



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 Tebessi – Tébessa
معهد المناجم
Institut des mines
قسم المناجم والجيوتكنولوجيا
Département des Mines et de la géotechnologie



MEMOIRE

Présenté en vue de l'obtention du diplôme de Master académique

Filière : Génie minier

Option : Exploitation des Mines

Adaptation des paramètres de tirs aux exigences liées à la granulométrie -Cas du gisement de phosphate de Kef-Essenoun [N.E algérien]

Présenté et soutenu par

SALHI Aziza
ZEROUALI Said

Devant le jury:

		Grade	Etablissement
Président :	Mokhtar DEBBOUZ	MAA	Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi - Tébessa
Encadrant :	Ismail NOUIOUA	MCA	Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi - Tébessa
Examineur :	Chems Eddine DERBAL	MAA	Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi - Tébessa

Promotion 2022-2023



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي
جامعة الشهيد العربي التبسي - تبسة



مقرر رقم : مؤرخ في : 2023/05/29

يتضمن تعيين لجنة مناقشة مذكرة الماستر

إن مدير جامعة العربي التبسي بتبسة،
- بموجب القرار الوزاري رقم 318 و المؤرخ في 05 ماي 2021 المتضمن تعيين السيد "قواسمية عبد الكريم" مديرا لجامعة العربي التبسي -
تبسة،
- وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم : 12- 363 مؤرخ في 8 أكتوبر 2012، يعدل و يتمم المرسوم التنفيذي رقم 09 - 08 المؤرخ في : 04 جانفي
2009 و المتضمن إنشاء جامعة العربي التبسي بتبسة،
- وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم 08-265 المؤرخ في 17 شعبان عام 1429 الموافق 19 غشت سنة 2008 الذي يحدّد نظام الدراسات للحصول
على شهادة الليسانس وشهادة الماستر وشهادة الدكتوراه، لاسيما المادة 9 منه،
- وبموجب القرار رقم 362 المؤرخ في 09 جوان 2014 الذي يحدّد كفاءات إعداد ومناقشة مذكرة الماستر، لاسيما المادتان 10 و 11 منه،
- وبموجب القرار رقم 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمن تأهيل ماستر الفروع ذات تسجيل وطني بجماعة تبسة.
- وبموجب القرار رقم 375 المؤرخ في 15 جوان 2020 المعدل للملحق القرار 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمن تأهيل ماستر الفروع ذات
تسجيل وطني بجماعة تبسة، اختصاص استغلال المناجم
- وبعد الاطلاع على محضر المجلس العلمي لمعهد المناجم المؤرخ في.....،
يقرّر ما يأتي:

المادة الأولى: تُعيّن بموجب هذا المقرر لجنة مناقشة مذكرة الماستر المحضّرة من طرف الطالب (ة):
زروالي السعيد، المولود (ة) بتاريخ 1968/06/01 ب الشريعة - تبسة ،

والموسومة ب

Adaptation des paramètres de tir aux exigences liées à la granulométrie. Cas du gisement de phosphate de Kef Essenoun
(NE Algérien)

والمسجّل (ة) بمعهد المناجم

المادة 2: تتشكّل اللجنة المشار إليها في المادة الأولى من الأعضاء الآتي ذكرهم:

رقم	الاسم واللقب	الرتبة	مؤسسة الانتماء	الصّفة
1	دبوز مختار	أستاذ مساعد - أ	جامعة العربي التبسي - تبسة	رئيسا
2	نويوة اسماعيل	أستاذ محاضر - أ	جامعة العربي التبسي - تبسة	مشرفا
3	دربال شمس الدين	أستاذ مساعد - أ	جامعة العربي التبسي - تبسة	ممتحنا

المادة 3: يكلف رئيس قسم المناجم والجيوتكنولوجيا بتنفيذ هذا المقرر الذي يُسلم نسخة عنه إلى كلّ من الطالب المعني والمشرف على
المذكرة وأعضاء لجنة المناقشة فور توقيعه.

المادة 4: تحفظ نسخة عن هذا المقرر في الملفّ البيداغوجي للطالب المعني، وينشر في النشرة الرسمية لجامعة العربي التبسي.

حُزّب ب تبسة، في: 2023/05/29

عن المدير، وبتفويض منه

مدير معهد المناجم

عولمي زويبر
مدير معهد المناجم





الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي
جامعة الشهيد العربي التبسي - تبسة



مقرر رقم : مؤرخ في : 2023/05/29

يتضمن تعيين لجنة مناقشة مذكرة الماستر

إن مدير جامعة العربي التبسي بتبسة،

- بموجب القرار الوزاري رقم 318 و المؤرخ في 05 ماي 2021 المتضمن تعيين السيد "قواسمية عبد الكريم" مديرا لجامعة العربي التبسي - تبسة،

- وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم : 12- 363 مؤرخ في 8 أكتوبر 2012، يعدل و يتم المرسوم التنفيذي رقم 09 - 08 المؤرخ في : 04 جانفي 2009 و المتضمن إنشاء جامعة العربي التبسي بتبسة،

- وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم 08-265 المؤرخ في 17 شعبان عام 1429 الموافق 19 غشت سنة 2008 الذي يحدّد نظام الدراسات للحصول على شهادة الليسانس وشهادة الماستر وشهادة الدكتوراه، لاسيما المادة 9 منه،

- وبموجب القرار رقم 362 المؤرخ في 09 جوان 2014 الذي يحدّد كفايات إعداد ومناقشة مذكرة الماستر، لاسيما المادتان 10 و 11 منه،

- وبموجب القرار رقم 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمن تأهيل ماستر الفروع ذات تسجيل وطني بجماعة تبسة.

- وبموجب القرار رقم 375 المؤرخ في 15 جوان 2020 المعدل للمحق القرار 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمن تأهيل ماستر الفروع ذات تسجيل وطني بجماعة تبسة، اختصاص استغلال المناجم

- وبعد الاطلاع على محضر المجلس العلمي لمعهد المناجم المؤرخ في.....،

يقرّر ما يأتي:

المادة الأولى: تُعيّن بموجب هذا المقرر لجنة مناقشة مذكرة الماستر المحضّرة من طرف الطّالِب (ة):

صالحى عزيزة، المولود (ة) بتاريخ 16/05/1999 ب العقلة المالحة - تبسة،

والموسومة ب

Adaptation des paramètres de tir aux exigences liées à la granulométrie. Cas du gisement de phosphate de Kef Essenoun (NE Algérien)

والمسجّل (ة) بمعهد المناجم

المادة 2: تتشكّل اللجنة المشار إليها في المادة الأولى من الأعضاء الآتي ذكرهم:

رقم	الاسم واللقب	الرتبة	مؤسسة الانتماء	الصّفة
1	دبوز مختار	أستاذ مساعد - أ	جامعة العربي التبسي - تبسة	رئيسا
2	نويوة اسماعيل	أستاذ محاضر - أ	جامعة العربي التبسي - تبسة	مشرفا
3	دربال شمس الدين	أستاذ مساعد - أ	جامعة العربي التبسي - تبسة	ممتحنا

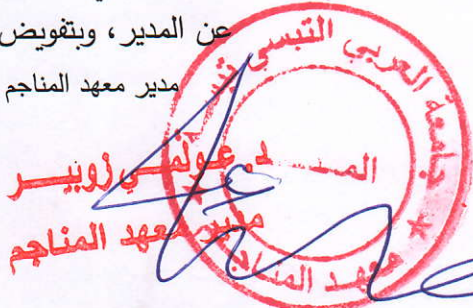
المادة 3: يكلف رئيس قسم المناجم والجيوتكنولوجيا بتنفيذ هذا المقرر الذي يُسلّم نسخة عنه إلى كلّ من الطّالِب المعني والمشرف على المذكرة وأعضاء لجنة المناقشة فور توقيعه.

