les rotations à gauche peuvent entraîner un dévissage complet du train de tiges ou du marteau et provoquer sa chute au fond du forage. Le repêchage d'un outil ou d'une partie du train de tige nécessite des outils spécialisés de repêchage et est une opération délicate. Ce phénomène est aggravé par les vibrations dues à la percussion. La rotation à gauche pendant la percussion est à exclure.

### 3.5.4 Amorçage du trou au marteau

La circulation d'air fermée, le taillant est approché à quelques centimètres du terrain à forer, puis la rotation à droite engagée. L'arrivée d'air est ouverte et le marteau progressivement mis en appui sur le sol pour qu'il rentre en percussion.<sup>[51]</sup>

Au démarrage, la circulation d'air est ouverte à mi-course, la percussion relativement faible et la rotation lente jusqu'à ce que le taillant pénètre dans le terrain. Les vannes d'air sont progressivement ouvertes à fond pour augmenter la percussion. La poussée et la rotation sont alors réglées de manière à obtenir un avancement régulier.

### 3.5.5 Avancement

Une bonne foration correspond à un équilibre poussée/rotation offrant une vitesse de pénétration constante et une rotation régulière sans à-coup (fig.3.5). Régulièrement (tous les 50 cm) le trou est nettoyé par soufflage afin d'évacuer les cuttings et d'éviter tout bourrage.<sup>[51]</sup> Les gros cuttings ont tendance à rester en suspension au-dessus du marteau fond de trou pendant la foration. A l'arrêt de la circulation d'air, ils retombent sur le

marteau fond de trou et peuvent le bloquer. Pour nettoyer le trou, le marteau fond de trou est relevé légèrement (arrêt de la percussion) et mis en position de soufflage. La totalité du débit d'air fourni par le compresseur doit permettre de nettoyer le forage de tous les cuttings. Si nécessaire, on peut ramoner sur la hauteur de la tige pour bien nettoyer le trou.

### 3.5.6 L'ajout et le retrait des tiges

Avant de dévisser les tiges, la pression résiduelle dans le train de tiges est contrôlée au manomètre. <sup>[51]</sup> Cette pression reste élevée s'il y a un bouchon de cuttings dans l'espace annulaire qui se forme. Nous verrons les solutions qui sont préconisées dans ce cas. Si la pression reste élevée, il faut dévisser doucement les tiges entre elles pour une décompression progressive. La lubrification de l'air est vérifiée à chaque ajout de tige.

## 3.6 Difficultés au Marteau Fond de Trou et solutions possibles.

Tout forage à l'air, d'un terrain meuble ou dur surmonté d'un terrain meuble non pré tubé, peut de par la circulation d'air présenter des difficultés <sup>[51]</sup> :

- Au démarrage d'un forage, l'air de soufflage peut éroder et miner le sol autour du trou foré et mettre en danger la stabilité de la machine,
- en cours de forage, la remontée des cuttings érode les parois du trou, ce qui peut entraîner des effondrements susceptibles de bloquer le train de tige,
- les pertes d'air dans les terrains très meubles entraînent une diminution de la vitesse ascensionnelle des cuttings.

Si le terrain de surface ne possède pas un minimum de tenue et les cuttings ne remontent pas correctement (bouchon), il faut opter pour le technique rotary à la boue plutôt qu'à l'air. Si les terrains de surface s'effondrent, la mise en place d'un pré tubage est indispensable avant de continuer le forage au marteau.

Pour les problèmes courants rencontrés en cours de forage, il existe un certain nombre de solutions préconisées dans le Tableau 3.5.

L'adjonction de mousse (polymère) permet de modifier sensiblement les caractéristiques de l'air en circulation et de répondre à un certain nombre de problèmes (de remontée des cuttings, de colmatage, et de pertes d'air dans le terrain).

Tableau 3.5 : Les problèmes courants rencontrés en cours de forage et solution préconisées. <sup>[51]</sup>

Observation - Difficultés	Solution préconisées
Mauvaise remontée des cuttings	Temps de soufflage plus long Injection de mousse + eau
Diminution du débit d'air à la sortie du forage - bourrage des cuttings	Injection de mousse + eau Précaution au dévissage des tiges
Pression résiduelle élevée dans les tiges	Rotary à la boue si cela persiste
Pertes d'air dans le terrain superficiel	Injection de mousse Pré tubage si nécessaire
Bourrage par des cuttings secs ou légèrement humides Formation de boulettes	Injection d'eau + mousse si nécessaire Soufflages brusques et fréquents Remontée du train de tiges
Erosion des parois due au flux d'air et à la remontée des cuttings.	Diminution du débit d'air Utilisation de la mousse Pré tubage nécessaire
Forte arrivée d'eau et mauvaise remontée des cuttings	Augmentation du temps de soufflage Équipement du forage en eau
Formation d'une cavité importante	Arrêt du forage - équipement ou pré tubage
Blocage de l'outil par la chute de débris important au-dessus de celui ci	Rotation, montée, descente saccadées pour écraser les débris Possibilité de forer juste à côté pour casser les débris tombés
Blocage de la rotation	Percussion et reprise brutale de la rotation Dévissage léger à gauche pour augmenter l'amplitude des à-coups.
Foration dans une cavité – Terrains karstiques Perturbations de circulation Avancement anormal et rotation rapide	A l'appréciation des foreurs Risque de casse et de perte du train de tiges Déviation probable du forage

## Conclusion

L'analyse des travaux scientifiques réalisés dans le domaine du forage, nous a permis de dire que le mode de forage roto-percutant est le plus préférable dans les conditions des carrières de calcaire.

Donc, dans le prochain chapitre, nous allons étudier les paramètres des sondeuses et régimes de fonctionnement des machines de forage roto-percutantes.

## 4. DETERMINATION DES PARAMETRES ET REGIMES DE FONCTIONNEMENT DES MACHINES DE FORAGE ROTO- PERCUTANTES.

### Introduction

L'efficacité d'une machine minière peut être caractérisée par quelques paramètres parmi lesquels nous distinguons en premier lieu la productivité. La connaissance de cette dernière pour les machines de forage permet de savoir le volume de forage à réaliser, de faire le choix de la machine dans les conditions concrètes et de planifier la production de l'entreprise. Ce paramètre dépend de plusieurs facteurs qui pour les sondeuses roto-percutantes, peuvent être divisés en facteurs reflétant ;

- Les conditions d'exploitation (propriétés physico-mécaniques des roches, diamètre et profondeur des trous forés),
- La construction des machines en question (puissance des mécanismes d'avancement et de rotation du perceur, type de l'outil de forage).

En ceux qui caractérisent le degré de l'utilisation des sondeuses pendant le temps. C'est pourquoi il est nécessaire de distinguer la productivité théorique, technique et d'exploitation.

### 4.1 Productivité des sondeuses roto-percutantes

#### 4.1.1 Méthode de détermination de productivité des sondeuses

Jusqu'à présent, de nombreuses recherches ont été faites et ont permis d'aboutir à quelques méthodes de détermination de la productivité des sondeuses y compris celles roto-percutantes, La plus répandue <sup>[4]</sup> est basée sur des suppositions suivantes :

- La productivité théorique correspond à la vitesse mécanique de forage,
- La productivité technique tient compte des pertes de temps qui sont liées à la réalisation des opérations auxiliaires ayant lieu lors du forage du trou, tout en tenant compte de la nécessité d'exercer les opérations préparatoires,

La productivité technique est déterminée d'après la formule :

$$Q_{tech} = \frac{T - T_{pr}}{(\frac{1}{v_f} + T_{aux}) \times K_{rep}}, (m/poste) \quad (4.1)$$

où

$T_{aux}$  : Durée des opérations auxiliaires réduites pour un mètre de trou foré (min/m);

$T_{pr}$  : Durée des opérations préparatoires, (mn) ;

$T$  : Durée d'un poste de travail, (mn);

$K_{rep}$  : Coefficient tenant compte de la pause des ouvriers,

La productivité d'exploitation tient compte des pertes de temps qui portent le caractère Fortuit (pannes imprévues des mécanismes de la sondeuse).

La productivité d'exploitation est exprimée par la formule :

$$Q_{\text{exp}} = Q_{\text{tech}} \times K_u, \text{ (m/poste)} \quad (4.2)$$

où :

$K_u$  : coefficient d'utilisation de la sondeuse durant un poste ;

L'analyse de la méthode exposée de détermination de la productivité des sondeuses montre que celle-ci a quelques inconvénients parmi lesquels nous distinguons :

- La division des pertes de temps en deux groupes selon leur caractère (régulier et fortuit) dans certains cas éventuels, exemple remplacement de l'outil de forage. Ces pertes de temps se rapportent aux opérations auxiliaires qui doivent s'effectuer durant chaque poste. Mais dans le cas du forage des trous dans les roches non abrasives, il n'est pas nécessaire de remplacer l'outil de forage assez souvent. Cela veut dire que cette opération portera le caractère aléatoire.

- Cette méthode ne permet pas d'apprécier séparément le degré de l'influence de La construction de la sondeuse, ou de l'organisation de travail sur le niveau de la productivité, afin d'éviter les inconvénients énumérés nous recommandons l'utilisation d'une méthode connue élaborée pour les a batteuses chargeuses <sup>[5]</sup> pour déterminer la productivité des sondeuses. Comme dans le cas précédent, nous estimons qu'il est nécessaire de distinguer la productivité théorique, technique et d'exploitation et de calculer celle théorique de la façon suivante :

$$Q_{\text{théo}} = V_f, \text{ (m/min)} \quad (4.3)$$

La productivité technique doit tenir compte de l'influence de l'imperfection technique de la sondeuse envisagée sur sa productivité et s'exprime par la formule suivante ;

$$Q_{\text{tech}} = 60 \times Q_{\text{théo}} \times K_{\text{tech}}, \text{ (m/h)} \quad (4.4)$$

où

$K_{\text{tech}}$  : Coefficient de l'imperfection technique de la sondeuse,

$$K_{\text{tech}} = \frac{T_f}{T_f + T_{\text{aux}}}, \quad (4.5)$$

où

$T_f$  : Temps de travail productif de la sondeuse pendant un cycle, (min)

$$T_f = \frac{L}{V_f}, \text{ (mn)} \quad (4.6)$$

où

$L$  : longueur du trou foré, (m);

$T_{aux}$  : pertes sommaires de temps à la réalisation des travaux auxiliaires aux temps d'arrêt de la sondeuse à cause de son imperfection.

$$T_{aux} = T_{man} + T_{al} + T_{dép} + T_{rep} + T_{remp}, \quad (4.7)$$

où

$T_{man}$  : temps de manipulation préliminaire avant le forage de chaque trou, (mn),

$T_{al}$  : temps d'allongement et de levage du train des tiges,

$T_{dép}$  : temps de déplacement de la sondeuse au nouveau trou,

$T_{rep}$  : temps de réparation de la sondeuse, (mn);

$T_{remp}$  : temps de remplacement de l'outil de forage, (mn).

