



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
République Algérienne Démocratique Et Populaire
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique
جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي - تبسة
Université Echahid Cheikh Larbi Tébessi – Tébessa
معهد المناجم
Institut des Mines
قسم المناجم والجيوتكنولوجيا
Département Mines Et Géotechnologie

MEMOIRE

Présenté en vue de l'obtention d'un diplôme de Master académique

Filière : Génie minier

Option : Exploitation des Mines

**Etude et optimisation de la longueur de bourrage des trous
d'abattage à l'explosif dans les carrières de minerai:
Critères de choix et impacts opérationnels**

CAS D'EL MA LABIOD

Présentée et soutenu par : REZAIGUIA Marwa
AZZAZ Ghada

Devant le jury :

	Grade	Etablissement
Président : Mr DEBBOUZ Mokhtar	M.A.A	Université Larbi Tébessi Tébessa
Encadreur : Dr DERBAL Chemseddine	M.C.B	Université Larbi Tébessi -Tébessa
Examineur : Pr NOUIOUA Ismail	PROF	Université Larbi Tébessi -Tébessa

Année universitaire : 2025-2026



Année universitaire : 2025/2026 Tébessa le :

04/08/2026

Lettre de soutenabilité

Noms et prénoms des étudiants :

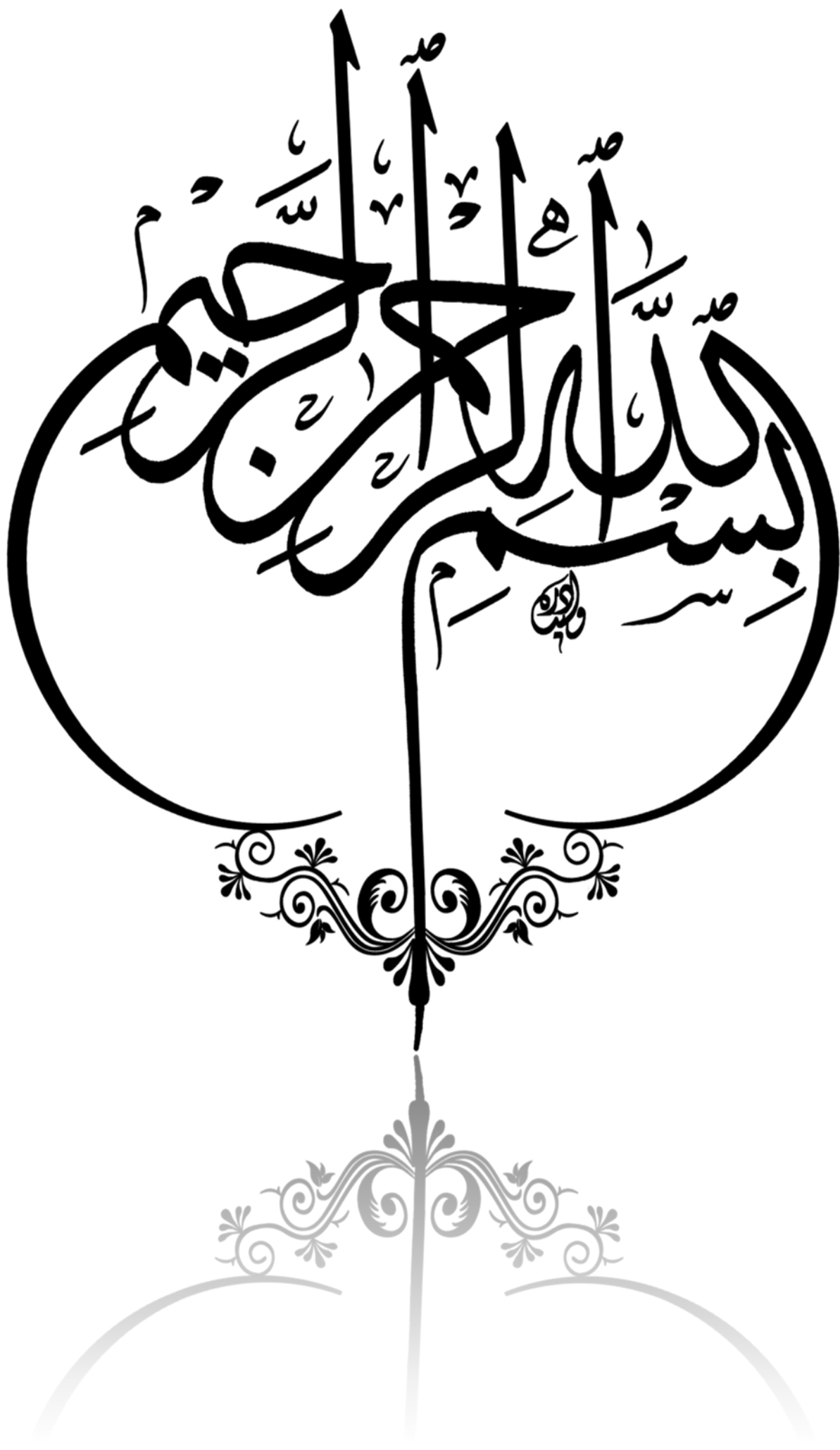
1. REZAIGUIA MARWA
2. AZZAZ OHADA
3. _____

Niveau : Master Option : Exploitation des mines

Thème : Etude et optimisation de la longueur de bourrage des trous d'aforage à l'exploit dans les carrières de calcaire : critères de choix et impacts opérationnels. Cas de la carrière d'Elmalatoud.

Nom et prénom de l'encadreur : Dr. DERBAL CHEMSEDDINE

Chapitres réalisés	Signature de l'encadreur
<u>partie géologique et minière</u>	
<u>chapitre I</u>	
<u>chapitre II</u>	
<u>chapitre III</u>	
<u>partie sécurité</u>	
<u>partie électrification</u>	



Remerciements

Avant tout, je remercie Dieu le Tout-Puissant de m'avoir donné la force, la patience et le courage pour réaliser ce travail.

Je tiens à exprimer mes sincères remerciements à mon encadrant, Derhal Chemseddine, pour son suivi, ses conseils précieux, sa disponibilité et son accompagnement tout au long de la réalisation de ce mémoire.

Je tiens également à exprimer ma profonde gratitude au président du jury, Monsieur Debbouz Mokhtar, pour l'honneur qu'il me fait en présidant ce jury.

Mes remerciements vont aussi à Monsieur Nouioua Ismail, examinateur, pour l'intérêt qu'il a porté à ce travail et pour le temps consacré à son évaluation.

Je remercie aussi l'ensemble du personnel de la carrière d'El Ma Labiod pour leur accueil, leur aide et les informations fournies durant cette étude.

J'adresse enfin mes plus profonds remerciements à ma famille et à mes amis(es) pour leur soutien moral, leurs encouragements et leur confiance durant toute cette période.

À toutes les personnes ayant contribué de près ou de loin à l'élaboration de ce mémoire, je présente mes sincères remerciements.

Dédicace

Je dédie ce modeste travail à mes très chers parents, qui ont toujours été une source de soutien, d'amour et d'encouragement tout au long de mon parcours. Que Dieu les protège et les récompense pour tous les sacrifices qu'ils ont consentis pour ma réussite.

À ma chère sœur Zahra, pour son affection, sa présence et ses encouragements permanents.

*À mon cher frère Seif, pour son soutien moral et sa confiance en moi.
J'adresse également mes sincères remerciements à mon encadreur, Mr. Derbal, pour son aide précieuse, ses conseils avisés, sa disponibilité et son accompagnement durant la réalisation de ce mémoire.*

À tous ceux qui ont contribué de près ou de loin à l'aboutissement de ce travail, je témoigne ma profonde gratitude.

Merci à tous.

Résumé :

Le bourrage supérieur des gradins représente un problème technique récurrent dans l'exploitation de la carrière de calcaire de la cimenterie d'El Ma Labiod.

Il résulte principalement d'une répartition inadéquate de l'énergie explosive dans la zone supérieure du gradin, entraînant une fragmentation insuffisante et une mauvaise reprise des matériaux abattus.

Ce travail s'appuie sur l'analyse des paramètres de forage et de tir, notamment la hauteur et la géométrie des gradins, le diamètre et l'espacement des trous, la charge spécifique, ainsi que la nature et la qualité des matériaux de bourrage.

Des calculs de tir sont réalisés afin d'évaluer l'efficacité des schémas existants et de proposer des ajustements techniques, incluant l'optimisation des charges explosives et le choix de matériaux de bourrage adaptés.

Les solutions proposées visent à améliorer la fragmentation au sommet des gradins, à réduire le bourrage supérieur et à optimiser la sécurité et la productivité de l'exploitation.

Mots clés : bourrage, tir, fragmentation, calcaire, effets arrière, fissurité.

ملخص

ظاهرة الانسداد العلوي للمصاطب مشكلة تقنية متكررة في استغلال محجرة الحجر الجيري التابعة لمصنع الإسمنت بعين المالبيوض. وينتج هذا المشكل أساسًا عن التوزيع غير المتكافئ لطاقة المتفجرات في المنطقة العلوية للمصطبة، مما يؤدي إلى ضعف التفثيت وصعوبة استرجاع المواد المفجرة. يركز هذا العمل على تحليل معايير الحفر والتفجير، لا سيما ارتفاع وشكل المصاطب، قطر وتباعد الثقوب، الشحنة النوعية، إضافة إلى طبيعة وجودة مواد الحشو. كما تم إجراء حسابات التفجير لتقييم فعالية مخططات التفجير المعتمدة واقتراح تعديلات تقنية تشمل تحسين الشحنات المتفجرة واختيار مواد حشو مناسبة. وتهدف الحلول المقترحة إلى تحسين التفثيت عند قمة المصاطب، والحد من ظاهرة الانسداد العلوي، وتحسين مستوى السلامة والإنتاجية في الاستغلال المنجمي.

الكلمات المفتاحية: البوراج او الردم . التفجير، التفثيت، الحجر الجيري، التأثيرات الخلفية، التشققات .

Abstract :

The upper bench stemming problem represents a recurrent technical issue in the exploitation of the limestone quarry of the El Ma Labiod cement plant. It mainly results from an inadequate distribution of explosive energy in the upper zone of the bench, leading to insufficient fragmentation and poor recovery of the blasted material. This study is based on the analysis of drilling and blasting parameters, including bench height and geometry, hole diameter and spacing, specific charge, as well as the nature and quality of stemming materials. Blasting calculations are carried out to evaluate the effectiveness of the existing blasting patterns and to propose technical adjustments, including the optimization of explosive charges and the selection of appropriate stemming materials. The proposed solutions aim to improve fragmentation at the bench crest, reduce upper bench stemming, and enhance the safety and productivity of the quarry operations.

Keywords: jamming, firing, fragmentation, limestone, back effects, cracking.

Резюме:

Проблема верхнего забивания уступов является повторяющейся технической трудностью при эксплуатации известнякового карьера цементного завода Эль-Ма-Лабид. Она в основном обусловлена неравномерным распределением энергии взрыва в верхней зоне уступа, что приводит к недостаточной фрагментации и затрудняет погрузку взорванного материала. Данное исследование основано на анализе параметров бурения и взрывания, в частности высоты и геометрии уступов, диаметра и расстояния между скважинами, удельного расхода взрывчатых веществ, а также природы и качества забоечных материалов. Проводятся расчёты взрывных работ с целью оценки эффективности существующих схем и предложения технических корректировок, включая оптимизацию зарядов взрывчатых веществ и выбор подходящих забоечных материалов. Предлагаемые решения направлены на улучшение фрагментации в верхней части уступов, снижение верхнего забивания и повышение безопасности и производительности горных работ.

Ключевые слова: заклинивание, обжиг, фрагментация, известняк, обратные эффекты,

растрескивание.

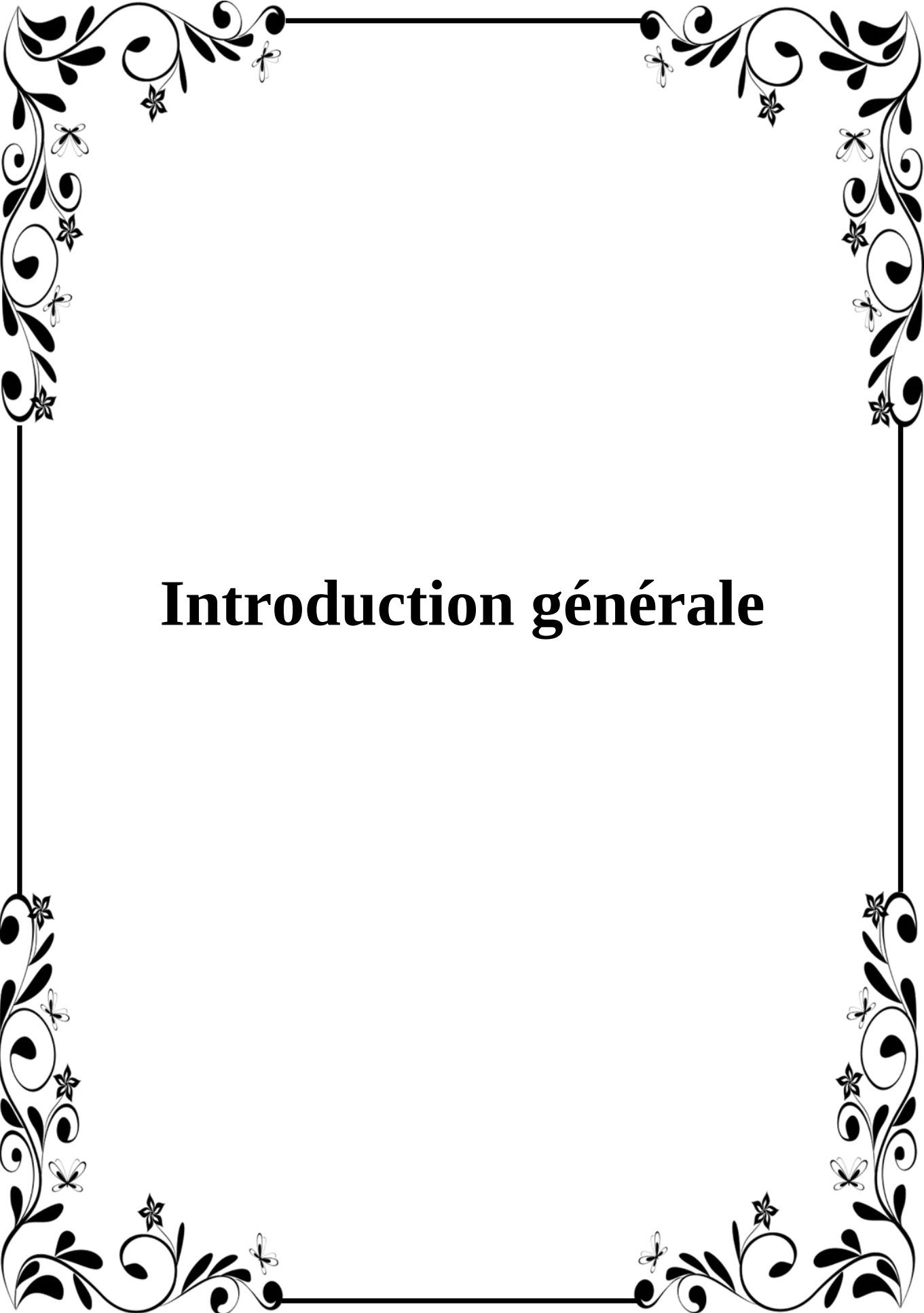
TABLE DES MATIÈRES	PAGE
Introduction générale	1
Chapitre I : Cadre général et exploitation de la carrière d'El Ma Labiod	
1.1. Historique de la Société des Ciments de Tébessa (SCT)	2
1.2. Situation géographique et accès	4
1.3. Géologie du gisement	6
1.3.1. Contexte régional	7
1.3.2. Géologie locale du gîte	8
1.3.3. Géomorphologie et hydrogéologie	8
1.4. Caractéristiques qualitatives et réserves	14
1.4.1. Exigences industrielles pour la cimenterie	15
1.4.2. Composition chimique du calcaire	
1.4.3. Réserves géologiques	16
1.5. Production annuelle et régime de travail	17
1.5.1. Organisation des travaux d'extraction (année 2026)	21
1.5.2. Méthode d'exploitation par foration – tir à l'explosif	21
1.5.3. Paramètres techniques actuels du plan de tir	22
1.6. Matériels de chargement et de transport	25
1.6.1. Choix des chargeuses et calcul de rendement	26
1.6.2. Choix des camions et calcul de rendement	32
1.7. Essais de laboratoire (propriétés géomécaniques)	24
Chapitre II : Partie spéciale – Analyse du bourrage supérieur et choix des matériaux	
2.1. Problématique du bourrage supérieur dans la carrière	57
2.2. Résumé analytique sur l'usage des explosifs	58
2.2.1. Limites de compréhension du mécanisme de destruction	59
2.2.2. Rôle des gaz, de l'onde de choc et des contraintes naturelles	59
2.3. Mécanisme spécifique du bourrage supérieur	
2.3.1. Zone critique : interface charge explosive / bourrage / atmosphère	60
2.3.2. Propagation des fissures sous le bourrage	61
2.3.3. Interaction gaz – bourrage – roche	62
2.3.4. Perte de confinement et fragmentation hétérogène	63
2.4. Matériaux de bourrage (stemming)	63
2.4.1. Rôles du bourrage (confinement, sécurité, efficacité énergétique)	64
2.4.2. Principaux matériaux utilisés (débris, gravillons, argile, bouchons manufacturés)	65
2.4.3. Critères de choix du matériau (nature du massif, diamètre, humidité)	65
2.4.4. Comportement mécanique du bourrage pendant la détonation	66

2.5. Calcul de la longueur optimale du bourrage supérieur	
2.5.1. Principes physiques (équilibre énergétique)	67
2.5.2. Formules spécifiques (basées sur le diamètre, le burden, la hauteur du gradin)	67
2.5.3. Ajustements pratiques (fly-rock, blocs hors gabarit)	68
Chapitre III : Méthodologie expérimentale et calculs proposés	
3.1. Méthodologie de choix du mode d'abattage (tableau école soviétique)	69
3.2. Détermination de la tirabilité des roches	70
3.2.1. Calcul de la consommation spécifique standard (qét)	71
3.2.2. Résistances mécaniques (compression, cisaillement, traction)	72
3.2.3. Classification de la roche	73
3.3. Détermination de l'indice de forabilité	74
3.4. Dimension admissible des blocs après tir	75
(selon godet chargeuse, benne camion, ouverture concasseur)	75
3.5. Choix du diamètre des trous de mine	76
3.6. Calcul de la consommation spécifique réelle d'explosif	77
3.7. Calcul des paramètres géométriques du tir proposé	77
3.7.1. Longueur du trou (Ltr) et surforation (lsf)	78
3.7.2. Charge linéaire (P)	79
3.7.3. Ligne de moindre résistance (W) et vérification de la sécurité	80
3.7.4. Espacement (a) et distance entre rangées (b)	81
3.7.5. Quantité de charge par trou (Qch)	82
3.7.6. Longueur de charge et longueur de bourrage	
3.8. Calcul des rendements et du nombre d'engins	83
3.8.1. Rendement volumique du forage	
3.8.2. Volume du bloc à tirer	84
3.8.3. Nombre de trous et longueur totale de foration	84
3.8.4. Rendement et nombre de sondeuses nécessaires	
3.9. Tableau récapitulatif des paramètres optimisés	85
Chapitre IV : Hygiène, sécurité et électrification	
4.1. Protection du travail et prévention des risques	86
4.1.1. Définitions (accident de travail, maladie professionnelle)	87
4.1.2. Lutte contre la poussière, le bruit, les vibrations et l'incendie	88
4.2. Sécurité dans la mise en œuvre des explosifs	89
4.2.1. Chaîne de gestion (approvisionnement, stockage, transport interne)	90
4.2.2. Procédure standard de tir (SOP)	91
4.2.3. Organigramme de gestion des explosifs	92
4.3. Sécurité dans le chargement et le transport	93

4.4. Gestion des incidents (ratés de mine)	94
4.5. Tableau type de suivi des accidents de travail	95
4.6. Électrification de la carrière	96
4.6.1. Schéma général d'alimentation (HT/MT/BT)	97
4.6.2. Équipements principaux (concasseur, convoyeurs, ateliers)	98
4.6.3. Sécurité électrique et particularités du site	99
Conclusion générale	100

LISTE DES TABLEAUX		PAGE
N°	Titre du tableau	
01	Coordonnées UTM du périmètre d'exploitation	6
02	Réserves géologiques (calcaire et calcaire marneux)	16
03	Production annuelle, mensuelle et journalière	17
04	Volume des travaux d'extraction (niveaux +1055 m et +1035 m)	20
05	Paramètres retenus pour l'élaboration du plan de tir actuel	22
06	Besoins prévisionnels en explosifs et foration (tir, mois, an)	23
07	Chronométrage du cycle de la chargeuse	36
08	Chronométrage du cycle des camions	37
09	Classification des roches selon l'indice de forabilité (Rjevsky)	38
10	Classification des roches selon l'indice de tirabilité	40
11	Différents modes de forage (diamètre, profondeur, coefficient de dureté)	41
12	Mode de forage en fonction de la forabilité des roches	41
13	Caractéristiques techniques de la sondeuse Atlas Copco D55	42
14	Caractéristiques des explosifs utilisés (Armanit III et Anfomil)	46
15	Coefficient de concentration (Kc) selon diamètre et tirabilité	49
16	Classification des roches selon la tirabilité (qét)	77
17	Récapitulatif des paramètres des travaux de tir (calculés)	78
18	Tableau de suivi des accidents de travail (type carrière)	88

N°	Titre de la figure	
01	Localisation géographique de la société (SCT)	5
02	Vue aérienne du gisement de calcaire (code 588 PXC) – El Ma Labiod	7
03	Colonne stratigraphique synthétique de la zone d'étude (Dubourdieu, 1959)	10
04	Carte topographique de la région d'El Ma Labiod (échelle 1:50000)	11
05	Histogramme des éléments chimiques suivant les catégories des réserves	15
06	Organigramme de l'entreprise (année 2026)	18
07	Image représentant les niveaux d'exploitation prévus 2026	20
08	Portail d'entrée de l'entreprise minière	17
09	Photographies des échantillons prélevés (essais laboratoire)	25
10	Chargeuse Caterpillar 992 B (vue générale)	28
11	Caractéristiques techniques de la chargeuse (plaque signalétique)	
12	Camion KOMATSU HD 460	34
13	Sondeuse Atlas Copco D55	43
14	Schéma de construction de charge avec bourrage pour tir de pré découpage	59
15	Schéma des charges d'explosif avec leur bourrage	64
	Schéma général d'alimentation électrique de la carrière	94
19	Consommation électrique spécifique (graphique)	95

A decorative rectangular border with ornate floral and scrollwork patterns at each corner, framing the central text.

Introduction générale

Introduction générale

L'exploitation des carrières à ciel ouvert d'Algérie destinées à l'industrie cimentière repose sur une maîtrise rigoureuse des paramètres géologiques, géotechniques et des techniques de forage et de tir. Dans ce contexte, la carrière de calcaire d'El Ma Labiod, qui alimente la cimenterie du même nom, joue un rôle stratégique dans l'approvisionnement continu en matière première. La stabilité des gradins, la qualité de la fragmentation et la maîtrise du tir constituent ainsi des éléments déterminants pour garantir la sécurité, la productivité et la continuité de l'exploitation.

Cependant, l'exploitation de cette carrière est confrontée à un phénomène récurrent connu sous le nom de qualité de bourrage des gradins. Ce phénomène se manifeste par l'accumulation de matériaux mal fragmentés naissant à partir du sommet du gradin ou des effets arrière sur les gradins suivants après le tir. Il entrave la reprise normale du calcaire par les engins de chargement, réduit l'efficacité des opérations de minage et engendre des pertes de temps considérables, ainsi qu'une augmentation des coûts d'exploitation.

Le bourrage peut être attribué à plusieurs facteurs interdépendants, notamment les caractéristiques géomécaniques du massif calcaire, la géométrie des gradins, la conception des schémas de foration, la qualité du bourrage des trous, ainsi que les paramètres de chargement en explosif. Une mauvaise maîtrise de ces paramètres peut conduire à une énergie explosive mal répartie, favorisant la rétention de blocs au sommet du gradin et une fragmentation insuffisante dans la zone supérieure.