المادة 4: تحفظ نسخة عن هذا المقرر في الملفّ البيداغوجي للطالب المعني، وينشر في النشرة الرسمية لجامعة العربي التبسي.

حُرّز ب تبسة، في: 2023/05/29

عن المدير، وبتفويض منه

مدير معهد المناجم





الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة الشهيد الشيخ التعليم العالي و البحث العلمي
جامعة العربي التبسي- تبسة



مقرر رقم: مؤرخ في: 2023/05/30

يتضمن الترخيص بمناقشة مذكرة الماستر

إن مدير جامعة العربي التبسي بتبسة،
- بموجب القرار الوزاري رقم 318 و المؤرخ في 05 ماي 2021 المتضمن تعيين السيد "قواسمية عبد الكريم" مديرا
لجامعة العربي التبسي - تبسة،
- وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم: 12-363 مؤرخ في 8 أكتوبر 2012، يعدل و يتم المرسوم التنفيذي رقم 09-08
المؤرخ في: 04 جانفي 2009 و المتضمن إنشاء جامعة العربي التبسي بتبسة،
- وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم 08-265 المؤرخ في 17 شعبان عام 1429 الموافق 19 غشت سنة 2008 الذي يحدّد
نظام الدراسات للحصول على شهادة الليسانس وشهادة الماستر وشهادة الدكتوراه، لاسيما المادة 9 منه،
- وبموجب القرار رقم 362 المؤرخ في 09 جوان 2014 الذي يحدّد كفاءات إعداد ومناقشة مذكرة الماستر، لاسيما المادة 7
منه،

- وبموجب القرار رقم 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمن تأهيل ماستر الفروع ذات تسجيل وطني بجامعة تبسة.
- وبموجب القرار رقم 375 المؤرخ في 15 جوان 2020 المعدل للمحق القرار 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمن تأهيل
ماستر الفروع ذات تسجيل وطني بجامعة تبسة، اختصاص استغلال المناجم
- وبموجب المقرر رقم المؤرخ في 2023/05/29 والمتضمن تعيين لجنة مناقشة مذكرة الماستر،
- وبعد الاطلاع على مقرر تعيين لجنة مناقشة مذكرة الماستر المؤرخ في
يقرّ ما يأتي:

المادة الأولى: يُرَخَّصُ للطالب (ة) زروالي السعيد، المولود (ة) بتاريخ 1968/06/01 بـ الشريعة - تبسة، بمناقشة
مذكرة الماستر والموسومة بـ

**Adaptation des paramètres de tir aux exigences liées à la granulométrie. Cas du gisement de phosphate
de Kef Essenoun (NE Algérien)**

المادة 2: يكلف رئيس قسم المناجم والجيوتكنولوجيا بتنفيذ هذا المقرر الذي يسلم نسخة عنه إلى الطالب المعني
بالمناقشة وأعضاء لجنة المناقشة فور توقيعه، وبضمن نشره عبر فضاءات المؤسسة المادية والرقمية.

المادة 3: تُحفظ نسخة عن هذا المقرر ضمن الملفّ البيداغوجي للطالب المعني وينشر في النشرة الرسمية لجامعة
العربي التبسي.

حُزّب تبسة، في: 2023/05/30

عن المدير، وبتفويض منه

مدير معهد المناجم

د. غولمي زويير
مدير معهد المناجم





الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة الشهيد الشيخ التعليم العالي و البحث العلمي
جامعة العربي التبسي - تبسة



مقرر رقم: مؤرخ في: 2023/05/30

يتضمن الترخيص بمناقشة مذكرة الماستر

إن مدير جامعة العربي التبسي بتبسة،

- بموجب القرار الوزاري رقم 318 و المؤرخ في 05 ماي 2021 المتضمن تعيين السيد "فواسمية عبد الكريم" مديرا لجامعة العربي التبسي - تبسة،

- وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم: 12-363 مؤرخ في 8 أكتوبر 2012، يعدل و يتم المرسوم التنفيذي رقم 08-09 المؤرخ في: 04 جانفي 2009 و المتضمن إنشاء جامعة العربي التبسي بتبسة،

- وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم 08-265 المؤرخ في 17 شعبان عام 1429 الموافق 19 غشت سنة 2008 الذي يحدد نظام الدراسات للحصول على شهادة الليسانس وشهادة الماستر وشهادة الدكتوراه، لاسيما المادة 9 منه،

- وبموجب القرار رقم 362 المؤرخ في 09 جوان 2014 الذي يحدد كفاءات إعداد ومناقشة مذكرة الماستر، لاسيما المادة 7 منه،

- وبموجب القرار رقم 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمن تأهيل ماستر الفروع ذات تسجيل وطني بجامعة تبسة.

- وبموجب القرار رقم 375 المؤرخ في 15 جوان 2020 المعدل للمحق القرار 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمن تأهيل ماستر الفروع ذات تسجيل وطني بجامعة تبسة، اختصاص استغلال المناجم

- وبموجب المقرر رقم المؤرخ في 2023/05/29 والمتضمن تعيين لجنة مناقشة مذكرة الماستر،

- وبعد الاطلاع على مقرر تعيين لجنة مناقشة مذكرة الماستر المؤرخ في

يقرر ما يأتي:

المادة الأولى: يُرخصُ للطالب (ة) صالحى عزيزة، المولود (ة) بتاريخ 16/05/1999 ب العقلة المألحة - تبسة، بمناقشة

مذكرة الماستر والموسومة بـ

Adaptation des paramètres de tir aux exigences liées à la granulométrie. Cas du gisement de phosphate de Kef Essenoun (NE Algérien)

المادة 2: يكلف رئيس قسم المناجم والجيوتكنولوجيا بتنفيذ هذا المقرر الذي يسلم نسخة عنه إلى الطالب المعني

بالمناقشة وأعضاء لجنة المناقشة فور توقيعه، وبضمان نشره عبر فضاءات المؤسسة المادية والرقمية.

المادة 3: تُحفظ نسخة عن هذا المقرر ضمن الملفّ البيداغوجي للطالب المعني وينشر في النشرة الرسمية لجامعة

العربي التبسي.

حُرر ب تبسة، في: 2023/05/30

عن المدير، وبتفويض منه

مدير معهد المناجم

المدير
مدير معهد المناجم



Année universitaire : 2022-2023

Tébessa le : 10.06.2023

Lettre de soutenabilité

Noms et prénoms de l'étudiant :

ZEROUALI Said.

Niveau : 2^{ème} année Master Option : Exploitation des Mines.

Thème : Adaptation des paramètres de tirs aux exigences liées à la granulométrie
Cas du gisement de phosphate de Kef-Essenoun [N.E algérien].

Nom et prénom de l'encadrant : NOUIOUA Ismail.

Chapitres réalisés	Signature de l'encadrant
Chapitre 1 : Cadre géologique du gisement	
Chapitre 2 : Etat actuel de la carrière Kef- Essenoun	
Chapitre 3 : Processus technologique d'exploitation du gisement de Kef- Essenoun.	
Chapitre 4 : Les paramètres influents sur le résultat du tir.	
Chapitre 5 : Partie spéciale.	
Chapitre 6 : Partie sécurité	



Année universitaire : 2022-2023

Tébessa le : 10.06.2023

Lettre de soutenabilité

Nom et prénom de l'étudiante :

SALHI Aziza.

Niveau : 2^{ème} année Master Option : Exploitation des Mines.

Thème : Adaptation des paramètres de tirs aux exigences liées à la granulométrie
Cas du gisement de phosphate de Kef-Essenoun [N.E algérien].

Nom et prénom de l'encadrant : NOUIOUA Ismail.