D'ou

$$T_{tech} = \frac{1}{1 + \frac{T_{aux}}{T_f}} = \frac{1}{1 + \frac{T_{aux}}{L} \times V_f} \quad (4.8)$$

Afin d'apprécier l'influence de divers facteurs sur ta productivité technique, nous admettons que le coefficient  $K_{tech}$  est égal à

$$K_{tech} = \frac{1}{1 + \left(\frac{1}{K_{ma}} - 1\right) + \left(\frac{1}{K_{al}} - 1\right) + \left(\frac{1}{K_{dép}} - 1\right) + \left(\frac{1}{K_{rep}} - 1\right) + \left(\frac{1}{K_{remp}} - 1\right)} \quad (4.9)$$

où

$K_{ma}$  : coefficient qui tient compte les opérations préliminaires de manipulation.

$$K_{ma} = \frac{T_f}{T_f + T_{man}} \quad (4.10)$$

$K_{al}$  : coefficient qui tient compte les opérations de rallongement et de levage du train des tiges.

$$K_{al} = \frac{T_f}{T_f + T_{al}} \quad (4.11)$$

$K_{dép}$  : coefficient qui tient compte les opérations de déplacement de la sondeuse au nouvel trou

$$K_{dép} = \frac{T_f}{T_f + T_{dép}} \quad (4.12)$$

$K_{rep}$  : coefficient qui tient compte les opérations de réparation de la sondeuse.

$$K_{rep} = \frac{T_f}{T_f + T_{rep}} \quad (4.13)$$

$K_{remp}$  : coefficient qui tient compte les opérations de remplacement de l'outil de Forage.

$$K_{remp} = \frac{T_f}{T_f + T_{remp}} \quad (4.14)$$

La productivité d'exploitation dépend du degré d'utilisation des possibilités techniques d'une sondeuse dans les conditions concrètes de l'exploitation.

$$Q_{\text{exp}} = 60 \times Q_{\text{théo}} \times K_{\text{exp}}, \text{ m/h} \quad (4.15)$$

où

$K_{\text{exp}}$  : coefficient tenant compte du travail continu de la sondeuse pendant son exploitation.

$$K_{\text{exp}} = \frac{T_f}{T_f + T_{\text{aux}} + T_{\text{org}}} \quad (4.16)$$

où

$T_{\text{org}}$  : pertes de temps à cause de l'organisation du travail.

Dans ce cas il s'agit nécessairement d'exercer les opérations préparatoires (examen superficiel de la sondeuse, graissage) et de l'existence des pertes de temps à cause de l'organisation de travail (repos des ouvriers, manque de front de taille),

Analogiquement nous pouvons écrire :

$$K_{\text{exp}} = \frac{1}{1 + \frac{T_{\text{aux}} + T_{\text{org}}}{T_f}} \quad (4.17)$$

En utilisant la méthode proposée il est possible d'établir l'influence de divers facteurs sur la productivité des machines en question et de faire les propositions visant leur augmentation.

#### 4.1.2 Etude expérimentale des facteurs influant sur la productivité des sondeuses roto-percutantes

En principe, les valeurs de la productivité théorique, technique et d'exploitation peuvent être déterminées à l'aide des calculs correspondants. Par exemple on détermine la vitesse de forage au moyen de la formule connue. Mais cette méthode ne nous permet pas d'avoir des résultats reflétant réellement les capacités des sondeuses, vu sa dépendance de certains facteurs qui ne peuvent être précisés que sur le terrain car leur variation est assez grande.

Parmi ces facteurs nous pouvons citer les variations des propriétés physico-mécaniques des roches forées, la qualification du personnel desservant la sondeuse ainsi que l'état de l'outil de forage à cause de l'usure. C'est la raison pour laquelle nous nous sommes proposé de réaliser des expériences visant la détermination des valeurs statistiques des variables entrantes dans les formules (4.9) et (4.17).

Une des méthodes permettant de le faire est celle du chronométrage qui suppose la fixation des données caractérisant l'utilisation de telle ou telle sondeuse, à savoir l'heure du commencement et de la fin de chaque opération, nomination de cette dernière, profondeur et métrage de forage.

L'exemple d'une carte de chronométrage est présenté dans le Tableau 4.1.

L'ordre de la réalisation du chronométrage doit répondre aux exigences suivantes : véricité, continuité et volume nécessaire des observations.

Tableau 4.1 : carte de chronométrage

N°	Temps	Chronométrages	Mètre foré	Sondeuse « Atlas Copco »
01	05h00'00" - 05h30'00"	30'	-	Mise en service (examen,
02	05h30'00" - 07h00'00"	90'	-	Temps perdu
03	07h00'00" - 07h15'00"	15'	-	Manipulation préliminaire
04	07h15'00" - 07h22'00"	7'	5m	Forage
05	07h22'00" - 07h22'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
07	07h22'30" - 07h29'00"	6'30"	5m	Forage
08	07h29'00" - 07h29'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
09	07h29'30" - 07h35'30"	6'	5m	Forage
10	07h35'30" - 07h36'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
11	07h36'00" - 07h42'30"	6'30"	5m	Forage
12	07h42'30" - 07h43'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
13	07h43'00" - 07h45'30"	2'30"	2,5m	Forage
14	07h45'30" - 07h48'30"	3'	-	Récupération du train de tiges
15	07h48'30" - 08h01'30"	3'	-	Déplacement de la sondeuse
16	08h01'30" - 08h03'00"	1'30"	-	Manipulation préliminaire
17	08h03'00" - 08h08'30"	5'30"	5m	Forage
18	08h08'30" - 08h09'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
19	08h09'00" - 08h15'00"	6'	5m	Forage
20	08h15'00" - 08h15'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
21	08h15'30" - 08h22'00"	6'30"	5m	Forage
22	08h22'00" - 08h22'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
23	08h22'30" - 08h28'00"	5'30"	5m	Forage
24	08h28'00" - 08h28'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
25	08h28'30" - 08h31'30"	3'	2,5m	Forage
26	08h31'30" - 08h34'30"	3'	-	Récupération du train de tiges
27	08h34'30" - 08h38'30"	4'	-	Déplacement de la sondeuse
28	08h38'30" - 08h40'30"	2'	-	Manipulation préliminaire
29	08h40'30" - 08h45'30"	5'	5m	Forage
30	08h45'30" - 08h46'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
31	08h46'00" - 08h52'00"	6'	5m	Forage
32	08h52'00" - 08h52'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
33	08h52'30" - 08h58'00"	5'30"	5m	Forage
34	08h58'00" - 08h58'30"	30"	-	Allongement du train de tiges

35	08h58'30"- 09h03'30"	5'	5m	Forage
36	09h03'30"- 09h04'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
37	09h04'00" - 09h06'00"	2'	2,5m	Forage
38	09h06'00" - 09h08'30"	2'30"	-	Récupération du train de tiges
39	09h08'30" - 09h10'30"	2'	-	Déplacement de la sondeuse
40	09h10'30" - 09h12'00"	1'30"	-	Manipulation préliminaire
41	09h12'00" - 09h17'30"	5'30"	5m	Forage
42	09h17'30"- 09h18'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
43	09h18'00" - 09h22'30"	4'30"	5m	Forage
44	09h22'30" - 09h23'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
45	09h23'00" - 09h28'00"	5'	5m	Forage
46	09h28'00" - 09h28'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
47	09h28'30" - 09h34'00"	5'30"	5m	Forage
48	09h34'00" - 09h34'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
49	09h34'30" - 09h37'30"	3'	2,5m	Forage
50	09h37'30" - 09h41'00"	4'	-	Récupération du train de tiges
51	09h41'00" - 09h43'00"	2'	-	Déplacement de la sondeuse
52	09h43'00" - 09h44'30"	1'30"	-	Manipulation préliminaire
53	09h44'30" - 09h49'30"	5'	5m	Forage
54	09h49'30"- 09h50'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
55	09h50'00" - 09h55'00"	5'	5m	Forage
56	09h55'00" - 09h55'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
57	09h55'30" - 10h01'30"	6'	5m	Forage
58	10h01'30" - 10h02'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
59	10h02'00" - 10h07'30"	5'30"	5m	Forage
60	10h07'30"- 10h08'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
61	10h08'00" - 10h11'00"	3'	2,5m	Forage
62	10h11'00" - 10h14'00"	3'	-	Récupération du train de tiges
63	10h14'00" - 10h16'00"	2'	-	Déplacement de la sondeuse
64	10h16'00" - 10h18'00"	2'	-	Manipulation préliminaire
65	10h18'00" - 10h23'00"	5'	5m	Forage
66	10h23'00" - 10h23'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
67	10h23'30"- 10h29'00"	5'30"	5m	Forage
68	10h29'00" - 10h29'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
69	10h29'30" - 10h34'30"	5'	5m	Forage
70	10h34'30" - 10h35'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
71	10h35'00" - 10h40'30"	5'30"	5m	Forage
72	10h40'30"- 10h41'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
73	10h41'00" - 10h43'00"	2'	2,5m	Forage

74	10h43'00" - 10h46'30"	3'30"	-	Récupération du train de tiges
75	10h46'30" - 10h48'30"	2'	-	Déplacement de la sondeuse
76	10h48'30" - 10h50'00"	1'30"	-	Manipulation préliminaire
77	10h50'00" - 10h55'00"	5'	5m	Forage
78	10h55'00" - 10h55'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
79	10h55'30" - 11h00'00"	4'30"	5m	Forage
80	11h00'00" - 11h00'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
81	11h00'30" - 11h04'30"	4'	5m	Forage
82	11h04'30" - 11h05'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
83	11h05'00" - 11h10'30"	5'30"	5m	Forage
84	11h10'30" - 11h11'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
85	11h11'00" - 11h13'30"	2'30"	2,5m	Forage
86	11h13'30" - 11h16'30"	3'	-	Récupération du train de tiges
87	11h16'30" - 11h18'00"	1'30"	-	Déplacement de la sondeuse
88	11h18'00" - 11h20'00"	2'	-	Manipulation préliminaire
89	11h20'00" - 11h26'00"	6'	5m	Forage
90	11h26'00" - 11h26'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
91	11h26'30" - 11h32'00"	5'30"	5m	Forage
92	11h32'00" - 11h32'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
93	11h32'30" - 11h38'30"	6'	5m	Forage
94	11h38'30" - 11h39'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
95	11h39'00" - 11h44'30"	5'30"	5m	Forage
96	11h44'30" - 11h45'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
97	11h45'00" - 11h48'00"	3'	2,5m	Forage
98	11h48'30" - 11h51'00"	2'30"	-	Récupération du train de tiges
99	11h51'00" - 11h53'30"	2'30"	-	Déplacement de la sondeuse
100	11h53'30" - 11h55'30"	2'	-	Manipulation préliminaire
101	11h55'30" - 12h00'30"	5'	5m	Forage
102	12h00'30" - 13h00'30"	60'	-	Temps de repos
103	13h00'30" - 13h30'00"	29'30"	-	Temps perdu
104	13h30'00" - 13h30'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
105	13h30'30" - 13h35'30"	5'	5m	Forage
106	13h35'30" - 13h36'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
107	13h36'00" - 13h42'00"	6'	5m	Forage
108	13h42'00" - 13h42'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
109	13h42'30" - 13h48'00"	5'30"	5m	Forage
110	13h48'00" - 13h48'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
111	13h48'30" - 13h51'30"	3'	2,5m	Forage
112	13h51'30" - 13h54'30"	3'	-	Récupération du train de tiges