Dans la carrière d'El Ma Labiod, ce problème constitue un enjeu technique majeur, car il affecte non seulement la productivité des opérations d'abattage, mais également la sécurité du personnel et des équipements, en raison des risques de chutes de blocs lors des opérations de reprise. Il devient donc indispensable de comprendre les mécanismes à l'origine de ce phénomène afin de proposer des solutions adaptées aux conditions spécifiques du site.

Le présent mémoire s'inscrit dans cette problématique et vise à analyser en profondeur les causes du bourrage supérieur des gradins en exploitation dans la carrière d'El Ma Labiod. À travers une étude de terrain, l'analyse des paramètres de forage et de tir et l'examen des caractéristiques du massif rocheux, ce travail ambitionne de proposer des mesures correctives et préventives permettant d'optimiser la fragmentation, de réduire le bourrage supérieur et d'améliorer la performance globale de l'exploitation.

A decorative rectangular border with ornate floral and scrollwork patterns in each corner, framing the central text.

Partie géologique et miniére

Historique :

La Société des Ciments de Tébessa (S.C.T) est une entreprise publique économique (EPE) sous forme de société par actions. Elle est une filiale à 100 % du Groupe Industriel des Ciments d'Algérie (GICA). Son siège social est situé à Tébessa.

La société a été créée en novembre 1993, à la suite du projet d'El Ma El Abiod, initié par les fonds de participation de l'État.

Elle est composée de trois entités principales : la direction générale, la cimenterie et l'unité commerciale .istorique

1988

Début des travaux de réalisation de la cimenterie.

1990

Mise en vigueur du contrat.

1993

Création du projet avec un capital 200 000 000 DA

1993

Création de la société des ciments, avec trois actionnaires du secteur (ERCE, ERCO, ERDE), avec un capital de 800 000 000 DA

1994

Entrée en production début novembre.

1996

La société des ciments de Tébessa atteint le seuil de performance en dépassant les 500 000 tonnes de ciment (536 000 tonnes).

1998

Augmentation du capital social 1 200 000 000 DA

2000

La certification du système qualité de la SCT à la norme ISO 9001 version 1994.

2002

Rachetée à 100% par ERCE et augmentation du capital à 2 700 000 000 DA

2004

La société des ciments de Tébessa se lance dans la fabrication du ciment résistant aux sulfates CEM I N SR5 42.5 (14 000 tonnes).

2005

La signature d'un contrat avec le partenaire FLS pour l'automatisation des ateliers Cru, Cuisson et Ciments.

2007

Signature d'un contrat avec le partenaire AAF pour la construction et supervision de montage du filtre à manches pour plus de 440 000 KDA.

2008

La SCT a dépassé pour la première fois de son histoire le seuil de 658 030 tonnes de Ciment et 507 262 tonnes de clinker.

2009

Le changement de l'installation de dépoussiérage des gaz du four par la technologie des filtres à manches.

2010

Une seconde restructuration après la création du Groupe Industriel des Ciments d'Algérie (GICA) le 26 novembre 2009, et transfert des actions, détenues par le groupe ERCE (en liquidation) au profit du groupe GICA à compter du 30 mars 2010.

2015

Mise en service de la centrale à béton.

2016

Installation système de télésurveillance.

2017

Installation et mise en service d'une station d'épuration des eaux usées.

2018

Élargissement de la gamme des produits : CEM II /A ; CEM II/B et CEM I.

Rattachement de l'unité de granulats EL GHORFA W.KHENCHELA.

2019

Certification système de management intégré (ISO 9001/2015, ISO 14001/2015, ISO 45001/2018) avec l'organisme AFAQ Afnor groupe.

2020

Audit de suivi SMI.

2021

Admission CEM I/42.5 N-SR5.

2022

Mise en service palettiseur.

Situation Géographique

Le bassin versant d'Elma-Labiod se trouve au nord-est de l'Algérie, à environ 30 kilomètres au sud-est du chef-lieu de la wilaya de Tébessa et à proximité immédiate de la frontière tunisienne (figure 01). Appartient à la zone des Hauts Plateaux orientaux et au versant nord saharien. Elle est bordée au nord par Djebel Doukkane, à l'Est la plaine s'approche du territoire tunisien dans la région de Koudiat Sidi Salah, à l'Ouest djebels Anoual et Bouroumane, on trouve la plaine de Chéria, un peu plus vers le sud, on rencontre à la limite de la zone, la plaine de Thlidjene et la limite Sud est constituée par le synclinal de Bir Sbeïkia d'âge Mio-Quaternaire.



Figure 01 : Localisation géographique de la société .

Le gisement de calcaire, lieudit EL MA LABIOD, est situé à environ 2 km au nord-est de l'agglomération d'EL MA LABIOD et à 25 km au sud de la ville de Tébessa.

Le gisement relève administrativement de :

- Commune : EL MA LABIOD ;
- Daïra : EL MA LABIOD ;
- Wilaya : TÉBESSA.



Figure : Vue panoramique du site minier

Les coordonnées UTM Nord Sahara (fuseau 32) définissant les limites du périmètre du permis d'exploitation du gisement de calcaire « EL MA LABIOD » (code 588 PXC) sont consignées au Tableau n°01 ci-dessous.

La superficie totale du périmètre autorisé à l'exploitation est estimée à 242 hectares.

Tableau N°01 : Coordonnées en UTM

Points	Coordonnées UTM		Points	Coordonnées UTM	
	X	Y		X	Y
01	426 600	3 899 200	12	425 800	3 896 600
02	426 600	3 898 800	13	425 700	3 896 600
03	426 500	3 898 800	14	425 700	3 896 700
04	426 500	3 898 400	15	425 600	3 896 700
05	426 400	3 898 400	16	425 600	3 898 500
06	426 400	3 897 500	17	425 500	3 898 500
07	426 300	3 897 500	18	425 500	3 899 400
08	426 300	3 897 000	19	426 000	3 899 400
09	426 200	3 897 000	20	426 000	3 899 500
10	426 200	3 896 500	21	426 500	3 899 500
11	425 800	3 896 500	22	426 500	3 899 200

Géologie de gite:

Géographie du gite:

Le gite de calcaire d'Elma-Labioud se trouve à environ 2Km au Nord-Est de l'agglomération d'Elma-Labioud et à 25 Km au sud de Tébessa, chef lieu willaya, 11 est longé par un chemin de fer et la route nationale n° 16.

La surface du gite appartient au domine de la révolution agraire, il s'étend sue 3000 m avec une largeur variable de 400 à 900 m, la superficie est de 230 ha; les cotes absolus varient de 1066 m à 1031 m.

Cadre géographique:

La plaine d'ElMa labioud est située du Nord-est du pays à Frontière Algéro-Tunisienne. Dans les hauts plateaux. à une vingtaine de Kilomètres au Sud de la Wilaya de Tébessa. Elle couvre une superficie de 478 km2 Elle se présent comme une dépression carrée par un cadre Montagneuxd'altitude Moyenne de 1200 à 1400 m Cette plaine est limitée ou Nord par la plaine de Tébessa avec les monts de Dj. Bouramanne et Dj Doukkane cet axe constitue la limite entre deux grands bassins versant celui Medjerdah qui s'écoule vers la Nord, et Chott Melghir qui s'écoule vers le sud. Au Sud par Dj Boudjellal et Dj.Ed dala; A l'Est par la Frontière Algiro-Tunisienne. Et à l'ouest par Dj Er-rouisset et Deaa douamiss.



Figure 02: Vue aérienne du gisement de calcaire (code 588 PXC)

« EL MA LABIOD » W. de Tébessa

(Image satellite, Google Earth).

Geomorphologie:

Dans la région d'El Ma labiod, on observe différents micro et macro formes géomorphologiques, les principales formes qu'on distingue sont:

Le Bassin versant:

Le Bassin versant est essentiellement constitué par des formations du crétacé (Marne, Marno-calcaire) qui constituent la base ancienne sur laquelle sont disposées les formations du Miocène.

On note également que les roches du crétacé constituent le bassin versant, sont très tectonisées (failles et plissements).

1.2.2. La Cuvette du Miocène:

Les formations de remplissage du Miocène sont constituées d'argiles rouges, de sables et de grès, recouverts de colluvions et d'alluvions qui bordent les rivières.

1.2.3. Les Collines:

Ce sont des formes géomorphologiques, des horsts ou des restes du bassin versant qui a subi une tectonique très intense. Elles se présentent comme des « îles » entre les formations du Miocène.

1.2.4. Les lits des oueds:

Les lits des oueds sont des formes qui résultent de l'érosion. Dans ces lits asséchés, on a pu distinguer la terrasse et les formations du Miocène supérieur.

1.2.5. Les Sources:

Elles sont principalement localisées au contact entre les formations du Crétacé et celles du remplissage Miocène. Actuellement, elles sont à sec.

On peut distinguer également aussi une barrière rocheuse importante allongée E.N.E W.S.W. culminant à plus de 1550m et se poursuivant sur une distance de plus de 60 km. Dans sa continuité. Elle est formée par une suite de massifs montagneux.

Hydrogéologie de la zone:

Les calcaires de la région de Tébessa sont aquifères. Le gisement en question ne connaît aucune manifestation hydrogéologique jusqu'à la cote 1023 m, donc il n'y a pas de risque de rupture de stabilité jusqu'à cette cote.

Des mesures du niveau hydrogéologique ont été effectuées dans les trous de sondage, la cote la plus élevée du niveau statique constatée est 1021.76 m. On peut donc dire que l'assise calcaire est sèche au-dessus de la cote 1022 m.

1.3. Aperçu géologique:

1.3.1. Géologie régionale:

La région d'ElMa labiod est située à la limite de la frontière Algéro-tunisienne et fait partie de l'Atlas saharien

Les reliefs y sont contrastés, constitués essentiellement par des massifs calcaires allongés selon un axe SW-NE et séparés par une dépression (plaine cultivée d'El Ma labiod) Mio-quaternaire. Cette structure est due aux deux phases tectoniques ayant affectées la région.

La plaine d'ElMa labiod n'a pas fait l'objet d'une étude géologique précise, mais elle est intégrée dans un ensemble géologique un peu mieux connu. Seuls ont été réalisés à partir des années 1970, et dans le but de recherche de l'eau et de pétrole, des forages et une étude géologique.

La plaine a une pente douce, ayant pour limites nord et sud des plis d'axes SWNE.

La limite Nord constitue une ligne de partage des eaux entre deux grands bassins versants; Celui de la Medjerda qui s'écoule vers le Nord et celui de chott Meighir qui s'écoule vers le Sud.

La cuvette sédimentaire du sous bassin versant d'El Malabiod est constituée de: Dépôt de type épicontinental avec variation de faciés et d'épaisseur ayant une direction SW-NE (aptien jusqu'au maastrichtien). Grés et argiles bariolées de base Miocène Trias de type germanique sous forme diapirique.

		Lithologie	Epaisseur (m)	Description lithologique	
CENOZOIQUE	Quaternaire		 ⑥	10-30	Dépôts clastiques d'origine continentale.
	Paléogène	Miocène	 ⑤	10-150	Conglomérats à grains variés avec un ciment carbonaté, grès quartzeux et calcaire sableux avec intercalations d'argilites.
		Eocène		200	Calcaires marneux à silex et intercalations de phosphates par endroits dans le mur.
	ÉO-CÈNE	Maest.		250-300	Calcaires gris clairs, calcaires crayeux et marnes argileuses avec intercalation d'argiles dans la partie supérieure.
		Campan.		500-600	Marnes argileuses gris-foncées et des calcaires blancs dans la partie moyenne et supérieure.
		Con-Sant.		500-600	Marnes argileuses grises et grises bleuâtres.
		Turo.	 ④	180-250	Calcaires en bancs, partiellement marneux à teinte noire et gris-foncée.
		Cénom.	 ③	900-1000	Marnes gris-verdâtres et grises dans la partie supérieure, avec intercalations de calcaires marneux.
		Vracon.	 ②	500-600	Marnes et marnes-argileuses avec intercalations de calcaires argileux et argilites.
		Albien		480-600	Marnes grises et gris-foncées, noires dans la partie supérieure avec de minces intercalations de calcaires argileux.
		Clans.		100-200	Marnes grises, gris-jaunes partiellement avec des intercalations de calcaires.
		Apvien	 ①	300-600	1- Faciès clastique, marnes argileuses avec intercalations de marnes sableuses et grès calcaires. 2- Faciès carbonaté, calcaires organo-détritiques, bioclastes, ooclastes et interclastes.
		Barém.		< 250	Calcaires et dolomies, argilites et argiles dans la partie supérieure (Grès à Mesloul).
	Jurassique			?	
	Trias			< 700	Formations marno-gypsifères bariolées avec peu d'intercalations de grès à grains fins, dolomies et calcaires marno-dolomitique.

Figure 03: Colonne stratigraphique synthétique de la zone d'étude

(D'après : Dubourdieu, 1959 ; Madre, 1969).[03]

1.4. Topographie:

La région d'ElMa labiod présente une allure de cuvette, son altitude varie entre 1050 (au centre de la cuvette) et 1300m (le sommet le plus haut de la région) et de DOUKKANE situé au nord et qui présente une altitude de (1712m)

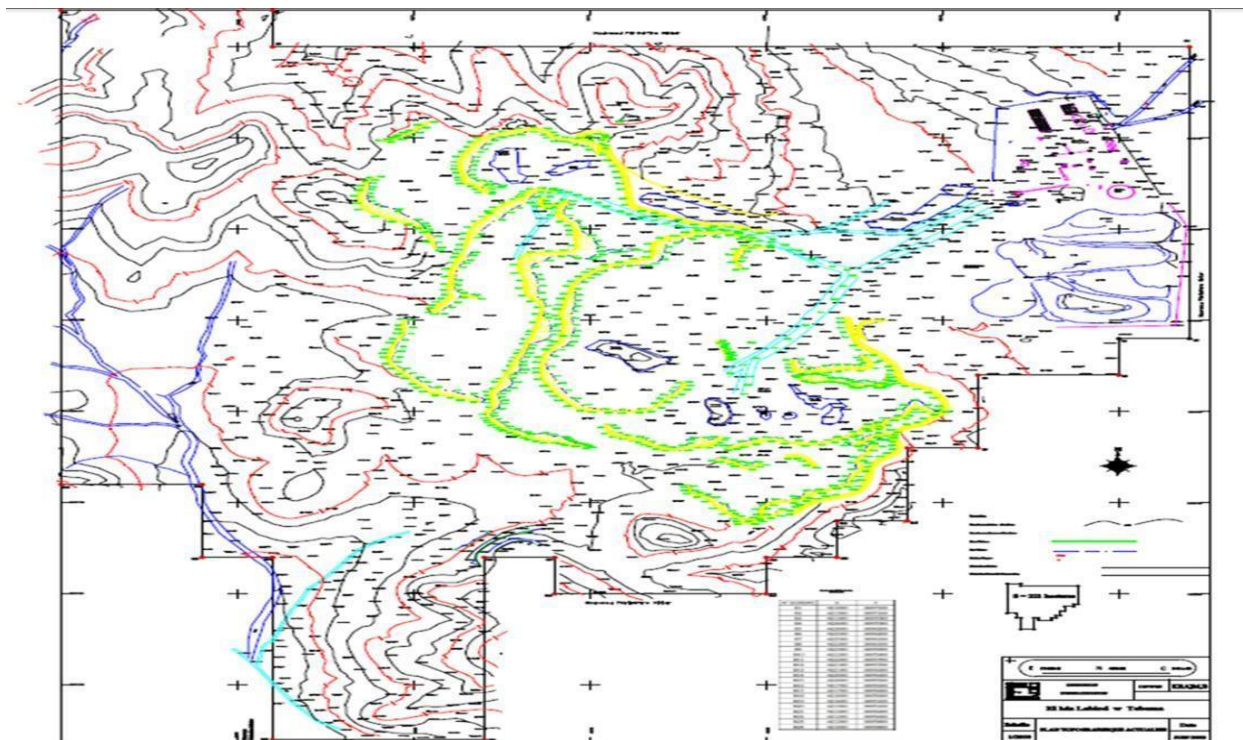


Figure 3 : Carte topographie de la région d'El Ma Labiod . DUROZOY 1948 (Echelle1:50000).

La partie centrale de la région est constituée d'une plaine enserrée par des montagnes escarpées au nord et au sud.

Il est à noter qu'il existe quelques coteaux remarquables dans l'axe parallèle à la route nationale au sud de l'amont d'Oued El Goussa, leur hauteur relative est comprise entre 10 et 20m. Environ, par rapport à la cuvette. Il s'agit probablement de la remontée des couches imperméables (Marnes).

1.5. Végétation et hydrographie:

1.5.1. Le couvert végétal :

La Végétation naturelle, à la base de pin d'Alep, est développée au nord de la zone d'étude et devient de plus en plus rare vers le sud jusqu'à disparition en limite sud au Dj. Boudjelal. Par opposition avec les plaines de Mellégue et les monts de Tébessa,

les montagnes, bordant la plaine d'El malabiod, se singularisent tout d'abord par l'absence presque totale de végétation arbustive, ne fait vraiment exception, que l'escarpement septentrional du bassin d'El Malabiod. qui est recouvert d'une forêt de pins.

On peut également citer les genévriers épais du Dj l'Abiod et surtout des basses pentes méridionales du Dj Arour. Partout ailleurs, la roche ou les sols, affleurent entre les touffes d'une steppe basse où domine l'Alfa.

1.5.2. Hydrographie:

Dans la région d'El Ma labiod, existe de nombreuses montagnes qui bordent la plaine, de direction SW-NE. La bordure Nord (Dj. Doukkane, Dj. Anoual, Dj. Bouroumanne) constitue une ligne de partage des eaux entre les eaux mauditéraniennes et les eaux sahariennes, D'une façon générale l'écoulement ce fait du Nau S 40 m du niveau de la mer.

Les trois principaux Oueds intermittents, qui ne se remplissent que pendant la période des pluies sont:

Oued El Goussa: qui longe la plaine de E a L'W

Oued Zanb: qui coupe la plaine de N au S

Oued El Assouad: qui prend une direction S-W

Ces trois principaux Oueds confluent en amont de la ville d'El Malabiod, ce confluent forme l'oued d'el Malabiod qui draine les eaux vers Chotte Melghir.

Cadre climatique:

Le climat:

l'hiver est généralement froid et rigoureux, tandis que l'été est chaud et sec. Les températures moyennes mensuelles oscillent de 25.5°C au mois de Juillet à 6.6°C en Janvier. La pluviométrie annuelle moyenne est d'environ 360mm, le nombre moyen de jour de neige par en est d'ordre de 6 avec un maximum de 14 jours. Les vents sont assez fréquents; leur direction est variable suivant les modes.

Les précipitations:

La Précipitation est la quantité d'eau météorique totale, liquide ou solide qui tombe sur une surface horizontal déterminée appelée la section pluviométrique.

La plaine d'El Ma El Abiod, est contrôlée par quatre stations pluviométriques, qui sont situées à l'intérieur du sous bassin. Pour des raisons de commodité, l'installation des postes a été limitée à la plaine.

Température:

Quantitativement, en hiver il fait plus froid sur la plaine d'EL Ma EL Abiod, que sur celle de Tébessa puisque la plaine d'étude est située à une altitude plus importante (1150m en moyenne). Par contre, les températures d'été sont comparables ou légèrement plus élevées, à cause de l'influence du vent du Sud (Sirocco). Le mois le plus froid est le mois de Janvier alors que le plus chaud est Juillet.

Esquisse géologique du gîte :

Le gîte de calcaire « EL MA LABIOD » correspond à une **série monoclinale faiblement pentée vers l'Est**, avec un pendage de l'ordre de **4° à 5°**. La colonne lithostratigraphique, de haut en bas, se présente comme suit :

- Limons et croûte calcaire friable ;
- Sables hétérogènes à fragments de silex et de quartz ;
- Calcaire gris ;
- Calcaires marneux ;
- Marnes calcaires ;
- Marnes grises.

Le recouvrement superficiel est présent sur le quasi-totalité de la surface exploitable, avec une **épaisseur moyenne d'environ 1,80 m**, constitué de limons argileux, de croûte calcaire et de sables.

L'assise utile du gisement est constituée de **calcaires affleurant en bancs de 20 à 40 cm**, présentant une structure massive sur une puissance importante.

Les marnes sous-jacentes ne sont pas concernées par l'exploitation en raison de leur **teneur insuffisante en CaO**, les rendant inadaptées à l'utilisation en tant que matière surdosée en cimenterie. En revanche, le **calcaire marneux**, présent en bancs de 20 à 50 cm et affichant des teneurs en CaO comprises entre **45 % et 50 %**, nécessite un **mélange avec des calcaires plus purs**, notamment en raison de la présence de sulfures.

Les zones à présence notable de silex, en raison de leur caractère abrasif, ont été localisées :

- À la limite sud-ouest du gisement (S-25) ;
- À proximité de l'ex-coopérative agricole ;
- Entre les sondages N°55 et N°48 ;
- Au nord-ouest du sondage N°9.

Caractéristique qualitatives du gisement

Exigences industrielles:

- **Pour le calcaire (sur- dosé) :**

CaO > 45% ; MgO < 3,2% à 3,5% ; K₂O < 1% ; SO₃ < 1,25
à 1,35 % ; Cl⁻ < 0,165 % ; P₂O₅ < 0,4 % et R₂O < 1%.

- **Pour l'argile (sous –dosé) :**

SiO₂ > 45% ; CaO < 15% ; MgO < 3,2 % ; TiO₂ < 1,3% ; SO₃ < 1% ;

K₂O+Na₂O < 0,8 % ; P₂O₅ < 0,3 % ; Cl⁻ < 0,015%.

4.2- Composition chimique :

La composition chimique moyenne des calcaires du gisement d'EL MA LABIOD a été déterminée à partir de 1 109 échantillons individuels et 223 échantillons composites issus de sondages mécaniques carottés. Les résultats montrent une régularité de la matière première, avec des variations progressives et non brutales liées au contexte sédimentaire.

Les teneurs moyennes observées confirment un titre élevé en CaO (entre 52,81 % et 53,90 % selon les catégories de réserves) et des teneurs faibles en éléments nuisibles (SO₃, K₂O, Na₂O, MgO et chlore), conformes aux exigences de l'industrie cimentière.

HISTOGRAMME DES ELEMENTS CHIMIQUES SUIVANT LES CATEGORIES DES RESERVES

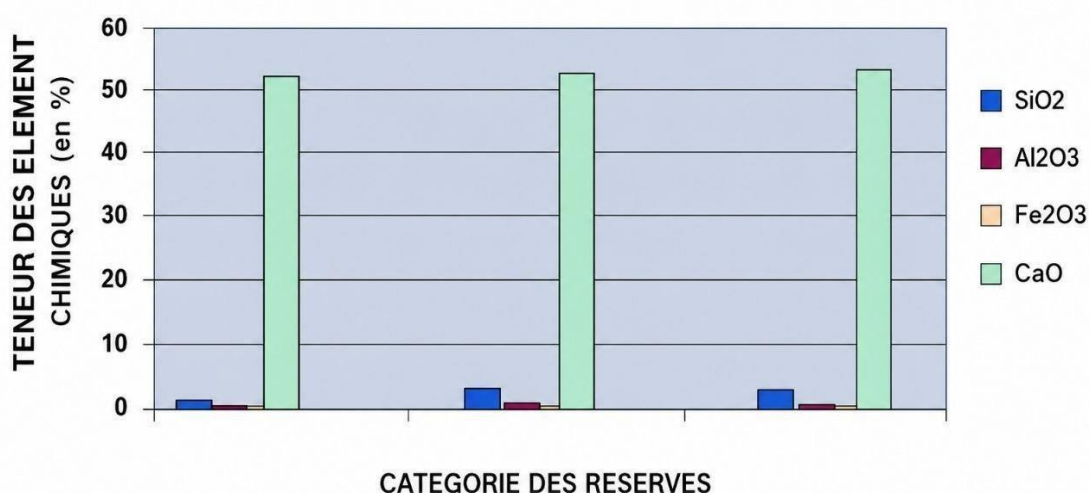


Figure : HISTOGRAMME DES ELEMENTS CHIMIQUES SUIVANT LES CATEGORIES DES RESERVES

L'étude des histogrammes des teneurs en **SiO₂**, **Al₂O₃**, **Fe₂O₃** et **CaO** dans les calcaires, selon les différentes catégories de réserves, met en évidence que :

Le calcaire du gisement « EL MA LABIOD » présente une teneur élevée et stable en CaO, comprise entre 52,81 % et 53,90 %, confirmant son aptitude en tant que matière première sur-dosée pour la fabrication du ciment.