Chapitres réalisés	Signature de l'encadrant
Chapitre 1 : Cadre géologique du gisement	
Chapitre 2 : Etat actuel de la carrière Kef- Essenoun	
Chapitre 3 : Processus technologique de l'exploitation du gisement de Kef- Essenoun.	
Chapitre 4 : Les paramètres influents sur le résultat du tir.	
Chapitre 5 : Partie spéciale.	
Chapitre 6 : Partie sécurité.	

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

مؤسسة التعليم العالي: جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي - تبسة

تصريح شرفي
خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

السيد (ة) زورالغ السعيد الصفة: طالب، أستاذ باحث، باحث دائم: طالب

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية/ رخصة السياقة رقم: 1010 42 142 والصادرة بتاريخ 10/01/2016

المسجل بمعهد المناجم قسم المناجم والجيوتكنولوجيا

والمكلف بإنجاز أعمال بحث (مذكرة التخرج، مذكرة ماستر، مذكرة ماجستير، أطروحة دكتوراه)، عنوانها:

Adaptation des paramètres de tri aux exigences liées
à la granulométrie, cas du gisement de phosphate de Kef-essenoum
[N.E.algérien]

أصرح بشرفي أنني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية والمنهجية ومعايير الأخلاقيات المهنية والنزاهة الأكاديمية
المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

التاريخ: 2023/06/10

إمضاء المعني (ة)





تصريح شرفي
خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

السيد (ة) صالح عزيرو الصفة: طالبة أستاذ باحث، باحث دائم: كالمية

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية/ رخصة السياقة رقم: 404086811 والصادرة بتاريخ 2022/12/26

المسجل بمعهد المناجم قسم جيو تكنولوجيا والمناجم
والمكلف بإنجاز أعمال بحث (مذكرة التخرج، مذكرة ماستر، مذكرة ماجستير، أطروحة دكتوراه)، عنوانها:

Adaptation des parametres de tri aux exigences liées à la granulométrie cas du gisement de phosphate de Kef-essenouf [N.E. algérien].

أصرح بشرفي أنني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية والمنهجية ومعايير الأخلاقيات المهنية والنزاهة الأكاديمية

المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

التاريخ: 2023/06/10

إمضاء المعني (ة)



REMERCIEMENTS

Bien avant tout nous adressons un grand merci à **Dr BENGHAZI** chef du département des mines de l'université de tébessa et **Dr NOUIOUA Ismail**, notre encadreur au niveau de l'université qui nous a beaucoup aidé à avoir ce stage au sein de complexe minier djebel Onk [SOMIPHOS].

Nous remercions **Mr DERBAL Chams Eddine** qui nous a aidés beaucoup pour accomplir ce travail.

Nous remercions **Mr HAMDANE Ali** et de même notre tuteur de stage l'Ingénieur des mines **Mr BELGHIT ALI** pour son encadrement, son soutien indéfectible pendant celui-ci.

Ensuite nous tenons particulièrement à remercier :

Mr Farés Sofiane, Chef de Service Etudes Géologiques et Minières (EGM) ;

Mr Ali Bouchama, Chef de Département Abattage ;

Mr Dris Rabie, Ingénieur en Exploitation des Mines ;

Mr Farhat Anoir, Ingénieur en exploitation charge des travaux de tirs ;

D'une façon générale nous remercions l'ensemble du personnel de SOMIPHOS pour l'intérêt qu'ils nous ont porté tout au long de notre stage ainsi pour leur aide et précision.

ZEROUALI Said

DEDICACE

Nous remercions en premier lieu Dieu tout puissant de nous avoir accordé la puissance et la volonté pour achever ce travail.

Je dédie ce modeste travail : à mon frère Abdelkader qui m'a encouragé beaucoup au fil de mon carrière d'études. À mes Enfants : Farah, Islem, Malak et Moataz.

À tous mes amis notamment le très cher Hamza Babouche, Oussama Abdenmour, Amroune . A, Amrane . Z, Hamidane . R, Hamidane . A, Imad M, Saad . A, Med . R, Larbi . A, Samir . A, Kheither . Kh.

Merci pour toutes les personnes qui ont contribué de près ou de loin au bon acheminement de cette formation.

ZEROUALI Said

Remerciement

Notre premier remerciement A Allah Soubhanou w taala qui nous à donner le courage pour terminer cette formation et ce travail de fin d'étude.

*Nous tenons à remercier vivement notre encadreur **M. NOUIOUA Ismail** pour sa gentillesse, sa disponibilité et sa contribution générale l'élaboration de ce travail.*

Nous tenons à remercier nos responsables administratifs et pédagogiques de l'institut des mines

A tous les enseignants qui nous ont aidés durant notre formation.

A tous les personnels de l'institut des mines

A tous ce qui participé de près ou de loin à réaliser notre mémoire

Dédicace

Je dédie ce mémoire

A ma mère, qui m'a encouragé à aller de l'avant

A la mémoire de mon père

A mes frères et mes sœur

Surtout Safouane et Yacine

A ma famille, mes chers amis et mes camarades

Une spéciale dédicace à Nour Mayouf

Sans oublier mon binôme pour son soutien moral, sa
patience et sa compréhension tout au long de
cette mémoire

Merci à vous tous

Khouloud



Résumé

L'efficacité d'un tir de mine est importante pour toute exploitation minière pour des raisons économiques ainsi que techniques. Les opérations d'abattage de roche devraient être conduites de manière optimale afin d'obtenir une granulométrie qui optimisera les opérations en aval de l'exploitation (chargement, transport, concassage et broyage).

L'objectif de ce travail est d'analyser la distribution granulométrique du tas des roches abattues dans les conditions de la carrière de phosphate de Kef Essennoun, djebel Onk à l'aide du logiciel de traitement d'images « Wipfrag ».

Après les analyses qu'on a effectuées dans ce travail, les résultats de tir réalisé par l'entreprise présentent une fragmentation de mauvaise qualité ainsi qu'une grande quantité de hors-gabarit. Pour cela nous allons proposer un nouveau plan de tir opérationnel qui consiste essentiellement à modifier quelques paramètres essentiels de forage et de tir pour d'améliorer la qualité de la fragmentation des roches abattues.

ملخص

تعتبر كفاءة الانفجار مهمة لأي عملية تعدين لأسباب اقتصادية وتقنية. يجب إجراء عمليات تفجير الصخور بالطريقة المثلى من أجل الحصول على حجم حبيبات من شأنه تحسين العمليات بعد الاستغلال (التحميل ، النقل ، التكسير والطحن). الهدف من هذا العمل هو تحليل توزيع حجم الحبيبات لكومة الصخور المتفجرة تحت ظروف محجر الفوسفات بكاف السنون وجبل العنق باستخدام برنامج معالجة الصور. « Wipfrag »

بعد التحليلات التي تم إجراؤها في هذا العمل ، أظهرت نتائج التصوير الذي قامت به الشركة تجزئة لنوعية رديئة بالإضافة إلى كمية كبيرة من الحجم الكبير. للقيام بذلك ، سنقترح خطة تفجير تشغيلية جديدة تتكون أساسًا من تعديل بعض معايير الحفر والتفجير الأساسية لتحسين جودة تفجير الصخور المتفجرة.

الكلمات المفتاحية: هدم ، صخور كبيرة الحجم ، مخطط الرمي ، تحليل حجم الجسيمات ، Wipfrag.

Summary

The efficiency of a blast is important for any mining operation for economic as well as technical reasons. Rock blasting operations should be carried out in an optimal way in order to obtain a grain size that will optimize the operations downstream of the exploitation (loading, transport, crushing and grinding).

The objective of this work is to analyze the particle size distribution of the pile of blasted rocks under the conditions of the phosphate quarry of kef essnnon, djebel Onk using the image processing software "Wipfrag".

