

République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE



Département de Génie Minier

Mémoire de fin d'études

En vue de l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

THEME

Amélioration du rendement de l'exploitation de gisement de calcaire de Djebel GUSTAR (ALGRAN Sétif) par adaptation d'un plan de tir à la blocométrie

Proposé par : ALGRAN

Réalisé par :

BENZAOUI Meriem

Dirigé par :

Mr. HASBELLAOUI Mustapha

Promotion : Juin 2012

Remerciements

Je tien à remercier le directeur d'SOCIÉTÉ NATIONAL DE GRANULATS Groupe ENOF UNITE DJEBEL GUSTAR, et l'ensemble du personnel, surtout Messieurs : HAICHOUR Abdelhalim l'ingénieur en chef, ATIR Nourou l'ingénieur exploitant, sans oublier l'assistante de direction Melle AICHA pour leur aide précieuse et leurs encouragements.

En tant que directeur de thèse, Mr HASBELLAOUI Mustapha mérite doublement ma gratitude et ma reconnaissance sans limites, pour ses qualités scientifiques qu'humaines. Sa gentillesse, sa bonne humeur et son intégrité n'ont d'égales que mon admiration pour lui.

Je remercie chaleureusement les membres du jury avec dans l'ordre : Mr AGUID examinateur, Mr AIT YAHIAËN président du jury. Les questions et la discussion qui vont suivre mon exposé vont me montrer votre intérêt pour mes travaux et les remarques et commentaires positifs sur mon travail me sont allés droit au cœur.

Je n'oublierai pas de remercier Mr ADJOU Mokhtar Ingénieur d'Etat en Géologie minière et Experts en Etudes géologiques et minières pour sa contribution en me permettant de disposer du Logiciel OPTIR 32

Je ne peux oublier d'exprimer ma gratitude à mes enseignants de département Génie MINIER qui m'ont encadré tout le long de ma formation.

Le grand merci est pour TOUFIK , mon cher mari qui ma toujours soutenu

Et pour terminer, je remercie mes ami(e)s qui m'ont apporté le soutien moral et la sympathie.

Dédicace

Je tiens, tout d'abord, à me prosterner devant Dieu le tout puissant, pour le remercier de m'avoir donné la foi, la volonté et la patience afin d'achever ce travail que je dédie :

A mon mari

A ma fille trésor MARAM

A mes chers parents

A ma meilleure amie RIMA

A عمي صالح

A ma belle famille

A mes sœurs et frères

A ma grand-mère

A mes amis

SOUMIA, KAFIA,

A toute la promotion GENIE MINIER

RESUME

L'unité d'agrégats de Djebel GUSTAR – ALGRAN- confronté à l'obtention de blocs hors gabarit, a proposé le sujet «**Amélioration du rendement de l'exploitation de gisement de calcaire de Djebel GUSTAR (ALGRAN Sétif) par adaptation d'un plan de tir à la blocométrie**»

Après avoir analysé les résultats des tirs effectués dans la carrière de Djebel GUSTAR nous avons proposés trois variantes d'optimisation de plan tir. La variante 01 a consisté à augmenter le diamètre du trou ; la variante 02 a trait à la réduction de la maille et la variante 03 nous avons introduit un bourrage intermédiaire (discontinu)

Les résultats obtenus par le modèle Kuz Ram et notamment les pourcentages de blocs supérieurs à 650mm ont montré que la variante 3 était plus intéressante avec un pourcentage de blocs de 1.6 % ; Un plan optimal de tir a été proposé.

Une vérification a été réalisé avec le logiciel OP-TIR 32 pour s'assurer que la charge instantané (800 Kg) n'a pas d'impact sur le voisinage immédiat.

Mots clés : explosifs, plan de tir, fragmentation, distribution granulométrique, modèle Kuz-Ram, logiciel OP-TIR 32.

ABSTRACT

The unit of aggregates of Djebel GUSTAR – ALGRAN- confronted with obtaining blocks except gauge, proposed the subject “Improvement of the output of the exploitation of limestone layer (ALGRAN Sétif) by adaptation of a shot-firing pattern to the blocometry”

After having analyzed the results of the shootings carried out in the career of Djebel GUSTAR we proposed three alternatives of optimization of plane shooting. Alternative 01 consisted in increasing the bore; alternative 02 milked with the reduction of the mesh and alternative 03 we introduced an intermediate stuffing (discontinuous).

The results got by the Kuz-Ram model and in particular percentage of blocks higher than 640mm showed than alternative 03 was more interesting with percentage of blocks of 1.6%; An optimal plan of shooting was proposed.

A checking was carried out with software OP-TIR 32 to make sure that the load instantaneous (800 kg) does not have impact on the immediate vicinity.

Key words : explosives, blasting pattern, fragmentation, size distribution, Kuz-Ram models, OP-TIR 32 software.

تلخيص

وحدة الحصى لجبل القطار الشركة الجزائرية للحصى في سعيها لتقليص كمية الصخور الضخمة بعد التفجير, اقترحت موضوع " تحسين مردودية الاستغلال لمكمن الكلس لجبل القطار بتكييف مخطط للتفجير مع توزيع الكتل"

و بعد تحليل النتائج التي اجريت على مستوى هذه المحجرة اقترحنا ثلاث متغيرات لوضع احسن مخطط للتفجير, المتغير الاول هو جعل قطر الثقب اكبر, اما المتغير الثاني يشمل تصغير الشبكة اما المتغير الثالث هو بتقديم حشو وسطي (متقطع)

فكانت النتائج المتحصل عليها بالاعتماد على كيز رام و كذلك نسب الكتل اكثر من 650 مم بينت ان استخدام النموذج الثالث كان اكثر اثاره للاهتمام مع نسب 1,6 من الكتل.

بعدها اجريت بفضل برنامج اوب تير 32 ضمان الا تكون كتلة المتفجرات اللحظية (800 كغ) لها تأثير على الجوار المباشر

مفتاح الكلمات : المتفجرات, مخطط للتفجير, توزيع الاحجام, نموذج كيز رام, برنامج اوب تير 32

Table des matières

CHAPITRE I GEOLOGIE DU GISEMENT DE CALCAIRE DE DJEBEL GUSTAR

I.1. CONTEXTE GENERAL	4
I.1.1. Situation géographique :	4
I.2.1. Stratigraphie	6
I.2.2. Tectonique	9
I.3. CONTEXTE GEOLOGIQUE ET MINIER.....	10
I.3.1. Stratigraphie	10
I.3.2. Tectonique	10
I.3.3. Structure du gisement	10
I.3.4. Hydrogéologie	11
I.4. Caractéristique du matériau du gisement [CET'12].....	11
I.4.1. Caractéristiques générales	12
I.4.2. La résistance a la compression	12
I.4.3. Essai chimique :	12
I.4.4. Caractéristique intrinsèque par granulométrie :	13
I.4.5. En résumé	13
I.5. ETAT DES RESERVES AU 31/12/2011 [ALG'11].....	14

CHAPITRE II METHODE D'EXPLOITATION DU GISEMENT DE DE CALCAIRE DJEBEL GUSTAR

II.1. CONDITIONS TECHNICO-MINIERES DE L'EXPLOITATION	17
II.2. PRESENTATION DE LA CARRIERE – METHODE D'EXPLOITATION	17
II.3. LES PARAMETRE D'EXPLOITATION	18
II.3.1. Paramètres techniques	18
II.3.1.2. Production extraite :	18
II.3.1.2. Production transportée.....	19
II.4. OPERATIONS MINIERES	20
II.4.1. Processus général d'exploitation	20
II.4.1. Travaux de découverte	20

II.4.2 Travaux préparatoires	21
II.4.3. Abattage.....	21
II.4.4. Chargement.....	22
II.4.4.1. Calcul du rendement de La chargeuse.....	22
II.4.4.2. Calcul du nombre de chargeuse	23
II.4.5. Transport.....	24
II.4.5.1. Calcul de rendement d'un Dumper	25
II.4.5.2. Calcul nombre de DUMPER.....	26
II.5. ORGANISATION DES TRAVAUX D'EXTRACTION	26
II.5.1. Régime De Travail.....	26
II.5.2. Planning d'abattage 2012[ALG'11].....	27
II.6. TRAITEMENT	27
II.6.1. Réalisations des 05 dernières années.....	29
II.6.2. Capacité de production	30
II.6.2.1. Moyen matériel	30
II.6.2.2. Calcul du rendement de la station de concassage :	30
II.6.3. Régime de Travail	30
II.7. LA MAINTENANCE DES MOYENS MATERIELS	31
II.8. GESTION DES RESSOURCES HUMAINES	33

CHAPITRE III

TECHNIQUE D'ABATTAGE DANS LA CARRIERE DE DJEBEL GUSTAR

III.1. PARAMETRES DE TIR.....	37
III.1.1. Paramètres géométriques.....	37
III.1.2. Paramètres d'explosifs	38
III.1.3. Paramètres de chargement des trous	39
III.2. PARAMETRES DES TRAVAUX DE FORAGE	42
III.2.1. Le mode de forage.....	42
III.2.2. Moyens de foration existants [ALG'11]	43
III.2.3. Rendement de la sondeuse Hydraulique	44

III.2.4. Rendement du groupe de Foration (chariot –compresseur)	44
III.2.5. Volume foisonné de la roche après le tir.....	45
III.2.6. Rendement journalier de la sondeuse hydraulique :.....	45

CHAPITRE IV

ANALYSE DES RESULTATS D'ABATTAGE

IV.1. DIMENSIONNEMENT DE SCHEMA DE TIR	50
IV.2. INFLUENCE DES PARAMETRES DU TIR	51
IV.3. OBJECTIFS D'ETUDE	51
IV.4. LES TIRS MESURES.....	52
IV.4.1. Tir N° 01	53
IV.4.2. Tir N° 02.....	56
IV.4.3. Tir N° 03	58
IV.4.4. Tir N° 04 (tir d'essai).....	60
IV.5. MODELISATION DES COURBES GRANULOMETRIQUES PAR PROGRAMME OP-TIR.....	62
IV.5.1. Fichier roches.....	62
IV.5.3. Fichier explosifs	62
IV.5.4. Calcule d'un plan de tir.....	63
IV.5.4.1. Test impédance	63
IV.5.4.2. Exécution des Calculs	64
IV.5.5. Références Techniques de programme OP-TIR	65
IV.6. TIRS MESURES PAR LE MODEL KUZ-RAM	71
IV.6.1. Tir n° 01	71
IV.6.2. Tir n° 02.....	72
IV.6.3. Tir n° 03.....	73
IV.7. DIMENSION MAXIMALE DES BLOCS ABATTUS.....	75

CHAPITRE V

OPTIMISATION D'UN PLAN DE TIR

V.1. MODIFICATION DU SCHEMA DE TIR.....	77
V.1.1. Les paramètres nécessaires à la simulation.....	77
V.1.2. Simulation à partir d'un logiciel adapté	78

V.2. Résultats granulométriques.....	78
V.2.1. Interprétation des résultats	79
V.3. OPTIMISATION DE TIR	80
V.3.1. Variante (01) (Augmenter le diamètre de trou)	80
V.3.1.1. Paramètre de tir calculé	80
V.3.1.2. Calcul de maille pour un tonnage donné	81
V.3.1.3. Calcul de tonnage pour une maille donnée	81
V.3.1.4. Détermination de granulométrie par la méthode Kuz-Ram	82
V.3.2. Variante 02 (Réduction de la maille de foration).....	83
V.3.2.1. Paramètres de tir calculés	83
V.3.2.2. Calcul de maille pour un tonnage donné	84
V.3.2.3. Calcul de tonnage pour une maille donnée	84
V.3.2.4. Détermination de granulométrie par la méthode Kuz-Ram	84
V.3.3. Variante 03 (Introduire un bourrage intermédiaire).....	86
V.3.3.1. Paramètres de tir calculés	86
V.3.3.2. Calcul de tonnage pour une maille donnée	87
V.3.3.3. Calcul de maille pour un tonnage donné	87
V.3.3.4. Détermination de granulométrie par la méthode Kuz-Ram	88
V.3.4. Vibration engendré par les tirs	90
V.4. PROPOSITION D'UN PLAN DE TIR OPTIMAL	92
V.4.1. Diamètre de trou	92
V.4.2. Choix de l'explosif	92
V.4.3. Géométrie du front et nombre de rangées	92
V.4.4. Banquette	92
V.4.5. Rapport de maille	93
V.4.6. Bourrage.....	93
V.4.6. Amorçage	93
V.4.7. Séquence d'initiation	93
V.5. SCHEMA DE TIR OPTIMISE	93
V.5.1. Paramètres de tir calculés.....	93
V.5.2. Calcul de tonnage pour une maille fixée.....	94
V.5.3. Calcul de maille pour un tonnage donné.....	94
V.5.4. Détermination de granulométrie par la méthode Kuz-Ram	95

Liste des tableaux

Chapitre I

Tableau I.1 : Les coordonnées du gisement.....	04
Tableau I.2 : Caractéristiques générales de la roche en place.....	12
Tableau I.3 : La résistance à la compression d'un échantillon de la roche.....	12
Tableau I.4 : la composition chimique de la roche.....	12
Tableau I.5 : Caractéristique intrinsèques de produit fini.....	13

Chapitre II

Tableau II.1 : Ratios de production.....	18
Tableau II.2 : Planning des travaux 2012.....	19
Tableau II.3 : Planning des travaux 2012 par piste.....	20
Tableau II.4 : Rendement et taux de disponibilité de la chargeuse.....	21
Tableau II.5 : le rendement horaire moyen d'un dumper.....	24
Tableau II.6 : Les taux de disponibilité et d'utilisation d'un dumper.....	24
Tableau II.7 : Planning d'abattage pour l'année 2012.....	26
Tableau II.8 : Rapport de réalisation des 5 dernières années.....	28
Tableau II.9 : Taux de disponibilité et d'utilisation de la station de concassage.....	29
Tableau II.10 : Objectif de production par granulométrie 2012.....	30
Tableau II.11 : Etat des moyens matériels.....	31
Tableau II.12 : Répartition des moyens humain par centre.....	32

Chapitre III

Tableau III.1 : Tableau récapitulatif des paramètres de tir.....	39
Tableau III.2 : Besoins prévisionnels en explosifs et accessoires pour l'année 2012.....	40
Tableau III.3 : taux de disponibilité et d'utilisation des moyens de foration.....	41

Chapitre IV

Tableau IV.1 : Paramètres géométrique de tir N° 01.....	50
Tableau IV.2 : paramètres d'explosifs de tir n° 01.....	51
Tableau IV.3 : Paramètres géométrique de tir N° 02.....	53
Tableau IV.4 : paramètres d'explosifs de tir N° 02.....	54
Tableau IV.5 : Paramètres géométrique de tir N° 03.....	56

Tableau IV.6 : paramètres d'explosifs de tir N° 03.....	56
Tableau IV.7 : paramètres géométriques modifiés de tir N° 04.....	58

Chapitre V

Tableau V.1 : Caractéristiques des différents tir.....	75
Tableau V.2 : paramètres maille – trou (102mm).....	77
Tableau V.3 : paramètres explosifs (trou102mm).....	78
Tableau V.4 : Calcule de maille pour un tonnage fixé (trou102mm).....	78
Tableau V.5 : Calcule de tonnage pour une maille fixée (trou102mm).....	79
Tableau V.6 : Paramètres Maille (2.5/ 2.5m) – Trou.....	80
Tableau V.7 : paramètres explosifs (maille 2.5/2.5m).....	80
Tableau V.8 : Calcul de maille (2.5/2.5m) pour un tonnage fixé.....	81
Tableau V.9 : Calcule de tonnage pour une maille (2.5/2.5m) fixée.....	81
Tableau V.10 : paramètres Maille-Trou bourrage intermédiaire.....	83
Tableau V.11 : paramètres explosifs Bourrage intermédiaire.....	83
Tableau V.12 : Calcul de tonnage pour une maille fixée Bourrage intermédiaire.....	84
Tableau V.13 : Calcul de maille pour un tonnage fixé Bourrage intermédiaire.....	84
Tableau V.14 : Paramètres Maille-Trou.....	90
Tableau V.15 : Paramètres explosifs.....	91
Tableau V.16 : Calcul de tonnage pour une maille fixée.....	91
Tableau V.17 : Calcul de la maille pour un tonnage fixé.....	92

Listes des figures

Chapitre I

Figure I.1: Situation géographique de la carrière du Djebel GUSTAR.....	05
Figure I.2 : Colonne stratigraphique synthétique du Djebel GUSTAR. Les calcaires massifs soulignés sont ceux qui ont exploités dans la carrière de Djebel GUSTAR.....	07
Figure I.3 : Carte géologique du Djebel GUSTAR.....	08
Figure I.4 : Deux failles traversant la carrière de Djebel GUSTAR.....	09
Figure I.5 : fractures abondantes de différentes directions.....	09
Figure I.6 : Colonne stratigraphique synthétique de la région du gisement calcaire du Djebel GUSTAR.....	11

Chapitre II

Figure II.1 : Plan topographique du gisement Djebel GUSTAR.....	16
Figure II.2 : Histogramme de la production extraite des cinq dernières années.....	17
Figure II.3 : Histogramme de production transporté des cinq dernières années.....	18
Figure II.4: Schéma de la succession des opérations d'exploitation dans une carrière produisant des concassé.....	19
Figure II.5 : Le chargement dans la carrière de Djebel GUSTAR.....	21
Figure II.6 : Le transport du TV dans la carrière de Djebel GUSTAR.....	23
Figure II.7 : Le transport vers la station de concassage.....	23
Figure II.8 : Station de concassage.....	27
Figure II.9 : Station de criblage.....	27
Figure II.10 : Histogramme de production physique des cinq dernières années.....	28

Chapitre III

Figure III.1 : Tir réalisé dans la carrière de Djebel GUSTAR	34
Figure III.2 : Schéma de répartition de la charge dans un trou.....	38
Figure III.3 : Schéma de connexion.....	39
Figure III.4 : Chariot de foration.....	41

Chapitre IV

Figure IV.1 : Une illustration des paramètres constituant le schéma de tir.....	47
Figure IV.2 : Front de taille avant le tir N° 01.....	50
Figure IV.3 : Schéma de connexion de tir N° 01.....	51
Figure IV.4 : Le tir N° 01.....	52
Figure IV.5 : Le tas abattu de tir N° 01.....	52
Figure IV.6 : Front de taille avant le tir N° 02.....	53
Figure IV.7 : Le tir N° 02.....	54
Figure IV.8 : Schéma de connexion de tir N° 02.....	54
Figure IV.9 : Le tas abattu de tir N° 02.....	55
Figure IV.10 : Le front de taille avant le tir N° 03.....	55
Figure IV.11 : Schéma de connexion de tir N° 03.....	56
Figure IV.12 : Le tir N° 03.....	57
Figure IV.13 : Le tas abattu du tir N° 03.....	60
	57

Figure IV.14 : Le tas abattu de tir N° 02 -Partie Ouest du front-.....	58
Figure IV.15 : Le tas abattu de tir N° 02 -Partie Est du front-.....	58
Figure IV.16 : Le tas abattu de tir N° 04.....	62
Figure IV.17 : Courbe de granulométrie standard tracée à l'aide des courbes de Rosin-Rammler.....	59
Figure IV.18 : Données de tir N° 01.....	68
Figure IV.19 : Résultats granulométriques de tir N° 01.....	68
Figure IV.20 : Données de de tir N° 02.....	69
Figure IV.21 : Résultats granulométriques de tir N° 02.....	70
Figure IV.22 : Données de tir N° 03.....	70
Figure IV.23 : Résultats granulométriques de tir N°03	71

Chapitre V

Figure V.1 : Granulométrie des trois tirs.....	76
Figure V.2 : Courbe diamètre de foration- hauteur de gradin (102mm-11 m).....	77
Figure V.3 : Courbe diamètre de foration- hauteur de gradin (89 mm-11 m).....	77
Figure V.4 : Courbe granulométrique Kuz-Ram (trou 102mm).....	79
Figure V.5 : Courbe granulométrique Kuz-Ram (maille 2.5/2.5m).....	82
Figure V.6 : Courbe granulométrique Kuz-Ram (Bourrage intermédiaire).....	85
Figure V.7 : Caractéristiques granulométriques des trois modifications.....	86
Figure V.8 : Diagramme de vibration CHAPOT.....	88
Figure V.9 : courbe granulométrique Kuz-Ram optimisée.....	92
Figure V.10 : courbe granulométrique optimisée.....	93

INTRODUCTION
GENERALE

INTRODUCTION GENERALE

Le secteur des granulats a connu un développement important depuis la nouvelle loi minière de Juillet 2001. En effet la mise en exploitation de carrière d'agrégats, estimé à plus de 1500 unités, a contribué au développement du secteur du BTP.

Cependant cette Offre en granulats, pour les nécessités de son placement, a créé une concurrence entre les différents carriers qui s'est traduite par la recherche d'un coût d'extraction le plus bas possible.

Un paramètre non négligeable dans la réduction des couts d'extraction est celui de l'optimisation des tirs d'abattage en vue de réduire le pourcentage de blocs hors gabarit. En effet le tir secondaire pratiqué pour réduire les blocs hors gabarits est une opération qui grève les coûts d'extraction.

L'unité d'agrégats de Djebel GUSTAR – ALGRAN- confronté à ce type de problème a proposé le sujet «**Amélioration du rendement de l'exploitation de gisement de calcaire (ALGRAN Sétif) par adaptation d'un plan de tir à la blocométrie**»

Pour les besoins de mon travail, le stage effectué durant la période du 15 Mars au 30 Mai m'a permis de prendre connaissance des données du problème et de participer a trois tirs d'abattage en date du 27 Mars, 05 Avril.,29 Mai 2012

Les résultats des travaux que je présente aujourd'hui sont structurés comme suit :

- I- Géologie du gisement : géologie locale et régional, tectonique, stratification et hydrogéologie
- II- Méthode d'exploitation : une description de la méthode d'exploitation, des opérations minières (la foration, chargement, transport et traitement), ainsi que les moyens matériels et humains ont été abordé dans ce chapitre.
- III- Technique d'abattage dans la carrière de Djebel GUSTAR : Dans ce chapitre tout les paramètres de tir ont été calculés

- IV- Analyse des résultats des tirs effectués trois (03) tirs ont été réalisés et les résultats ont été examinés avec le logiciel OP-TIR 32
Avec le logiciel OP-TIR 32

INTRODUCTION GENERALE

- V- Optimisation d'un plan de tir : trois (03) variantes ont été examinées à l'aide de logiciel OP-TIR 32 en faisant varier le diamètre de trou (variante 01), la maille (variante 02) et en introduisant un bourrage intermédiaire (variante 03). Un plan de tir optimal a été proposé

Une vérification a été réalisé avec le logiciel OP-TIR 32 pour s'assurer que la charge instantané (800 Kg) n'a pas d'impact sur le voisinage immédiat.