Les teneurs en **SiO₂**, **Al₂O₃** et **Fe₂O₃** demeurent dans les limites des exigences industrielles, avec des valeurs moyennes respectives de 2,46 %, 0,88 % et **0,34 %.

Les éléments nocifs (**SO₃**, **K₂O**, **Na₂O**, **MgO** et chlore) présentent des teneurs faibles et conformes aux normes de l'industrie cimentière. Les niveaux localisés de calcaire marneux, plus riches en **SO₃**, nécessitent un mélange contrôlé des faciès lors de l'exploitation afin de garantir un sur-dosé chimiquement conforme.

La comparaison avec les données antérieures met en évidence une régularité et une stabilité chimiques de la matière première à l'échelle du périmètre exploité, assurant ainsi la continuité de l'approvisionnement de la cimenterie de Tébessa.

Réserves géologique:

Les réserves géologiques restantes, évaluées jusqu'à juin 2022, sont estimées à 78 409 455,96 tonnes, réparties comme suit :

- Calcaire : 73 516 429,87 tonnes (catégories A, B, C1 et C2) ;
- Calcaire marneux : 4 893 026,09 tonnes (catégories B et C1).

La répartition des réserves géologiques, classées par catégories (A, B, C1 et C2), est consignée dans le tableau N° 02 ci-après.

	Calcaire (tonne)	Calcaire marneux (tonne)
Catégorie A	2 036 325.54	0
Catégorie B	31 190 401.45	2 838 939.88
Catégorie C1	38 807 543.93	2 054 086.21
Catégorie C2	1 482 158.95	0
TOTAL	73 516 429.87	4 893 026.09

Tableau n°04: réserves géologique

Production annuelle et régime de fonctionnement de la carrière:

Pour assurer l'alimentation continue en roche calcaire de la cimenterie, le régime de travail adopté au niveau de la carrière est défini comme suit:

- Nombre de jours ouvrables par an : 264 jours
- Nombre de jours ouvrables par mois : 22 jours
- Nombre de jours ouvrables par semaine : 05 jours
- Nombre de poste de travail par jour : 02 poste
- Durée effective d'un poste de travail : 05 heures.

La production annuelle programmée est fixée à 600 000 tonnes, correspondant à une production journalière moyenne de 2 272,72 t/jour, calculée sur la base d'une masse volumique de 2,60 t/m³.

La répartition de cette production est illustrée dans le tableau N°05 ci-dessous.

Tableau N°05: Production anuelle

Nature De la matière	Production					
	Annuelle		Mensuel		Journalière	
	T	M ³	T	M ³	T	M ³
Calcaire	600 000	230 770	50 000	19 231	2 272,72	874,12



figure :Portail dentré dentreprise miniere

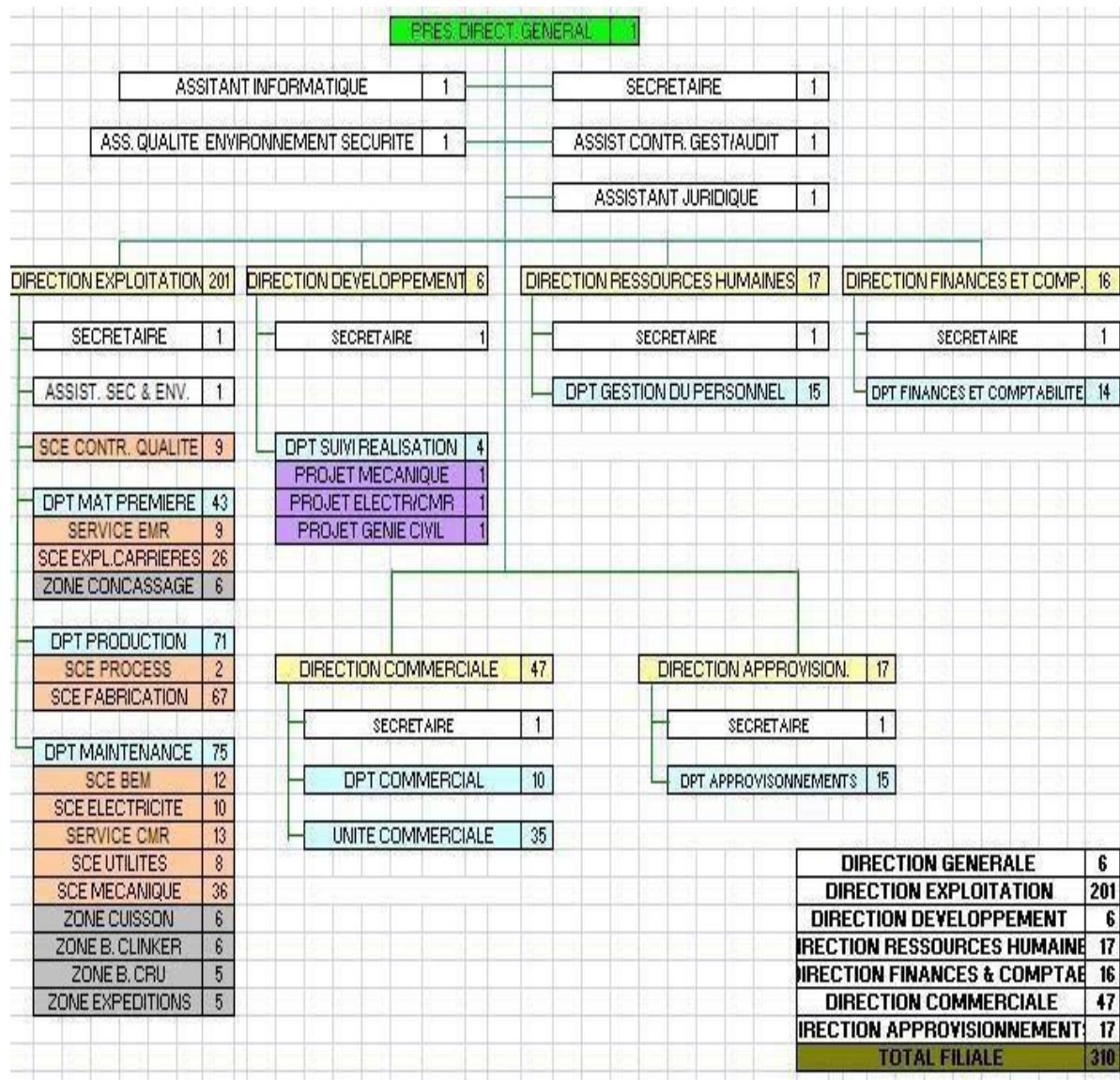


Figure 06 : Organigramme de l'entreprise Année 2026

Travaux d'extraction

L'exploitation de la carrière s'effectuera par la **méthode de foration et tir à l'explosif**, compte tenu des caractéristiques physico-mécaniques du massif et de l'expérience acquise sur le site.

Les travaux d'extraction pour l'année **2026** concerneront deux zones :

Zone 01 – Niveau +1055 m (partie nord du gisement) :

Les travaux d'exploitation à ce niveau sont caractérisés par les paramètres techniques suivants :

- Hauteur moyenne à exploiter : **14 m** ;
- Superficie de la zone d'exploitation : **6 794.67 m²** ;
- Volume de roche à exploiter : **95 125.38 m³** ;
- Poids volumique de calcaire : **2,60 T/m³** ;
- Quantité de calcaire à extraite : **247 325.99 tonnes**.

La superficie délimitée pour ce niveau, soit 6 794,67 m², correspond à un volume en place de 95 125,38 m³, soit 247 325,99 tonnes, conformément à la masse volumique de 2,60 t/m³.

Zone 02 – Niveau +1035 m (partie centrale du gisement) :

Les travaux d'exploitation à ce niveau sont caractérisés par les paramètres techniques suivants :

- Hauteur moyenne à exploiter : **10.50 m** ;
- Superficie de la zone d'exploitation : **13 547.08 m²** ;
- Volume de roche à exploiter : **142 244.34 m³** ;
- Poids volumique de calcaire : **2,60 T/m³** ;
- Quantité de calcaire à extraite : **369 835.28 tonnes**.

La superficie délimitée pour ce niveau, soit 13 547.08 m², correspond à un volume en place de 142 244.34 m³, soit 369 835.28 tonnes, conformément à la masse volumique de 2,60 t/m³.

Les quantités de calcaire exploitables, prévues pour extraction par les deux fronts au cours de l'exercice **2026**, sont récapitulées dans le tableau n°04 ci-après.

Niveau	Superficie (m ²)	Hauteur moyenne	Volume (m ³)	Densité (t/m ³)	Tonnage (tonne)
NIV + 1055 m	6 794.67	14.00	95 125.38	2.60	247 325.99
NIV + 1035 m	13 547.08	10.50	142 244.34	2.60	369 835.28
TOTAL			237 369.72	2.60	617 161.27

Tableau N°04: Volume des travaux d'extraction.

Le plan annuel d'exploitation du gisement de calcaire « EL MA LABIOD » permettra l'extraction de 617 161,27 tonnes, correspondant à un volume de 237 369,72 m³ de calcaire, couvrant ainsi les besoins de la cimenterie pour l'exercice 2026. L'exploitation est prévue sur les niveaux +1055 m et +1035 m, comme illustré sur l'image ci-dessous.

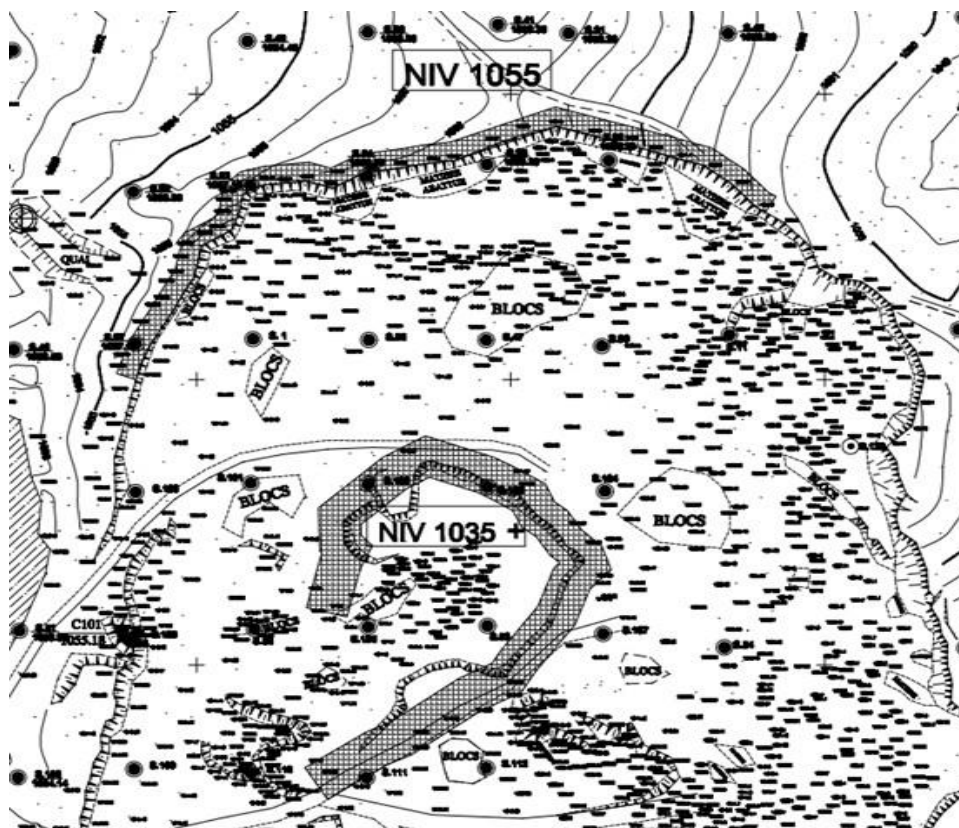


Figure 07: Image représente les niveaux d'exploitation prévu 2026

Organisation des travaux

L'organisation du travail classique de l'exploitation du gisement de calcaire est la suivante :

1.1 Travaux d'abattage

La foration des trous de mines est réalisée à raison d'un poste par jour, à l'aide d'une machine de forage équipée d'un taillant de 110 mm de diamètre.

La volée d'abattage, lieu d'implantation des trous de mine, doit être préparée et nivelée afin de faciliter le déplacement des machines de forage.

Pour atteindre les objectifs de production, des variantes de tir peuvent être appliquées à titre indicatif, permettant d'évaluer les résultats et d'ajuster les paramètres en conséquence.

Paramètres techniques de la méthode d'exploitation :

- Hauteur des gradins : 10–12 m et 12–15 m ;
- Angle des talus d'exploitation : 80° ;
- Coefficient de foisonnement des roches : 1,6 ;
- Couverture superficielle : négligeable ;
- Plate-forme de travail : minimum 25 × 25 m ;
- Masse volumique : 2,6 t/m³.

Préalables à respecter :

- Les dimensions des blocs abattus sont limitées à **0,6 × 1,2 m²**, conformément à l'ouverture du concasseur.
- Le diamètre des trous de mines est fixé à **110 mm**, avec un chargement continu des trous.
- La fréquence des tirs est arrêtée à trois tirs par mois, chaque tir permettant de produire environ **16 000 tonnes** de roches.
- Le type et le diamètre des cartouches explosives sont déterminés selon la disponibilité au niveau de l'**ONEX**, avec une préférence pour l'explosif **Timex II** en cartouches de 80 mm de diamètre, compte tenu de la résistance du massif rocheux et des statistiques de tir enregistrées au niveau de la carrière.
- Les paramètres retenus pour l'élaboration du plan de tir sont consignés dans le tableau **N°05** et celui d'après.

Tableau N°05 : Les paramètres retenus pour l'élaboration du plan de tir

N°	désignation	Résultant	Unité
01	Ligne de moindre résistance	3,60	m
02	Profondeur du sous forage	1,20	m
03	Profondeur du trou	10-16	m
04	Ligne de moindre résistance pratique	3,5	m
05	Espacement entre les trous de mines	3,50	m
06	Charge explosive de fond	5,00	Kg/m
07	Hauteur de charge de fond	4-8	m
08	Poids de charge de fond	25.00	Kg
09	Charge explosive de colonne	6,50	Kg/m
10	Hauteur charge de colonne	7-12	m
11	Poids de charge de colonne	50.00	Kg
12	Hauteur de bourrage	3,00	m
13	Poids total d'explosif par trou	71-89	Kg
14	Consommation spécifique d'explosif	≈ 180	g/T
15	Volume de roche abattue/trou	369-444	M ³
16	Nombre de trous/Tir	36-45	//
17	Volume de roche abattue/volée	16 000	T
18	Poids total d'explosif par tir	3200	Kg
19	Nombre de tir par mois	3	//
20	Quantité d'explosif par mois	9 600	kg

- Le plan de tir proposé a pour objectif l'abattage d'une volée d'un tonnage moyen d'environ **16 000** tonnes de calcaire, correspondant à un besoin de dix (10) jours de

production, avec une programmation de trois tirs par mois afin de satisfaire les exigences de la production.

- La charge explosive instantanée est fixée à **246 kg**, compte tenu de l'utilisation d'une série de détonateurs à micro-retard, composée de **0 à 12** détonateurs présentant chacun un retard de **20 ms**.
- Les besoins prévisionnels actuels en explosifs, ainsi que le programme de foration, établis sur la base de trois tirs par mois, sont récapitulés dans le tableau ci-dessus.

Tableau N°06 :Les besoins prévisionnels actuels en explosifs

Période	EXPLOSIFS			FORATION	
	Marmant (kg)	Anfomil (kg)	Total (kg)	Nombre de trou	Métrage foré (m)
Tir	1 200	2 000	3 200	36-45	540
Mois	3 600	6 000	9 600	108-135	1620
An	43 200	72 000	115 200	1996-1620	19 440

- Il est entendu que, lors de la commande des substances explosives, il convient de tenir compte des conditions d'emballage imposées par l'ONEX.

Par ailleurs, il est envisagé de programmer un quatrième tir, afin d'assurer de manière continue l'alimentation de la cimenterie en calcaire et de répondre aux besoins de production.

8.2- Débitage secondaire

Cette opération concerne les blocs hors gabarit (arête supérieure à 1,2 m) issus des tirs, dont les dimensions ont un impact négatif sur les opérations de chargement, de transport et de concassage.

Cette opération étant coûteuse, elle nécessite une réduction maximale du volume des blocs hors gabarit, obtenue par l'optimisation des paramètres géométriques du tir et de la foration.

Afin d'optimiser l'opération, tous les blocs dont l'arête supérieure dépasse 1,2 m doivent être regroupés dans une aire spécifique sur les plates-formes de travail, puis débités collectivement à l'aide d'un brise-roche mis à disposition dans le cadre d'une prestation de

location.

À défaut de disponibilité d'un brise-roche, il peut être procédé à un débitage secondaire par explosif, avec utilisation recommandée de **Marmanit III**. Dans ce cas, des trous de mine forés à l'aide d'un marteau perforateur portatif, de diamètre 36 mm et/ou 40 mm, sont réalisés.

Enlèvement et alimentation du concasseur

Pour l'enlèvement de la matière, la carrière utilise actuellement une chargeuse de 7 m³, capacité suffisante pour l'opération. Dans le cadre du plan d'investissement 2026, un nouveau chargeur sera acquis, ce qui permettra d'optimiser le tri des blocs hors gabarit destinés au débitage secondaire et la formation des tas de matière.

L'évacuation et le transport de la matière jusqu'au concasseur sont réalisés par des, dumpers d'une capacité de 35 tonnes chacun. La distance entre le front de taille et le concasseur varie de 800 à 1 200 m, et l'emploi de trois à quatre dumpers est jugé suffisant pour assurer le transport continu de la matière.

Essai de labo :

Pour établir les données de départ servant aux calculs en chapitre 3.



Nous avons prélevés des échantillons sur un site vierge avoiasinant le quartier de l'exploitation, et avons effectuées des mesures nous permettant d'avoir les propriétés géomécaniques suivantes :

σ_c : 600,4Kg/cm²

σ_t : 0,35Kg/cm²

ρ :2,6

Chargement et transport :

Chargement

Le chargement des roches après l'abattage constitue un processus très important, contribuant au rendement d'une entreprise minière. Parmi les engins de chargement, on rencontre les chargeuses. En effet, durant les dernières années, nous assistons au développement continu de ces dernières, qui concurrencent fortement la pelle mécanique dans les conditions correspondantes d'exploitation des gisements à ciel ouvert. Les avantages de l'emploi des chargeuses se résument en :

- grande capacité du godet par rapport à la masse de la chargeuse. La chargeuse avec la même capacité du godet pèse de 6 à 8 fois moins que l'excavateur.

- grande vitesse du déplacement : elle dépasse de 30 à 90 fois celle de l'excavateur, ce qui permet d'effectuer, avec un seul engin, les opérations d'extraction et de chargement ainsi que le transport.
- grande manœuvrabilité permettant de faire le chargement dans les conditions gênées ou défavorables, non accessibles pour les excavateurs.
- rendement des chargeuses ne dépend pas de la hauteur du chantier, ce qui crée des conditions favorables pour l'exploitation des gradins de petite hauteur.
- possibilité de desservir, avec une seule chargeuse, plusieurs carrières distantes de 6 km les unes des autres.
- bonne stabilité et traction, une importante hauteur de déversement ainsi qu'un entretien facile.
- frais d'exploitation réduits (de 1,5 à 2,5 fois) ainsi qu'un prix d'achat plus faible (de 3 à 4 fois) par rapport à l'excavateur.
- force d'arrachement très élevée grâce à l'énergie hydraulique, ainsi qu'une grande robustesse du godet.

On retient Cependant certains inconvénients, en particulier :

- Effort de poussée relativement faible pour ce qui est des roches dures et semi-dures mal fragmentées .
- Limites d'utilisation pour les hautes gradins.
- Exigent un grand espace pour les manœuvres.

Choix Des Chargeuses

Le fonctionnement de la carrière est conçu et organisé au tour des engins choisis pour le chargement des roches abattues et de leur choix . dépend pratiquement le choix des autres engins et leur mise en œuvre. La détermination du type d'engin d'excavation et de chargement se fait en considérant les facteurs suivants :

1°/ Nature des roches

2°/ Méthode d'exploitation

3°/ Mesures de sécurité

4°/ Production prévue de la carrière

La tendance actuelle des exploitations à ciel ouvert est l'accroissement des capacités du matériel ; dans certains cas, la tendance au remplacement des machines existantes par les engins de capacité de plus en plus forte est limité par des conditions particulières, telles que :

- Rendement relativement faible de la carrière à cause des petites dimensions et réserves du gisement.
- Nécessité parfois de trier le minerai directement sur chantier.
- Nécessité de tenir compte d'autres équipements et engins déjà existants.

On peut noter que le choix des chargeuses de capacités moyennes est adopté dans les carrières exploitant des roches tendres et de dureté moyenne (gypse, calcaire, argile).

On opte pour une chargeuse Caterpillar 992 B



Figure12 :chargeuse CATERPILLAR 770G

Caractéristiques techniques de la chargeuse

Types :CATERPILLAR 770G		
- moteur		Diesel C15 ACERT
- Nombre de cylindres		6
- Cylindrée		15,2L
- Puissance brute		511 ch (381kW)
- Cabine	ROPS /FOPS , pressurisée climatisée , insonorisée	
- Capacité de la benne		25.2 m³
- Type de benne		Fond plat
-épaisseur fond		16mm
-épaisseur Cotés		10mm
- épaisseur avant		14mm
-Pneumatiques		BRIDGESTONE 18.00 R3(type E4)
- Système de freinage		Ralentisseur automatique (ARC)
- Filtration	4000 heures	
- Outillage		Lot de bord

CATERPILLAR 986 H		
- Moteur	Diesel C15 ACERT	Diesel C15 ACERT
- Nombre de Cylindres		6
- Cylindrée		15,2 L
- Puissance brute		449 ch (335 kW)
- Puissance nette		409 ch (305kW)
- Type de godet		Godet roche en V
- Largeur du godet		3812mm
- Capacité du godet		6.1 m³
- Type de dents		EXTRA DUTY
- Cabine	ROPS/FOPS, pressurisée climatisée insonorisée	
- Transmission		Power shift (4AV /3AR)
- Pneumatiques		BRIDGESTONE 35/65 R33
- Filtration		4000 Heures
- outillage		Lot de bord

Calcul du rendement de la chargeuse par poste

Le rendement dépend du type de chargeuse (sur pneus ou sur chenilles), de la capacité du godet, de la durée du cycle, de la densité du minerai et de sa granulométrie, ainsi que de la distance de transport.

$$R_{ch} = (3600 \times E \times K_r \times \delta \times T_p \times K_u) / (t_c \times K_f)$$

où :

E : Capacité du godet de la chargeuse = 6,1m³

K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse = (0,45- 0,6)

→ Pour une organisation moyenne : K_u = 0,45

K_r : Coefficient de remplissage du godet = (0,8 - 1,2)

→ soit K_r = 0,95

T_p : Durée d'un poste de travail = 8 heures

δ : Masse volumique du minerai = 2,5 t/m³

K_f : Coefficient de foisonnement de la roche = 1,45

T_c : Temps d'un cycle de la chargeuse = 45s (chronométré) en effet t_c = t_r + t_d + t_m

$$R_{ch} = (3600 \times 6,1 \times 0,95 \times 2,5 \times 8 \times 0,45) / (45 \times 1,45)$$

$$R_{ch} = 187758 / 65,25 = 2877 \text{ T / Poste}$$

Rendement mensuel de la chargeuse

$$R_{ch.m} = R_{ch} \cdot n_p \cdot N_j$$

n_p : Nombre de postes par jour = 2 postes

N_J : Nombre de jours ouvrables par mois = 22 Jours

$$\rightarrow R_{ch.m} = 2877 \cdot 2 \cdot 22 \rightarrow R_{ch.m} = 126588 \text{ m}^3 / \text{mois}$$

Rendement annuel de la chargeuse

$$R_{ch.an} = R_{ch.m} \cdot N_{jan} \cdot K_u$$

$$N_p = 2$$

$$N_{jan} = 260$$

$$K_u = 0,45 \rightarrow R_{ch.an} = 2877 \cdot 2 \cdot 260 \cdot 0,45 \rightarrow R_{ch.an} = 673218 \text{ m}^3/\text{an}$$

Calcul du nombre de chargeuses

qui doit assurer la productivité de la carrière à long terme pour 1 250 000 t/an.