After the analyzes that were carried out in this work, the results of shooting carried out by the company present a fragmentation of poor quality as well as a large quantity of oversize. To do this, we are going to propose a new operational blasting plan which essentially consists of modifying a few essential drilling and blasting parameters to improve the quality of the fragmentation of the blasted rocks.

Keywords: Slaughter Oversized, Shot Plan, Particle Size Analysis, Wipfrag.

Remerciement	
Dédicace	
Résumé	
Sommaire	
Liste des figures	
Liste des tableaux	
INTRODUCTION GENERALE	1
Chapitre I : Cadre géologique du gisement	
I.1 Introduction	4
I.2 Historique et généralités sur la mine	4
I.2.1 Historique du complexe minier Djebel Onk	4
I.2.2 PRESENTATION DE L'ENTREPRISE	5
I.2.3 ORGANISATION DE SOMIPHOS	6
I.2.4 COMPOSITION MINERALOGIQUE	6
I.2.5 SITUATION GEOGRAPHIQUE DE DJEBEL ONK	7
I.2.6 Types de minéralisation	9
I.2.7 RESERVES GEOLOGIQUES DU GISEMENT	10
I.3 GEOLOGIE DE DJEBEL ONK	10
I.3.1 CONTEXTE GEOLOGIQUE	10
I.3.2 Géologie de Kef Essenoun	11
I.3.3 Conditions hydrogéologiques	12
I.3.4 Stratigraphie	12
I.3.5 TECTONIQUE	15
I.3.6 Morphologie des phosphates	16
I.3.7 CLIMATOLOGIE	16
I.4 CONCLUSION	17
Chapitre II : Etat actuel de la carrière kef essenoun	
II.1 INTRODUCTION	19

II .2 SITUATION GEOTECHNIQUE ET MINIERE DE LA CARRIERE (PAROI NORD)	19
II .3 STABILISATION DE LA ZONE A RISQUE	19
II .4 RESULTATS DES ANALYSES DE STABILITE	20
II .5 DEVELOPPEMENT DE LA CARRIERE DE KEF ESSENOUN	20
II .5.1 REMBLAYAGE DE LA FOSSE	21
II .5.2 HAUTEUR DU REMBLAI	21
II.5.3 LIBERATION DES CONTRAINTES EXERCEES SUR LA PAROI NORD	21
II.6 Plan d'exploitation 2023	22
II.7 LES ENDROITS D'EXPLOITATION POUR L'EXERCICE 2023	22
II.7.1 Situation des carrières	23
II.7.2 SITUATION DES CARRIERES : AU 31/12/2022	24
II.7.3 REPARTITION DES OBJECTIFS PHYSIQUES DE L'EXERCICE 2023 PAR BLOC	25
CONCLUSION	27
 Chapitre III: Processus technologique d'exploitation du gisement de Kef Essenoun	
III.1 OUVERTURE DU GISEMENT	29
III.1.1 Généralités	29
III.1.2 Taux de découverte	29
III.1.3 Mode d'ouverture du gisement de Kef-Essenoun (Nord-Ouest)	30
III.1.4 Travaux Préparatoires	30
III.1.5 Les paramètres qui caractérisent une tranchée d'accès	32
III.2 Méthode d'exploitation	34
III.2.1 Généralités	34
III.2.2 Les objectifs du plan d'exploitation 2023	36
III.2.3 Exploitation du Gisements	36

III.2.3.1 Régime De Travail	36
III.2.4. Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation	37
III.2.5 LES OPERATIONS MINIERES	40
III.2.5.1 INTRODUCTION	40
III.2.5.2 LA FORATION	41
III.2.6 Représentation des paramètres de forage et de tir (plan existant)	42
III.2.6.1 Débitage secondaire	42
III.2.7 Chargement des roches abattues	44
III.2.7.1 CHOIX DU TYPE D'ENGIN DE CHARGEMENT	44
III.2.8 TRANSPORT DES ROCHES ABATTUES	46
III.2.8.1 MODE DE TRANSPORT UTILISE A DJEBEL ONK (KEF-ESSENOUN)	49
III.2.9 FORME ET DIMENSIONS DES BLOCS ADMISSIBLES APRES LES TIRS	50
III.2.9.1 MISE A TERRIL	51
III.3 CONCLUSION	52
CHAPITRE IV : LES PARAMETRES INFLUENTS SUR LE RESULTAT DU TIR	
IV.1 INTRODUCTION	54
IV.2 LES FACTEURS INCONTROLABLES	54
IV.2.1 LES RESISTANCES ET LES PROPRIETES DU MATERIAU	54
IV.2.2 MATRICE ROCHEUSE ABATTUE	55
IV.2.3. PARAMETRES HYDROLOGIQUES	59
IV .3. FACTEURS CONTROLABLES	60
IV.3.1. FACTEURS LIES AUX TROUS	60
IV.3.2. FACTEURS LIES AU BOURRAGE	70
IV.3.3. FACTEURS LIES AU PLAN DE TIR	71
IV.3.4. FACTEUR EXPLOSIF (TYPE D'EXPLOSIF)	80

IV.3.4.1. INTRODUCTION	80
IV.3.4.2. MODE D’ACTION DE L’EXPLOSIF DANS LE MASSIF ROCHEUX	80
IV.3.4.3. FRAGMENTATION DE LA MASSE ROCHEUSE	81
IV.3.4.4. LE CHOIX DE L’EXPLOSIF	85
IV.4. CONCLUSION	86
CHAPITRE V : PARTIE SPECIALE	
V.1 INTRODUCTION	88
V.2 PARTIE A	88
V.2.1.1 TIR REALISE LE 19-03-2023	88
V.2.1.2 TIR REALISE LE 20-03-2023	89
V.2.1.3 TIR REALISE LE 22-03-2023	90
V.2.1.4 TIR REALISE LE 23-03-2023	92
V.2.2 EXIGENCES TECHNOLOGIQUES AUX TRAVAUX DE FORAGE ET DE TIR	93
V.2.3 L’EXPLOSIF ET LES ACCESSOIRES	93
V.2.3.1 OBJECTIF DU TIR	93
V.2.3.2 LES TYPES D’EXPLOSIFS UTILISENT DANS LES MINES	94
V.2.4 CHOIX DU TYPE D’EXPLOSIF	94
V.2.5 ABATTAGE DES ROCHES	95
V.2.5.1 MODE D’ABATTAGE	95
V.2.6 DETERMINATION DE LA RESISTANCE DES ROCHES AU TIR (TIRABILITE)	96
V.2.6.1 MODE DE FORAGE	96
V.2.6.2 INDICE DE FORABILITE (DF)	96
V.2.6.3 INDICE DE TIRABILITE QET	98
V.2 .7 CHOIX DE TYPE DE SONDEUSE	99
V.2.7.1 INTERPRETATION	99

