



MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE

Ecole Nationale Polytechnique d'Alger
Département de Génie Minier
Cimenterie de LAFARGE M'Sila
MEMOIRE DE MASTER

Présenté par

HERAIZ Hocine

Thème

Influence des discontinuités sur l'abattage des
roches à l'explosif (Carrière de Chauff-Ammar)

Soutenue le 25 Juin 2015 à l'ENP
Membres du jury d'examen

Présidente
Examineur
Promoteur

S.BENTAALLA-KACED
R.GACEM
S.BERDOUDI

M.A.A. à l'ENP
M.A.A à l'ENP
M.C.B à l'ENP

ENP 2015

Je profite de cette occasion pour dédier ce modeste travail :
À celle qui m'est chère et qui m'a appris beaucoup...Ma mère ;
À celui qui m'a appris comment affronter la vie en souriant...Mon père ;
À Mes sœurs et frères ;
À toute ma famille et mes proches ;
À tous mes amis chacun par son nom ;
À tous ceux qui m'ont aidé de près ou de loin.

HERAIZ Hocine

Remerciements

Avant tout, nous remercions ALLAH tout puissant de nous avoir donné la volonté et le courage de mener à bien ce travail.

Nous tenons à remercier en premier lieu notre promoteur **Mr. S.BERDOUDI** pour la confiance qu'il a placé en nous, pour sa permanente disponibilité, son investissement et ses précieux conseils qui nous ont guidés dans l'élaboration de ce travail.

Nous remercions également tout les personnels de la cimenterie de M'sila en particulier ceux de la carrière surtout : **M. AFOUFOU & F. BAALI**.

Nous adressons également nos remerciements à tous les membres du jury **Mr. R.GACEM & Mm. S.BENTALAA** qui ont pris le soin de consulter notre document, et de juger notre travail.

Nous adressons également nos remerciements à tous les enseignants qui ont participé à notre formation et l'aide qu'ils nous ont fournie pendant la période d'étude.

ملخص

الموضوع . تأثير التشققات على عملية تكسير الصخور بالمتفجرات الهدف من هذا العمل هو تقديم دراسة مفصلة عن التشققات سواء الطبيعية منها او الناتجة عن التكسير على مستوى محجرة شوف العمار وتأثيرها على عملية تكسير الصخور باستعمال المتفجرات واعطاء مثال مفصل عن احصاء كمية الاستهلاك المحددة وبعد هذه الدراسة تمكننا من تقديم حلول من شأنها معالجة تأثير التشققات والمتمثلة اساسا في ان يكون الحفر من قبل و / او وراء التكسير.

الكلمات المفتاحية: تشقق، تكسير، متفجرات، صخرة

Résumé

L'objet : Influence des discontinuités sur l'abattage des roches à l'explosif.

L'objectif de ce travail est de fournir une étude détaillée sur les discontinuités, qu'il soit naturel ou causé par les travaux d'abattages en carrière Chauff- Ammar et leur Influence sur l'abattage des roches à l'explosif et de donner un exemple détaillé sur le calcul de consommation spécifique et après cette étude nous avons pu proposer des solutions qui devraient contribuer activement à améliorer la qualité de la fragmentation qui consiste essentiellement à La foration doit être réalisé en avant et/ou en arrière de la fissuration.

Mots clés : fissures, fragmentation, explosif, roche

Abstract

The object : Influence of discontinuities on the slaughter of rocks with explosives

The objective of this work is to provide a detailed study of the discontinuities, whether natural or caused by fragmentation in open-pit of Chauff- Ammar and their Influence on the fragmentation of rocks with explosives and give a detailed example on the calculation of specific consumption and after this study we were able to offer solutions that should actively contribute to improving the quality of the fragmentation that basically involves the drilling should be carried forward and / or backward cracking .

Key words : cracks, fragmentation, explosives, rock.

Table des matières

Table des matières	iv
Table des figures	vii
Liste des tableaux	viii
Introduction GENERALE	ix
I PARTIE GEOLOGIQUE	1
I.1 historique	1
I.2 La situation géographique et administrative du périmètre d'étude	2
I.3 Climat de la région	3
I.4 Situation, morphologie et infrastructure du gisement	3
I.5 Litho stratigraphie du Site	5
I.6 Structure et tectonique du gisement	6
I.7 Hydrogéologie	10
I.8 Caractéristiques qualitatives de la matière	10
I.8.1 Essais physico-mécaniques	10
I.8.2 Analyses chimiques	10
I.8.2.1 Compositions chimique moyenne par couche :	11
I.9 Calcul des réserves	11
I.9.1 Réserves nécessaires	11
I.9.2 Méthodes et paramètres de calcul des réserves	12
I.9.2.1 Méthode des Blocs	12
I.9.2.2 Méthode des Couches :	12
I.9.2.3 Méthode des coupes géologies parallèles	13
I.9.3 Production annuelle 2003/2013	14
I.9.3.1 Réserves disponibles fin 2013	14
I.10 conclusion	15

Nomenclature	1
II Influence des discontinuités sur l'abattage des roches à l'explosif	16
II.1 Introduction	16
II.2 Caractéristiques géométriques des discontinuités	17
II.2.1 L'orientation	17
II.2.1.1 Le pendage	17
II.2.1.2 La direction et l'azimut	17
II.2.2 L'extension	18
II.2.3 L'espacement	18
II.2.4 La rugosité	18
II.3 Classification des discontinuités	20
II.3.1 Les discontinuités planes	20
II.3.2 Les discontinuités rugueuses	20
II.4 Méthode de mesure des discontinuités	20
II.4.1 Rock qualité désignation index (RQD)	21
II.4.2 Indice de carottage (core index)	21
II.5 analyse de l'état actuel de la carrière de calcaire de Chauff-Ammar	22
II.5.1 Fissuration naturelle	23
II.5.2 Fissuration engendrée par le tir	23
II.5.3 Mauvaise utilisation de l'explosif	24
II.6 Effets des discontinuités sur les travaux d'extraction	24
II.6.1 Effet des discontinuités sur la foration	25
II.6.2 Effets des discontinuités sur les travaux d'abattage	26
II.7 Analyse du problème des discontinuités	26
II.7.1 Présentation de la méthode d'ASHBY pour la détermination de la consommation spécifique d'explosif	26
II.7.1.1 Consommation spécifique d'explosif	27
II.7.2 détermination des paramètres de la méthode d'ASHBY	27
II.7.2.1 Propriétés mécanique des fissures	27
II.7.2.2 Résistance au cisaillement des discontinuités	28
II.7.2.3 Théorie de Patton pour la détermination de l'angle de ru- gosité (i)	31
II.7.3 Détermination de la consommation spécifique par la méthode de Rjevesky	34
II.7.4 .Discussion des résultats	39
II.7.4.1 Méthode d'ASHBY	39

II.7.4.2	Méthode Rjevsky	39
II.8	Les solutions proposées	40
	Conclusion GENERALE	41
	References	42

Table des figures

I.1	situation de gisement de Couf-Amar	3
I.2	Plan de situation de gisement de Chouf-Amar[1]	5
I.3	Carte structurale de gisement de Chouf-Amar.[1]	7
I.4	. Gisement de Chouf Amar, Coupes Nord-Sud	8
I.5	Gisement de Chouf Amar, coupes Ouest-Est	9
II.1	orientation d'une discontinuité [2]	17
II.2	Espacement des discontinuités d'une famille.[2]	19
II.3	Description d'un carottage	22
II.4	Effet des discontinuités moyennes sur (a) la facilite de tir et (b) la vitesse de pénétration	25
II.5	Relation empirique entre la consommation et la fréquence de fracture et la résistance de cisaillement développée dans la mine de Bougainville par (ASHBY)	27
II.6	Essai direct de cisaillement d'une discontinuité	29
II.7	Relation entre la contrainte au cisaillement (τ) et la contrainte normale σ_n .	30
II.8	Schéma d'un essai de cisaillement sur un plan incline	31
II.9	Observation de Patton des traces de surfaces d'arrachement dans les pentes instables de calcaire	32
II.10	Expérience de Patton sur les projections régulières de cisaillement	32
II.11	Graphe de mohr des contraintes.	33
II.12	Représentation graphique des résultats de l'équation d'ASHBY	34
II.13	Consommation spécifique en fonction du degré de fissuration par la méthode Rjevsky	39

Liste des tableaux

I.1	coordonnées géographiques de wilaya de M'sila.	2
I.2	Coordonnées U.T.M de gisement de Chouf Amar	4
I.3	Compositions chimiques moyenne par couche	11
I.4	calcul des réserves par la méthode des blocs	12
I.5	calcul des réserves par la méthode des couches	12
I.6	calcul des réserves par la méthode des coupes	14
I.7	production annuelle 2003/2013	14
II.1	Classification des roches en fonction d'espacement entre les discontinuités selon AFTES	19
II.2	classification de la roche par RQD	21
II.3	classification de la roche en fonction d'indice de carottage	22
II.4	Résultats de calcule par méthode d'ASHBY	34
II.5	Classification des roches d'après leurs tirabilités	36
II.6	Les valeurs de coefficient Kc en fonction du diamètre du trou	37
II.7	Valeurs calculées de la consommation spécifique par la méthode Rjevsky	38
II.8	Les fissurations au massif rocheux et les solutions possibles	40

Introduction

Il est établi que la qualité de préparation des roches à l'extraction a une influence sur les indices techniques et économiques des processus technologiques miniers postérieurs.

Comme problème concret rencontré, lors de l'abattage des roches à l'explosif, celui provient de la mauvaise maîtrise du degré de la fragmentation. Ce phénomène est surtout caractérisé par le sortie des blocs hors gabarits en proportions atteignant parfois des valeurs inadmissibles, résultats généralement d'une mauvaise utilisation d'explosifs, mais dû aussi à l'anisotropie des propriétés des roches.

La résolution d'un tel problème renvoi souvent à revoir les paramètres du tir tout en prenant en considération les facteurs liés à la roche et provoquant les mauvais résultats de tir. En premier lieu ; nous citons la fissuration du massif rocheux qui a une grande influence sur la qualité du travail exécuté par l'explosif.

Dans notre travail ; nous allons essayer d'étudier, d'analyser les facteurs cités ci-dessus et proposer à la fin une solution au problème des mauvais résultats de tir.

Chapitre I

PARTIE GEOLOGIQUE

I.1 historique

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 adoptée 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 Daal, wilaya de M'sila, LAFARGE en confiant l'étude impacts 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.

I.2 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 Arréridj au nord, Batna à l'est, Biskra au sud-est, Djelfa et Médéa à l'ouest et dont les coordonnées sont montrées dans le tableau N°1.[1]

TABLE I.1 – coordonnées géographiques de wilaya de M'sila.

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

S'étendant sur une superficie de 20 000 km^2 , 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 Delàa, lieu d'implantation du projet, est une daïra relevant de la wilaya de M'sila, située aux confins nord e 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.

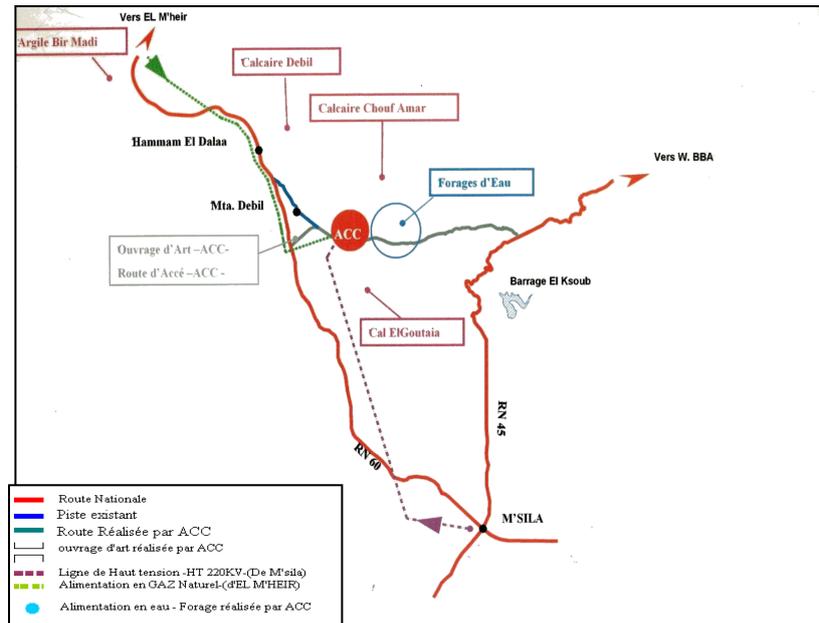


FIGURE I.1 – situation de gisement de Couf-Amar

I.3 Climat de la région

La région est soumise à un climat aride et rude avec des hivers très froids, des périodes de gel et des étés très chauds, parfois avec des tempêtes de vents de sables très desséchants. Les températures dépassent fréquemment 45°C, particulièrement en juillet qui comporte des maximums de 50°C, les écarts thermiques sont de l'ordre de 36°C.[1]

I.4 Situation, morphologie et infrastructure du gisement

Il est situé à 08 km au sud-est de Hammam Dalaa, au lieu-dit Chouf Amar, soit à 2.5 km de la route, asphaltée en partie, menant vers la localité d'El Euch (BBA). Il est circonscrit dans un protéiforme de 12 points dont les coordonnées UTM, d'après la feuille n° 140 et 141 au 1/50.000, sont les suivantes :

TABLE I.2 – Coordonnées U.T.M de gisement de Chouf Amar

N° de point	X.	Y.	N° de point	X.	Y.
1	632 500	3 973 200	8	631 500	3 973 500
2	623500	3 973 100	9	631 900	3 973 500
3	631300	3 973 100	10	6319 00	3 973 400
4	631 300	3 973 800	11	632 100	3 973 400
5	631 200	3 973 800	12	632 100	3 973 300
6	631 200	3 973 600	13	632 300	3 973 300
7	631 500	3 973 600	14	632 300	3 973 200

Morphologiquement, le gisement de calcaire de Chouf Amar fait partie d'un vaste massif étiré dans une direction longitudinale sur plus de 150 km. Localement, il se présente sous forme de deux compartiments monoclinaux bien distincts, d'une dénivelée moyenne de 250m, étirés dans une direction SNE-NSW (N 75°) sous un angle de pendage de 10 à 15° vers le SSE (N 170°) séparés par un talweg relativement profond et délimités par deux butes qui en constituent le limite méridionale.

