



Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie

Département des Mines et géologie

Memoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de Master en Mines

Option : Exploitation minière

Présenté par

ALI CHERIF Abdelhak

DIAF Badreddine

Thème

Etude comparative entre les plans de tir (influence de la méthode d'implantation des trous de mine) Cas de la carrière de Chouf Ammar –Wilaya de M'sila

Soutenu le 01 / 06 /2017 devant le jury composé de :

Présidente : Mme AZIZOU

UAMB

Promoteur : Mr GUELMAMI Ali

UAMB

Examinatrice : Mme KICHER

UAMB

Année Universitaire : 2016-2017

REMERCIEMENTS

Au terme de ce travail, nos remerciements vont tout d'abord à Dieu le tout puissant de nous avoir donné le courage, la volonté et la patience tout au long de ce travail ;

On vaudrait tout d'abord adresser toute notre gratitude à notre promoteur, Mr Guelmami pour sa patience et pour sa disponibilité intellectuelle qui ont contribué à alimenter notre réflexion, pour son précieuse aide, son orientation et le temps qu'il nous a accordé durant ce travail ;

On remercie également le président et les membres de jury d'avoir accepté d'examiner notre travail

Nos remerciements s'adressent aussi au groupe LAFARGE pour nous avoir offert l'opportunité de faire le stage au sein l'entreprise sur un sujet d'option vivement intéressant.

Merci également à Mr Baali Faiçel, Mr Rachid Choubar, Mr Afoufou Mahmoud, Mr Chitour Mouhamed, et à tout le personnel de la carrière de Hammam Dalâa pour leurs aides et leurs conseils.

Dédicaces

Je dédie cet humble travail avec grand amour, sincérité et fierté :

A ma source de courage et d'espoir mes chers parents pour leurs sacrifices, leurs soutiens physiques et morale, que dieu leurs procure une longue vie,

A ma grand-mère,

A mes frères et mes sœurs en témoignage de fraternité,

A mes amis de chambre et à tous mes amis.

Abd El Hak

Je dédie ce travail

Tout d'abord à mes parents qui avaient tant souhaité me voir mener à bien mes études. Que dieu les garde pour moi.

A mon très cher frère.

A mes très chères sœurs.

A mes fidèles amis.

Badreddine

Liste des figures

N° de Figure	page
Chapitre I	
I.1 Extrait de la carte topographique N°140 et 141 du gisement de Chouf Ammar.....	05
I.2 Coupes géologiques du gisement.....	07
I.3 La carte structurale du gisement.....	09
Chapitre II	
II.1 Schéma d'ouverture de gisement de Chouf Ammar.....	19
II.2 Largeur de la piste.....	21
II.3 Schéma de la plate-forme de travail (abattage à l'explosif).....	26
Chapitre III	
III.1 Sondeuse ATLAS COPCO ROC L6	35
III.2 La charge de colonne(ANFOMIL).....	39
III.3 La charge de pied (TEMEX II). (pris le 14/03/2017).....	40
III.4 Construction de la charge.....	51
III.5 Schéma de connexion. (AUTOCAD).....	54
Chapitre IV	
IV.1 Chargeuse CATERPILLAR 990 IT	58
IV.2 L'opération de Chargement dans la carrière. (prise le 14/03/2017).....	61
IV.3 Dumper CAT 775 . (prise le 14/03/2017).....	63
IV.4 Largeur de la voie de transport.....	68
IV.5 Chargement de tas des roches.....	69
IV.6 Concasseur de marteau.....	70
Chapitre V	
V.1 Implantation par décamètre. (AUTOCAD).....	73
V.2 Implantation par repère arrière. (AUTOCAD).....	74
V.3 L'appareil topographique (Leica). (Photo pris le 30/03/2017 à 11:02).....	77
V.4 Description de l'appareil LaserAce®.....	79

V.5	Repérage du front.....	81
V.6	Visée de repère du trou.....	81
V.7	Visée de pied du front.....	82
V.8	Affichage des paramètres de front.....	82
V.9	Profilage de front.....	83
V.10	La valeur de la banquette à différents points au niveau du front.....	84
V.11	Affichage d'un profil brut.....	85
V.12	Les éléments essentiels du logiciel Profilage de front 4.3	85
V.13	Modification de l'inclinaison du trou.....	86
V.14	Modification du recul.....	86
V.15	Calcul de la sur profondeur.....	87
V.16	Les éléments essentiels pour le calcul de recul.....	88
V.17	L'abaque utilisé pour le calcul des paramètres de trou.....	89

Chapitre VI

VI.1	Tas abattu issu de l'implantation par la méthode de repère arrière.....	93
VI.2	Le plan de foration au niveau 1010-1020 m EST.....	96
VI.3	Tas abattu issu de l'implantation par la méthode topographique.....	99
VI.4	Mesures de Profil n°01.....	100
VI.5	Mesures de Profil n°02.....	100
VI.6	Mesures de Profil n°03.....	101
VI.7	Profilage n°01 du front.....	101
VI.8	Profilage n°02 du front.....	102
VI.9	Construction de la charge dans le trou (AUTOCAD).....	102
VI.10	Construction de la charge dans le trou selon la forme du front.....	103
VI.11	Tas abattu issu de l'implantation par la méthode de profilomètre.....	107
VI.12	Tas abattus issus de l'implantation par les 03 méthodes.....	108
VI.13	Dimensions des tas abattus issus de l'implantation par les 03 méthodes....	108
VI.14	Le coût d'explosif des 03 essais.....	109
VI.15	Caractéristiques du tas obtenu par les 03 essais.....	110
VI.16	Temps de cycle de chargement des trois tas.....	110

Liste des tableaux

N° de tableau	Page
Chapitre I	
I.1 les coordonnées topographiques de l'ACC (km).....	04
I.2 Les coordonnées de la station d'observation météorologique de M'Sila.....	11
Chapitre II	
II.1 La Production annuelle de 2003 jusqu'à 2014.....	12
II.2 Les valeurs des paramètres de la demi-tranchée de découpage et la demi-tranchée d'accès.....	23
II.3 Coefficient de foisonnement.....	27
II.4 la hauteur du tas en fonction de nombre de rangées.....	27
Chapitre III	
III.1 Classification de la forabilité des roches (selon <i>V.RJEVSKI</i>).....	33
III.2 Le mode de forage en fonction de diamètre des trous et l'indice de forabilité...	34
III.3 Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO ROC L6	35
III.4 Caractéristiques des explosifs utilisés dans le tir.....	40
III.5 Classification de la tirabilité des roches.....	44
III.6 Coefficient tenant compte de degré de concentration de la charge en fonction de la tirabilité des roches et le diamètre de foration.....	45
III.7 Coefficient K_{sd} en fonction de nombre de surface libre.....	46
III.8 Tableau récapitulatif des paramètres de plan de tir (calculés et utilisés).....	55
Chapitre IV	
IV.1 Caractéristiques techniques de la chargeuse.....	58
IV.2 Le rendement de la chargeuse.....	61
IV.3 Caractéristiques techniques du camion.....	64
IV.4 Rendement du camion.....	66
IV.5 Caractéristiques techniques du concasseur.....	71

Chapitre VI

VI.1	Dispatch obtenu de l'essai d'implantation par la méthode de repère arrière.....	92
VI.2	Les coordonnées des points levés par l'appareil topographique. (trous).....	95
VI.3	Les coordonnées de quelques points dans la plate-forme.....	95
VI.4	Dispatch obtenu de l'essai d'implantation par la méthode topographique.....	98
VI.5	Dispatch obtenu de l'essai d'implantation par la méthode de profilomètre.....	106
VI.6	Tableau récapitulatif des résultats obtenus par les 03 essais.....	109

Liste des abréviations

LCM : LAFARGE Cimenterie de M'sila.

CETIM : Centre Etude Technologie Industriel des Matériaux.

UTM : Universel Transversal Mercator.

ONEX : Office Nationale des substances EXplosives.

°C : Degré Celsius.

SSE : Sud Sud-Est.

SNE : Sud Nord-Est.

ACC : Algérien Cément Company.

Table des matières

Liste des figures	I
Liste des tableaux	IV
Liste des abréviations	VI

Introduction générale

Chapitre I : Etudes géologiques et hydrogéologiques

Introduction.....	3
I.1 Généralités sur la région d'étude	3
I.2 Situation géographique et morphologie du gisement de Chouf Ammar	4
I.2.1 Situation géographique	4
I.2.2 Morphologie	5
I.2.3 Géologie du gisement	6
I.2.4 Structure et Tectonique du gisement	7
I.3 Hydrogéologie.....	10
I.4 Hydrographie.....	10
I.5 Climatologie (Milieu physique de l'environnement).....	10
I.5.1 Situation de la station d'observations météorologiques.....	10
I.5.2 Données climatiques 1989-1998.....	11
Conclusion	11

Chapitre II : Ouverture et exploitation du gisement

Introduction	12
II.1 Les réserves de calcaire	12
II.2 Régime de travail de la carrière de Chouf Ammar	13
II.2.1 Nombre de postes ouvrables par jour	13
II.2.2 Nombre de jours ouvrables par an " $N_{j-o/an}$ "	13
II.3 Capacité de production.....	14
II.3.1 Production annuelle " P_{an} "	14
II.3.2 Production mensuelle de la carrière " P_m "	15
II.3.3 Production hebdomadaire " P_s "	15
II.3.4 Production journalière de la carrière " P_j "	15

II.3.5	Production postière de la carrière " P_p "	16
II.3.6	Production horaire " P_h "	16
II.4	La durée de vie de la carrière	17
II.5	L'ouverture de gisement.....	17
II.5.1	Mode d'ouverture.....	17
II.5.2	Le choix du mode d'ouverture	18
II.5.2.1	Les facteurs géologiques	18
II.5.2.2	Les facteurs technico-miniers.....	18
II.5.2.3	Les facteurs économiques	18
II.5.3	Creusement de la demi-tranchée d'accès (piste d'accès).....	20
II.5.4	Paramètres technologiques de la demi-tranchée d'accès	20
II.5.4.1	Largeur des fonds de la demi-tranchée d'accès " l_d "	20
II.5.4.2	Pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès	21
II.5.4.3	L'angle de bord de la demi-tranchée d'accès	21
II.5.4.4	Volume total de la demi-tranchée d'accès " V_d "	22
II.5.4.5	L'angle de bord de la demi-tranchée de découpage " α_{dec} "	22
II.5.4.6	Largeur de la demi- tranchée de découpage " b_{dec} "	22
II.5.4.7	Volume de la demi-tranchée de découpage " V_{dec} "	23
II.6	Méthode d'exploitation	24
II.6.1	Détermination des paramètres d'une méthode d'exploitation	24
II.6.1.1	La hauteur des gradins	24
II.6.1.2	La largeur d'enleveur " A "	25
II.6.1.3	La largeur de la plate-forme de travail " L_{pt} "	26
II.6.1.4	Vitesse de déplacement de chantier " V_{ch} "	29
II.6.1.5	Approfondissement annuel des travaux miniers " H_a^p "	30
Conclusion	31

Chapitre III : Travaux de forage et de tir

Introduction	32
III.1 Paramètres de forage	32
III.1.1 Choix du mode de forage	32

III.1.1.a	Calcul de l'indice de forabilité " D_f "	32
III.1.1.b	Diamètre du trou " D_{tr} "	33
III.1.2	Caractéristiques techniques de la sondeuse	35
III.2	Paramètres de tir	36
III.2.1	Exigences technologiques de travaux de forage et de tir	36
III.2.2	Paramètres liés à l'explosif	37
III.2.2.1	Abattage à l'explosif	37
III.2.2.2	Le choix de l'explosif	38
III.2.2.3	Caractéristiques de l'explosif utilisé dans la carrière Chouf Ammar	39
III.2.2.4	Le travail à l'explosif	41
III.2.3	Conception d'un plan de tir	41
III.2.4	Le plan de tir	42
III.2.5	Calcul des paramètres de tir	43
III.2.5.1	Calcul de la consommation spécifique de l'explosif de projet q_p	43
III.2.5.2	Calcul des principaux paramètres de l'emplacement des trous	47
a	Ligne de moindre résistance au pied du gradin " W "	47
b	Distance entre deux trous " a "	49
c	Distance entre deux rangées de trous " b "	49
III.2.5.3	Construction de la charge explosive	50
a	La quantité d'explosif dans un trou " Q_{tr} "	50
b	Longueur de la charge dans un trou " L_{ch} "	50
c	Longueur de bourrage " L_b "	50
III.2.5.4	Paramètre du bloc à abattre	52
a	Volume du bloc à abattre " V_{bl} "	52
b	La surface du bloc à abattre " S_{bl} "	52
c	Longueur du bloc à abattre " L_{bl} "	52
d	Volume à abattre par un trou " V_{tr} "	53
e	Le nombre de trou dans un bloc à abattre " N_{tr} "	53
f	Longueur totale des trous à forer dans un bloc à abattre " L "	53

g	La quantité d'explosif dans un bloc à abattre " Q_{tot} "	53
III.2.5.5	Rayon de sécurité " R_s "	53
III.3	Comparaison entre les paramètres de tir (calculés et utilisés)	54
Conclusion		56

Chapitre IV : Chargement et transport

Introduction	57
IV.1 Le chargement	57
IV.1.1 Le choix de type de chargeuse	57
IV.1.2 Caractéristiques techniques de la chargeuse	58
IV.1.3 Le rendement d'une chargeuse " R_{pch} "	59
IV.1.4 Nombre de chargeuses " N_{ch} "	60
IV.1.5 Nombre de godets nécessaire pour charger un camion " N_g "	61
IV.2 Le transport	62
IV.2.1 Le choix de moyen de transport	62
IV.2.2 Caractéristiques techniques du camion	64
IV.2.3 Temps de cycle du camion " T_{cc} "	64
IV.2.4 Rendement effectif du camion " R_{ca} "	66
IV.2.5 Nombre des camions nécessaires pour assurer la production " N_c "	66
IV.2.6 Caractéristiques de la piste de transport	67
IV.2.7 Organisation du travail de transport	68
IV.3 Le concassage	69
IV.3.1 Généralités	69
IV.3.2 Concassage	69
IV.3.3 Caractéristiques techniques du concasseur	71
Conclusion	71

Chapitre V : Description des méthodes d'implantation des trous

Introduction	72
V.1 La méthode de décamètre	72
V.1.1 Définition de la méthode	72
V.1.2 Avantages de la méthode	73

V.1.3	Inconvénients de la méthode	73
V.2	La méthode de repère arrière	74
V.2.1	Définition	74
V.2.2	Avantages de la méthode	75
V.2.3	Inconvénients de la méthode	75
V.3	La méthode topographique	75
V.3.1	Définition.....	75
V.3.2	Avantages de cette méthode	7633
V.3.3	Inconvénients de cette méthode	76
V.3.4	Représentation de l'appareil topographique	76
V.3.5	Transfert des données (exploitation des données)	77
V.4	La méthode de profilomètre	78
V.4.1	Définition.....	78
V.4.2	Avantage de la méthode	78
V.4.3	Inconvénients de la méthode	78
V.4.4	Identification de l'appareil	79
V.4.5	Description de l'appareil.....	79
V.4.6	Consignes d'utilisation	80
V.4.7	Résumé des applications	80
V.4.8	Principe de travail de l'appareil	80
V.4.9	Transformation des données	84
V.4.10	Exploitation des données	84
V.4.10.1	Traitement des mesures avec le logiciel Profil Front	84
V.4.10.2	L'exploitation des mesures à l'aide d'un abaque	87
Conclusion		90

Chapitre VI : Etude comparative entre les résultats des différentes méthodes

Introduction	91
VI.1 Application des méthodes	91
VI.1.1 Repère arrière (méthode utilisée)	91
VI.1.1.1 Calcul des paramètres essentiels du tir	91
VI.1.1.2 Résultat de tir	92
VI.1.1.3 Caractéristiques de tir	93

Annexes

Introduction générale

Introduction générale

Le gisement de calcaire de Chouf Ammar est un gisement qui a déjà fait l'objet d'une exploitation par une société privée égyptienne et a été abandonné probablement à cause de la difficulté technique à poursuivre les travaux d'exploitation sous un gradin d'une hauteur de (plus de 30 m), puis une société française **LAFARGE** (le leader au monde de ciment) a repris l'exploitation de ce gisement depuis 2009 jusqu'aujourd'hui. En effet le site montre une carrière à ciel ouvert avec plus de 15 gradins.

Le stage qu'on a effectué durant plus d'un mois à Chouf Ammar dans la région de Hammam Dalâa, wilaya de M'sila, nous a permis de réunir toutes les informations détaillées du gisement, comme les rapports géologiques, études d'impact sur l'environnement et toutes les données essentielles pour pouvoir réaliser notre travail qui base sur une étude comparative entre les plans de tir (influence de la méthode d'implantation de tir).

Pour mener à bien cette étude, notre travail s'articule autour de six chapitres. Le premier chapitre est consacré à la présentation de l'unité de Chouf Ammar, sa situation géographique, ainsi que le cadre géologique et hydrogéologique de la zone d'étude.

Le deuxième chapitre concerne le régime de fonctionnement de la carrière, ses réserves, sa production et sa durée de vie, laquelle est estimée à **63 ans** d'exploitation, et comporte aussi la technologie d'exploitation du gisement, son mode d'ouverture et sa méthode d'exploitation.

Le troisième chapitre se base sur le calcul des paramètres de travaux de forage et de tir en précisant les caractéristiques de l'explosif utilisé au niveau de la carrière.

Le quatrième chapitre est consacré au dimensionnement du matériel utilisé au niveau de la carrière.

Le cinquième chapitre qui comporte la description des différentes méthodes d'implantation de tir de mine, leurs avantages, leurs inconvénients, et le principe de travail de chaque méthode.

Notre travail se termine par un sixième chapitre, qui se rapporte au traitement des résultats de tir issus par chaque méthode, suivi d'une étude comparative afin de choisir la méthode adéquate pour l'implantation de tir de mine.

Dans notre travail, nous avons mené une expérimentation in situ afin de déterminer l'influence de la méthode d'implantation de tir sur le résultat final de l'abattage des roches.

chapitre I

Etudes géologiques et hydrogéologiques

Introduction

Le site en étude se situe au lieu-dit « Chouf Ammar », à une dizaine de kilomètres à l'Est de Hammam Dalâa, à 2 km au Nord de la cimenterie de M'sila, il est en exploitation depuis une dizaine d'années.

Administrativement, la partie Ouest du gisement dépend de la commune et Daïra de Hammam Dalâa, Wilaya de M'sila et la partie Est appartient à la commune d'El Euch, Daïra d'El Hammadia, Wilaya de Bordj Bou Arreridj (BBA) [01].

Morphologiquement, le gisement fait partie d'un vaste massif étiré dans une direction longitudinale sur plus de 1,5 km, il couvre une superficie de 159 hectares cernés de corniches bien visibles.

I.1. Généralités sur la zone d'étude

Le calcaire du gisement Chouf Ammar est considéré comme une matière première sur-dosée débutée en 2003, avec une capacité de production annuelle d'environ 4000000 tonnes par an.

L'évaluation des réserves exploitables avant le début d'exploitation est estimée à 232 millions de tonnes avec une durée de vie de 50 ans, l'évaluation des réserves restantes de la carrière Chouf Ammar étant une tâche absolument nécessaire pour l'avenir de la cimenterie de Hammam Dalâa, la planification de cette cimenterie est basée essentiellement sur les prévisions d'amélioration des techniques d'exploitation et d'optimisation de la qualité des produits pour satisfaire les besoins du marché.

En plus du fait que certaines parties de dépôts calcaires étant incluses dans le gisement aient été exploitées, la production a varié d'année en année selon les objectifs de société et les besoins du marché.

Trois méthodes différentes ont été utilisées pour l'estimation des réserves exploitables et restantes (Méthode des Blocs, Par Couches, Méthode des coupes).

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

I.2. Situation géographique et morphologie du gisement de Chouf Ammar

I.2.1. Situation géographique

Le site d'étude est situé à 08 km au Sud-Est de Hammam Dalâa, au lieu-dit « Chouf Ammar », soit à 2 km au Nord de la cimenterie, et à 2,5 km de la route qui est asphaltée en partie et menant vers la localité d'El Euch (BBA) [03].

Le gisement s'étend sur une superficie de 59,24 hectares dans les limites du périmètre définies par le permis d'exploitation des carrières N° 2006 PXC et dont les coordonnées UTM NS-1959 Fuseau 31 des sommets sont comme suit :

Tableau I.1 : Les coordonnées topographiques de l'ACC (km) [03].

N°	X	Y
1	631 235	3 973 607
2	632020	3 973 410
3	632449	3 973 084
4	632521	3 972 118
5	631295	3 972 077

Le terrain se situe dans un environnement essentiellement montagneux rocheux faiblement boisé. L'altitude varie de 985 m à l'Est et à 1070 m à l'Ouest, soit une dénivelée de 85 m.

Les habitants les plus proches sont situés à plus de 1000 m du site. L'accès au site se fait par la cimenterie puis par la piste de la carrière principale [01].

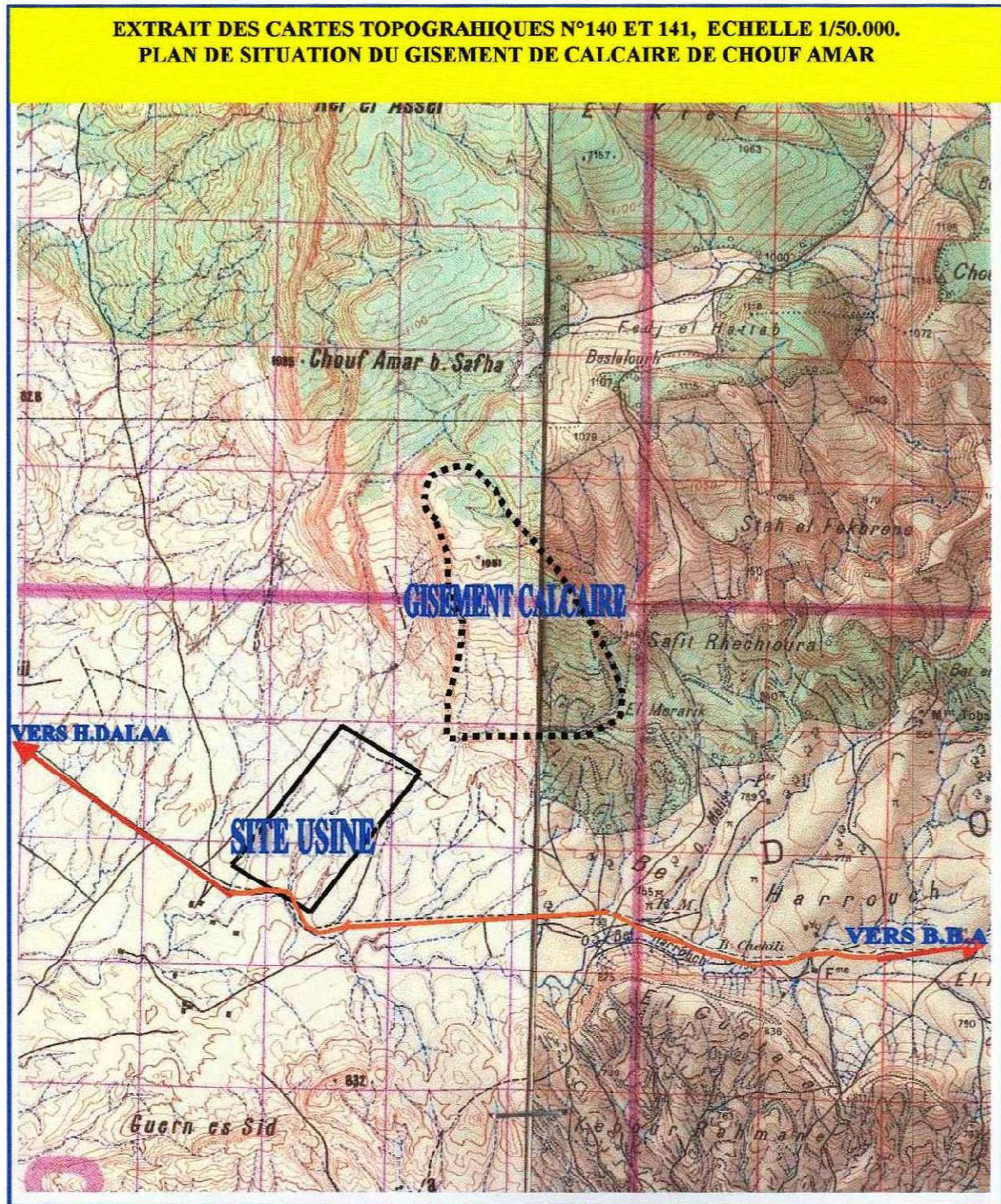


Figure I.1 : Extrait des cartes topographiques N°140 et 141 du gisement de Chouf Ammar [04].

I.2.2. Morphologie

Morphologiquement, le gisement de calcaire de Chouf Ammar fait partie d'un vaste massif étiré dans une direction longitudinale sur plus de 1,5 km. Localement, il se présente sous forme de deux compartiments monoclinaux bien distincts, d'une dénivelée moyenne de

250 m, étirés dans une direction SNE-NSO (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 la limite méridionale.

Il couvre une superficie de 159 hectares cernée de corniches bien visibles dans le paysage et recouverte en grande partie par une nappe alfatière parsemée de quelques conifères, vestiges d'un forêt autrefois certainement plus dense qu'elle ne l'est à l'heure actuelle [04].

I.2.3. Géologie du gisement

Les affleurements participants à la couverture sédimentaire du gisement de calcaire de Chouf Ammar 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 200 m d'épaisseur et qui se superposent selon la chronologie suivante [04]:

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 'Couche C3' (voir la figure I.4).

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 'Couche C2' (voir la figure I.4).

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 Ammar, repose une série marno-calcaire de 100 m 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 'Couche C1'. (Voi re la figure I.4)

Ces formations sont représentées par les deux coupes géologiques suivantes :

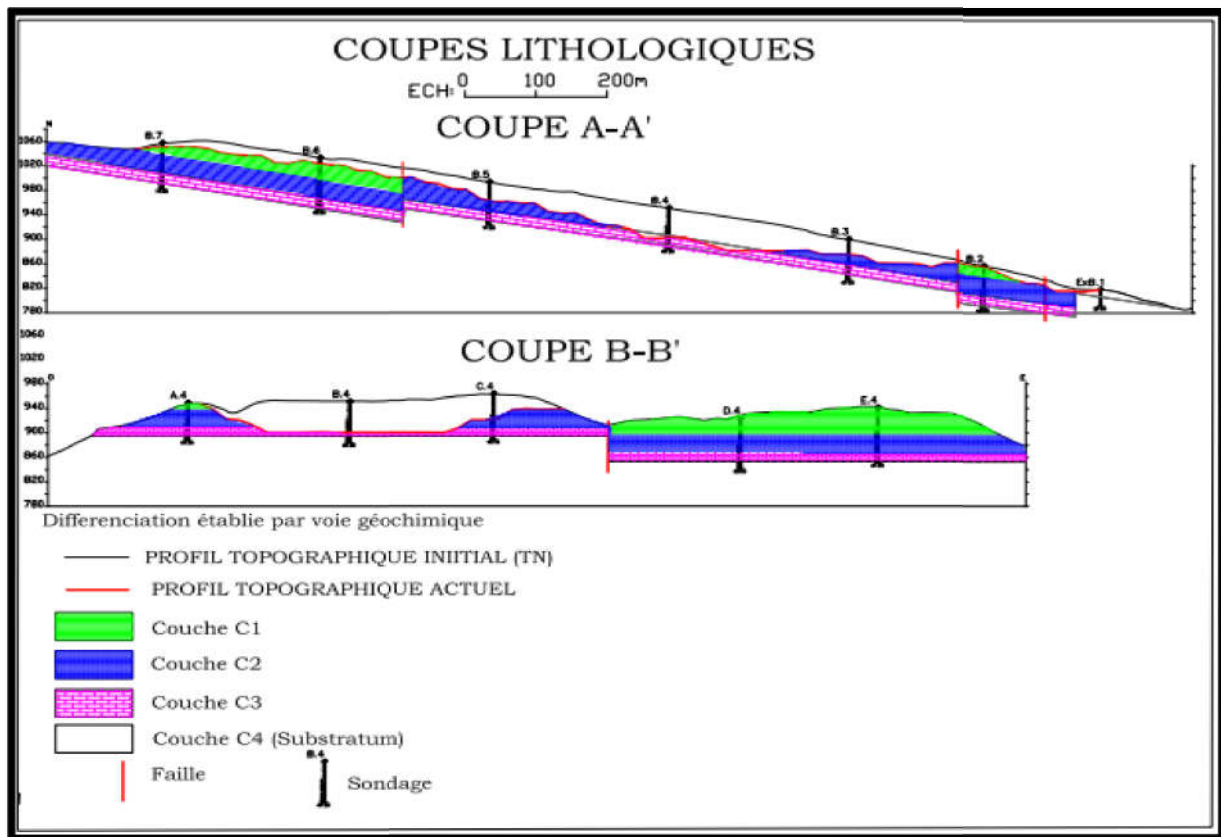


Figure I.2. Coupes géologiques du gisement [03]. (Voir annexe I)

I.2.4. Structure et Tectonique du gisement

Le gisement des calcaires de Chouf Ammar est localisé dans la terminaison périclinale occidentale, fortement perturbée de l'anticlinorium des monts du Hodhna 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, le gisement de Chouf Ammar se présente sous forme d'un monoclin d'une direction longitudinale gisant sous un pendage de 10 à 15 degré plongeant vers le SSE.

Sur le plan tectonique, ce gisement est traversé par une faille orientée NO-SE qui le scinde en deux secteurs (Secteur Ouest ou secteur I et secteur Est ou secteur II).

Le secteur Est serait exempt d'accidents tectoniques. Par contre au secteur Ouest trois accidents tectoniques sont reconnus sur la carte géologique N°141 de Tarmount :

- 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.

- Une faille située en zone Sud Ouest (Niveau 840 m) avec une orientation NO-SE parallèle aux courbes de niveau.
- Une faille au Nord avec une direction SE-NO, sub-transversale aux courbes de niveau du niveau 940 m au niveau 1040 m.

Au cours de l'exploitation et l'avancement des travaux vers la partie sommitale, on peut engendrer plusieurs failles, cassures et microfissures, qui sont illustrés sur la carte structurale. (Voire la figure I.5)

Un 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.

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.

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

La figure suivante donne le plan de situation des ouvrages et des coupes longitudinales et transversales montrant la structure telle qu'elle a été estimée avec les données disponibles [11].