V.2.7.2 CALCUL DU RENDEMENT D'EXPLOITATION DE LA SONDEUSE	100
V.2.7.3 CALCUL DU NOMBRE DE SONDEUSES NS	101
V.2.7.4 INTERPRETATION	102
V.2.8 LA CONSOMMATION SPECIFIQUE D'EXPLOSIF Q	102
V.2.9 CALCUL DES PARAMETRES DE FORAGE ET DE TIR (VARIANTE PROPOSEE SELON LA METHODE RJEVSKI) :	104
V.2.9.1 LA HAUTEUR DU GRADIN (HG)	104
V.2.9.2 L'ANGLE DU TALUS DES GRADINS	104
V.2.9.3 LONGUEUR DU TROU	105
V.2.9.4 LONGUEUR DU TROU LTR	106
V.2.9.5 LA LONGUEUR MINIMALE DE BOURRAGE LB.MINI	106
V.2.9.6 CALCUL DE LA CAPACITE METRIQUE DU TROU P (KG/M)	106
V.2.9.7 LA LIGNE DE MOINDRE RESISTANCE W	107
V.2.9.8 LA DISTANCE ENTRE DEUX TROUS (A)	108
V.2.9.9 LA DISTANCE ENTRE DEUX RANGEES (B)	109
V.2.9.10 LARGEUR D'ENLEVURE (A)	109
V.2.9.11 QUANTITE D'EXPLOSIF PAR TROU	110
V.2.10.1 QUANTITE DE LA CHARGE INFERIEURE (QCHINF) DANS UN TROU	111
V.2.10.2 QUANTITE DE LA CHARGE SUPERIEURE (QCHSUP) DANS UN TROU	112
V.2.11 LONGUEUR DE LA CHARGE DANS CHAQUE TROU LCH	112
V.2.12 LONGUEUR DU BOURRAGE INTERMEDIAIRE LB(INT)	113
V.2.14 QUANTITE DE MARMANITE DANS UN TROU QMAR/TR	114
V.2.14.1 NOMBRE DE CARTOUCHES DANS UN TROU NC/TR	114
V.2.14.2 NOMBRE TOTAL DES CARTOUCHES NCTOT	115
V.2.14.3 QUANTITE D'ANFOMIL DANS UN TROU QANF/TR	115

V.2.14.4 NOMBRE DE SAC DANS UN TROU NS/TR	116
V.2.14.5 NOMBRE TOTAL DES SACS NSTOT	116
V.2.15 MODE DE TIR	116
V.2.15.1 TEMPS DE RETARD T	117
V.2.15.2 LA LONGUEUR DU CORDEAU DETONANT D'AMORÇAGE (20G/M)	117
V.2.15.3 NOMBRE DE DMR NDMR	118
V.2.15.4 LONGUEUR DE FIL DE TIR LFIL	118
V.2.16 LES PARAMETRES DE TIR ET FORAGE DU 22 ET 23 MARS 2023	118
V.3 PARTIE B	121
V.3.1 L'ANALYSES GRANULOMETRIQUE DE ROCHES ABATTUES AU MOYEN DE LOGICIEL WIPFRAG	121
V.3.2 ETAPES D'UTILISATION DU LOGICIEL WIPFRAG	121
V.3.3 GRAPHIQUES ET ANALYSES	124
V.3.3.1 INTERPRETATION	124
V.3.3.2 INTERPRETATION	125
V.3.3.3 INTERPRETATION	125
V.3.3.4 INTERPRETATION	126
V.3.3.5 INTERPRETATION	127
V.4 LA SOLUTIONS PROPOSEES	127
V.4.1 CALCUL DE LA CONSOMMATION SPECIFIQUE REALISE SUR TERRAIN (SELON LE PLAN DE TIR)	127
V.4.2 PLAN DE TIR PROPOSE	131
V.5 CONCLUSION	132
CHAPITRE VI : SECURITE	
VI.1 INTRODUCTION	135
VI.2 LA SECURITE DES CHANTIERS	135

Sommaire

VI.3 LA SECURITE DE LA CARRIERE	136
VI.4 LA SECURITE DES MOYENS MATERIELS ET DES ETRES HUMAINS	140
VI.5 CONCLUSION	141
CONCLUSION GENERALE	143
BIBLIOGRAPHIE	146

Liste des figures

Figure I.1 : Carte De Situation Géographique Des Gisements De Phosphates De La Région De Djebel Onk (D'après SONAREM., 1978).	8
Figure I.2 : Colonne Stratigraphique De La Région De Djebel Onk (Cielensky Et Benchernine, 1987).	15
Figure II.1 : Les Etapes De Remblayage De L'ancienne Fosse De Carrière Kef Essenoun	21
Figure II .2 : Carte De Localisation Des Coupes Géologiques	23
Figure II .3 : Coupe Géologique : Partie Nord-Ouset De KEF Essnoun Côte Ouset	23
Figure II.4 : Coupe Géologique : Partie Nord-Ouset De KEF Essnoun Côte Ouset	24
Figure II.5 : Décharges Internes Et Externes De Stérile Kef Essenoun.	26
Figure II.6 : Plan De Localisation Des Décharges Refus Usine	26
Figure.III.1: Photo Les Huit Gradins En Exploitation Au Niveau Du Gisement De Kef- Essenoun	31
Figure.III.2:Piste De Roulage Vers La Carrière De Kef-Essenoun	31
Figure.III.3 :La Tranchée D'accès De La Carrière De Kef-Essenoun (Nord-Ouest)	32
Figure.III.4 : La Carrière De Kef-Essenoun (Nord-Ouest)	35
Figure.III.5 :Les Plates-Formes De Travail(Carrière De Kef-Essenoun Nord-Ouest).	38
Figure III.6:Schéma De Tir Dans La Mine De Kef-Essenoun	43
Figure III.7: L'opération De Chargement D'un Camionde Marque CATERPILLAR773F	45
Figure III.8 :Engin De Chargement Marque CATERPILLAR	46
Figure III.9:Camion De Transport Marque CATERPILLAR773F	48

Liste des figures

Figure III.10 :Camion De Transport Marque Terex TR60	48
Figure IV.1: La Banquette Critique En Fonction De La Résistance A La Traction De La Matrice Rocheuse.	55
Figure IV.2: Différentes Conditions De Fracturation (Photo Personnel).	56
Figur IV.3: Formes D'arrachement Produit En Fonction De L'orientation Des Plans De Discontinuité Dans Le Massif Vue En Plan .	56
Figure IV. 4 :Formes D'arrachement Produits En Fonction De L'orientation Des Plans De Discontinuité Dans Le Massif, Vue En Coupe .	57
Figure IV.5: Système De Joints Autour D'un Trou De Mine Détonant.	57
Figure..IV.6: Modèles De Maille De Tir Dans Les Roches Fissurées.	58
Figure IV..7: Orientation De La Direction Du Tir Par Rapport A L'orientation Des Fissures.	59
Figure. IV.8: Déviation Naturelle Des Forages Causée Par Les Strates Du Terrain (A Gauche : Avec Tige Guide Pour Limiter Les Déviations : A Droite, Sans Tige Guide).	61
Figure. IV.9: Influence De La Poussée Axiale Sur Les Déviations Des Trous.	62
Figure. IV.10: Influence De La Structure Du Massif Rocheux (Pendage Des Discontinuités) Sur Les Déviations .	63
Figure.IV.11: Montrant Les Endroits Non Fragmentés Dans La Roche Lors D'une Augmentation Du Diamètre Du Trou ; Sans Et Avec Déviation De Forage.	64
Figure.IV.12: Erreurs D'implantation, Inclinaison, Incidence Sur La Maille De Forage.	64
Figure.IV.13: Effet De L'augmentation Du Diamètre Sur Le Fardeau .	66
Figure IV.14 : Influence Du Diamètre Des Trous Sur Les Débits De Hors-Gabarit.	67
Figure IV.15: Schéma Comparatif De L'action Probable Des Forces Dans Le Pied D'un Minage Profond En Position Verticale Et Inclinée.	69
Figure.IV.16: Influence D'une Surfuration Irrégulière Sur La Qualité De La Plate-Forme Inferieure Après Tir .	70
Figure IV.17: Ecaillage D'une Barre Métallique Soumise A L'impact En Surface D'un Explosif Brisant Christmann.	72