Il couvre une superficie de 260 ha cernée de corniches bien visibles dans le paysage et recouverte en grande partie par une nappe alfatière parsemée de quelques conifères, vestiges d'un foret autrefois certainement plus dense qu'elle ne l'est à l'heure actuelle.

Administrativement, le gisement de Chouf Amar, de par sa situation géographique à cheval sur la limite territoriale de deux wilaya, relève des communes de Hammam Dalaa (M'sila) pour sa partie Ouest et d'El-Euch (Bordj Bou Arreridj) pour sa partie Est. Fig. I.2.

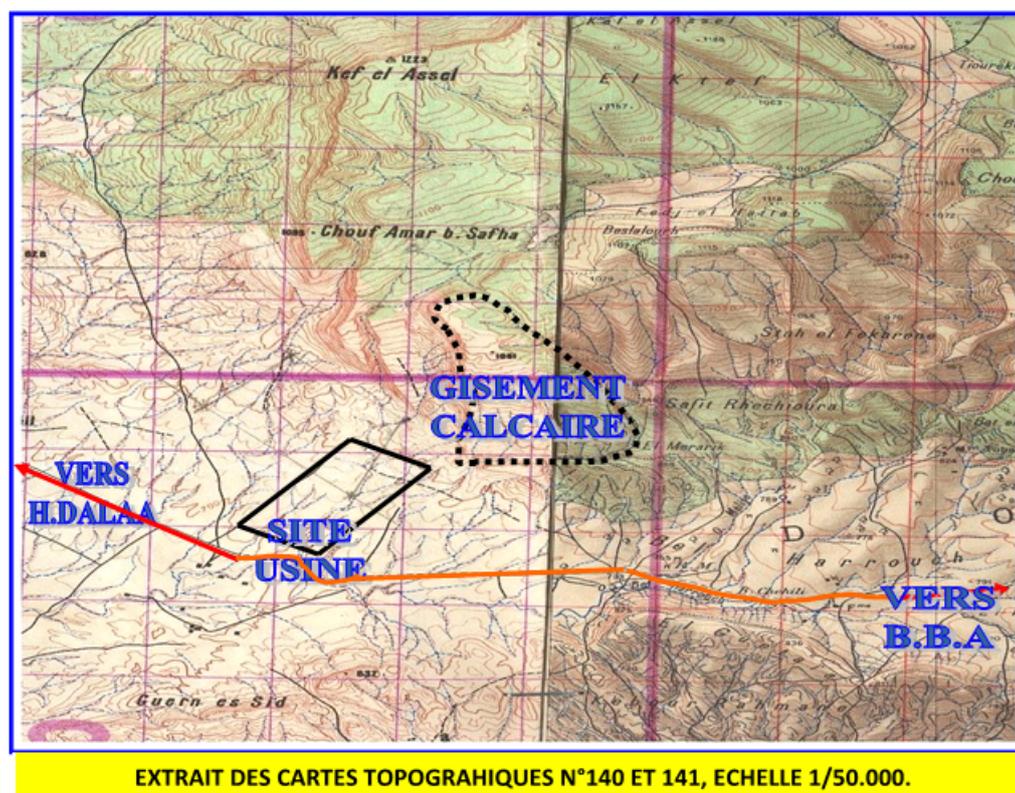


FIGURE I.2 – Plan de situation de gisement de Chouf-Amar[1]

I.5 Litho stratigraphie du Site

Les affleurements participant 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, au crétacé supérieur plus précisément à l'emschérien. Celui-ci comprend trois termes principaux cumulant 200m d'épaisseur et qui se superposent selon la chronologie suivante :

A la base, juste au-dessus des calcaires dolomitiques du turonien, repose une assise essentiellement marneuse d'une épaisseur de 70m environ, constituée de marnes grisâtres avec des intercalations de marno- calcaires gris et noduleux, de calcaires gris souvent marneux. et de lumachelles d'huîtres.

Ce terme, daté du coniacien inférieur d'après son contenu faunistique, est surmonté sur une puissance variant de 60 à 80 m par une formation constituée de calcaires gris sombre, bleuâtres et blanchâtres, bioclastiques, en bancs bien lités ou massifs, compacts, localement parcourus de fissures tapissées de matière organique pigmentée de pyrite avec intercalations de minces niveaux de marnes grisâtres localement verdâtres ou blanchâtres.

Au-dessus de cette formation essentiellement calcaire, qui pourrait être attribuée à la majeure partie du coniacien supérieur et constituant l'assise utile du gisement de Chouf Amar, repose une série marno-calcaire de 100 d'épaisseur. Elle comprend une alternance régulière, généralement en bancs peu puissants de marnes grisâtres, marno-calcaires gris et noduleux, calcaires marneux organogènes, calcaires organogènes spathiques parfois micro-conglomératiques ou oolithiques et de lumachelles à huîtres.

Dans cette alternance cantonnée à la lisière sud du gisement et correspondant probablement au coniacien terminal, il a été impossible de différencier la santouline du coniacien.[1]

I.6 Structure et tectonique du gisement

Le gisement de calcaires de Chouf Amar est localisé dans la terminaison périclinale occidentale, fortement perturbée de l'anticlinorium des monts du Honda plus précisément à la limite orientale du petit bassin d'effondrement de Doukkara engendré lors de la phase orogénique pyrénéenne (oligocène) et envahi par la transgression du miocène inférieur.

Localement, il se présente sous forme d'un monoclinale de direction longitudinale gisant sous un pendage de 10 à 15 degrés plongeant vers le SSE. Une faille normale très évidente affecte sa partie sommitale en engendrant un rejet vertical de 30 à 40m 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 25m 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 chimiques et son tracé sur carte suit une direction NW-SE en passant entre les sondages A-6, B-6, C-5 d'une part et A-5, B-5 et C-4 d'autre part.

A partir du sondage C-4 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.

L'état actuel des connaissances de la structure du gisement ne permet pas d'établir avec

certitude la position, la nature et les paramètres des accidents. Une étude complémentaire, plus affinée est nécessaire. En attendant les résultats de cette étude, on a distingué deux secteurs Ouest (I) et Est (II).

A l'intérieur du secteur I, la zone Sud-ouest paraît très perturbée. Il n'est pas possible cependant de subdiviser ce secteur car les données deviendraient insuffisantes pour tout traitement statistique ou géostatistique. Fig.I.3

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

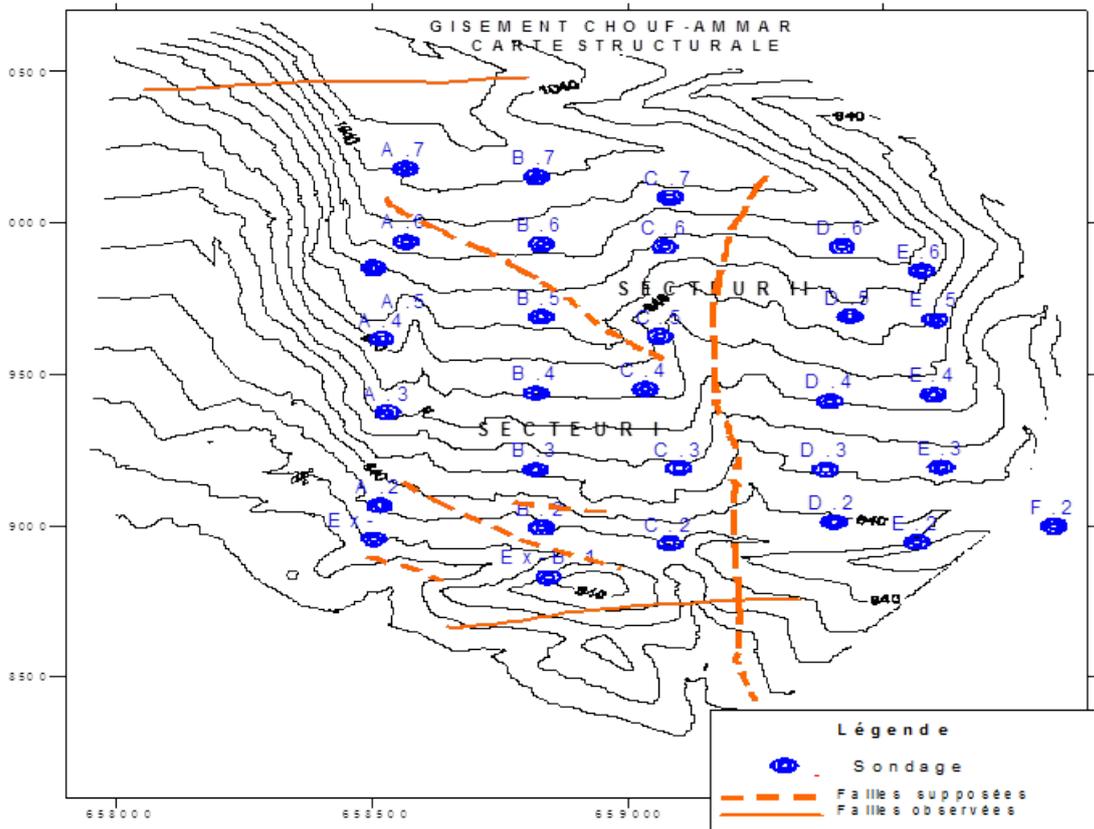


FIGURE I.3 – Carte structurale de gisement de Chouf-Ammar.[1]