CHAPITRE I
LA GEOLOGIE DU
GISEMENT DE
DJEBEL GUSTAR

I.1. CONTEXTE GENERAL

I.1.1. Situation géographique

Le gisement de calcaire de Djebel GUSTAR est situé à 24 km au sud de la ville de Sétif à proximité de la route de la Wilaya, menant d'Ain Oulmène vers El Eulma (**Figure I.1**). Cette carrière relève de la société ALGRAN filiale de groupe ENOF appartient au groupe ENOF. Les coordonnées du gisement sont :

Tableau I.1 : Les coordonnées du gisement

Points	Coordonnées LAMBERT		Coordonnées UTM	
	X	Y	X	Y
A	757000.00	304965.00	729882.861	3987788.852
B	756000.00	305000.00	728882.350	3987826.665
C	756100.00	305265.00	728983.223	3988091.522
D	756917.50	305414.89	729801.687	3988239.004
E	756917.50	305313.12	729801.375	3988137.171

Ce gisement s'étale sur une superficie de 19 ha 35are 24car

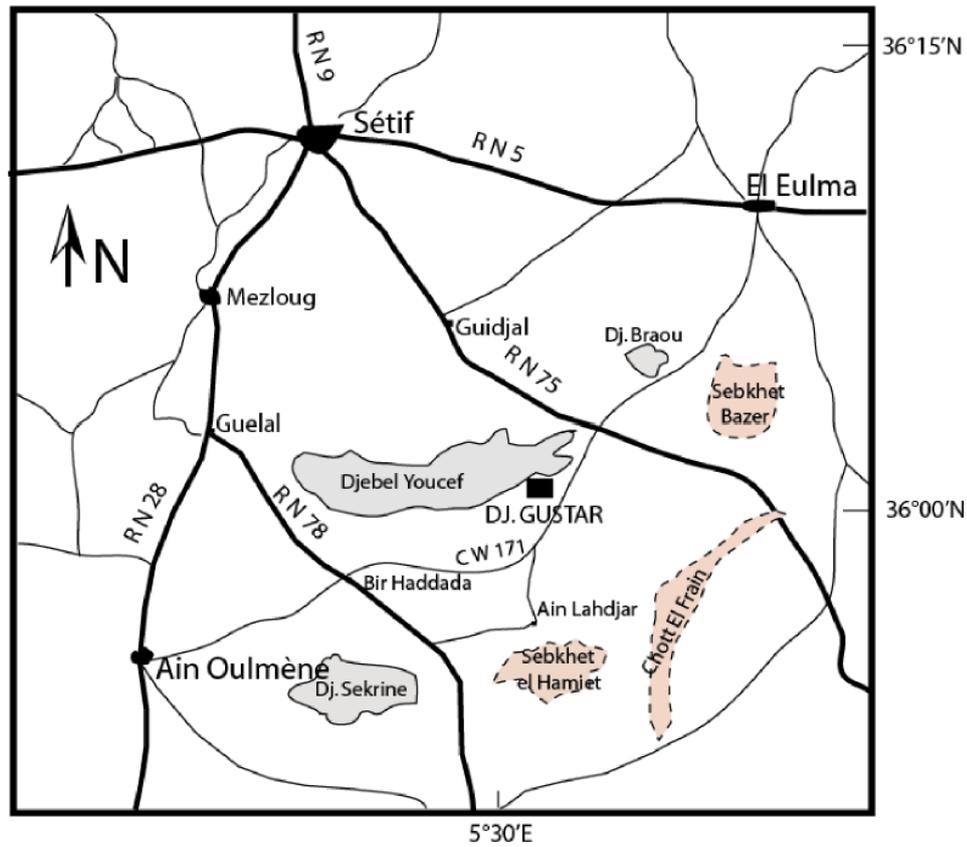


Figure I.1: Situation géographique de la carrière du Djebel GUSTAR

I.2. CONTEXTE GEOLOGIQUE REGIONAL

La région d'étude fait partie des cartes topographiques et géologiques au 1/50.000 de Bir El Ahrech (ex. Navarin). Cette région est caractérisée par l'existence de plusieurs lacs salés ou Sebkhah, dont les principaux sont (figure.1 et.2) : la **Sebkhet Bazer** (910 m d'altitude, superficie : 13,5 km²), et le **Chott el Frain** (900 m d'altitude, 15 km de long et 2,35 km de largeur au maximum). Ces lacs forment des cuvettes qui ne sont remplies d'eau qu'à partir des pluies d'automne. En été, ce ne sont que des croûtes blanches de sel.

La région se caractérise par un relief plat (plaines alluviales, altitude moyenne : 950 m) où apparaît des montagnes isolées dont les principaux sont dans la région étudiée : le **Djebel GUSTAR** (ou GUSTAR, sommet à 1196 m d'altitude) qui est la partie orientale du Djebel Youssef, long de plus de 15 kilomètres et où est localisé la carrière ; le **Djebel Braou** (appelé aussi « le Pain de sucre ») qui se présente sous la forme d'un piton pyramidal, dont la base à un diamètre de 1,5 kilomètres et dont le sommet est à la côte 1263 m[MAA'12]

Du point de vue géologique, le Dj. GUSTAR appartient au domaine néritique de la plate-forme Sétifienne (ou ensemble allochtone sud-Sétifienne). Cet ensemble est constitué d'unités (nappes) encore plus externes que les nappes telliennes et d'allochtone notable, mais moindre, structurées au Miocène moyen qu'on appelle séries de l'avant-pays allochtone ou tellien et se placent entre les nappes telliennes au Nord et l'autochtone ou para-autochtone atlasique au Sud.

L'ensemble allochtone sud-Sétifienne est constitué des séries des Djebels Guergour, Anini, Zdim, Youssef, Braou, Tnoutit, Sékirine, Tafourer, Agmérrouel, Zana, Azraouat, Hammam, Ain el Ahdjar, KoudiatTella et série supérieure du Djebel Kalaoun. Ces séries sont à matériel carbonaté et marneux du Jurassique au Miocène et se présentent sous la forme d'un vaste empilement d'écaillés limité par des accidents cisailant.

Le Djebel Gustar représente la terminaison orientale du Djebel Youssef. L'ensemble du Djebel Youssef possède une série carbonatée du Lias au Cénomaniens.

I.2.1. Stratigraphie

Le djebel GUSTAR comprend la succession stratigraphique suivante (figure.3.et.4) :

i. Le Mésozoïque

- ❖ **Jurassique dolomitique (Dogger à Malm)** : il s'agit de dolomies noires ou grises à grain moyen, azoïques et bien litées en gros bancs de 1 à 15 m d'épaisseur.
- ❖ **Jurassique supérieur** : masse bien litée de calcaires massifs gris en gros bancs et fossilifères. L'âge de ces calcaires est Kimméridgien ou Portlandien.
- ❖ **Néocomien** : il s'agit de quelques dizaines de mètres de marnes à petits bancs calcaires fossilifères. Cette série repose sur les calcaires massifs jurassiques par l'intermédiaire d'un hard-ground minéralisé.
- ❖ **Barrémien** : série calcaro-dolomitique et gréseuse à grosses barres dolomitiques rousses de 25 à 30 m d'épaisseur.
- ❖ **Aptien** : composé de marnes jaunes surmontés de gros bancs calcaires micritique.
- ❖ **Albien** : représenté au col du Djebel GUSTAR par une cinquantaine de mètres d'alternance de grès fins, de calcaires et lumachelles spathiques fossilifères et de marnes et argiles.

ii. Le Quaternaire

- ❖ **Glacis polygéniques (éboulis de pentes consolidés)** : sur toute la périphérie du Djebel GUSTAR (comme sur l'ensemble des reliefs de la région) existe une sorte de glacis polygéniques continu, jonché de fragments de roches non roulés et mêlés de terres de décalcification et de sables argilo-calcaire.
- ❖ **Quaternaire récent indéterminé** : formant les terres arables qui sont installées sur des placages limoneux et supportent un sol brun peu ou pas calcaire [VII, 77]

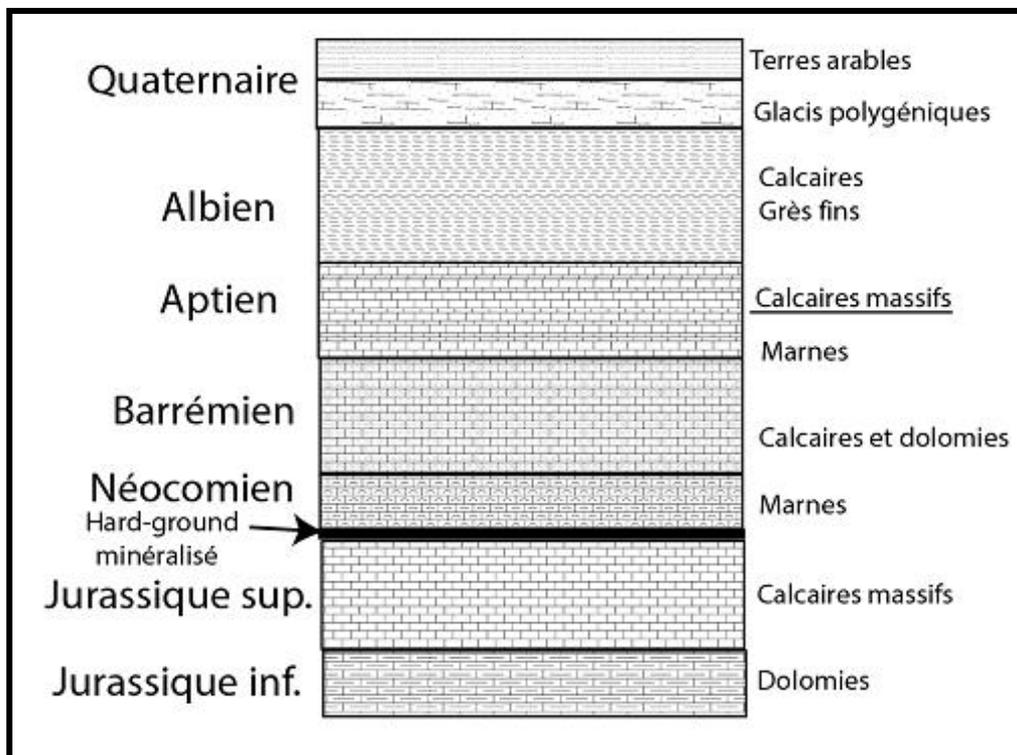


Figure I.2 : Colonne stratigraphique synthétique du Djebel GUSTAR. Les calcaires massifs soulignés sont ceux qui sont exploités dans la carrière de Djebel GUSTAR.

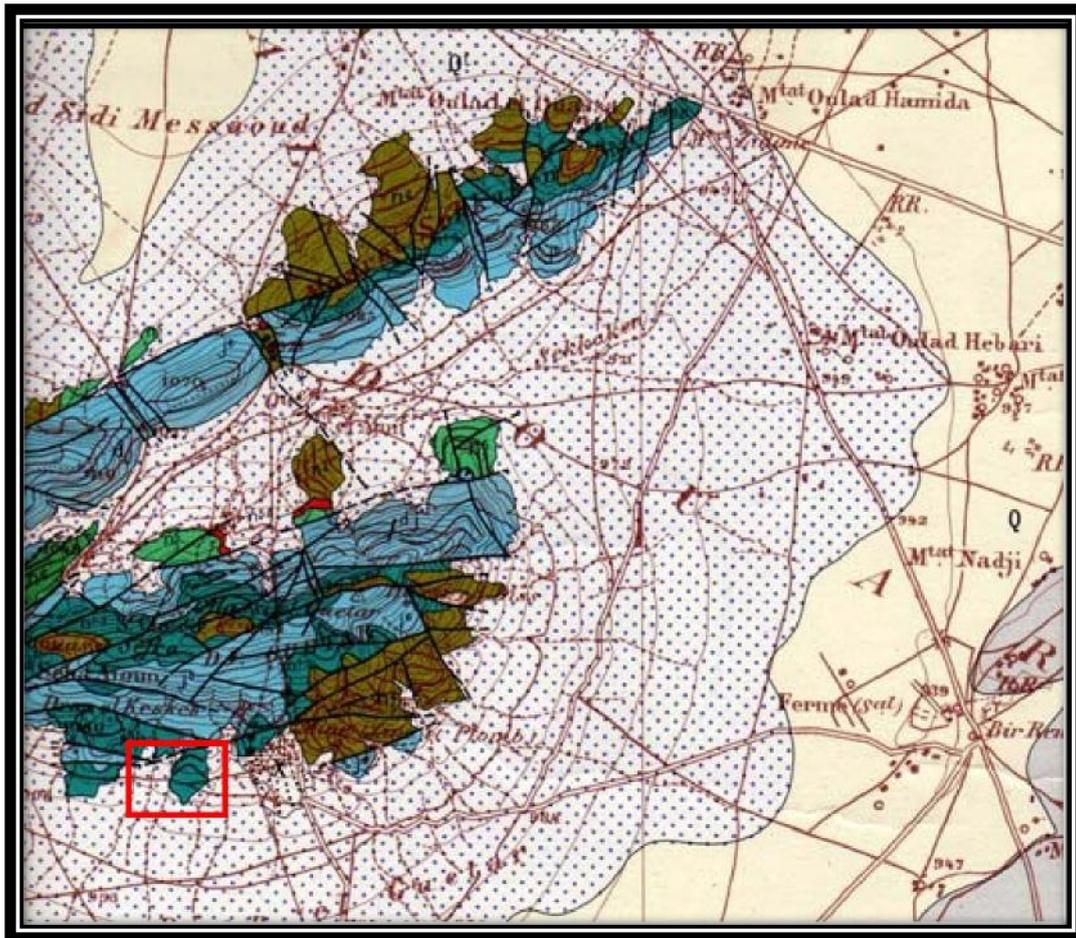
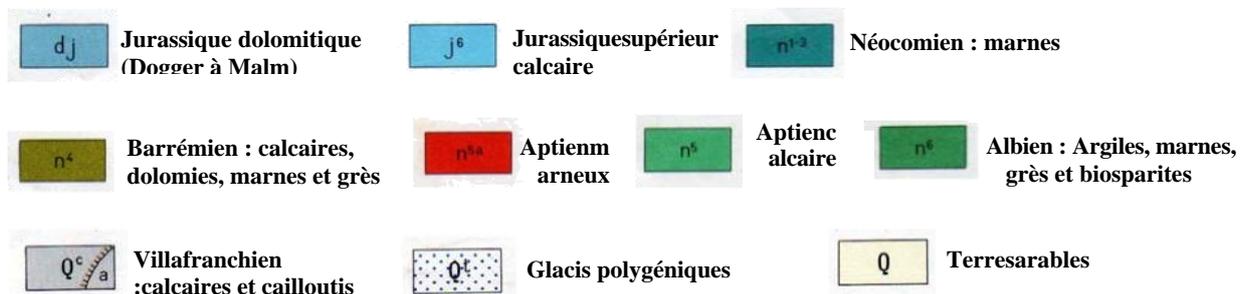


Figure I.3 : Carte géologique du Djebel GUSTAR [Source Carte Géologique de l'Algérie

Au 1/50000, Bir el Ahrech]



I.2.2. Tectonique

La masse chevauchante Youssef-Braou-Tnoutit qui apparaît en fenêtre appartient à l'ensemble allochtone sud-Sétifienne. Cet ensemble est situé entre les séries telliennes marneuses et marno-calcaire (nappe de Djemila) qui les recouvrent au Nord et le domaine plissé hodnéen au Sud. Le contact de cet ensemble avec les chaînons du Hodna (front sud Sétifienne) donne lieu à des structures tectoniques (convergentes) diversifiées : plis emboutis à axe tordu, plis à axe décroché, plis écrasés et replissés en accordéon, failles inverses [VIL'77]

Le Djebel Youssef est constitué d'un anticlinal de direction Est-Ouest dont la voûte a subi un effondrement à la terminaison oriental donnant deux rameaux constitués par Djebel Sekkakene au Nord et Djebel GUSTAR au Sud.

Le massif de Djebel Youssef est découpé essentiellement par trois familles de failles ; NE-SW, E-W et NW-SE. Sa partie orientale montre une fracturation plus intense que la partie occidentale. On trouve aussi des failles de direction N-S [MAA'12]

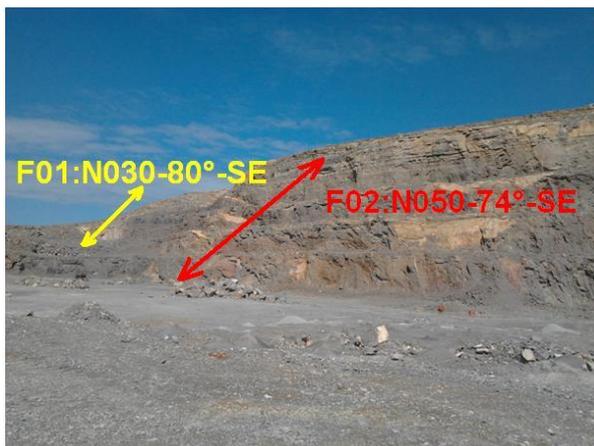


Figure I.4 : Deux failles traversant la carrière de Djebel GUSTAR

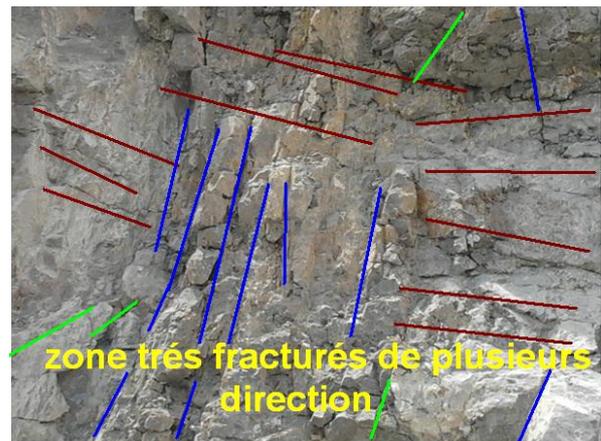


Figure I.5 : fractures abondantes de différentes directions

I.3. CONTEXTE GEOLOGIQUE ET MINIER

I.3.1. Stratigraphie

Les calcaires exploités dans la carrière du Djebel GUSTAR sont ceux de l'Aptien. On distingue de bas en haut (Achiri et Kerkour, 2007) **Figure I.6**

- ❖ **L'Aptien inférieur** : constitué à la base par des marnes et au sommet par des calcaires en banc de couleur gris foncé intercalés avec des rares lits argileux. L'épaisseur totale de l'Aptien inférieur est de 60 m environ.
- ❖ **L'Aptien supérieur** : composé de calcaires micritiques bien lités en bancs ne dépassant pas 3 m. Ces calcaires sont riches en *orbitoline s* à la base, surmontés de calcaires massifs gris avec intercalation de rares lits marneux puis on passe à des calcaires en bancs. L'épaisseur totale de l'Aptien supérieur est de 80 m environ.
- ❖ **Le Quaternaire** : il recouvre les formations de l'Aptien dans les pentes et au pied des versants. Il est formé d'éboulis et d'alluvions (sables, limons et graviers).

I.3.2. Tectonique

Les formations calcaires du gisement constituent le flanc sud de l'anticlinal du Djebel GUSTAR avec un pendage assez doux qui varie de 10 à 15°S.

Par ailleurs, plusieurs familles de failles existent dans le secteur, dont les plus importants sont de direction NW-SE et NE-SW. Leurs rejets sont de quelques mètres.

Une faille longitudinale à fort pendage (80-85°) vers le sud existe également.

Notons enfin que les calcaires du gisement se caractérisent par deux systèmes de fissuration de direction NW et SE.

I.3.3. Structure du gisement

Les angles de pendages du gisement varient de 15° à 35°, la chaîne de GUSTAR est traversée par une série de failles de deux directions, le long de l'axe de cette chaîne il est observé un accident tectonique visible sur une longueur de (40 à 100) m.

Sur le plan morphologique, le gisement de calcaire représente un amas en couches étirées le long du flanc Sud et une partie du flanc N.W avec un pendage assez doux, ces amas sont morcelés par des failles en plusieurs blocs, qui se sont déplacés verticalement les uns par rapport aux autres de 5 à 50m, cet amas mesure 2300m de longueur et 300 à 650m de largeur [MAA'12]

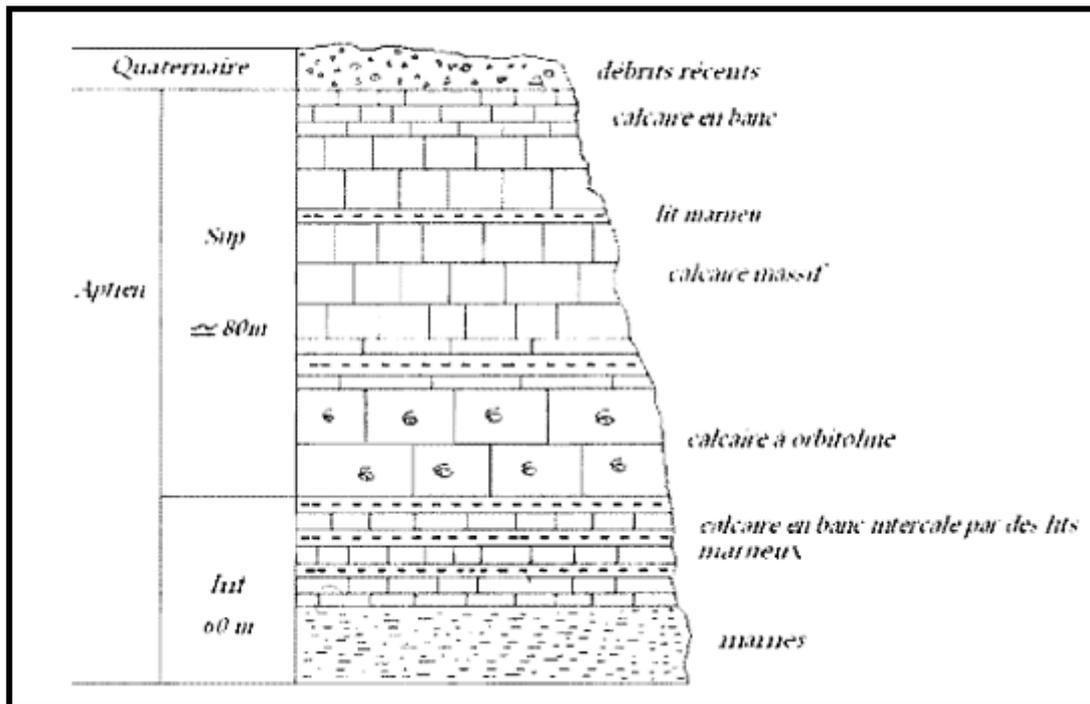


Figure I.6 : Colonne stratigraphique synthétique de la région du gisement calcaire du Djebel GUSTAR [Source Achiri et Kerkour, 2007]

I.3.4. Hydrogéologie

Lors des travaux de recherche sur la carrière, aucun sondage n'a rencontré des eaux souterraines, ce qui s'explique par le fait que la carrière se trouve sur le versant de la chaîne de montagne : aussi il n'existe aucun obstacle au déversement des eaux pendant la saison des pluies [MAA'12]

I.4. Caractéristique du matériau du gisement [CET'12]

Des essais techniques ont été réalisés par la direction des laboratoire sous direction laboratoire liants et bétons du centre d'étude et de services technologiques de l'industrie des matériaux de construction **C.E.T.I.M** le 16/02/2012 pour l'identification des caractéristiques générales de la roche par l'analyse d'un bloc massif du front de taille et d'autres pour déterminer les caractéristiques chimiques, physiques et mécaniques et les caractéristiques par granulats (sable, sable 0/4, gravier 3/8, gravier 8/15, gravier 15/25, grave 0/25 et ballast 25/50).

Les essais mécaniques et physiques nous permettent de déterminer

- ❖ la densité apparente ;
- ❖ la friabilité ;
- ❖ le coefficient LOS-ANGELES ;
- ❖ le coefficient MICRO-DEVAL

Les résultats sont présentés dans la suite.