-Productivité annuelle de la carrière : 450 000 m³/an

donc le nombre de chargeuses est déterminé d'après :

$$N_{ch} = \frac{PC}{R_{ch} \cdot an} = \frac{450.000}{658710} \quad N_{ch} = 0,68$$

Nous prenons 1 chargeuses pour assurer un travail rentable

$$N_{ch} = 1$$

OPERATIONS	LES essais (Sec)					
	1	2	3	4	5	6
Chargement du godet	11	9	11	10	9	11
Manœuvres	8	10	10	11	9	9
Déchargement du godet	10	10	11	12	10	10
Manœuvres	10	9	9	10	10	9
Durée totale du cycle	39	38	41	43	38	39

Transport

L'objet de transport est le déplacement des minéraux utiles depuis les fronts de travail jusqu'aux lieux de déchargement ; les fronts et les talus des déblais se déplacent de manière continue dans les limites de la carrière.

Le transport est un des processus principaux lors de l'exploitation à ciel ouvert, dans les grandes entreprises minières, le prix de revient d'une tonne de minerai dépend considérablement du type de transport, les dépenses de transport atteignent 40 ÷ 60 % du prix de revient du minerai extrait.

Le choix du type de transport dépend généralement des facteurs suivants :

- Productivité de la carrière
- Longueur de déplacement des roches et des minéraux utiles
- Profondeur de la carrière
- Type des engins de chargement

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

Il existe plusieurs moyens de transport, mais actuellement dans la carrière de Djebel Safia, celui qu'on rencontre est le transport par camion qui est très répandu dans nos carrières.

CHOIX DES CAMIONS

Le choix des camions dépend de la productivité de la carrière, des caractéristiques de la charge à transporter, de la distance de transport et du type de chargeuses.

Les recommandations générales sur le choix des camions dans les carrières sont les suivantes :

- * Pour les carrières à grande productivité, il faut choisir les camions à grande capacité de charge.
- * Le rapport rationnel des capacités de charge du camion et de la chargeuse varie de 2 à 4.

La limite inférieure correspond au volume. La limite supérieure correspond au volume annuel des travaux de chargement à millions de tonnes et la limite supérieure à 1,0 - 2,5 millions de tonnes.

- * Le coefficient d'utilisation du volume de la benne et de la capacité de charge doit être proche de l'unité (pour les camions).

L'utilisation des camions pour le transport de la matière dans la carrière présente quelques avantages et inconvénients.

Les avantages :

sont les suivants :

- Organisation simple du travail à la carrière
- Diminution du rayon de braquage
- Possibilité de surmonter les pentes difficiles
- Manoeuvrabilité simple

Les inconvénients :

- Dépenses très importantes (entretien et réparation)
- Faibles distances de transport

Ainsi, les matières extraites sont chargées par des chargeuses dans des camions qui les transportent jusqu'au concasseur (niveau 165).

Les camions présentent le seul moyen de transport dans le chantier, avec le convoyeur à bande qui assure le transport de la matière à l'usine.

Calculons les paramètres de ces camions.

CARACTERISTIQUES DES PISTES

L'efficacité du travail du transport par camion en carrière dans une grande mesure se détermine par l'état et la qualité des pistes. D'après les conditions de l'exploitation les pistes en carrière se divisent en routes stationnaires et provisoires.

Les pistes stationnaires construites à long terme dans les tranchées inclinées au jour et sur les banes de transport, ont habituellement le revêtement routier et la circulation à double voie.

Les pistes provisoires construites sur les gradins et les terrils se déplacent au fur et à mesure de l'avancement du front des travaux miniers et n'ont pas de revêtement.

Pour ce qui est du Djebel Safia, aucun revêtement n'est prévu.

La largeur de la chaussée des routes dépend des gabarits des moyens de transport, de la vitesse de circulation, du nombre de voies de circulation et peut être déterminée d'après les formules suivantes :

Circulation sur une seule voie :

$$B1 = a + 2y, (m)$$

Circulation sur double voie :

$$B2 = 2(a + y) + x, (m)$$

où :

a : largeur de la benne du camion , (m)

y : largeur de la bande de sécurité , (m)

x = 2 y ; distance entre les bennes de camions passants (m)

$$y = 0,5 + 0,005 v$$

v : vitesse de circulation (km/h)

Calcul de la largeur de la chaussée à double voie

Caractéristiques du camion :

Capacité de la benne	Puissance	Vitess	Ripper	Réglage ripper	Gabarit		
					longueur	Largeur	Hauteur
13,5m ³	330Kw /443ch	3AV/3AR	3dents	3 positions	4310mm	610mm	1934mm



$$B2 = 2 (a + y) + x$$

$$a = 4,8 \text{ m}$$

$$y = 0,5 + 0,005 v$$

$$\text{et } (v = 15 \text{ km/h})$$

$$\Rightarrow y = 0,5 + 0,005 (15) = 0,6 \text{ m}$$

$$x = 2 \cdot 0,6 = 1,2 \text{ m}$$

$$B2 = 2 (4,8 + 0,6) + 1,2 = 12 \text{ m}$$

Nous avons la distance de parcours égale à 2 km environ, et comme nous avons choisi l'engin de chargement, une chargeuse Caterpillar 992 B, calculons les paramètres des moyens de transport ; on a opté pour un camion de type KOMATSU HD 460.

Calcul du rendement du camion :

$$R_c = \frac{60 \cdot G \cdot K_g \cdot K_{uc} \cdot (T_p - T_{rc})}{t_{cc}}$$

G : capacité de charge du camion = 40 t ;

K_g : coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion ;

T_p : durée d'un poste = 8 heures ;

K_{uc} : coefficient d'utilisation du camion à cause de l'attente au chargement.

La grandeur K_{uc} est déterminée d'après la relation :

$$K_{uc} = 1 - K_c$$

où K_c : coefficient t du temps mort des camions en attente près des engins de chargement , il est déterminé par l'expression empirique suivante :

$$K_c = 0,126 - 0,018L + 0,001L^2$$

Soit

$$L = 2 \text{ Km} \quad K_c = 0,126 - (0,018 \cdot 2) + (0,001 \cdot 4) = 0,094$$

$$\text{Donc } K_{uc} = 1 - K_c = 1 - 0,094 = 0,906$$

K_{uc} peut également être déterminée en fonction de la distance de parcours et de la capacité de charge du camion à l'aide du tableau suivant :

Capacité de charge du camion	Distance	K _{uc}
40t	7Km	0,951

$$K_c = 0,126 - 0,018L + 0,001L^2$$

$$K_{uc} = 1 - K_c$$

$$L = 7$$

$$K_c = 0,126 - 0,018(7) + 0,001(7^2)$$

$$K_c = 0,126 - 0,126 + 0,049 = 0,049$$

$$K_{uc} = 1 - 0,049 = 0,951$$

- trc : durée des pauses réglementées

- tcc : durée statistique moyenne d'un parcours (chronométrée) voir tableau suivant :

	Chronométrage pour les camions (sec)					
Opération	1	2	3	4	5	6
Déplacement à vide vers la chargeuse	180	229	184	170	203	176
temps de manœuvres	10	12	11	14	12	11
Temps de chargement	32	37	33	38	33	36
Déplacement chargé	352	420	283	362	353	422
Temps de manœuvres près du concasseur	33	30	29	32	30	32
Temps de Déchargement dans le concasseur	33	30	34	37	33	32
D'urée d'un cycle	640	758	574	653	664	709

Chronométré le 8 MARS 1987 au niveau 290

$$T_{CC} \text{ moyen} = \frac{\sum t_{cc}}{n} = 666,33 = 11 \text{ min}$$

$$t_{cc} \text{ moyen} = 11 \text{ min}$$

Calcul du coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion :

$$K_g = \frac{ng}{nc}$$

Calcul du nombre de godets dans une benne d'après son volume

$$n_v = \frac{K_i \cdot 7}{7g \cdot krg}, \text{ godet}$$

où :

◆ : volume de la benne = 32 m³

◆ : volume du godet = 7,65 m³

◆ : coefficient de remplissage du godet = 0,87

◆ : coefficient de remplissage de la benne avec dôme = 1 – 1,25

soit K , = 1,0

$$nv = \frac{1,0 \times 32}{7,65 \cdot 0,87} = 4,8 \text{ godet}$$

- Calcul du nombre de godets d'après la capacité de charge du camion

$$nc = \frac{E \cdot Kf}{v_g \cdot Krg \cdot \gamma}, \text{ godet}$$

Kf : coefficient de foisonnement = 1,45 ;

Où :

E : capacité de charge du camion = 40 t

γ: masse volumique du matériau = 2,5 t/m³

$$nc = \frac{40 \cdot 1,45}{7,65 \cdot 0,87 \cdot 2,5} = 3,48$$

Donc nous prenons le nombre de godets dans la benne du camion égal à 3

Le coefficient d'utilisation de la capacité de charge sera :

$$Kg = \frac{ng}{nc} = \frac{3}{3,48} = 0,86$$

Calcul du rendement du camion

$$Rc = \frac{60 \cdot 40 \cdot 0,86 \cdot 0,906(8-0,5)}{11} = 1275 \text{ t /poste}$$

Calcul du rendement mensuel

$$Rm = Rc \cdot np \cdot Nj$$

$$Rm = 1275 \cdot 2 \cdot 22 = 56100 \text{ t /mois}$$

Calcul du rendement annuel du camion

$$Ran = Rc \cdot np \cdot Nj \cdot ouv \cdot Ku$$

$$Ran = 1275 \cdot 2 \cdot 260 \cdot 0,8 = 530400 \text{ t /an}$$

Calcul du nombre de camions nécessaires pour servir un seul engin de chargement :

$$Nc = \frac{Rch}{Rc} = \frac{2877}{1275} = 2,2$$

$$Nc = 2 \text{ camions}$$

Donc , le nombre total de camions avec réserve sera :

$$N_{ct} = \frac{N_c}{(0,7)} = \frac{2}{0,7} = 2,85$$

Nous prenons 3 camions

Indice de forabilité

Le choix de la méthode de forage dépend de l'indice de forabilité qui est proposé par l'académicien RJE VSKY V.V qui se base sur les efforts de compression, de déplacement et de la masse volumique.

Donc, l'indice de forabilité peut être déterminé d'après l'expression suivante :

$$Df = 0.007 (\delta_{comp} + \delta_{dep}) + 0.7 \gamma$$

δ_{comp} : Résistance des roches à la compression ; Kgf/cm²

γ : La masse volumique ; t/m³

δ_{dep} : Résistance des roches au cisaillement ; Kgf/cm²

• Pour le minerais :

❖ Calcul de résistance à la compression simple :

$$\delta_{comp} = 100 \times f = 100 \times 6 = 600 ; \text{Kgf/cm}^2$$

$$\delta_{comp} = 600 \text{ Kgf/cm}^2$$

f : Coefficient de dureté de la roche, pour notre cas f = 6

❖ Calcul de résistance au cisaillement :

$$\delta_{dep} = (0.13 : 0.33) \delta_{comp}$$

$$\delta_{dep} = 0.23 \times 600 = 138 ; \text{Kgf/cm}^2$$

$$\delta_{dep} = 138 \text{ Kgf/cm}^2$$

Alors :

$$Df = 0.007 (600 + 138) + 0.7 \times 2.3$$

$$Df = 6.77$$

• Pour le stérile :

❖ Calcul de résistance à la compression simple :

$$\delta_{comp} = 100 \times f = 100 \times 7 = 700 ; \text{Kgf/cm}^2$$

$$\delta_{comp} = 700 \text{ Kgf/cm}^2$$

❖ Calcul de résistance au cisaillement

$$\delta_{dep} = (0,13 : 0,33) \delta_{comp}$$

$$\delta_{dep} = 0,23 \times 700 = 161 \text{ ; Kg / cm}^2$$

$$\delta_{dep} = 161 \text{ Kg / cm}^2$$

Alors :

$$Df = 0,007 (700 + 161) + 0,7 \times 2,4$$

$$Df = 7,70$$

La classification des roches selon l'indice de forabilité recommandé par RJEVSKY.V.V est montrée dans le tableau

Tableau : La classification des roches selon l'indice de forabilité recommandé par RJEVSKY . V .V

Type de forabilité	Df	Classe	Catégorie
Forabilité très facile	1-5	I	1 ,2 ,3,4,5
Forabilité facile	5,1 – 10	II	6,7,8,9,10
Forabilité moyenne	10,1 – 15	III	11,12,13,14,15
Forabilité difficile	10,1 – 15	IV	16,17,18,19, 20
Forabilité très Difficile	20,1 – 25	V	21,22,23,24,25

D'après le tableau ci-dessus, on déduit que la forabilité du calcaire de la carrière de EL MA LABIOD est moyenne (classe 4, catégorie 19).

D'après les résultats obtenus en recommande l'usage du mode de forage roto-percutant.

Indice de tirabilité des roches :

La tirabilité est déterminée d'après la consommation spécifique étalon d'explosif, elle se détermine par la formule suivante :

$$Q_{et} = 0,02 \times (\delta_c + \delta_t + \delta_p) + 2\gamma \text{ g/m}^3 \text{ (II.7)}$$

$$Q_{et} = 0,02 \times (700 + 70 + 140) + 2 \times 2,5$$

$$Q_{et} = 23,2 \text{ g/m}^3$$

Classification des roches selon l'indice de tirabilité

Dégré de tirabilité des roches	qét	Classe	Catégorie
Tirabilité facile	< 10	1	1,2,3,4,5
Tirabilité moyenne	10,1÷ 20	2	6,7,8,9,10
Tirabilité difficile	20,1÷ 30	3	11,12,13,14,15
Tirabilité très difficile	30,1÷ 40	4	16,17,18,19,20
Tirabilité extrêmement difficile	40,1÷50 Tapez une équation	5	21,22,23,24,25

D'après le tableau ci-dessus, la tirabilité des roches de la carrière de EL MA LABIOD est difficile (classe 4, catégorie 19).

Processus de forage :

Dans les processus miniers, le forage des trous de mine et de sonde occupe l'une des premières places. Dans certain cas, lors de l'exploitation des roches dures, les travaux de forage occupent jusqu'à 80 % des travaux et du coût d'exploitation.

Dans l'exploitation des mines, on utilise le forage mécanique et rarement celui thermique pour les roches exclusivement dures et à grande teneur de quartz. Le forage mécanique comprend quatre principaux modes :

Le mode de forage percutant (ou à percussion) :

Il consiste à désagréger la roche au moyen de chocs répétés dans ce cas l'outil de forage n'est soumis qu'à l'action d'une charge de choc

Le forage percutant est utilisé à des échelles limitées (environ 1 % du volume total de forage) dans des roches karstiques hétérogènes de dureté variable et gelées ($f = 10 \div 20$; selon *Pr* PROTODIAKONOV)

Le mode de forage rotatif

Il consiste à désagréger la roche au moyen d'un outil tournant dans ce cas on exerce une poussée et un couple de forces sur la tête de l'outil de forage

Le mode de forage roto percutant

La différence entre le forage roto percutant et celui à percussion rotatives n'est pas importante et se définit par la puissance des mécanismes assurant la percussion ou la rotation si la puissance du mécanisme de rotation est plus grande que celle du mécanisme de percussion on dit que le mode de forage est roto percutant et au contraire

Choix du mode de forage

Le choix de mode forage dépend des propriétés physico-mécaniques des roches de la profondeur du forage à réaliser et de son diamètre

Tableau : différentes modes de forage

Mode de forage	Diamètre de Sandage (mm)	La profondeur max de forage (m)	Le coefficient de dureté
Rotatif	125 160 200	25 25 25	2÷7
Percutant	160 214÷ 243 190÷ 214 243÷ 269 320	24 32 40 40 40	6÷ 10 6÷ 12 10 ÷14 12÷ 16
Roto percutant	105 125 106 200	22 36 32	10÷ 16 12÷ 18 12÷ 18
Thermique	180 220 220	20 20 16	18÷ 20

Selon l'academicien R .JEVESKY , le choix du mode de forage dépend de l'indice de forabilité qui se base sur la dureté et la masse volumique de la roche :

$$If = 0,007 \times (\delta_c + \delta_{dep}) + 0,7\gamma \dots\dots$$

$$If = 7,63$$

Alors on choisit le mode de forage selon le tableau suivant :

Tableau mode de forage en fonction de la forabilité des roches

Sondeuse	Diamètre du trou	Indice de forabilité
A molette	160 190÷ 243 243÷ 262	5 ÷10 7÷ 12 8 ÷14
Rotatif	125 160	1÷ 3 1÷ 6
Roto percutante	105÷ 125 180 200	6 ÷15 10÷ 25 10÷ 25

Dans les conditions de la carrière de EL MA LABIOD le mode de forage utilisé est roto percutant avec une sondeuse à molette de type permettant de forer des trous verticaux et inclinés de diamètre 165 mm et de profondeur allant jusqu'à 25 m

Tableau : Les caractéristiques techniques de la sondeuse

Caractéristiques	Valeurs techniques
Modèle	Atlas Copco D55
Type d'équipement	Foreuse rotative pour trous d'abattage
Méthode de forage	Rotation / Rotary drilling
Diamètre des trous	127 – 165 mm
Profondeur maximale de forage	Jusqu'à 27 m (selon configuration)
Compresseur	Intégré
Pression d'air	Environ 10 – 24 bars
Type de déplacement	Chenilles (Crawler)
Motorisation	Diesel
Utilisation principale	Forage des trous de mines dans les carrières
Application	Extraction du calcaire et travaux de minage
Cabine	Fermée, climatisée selon équipement



Figure13 :Sondeuse Atlas Copco D55

Calcul de forage

Vitesse moyenne de forage

D'après expérience effectué sur le terrain la vitesse moyenne de forage de la sondeuse est $25 \div 30$ m/ confirmé par nos chronométrage donc $V_{mf} = 0,41 \div 0,5$ m / min

Le rendement postier de la sondeuse :

Le rendement postier de la sondeuse permet de déterminer la probabilité technique de la machine pendant un poste de travail , il se détermine comme suit :

$$R_{ps} = V_{mf} \times T_p \times K_u ; \text{ m / poste } \dots\dots\dots$$

T_p : durée dun poste de travail (8 heure)

K_u : coefficient dutilisation de la machine , $K_u = 0,5 \div 0,9$

On prend :

$$K_u = 0,5$$

Donc :

$$R_{ps} = 0,45 \times 60 \times 8 \times 0,5 ; \text{ m / poste}$$

$$R_{ps} = 108 ; \text{ m / poste}$$

Travaux de tir

La fragmentation des roches par explosif est très répandue dans las mines à ciel ouvert c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures . la qualité de la préparation a une influence importante sur les indices techniques et économiques des

processus technologiques et sur les indices principaux de travail des entreprises minières .

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

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches .
- l'obtention d'une plate –forme nette sans aucun obstacle empêchant le bon déroulement des travaux de chargement et autre .
- l'obtention du tas de roches abattues aux dimensions optimales .
- un volume suffisant de la masse minière pour garantir un meilleur rendement de chargement et transport .
- la sécurité des travaux , des installations et de l'environnement .
- des dépenses minimales .

Les dimensions maximales admissibles des blocs abattues se déterminent en fonction de la capacité de godet , de la chargeuse et des paramètres des installations .

Elles sont déterminées par les formules suivantes :

D'après la capacité du godet de la chargeuse (E)

$$d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{E} , \text{ m} \dots\dots\dots$$

A El MA LABIOD , le chargement est assuré par la chargeuse sur pneu dont la capacité de godet est E =

$$d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{8,7} , \text{ m} \dots\dots\dots$$

$$D \leq 1,65$$

d'après les dimensions d'ouverture du concasseur (b)

$$d \leq 0,8 \times h, \text{ m} \dots\dots\dots$$

On utilise un concasseur giratoire dont l'ouverture est de 1,2 m.

Donc :

$$d \leq 0,8 \times 1,2 \text{ m}$$

$$d \leq 0,96 \text{ m}$$

• d'après la capacité de la benne du camion (Vc)

$$d \leq 0,5 \sqrt[3]{Vc}, \text{ m} \dots\dots\dots$$

Le transport est assuré par des camions HITACHI EH 1000, dont la capacité de la benne est de 58,1 T (30,6 m³).

$$d \leq 0,5 \sqrt[3]{30,6}$$

$$d \leq 1,66 \text{ m}$$

➤ **Remarque :**

Les roches abattues ayant $d \leq 0,96$ m peuvent être chargées, transportées et concassées et les roches ayant $d \geq 0,96$ m sont considérées comme des roches hors gabarit.

Définition de l'explosif :

On désigne sous le nom de substances explosives, des composés définis ou des mélanges des corps susceptibles par une décomposition chimique de libérer leur énergie potentielle en un temps très court.

Généralement cette libération d'énergie s'accompagne du dégagement d'un important volume gazeux porté, dès lors, à une température élevée et le milieu ambiant est soumis à une pression brutale qui peut atteindre des volumes extrêmement grands.

Cette définition appelle toutefois certaines remarques en effet quelques substances explosives appartenant surtout au groupe des explosifs d'amorçage , ne dégagent que très peu ou même pas de gaz lors de leur décomposition et les effets d'explosions sont alors dus à l'échauffement rapide de l'air ambiant par l'énergie de la décomposition de la substance explosive , On peut classer donc les explosifs en deux groupes :

- Explosifs exothermiques : ceux dont les molécules sont formées à partir de leurs éléments avec dégagement de chaleur
- Explosifs endothermiques : ceux dont les molécules sont formées à partir de leurs éléments avec absorption de chaleur .