Liste des figures

Figure IV.18: Principaux Types De Mailles Utilisées Pour Les Tirs En Ciel Ouvert.	73
Figure IV.19: Dépendance Du Débit Des Hors - Gabarits En Fonction De (Q) Pour Différents De Diamètres Des Charges Et Même Tirabilité	74
Figure.IV.20: Dépendance Des Fractions Hors-Gabarits En Fonction De La Consommation Spécifique De L'explosif .	74
Figure.IV.21: Blocométrie En Fonction De La Charge Spécifique Pour Différentes Valeurs De W	75
Figure IV.22: Schéma De Disposition D'explosif Par Amorçage Fond De Trou Mono Et Bi – Etage	77
Figure IV.23: Schéma Montrant Le Sens D'initiation De La Charge Explosif. [10]	77
Figure IV.24: Variation De L'état De Contrainte Du Massif En Fonction De La Direction De L'initiation Des Charges .	78
Figure IV.25: Effet Du Choix Des Retards Entre Lignes Sur Le Dégagement Des Rangées Abattues .	79
Figure IV.26: Effet Des Ondes De Choc Sur La Roche .	82
Figure IV.27: Développement De La Fissuration.	83
Figure IV.28 : Effet De La Haute Pression De Gaz .	84
Figure IV.29: Apparition Des Fissures Radiale Sous L'effet De Haute Pression De Gaz.	84
Figure. IV 30: Fragmentation Finale De La Roche .	85
Figure V.1: Résultats De Tir De Phosphate Du 19-03-2023	89
Figure V.2: Résultats De Tir Du Stérile Du 20-03-2023	90
Figure V.3 : Résultat De Tir De Phosphate Du 22-03-2023	91
Figure V.4: Résultat De Tir De Phosphate Du 23-03-2023	92
Figure V.5: Résultat De Tir De Phosphate Du 23-03-2023	93

Liste des figures

Figure V.6 : L'explosif Utilisé Dans Kef Essenoun (Marmanite Et Anfomile)	95
Figure V.7 : Sondeuse Utilisée Dans La Carrière (Atlas Copco/ROC F6).	100
Figure V.8: Numérisation De La Photo	121
Figure V.9: Analyse De La Photo	122
Figure V.10 : Introduction Des Démentions Du Ballon Etalon	122
Figure V.11 : Sélection Des Morceaux Des Roches Abattues	123
Figure V.12: Analyse Et Affichage Des Courbe Graphique	123
Figure V.13: Résultat De L'analyse Granulométrique De Tas Des Roches Abattus Par Le (Plan De Tir Exécuté Le 19/03/2023)	124
Figure V.14: Résultat De L'analyse Granulométrique De Tas Des Roches Abattus Par Le (Plan De Tir Exécuté Le 20/03/2023)	124
Figure V.15: Résultat De L'analyse Granulométrique De Tas Des Roches Abattus Par Le (Plan De Tir Exécuté Le 22/03/2023)	125
Figure V.16: Résultat De L'analyse Granulométrique De Tas Des Roches Abattus Par Le (Plan De Tir Exécuté Le 23/03/2023)	126
Figure V.17: Résultat De L'analyse Granulométrique De Tas Des Roches Abattus Par Le (Plan De Tir Exécuté Le 23/03/2023)	126
Figure VI.1: Poste Avancé De Sécurité Préventive Kef-Essenoun (DSP4)	135
Figure VI.2 :Le Plan De Circulation Pour L'exercice 2023 Carrière Kef-Essenoun.	140

Liste des tableaux

Tableau I.1 : Propriétés du minerai et des roches encaissantes	10
Tableau I.2 : réserves prêtes à être exploitées au 31/12/2022	24
Tableau III.1 : Mode de forage en fonction de la résistance à la forabilité (Sondeuse De Type Flexiroc Epiroc 761)	42
Tableau V.1: Les paramètres de tir du 19-03-2023	88
Tableau V.2 : Quantité des explosifs et des artifices du 19-03-2023	89
Tableau V.3: Les paramètres de tir du 20-03-2023	89
Tableau V.4: Quantité des explosifs et des artifices du 20-03-2023	90
Tableau V.5: Les paramètres de tir du 22-03-2023	91
Tableau V.6 : Quantité des explosifs et des artifices du 22-03-2023	91
Tableau V.7: Les paramètres de tir du 23-03-2023	92
Tableau V.8 : Quantité des explosifs et des artifices du 23-03-2023	92
Tableau V.9 : Caractéristique technique des explosifs (ONEX)	95
Tableau V.10 : Classification des roches selon leurs d'indices de forabilité Df	97
Tableau V.11: Classification de la tirabilité suivant la consommation spécifique étalon.	99
Tableau V.12 : Choix de type de forage en fonction de la forabilité et du diamètre de trou.	99
Tableau V.13: Les caractéristiques technique de la sondeuse ATLAS COPCO ROC F6.	100
Tableau V.14: Catégorie de fissuration des roches.	103
Tableau V.15: Coefficient qui tient compte des propriétés des roches	117

Liste des tableaux

Tableau V.16 : Tableau récapitulatif des paramètres de tir et de forage du 22 et 23 mars 2023	118
Tableau V.17 : Donnés pratiques à partir du plan de tir proposé n°01	128
Tableau V.18 : Donnés pratiques à partir du plan de tir proposé n°02	129
Tableau V.19 : Donnés pratiques à partir du plan de tir proposé n°03	130
Tableau V.20 : Plan de tir proposé	131
Tableau VI.1: Le bulletin d'analyse d'après la station de surveillance de l'environnement – Annaba .	137
Tableau VI.2 : Le bulletin d'analyse d'après la station de surveillance de l'environnement – Tébessa.	138

INTRODUCTION GENERALE

L'industrie minière est un secteur essentiel pour l'extraction des ressources naturelles, mais la qualité de la granulométrie des matériaux extraits est souvent variable. La granulométrie, qui se réfère à la taille des particules présentes dans un matériau, joue un rôle crucial dans de nombreuses applications industrielles. Pour répondre aux exigences spécifiques des utilisateurs finaux, il est nécessaire d'adapter les paramètres de tir et de forage dans les mines afin d'obtenir la granulométrie souhaitée.

L'adaptation des paramètres de tir et de forage est une étape clé du processus d'extraction minière. Ces paramètres sont influencés par divers facteurs tels que la composition géologique, la résistance de la roche, la configuration du gisement et les objectifs de production.

Pour atteindre une granulométrie spécifique, les ingénieurs miniers doivent prendre en compte plusieurs aspects. Tout d'abord, la sélection des explosifs appropriés est cruciale. Différents types d'explosifs ont des caractéristiques de fragmentation distinctes, ce qui signifie qu'ils peuvent produire des tailles de particules différentes lorsqu'ils sont utilisés. Les ingénieurs doivent choisir judicieusement les explosifs en fonction des résultats souhaités.

Ensuite, les paramètres de tir, tels que la quantité et la répartition des explosifs, la séquence de mise à feu et les délais, sont déterminants pour la granulométrie résultante. Par exemple, une charge explosive plus importante peut générer une fragmentation plus fine, tandis qu'une charge plus faible peut donner des morceaux plus gros. La séquence de mise à feu peut également influencer la répartition des forces explosives et affecter la granulométrie.

De plus, les techniques de forage jouent un rôle crucial dans l'adaptation de la granulométrie. Des paramètres tels que le diamètre des trous de forage, l'espacement entre les trous, la ligne de moindre résistance et l'angle de forage peuvent être ajustés pour obtenir les résultats souhaités. Par exemple, un diamètre plus petit peut entraîner une fragmentation plus fine, tandis qu'un angle de forage spécifique peut influencer la direction des fractures dans la roche.

L'adaptation des paramètres de tir et de forage dans les mines est essentielle pour répondre aux exigences spécifiques de la granulométrie et éviter l'apparition des blocs hors-gabarits qui pourraient compliquer les autres opérations minières comme le concassage.

La sélection des explosifs, les paramètres de tir et les techniques de forage sont tous des éléments clés qui peuvent être ajustés pour obtenir la taille des particules désirée. Une

planification minutieuse, une surveillance continue et une analyse des résultats sont nécessaires pour optimiser ce processus et maximiser l'efficacité de l'extraction minière.