I.4.1. Caractéristiques générales

Tableau I.2: Caractéristiques générales de la roche en place

Origine de la roche	Calcaire
Nature de la roche	Massive

I.4.2. La résistance a la compression

Tableau I.3: La résistance à la compression d'un échantillon de la roche

Echantillon	Format (cm)	Masse (g)	Résistance en compression simple		
			Force (kN)	Contrainte (MPa)	Moyenne (MPa)
Bloc massif du front de taille	5x5x5	344.3	240.32	96.13	121.33
	-''-	354.2	346.35	138.54	
	-''-	351.6	323.30	129.32	

I.4.3. Essai chimique :

Les analyses ont été effectuées au **C.E.T.I.M** et ont donné les résultats suivants

Tableau I.4: la composition chimique de la roche

Composition chimique	Teneur(%)										
	SiO ₂	Al ₂ O ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO _{3T}	K ₂ O	Na ₂ O	P ₂ O ₅	TiO ₂	PF
Bloc massif du front de taille	0.37	0.09	0.08	55.43	0.44	0.06	0.03	0.02	0.01	0.01	43.46

I.4.4. Caractéristique intrinsèque par granulométrie :

Tableau I.5: Caractéristique intrinsèques de produit fini

Elément		Sable	Sable 0/4	Gravier 3/8	Gravier 8/15	Gravier 15/25	Grave 0/25	Ballast 25/50
Densité apparente (g/cm ³)		1.586	1.578	1.511	1.447	1.362	1.352	1.280
Coefficient d'aplatissement (%)		/	/	18	17	6	5	6
Essai au bleu de Méthylène		0.4	0.2	/	/	/	/	/
Propreté superficielle		/	/	8.9	0.6	0.4	0.2	0.2
Analyse granulométrique	tamisât fines 63µm (%)	7.1	6.7	8.9	0.6	0.4	0.2	0.2
	Module de finesse	3.25	2.98	/	/	/	/	/
Equivalent de sable		75	80	/	/	/	/	/
Friabilité(%)		20	17	/	/	/	/	/
Coef.Los-Angeles(%)		/	/	30	25	28	30	29
Coef.Micro-Deval(%)		/	/	/	14	11	16	9

I.4.5. En résumé

- ❖ **Le poids Volumique** : ne varie que très modérément 2.54 à 2.69 T/ M³, en moyenne il est de 2.6 T/M³
- ❖ **La densité** : ne change pas considérablement non plus, et varie de 2.63 à 2.91 T/ M³, en moyenne 2.72 T/ M³
- ❖ **La porosité** : Oscille entre 0.15 et 4.99% et s'établit en moyenne à 1.98 %
- ❖ **L'Absorption d'eau** : varie de 0.19 à 16%, elle est généralement inférieure à 17%, les valeurs indiquées attestent la haute qualité de la roche qui peut servir de matière première pour la production d'agrégats de construction utilisable dans les bétons lourds.
- ❖ **La Compressibilité en état saturé** : varie entre 554 et 1506 Kgf/ Cm²
- ❖ **La compressibilité en état sec** : varie entre 691 à 1856 Kgf/cm²
- ❖ **Coefficient de dureté** : d'après l'échelle de protodiakonov il est de 5 à 6 [ALG'11]

I.5. ETAT DES RESERVES AU 31/12/2011 [ALG'11]

- ❖ Réserves géologiques en calcaires au 31/12/2011**27 546 393 tonnes**
- ❖ Réserves exploitables en calcaires au 31/12/2011.....**20 643 015 tonnes**

CHAPITRE II
METHODE
D'EXPLOITATION DU
GISEMENT DE
CALCAIRE DE
DJEBEL GUSTAR

II.3. LES PARAMETRE D'EXPLOITATION

❖ **Hauteur du gradin**

La hauteur des gradins varie de 10 ÷ 12 m

❖ **Longueur du front de travail**

La longueur du front varie d'une zone à une autre elle est de (75m à 110m)

❖ **Largeur des plates-formes de travail**

Pour une bonne manœuvre de la chargeuse et des dumpers, la largeur de la plateforme de travail est toujours supérieure à 20m

Dans la continuité de l'activité d'exploitation 2011, l'exploitation en 2012 se réalise en trois fronts :

- ❖ Premier front : gradin 1100 /1110 pour achever le niveau 1110 en allant de l'Ouest vers l'Est de la carrière.
- ❖ Deuxième front : gradin 1090 /1100 pour exploiter le niveau 1100 en allant de l'Ouest vers l'Est de la carrière.
- ❖ Troisième front : gradin 1090 /1100 pour exploiter le niveau 1100 en allant de l'Est vers l'Ouest de la carrière

II.3.1. Paramètres techniques

II.3.1.2. Production extraite :

La production extraite de 2007 à 2011 a oscillé entre 400 650 à 534 000 Tonnes. Le graphe ci-après montre cette évolution

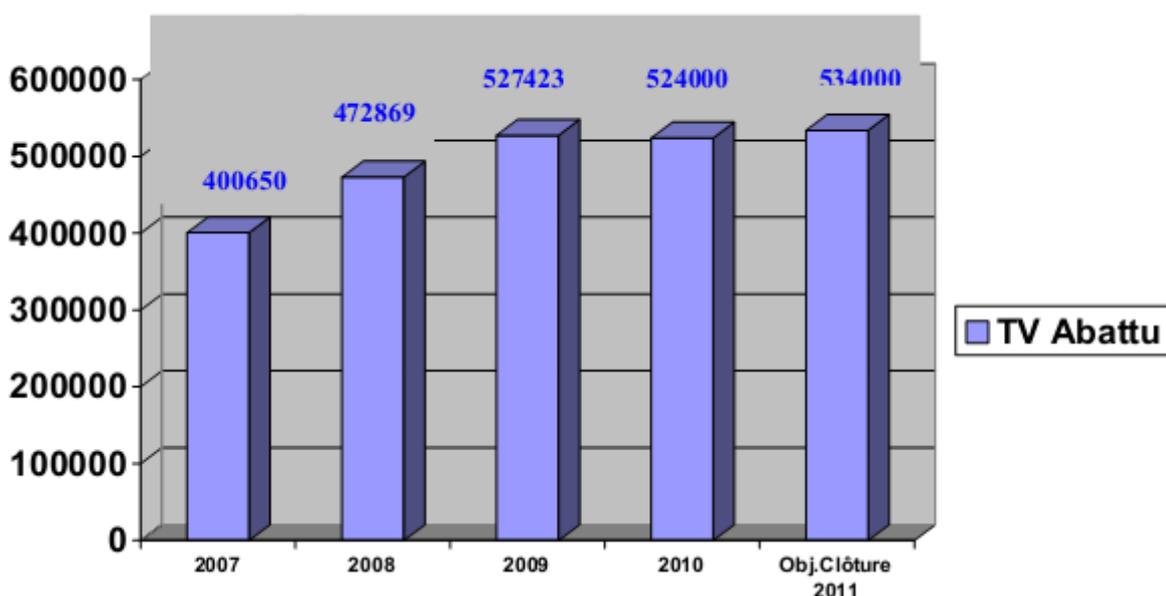


Figure II.2 : Histogramme de la production extraite des cinq dernières années

Sur la base d'une production annuelle de 580000 Tonnes la productivité est de 6988 tonnes par agent.

Tableau II.1 : Ratios de production

Désignations	QUANTITE	RATIOS
Effectif	83	6988 T/HOMME
Heures effectives	3 234	179T/H
Jour	230	2521 T/J
Poste	2	290000 T/P

II.3.1.2. Production transportée

La production transportée de 2007 à 2011 a suivi la même tendance et à oscillé entre 390000 T à 570 000 Tonnes. Le graphe ci-après montre cette évolution

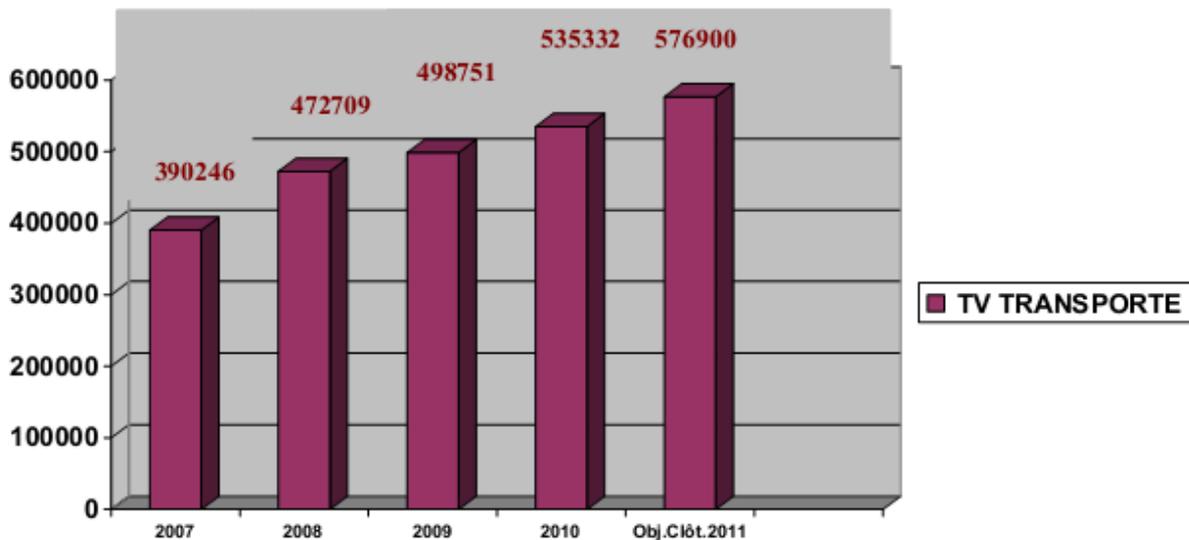


Figure II.3 : Histogramme de production transporté des cinq dernières années [ALG'11]

Il a été constaté une nette évolution des réalisations en matière de tout venant abattu et transporté. Cette évolution s'explique par le renouvellement et le renforcement des engins existants par d'autres engins (**chargeuse KAWASAKI 95 ZV, compresseur Atlas Copco XAMS-406 et une sondeuse Atlas Copco ECM 580 Y**), tous acquis au début de l'année 2007.

II.4. OPERATIONS MINIERES

II.4.1. Processus général d'exploitation

La méthode d'exploitation à ciel ouvert consiste à une succession de réalisation de travaux dans un ordre bien déterminé, se caractérisant par un développement des travaux de découverte, préparatoire et d'extraction de chargement et de transport tels que schématisés dans la présente monographie :

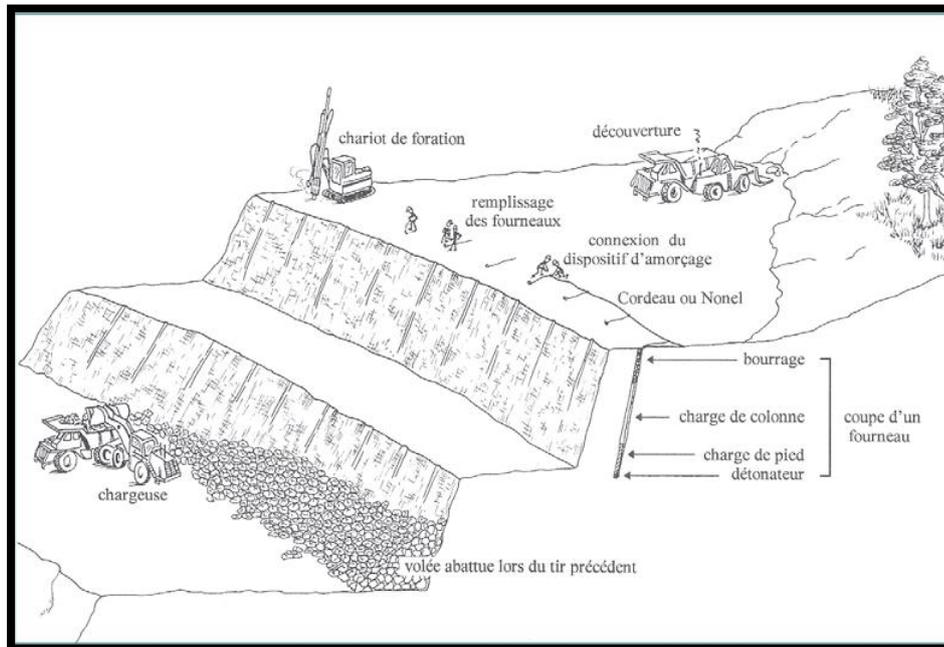


Figure II.4: Schéma de la succession des opérations d'exploitation dans une carrière produisant des concassé

[Source : Les carrières de WALLONIE Chapitre 3]

II.4.1. Travaux de découverte

Les travaux de découverte se limitent au dégagement hors périmètre de 10 000 Tonnes de stérile entassé le long des bords dans le côté Sud-ouest de la carrière niveau (1100-1110 et 1120) [ALG'11]

Tableau II.2:Planning des travaux 2012

Objectifs	1 ^{er} trimestre	2 ^{eme} trimestre	3 ^{eme} trimestre	4 ^{eme} trimestre	Total
10000 tonnes	0	3300 t	3300 t	3400 t	10000 t

II.4.2 Travaux préparatoires

Ces travaux consistent à la réalisation de deux pistes d'une largeur de 5 m et 2400m de longueur pour chacune dans un délai de deux ans. Ces travaux ont pour but de

- ❖ Raccourcir la distance de roulage
- ❖ Multiplier les fronts de taille (coté sud de la carrière)
- ❖ Avoir deux surfaces libres pour les travaux d'abattage

Ces travaux seront menés par brise roche, du fait de l'impossibilité d'amener dans cette zone les engins nécessaires (Bull et Chariot de foration) en raison de la pente très élevée (65%)

Le volume de roche qui sera dégagé par (l'abattage mécanique) prévu pour l'ouverture des deux (02) pistes est d'environ 75 000 T.

Tableau II.3 : Planning des travaux 2012 par piste [ALG'11]

Désignation	1 ^{er} trimestre	2 ^{eme} trimestre	3 ^{eme} trimestre	4 ^{eme} trimestre	Total
Piste n°1	300 ml	300 ml	300 ml	300 ml	1200 ml
Piste n°2	300 ml	300 ml	300 ml	300 ml	1200 ml

II.4.3. Abattage

La foration est effectuée avec un (01) engins de foration Atlas Copco acquis en 2007, en bon état.

Le schéma de foration consiste en 3 à 4 rangées avec 30 trous en moyenne par rangée. Les trous ont un diamètre de 89 mm, une profondeur de 12 à 13m et sont inclinés de 80° par rapport à l'horizontale.

Le tir à l'explosif est réalisé par

- ✓ Gélanit Ø 65 mm
- ✓ Marmanit Ø 65mm
- ✓ Anfomil en vrac

Les tirs sont réalisés avec des détonateurs électriques instantanés (DEI) et des microretards (DMR). La connexion est réalisée avec le cordeau détonant et des détonateurs électriques. La mise à feu est effectuée par un exploseur.

Le détail de ce point est donné dans le chapitre III consacré aux techniques de tir à l'abattage.

II.4.4. Chargement

Le choix de l'engin de chargement est un facteur important qui influe directement sur les procédés d'extraction des roches abattues en général.

Le chargement au niveau de la Carrière de Djebel GUSTAR s'effectue à l'aide d'une chargeuse de marque KAWASAKI (année 2007) type 95 ZV sur pneu avec capacité du godet de $5M^3$; celle-ci a enregistré durant l'année 2011, un taux d'utilisation **90%**[ALG'11]



Figure II.5 : Le chargement dans la carrière de Djebel GUSTAR

II.4.4.1. Calcul du rendement de La chargeuse

Les taux de disponibilité et d'utilisation sur la base des données enregistrés en 2011 sont de 95% et 90% comme le montre le tableau ci-dessous

Tableau II.4 :rendement et taux de disponibilité de la chargeuse [ALG'11]

Désignation	Temps effectif annuel (H)	Les arrêts		Taux de disponibilité Td %	Autres arrêts	Taux d'utilisation Tu %
		Entretien préventif	Réparation Curative			
Chargeuse sur pneu	3234 h	50h	112h	95	150h	90

Les autres arrêts sont liés aux intempéries et aux arrêts des moyens de transport du tout venant

Le rendement par poste R_p est déterminé par la formule :

$$R_p = \frac{3600 \times E \times K_u \times K_r \times T_p \times \gamma}{T_c \times K_f} \text{ [t/poste]}$$

T_c : Temps de cycle de chargeuse.

K_r : Coefficient de remplissage du godet ; $K_r=0.85-0.90$ en prend 0.85.

K_f : Coefficient de foisonnement ; $K_f=1 - 1.5$ en prend 1.5

K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse $K_u=0.9$.

E : Capacité du godet 5m²

T_p : Temps d'un poste de travail $T_p = 7$ h.

Le temps de cycle moyen de la chargeuse à été chronométré sur le terrain ; il est de :

$$T_c = 2\text{min} = 120\text{sec}$$

$$R_p = \frac{3600 \times 5 \times 0.9 \times 0.85 \times 7 \times 2.6}{120 \times 1.5} = 1392 \text{ [t/poste]}$$

Donc le rendement journalier de la chargeuse KAWASAKI est :

$$R_j = R_p \times N_p$$

N_p : Nombre de poste

$$R_j = 1392 \times 2 = 2784 \text{ [tonne/jour]}$$

II.4.4.2. Calcul du nombre de chargeuse

La production journalière prévue est

$$\frac{580000}{230} = 2521 \text{ [tonne/jour]}$$

Le nombre nécessaire de chargeuse pour assurer la production est déterminé par la formule suivante :

$$N_{ch} = \frac{P_{jp}}{R_{jch}}$$

$$N_{ch} = \frac{2521}{2784} = 0.90 \approx 1 \text{ chargeuse}$$

Nous constatons que la chargeuse existante actuellement est suffisante pour l'alimentation de la station de concassage en TV

II.4.5. Transport

Le transport des minéraux utiles, des roches, et des stériles est l'un des principaux processus dans les mines à ciel ouvert.

Le but principal du transport dans la carrière est le déplacement des roches, de la carrière vers la trémie réceptrice de la station de concassage.

Au niveau de la carrière de Djebel GUSTAR, le Transport du tout venant vers la station de concassage est assuré par **trois dumpers** de marque ASTRA, type RD28, d'une capacité moyenne de 22 tonnes chacun



Figure II.6 : Le transport du TV dans la carrière de Djebel GUSTAR



Figure II.7 : Le transport vers la station de concassage

II.4.5.1. Calcul de rendement d'un Dumper

Le rendement horaire moyen d'un dumper a été déterminé sur la base du chronométrage des essais suivants

Tableau II.5: le rendement horaire moyen d'un dumper [ALG'11]

cycles	T _{ch} (mn)	T _{pc} (mn)	T _{pv} (mn)	T _{dech} (mn)	T _c (mn)	Distance(m)	Nc/heure
Parcours niveau 1110	2,0	11.5	10.0	0,5	24.0	1 300	/
Parcours niveau 1100	2.0	8.5	7.0	0.5	18.0	1 100	/
Parcours niveau 1090	2.0	5.0	4.5	0.5	12.0	800	/
Temps de cycle moyen	18 mn						3.33
Charge (T) réelle	22						
Rendement horaire (T/H)	74						

Les taux de disponibilité et d'utilisation sont déterminés sur la base des données enregistrées en 2011

Tableau II.6 : Les taux de disponibilité et d'utilisation d'un dumper [ALG'11]

Désignation	Temps effectif annuel (H)	Arrêts		Taux de disponibilité T _d %	Autres arrêts	Taux d'utilisation T _u %
		Entretien préventif	Réparation Curative			
Dumper RD 28	3234 h	70h	300h	88	180h	83

Les autres arrêts sont liés aux intempéries et aux arrêts moyens de chargement du tout venant

Le rendement d'un Dumper par poste est donné par la formule suivante

$$R_d = R_{hd} \times T_p \times K_u$$

Où :

R_{hd}: Rendement horaire du dumper = 74T/h

T_p: Temps d'un poste de travail $T_p = 7$ h.

K_u = T_u : Coefficient d'utilisation du dumper ; **K_u = 0.83**

$$R_d = 74 \times 7 \times 0.83 = 429 \text{ [tonne/poste]}$$

Le programme de transport pour l'année 2012 est de 560 000 tonnes.
Etant donné que le rendement annuel de transport d'un dumper peut être estimé selon la formule suivante

$$R_a = R_d \times N_p \times N_{jo}$$

R_a : Rendement annuel d'un dumper

N_p : Nombre de poste

N_{jo} : Nombre de jour ouvrable

$$R_a = 429 \times 2 \times 230 = 197340 \text{ [tonne/an]}$$

II.4.5.2. Calcul nombre de DUMPER

Pour réaliser le programme 2012 qui est de **580 000 tonnes** nous avons besoin de

$$N_c = \frac{P_a}{R_a}$$

$$N_c = \frac{580000}{197340} = 2.93 \approx 3 \text{ Dumpers}$$

Le parc actuel (3 dumpers) est suffisant pour réaliser le programme de transport révisé.

II.5. ORGANISATION DES TRAVAUX D'EXTRACTION

L'unité de Djebel GUSTAR projette durant l'année 2012 l'exploitation au niveau du gradin (1110, 1100 et 1090)

II.5.1. Régime De Travail

La carrière de Djebel GUSTAR travaille en 2 postes

- ❖ **1^{er}** poste d'une durée de 08h de 05h à 13h dont 7h effectives
- ❖ **2^{ème}** poste d'une durée de 08h de 13h à 21h dont 7h effectives

Nombre de jours ouvrables par ans 230 jours

La production projetée est de 580 000T /An en tout venant carrière.

II.5.2. Planning d'abattage 2012[ALG'11]

Tableau II.7: Planning d'abattage pour l'année 2012

Objectif	Niveaux	1 ^{er} trimestre	2 ^{eme} trimestre	3 ^{eme} trimestre	4 ^{eme} trimestre	Total
580000 Tonnes	1100	119 440	102 160	64 350	49 400	335 350
	1110	40 560	60 840	41 650	70 200	213 250
	1120	0	0	0	31400	31400
	Total	160 000	163 000	106 000	151 000	580 000

Pour réaliser le programme d'extraction escompté pour l'année 2012, c'est-à-dire 580000 Tonnes, l'unité a besoin d'engager à la carrière les moyens suivants

- ❖ 01 Chargeuse KAWASAKI
- ❖ 03 Dumpers ASTRA RD28
- ❖ 01 Sondeuse
- ❖ 01 bulldozer ou une pelle excavatrice

II.6. TRAITEMENT

L'unité de Djebel GUSTAR est dotée d'une station de concassage BABITLESS série 1973 suite à une reconversion de la mine de plomb et Zinc en carrière d'Agrégats. Cette installation a subi des rénovations partielles depuis 2005 des équipements vétustes qui causaient des pertes de production très importantes pour atteindre la capacité installée de 500 000 T/an avec un fonctionnement à deux(02) postes



Figure II.8 : Station de concassage



Figure II.9: Station de criblage

II.6.1. Réalisations des 05 dernières années

Tableau II.8 : Rapport de réalisation des 5 dernières années [ALG'11]

GRANULOMETRIE (T)	2007	2008	2009	2010	2011
0.3	22 628	108 466	116777	113588	110400
0/3 REC	11 116	0	10122	36997	31500
3/8	19 805	42 603	49921	59497	35000
8/15	37 227	85 458	99958	100486	96000
15/25	26 872	20 913	42719	32918	40000
25/40	3 830	4 560	2717	4664	45000
40/70	79	0	0	0	0
0/25	0	170 153	34925	85640	372900
0/30	234 379	21 800	136077	75716	372900
0/70	0	114	6887	0	36500
TOTAL	355 936	457 067	500113	509507	560200

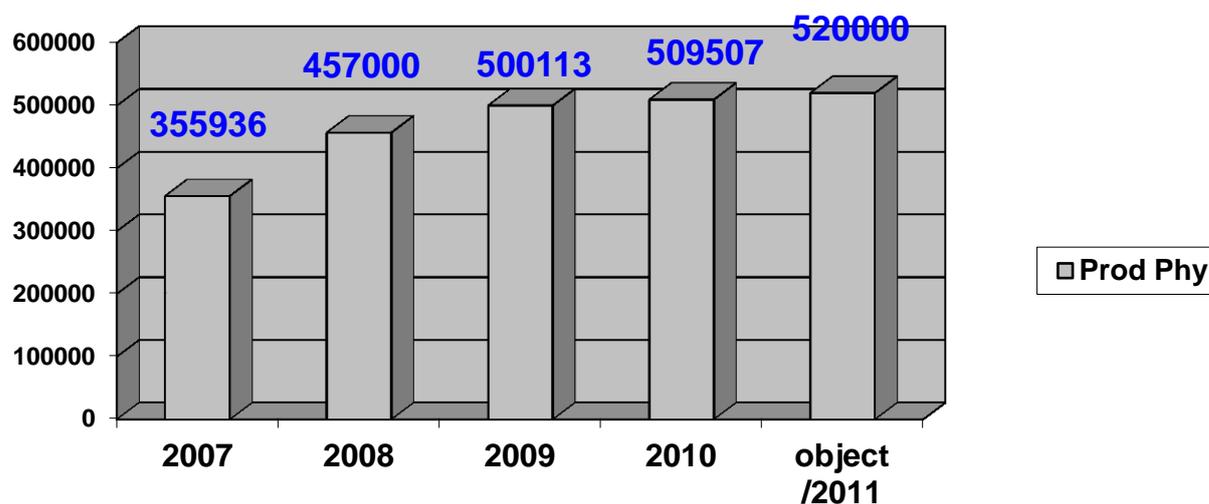


Figure II.10 : Histogramme de production physique des cinq dernières années [ALG'11]

II.6.2. Capacité de production

II.6.2.1. Moyen matériel

Actuellement après le projet de la réhabilitation de la station de concassage, les équipements sont en bon état à l'exception du concasseur à mâchoires qui pose pas mal de problèmes.