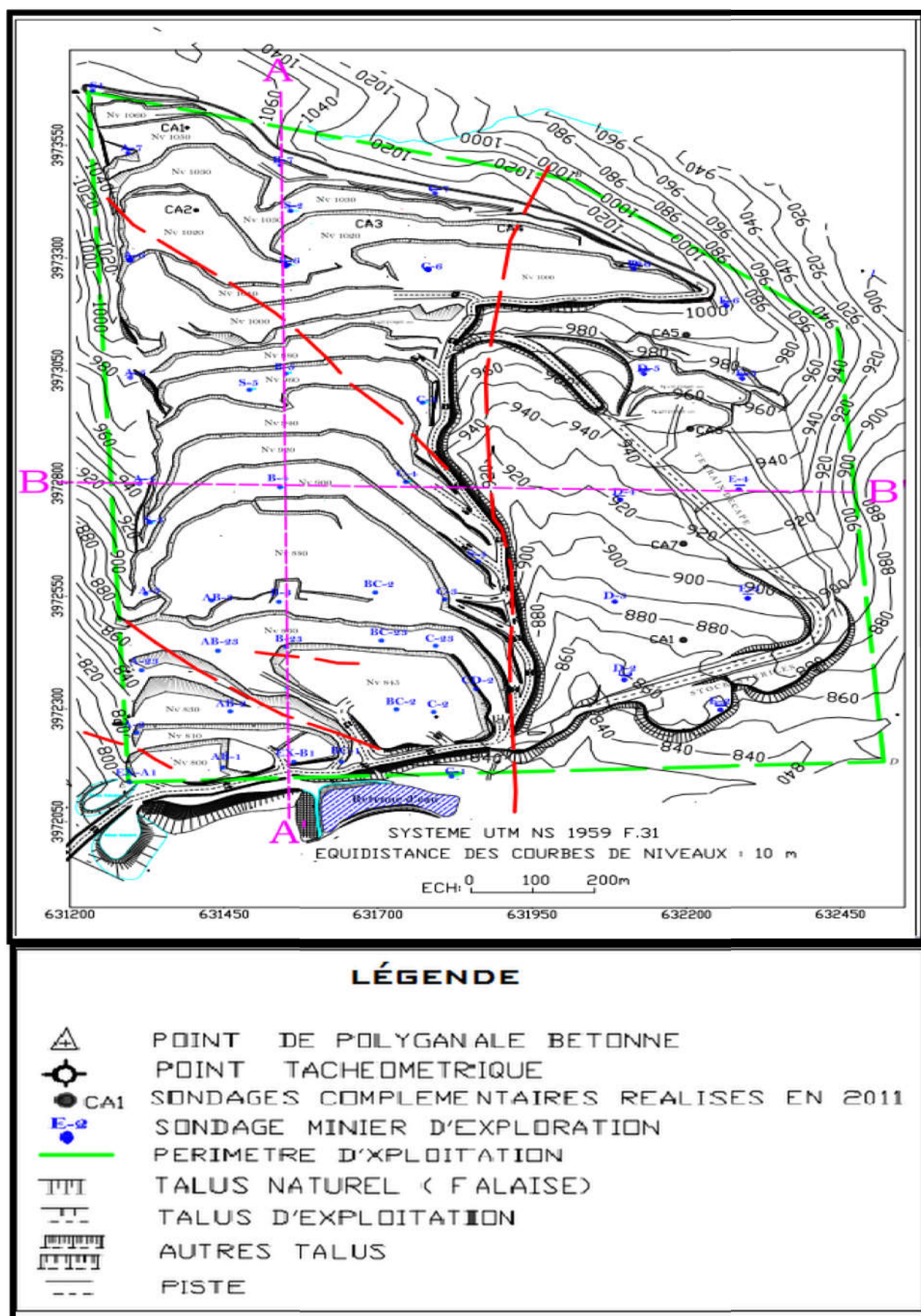


Figure I.3. La carte structurale du gisement [03]. (Voir annexe I)

I.3. Hydrogéologie

Compte tenu de leur position topographique sur les parties sommitales des reliefs, leur inclinaison vers le Sud, les calcaires du gisement de Chouf Ammar 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 [04].

I.4. Hydrographie

Il est à noter que la région de Hammam Dalâa est bien pourvue en bassins versants et d'autres oueds et talwegs faisant en sorte que les précipitations atmosphériques ruissellent à travers ceux-ci pour aller s'emmagasiner dans les nappes du sous-sol.

Ces bassins versants occupent même des superficies considérables et les oueds et les talwegs sillonnant la région sont nombreux. Pour cela nous pouvons dire que la région de Hammam Dalâa est caractérisée par une hydrographie assez riche [05].

Il n'y a pas de cours d'eau important dans la zone du gisement. Le cours d'eau principal dans la région est l'Oued Ksob situé à l'Est de la région et sur le cours duquel a été érigé le barrage de même nom. Dans la zone d'étude, l'hydrographie est représentée par un système dendritique dense de ravinement du flanc Sud des monts du Hodhna [03].

I.5. Climatologie (Milieu physique de l'environnement)

I.5.1. Situation de la station d'observations météorologiques

Sur recommandation de l'office national de météorologie, il a été pris en considération les données de la station d'observation météorologique de M'sila située à 25 km de la zone d'étude, Les coordonnées de la station d'observation météorologique de M'sila sont les suivantes [06]:

Tableau I.2 : Les coordonnées de la station d'observation météorologique de M'sila [06].

Longitude : 04°30'E	Latitude : 35°40'	Altitude : 441 m
---------------------	-------------------	------------------

I.5.2. Données climatiques 1989-1998

D'après les données climatiques enregistrées de 1989 à 1998 par la station d'observation météorologique de M'sila, on peut dire que le climat général de la région du site est de type continental, avec un hiver froid et peu pluvieux et un été très chaud et sec.

Conclusion

La région de Chouf Ammar est reconnue par les sédiments de Crétacé, Tertiaire, et les dépôts du quaternaire qui recouvrent la majorité de la partie des terrains, la structure est simple, sous forme d'une table monoclinale à pendage subhorizontale au niveau de (12° à 14°).

Cette région est caractérisée par les plus grands gisements dans le monde grâce à leur bonne qualité de calcaire.

Chapiter II

Ouverture et Exploitation du gisement

Introduction

Les méthodes d'exploitation à ciel ouvert peuvent être définies comme étant l'ordre d'exécution d'un ensemble des travaux d'enlèvement des stériles et du minerai en qualité bien réglée et qualifiée dans les conditions rationnelles de l'exploitation des gisements.

Le choix d'une méthode d'exploitation et d'un mode d'ouverture d'un gisement à ciel ouvert dépend d'un certain nombre de contraintes techniques, économiques et environnementales. On peut dire que le but principal de mode d'ouverture est la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation de gisement.

II.1. Les réserves de calcaire

Les réserves de calcaire de Chouf Ammar sont calculées par plusieurs méthodes tel que : la méthode des couches, la méthode des blocs, et la méthode des coupes géologiques.

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

D'après le tableau suivant qui résume la production de la carrière depuis 2003, on peut estimer les réserves disponibles dans la carrière à la fin de 2014.

Tableau II.1: La Production annuelle 2003 jusqu'à 2014 [03].

Année	2003 au 2013	Fin 2013	2014
Production (Tonne)	39 680 821	4 700 000	4 208 100
Production cumule totale à la fin 2014 (Tonne)	43 888 921		

Donc les réserves disponibles dans la carrière de Chouf Ammar à la fin de 2014 d'après la méthode des coupes géologiques sont calculées par la formule suivante : [03]

$$R_r = R_d - R_c \quad (II.1)$$

Où :

- R_r : Les réserves restantes de la carrière, tonne ;
- R_d : Les réserves disponibles de la carrière, $R_d=247807692$ tonnes ;
- R_c : Les réserves consommées à la fin de 2014, $R_c=43888921$ tonnes.

Donc :

$$R_r = 247807692 - 43888921 = 203918771 \text{ tonnes}$$

II.2. Régime de travail de la carrière de Chouf Ammar

Le régime de travail au niveau de la carrière de Chouf Ammar est comme suit:

II.2.1. Nombre de postes ouvrables par jour

Vu les besoins croissants et compte tenu de la matière première, la carrière est dotée d'un régime de travail de 16 à 24 h heures par jour effectué selon le calendrier :

- 1^{er} poste de 6:00 h à 14:00 h
- 2^{ème} poste.....de 14:00 à 22:00 h

Parfois et vue de la demande de l'usine de traitement, la carrière est obligée d'ajouter le troisième poste pour l'opération de chargement et transport et même parfois la foration qui allant de 22:00 h à 6:00 h.

Quant à l'usine de traitement, elle est dotée d'un régime de travail de 24h/24 h, Une équipe astreinte assure la permanence de l'usine pendant la nuit.

II.2.2. Nombre de jours ouvrables par an" $N_{j-o/an}$ "

La carrière ouvre sept jours par semaine. Donc les jours ouvrables par an seront calculés comme suit :

$$N_{j-o/an} = N_{j/an} - N_{j-f} - N_{j-r}; (jours) \quad (II.2)$$

Où :

- $N_{j/an}$: Nombre de jours par an ; $N_{j/an} = 365$ jours ;
- N_{j-f} : Nombre de jours fériés par an ; $N_{j-f} = 13$ jours ;
- N_{j-r} : Nombre de jours de repos par an ; $N_{j-r} = 102$ jours.

Donc :

$$N_{j-o/an} = 365 - 13 - 102 = 250 \text{ jours}$$

$$N_{j-o/an} = 250 \text{ jours/an}$$

Donc le nombre de postes par an " $N_{p/an}$ " sera :

$$N_{p/an} = N_{j-o/an} \times n; (poste)$$

Tel que

- n : Le nombre de postes par jour, $n = 2$ postes/jour

Donc :

$$N_{p/an} = 250 \times 2$$

$$N_{p/an} = 500 \text{ poste/an}$$

II.3. Capacité de production

II.3.1. Production annuelle " P_{an} "

L'objectif de l'unité de Chouf Ammar est d'assurer une production annuelle, $P_{an} = 4000000 \text{ t/an}$

Donc le volume obtenu par la production annuelle est :

$$V_{an} = \frac{P_{an}}{\gamma}; (m^3 / an) \quad (II.3)$$

Où :

- γ : la densité des roches, $\gamma = 2,65 \text{ t/m}^3$;

Donc :

$$V_{an} = \frac{4000000}{2.65} = 1509433,96 \text{ m}^3 / \text{an}$$

II.3.2. Production mensuelle de la carrière " P_m "

La production mensuelle est déterminée par la formule suivante :

$$P_m = \frac{P_{an}}{N_m}; (t / \text{mois}); (m^3 / \text{mois}) \quad (II.4)$$

Où :

- N_m : Nombre de mois par an, $N_m = 12 \text{ mois}$.

Donc :

$$P_m = 333333,33 \text{ t/mois}$$

$$P_m = 125786,16 \text{ m}^3/\text{mois}$$

II.3.3. Production hebdomadaire " P_s "

$$P_s = \frac{P_{an}}{52} = 76923,1 \text{ t / semaine}$$

$$P_s = 29027,58 \text{ m}^3 / \text{semaine}$$

II.3.4. Production journalière de la carrière " P_j "

La production journalière à assurer avec une bonne performance des engins miniers est :

$$P_j = \frac{P_{an}}{N_j}; (t / \text{jour}); (m^3 / \text{jour}) \quad (II.5)$$

Donc :

$$P_j = 16000 \text{ t/jour}$$

$$P_j = 6037,73 \text{ m}^3/\text{jour}$$

II.3.5. Production postière de la carrière " P_p "

$$P_p = \frac{P_j}{N_p}; (t / poste); (m^3 / poste) \quad (II.6)$$

Donc :

$$P_p = 8000 \text{ t/poste}$$

$$P_p = 3018,86 \text{ m}^3/\text{poste}$$

II.3.6. Production horaire " P_h "

D'après la production postière de la carrière, on peut calculer la production horaire comme suit :

$$P_h = \frac{P_p}{N_h}; (t / heure); (m^3 / heure) \quad (II.7)$$

Où :

- N_h : Nombre d'heures du travail par poste, $N_h = 8$ heures ;

Donc :

$$P_h = 1000 t / heure$$

$$P_h = 384,61 m^3 / heure$$

II.4. La durée de vie de la carrière " T_c "

D'après les réserves de calcaires estimées par la méthode des coupes géologiques de **247 807 692** tonnes, les réserves restantes de la carrière, et la production annuelle moyenne de cette dernière, on peut calculer la durée de vie de la carrière par la formule suivante [03]:

$$T_c = T'_c + \frac{R_r}{P_{an}}, (an) \quad (II.8)$$

Où :

- T_c : La durée de vie de la carrière, an
- T'_c : La durée de vie la carrière estimée depuis son ouverture jusqu'à la fin de 2014, $T'_c=12$ ans.

Donc :

$$T_c = 12 + \frac{203918771}{4000000} = 62.979 \approx 63 \text{ ans}$$

II.5. L'ouverture du gisement

L'ouverture d'une carrière exige la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation. Elle consiste à creuser des tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées de découpages qui permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitation.

II.5.1. Mode d'ouverture

L'ouverture des gisements 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 dépend de la nature des reliefs et peut se faire :

- par tranchées ;
- sans tranchées ;
- par des excavations spéciales.

II.5.2. Le choix du mode d'ouverture

Généralement, l'ouverture d'un gisement exploitable à ciel ouvert dépend des facteurs dont les principaux sont :

II.5.2.1. Les facteurs géologiques

- Relief de terrain ;
- Forme et dimensions du gisement ;
- Puissance, profondeur et pendage de gite.

II.5.2.2. Les facteurs technico-miniers

- Productivité de la carrière ;
- Durée de service de la carrière ;
- Moyen de mécanisation et sécurité de travail.

II.5.2.3. Les facteurs économiques

- Dépenses capitales de la construction de la carrière ;
- Le Rendement de la carrière [08].

Généralement l'ouverture des gisements à relief montagneux s'effectue de bas vers le haut par des demi-tranchées, comme le cas de la carrière de Chouf Ammar qui représente un gisement situé dans un relief montagneux, donc l'ouverture du gisement se fait à l'aide d'une demi-tranchée creusée de bas vers le haut.

La réalisation des premiers fronts de taille, nécessite le creusement des demi-tranchées de découpage, ces dernières sont en fonction du nombre de gradins, dont la somme des hauteurs égale à la profondeur finale de la carrière.

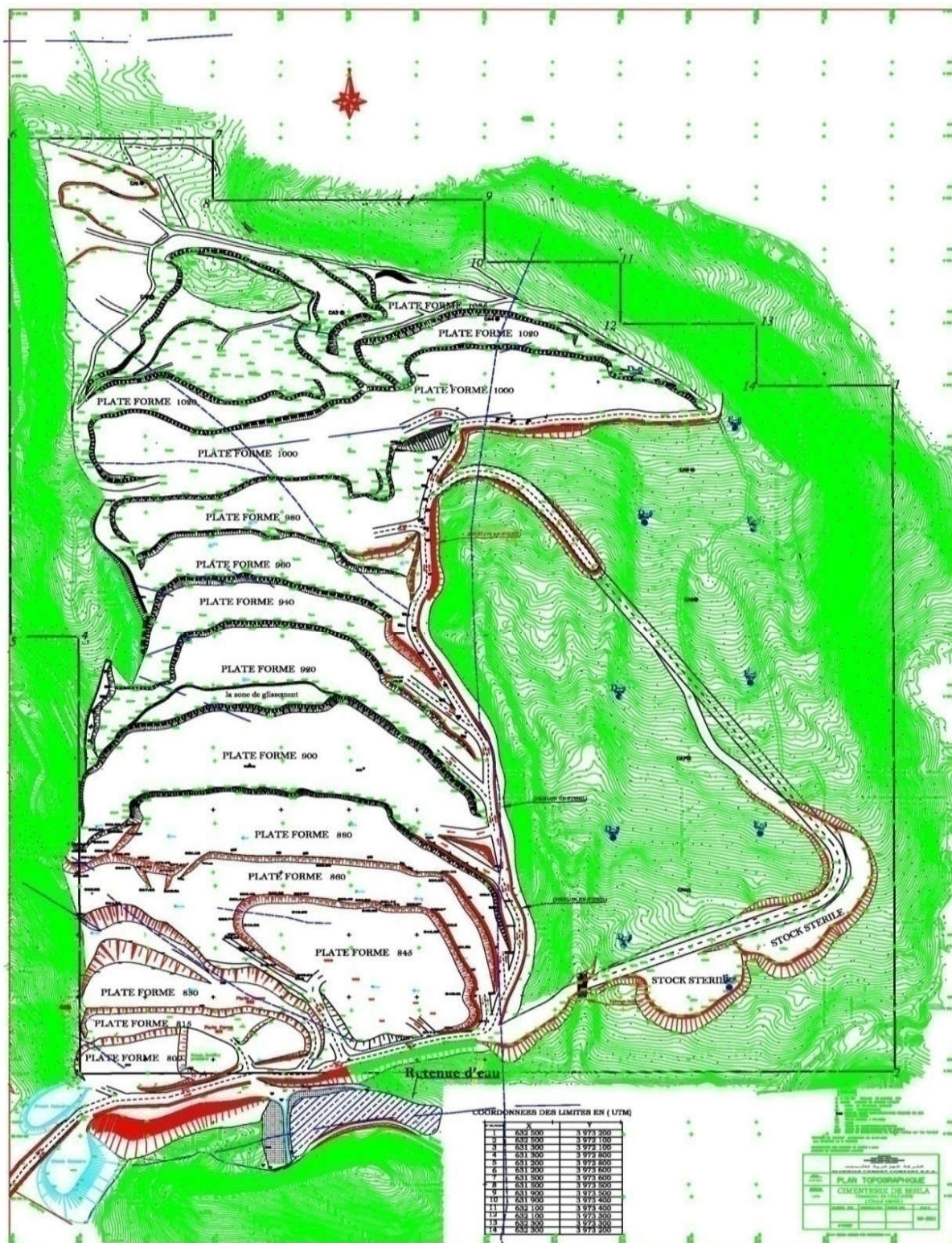


Fig.1 : Schéma d'ouverture du gisement de Chouf Ammar.[04]

II.5.3. Creusement de la demi-tranchée d'accès (piste d'accès)

La demi-tranchée peut avoir deux tracés :

- ✓ Rectiligne : si la pente de flanc de couteau β est inférieur à 12% ;
- ✓ Serpentine (curviligne) : si β est supérieur à 12%.

Dans le cas de la carrière de Chouf Ammar la pente moyenne de flanc de couteau est supérieur à 12% donc la demi-tranchée d'accès a un tracé serpentine.

La demi-tranchée d'accès est commencée à partir de niveau 780 m, c'est le niveau de base de la carrière jusqu'au sommet du relief (front de travail de niveau 1065 m), c'est le front d'exploitation actuel, la réalisation de la demi-tranchée d'accès se fait par travaux de forage et de tir, on fore des trous de profondeur varie de 1 à 5 m, dont le pendage est de 70°, les trous sont chargés par l'explosif est après sont tirés [09].

Le creusement de la demi-tranchée d'accès passe par les étapes suivantes :

- Préparation du sol à creuser (nettoyage par bulldozer) ;
- Foration des trous des mines ;
- Tir des trous ;
- Evacuation des débris par bulldozer.

On continu ces travaux jusqu'à l'obtention d'une largeur suffisante.

II.5.4. Paramètres technologiques de la demi-tranchée d'accès

II.5.4.1. Largeur des fonds de la demi-tranchée d'accès " l_d "

La largeur de la demi-tranchée d'accès est déterminée en fonction du nombre des voies du transport et des dimensions de type de transport à utiliser, dans notre cas, il existe deux voies de transport.

La formule selon laquelle on détermine la largeur de la demi-tranchée est la suivante :

$$l_d = 2B + 2m + x + r; (m) \quad (II.9)$$

Où :

- m : Le bas-côté (l'accotement)..... $m=1$ m ;

- B : Largeur du camion $B=4,73$ m ;
- x : Distance de croisement $x=1,5$ m ;
- r : La largeur de la rigole d'évacuation d'eau $r=0,4$ m.

Donc :

$$l_d = 2 \times 1 + 2 \times 4,73 + 1,5 + 0,4 = 13,36 \text{ m}$$

$$l_d = 13,36 \text{ m}$$

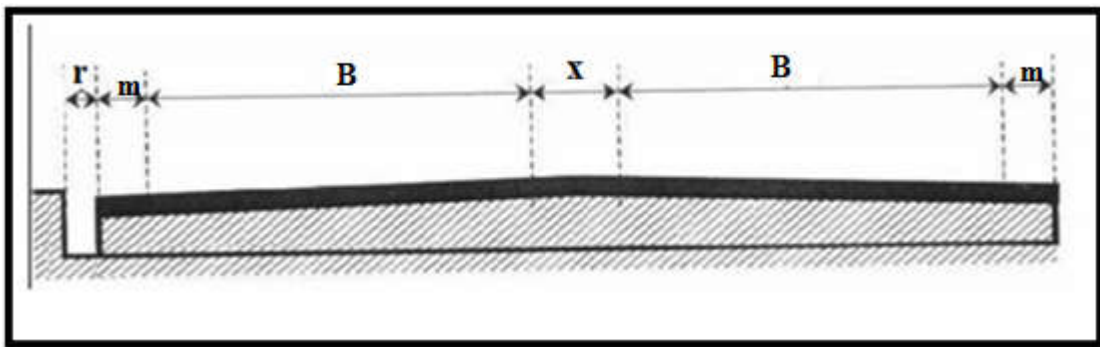


Figure II.2 : Largeur de la piste [13].

II.5.4.2. Pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès

La pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès est généralement déterminée en fonction de type de transport utilisé, dans le cas de transport par camion la pente varie de 6 à 12 %.

Dans le cas de la carrière de calcaire de Chouf Ammar la pente est de l'ordre de 12°.

II.5.4.3. L'angle de bord de la demi-tranchée d'accès

L'angle de bord de la demi tranchée d'accès dépend des propriétés physiques et mécaniques des roches dont principalement la dureté et la durée de service de cette dernière.

Dans notre cas, le calcaire de la carrière de Chouf Ammar est de dureté de $f=10$ dont l'angle de bord de la demi tranchée d'accès approprié est égale à $\alpha_d = 70^\circ$.

II.5.4.4. Volume total de la demi-tranchée d'accès " V_d "

Il est déterminé par la formule suivante :

$$V_d = \frac{l_d^2 \times \sin \alpha_d \times \sin \beta_f \times L}{2 \times \sin(\alpha_d - \beta_f)}; (m^3) \quad (II.10)$$

Où :

- l_d : Largeur de la demi-tranchées d'accès $b = 13,36$ m ;
- α_d : Angle du bord de la demi-tranchée d'accès égal à 70° ;
- β_f : L'angle du flanc de coteau est égal à 12° ;
- L : Longueur de la demi tranchée d'accès $L = 2500$ m.

Donc :

$$V_d = \frac{13,36^2 \times \sin 70^\circ \times \sin 12^\circ \times 2500}{2 \times \sin(70^\circ - 12^\circ)}$$

$$V_d = 51400,48 \text{ m}^3$$

II.5.4.5. L'angle de bord de la demi-tranchée de découpage " α_{dec} "

L'angle de bord de la demi-tranchée de découpage est égal à l'angle de talus de gradin de la carrière, $\alpha_{dec} = 84^\circ$ [08].

II.5.4.6. Largeur de la demi-tranchée de découpage " b_{dec} "

La largeur de la demi-tranchée de découpage est déterminée par la formule suivante :

$$b_{dec} = 2 \times (R_b + 0,5B + m); (m) \quad (II.11)$$

Où :

- R_b : Rayon de braquage du camion, $R_b = 9,2$ m ;

Ainsi :

$$b_{dec} = 2 \times (9,2 + (0,5 \times 4,73) + 1) = 25,13 \text{ m}$$

II.5.4.7. Volume de la demi-tranchée de découpage " V_{dec} "

Il est déterminé par la formule suivante : [08]

$$V_{dec} = \frac{b_{dec}^2 \times \sin \alpha_{dec} \times \sin \beta_f \times l_{dec}}{2 \times \sin(\alpha_d - \beta_f)}; (m^3) \quad (II.12)$$

Tel que :

- α_{dec} : Angle de bord de la demi-tranchée de découpage, $\alpha_{dec}=72^\circ$;
- l_{dec} : longueur de la demi- tranchée de découpage, $l_{dec}=400 \text{ m}$.

Donc :

$$V_{dec} = \frac{25,13^2 \times \sin 72^\circ \times \sin 12^\circ \times 400}{2 \times \sin(72^\circ - 12^\circ)} = 28838,3 \text{ m}^3$$

Tableau II.2. Les valeurs des paramètres de la demi-tranchée de découpage et la demi-tranchée d'accès [08].

Paramètre de la demi-tranchée	Symbole	Valeur	Unité
Largeur de la demi-tranchée d'accès	l_d	13,36	m
Longueur de la demi-tranchée d'accès	L	2500	m
Angle de bord de la demi-tranchée d'accès	α_d	70	Degré (°)
Largeur de la demi-tranchée de découpage	b_{dec}	25.13	m
Angle de bord de la demi-tranchée de découpage	α_{dec}	72	Degré(°)
Volume de la demi-tranchée de découpage	V_{dec}	28838.3	m^3
longueur de la demi-tranchée de découpage	l_{dec}	400	m

II.6. Méthode d'exploitation

La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière de Chouf Ammar se fera en partant du bas à partir du niveau 800m jusqu'au sommet (niveau 1065m) par des gradins de hauteur varie de 10 jusqu'à 20 m, c'est une méthode d'exploitation simple selon les travaux de forage et de tir à deux bords exploitables, la première est dans la partie **Est** de la carrière et la deuxième dans la partie Ouest avec une orientation des travaux d'extraction vers le Nord.

Le choix d'une méthode d'exploitation dépend des facteurs suivants :

- La topographie du gisement ;
- Les caractéristiques géologiques du gisement ;
- La qualité et les réserves exploitables du gisement ;
- La production annuelle planifiée par la carrière ;
- Le mode d'ouverture adopté du gisement ;
- Les dimensions des engins miniers et de transport ;
- Les mesures de sécurité pour le personnel et pour les engins utilisés.

II.6.1. Détermination des paramètres d'une méthode d'exploitation

II.6.1.1. La hauteur des gradins

Lors de la détermination de la hauteur des gradins, il faut tenir compte de plusieurs facteurs dont :

- La sécurité des travaux miniers ;
- La productivité de la carrière ou mine à ciel ouvert ;
- La qualité des minéraux ;
- Les caractéristiques du gisement ;
- Le mode d'extraction ;
- Les moyens de production ;
- Le volume des travaux capitauxetc.

Du point de vue économique, on sait que les dépenses d'exploitation diminuent avec l'augmentation de la hauteur des gradins, les prix de revient d'une tonne de minerai sont minimisés avec l'emploi de grandes hauteurs.

D'après la dureté des roches, la hauteur des gradins dépend de la hauteur de creusement des excavateurs " H_c ".

- Roches tendres : $H_g \leq H_c^{\max}$
- Roches dures : $H_g \leq 1,5. H_c^{\max}$.

Du point de vue technologique et minier, il faut savoir qu'avec l'augmentation de la hauteur du gradin, l'angle des bords de la carrière ou mine à ciel ouvert augmente également et par conséquent nous aurons une réduction du taux de découverte.

Si d'une part les grandes hauteurs permettent de diminuer le nombre de gradins, la longueur de transport, le taux de découverte et d'augmenter la capacité des engins ; mais d'autre part, elles engendrent quelques inconvénients et principalement la diminution de la sécurité de travail [10].

Actuellement dans la carrière de **Chouf Ammar** la hauteur de gradin est variée entre (10 à 20 m).

II.6.1.2. La largeur d'enleveur " A "

Lors du choix de la largeur d'enleveur, on prend en considération :

- Les propriétés des roches ;
- Le mode d'abattage des roches ;
- Le type et les dimensions des engins de chargement.

Lors de l'exploitation des roches dures avec l'abattage à l'explosif, la largeur d'enlèvement se détermine par la formule suivante [10]:

$$A = W + (n - 1) b; (m) \quad (II.13)$$

Où :

- W : la ligne de moindre résistance ; $W=3,75$ m (paramètre existant) ;
- n : le nombre de rangées de trous, $n=2$ rangées ;
- b : la distance entre deux rangées de trous, $b=3,75$ m.

Pour une seule rangée, on a : $A = W; (m)$

Pour deux rangées de trous, $A = W + b = (1,6 \div 1,8)W; (m)$

Dans le cas de notre carrière on a deux rangées

Donc :

$$A = 3,75 + 3,75 = 7,5 \text{ m}$$

$$A = 7,5 \text{ m}$$

II.6.1.3. La largeur de la plate-forme de travail " L_{pt} "

La largeur de la plate-forme de travail est déterminée en fonction des propriétés physiques et mécaniques des roches, des dimensions du tas de roches abattues, des paramètres techniques des engins de chargement et de transport.

Dans les exploitations minières à ciel ouvert, on cherche toujours de minimiser la largeur des plates-formes afin de réduire le taux de découverte, mais aussi elles doivent être suffisantes pour assurer des bonnes conditions de travail aux équipements minières afin qu'ils puissent assurer les meilleurs rendements.

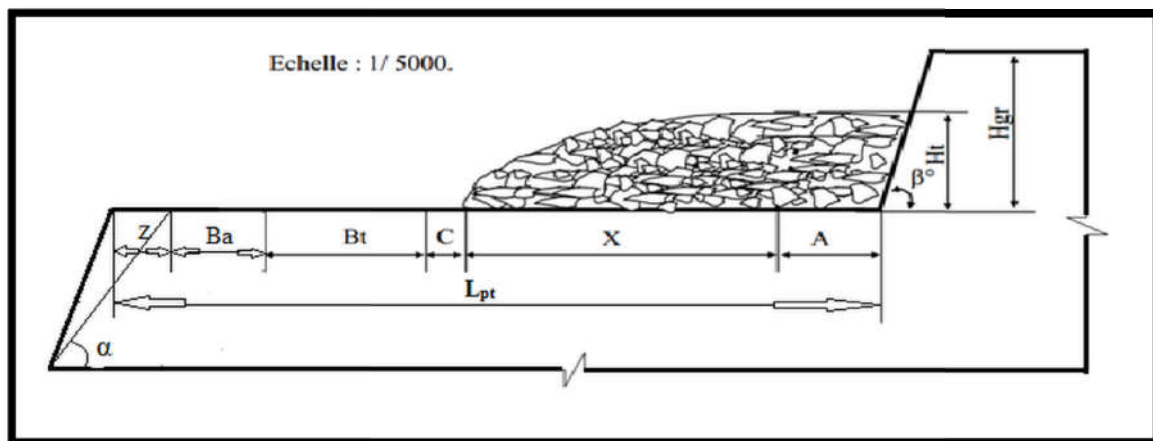


Figure II.3 : Schéma de la plate forme de travail (abattage à l'explosif).

Lors de l'emploi des travaux de forage et de tir, on détermine la largeur minimale de la plate-forme de travail de la façon suivante :

$$L_{pt} = A + X + C + B_t + B_a + Z; (m) \quad (II.14)$$

➤ L_{pt} : largeur de la plate forme de travail, (m) ;

- A : largeur d'enlevure, $A=7,5$ m ;
- X : largeur réduite du tas de roches abattues, (m) ;

Sachant que la valeur de X est donnée par relation suivante :

$$X = A \left[2 \times K_f \times \frac{Hg}{Ht} - 1 \right]; (m)$$

Où :

- K_f : coefficient de foisonnement des roches ;

Le tableau suivant représente le coefficient de foisonnement selon le type des roches.

Tableau II.3 : Coefficient de foisonnement [08].

Type des roches	Coefficient de foisonnement K_f
Roches de résistance difficile	$K_f = 3 \div 3,5$
Roches de résistance moyenne	$K_f = 2,5 \div 3$
Roches d'une faible résistance	$K_f = 2 \div 2,5$

On ne prend que $K_f = 3$ (pour les roches de dureté égale à 10).

- Hg : hauteur du gradin, elle est variée entre 10 à 20 m, on prend $Hg = 10$ m ;
- Ht : hauteur de tas, elle est pris selon le tableau suivant :

Tableau II.4 : la hauteur du tas en fonction de nombre de rangée [10].