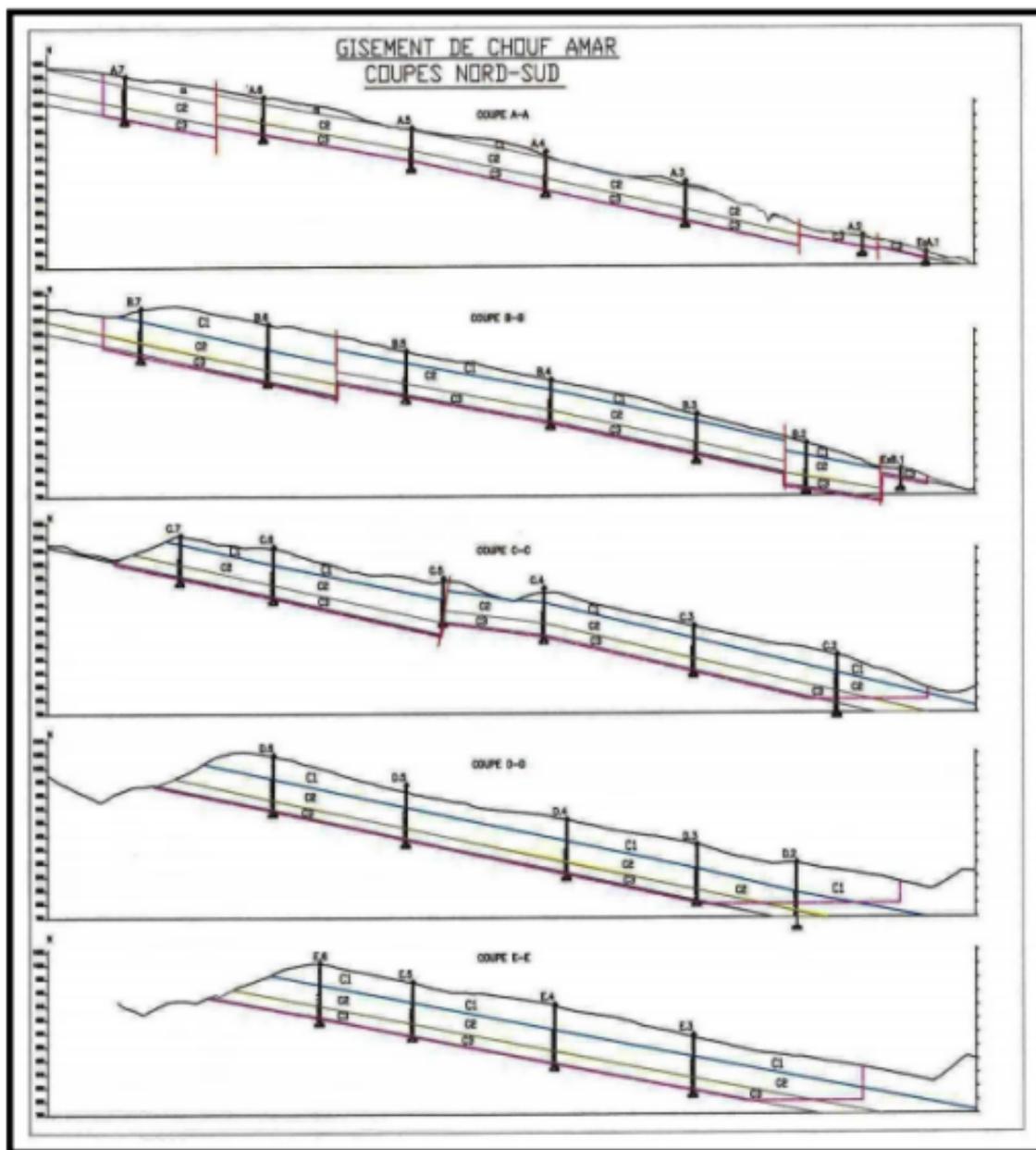


FIGURE I.4 – . Gisement de Chouf Amar, Coupes Nord-Sud

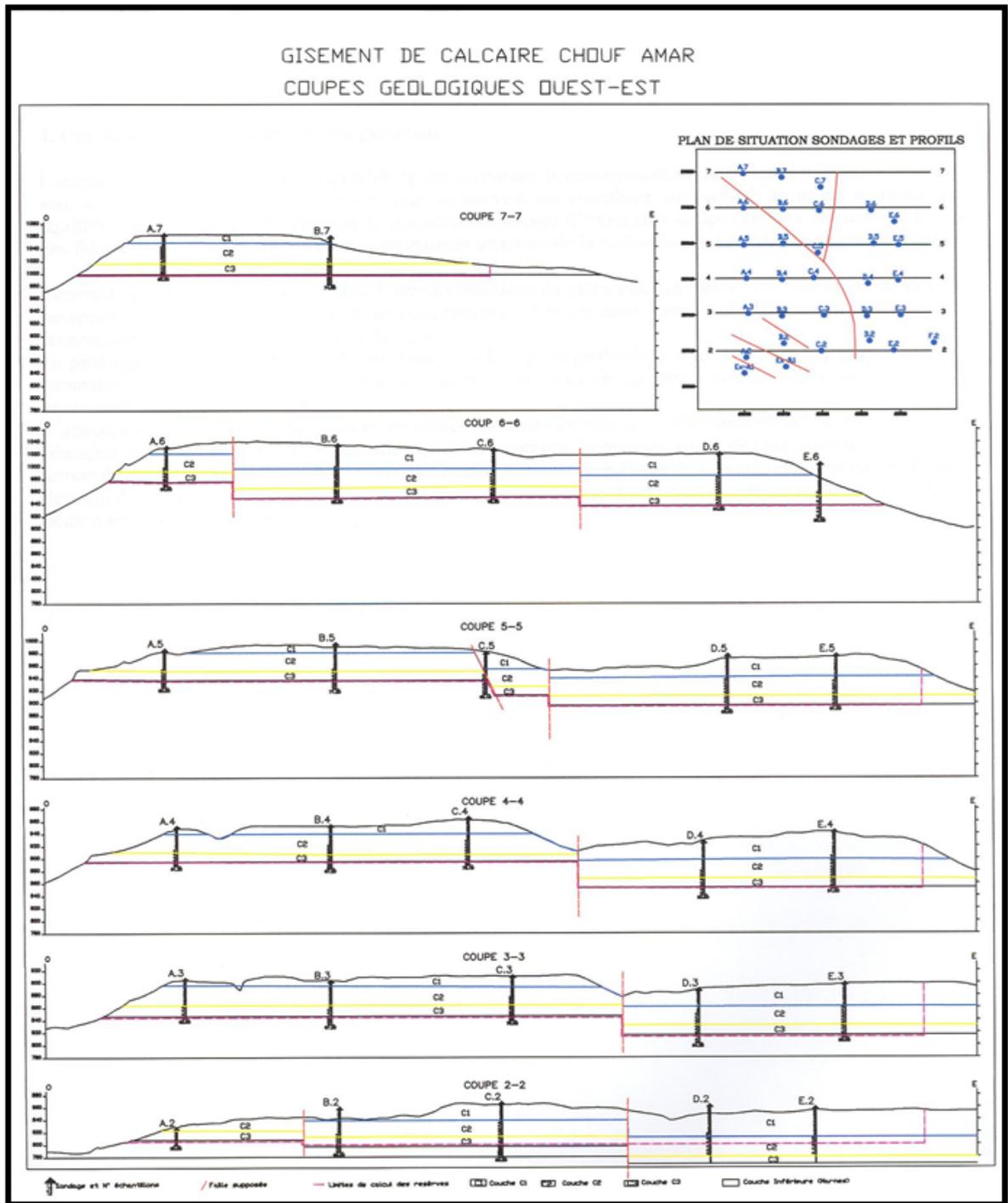


FIGURE I.5 – Gisement de Chouf Amar, coupes Ouest-Est

I.7 Hydrogéologie

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 étagé 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.

I.8 Caractéristiques qualitatives de la matière

I.8.1 Essais physico-mécaniques

Afin de déterminer les caractéristiques physico-mécaniques de la matière ; 125 échantillons à partir de 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 :

- poids volumique moyenne reste pratiquement constante dans les trois couches est $\gamma = 2.67 \text{ t/m}^3$.
- La résistance à la compression moyenne : $\delta_c = 922.433 \text{ kgf/cm}^2$.
- La coefficient de foisonnement : $K_f = 1.5$.
- La dureté moyenne : $F = 10$.

I.8.2 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, SiO₂, Al₂O₃, Fe₂O₃, CaO, MgO, K₂O, Na₂O, Cl, P, F et CaCO₃) 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.

I.8.2.1 Compositions chimique moyenne par couche :

Les moyennes des résultats des analyses chimiques par couche sont consignées dans le tableau suivant :

TABLE I.3 – Compositions chimiques moyenne par couche

Eléments		PF	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	CL	CaCO ₃
couches	c1	39.13	6.77	2.74	1.38	47.38	1.16	0.76	0.28	0.08	0.018	86.66
	c2	38.13	7.44	3.09	1.37	46.65	1.10	1.13	0.41	0.10	0.018	85.35
	c3	41.68	2.98	1.36	0.80	51.46	0.83	0.41	0.16	0.10	0.018	93.26
	c1+c2+c3	39.41	6.12	2.55	1.23	48.09	1.05	0.83	0.30	0.10	0.018	87.73

I.9 Calcul des réserves

I.9.1 Réserves nécessaires

Partant de la capacité de production projetée (4.600.000 tonnes de clinker/an), des proportions des différentes matières premières entrant le cru et de leurs 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 :

- 1.23 tonne de calcaire,
- 0.27 tonne d'argile,
- 0.02 tonne de minerais de fer,
- 0.01 tonne de sable.

Par conséquent, pour une durée de vie de 50 an, il faut donc garantir pour le projet cimenterie de M'sila un minimum de :

- 221.400.000 tonnes de calcaire,
- 48.600.000 tonnes d'argile,
- 3.600.000 tonnes de minerais de fer,
- 1.800.000 tonnes de sable.

I.9.2 Méthodes et paramètres de calcul des réserves

Compte tenu de la structure relativement complexe du gisement de calcaire et de son hétérogénéité et de la distribution aléatoire dès l'élément nocif (SO₃), les réserves de matière premières ont été estimées en catégorie C-1 (probables).

Trois méthodes ont été utilisées pour l'évaluation des réserves en calcaire du gisement dont le contour passe avec légère extrapolation par les sondages extérieurs : A7, B7, C7, D6, E6, F2, E2, ExB1, Ex A1, A7 et les limites inférieures correspond au mur de la couche C3 et le niveau 800m

I.9.2.1 Méthode des Blocs

TABLE I.4 – calcul des réserves par la méthode des blocs

secteur	surface	Assise Utile			
		Epaisseur totale	Volume total	Q	Quantité totale
I	533 781	57.21	30 537 611	2.67	81 840 797
II	726 173	77.67	56 401 857	2.67	151 156 976
I + II		69.52	86 939 468	2.67	232 997 774

I.9.2.2 Méthode des Couches :

TABLE I.5 – calcul des réserves par la méthode des couches

secteur	c1		c2		c3	
	Ep.%	Q.T	Ep.%	Q.T	Ep.%	Q.T
I	24.56	20 100 099	48.10	39 365 423	27.34	22 375 574
II	38.93	58 845 411	39.96	60 402 327	21.10	31 894 122
I+II	34.35	78 945 510	42.55	99 767 75	23.09	54 269 696
GISEMENT						232 982 956

I.9.2.3 Méthode des coupes géologies parallèles

La mieux adaptée dans ce cas de figure, compte tenu de la morphologie du gisement, a été utilisée en prenant en considération les surfaces des sections de coupes passant les lignes de sondages A-1/A-2/ A-3 / A-4 / A-5 / A-6 / A-7 , B-1 / B-2 / B-3 / B-4 / B-5 / B-6 / B-7, C-2 / C-3 / C-4 / C-5 / C-6 / C-7 / D-2 / D-3 / D-4 / D-5 / D-6 et E-2 / E-3 / E-4 / E-5 / E-6 et les moyennes les séparant.

Par ailleurs, une exploitation a été opérée sur les blocs résiduelles situés à l'est du profil A-A' et à l'ouest du profil E-E'.

La formule générale utilisée pour le calcul des réserves est la suivante :

$$q = \gamma * V; (\text{tonnes}) \quad (\text{I.1})$$

Où :

- V : volume de matière en m^3 .
- γ : poids volumique en Kg / m^3 .

Le volume est calculé par la formule suivante :

$$V = (s_1 + s_2 + \dots + s_n) / n * l; \text{m}^3 \quad (\text{I.2})$$

Où :

- $s_1 + s_2 + \dots + s_n$: représente les surfaces moyennes de deux sections consécutives.
- l : la distance moyenne qui les sépare. Les surfaces des sections ont été calculées au moyen d'un planimètre digital.

TABLE I.6 – calcul des réserves par la méthode des coupes

Blocs	Surface coupes	Surface moyen	Distance entre coupes	Volume bloc	Q	Réserves/ Bloc
A – A'	66 050	76 562	247	18 910 814	2.67	50 680 981
B – B'	87 074					
B – B'	87 074	85 256.5	248	21 143 612	2.67	56 664 880
C – C'	83 439					
C – C'	83 439	85 589	304	26 019 056	2.67	69 731 070
D – D'	87 739					
D – D'	87 739	83 924.5	167	14 015 391	2.67	37 561 249
E – E'	80 110					
Bloc Résiduel A-A'/A2-A2'				3 923 252	2.67	10 514 315
Bloc Residual E-A'/E2-E2'				8 453 432	2.67	22 655 197
GISEMENT				93 184 184	2.67	247 807 692

Les réserves de calcaires estimées par la méthode des coupes géologiques sont évaluées à 247 807 692 tonnes. Le surplus ainsi un surplus de matières est du principalement à l'extrapolation obtenue sur les blocs résiduels situés aux extrémités Est et Ouest du gisement.