113	13h54'30" - 13h56'30"	2'	-	Déplacement de la sondeuse
114	13h56'30" - 13h58'30"	2'	-	Manipulation préliminaire
115	13h58'30" - 14h03'30"	5'	5m	Forage
116	14h03'30" - 14h04'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
117	14h04'00" - 14h09'30"	5'30"	5m	Forage
118	14h09'30" - 14h10'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
119	14h10'00" - 14h15'00"	5'	5m	Forage
120	14h15'00" - 14h15'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
121	14h15'30" - 14h21'00"	5'30"	5m	Forage
122	14h21'00" - 14h21'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
123	14h21'30" - 14h23'30"	2'	2,5m	Forage
124	14h23'30" - 14h27'00"	3'30"	-	Récupération du train de tiges
125	14h27'00" - 14h29'00"	2'	-	Déplacement de la sondeuse
126	14h29'00" - 14h30'30"	1'30"	-	Manipulation préliminaire
127	14h30'30" - 14h35'30"	5'	5m	Forage
128	14h35'30" - 14h36'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
129	14h36'00" - 14h40'30"	4'30"	5m	Forage
130	14h40'30" - 14h41'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
131	14h41'00" - 14h45'00"	4'	5m	Forage
132	14h45'00" - 14h45'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
133	14h45'30" - 14h51'00"	5'30"	5m	Forage
134	14h51'00" - 14h51'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
135	14h51'30" - 14h53'30"	2'	2,5m	Forage
136	14h53'30" - 14h56'30"	3'	-	Récupération du train de tiges
137	14h56'30" - 14h58'00"	1'30"	-	Déplacement de la sondeuse
138	14h58'00" - 15h00'00"	2'	-	Manipulation préliminaire
139	15h00'00" - 15h05'00"	5'	5m	Forage
140	15h05'00" - 15h05'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
141	15h05'30" - 15h11'00"	5'30"	5m	Forage
142	15h11'00" - 15h11'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
143	15h11'30" - 15h16'30"	4'30"	5m	Forage
144	15h16'30" - 15h17'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
145	15h17'00" - 15h22'30"	5'30"	5m	Forage
146	15h22'30" - 15h23'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
147	15h23'00" - 15h26'00"	3'	2,5m	Forage
148	15h26'00" - 15h28'30"	2'30"	-	Récupération du train de tiges
149	15h28'30" - 15h31'00"	2'30"	-	Déplacement de la sondeuse
150	15h31'00" - 15h33'30"	2'30"	-	Manipulation préliminaire
151	15h33'30" - 15h38'30"	5'	5m	Forage

152	15h38'30" - 15h39'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
153	15h39'00" - 15h43'30"	4'30"	5m	Forage
154	15h43'30" - 15h44'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
155	15h44'00" - 15h49'00"	5'	5m	Forage
156	15h49'00" - 15h49'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
157	15h49'30" - 15h55'00"	5'30"	5m	Forage
158	15h55'00" - 15h55'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
159	15h55'30" - 15h58'30"	3'	2,5m	Forage
160	15h58'30" - 16h01'00"	2'30"	-	Récupération du train de tiges
161	16h01'00" - 16h03'30"	2'30"	-	Déplacement de la sondeuse
162	16h03'30" - 16h06'00"	2'30"	-	Manipulation préliminaire
163	16h06'00" - 16h11'30"	5'30"	5m	Forage
164	16h11'30" - 16h12'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
165	16h12'00" - 16h17'30"	5'30"	5m	Forage
166	16h17'30" - 16h18'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
167	16h18'00" - 16h23'30"	5'30"	5m	Forage
168	16h23'30" - 16h24'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
169	16h24'00" - 16h30'00"	6'	5m	Forage
170	16h30'00" - 16h30'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
171	16h30'30" - 16h33'30"	3'	2,5m	Forage
172	16h33'30" - 16h37'00"	3'30"	-	Récupération du train de tiges
173	16h37'00" - 16h39'30"	2'30"	-	Déplacement de la sondeuse
174	16h39'30" - 16h41'00"	1'30"	-	Manipulation préliminaire
175	16h41'00" - 16h46'00"	5'	5m	Forage
176	16h46'00" - 16h46'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
177	16h46'30" - 16h52'00"	5'30"	5m	Forage
178	16h52'00" - 16h52'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
179	16h52'30" - 16h58'30"	6'	5m	Forage
180	16h58'30" - 16h59'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
181	16h59'00" - 17h04'30"	5'30"	5m	Forage
182	17h04'30" - 17h05'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
183	17h05'00" - 17h08'00"	3'	2,5m	Forage
184	17h08'00" - 17h11'00"	3'	-	Récupération du train de tiges
185	17h11'00" - 17h13'30"	2'30"	-	Déplacement de la sondeuse
186	17h13'30" - 17h15'30"	2'	-	Manipulation préliminaire
187	17h15'30" - 17h21'30"	6'	5m	Forage
188	17h21'30" - 17h22'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
189	17h22'00" - 17h27'30"	5'30"	5m	Forage
190	17h27'30" - 17h28'00"	30"	-	Allongement du train de tiges

191	17h28'00" - 17h32'30"	4'30"	5m	Forage
192	17h32'30" - 17h33'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
193	17h33'00" - 17h38'30"	5'30"	5m	Forage
194	17h38'30" - 17h39'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
195	17h39'00" - 17h42'00"	3'	2,5m	Forage
196	17h42'00" - 17h45'00"	3'	-	Récupération du train de tiges
197	17h45'00" - 17h47'00"	2'	-	Déplacement de la sondeuse
198	17h47'00" - 17h49'00"	2'	-	Manipulation préliminaire
199	17h49'00" - 17h54'00"	5'	5m	Forage
200	17h54'00" - 17h54'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
201	17h54'30" - 18h00'00"	5'30"	5m	Forage
202	18h00'00" - 18h00'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
203	18h00'30" - 18h06'00"	5'30"	5m	Forage
204	18h06'00" - 18h06'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
205	18h06'30" - 18h12'00"	5'30"	5m	Forage
206	18h12'00" - 18h12'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
207	18h12'30" - 18h15'30"	3'	2,5m	Forage
208	18h15'30" - 18h18'30"	3'	-	Récupération du train de tiges
209	18h18'30" - 18h21'00"	2'30"	-	Déplacement de la sondeuse
210	18h21'00" - 18h23'00"	2'	-	Manipulation préliminaire
211	18h23'00" - 18h28'30"	5'30"	5m	Forage
212	18h28'30" - 18h29'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
213	18h29'00" - 18h34'30"	5'30"	5m	Forage
214	18h34'30" - 18h35'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
215	18h35'00" - 18h40'30"	5'30"	5m	Forage
216	18h40'30" - 18h41'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
217	18h41'00" - 18h47'00"	6'	5m	Forage
218	18h47'00" - 18h47'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
219	18h47'30" - 18h50'30"	3'	2,5m	Forage
220	18h50'30" - 18h53'30"	3'	-	Récupération du train de tiges
221	18h53'30" - 18h56'00"	2'30"	-	Déplacement de la sondeuse
222	18h56'00" - 18h58'00"	2'	-	Manipulation préliminaire
223	18h58'00" - 19h03'00"	5'	5m	Forage
224	19h03'00" - 19h03'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
225	19h03'30" - 19h09'00"	5'30"	5m	Forage
226	19h09'00" - 19h09'30"	30"	-	Allongement du train de tiges
227	19h09'30" - 19h13'30"	4'	5m	Forage
228	19h13'30" - 19h14'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
229	19h14'00" - 19h19'30"	5'30"	5m	Forage

230	19h19'30" - 19h20'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
231	19h20'00" - 19h23'00"	3'	2,5m	Forage
232	19h23'00" - 19h26'00"	3'	-	Récupération du train de tiges
233	19h26'00" - 20h00'00"	34'	-	Temps perdu

Selon les recommandations<sup>[17]</sup> ce dernier est de deux postes de travail de la sondeuse examinée,

A présent, on utilise dans les carrières de calcaire quelques sondeuses travaillant en même temps. Par exemple dans la carrière de Chouf-Amar ce sont les sondeuses Atlas-Copco employées pour le forage de la roche. (Caractéristique technique de la sondeuse représentée dans l'annexe 7). Pour comparer leur rendement nous avons fait le chronométrage de fonctionnement de chacune d'elles et les résultats obtenus sont représentés dans le (Tableau.4.2).

L'analyse de ces résultats montre qu'il y a de grandes pertes de temps causées par une mauvaise organisation du travail (environ 35% de la durée du poste); que pendant le fonctionnement des sondeuses nous n'avons pas enregistré les pertes de temps dues au remplacement de l'outil de forage ; cela s'explique par sa longue durée de vie (plus de 4000m) ; qu'il existe une variation des valeurs des vitesses de forage, c'est pourquoi ces dernières sont déterminées par les paramètres des régimes de forage (force axiale appliquée, vitesse de rotation). Ceux-ci dépendent en premier lieu des performances des sondeuses, de la qualification du personnel et d'autre.