Nombre de rangées	Hauteur du tas (m)
1	$(0,5 \div 0,6) \times Hg$
2	$(0,75 \div 0,8) \times Hg$
3	$(0,8 \div 1,15) \times Hg$

On a deux rangées, donc on prend $Ht = (0,75 \div 0,8) Hg ; (m)$

$$Ht = 0,8 \times 10 = 8 \text{ m.}$$

Donc :

$$X = 7,5(2 \times 3 \times \frac{10}{8} - 1) = 48,5 \text{ m}$$

- C : distance de sécurité comprise entre le tas et la bande de transport, (m);

La valeur de C est donnée par la formule :

$$C = 0,2 \cdot Hg ; (m)$$

Donc :

$$C = 2 \text{ m.}$$

- B_t : La largeur de la bande de transport (chaussée), $B_t = 13,36 \text{ m}$;
- B_a : La largeur de la bande auxiliaire destinée à l'emplacement des engins ou d'installations auxiliaires, $B_a = 3 \text{ à } 8 \text{ m}$

Dans le cas de la carrière de Chouf Ammar $B_a = 3 \text{ m}$

- Z : largeur de prisme d'éboulement, (m) ;

La Largeur de prisme d'éboulement est calculée par la formule suivante :

$$Z = H_g \times (ctg\alpha - ctg\beta) ; (m)$$

Où :

- α : L'angle du talus stable, $\alpha = 62^\circ$;
- β : L'angle du talus du gradin, $\beta = 84^\circ$;

Donc :

$$Z = 10 \times (ctg62^\circ - ctg84^\circ) = 4,27 \text{ m}$$

Alors,

$$L_{pt} = 7,5 + 48,75 + 2 + 13,36 + 3 + 4,27 = 78,88 \approx 79 \text{ m}$$

II.6.1.4. Vitesse de déplacement de chantier " V_{ch} "

La vitesse de déplacement d'un chantier est considérée comme premier indice d'une méthode d'exploitation, elle dépend de la largeur d'enlèvement et du rendement de l'engin de chargement (ou d'excavation), elle est déterminée par la formule [10]:

$$V_{ch} = \frac{Q_{ex}}{A \times Hg}, (m / poste); (m / jour) \quad (II.15)$$

Où :

➤ Q_{ex} : rendement de la chargeuse par poste ou par jour, $m^3/poste$, m^3/j .

- Pour $Q_{ex} = 6037,73 \text{ m}^3/jour$, on aura :

$$V_{ch} = \frac{6037,73}{7,5 \times 10},$$

$$V_{ch} = 80,5 \text{ m/j}$$

- Pour $Q_{ex} = 3018,86 \text{ m}^3/poste$

$$V_{ch} = \frac{3018,86}{7,5 \times 10},$$

$$V_{ch} = 40,25 \text{ m/poste}$$

On détermine le temps d'extraction " $T_{e.b}$ " d'un bloc comme suit :

$$T_{e.b} = \frac{L_b}{V_{ch}}; (poste); (jour) \quad (II.16).$$

Où :

➤ L_b : Longueur du bloc, elle est variée selon le nombre des trous dans une rangée.

Dans le cas où le nombre des trous est de 15 trous dans une rangée et la distance entre les trous est égale à 4,2 m donc la longueur du bloc est égale à 63 m.

Donc le temps d'extraction d'un bloc sera :

$$T_{e.b} = \frac{63}{80,5} = 0,78 \approx 1 \text{ jour}$$

$$T_{e.b} = 1,53 \approx 2 \text{ postes}$$

II.6.1.5. Approfondissement annuel des travaux miniers " H_a^p "

C'est un indice utilisé lors de l'exploitation des gisements dressent et semi dressant.

L'approfondissement planifié d'une carrière ou mine à ciel ouvert est déterminé de la façon suivante [10]:

$$H_a^p = \frac{p_c}{T_c}, (m / an). \quad (II.17)$$

Où :

- T_c : La durée de vie de la carrière, $T_c = 63$ ans.
- p_c : La profondeur finale de la carrière, m.

Où :

$$p_c = N_s - N_i$$

Tel que

- N_s : Le niveau le plus haut de la carrière, $N_s = 1065$ m ;
- N_i : Le niveau le plus bas de la carrière, $N_i = 780$ m.

Donc :

$$p_c = 1065 - 780 = 285 \text{ m}$$

Alors,

$$H_a^p = \frac{285}{63} = 4,52 \text{ m / an.}$$

Conclusion

L'ouverture d'une carrière exige la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation, elle consiste à creuser des tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées de découpage qui permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitation.

En tenant compte des conditions géologiques et minières des gisements, Le mode d'ouverture et la méthode d'exploitation sont toujours choisis par rapport à la forme du gisement et l'étude de faisabilité technique et économique et aussi ils sont liés à l'étude de sécurité dans la carrière.

Chapitre III

Travaux de Forage et de tir

Introduction

L'abattage des roches est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière. Il existe un certain nombre de méthodes d'abattage à savoir :

- L'abattage mécanique ;
- L'abattage Par explosif.

Du fait que le calcaire qui forme le gisement de **Chouf Ammar** est caractérisé par une dureté $f=10$ selon l'échelle de protodiakonov, donc l'abattage se fait à l'aide des tirs des mines.

III.1. Paramètres de forage

III.1.1. Choix du mode de forage

Le mode de forage est choisi en fonction de l'indice de forabilité des roches et de diamètre des trous.

III.1.1.a. Calcul de l'indice de forabilité " D_f " :

Il est déterminé par la formule suivante :

$$D_f = 0,007(\sigma_c + \tau) + 0,7\gamma \quad (III.1)$$

Où :

- σ_c : résistance à la compression

$$f = \frac{\sigma_c}{100} \Rightarrow \sigma_c = f \cdot 100$$

Où :

- f : La dureté de la roche de calcaire, $f = 10$, Donc :

$$\sigma_c = 10 \times 100 = 1000 \text{ Kgf/cm}^2$$

- τ : résistance au cisaillement

$$\tau = (0,16 \div 0,33)\sigma_c = 0,245 \times 1000 = 245 \text{ Kgf/cm}^2$$

➤ γ : la densité du calcaire : $\gamma = 2,65 \text{ kgr/dm}^3$

Donc :

$$Df = 0,007 \times (1000 + 245) + 0,7 \times 2,65 = 10,57$$

Après avoir calculé l'indice de forabilité on cherche dans le tableau ci- dessous la classe, la catégorie et le type de forabilité.

Tableau III.1 : Classification de la forabilité des roches (selon *V.RJEVSKI*).

Types de forabilité	D_f	Classes	Catégories
Forabilité très facile	≤ 5	I	1, 2, 3, 4, 5
Forabilité facile	5,1 à 10	II	6, 7, 8, 9, 10
Forabilité moyenne	10,1 à 15,1	III	11, 12, 13, 14, 15
Forabilité difficile	15,1 à 20	IV	16, 17, 18, 19, 20
Forabilité très difficile	20,1 à 25	V	21, 22, 23, 24, 25

Donc la roche est caractérisée par une forabilité moyenne

III.1.1.b. Diamètre du trou " D_{tr} "

Le diamètre du trou est déterminé par la formule suivante :

$$D_{tr} = 0,32 \cdot C; (m). \quad (III.2)$$

Donc :

$$D_{tr} = 0,32 \times 0,34 = 0,1088 \approx 0,11 \text{ m}$$

Le tableau suivant présente le mode de forage adéquat pour ce type de roche :

Tableau III.2 : Le mode de forage en fonction de diamètre des trous et l'indice de forabilité.

Sondeuse	Diamètres des trous (mm)	Indices de forabilité
A molette	160	5 à 6
	190 à 243	7 à 12
	243 à 262	8 à 14
Avis	125	1 à 3
	160	1 à 6
Roto percutant	105 à 125	6 à 15
	185	10 à 25
	200	10 à 25
Thermique	180 à 400	12 à 25

D'après le tableau, nous pouvons dire que le mode de forage adéquat pour ce type de roche est **Roto percutant**.

Actuellement, le mode de forage utilisé dans la carrière de Chouf Ammar est roto percutant avec un diamètre de trou de 110 mm, à l'aide de deux sondeuses de type **ATLAS COPCO ROC L6**, avec un rendement de 280 m/poste par machine.



Figure III.1 : Sondeuse ATLAS COPCO ROC L6.

III.1.2. Caractéristiques techniques de la sondeuse

Les Caractéristiques techniques de la sondeuse sont résumées dans le tableau suivant :

Tableau III.3 : Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO ROC L6 [08].

Marque	ATLAS COPCO
Type	ROCL6 – 44
Type de moteur	CAT C10
Puissance du moteur	R72 KW
Diamètre du trou	(110 à 125) mm
Direction de forage	(60°-90°)
Vitesse de rotation	25 à 80 tr/mn
Vitesse de déplacement	3,4 km/h
Consommation d'air comprimé	5 bars
Profondeur max de forge	40m
Poids	18,5 t

III.2. Paramètres de tir

III.2.1. Exigences technologiques de travaux de forage et de tir

Malgré l'accroissement des capacités des engins miniers, la qualité de la fragmentation demeure toujours un problème d'actualité.

Les travaux de forage et de tir à ciel ouvert doivent assurer :

- Le degré nécessaire et la régularité de la fragmentation des roches ;
- L'obtention d'une plate-forme nette aucun obstacle empêchant le bon déroulement des travaux de chargement et autres ;
- L'obtention du tas de roches abattues aux dimensions optimales ;
- Un volume suffisant de la masse minière pour garantir un meilleur rendement de chargement et transport ;
- La sécurité des travaux des installations et de l'environnement ;
- Des dépenses minimales.

Les dimensions maximales admissibles des blocs sautés se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers à savoir :

A.la capacité du godet de l'engin de chargement (E) :

$$D_m \leq 0,8\sqrt[3]{E};(m) \quad (III.3)$$

Où :

- D_m : dimension maximale du morceau abattu, (m)
- E : Capacité du godet de la chargeuse : $E = 8,4 \text{ m}^3$

$$D_m = 0,8\sqrt[3]{8,4} = 1,63 \text{ m}$$

B.la largeur de la benne du camion (V) :

$$D_m \leq 0,5\sqrt[3]{V};(m)$$

Où :

- V : Volume de la benne du camion, $V=31,4\text{ m}^3$.

$$D_m \leq 0,5\sqrt[3]{31,4} = 1,58\text{ m}^3 \quad (III.4)$$

C. l'ouverture du concasseur (S) :

$$D_m \leq 0,8 \cdot S; (m)$$

Où :

- S : dimension caractérisant l'ouverture du concasseur à marteau, $S=2\text{ m}$.

$$D_m \leq 0,8 \times 2 = 1,6\text{ m}$$

N.B :

Les morceaux abattus ayant $D_m \leq 1,58\text{ m}$ peuvent être chargés, transportés et concassés.

Les morceaux ayant $D_m > 1,58\text{ m}$ sont considérés comme étant blocs hors gabarit et feront l'objet de débitage secondaire.

III.2.2. Paramètres liés à l'explosif

III.2.2.1. Abattage à l'explosif

L'abattage des roches par explosif est très répandu dans les exploitations à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures.

L'abattage à l'explosif est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une densité supérieure à 2,5 et une résistance à la compression de plusieurs centaines de Kg/m² [13].

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches;
- Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebords;
- Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimension nécessaires;
- Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement ;

- Action sismique minimale pour l'installation au jour et l'environnement ;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail [13].

III.2.2.2. Le choix de l'explosif

Le choix d'un explosif, est une tâche compliquée. L'objectif est non seulement d'optimiser le tir mais aussi toute l'opération d'extraction. De par sa délicatesse, il doit tenir compte :

- Du coût de foration ;
- Du coût de l'explosif ;
- Du diamètre de la charge explosive ;
- De la résistance de la roche ;
- Des caractéristiques de l'explosif [09].

Généralement, on choisit le type d'explosif en fonction de la nature du massif. Les roches dures peu fracturées nécessitent des explosifs ayant de forte densité et des vitesses de détonation élevées. Un explosif de forte brisance est indispensable pour créer de 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 , un explosif de faible densité ayant une vitesse de détonation moins importante serait plus efficace.

Ainsi que le facteur d'humidité qui détermine une sélection forcément respectée, un explosif résistant à l'eau est choisi dans une roche humide. Mais de plus, l'explosif doit être adapté à la roche [13].

Le travail demandé à l'explosif est de fournir une bonne fragmentation et le moins de nuisance à l'environnement proche du point de tir. Il est recommandé que :

- La charge de colonne soit un explosif avec une énergie moyenne ou faible ;
- La charge de pied soit un explosif avec une énergie importante [09].

Dans la carrière de Chouf Ammar ,et d'après la consultation du guide technique des explosifs et accessoires de tir, réalisé par l'O.N.E.X (Office National des

Substances Explosives), et aussi compte tenu de la nature et des caractéristiques de la roche, ils utilisent les deux types d'explosifs suivants :

- **ANFOMIL** : en vrac Comme une charge de colonne ;
- **TEMEXII** : en cartouche comme une charge de pied.

III.2.2.3. Caractéristiques de l'explosif utilisé dans la carrière Chouf Ammar

- **ANFO** : est un explosif nitraté de couleur blanche-rose, d'aspect fluide, contenant comme combustible du fuel oil domestique. Il est amorcé au moyen de cordaux détonant ou un autre explosif brisant ;



Figure III.2 : La charge de colonne(ANFOMIL).

- **TEMEX** : Fait partie de la famille des explosifs en émulsions. Ce type d'explosif offre par rapport aux explosifs classiques des avantages substantiels à savoir:
- Produit hydrofuge : utilisé à ciel ouvert et en souterrain, même en milieu subaquatique ;
 - Produit plus sécurisant lors du transport, du stockage et de l'utilisation.



Figure III.3 : La charge de pied (TEMEX II). (prise le 14/03/2017)

Le tableau suivant résume les caractéristiques de l'explosif utilisé à Chouf Ammar

Tableau III.4 : Caractéristiques des explosifs utilisés dans le tir.

Paramètres	TEMEXII	ANFOMIL
Densité normale t/m ³	1,22	0,9
Diamètre d'une cartouche (m)	80	En vrac
Vitesse de détonation (m/s)	4200	2500
Poids de l'explosif (kg)	2,5	25
Longueur de la cartouche (cm)	40	En vrac
Résistance à l'eau	Moyenne	Faible
Aptitude de travail (cm ³ /10g)	360	320

III.2.2.4. Le travail à l'explosif

Un explosif est un corps simple, ou un mélange de corps susceptible de se décomposer en un temps très court, sous l'influence de la chaleur ou d'une action mécanique particulière en produisant une grande quantité de gaz porté à haute température [14].

Les explosifs industriels sont en général constitués par un comburant (oxydant), un combustible (réducteur) et divers autres produits pour leur conférer des propriétés particulières et qui peuvent se décomposer selon trois modes :

- ✓ Combustion simple ;
- ✓ Déflagration ;
- ✓ Détonation.

En fonction de la vitesse de transformation de la matière on distingue :

- ❖ Les explosifs déflagrants : leur vitesse de décomposition est relativement lente (quelques centaines de mètres par seconde < 1000 m/s) ;
- ❖ Les explosifs détonants : leur décomposition est rapide (> 1000 m/s) produisant ainsi une onde de choc.

Les explosifs sont classés aussi d'après leur sensibilité on trouve :

- Les explosifs primaires : très sensibles et peuvent être amorcés par une flamme ou un faible choc ;
- Les explosifs secondaires : relativement moins sensibles. Leur détonation ne peut être amorcée facilement que par la détonation d'un autre explosif [14].

III.2.3. Conception d'un plan de tir

La conception d'un plan de tir s'appuie sur un certain nombre de données variables et d'éléments propres à l'entreprise qu'il faut s'efforcer de connaître et de prendre en compte, avant d'entreprendre la conception, il faut :

- ❖ Définir les objectifs techniques et économiques et en particulier ceux qui concernent la granulométrie et les coûts;

- ❖ Caractériser le massif (au moins la fracturation en place et la résistance de la roche....etc ;
- ❖ Connaître les caractéristiques principales des explosifs disponibles: leur densité, leur énergie, leur résistance à l'eau...etc ;
- ❖ Préciser les contraintes de l'environnement (distance des installations riveraines et niveaux acceptables maximum de vibrations, bruit, projections et poussières).

Ces éléments recensés ci-dessus permettent de choisir un bon plan de tir afin d'éviter l'excès de hors gabarit et donner aux fronts une pente adéquate pour une bonne stabilité du talus en sécurisant aussi l'opération de chargement, ce qui permet de donner une meilleure cadence de l'exploitation pour assurer l'alimentation de la station primaire.

III.2.4. Le plan de tir

Le plan de tir sera élaboré à partir des résultats des essais préliminaires et après reconnaissance géologique du terrain.

Il est certain qu'une bonne connaissance des explosifs et accessoires de mines, ainsi que l'expérience acquise dans les chantiers sont d'une grande utilité pour l'élaboration d'un bon plan de tir qui permettra au mineur d'obtenir et d'atteindre les résultats désirés.

Le plan de tir donc prend en considération ces objectifs en appréciant les paramètres tels que :

- la hauteur du gradin " H_g " ;
- l'inclinaison du trou par rapport à la verticale " φ " ;
- le diamètre du trou " D_{tr} " ;
- la sous-foration " L_s " ;
- la profondeur du trou " L_{tr} " ;
- la ligne de moindre résistance " W " ;
- la distance entre les trous dans une rangée " a " ;
- la distance entre les rangées " b " ;
- la maille ou le rapport banquette/écartement entre trous;
- la qualité et quantité de la charge;
- l'ordre de mise à feu des charges (amorçage) [13].

III.2.5. Calcul des paramètres de tir

III.2.5.1. Calcul de la consommation spécifique de l'explosif de projet " q_p "

La détermination de la consommation spécifique d'explosif théoriquement est déterminée par la formule suivante :

$$q_p = q_{et} \cdot K_{ex} \cdot K_f \cdot K_d \cdot K_c \cdot K_v \cdot K_{sd}; (gr/m^3) \quad (III.5)$$

Où :

- q_{et} : La consommation spécifique étalon

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$q_{et} = 0,02(\sigma_c + \sigma_{tr} + \tau) + 2\gamma; (gr/m^3)$$

Où :

- σ_{tr} : Résistance à la traction du calcaire

En pratique minière, il existe une relation empirique entre σ_c et σ_{tr} tel que :

$$\sigma_{tr} = (0,08 \div 0,12) \cdot \sigma_c; (Kgf/cm^3)$$

Dans notre cas on prend $\sigma_{tr} = 0,1 \times \sigma_c$ pour trouver la valeur maximale de la résistance des roches à la traction ; donc

$$\sigma_{tr} = 0,1 \times \sigma_c = 0,1 \times 1000 = 100 Kgf/cm^3$$

Finalement, $q_{et} = 0,02 \times (1000 + 100 + 245) + 2 \times 2,65 = 32,2 gr/m^3$.

Selon le tableau III.5, il s'agit d'un calcaire à tirabilité très difficile avec la classe 4 et la catégorie 17.

Tableau III.5 : Classification de la tirabilité des roches.

Types de tirabilité	$q_{et}(\text{gr/m}^3)$	classes	Catégories
Tirabilité facile	≤ 10	1	1, 2, 3, 4, 5
Tirabilité moyenne	10,1 à 20	2	6, 7, 8, 9, 10
Tirabilité difficile	20,1 à 30	3	11, 12, 13, 14, 15
Tirabilité très difficile	30,1 à 40	4	16, 17, 18, 19, 20
Tirabilité exclusivement difficile	40,1 à 50	5	21, 22, 23, 24, 25

➤ k_{ex} : coefficient de conversion, déterminé par la formule suivante :

$$k_{ex} = \frac{A_{et}}{A_{ut}}$$

Où :

- A_{et} : aptitude de travail de l'explosif étalon, $A_{et} = 360$
- A_{ut} : aptitude de travail de l'explosif utilisé, $A_{ut} = 320$

Donc :

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

➤ K_f : coefficient tenant compte l'influence de fissuration

$$K_f = (1,2 \times lm) + 0,2$$

Où :

- lm : dimension moyenne du bloc dans le massif. $lm = 1\text{m}$. d'après les fissurations de calcaire de Chouf Ammar

Donc :

$$K_f = (1,2 \times 1) + 0,2 = 1,4$$

- K_d : coefficient qui tient compte de la valeur maximale admissible du morceau abattu.

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

Où :

- C : La granulométrie optimale des morceaux abattus après le tir

$$C = 0,17 \times \sqrt[3]{E}, (m).$$

Donc :

$$C = 0,17 \times \sqrt[3]{8,4} = 0,34 \text{ m.}$$

Alors,

$$K_d = \frac{0,5}{0,34} = 1,47$$

- K_c : coefficient tenant compte de degré de concentration de la charge, il est déterminé d'après le tableau suivant :

Tableau III.6 : Coefficient tenant compte de degré de concentration de la charge en fonction de la tirabilité des roches et le diamètre de foration.

Tirabilité	$Dtr=100 \text{ mm}$	$Dtr=200 \text{ mm}$	$Dtr=300 \text{ mm}$
Facile	0,95 à 1,0	1,0	1,05 à 1,1
Moyenne	0,85 à 0,9	1,0	1,2 à 1,25
Difficile	0,7 à 0,8	1,0	1,35 à 1,4

D'après le tableau ci- dessus on a :

$K_c = (0,7 \div 0,8)$ Pour les roches à tirabilité très difficile.

Dans notre cas, la tirabilité des roches est très difficile, on prend $K_c = 0,8$

- K_v : coefficient qui tient compte de l'influence du volume des roches à fragmenter par explosif.

Si

$$Hg > 15 \Rightarrow K_v = \sqrt[3]{\frac{Hg}{15}}$$

Si non

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{Hg}}$$

Dans la carrière de calcaire de Chouf Ammar la hauteur du gradin est variée entre 10 à 20m, dans notre cas nous avons pris un gradin de 10m. Donc :

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{10}} = 1,14$$

- K_{sd} : coefficient tenant compte du nombre de surface dégagée.

Tableau III.7 : Coefficient K_{sd} en fonction de la surface libre.

Nombre de surface libre	Valeur de K_{sd}
1	10
2	8
3	6
4	4
5	2
6	1

Dans la carrière de Chouf Ammar on a deux surfaces de dégagement donc $K_{sd} = 8$

Donc :

$$q_p = 32,2 \times 1,125 \times 1,4 \times 1,47 \times 0,8 \times 1,14 \times 8 = 543,92 \text{ gr} / m^3$$

$$q_p = 0,54 \text{ kg} / m^3$$

Au niveau de la carrière de calcaire de Chouf Ammar la consommation spécifique d'explosif est variée entre $(0,40 \div 0,50) \text{ kg} / m^3$, actuellement $q_p = 0,50 \text{ kg} / m^3$.

III.2.5.2. Calcul des principaux paramètres de l'emplacement des trous

a. Ligne de moindre résistance " W "

Pour $\beta < 90^\circ$ on utilise la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{P^2 + 4 \cdot m \cdot q_p \cdot Hg \cdot Ltr \cdot P} - P}{2 \cdot m \cdot q_p \cdot Hg}; (m) \quad (III.6)$$

Tel que :

➤ P : La capacité métrique du trou, Kg / m ;

La Capacité métrique du trou est déterminée par la formule suivante :

$$P = \frac{\pi Dtr^2}{4} \times \Delta_{moy}; (Kg / m)$$

Où :

- Δ_{moy} : Densité moyenne de l'explosif utilisé, (Kg / m^3) .

Dans le cas de la carrière Chouf Ammar on utilise TEMEX II et L'ANFO, donc on calcule la densité moyenne de ces deux explosifs comme suit :

$$\Delta_{moy} = \frac{\Delta_{ANFO} \times 70\%_1 + \Delta_{TEMEX} 30\%_2}{100\%} = \frac{900 \times 0,70 + 1220 \times 0,30}{1} = 996 \text{ kg} / m^3$$

Où :

- Δ_{ANFO} : La densité d'ANFO = $0,9 \text{ g/cm}^3 = 900 \text{ Kg/m}^3$;
- Δ_{TEMEX} : La densité de TEMEX II = $1,22 \text{ g/cm}^3 = 1220 \text{ Kg/m}^3$;
- 70% : Pourcentage d'ANFO ;
- 30% : Pourcentage de TEMEX.

Donc :

$$P = \frac{3,14 \times (0,11)^2}{4} \times 996 = 9,46 \text{ kg / m}$$

➤ m : Le coefficient de rapprochement entre deux trous.

Où :

$$m = 1,66 - (0,066 \times f)$$

Donc :

$$m = 1,66 - (0,066 \times 10) = 1$$

- q_p : La consommation spécifique de l'explosif ; $q_p = 0,54 \text{ kg / m}^3$;
- L_{tr} : La longueur du trou ;

Tel que la longueur du trou est calculée par la formule suivante :

$$L_{tr} = \frac{Hg}{\sin \varphi} + L_s ; (m)$$

Où :

- φ : est l'angle d'inclinaison du trou, $\varphi = 82^\circ$
- Longueur de l'excès de forage " L_s ".

La longueur de l'excès de forage est déterminée par la formule suivante :

$$L_s = (10 \div 15) D_{tr}, (m)$$

Suivant la dureté des roches $f=10$ on prend $L_s = 12,06 \times D_{tr} = 12,06 \times 0,110 = 1,33 \text{ m}$

Ainsi

$$L_{tr} = \frac{10}{\sin 82^\circ} + 1,33 = 11,42 \text{ m}$$

Donc :

$$W = \frac{\sqrt{(9,46)^2 + 4 \times 1 \times 0,54 \times 10 \times 11,42 \times 9,46} - 9,46}{2 \times 1 \times 0,54 \times 10} = 3,68 \text{ m}$$

Au niveau de la carrière de Chouf Ammar $W = 3,75 \text{ m}$.

b. Distance entre deux trous "a"

La distance entre deux trous est déterminée par la formule suivante :

$$a = m \cdot w; (m) \quad (III.7)$$

Donc :

$$a = 1 \times 3,68 = 3,68 \text{ m},$$

Au niveau de la carrière de Chouf Ammar l'espacement utilisé $a = 4,2 \text{ m}$

c. Distance entre deux rangées de trous "b"

Dans la carrière de Chouf Ammar le tir est à micro retard donc

$$b = w; (m) \quad (III.8)$$

$$b = 3,68 \text{ m}$$

Au niveau de la carrière de calcaire de Chouf Ammar la banquette utilisée $b = 3,75 \text{ m}$

III.2.5.3. Construction de la charge explosive

a. La quantité d'explosif dans un trou" Q_{tr} "

La quantité d'explosif dans un trou est calculée par la formule suivante :

$$Q_{tr} = q_p \cdot a \cdot b \cdot Hg ; (kg / trou) \quad (III.9)$$

Où :

$$Q_{tr} = 0,54 \times 3,68 \times 3,68 \times 10 = 73,13 kg / trou$$

Au niveau de la carrière la quantité d'explosif utilisée dans un trou est, $Q_{tr} = 78,75 kg / trou$

b. Longueur de la charge dans un trou" L_{ch} "

$$L_{ch} = \frac{Q_{tr}}{P} = \frac{73,13}{9,46} = 7,73 m \quad (III.10)$$

La longueur de la charge utilisée dans un trou est, $L_{ch} = 8,32 m$

c. Longueur de bourrage" L_b "

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} = 11,42 - 7,73 = 3,69 m \quad (III.11)$$

➤ Longueur de bourrage de bouchon" L_{bb} " :

$$20 \cdot Dtr \leq L_{bb} \leq 24 \cdot Dtr \text{ Ou } 0,7 \cdot W \leq L_{bb} \leq W$$

On prend $0,7 \times 3,68 \leq L_{bb} \leq 3,68$

$$L_{bb} = 3,03 m$$

Donc :

➤ Longueur de bourrage intermédiaire" L_{bi} " :

$$L_{bi} = L_b - L_{bb} = 3,69 - 3,03 = 0,66m$$

Alors on emploie la charge discontinue

Donc :

- La longueur de la charge supérieure " L_{chs} " :

$$L_{chs} = 1,2 \cdot W = 1,2 \times 3,68 = 4,42m$$

- La longueur de la charge inférieure " L_{chi} " :

$$L_{chi} = L_{ch} - L_{chs} = 7,73 - 4,42 = 3,31m$$

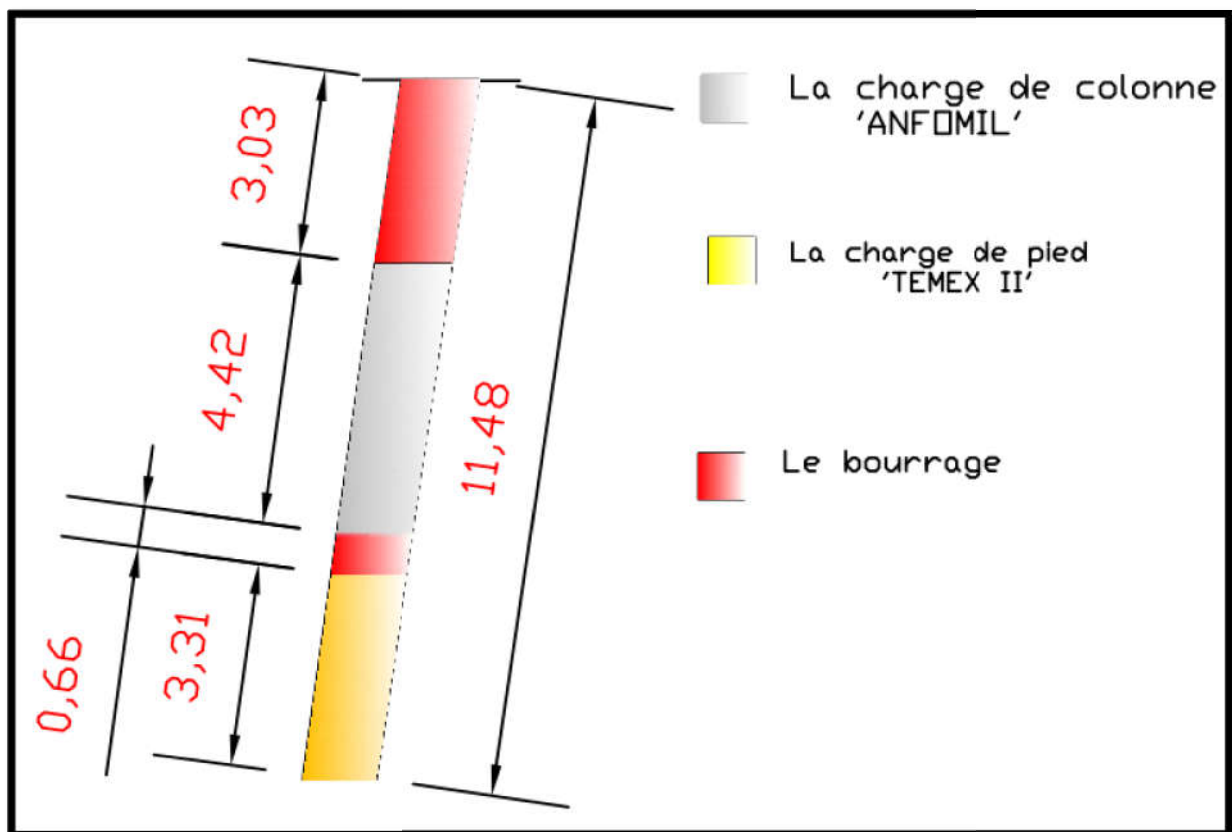


Figure III.4 : Répartition de la charge explosive. (AUTOCAD)

III.2.5.4. Paramètres du bloc à abattre

a. Volume du bloc à abattre " V_{bl} "

$$V_{bl} = \frac{P_{an}}{N_{T/S} \times N_s}; (m^3) \quad (III.12)$$

Où :

- P_{an} : est la production annuelle de la carrière de Chouf Ammar,
 $P_{an} = 1509433,96 \text{ m}^3/\text{an}$
- $N_{T/S}$: Intervalle entre deux tirs successifs, $N_{T/S} = 1 \text{ semaine}$
- N_s : Le nombre des semaines ouvrables par année $N_s = 48 \text{ semaines}$

Donc :

$$V_{bl} = \frac{1509433,96}{1 \times 48} = 31446,54 \text{ m}^3$$

b. La surface du bloc à abattre " S_{bl} "

$$S_{bl} = \frac{V_{bl}}{Hg}; (m^2) \quad (III.13)$$

$$S_{bl} = \frac{31446,54}{10} = 3144,65 \text{ m}^2$$

c. Longueur du bloc à abattre " L_{bl} "

$$L_{bl} = \frac{S_{bl}}{A}; (m) \quad (III.14)$$

Où :

$$A = W + (n - 1) \times b = 3,68 + (2 - 1) \times 3,68 = 7,36 \text{ m}$$

Donc :

$$L_{bl} = \frac{3144,65}{7,36} = 427,26 \text{ m}$$

d. Volume à abattre par un trou " V_{tr} "

$$V_{tr} = a \cdot b \cdot Hg = 3,68 \times 3,68 \times 10 = 135,42 \text{ m}^3 \quad (III.15)$$

e. Le nombre de trou dans un bloc à abattre " N_{tr} "

$$N_{tr} = \frac{V_{bl}}{V_{tr}} = \frac{31446,54}{135,42} = 232,21 \approx 233 \text{ trous} \quad (III.16)$$

f. Longueur totale des trous à forer dans un bloc à abattre" L "

$$\sum L = L_{tr} \cdot N_{tr} = 11,42 \times 233 = 2660,9 \approx 2661 \text{ m} \quad (III.17)$$

g. La quantité d'explosif dans un bloc à abattre" Q_{tot} "

$$Q_{tot} = Q_{tr} \cdot N_{tr} = 73,13 \times 233 = 17039,3 \text{ kg} \quad (III.18)$$

III.2.5.5. Rayon de sécurité " R_s "

Le tir au niveau de la carrière est à retard donc

$$R_s = 29 \sqrt{\frac{Q_{tot}}{N}}; (m) \quad (III.19)$$

Où :

➤ N : nombre de détonation dans un tir $N=13$.