II.6.2.2. Calcul du rendement de la station de concassage :

Les taux de disponibilité et d'utilisation sont déterminés sur la base des données enregistrés en 2011

Tableau II.9: Taux de disponibilité et d'utilisation de la station de concassage [ALG'11]

Désignation	Temps effectif annuel T_{ef}	Les arrêts		Taux de disponibilité T_d %	Autres arrêts	Taux d'utilisation T_u %
		Entretien préventif	Réparation Curative			
Station de concassage	3234 h	50h	100h	95	90h	93

Les autres arrêts sont liés aux : intempéries, manque d'alimentation en tout venant, coupure électrique.

La Production annuelle est calculée comme suit :

$$P_a = R_h \times T_u \times T_{ef}$$

$$P_a = 175 \times 0.93 \times 3234 = 526333 \text{ [t/an]}$$

R_h : Rendement horaire de la station est de 175 [t/h]

II.6.3. Régime de Travail

L'organisation de travail durant l'année 2012 est de deux postes de production par jour pendant 230 jours ouvrables.

Poste N° 1 de 05 h 00 à 13 h00
Poste N° 2 de 13 h 00 à 21 h00

Tableau II.10 : Objectif de production par granulométrie 2012

GRANULOMETRIE	QUANTITE (T)
0/3	115 000
0/3REC	45 000
3/8	40000
8/15	115 000
15/25	45 000
25/40	1 0000
0/25 +0.315	159 000
TOTAL	529 000

Le 0/3 REC représente un produit 0/ 3 traité par le broyeur CROUP à partir du produit fini 3/8, il est généralement fabriqué sur une demande de marché.

II.7. LA MAINTENANCE DES MOYENS MATERIELS

La maintenance est une fonction qui a pour but de maintenir les biens équipements, les installations et les aménagements en bon état de conservation et d'usage en les entourant de soins attentifs et mieux en évitant les défaillances possibles. Le but de la maintenance est :

- ❖ D'assurer le respect des normes qualitatives et quantitatives de production.
- ❖ Maintenir le coût économique de production et éliminer le gaspillage.
- ❖ Garantir la durée de bon fonctionnement des équipements (fiabilité).
- ❖ Maintenir le potentiel de production (équipements et engins de production).

La fonction maintenance des engins roulants et parc est de gérer, organiser les moyens matériels et humains d'une manière rationnelle et assurer la disponibilité maximale des engins de production.

L'ancienneté des équipements exige en plus de l'entretien systématique (vidange des carters, et changement de courroies des moteurs) une politique de dépannage (problème de suspension, fuite d'huile, détérioration de flexibles etc..) comme le montre l'état des équipements ci-après.

Tableau II.11 : Etat des moyens matériels [ALG'11]

	Désignations	Marque	Type	Année	Etat	Observation
Roulage et chargement	DUMPER N° 1	ASTRA	RD 28	2004	Moyen	Problème de suspension et fuites
	DUMPER N°2	ASTRA	RD 28	2005	Moyen	Problème de suspension et fuites
	DUMPER N°3	ASTRA	RD 28	2005	Moyen	Problème de suspension et fuites
	Chargeuse S/P	KAWASAKI	95-ZV	2007	Bon	
Découverte	BULL DOZER	KOMATSU	D85 A18	1984	Mauvais	Problème hydraulique et Mécanique.
Foration	Sondeuse Hydraulique	Atlas Copco	ECM 580Y	2007	Bon	Détérioration des flexibles
	Compresseur d'Air	Atlas Copco	XAMS 406	2007	Bon	
	Chariot de Foration	IR	CM 350	1997	Mauvais	Proposition a la reforme
	Chargeur	WA 600		2000	Moyen	Détérioration des flexibles

II.8. GESTION DES RESSOURCES HUMAINES

L'effectif actuel de la carrière est de 84 agents. Le tableau ci-après donne la décomposition par structure

Tableau II.12: Répartition des moyens humain par centre [ALG'11]

Structures	Nombre
Direction	3
Administration & Finances & commercial	21
Carrière	20
Traitement	20
Maintenance	8
Sécurité	12
Total	84

CHAPITRE III
TECHNIQUE
D'ABATTAGE DANS
LA CARRIERE DE
DJEBEL GUSTAR

L'abattage des roches est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière, au niveau de la carrière de Djebel GUSTAR.

L'abattage à l'explosif est aujourd'hui la technique la plus simple et la plus répandue dans les carrières de roches massives. Elle permet de fragmenter des volumes importants de roche pour la reprise et le traitement du matériel abattu.

Tout en amont, première étape du processus, l'abattage à l'explosif constitue un élément clé de la chaîne : c'est le premier élément du processus industriel, et en particulier le premier élément de la chaîne de réduction granulométrique. L'abattage joue donc un rôle important sur une carrière ; la maîtrise du tir va permettre de garantir la sécurité lors de l'opération, de limiter les coûts engendrés par l'opération en elle-même, de réduire les nuisances et de satisfaire les contraintes réglementaires, et enfin d'obtenir une granulométrie adaptée aux installations et à l'usage du produit extrait. [COU'07]



Figure III.1 : Tir réalisé dans la carrière de Djebel GUSTAR

III.1. PARAMETRES DE TIR

III.1.1. Paramètres géométriques

- ❖ Diamètre du trou : $d = 89 \text{ mm}$
- ❖ Hauteur du gradin : $H = 10 - 11 \text{ m}$
- ❖ Inclinaison du trou : $\beta = 80^\circ$
- ❖ Ligne de moindre résistance : La variation de la ligne de moindre résistance est fonction des différentes structures du front d'abattage la stabilité du gradin

$$W = (35-45) * d \text{ (m)}$$

$$W = (3.11-4.00) \text{ (m)}$$

$$W = 38 * 0.089 \text{ (m)}$$

W = 3.3 m Banquette maximale selon Langeford

- ❖ **Banquette pratique** (Distance entre les rangées)
La banquette pratique doit être réduite à cause des déviations de forage pour un diamètre de foration de 89 mm

$$B = 32 \times 0.089$$

$$B = 2.8 \text{ [m]}$$

- ❖ **Espacement** (Distance entre les trous)
Selon la méthode de Langefors l'espacement entre les trous serait

$$E = 1.25 \times B$$

$$E = 1.25 \times 2.8 = 3.5 \text{ [m]}$$

- ❖ Rapport de maille E/B

$$E/B = 3.5/2.8$$

$$E/B = 1.25$$

- ❖ Longueur du trou :

$$L_{tr} = \frac{H_{gr}}{\sin \beta} + L_s$$

L_s Longueur de sous-forage

$$L_s = \frac{1}{3}B = \frac{1}{3} \times 2.8 \cong 1 [m]$$

Alors:

$$L_{tr} = \frac{11}{0.98} + 1 = 12.22 [m]$$

❖ Longueur de bourrage T_{min}

Le bourrage final a en général une longueur égale à celle de la banquette, la longueur de bourrage en minimum égale à

$$T_{min} = 0.7 \times B = 0.7 \times 2.8 \cong 2 [m]$$

III.1.2. Paramètres d'explosifs

❖ Quantité d'explosif dans un trou

$$Q_{ex} = H_g \times E \times B \times q_s$$

$$Q_{ex} = 11 \times 3.5 \times 2.8 \times 0.486 \text{ Kg/m}^3 = 52.4 [Kg/Tr]$$

❖ Répartition de la charge

La charge explosive obtenue est répartie proportionnellement le long du trou comme suit :

- Gélanit Ø 65 mm : 02 cartouches soit 4.4 Kg (11% de la charge)
- Marmanit Ø 65mm : 05 cartouches soit 12.5kg (31% de la charge)
- Anfomil en vrac : 23.2kg (58 % de la charge)

Longueur de la charge explosive est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_{ch} = L_{An} + (NbrM \times L_M) + (NbrG \times L_G)$$

Où

L_{An} : Longueur de la charge Anfomil

L_M : Longueur de la charge Marmanit. $L_M = 0.60 [m]$

L_G : Longueur de la charge Gélanit. $L_G = 0.50m$

$NbrM$: Nombre de cartouche Marmanit dans un trou $NbrM = 5$

$NbrG$: Nombre de cartouche Gélanit dans un trou $NbrG = 2$

$$L_{An} = \frac{Q}{P}$$

Où :

Q : Quantité d'Anfomil dans un trou

P : capacité d'un mètre de trou en explosif (Anfomil).

La capacité d'un mètre de trou en explosif (Anfomil) P est calculé comme suit :

$$P = \frac{\pi \times (D_{tr})^2}{4} \times \Delta_{AN}$$

Où :

Δ_{AN} : Densité d'explosif (Anfomil) **0.90 t/m³ = 900 [Kg/m³]**

Donc :

$$P = \frac{3.14 \times 0.089^2}{4} \times 900 = 5.6 \text{ [Kg/m]}$$

D'où

$$L_{AN} = \frac{23.2}{5.6} = 4.15 \text{ m}$$

Longueur totale de la charge d'explosif dans un trou de mine:

$$L_{ch} = 4.15 + [5 \times 0.60] + [2 \times 0.50] = 8.15 \text{ m}$$

III.1.3. Paramètres de chargement des trous

❖ Longueur de bourrage :

Elle peut aussi être déterminée comme suit

$$L_b = L_t - L_{ch} = 11 - 8.15$$

$$L_b = 2.85 \text{ [m]}$$

❖ Volume de la roche abattu par un trou

$$V_t = H_g \times 2.8 \times 3.5 \times \gamma$$

$$V_t = 11 \times 2.8 \times 3.5 \times 2.6 = 280.3 \text{ [tonnes]}$$

❖ Nombre de rangées

Le tir s'effectuera sur 03 ou 04 rangées de trous

❖ Consommation spécifique d'explosif :

$$q = \frac{Q_{ex}}{V_t} = \frac{52.4}{280.3} = 0.185 [Kg/t]$$

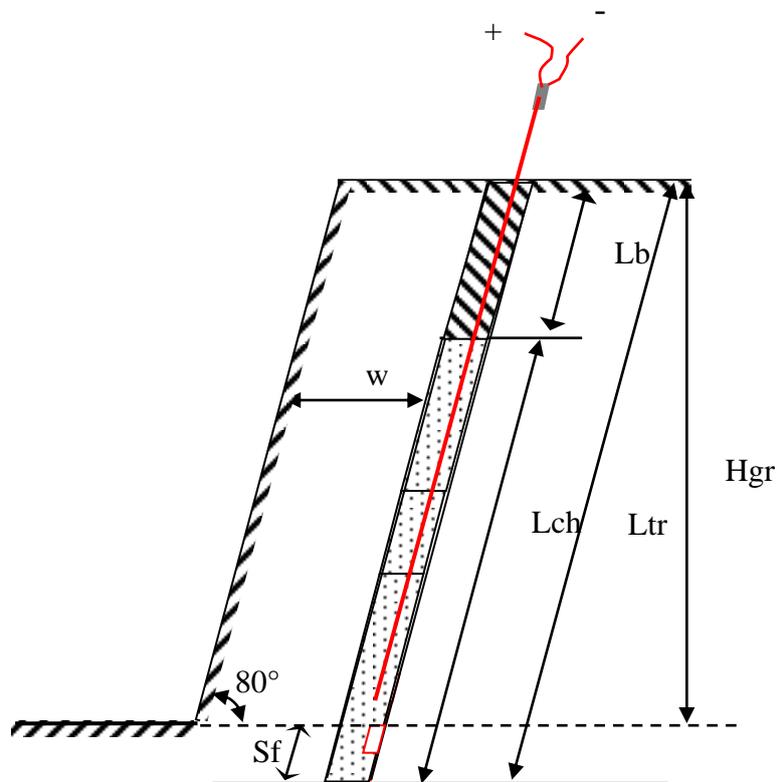


Figure III.2 : Schéma de répartition de la charge dans un trou

❖ **Mode de tir**

Les tirs sont réalisés avec des détonateurs électriques instantanés (DEI) et des microretards (DMR).

La connexion est réalisée avec le cordeau détonant et des détonateurs électriques La mise à feu est électrique actionnée par un exploseur.

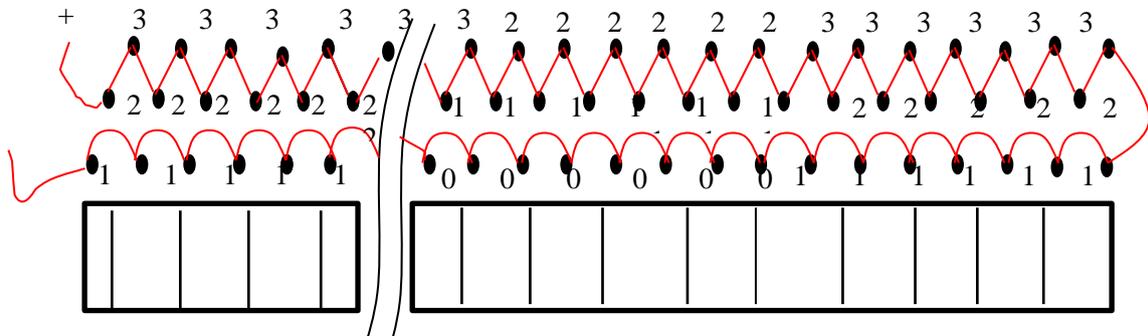


Figure III.3 : Schéma de connexion [plan d’exploitation 2012]

Tableau III.1: Tableau récapitulatif des paramètres de tir

	Unités	Désignations	Quantités
W	m	Ligne de moindre résistance	3.3
B	m	Distance entre les ranges	2.8
E	m	Distance entre les trous	3.5
Φ_{trou}	mm	Diamètre du trou	89
Lch	m	Longueur de la charge d'explosif	8.15
Lb	m	Longueur du bourrage	2.1
Lsf	m	Longueur de sous forage	1
Hgr	m	hauteur du gradin	11
Ltr	m	longueur du trou	12.22
Qg	Kg	Quantité de Gélanit	4,4
Qm	Kg	Quantité de Marmanit	12,5
QAn	Kg	Quantité Anfomil	23.2
qs	g/t	Consommation spécifique	185

Tableau III.2 : Besoins prévisionnels en explosifs et accessoires pour l'année 2012[ALG'11]

Type d'explosif	Quantité (KG)
Gelanit ϕ 65	11 735
Marmanit ϕ 65	33 338
Anfomil amélioré	61 875
Cordeau détonant	34 667
DEI	442
DMR	2 225

III.2. PARAMETRES DES TRAVAUX DE FORAGE

III.2.1. Le mode de forage

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

Le mode de forage dépend

- ❖ Des propriétés physico – mécaniques des roches
- ❖ Du diamètre de trou à forer
- ❖ De la hauteur du gradin
- ❖ De la longueur (profondeur) du trou à réaliser.

Dans la carrière de Djebel GUSTAR, le mode de forage existant est le forage roto percutant en relation avec les données du gisement

$$f = 6 \div 7, \gamma = 2.6 \text{ t/m}^3, H_g = 10 \div 12\text{m}, D_{tr} = 89 \text{ [mm]}$$

f : La dureté de la roche

γ : La densité de la roche

H_g : Hauteur du gradin.

D_{tr} : Diamètre du trou

III.2.2. Moyens de foration existants [ALG'11]

L'unité Djebel GUSTAR dispose d'une sondeuse hydraulique de marque **Atlas Copco ECM 580 Y** d'un état neuf (année d'acquisition 2007) et d'un groupe de foration (**chariot de foration CM350** d'un état mauvais et un compresseur **Atlas Copco** qui bien qu'il ait été acquis nouvellement- en 2007)

Les taux de disponibilité et d'utilisation sont déterminés sur la base des données enregistrées en 2011



Figure III.4 : Chariot de foration

Tableau III.3 : taux de disponibilité et d'utilisation des moyens de foration [ALG'11]

Désignation	Temps effectif annuel (H)	Les arrêts		Taux de disponibilité Td %	Intempéries	Taux d'utilisation Tu %
		Entretien préventif	Réparation			
Sondeuse hydraulique	3234 h	50h	200h	92	150 h	87

III.2.3. Rendement de la sondeuse Hydraulique

La vitesse moyenne de foration des trous de mines de diamètre **89 mm** est de l'ordre de **0,48 ml /mn**.

Le rendement de la sondeuse durant un poste de travail de **7 heures** est de

$$R_{sp} = 60 \times T_p \times K_u \times 0.48$$

$$R_{sp} = 60 \times 7 \times 0.87 \times 0.48 \approx 175 \text{ [ml/poste]}$$

Le rendement annuel de la sondeuse est de

$$R_{sa} = R_{sp} \times N_p \times N_{jo}$$

$$R_{sa} = 175 \times 2 \times 230 = 80500 \text{ [ml/an]}$$

N_{jo} : Nombre de jour ouvrable

N_p : Nombre de poste

R_{sa} : Rendement annuel de la sondeuse

R_{sp} : Rendement postier de la sondeuse

$K_u = T_u$: Coefficient d'utilisation

T_p : temps d'un poste

III.2.4. Rendement du groupe de Foration (chariot –compresseur)

La vitesse moyenne de foration du chariot est de l'ordre de **0.25 [ml/mn]**

$$R_{gF} = 60 \times T_n \times K_u \times 0.25 \text{ ml} = 60 \times T_p \times K_u \times 0.25 \text{ ml}$$

$$R_{gF} = 60 \times T_n \times K_u \times 0.25 \text{ ml} = 73.5 \text{ [ml/p]}$$

Soit 06 trous de 12 ml par poste

III.2.5. Volume foisonné de la roche après le tir

Le volume foisonné de la roche après le tir d'un mètre linéaire de mine est

$$V_g = w \times a \times \gamma \text{ [tonnes]}$$

Où :

V_g : Le volume abattu par le tir d'un mètre linéaire

w : Ligne de moindre résistance

a : Distance entre les trous

$$V_g = 2.7 \times 3.1 \times 2.6 = 21.7 \text{ [t]}$$

III.2.6. Rendement journalier de la sondeuse hydraulique :

Le rendement journalier de la sondeuse hydraulique en Tout -Venant est estimé à

$$R_j = V_g \times R_{sp} \times N_p$$

$$R_j = 21.7 \times 175 \times 2 = 7595 \text{ [t/j]}$$

P_{jp} : Production journalière prévue,

$$P_{jp} = \frac{P_{anp}}{N_{jo}}$$

D'où

P_{anp} : Production annuelle prévue (580 000 tonnes)

N_{jo} : Nombre de jours ouvrable par an (230 jours)

$$P_{jp} = \frac{580000}{230} = 2521 \text{ [tonnes]}$$

D'ou le besoin de l'unité en sondeuse pour assurer la production journalière est

$$N_s = \frac{2521}{7595} = 0.33 \approx 01 \text{ sondeuse}$$

La sondeuse hydraulique à elle seule, est suffisante pour atteindre les objectifs escomptés des travaux de foration, le deuxième groupe de foration demeure indispensable pour réaliser des taches dans les endroits inaccessibles pour celle-ci

CHAPITRE IV
ANALYSE DES
RESULTATS DES TIRS
EFFECTUES

La démarche classiquement utilisée pour concevoir un schéma de tir peut se faire en quatre étapes

- ❖ recensement des données quantifiées de chantier et des équipements et formulation des objectifs poursuivis par le tir
- ❖ détermination des paramètres de base du tir : géométrie du front, diamètre de foration, nombre de rangées
- ❖ établissement des conditions de réussite du tir : banquette, amorçage, séquence d'utilisation
- ❖ établissement des paramètres secondaires du tir : rapport de maille, sur profondeur, bourrage.

Il s'agit d'une présentation très schématique qui peut évoluer au cas par cas dans la classification des paramètres. Cette démarche n'est pas toujours suivie mais l'amélioration des tirs et les méthodes modernes de conception à l'ordinateur, obligent le concepteur à effectuer une analyse préalable de ce type. Les différents paramètres de tirs vont maintenant être définis et discutés afin de mieux comprendre comment la conception de tir s'effectue.

L'influence de ces paramètres sur le résultat des tirs expliquée par la suite provient de l'observation expérimentale de l'abattage à l'explosif [GRA'07]

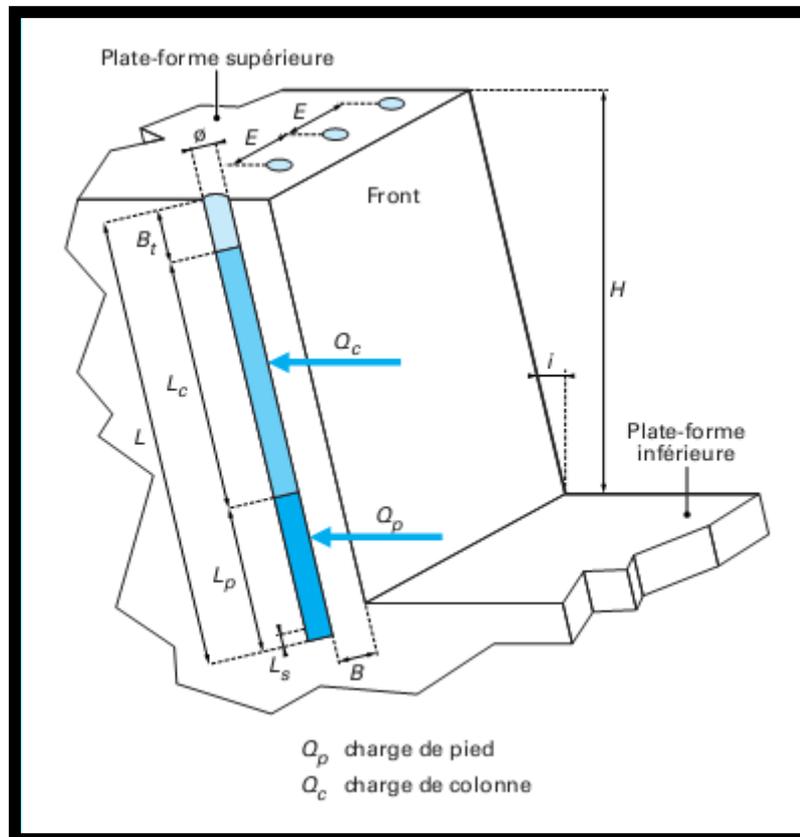


Figure IV.1 : Une illustration des paramètres constituant le schéma de tir
 [Source technique de l'ingénieur]

IV.1. DIMENSIONNEMENT DE SCHEMA DE TIR

Pour abattre un massif à l'explosif, on réalise un ensemble de trous de mines : les paramètres géométriques et les paramètres de chargement qui interviennent sont ainsi définis :

- ❖ la plateforme inférieure, zone sur laquelle évoluent les engins.
- ❖ le front est la surface libre qui va être abattue. Les paramètres essentiels du front sont sa hauteur (réglementairement limitée à 15 m), son inclinaison et sa régularité
- ❖ les distances entre deux rangées (ou bien distance entre le front et la première rangée) doivent être égales ; on appelle cette distance banquette
- ❖ l'espacement est la distance entre deux trous d'une même rangée
- ❖ le couple banquette-espacement appelé « maille »

- ❖ l'inclinaison des trous par rapport à la verticale détermine la longueur à forer en fonction de la hauteur du front. La longueur de foration additionnelle par rapport au carreau est désignée par surforation
- ❖ l'explosif placé en fond de trou est désigné par charge de pied, la charge de colonne étant la charge restante. De manière plus générale, on désigne par pied la partie inférieure du gradin, et par tête ou colonne sa partie supérieure
- ❖ le bourrage est un matériau inerte, placé soit entre deux charges (« bourrage intermédiaire»), soit en haut de trou (« bourrage terminal ou final»)
- ❖ la séquence d'amorçage est l'ordre dans lequel détonnent les différents détonateurs placés dans les mines [COU'07]

L'ensemble de ces paramètres constitue un schéma de tir (voir **Figure VI.1**)

IV.2. INFLUENCE DES PARAMETRES DU TIR

Toutes les conclusions sur l'influence de paramètres sur le résultat d'un tir proviennent exclusivement de constatations en carrière après des tirs et de l'expérience des carriers.