Choix de l'explosif :

Les substances explosives ont des effets différents selon leur régime de décomposition : la combustion simple , la déflagration et la détonation

La détonation est le régime de décomposition le plus rapide , c'est donc celui qui donne les effets mécaniques les plus importants et qui est le plus généralement recherché dans l'emploi des explosifs quand on veut choisir un explosif pour un travail déterminé on doit connaître ses caractéristiques techniques qui sont principalement :

- * Sa capacité de travail ou pression de détonation ;
- * Sa vitesse de détonation ;
- * Sa sensibilité à l'onde explosive et son aptitude à transmettre la détonation ;
- * Sa résistance à l'humidité , à l'eau ;
- * Son état physique ;
- * Les fumées ou gaz auxquelles il donne naissance

Dans la carrière de EL MA LABIOD l'explosif utilisé est LANFOMIL en vrac pour la charge principale , et MARMANITE III comme une charge d'amorçage

Tableau : Caractéristiques des explosifs utilisés

Paramètres	MARMANIT III	ANFOMIL	Unité
Nature	Poudre	Poudre	-
Densité normale	1	0,9	g / cm^3
Diamètre d'une cartouche	80	Vrac	Mm
Vitesse de détonation	4200	2500	m/s
Poids d'explosif	2,5	25	Kg
Résistance à Léau	Moyenne	Faible	-
Longueur de la cartouche	50	Vrac	Cm
Aptitude de travail	360	320	$cm^3 / 10g$





D'après l'expérience

Aptitude au travail de l'explosif :

A la carrière de EL MA LABIOD , lors de l'abattage par l'explosif , la longueur de la charge contient 75 % de la charge principale (ANFOMIL) et 25% de la charge d'amorçage (MARMANIT III)

L'aptitude au travail de l'explosif se détermine comme suit :

$$A_{ut} = \frac{75 \times A_{anf} + 25 \times A_{mar}}{100} ; cm^3 / 10g \dots\dots\dots$$

- A_{anf} : aptitude au travail d'explosif principal (ANFOMIL)

$$- A_{anf} = 320 cm^3 / 10 g$$

- A_{mar} : Aptitude au travail de l'explosif d'amorçage (MARMANIT III)

$$A_{mar} = 360 cm^3 / 10 g$$

$$A_{ut} = \frac{75 \times 320 + 25 \times 360}{100} ; cm^3 / 10g$$

$$A_{ut} = 330 ; cm^3 / 10 g$$

Calcul des paramètres des travaux de tir :

A – Consommation spécifique de l'explosif (Q)

On entend par cette notion , la quantité d'explosif nécessaire pour fragmenter un bloc d'un mètre cube ou d'une tonne suivant une loi de fragmentation régie par plusieurs facteurs caractérisant la roche et l'explosif

$$Q = q_{ét} \times K_{exp} \times K_f \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd} ; g / m^3$$

Où :

- $q_{ét}$: consommation spécifique étalon de l'explosif : $q_{ét} = 23,2 g / m^3$

- $K_{exp} = \frac{A_{ét}}{A_{ut}}$: coefficient tenant compte de l'aptitude au travail de l'explosif étalon sur l'aptitude de l'explosif utilisé

- $A_{ét}$: l'aptitude étalon = $360 cm^3 / 10 g$

$$K_{exp} = \frac{360}{330} ;$$

$$K_{exp} = 1,09 ;$$

- K_f : coefficient qui tient compte de la fissuration du massif

$$K_f = 1,2 \times l_m + 0,2 ;$$

- l_m = distance moyenne entre deux fissure ; pour notre cas $l_m = 0,7 m$

$$k_f = 1,04 ;$$

- K_d = coefficient qui tient compte de degré de fragmentation nécessaire

$$K_d = \frac{0,5}{D_m} ;$$

- $D_m = 0,175 \times \sqrt[3]{E}$: dimension moyenne des morceaux de la roches fragmentée , m

$$K_d = \frac{0,5}{0,36} ;$$

$$K_d = 1,38 ;$$

- K_c : coefficient qui tient compte du degré de concentration réelle de la charge , il dépend du diamètre des trous

Tableau : Désignation du coefficient de concentration

Diamètre des trous	La tirabilité des roches	K_c
100 mm	Facile	0,95 ÷ 1,0
	Moyenne	0,85 ÷ 0,9
	Difficile	0,7 ÷ 0,8
200 mm	-	1
300 mm	Facile	1,05 ÷ 1,1
	Moyenne	1,2 ÷ 1,25
	Difficile	1,3 ÷ 1,4

Pour le cas de la carrière de EL MA LABIOD , le coefficient de concentration est de :

$$K_c = 1$$

K_v : coefficient qui tient compte de l'influence du volume de la roche fragmentée

Pour les gradins dont la hauteur est inférieure à 18 m ; $K_v = \sqrt[3]{15} / H$

Pour les gradins dont la hauteur est supérieure à 18 m ; $K_v = \sqrt[3]{H} / 15$

Dans le cas de la carrière de EL MA LABIOD , le coefficient qui tient compte de l'influence du volume de la roche fragmentée est de :

$$K_v = 1,04$$

- K_{sd} : coefficient qui tient compte la disposition de la charge et du nombre de surfaces dégagées du massif tiré

- Pour six surfaces ; $K_{sd} = 1$;

- Pour cinq surfaces ; $K_{sd} = 2$;

- Pour quatre surfaces ; $K_{sd} = 4$;

- Pour trois surfaces ; $K_{sd} = 6$;

- Pour deux surfaces ; $K_{sd} = 8$;

- Pour une seule surface ; $K_{sd} = 10$.

Pour la carrière de EL MA LABIOD , il existe deux surfaces libres qui correspondent à la valeur :

Donc :

$$Q = 23,2 \times 1,09 \times 1,04 \times 1,38 \times 1 \times 1,04 \times 10$$

$$Q = 377,5 \text{ g / m}^3$$

B – La diamètre du trou ()

Les résultats des travaux de certaines chercheurs montrent qu'avec l'augmentation du diamètre de sondage , le degré de fragmentation diminue

BARON , L, DIMIDUIK .T et IVANOV .V argumentent qu'avec l'emploi de petits diamètres , on obtient une bonne régularité de destruction de l'explosif et un accroissement du nombre de blocs du massif se trouvant dans la zone d'action de l'explosion

Dans la carrière de EL MA LABIOD , on utilise une sondeuse dotée d'un taillant de diamètre de foration 115 mm

$$D_t = 115 ; \text{ mm}$$

C – Longueur d'excès de forage ()

Le sous forage est utilisé afin de dégager le pied du gradin il a pour but d'avoir une plate – forme de travail plus ou moins régulière Le sous forage se détermine par l'expression suivante :

$$l_s = (10 \div 15) \times D_t ; \text{ m} \dots\dots\dots$$

$$l_s = 10 \times 0,115$$

$$l_s = 1,15 ; \text{ m}$$

D – Profondeur des trous ()

La profondeur du trou est déterminée par la formule suivante :

$$L_{tr} = \frac{H_g}{\sin \beta} + l_s ; \text{ m} \dots\dots\dots$$

Où :

- H_g : hauteur de gradin ; m

- l_s : longueur de sous forage ; m

- β : angle d'inclinaison du trou ;

$$L_{tr} = \frac{13}{\sin 85} + 1,15 ; \text{ m}$$

$$L_{tr} = 14,28 ; \text{ m}$$

E – charge linéaire (P)

$$P = \frac{\pi}{4} \times D_{tr}^2 \times \Delta ; \text{Kg} / \text{m} \dots\dots\dots$$

- D_{tr} : Diamètre de trou ; m

- Δ : la densité moyenne de l'explosif ; kg / m^3

$$\Delta = \frac{75 \times \Delta_{anf} + 25 \times \Delta_{mar}}{100} \text{ cm}^3 / 10 \text{ g} \dots\dots\dots$$

Où :

Δ_{anf} : densité de LANFOMIL ; $\Delta_{anf} = 0,9$; g / cm^3

Δ_{mar} : densité de la MARMANITE III ; $\Delta_{mar} = 1$; g / cm^3

$$\Delta = \frac{75 \times 0,9 + 25 \times 1}{100} \text{ g} / \text{cm}^3$$

$$\Delta = 0,925 \text{ g} / \text{cm}^3 \quad \Delta = 0,925 \text{ t} / \text{m}^3$$

$$P = 0,785 \times (0,115^2) \times 925$$

$$P = 9,60 \text{ Kg} / \text{m}$$

F – ligne de résistance au pied du gradin (W)

$$W = \frac{\sqrt{p^2 + 4m \times Q \times P \times Hg \times Ltr - P}}{2m \times Q \times Hg} ; \text{m} \dots\dots\dots$$

Où :

- P : charge linéaire des explosifs ; $\text{kg} / \text{m} \cdot P^2$

- m : coefficient de rapprochement des trous ; $m = 0,9 \div 1,4$

On prend : $m = 1$

- Q_p : consommation spécifique du projet de l'explosif utilisé ; Kg / m^3

- Hg : hauteur du gradin ; m

- L_{tr} : longueur du trou ; m

$$W = \frac{\sqrt{(9,6 \times 9,6 + 4 \times 1 \times 0,3775 \times 9,6 \times 13 \times 14,28 - 9,6)}}{2 \times 1 \times 0,3775 \times 13} ; \text{m}$$

Donc :

Vérification de la sécurité de travail sur les gradins

$$W > W_s$$

$$W_s = Hg (\cot \alpha - \cot \beta) + C ; \text{m} \dots\dots\dots$$

Où :

- α : angle de talus des gradins ; degré

- β : angle d'inclinaison des trous ; degré

- Hg : hauteur du gradin ; m

- C : distance de sécurité entre l'axe du trou et l'arrêt supérieur du gradin ; m

$$W_s = 13 (\cot 85 - \cot 85) + 4$$

$$W_s = 4 ; m$$

Donc la relation $W > W_s$ est vérifiée

G – Distance entre les trous d'une même rangée (a)

Cette distance dépend fortement de la résistance de la roche, de la nature de l'explosif utilisé et ainsi que de la fragmentation recherchée. Elle se détermine par la formule suivante :

$$a = m \times W ; m \dots\dots\dots$$

- m : coefficient de rapprochement des trous ; $m = 0,9 \div 1,1$ (pour le cas classique)

On prend : $m = 1$

$$a = W = 4,39 ; m$$

Donc :

$$a = 4,39 ; m$$

H – Distance entre deux rangées de trous (b)

- $b = 0,8 \times a ; m$ (pour un tir instantané) ;

- $b = W ; m$ (pour un tir à micro retard)

Dans la carrière de EL MA LABIOD, on utilise le tir à micro retard :

$$b = 4,39 ; m$$

Remarque :

Dans la carrière de EL MA LABIOD on utilise une seule rangée

I – Quantité d'explosif par trou (Qtr)

Le résultat de l'abattage à l'explosif dépend de la quantité nécessaire d'explosif à mettre dans chaque trou de mine. Cette quantité se détermine par la formule suivante :

$$Q_{tr} = Q_{sp} \times a \times W \times H_g ; Kg / trou \dots\dots\dots$$

$$Q_{tr} = 0,3775 \times 4,39 \times 4,39 \times 13$$

$$Q_{tr} = 94,57 ; Kg / trou$$

J- Répartition de la quantité de l'explosif par trou

Comme deux types d'explosifs sont utilisés lors de l'abattage des roches dans la carrière de Hadjar Soud, on doit tenir compte du pourcentage de l'explosif principal (ANFOMIL 75%) et celui d'amorçage (MARINAMITE III 25%).

À partir de là, nous pouvons faire la répartition de la quantité d'explosif dans le trou comme suit :

ANFOMIL :

$$Q_{anf} = 75 \times Q_{tr} / 100 = 75 \times 94,57 / 100 = 70,92 \text{ kg/trou} \dots\dots (III.23)$$

MARINAMITE III :

$$Q_{Mar} = 25 \times Q_{tr} / 100 = 25 \times 94,57 / 100 = 23,64 \text{ kg/trou} \dots\dots (III.24)$$

K- Longueur de la charge d'explosif (Lch)

Elle se détermine par la formule suivante :

$$Lch = Q_{tr} / P ; m \dots\dots\dots$$

$$Lch = 94,57 / 9,6$$

$$Lch = 9,58 \text{ m}$$

L- Longueur totale du bourrage (Lb)

Le bourrage a pour objectif d'éviter les projections et joue un rôle très important pour la conservation des gaz dans le trou de mine afin d'assurer une bonne fragmentation des roches.

Il peut être disposé d'une manière continue ou discontinue. À la carrière de HADJAR SOUD, le matériau de bourrage est constitué d'argile.

Connaissant la longueur de la charge, celle du bourrage peut être déterminée par la formule suivante :

$$Lb = L_{tr} - Lch ; m \dots\dots\dots$$

$$Lb = 14,28 - 9,85 ; m$$

$$Lb = 4,43 \text{ m}$$

M – Longueur du bourrage de bouchon (Lbb)

La longueur du bourrage de bouchon se détermine par la formule suivante :

$$Lbb = 20 * D_{tr} ; m \dots\dots\dots$$

$$Lbb = 20 \times 0,115$$

$$Lbb = 2,3 ; m$$

D'après le calcul effectué , la longueur totale du Bourrage est supérieure à la longueur du bourrage de bouchon Dans les conditions normales , on utilise le bourrage intermédiaire pour combler cette différence

N – Longueur du bourrage intermédiaire (Lbi)

$$Lbi = Lb - Lbb ; m \dots\dots\dots$$

$$Lbi = 4,43 - 2,3$$

$$Lbi = 2,13 ; m$$

O – Volume des roches abattues par un trou tiré (Vab)

Il se détermine par la formule suivante :

$$Vab = a \times W \times Hg ; m^3 \dots\dots\dots$$

$$Vab = 4,39 \times 4,39 \times 13$$

$$Vab = 250,53 ; m^3$$

P – Volume du bloc à tirer (Vbt)

$$Vbt = \frac{Pan}{Ns \times Nt} ; m^3 / an \dots\dots\dots$$

Où :

- Pan : production annuelle de la carrière ; Pan = 1200000 m^3 / an

- Nm : nombre de mois ouvrable par an Nm = 12

- Nt : nombre de tir par mois : Nt = 2 tire

$$Vbt = 20000 ; m^3$$

Q – Surface du bloc à tirer (Sb)

$$Sb = \frac{Vbt}{Hg} ; m^2 / bloc \dots\dots\dots$$

$$Sb = \frac{20000}{13} ; m^2$$

$$Sb = 1538,46 ; m^2$$

R- Longueur du bloc à tirer (Lbl)

$$Lbl = \frac{Sb}{A} ; m \dots\dots\dots$$

$$Lbi = \frac{1538,46}{4,39} ; m$$

$$Lbi = 350,44 ; m$$

S- Nombre de trous par volée (/v)

$$\frac{Ntr}{v} = \frac{Vbt}{Vab} ; \text{trous} \dots\dots\dots$$

$$\frac{Ntr}{v} = \frac{20000}{250,53}$$

$$Ntr/v = 80 \text{ trous}$$

T – Longueur total de foration (Lf)

$$Lf = \frac{Ntr}{v} \times Ltr ; m \dots\dots\dots$$

$$Lf = 80 \times 14,28$$

$$Lf = 1142,4 ; m$$

U – Nombre de sondeuse nécessaire

$$N_{\text{sond}} = \frac{Pa}{R_s \times N_j \times N_p \times V_m \times \gamma} \times K_{\text{rés}} ; \text{sondeuses } \dots\dots\dots$$

Où :

- Pa : production annuelle , t / an
- Nj : nombre des jours par an , Nj = 365 j / an
- Np : nombre de poste de travail de la sondeuse
- Rs : rendement de la sondeuse par poste
- Krés : coefficient de réserve , Krés = 1,1 ÷ 1,2
- γ : masse volumique , t / m³

V_m : Volume de la roche abattue par un mètre de trou

$$V_m = \frac{250,53}{9,58} = 26,15 ; m^3$$

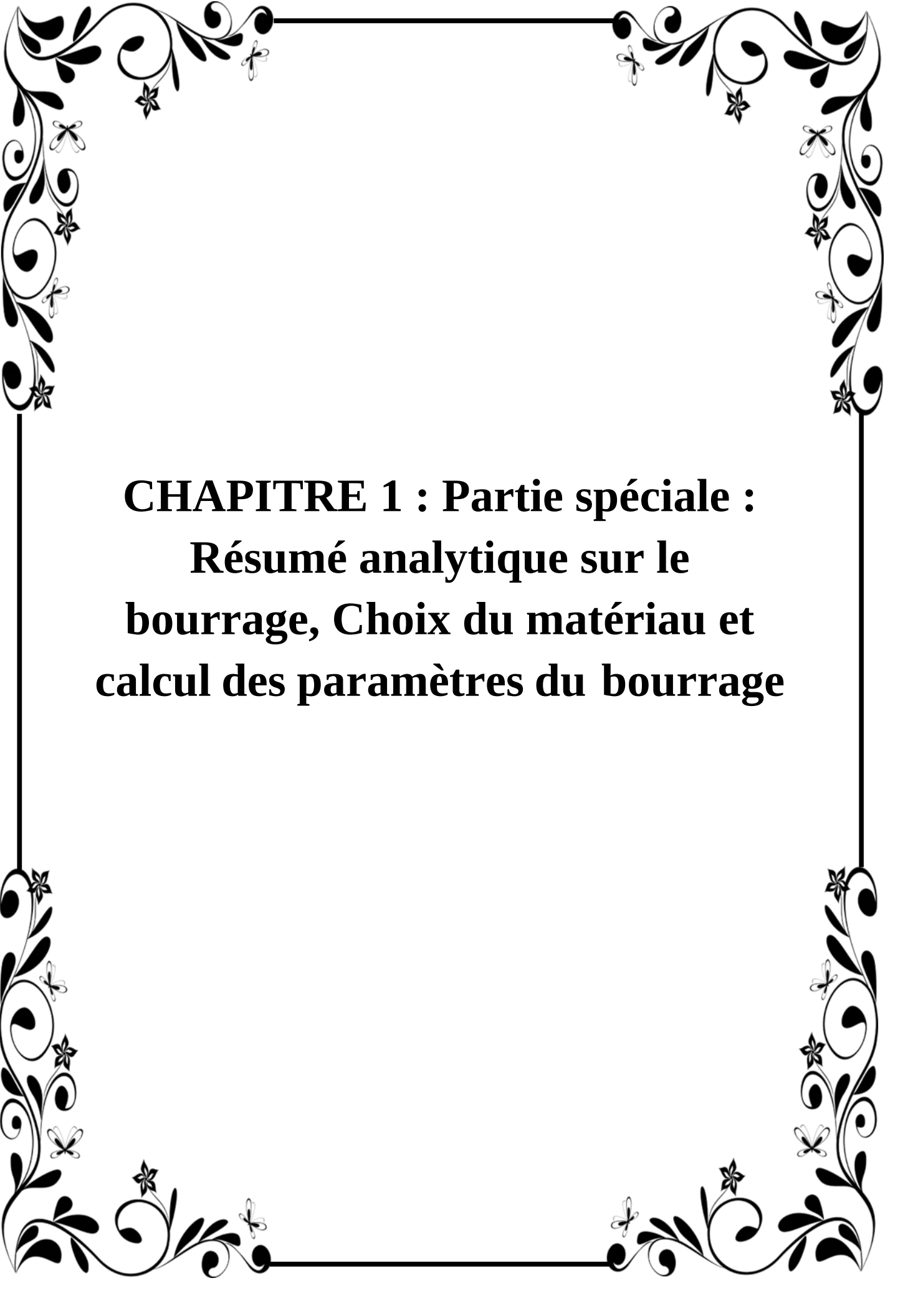
Donc :

$$N_{\text{sond}} = \frac{1200000}{108 \times 365 \times 2 \times 26,15 \times 2,5} \times 1,1 = 0,23$$

$$N_{\text{sond}} = 1 \text{ sondeuse}$$

V – Hauteur du tas de roches abattues (Ht)

- Ht = (0,5 ÷ 0,8) × Hg ; m (lors d'une rangée)
 - Ht = (0,7 ÷ 1,05) × Hg ; m (lors de plusieurs rangées)
- $$H_t = 0,65 \times 13$$
- $$H_t = 8,45 ; m$$

A decorative border with floral and scrollwork motifs surrounds the text.

CHAPITRE 1 : Partie spéciale : Résumé analytique sur le bourrage, Choix du matériau et calcul des paramètres du bourrage

2-1 Problématique :

Dans les carrières de calcaire exploitées à ciel ouvert, la maîtrise du tir et de la géométrie des gradins est essentielle pour assurer une fragmentation homogène du massif rocheux et le chargement du matériau abattu. Toutefois, dans la carrière d'El Ma Labiod, on observe de manière récurrente un phénomène de bourrage supérieur des trous, caractérisé par la présence de blocs et de masses rocheuses peu ou non fragmentées dans la partie haute du gradin après les opérations de tir.

Ce bourrage supérieur perturbe significativement le déroulement normal des travaux d'exploitation. Il entraîne des difficultés lors des opérations de chargement, nécessite des interventions correctives supplémentaires (reprise mécanique ou tirs secondaires), augmente les temps d'arrêt et engendre des surcoûts opérationnels. De plus, ce phénomène représente un risque non négligeable pour la sécurité du personnel et des équipements, notamment en raison des chutes de blocs et de l'instabilité locale des gradins.

La persistance de ce problème soulève plusieurs interrogations techniques :

le bourrage supérieur est-il principalement lié aux caractéristiques géomécaniques du massif calcaire, à la conception des schémas de forage et de tir, à la qualité du bourrage des trous, ou encore à l'inadéquation entre les paramètres de tir et la géométrie des gradins ? Par ailleurs, dans quelle mesure les pratiques actuelles d'exploitation sont-elles adaptées aux conditions spécifiques de la carrière d'El Ma Labiod ?

Ainsi, la problématique centrale de ce mémoire peut être formulée comme suit : Comment optimiser les paramètres de forage et de tir et la géométrie des gradins afin de réduire le phénomène de bourrage supérieur dans la carrière de calcaire d'El Ma Labiod, tout en améliorant la sécurité et la productivité des opérations d'exploitation ?



2-2- Résumé analytique :

2-2-1 Usage des explosifs et leurs inconvénients :

8 grandes questions fondamentales restent partiellement sans réponses définitives (ou encore très débattues) lorsqu'on étudie le mécanisme de destruction par explosifs dans les carrières à ciel ouvert. Elles concernent autant la physique, la géomécanique, que la pratique terrain :

1. Comment l'énergie de l'explosif se répartit-elle réellement ?

On ne sait pas précisément quelle proportion d'énergie va :

- à la fragmentation, aux ondes de choc, aux vibrations sismiques, au souffle aérien,
- à la chaleur et aux gaz.

Les modèles existent, mais aucun ne décrit parfaitement la réalité du terrain.

2. Onde de choc ou pression des gaz : lequel fragmente le plus ?

Le débat reste ouvert :

Certains modèles privilégient l'onde de choc initiale, d'autres la pression prolongée des gaz, en réalité, leur interaction dynamique est mal quantifiée.

La dominance dépend du type de roche, de la géométrie et du confinement.

3. Pourquoi deux tirs identiques donnent-ils des résultats différents ?

Même avec : le même explosif, le même schéma de tir ,la même roche apparente,les résultats varient fortement.

Les hétérogénéités invisibles (microfissures, contraintes résiduelles, eau) sont encore impossibles à mesurer précisément avant tir.

4. Comment prédire précisément la fragmentation finale ?

Il n'existe pas de modèle universel capable de prédire :

- la granulométrie réelle, la proportion de fines, les blocs hors gabarit et les lois empiriques (Kuz-Ram, etc.) restent approximatives.

5. Quel est le rôle exact des contraintes naturelles du massif ?

Les contraintes tectoniques et gravitaires orientent les fractures et favorisent certaines directions de rupture mais leur cartographie précise à l'échelle du tir est encore très limitée.

6. Comment maîtriser totalement les vibrations et projections ?

Malgré les délais millisecondes :

les interférences d'ondes sont mal prévisibles, les projections dangereuses ne sont pas toujours explicables a posteriori.

La non-linéarité du phénomène complique toute prédiction fiable.

7. Quel est l'effet réel de l'eau dans les trous de mine ?

L'eau peut :

- améliorer le couplage, absorber une partie de l'énergie, modifier la vitesse de détonation et Son rôle exact reste contradictoire selon les études et conditions terrain.

8. Peut-on modéliser fidèlement l'explosion roche/explosif en 3D temps réel ?

Les modèles numériques actuels (FEM, DEM, SPH) : sont coûteux en calcul, nécessitent des hypothèses simplificatrices,

Aucun modèle ne reproduit encore fidèlement la réalité complète d'un tir de mine.

Figure: Modèle de tir pour charge intermédiaires

2-Notre mémoire analyse le —mécanisme de destruction‖ centrée uniquement sur

la zone du bourrage supérieur, et ce qui n'est toujours pas réellement compris.

Le bourrage supérieur : une zone clé mais mal comprise

Le bourrage supérieur se situe dans une zone frontière entre :

- la charge explosive, le massif rocheux et l'atmosphère libre.

C'est précisément cette position qui rend le mécanisme de destruction complexe et encore mal décrit.

1. Comment se forment et se propagent les fissures sous le bourrage ?

On ne sait pas clairement :

Si les fissures partent de la charge vers le bourrage, ou si le bourrage crée une zone de contraintes inversées qui initie des fractures descendantes.

Les modèles actuels ne décrivent pas correctement l'initiation des fissures à cet endroit.