I.9.3 Production annuelle 2003/2013

TABLE I.7 – production annuelle 2003/2013

2003 au 2011	2012	2013
31 494 821T	3 486 000	4 700 000
TONNAGE CUMULE FIN 2013	39 680 821T	

I.9.3.1 Réserves disponibles fin 2013

Les réserves disponibles dans la carrière de Chouf Amar fin 2013 d'après la méthode des coupes géologiques s'élèvent à :

Réserves restants : $247\,807\,692 - 39\,680\,821 = 208\,126\,871$ Tonnes

I.10 conclusion

Le gisement de calcaire « Chouf-Ammar » étudié pour l'alimentation d'une cimenterie de 5.2 Millions de tonnes de ciment de capacité annuelle présente des caractéristiques assez complexes :

- La matière première sur-dosée se caractérise par une hétérogénéité géochimique verticale très élevée avec alternance rapide de bancs de compositions chimiques variées. Cette variabilité est valable aussi bien pour les éléments principaux CaO, Al₂O₃ que pour les éléments indésirables SO₃ et Chlore.

- Une étude géologique récente est recommandée L'obligation et la nécessité de réorganisation le sens d'avancement de l'exploitation de l'Est vers Ouest et contraire au niveau sommital à partir de niveau 1020 m, d'après l'effondrement des bancs 2011, ce désordre a été introduire auprès l'ANGCM.

Chapitre II

Influence des discontinuités sur l'abattage des roches à l'explosif

II.1 Introduction

Le terme technique « discontinuité » désigne toute interruption physique de la roche qui résulte de la genèse et de l'histoire géologique du massif rocheux. Elle peut être donc d'origine sédimentaire, magmatique ou métamorphique : plans de stratification, diaclases, prismation de basaltes, plans de foliation, ou d'origine tectonique : fractures, failles, schistosité.

Ces éléments confèrent une structure au massif rocheux qu'on peut décrire par différents termes comme : stratifié, primé, schistosé, fracturé ou massif en fonction de leur densité.

La prise en compte des discontinuités qui affectent un massif rocheux constitue un élément essentiel dans la conception et la réalisation du tir. En effet, une bonne caractérisation permet de fournir des informations précieuses entre autres sur ;

- l'implantation de la volée et la précision de la foration
- les conditions de stabilité des parois
- l'aptitude à la fragmentation du massif
- l'efficacité du tir,
- les niveaux des vibrations escomptés.

Un développement plus complet sur l'influence des discontinuités sur un tir. Deux aspects importants des discontinuités : l'aspect géométrique qui est lié à leurs caractéristiques dans l'aspect (orientation, extension et densité) et l'aspect mécanique qui est caractérisé par de nombreux paramètres (leur état de surface, leur remplissage, leur rugosité, etc.) et en particulier par la résistance au cisaillement.

II.2 Caractéristiques géométriques des discontinuités

L'étude géométrique des discontinuités visera à déterminer si elles sont classables en familles (orientation voisines) et elles structurent le massif rocheux en blocs (continuité connectivité importante).

II.2.1 L'orientation

L'orientation d'une discontinuité est définie par la direction et le pendage de son plan moyen. Ces deux paramètres sont relevés sur le terrain soit au niveau des affleurements de surface, soit au niveau des parois de gradin au de galeries.

II.2.1.1 Le pendage

Le pendage est l'angle que forme la ligne de plus grande pente avec l'horizontale, et varie entre 0 et 90°. La direction est l'angle que fait l'horizontale du plan de la discontinuité avec le nord magnétique.

II.2.1.2 La direction et l'azimut

La direction et l'azimut se mesure toujours dans le sens des aiguilles d'une montre, la première varie de 0 à 180° et le second de 0 à 360° pour tenir compte du sens vers où s'enfonce le pendage voir (figII.1)

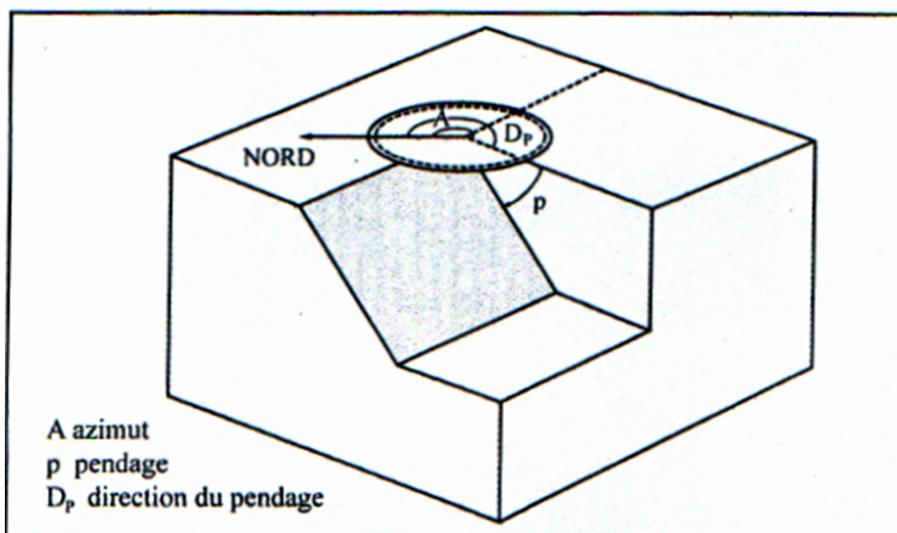


FIGURE II.1 – orientation d'une discontinuité [2]

II.2.2 L'extension

L'extension d'une discontinuité est un paramètre très important à tous les niveaux du tir. Comme on ne peut accéder qu'à la trace de la discontinuité sur la surface exposée, l'extension est évaluée comme étant la plus grande longueur visible de cette trace, on peut aussi établir une échelle de classes d'extension par rapport à l'ouvrage à étudier.

II.2.3 L'espacement

L'espacement. L'espacement des discontinuités d'une même famille correspond à la distance normale entre deux plans appartenant à cette famille (Fig.2). Ce paramètre a une influence sur les caractéristiques de résistance, de déformabilité et de perméabilité du massif (surtout pour les cavités souterraines). La mesure de cet espacement permet d'évaluer la densité de fracturation représentée dans le tableau 1 selon AFTES [3]

II.2.4 La rugosité

La rugosité décrit les aspérités et les ondulations des surfaces de la discontinuité. La méthode la plus simple pour évaluer la rugosité consiste à mesurer l'angle moyen des aspérités par rapport au plan de la discontinuité. On peut ainsi définir une rugosité variant de 0° (surface parfaitement lisse) à 20° (surface très rugueuse).

L'ouverture correspond à la distance perpendiculaire entre les épontes de la discontinuité. C'est également un paramètre qui joue un rôle très important. Lorsque la discontinuité contient du remplissage, la nature de ce matériau conditionne le comportement de la discontinuité et il est important dans ce cas de le caractériser (remplissage argileux, matériau recristallisé, etc.), (fig.II.2).

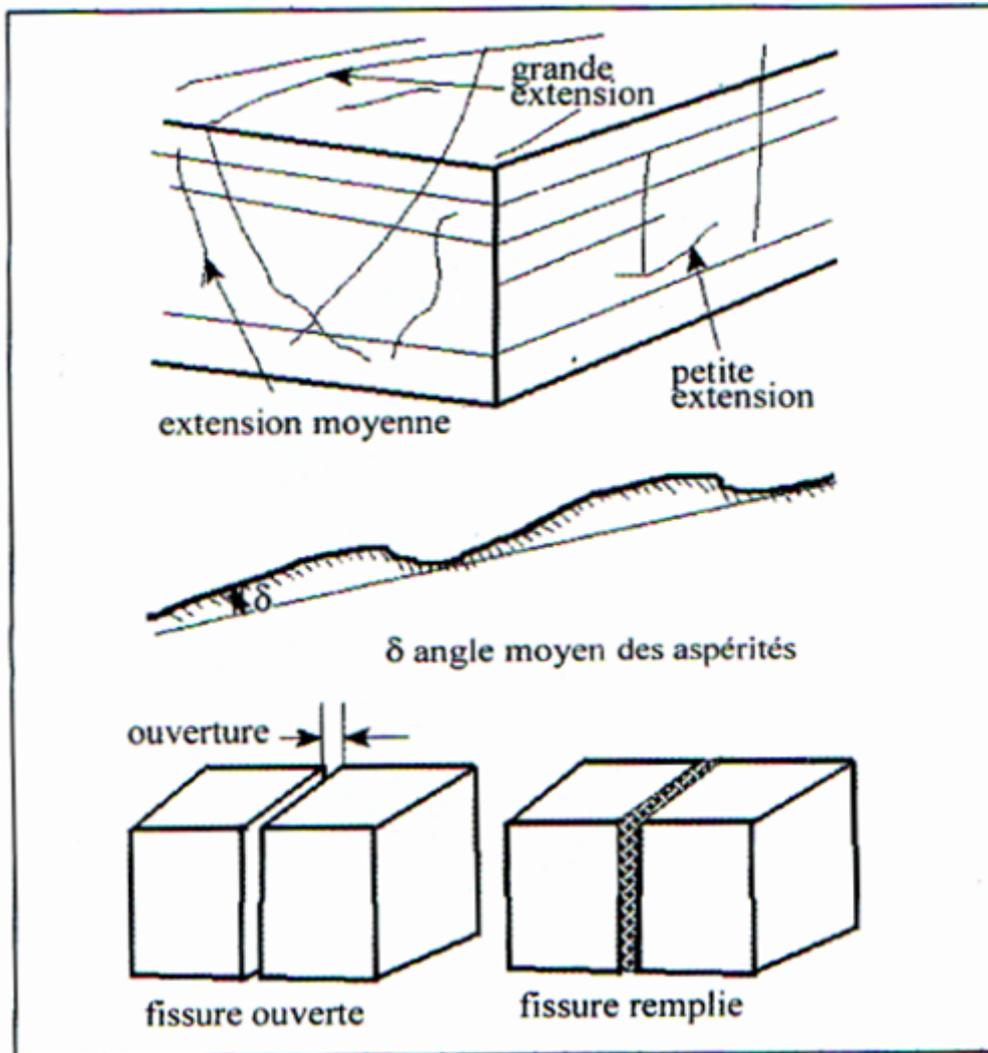


FIGURE II.2 – Espacement des discontinuités d’une famille.[2]

TABLE II.1 – Classification des roches en fonction d’espacement entre les discontinuités selon AFTES

Classe	Espacement en cm	Terme descriptif d’espacement des discontinuités
ES1	>200	Discontinuités très espacées
ES2	60 à 200	Discontinuités espacées
ES3	20 à 60	Discontinuités moyennement espacées
ES4	6 à 20	Discontinuités rapprochées
ES5	<6	Discontinuités très rapprochées

II.3 Classification des discontinuités

On distingue les discontinuités planes et celles rugueuses.

II.3.1 Les discontinuités planes

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

II.3.2 Les discontinuités rugueuses

Par rapport au plan général de la fissure, ce modèle présente une indentation d'incidence (i) aléatoire. Le matériau de remplissage est caractérisé par un angle de frottement interne (ϕ), et par une cohésion (C). L'indentation peut être régulière ou irrégulière

II.4 Méthode de mesure des discontinuités

On distingue principalement trois méthodes de relevés ; la méthode directe qui consiste à mesurer les discontinuités sur une surface exposées (surface d'un gradin où parement d'une galerie par exemple), la méthode basée sur des mesures à partir de sondage et la méthode utilisant des techniques géophysiques à partir de la surface en sondage 'diagraphies).

La méthode traditionnelle pour relever les discontinuités est celle manuelle qui fait appel à l'utilisation d'une boussole des mines et d'un inclinomètre.

La mesure de la distance entre les discontinuités permet d'évaluer la densité de fracturation du massif soit en deux dimensions (sur un affleurement ou un grand), soit en trois dimensions si l'on effectue cette mesure de façon statistique dans différentes directions.