**Tableau 4.2 : Résultats de chronométrage**

N°	INDICES	Désignation	ATLAS-COPCO (1).			ATLAS-COPCO (2).		
			1 <sup>er</sup> Poste	2 <sup>ème</sup> Poste	Valeur moyenne	1 <sup>er</sup> Poste	2 <sup>ème</sup> Poste	Valeur moyenne
I	Travaux d'organisation	T <sub>org</sub>	180'	63'30"	121'45"	200'	140'	170'
I.1	Mise en service	T <sub>ser</sub>	30'	-	15'	30'	-	15'
I.2	Déplacement préliminaire	T <sub>dep</sub>	-	-	-	-	-	-
I.3	Repos des travailleurs	T <sub>rep</sub>	60'	-	30'	60'	-	30'
I.4	D'autres	T <sub>aut</sub>	90'	63'30"	76'45"	110'	140'	125'
II	Travaux auxiliaires	T <sub>aux</sub>	94'	97'30"	95'45"	93'	103'30"	98'15"
II.1	Manipulations préliminaires	T <sub>man</sub>	32'	20'	26'	25'	27'30"	26'15"
II.2	Allongement, levage de tige	T <sub>al</sub>	41'30"	55'	48'15"	46'	40'	43'
II.3	Déplacement d'un trou à l'autre	T <sub>dép</sub>	20'30"	22'30"	22'30"	22'	21'	11'30"
II.4	Réparation de la sondeuse	T <sub>repa</sub>	-	-	-	-	15'	07'30"
II.5	Remplacement de l'outil	T <sub>remp</sub>	-	-	-	-	-	-
III	Travaux de forage							
III.1	Forage	T <sub>f</sub>	202'	258'	230'	186'	175'	180'30"
	Profondeur totale des trous forés, (m)	L	185	242,5	213,75	165,5	155	160,25
	Vitesse de forage, (m/min)	V <sub>f</sub>	0,915	0,939	0,927	0,889	0,885	0,887

#### 4.1.2.1 Traitement statistique

L'utilisation efficace des machines de forage dans les carrières dépend des conditions de travail. Dans notre travail de recherche nous avons essayé de trouver les paramètres statistiques caractérisant celles-ci en traitant les données se rapportant à chaque sondeuse. Nous avons pris comme valeurs de base les facteurs suivants :

- temps de forage,
- vitesse de forage,

Tous ces paramètres portent le caractère aléatoire, c'est pourquoi pour les évaluer nous avons utilisé les méthodes de la théorie des statistiques. <sup>[42]</sup>

La première étape consiste à systématiser les résultats pour l'obtention de la série variationnelle (Tableau 4.3). Ceci nous a permis de construire les histogrammes de distribution des variables aléatoires traitées (fig.4.1). Pour cela nous avons procédé à ce qu'on appelle un groupage en classe. Ceci consiste à diviser l'intervalle dans lequel varie la variable étudiée, puis à grouper ensemble les observations se trouvant dans la même classe et ainsi déterminer l'effectif de chaque classe.

Tableau 4.3 : Temps et la vitesse de forage effectué dans un trou.

$N^{\circ}$	$T_f; mn$	$V_f; m/mn$	$N^{\circ}$	$T_f; mn$	$V_f; m/mn$
01	28'30"	0,78	11	21'00"	1,07
02	26'30"	0,84	12	23'00"	0,97
03	23'30"	0,95	13	23'00"	0,97
04	23'30"	0,95	14	25'30"	0,88
05	24'30"	0,91	15	25'00"	0,90
06	23'00"	0,97	16	24'30"	0,91
07	21'30"	1,04	17	24'30"	0,91
08	26'00"	0,86	18	25'30"	0,88
09	24'00"	0,93	19	23'00"	0,97
10	23'00"	0,97			

La fréquence dans chaque classe est déterminée par :

$$f_i = \frac{n_i}{n \cdot \Delta l} \quad (4.18)$$

Où

- $n_i$  : Effectif de classe,
- $n$  : Nombre d'observations,
- $\Delta l$  : Intervalle de classe,

La deuxième étape consiste en la détermination des paramètres statistiques essentiels.

L'espérance mathématique est déterminée d'après la formule suivante:

$$m = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i \quad (4.19)$$

Où

$x_i$  : Valeur des paramètres étudiés.

Afin de caractériser dispersion de la variable aléatoire et montrer le groupement autour de l'espérance mathématique, on utilise la dispersion et l'écart-type :

$$D = \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - m)^2 \quad (4.20)$$

$$\sigma = \sqrt{D} \quad (4.21)$$

Pour notre cas, le calcul numérique nous a donné les résultats suivants :

$$m = 24,16 \text{ min}$$

$$\sigma = 1,78 \text{ min}$$

Pour les tâches pratiques, il est nécessaire de connaître la précision et la fiabilité qui déterminent l'intervalle de confiance. L'intervalle de confiance montre que la valeur exacte des paramètres est située dans l'intervalle aléatoire:

$$m_{inf} \leq m \leq m_{sup} \quad (4.22)$$

Dans le travail présenté nous avons considéré que le seuil de l'intervalle de confiance  $\alpha=0,1$  selon l'auteur [42].

( $P=1-\alpha$ ) : probabilité associée à l'intervalle de confiance.

Dans notre cas, le coefficient de student ( $t_{\alpha n}$ ) sera égale à :

$n^* = (n - 1) = (19 - 1) = 18$  degrés de liberté et suit la loi normale  $N(0,1)$ .

ou :

$n$  : nombre des essais  $n = 19$  essais.

D'après le tableau statistique  $t_{\alpha n} = 1.330$  (pour  $n^* = 18$  degrés de liberté).

Ecart caractérisant l'intervalle de confiance : " $E_{IC}$ "

$$E_{IC} = \frac{t_{\alpha n} \cdot \sigma}{\sqrt{n-1}} = \frac{1,330 \cdot 1,78}{\sqrt{19-1}} = 0,558 \text{ (min)} \quad (4.23)$$

Donc le temps de forage effectif dans un trou est :

$$T_f = 24,16 \pm 0,558 \text{ min}$$

Les résultats de traitement sont représentés dans le Tableau 4.4

Tableau 4.4 : Résultats de traitement

Classes (min).	$T_f$ (min).	Effectifs ( $n_i$ ).	$f_i = \frac{n_i}{n \times 1}$	$f(T_f) = \frac{1}{\sigma \cdot \sqrt{2\pi}} \cdot e^{-\left[\frac{(T_{fi}-m)^2}{2 \cdot \sigma^2}\right]}$
[20,5 ÷ 21,5 [	21	1	0,052	0,046
[21,5 ÷ 22,5 [	22	1	0,052	0,107
[22,5 ÷ 23,5 [	23	5	0,263	0,181
[23,5 ÷ 24,5 [	24	3	0,157	0,223
[24,5 ÷ 25,5 [	25	4	0,210	0,200
[25,5 ÷ 26,5 [	26	3	0,157	0,131
[26,5 ÷ 27,5 [	27	1	0,052	0,062
[27,5 ÷ 28,5 [	28	0	0	0,021
[28,5 ÷ 29,5 [	29	1	0,052	0,005
		n=19		

La troisième étape consiste à trouver les lois de distribution théoriques permettant de décrire les histogrammes élaborés. L'ordre de ce procédé s'explique en donnant comme exemple le traitement statistique de temps de forage effectif dans un trou.

La loi Normale de distribution est décrite par la formule :

$$f(T_f) = \frac{1}{\sigma \cdot \sqrt{2\pi}} \cdot e^{-\left[\frac{(T_{fi}-m)^2}{2 \cdot \sigma^2}\right]} \quad (4.24)$$

où

$m$  : Espérance mathématique (voir formule (4.19)),

$\sigma$  : Ecart-type (voir formule (4.21)).

Ayant construit sur le graphique portant l'histogramme de la série, les coordonnées des points  $T_{fi}$ ,  $f(T_f)$ , la courbe normale s'obtient en joignant ces points par une courbe régulière.

Ainsi l'équation de la courbe sera :

$$f(T_f) = 0,224 \cdot e^{-\left[\frac{(T_{fi}-24,16)^2}{6,336}\right]} \quad (4.25)$$

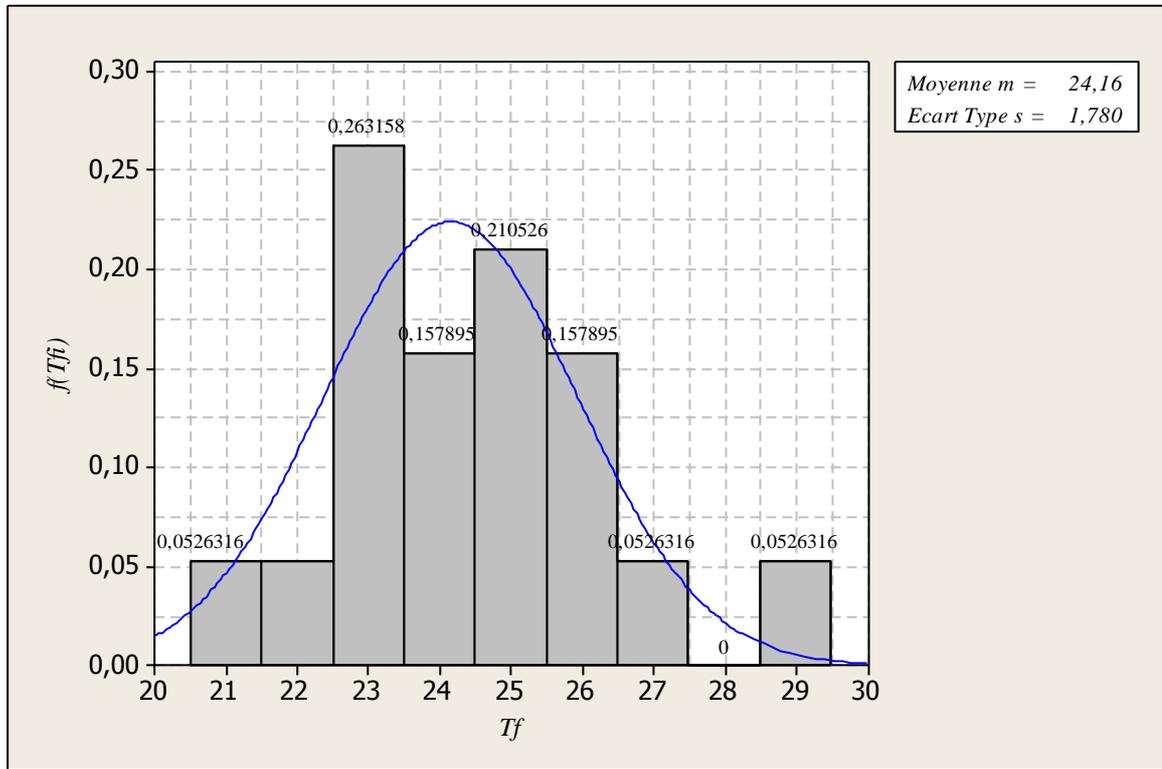


Fig. 4.1 a : Histogramme et loi de répartition de temps de forage

La courbe  $f(T_f)$  est représentée sur la (fig.4.1a), par l'histogramme de la série statistique et la courbe normale obtenue par le calcul précédent.

La courbe en cloche représentant la loi Normale qui a été ajustée aux données dépend de trois paramètres qui sont :

La moyenne, l'écart-type et l'effectif total de la série  $n$ .

Ainsi nous pouvons constater que la distribution de la productivité suit la loi Normale avec la fonction de répartition indiquée plus haut.

Le même traitement des données de la vitesse de forage ont été effectuées (fig.4.1 b).