Le but de ce travail est de donner un aperçu général sur l'état du produit obtenu suite à l'analyse des photos des tas de roches après l'opération de tir dans la mine de phosphate Kef essnoun et de proposer la modification de certains paramètres de tir et de de forage pour une meilleure adaptation aux exigences de la granulométrie.

Pour ce faire, le mémoire est divisé en cinq chapitres :

- Le premier chapitre est consacré au cadre géologique général du site d'étude
- Le deuxième chapitre résume l'état actuel de la carrière Kef Essenoun
- Le troisième chapitre concerne les processus technologique d'exploitation du gisement de Kef-Essenoun
- Le quatrième chapitre concerne les paramètres influents sur le résultat du tir
 - Le cinquième chapitre comporte la partie spéciale qui est à son tour scindée en deux grandes parties A et B. La partie A pour la présentation des photos montrant les résultats de tir exécutés et au calcul de certains paramètres des travaux de forage et de tir (indice de forabilité , nombre de sondeuses et la consommation d'explosif) et la partie B résume les étapes d'analyse des photos des tas de roches obtenus après le tir, par le logiciel WIPFRAG jusqu'à l'obtention des courbes des fractions de granulométrie. Elle comporte aussi les discussions et les interprétations ainsi que la proposition des nouveaux paramètres de tir et de forage pour l'amélioration de la granulométrie.
- Le sixième chapitre est dédié pour un aperçu sur les consignes de sécurité dans la mine de Kef essnoun

Enfin le mémoire est clôturé par une conclusion générale.

Chapitre I :
Cadre géologique
du gisement

I.1 Introduction

Le complexe minier de Djebel Onk est la principale stratégie business unit de FERPHOS pour la production de phosphate. Il joue un rôle très important dans le développement économique du pays, des échanges extérieurs et dans le cadre de l'organisation de FERPHOS en matière d'autonomisation de gestion administrative et financière lui permettant d'être à l'écoute de ses clients et plus proche de leurs exigences. Le complexe de Djebel Onk est certifié aux normes de l'organisation internationale de normalisation ISO 9001, Version 2000 (Système de Management de la Qualité) et ISO 14001 (Système de Management Environnement). [1]

I.2 Historique et généralités sur la mine

I.2.1 Historique du complexe minier Djebel Onk

Les phosphates Algériens ont été découverts à BOUGHARI par PH. THOMAS en 1873.

Dans la période (1907 -1908) L. JOLEAU a découvert le gisement de Djebel Onk, des informations plus complètes ont été présentées par D. DUSSERT, mais surtout FLANDRIN en 1948 qui contribua à l'apport des nouvelles plus détaillées.

Ce n'est qu'en 1931 que ces phosphates font l'objet d'une première concession par la compagnie des phosphates de CONSTANTINE qui était le principal producteur en Algérie suite à laquelle fût créer la société S.D.O en 1936.

De 1961 à 1963, des essais de prospection radio métrique aéroportée sont effectués au-dessus du gisement de Djebel Onk.

En 1963, les études géologique et minière précédant l'exploitation du gisement de Djami Djema sont réalisées par la société SERMI, pour la société de DJEBEL-ONK (rapports de G.RANCHIN, 1963, A.B.C) parallèlement, la société française SOFREMINE (1962 rédige un avant-projet d'exploitation du gisement de KEF ESSENOUN).

Ce n'est qu'en mois de Février 1965 que débute l'exploitation de Djemi- Djema (SOCIETE DU DJEBEL-ONK) qui aurait dû relayer, en 1963, la fin de l'exploitation de DJEBEL-KOUIF commencée en 1894.

En 1971 à 1974, les travaux de recherche et de prospection sur les phosphates dans l'Est de l'Algérie qui ont été relancé par la SONAREM, sont suivis par une campagne de prospection et d'évaluation du district minier de Djebel Onk. (1977 - 1979) : S-3 - K, S-4 - K, S-5 -K. Tranchées dans les dressants.

De 1985 - 1987, l'EN FERPHOS a confié à l'EREM des travaux de recherche et d'évaluation des ressources en phosphate de tous les gisements potentiels de la région du Djebel -Onk, notamment le gisement de KEF ESSENOUN a été reconnu en détail par l'EREM au cours de l'année 1986, grâce à 32 sondages carottés notés S-2 à S-46 réalisés à la maille de 250 x 300 m et 22 tranchées réalisées dans les dressants de KEF ESSENOUN, notées Tr 22 à Tr 44.

En Novembre 1989, l'EN FERPHOS fait connaître son cahier des charges pour des études de développement du Complexe minier de Djebel Onk.

En Avril 1992, signature du contrat entre l'entreprise FERPHOS et le consultant BRGM/SOFREMINES concernant le rassemblement des éléments techniques et économiques permettant d'arrêter un projet de développement de l'exploitation des gisements de phosphate de Djebel Onk.

En 1993, BRGM a fourni un rapport d'expertise géologique de tous les gisements de Djebel Onk.

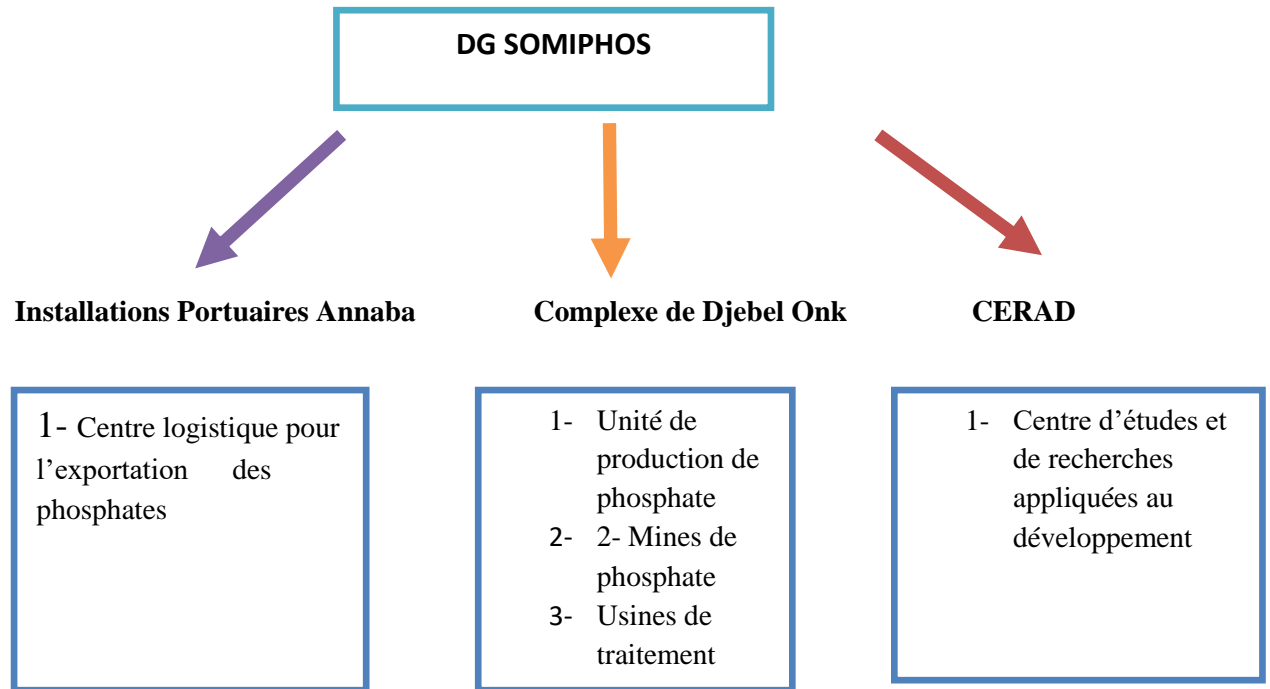
En 2003, ouverture d'une nouvelle mine (Kef-Essenoun).