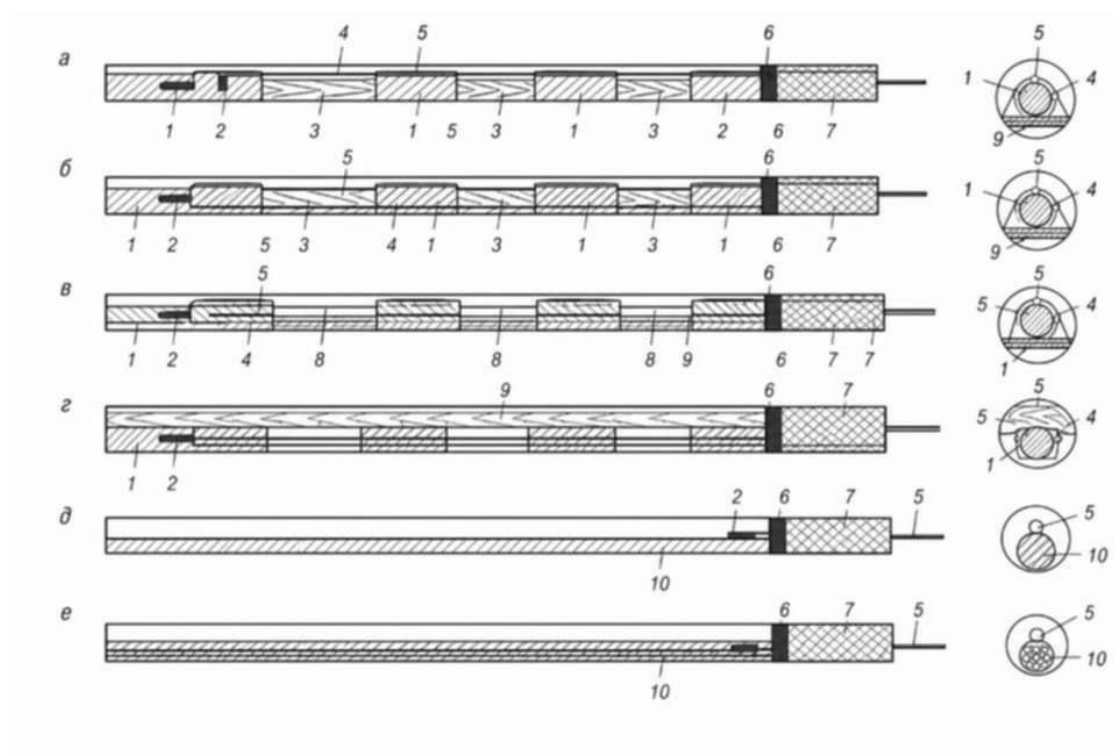


Figure : construction de charge avec bourrage pour tir de prédécoupage

(propagation des fissures format la fent décron)

2. Rôle exact de l'onde de choc dans la zone du bourrage

Au niveau du bourrage :

L'onde incidente se réfléchit partiellement, crée des ondes de traction mal quantifiées, peut générer une pulvérisation locale de la roche.

La superposition onde incidente / réfléchie reste mal modélisée.

3. Interaction gaz de détonation – bourrage – roche

On ignore : si les gaz pénètrent dans les microfissures avant la rupture, ou s'ils interviennent après la fragmentation primaire.

Le rôle cinétique réel des gaz dans cette zone reste indéterminé.

4. Le bourrage modifie-t-il la nature de la rupture ?

La rupture au sommet du trou peut être :

- fragile (traction), cisailant et mixte.

Le bourrage pourrait changer le mode de rupture, mais cela n'est pas démontré expérimentalement.

5. Effet de confinement partiel et non linéaire

Le bourrage n'est ni : totalement rigide, ni totalement libre.

Cette condition limite intermédiaire est très difficile à intégrer dans les équations classiques de mécanique des roches.

6. Moment exact de la perte de confinement

On ne sait pas : si la perte de confinement survient avant la propagation maximale des fissures, ou juste après.

Ce déphasage temporel influence fortement :

- la fragmentation, la projection et la forme du cratère supérieur.

7. Zone de transition roche intacte / roche fragmentée

Sous le bourrage :

il existe une zone hybride, ni intacte ni fragmentée.

Son épaisseur, sa géométrie et son rôle énergétique restent inconnus.

8. Pourquoi la fragmentation est souvent plus grossière au sommet ?

Observation fréquente :

Blocs plus gros en tête de banquette, sous-fragmentation locale.

Aucune explication mécanique complète ne fait consensus.

Synthèse de ce qui est écrit précédemment :

Le bourrage supérieur agit comme un modificateur dynamique du champ de contraintes, mais :

son action exacte sur l'initiation, la propagation, et l'arrêt des fissures n'est toujours pas formalisée.

On sait ce que le bourrage fait empiriquement, mais pas encore comment il le fait physiquement.

On peut aller encore plus loin avec :

- un schéma mécanique pas à pas (μs par μs), une lecture basée sur l'impédance mécanique, ou une approche purement énergétique et thermodynamique.

Examinons les 3 voies possibles :

Elles sont complémentaires, strictement théoriques et mécanistiques, du processus de destruction à l'explosif au niveau du bourrage supérieur, sans recettes de tir ni paramètres opérationnels.

1.) Lecture chronologique ultra-rapide (μs à ms)

Phase 1 — Détonation ($\approx 0\text{--}10\ \mu\text{s}$)

La charge génère une onde de choc radiale.

En tête de trou, cette onde rencontre une discontinuité majeure :

Roche confinée / bourrage semi-mobile.

Il se crée :

- une onde incidente, une onde réfléchie en traction, une concentration de contraintes anormale sous le bourrage.

C'est ici que naissent les premières fissures critiques, mais leur orientation reste mal prédite.

Phase 2 — Interaction onde / bourrage ($\approx 10\text{--}100\ \mu\text{s}$)

Le bourrage n'est pas rigide :

Il se compacte, se fragmente, commence à se déplacer.

Cette mobilité crée un champ de contraintes évolutif, non stationnaire.

On ne sait pas si :

Le bourrage amortit l'onde, ou la redirige vers la roche sous-jacente.

Phase 4 — Rupture finale ($\approx 2\text{--}10\ \text{ms}$)

Le confinement disparaît brutalement.

L'énergie restante s'échappe vers l'air.

La roche supérieure est souvent : moins fragmentée, expulsée en blocs.

C'est une signature directe de l'incompréhension du mécanisme sous le bourrage.

2.) Lecture par impédance mécanique (clé physique majeure)

Principe fondamental

Chaque milieu possède une impédance dynamique :

- roche : impédance élevée
- explosif : très élevée
- bourrage : intermédiaire et variable
- air : quasi nulle

Ce qui se passe sous le bourrage

L'onde passe de la roche au bourrage : une partie est transmise, une partie est réfléchi en traction.

Cette réflexion dépend :

- de la compacité du bourrage,
- de son évolution dans le temps.

Or le bourrage change d'impédance pendant l'explosion; phénomène non linéaire, impossible à résoudre analytiquement.

Conséquence mécanique

- Création d'une zone d'instabilité d'impédance
- Amplification locale des contraintes de traction
- Initiation de fractures non prévues par les modèles classiques

Aucun modèle actuel ne décrit correctement cette impédance variable dans le temps.

3.) Lecture énergétique & thermodynamique

Où va l'énergie au sommet du trou ?

Dans la zone du bourrage, l'énergie est partagée entre :

- fragmentation,
- travail de déplacement du bourrage,
- échauffement,
- énergie cinétique des projections,
- énergie perdue vers l'air.

La part réellement utilisée pour casser la roche est inconnue.

Rendement de destruction sous le bourrage

On observe souvent :

- rendement faible,
- gros blocs,
- surconsommation énergétique apparente.

Cela suggère une dissipation prématurée de l'énergie, mais :

- par compaction ?
- par réflexion ?
- par fuite gazeuse ?

Aucune réponse définitive.

Paradoxe fondamental

- Trop de bourrage : donc énergie piégée mais mal transmise
- Pas assez : donc énergie perdue vers l'air.

Il existe un optimum énergétique, mais il n'est pas calculable, seulement observé.

Synthèse finale (très important)

Au niveau du bourrage supérieur :

- le mécanisme n'est ni purement élastique,
- ni purement plastique,
- ni purement énergétique,

C'est un problème de transition dynamique multi-milieux, où :

les équations classiques échouent, l'expérience terrain compense la théorie.

C'est l'un des derniers —angles morts‖ de la science du tir de mine.

Dans les carrières de minerai, le bourrage (ou stemming) désigne le matériau placé au-dessus de la charge explosive dans le trou de mine. Son rôle est confinant, pas explosif. Voici une présentation claire et non opératoire des matériaux de bourrage les plus utilisés, avec leurs caractéristiques.

Rôle du bourrage

- Confiner l'énergie de l'explosif
- Retarder la sortie des gaz vers la surface
- Améliorer la fragmentation du massif
- Réduire projections, souffle et bruit

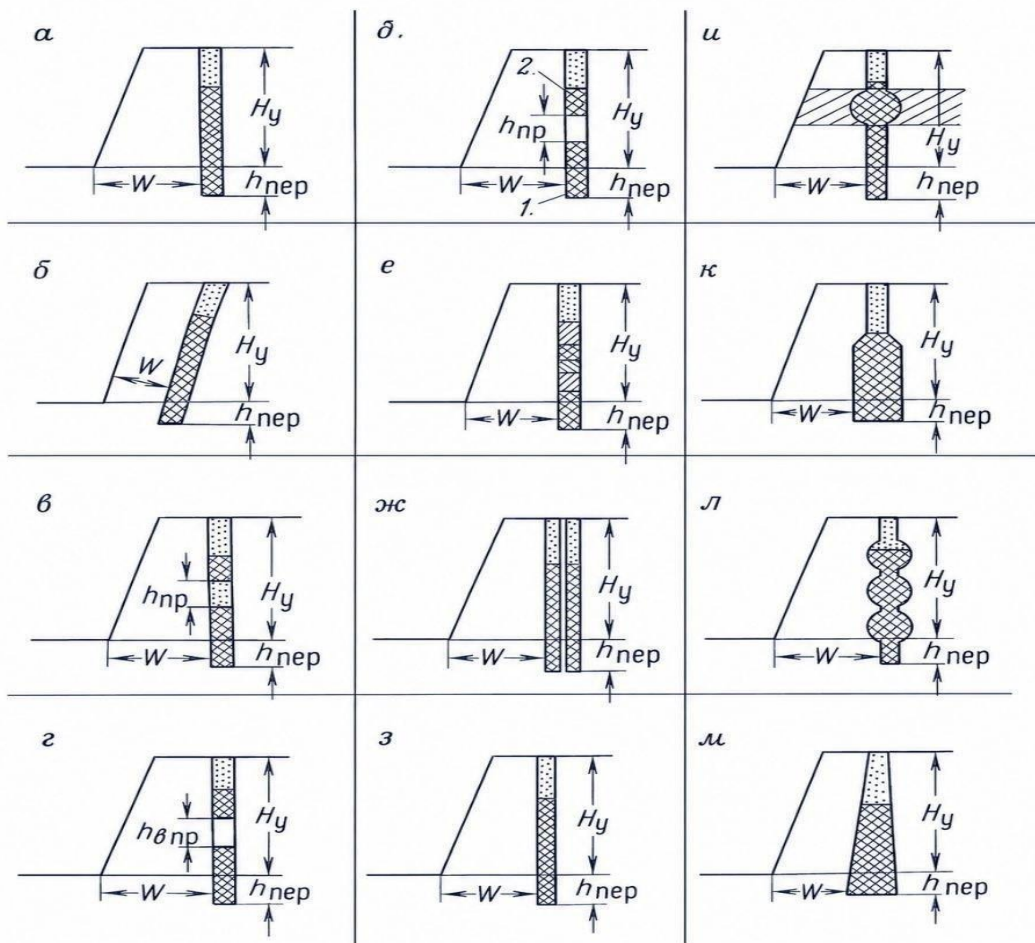


Figure : Schéma des charges d'explosif avec leur bourrage

Principaux matériaux de bourrage

1. Débris de forage (cuttings)

Le matériau le plus courant

Origine : poussières et copeaux issus du forage

Avantages :

- Gratuit et disponible sur place
- Bonne compatibilité avec la roche forée
- Facile à mettre en œuvre

Limites :

- Moins efficace s'il est trop sec ou trop fin
- Peut être expulsé rapidement dans les terrains fracturés

Très utilisé dans les carrières de calcaire, phosphate, fer

2. Gravillons / sable concassé

Granulométrie typique : 4–8 mm ou 6–10 mm

Avantages :

- Meilleure résistance à l'éjection
- Bon confinement des gaz
- Résultats plus réguliers que les fines

Inconvénients :

- Coût logistique
- Nécessite un contrôle granulométrique

Fréquent dans les tirs exigeants (proximité d'ouvrages, contrôle des projections)

3. Argile ou mélange argilo-sableux**Avantages :**

- Excellente étanchéité aux gaz
- Très bon confinement

Inconvénients :

- Sensible à l'humidité
- Peut durcir ou se fissurer en séchant

Utilisé ponctuellement, surtout dans des trous humides ou fissurés

4. Bourrage inerte manufacturé

(ex. bouchons de bourrage, stemming plugs)

Caractéristiques :

- Élément artificiel placé dans le trou
- Souvent combiné à des cuttings ou gravillons

Avantages :

- Améliore fortement la rétention du bourrage
- Réduit les longueurs nécessaires

Inconvénients :

- Coût plus élevé
- Dépend du diamètre et du type de forage

De plus en plus utilisé dans les carrières modernes

5. Matériaux à éviter (ou usage très limité)

- Terre organique
- Matériaux trop fins et secs (poussières seules)
- Matériaux humides non contrôlés
- Risque de soufflage prématuré et de projections.

Choix du matériau : critères, principaux

- Nature du minerai (dur, fissuré, altéré)
- Diamètre et profondeur du trou
- Type d'explosif
- Conditions hydrogéologiques

Objectif : fragmentation, sécurité, vibrations

En résumé

Un bon bourrage = meilleure utilisation de l'énergie explosive + plus de sécurité + fragmentation plus homogène

Comportement mécanique du bourrage pendant la détonation.

Quand l'explosif détonne, il ne « pousse » pas le bourrage comme un simple piston. Il se produit trois phénomènes successifs :

a) Phase de choc

L'onde de détonation génère une surpression extrêmement rapide.

Cette surpression se transmet :

- au massif rocheux (fracturation),
- au bourrage (compression instantanée).

Le bourrage se densifie brutalement : les grains se bloquent entre eux (effet d'auto-cohésion).

b) Phase de confinement dynamique

Les gaz de détonation cherchent à remonter vers la surface (chemin de moindre résistance).

Le bourrage agit comme un bouchon inertiel : sa masse, son frottement contre les parois, et sa compacité retardent cette remontée.

Plus le confinement dure, plus l'énergie est forcée à travailler la roche (radialement et axialement).

c) Phase de relâchement

Lorsque la roche est suffisamment fracturée, ou que la pression dépasse la capacité du bourrage, le bourrage est expulsé (souvent après le début de la fragmentation).

Un bon bourrage ne —résiste pas indéfiniment :

il retarde juste assez longtemps pour optimiser la rupture du massif.

Longueur optimale de bourrage (logique physique).

La longueur du bourrage n'est pas une valeur arbitraire : elle résulte d'un équilibre énergétique.

Deux excès à éviter :

Bourrage trop court :

Les gaz s'échappent trop tôt.

Effets observés :

- projections,
- cratérisation en tête de trou,
- mauvaise fragmentation en profondeur.

L'énergie est perdue dans l'air, pas dans la roche.

Bourrage trop long :

La zone supérieure reçoit trop peu d'énergie

Effets observés :

- blocs surdimensionnés en tête,
- talus irrégulier,
- mauvaise reprise au tir suivant.

L'énergie est surconfinée, mal répartie.

Principe fondamental

La longueur de bourrage doit être suffisante pour retarder la sortie des gaz, mais pas au point d'étouffer la fracturation en tête de trou.

Elle dépend donc :

- de la résistance du massif,
- du degré de fracturation naturelle,
- de la capacité du matériau de bourrage à transmettre ou bloquer la pression.

Problèmes spécifiques du bourrage supérieur (le plus critique)

Le bourrage supérieur est la zone la plus sensible du tir, car :

a) C'est la zone de moindre confinement naturel

- Une seule face libre (la surface)
- Moins de contrainte géologique

- Plus de chemins de fuite pour les gaz

Toute faiblesse du bourrage s'y manifeste immédiatement.

b) Phénomènes typiques de défaillance

- Soufflage prématuré :

Le bourrage est expulsé avant que la roche ne soit suffisamment fracturée.

Causes fréquentes :

Matériau trop fin, trop sec, mal compacté, massif très fissuré.

Résultat : projections + bruit + perte d'énergie.

- Cratérisation

La zone supérieure s'ouvre en entonnoir. La fracturation est localisée et non contrôlée

Signe d'un déséquilibre bourrage / énergie.

- Fragmentation hétérogène

Bonne fragmentation en profondeur. Gros blocs en tête de banquette. Le bourrage supérieur a sur confiné ou mal transmis l'énergie.

c) Rôle clé du bourrage supérieur

On peut dire que :

Le bourrage inférieur confine, mais le bourrage supérieur décide de la qualité finale du tir. C'est lui qui influence directement :

- la sécurité (projections),
- la forme du front,
- la reprise mécanique,

La régularité du tas abattu.

Synthèse globale de calcul de bourrage:

Le bourrage est un élément actif, pas un simple remplissage.

Son comportement est dynamique, dépendant de la pression et du temps.

Le bourrage supérieur est le maillon critique du système explosif.

Les formules spécifiques au calcul du bourrage supérieur :

Voici les formules spécifiques au calcul du bourrage supérieur (top stemming) utilisées en carrières (notamment calcaires comme El Ma Labiod).

1. Formule principale (référence terrain)

La relation la plus utilisée :

Lbs : longueur du bourrage supérieur

B : burden (banquette)

α : coefficient empirique

Valeurs usuelles :

0,7 → roche fissurée

0,8–0,9 → calcaire moyen

1 → roche compacte

2. Formule basée sur le diamètre du trou

$$Lbs = (20-30) D_{tr}$$

D_{tr} : diamètre du trou

k : 20 à 30

Très utilisée pour un réglage rapide :

petits trous → bourrage plus court

gros trous → bourrage plus long

3. Formule liée à la hauteur du gradin

H : hauteur du gradin

Méthode d'estimation: moins précise mais utile en pré-dimensionnement

4. Formule géométrique complète (contrôle réel)

L_t : longueur totale du trou

L_c : longueur de charge explosive

Utilité : contrôle terrain et vérification du plan de tir

5. Formule intégrant la résistance du massif (approche avancée)

σ_c : résistance à la compression du calcaire

ρ_e : densité énergétique de l'explosif

Interprétation :

roche résistante → bourrage plus long

explosif puissant → bourrage ajusté

6. Ajustements pratiques en carrière

Dans une carrière calcaire typique comme El Ma Labiod :

Si fly-rock (projections)

Augmenter Lbs

- Si blocs trop gros diminuer légèrement Lbs

- Si sur-fragmentation augmenter Lbs

7. Plages usuelles (calcaire)

Lbs $\approx$ 2 à 4 m (trous 76–115 mm)

Lbs $\approx$ 0,7 à 1 $\times$ B

Lbs $\approx$ 25 $\times$ Dis utile en pré-dimensionnement

Conclusion

La formule la plus fiable reste :

$Lbs = 0,75 \times W$

à ajuster selon :

-fissuration du massif ,type d'explosif et objectifs de fragmentation

Mode opératoire du bourrage

1. Préparation du trou

- Nettoyage (élimination des déblais, eau)
- Vérification de la profondeur

2. Chargement en explosif

- Introduction de l'explosif
- Mise en place du d'étonateur

3. Mise en place du bourrage

Matériaux utilisés :

- sable
- gravier fin
- déblais de forage (le plus courant)

4. Technique de bourrage

- Remplissage **par couches successives**
- **Tassage léger** pour éviter les vides
- Éviter toute pression excessive près du détonateur

Type d'argile recommandé

Argile plastique à faible retrait (argile marneuse ou limono-argileuse) , C'est le meilleur compromis.

Caractéristiques recherchées :

- ✓Plasticité moyenne (facile à compacter)
- ✓Faible fissuration au séchage
- ✓Bonne cohésion
- ✓Granulométrie fine à moyenne
- ✓Humidité contrôlée (légèrement humide)

En pratique à El Ma Labiod :

Argiles locales mélangées avec sable ou fines calcaires → très bon résultat

Types d'argiles à éviter

1. Argiles très plastiques (type gonflantes)

Ex : argiles smectitiques (type Montmorillonite)

Problèmes : gonflement avec l'eau , fissuration au séchage, instabilité du bourrage

2. Argiles trop sèches :

Mauvais confinement : ne se compactent pas, laissent passer les gaz

3. Argiles trop humides

Effet : glissement dans le trou, perte de densité

Alternative souvent meilleure que l'argile seule

☐ Graviers ou sable calibré (5–10 mm)

Souvent plus efficace que l'argile pure :

- meilleure résistance au souffle,
- meilleur confinement,
- moins de variabilité .

Solution optimale : mélange argile + gravier (bourrage composite)

Recommandation spécifique à El Ma Labiod

Compte tenu : du calcaire stratifié et fissuré ,de l'hétérogénéité du massif

☐ **Le meilleur choix est :**

- Argile locale légèrement humide + fines calcaires ou sable ou
- Gravier calcaire concassé (idéal)

- Bonnes pratiques terrain
- Compacter le bourrage par couches successives
- Éviter les vides dans le trou
- Contrôler l'humidité

Ne pas utiliser uniquement les déblais de forage (souvent inefficaces)

5. Contrôle

Vérification de la longueur Lbs

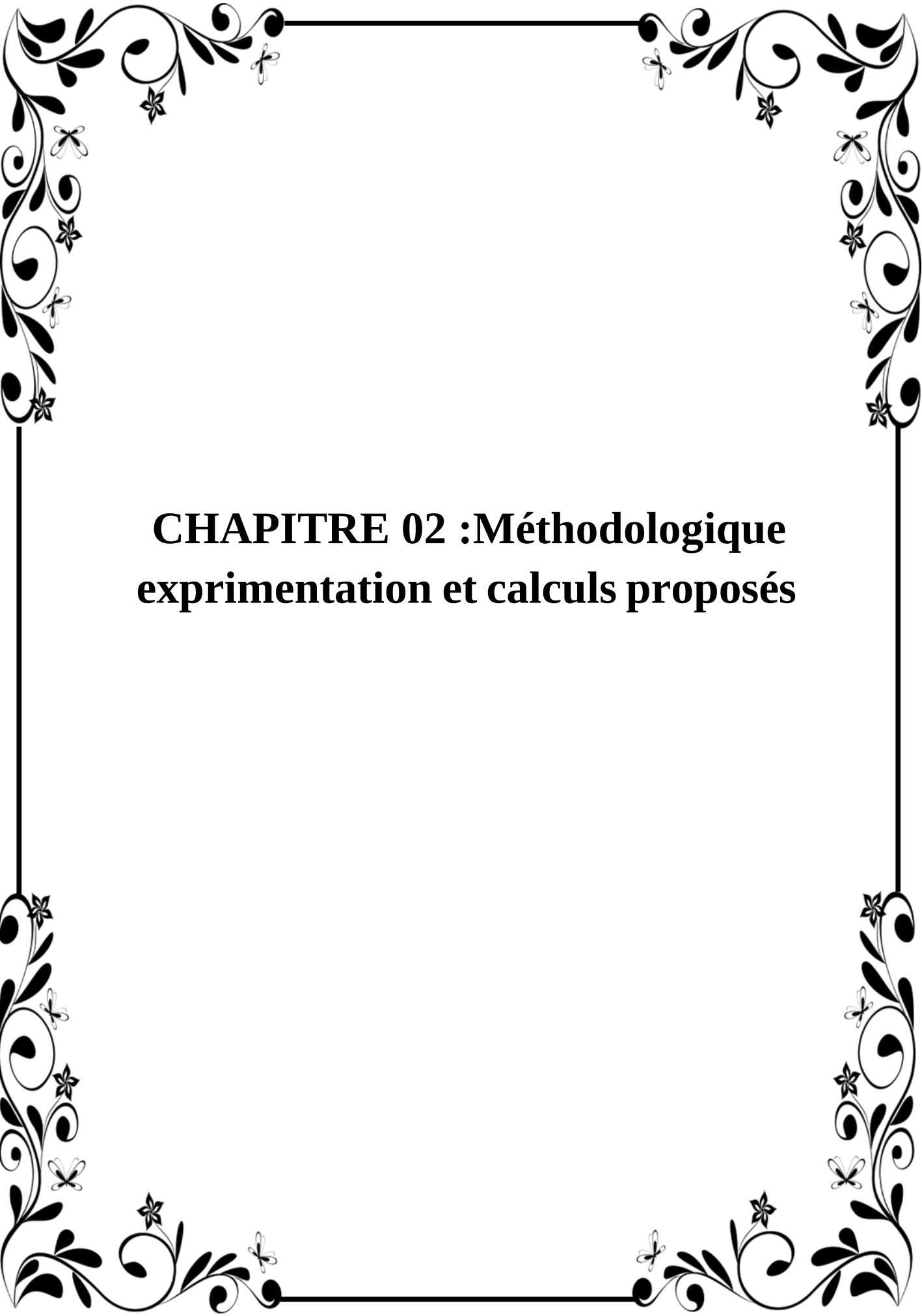
Absence de vides

Homogénéité du remplissage

Conclusion

L'argile recommandée est :

- argile plastique modérée, non gonflante, légèrement humide
- idéalement améliorée par un mélange granulaire.