Le traitement d'un relevé de discontinuités peut se faire en trois phases successives à savoir : la présentation des orientations des discontinuités ; la recherche des familles principales et la visualisation tridimensionnelles ce qui permet d'analyser la densité de fissuration et enfin l'évaluer de la blocométrie du massif rocheux en place. [1]

Les systèmes d'estimation de la qualité de la masse rocheuse fréquemment utilisés peuvent être décrits comme suit :

II.4.1 Rock qualité désignation index (RQD)

La désignation de la qualité de roche (RQD) a été développée par Deere et al (1967). Ce système d'évaluation de la qualité de la masse rocheuse permet de donner une estimation quantitative de la fracturation influençant le comportement de la masse rocheuse à partir de l'examen de carottes obtenues par des forages. Le RQD est défini comme étant le pourcentage de morceaux de longueur supérieure à 10cm, sur la longueur totale du forage.

$$RQD = \frac{\sum \text{longueur des morceaux} > 10 \text{ cm}}{\text{longueur totale du forage}} \quad (\text{II.1})$$

Cet indice n'est pas précis et la longueur de référence reste totalement arbitraire. De plus son utilisation est soumise à des conditions strictes tel que le taux de carottage devant être supérieur à 90%. malgré une signification peu probante, ce paramètre est utilisé pour classer les massifs rocheux (tableau II.2) [3]

TABLE II.2 – classification de la roche par RQD

Classe	RQD%	Qualité globale du massif rocheux d'après D.Deere
1	90 à 100	Excellente
2	75 à 90	Bonne
3	50 à 75	Moyenne
4	25 à 50	Mauvaise
5	0 à 25	Très mauvaise

II.4.2 Indice de carottage (core index)

L'indice de carottage est utilisé pour estimer la qualité de la roche, il a été développé entre 1965 et 1967 en U.S.A et fut modifié plus tard par Ege (1968). Il exprime le pourcentage de la fréquence de discontinuités. Il est basé principalement sur l'observation des discontinuités qui réduisent la solidité de la masse rocheuse (fig II.3). L'indice de carottage (CI) est déterminé par la formule suivante :

$$CI = \frac{\text{carotte perdu} (m) + \text{carotte fragmenté} (m) + \text{nombre de discontinuités} * 0,1}{\text{la longueur totale de carotte} (m)} * 100 \quad (\text{II.2})$$



FIGURE II.3 – Description d'un carottage

La corrélation entre l'indice de carottage et les observations faites sur le terrain permis la classification des roches comme indique le tableau (II.3)

TABLE II.3 – classification de la roche en fonction d'indice de carottage

Classe	Indice de carottage CI	Qualité de la roche
1	0 à 10	Excellente
2	10 à 30	Bonne
3	30 à 50	Moyenne
4	50 à 80	Faible
5	80 à 100	Très faible

Nous remarquons que CI est avantageux par rapport à RQD parce qu'il tient compte de la fréquence des discontinuité (par exemple pour une carotte d'un mètre le longueur coupée exactement par 7 discontinuités à 12,5 cm d'intervalle aura CI=70%(roche pauvre)et un RQD =100%(excellent).

II.5 analyse de l'état actuel de la carrière de calcaire de Chauff-Ammar

Durant notre stage pratique, nous avons essayé d'analyser les facteurs, qui influent directement sur la mauvaise fragmentation des roches. Et à partir des observations faites et enseignements recueillis, nous avons fait ressortir les facteurs suivants :

1. Fissuration naturelle.
2. Fissuration engendrée par le tir précédent.
3. Mauvaise utilisation des substances explosives

II.5.1 Fissuration naturelle

La roche constituant le gisement de calcaire est caractérisée par un système de fissures très variable d'une zone à autre. Ces fissures sont soit ouvertes (bien visible à l'œil nu), soit fissures fermées qu'on peut voir en se rapprochant du massif, soit des fissures fermées et remplies par un matériau de remplissage.

Plusieurs études ont démontré les effets importants des discontinuités naturelles sur les résultats d'abattage. Des cas extrêmes, elles conditionnent même les résultats des tirs plus que les propriétés physico-mécaniques du massif ou d'explosifs (Bolland 1966, Rhomodane 1987)[4]. Ces discontinuités peuvent intervenir selon leur orientation, fréquence, continuité et matériaux de remplissage.

Il est donc clair qu'il faudrait les prendre en considération dans la mise en œuvre des travaux d'extraction. Malheureusement, aucune règle explicite n'est aujourd'hui disponible pour pouvoir tenir compte quantitativement de leurs effets dans les travaux d'abattage.

La connaissance actuelle sur la fragmentation à l'explosif des massifs fracturés est assez limitée. Les discontinuités engendrent la réflexion des ondes de contraintes qui conjointement avec celle créée par la charge. Ceci entraîne la concentration des contraintes par conséquent une meilleure fragmentation dans la zone. En revanche, la zone qui se trouve de l'autre côté de la discontinuité tend à être moins fragmentée.

Les gaz générés par l'explosion s'échappent par les discontinuités lorsque celles-ci sont ouvertes. Cela s'accompagne d'un abaissement rapide de la pression de sorte que l'énergie de gaz perde son efficacité. Généralement, une mauvaise fragmentation et un médiocre déplacement du tas en résultent.

Lorsque les discontinuités sont remplies, le matériau de remplissage détermine la façon dont les discontinuités vont agir pendant le tir, ceci dépend surtout de l'épaisseur et de son impédance par rapport au massif.

II.5.2 Fissuration engendrée par le tir

Lors du tir, sur la surface se forment trois zones de déformations, zone de grandes fissures, zone de vibration et zone d'oscillation. La masse rocheuse située entre la rangée de trous et la surface dégagée explose.

Par contre l'autre partie de la roche située au-delà des trous est affectée par ces fissures engendrées donc par le tir. Les études de Backer et Fourny (Backer et Fourny 1978, Fourny et Al 1983) ont établi un autre processus de fragmentation dans un milieu fracturé. Ils ont démontré que les ondes de compression et cisaillement peuvent prolonger les petites discontinuités à partir des fissures préexistantes. En général, ces fractures sont quasi-

perpendiculaires aux fissures préexistantes. Winzer et al 1979 observe aussi ce phénomène lors de tir en milieu calcaire. Il apparaît que la propagation de ces fractures est due aux ondes de contraintes, leurs apparitions étant observée avant que les effets de la pression quasi –statique due au gaz aient lieu. Winzer annonça que ce mode de propagation des fissures est plus important dans le cas des massifs assez fracturés. [5]

Selon l'orientation de la discontinuité, un cisaillement peut se produire du à la pression quasi-statique des gaz. Ceci s'apparente au phénomène dit les "fentes de Riedel" observées pendant les essais de cisaillement sur la roche.

L'effet sur les résultats de tir de direction par rapport à l'orientation des discontinuités a fait l'objet de plusieurs études au laboratoire et sur terrain. Jusqu'ici, les résultats ne sont guère concluants et même parfois contradictoires.

II.5.3 Mauvaise utilisation de l'explosif

Il peut arriver d'avoir la sortie des blocs hors gabarits à cause, de la mauvaise utilisation rationnelle de l'explosif soit lors du choix de type d'explosif à utiliser soit rendre à la manipulation non réglementaire de ce dernier surtout pour en ce qui concerne les paramètres des travaux d'abattage (quantité d'explosif, bourrage, connexion, etc.).

Généralement, on choisit le type d'explosif en fonction de la nature du massif. Les roches dures peu-fracturées nécessitent les explosifs ayant des fortes densités et des vitesses de détonation élevées. Ici, un explosif de forte brisance est indispensable pour créer des nouvelles surfaces pendant la fragmentation. Par contre dans les massifs fracturés, où les blocs du tas abattu sont délimités en grande partie par des discontinuités préexistantes (peu de création de nouvelles surfaces pendant l'abattage), un explosif de faible densité ayant une vitesse de détonation moins importante serait plus efficace. Dans ce cas, et surtout lorsque les fractures se sont ouvertes, il faut prendre en compte la perméabilité au gaz du massif rocheux comme un paramètre essentiel.

II.6 Effets des discontinuités sur les travaux d'extraction

La masse rocheuse à abattre est généralement constituée de blocs élémentaires plus au moins continu (la matrice rocheuse) séparés par des discontinuités liées à l'origine de la roche (discontinuités syngénétiques) ou à son évolution plus tardive (discontinuités dia génétiques). Les discontinuités syngénétiques sont principalement la stratification, la schistosité ou la foliation. Les fractures, les joints, les diaclases, les microcavités témoignent en générale d'une évolution postérieure. Toutes ces discontinuités sont généralement des plans

de faiblesses du massif rocheux (avec des altérations souvent argileuse qui gênes la foration) propices aux glissements, circulation d'eau et pertes de pression des gaz de détonation lors de tir. De plus, pour un massif donné, la présence des discontinuités a un rôle déterminant dans les conditions de foration.

Il est important de reconnaître qu'une comparaison des vitesses de pénétration (au forage percutant) ne reflète pas d'habitude la facilité relative de tir des roches, mais elle reflète les moyennes d'espacement entre les discontinuités naturelles. Où les trous de tir de 300mm sont forés dans le grès dur, par exemple une réduction dans l'espacement de fracture moyenne à partir de 3 à 0,3 m n'a pas d'effet significatif sur la performance du forage, mais augmente la facilité du tir (voir FIG.II.4).

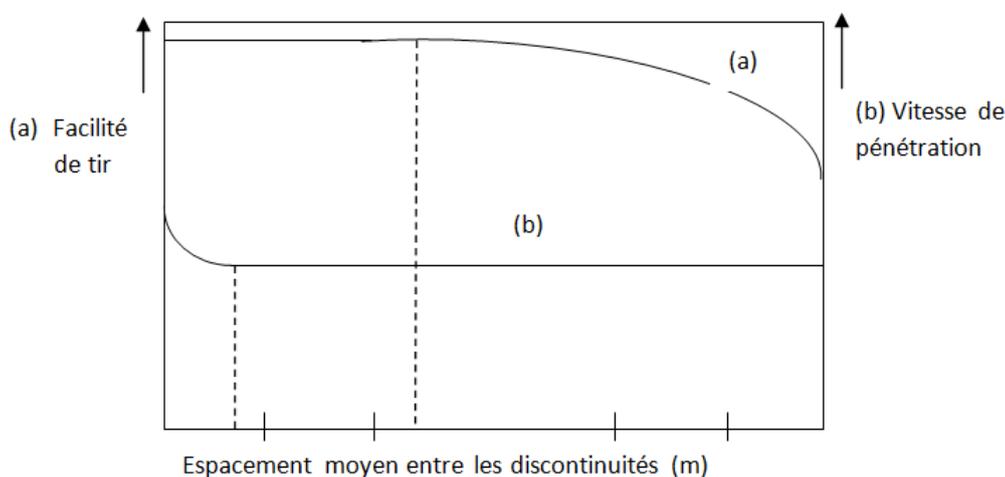


FIGURE II.4 – Effet des discontinuités moyennes sur (a) la facilité de tir et (b) la vitesse de pénétration

II.6.1 Effet des discontinuités sur la foration

Pour l'utilisateur de la foration, les analyses pétrographiques sur la matrice rocheuse et les analyses structurales sur les discontinuités sont du plus grand intérêt. Les premières s'appuient sur l'étude des minéraux et de la texture de la roche sur des échantillons récoltés (lames minces, analyse physico-chimique, etc.). Les secondes font appel à la connaissance des lois de mécanique des roches. Les discontinuités sont aussi caractérisées par des études descriptives directes (nature, géométrie, fréquence, etc.). Ainsi par des moyennes géophysiques (diagraphies, essais). Les vitesses de pénétration sont élevées seulement quand l'espace moyen entre les discontinuités diminue au-dessous d'une valeur (x) qui inférieure à 0,3m (voir FIG.II.4).

II.6.2 Effets des discontinuités sur les travaux d'abattage

D'après le graphe de la figure (FIG.II.4), la facilité de tir dans le grès dur cesse d'augmenter au espacement moyen (y) qui est fortement apprécié que (x), la valeur exacte de (y) devient une forte fonction de la diminution de creusement et/ou équipement de concassage.

II.7 Analyse du problème des discontinuités

D'après les études on a remarqué que les discontinuités dans le massif rocheux ont une grande influence sur les travaux miniers, surtout, sur le travail de l'explosif pendant les travaux d'abattage des roche. Pour cela, on doit tenir compte de ce facteur essentiel dans la détermination de la consommation spécifique d'explosif qui présente l'un des principaux paramètres des travaux d'abattage. Dans ce cadre, l'académicien (ASHBY) a développé une formule empirique entre la consommation spécifique d'explosif et les propriétés de la masse rocheuse.

II.7.1 Présentation de la méthode d'ASHBY pour la détermination de la consommation spécifique d'explosif

$$q_{exp}^{ANFO} = \frac{1,4 \tan(\phi + i)}{\sqrt[3]{\text{Fissures}/\text{metre}}}, (\text{kg}/\text{m}^3) \quad (\text{II.3})$$

Où :

ϕ : Angle de frottement interne de la roche ; (*degré*).

i : : Angle de rugosité des surfaces de ruptures ; (*degré*).

Cette fonction est représentée graphiquement sur la figure ci-dessous (Fig.II.5). Ainsi donc, la formule d'ASHBY est fonction de l'angle de frottement interne de la roche, l'angle de rugosité caractérisant l'état de surface de contact entre les blocs de roche du massif et également fonction du degré de fissuration.

Pour l'augmentation de ces paramètres ASHBY nous ramène à la théorie de la stabilité des gradins, le facteur le plus important qu'il faut prendre en considération est la géométrie de la masse rocheuse située au delà du talus du gradin, et qui sont les relations géométriques entre les discontinuités dans cette dernière et l'orientation de la face à excaver qui pré-déterminent si la masse rocheuse est prête à glisser ou à chuter.

Ainsi, précise-t-il, le facteur qu'il faut prendre en considération est la résistance au cisaillement des surfaces de ruptures potentielles, qui peut être considérées en un seul plan, tous les détails sont fournis dans ce travail.