Alors,

$$R_s = 29 \sqrt{\frac{17039,29}{13}} = 1049,9 \text{ m}$$

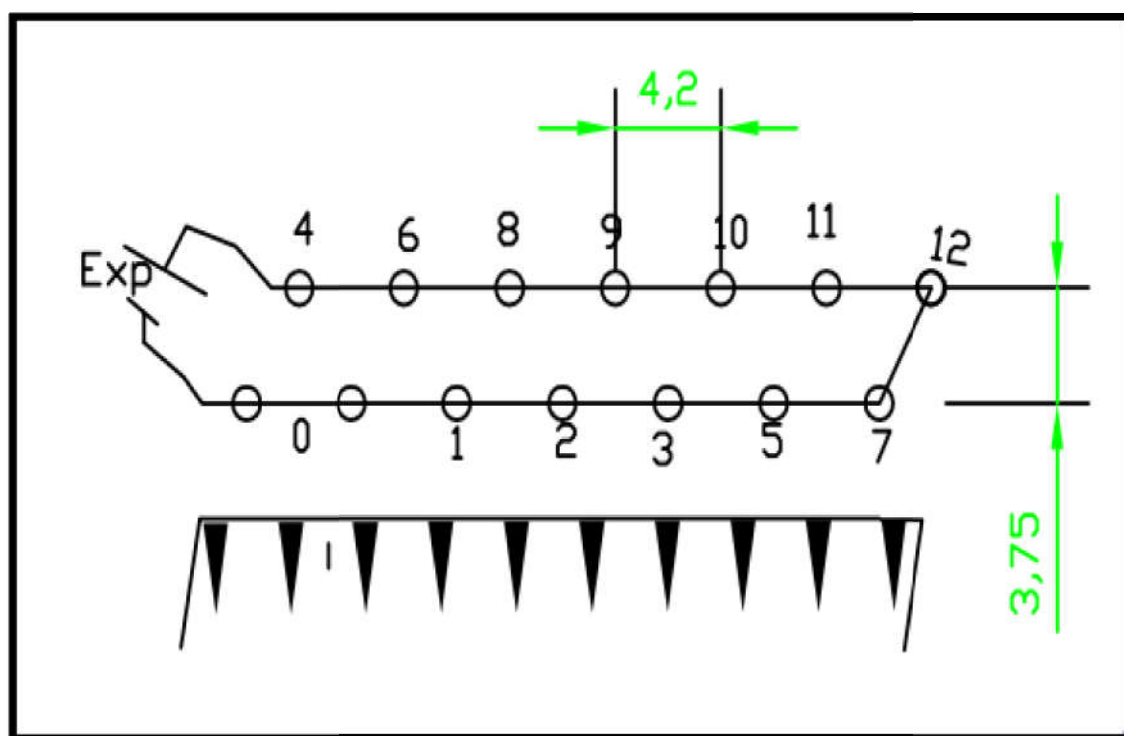


Figure III.5 : Schéma de connexion. (AUTOCAD)

III.3. Comparaison entre les paramètres de tir (calculés et utilisés)

Le tableau **III.8** représente les valeurs des paramètres de plan de tir calculés et ceux utilisés au niveau de la carrière.

Tableau III.8: Tableau récapitulatif des paramètres de plan de tir (calculés et utilisés).

Paramètres	Symboles	Valeurs calculées	Valeurs utilisées	unités
Consommation spécifique d'explosif	q_p	0,54	0,5	Kg/m ³
Longueur d'excès de forage	L_s	1,38	1,5	m
Longueur de bourrage	L_b	3,69	3,1	m
Longueur du trou	L_{tr}	11,42	11,5 à 13,5	m
Capacité métrique du trou	P	9,46	9,46	Kg/m
Linge de moindre résistance	W	3,68	3,75	m
Distance entre deux trous	a	3,68	4,2	m
Quantité d'explosif dans un trou	Q_{tr}	73,13	78,75	Kg/trou
Largeur d'enlèvement	A	7,36	7,5	m
Longueur de la charge d'explosif	L_{ch}	7,73	8,32	m
Volume du bloc	V_{bl}	31446,54	31446,54	m ³
Surface du bloc	S_{bl}	3144,65	3144,65	m ²
Longueur du bloc	L_{bl}	427,26	419,3	m
Volume de roches abattues par un trou	V_{tr}	135,42	157,5	m ³ /tr
Nombre de trou dans un bloc	N_{tr}	233	200	trous
Longueur totale à forer dans un bloc	$\sum L$	2661	2284	m
Quantité d'explosif dans un bloc	Q_{tot}	17039,3	15750	Kg/bloc

Conclusion

L'abattage des roches à l'explosif est très répandu dans les exploitations minières, il est établi que la qualité de l'abattage a une influence importante sur les indices techniques et économiques des processus technologiques tels que le chargement, le transport et le concassage.

La bonne connaissance des explosifs et accessoires de mines, ainsi que l'expérience acquise dans les chantiers ont une grande utilité pour l'élaboration d'un bon plan de tir, afin de permettre au mineur d'obtenir et d'atteindre les résultats désirés.

Chapitre IV

Chargement et transport

Introduction

Les travaux de chargement et de transport sont des processus ayant une importance capitale dans l'exploitation des carrières ou mines à ciel ouvert, car ils assurent la liaison entre les lieux d'extraction de la matière première et le lieu de la transformation, le coût du chargement et de transport atteint 30 % à 70 % du prix de revient total d'exploitation.

Le choix du transport dans la carrière prédétermine le mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, des équipements miniers, et le mode de mise en terril.

IV.1. Le chargement

Dans les mines à ciel ouvert modernes, le chargement s'effectue le plus souvent au moyen de pelles à câbles, de pelles hydrauliques ou de pelles en butte.

Le fonctionnement de la carrière est conçu et organisé autour des engins choisis pour le chargement des roches abattues. Leur choix dépend pratiquement de celui d'autres matériaux et leur mise en œuvre.

On retiendra de même que la hauteur des gradins est adoptée en fonction des paramètres techniques des moyens de chargement (extraction).

Les moyens de chargement sont considérés comme le maillon principal de la chaîne technologique de l'exploitation minière à ciel ouvert, dont ils définissent le niveau de la production de la carrière [11].

L'adoption des engins de grandes capacités est conditionnée par les dimensions et les réserves du gisement qui doivent être importants.

IV.1.1. Le choix de type de chargeuse

Le choix du type d'engin d'excavation et chargement se base sur les facteurs suivants :

- ✓ La nature des matériaux ;
- ✓ La méthode d'exploitation ;
- ✓ La production envisagée ;
- ✓ Les mesures de sécurité.

D'après ces facteurs on peut dire que le choix de type de chargeuse doit être rationnel de manière à assurer la production planifiée de la carrière, et pour cela, il faut d'abord examiner la capacité du godet de cette dernière.

Pour assurer la production annuelle de l'entreprise, l'opération de chargement dans la carrière de Chauff Ammar s'effectue à l'aide d'une chargeuse **CATERPILLAR 990 IT** dont la capacité de godet est de 8,4 à 9,2 m³.

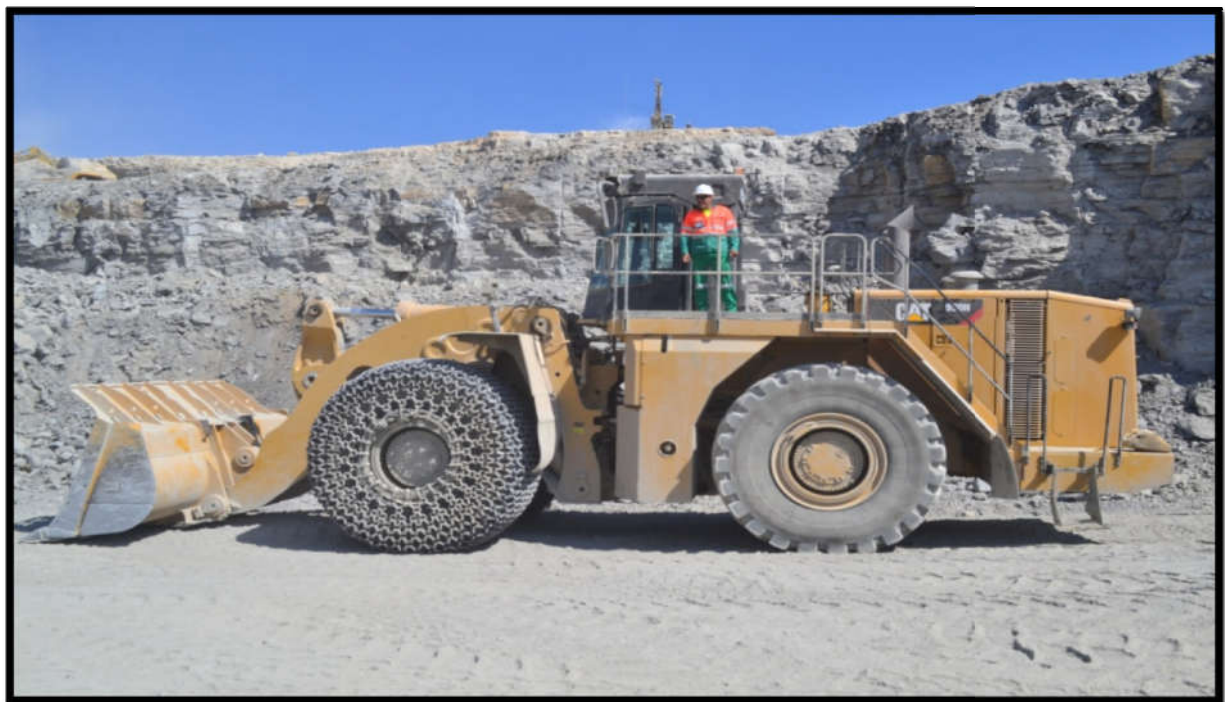


Figure IV.1: Chargeuse **CATERPILLAR 990 IT**. (prise le 14/03/2017)

IV.1.2. Caractéristiques techniques de la chargeuse

Tableau IV.1 : Caractéristiques techniques de la chargeuse [11].

Marque	CAT
Type	990
Capacité du godet	8,4 ÷ 9,2 m ³
Capacité de Charge	15 ÷ 16,5 t
Poids	73453 kg

IV.1.3. Le rendement d'une chargeuse" R_{pch} "

Le rendement d'une chargeuse est le volume de la roche qu'elle peut charger par unité de temps. Il dépend des facteurs suivants : [11]

- Type de la chargeuse ;
- Capacité du godet ;
- Propriétés physico-mécaniques de la roche exploitée ;
- Granulométrie des roches chargées ;
- Schéma technologique du travail de la chargeuse ;
- Type d'engin de transport et sa capacité de charge ;
- La forme et les dimensions du chantier (la plate-forme de travail) ;
- L'organisation des travaux de la chargeuse et de transport dans le chantier.

Le rendement effectif de la chargeuse est déterminé par l'expression suivante : [12]

$$R_{pch} = \frac{3600 \times E \times K_u \times K_r \times T_p \times \gamma}{T_{cch} \times K_f}; (t / post) \quad (IV.1)$$

Sachant que :

- R_{pch} : Rendement effectif de la chargeuse ; t/poste ;
- E : Capacité de godet de la chargeuse ; $E = 8,4 \text{ m}^3$;
- T_{cch} : Temps de cycle de la chargeuse, il est déterminé de la façon suivante :

$$T_{cch} = T_{ch} + T_{mch} + T_{déch} + T_{mav}; (\text{sec})$$

$$T_{cch} = 36,5 \text{ s ;}$$

- K_f : Coefficient de foisonnement des taches dans le godet $K_f = 1,5$
- K_r : Coefficient de remplissage du godet $K_r = (0,85 \div 0,90)$

On prend $K_r = 0,9$;

- K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse $K_u = (0,6 \div 0,8)$.

on prend $K_u = 0,8$;

- T_p : Temps d'un poste de travail $T_p = 7 \text{ heures}$
- γ : La densité de la roche $\gamma = 2,65 \text{ t/m}^3$.

$$R_{pch} = \frac{3600 \times 8,4 \times 0,8 \times 0,9 \times 7 \times 2,65}{36,5 \times 1,5} = 7377 \text{ t / poste}$$

IV.1.4. Nombre de chargeuses" N_{ch} "

Le nombre nécessaire de chargeuses pour assurer la production de la carrière de Chouf Ammar est déterminé par la formule suivante :[12]

$$N_{ch} = \frac{P_{an}}{R_{anch} \times K_r}; (\text{chargeuses}) \quad (IV.2)$$

Où :

- K_r : Coefficient de réserve ; $K_r = (1,1 \div 1,2)$, on prend $K_r = 1,1$;
- p_{an} : La production annuelle (t/an) ;
- R_{anch} : Rendement annuel de la chargeuse (t/an).

Donc :

$$N_{ch} = \frac{4000000}{3688450 \times 1,1} = 0,98 \approx 1 \text{ chargeuse / poste}$$

Dans la carrière de Chouf Ammar ils utilisent deux chargeuses dont le rendement de chacune est représenté dans le tableau suivant :[12]

Tableau IV.2 : Le rendement de la chargeuse.

Rendement postier	$R_{pch} = 7377 \text{ t / poste}$
Rendement journalier	$R_{pch} = 7377 \times 2 = 14754 \text{ t / jour}$
Rendement annuel	$R_{anch} = 14754 \times 250 = 3688500 \text{ t / an}$
Nombre de chargeuses	$N_{ch} = 0,98 \approx 1 \text{ chargeuse/poste}$

IV.1.5. Nombre de godets nécessaire pour charger un camion" N_g "

$$N_g = \frac{G \times K_f}{E \times K_r \times \gamma}; (\text{godets}) \quad (IV.3)$$

Où :

- G : Capacité de charge du camion ; $G = 65 \text{ t}$

Donc :

$$N_g = \frac{65 \times 1,5}{9,2 \times 0,9 \times 2,65} = 4,39 \approx 4 \text{ godets}$$

**Figure IV.2 :** L'opération de Chargement dans la carrière. (prise le 14/03/2017)

IV.2. Le transport

Le transport est l'un des principaux processus dans l'exploitation des carrières ou mines à ciel ouvert. Le coût du transport atteint 30 % à 70 % du prix de revient total d'exploitation.

Le choix du transport dans la carrière prédétermine le mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, des équipements minières, le mode en terril etc.

Le but principal du transport consiste à déplacer la masse minière bien fragmentée du chantier (front de taille) jusqu'aux points de déchargement (concasseur, les trémies de réception, les stocks ou les terrils) [11].

IV.2.1. Le choix de moyen de transport

Compte la distance de transport entre le front des travaux et le concasseur est de l'ordre de 2500m et plus, et à cause des reliefs et des dimensions de la carrière, et les roches à transporter dont la granulométrie moyenne est (blocométrie de 0,3 jusqu'à 1 m) , et la pente de la route d'accès qui est égale à 12°, et pour assurer une production annuelle de plus de 4.10⁶tonne de calcaire, donc en fonction de ces éléments on peut dire que le choix des moyens de transport dans les carrières est basé sur plusieurs facteurs tel que :

- La production de la carrière ;
- La distance de transport ;
- Le type d'engin de chargement ;
- Les caractéristiques de la masse minière à transporter ;
- Les conditions géologiques du gisement ;
- Les dimensions de la carrière [11].

D'après ces éléments on peut choisir parfaitement les engins de transport les plus adéquats pour ce type de travaux, et d'après ces données on trouve que les camions sont le bon choix pour réaliser ces travaux

Un autre facteur qui se fait selon la longueur du transport et la pente rentre dans le choix de type de camion et qui est le rapport rationnel du volume de la benne au volume du godet (V/E) qui est dans les limites :

- ❖ $(4 \div 6)$ pour la distance du transport de $(1 \div 5)$ km ;
- ❖ $(6 \div 10)$ pour la distance du transport de $(5 \div 7)$ km ;
- ❖ $(10 \div 12)$ pour la distance du transport de (≥ 7) km [12].

Dans la carrière de Chouf Ammar, la longueur de transport est : $L = 2500 \text{ m}$

Alors, le rapport : (V/E) est de $(4 \div 6)$.

Donc le volume de la benne sera :

$$\frac{V}{E} = (4 \div 6), \text{ on prend } \frac{V}{E} = 4$$

Donc :

$$V = 8,4 \times 4 = 33,6 \text{ m}^3$$

D'après ces paramètres, le transport dans la carrière de Chouf Ammar s'effectue par des camions de marque **CATER-PILLAR** de type **775 E**.



Figure IV.3: Dumper CAT 775. (prise le 14/03/2017)

IV.2.2. Caractéristiques techniques du camion

Tableau IV.3 : Caractéristiques techniques du camion [11].

Caractéristiques techniques de camion	
Modèle :	CAT
Type :	775^E
Capacité de benne :	31,4m³
Capacité de charge :	65 t
Vitesse maximale :	65 km/h
Poids à vide :	47,5 t
Poids à charge :	112,5 t
Hauteur :	3938 mm
Largeur :	4532 mm
Longueur :	9209 mm

IV.2.3. Temps de cycle du camion " T_c "

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

$$T_{cc} = T_{ch} + T_{mch} + T_{att} + T_{déch} + T_{mv}; (\text{min}) \quad (IV.4)$$

Où :

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

$$T_{ch} = T_c \times N_g = 36,5 \times 4 = 146 \text{ sec} = 2,26 \text{ min}$$

- T_{mch} : Temps de marche en charge du camion vers le concasseur, on a la formule suivante :

Où :

$$T_{mch} = 60 \times \frac{L}{V_{ch}}; (\text{min})$$

- V_{ch} : La vitesse de marche du camion en charge ; $V_{ch} = 20 \text{ km/h}$

Donc :

$$T_{mch} = 60 \times \frac{2,5}{20} = 7,5 \text{ min}$$

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

on prend $T = 2 \text{ min}$

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

on prend $T_{déch} = 1 \text{ min}$

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

$$T_{mv} = 60 \times \frac{L}{V_v}; (\text{min})$$

Où :

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

Donc :

$$T_{mv} = 60 \times \frac{2,5}{24} = 6,25 \text{ min}$$

Alors,

$$T_{cc} = 2,26 + 7,5 + 2 + 1 + 6,25 = 19,01 \text{ min}$$

Et dans la carrière de Chouf Ammar, le temps de cycle moyen pratique est $T_{cc \text{ moy}} = 17 \text{ min}$

IV.2.4. Rendement effectif du camion" R_{ca} "

$$R_{ca} = \frac{3600 \times G \times K_{uc} \times K_u \times T_p}{T_{cc}}; (t / poste) \quad (IV.5)$$

Où :

- K_{uc} : Coefficient d'utilisation de la capacité du camion ; $K_{uc} = 0,90$

Donc :

$$R_{ca} = \frac{3600 \times 65 \times 0,9 \times 0,8 \times 7}{1140.6} = 1034 t / poste$$

Alors le rendement du camion est résumé dans le tableau suivant :

Tableau IV.4 : Rendement du camion [12].

Rendement postier	$R_{ca} = 1034 t / poste$
Rendement journalier	$R_{jca} = 1034 \times 2 = 2068 t / jour$
Rendement annuel	$R_{anca} = 2068 \times 250 = 517000 t / an$

IV.2.5. Nombre des camions nécessaires pour assurer la production" N_c "

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

$$N_c = \frac{P_j \times K_{ir}}{R_{ca} \times N_{p/j}}; (\text{camions}) \quad (IV.6)$$

Où :

- P_j : Production journalière ; $P_j = 16000 t/j$;
- K_{ir} : Coefficient d'irrégularité ; on prend $K_{ir} = 0,9$;
- $N_{p/j}$: Nombre de postes par jour ; $N_{p/j} = 2$ postes/jour.

Donc :

$$N_c = \frac{16000 \times 0,9}{1034 \times 2}$$

$$N_c = 6,96 \approx 7 \text{ camions}$$

Il faut tenir compte d'un ou deux camions en réserve, aussi on tient compte de la production qui varie d'une année à l'autre selon la demande d'usine de traitement, pour cela la carrière dispose de 12 camions [12].

IV.2.6. Caractéristiques de la piste de transport

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 Ammar, 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 à l'autre.

La largeur de la chaussée de la route dépend de :

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

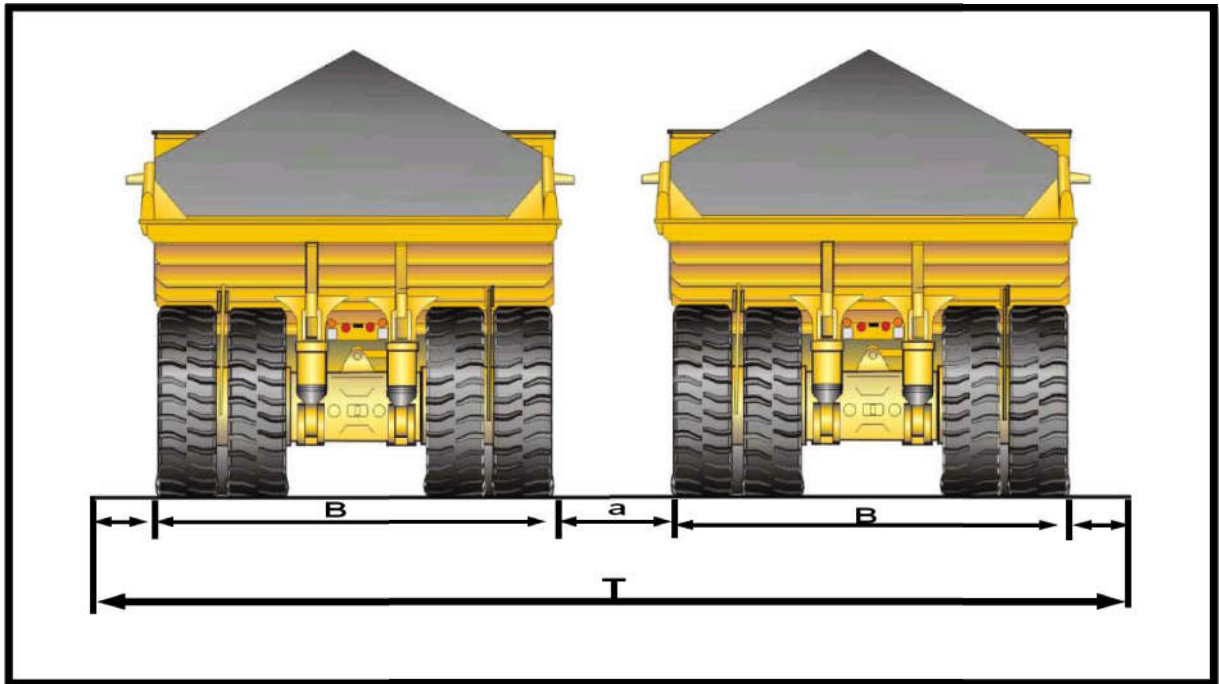


Figure IV.4: Largeur de la voie de transport.

IV.2.7.Organisation du travail de transport

L'efficacité de l'utilisation des camions dans les 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 de travail et les 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 ;
- ✓ Schéma d'approche en cul de sac.

Dans la carrière de Chouf Ammar, 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.

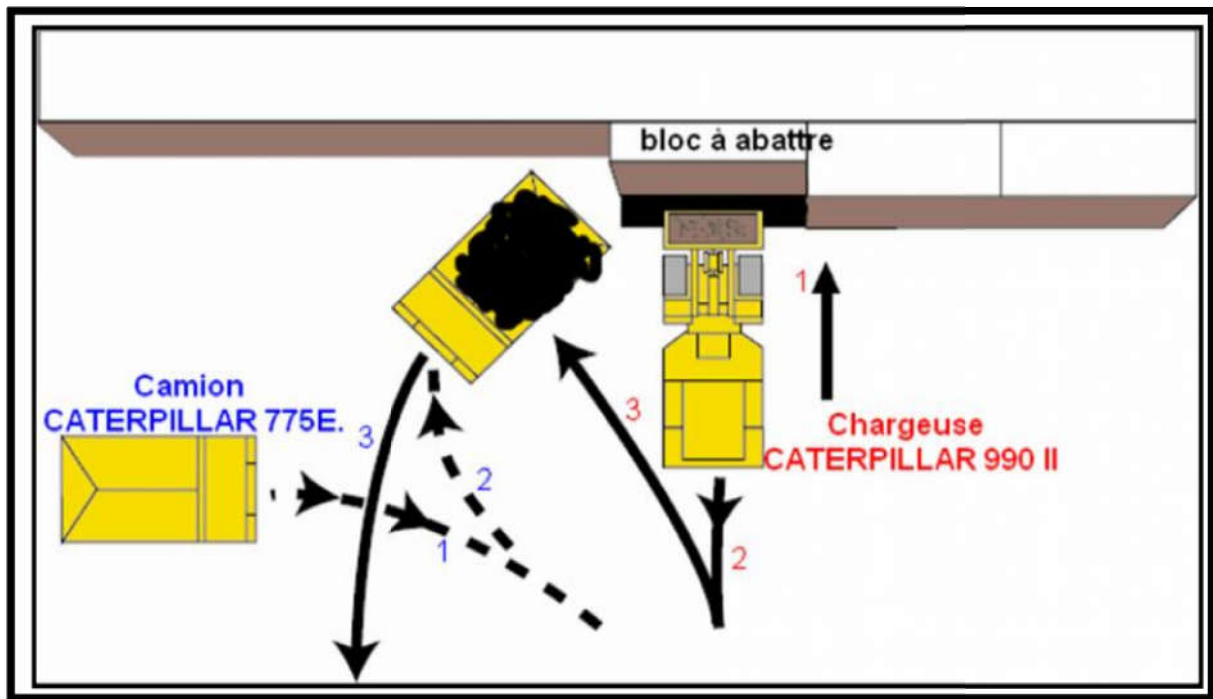


Figure IV.5 : Chargement de tas des roches [11].

IV.3. Le concassage

IV.3.1. Généralités

Une fois la matière première (calcaire) est extraite, elle sera transportée à l'usine de traitement mécanique afin de subir à toutes les opérations nécessaires pour la production des agrégats. Le concassage est une opération primordiale de traitement de la matière première pour faciliter le bon fonctionnement des autres processus de traitement (broyage et criblage).

Les roches transportées de la carrière par des camions vers la station de concassage sont déversées dans une trémie de réception dont l'ouverture diagonale est de 2 m .on distingue le concassage primaire et secondaire.

IV.3.2. Concassage

Le concassage dans la carrière de Chouf Ammar s'effectue à l'aide d'un concasseur première à **marteaux de type EV 250** situé au niveau 768 m, de débit de 1540 t/h ; ça pour l'exploitation à long terme, le concasseur à marteaux de type EV 250 est spécialement conçu pour broyer de gros blocs de pierre. Il est destiné principalement au concassage de matières

sèches, mis convient également pour le broyage de granulats présentant un pourcentage relativement élevé de composants visqueux.



Figure IV.6 : Concasseur à marteau.

IV.3.3. Caractéristiques techniques du concasseur

Tableau IV.5 : Caractéristiques techniques du concasseur.

Paramètres	Valeurs
Concasseur à marteau de Type EV 520	
Puissance du moteur	2200 KW
Débit moyenne	1540 t/h et 1670 t/h avec 8% d'humidité
Granulométrie maximale	5% supérieur à 60mm
Vitesse du moteur	996 tour/min
Vitesse du marteau	267 tour/min
L'ouverture nominale au fond diagonale	2m
L'ouverture maximale	3300 × 3628 mm

Conclusion

Les paramètres les plus importants qui influent sur les travaux de chargement et de transport spécifiquement c'est la granulométrie des tas des roches, les grands blocs des hors gabarits demandent un temps important pour les charger dans la benne du camion. Mais vue le nombre des camions opérationnels (12 camions) au niveau de la carrière de Chouf Ammar et le rendement planifié, ces derniers peuvent assurer la production ciblée (souhaitée).

Chapitre V

Description des méthodes d'implantation des trous

Introduction

Il ne faut pas perdre de vue que l'implantation est la première étape du tir, et qu'ainsi une implantation de qualité constituera des bonnes conditions pour la suite du déroulement du tir.

On désigne par l'implantation des trous l'opération qui consiste à tracer la maille en surface sur la plateforme à abattre, et de déterminer les paramètres d'inclinaison et la longueur de foration pour chaque trou. Cette opération est réalisée manuellement par le responsable du minage sur la carrière [15].

Pour l'implantation des trous de mines, il existe plusieurs méthodes et outils qui servent à mesurer les paramètres essentiels pour le positionnement des trous de mine, à savoir :

- ❖ La méthode dite de décamètre ;
- ❖ La méthode de repère arrière ;
- ❖ La méthode topographique ;
- ❖ La méthode de profilomètre.

Dans ce chapitre nous allons voir la définition, le mode de fonctionnement, les avantages et les inconvénients de chacune de ces méthodes.

V.1. La méthode de décamètre

Au début, l'implantation des trous de mine c'était par la méthode dite « de décamètre », alors quel est le principe de cette méthode, quelles sont ces avantages et ces inconvénients ?

V.1.1. Définition de la méthode

La méthode de décamètre c'est une méthode qui consiste tout simplement à mettre ou implanter les trous de mine suivant leurs paramètres de forage calculés (banquette, espacement, la profondeur....) sur terrain à l'aide de décamètre.

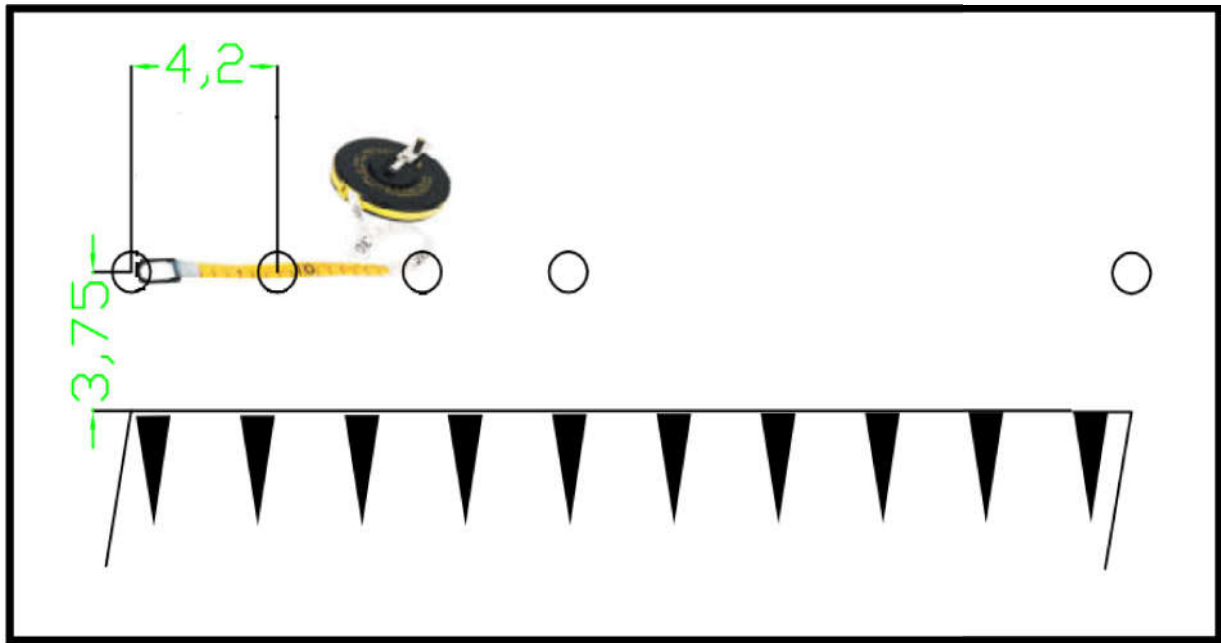


Figure V.1 : Implantation par décimètre. (AUTOCAD)

V.1.2. Avantages de la méthode

Dans cette méthode on ne trouve que deux avantages qui sont :

- Elle ne prend pas beaucoup de temps ;
- Elle n'exige pas une plate-forme propre, (tas abattu transporté).