Le diamètre de foration est choisi en fonction de l'objectif de production de granulométrie et de coût global. Il conditionnera partiellement la granulométrie (qui dépend du diamètre à cause de son incidence directe sur la maille). Le coût de foration diminue généralement avec l'augmentation du diamètre de foration. De plus, l'explosif peut avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente ce qui peut avoir une incidence sur le résultat du tir [GRA'07]

IV.3. OBJECTIFS D'ETUDE

Les objectifs du projet pour la carrière de djebel GUSTAR sont :

- ❖ augmenter le débit de la carrière (ou dans un premier temps, ne pas le diminuer)
- ❖ ne pas dépasser les seuils de vibrations limites imposés par la législation
- ❖ éviter les risques de projections (objectif principal d'un point de vue de la sécurité)
- ❖ éviter les gros blocs et les pieds du front (très coûteux pour la carrière)

Les outils décrits et analysés précédemment ont été utilisés pour instrumenter différents tirs, effectués sur la carrière de GUSTAR entre avril 2012 et juin 2012. Les contraintes de production ont restreint le nombre de tirs mesurés pour la base de données à 3 seulement. En effet, le rythme de production est d'environ 15 jours de travail pour un tir. Cela représente 2 tirs par mois, chiffre qui peut être diminué suivant la difficulté de reprise des tirs (importance du travail de débitage secondaire, blocages du concasseur primaire...) et selon les contraintes de production (maintenance, réparations, jours fériés du mois de mai etc.) qui peuvent interrompre la production.

Les deux premiers tirs ont été mesurés en détail. Le troisième tir a été foré et mesuré comme les deux précédents

Le suivi de ces 3 tirs comprend les mesures suivantes :

- ❖ mesure de la maille
- ❖ longueur des trous
- ❖ vidéos des tirs
- ❖ évaluation de la granulométrie

Dans la suite de cette partie on s'attachera à décrire les caractéristiques de chacun de ces tirs

IV.4. LES TIRS MESURES

Une première appréciation qualitative du front et de la foration nous permet de faire les remarques suivantes à propos des 4 tirs

- ❖ l'implantation des trous en surface semble à première vue n'est pas régulière, la maille réalisée en surface ne respecte pas la maille théorique de 3 par 3 m excepté le tir N° 03 et N° 04
- ❖ l'alignement des trous ne semble pas convenable : pour que chaque trou abatte un volume le plus constant possible, il faut que la foration réalise des trous parallèles au front d'exploitation, et dont le plan vertical est orienté perpendiculairement au front
- ❖ les trous forés ne sont pas rectiligne
- ❖ la surfuration réalisée n'est pas régulière.

On peut d'emblée remarquer qu'il existe une variation importante de ces paramètres entre les différents trous.

- ❖ Parmi les distances caractéristiques d'un schéma de tir, l'espacement réel des trous en surface est différent de l'espacement théorique. Or on constate déjà sur ce paramètre des écarts importants par rapport à la valeur théorique de 3m
- ❖ La banquette réalisée n'est pas constante. Elle est largement supérieure à la valeur maximale admissible calculée à partir de la formule de Langefors qu'elle dépasse presque systématiquement, de près d'1 mètre parfois.

- ❖ La surforation est, là encore irrégulière. Il est clair que dans ces cas, les pieds du front vont avoir beaucoup de difficultés à être cisailés correctement.

IV.4.1. Le tir N°01

Un tir a été effectué le 27 mars 2012 sous la pluie, dans les trous forés, on a constaté la présence d'eau dans quelques trous



Figure IV.2: front de taille 1100m avant le tir N° 01

D'après la photo du front de taille on peut marquer les discontinuités dans la roche par la présence des fractures et des fissurations le long du front, ainsi que l'irrégularité de la hauteur de front ; elle est de 11m à l'Ouest et atteint 13 m du côté Est du front, ce qui influe sur la longueur de foration et de la surforation.

Pour ce 1^{er} tir les paramètres de schéma de tir sont représentées dans le tableau suivant

Tableau IV.1 : Paramètres géométrique de tir N° 01

Caractéristiques techniques	Unité	Quantité
Nombre de trous	U	136
Hauteur de gradin	m	11
Diamètre de trou	mm	89
Nombre de rangées	U	3
Distance entre rangées	m	2.8
Ligne de moindre résistance	m	2.6
Masse volumique	T /m ³	2.6
Distance entre trous	m	3.2
Volume abattu	T	31824
Consommation spécifique	g/T	161

Les paramètres des explosifs utilisés dans le tir sont aussi représentés dans le tableau suivant

Tableau IV.2 : paramètres d'explosifs de tir n° 01

Désignation	Unité	Quantité
Gélanit 2/65	Kg	580.50
Marmanit 3/65	Kg	2050
Anfomil	Kg	2500
DEI 2M	P	20
DMR 3M	P	100
Fil de tir	Km	0.5
Cordeau détonant 20g	MI	1950

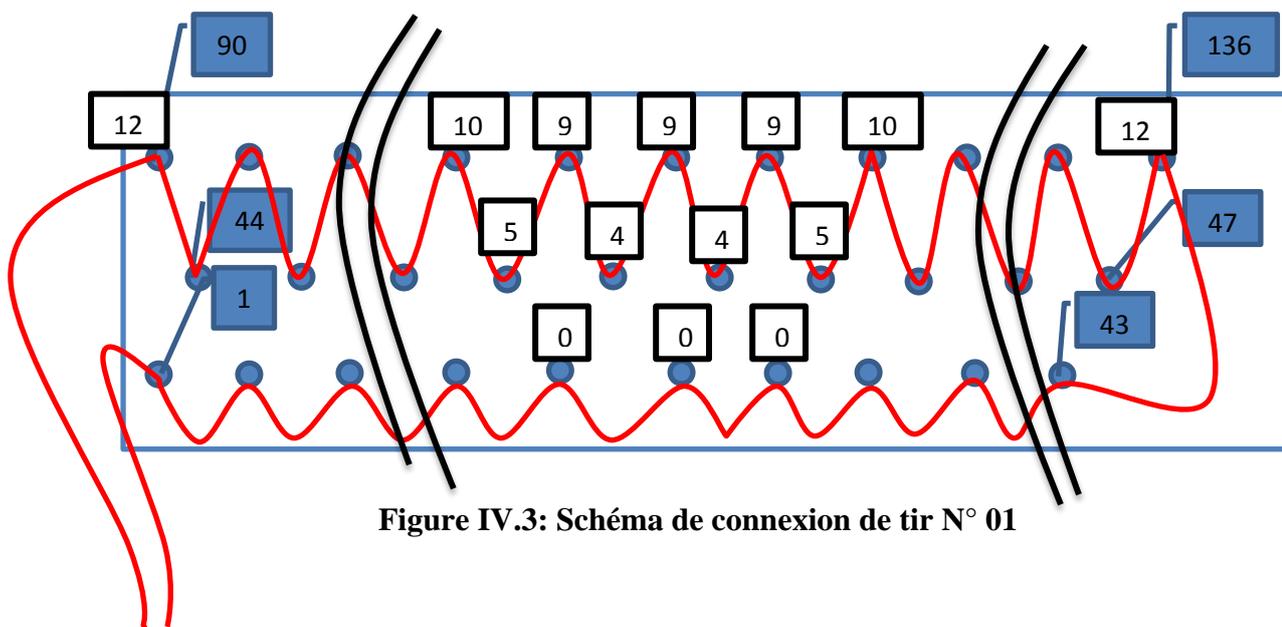


Figure IV.3: Schéma de connexion de tir N° 01



Figure IV.4 : le tir N° 01



Figure IV.5 : le tas abattu de tir N° 01

IV.4.2. Le tir N° 02

Le tir 2 a été réalisé le 05 Avril 2012 sur une plate forme supérieure irrégulière et un front de taille très fracturé et plein de de différentes familles de fissures d'ailleurs on remarque la présence d'une faille qui divise le front en deux parties différentes en ce qui concerne la taille des blocs sur place; la partie droite représente des gros blocs séparés par des fissurations alors que la partie gauche représente beaucoup plus de fissures qui ont rendus le front très fracturé.



Figure IV.6 : front de taille 1100m avant le tir N° 02

Tableau IV.3 : Paramètres géométrique de tir N° 02

Caractéristiques techniques	Unité	Quantité
Nombre de trous	U	104
Hauteur de gradin	m	12
Diamètre de trou	mm	89
Nombre de rangées	U	3.0
Distance entre rangées	m	2.8
Ligne de moindre résistance	m	2.6
Masse volumique	T /m ³	2.6
Distance entre trous	m	3.0
Volume abattu	T	22714
Consommation spécifique	g/T	167
Longueur de la charge de pied	m	4.6
Longueur de la charge de colonne	m	3.0
Longueur de sous forage	m	1

Tableau IV.4 : paramètres d'explosifs de tir N° 02

Désignation	Unité	Quantité
Gélanit 2/65	Kg	473.00
Marmanit 3/65	Kg	1250
Anfomil	Kg	2075
DEI 2M	P	20
DMR 3M	P	90
Fil de tir	Km	0.5
Cordeau détonant 20g	ml	1575



Figure IV.7 : le tir N° 02

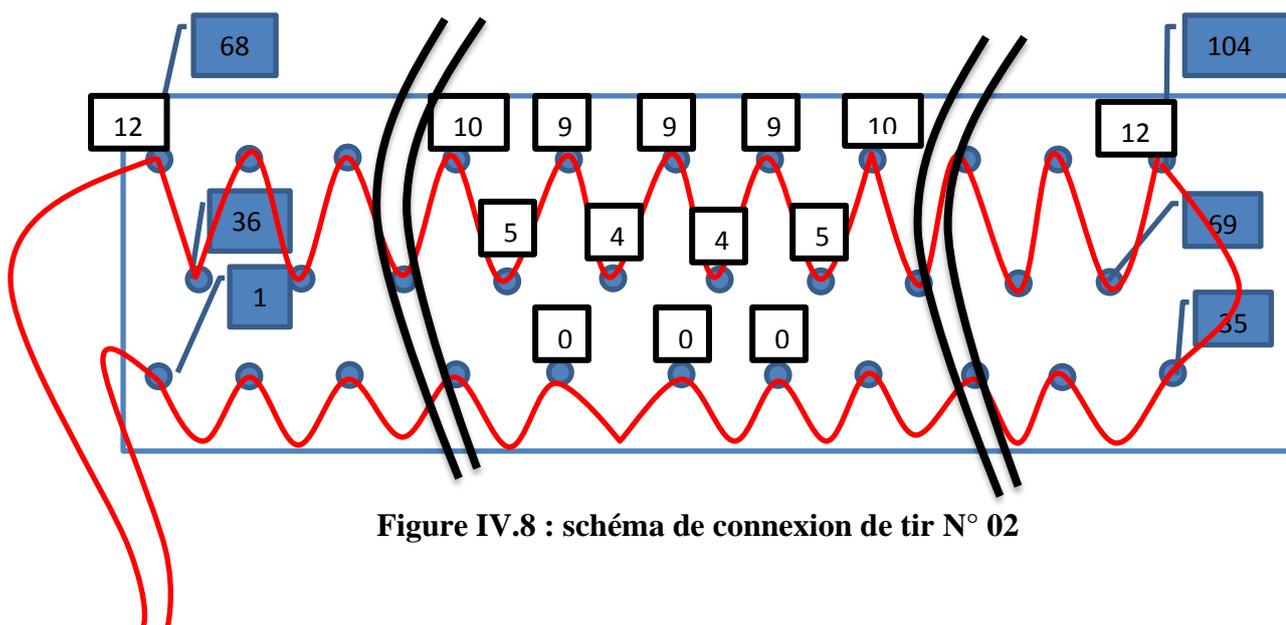


Figure IV.8 : schéma de connexion de tir N° 02



Figure IV.9 : Le tas abattu de tir N° 02

On remarque dans ce tir deux zones de fragmentation apparaissent : les gros blocs du coté Est du gradin et les fines du coté Ouest. Ceci est du à la présence d'une zone de fractures

IV.4.3. Tir N° 03

Ce tir a été réalisé le 29 Mai 2012 le front de taille niveau 1110 m était net et de hauteur moyenne de 12m. Trois (03) rangées de 28, 27, 28 trous chacun ont été forées, auxquels vont s'ajouter 13 trous de 6m, forés sur une autre plate forme plus élevée pour avoir un alignement de la plate forme supérieure.



Figure IV.10 : le front de taille 1110m avant le tir N° 03

Tableau IV.5 : Paramètres géométrique de tir N° 03

Caractéristiques techniques	Unité	Quantité
Nombre de trous	U	96
Hauteur de gradin	m	12
Diamètre de trou	mm	89
Nombre de rangées	U	2.8
Distance entre rangées	m	3
Ligne de moindre résistance	m	2.6
Masse volumique	T /m ³	2.6
Distance entre trous	m	3
Volume abattu	T	23303
Consommation spécifique	g/T	147

Tableau IV.6 : paramètres d'explosifs de tir N° 03

Désignation	Unité	Quantité
Gélanit 2/65	Kg	430.00
Marmanit 3/65	Kg	1150
Anfomil	Kg	1950
DEI 2M	P	6
DMR 3M	P	87
Fil de tir	Km	0.5
Cordeau détonant 20g	ml	1425

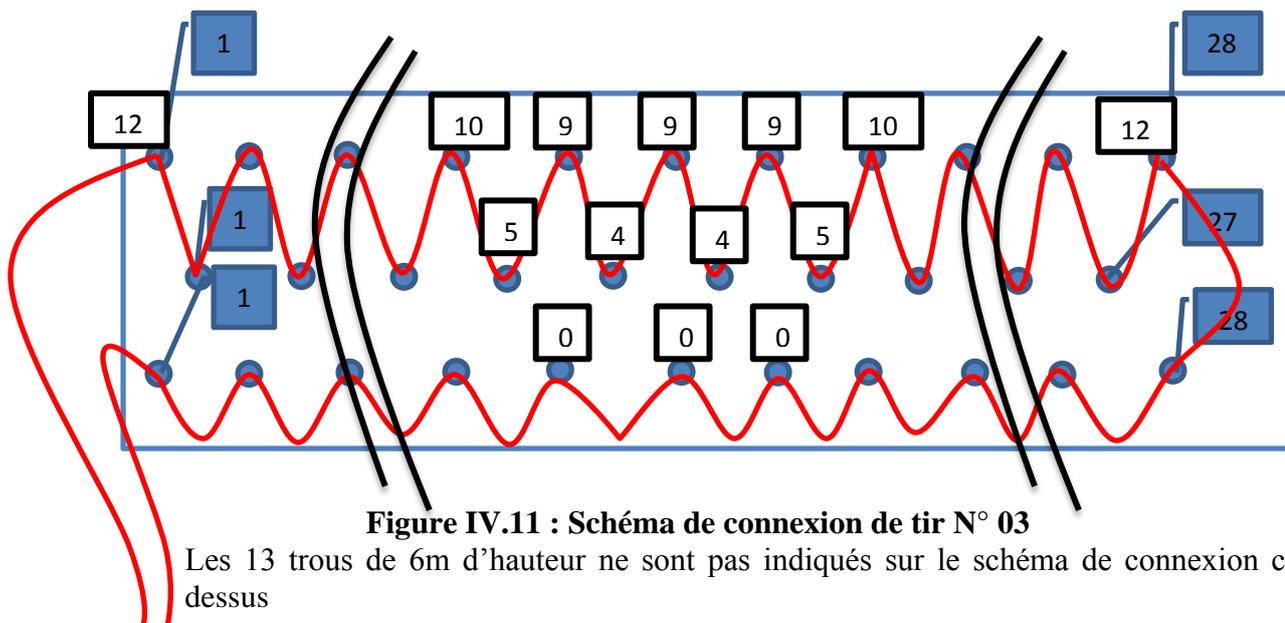




Figure IV.12 : le tir N° 03



Figure IV.13 : le tas abattu du tir N° 03

IV.4.4. Tir N° 04 (tir d'essai)

L'équipe de la carrière décide de diviser le front de taille en deux parties en modifiant les paramètres géométriques et celles des explosifs, suite au résultat de tir N° 02. Le tir a été effectué le vendredi 18 Mai



**Figure IV.14 : le tas abattu de tir N°02
-Partie Ouest du front-**



**Figure IV.15 : le tas abattu de tir N°02
-Partie Est du front-**

Les modifications sont citées dans le tableau ci-dessous

Tableau IV.7 : paramètres géométriques modifiés de tir N° 04

Caractéristiques techniques		Unité	Quantité
Nombre de trous		U	97
Hauteur de gradin		m	11
Diamètre de trou		mm	89
Nombre de rangées		U	3
Distance entre rangées	40 trous	m	3.5
	57 trous	m	2.8
Ligne de moindre résistance		m	2.6
Masse volumique		T /m ³	2.6
Distance entre trous	40 trous	m	4
	57 trous	m	3
Volume abattu		T	23303
Consommation spécifique		g/T	147

La quantité d'explosif chargé par trou était de 40 Kg pour les 57 trous dans la partie Est du gradin, alors que pour les 40 trous de la partie Ouest était de 34Kg .



Figure IV.16 : le tas abattu de tir N° 04

Comme il est observé sur la figure **IV.16** le tir dans la partie Ouest du front de taille a été complètement raté. Cela s'est traduit

- Une aggravation de la fissuration
- Un mauvais dégagement pour la partie Est du gradin

Cela est dû à la quantité insuffisante en explosifs

IV.5. MODELISATION DES COURBES GRANULOMETRIQUES PAR PROGRAMME OP-TIR

OPTIR 32 est un programme de dimensionnement et optimisation de tirs d'abattage à l'explosif en gradins. Il comporte comme fichiers

IV.5.1. Fichier roches

Il peut contenir un maximum de 50 roches différentes. Chaque roche est représentée par un enregistrement comprenant les informations suivantes :

- ❖ Nom de la roche
- ❖ Masse volumique exprimée en t/m³
- ❖ Résistance au tirage de la roche
- ❖ Coefficient de foisonnement
- ❖ Vitesse de propagation des ondes dans la roche

IV.5.3. Fichier explosifs

Le fichier peut contenir un maximum de 25 explosifs. Chaque explosif est représenté par un enregistrement comprenant les champs suivants

- ❖ Nom commercial de l'explosif
- ❖ Type
- ❖ Nature
- ❖ Résistance à l'eau
- ❖ Coefficient d'utilisation pratique (CUP)
- ❖ Densité
- ❖ Vitesse de détonation Min et Max
- ❖ Essai Trauzl
- ❖ Utilisation préconisée
- ❖ 5 explosifs encartouchés avec pour chacune le diamètre, la longueur, le poids, la couleur et le type

IV.5.4. Calcule d'un plan de tir

- ❖ Saisie des paramètres de calcul

Les éléments à définir sont :

- Roche à abattre ;
- Géométrie du trou et rapport de maille ;
- Explosifs utilisés.
- Type de chargement de la colonne
- ❖ Vérification de la pertinence des paramètres
 - Adéquation Diamètres trous - Hauteur Gradins

IV.5.4.1. Test impédance

Le transfert d'énergie de l'explosif vers le rocher est meilleur quand le rapport $\frac{\rho \cdot D}{\rho_0 \cdot D_0}$ est compris entre 0.4 et 0.7, voire se rapprocher de 1,

Avec ρ : densité de chargement de l'explosif dans le trou:

$$\rho = d_e \left(\frac{\varphi_e}{\varphi_t} \right)^2 \cdot K \quad (1)$$

Avec

d_e : Masse volumique de l'explosif

φ_e/φ_t : couplage de la charge ($\frac{\varphi_{\text{explosif}}}{\varphi_{\text{trou}}}$)

K : coefficient de tassement : $\frac{MV_{\text{explosif dans trou}}}{MV_{\text{explosif hors trou}}}$

ρ_0 : densité de la roche

D_0 : vitesse des ondes de compression
dans la roche

Les produits ρD et $\rho_0 D_0$ sont appelés respectivement impédances mécaniques de l'explosif et impédance du rocher. La relation (1) montre que plus la roche est dure et dense, plus l'explosif doit avoir une vitesse de détonation élevée et une forte densité de chargement. En pratique, les valeurs du rapport (1) sont de l'ordre de 0.4. Pour les augmenter on peut jouer sur la valeur de ρ en améliorant le couplage de la charge (diamètre du trou plus grand ou explosif en vrac de façon à obtenir $\varphi_e \approx \varphi_t$).

D'une manière générale un bon couplage permet d'améliorer les résultats du tir.

IV.5.4.2. Exécution des Calculs

❖ Vérification des données saisies:

Le programme vérifie la validité des données numériques et effectue un test pour déterminer si le diamètre des cartouches est inférieur ou égal à 90% de celui du trou. Si cela n'est pas le cas, le programme affiche une fenêtre d'erreur et revient à la fenêtre précédente.

❖ Résultats préliminaires:

Calcul de la banquette Max selon la formule classique de Langefors et affichage des résultats préliminaires

La valeur de la banquette est cruciale puisqu'elle détermine tous les autres paramètres et affiche

- Résultats complets
- Calcule de maille pour un tonnage donné
- Calcule du tonnage pour une maille donnée

IV.5.5. Références Techniques de programme OP-TIR

❖ Méthode de LANGEFORS

LANGEFORS a bâti sa méthode sur de nombreuses observations sur le terrain. Les hypothèses de départ de cette méthode sont

- Trous surforés de 0.3 V
- Charge de pied s'étendant sur 1.3 V
- Hauteur de bourrage égale à V
- Charge de colonne occupant la longueur restante du trou.

V est l'épaisseur de la tranche abattue entre la première ligne de trous et le front ou entre deux lignes de trous et s'appelle la **banquette B**

La charge linéaire minimale de pied nécessaire pour briser la roche est donnée par la relation empirique suivante

$$(1) \quad L_{P_{\min}} = 0.88 \cdot \frac{f}{S_p} \cdot E/V \cdot \left[\frac{0.07}{V} + R + 0.004 \cdot V \right] \cdot V^2$$

Avec :

S_p : Weight Strength de l'explosif de pied

f : Facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison d trou

R : Résistance au tirage de la roche

E/V : Rapport de maille Espacement des trous / Largeur banquette

V : Banquette.

Par ailleurs, la charge linéaire de pied se calcule comme suit :

$$(2) \quad L_p = \frac{\rho \cdot \pi \cdot \varphi_t^2}{4}$$

Avec :

φ_t : Diamètre du trou en mm

ρ : Densité de chargement de l'explosif de pied

La quantité entre crochets dans la formule (1) est voisine de $C=R+0.04$ pour les valeurs usuelles de V (quelques mètres).

En égalant les formules (1) et (2) on obtient l'expression de la banquette maximale possible V_{\max} :

$$V_{\max} = \frac{\phi_t}{33.8} \sqrt{\frac{\rho \cdot S_p}{f \cdot C \cdot E / V}}$$

Avec :

ϕ_t : Diamètre du trou en mm

ρ : Densité de chargement de l'explosif de pied

S_p : Weight Strength de l'explosif de pied

f : Facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou

$C = R + 0.04$ avec R : Résistance au tirage de la roche

E/V : Rapport de maille Espacement des trous / Largeur banquette

Cette banquette Max doit être corrigée pour tenir compte de l'imprécision du positionnement des trous et des déviations des forages. La correction appliquée par Langefors est la diminution de la banquette Max d'une valeur égale à 0.05 fois la hauteur du gradin. D'autres auteurs utilisent la formule suivante

$$Cor = \frac{3\phi_t}{1000} \cdot \frac{3L_t}{100}$$

Avec :

ϕ_t : Diamètre du trou en mm

L_t : Longueur totale du trou en m.