II.7.1.1 Consommation spécifique d'explosif

D'après l'équation (3) :

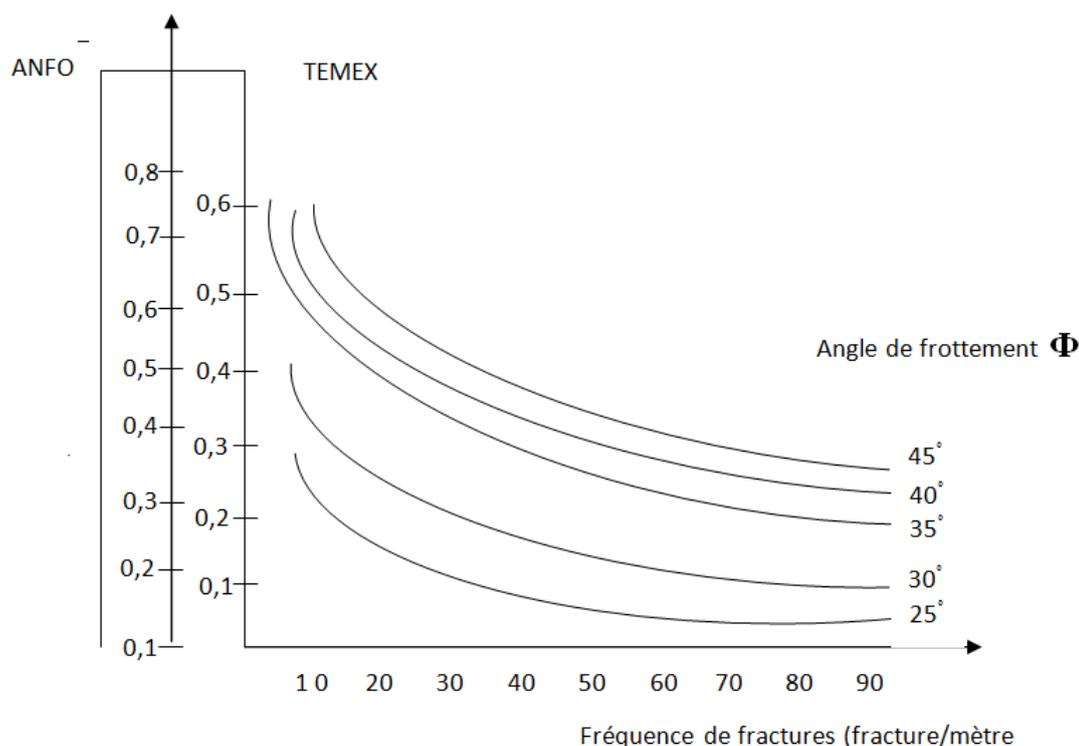


FIGURE II.5 – Relation empirique entre la consommation et la fréquence de fracture et la résistance de cisaillement développée dans la mine de Bougainville par (ASHBY)

II.7.2 détermination des paramètres de la méthode d'ASHBY

II.7.2.1 Propriétés mécanique des fissures

L'existence des surfaces de discontinuités dans les roches constitue une donnée fondamentale sans laquelle il n'est pas possible de comprendre le comportement mécanique des roches et des massifs rocheux.

Les propriétés mécaniques les plus importantes des discontinuités dans les roches sont celles dont dépendent leurs comportements du cisaillement, ce dernier est un phénomène complexe qui traduit l'influence de nombreux paramètres.

Parmi les paramètres qui influent sur le comportement au cisaillement des discontinuités des roches sont :

- Les caractéristiques géométriques des surfaces de contact.

- Nature des épontes et leur degré d'altération (épaisseur et nature de matériaux de remplissage).
- Taux de contrainte normale au niveau du cisaillement.
- Grandeur de la contrainte normale.
- Vitesse de cisaillement.
- Amplitude du déplacement tangentiel et existence extensible du mouvement intérieur suivant la même discontinuité. - Orientation du cisaillement.

II.7.2.2 Résistance au cisaillement des discontinuités

La résistance au cisaillement d'une discontinuité est l'effort de cisaillement maximale qui provoque le déplacement tangentiel d'une éponte par rapport à l'autre, cette résistance est plus grande avec l'augmentation de la contrainte normale. Le comportement de discontinuité est observé lors des essais effectués au laboratoire.

Cisaillement sur un plan horizontal Considérons le cas d'une surface de rupture parfaitement horizontale qui ne renferme ni ondulation ni rugosité. L'essai pour chaque spécimen d'un ensemble d'échantillons, conduit à une contrainte normale (σ_n) qui est constante et une vitesse de cisaillement imposée au cisaillement (exemple : $v_{cis} = 0,1 \text{ m/min}$). Et durant l'essai, enlever le déplacement tangentiel (ΔU) appelé dilatation, comme illustrer sur la figure (FIG.II.6).

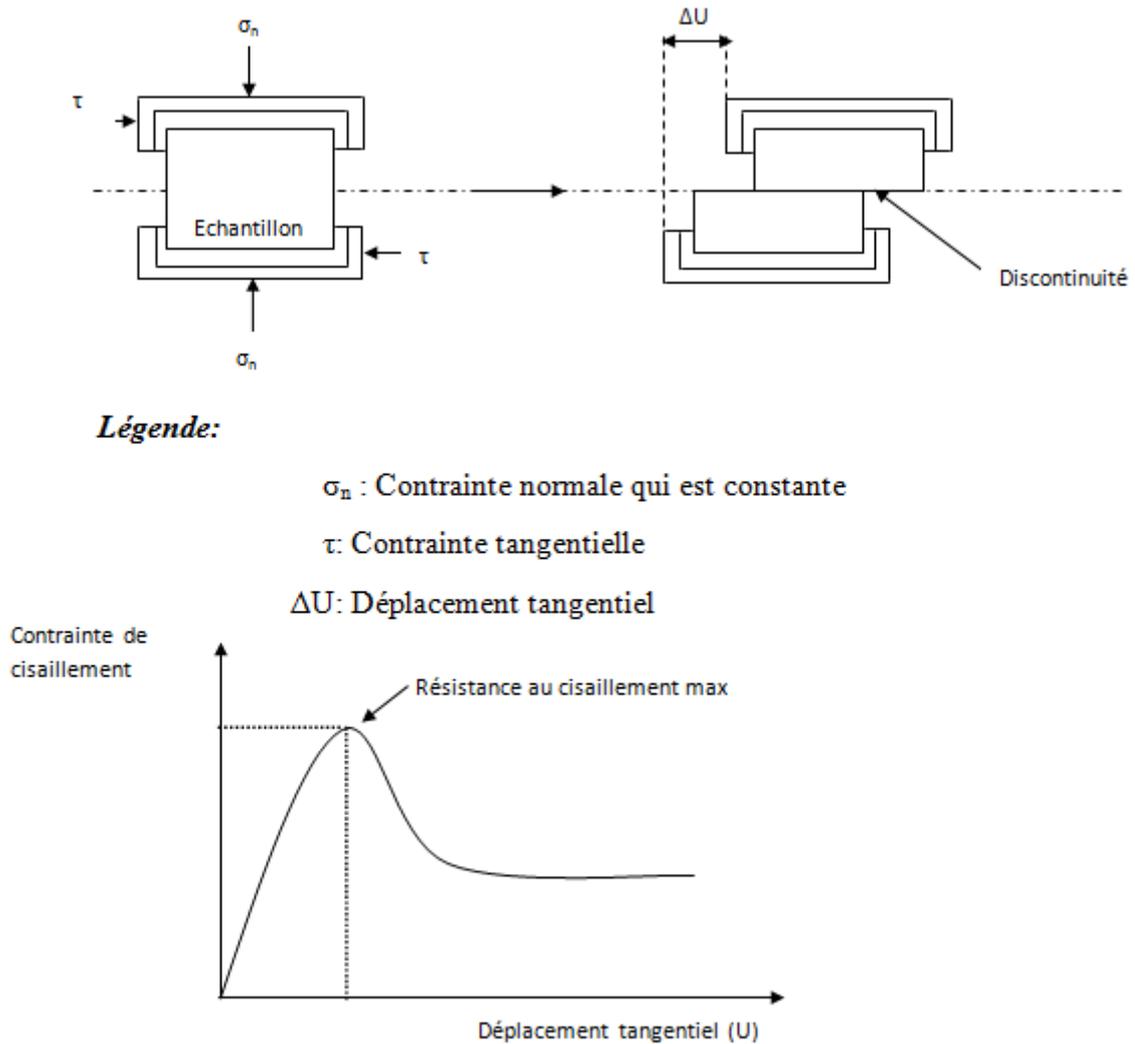


FIGURE II.6 – Essai direct de cisaillement d’une discontinuité

Cette figure montre une augmentation à pente élevée à peu près linéaire qui se rapporte à un comportement élastique.

La valeur τ_{max} représente la résistance maximale, une augmentation de τ_{max} provoque une chute brutale de la résistance du cisaillement qui se stabilisera en suite pour une valeur appelée (résistance résiduelle).

Notre ainsi que, la chute brutale de la résistance au cisaillement, le déplacement tangentiel (ΔU) augmente rapidement pour une petite valeur ($\Delta \tau$).

Si les valeurs maximales de la résistance au cisaillement (τ) obtenues lors des essais précédents, pour des valeurs constantes de la contrainte normale (σ_n), sont jointes, elles

formeront la courbe présentée sur la figure (FIG. II.7) qui est approximativement linéaire.

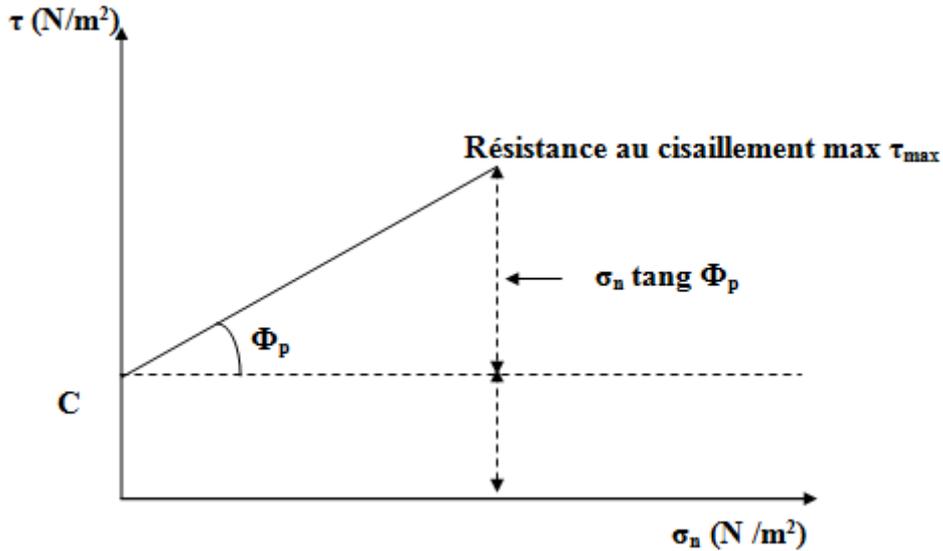


FIGURE II.7 – Relation entre la contrainte au cisaillement (τ) et la contrainte normale σ_n

D'après le graphe présenté sur la figure ci-dessus on peut écrire la relation suivant :

$$\tau = C + \sigma_n \tan \phi \quad (\text{II.4})$$

Où :

C : Résistance à la cohésion, qui est indépendante de la charge normale (σ_n)

ϕ : Angle de frottement interne.

Les valeurs de la résistance résiduelle pour différent taux de charge normale :

$$\tau_r = \sigma_n \tan \phi_r; (N/m^2) \quad (\text{II.5})$$

Où :

ϕ_r : Angle de frottement interne résiduelle ;

ϕ_p : Angle de frottement interne de pic ; $\phi_p > \phi_r$

Cisaillement sur un plan incliné Dans la section précédente, il a été supposé que la surface de discontinuité le long de laquelle le cisaillement a lieu et parallèle à la direction de la contrainte de cisaillement τ .

Considérons maintenant, dans ce cas où la discontinuité est inclinée à un angle (i) par rapport à la direction de la contrainte de cisaillement.