V.1.3. Inconvénients de la méthode

Réellement cette méthode représente beaucoup d'inconvénients à savoir :

- Le risque de chute lors de la prise des mesures de la distance entre la crête du front et le premier trou ;
- Elle ne prend pas en considération la partie de front abattue sous l'effet de tir précédent (partie supérieure de front) ;
- Elle représente une certaine erreur concernant les dimensions de la maille ;
- Rencontre durant le tir une vibration importante suivie d'une projection des pierres ;
- Apparition de pied de gradin, blocs hors gabarits, ce qui cause la perte de temps lors de chargement de la matière abattue, et la perte d'argent due par l'opération de débitage secondaire (brise roche).

V.2. La méthode de repère arrière

Suite à l'utilisation de la méthode de décamètre, au niveau de la carrière de Chouf Ammar ils ont adopté une nouvelle technique qui s'appelle la méthode de repère arrière, et qu'ils l'utilisent actuellement dans la carrière.

V.2.1. Définition

La méthode dite « repère arrière » est une méthode qui consiste également de préparer à l'avance la maille du tir suivant : le tir N+1 est implanté avant que le tir N ne soit tiré. L'implantation du tir N+1 se base sur la dernière rangée du tir N, en traçant quelques trous (repères) de la deuxième rangée du tir N+1 à une distance correspondante à $(2 \times \text{banquette})$. L'intérêt de cette pré-implantation réside dans la conservation de la banquette entre chaque ligne. Ainsi, même si le haut du front est irrégulier, on peut obtenir des trous avec une banquette en pied constante. Cette méthode présente un deuxième intérêt qui est la possibilité de préparer et forer le tir même si le front n'est pas entièrement dégagé et que la reprise est encore en cours [15].

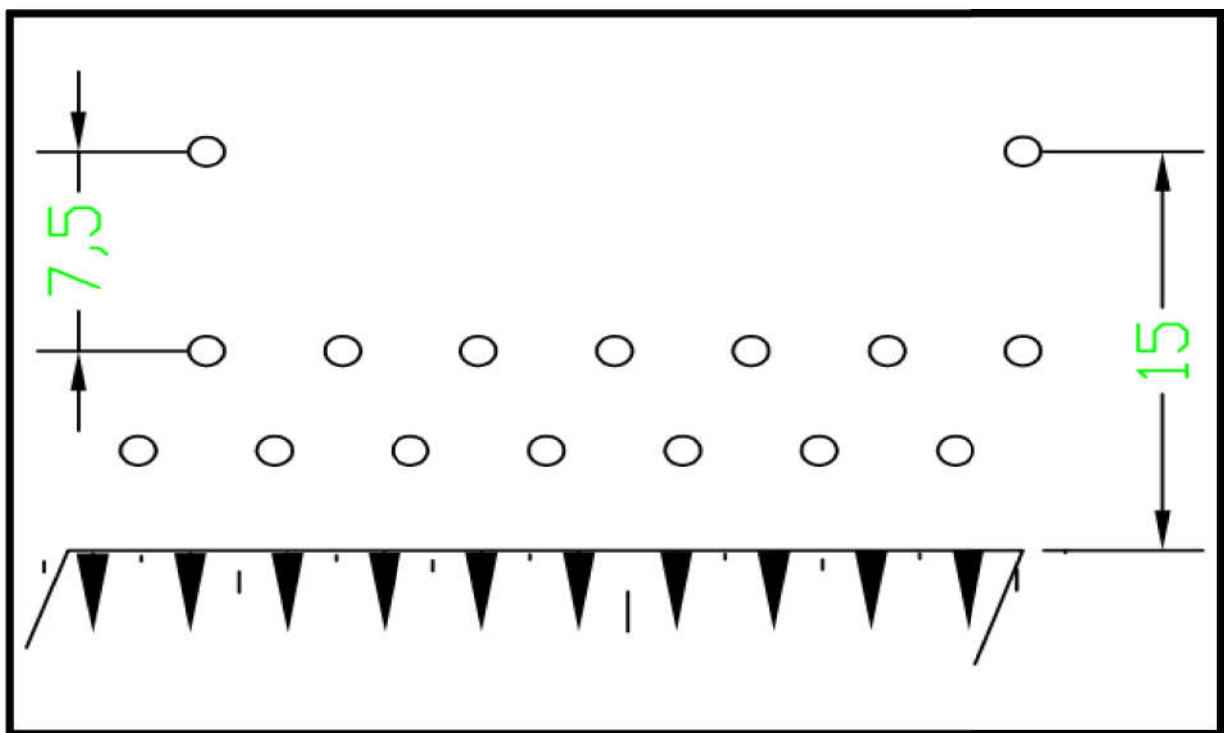


Figure V.2 : Implantation par repère arrière. (AUTOCAD)

V.2.2. Avantages de la méthode

L'implantation des trous de mine par cette méthode représente les avantages suivants :

- L'implantation par cette méthode ne prend pas beaucoup de temps ;
- L'implantation n'exige pas une plate-forme propre ;
- Risque de chute minimum (La sécurité lors de l'implantation des trous) ;
- La prise en considération de la partie disparue par l'effet de tire précédent.

V.2.3. Inconvénients de la méthode

Malgré les avantages de cette méthode, quelques inconvénients persistent et qui sont :

- Apparition de pied de gradin ;
- La mise en œuvre de cette opération manuellement introduit des écarts par rapport à la géométrie théorique souhaitée ;
- La fausse déclaration de la quantité à obtenir après le tir ;
- La mauvaise granulométrie apparue par la présence d'un pourcentage important des blocs hors gabarits ;
- Difficulté lors de chargement de la matière, ce qui cause la perte de temps (temps de cycle de la chargeuse important) ;
- La perte d'argent due à l'opération de débitage secondaire (brise roche) ;
- La projection des pierres lors de tir.

V.3. La méthode topographique

Il est tout d'abord étonnant de voir qu'au niveau de la carrière ils disposent d'un outil de levé partiel du front (appareil topographique), qu'ils ne l'utilisent pas. L'utilisation de cet appareil peut à première vue sembler être une perte de temps, mais cela permettrait de connaître la hauteur exacte du front, de positionner plus précisément la première rangée de trous et pouvoir donner le volume exacte à abattre [15].

V.3.1. Définition

C'est la méthode qui sert à implanter les trous de mine dans une volée donnée à l'aide de l'appareil topographique et à partir des coordonnées des trous tirés dans le gradin précédent, en suivant les paramètres géométriques calculées (Banquette, Espacement ...etc.).

V.3.2. Avantages de cette méthode

- Elle donne l'altitude précise donc la profondeur de chaque trou ;
- On peut Calculer par laquelle le volume à abattre d'une volée quelconque ;
- Donne une plate-forme régulière (sans pied) grâce à l'ajustement des profondeurs.

V.3.3. Inconvénients de cette méthode

- Elle prend beaucoup de temps pour implanter les trous ;
- L'emplacement de l'appareil exige au moins deux points connus et visibles, afin de trouver exactement les coordonnées de ce dernier. (coordonnées Lambert ou UTM)

V.3.4. Représentation de l'appareil topographique

L'appareil topographique est l'un des appareils les plus utilisés au niveau des carrières à ciel ouvert, l'utilisation de ce dernier pour l'implantation des trous de mine se résume en deux fonctions à savoir :

- Il est utilisé pour prendre des levés topographiques d'un endroit quelconque afin de trouver ses coordonnées (x,y,z) à partir des coordonnées **Lambert** de différents points de la carrière ;
- Ou bien il est utilisé pour l'implantation des points (trous) dont les coordonnées (x,y,z) sont calculées à partir des coordonnées des trous tirés précédemment (dans le tir précédent).



Figure V.3 : L'appareil topographique (*Leica*). (Photo prise le 30/03/2017 à 11:02)

V.3.5. Transfert des données (exploitation des données) :

Les données prélevées sur terrain par l'appareil topographique seront stockées dans sa mémoire interne afin d'être transférées vers l'ordinateur via d'un câble **USB**, puis exploitées et traitées par **Excel** pour calculer la profondeur de chaque trou, après par le logiciel « **COVADIS** et **AUTOCAD** » pour dessiner les trous en précisant la profondeur de chaque trou.

V.4. La méthode de profilomètre

Un outil pouvant guider dans l'implantation d'un tir est disponible au niveau de la carrière. Il s'agit d'un appareil de mesures de distances par laser, appelé **Laser Ace**. Cet outil est un distancemètre laser, comme ceux utilisés par les géomètres, couplé à un système de mesure d'angles. Il s'agit d'un outil manuel, l'opérateur doit viser différents points du front à relever et il obtient alors les informations de distance souhaitées, qui vont lui fournir des éléments de reconstitution partielle du front. Ce système peut permettre à l'opérateur de sélectionner des zones du front particulièrement sensibles, comme des sous-cavages ou des surépaisseurs importantes. Par cet outil, l'opérateur obtient de plus l'inclinaison du front, qui va lui permettre d'adapter l'inclinaison de chacun des différents trous [15].

V.4.1. Définition

C'est la méthode qui sert à implanter les trous de mine dans une volée donnée à l'aide d'un appareil qui s'appelle **le LazerAce® Burden Finder**, et de son logiciel qui permet d'exploiter les données prises par cet appareil, afin de donner presque tous les paramètres de front mesuré.

V.4.2. Avantages de la méthode

L'utilisation de cette méthode peut éliminer presque tous les problèmes rencontrés lors de l'opération de tir à savoir :

- Facilité d'utilisation ;
- Paramétrage précis de front de taille ;
- Elle donne l'épaisseur précise de chaque point de front ;
- On peut Calculer par laquelle la surface et le volume à abattre de la volée mesurée ;
- Donne une plate-forme régulière (sans pied) grâce à la différence de profondeur ;
- Diminution des coûts d'explosif, projection, vibration...etc

V.4.3. Inconvénients de la méthode

- L'utilisation de l'appareil LaserAce® exige surtout une plate-forme propre (tas déjà transporté) ;
- L'utilisation de l'appareil LaserAce® exige des conditions climatiques limitées.

V.4.4. Identification de l'appareil

Le LaserAce® Burden Finder de TRIMBLE est un appareillage portable permettant un contrôle géométrique sans réflecteur de points inaccessibles. Il permet aux utilisateurs de déterminer précisément la hauteur d'un front de taille, son inclinaison et l'épaisseur de la roche à abattre (banquette) face au forage à différentes cotes [16].

V.4.5. Description de l'appareil (composition de l'appareil)

- La prise en main de l'appareil est similaire à celle d'un caméscope.
- Une lanière est présente du côté droit pour sécuriser la tenue de l'appareil.
- Un écran et les boutons permettant d'accéder aux différentes fonctions de l'appareil se trouvent sur la façade gauche de l'appareil.
- Sur la partie supérieure de l'appareil se trouve le bouton d'acquisition (bouton rouge) qui permet d'effectuer une mesure.
- Le LaserAce® Burden Finder tient dans la paume de la main et pèse 400g [17].



Figure V.4 : Description de l'appareil LaserAce® [17].

V.4.6. Consignes d'utilisation

- Eviter de viser des points en direction du soleil. Ceci peut provoquer un endommagement de la lunette réceptrice ;
- En cas de pluie importante, il est recommandé de reporter les mesures ou de protéger efficacement l'appareil contre un risque d'endommagement par la pluie ;
- Il est strictement interdit de viser les yeux d'une personne avec l'appareil.

V.4.7. Résumé des applications

- ✓ Mesure des paramètres des fronts de taille (Epaisseur, hauteur, inclinaison....etc.) ;
- ✓ Profilage de forage ;
- ✓ Profilage complet d'un tir ;
- ✓ Mesures des distances obliques, distances horizontales, distances verticales.

V.4.8. Principe de travail de l'appareil

La mesure des paramètres de front de taille est effectuée avec le menu Burden Finder/Bench

1^{ère} étape : Entrée des paramètres de foration (Hole détails)

Le calcul de la banquette et de la profondeur de mesure prend en compte les paramètres entrés dans le menu Hole Détails à savoir :

- ✓ L'angle d'inclinaison du forage : cette valeur doit être réglée à la valeur de l'inclinaison prévue pour le forage (10° par exemple) ;
- ✓ La distance Front-Crête : cette distance est retranchée des mesures afin de déterminer la valeur de la banquette. Pour éviter les erreurs, il est vivement conseillé de régler cette valeur à 0,0.

La valeur de la banquette correspondra dans ce cas à la valeur d'épaisseur de la roche sans recul. Si la banquette mesurée s'établit à 2 m pour une banquette souhaitée de 4 m, la position réelle de trou devra être reculée de 2 m par rapport au repère visé.

2^{ème} étape : Mesure de front (Bench details)

Avant d'effectuer la mesure, il faut placer un repère nettement identifiable en bord de front (ex cône de chantier). (Repérage des trous de foration en bord de front)



Figure V.5 : Repérage du front.

- Entrer ensuite un numéro de front (FACE NUMBER) et un numéro de profil (PROFIL NUMBER) ;
- Viser ensuite le repère de trou et appuyer sur le bouton FEU ;

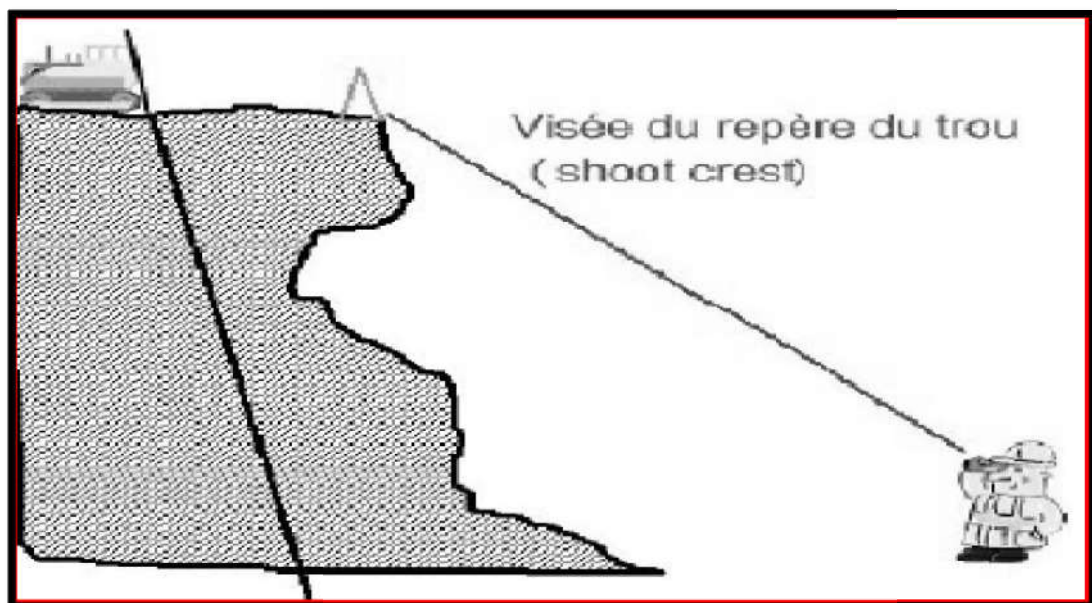


Figure V.6 : Visée de repère du trou.

- Viser ensuite le pied de front et appuyer sur le bouton FEU ;

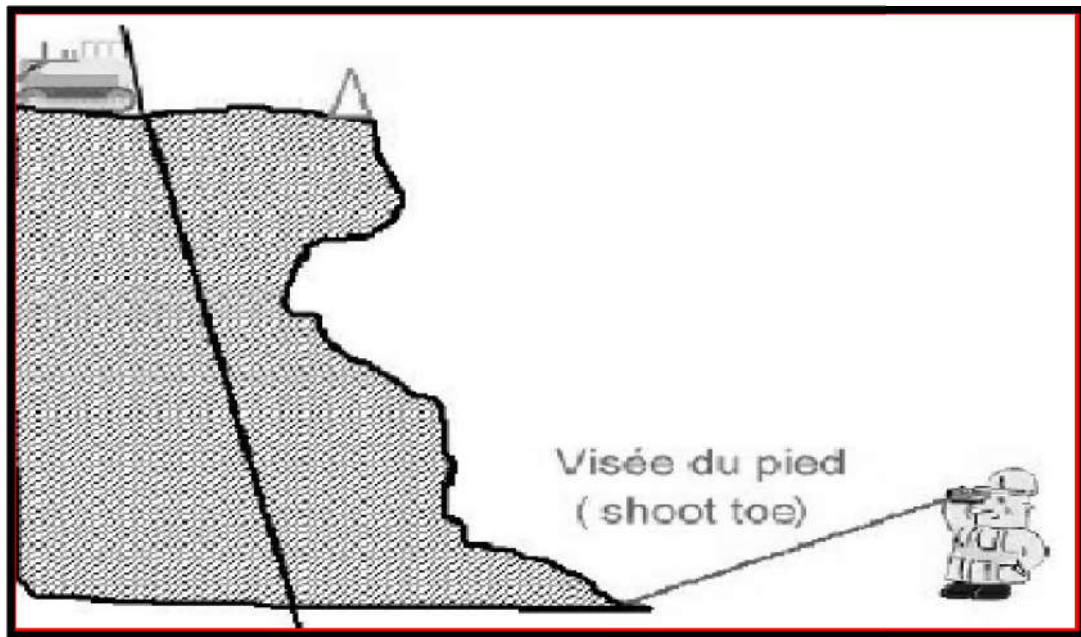


Figure V.7 : Visée de pied du front.

Après le LaserAce® calcule et affiche la longueur oblique du front (Slope), la hauteur de front (Bench), la banquette en pied (Toe).et en appuyant sur la touche (▲) pour afficher l'angle d'inclinaison du front (FACE ANGLE).

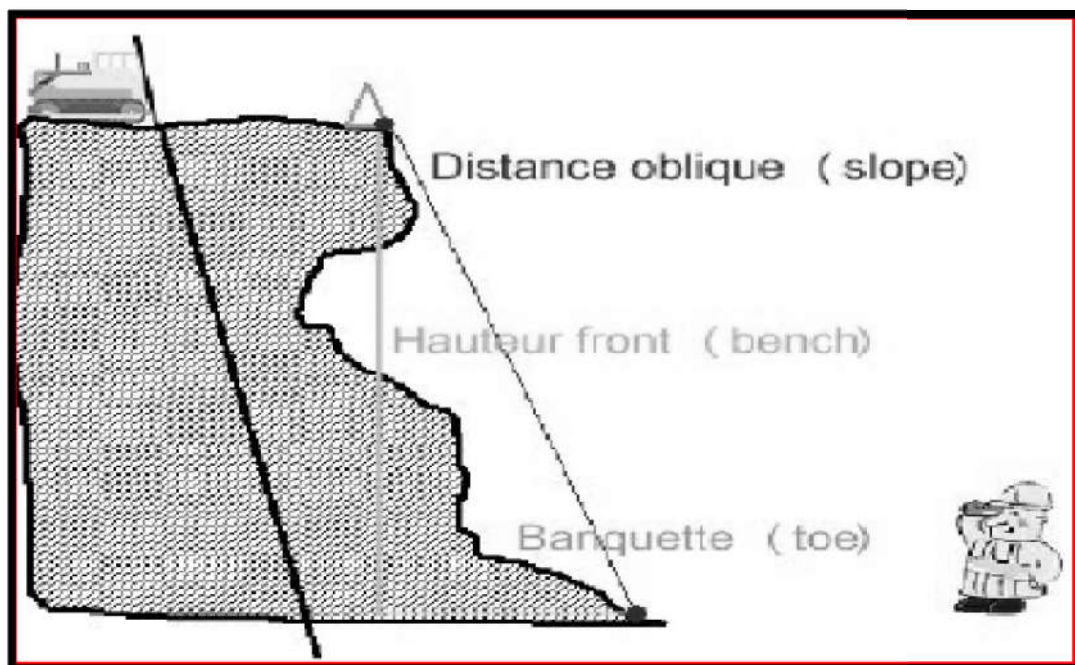


Figure V.8 : Affichage des paramètres du front.

Dès que cette mesure est effectuée, l'angle vertical minimal et maximal sera compris entre les deux visées. Les mesures du profil seront incluses entre ces deux angles.

3^{ème} étape : Mesure de profil (profilage de front)

Dès que la mesure du front est effectuée (Menu Bench), on revient au menu Burden Finder en appuyant sur la touche (□) en sélectionnant le sous menu PROFILE : pour pouvoir déterminer les épaisseurs en différents points du front.

- Viser d'autant de points que nécessaire dans la colonne ;

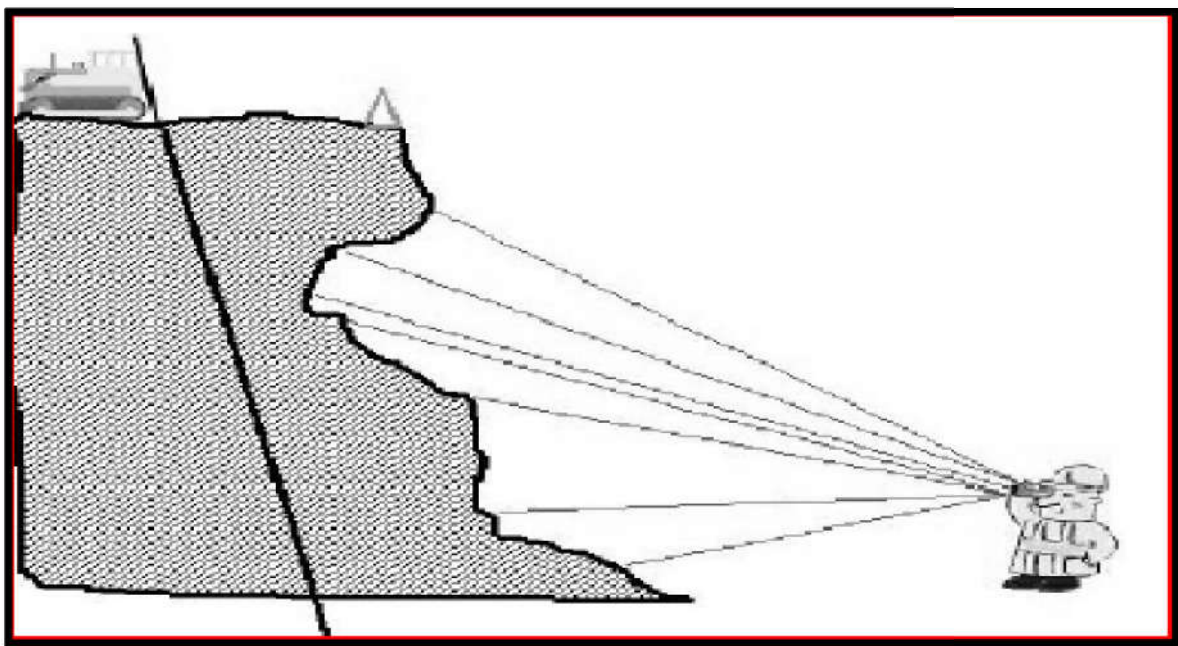


Figure V.9 : Profilage de front.

- Affichage de la valeur de la banquette pour tous les points visés sur l'écran de l'appareil [16].

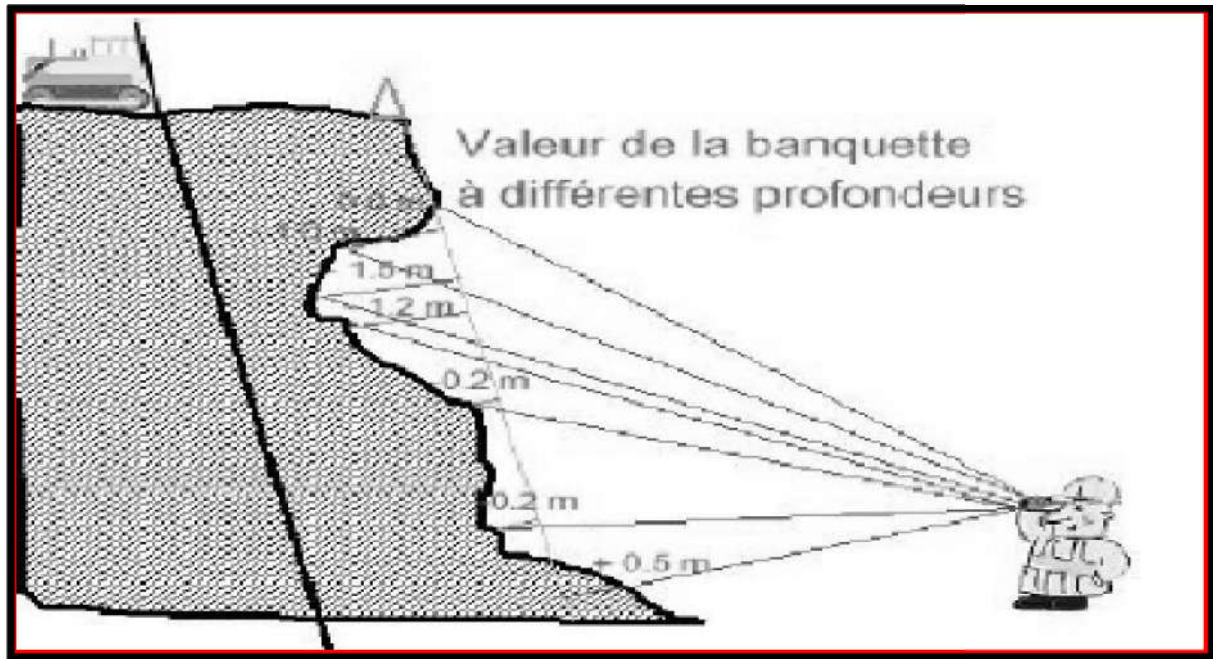


Figure V.10 : La valeur de la banquette à différents points au niveau du front. [16]

V.4.9. Transformation des données

Les données brutes stockées dans la mémoire interne de l'appareil (numéro de front, numéro du profil, hauteur et inclinaison du front, banquette aux différentes cotes de mesure...) vont être transférées vers l'ordinateur via Bluetooth® pour des calculs complémentaires ou un archivage des paramètres de tir.

V.4.10. Exploitation des données

L'exploitation des données doit être effectuée soit par le logiciel Profil Front soit à l'aide d'un abaque

V.4.10.1. Traitement des mesures avec le logiciel Profil Front

L'exploitation des données par ce logiciel passe par les étapes suivantes :

- Affichage des profils bruts ;

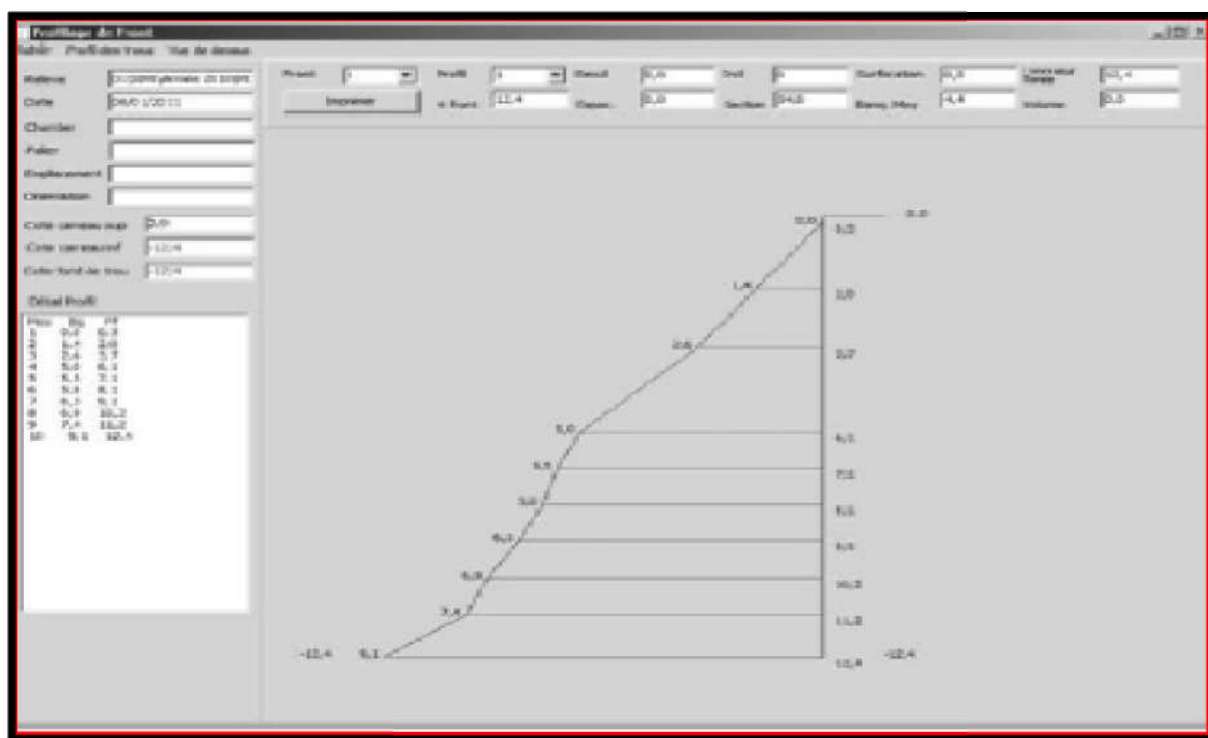


Figure V.11 : Affichage d'un profil brut.