La charge de colonne ou charge médiane est fixée par Langefors à environ 1/2.7 fois la charge de colonne. Son expression exacte est :

$$L_c = \frac{L_p}{2.7} \cdot \frac{1}{f} \cdot \frac{S_p}{S_c}$$

Connaissant les longueurs du pied et de la colonne qui sont :

Pied : $L_p = 1.3 V_{\max}$

Colonne : $L_c = L_t - L_p - L_b$; avec : L_t : longueur totale du trou, L_b : Longueur du bourrage : $L_b = V$

Les quantités d'explosifs sont calculées comme le produit des charges linéaires par les longueurs correspondantes [AJO'07]

❖ Méthode Kuz-Ram

Comprend les paramètres suivants

- Propriétés de la roche en place ; nature de roche, densité de la roche, module d'élasticité et compression simple résistance UCS
- Fissuration ; espacement, pendage et direction des fissures et taille des blocs en place
- Explosifs ; densité, RWS (%ANFO) et vitesse nominale et effectif optimale de détonation
- Paramètres de schéma de tir ; diamètre, longueur, inclinaison de trou, espacement, hauteur de gradin...
- Fragmentation ciblée ; taille optimal de blocs, sur évalué et sous évalué

Le modèle Kuz-Ram combine deux formules semi empiriques dans le but de prédire la distribution des dimensions des fragments de roche abattus. La formule développée par Kuznetsov (1973) a été utilisée pour prédire le diamètre du morceau moyen du tas de roche abattu, qui se base sur l'utilisation du TNT comme explosif. A son tour en 1982, Cunningham a développé une formulation plus généralisée de l'équation de Kuznetsov valable pour les autres explosifs commercialisés. Plus tard, en 1987, Cunningham incorpore à ce modèle le concept de Lilly, concernant le facteur de tir (blastability index) comme mesure valable de la fragmentation des roches par le tir à l'explosif.

Equation de Rosin-Rammler (1983).

Elle donne la forme de base de la BBSD à atteindre, en fonction D_{b50} et n_{RRD} . La fraction de passant « y » correspondant à une certaine maille de tamis D sont donnés par

$$y = 1 - \exp(\ln(1/2) (D_y / D_{b50})^{n_{RRD}}) = 1 - \exp(-0,693(D_y / D_{b50})^{n_{RRD}}) \quad (1)$$

D_{b50} et n_{RRD} sont déterminés par les équations (2) et (3) ci-dessous. Une fois déterminé D_{b50} et n_{RRD} , la substitution des valeurs de D_y donnera les valeurs de passant à partir desquelles la courbe de BBSD complète peut être déduite ayant la forme ci-dessous

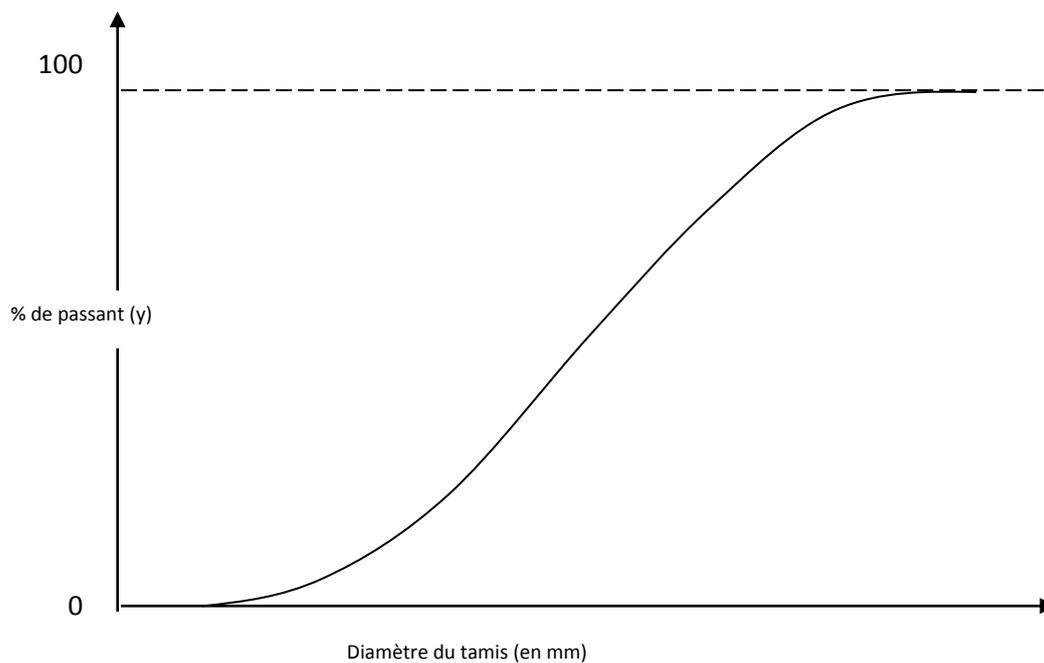


Figure IV.17 : Courbe de granulométrie standard tracée à l'aide des courbes de Rosin-Rammler

Equation de Kuznetsov

Cette équation donne D_{b50} (m) en fonction de A, V, Q, E ce qui situe la position de la courbe de BBSD

$$D_{b50} = 100 A (V/Q)^{0,5} Q^{0,167} (E/115)^{0,633} \quad (2)$$

Avec

A : Coefficient du massif (A=1 pour une roche tendre ; A=7 pour une roche moyenne ; A=10 pour une roche dure moyennement fracturée ; A=13 pour une roche dure faiblement fracturée)

V : Volume des roches abattues par trou (m^3)

Q : Charge par trou de mine (Kg)

E : Puissance relative de l'explosif (E=100 pour ANFO ; E=115 pour une dynamite)

Q/V : Charge spécifique (Kg/m^3) ; mesure générale de la puissance explosive de tir

Algorithme de l'indice d'uniformité de Cummingham (n_{RRD})

n_{RRD} représente l'étalement de la blocométrie en fonction de la géométrie du réglage du tir d'abattage

$$n_{RRD} = (2,2 - 14B/d) \{30,5(1+S/B)\}^{0,5} (1-W/B)(\text{abs}((BCL-CCL)/L) + 0,1)^{0,1} L/H \quad (3)$$

Avec

d: Diamètre du trou en mm (70mm au minimum)

B : banquette en m

S : Espacement entre les trous (en m)

BCL : Hauteur de la charge de pied (m)

CCL : Hauteur de la charge de colonne

L : Hauteur de la charge totale (BCL+CCL)

H : Hauteur du gradin ou profondeur du trou (m)

W : Ecart type de la précision du forage (m) (estimé à 0,1)

Abs(x) : opérateur Valeur absolu de x

Modèle Kuz-Ram:

$$X_C = D_{50} / (0,693)^{1/n}$$

$$n = (2,2 - 14 * (B / d) * (1 - w / B) * (1 + 0,5 * ((S / B) - 1))) * (L / H)$$

Avec

B : Banquette (m)

S : Espacement (m)

H : Hauteur (m)

d : diamètre du trou (mm)

w : facteur de déviation (de 0,75 à 1,50 en m)

L : hauteur de la charge (hors surprofondeur en m).

La distribution des dimensions des fragments est présentée comme la fonction de Rosin-Rammler, avec une forme très similaire à l'équation décrivant la longueur des blocs intacts dans la masse rocheuse (Priest and Hudson, 1981). La probabilité d'une longueur intacte de la roche moins que la dimension spécifiée est donnée par l'équation (4)

$$F(x) = 1 - \exp(-aX) \quad (4)$$

Avec

a : densité moyenne des fractures

X : distance entre les fissures (m)

Cette équation indique que la forme de la courbe de distribution des fragments de Kuz-Ram dépend de la distribution des fissures et discontinuités préexistantes dans la masse rocheuse. Ainsi, le mécanisme de l'abattage à l'explosif décrit ci-dessus, assumé par le modèle Kuz-Ram, est une extension et union de fractures préexistantes dû aux contraintes de traction du massif générées par le trou de mines.

Il existe d'autres versions du modèle Kuz-Ram

Ces lois empiriques que l'on ajuste au mieux sur les résultats de terrain sont encore largement utilisées dans le domaine de l'abattage à l'explosif mais l'amélioration des moyens de calcul numérique devrait conduire à l'utilisation d'approches mécaniques ayant des fondements théoriques plus appropriés[GUE'08]

❖ Vibration CHAPOT

La formule de CHAPOT comme suit

$$V = K (D / Q^{0.5})^\alpha$$

Avec **V** : vitesse en mm/s

K : coefficient caractérisant le massif, dans un tir d'abattage de roche calcaire (1000-2500)

D : distance en m

Q : charge unitaire d'explosif en Kg

α : coefficient caractérisant l'atténuation des ondes généralement égale à (-1.8)

La formule de CHAPOT n'intervient pas dans l'analyse des courbes granulométriques, elle sert cependant à s'assurer que la charge instantanée actuelle n'a pas d'impact négatif sur le voisinage

IV.6. TIRS MESURES PAR LE MODEL KUZ-RAM

IV.6.1. Tir n° 01

Méthode KuzRam | Formule Russe | Calcul Pondéral | Vibrations (Chapot) | Vibrations

PROPRIETES ROCHE EN PLACE	
Nature de la Roche	10
Rock specific Gravity (SG)	2.66
Elastic Modulus (GPa)	60.00
UCS Compression Simple	121.00

FISSURATION	
Spacing (m)	0.10
Dip (°)	80.00
Dip Direction (°)	120.00
In Situ Block (m)	0.70

EXPLOSIFS	
Density (SG)	0.90
RWS (%ANFO)	100.00
Nominal VOD (m/s)	3 000.00
Effective VOD (m/s)	3 000.00
Explosive Strength	1.00

PATTERN DESIGN	
Staggered of square	1.14
Diam. Trou (mm)	89.00
Long. Chargée (m)	8.33
Fardeau (m)	2.60
Espacement (m)	3.20
Precision forage (m)	0.10
Hauteur Gradin (m)	11.00
Face Dip Direction (°)	10.00
Powder Factor (Kg/t)	0.19
Densité Chargt.(Kg/m3)	0.51
Charge/trou (Kg/trou)	46.64

Blastabilité index	4.41
Average Size of mat. (cm)	15.67
Uniformity exponent	1.59
Characteristic size (m)	0.20

FRAGMENTATION CIBLEE	
Oversize (m)	0.80
Optimum (m)	0.75
Undersize (m)	0.01

FRAGMENTATION CALCULEE	
Percent Oversize	0.00
Percent in Range	0.99
Percent Undersie	0.01

Granulometrie Calculer

Figure IV.18 : données de tir N° 01

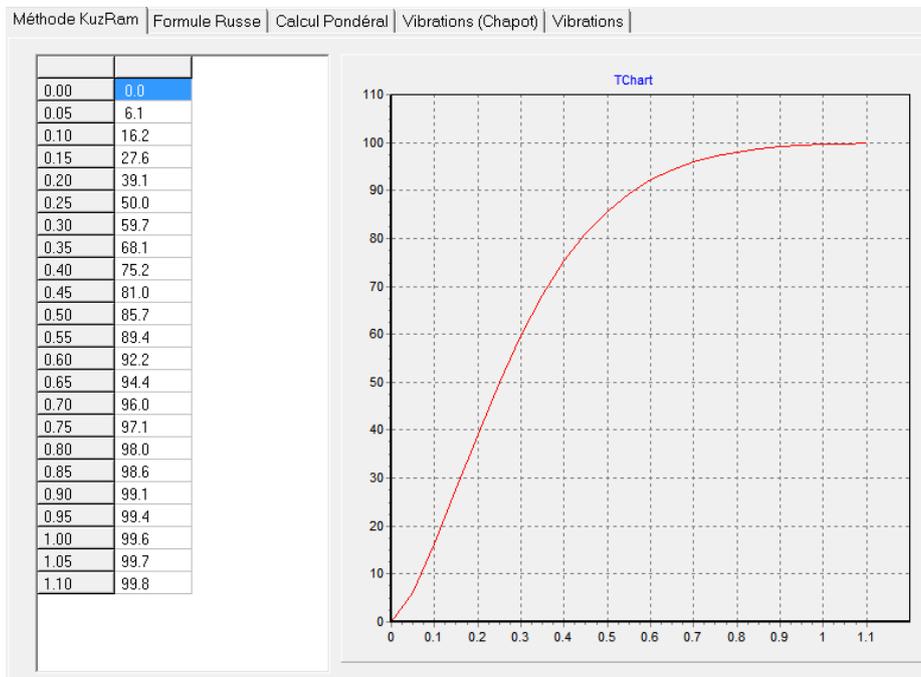


Figure IV.19 : Résultats granulométriques de tir N° 01

La courbe Kuz-Ram de tir N° 01 au montre que de 2% de blocs de taille supérieure à 800mm ceci représente 636.48 tonnes de roches nécessitants un pétardage secondaire

Le taux des fines est de 6.1% qui représentent 1272.96 t de roches difficile à être valoriser

IV.6.2. Tir n° 02

Méthode KuzRam | Formule Russe | Calcul Pondéral | Vibrations (Chapot) | Vibrations

PROPRIETES ROCHE EN PLACE		PATTERN DESIGN		Blastabilité index	
Nature de la Roche	10	Staggered of square	1.07		4.41
Rock specific Gravity (SG)	2.66	Diam. Trou (mm)	89.00	Average Size of mat. (cm)	15.67
Elastic Modulus (GPa)	60.00	Long. Chargée (m)	8.33	Uniformity exponent	1.59
UCS Compression Simple	121.00	Fardeau (m)	2.60	Caracteristic size (m)	0.20
FISSURATION		Espacement (m)	3	FRAGMENTATION CIBLEE	
Spacing (m)	0.10	Precision forage (m)	0.10	Oversize (m)	0.80
Dip (°)	80.00	Hauteur Gradin (m)	11.00	Optimum (m)	0.75
Dip Direction (°)	120.00	Face Dip Direction (°)	10.00	Undersize (m)	0.01
In Situ Block (m)	0.70	EXPLOSIFS		FRAGMENTATION CALCULEE	
EXPLOSIFS		Powder Factor (Kg/t)	0.19	Percent Oversize	0.00
Density (SG)	0.90	Densité Chargt.(Kg/m3)	0.51	Percent in Range	0.99
RWS (%ANFO)	100.00	Charge/trou (Kg/trou)	46.64	Percent Undersie	0.01
Nominal VOD (m/s)	3 000.00	<input type="button" value="Granulometrie"/> <input type="button" value="Calculer"/>			
Effectuve VOD (m/s)	3 000.00				
Explosive Strength	1.00				

Figure IV.20 : Données de tir N° 02

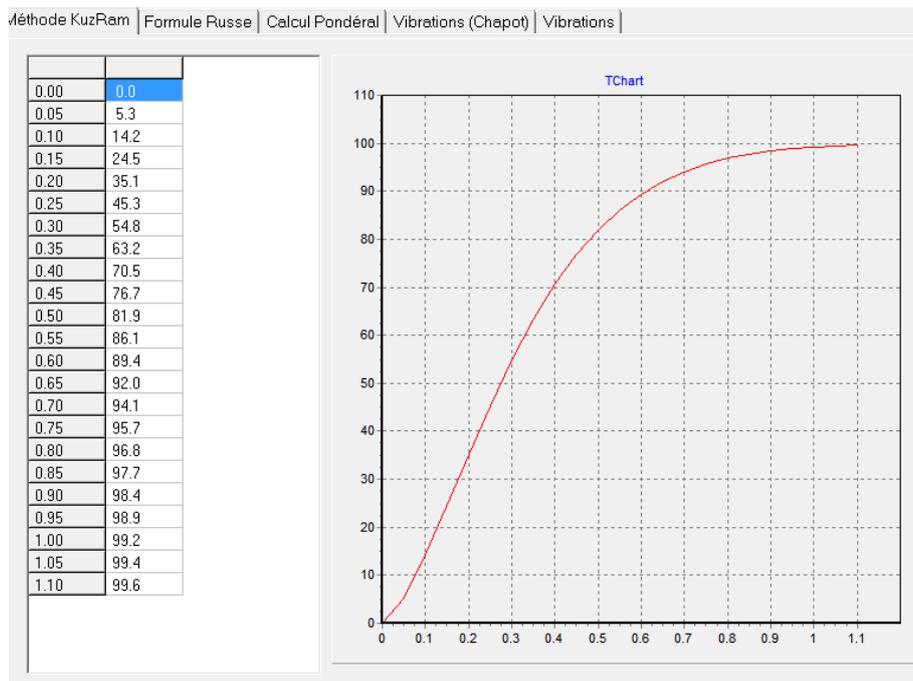


Figure IV.21: Résultats granulométriques de tir N° 02

Le tir N° 02 effectué sur un gradin autre que le gradin de tir N° 01 il est caractérisé par plusieurs discontinuités. La courbe Kuz-Ram adonné un pourcentage de 5.3% des fines (inferieures à 0.05) et 3.2 % de blocs supérieurs à 800 mm .

IV.6.3. Tir n° 03

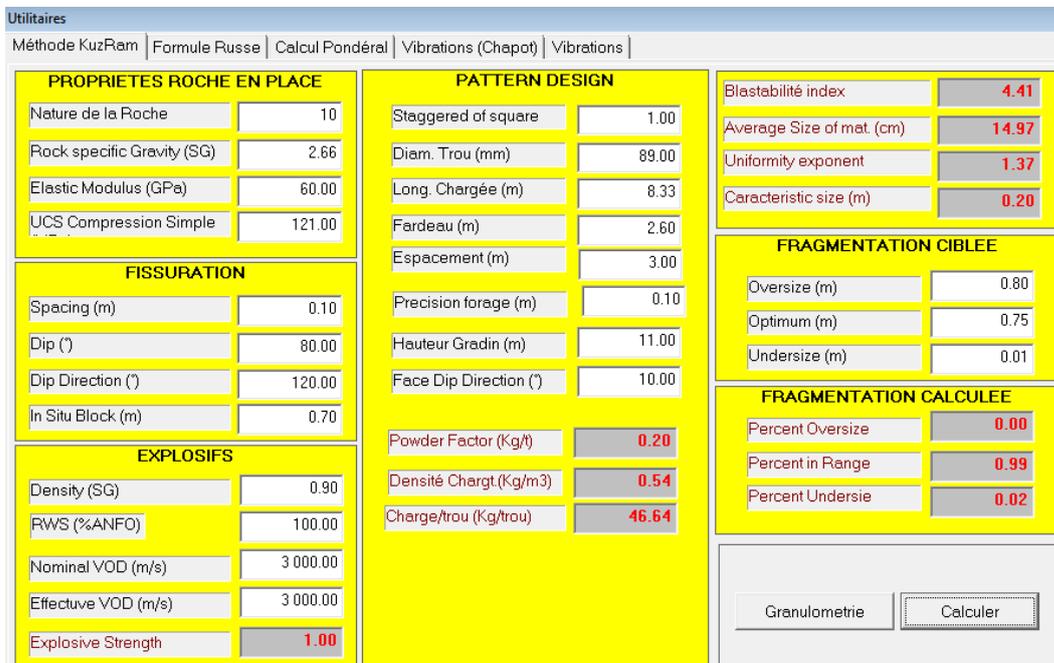


Figure IV.22 : Données de tir N° 03

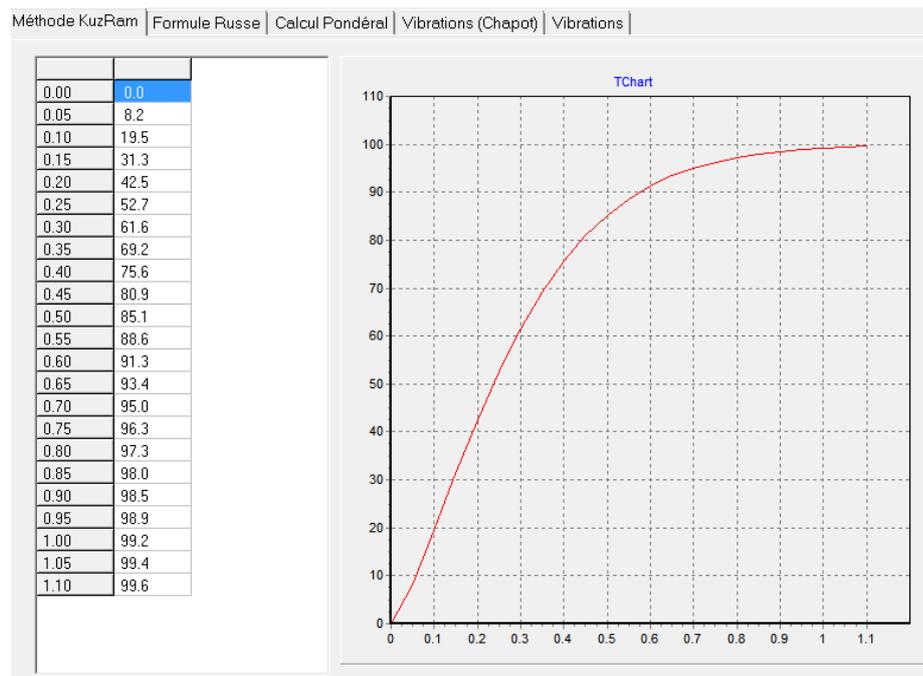


Figure IV.23 : Résultat granulométrique de tir N°03

Les résultats de la courbe Kuz-Ram pour le tir N° 03

- 8.2% de fines inférieure à 0.05mm
- 2.7 % de blocs de taille supérieure à 800 mm

Ces résultats que l'on compare au les résultats de terrain sont plus optimiste surtout en ce qui concerne les pourcentages des hors gabarits

IV.7. DIMENSION MAXIMALE DES BLOCS ABATTUS

En pratique, cette dimension se détermine en fonction des paramètres des engins miniers.

1.Capacité du godet de l'excavateur (CE) :

- $d_{max} \leq 0,8 * (CE)^{1/3} = 0,8 * (5)^{1/3} = 1.26 \text{ m}$

2.Dimension d'ouverture de la trémie de réception ou du concasseur (Z) :

- $d_{max} \leq 0,8 * Z = 0,8 * 0,8 = 0.64\text{m}$

3.Largeur de la bande du convoyeur (Lc) :

- $d_{max} \leq 0,5 * Lc + 0,1 , \text{ m}$

4.capacité de la benne du camion (Cb) :

- $d_{max} \leq 0,5 * (Cb)^{1/3} = 0,5 * 17^{1/3} = 1.28 \text{ m}$

Les blocs qui ne satisfont pas à ces conditions sont considérés comme hors gabarits.

De ces trois dimensions il convient de choisir la plus faible dimension, donc on considère que les blocs de tailles supérieures à 640 mm sont des blocs hors gabarit

CHAPITRE V
OPTIMISATION D'UN
PLAN DE TIR

La production de gros blocs (>800mm) fréquents sur les chantiers de travaux publics conduit le plus souvent à la mise en dépôt de ces matériaux, à leur pétardage secondaire à l'explosif, ou à leur fragmentation à l'aide d'un brise-roches. Quelle que soit la solution retenue, elle est toujours onéreuse parfois dangereuse, et le plus souvent sensible pour l'environnement.

L'état actuel des connaissances dans le domaine du minage permet, à partir d'une bonne étude du massif rocheux et après simulation sur un logiciel de minage adapté, d'optimiser la granulométrie recherchée [HER'93]

V.1. MODIFICATION DU SCHEMA DE TIR

Une tentative d'adaptation du schéma de tir aux exigences du carrière aurait pu être réalisée expérimentalement.

Toutefois, une telle méthode aurait imposé un nombre d'essais important incompatible avec la durée du chantier expérimental ou des modifications importantes du plan de tir sans garantie de trouver rapidement une solution acceptable, voire en prenant des risques vis-à-vis de l'environnement (en matière de projections par exemple) [HER'93]

Une autre solution consistait à simuler différentes hypothèses de tir à l'aide d'un logiciel adapté dans notre cas d'étude le logiciel OP-TIR

V.1.1. Les paramètres nécessaires à la simulation

- ❖ les caractéristiques du massif: caractéristique mécanique, fissuration
- ❖ la géométrie du tir : hauteur du front, diamètre, inclinaison, déviation de la foration
- ❖ les caractéristiques des explosifs: nature, densité, vitesse de détonation, énergie;
- ❖ les coûts des explosifs, foration, amorçage.

A partir des données précédentes le logiciel peut simuler un tir, c'est-à-dire, pour une maille déterminée, donner une estimation de la granulométrie, d'abattage.