A decorative rectangular border with ornate floral and scrollwork patterns at each corner, framing the central text.

CHAPITRE 02 :Méthodologique exprimmentation et calculs proposés

.. Le choix du mode d'abattage (méthode de tir)est souvent prés selon le tableau

récapitulatif suivant ,fruit de l'expérience de l'école ex-soviétique :

Caractéristiques qualitatives du massif	Rapport des dimensions moyennes des blocs à la dimension du morcean Conditionné : $\frac{D_{maille}}{D_{admissible}}$	Caractères dxigé de l'action du tir sur le massif pour l'obtention d'un grand degré de fragmentation	Méthodes de fragmentation les plus effectives
Petites mailles	≤ 3	Des mailles pratiquement , sans leur fragmentation	- grand diamètre des trous (25 cm) - moyenne valeur de q - Moyennes dépenses spécifiques en explosif - schéma successif du tir avec micro – retard - explosif d'énergie inférieur à la moyenne
Moyennes mailles	1-2	Fragmentation des grosses mailles an minimum , en 2 parties	- moyenne diamètre des trous (150 – 25 cm) - les dépenses spécifiques d'explosif d'énergie moyenne doivent être moyennes ou augmenter - schéma de tir à bouchon avec micro retard
Grosses mailles	> 2	Fragmentation intensive des grosses mailles en plusieurs parties	- petit diamètre des trous (jusqu' à 150mm) - consommation spécifique d'explosif de moyenne et de grandes énergie , élevée

Nous proposons notre propre méthodologie de calcul :

1. Détermination de la tirabilité des roches (consommation spécifique standard q) :

Généralement on s'appuie sur ce tableau pour choisir la consommation spécifique d'explosif.

Catégories (classes) des roches selon la tirabilité	Consommation spécifique calculées ; kg / m^3		Distance entre les fissures naturelles de tous les systèmes dans le massif ; m	Contenu des divisions dans le massif (%) de dimension :		Résistance de la roche à la compression Pa	Densité de la roche ; t / m^3	Catégories (groupe) approximatives des roches	
	Limite des classes	Moyenne des classes							
				+ 500	+ 1500			Selon échelle du professeur	
								Protodiakov	
I	0,12 – 0,18		0,10	0- 2	0	100-300	1,40 – 1,8	VII-	
II	0,18 – 0,27		0,10 – 0,25	2- 16	0	200-450	1,75 – 2,35		
III	0,27 – 0,38		0,20 - 0,50	10 - 52	0- 1	300-650	2,25 – 2,55		
IV	0,38 – 0,52		0,45 – 0,75	45 – 80	0-4	500-900	2,50 – 2,8		
V	0,52 – 0,68		0,70 – 1,00	75 -98	2-15	700-1200	2,75 – 2,9		
VI	0,68 – 0,88		0,95 – 1,25	96 - 100	10-30	1100-1600	2,85 – 3,0		
VII	0,88 – 1,10		1,20 – 1,50	100	25-47	1450-2050	2,95- 3,2		
VIII	1,10 – 1,37		1,45 – 1,70	100	43-63	1950-2500	3,15- 3,4		
IX	1,37 – 1,68		1,65 – 1,90	100	58- 78	2350-3000	3,35 – 3,6		
X	1,68 - 2,03		1,85 et +	100	75- 100	2850 et plus	3,55 et plus		

Cependant, notre approche rest différente pour respecte les didactique

La résistance des roches au tir est caractérisée par la consommation spécifique standard d'explosif, déterminée par la relation suivante :

$$q_{ét} = 0,02(\sigma_{comp} + \sigma_{dép} + \sigma_{tr})2\gamma$$

$$q_{ét} = 0,02(600,4+177,65+0,35)+2(2,6)$$

$$q_{ét}=20,76\text{g /m}^3$$

Où :

σ_{comp} : résistance à la compression de la roche ; kg/cm² ;

$\sigma_{dép}$: résistance au déplacement kg/cm² ;

σ_{tra} : résistance à la traction ; kg/cm² ;

γ : densité de la roche ;

Résistances mécaniques

Résistance au déplacement

La résistance au déplacement est estimée empiriquement par :

$$\sigma_{dép} = (0,13 \div 0,33)$$

$$\sigma_{dép}=0,23 \times 600 = 138 \text{ kg/cm}^2 ;$$

En prenant le coefficient moyen 0,23 :

Résistance à la traction

La résistance à la traction est déterminée par :

$$\sigma_t = (0,08 \div 0,12)$$

$$\sigma_t = 0,10 \times 600 = 60 \text{ Kgf/cm}^2 ;$$

En utilisant le coefficient moyen 0,10 (Selon vu la moyenne tirabilité de notre roche)

Tableau 4. Classification des roches selon l'indice de tirabilité

Niveau de tirabilité	Qét	Classe	Catégories
Très facile	≤ 10	I	1,2,3,4,5
Moyenne	10,1–20	II	6,7,8,9,10
Difficile	20,1–30	III	11,12,13,14,15
Très difficile	30,1–40	IV	16,17,18,19,20
Extrêmement difficile	40,1–50	V	21,22,23,24,25

Résultats de classification

- **Calcaire** : tirabilité moyen — Classe II.

2. Détermination de l'indice de forabilité

L'indice de forabilité est déterminé à l'aide de la formule empirique proposée par l'académicien V .Rjevsky :

$$Df = 0,007 (\sigma_{comp} + \sigma_{dép}) + 0,7\rho$$

$$Df = 0,007 (600 + 138) + 0,7(2,6) = 6,986$$

Où :

- Df : indice de forabilité,
- ρ : densité de la roche.

3. Détermination de la taille admissible des blocs après tir

La taille maximale admissible des blocs après abattage est déterminée selon trois contraintes opérationnelles.

a) Selon la capacité du godet de la chargeuse

$$C \leq 0,8\sqrt{E}$$

$$C \leq 0,8\sqrt{8} \leq 1,6 \text{ (m)}$$

Où

- C : dimension maximale du bloc (m),
- E : capacité du godet m³

Sachant que :

$$E=8 \text{ m}^3$$

b) Selon la capacité de la benne du camion

$$C \leq 0,5\sqrt{V}$$

$$C \leq 0,5\sqrt{34,23} \leq 1,62(\text{m})$$

- V : volume de la benne du camion (m^3).

c) Selon l'ouverture du concasseur

$$C \leq 0,8. b$$

Où :

- b : ouverture d'alimentation du concasseur.

Sachant que : $b=1300 \text{ mm}=1,3 \text{ m}$

Taille finale admissible des blocs

D'après les trois critères précédents, la condition la plus contraignante est imposée par l'ouverture du concasseur :

$$C_{\text{max}}=1,04 \text{ m}$$

Par conséquent, tout bloc dépassant 1,04 m sera considéré comme un hors-gabarit et nécessitera une fragmentation secondaire (pétardage secondaire).

4. Détermination du diamètre des trous de mine

En se basant sur :

- la forabilité des roches,
- le degré de fissuration,
- les exigences de production,

le diamètre adopté des trous de mine est : $D=150\text{mm}$

$$D=150 \text{ mm}$$

5. Consommation spécifique d'explosif

La consommation réelle d'explosif est donnée par :

$$q = q' \cdot K_{\text{ex}}$$

Où :

- q' : consommation spécifique de base,
- K_{ex} : coefficient correctif de l'explosif.
- D'après les tableaux de tir adoptés :

$$q'=0,45 \text{ kg/m}^3$$

Coefficient corrigée

Kex : Le coefficient de correction des explosifs est donné par la relation suivante :

$$K_{exp} = \frac{A_{ét}}{A_{ut}}$$

$$K_{exp} = \frac{360}{346} ;$$

$$K_{ex} = 1,1$$

- **Aét** : explosif étalon – Ammonite N6GV ;

- **Au** : explosif utilisé (Anfomil et pour l'amorsage Marmanite III).

La consommation spécifique corrigée est alors

$$q = 0,45 \times 1,1 = 0,49 \text{ kg/m}^3$$

Longueur du trou

$$L_{tr} = \frac{H_g}{\sin \beta} + l_s ; \text{ m } \dots\dots\dots$$

- H_g : hauteur de gradin ; m

- l_s : longueur de sous forage ; m

- β : angle d'inclinaison du trou ;

$$L_{tr} = \frac{15}{\sin 75} + 2,25 ; \text{ m}$$

$$L_{tr} = 17,77 ; \text{ m}$$

avec

$$\beta = 75^\circ$$

La longueur de surforation est déterminée par la formule suivante :

$$lsf = k_s \times D$$

D'autres auteurs proposent

$$lb = 0,75 \times W$$

Détermination de la ligne de moindre résistance

$$W = \frac{\sqrt{p^2 + 4m \times Q \times P \times H_g \times L_{tr} - P}}{2m \times Q \times H_g} ; \text{ m } \dots\dots\dots$$

Où :

- P : charge linéaire desplosif ; $\text{kg} / \text{m} . P^2$

- m : coefficient de rapprochement des trous ; $m = 0,9 \div 1,4$

On prend : $m = 0,95$

- Q_p : consommation spécifique du projet de l'explosif utilisé ; Kg / m^3

- H_g : hauteur du gradin ; m

- L_{tr} : longueur du trou ; m

$$W = \frac{\sqrt{(16,07 \times 0,95 + 4 \times 1 \times 0,44 \times 16,07 \times 15 \times 17,77 - 16,07)}}{2 \times 0,95 \times 0,49 \times 15}; m$$

le taux d'amorçage recommandé est de 20 %

Charge linéaire

$$P = \frac{\pi}{4} \times D_{tr}^2 \times \Delta ; \text{Kg} / m \dots\dots\dots$$

- D_{tr} : Diamètre de trou ; m

- Δ : la densité moyenne de l'explosif ; kg / m^3

$$\Delta = \frac{75 \times \Delta_{anf} + 25 \times \Delta_{mar}}{100} \text{ cm}^3 / 10 \text{ g} \dots\dots\dots$$

Où :

Δ_{anf} : densité de LANFOMIL ; $\Delta_{anf} = 0,9$; g / cm^3

Δ_{mar} : densité de la MARMANITE III ; $\Delta_{mar} = 1$; g / cm^3

$$\Delta = \frac{75 \times 0,9 + 25 \times 1}{100} \text{ g} / \text{cm}^3$$

$$\Delta = 0,91 \text{ g} / \text{cm}^3 \quad \Delta = 0,91 \text{ t} / m^3$$

$$P = 0,785 \times (0,150^2) \times 0,91$$

$$P = 16,07 \text{ Kg} / m$$

-Vérification de la condition de sécurité

$$W \geq H \cot \alpha + c$$

$$H \cot \alpha + c = 15 \times \cot 85^\circ + 3 = 4,13 \text{ m}$$

$$W \geq 4,13$$

Les conditions de sécurité sont donc satisfaites.

Distance entre les trous de la première rangée

Cette distance dépend fortement de la résistance de la roche , de la nature de l'explosif utilisé et ainsi que de la fragmentation recherchée . Elle se détermine par la formule suivante :

$$a = m \times W ; m \dots\dots\dots$$

- m : coefficient de rapprochement des trous ; $m = 0,9 \div 1,1$ (pour le cas classique)

On prend : $m = 0,59$

$$a = 0,95 \times 5,03 = 4,77 \text{ m}$$

Distance entre les rangées de trous

$$b = 0,85 \times a$$

$$b = 0,85 \times 4,77 = 4,05 \text{ m}$$

Quantité de charge par trou :

Première rangée

$$Q_{ch1} = q \times W \times H \times a$$

$$\begin{aligned} Q_{ch1} &= 0,44 \times 5,54 \times 15 \times 5,26 \\ &= 192,33 \text{ kg/tr} \end{aligned}$$

Deuxième rangée

$$Q_{ch2} = q \times W \times H \times b$$

$$\begin{aligned} Q_{ch2} &= 0,44 \times 5,54 \times 15 \times 4,47 \\ &= 155,18 \text{ kg/tr} \end{aligned}$$

Longueur de charge

$$l_{ch} = Q_{ch} / P$$

Première rangée

$$\begin{aligned} L_{ch} &= 192,33 / 16,07 \\ &= 11,97 \end{aligned}$$

Longueur du bourrage

Première rangée

$$l_b = L - l_{ch}$$

$$\begin{aligned} l_b &= 17,77 - 11,97 \\ &= 5,8 \text{ m} \end{aligned}$$

Deuxième rangée

$$l_b = L - l_{ch}$$

$$\begin{aligned} l_b &= 17,77 - 9,66 \\ &= 7,89 \text{ m} \end{aligned}$$

Rendement volumique du forage

$$J_m = (Q_{ch1} + Q_{ch2}) / (2Lq)$$

$$=192,33+155,18/2\times 17,77\times 0,44$$

$$=22,50\text{m}^3/\text{m}$$

Volume du bloc

$$V=N_j\times n_{pe}\times R_e$$

$$V=3\times 2\times 2877$$

$$=17262\text{ m}^3$$

Longueur totale de forage nécessaire

$$\Sigma L = V / J_m$$

$$=17262/22,50$$

$$=767,2\text{m}$$

Nombre de trous à forer

$$N_{tr} = \Sigma L / L$$

$$=767,2/17,77$$

$$= 43,17$$

44 Trou

Rendement de sondeuses

$$R_s=C\times 3600\times R\times E/ T_c$$

$$=3\times 3600\times 0,85\times 0,75/20$$

$$= 3442,5\text{ t/h}$$

C:capacité du godet

R:coefficient de remplissage: 0,85(pris selon catégorie de tirabilité)

E:efficacité

T_c: temp de cycle

Nombre de sondeuses nécessaires

$$N_s = \Sigma L / (R_s \times n_{ps} \times N_j)$$

$$=767,2/3442,5\times 2\times 3$$

$$=1,33\cong 2\text{ sondeuses}$$

Nombre de sondeuses réserves

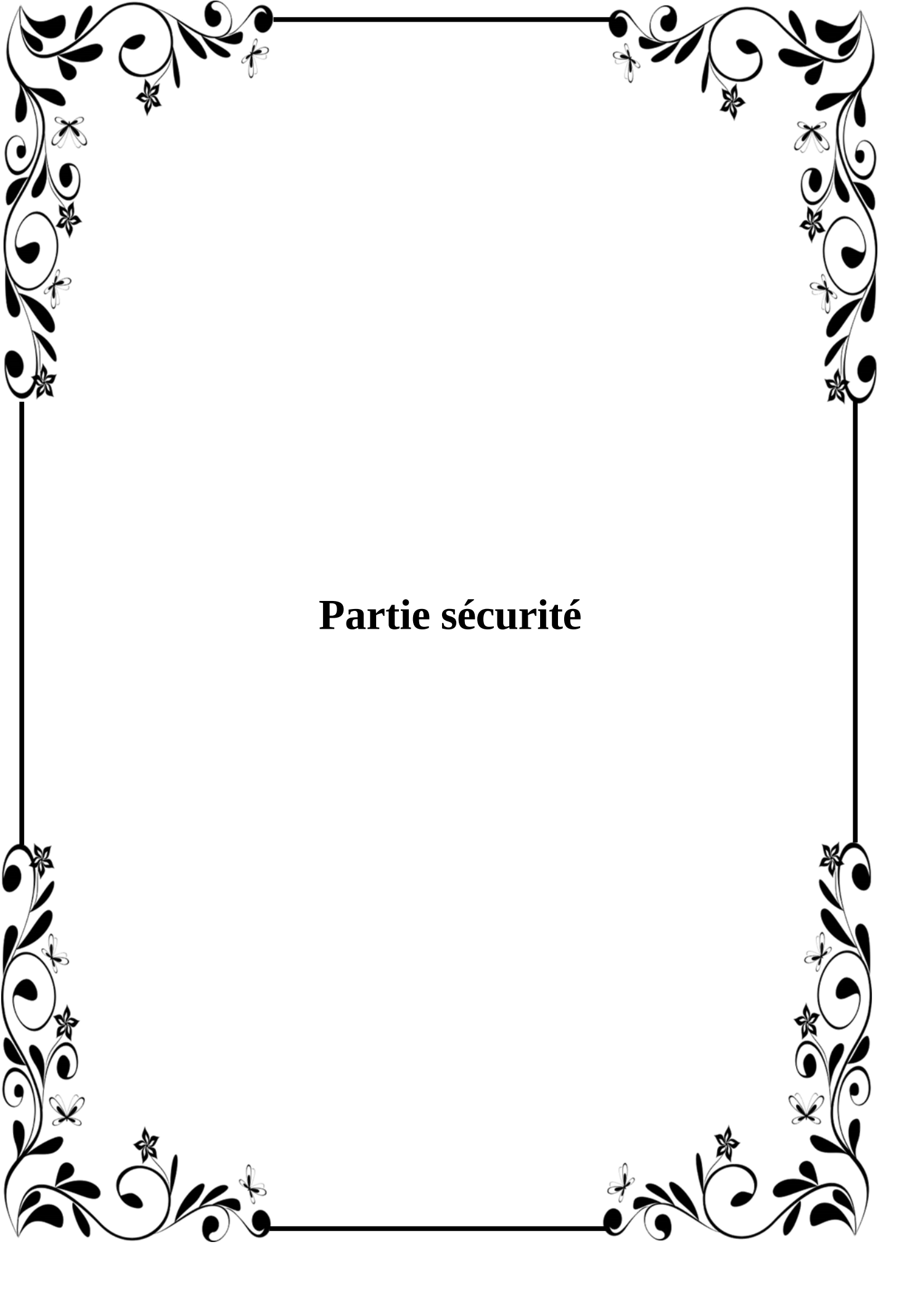
$$N_{sr} = N_s\times 1,2$$

$$=2\times 1,2\cong 3$$

Tableau : récapitulatif des paramètres des travaux de tir

Paramètres de forage et tir	Symboles	Valeurs	Unités
Diamètre du trou	Dtr	0,115	m
Hauteur du gradin	Hg	13	m
Longueur de sous forage	Lsr	1,28	m
Inclinaison du trou	β	85	Degré
Longueur du trou	Ltr	14,28	m
Charge linéaire	P	9,6	Kg / m
Conosommation Spécifique dexplosif	Q	0,3775	Kg / m³
Ligne de résistance	W	4,39	m
Distance entre les trous	A	4,39	m
Distance entre deux rangées			
Quantité de charge par trou	Qtr	94 ,57	Kg/ trou
Quantité en ANFOMIL	Qtr /anf	70,92	Kg / trou
Quantité en MARMANITE III	Qtr / mar	23 , 64	Kg / trou
Longueur de la charge	Lch	9,58	m
Longueur totale du bourrage	Lb	4,43	m
Longueur du bourrage de bouchon	Lbb	2,3	m

Longueur du bourrage intermédiaire	Lbi	2,13	m
Volume des roches abattues par un trou tiré	Vab	250 , 53	m³
Volume du bloc à tirer	Vbt	20000	m³
Surface du bloc à tirer	Sb	1538 , 46	m²
Longueur du bloc à tirer	Lbi	238,15	m
Nombre de trous par volée	Ntr / v	80	trous
Langueur totale de foration	Lf	1142,4	m
Hauteur du tas de roches abattues	Ht	8,45	m
Durée du micro retard	T	25	m – s
Mise en feu	Electrique		

A decorative border with floral and scrollwork motifs in black and white, framing the central text.

Partie sécurité

• Protection de travail :

Généralités:

Les accidents de travail et les problèmes qui en découlent ont une conséquence négative sur le plan financier productif et humain. Le but recherché est l'amélioration des conditions du travail et l'augmentation de la sécurité.

Notion sur la sécurité :

La sécurité du travail représente un ensemble de mesures destinées à sauvegarder la santé des travailleurs, pour cela il faut toujours adapter le travail à l'homme, et créer des conditions de travail saines et sans dangers.

La sécurité du travail regroupe les disciplines suivantes :

- La médecine du travail.
- La législation du travail.
- La technique de sécurité.
- La lutte anti-incendie.

Définition de l'accident de travail et de la maladie professionnelle :

L'accident du travail est un événement imprévu et soudain, engendré par le dysfonctionnement progressif du système homme-travail.

Les maladies professionnelles sont essentiellement dues à deux facteurs:

- L'atmosphère nuisible (pollution).
- Les agents physiques d'agression tel que: le bruit, les vibrations, la chaleur, le mauvais éclairage, la radioactivité...

Les causes des accidents de travail et des maladies professionnelles :

L'analyse des accidents du travail fait toutefois ressortir, que chacun d'eux est la résultante d'un ensemble de facteurs, que l'on classe en deux groupes principaux:

1/ causes technologiques.

2/ causes organisationnelles.

Les causes technologiques impliquent l'imperfection, la défectuosité ou la mauvaise exploitation du matériel.

Les causes organisationnelles se rapportent à l'homme, qui par sa négligence à la réglementation ou par son ignorance, participe à l'événement de l'accident.

Préventions contre les accidents de travail et les maladies professionnelles :

Etant donné que les accidents de travail et les maladies professionnelles en général n'engendrent que des pertes dans une société, alors il est donc essentiel d'évoquer la prévention de ces actes imprévus, afin d'éviter au maximum les dégâts. Pour cela, de nombreuses précautions doivent être mise au point telles que:

Lutte contre la poussière.

Lutte contre le bruit.

Lutte contre les vibrations.

Lutte contre l'incendie.

Lutte contre la poussière :

La lutte contre la poussière consiste à prévenir la formation de concentration dangereuse de poussière, à supprimer la poussière, dont la formation ne peut être évitée et évacuer celle qui ne peut être supprimé.

Pendant l'exploitation, la précipitation humide et le captage à sec des poussières son associés à tous les processus générateur de poussière. Par exemple en été, une citerne d'eau est nécessaire à la carrière D'EL MA LABIOD afin de de remédier la propagation des poussières au niveau des voies d'accès par l'arrosage de ces dernières.

Lutte contre le bruit:

La lutte contre le bruit se résume à porter les oreillettes de protection (stop bruit) et de casque par les ouvriers travaillant au sein de la station de concassage et surtout par les foreurs.

Lutte contre les vibrations:

Le degré de vibration dépend de la fréquence et l'amplitude de ce dernier. La lutte contre ces vibrations consiste à :

L'application des matériaux absorbant l'énergie de vibration.

Signaler tous les matériaux dangereux.

Inspecter quotidiennement les lieux de travail.

Doter les personnes de moyens de protection individuels.

Sensibilisé l'ensemble des personnels par réunions périodiques et par affichage des consignes de sécurités.

Lutte contre l'incendie:

Les incendies sont généralement provoqués suite au non-respect des règles de sécurité, la négligence des ouvriers. Pour cela, il est nécessaire de prévoir au près des lieux de dépôts du carburant, des explosifs, des ateliers et chaque véhicule des extincteurs appropriés. Ces extincteurs doivent être en bon état de fonctionnement en cas d'incendie.

L'incendie peut être causé par :

Les défauts dans les installations électriques.

Inflammation de liquides combustibles.

L'utilisation maladroite des installations électriques et mécaniques.

Sécurité de la mise en œuvre des explosifs:

Plusieurs recommandations pratiques sont énoncées en vue de garantir la sécurité d'emploi des explosifs, parmi lesquelles:

Les matières explosives ne doivent pas être exposées au choc, à la chaleur ou au frottement.

Interdiction absolues de fumer dans les dépôts, lors du transport ou de la manipulation des explosifs.

N'effectue le branchement des détonateurs entre eux et à la ligne principale qu'au dernier moment, lorsque la totalité des trous sont chargés et bourrés.

Avant le tir électrique, contrôler la résistance du circuit à l'aide d'un ohm-mètre.

Evacuation totale de la zone environnante jugée dangereuse et un ou plusieurs signaux sonores en guise d'avertissement doivent précéder le tir.

Après le tir, le bout de feu doit inspecter le front d'abattage en vue de déceler d'éventuels ratés.