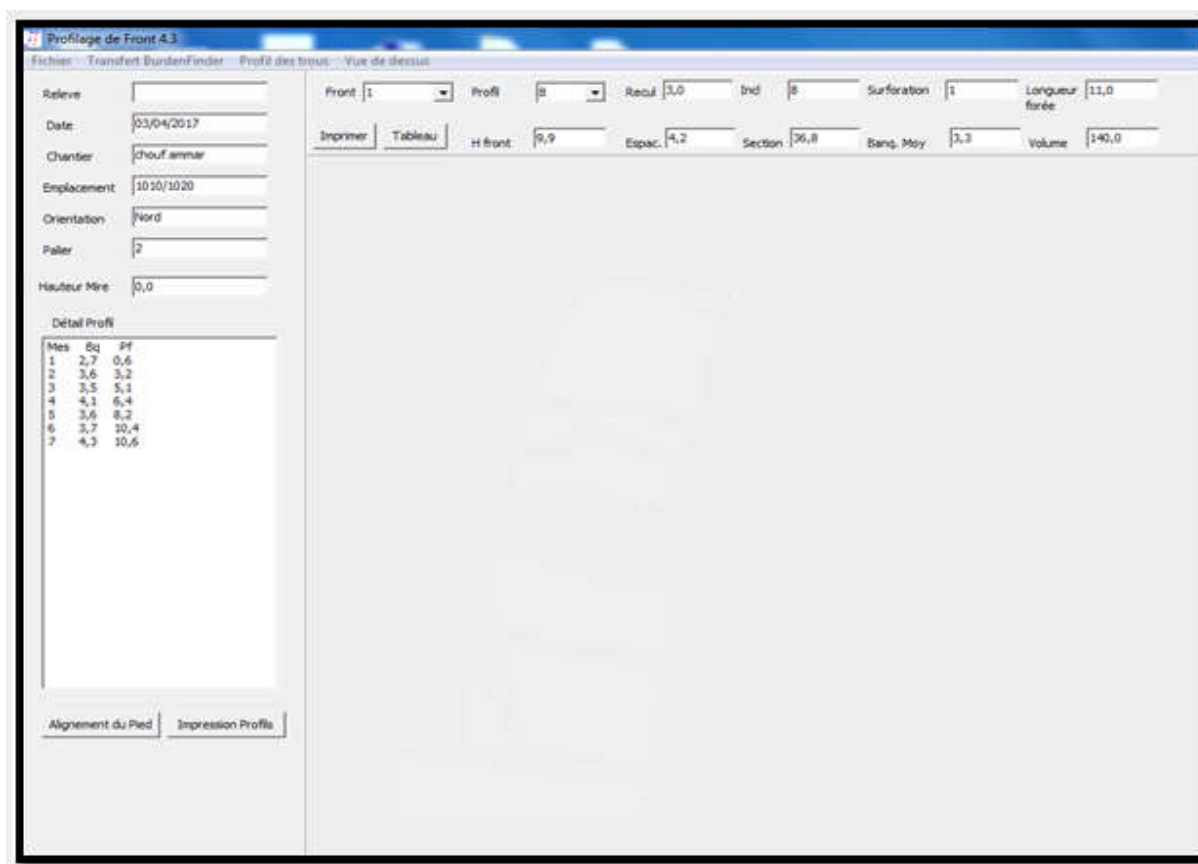
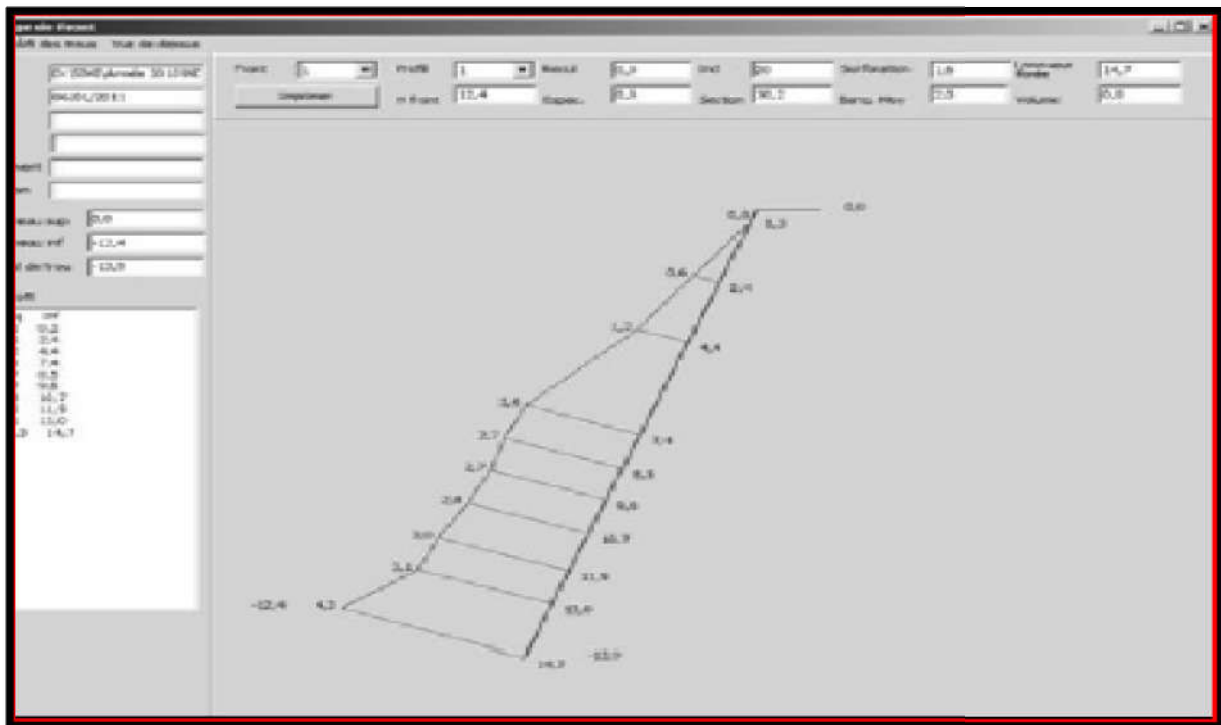


Figure V.12 : Les éléments essentiels du logiciel **Profilage de front 4.3**.

- Modification de l'inclinaison ;



- Entrée des paramètres de profondeur de forage pour le calcul de la sur profondeur ;

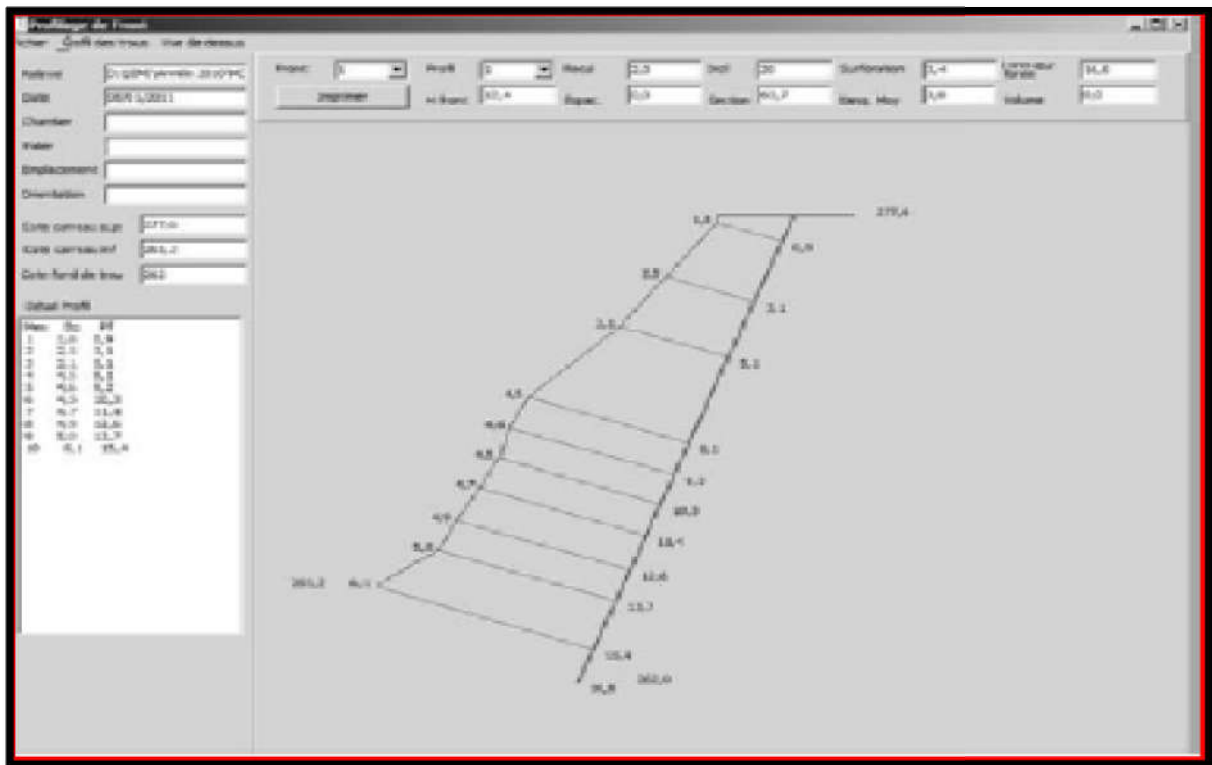


Figure V.15 : Calcul de la sur profondeur.

Dernière étape :

- Sur le front de taille, modification de la position des têtes des trous en fonction des paramètres définis dans le logiciel [16].

V.4.10.2. L'exploitation des mesures à l'aide d'un abaque

Les mesures effectuées et accumulées jusque-là permettent de définir l'inclinaison des trous de mine de telle manière que la Banquette de pied soit de l'épaisseur souhaitée.

Pour ce faire le schéma et la formule suivante permettent de visualiser la meilleure façon d'utiliser les mesures :

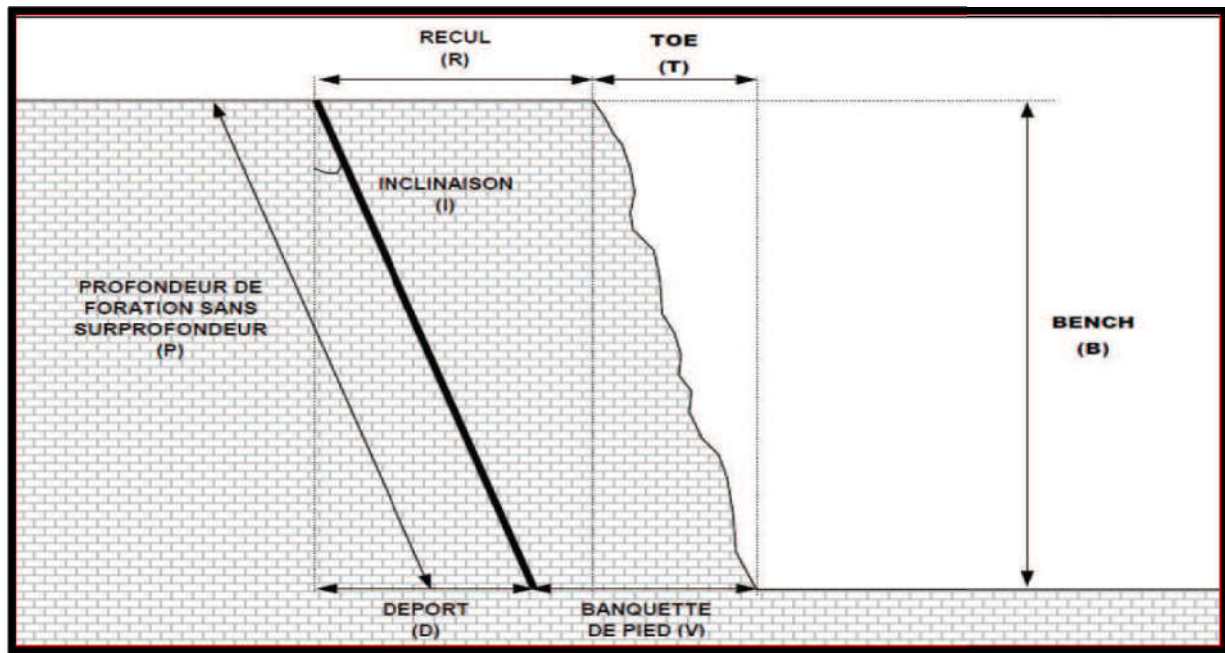


Figure V.16 : Les éléments essentiels pour le calcul de recul.

Le calcul de la distance entre la crête du front et le premier trou (recul) s'effectue par la formule suivante :

$$R + T = D + V \quad (V.1)$$

Donc :

$$R = (D + V) - T$$

Où :

- **R** : Le recul, c'est la distance séparant le trou de la crête qu'on cherche à définir ;
- **D** : Le déport, est l'avancée du trou au niveau du carreau inférieur. Il dépend du BENCH (hauteur du front) et de l'inclinaison ;
- **V** : La banquette de pied, est la distance au niveau du carreau inférieur qui sépare le « Fond de trou » de la face visible du pied du front (banquette souhaitée) ;
- **T** : Le Toe, est la distance horizontale séparant le sommet du front de son pied [17].

L'exploitation des données par l'abaque consiste tout simplement à chercher la valeur du déport (D) et la profondeur du trou sans surforation, en fonction de l'angle d'inclinaison et la hauteur de gradin qui sont affichés sur l'écran de l'appareil, après on calcule par la formule si dessus la distance qui sépare le premier trou de la crête du front .

		Déport (D) en mètre										
		Profondeur de foration sans surprofondeur (P) en mètre										
		Hauteur du front (m) = BENCH										
		5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
		0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Inclinaison des trous en degré (°)	0	5,0	6,0	7,0	8,0	9,0	10,0	11,0	12,0	13,0	14,0	15,0
	1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,3
		5,0	6,0	7,0	8,0	9,0	10,0	11,0	12,0	13,0	14,0	15,0
	2	0,2	0,2	0,2	0,3	0,3	0,3	0,4	0,4	0,5	0,5	0,5
		5,0	6,0	7,0	8,0	9,0	10,0	11,0	12,0	13,0	14,0	15,0
	3	0,3	0,3	0,4	0,4	0,5	0,5	0,6	0,6	0,7	0,7	0,8
		5,0	6,0	7,0	8,0	9,0	10,0	11,0	12,0	13,0	14,0	15,0
	4	0,3	0,4	0,5	0,6	0,6	0,7	0,8	0,8	0,9	1,0	1,0
		5,0	6,0	7,0	8,0	9,0	10,0	11,0	12,0	13,0	14,0	15,0
	5	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,0	1,1	1,2	1,3
		5,0	6,0	7,0	8,0	9,0	10,0	11,0	12,0	13,0	14,1	15,1
	6	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6
		5,0	6,0	7,0	8,0	9,0	10,1	11,1	12,1	13,1	14,1	15,1
	7	0,6	0,7	0,9	1,0	1,1	1,2	1,4	1,5	1,6	1,7	1,8
		5,0	6,0	7,1	8,1	9,1	10,1	11,1	12,1	13,1	14,1	15,1
	8	0,7	0,8	1,0	1,1	1,3	1,4	1,5	1,7	1,8	2,0	2,1
		5,0	6,1	7,1	8,1	9,1	10,1	11,1	12,1	13,1	14,1	15,1
	9	0,8	1,0	1,1	1,3	1,4	1,6	1,7	1,9	2,1	2,2	2,4
		5,1	6,1	7,1	8,1	9,1	10,1	11,1	12,1	13,2	14,2	15,2
	10	0,9	1,1	1,2	1,4	1,6	1,8	1,9	2,1	2,3	2,5	2,6
		5,1	6,1	7,1	8,1	9,1	10,2	11,2	12,2	13,2	14,2	15,2
	11	1,0	1,2	1,4	1,6	1,7	1,9	2,1	2,3	2,5	2,7	2,9
		5,1	6,1	7,1	8,1	9,2	10,2	11,2	12,2	13,2	14,3	15,3
	12	1,1	1,3	1,5	1,7	1,9	2,1	2,3	2,6	2,8	3,0	3,2
		5,1	6,1	7,2	8,2	9,2	10,2	11,2	12,3	13,3	14,3	15,3
	13	1,2	1,4	1,6	1,8	2,1	2,3	2,5	2,8	3,0	3,2	3,5
		5,1	6,2	7,2	8,2	9,2	10,3	11,3	12,3	13,3	14,4	15,4
	14	1,2	1,5	1,7	2,0	2,2	2,5	2,7	3,0	3,2	3,5	3,7
		5,2	6,2	7,2	8,2	9,3	10,3	11,3	12,4	13,4	14,4	15,5
	15	1,3	1,6	1,9	2,1	2,4	2,7	2,9	3,2	3,5	3,8	4,0
		5,2	6,2	7,2	8,3	9,3	10,4	11,4	12,4	13,5	14,5	15,5
	16	1,4	1,7	2,0	2,3	2,6	2,9	3,2	3,4	3,7	4,0	4,3
		5,2	6,2	7,3	8,3	9,4	10,4	11,4	12,5	13,5	14,6	15,6
	17	1,5	1,8	2,1	2,4	2,8	3,1	3,4	3,7	4,0	4,3	4,6
		5,2	6,3	7,3	8,4	9,4	10,5	11,5	12,5	13,6	14,6	15,7
	18	1,6	1,9	2,3	2,6	2,9	3,2	3,6	3,9	4,2	4,5	4,9
		5,3	6,3	7,4	8,4	9,5	10,5	11,6	12,6	13,7	14,7	15,8
	19	1,7	2,1	2,4	2,8	3,1	3,4	3,8	4,1	4,5	4,8	5,2
		5,3	6,3	7,4	8,5	9,5	10,6	11,6	12,7	13,7	14,8	15,9
	20	1,8	2,2	2,5	2,9	3,3	3,6	4,0	4,4	4,7	5,1	5,5
		5,3	6,4	7,4	8,5	9,6	10,6	11,7	12,8	13,8	14,9	16,0

Figure V.17 : L'abaque utilisé pour le calcul des paramètres de trou [17].

Conclusion

La méthode d'implantation des trous de mine influe d'une manière ou d'une autre sur l'opération de l'abattage à l'explosif et aussi sur les effets engendrés par cette opération.

On peut dire que la réussite d'une méthode d'implantation dépend essentiellement de la manière dont l'opération d'abattage est maîtrisée avec une acquisition des bons résultats de tir.

Chapitre VI

Etude comparative entre les résultats des différentes méthodes

Introduction

Dans la carrière de Chouf Ammar et au niveau 1010-1020 m, on a réalisé 03 essais (tirs) dont les trous sont implantés par les trois méthodes : repère arrière, topographique et celle de profilomètre, ça était depuis la phase d'implantation jusqu'à la réalisation du tir.

VI.1. Application des méthodes

VI.1.1. Repère arrière (méthode utilisée)

VI.1.1.1. Calcul des paramètres essentiels de tir

Dans cette méthode nous avons calculer les différents éléments essentiels pour l'abattage à l'explosif tel que : la quantité d'explosif, le volume et le tonnage à abattre par chaque trou en fonction des différents paramètres de travaux de forage et de tir calculés dans le chapitre III sans aucun changement, ces différents éléments sont calculés comme suit :

- a) Charge de pied (TEMEX II) " Q_{tr} " :

$$Q_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma \cdot q_p \cdot 30\% = 4,2 \times 3,75 \times 11,4 \times 2,65 \times 0,19 \times 0,3 = 27,12 \approx 28 \text{ kg / trou}$$

- b) Charge de colonne (ANFOMIL) " Q'_{tr} " :

$$Q'_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma \cdot q_p \cdot 70\% = 4,2 \times 3,75 \times 11,4 \times 2,65 \times 0,19 \times 0,7 = 63,28 \approx 64 \text{ kg / trou}$$

- c) Longueur de la charge explosive " L_{ch} " :

$$L_{ch} = \frac{Q_{tr} + Q'_{tr}}{P} = \frac{28 + 64}{9,46} = 9,72 \approx 9,7 \text{ m}$$

- d) Longueur de bourrage " L_b " :

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} = 13 - 9,7 = 3,3 \text{ m}$$

- e) Longueur de cordeau détonnant " L_c " :

$$L_c = L_{tr} + 0,7 = 13 + 0,7 = 13,7 \text{ m}$$

- f) Volume du trou " V_{tr} " :

$$V_{tr} = a \cdot b \cdot Hg = 4,2 \times 3,75 \times 11,4 = 179,55 \approx 179,6 \text{ m}^3 / \text{trou}$$

- g) Tonnage du trou " T_{tr} " :

$$T_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma = 4,2 \times 3,75 \times 11,4 \times 2,65 = 475,8 \text{ t / trou}$$

h) Prix de l'explosif " P_x ":

$$P_x = Q_{ir} \cdot 160 + Q'_{ir} \cdot 109 = 28 \times 160 + 64 \times 109 = 11456 \text{ DA / trou}$$

Dans cette méthode la profondeur des trous est constante ce qui donne un résultat de calcul identique pour tous les trous, le tableau suivant résume les résultats de calcul de toute la volée.

Tableau VI.1 : Dispatch obtenu de l'essai d'implantation par la méthode de repère arrière.

N° de trou	Prof des trous	Charge de pied 'TEMEXII'		Charge de colonne 'ANFO'	Hg	Long de la charge	Long de bour	Long de cord	Volume du trou à abattre	Tonnage du trou	Prix d'expl
	M	Nbr de cart	poids (kg/tr)	Poids (kg/tr)	m	m	m	m	m ³	Tonne	DA
1	13	11	28	64	11,4	9,7	3,3	13,7	179,6	475,8	11456
2	13	11	28	64	11,4	9,7	3,3	13,7	179,6	475,8	11456
3	13	11	28	64	11,4	9,7	3,3	13,7	179,6	475,8	11456
4	13	11	28	64	11,4	9,7	3,3	13,7	179,6	475,8	11456
5	13	11	28	64	11,4	9,7	3,3	13,7	179,6	475,8	11456
6	13	11	28	64	11,4	9,7	3,3	13,7	179,6	475,8	11456
7	13	11	28	64	11,4	9,7	3,3	13,7	179,6	475,8	11456
8	13	11	28	64	11,4	9,7	3,3	13,7	179,6	475,8	11456
9	13	11	28	64	11,4	9,7	3,3	13,7	179,6	475,8	11456
10	13	11	28	64	11,4	9,7	3,3	13,7	179,6	475,8	11456
11	13	11	28	64	11,4	9,7	3,3	13,7	179,6	475,8	11456
12	13	11	28	64	11,4	9,7	3,3	13,7	179,6	475,8	11456
13	13	11	28	64	11,4	9,7	3,3	13,7	179,6	475,8	11456
14	13	11	28	64	11,4	9,7	3,3	13,7	179,6	475,8	11456
Total		154	392	896				191,8	2513,7	6661,305	160384

VI.1.1.2. Résultat de tir

Après le chargement et le tir des trous implantés par la méthode de repère arrière (la méthode utilisée actuellement), nous avons eu le tas abattu suivant :

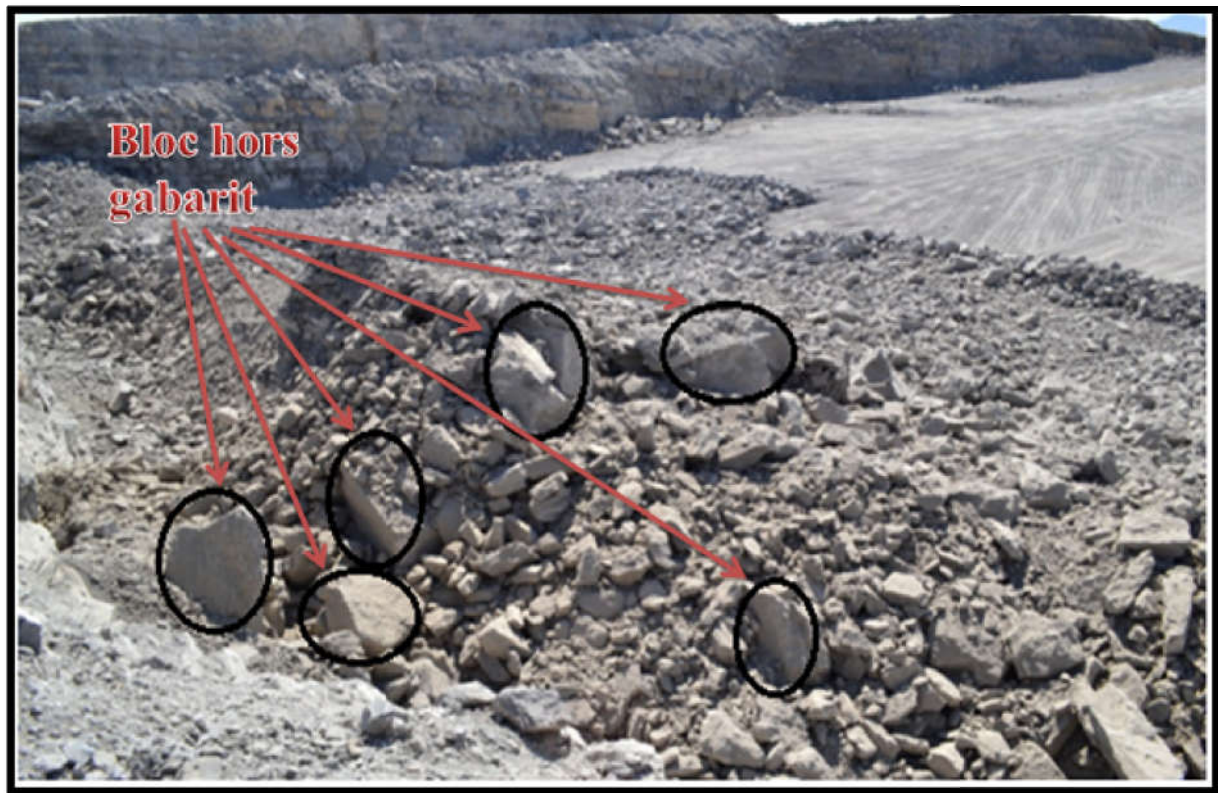


Figure VI.1: Tas abattu issu de l'implantation par la méthode de repère arrière.

VI.1.1.3. Caractéristiques de tir

- L'étendu de projection des blocs est de 59 m ;
- La largeur de tas abattu est d'environ 38 m ;
- La hauteur de tas abattu est d'environ 4,4 m ;
- Le taux d'hors gabarit est estimé d'un pourcentage d'environ 06 % ;
- Le temps de cycle moyen calculé de la chargeuse après le tir d'environ $T_c=145$ s;
- Le coût d'explosif "C" pour abattre 1 tonne de roche est calculé comme suit :

$$C = \frac{P_x}{T}, (DA/t) \quad (VI.1)$$

Où :

- P_x : Le prix de l'explosif consommé par l'essai de repère arrière, DA ;
- T : Le tonnage de la volée tirée par cette méthode, tonne.

Donc :

$$C = \frac{160384}{6661,305} = 24,08 \text{ DA/t}$$

Alors, pour une production annuelle on aura un coût de l'ordre de :

$$C_a = C \times P_a, (DA/an) \quad (VI.2)$$

Où :

- C_a : Le coût d'explosif annuel, (DA/an) ;
- P_a : La production annuelle de la carrière, $P_a=4000000$ t/an.

Donc :

$$C_a=24,08 \times 4000000=96320000 \text{ DA/an}$$

VI.1.2. La méthode topographique

VI.1.2.1. Réalisation de l'essai topographique à Chouf Ammar

a. Stationnement de l'appareil

Dans cet essai nous avons pris la station de l'appareil dans un endroit à l'ouest de la carrière dont les coordonnées sont respectivement : **X=658487,972 m** ; **Y=290153,92 m** par rapport au (**Nord SAHARA**) avec une altitude de l'ordre de **Z=1031,158m** par rapport à la mer. Avec une hauteur de l'appareil de l'ordre de **Happ=1,61m**.

Concernant la station n°1 : (station de repère connu) on a pris le repère ayant les coordonnées suivantes : **X=658487,506 m** ; **Y=290048,628 m** ; et **Z=1020,557 m**.

Pour la station n°2 : ayant les coordonnées suivantes : **X=658970,029 m** ; **Y=289693,634 m** ; et **Z=956,95 m**. (Ces coordonnées sont de système **Lambert**)

b. Les points levés

Après le stationnement de l'appareil on a levé 17 points dont les coordonnées sont représentées dans les deux tableaux ci-dessous :

Tableau VI.2 : Les coordonnées des points levés par l'appareil topographique. (trous)

Points	X(m)	Y(m)	Z(m)	Pr(m)
H1	658627,43	290262,26	1025,42	13,5
H2	658623,00	290262,27	1025,44	13,6
H3	658619,07	290262,15	1025,37	13,5
H4	658614,67	290262,33	1025,38	13,5
H5	658610,46	290261,80	1025,21	13,3
H6	658605,90	290261,87	1024,98	13,1
H7	658601,99	290261,88	1024,81	12,9
H8	658604,61	290265,55	1025,06	13,2
H9	658608,80	290265,58	1025,32	13,4
H10	658612,91	290265,67	1025,37	13,5
H11	658617,03	290265,78	1025,42	13,5
H12	658621,18	290265,70	1025,38	13,5
H13	658624,91	290265,95	1025,27	13,4
H14	658629,33	290265,16	1025,42	13,5

Tableau VI.3 : Les coordonnées de quelques points dans la plate-forme.

Points	X(m)	Y(m)	Z(m)
H20	658624.6	290255,65	1013.88
H21	658608.46	29025534	1013.49
H22	658595.32	290253.2	1013.31

Donc le point de la plate-forme représente le moyen des 03 points levés est :

$$P1 = \Sigma (Z20 + Z21 + Z22) / 3 = 1013.56 \text{ m.}$$

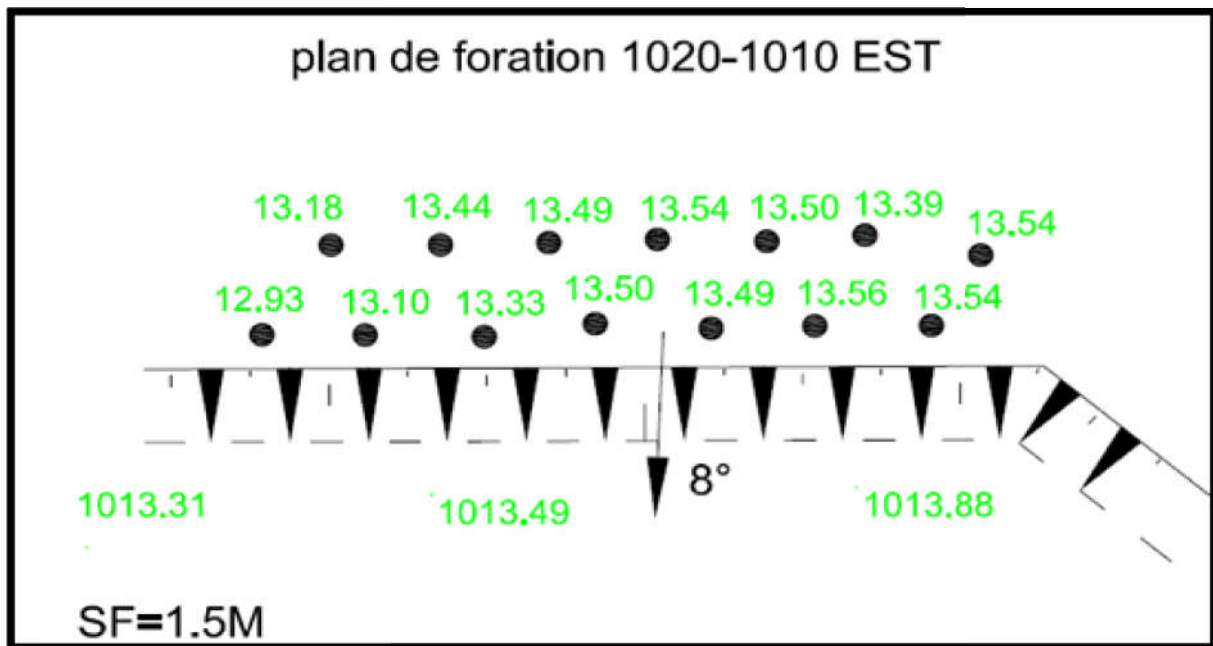


Figure VI.2 : Le plan de foration au niveau 1010-1020 m EST.

VI.1.2.2. Calcul des paramètres essentiels du tir par cette méthode

Dans cette méthode on a suivi les mêmes paramètres calculés (dans le chapitre III), sauf la profondeur des trous qui va changer d'un trou à l'autre de 12,93 à 13,56 m.