La vitesse de forage effectif dans un trou est :

$$V_f = 0,9295 \pm 0,0212 \text{ m/min}$$

$$f(V_f) = 5,8719 \cdot e^{-\left[\frac{(V_{fi}-0,9295)^2}{0,00923}\right]}$$

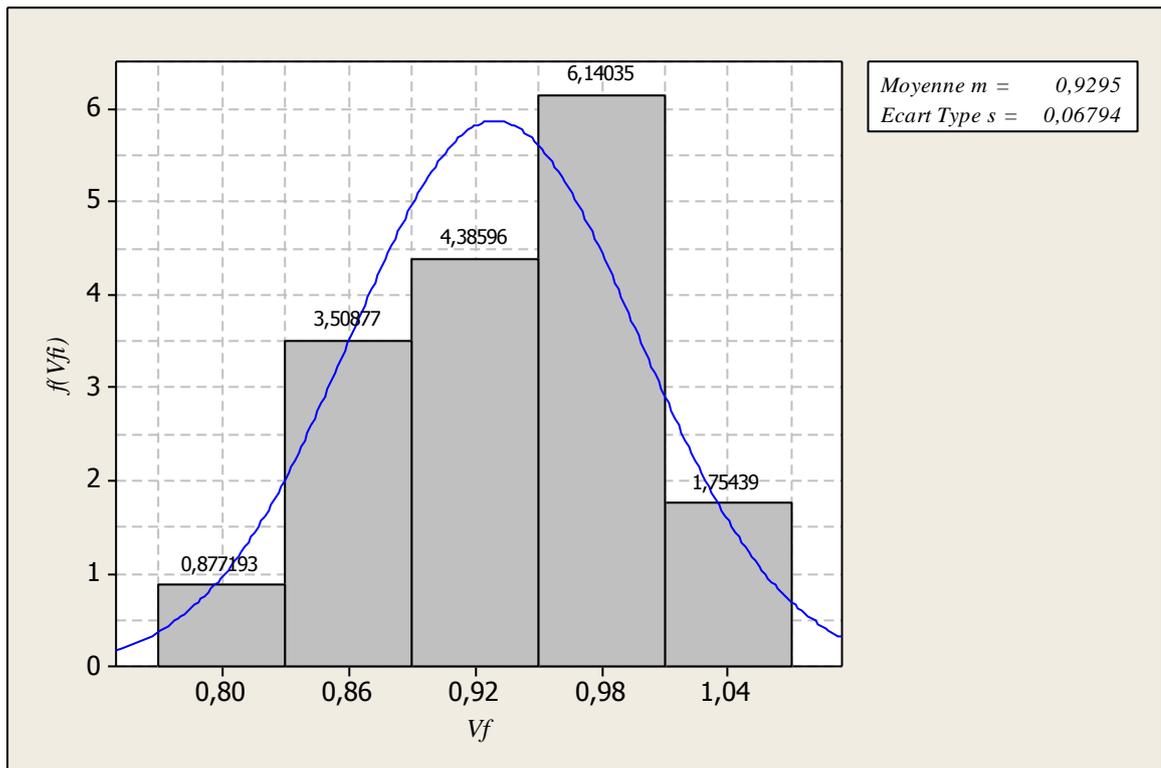


Fig.4.1b : Histogramme et loi de répartition de la vitesse de forage

Les résultats de calcul obtenus à l'aide des formules (4.3 ==> 4.16) sont indiqués dans le (Tableau 4.5).

Tableau 4.5 : Résultats des calculs des productivités

	V <sub>f</sub> m/min	K <sub>man</sub>	K <sub>al</sub>	K <sub>dep</sub>	K <sub>rem</sub>	K <sub>rep</sub>	K <sub>tech</sub>	Q <sub>tech</sub> m/h	K <sub>exp</sub>	Q <sub>exp</sub> m/h
Atlas-Copco(1).	0,927	0,898	0,831	0,910	1,0	1,0	0,706	39,267	0,513	28,533
Atlas-Copco(2).	0,887	0,873	0,807	0,940	1,0	0,960	0,647	34,433	0,402	21,394

A partir du tableau ci-dessus, nous remarquons que malgré l'imperfection technique relative à la sondeuse Atlas-Copco, ce qui est confirmé par les valeurs des coefficients (K<sub>man</sub>, K<sub>al</sub>, K<sub>dep</sub>, K<sub>rep</sub>, K<sub>tech</sub>), la sondeuse Atlas-Copco(1) assure une plus grande productivité technique que la sondeuse Atlas-Copco(2). Cela s'explique par la possibilité d'obtenir dans le premier cas une plus grande vitesse de forage, qui en même temps détermine une plus grande productivité d'exploitation. Tout cela est affirmé par les courbes de dépendance  $Q_{théo} = f(V_f)$ ,  $Q_{tech} = f(V_f)$ , et  $Q_{exp} = f(V_f)$  tracées en supposant qu'il est possible de changer la vitesse de forage (fig.4.2). Cela nous permet de conclure :

La productivité des sondeuses 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 des sondeuses,

L'augmentation de la vitesse de forage et l'amélioration de l'organisation du travail permettent la diminution du nombre des sondeuses utilisées et de perfectionner les indices technico-économiques des carrières.

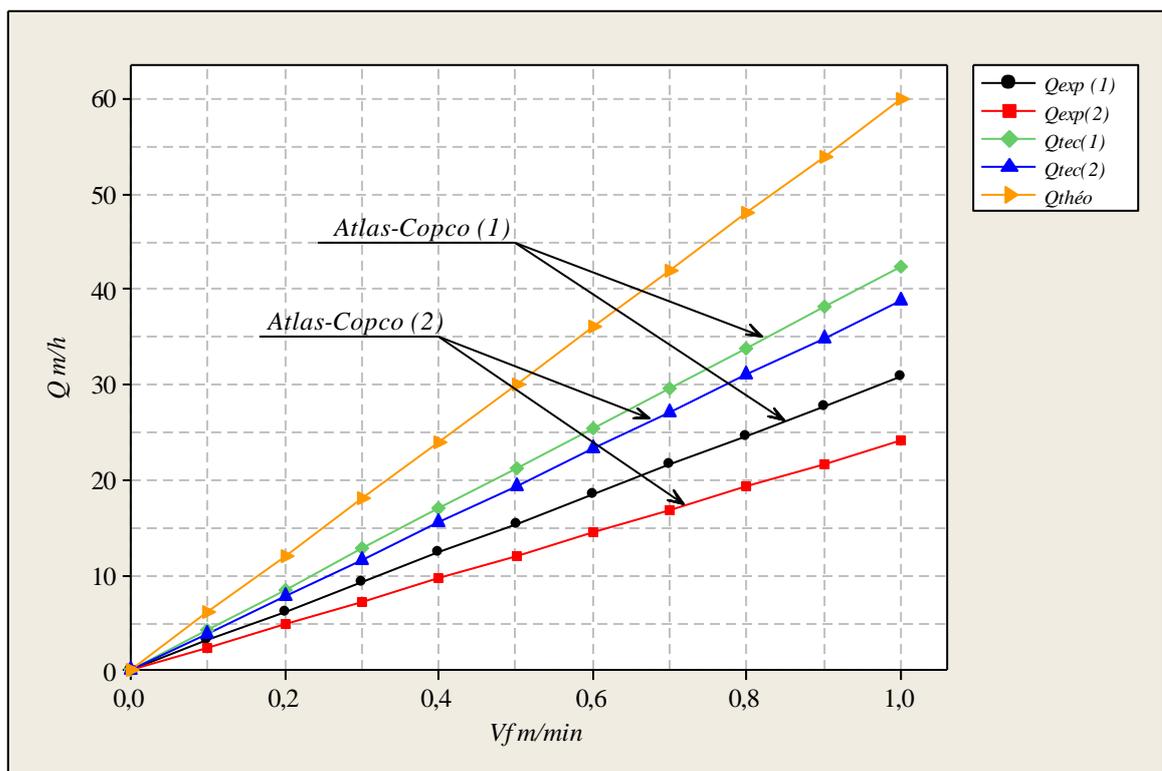


Fig.4.2 : Dépendance des productivités  $Q_{théo}$ ,  $Q_{tech}$ , et  $Q_{exp}$  en fonction de la vitesse de forage. Atlas-Copco (1) et Atlas-Copco (2).

## **4.2 Détermination des régimes de fonctionnement des machines de forage roto-percutantes**

### **4.2.1 Critères et modèles du choix des régimes rationnels de fonctionnement**

Il existe un point de vue commun sur la question du choix du type d'outils rationnels et les régimes de leur travail. Il consiste en la présence, pour chaque variété de la roche, d'un par type d'outil qui est capable de la détruire d'une manière efficace par le régime rationnel.

La diversité des roches, leur composition pétrographique différente, les propriétés mécaniques et d'autres nécessitent la résolution de ce problème pour les groupes des roches des propriétés variantes dans les limites assez étroites.

En ce qui concerne l'appréciation de l'efficacité du choix du type de l'outil et des régimes de fonctionnement, certains chercheurs <sup>[49]</sup> prennent en considération la vitesse mécanique du forage et le métrage planifié pour l'outil.

Les auteurs des recherches <sup>[19]</sup> concernant le travail des trépan à molettes dans les branches de l'industrie du forage (pétrolifère, minier et autre, recommandent deux indices de ce critère qui sont : la vitesse maximale de forage et le prix de revient d'un mètre du trou foré. Le critère du prix de revient d'un mètre du trou foré est le plus considéré. La pratique montre que la présence de deux critères provoque parfois le non résolution du problème.

La structure du prix de revient d'un mètre du trou foré se compose de deux parties ; dépenses dépendant du temps lié 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 tient compte du niveau technique des machines employées et de l'organisation du travail. Lors de la réalisation des travaux miniers, compte tenu du critère généralisé de l'efficacité de n'importe quelle méthode de forage, nous pouvons prendre le prix de revient d'un mètre cube de la masse rocheuse, qui dépend du prix de revient d'un mètre du trou foré et du rendement d'un mètre du trou ( $m^3/1m$ ).

Dans ce cas nous tenons compte de l'organisation des travaux, du tir, du diamètre de forage, des mailles de disposition des trous de mine et de la qualité de fragmentation de la roche abattue. Cela permet de recommander ce critère lors de la projection des travaux de tir et au cours du choix des machines à forer. Ce critère par exemple est utilisé par l'auteur [45]. S'il s'agit de l'exploitation des machines de forage 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 du trou foré.

Ce dernier est déterminé d'après la formule suivant. <sup>[7]</sup>

$$C = \frac{C_p}{Q_{exp}} + \frac{C_{ou}}{H}, \quad (4.26)$$

Où

$C_p$  : prix d'un poste de travail de la sondeuse, DA/poste

$Q_{exp}$ : productivité par poste de la sondeuse lors du forage dans les conditions déterminées avec la combinaison constante des paramètres de forage, (m/poste),

$C_{ou}$  : prix de l'outil, (DA),

$H$  : métrage des trous forés se rapportant à un outil ; (m).

D'ici découle que dans la formule (4.26),  $Q_{exp}$  et  $H$  sont les fonctions de la vitesse de forage  $V_F$  et par conséquent de la vitesse de rotation et de la force axiale appliquée. Le problème posé consiste à déterminer les valeurs des paramètres de réglage ou le prix de revient minimal d'un mètre du trou foré.