Sécurité dans le chargement et le transport :

Lors du déplacement de la masse minière abattu, certaines règles doivent être respectées à savoir:

L'interdiction de doubler lors de la circulation des camions sur les routes de la carrière;

La largeur de la route doit assurer une distance de 1,5 m entre les camions lors du croisement entre eux;

La vitesse et l'ordre de la circulation des camions dans la mine doivent faire l'objet d'un règlement approuvé par l'ingénieur ou chef de la sécurité ;

Chaque camion attendant son tour de chargement, doit se trouver en dehors de la zone d'attaque du moyen de chargement;

Le déplacement du godet au-dessus de la cabine du camion est interdit;

Pendant le chargement, le camion doit stationner dans les limites de la visibilité du machiniste.

Organisation générale du tir de mines

Dans une carrière industrielle, l'usage des explosifs doit être centralisé autour de 3 acteurs :

Responsable d'exploitation (chef de carrière) : valide le besoin de tir et les volumes à abattre

Artificier agréé (unique opérateur explosifs) : conçoit le plan de tir, charge et déclenche

Service sécurité / surveillance : contrôle périmètre, évacuation, signalisation

Aucun autre personnel ne doit manipuler les explosifs.

Chaîne stricte de gestion des explosifs

a) Approvisionnement

- Commande limitée et justifiée (besoin réel de production)
- Autorisation administrative obligatoire

b) Stockage

- Magasin d'explosifs réglementé (magasin à munitions)
- Séparation :
 - explosifs
 - détonateurs
- Inventaire quotidien + registre signé

c) Transport interne

- Véhicule dédié
- Itinéraire sécurisé
- Interdiction de transport avec carburants ou outils métalliques non sécurisés

Procédure standard de tir (SOP)

1. Analyse du front de taille
2. Élaboration du **plan de tir (maille, charge, profondeur, retardateurs)**
3. Validation hiérarchique
4. Évacuation complète de la zone (zone rouge)
5. Balisage + sirènes + radio

6. Déclenchement par artificier uniquement
7. Inspection post-tir (ratés = traitement immédiat obligatoire)

4) Sécurisation du site

- Clôture de la zone explosives + carrière
- Poste de garde 24h/24
- Caméras aux points sensibles (magasin + entrée carrière)
- Contrôle des entrées (badge ou registre papier)

Prévention des abus (point critique)

- Double clé pour magasin explosifs (chef + artificier)
- Comptage avant et après chaque tir
- Audit hebdomadaire des stocks
- Déclaration obligatoire de toute perte, même minime

Formation et discipline

- Formation obligatoire des artificiers (recyclage)
- Sensibilisation du personnel : danger des ratés de mines
- Sanctions immédiates en cas de :
 - accès non autorisé
 - manipulation interdite
 - non-respect des zones de sécurité

Gestion des incidents

- Procédure —raté de mine écrite
- Interdiction de retour en zone avant validation artificier
- Rapport systématique à la direction et autorités

Flux de contrôle (important)

- Le **chef d'exploitation** valide le besoin
- L'**artificier** décide du plan technique
- Le **HSE** contrôle la conformité sécurité
- Aucun tir sans validation croisée

Point clé du système

☐ Le **magasin d'explosifs** est sous double contrôle :

CHEF D'EXPLOITATION + ARTIFICIER

|
Double clé / double signature

|
Accès strictement réglementé

Logique du système

- Production = Chef exploitation
- Technique tir = Artificier
- Sécurité globale = HSE
- Contrôle global = Directeur de site

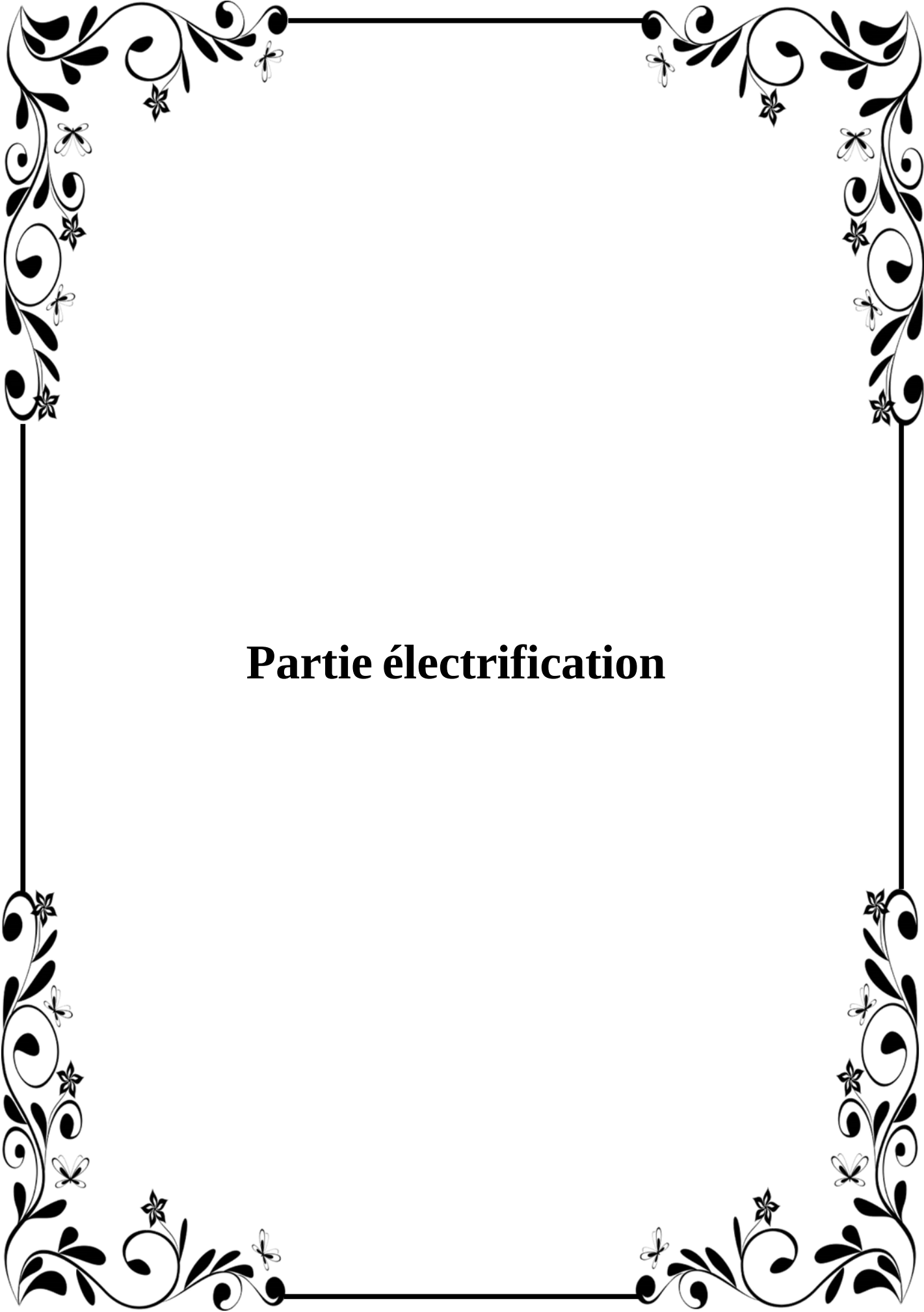
Tableau de suivi des accidents de travail (carrière type El Ma Labiod)

N°	Date	Service	Poste concerné	Type d'accident	Cause probable	Gravité	Partie du corps / équipement	Arrêt de travail	Mesures correctives
1		Forage	Foreur	Projection de roche	Mauvais confinement du tir	Mineur / grave	Bras / visage	Oui / Non	Renforcement zone de tir
2		Explosifs	Artificier	Accident de manipulation	Non-respect procédure	Grave	Main / yeux	Oui	Formation + contrôle strict
3		Transport	Chauffeur benne	Renversement véhicule	Pente + surcharge	Grave	Polytraumatisme	Oui	Amélioration pistes
4		Maintenance	Mécanicien	Coincement mécanique	Intervention sans consignes	Grave	Main	Oui	Procédure LOTO
5		Exploitation	Conducteur pelle	Collision engins	Mauvaise visibilité	Moyen	Jambe / épaule	Oui	Plan de circulation
6		Tir de mines	Zone tir	Projection secondaire	Raté de mine	Très grave	Multiple	Oui	Procédure raté de mine renforcée
7		Atelier	Soudeur	Brûlure / arc électrique	EPI non portés	Moyen	Yeux / peau	Oui	Contrôle EPI obligatoire

Observation importante (carrière cimentière)

Dans les carrières comme El Ma Labiod, les accidents les plus critiques sont généralement liés à :

- explosifs (ratés de mine, projections)
- circulation des engins lourds
- maintenance sous énergie non consignée
- chutes de blocs

A decorative rectangular border with ornate floral and scrollwork patterns at each corner, framing the central text.

Partie électrification

.Électrification de la carrière d'El Ma Labiod

Objectif du système électrique

L'électrification d'une carrière permet de :

- alimenter les **concasseurs et cribles**
- fournir l'énergie aux **stations de pompage et convoyeurs**
- alimenter les **ateliers de maintenance**
- assurer l'**éclairage et la sécurité**
- soutenir éventuellement des **engins électriques ou hybrides**

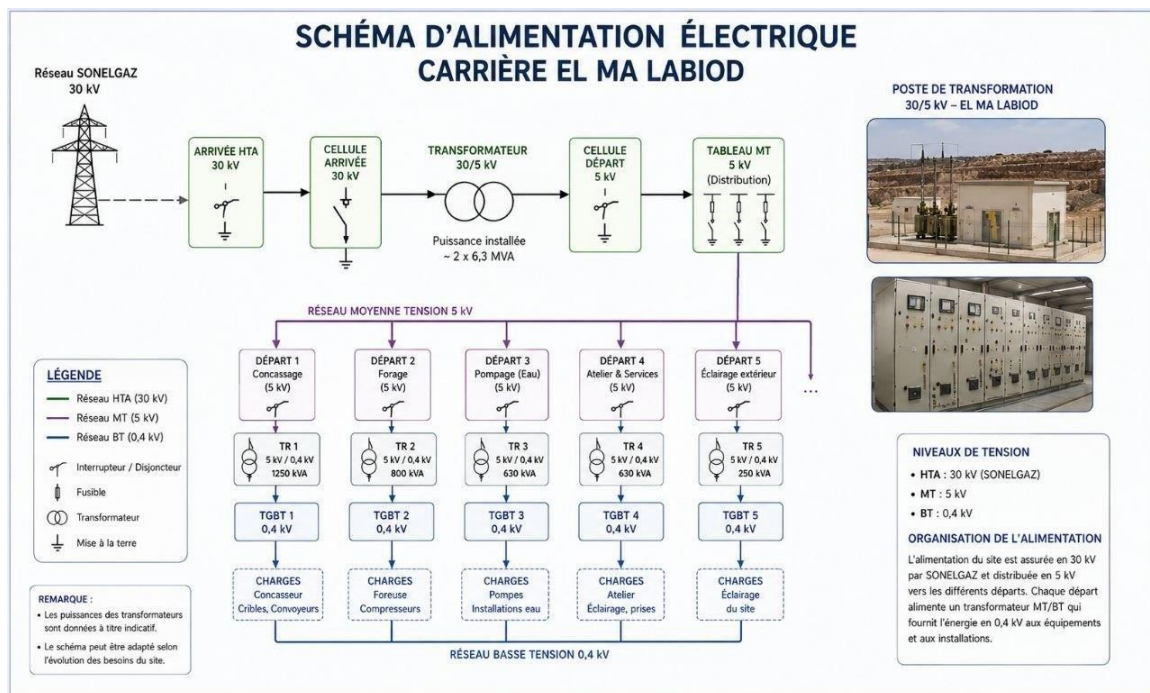


Figure : Schéma général d'alimentation électrique

Architecture interne de la carrière

a) Moyenne tension (MT : 6–30 kV)

- Alimente les gros équipements :
 - concasseur primaire
 - convoyeurs principaux
 - transformateurs locaux
- Réseau en **radial ou bouclé**

b) Basse tension (BT : 400 V)

- Ateliers mécaniques
- Éclairage
- Pompes secondaires
- Bureaux et installations sociales

Distribution dans la carrière

Dans les carrières, on utilise souvent :

- **schéma radial** (simple et économique)
- ou **schéma mixte (radial + magistal)**

☐ Les câbles suivent le front de taille et sont déplacés au fur et à mesure de l'exploitation.

Équipements électriques principaux

Installations fixes :

- Concasseur primaire (forte puissance)
- Crible et convoyeurs
- Station de pompage
- Atelier maintenance

Distribution :

- Transformateurs 30 kV / 0.4 kV
- Armoires MCC (Motor Control Center)
- Cellules moyenne tension
- Groupes électrogènes de secours

Sécurité électrique (très important)

- Mise à la terre de toutes les installations
- Protection différentielle et disjoncteurs MT/BT
- Consignation lors de maintenance (LOTO)
- Protection contre poussière et vibrations
- Surveillance thermique des transformateurs

Particularité d'une carrière comme El Ma Labiod

- Forte consommation lors du **concassage**
- Réseau électrique **mobile et évolutif**
- Dépendance forte à la **qualité du réseau SONELGAZ**
- Coexistence électricité + diesel (engins de transport)

3.1 Débits (T/H) & Consom. élué. (MWH) & Consom. élec. Spécifique (KWH/T)

CONCASSEUR CALCAIRE	Débit Nominal 500	Débit réel	Cons. électrique	%	Cons. élec spéc. prév 1,8	Cons. élec spéc-réel	Cons. électrique												TOTAL
							Janvier	Février	Mars	Avril	Mai	Juin	Juillet	Aout	Sept.	Octobre	Novembre	Décembre	
Janvier	500	491	91,20	98%	2,10	2,10	91,20	91,10	95,10	74,70	73,30	74,80	62,60	61,50	69,60	84,50	91,00	93,90	
Février	500	491	91,10	98%	1,67	1,67	91,20	91,10	95,10	74,70	73,30	74,80	62,60	61,50	69,60	84,50	91,00	93,90	
Mars	500	490	95,10	98%	1,73	1,73	91,20	91,10	95,10	74,70	73,30	74,80	62,60	61,50	69,60	84,50	91,00	93,90	
Avril	500	488	74,70	98%	1,41	1,41	91,20	91,10	95,10	74,70	73,30	74,80	62,60	61,50	69,60	84,50	91,00	93,90	
Mai	500	492	73,30	98%	1,25	1,25	91,20	91,10	95,10	74,70	73,30	74,80	62,60	61,50	69,60	84,50	91,00	93,90	
Juin	500	490	74,80	98%	1,31	1,31	91,20	91,10	95,10	74,70	73,30	74,80	62,60	61,50	69,60	84,50	91,00	93,90	
Juillet	500	491	62,60	98%	1,30	1,30	91,20	91,10	95,10	74,70	73,30	74,80	62,60	61,50	69,60	84,50	91,00	93,90	
Aout	500	490	61,50	98%	0,98	0,98	91,20	91,10	95,10	74,70	73,30	74,80	62,60	61,50	69,60	84,50	91,00	93,90	
Sept.	500	488	69,60	98%	1,37	1,37	91,20	91,10	95,10	74,70	73,30	74,80	62,60	61,50	69,60	84,50	91,00	93,90	
Octobre	500	491	84,50	98%	1,57	1,57	91,20	91,10	95,10	74,70	73,30	74,80	62,60	61,50	69,60	84,50	91,00	93,90	
Novembre	500	491	91,00	98%	1,73	1,73	91,20	91,10	95,10	74,70	73,30	74,80	62,60	61,50	69,60	84,50	91,00	93,90	
Décembre	500	493	93,90	99%	1,88	1,65	91,20	91,10	95,10	74,70	73,30	74,80	62,60	61,50	69,60	84,50	91,00	93,90	
TOTAL 2025	500	478	956,10	96%	1,52	1,52													956,10

CONCASSEUR ARGILE	Débit Nominal 100	Débit réel	Cons. électrique	%	Cons. élec spéc-prév	Cons. élec spéc-réel	Cons. électrique												TOTAL
							Janvier	Février	Mars	Avril	Mai	Juin	Juillet	Aout	Sept.	Octobre	Novembre	Décembre	
Janvier	100	110	16,30	110%	1,08	1,08	16,30	15,90	14,70	11,80	11,20	9,60	9,50	9,40	11,60	12,50	14,50	14,50	
Février	100	115	15,90	113%	0,92	0,92	16,30	15,90	14,70	11,80	11,20	9,90	9,50	9,40	11,60	12,50	14,50	14,50	
Mars	100	116	14,70	116%	0,84	0,84	16,30	15,90	14,70	11,80	11,20	9,60	9,50	9,40	11,60	12,50	14,50	14,50	
Avril	100	121	11,80	121%	0,91	0,91	16,30	15,90	14,70	11,80	11,20	9,60	9,50	9,40	11,60	12,50	14,50	14,50	
Mai	100	121	11,20	121%	0,93	0,93	16,30	15,90	14,70	11,80	11,20	9,60	9,50	9,40	11,60	12,50	14,50	14,50	
Juin	100	130	9,60	130%	0,67	0,67	16,30	15,90	14,70	11,80	11,20	9,60	9,50	9,40	11,60	12,50	14,50	14,50	
Juillet	100	118	9,50	118%	0,70	0,70	16,30	15,90	14,70	11,80	11,20	9,60	9,50	9,40	11,60	12,50	14,50	14,50	
Aout	100	113	9,40	113%	0,72	0,72	16,30	15,90	14,70	11,80	11,20	9,60	9,50	9,40	11,60	12,50	14,50	14,50	
Sept.	100	109	11,60	109%	0,68	0,68	16,30	15,90	14,70	11,80	11,20	9,60	9,50	9,40	11,60	12,50	14,50	14,50	
Octobre	100	110	12,50	110%	0,91	0,91	16,30	15,90	14,70	11,80	11,20	9,60	9,50	9,40	11,60	12,50	14,50	14,50	
Novembre	100	101	14,50	101%	1,12	1,14	16,30	15,90	14,70	11,80	11,20	9,60	9,50	9,40	11,60	12,50	14,50	14,50	
Décembre	100	105	14,50	105%	1,14	0,83	16,30	15,90	14,70	11,80	11,20	9,60	9,50	9,40	11,60	12,50	14,50	14,50	
TOTAL 2025	-	-	1 100,60	-	0,83	0,83	107,50	107,00	109,80	86,50	84,50	84,40	72,10	70,90	81,20	97,00	105,50	108,40	1 100,60

Figure :Consomation électrique spécifique

Conclusion générale

Ce travail a permis d'analyser le phénomène du bourrage supérieur des gradins observé dans la carrière de calcaire de la cimenterie d'El Ma Labiod, qui constitue une contrainte technique majeure pour la bonne conduite des opérations d'exploitation. L'étude a mis en évidence que ce problème résulte principalement d'une mauvaise répartition de l'énergie explosive dans la zone supérieure des gradins, liée à l'inadéquation de certains paramètres de forage et de tir avec les caractéristiques géomécaniques du massif calcaire.

L'analyse des schémas de forage et de tir, appuyée par des calculs de tir, a montré que la hauteur des gradins, le diamètre et la distance entre les trous, la consommation spécifique d'explosif ainsi que la nature et la qualité des matériaux de bourrage influencent directement la fragmentation au sommet des gradins. Un bourrage inadapté réduit la transmission de l'énergie explosive vers la partie supérieure, favorisant ainsi la formation de blocs mal fragmentés et difficiles à charger par les équipements de chargement.

Les résultats obtenus confirment que l'optimisation des paramètres de tir et le choix judicieux des matériaux de bourrage permettent de réduire significativement le phénomène de bourrage supérieur. L'amélioration de la fragmentation contribue non seulement à faciliter le chargement des matériaux, mais également à renforcer la sécurité des opérations et à améliorer la productivité globale de la carrière. Ainsi, ce travail apporte une contribution technique utile à l'optimisation des pratiques de tir dans la carrière d'El Ma Labiod.

Recommandations

Au regard des résultats obtenus, les recommandations suivantes peuvent être formulées :

- Optimisation des paramètres de forage et de tir
- Adapter la hauteur des gradins, le diamètre des trous, ainsi que les valeurs de fardeau et d'espacement aux caractéristiques géomécaniques du massif afin d'assurer une meilleure répartition de l'énergie explosive, notamment dans la zone supérieure du gradin.
- Amélioration de la qualité du bourrage

- Utiliser des matériaux de bourrage propres, secs et bien calibrés (sable, gravillons ou cuttings contrôlés), en évitant les matériaux argileux ou trop fins qui diminuent l'efficacité du confinement de l'explosif.
- Contrôle de la longueur de bourrage
- Ajuster la longueur du bourrage en fonction de la hauteur du gradin et du type d'explosif utilisé, afin de garantir un confinement optimal sans pénaliser la fragmentation en tête de gradin.
- Optimisation de la charge explosive
- Revoir la charge spécifique et la répartition des charges dans les trous (chargement différencié ou deck charging si nécessaire) pour améliorer l'action de l'explosif dans la partie supérieure du gradin.
- Suivi et évaluation des tirs
- Mettre en place un suivi systématique des résultats des tirs (fragmentation, présence de bourrage supérieur, facilité de reprise) afin d'ajuster en continu les paramètres de minage.
- Formation du personnel
- Renforcer la formation des équipes chargées du forage, du chargement et du bourrage des trous de mines afin d'assurer une application rigoureuse des schémas de tir optimisés.

Perspectives de recherche

Il est recommandé de compléter cette étude par des essais expérimentaux à grande échelle et par l'utilisation de logiciels de simulation du tir afin d'affiner davantage les paramètres et de généraliser les résultats à l'ensemble de la carrière.

Bibliographique:

- 1- Documentation technique de la cimenterie d'El Ma Laboid (2019) ;
- 2- B.N. Soukhanov ; B.N. Koutouzov. Destruction des roches minières à l'explosif. Nedra. Moscou. 1983. 344 pages ;
- 3- Kovalenko, V., Exploitation des carrières, OPU, Université d'Annaba, 1986.
- 4- Derbal, Ch., Élaboration d'une méthodologie d'abattage à l'explosif dans les carrières de calcaire de cimenterie, Thèse de Magister, Université d'Annaba, 1992.
- 5- Koutouzov, V. et Soukhanov, V., Destruction des roches minières à l'explosif, Nedra, Moscou, 1983.
- 6- Revue mines et carrières, numéros spéciaux, France.
- 7- Derbal, Ch., Influence des procédés et des paramètres des travaux de forage et de tir sur la formation des gradins stables. mémoire d'ingénieur, Université d'Annaba 1987, Prof encadreur : B.Zakharthouk
- 8- E.O. Mindelli. Méthode et moyens d'abattage minier à l'explosif. Moscou. Nedra. 1977. 310 pages ;
- 9- V. Kovalenko et d'autres. Exploitation des carrières. Université Annaba. 1986. OPU. 302 pages ;
- 10- Y. Astafiev et autres. Exploitation minière. Moscou. Nedra. 1980, page 362.

Bibliographie

- 11- CHORFI K. Étude sur la qualité du ciment dans les conditions de la cimenterie de Elma-Labiod. Encadré par : DERBAL CH. Centre universitaire de Tébessa. 1998 mémoire d'ingénieur.
- 12 -C. J. Konya, E. J. Walter, Rock Blasting and Overbreak Control, États-Unis, U.S. Department of Transportation , 145 pages (édition technique)
- 13- S. C. Bhandari , Engineering Rock Blasting Operations , États-Unis / Europe (édition internationale) , A.A. Balkema / CRC Press , 388 pages

- 14- G. B. Hemphill ,Blasting Operations ,Royaume-Uni / USA ,McGraw-Hill ,258 pages
- 15- Langefors & Kihlström ,The Modern Technique of Rock Blasting , Suède , Almqvist& Wiksell , ~300 pages (édition de référence)
- 16- Richard A. Dick, Larry R. Fletcher, Dennis V. D’Andrea, Explosives and Blasting Procedures Manual , États-Unis , U.S. Bureau of Mines (Government Printing Office) ,105 page
- 17-S. O. Bhandari (référence complémentaire dans littérature technique) ,Blasting Engineering Handbook / Explosive Rock Fragmentation ,International (USA / Europe) ,CRC Press / Balkema , ~300 à 450 pages (selon édition)
- 18-C. J. Konya & A. Konya , Effect of Hole Stemming Practices on Energy Efficiency ,États-Unis ,Springer / ISEE Proceedings , ~20–40 pages (chapitre scientifique)
- 19- Just, J. D. Stemming of Blastholes in Mining Excavations, Australie, Australian Institute of Mining and Metallurgy, ~10–20 pages (article technique).