Il est supposé que la surface de discontinuité possède une résistance à la cohésion nulle et que résistance au cisaillement est donnée par la l'équation suivante :

$$\tau = \sigma_n \tan \phi \tag{II.6}$$

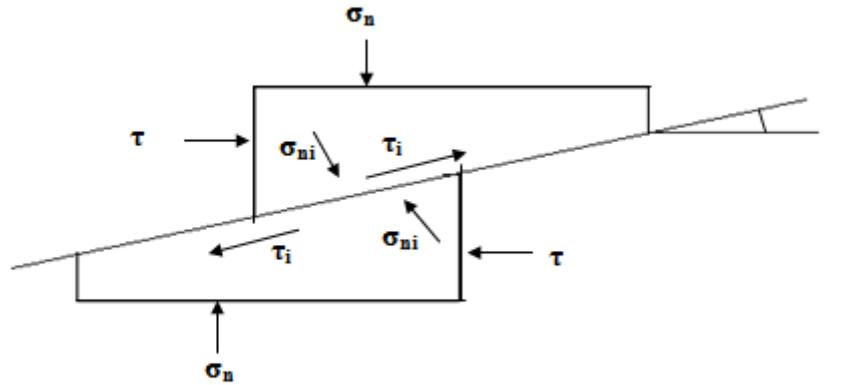


FIGURE II.8 – Schéma d'un essai de cisaillement sur un plan incliné

$$\tau_i = \tau \cos^2(i) - \tau \sin(i) \cos(i) \tag{II.7}$$

$$\sigma_{ni} = \sigma_n \cos^2(i) + \sigma_n \sin(i) \cos(i) \tag{II.8}$$

On substitue les équations (7) et (8) dans l'équation (6) on aura à la fin la relation suivante :

$$\tau = \sigma_n \tan(\phi + i) \tag{II.9}$$

Où : $\phi + i$; présente l'angle de frottement effectif ;

II.7.2.3 Théorie de Patton pour la détermination de l'angle de rugosité (i)

Patton a démontré la signification pratique de cette relation par des mesures des valeurs moyennes de l'angle (i) à partir des traces ou profils de la surface d'arrachement. Trois de ces traces sont représentées dans le schéma de la figure (FIG.II.9).

Patton a trouvé que l'inclinaison de la trace d'arrachement est approximativement égale à la somme de la moyenne de l'angle de rugosité(i) et l'angle de base de frottement interne ϕ , déterminé à l'aide du diagramme de MOHR.

Il a trouvé que ; plus la surface d'arrachement est rugueuse plus la pente est raide. Ainsi un aspect très important durant le cisaillement dans le domaine des discontinuités par rapport à la direction de la contrainte de cisaillement (τ) est fait que n'importe quel déplacement de cisaillement (ΔU) est accompagné d'un déplacement normal ΔV comme représenté sur la figure (FIG.II.10).

Notons que jusqu'ici ; la discussion a été limitée au problème de cisaillement associé à des discontinuités et que la question de fissuration du matériau des deux cotés discontinuités n'a pas été prise en considération.

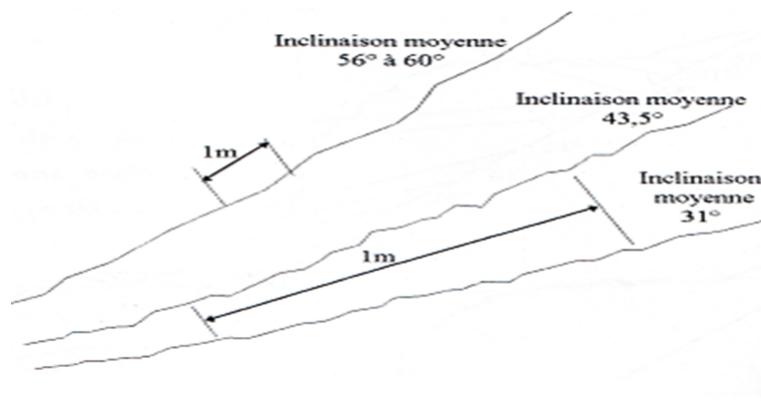


FIGURE II.9 – Observation de Patton des traces de surfaces d'arrachement dans les pentes instables de calcaire

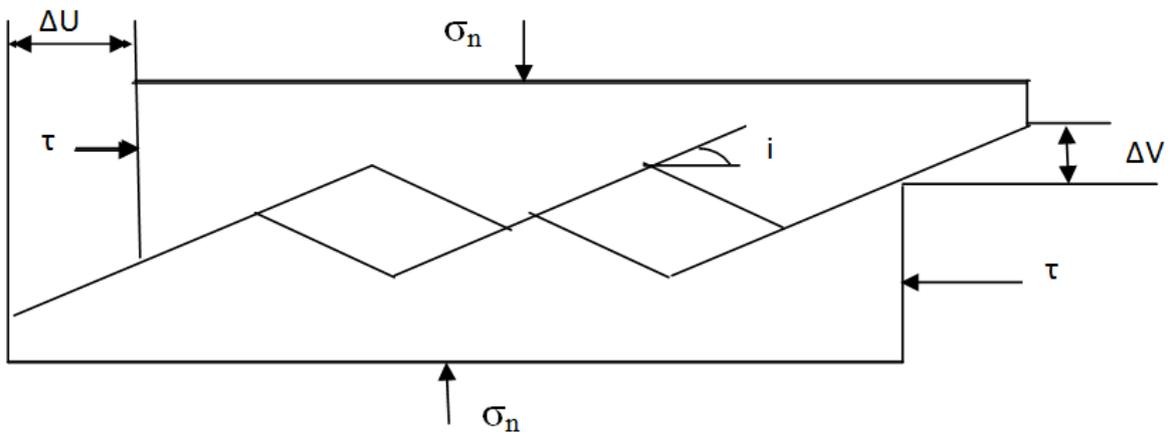


FIGURE II.10 – Expérience de Patton sur les projections régulières de cisaillement

Exemple numérique : Données de départ : Formule d'Ashby

$$q_{exp}^{ANFO} = \frac{1,4 * \tan(\phi + i)}{\sqrt[3]{\text{Fractures/mètre}}}, (kg/m^2)$$

Où :

i : Angle de rugosité des surface des discontinuités du calcaire ; on constate d’après la bibliographie qui i pour les roches concernée varie dans l’intervalle suivant : $i_1 = 12^\circ$, $i_2 = 15^\circ$.

ϕ : Angle de frottement interne, qui est déterminé à l’aide du diagramme de MOHR, construit à partir des valeurs des résistances de calcaire (compression σ_c et la traction σ_t).

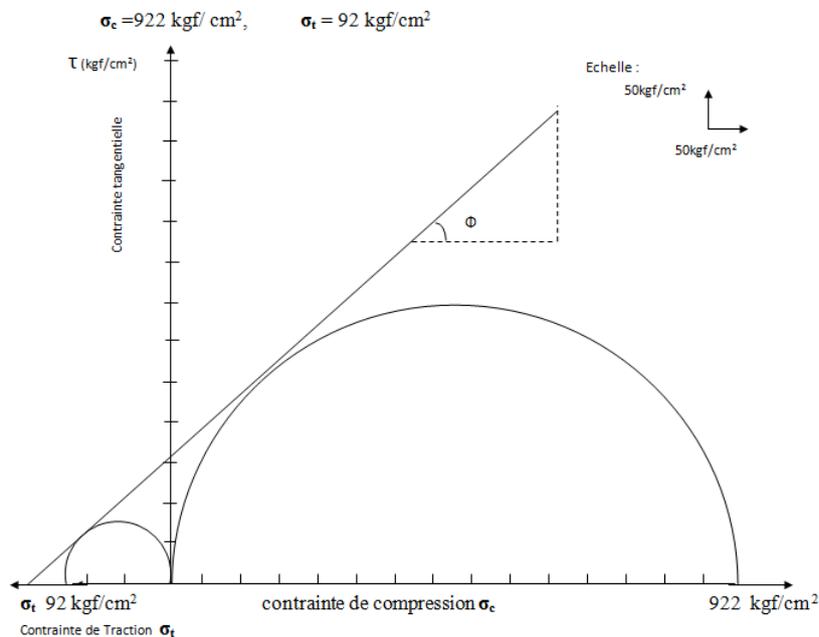


FIGURE II.11 – Graphe de mohr des contraintes.

D’après le graphe de Mohr présenté dans la figure (FIG.II.11) l’angle de frottement interne du massif de calcaire égal à 48° .

On passe au calcul de la consommation spécifique d’explosif en se basant sur les valeurs suivantes de la fissuration : 10-20-30-40-et50 fissures/ mètre.

Les résultats de calculs sont reportés sur le tableau suivant (Tableau. 4) :

TABLE II.4 – Résultats de calcul par méthode d'ASHBY

Fissures/Mètre	$\sqrt[3]{\text{Fissures/Mètre}}$	Consommation Spécifique (q_{ex}) (kg/m^3)		
		$i = 12^\circ$	$i = 15^\circ$	i moyen
10	2,15	0,90	1,00	0,95
20	2,71	0,71	0,80	0,76
30	3,10	0,62	0,70	0,66
40	3,41	0,57	0,63	0,60
50	3,61	0,53	0,59	0,56

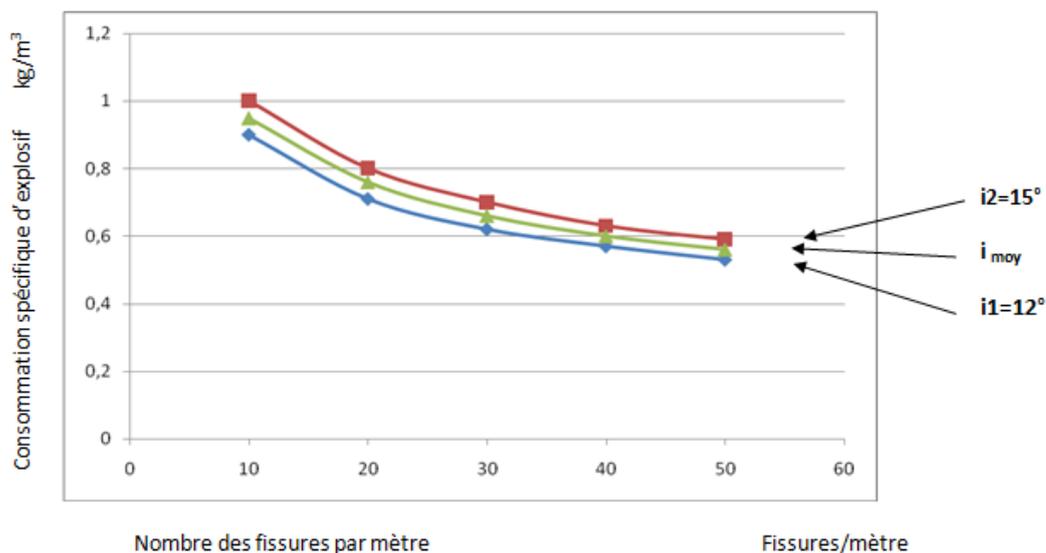


FIGURE II.12 – Représentation graphique des résultats de l'équation d'ASHBY

II.7.3 Détermination de la consommation spécifique par la méthode de Rjevesky

La distribution de l'énergie du tir dépend des caractéristiques du massif et des roches, des nombres de surface dégagées, de la disposition de la charge dans le massif, de sa construction, de sa masse et de l'ordre de tir ainsi que de sa destination (tir de fragmentation, d'excavation ...). [6]

Le degré de fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir. Ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique étalon de l'explosif ($q_{ét}$, g/m^3) nécessaire pour atteindre le degré de la fragmentation.

La consommation spécifique étalon ou tribalité des roches est la quantité d'explosif nécessaire pour fragmentation de $1m^3$ de roche intacte dans les conditions de laboratoire en utilisant comme explosif TEMEX.

Le calcul analytique de la consommation spécifique de l'explosif actuellement est impossible, car la description mathématique des caractéristiques physico-mécaniques et anisotropie de la roche est très compliquée et ces caractéristiques influent en premier lieu sur la résistance des roches au tir. Avec cela l'expérience pratique et les nombreuses observations sur le terrain permettent de faire une appréciation relative de la résistance des roches au tir.

La consommation spécifique étalon de l'explosif, se détermine per la formule suivant :

$$q_{ét} = 0,02 * (\delta_{comp} + \delta_{dép} + \delta_{tr}) + 2\gamma; g/m^3 \quad (II.10)$$

Où :

δ_{comp} : Résistance des roches à la compression ; Kgf/cm^2

$\delta_{dép}$: Résistance des roches au déplacement ; Kgf/cm^2

δ_{tr} : Résistance des roches à la traction ; Kgf/cm^2

γ : Masse volumique de la roche ; t/m^3

La consommation spécifique d'étalon calculée d'après cette formule pour la plupart des roches varie de 5 à 50 g/m^3 et atteint dans les cas exceptionnels (pour les roches hors de catégories) jusqu'à 700 à 1000 m^3

Il faut remarquer que pour les conditions étalon le plus important c'est la résistance à la traction puisque le cube à 6 surfaces dégagées. Toutes les roches sont devisées suivant la tirabilité en 5 classe et catégories (voir tableau.II.5)

En plus de la classification des roches d'après leur tirabilité, la consommation spécifique étalon est nécessaire pour le calcul de la consommation spécifique de projet (utilisées dans les conditions concrètes des mines) en introduisant l'effet des autres facteurs n'ayant pas été considérés dans les conditions du laboratoire et qui seront détaillés ci- dessous.