### **Modèle mathématique :**

Pour élaborer le modèle mathématique du prix de revient d'un mètre foré du trou de mine et déterminer sur cette base les régimes rationnels de forage, nous considérons la formule (4.26) et en substituant la formule (4.15) dans (4.26) nous aurons ;

$$C = \frac{C_p}{60 \times T \times V_f \times \frac{1}{\frac{1}{K_f} + \frac{T_{aux} + T_{org}}{L} \times V_f}} + \frac{C_{ou}}{H}, \quad (4.27)$$

Posons :

$$\alpha = 60 \times T, \quad \beta = \frac{1}{K_f}, \quad \gamma = \frac{T_{aux} + T_{org}}{L} \times V_f$$

Ce qui nous donne :

$$C = \frac{C_p(\beta + \gamma \times V_f)}{\alpha \times V_f} + \frac{C_{ou}}{H}, \quad (4.28)$$

Selon l'étude bibliographique nous n'avons pas établi l'influence des paramètres de réglage sur le métrage foré par un outil. Ceci lié aux particularités de l'outil de forage à pastilles

$$\frac{C_{ou}}{H} = const, \quad (4.29)$$

Des mêmes expériences, il convient de souligner que la vitesse de forage est une fonction à deux variables P et n.

Nous déterminons les valeurs extrémales de la fonction  $C = f(P,n)$  en appliquant les dépendances suivantes :

$$\frac{\partial C}{\partial P} = 0, \frac{\partial C}{\partial n} = 0. \quad (4.30)$$

Dans ce cas :

$$\frac{\partial C}{\partial P} = \frac{\frac{\partial \times C_p (\beta + \gamma \times V_f)}{\alpha \times V_f}}{\partial P} = \frac{C_p}{\alpha} \left( \frac{V_f \times \gamma \frac{\partial V_f}{\partial P} - \frac{\partial V_f}{\partial P} (\beta + \gamma \times V_f)}{V_f^2} \right) = 0, \quad (4.31)$$

$$\frac{\partial C}{\partial P} = \frac{C_p}{\alpha} \times \frac{(\gamma \times V_f - \beta - \gamma \times V_f) \times \frac{\partial V_f}{\partial P}}{V_f^2} = -\frac{\beta C_p}{\alpha V_f^2} \times \frac{\partial V_f}{\partial P} = 0,$$

D'où :

$$\frac{\partial C}{\partial P} = -\frac{\beta C_p}{\alpha V_f^2} \times \frac{\partial V_f}{\partial P} = 0, \quad (4.32)$$

Analogiquement nous avons :

$$\frac{\partial C}{\partial n} = -\frac{\beta C_p}{\alpha V_f^2} \times \frac{\partial V_f}{\partial n} = 0, \quad (4.33)$$

Après les transformations des formules (4.23) et (4.24), nous obtenons le système d'équation suivant :

$$\begin{cases} \frac{1}{V_f^2} \times \frac{V_f}{P} = 0 \\ \frac{1}{V_f^2} \times \frac{V_f}{n} = 0 \end{cases}, \quad (4.34)$$

Nous aurons le système d'équation suivant :

$$\begin{cases} \frac{1}{V_f \times P} = 0 \\ \frac{1}{V_f \times n} = 0 \end{cases} \quad (4.35)$$

L'analyse du système (4.35) montre que la fonction  $C = f(p,n)$  n'a pas de minimum et de maximum finals , c'est-à-dire augmente et diminue infiniment. Par contre si nous considérons cette fonction dans le domaine limité, celle-ci obtient ses valeurs minimales quand  $P = max$  et  $n = max$ .

Donc, afin d'obtenir le meilleur indice du prix de revient d'un mètre de trou foré pour nos conditions, nous recommandons de travailler avec la force axial appliquée et la vitesse de rotation de l'outil ayant leurs valeurs maximales.

La présence des déblais au fond du trou limite les valeurs maximales de ces paramètres (apparitions des vibrations et le coincement de l'outil). Donc la première réserve de l'amélioration des indices technico-économique consiste à perfectionner l'évacuation des déblais.

Le soufflage périodique du trou avec l'arrêt correspondant du perceur .ce procédé donne la possibilité de bien nettoyer le trou et par conséquent d'augmenter la vitesse de forage, mais les arrêts fréquents du perceur provoquent la diminution de la productivité d'exploitation.

## **Conclusion**

L'étude des formules de détermination des productivités des sondeuses a permis de choisir, pour les conditions des carrières celle qui prévoit l'utilisation de toutes les pertes de temps susceptibles d'être relevées durant le fonctionnement.

L'étude du travail des sondeuses Atlas-Copco au moyen du chronométrage permet de conclure qu'il est nécessaire d'améliorer l'organisation de travail et choisir les paramètres des régimes de travail déterminant la vitesse de forage.

Il est préférable d'utiliser le critère du prix de revient d'un mètre de trou foré pour déterminer les paramètres des régimes rationnels de fonctionnement dans les conditions des carrières de calcaire employant les moyens de forage définis.

Pour assurer le prix de revient minimal d'un mètre de trou foré, il faut travailler avec la force axiale appliquée et la vitesse de rotation les plus élevées en se limitant à l'apparition des vibrations de la sondeuse et au coincement de l'outil.

L'augmentation de la vitesse de forage jusqu'à sa valeur maximal déterminée par le mécanisme d'avancement est possible si nous employons en plus l'aspiration des déblais, cela améliorera en même temps les conditions de travail des ouvriers.

## **CONCLUSION GENERALE ET RECOMMANDATIONS**

Dans le présent travail de recherche, nous avons donné une nouvelle solution à un problème et pratique et actuel.

Cette nouvelle solution consiste en la détermination des régimes de fonctionnement des machines de forage roto-percutantes dans les conditions des carrières de calcaire.

Les recherches accomplies nous permettent de faire les conclusions et les recommandations suivantes :

Les observations directes, le chronométrage du travail des sondeuses ont permis de caractériser les conditions d'application des sondeuses roto-percutantes dans les carrières de calcaire.

La programmation des travaux de forage est mal faite, les pertes de temps à cause de l'organisation du travail s'évaluent à 35% de la durée d'un poste.

L'analyse des méthodes de détermination des productivités des sondeuses présente quelques inconvénients, pour remédier à cela nous recommandons une autre méthode qui spécifie mieux ce problème.

L'analyse des critères du choix de fonctionnement rationnel des sondeuses a aboutie à l'utilisation du critère du prix de revient minimal d'un mètre du trou foré.

Dans notre cas, pour assurer le prix de revient minimal d'un mètre du trou foré, il faut travailler avec la force axiale et la vitesse de rotation de l'outil les plus élevées en se limitant à l'apparition des vibrations de la sondeuse et au coincement de l'outil de forage.

L'augmentation de la vitesse de forage jusqu'à sa valeur maximale déterminée par le mécanisme d'avancement est possible si nous employons en plus l'aspiration des déblais, cela améliore en même temps les conditions de travail des ouvriers.

## ANNEXE

## ANNEXE 1

Essais Physico-mécaniques de la matière

N° Sondage	COUCHE 1			COUCHE 2			COUCHE 3		
	PV	HN	RC	PV	HN	RC	PV	HN	RC
A-2	-	-	-	-	-	-	2.697	0.089	110.161
A-3	2.693	0.183	170.70	2.683	0.331	59.83	2.686	0.303	79.091
A-4	-	-	-	2.682	0.289	81.976	2.692	0.222	81.786
A-5	-	-	-	2.679	0.18	122.35	2.666	0.317	59.508
A-6	2.683	0.159	122.35	2.670	0.242	68.925	2.683	0.199	114.875
A-7	2.651	0.231	89.34	2.634	0.272	59.865	2.681	0.325	89.84
B-2	-	-	-	2.678	0.338	82.30	2.694	0.177	80.88
B-4	2.688	0.264	125.98	2.677	0.356	83.15	2.691	0.225	111.15
B-5	2.677	0.149	108.14	2.659	0.839	98.220	2.702	0.196	86.209
B-6	2.672	0.321	115.11	2.674	0.411	25.28	2.684	0.235	97.43
B-7	2.662	0.269	112.58	2.661	0.095	74.54	2.614	0.465	57.435
C-2	2.636	0.274	72.805	2.669	0.540	57.49	2.698	0.162	129.125
C-3	2.642	0.348	99.855	2.666	0.422	98.745	2.680	0.384	50.73
C-6	2.681	0.317	135.49	2.666	0.546	100.87	2.678	0.265	46.075
C-7	2.691	0.213	101.15	2.670	0.442	78.185	2.666	0.360	104.31
D-2	2.691	0.176	113.96	2.699	0.151	121.41	2.701	0.063	98.03
D-3	2.633	0.239	84.493	2.683	0.250	57.816	2.710	0.053	73.879
D-4	2.702	0.092	112.02	2.663	0.453	40.602	2.704	0.072	86.94
D-5	2.698	0.094	108.40	2.700	0.09	90.947	2.692	0.148	62.496
D-6	2.693	0.188	122.84	2.677	0.227	89.60	2.684	0.209	92.103
E-2	2.680	0.241	90.519	2.684	0.159	64.87	2.704	0.115	124.85
E-4	2.678	0.209	132.05	2.697	0.222	35.95	-	-	-
E-6	2.682	0.225	87.09	2.676	0.342	66.76	2.689	0.163	79.78
F-2	2.699	0.179	100.46	2.668	0.300	89.16	2.688	0.334	94.78
Moyenne par couche	2.676	0.218	109.76	2.674	0.326	79.52	2.686	0.220	87.452

## ANNEXE 2

## Composition chimique de la couche C1

Variable	Sect	N	Min	Max	Moy	Sigma	V%
PF	I	45	20.88	43.00	40.22	3.84	9.45
	II	122	15.66	43.54	38.81	7.62	19.64
	I+II	167	15.66	43.54	39.13	6.85	17.51
SiO <sub>2</sub>	I	45	1.29	36.00	5.73	6.30	109.99
	II	122	0.73	48.51	7.08	10.63	150.18
	I+II	167	0.73	48.51	6.77	9.68	142.97
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	I	45	0.39	15.48	2.01	2.57	127.80
	II	122	0.36	17.29	2.97	4.76	160.45
	I+II	167	0.36	17.29	2.74	4.31	157.02
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	I	45	0.48	4.57	1.12	0.70	62.89
	II	122	0.36	9.82	1.46	1.82	124.21
	I+II	167	0.36	9.82	1.38	1.60	116.03
CaO	I	45	19.00	52.85	48.59	6.11	12.58
	II	122	8.20	54.02	49.09	10.91	23.17
	I+II	167	8.20	54.02	47.43	9.87	20.82
MgO	I	45	0.59	2.66	1.25	0.47	37.50
	II	122	0.36	2.61	1.14	0.48	42.21
	I+II	167	0.36	2.66	1.16	0.47	40.77
SO <sub>3</sub>	I	45	0.07	1.19	0.53	0.33	62.25
	II	122	0.07	3.84	0.82	0.90	109.50
	I+II	167	0.07	3.84	0.76	0.81	106.88
K <sub>2</sub> O	I	45	0.04	1.36	0.20	0.80	119.30
	II	122	0.02	2.24	0.30	0.51	169.02
	I+II	167	0.02	2.24	0.28	0.45	163.79
Na <sub>2</sub> O	I	45	0.00	0.20	0.11	0.08	69.67
	II	122	0.01	0.21	0.08	0.08	102.94
	I+II	167	0.00	0.21	0.08	0.08	93.56
Cl	I	45	0.009	0.055	0.019	0.010	54.23
	II	122	0.004	0.134	0.018	0.017	93.39
	I+II	167	0.004	0.134	0.018	0.015	84.09
CO <sub>3</sub>	I	45	32.92	96.30	88.99	10.94	12.29
	II	122	15.18	98.19	85.96	20.04	23.31
	I+II	167	15.18	98.19	86.66	18.11	20.90