D'après les données obtenues par l'essai on a calculé la quantité de la charge explosive à consommer par cette volée (14 trous), le volume, et le tonnage à produire...etc. Le calcul de ces paramètres c'était de la façon suivante :

Trou n°01 :

- a) Charge de pied (TEMEX II) " Q_{tr} ":

$$Q_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma \cdot q_p \cdot 30\% = 4,2 \times 3,75 \times 11,92 \times 2,65 \times 0,19 \times 0,3 = 28,35 \approx 29 \text{ kg / trou}$$

- b) Charge de colonne (ANFOMIL) " Q'_{tr} ":

$$Q'_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma \cdot q_p \cdot 70\% = 4,2 \times 3,75 \times 11,92 \times 2,65 \times 0,19 \times 0,7 = 66,16 \approx 67 \text{ kg / trou}$$

- c) Longueur de la charge explosive " L_{ch} ":

$$L_{ch} = \frac{Q_{tr} + Q'_{tr}}{P} = \frac{29 + 67}{9,46} = 10,14 \approx 10,1 \text{ m}$$

- d) Longueur de bourrage " L_b ":

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} = 13,54 - 10,1 = 3,44 \approx 3,4 \text{ m}$$

- e) Longueur de cordeau détonnant " L_c ":

$$L_c = L_{tr} + 0,7 = 13,54 + 0,7 = 14,24 \text{ m}$$

f) Volume du trou " V_{tr} ":

$$Q_{tr} = a \cdot b \cdot Hg = 4,2 \times 3,75 \times 11,92 = 187,74 \approx 187,7 \text{ m}^3 / \text{trou}$$

g) Tonnage du trou " T_{tr} ":

$$T_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma = 4,2 \times 3,75 \times 11,93 \times 2,65 = 497,5 \text{ t} / \text{trou}$$

h) Prix de l'explosif " P_x ":

$$P_x = Q_{tr} \cdot 160 + Q'_{tr} \cdot 109 = 29 \times 160 + 67 \times 109 = 11943 \text{ DA} / \text{trou}$$

Trou n°07 :

a) Charge de pied (TEMEX II) " Q_{tr} ":

$$Q_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma \cdot q_p \cdot 30\% = 4,2 \times 3,75 \times 11,31 \times 2,65 \times 0,19 \times 0,3 = 26,9 \approx 27 \text{ kg} / \text{trou}$$

b) Charge de colonne (ANFOMIL) " Q'_{tr} ":

$$Q'_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma \cdot q_p \cdot 70\% = 4,2 \times 3,75 \times 11,31 \times 2,65 \times 0,19 \times 0,7 = 62,78 \approx 63 \text{ kg} / \text{trou}$$

c) Longueur de la charge explosive " L_{ch} ":

$$L_{ch} = \frac{Q_{tr} + Q'_{tr}}{P} = \frac{27 + 63}{9,46} = 9,51 \approx 9,5 \text{ m}$$

d) Longueur de bourrage " L_b ":

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} = 12,93 - 9,5 = 3,43 \approx 3,4 \text{ m}$$

e) Longueur de cordeau détonnant " L_c ":

$$L_c = L_{tr} + 0,7 = 12,93 + 0,7 = 13,63 \text{ m}$$

f) Volume du trou " V_{tr} ":

$$V_{tr} = a \cdot b \cdot Hg = 4,2 \times 3,75 \times 11,31 = 178,13 \approx 178,1 \text{ m}^3 / \text{trou}$$

g) Tonnage du trou " T_{tr} ":

$$T_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma = 4,2 \times 3,75 \times 11,31 \times 2,65 = 472,05 \approx 472,1 \text{ t} / \text{trou}$$

h) Prix de l'explosif " P_x ":

$$P_x = Q_{tr} \cdot 160 + Q'_{tr} \cdot 109 = 27 \times 160 + 63 \times 109 = 11187 \text{ DA} / \text{trou}$$

Dans cette méthode la profondeur des trous est variable d'un trou à l'autre ce qui a donner un résultat de calcul différente d'un trou à l'autre, le tableau suivant résume les résultats de calcul de toute la volée.

Tableau VI.4 : Dispatch obtenu de l'essai d'implantation par la méthode topographique.

N° de trou	Prof des trous	Charge de pied 'TEMEXII'		Charge de colonne 'ANFO'	Hg	Long de la charge	Lon de bou	Lon de cord	Vol du trou	Tonnage du trou	Prix d'explo
	m	Nbr de cart	poids (kg)	poids (kg/tr)	m	m	m	M	m ³	tonne	DA
1	13,54	12	29	67	11,92	10,1	3,4	14,24	187,7	497,5	11943
2	13,56	12	29	67	11,94	10,1	3,4	14,26	188,1	498,3	11943
3	13,49	12	29	66	11,87	10,0	3,4	14,19	187,0	495,4	11834
4	13,5	12	29	66	11,88	10,0	3,5	14,2	187,1	495,8	11834
5	13,33	12	28	66	11,71	9,9	3,4	14,03	184,4	488,7	11674
6	13,1	11	28	64	11,48	9,7	3,4	13,8	180,8	479,1	11456
7	12,93	11	27	63	11,31	9,5	3,4	13,63	178,1	472,1	11187
8	13,18	12	28	65	11,56	9,8	3,3	13,88	182,1	482,5	11565
9	13,44	12	29	66	11,82	10,0	3,4	14,14	186,2	493,3	11834
10	13,49	12	29	66	11,87	10,0	3,4	14,19	187,0	495,4	11834
11	13,54	12	29	67	11,92	10,1	3,4	14,24	187,7	497,5	11943
12	13,5	12	29	66	11,88	10,0	3,5	14,2	187,1	495,8	11834
13	13,39	12	29	66	11,77	10,0	3,3	14,09	185,4	491,3	11834
14	13,54	12	29	67	11,92	10,1	3,4	14,24	187,7	497,5	11943
Total		166	401	922		139,85		197,3	2596,4	6880,4	164658

VI.1.2.3. Résultat de tir (tas abattu par cet essai)

Après le chargement et le tir des trous implantés par la méthode topographique, nous avons eu le tas abattu suivant :

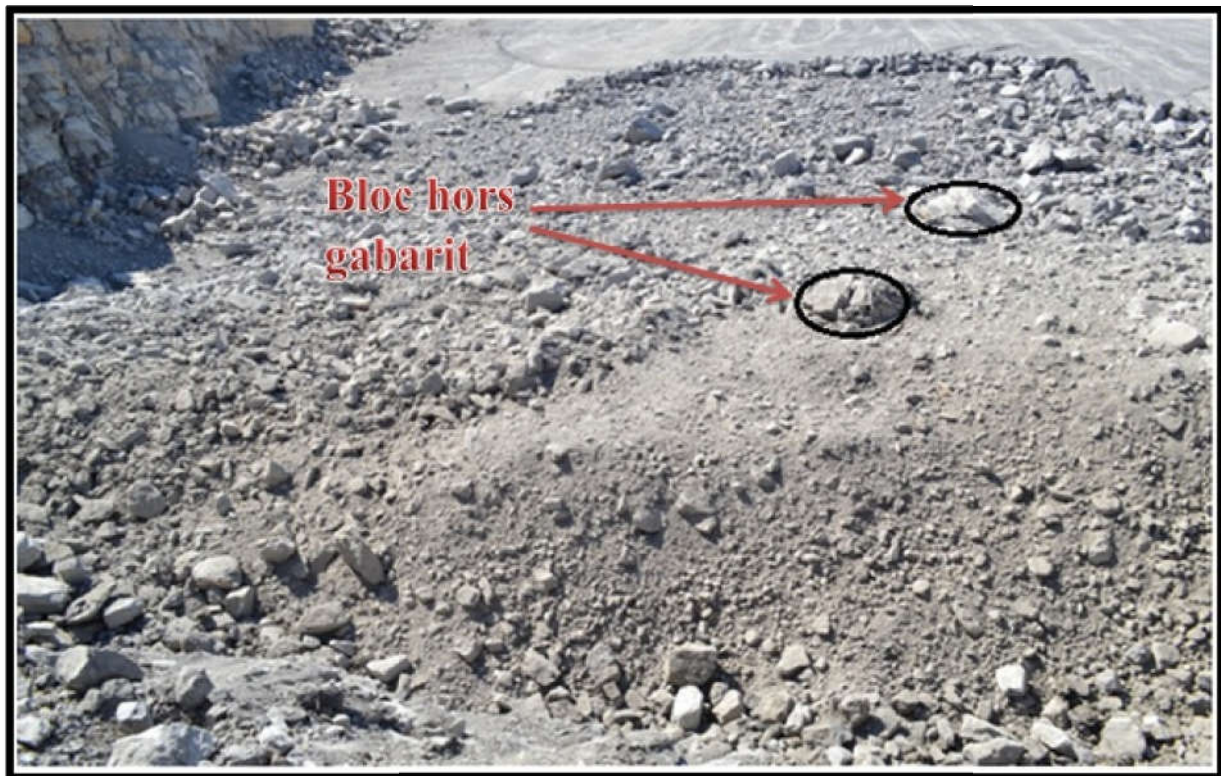


Figure VI.3 : Tas abattu issu de l'implantation par la méthode topographique.

VI.1.2.4. Caractéristiques de tir

- L'étendu de projection des blocs est de 27,5 m ;
- La largeur de tas abattu est d'environ 21,9 m ;
- La hauteur de tas abattu est d'environ 3,75 m ;
- Le coût d'explosif "C" pour abattre 1 tonne de roche est calculé comme suit :

$$C = \frac{P_x}{T} = \frac{164658}{6880,4} = 23,93 \text{ DA/t}$$

Alors, pour une production annuelle on aura un coût de l'ordre de :

$$C_a = C \times P_a, (DA/an)$$

Donc :

$$C_a = 23,93 \times 4000000 = 95720000 \text{ DA/an}$$

VI.1.3. La méthode de profilomètre

VI.1.3.1. Réalisation de l'essai d'implantation des trous par profilomètre

A Chouf Ammar et au niveau 1010-1020 m nous avons pris 03 profils (points) suivant le long de front afin d'implanter les trous tel que :

Profil n°01 : ayant les paramètres suivants : **(Est)**

Distance oblique (Slope)=11,09 m
banquette(Burden)=2,51 m.

Hauteur de gradin(Bench)=10,49 m.

Avec

Distance horizontale (Toe) =3,6 m.

Depth =9,84 m.



Figure VI.4: Mesures de Profil n°01.

Profil n°02 : ayant les paramètres suivants : **(Milieu)**

Slope=10.25 m Burden=2.14 m

Bench=09.88 m **Avec**

Toe=2.74m Depth=9.82m



Figure VI.5: Mesures de Profil n°02

Profil n°03 : ayant les paramètres suivants : **(Ouest)**

Slope=10.73 m Burden=3.57 m

Bench=10.05 m Avec

Toe=3.77 m Depth=9.94 m

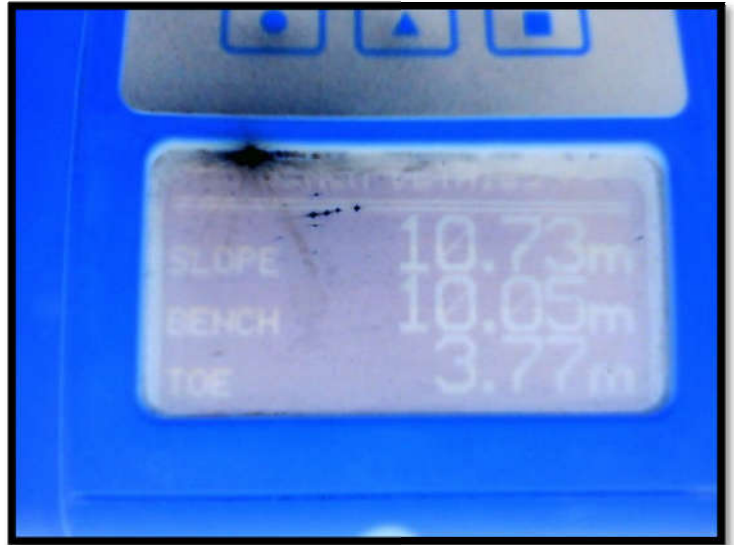


Figure VI.6: Mesures de Profil n°03

Après l'exploitation des données par le logiciel « **profil Front** » on a eu les fronts suivants :

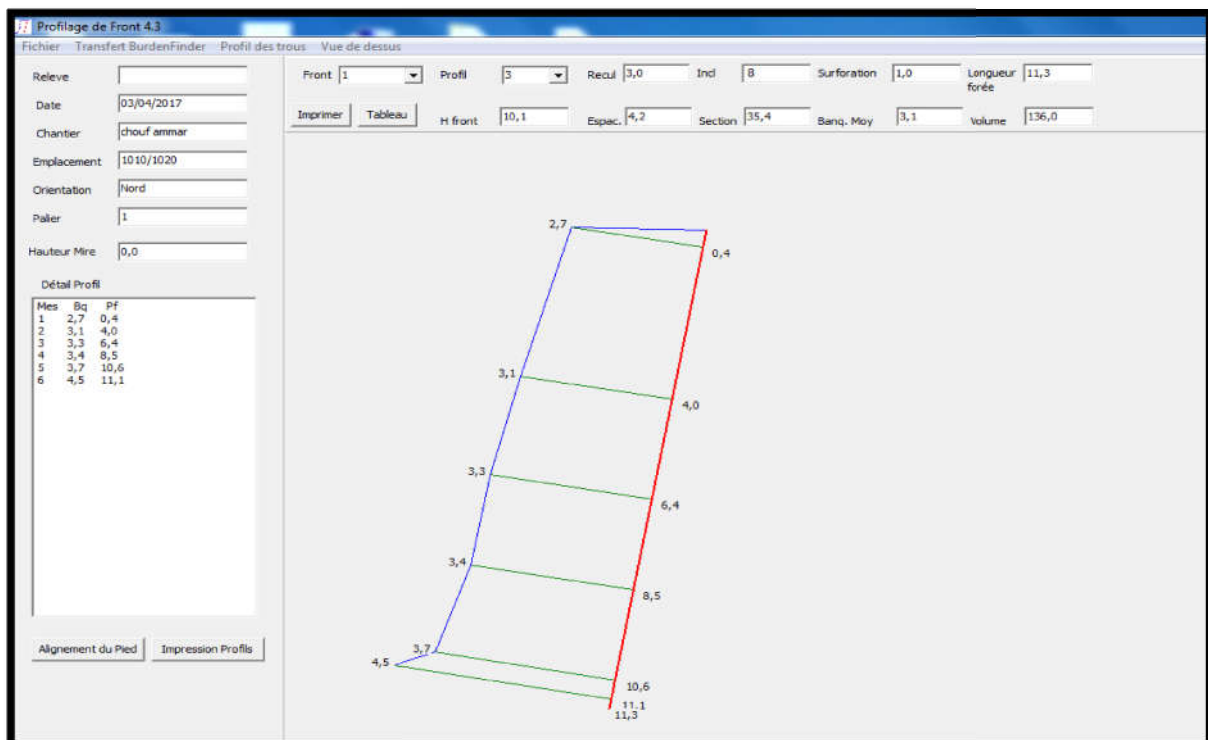


Figure VI.7: Profilage n°01 du front.

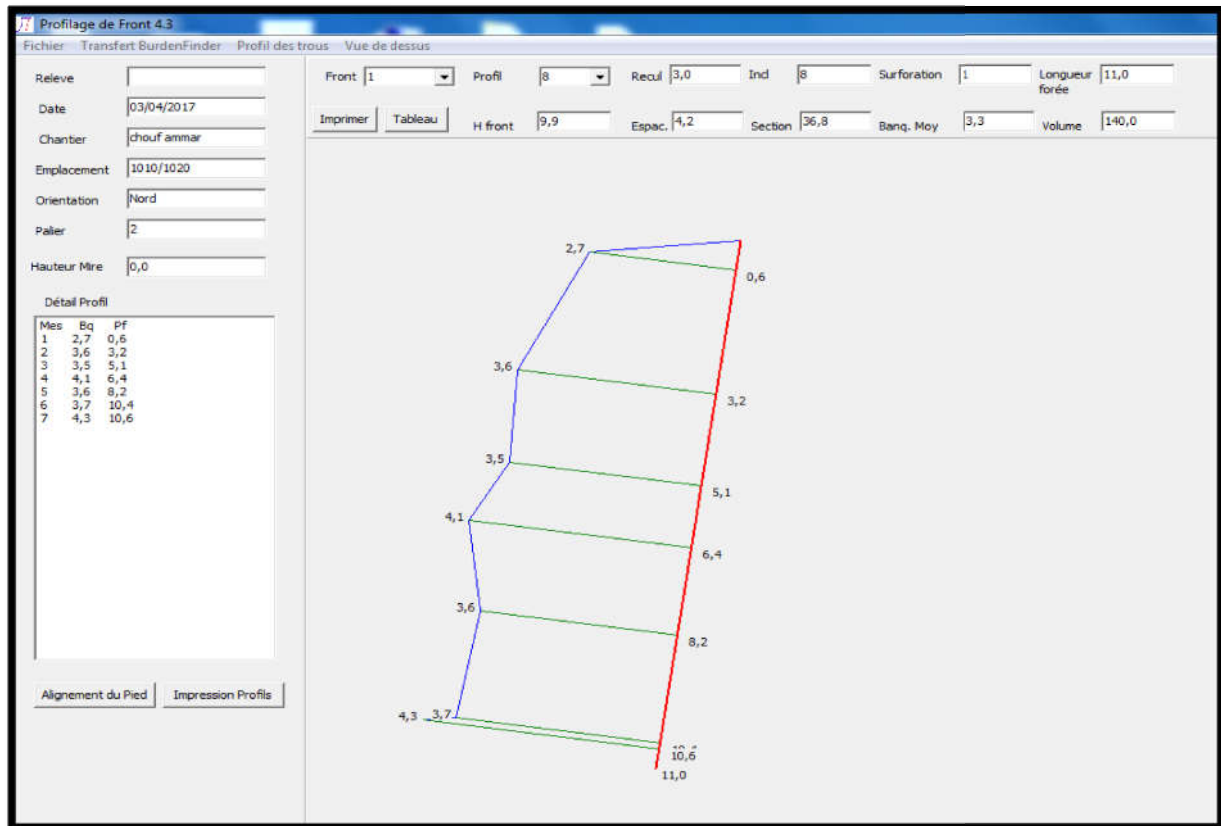


Figure VI.8: Profilage n°02 du front.

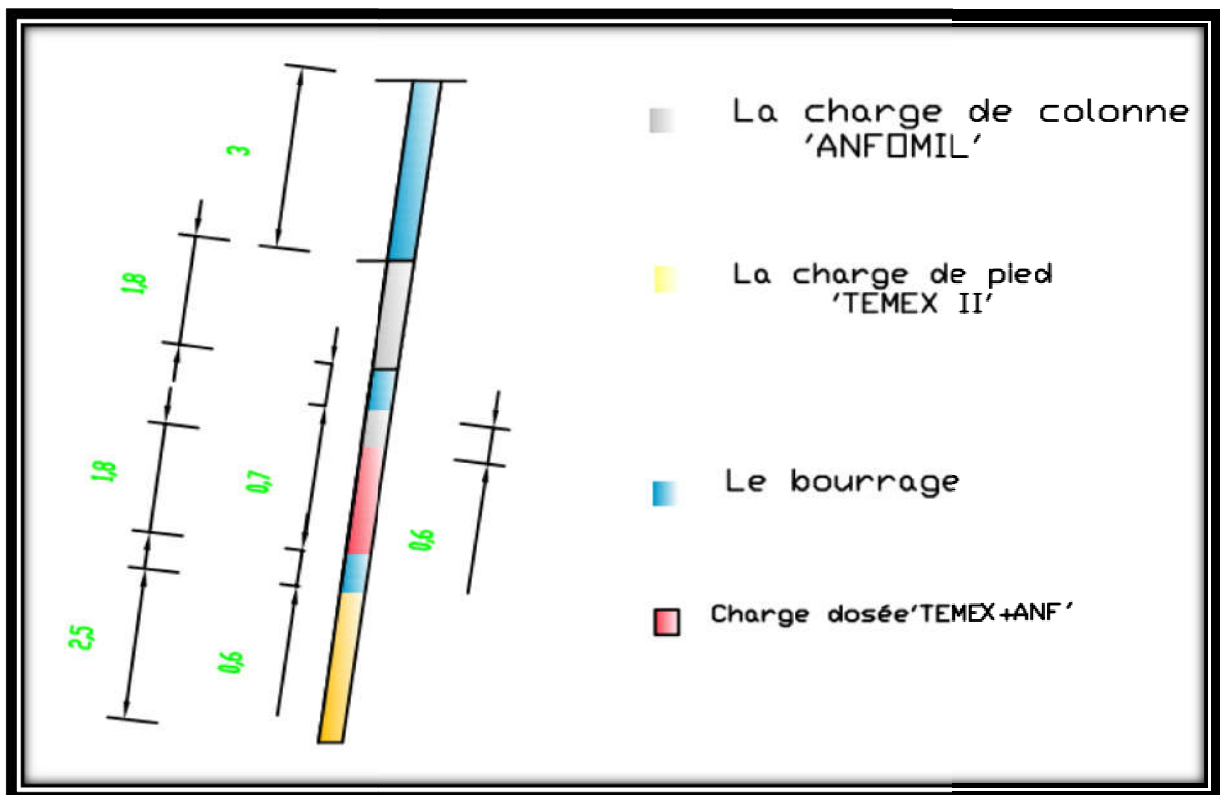


Figure VI.9: Construction de la charge dans le trou (AUTOCAD).

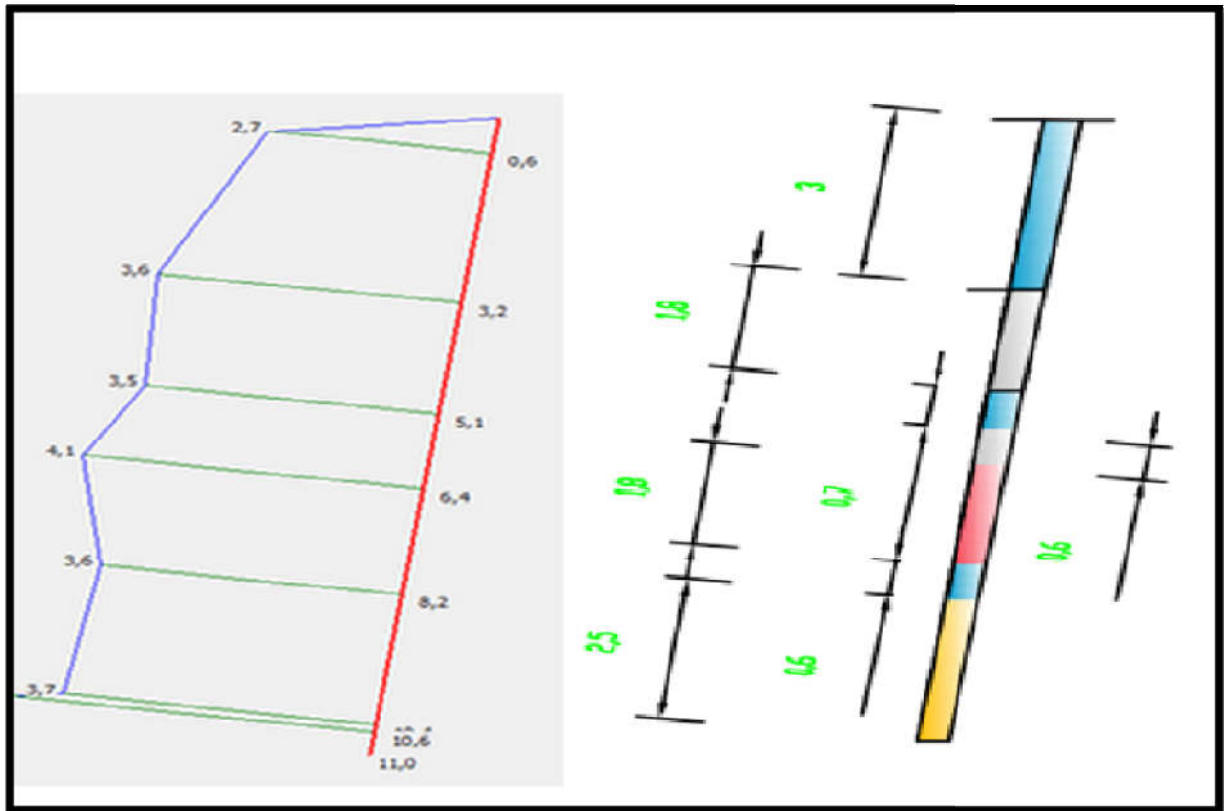


Figure VI.10 : Construction de la charge dans le trou selon la forme du front.

VI.1.3.2. Calcul des paramètres essentiels de tir par cette méthode

Dans cette méthode nous avons calculer les différents éléments essentiels pour l'abattage à l'explosif tel que : la quantité d'explosif, le volume et le tonnage à abattre par chaque trou en fonction des différents paramètres de travaux de forage et de tir calculés dans le chapitre III, mais on a changé deux paramètres au niveau de la première rangée à savoir :

- La profondeur des trous qui varie de 11 à 11,3 m ;
- La banquette qui varie de 3,1 à 3,3 m.

Le calcul des ces éléments se fait de la façon suivante :

❖ **Pour les 02 premiers trous :** $L_{tr} = 11,6 \text{ m}$; $b = 3,3 \text{ m}$

a) Charge de pied (TEMEX II) " Q_{tr} " :

$$Q_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma \cdot q_p \cdot 30\% = 4,2 \times 3,3 \times 10,3 \times 2,65 \times 0,19 \times 0,3 = 21,56 \approx 22 \text{ kg / trou}$$

b) Charge de colonne (ANFOMIL) " Q'_{tr} " :

$$Q'_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma \cdot q_p \cdot 70\% = 4,2 \times 3,3 \times 10,3 \times 2,65 \times 0,19 \times 0,7 = 50,31 \approx 51 \text{ kg / trou}$$

c) Longueur de la charge explosive " L_{ch} " :

$$L_{ch} = \frac{Q_{tr} + Q'_{tr}}{P} = \frac{21,6 + 50}{9,46} = 7,56 \approx 7,7 \text{ m}$$

d) Longueur de bourrage " L_b " :

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} = 11,7 - 7,7 = 3,9 \text{ m}$$

e) Longueur de cordeau détonnant " L_c " :

$$L_c = L_{tr} + 0,7 = 11,6 + 0,7 = 12,3 \text{ m}$$

f) Volume du trou " Q_{tr} " :

$$Q_{tr} = a \cdot b \cdot Hg = 4,2 \times 3,3 \times 10,3 = 142,758 \approx 142,76 \text{ m}^3 / \text{trou}$$

g) Tonnage du trou " T_{tr} " :

$$T_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma = 4,2 \times 3,3 \times 10,3 \times 2,65 = 378,3 \text{ t / trou}$$

h) Prix de l'explosif " P_x " :

$$P_x = Q_{tr} \cdot 160 + Q'_{tr} \cdot 109 = 22 \times 160 + 51 \times 109 = 9079 \text{ DA / trou}$$

❖ Pour les 03 trous au milieu : $L_{tr} = 11,3 \text{ m}$; $b = 3,1 \text{ m}$

a) Charge de pied (TEMEX II) " Q_{tr} " :

$$Q_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma \cdot q_p \cdot 30\% = 4,2 \times 3,1 \times 10,1 \times 2,65 \times 0,19 \times 0,3 = 19,86 \approx 20 \text{ kg / trou}$$

b) Charge de colonne (ANFOMIL) " Q'_{tr} " :

$$Q'_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma \cdot q_p \cdot 70\% = 4,2 \times 3,1 \times 10,1 \times 2,65 \times 0,19 \times 0,7 = 46,35 \approx 47 \text{ kg / trou}$$

c) Longueur de la charge explosive " L_{ch} " :

$$L_{ch} = \frac{Q_{tr} + Q'_{tr}}{P} = \frac{20 + 47}{9,46} = 7,08 \approx 7,1 \text{ m}$$

d) Longueur de bourrage " L_b " :

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} = 11,3 - 7,1 = 4,2 \text{ m}$$

e) Longueur de cordeau détonnant " L_c " :

$$L_c = L_{tr} + 0,7 = 11,3 + 0,7 = 12 \text{ m}$$

f) Volume du trou " V_{tr} " :

$$V_{tr} = a \cdot b \cdot Hg = 4,2 \times 3,1 \times 10,1 = 131,502 \text{ m}^3 / \text{trou}$$

g) Tonnage du trou " T_{tr} ":

$$T_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma = 4,2 \times 3,1 \times 10,1 \times 2,65 = 348,48 \text{ t} / \text{trou}$$

h) Prix de l'explosif " P_x ":

$$P_x = Q_{tr} \cdot 160 + Q'_{tr} \cdot 109 = 20 \times 160 + 47 \times 109 = 8323 \text{ DA} / \text{trou}$$

❖ Pour les 02 derniers trous : $L_{tr} = 11 \text{ m}$; $b = 3,3 \text{ m}$

a) Charge de pied (TEMEX II) " Q_{tr} ":

$$Q_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma \cdot q_p \cdot 30\% = 4,2 \times 3,3 \times 9,9 \times 2,65 \times 0,19 \times 0,3 = 30,72 \approx 21 \text{ kg} / \text{trou}$$

b) Charge de colonne (ANFOMIL) " Q'_{tr} ":

$$Q'_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma \cdot q_p \cdot 70\% = 4,2 \times 3,3 \times 9,9 \times 2,65 \times 0,19 \times 0,7 = 48,36 \approx 49 \text{ kg} / \text{trou}$$

c) Longueur de la charge explosive " L_{ch} ":

$$L_{ch} = \frac{Q_{tr} + Q'_{tr}}{P} = \frac{21 + 49}{9,46} = 7,39 \approx 7,4 \text{ m}$$

d) Longueur de bourrage " L_b ":

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} = 11 - 7,4 = 3,6 \text{ m}$$

e) Longueur de cordeau détonnant " L_c ":

$$L_c = L_{tr} + 0,7 = 11 + 0,7 = 11,7 \text{ m}$$

f) Volume du trou " V_{tr} ":

$$V_{tr} = a \cdot b \cdot Hg = 4,2 \times 3,3 \times 9,9 = 137,214 \text{ m}^3 / \text{trou}$$

g) Tonnage de la volée " T_{tr} ":

$$T_{tr} = a \cdot b \cdot Hg \cdot \gamma = 4,2 \times 3,3 \times 9,9 \times 2,65 = 363,61 \text{ t / trou}$$

h) Prix de l'explosif " P_x ":

$$P_x = Q_{tr} \cdot 160 + Q'_{tr} \cdot 109 = 21 \times 160 + 49 \times 109 = 8701 \text{ DA / trou}$$

Le tableau suivant montre les résultats de calcul de chaque trou :

Tableau VI.5 : Dispatch obtenu de l'essai d'implantation par la méthode de profilomètre.