La valeur de la consommation spécifique d'explosifs de projet (q_p) peut être établie selon les données expérimentales dans les conditions de la carrière donnée cette dernière se calcule sur la base de la consommation spécifique étalon en tenant compte les conditions technologiques et d'organisation du tir pour la fragmentation des roches, au moyen de la formule :

$$q_p = q_{ét} * K_{ex} * K_f * K_d * K_c * K_v * K_{sd}, g/m^3 \quad (II.11)$$

Où :

TABLE II.5 – Classification des roches d'après leurs tirabilités

Classe	Type des roches	Tirabilité	Distance moyenne entre les fissures (m)	Catégorie
1	Roche exclusivement fissurées (en petits bloc)	Facile $q_{et} \leq 10g/m^3$	Jusqu'à 0,1	1.2.3.4.5
2	Roche de grande fissuration (en bloc moyens)	Moyenne $q_{et} = 10,1 \text{ à } 20g/m^3$	0,1 à 0,5	6.7.8.9.10
3	Roches de moyenne fissuration (en gros blocs)	Difficile $q_{et} = 20,1 \text{ à } 30g/m^3$	0,5 à 1,0	11.12.13. 14.15
4	Roches de faible fissuration (en gros bloc)	Très difficile $q_{et} = 30,1 \text{ à } 40g/m^3$	1,0 à 1,5	16.17.18 19.20
5	Roches pratiquement (exclusivement en gros bloc)	Difficile $q_{et} = 40,1 \text{ à } 50g/m^3$	1,5	21.22.23 24.25

q_{et} - est la consommation spécifique étalon ;

$$q_{et} = 0,02 * (\delta_{comp} + \delta_{dép} + \delta_{tr}) + 2\gamma; g/m^3 \tag{II.12}$$

D'Où :

δ_{comp} : Résistance des roches à la compression ; Kgf/cm^2 ; $\delta_{comp} = 922kgf/cm^2$

δ_{tr} : Résistance des roches à la traction ; $\delta_{tr} = 92kgf/cm^2$

$\delta_{dép}$: Résistance des roches au déplacement ; $\delta_{dép} = 184kgf/cm^2$

γ : Masse volumique de la roche ; $\gamma = 2,67g/m^3$

Donc :

$$q_{et} = 0,02 * (922 + 184 + 92) + 2 * 2,67 = 29,3; g/m^3$$

D'après le tableau (5) la tirabilité des roches est difficile du classe 3 et catégorie 15.

K_{ex} - est le coefficient de conversion en cas d'utilisation d'un autre l'explosif que celui étalon

$$K_{ex} = \frac{A_{et}}{A_u} \tag{II.13}$$

Où :

A_{et} –est l'aptitude au travail de l'explosif étalon, $A_{et} = 360m^3$

A_u –est l'aptitude de au travail de l'explosif utilisé, $A_u = 320m^3$

$$K_{ex} = \frac{360}{320} = 1,125$$

K_d : est le coefficient tenant compte du degré de fragmentation (n) nécessaire dans les conditions données :

$$K_d = \frac{0,5}{d_m}$$

Où :

d_m – est la dimension moyenne escomptée des morceaux de la roche fragmentée, $d_m = 0,75m$

$$K_d = \frac{0,5}{0,25} = 0,67$$

K_c : est le coefficient tenant compte du degré de concentration réelle de la charge et dépend du diamètre du trou qui à son tour prédétermine le rayon de la zone de la fragmentation réglée. Sa valeur peut être choisie du tableau .II.6

TABLE II.6 – Les valeurs de coefficient K_c en fonction du diamètre du trou

Tirabilité des Roche	$q_{et}, g/m^3$	Valeur de K_c		
		Diamètre du trou, mm		
		100	200	300
Facile	≤ 10	0,95 à 1	1	1,05 à 1,1
Moyenne	10,1 à 20	0,85 à 0,9	1	1,2 à 1,25
Difficile	20,1 à 30	0,7 à 0,8	1	1,35 à 1,4

Pour notre cas $K_c = 0,8$

K_v : est le coefficient qui tient compte l'influence de la hauteur des gradins du volume de la roche fragmentée à l'explosif

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{Hg}} \implies K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{20}} = 0,90$$

K_{sd} : est le coefficient qui tient compte du nombre de surface dégagée du massif tiré.

Pour 6 surface de dégagement ; $K_{sd} = 1$

Pour 5 surface de dégagement ; $K_{sd} = 2$

Pour 4 surface de dégagement ; $K_{sd} = 4$

Pour 3 surface de dégagement ; $K_{sd} = 6$

Pour 2 surface de dégagement ; Ksd = 8

Pour 1 surface de dégagement ; Ksd = 10

Pour notre cas Ksd = 10 ;

K_f - le coefficient que tient compte de l'influence de la fissuration du massif rocheux

$$K_f = 1,2L_m + 0,2 \tag{II.14}$$

Où :

L_m – est la dimension moyenne du bloc dans le massif, m Pour l'application de la méthode de Rjevsky, on peut admettre que les valeurs des différents coefficients sont constantes pour les conditions de la carrière de Chauf-Ammar à l'exception du coefficient qui a une grande influence et peut varier tout le long du front des travaux miniers ou d'un gradin à un autre. C'est pourquoi l'équation (11) peut prendre la forme suivante :

$$q_p = C.K_f \text{ kg/m}^3 \tag{II.15}$$

Où :

C : le produit des coefficients constants dont les valeurs calculées sont :

$$C = q_{et} \times k_{ex} \times k_d \times k_c \times k_v \times k_{sd} \tag{II.16}$$

$$C = 29,3 * 1,125 * 0,67 * 0,8 * 0,9 * 10 = 159$$

Donc :

$$q_p = 159(1,2L_m + 0,2)$$

En faisant varier la dimension des blocs de 0,12 jusqu'à 2 m, on obtient les résultats mentionnés dans le tableau II.7 et leur interprétation graphique set représentée sur la fig.II.13.

TABLE II.7 – Valeurs calculées de la consommation spécifique par la méthode Rjevsky

Fissures/mètre	Dimension moyenne des blocs (L_m) m	Coefficient de fissuration (K_f)	Consommation spécifique Kg/m^3
0	2	2,6	0,41
1	1	1,4	0,22
2	0,5	0,8	0,13
3	0,33	0,6	0,09
5	0,2	0,44	0,07
8	0,125	0,35	0,06

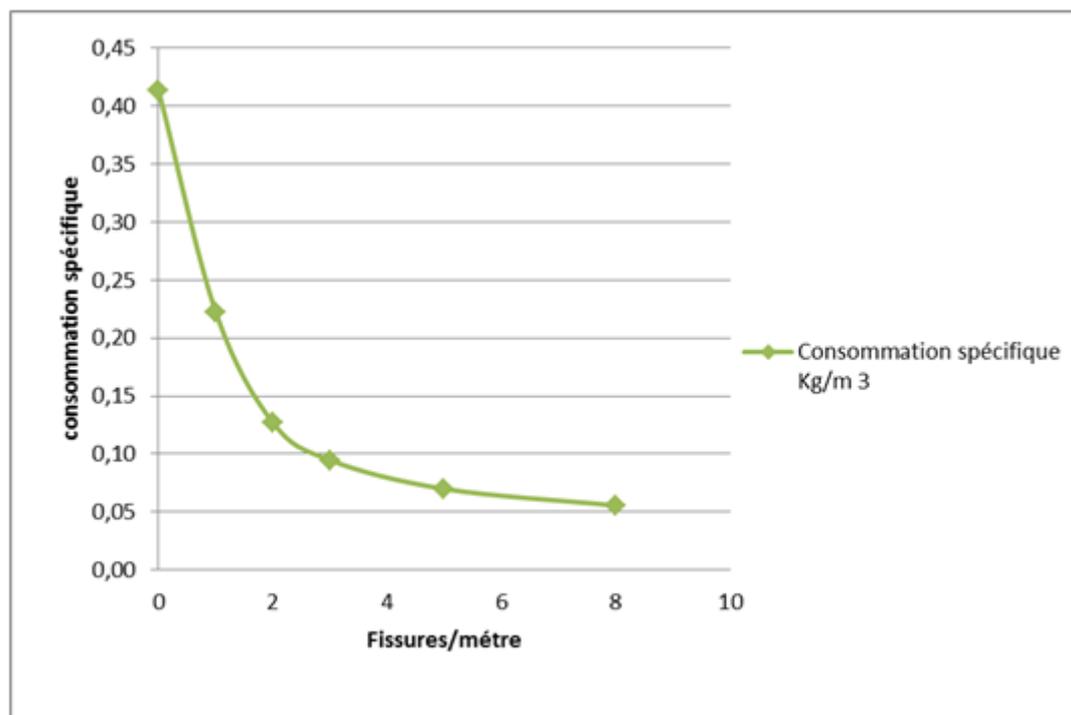


FIGURE II.13 – Consommation spécifique en fonction du degré de fissuration par la méthode Rjevsky

II.7.4 .Discussion des résultats

II.7.4.1 Méthode d'ASHBY

Les résultats obtenus par la méthode d'ASHBY qui sont représentés dans le graphe (Fig .II.12), à partir de ce graphe nous constatons que la consommation spécifique d'explosif diminue avec l'augmentation du nombre de fissure par mètre.

Cette méthode tient compte de l'angle de frottement interne et celui de la rugosité des surfaces de rupture de la roche. Ces paramètres de cisaillement entrent dans l'abattage à l'explosif.

II.7.4.2 Méthode Rjevsky

A partir le graphe (Fig .II.13) la consommation spécifique d'explosif diminue selon l'augmentation du nombre de fissure par mètre. Cette méthode se rapproche beaucoup plus la réalité et également avantageuse par rapport à celle de ASHBY, ce fait est du à la prise en considération d'un nombre plus important des facteurs influant sur la consommation spécifique tel que :

- le nombre de surfaces dégagées qui améliore le rendement de tir
- la hauteur du gradin dont son augmentation contribue à l'amélioration de la fragmentation des roches.
- la consommation spécifique étalon qui tient compte des propriétés physico mécanique de la roche (σ_c , σ_t , $\sigma_{dép}$ et γ).
- le coefficient tenant compte de la fissuration. . .

II.8 Les solutions proposées

En présence de ces contraintes, nous avons suggéré aux responsables les mesures et les précautions suivantes :

TABLE II.8 – Les fissurations au massif rocheux et les solutions possibles

Caractéristiques du massif rocheux	Solutions possibles
Si la fissuration est verticale ou subverticale	La foration doit être réalisé en avant et/ou en arrière de la fissuration.
Si la fissuration est inclinée	Le trou de mine doit croiser la fissure

CONCLUSION

Après étude et analyse de ce projet, nous pouvons le conclure d'un point de vue général que :

Les mauvais résultats de tir dans les carrières à ciel-ouvert nécessite toujours des améliorations quel que soit les méthodes d'abattage utilisées, pour pouvoir agir positivement sur le prix de revient d'une tonne de minerai.

Mais l'objectif essentiel est d'essayer de diminuer le pourcentage des blocs hors-gabarit dans les conditions de la carrière de la Chauff-Ammar en prenant en considération la fissuration et la distribution d'explosif comme deux facteurs essentiels pouvant provoquer les mauvais résultats de tir.

L'application de la méthode d' Ashby et Rjevsky, pour la détermination de la consommation spécifique d'explosif, qui présente un paramètre essentiel pour la détermination de tout le reste des paramètres des travaux d'abattage, en basant sur la fissuration et les propriétés physico- mécaniques des roches à abattre ; et en présentant une solution pratique de traitement de la fissuration naturelle.

Dans notre travail nous avons traité les problèmes de fissuration et proposés des solutions qui peuvent améliorer la qualité de la fragmentation des roches

References

- [1] R. Boutiara, "Rapport geologique actualise gisement calcaire chouf-amar 2013,"
- [2] K. Menacer, "Influences des discontinuités et de l'emplacement du détonateur sur les résultats de l'abattage des calcaires sur modele réduit (cas de chouf-amar m'sila)," 2011.
- [3] AFTES, "Texte provisoire des recommandations pour une description des massifs rocheux utile à l'étude de la stabilité des ouvrages souterrains," 2001.
- [4] Belland, "Structure as a control in rock formation carol lake iron ore deposits," 1966.
- [5] Fourny, "Pre-splitting and stress waves. a dynamic photo elastic evaluation," 1982.
- [6] V.Rjeveski, "Processus des travaux miniers à ciel ouvert. nedra, moscou," 1978.