## ANNEXE 3

## Compositions chimique de la couche C2

Variable	Sect	N	Min	Max	Moy	Sigma	V%
PF	I	83	27.69	41.13	38.54	3.23	8.38
	II	124	25.73	42.00	38.16	3.68	9.64
	I+II	207	25.73	42.00	38.31	3.50	9.14
SiO <sub>2</sub>	I	83	3.44	21.88	7.18	4.77	66.44
	II	124	2.21	25.48	7.60	5.1	67.28
	I+II	207	2.21	25.48	7.44	4.97	66.80
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	I	83	1.21	9.55	2.95	1.96	66.52
	II	124	0.67	11.32	3.17	2.19	69.10
	I+II	207	0.67	11.32	3.09	2.10	68.07
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	I	83	0.8	3.53	1.32	0.67	50.56
	II	124	0.73	4.18	1.40	0.76	54.56
	I+II	207	0.73	4.18	1.37	0.73	53.05
CaO	I	83	30.00	51.07	46.91	5.14	10.95
	II	124	25.22	52.17	46.49	5.59	12.02
	I+II	207	25.22	52.17	46.65	5.40	11.58
MgO	I	83	0.77	3.25	1.06	0.53	49.41
	II	124	0.68	4.04	1.12	0.59	52.62
	I+II	207	0.68	4.04	1.10	0.56	51.33
SO <sub>3</sub>	I	83	0.13	2.96	1.12	0.46	40.77
	II	124	0.11	3.15	1.13	0.51	44.96
	I+II	207	0.11	3.15	1.13	0.49	43.29
K <sub>2</sub> O	I	83	0.13	1.04	0.39	0.21	53.50
	II	124	0.09	1.26	0.42	0.23	55.13
	I+II	207	0.09	1.26	0.41	0.22	54.47
Na <sub>2</sub> O	I	83	0.00	0.21	0.12	0.07	57.01
	II	124	0.01	0.20	0.09	0.08	85.01
	I+II	207	0.00	0.2	0.10	0.08	73.01
Cl	I	83	0.004	0.330	0.017	0.036	204.79
	II	124	0.008	0.041	0.018	0.007	39.81
	I+II	207	0.004	0.330	0.018	0.023	132.58
CO <sub>3</sub>	I	83	59.61	92.51	85.62	8.27	9.66
	II	124	52.82	95.65	85.18	9.21	10.82
	I+II	207	52.82	95.65	85.35	8.83	10.34

## ANNEXE 4

## Composition chimique de la couche C3

Variable	Sect	N	Min	Max	Moy	Sigma	V%
PF	I	48	38.04	42.86	41.49	0.80	1.91
	II	56	37.96	42.40	41.59	0.70	1.69
	I+II	104	37.96	42.86	41.68	0.75	1.81
SiO <sub>2</sub>	I	48	1.44	6.83	2.89	1.03	35.81
	II	56	1.73	8.24	3.06	1.00	32.63
	I+II	104	1.44	8.24	2.98	1.02	34.06
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	I	48	0.65	2.62	1.29	0.38	29.25
	II	56	0.90	3.57	1.41	0.39	27.43
	I+II	104	0.65	3.57	1.36	0.39	28.46
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	I	48	0.60	1.44	0.80	0.13	16.57
	II	56	0.68	1.34	0.80	0.10	11.96
	I+II	104	0.60	1.44	0.80	0.11	14.19
CaO	I	48	47.67	53.50	51.60	1.11	2.14
	II	56	46.20	52.90	51.34	1.02	1.99
	I+II	104	46.20	53.50	51.46	1.07	2.07
MgO	I	48	0.52	1.04	0.81	0.12	14.64
	II	56	0.52	1.06	0.86	0.09	10.94
	I+II	104	0.52	1.06	0.66	0.11	13.12
SO <sub>3</sub>	I	48	0.06	1.68	0.37	0.28	75.43
	II	56	0.11	1.26	0.45	0.21	46.04
	I+II	104	0.06	1.68	0.41	0.25	59.29
K <sub>2</sub> O	I	48	0.07	0.39	0.15	0.06	39.60
	II	56	0.10	0.47	0.16	0.06	34.43
	I+II	104	0.07	0.47	0.16	0.06	36.77
Na <sub>2</sub> O	I	48	0.01	0.21	0.12	0.08	64.92
	II	56	0.01	0.21	0.09	0.08	95.97
	I+II	104	0.01	0.21	0.10	0.08	80.69
Cl	I	48	0.007	0.042	0.019	0.007	39.52
	II	56	0.010	0.041	0.018	0.008	41.21
	I+II	104	0.007	0.042	0.018	0.007	40.20
CO <sub>3</sub>	I	48	86.72	96.94	93.45	2.33	2.49
	II	56	84.20	95.76	93.10	1.94	2.09
	I+II	104	84.20	96.94	93.26	2.13	2.28

## ANNEXE 5

Tableau récapitulatif des paramètres de la méthode d'exploitation adopté dans la carrière de Chouf-Amar :

Paramètre	Désignation	Valeur	Unité
Hauteur du gradin.	$H_g$	20	m
Largeur d'enlèvement.	A	10,14	m
Largeur de plate-forme de travail.	$L_{pt}$	54,97	m
Largeur en dehors de l'enlèvement.	X	24,70	m
Largeur du prisme d'éboulement.	Z	4,13	m
largeur de la bande de transport.	$B_t$	13	m
Vitesse d'avancement du chantier.	$V_{ch}$	28,75	m/j
Angle du talus en activité.	$\alpha$	62	°
Angle du talus du gradin.	$\beta$	72	°

## ANNEXE 6

Tableau récapitulatif des paramètres de travaux de forage et de tir adopté dans la carrière de Chouf-Amar :

N°	Paramètres	Symboles	Valeurs	Unités
01	Hauteur de gradin	$H_g$	20	m
02	longueur d'excès de forage	$l_s$	1,65	m
03	longueur du bourrage	$L_b$	2,2	m
04	longueur du trou	L	22,67	m
05	capacité métrique du trou	P	9,06	kg/m
06	linge de moindre résistance au pied de gradin	W	5,07	m
07	distance entre 2 trous	a	5,07	m
08	Distance entre deux rangées	b	5,07	m
09	quantité d'explosif dans un trou	Q	159,37	kg/trou
10	longueur de la charge d'explosive	$L_{ch}$	20,47	m
11	volume du bloc	$V_{bl}$	29515,68	$m^3$
12	surface du bloc	$S_{bl}$	1475,78	$m^2$
13	longueur du bloc	$L_{bl}$	145,54	m
14	volume des roches abattues par trou	$V_{tr}$	514,09	$m^3$ /trou
15	nombre de trous dans un bloc	$N_{tr}$	57	trous
16	longueur totale des trous à forer dans un bloc	$\sum L$	1292,19	m
17	quantité d'explosif dans un bloc	$Q_t$	9084,1	Kg/bloc
18	volume des roches abattues par 1 mètre de trou	$V_{tr}^{(1m)}$	22,67	$m^3$ /m
19	Angle du talus du gradin	$\beta$	72	°

## ANNEXE 7

Caractéristiques techniques de la sondeuse existant dans la carrière de Chouf-Amar ATLAS-COPCO ROC L6

**Caractéristiques techniques :**

Poids : ..... 18480 kg

**Performances :**

Moteur diesel, ..... Caterpillar C10

Puissance à 2000 tr /min. .... 270 kW

Plage de température en fonctionnement : ..... -25° à + 50°

Vitesse maxi de déplacement : ..... 3.4km/h

Force de traction : ..... 110kN

**Inclinaisons permises- déplacement (dans la direction du) :**

Descente/montée, ..... maxi 20/20°

Latéralement, ..... maxi 20/20°

**Inclinaisons permises de l'engin pendant le forage :**

Longitudinalement maxi (montée/descente), ..... 20/20°

Latéralement, poutrelle de glissière verticale (gauche/droite) (maxi) ..... 20/14°

Portée maxi ..... 20/10°

Pression au sol, moyenne : ..... 0,238Mpa

Garde au sol : ..... 405mm

Pression hydraulique maxi : ..... 250bar

Oscillation des chenilles (avant/arrière) : ..... +/- 10°/8°

Niveau sonore (à l'intérieur de la cabine) : ..... 81,0 dB

Niveau sonore (à l'extérieur de la cabine)

Marche à vide (1500 tr/min) : ..... 112,7 dB (A)

Vitesse de rotation maxi (2100 tr/min) : ..... 117,5dB

Forage : ..... 121,4dB

Vibrations au siège de l'opérateur pendant le forage

(Valeur moyenne pondérée) ..... 0,22m/s<sup>2</sup>

**Système hydraulique :**

Refroidisseur d'huile hydraulique pour température ambiante maxi ..... +50°C

**Système pneumatique**

Compresseur : ..... XRV 9 compresseur

Pression maxi d'air ..... 25bar

Débit d'air libre à 25 bars ..... 295L/s

Pression de travail (COP 34) ..... 25 bars

Pression de travail (COP 44) ..... 25 bars

Pression de travail (COP 54) ..... 25 bars

**Dimensions de transport :**

Longueur : ..... 12700mm

Largeur : ..... 2490mm

Hauteur : ..... 3150mm

**Caractéristiques techniques du marteau de la sondeuse :**

Mode de forage .....	fond de trou
Type de marteau .....	Roto percussion
Energie d'une percussion .....	air
Nombre de coups par minute .....	1800 coups/mn
Diamètre du tillant .....	(110 ÷ 125) mm
Coefficient de dureté .....	3 ÷ 20
Vitesse de rotation .....	25 ÷ 80 tr/mn
Force de poussée .....	10 kN

## REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

- [1]. Alimov. O., et Krapivin M., Outil minier. Edition NEDRA. Moscou 1979.
- [2]. Alpan, H. S., 1951-1952, "Factors Affecting the Speed of Penetration of Bits in Electric Rotary Drilling," Trans. Institution of Mining Engineers, Vol. 111, Part 2, p. 374.
- [3]. Anon., 1975, Technical Newsletter, Jarvis Clark Co. Ltd., Oct. 6.
- [4]. Atkinson, T. Confidential Report to World Wide Shipping Corporation PLC 1983.
- [5]. Atkinson, T. & Cassapi, V B. The prediction and reduction of abrasive wear in mining excavation machinery. Int Conf on Tribology in mineral extraction IMECHE Sept 1984. Nottingham.
- [6]. Bailey, J. J., and Dean, R. C, Jr., 1967, "Rock Mechanics and the Evolution of Improved Rock Cutting Methods," Proceedings, 8th Symposium on Rock Mechanics, AIME, New York, pp. 396-409.
- [7]. Baron L., et Kouznitsov. L. Appareils et moyens de contrôles des processus de forage. Edition NEDRA, Moscou 1989.
- [8]. Bauer, A. and Calder, P. N., 1966, "Drilling in Open Pit Iron Mines," American Mining Congress, Sept.
- [9]. Bauer, A. and Calder, P. N., 1967, "Open Pit Drilling Factors Influencing Drilling Rates," Fourth Canadian Symposium on Rock Mechanics, Ottawa, Mar.
- [10]. Bullock, R. L., 1974, "Industry-Wide Trends Toward All-Hydraulically Powered Rock-Drills," Mining Congress\* Journal, Vol. 60, No. 10, Oct., pp. 54-65.
- [11]. Bullock, R. L., 1976, "An Update of Hydraulic Drilling Performance," 3<sup>rd</sup> Proceedings, Rapid Excavation and Tunneling Conference, AIME, New York, pp. 627-648.
- [12]. Burr, B. H., and Marshek, K. M., 1982, "An Equation for the Abrasive Wear of Elastomeric O-Ring Materials," Wear, Vol. 81, pp. 347-356.
- [13]. Calaman, J. J. and Rolseth, H. C, 1968, "Jet Piercing," Surface Mining, E. P. Pfeider, éd., AIME, New York, pp. 325-337.
- [14]. Calaman, J. J., and Rolseth, H. C., 1968, "Jet Piercing," Chapter 6.4, Surface Mining, E. P. Pfeider, ed., AIME, New York, pp. 325-337.
- [15]. Cambefort H., Eyrolles, 1955, sondages et forages

- [16]. Capp, F. M., 1962, "Factors in Rotary Drill Evaluation," Mining Congress Journal, Vol. 48, No. 12, Dec., pp. 20-23.
- [17]. Cassapi, V.B. Application of rock hardness and abrasive Indexing to rock excavation equipment selection. PHD Thesis University of Nottingham, Oct 1997.
- [18]. Cheatham, J. B., Jr., and Gnirk, P. F., 1967, "The Mechanics of Rock Failure Associated with Drilling at Depth," Proceedings, 8th Symposium on Rock Mechanics, AIME, New York, pp. 410-439.
- [19]. Cheiretov .K. Machines minières (1<sup>er</sup> partie). Edition TECHNIKA, Sofia 1987.
- [20]. Clark, G. B., 1971, "Rock Disintegration-the Key to Mining Progress," Mining Engineering, Vol. 23, No. 3, Mar., pp. 47-51.
- [21]. Clark, G. B., 1982a, "Principles of Rock Drilling and Bit Wear. Part 1," Quarterly Colorado School of Mines, Vol. 77, No. 1, Jan., 118 pp.
- [22]. Clark, G. B., 1982b, "Principles of Rock Drilling and Bit Wear.Part 2," Quarterly Colorado School of Mines, Vol. 77, No. 2, Apr., 42pp.
- [23]. cours de l'école des mines de Douai (2010) Le forage des roches
- [24]. Czichos, H., 1978, Tribology—A Systems Approach to the Science and Technology of Friction, Lubrication and Wear, Elsevier Scientific Publishing, Amsterdam, pp. 103-130.
- [25]. Engel, P. A., 1976, Impact Wear of Materials, Elsevier Scientific Publishing, Amsterdam, 339 pp.
- [26]. Fairhurst, C., and Lacabanne, W. D., 1957, "Hard Rock Drilling Techniques," Mine & Quarry Engineering, Vol. 23, Apr., p. 157; May, p. 194.
- [27]. Fish, B. G., 1961, "The Basic Variables in Rotary Drilling," Mine & Quarry Engineering, Vol. 27, Jan.-Feb., pp. 29-34, 74-81.
- [28]. Goodrich, R. H., 1957, "High-Pressure Rotary Drilling Machines," Bulletin Missouri School of Mines, Technical Series, Vol. 94, pp. 25-45.
- [29]. Hartman, H. L., 1959, "Basic Studies of Percussion Drilling," Trans. AIME, Vol. 214, pp. 68-75.
- [30]. Hartman H. L., 1966, "The Effectiveness of Indexing in Percussion and Rotary Drilling," International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, Vol. 3, pp. 265-278.

- [31]. Héraud H., Leblond J-J., Souchet C., Veronneau J-Y., Bellerepayre J-M., 1994, Minage. Intérêts technique et économique d'une foration de qualité en carrière. Bulletin des laboratoires des ponts et chaussées n°215, pp 33-39.
- [32]. Hustrulid W. A., and Fairhurst C., 1972, "A Theoretical and Experimental Study of the Percussive Drilling of Rock," International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, Vol. 9, pp. 431-449.
- [33]. I. Bouiny, N. Trebougov. Sondeuses, Technologie et économie du forage à molettes Edition NEDRA, Moscou 1975.
- [34]. Inett, E. W., 1956, "A Study of Drill Bit Wear in Percussive Drilling," Mine & Quarry Engineering, Vol. 22, July, pp. 275-280.
- [35]. K. Cheiretov, A. Kinov, B. Vassilien. Manuel de projection des machines minières Edition TECHNIKA, Sofia 1980.
- [36]. Larsen-Basse, J., 1973, "Wear of Hard Metals in Rock Drilling: A Survey of the Literature," Powder Metallurgy, Vol. 16, pp. 1-32.
- [37]. Marta, F. Riihioja, K et Chitombo, G. 2005, forage des matériaux composites de carbone en utilisant un coup de foret. Partie I: en cinq étapes la représentation de forage et les facteurs affectant la force maximale et le couple. pp.70 – 75.
- [38]. Maurer, W.C. 1967, "The State of Rock Mechanics Knowledge in Drilling," Proceedings, 8<sup>th</sup> Symposium on Rock Mechanics, AIME, New York, p. 355.
- [39]. Maurer, W.C., 1962, "The 'Perfect-Cleaning' Theory of Rotary Drilling," Journal of Petroleum Technology, Vol. 14, No. 11, Nov., pp. 1270-1274.
- [40]. Mendeli. E., et Krassavine. L. G., Machines minières et complexes Edition NEDRA, Moscou 1975,
- [41]. Montgomery, R. S., 1968, "The Mechanism of Percussion Wear of Tungsten-Carbide Composites," Wear, Vol. 12, pp. 309-329.
- [42]. Murray R. S. Probabilité et statistique. Paris 1985.
- [43]. Nishimatsu, Y., 1972, "The Mechanics of Rock Cutting," International Journal of rock Mechanics & Mining Sciences, Vol. 9, pp. 261-270.
- [44]. Onederra, I., 2001, Développement d'un modèle empirique pour la fragmentation anneau souterrain dynamitage applications confidentielles AMIRA / JKMRC P447 rapport de projet BART, août.

- [45]. Ouadi, M., I. Assenov. Machines de forage (1<sup>er</sup> partie). OPU, Alger 1990.
- [46]. Paone, J., Madson, D., and Bruce, W. E., 1969, "Drillability Studies-Laboratory Percussive Drilling," Report of Investigation, US Bureau of Mines 7300, 22 pp.
- [47]. Petrouchkine et Dalia., 1986, Revue scientifique n°3 INSTITUT Mines et Métallurgie.
- [48]. Pfeleider, E. P., and Lacabanne, W. D., 1961, "Higher Air Pressures for Down-the-Hole Percussive Drilling," Mine & Quarry Engineering, Vol. 27, Oct.-Nov., pp. 464-468, 49-501.
- [49]. Poderni.R., Chraïner.B. Machines minières et complexes automatisés pour Tes carrières. Edition NEDRA, Moscou 1979.
- [50]. Rabinder G., Kirpitchenov-kik V, Equipement minier et de forage Edition NEDRA, Moscou 1983.
- [51]. Raymond R. 1998, a drilling for water, a practical Manuel; Edition Avebury/Cranfield University Ray.
- [52]. Rowlands, D. 1974, "Diamond Drilling with Soluble Oils," Trans. Institution of Mining & Metallurgy, Vol. 83, Series A, pp. 127-132.
- [53]. Roxborough, F. F., and Rispin, A., 1972, The Mechanical Cutting Characteristics of the Lower Chalk Report, Transport and Road Research Laboratory, university of Newcastle Upon Tyne, pp.163-186.
- [54]. Simon, R. 1956, "Theory of Rock Drilling," Proceeding, 6<sup>th</sup> Annual Drilling Symposium, University of Minnesota, Minneapolis, Oct., pp. 1-14.
- [55]. Tandanand, S. 1973, "principles of Drilling," Sec. 11.3, SME Mining Engineering Handbook, AIME, New York, Vol. 1, pp. 11-5 to 11-24.
- [56]. Teale, R., 1965, "The Concept of Specific Energy in Rock Drilling," International Journal of rock Mechanics & Mining Sciences, Vol. 2, pp. 57-73.
- [57]. Tsoutrelis, C. E., 1969, "Determination of the Compressive Strength of Rock in Situ or in Test Blocks Using a Diamond Drill," International journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, Vol. 6, pp. 311-321.
- [58]. V.Rjeveski, Processus des travaux miniers à ciel ouvert. NEDRA, Moscou 1978.
- [59]. Wells, E. J., 1950, "Penetration Speed References for the Drillability of Rocks," Proceedings, Australian Institute of Mining & Metallurgy, Vol. 158-159, Sept.-Dec., pp. 453-464.

## ***REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES***

---

- [60]. White C.G., 1969. A rock Drillability index, Colorado School of Mines Quarterly, 66/2.
- [61]. Dahl F (2003): DRI, BWI, CLI Standards. NTNU, Angleggsdrift, Trondheim.
- [62]. Sievers J (1950): The determination of the series resistance of rocks.(in Germany).Glückauf. 37/38: 776-784.
- [63]. Altindag R (2010): Assessment of some brittleness indexes in rock drilling efficiency. Rock Mech. Rock Eng., 43: 361-370.
- [64]. Spaun, G. and Thuro, K. (1994): Untersuchungen zur Bohrbarkeit und Zähigkeit des Innsbrucker Quarzphyllits. - Felsbau, 12, 2, 111-122.