Un autre mode d'accès est le calcul de la maille qui permet d'obtenir un objectif choisi, la granulométrie dans le cas présent.

V.1.2. Simulation à partir d'un logiciel adapté

Dans cette démarche, les étapes suivantes ont été successivement franchies:

- ❖ saisie des références du massif à partir des premiers tirs réalisés et de leurs résultats;
- ❖ introduction des souhaits en terme de sortie de pied, foisonnement et sur tout granulométrie;
- ❖ simulations de différents schémas de tirs .

Dans un premier temps, la maille permettant de réaliser les objectifs granulométriques a été évaluée.

Selon les simulations, le respect des objectifs granulométriques conduit à un accroissement de la consommation en explosif, à une diminution de la maille de foration et à une augmentation équivalente du coût sec de l'abattage [HER'91]

V.2. Résultats granulométriques

Tableau V.1 : Caractéristiques des différents tirs

Serie de tirs			n°1	n°2	n°3
Géométrie de tir	Banquette , B	m	3.2	3	3
	Espacement, E	m	3	3	2.8
	Nombre de forages	-	134	104	97
	Diamètre de trous	mm	89	89	89
Explosifs	Quantite totale d'explosifs	Kg	5130	3798	3530
	Charge specifique (q/v)	g/t	161	167	147
Granulats	Pourcentage des blocs (hors gabaris) plus que 640 mm	%	5.6	8	6.6
	Pourcentage des blocs entre 640 et 250 mm	%	42.4	46.7	40.7
	Pourcentage des blocs de taille entre 250 et 5mm	%	43.9	40	44.5
	Blocs de taille inferieur à 5 mm	%	6.1	14.2	8.2

Le graphe ci-dessous montre l'allure des courbes granulométriques des tirs initiaux (1),(2),(3)

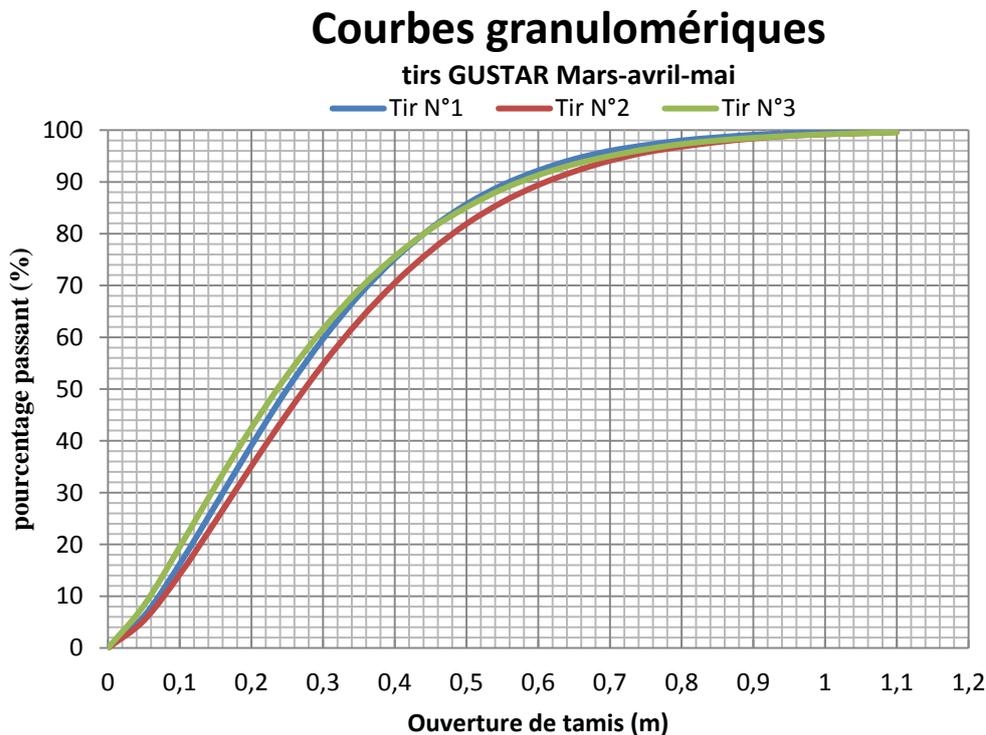


Figure V.1 : Granulométrie des trois tirs

V.2.1. Interprétation des résultats

Les courbes d'indication de granulométrie ci-dessus sont des résultats d'analyses effectuées entre les différents tirs traités par la méthode Kuz-Ram. Elles montrent clairement une approche de granulométrie entre les trois tirs

Observons ces courbes en 3 points :

-tout d'abord, à l'abscisse 0,05 m (taille de tamis de 50 mm) : pour le tir N°1, 6,1 % du matériel est passé à travers le tamis, 14,2 % pour le tir N°2, et 8,2 % pour le tir N°3 ;

-ensuite, à une abscisse moyenne de 250 mm, 52% du tir N°1 est passé, 45,3 % pour le tir N°2 et 50% pour le tir N°3 ;

-enfin, à l'abscisse 640 mm (taille de 64 cm, qui risque de bloquer dans le concasseur primaire), il reste encore 5,6 % du volume du tir N°1 à tamiser, 8% du tir N°2 et 6,6 % du tir N°3.

V.3. OPTIMISATION DE TIR

Trois variantes ont été examinées avec le logiciel OP-TIR 32

- ❖ Variante (01) : En modifiant le diamètre de trou
- ❖ Variante (02) : Réduction de la maille de foration
- ❖ Variante (03) : Introduire d'un bourrage intermédiaire

V.3.1. Variante (01) (Augmenter le diamètre de trou)

De 89 mm à 102 mm, le teste D-H donne le point suivant sur la **Figure V.3**

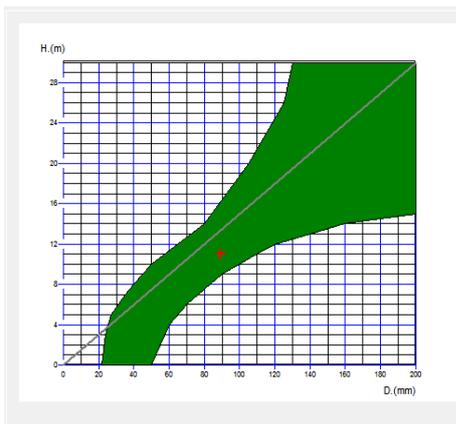


Figure V.2 : courbe diamètre de foration- hauteur de gradin (89 mm-11 m)

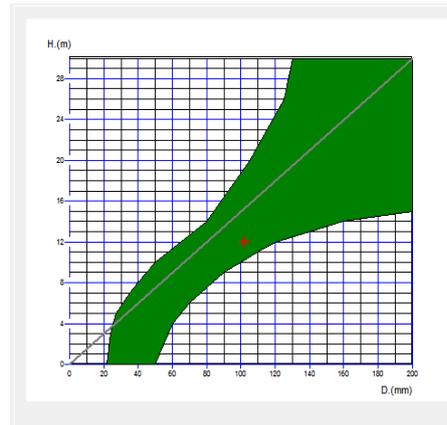


Figure V.3: courbe diamètre de foration- hauteur de gradin (102mm-11 m)

V.3.1.1. Paramètre de tir calculé

Pour un rapport E/B= 1.25 le programme OP-TIR a donnée les résultats suivantes

Tableau V.2: Paramètres maille – trou (102mm)

MAILLE		TROU	
Hauteur gradin(m)	11	Diamètre (mm)	102
Rapport E/B	1.25	Inclinaison de trou(°)	10
Banquette max	4.8	Longueur totale	12.10
Banquette corrigée(m)	3.05	Longueur bourrage (m)	3.05
Espacement des trous (m)	3.81	Longueur colonne (m)	5.09
Surface maille (m ²)	11.42	Longueur pied (m)	3.96
Banquette selon l'horizontale (m)	3	Dont surforation (m)	0.91

Tableau V.3 : Paramètres explosifs (trou102mm)

Explosifs	Pied	Colonne
Nom	Gélanite II	Marmanite III
Weight Strength	1.27	1.20
Densité (g/m ³)	1.50	1.00
Diamètre de cartouche (mm)	80	102
Coefficient de tassement	1	1
Densité de chargement (g/cm ³)	0.92	1
Charge linéaire (Kg/m)	7.41	8.03
Longueur chargée (m)	3.96	5.09
Quantité d'explosifs (Kg)	29.33	40.87
Rapport impédance	0.46	0.58

Consommation spécifique **215 g/t** soit **559 g/m³**

V.3.1.2. Calcul de maille pour un tonnage donné

Pour un tonnage minimum de roche égal à 25000 t et un nombre de rangée égal à 3 on trouve les résultats suivants

Tableau V.4 : Calcule de maille pour un tonnage fixé

Nombre total de trous	96	Longueur de front (m)	118.0
Nombre de trou par rangée	32	Enlevure (m)	9
Longueur totale à forer (m)	1161.4	Surface volée (m ²)	1062.4
Quantité explosifs pied (Kg)	2816	Volume en place de roche abattue (m ³)	11686
Quantité explosif de colonne (Kg)	3924	Volume foisonné (m ³)	21035
Quantité totale explosif (Kg)	6740	Tonnage roche (t)	30384

V.3.1.3. Calcul de tonnage pour une maille donnée

Pour une maille de 3 rangées de 30 trous chacune, le calcule de tonnage par le programme OPTIR a donné les résultats suivant

Tableau V.5 : Calcule de tonnage pour une maille fixée

Nombre totale de trous	90
Longueur totale à forer (m)	1088.79
Quantité d'explosif de pied (Kg)	2640
Quantité d'explosif de colonne (Kg)	3678
Quantité totale d'explosif (Kg)	6319
Volume en place de roche abattu (m ³)	10932
Volume foisonné (m ³)	19678
Tonnage roche (t)	28424

V.3.1.4. Détermination de granulométrie par la méthode Kuz-Ram

La distribution granulométrique évaluée par Kuz-Ram a donnée la courbe suivante

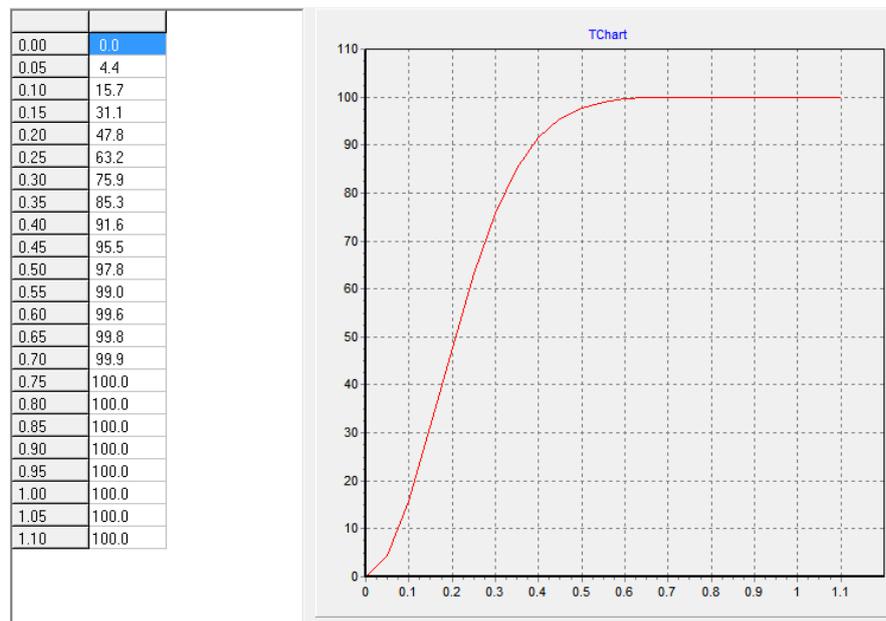


Figure V.4 : courbe granulométrique Kuz-Ram (trou 102mm)

On peut observer d'après cette courbe que

- 4.4% blocs inférieurs à 0.05mm
- Les blocs entre 100mm et 300mm représentent un pourcentage de plus 30%
- Et les blocs entre 300mm et 800mm sont estimés à presque 25%
- Les blocs de taille supérieure à 650 mm représentent un taux 0.2%

On peut conclure que bien qu'on a une faible quantité de blocs hors gabarit, ce tir va engendrer des grandes quantités de fines inutile pour la production et difficilement valorisables

V.3.2. Variante 02 (Réduction de la maille de foration)

V.3.2.1. Paramètres de tir calculés

Cette modification est un repère pour limiter la surface maille. Les résultats de calcul sur OP-TIR sont représentés dans les tableaux ci-dessous

Tableau V.6 : Paramètres Maille (2.5/ 2.5m) - Trou

MAILLE		TROU	
Hauteur gradin(m)	11	Diamètre (mm)	89
Rapport E/B	1.0	Inclinaison de trou(°)	10
Banquette max	4.36	Longueur totale	11.94
Banquette corrigée(m)	2.54	Longueur bourrage (m)	2.54
Espacement des trous (m)	2.54	Longueur colonne (m)	6.10
Surface maille (m ²)	6.35	Longueur pied (m)	3.3
Banquette selon l'horizontale (m)	2.5	Dont surforation (m)	0.76

Tableau V.7 : Paramètres explosifs (maille 2.5/2.5m)

Explosifs	Pied	Colonne	
	Gélanite II	Marmanite III	Anfomil
Nom	Gélanite II	Marmanite III	Anfomil
Weight Strength	1.27	1.20	1.27
Densité (g/m ³)	1.50	1.00	0.85
Diamètre de cartouche (mm)	65	65	-
Coefficient de tassement	1	1	1
Densité de chargement (g/cm ³)	0.80	0.53	0.85
Charge linéaire (Kg/m)	4.89	3.26	5.2
Longueur chargée (m)	3.3	6.10	6.10
Quantité d'explosifs (Kg)	16.14	19.8	31.71
Rapport impédance	0.25	0.5	0.5

Consommation spécifique **294 g/t** soit **766 g/m³**

V.3.2.2. Calcule de maille pour un tonnage donné

Pour un tonnage minimum de roche égal à 25000 t et un nombre de rangée égal à 3 on trouve les résultats suivants

Tableau V.8 : Calcul de maille (2.5/2.5m) pour un tonnage fixé

Nombre total de trous	141	Longueur de front (m)	116.8
Nombre de trou par rangée	47	Enlevure (m)	7.5
Longueur totale à forer (m)	1684.0	Surface volée (m ²)	875.8
Quantité explosifs pied (Kg)	2275	Volume en place de roche abattue (m ³)	17341
Quantité explosif de colonne (Kg)	4471	Volume foisonné (m ³)	21035
Quantité totale explosif (Kg)	6747	Tonnage roche (t)	25048

V.3.2.3. Calcul de tonnage pour une maille donnée

Pour une maille de 3 rangées de 30 trous chacune, le calcule de tonnage par le programme OPTIR a donné les résultats suivant

Tableau V.9 : Calcule de tonnage pour une maille (2.5/2.5m) fixée

Nombre totale de trous	90
Longueur totale à forer (m)	1074.87
Quantité d'explosif de pied (Kg)	1452
Quantité d'explosif de colonne (Kg)	2854
Quantité totale d'explosif (Kg)	4307
Volume en place de roche abattu (m ³)	6074
Volume foisonné (m ³)	10932
Tonnage roche (t)	15791

V.3.2.4. Détermination de granulométrie par la méthode Kuz-Ram

La réduction de la maille de foration a modifier les paramètres géométrique de la maille elle-même et les trous certainement a donnée une courbe granulométrique différente

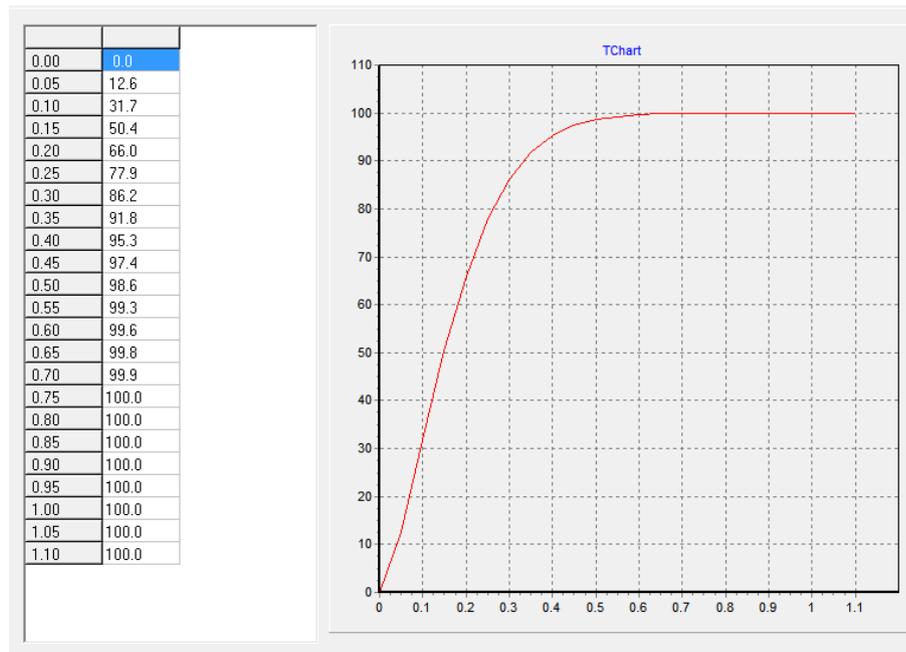


Figure V.5 : Courbe granulométrique Kuz-Ram (maille2.5/2.5m)

D'après cette courbe, on peut noter que

- il reste 0% des blocs de taille supérieure à 800mm
- Il reste encore 0.2% de blocs de taille 650mm à tamiser
- 12.4% de blocs inférieure à 0.05mm
- Les blocs entre 100mm et 300mm représentent un pourcentage de plus 55%
- Et les blocs entre 300mm et 800mm sont estimées à presque 14%

La maille réduite 2.5*2.5, a causé une quantité excessive de matériaux fins totalement inutile au traitement et valorisation Ce qui rend cette modification superflu sur terrain

V.3.3. Variante 03 (Introduire un bourrage intermédiaire)

V.3.3.1. Paramètres de tir calculés

Tableau V.10 : Paramètres Maille-Trou bourrage intermédiaire

MAILLE		TROU	
Hauteur gradin(m)	11	Diamètre (mm)	89
Rapport E/B	1.25	Inclinaison de trou(°)	10
Banquette max	3.90	Longueur totale	12.10
Banquette corrigée(m)	3.05	Longueur bourrage (m)	3.05
Espacement des trous (m)	3.81	Longueur colonne (m)	5.09
Surface maille (m ²)	11.42	Longueur pied (m)	3.96
Banquette selon l'horizontale (m)	3	Dont surforation (m)	0.91

Tableau V.11 : Paramètres explosifs Bourrage intermédiaire

Explosifs	Pied	Colonne	
	Gélanite II	Marmanite III	Anfomil
Nom	Gélanite II	Marmanite III	Anfomil
Weight Strength	1.27	1.20	1.27
Densité (g/m ³)	1.50	1.00	0.85
Diamètre de cartouche (mm)	65	65	-
Coefficient de tassement	1	1	1
Densité de chargement (g/cm ³)	0.80	1	0.85
Charge linéaire (Kg/m)	4.89	2.2	5.2
Longueur chargée (m)	3.96	5.09	6.10
Quantité d'explosifs (Kg)	19.37	21.77	31.71
Rapport impédance	0.46	0.5	0.5

Consommation spécifique **126 g/t** soit **327 g/m³**

V.3.3.2. Calcul de tonnage pour une maille donnée

Pour une maille de 3 rangées de 30 trous chacune, le calcul de tonnage par le programme OPTIR a donné les résultats suivant

Tableau V.12 : Calcul de tonnage pour une maille fixée Bourrage intermédiaire

Nombre totale de trous	90
Longueur totale à forer (m)	1088.79
Quantité d'explosif de pied (Kg)	1743
Quantité d'explosif de colonne (Kg)	925
Quantité totale d'explosif (Kg)	2667
Volume en place de roche abattu (m ³)	10932
Volume foisonné (m ³)	19678
Tonnage roche (t)	28424

V.3.3.3. Calcul de maille pour un tonnage donné

Pour un tonnage minimum de roche égal à 25000 t et un nombre de rangée égal à 3 on trouve les résultats suivants

Tableau V.13 : Calcul de maille pour un tonnage fixé Bourrage intermédiaire

Nombre total de trous	81	Longueur de front (m)	99.0
Nombre de trou par rangée	27	Enlevure (m)	9
Longueur totale à forer (m)	979.9	Surface volée (m ²)	891.0
Quantité explosifs pied (Kg)	1569	Volume en place de roche abattue (m ³)	9801
Quantité explosif de colonne (Kg)	832	Volume foisonné (m ³)	17643
Quantité totale explosif (Kg)	2401	Tonnage roche (t)	25484

V.3.3.4. Détermination de granulométrie par la méthode Kuz-Ram

La courbe ci-dessous va montrer le rôle de bourrage intermédiaire sur la granulométrie du tas abattu

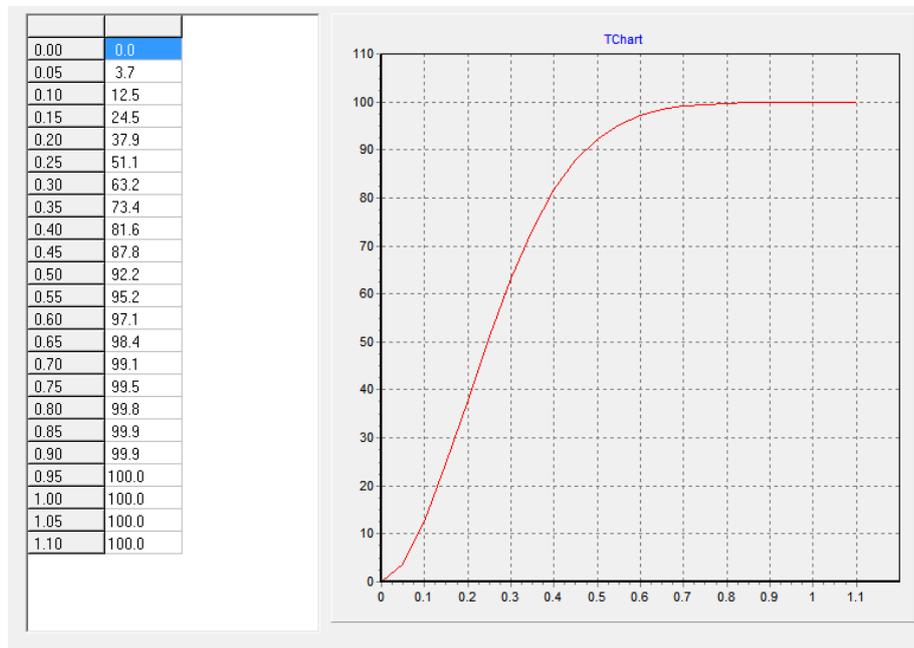


Figure V.6 : Courbe granulométrique Kuz-Ram (Bourrage intermédiaire)

Concernant cette courbe granulométrique, on peut citer 4 points d'intervalle

- Inférieur à 0.05 m on estime 3.7% de roche et le point 0.03m correspond à moins de 1% de fines inutiles
- De 0.05 à 0.25 m (5mm-250 mm) un intervalle correspond à plus de 45% du tas abattu
- A partir de 250mm jusqu'à 500mm on calcule 41.1% blocs
- De 500mm jusqu'à 800mm 7.6% de blocs dont 0.3% risque de bloquer le concasseur qui a une ouverture de trémie égale à 800mm dont 1.6 % de taille supérieure à 650mm

Donc on peut estimer que la presque totalité de matériaux peut être directement utilisé