Nbr de trou	Prof des trou	Charge de pied 'TEMEXII'		Charge de colonne 'ANFO'	Hg	Lon de la charg-e	Lon de bour	Long de cord	Volume de volée	Tonna-ge de volée	Prix d'explo	Banq	
	M	Nbr de cart	poids (kg)	Poids (kg/tr)	m	M	m	m	m³	tonne	DA	m	
1 ^{ère} rangée	2	11,6	9	22	51	10,3	7,7	3,9	12,3	285,52	756,6	18158	3,3
	3	11,3	8	20	47	10,1	7,1	4,2	12	394,51	1045,4	24969	3,1
	2	11	9	21	49	9,9	7,4	3,6	11,7	274,43	727,2	17402	3,3
2 ^{ème} rangée	7	12,5	11	28	64	11,5	9,7	2,8	13,2	1267,88	3359,9	80192	3,75
Total	46,4	37	91	211				49,2	2222,33	5889,2	140721		

VI.1.3.3. Résultat de tir (tas abattu par cet essai)

Après le chargement et le tir des trous implantés par la méthode de profilomètre, nous avons obtenu le tas abattu suivant :

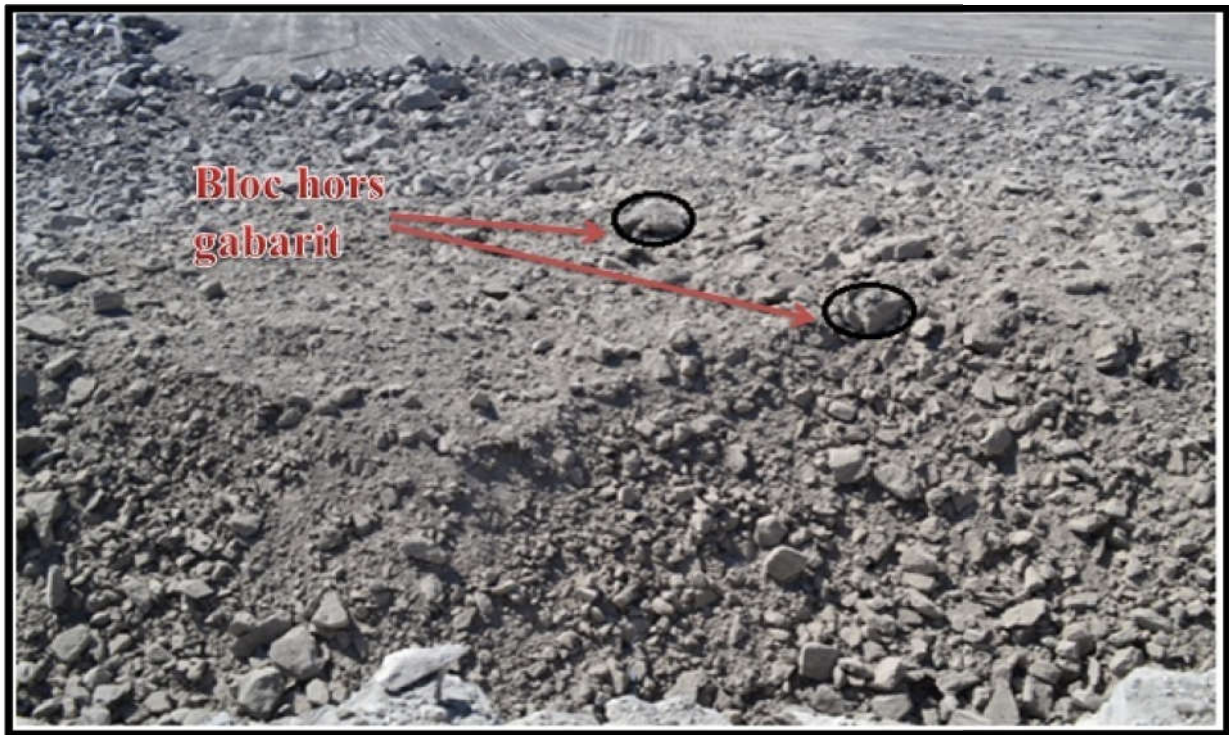


Figure VI.11 : Tas abattu issu de l'implantation par la méthode de profilomètre.

VI.1.3.4. Caractéristiques de tir

- L'étendu de projection des blocs est de 23 m ;
- La largeur de tas abattu est d'environ 17 m ;
- La hauteur de tas abattu est d'environ 6,75 m ;
- Le taux d'hors gabarit est estimé d'un pourcentage d'environ 02 % ;
- Le temps de cycle moyen calculé de la chargeuse après le tir est de l'ordre de $T_c=100$ à 105 s ;
- Le coût d'explosif " C " pour abattre 1 tonne de roche est calculé comme suit :

$$C = \frac{P_x}{T} = \frac{140721}{5889,2} = 23,89 \text{ DA/t}$$

Alors, pour une production annuelle on aura un coût de l'ordre de :

$$C_a = C \times P_a, (DA/an)$$

Donc :

$$C_a = 23,89 \times 4000000 = 95560000 \text{ DA/an}$$



Figure VI.12 : Tas abattus issus de l'implantation par les 03 méthodes.

VI.2. Etude comparative entre les résultats des 03 essais

D'après le tableau VI.4 et la figure suivante, on a résumé les résultats de tir obtenus par ces trois essais dans le tableau ci-dessus :

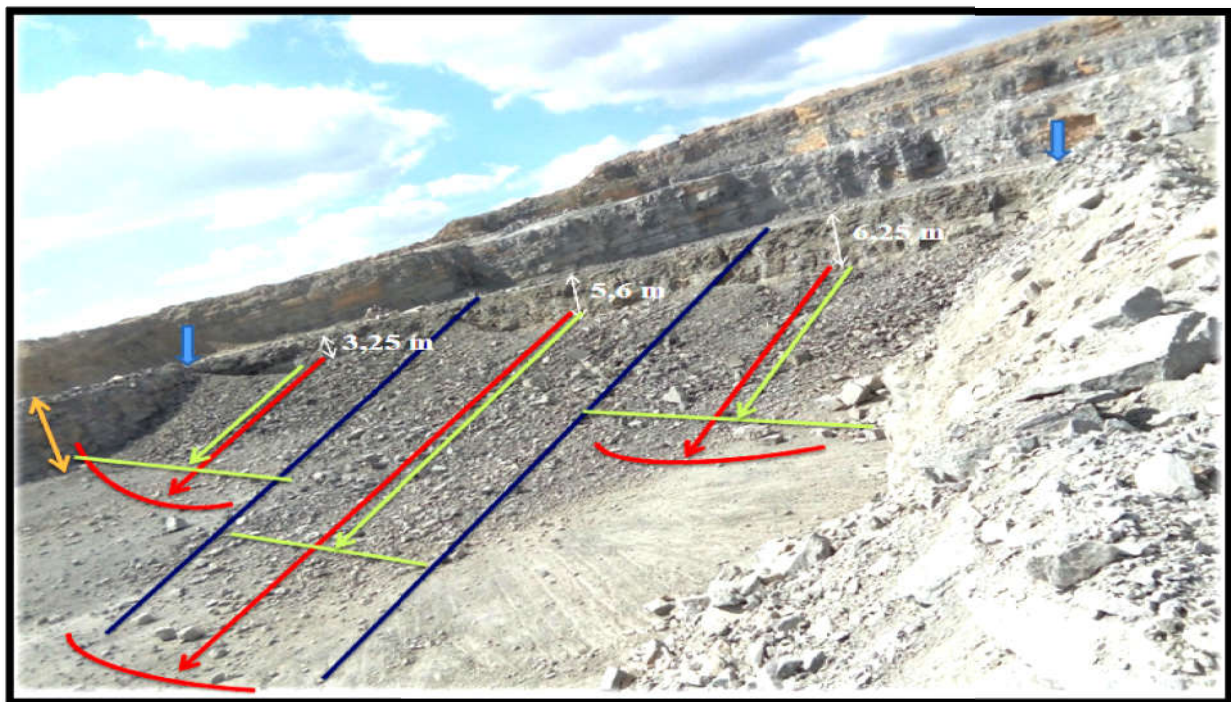
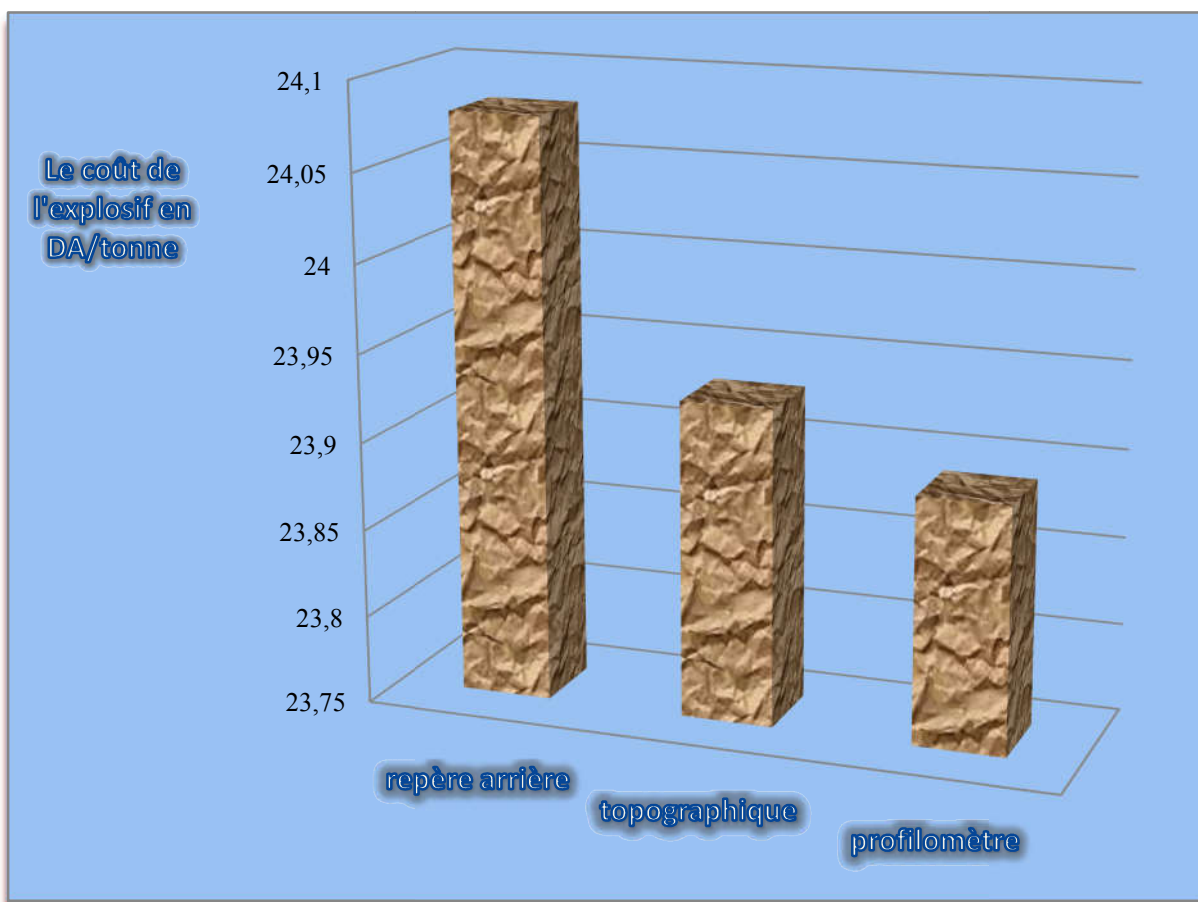


Figure VI.13 : Dimensions des tas abattus issus de l'implantation par les 03 méthodes

Tableau VI.6 : Tableau récapitulatif des résultats obtenus par les 03 essais.

	Coût de l'explosif	La hauteur du tas	La largeur du tas abattu	L'étendu de projection	Le taux d'hors gabarit	Temps de cycle de chargement
Unité	DA/t	m	m	m	%	S
L'essai de repère arrière	24,08	4,4	38	59	06	140 à 150
L'essai topographique	23,93	3,75	21,9	27,5	03	110 à 125
L'essai de profilomètre	23,89	6,75	17	23	02	100 à 105

Pour mieux faire la comparaison entre ces résultats, on les a résumé dans les graphes suivants :

**Figure VI.14 :** Le coût d'explosif des 03 essais.

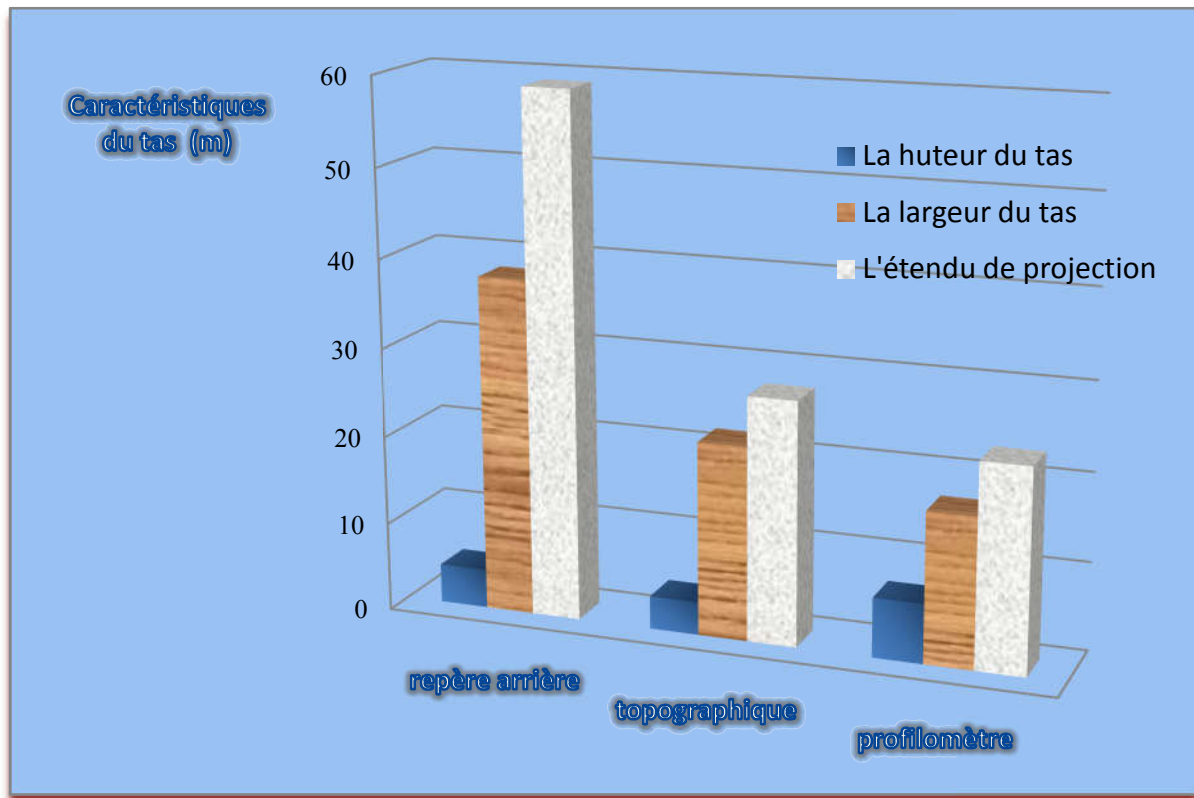


Figure VI.15 : Caractéristiques du tas obtenu par les 03 essais.

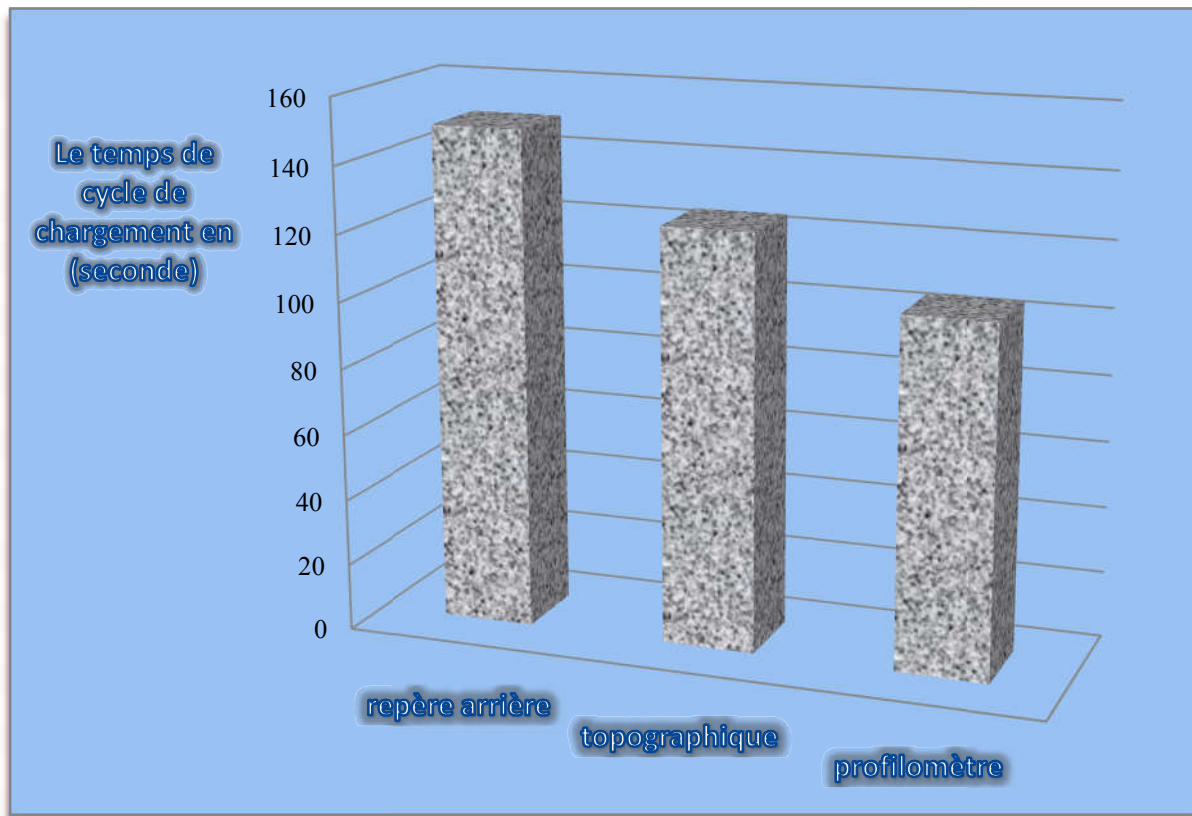


Figure VI.16 : Temps de cycle de chargement des trois tas.

VI.3. Analyse des résultats des trois tirs

D'après les résultats montrés dans le tableau **VI.6** et les graphes précédents nous pouvons dire que la méthode de profilomètre est la plus adéquate par rapport aux deux autres méthodes, de point de vue économique, technique et sécurité.

Conclusion et interprétation des résultats

Il faut tout de même voir que ces 3 tirs sont des cas particuliers et ne permettent pas de tirer des conclusions statistiques. Un suivi d'un plus grand nombre de tirs permettrait de dégager une tendance. On peut néanmoins faire la remarque suivante : le tir N°3 apparaît par comparaison comme sensiblement meilleur que les 2 précédents, au niveau des coûts d'explosifs, projections d'une part, et au niveau de la granulométrie (indicateurs granulométriques et rendements des postes de chargement, transport, et de concassage primaire) d'autre part. Sur ce tir, une application particulière a été apportée à la surforation, à l'amorçage et au chargement. Ceci a conduit à un meilleur travail de cisaillement du pied. Le tir N°3 fait donc la preuve que l'implantation des tirs par le laser ace (méthode de profilomètre) peut améliorer le déroulement du tir, et avoir des conséquences positives visibles sur l'opération d'abattage en général.

Conclusion générale

Conclusion générale

Au terme de notre projet de fin d'études : "Etude comparative entre les plans de tir (influence de la méthode d'implantation) ", nous sommes arrivé aux conclusions suivantes:

D'après les études géologiques et topographiques du gisement de Chouf Ammar, les réserves de calcaires estimées par la méthode des coupes géologiques avant le début d'exploitation sont évaluées à **247 807 692** tonnes, avec une production annuelle prévue de **4000 000** tonnes et plus, ce qui donne une durée de vie de la carrière d'environ **63** ans.

L'ouverture du gisement de Chouf Ammar se fait à l'aide d'une demi-tranchée creusée de bas vers le haut, la méthode d'exploitation adoptée se fera en partant du bas à partir du niveau 800 m jusqu'au sommet (niveau 1065 m) par des gradins de hauteur varie de 10 jusqu'à 20 m.

Après défini tous les paramètres de mode d'ouverture, la méthode d'exploitation et la détermination des paramètres du plan de tir par la méthode soviétique. Nous avons entamé à la description et la réalisation sur terrain des 03 essais résumant les différentes méthodes d'implantations des tirs.

Après l'étude et l'analyse, nous pouvons conclure d'une manière générale que la méthode d'implantation des tirs de mine influe directement sur le rendement d'abattage des travaux minières, ainsi que sur le rendement des engins de chargement, transport et concassage primaire. Et spécialement on a conclu que parmi les trois méthodes qu'on a réalisé on peut dire que la méthode dite « de profilomètre » est la méthode la plus adéquate pour l'implantation des tirs de mine de point de vue économique, technique et aussi la sécurité lors de déroulement de l'opération d'abattage.

Références bibliographique

Références bibliographiques

- [1] **ADJOU Mokhtar. ; Décembre 2016.** Etude de dangers « Projet extension nord de la carrière de calcaire « Chouf Ammar » COMMUNES DE HAMMAM DHALAA – WILAYA DE MSILA ET EL-EUCH - WILAYA DE BORDJ BOU ARRERIDJ.
- [2] **ALIOUCHE Mohamed. ; 2008.** Exploitation des substances utiles à ciel ouvert et impact sur l'environnement; étude de cas dans l'est algérien (les gisements de djebel Salah, région de CONSTANTINE)", mémoire de magister en géologie.
- [3] **ADJOU Mokhtar. ; Septembre 2015.** Rapport géologique actualisé, gisement de calcaire pour ciment« Chouf Ammar » WILAYA DE MSILA.
- [4] **FREDJ Mohamed. ; 2012.** Etude de régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf Ammar M'SILA, mémoire magister, UNIVERSITE BADJI MOKHTAR ANNABA.
- [5] **Boutaba. A. ; 2009.** Audit environnemental carrière de calcaire Chouf Ammar, Centre d'étude et Technologie Industriel des Matériaux (CETIM).
- [6] **Novembre 2010.** Présentation générale de la cimenterie « ACC LAFARGE ».
- [7] **Années : 1989 à 1999,** source : ONM - Dar el Beida.
- [8] **HADJI Abdelhakim., BENBOUKHACHOU Mohammed; Juin 2013.** Amélioration des paramètres des travaux de forage et tir et traitement des résultats par l'analyse bolométrique, mémoire de master spécialité exploitation des mines, UNIVERSITE BADJI MOKHTAR DE ANNABA.
- [9] **AMARI G. ; 2010.** Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula situé à proximité de Sidi Ali Benyoub (SIDI BEL ABBAS).mémoire de fin d'études de l'ENP.
- [10] **ANISTRATON. ; 1970.** Principes de l'exploitation à ciel ouvert , edition universitaire – Annaba.
- [11] **BOUTIARA Redouane. ;** Rapport géologique du gisement de calcaire de Chouf Ammar.

[12] **NEGGAZI Abderrahmane. ; 2010.** Projet d'exploitation de la colline Est du gisement de dolomie –calcaire à EL-Maleh (AIN TEMOUCHENT), Projet de fin d'études, Département génie minier, ECOLE NATIONALE SUPERIEURE POLYTECHNIQUE.

[13] **LOUNIS Fateh. ; 2007.** Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha (TISSEMSILT), thème d'ingéniorat, ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE.

[14] **BERDOUDI S. ; 2009.** Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algériennes, Thèse de doctorat en exploitation des mines, Département des mines. UNIVERSITE D'ANNABA.

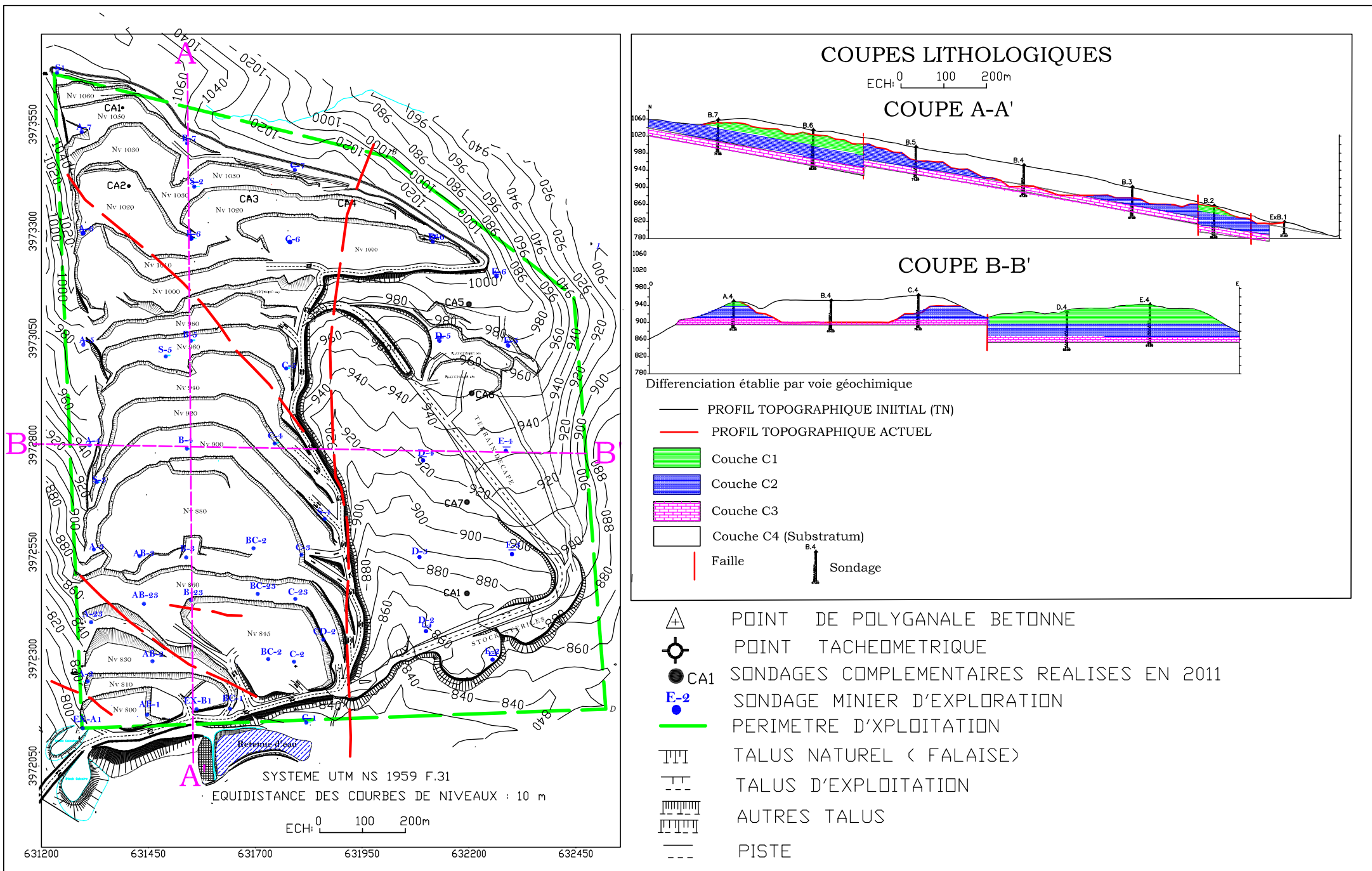
[15] **COULOMBEZ Cécile. ; Juillet 2007.** Analyse et optimisation des pratique d'abattage à l'explosive dans une carrière de granulat, Rapport, UNIVERSITE DE PARIS TECHNOLOGIE.

[16] **BLEUZEN Yannick,** Ingénieur des Mines. Implantation des Tirs avec Burden Finder.

[17] **EMPRTES L.; 13 Septembre 2011.** Procédure d'utilisation du matériel Laser Ace Burden Finder, Généralités sur l'appareil, Mesure d'un front de taille

Annexes

Annexe I : Carte géologique et structurale du gisement.



Annexe II : Photos de quelques appareils



Figure 1: Appareil de contact entre les mineurs lors de tir (Talkie-walkie).



Figure 2 : Enregistreur des vibrations (sismographe)



Figure 3 : Appareil mesurant l'effet sonore dû à l'explosion

Annexe III: Produits utilisés pour l'exécution de tir.

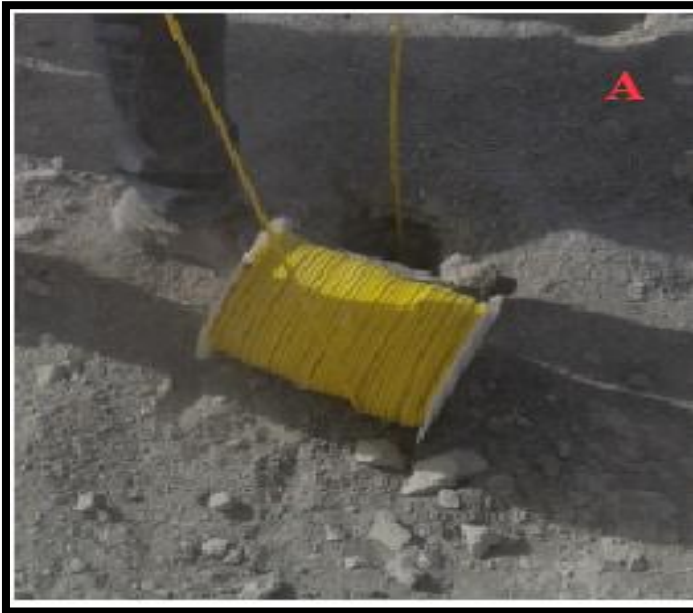


Figure 4 : Cordeau détonant.

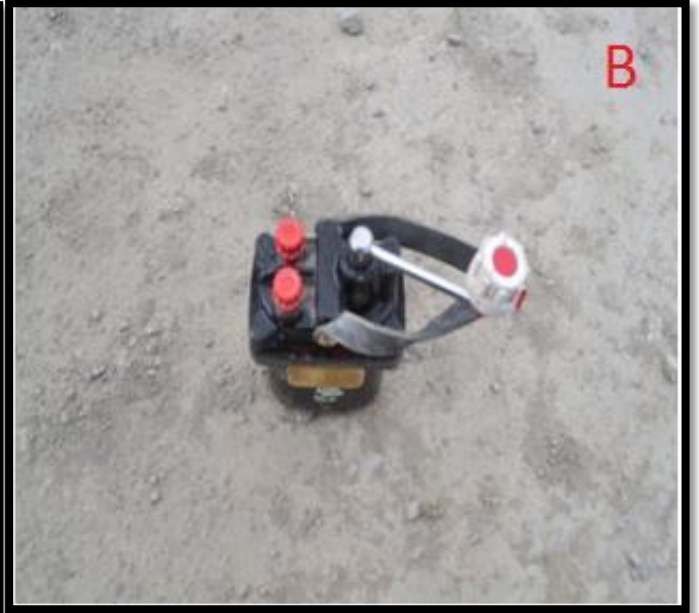


Figure 5: Exploseur.



Figure 7 : Détonateur électrique
à Micro-Retard DMR



Figure 6 : Fil électrique

Annexe IV : Résultat d'un tir implanté par le profilomètre (LaserAce) au niveau de la carrière.



ملخص

الغرض الرئيسي من هذا العمل هو المقارنة بين مختلف طرق زرع الأخرام قصد العثور على الطريقة التي تجعل عملية تفتيت الصخور جيدة، والتي سوف تساعد على الحد من الآثار الجانبية للتفجير مثل إنبعثات الحجارة، وظهور القدم على المستوى السفلي للمقعد وأيضا على الاستهلاك المفرط للمتفجرات.

بعد إقامة مختلف التجارب على مستوى المحجر، أظهرت النتائج أن طريقة الزرع بواسطة (Laser Ace) هي الأكثر فعالية مقارنة مع الطرق الأخرى .

الكلمات المفتاحية : محجر، الحجر الجيري، قطع، تجزئة، إنبعثات الحجارة، قدم المقعد، المتفجرات، زرع.

Abstract

The main aim of this work is to compare the different methods of implantation of the boreholes in order to find the one that allows the correct fragmentation of the rocks, the one that will help to reduce the side effects of shooting such as the projection of Stones, the appearance of tiered foot, as well as over consumption of explosive.

After achievement out the various tests at the quarry level, the results obtained show that the Laser Ace implantation method is the most effective compared to the other methods.

Key-words: quarry, limestone, slaughter, fragmentation, projection, tiered foot, explosive, implantation.

Résumé

Le but essentiel de ce travail est de faire la comparaison entre les différentes méthodes d'implantation des trous de mine afin de trouver celle qui permet la bonne fragmentation des roches, celle qui aidera à la réduction des effets secondaires de tir tel que la projection des pierres, l'apparition de pied de gradin, ainsi que la sur consommation d'explosif.

Après la réalisation des différents essais au niveau de la carrière, les résultats obtenus montrent que la méthode d'implantation par Laser Ace est la plus efficace par rapport aux autres méthodes.

Mots-clés : carrière, calcaire, abattage, fragmentation, projection, pied de gradin, explosif, implantation.