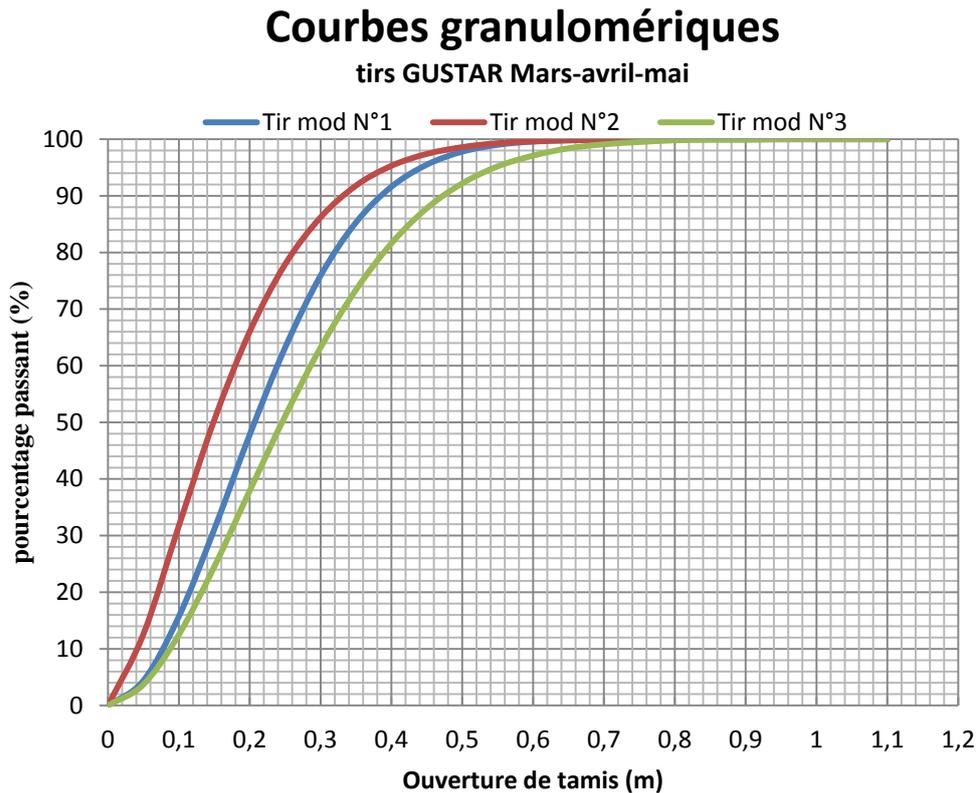


Figure V.7 : Caractéristiques granulométriques des trois modifications

Les courbes de granulométrie des tirs modifiés ci-dessus sont des résultats de calcul effectués par le logiciel OP-TIR et traités par la méthode Kuz-Ram. Elles montrent clairement une différence de granulométrie entre les trois modifications

- ❖ L'augmentation de diamètre de trou comme première modification a pratiquement limité les blocs hors gabarits par conséquent, elle a engendré un grand pourcentage en matériaux fins.
- ❖ La réduction de maille quant à elle, a généré une quantité excessive en matériaux fins strictement inutiles au traitement ; la quantité d'explosif utilisé par l'effet de la réduction de la maille est très élevée.
- ❖ La troisième variante était de garder le rapport E/B égale à 1 avec une surface de maille égale à 9 m^2 et de réaliser le chargement des mêmes explosifs mais avec un bourrage intermédiaire –bourrage discontinue-. On remarque que pratiquement aucun des plus gros éléments n'est supérieur à 800 mm alors que le taux de passant à 5 mm est relativement faible (2%), **ce qui rend cette variante intéressante pour la maîtrise de tirs à l'explosif en gradins.**

V.3.4. Vibration engendré par les tirs

Des précautions particulières doivent être prises compte tenu des vibrations engendrées par les tirs à l'explosif .Un choix judicieux des paramètres du plan de tir (quantité d'explosif, géométrie du plan de tir, retards d'amorçage) permet de respecter le niveau sismique admissible [SWE'06]

Le plus proche habitat dans la région de GUSTAR est loin de la carrière plus de 1500m

GUSTAR utilise en moyenne 20 détonateurs électriques instantanés pour chaque tir soit 800 Kg de charge instantané. Cette charge instantanée est plus élevée que les charges instantanées des différents retards

OP-TIR permet dans sa programmation d'estimer les vibrations et limiter la zone de danger à l'aide de la formule de CHAPOT

$$V = K (D/ Q^{0.5})^{\alpha}$$

$$V = 10 \text{ mm/s}$$

$$D = 1500 \text{ m}$$

$$K = 1000$$

$$Q = 800 \text{ Kg}$$

$$\alpha = (-1.8)$$

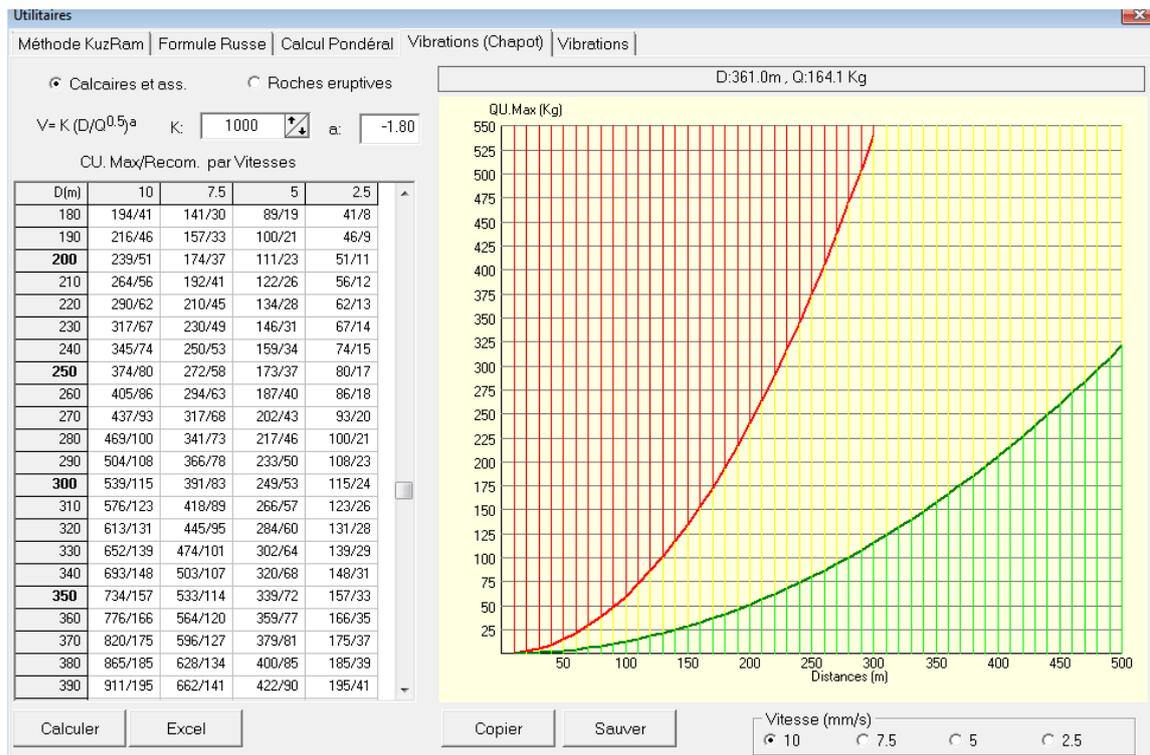


Figure V.8 : Diagramme de vibration CHAPOT

- La zone en couleur verte représente la zone ou aucun dommage ne se produira
- La zone en couleur jaune représente la zone de dommages potentiels
- La zone en couleur rouge représente la zone de dommages probables

Pour le cas de Djebel GUSTAR il n'existe aucune habitation dans un rayon de 1500m.

Sur la base d'une charge instantanée de 800 Kg, la distance admissible est de 365 m

Ce résultat nous permet de prévoir éventuellement une augmentation de la charge instantanée

Cette solution risque d'aboutir à une augmentation de la consommation spécifique d'explosifs qui aura un impact financier sur le cout d'extraction, c'est pour quoi cette solution n'est pas envisageable.

V.4. PROPOSITION D'UN PLAN DE TIR OPTIMAL

Tenant compte des résultats obtenus et présenté ci-dessus le plan de tir optimal à recommander sera le suivant :

V.4.1. Diamètre de trou

Dans le cas général, le diamètre devrait être choisi en fonction de l'objectif de production, de granulométrie et de coût global. Il conditionnera partiellement la granulométrie (qui dépend du diamètre à cause de son incidence directe sur la maille).

La courbe de modification de diamètre de trou a montré qu'un diamètre de 102 mm a donné un pourcentage de fines plus élevé (5%).

Donc il est recommandé de choisir le diamètre de 89 mm . Il convient de souligner que l'unité dispose des engins de foration pouvant forer à des diamètres de 89mm.

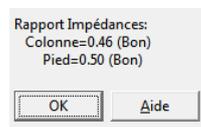
V.4.2. Choix de l'explosif

L'explosif sera choisi essentiellement en fonction du massif rocheux : l'humidité détermine une première 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, ce choix peut se faire par l'examen du rapport d'impédance. Ainsi pour une charge de colonne en Marmanit III en vrac et une charge de pied en Gélanit II encartouchée le rapport d'impédance est de

Colonne = 0.46

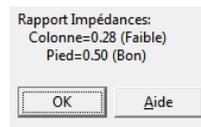
Pied = 0.50

Et pour une charge de colonne Anfomil



Colonne=0.28

Pied = 0.50



V.4.3. Géométrie du front et nombre de rangées

En tenant compte de l'objectif de production (volume de production par tir), et des performances des engins de chargement et de foration, une hauteur de front égale 11m est bien adéquate avec le diamètre de trou 89mm avec un nombre de rangées égale à 3

V.4.4. Banquette

Dépendant des conditions technico-économiques et tenant compte des résultats de modélisation la banquette choisie est telle que $B = 32 * 0.089 = 2.8m$

V.4.5. Rapport de maille

Le rapport de maille Espacement sur Banquette qui assure la bonne fragmentation est choisis entre 1.2 et 1.25, un compromis de 1.2 est généralement retenu

V.4.6. Bourrage

Son objectif est de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs, les résultats positifs de la 3^{ème} variante (bourrage intermédiaire) ont favorisé la mise en place d'un bourrage discontinu des trous

V.4.6. Amorçage

Les procédés et les séquences d'amorçage ne sont pas gérés par la version de OP-TIR. L'amorçage résultant essentiellement des caractéristiques de l'explosif sa force dépend de la sensibilité de l'explosif et les objectifs de forme du tas ainsi que l'environnement (vibration) donnent généralement la préférence à l'amorçage « fond de trou »

V.4.7. Séquence d'initiation

Le niveau de vibration limite la charge unitaire admissible par retard, par conséquent le nombre de trous détonant au même instant, à l'aide de la formule CHAPOT. La distance du plus proche habitat est à plus de 1500 m. A cette distance la charge unitaire de 800 Kg (20 DEI) est n'occasionne aucun dommage.

V.5. SCHEMA DE TIR OPTIMISE

V.5.1. Paramètres de tir calculés

Tableau V.14 : Paramètres Maille-Trou

MAILLE		TROU	
Hauteur gradin(m)	11	Diamètre (mm)	89
Rapport E/B	1.2	Inclinaison de trou(°)	10
Banquette max	3.98	Longueur totale	12.04
Banquette corrigée(m)	2.84	Longueur bourrage (m)	2.84
Espacement des trous (m)	3.41	Longueur colonne (m)	5.50
Surface maille (m ²)	9.55	Longueur pied (m)	3.70
Banquette selon l'horizontale (m)	2.80	Dont surforation (m)	0.85

Tableau V.15 : Paramètres explosifs

Explosifs	Pied	Colonne	
	Gélanit II	Anfomil	Marmanit III
Nom	Gélanit II	Anfomil	Marmanit III
Weight Strength	1.27	1.27	1.2
Densité (g/m ³)	1.50	0.85	1
Diamètre de cartouche (mm)	65	-	-
Coefficient de tassement	1	1	1
Densité de chargement (g/cm ³)	0.80	0.85	1
Charge linéaire (Kg/m)	4.89	1.92	2.02
Longueur chargée (m)	3.70	5.50	5.50
Quantité d'explosifs (Kg)	18.07	10.48	11.09
Rapport impédance	0.46	0.5	0.5

Consommation spécifique **138 g/t** soit **359 g/m³**

V.5.2. Calcul de tonnage pour une maille fixée

Pour une maille de 3 rangées de 30 trous chacune, le calcul de tonnage par le programme OPTIR a donné les résultats suivant

Tableau V.16 : Calcul de tonnage pour une maille fixée

Nombre totale de trous	90
Longueur totale à forer (m)	1083.22
Quantité d'explosif de pied (Kg)	1627
Quantité d'explosif de colonne (Kg)	943
Quantité totale d'explosif (Kg)	2570
Volume en place de roche abattu (m ³)	9142
Volume foisonné (m ³)	16456
Tonnage roche (t)	23770

V.5.3. Calcul de maille pour un tonnage donné

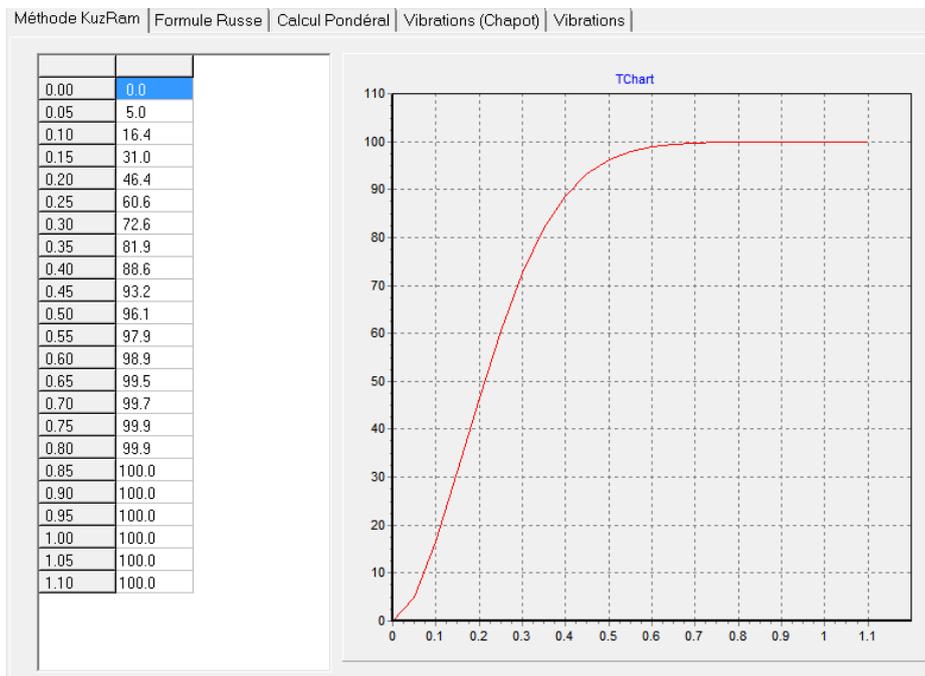
Pour un tonnage minimum de roche égal à 25000 t et un nombre de rangée égal à 3 on trouve les résultats suivants

Tableau V.17 : Calcul de la maille pour un tonnage fixé

Nombre total de trous	96	Longueur de front (m)	105.8
Nombre de trou par rangée	32	Enlevure (m)	8.4
Longueur totale à forer (m)	1155.4	Surface volée (m ²)	888.4
Quantité explosifs pied (Kg)	1735	Volume en place de roche abattue (m ³)	9773
Quantité explosif de colonne (Kg)	1006	Volume foisonné (m ³)	17591
Quantité totale explosif (Kg)	2741	Tonnage roche (t)	25409

V.5.4. Détermination de granulométrie par la méthode Kuz-Ram

En faisant entrer les paramètres calculés ci-dessus, Kuz-Ram donne la courbe granulométriques suivante

**Figure V.9 : courbe granulométrique Kuz-Ram optimisée**

Courbe granulométriques Tir Optimisé

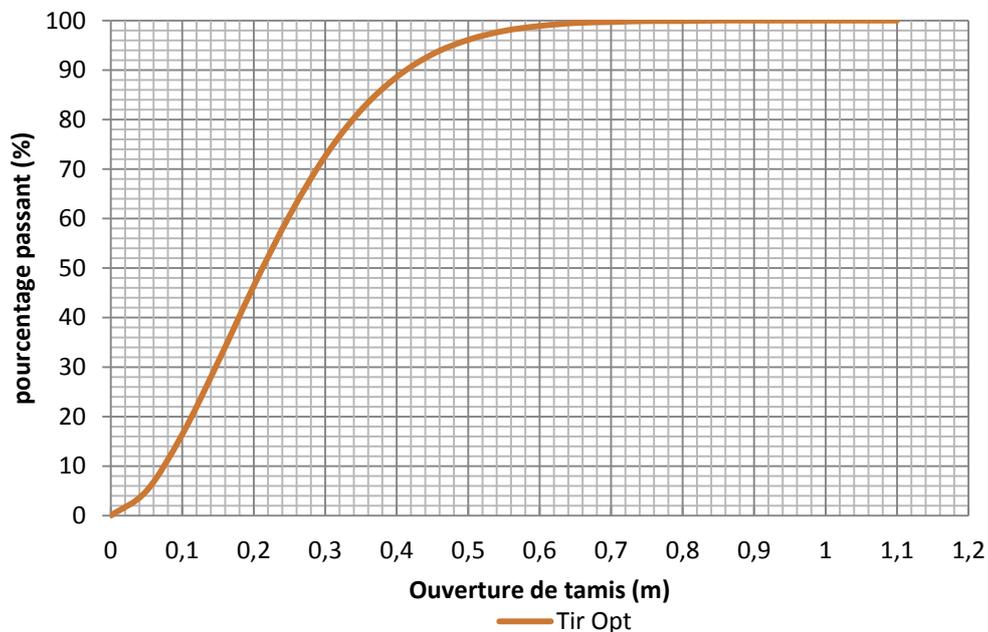


Figure V.10 : courbe granulométrique optimisée

Les blocs de taille inférieure à 5mm ont un pourcentage en matériaux fins de 5%, tandis que les blocs de taille supérieure à 640 mm ont eu un pourcentage de 0.5%.

Les blocs entre 700 et 500 mm représentent un taux de passage par tamis égal à 2.8%.

Entre 500 et 250 mm la courbe donne un pourcentage de 35.5%.

Enfin les blocs entre 250 et 5mm ont un pourcentage égal à 60.55%.

Comme les résultats ci-dessus le montre, les paramètres de tir proposés sont optimaux, pour les blocs hors gabarits ainsi que pour les matériaux fins .

Il est à noter que Kanchibotla et autres (1999) et Grundstrom et autres. (2001) ont démontrés que le modèle de Kuz-Ram sous-estime la partie des fines de la distribution granulométrique des fragments. Puisque la fragmentation de la roche dure se produit par plus d'un mécanisme, la distribution granulométrique des fragments ne peut pas être modélisée seulement par une distribution, Djordjevic (1999). JKMRC ont développé deux modèles de fragmentation, le modèle (CZM) et le modèle (TCM). Les modèles combinent deux distributions, une pour les fines et une pour la partie brute de la distribution. Les deux modèles sont basés sur le modèle de Kuz-Ram.

CONCLUSION
GENERALE

CONCLUSION GENERALE

Dans cette étude « **Amélioration du rendement de l'exploitation de gisement de calcaire de Djebel GUSTAR (ALGRAN Sétif) par adaptation d'un plan de tir à la blocométrie** » après avoir analysés les résultats des tirs effectués dans la carrière de Djebel GUSTAR nous avons proposés trois variantes d'optimisation de plan tir.

La variante 01 a consisté à augmenter le diamètre du trou ; la variante 02 a trait à la réduction de la maille et la variante 03 nous avons introduit un bourrage intermédiaire (discontinu).

Les résultats obtenus par le modèle Kuz-Ram et notamment le pourcentage de blocs supérieur à 650mm ont montré que la variante 03 était plus intéressante avec un pourcentage de blocs de 1.6%.

Il convient de souligner que le modèle Kuz-Ram ne tient pas compte du mécanisme de fragmentation causé par la rupture de compression / cisaillement de la matrice rocheuse à proximité immédiate du trou de mines. C'est pour cela que le modèle Kuz-Ram, généralement, sous estime le pourcentage des fines (les particules moins de 10-20 mm) générées durant le tir.

Les causes des fissures doivent être étudiées et documentées, la fissuration doit être étudiée au moyen d'un carottage à travers la fissure.

Le plan de tir optimal proposé a donné un pourcentage très faible (0.5%) de gros gabarits et 5% de matériaux fins, que nous recommandons à tester.

REFERENCE
BIBLIOGRAPHIQUE

Référence bibliographique

[AJO'07] Programme de Dimensionnement et Optimisation de tirs d'abattage à l'explosif en gradins Manuel d'utilisation AJOU Mokhtar

[ALG'11] Ingénierie des tirs de mines : Optimisation des tirs par l'utilisation de la modélisation sismique et de l'amorçage électronique Poitiers le 31 octobre 2006

[ALG'11] Plan d'exploitation 2012 ALGRAN GUSTAR

[ARA'09] Mémoire de fin d'études Option : Géologie de l'Ingénieur **Caractérisation géotechnique des granulats de la région de Sétif en vue de leur utilisation comme matériau de ballast** Présenté par : ARAB Karima BOUZIANE Hadjer 2009 .Université de Sétif.

[BER'11] Modélisation des sautages pour des gains en millions de dollars (une nouvelle approche de la simulation numérique) par Thierry BERNARD (Docteur Ingénieur). DNA-Blast is a TBT software – www.tbtech.fr

[BLA'04] TECHNIQUE DE L'INGENIEUR **Utilisation des explosifs dans le génie civil** Alain BLANCHIER et Anne Charline SAUVAGE

[BOU'11] Rapport du Stage de Géologie Structurale Etude du massif de la Chartreuse Laurie Bougeois

[BRG'00] Schéma départemental des carrières des Alpes-Maritimes BRGM mars 2000

[CET'12] Rapport d'analyse CETIM, 12 FEV 2012

[COU'07] RAPPORT D'OPTION ANALYSE ET OPTIMISATION DES PRATIQUES D'ABATTAGE A L'EXPLOSIF DANS UNE CARRIERE DE GRANULATS Cécile COULOMBEZ Option Sol et Sous-sol Juillet 2007

[DUR'10] TECHNIQUE D'INGENIEUR Description des roches et des massifs rocheux par Jean-Louis DURVILLE- Hubert HÉRAUD. Approfondissement de notions de mécanique des roches: Confrontation de modèles mécaniques et géologiques à la réalité d'un chantier du creusement d'un tunnel dans un massif rocheux fracturé Carla Solsona Accensi 2010-2011

REFERENCE BIBLIOGRAPHIQUE

[GRA'07] THESE DE DOCTORAT DE L'ECOLE NORMALE SUPERIEURE DE CACHAN Présentée par SEBASTIEN GRANGE ENSC-2007

[GRI'74] Rôle des failles dans l'exploitation des roches massives B.GRIVEAUX sept.-oct.1974

[GUE'08] Ouvrage de Jean Francois GUEIDAN sur la blocometrie –Abattage (Chapitre 3)

[HER'91] Optimisation du découpage des massifs rocheux Hubert HÉRAUD Marcel RAT Anne REBEYROTTE-LA VESTE Louis ROCHET Thierry GOUIN sept.-oct.1991

[HER'92] Suivi des effets arrière d'un tir bloqué de découpage par mesures géophysiques Hubert HÉRAUD - Philippe CÔTE sept.-oct.1992

[HER'93] Essai d'optimisation d'une blocométrie d'abattage à l'explosif Hubert HÉRAUD Alain BLANCHIER Yvan SIFRE sept-oct1993

[MAA'12] Rapport géologique fait par la géologue Meriem MAAYOUF 2012

[PAN'67] Etude de la structure d'un massif rocheux par M. PANET Nov.- Déc. 1967

[PRE'05] Fabrication des explosifs Maîtrise du minage. Vibrations et tirs de mines PREFERRED Customer 2005

[RAP'11] Rapport annuel de sécurité de travail 2011

[REU'09] Projet de fin d'études : Le minage une alternative au techniques courantes de terrassements rocheux à la REUNION De Renzo Alban 2009

[SWE'06] Vibrations dues aux tirs SWEET 2006

[VIL, 77] Ouvrage JEAN MARI VILA, 1977

ANNEXE