En 2007, SOMIPHOS a entrepris l'ouverture et la préparation de la mine de Bled el Hadba. [2]

I.2.2Présentation de l'entreprise

SOMIPHOS (Société des Mines de Phosphates) Filiale de **FERPHOS** group. Créée en janvier 2005, suite à la réorganisation de FERPHOS spa, SOMIPHOS est une société par action à capital public, détenu à 100% par FERPHOS group. Elle a pour objet la recherche, l'exploitation, l'enrichissement, la transformation, le transport et la commercialisation des phosphates . [2]

I.2.3 Organisation de SOMIPHOS



SOMIPHOS, extrait le phosphate brut du sol grâce à des carrières à ciel ouvert dans le bassin phosphaté de Djebel Onk. Le minerai est par la suite criblé, lavé et séché. Le minerai traité, est alors expédié aux Installations Portuaires de Annaba, soit par voie ferrée ou par transport routier. La totalité de la production est exportée, comme matière première, à destination de plusieurs pays à travers le monde.

Le complexe du Djebel-Onk est la principale stratégique Business Unité de FERPHOS pour la production de phosphates. [2]

I.2.4 Composition minéralogique

A Djebel Onk et partout dans les autres gîtes; la couche minéralisée (phosphate) est de type sédimentaire stratiforme d'une grande étendue et d'une puissance évaluée à plus de 27 m.

Les phosphates sont de type pseudo lithique et coupure lithique liés par un ciment argileux ou dolomitique et silex.

- ❖ Calcite: Ca CO_3 ;
- ❖ La dolomite : $\text{Ca Mg (CO}_3)_2$;
- ❖ Le quartz: $\text{Si}_2 \text{O}_3$. [2]

I.2.5 Situation géographique de Djebel Onk:

Djebel Onk se situe dans le Nord-Est de l'Algérie, dans l'extrémité orientale des monts de Nemenmcha, derniers chaînons de l'Atlas Saharien. Il constitue la limite géographique naturelle entre les hauts plateaux Constantinois et le domaine Saharien. Les terrains sont semi-désertiques à faible population (Cieslinski et al., 1985, 1987 ; Prian, Cortiel, 1993).

Du point de vue administratif, la région appartient à la wilaya de Tébessa, éloignée d'environ 100Km au Sud et à 20km de la frontière Algéro-Tunisienne, reliée à Bir El Ater (Daïra) par une route goudronnée (RN 16).

Topographiquement, le massif de Djebel Onk forme un ensemble de calcaire de 20km de longueur qui culmine à 1198m (Djebel Tarfaya) ; les altitudes les plus basses au pied du Djebel Onk sont d'environ 635m. Les terrains sont entaillés par de nombreuses vallées d'oueds prenant source du flanc Nord du secteur et qui se rejoignent plus au Sud. En général, ces oueds sont secs à l'exception en périodes hivernales (Prian, Cortiel, 1993). Ses coordonnées LAMBERT sont : (X= 981,500 - 984,500, Y= 165,000-170,000).

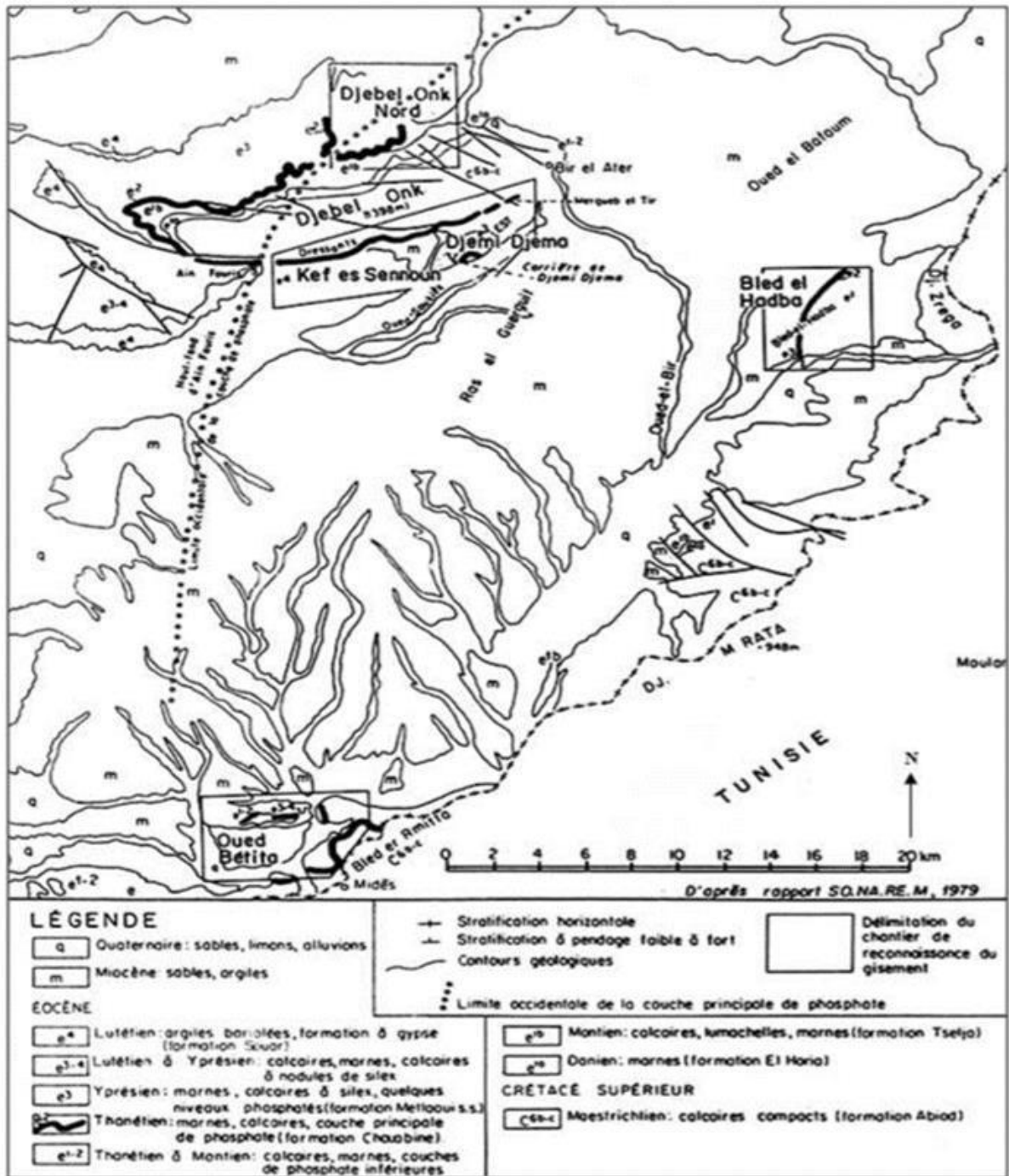


Figure I.1 : Carte de situation géographique des gisements de phosphates de la région de Djebel Onk (D'après SONAREM., 1978). [3]

La région de Djebel Onk est subdivisée en 5 secteurs miniers :

- ❖ Gisement de Djemi Djema, (Sud du massif du Djebel Onk) ;
- ❖ Gisement de Djebel Onk Nord, (nord du centre minier de Djemi Djema) ;
- ❖ Gisement d'Oued Betita, (Sud-est du centre minier du Djemi Djema) ;
- ❖ Gisement de Bled El Hadba, (Sud-est de Djebel Onk).
- ❖ Gisement de Kef Essnoun, (Sud du massif du Djebel Onk) ;

Ce dernier, qui est l'objet de notre étude, est situé sur le flanc méridional de Djebel Onk, à environ 09 Km au Sud-ouest de la ville de Bir El Ater.

Le bassin de Djebel Onk appartient à la zone des climats subdésertiques, caractérisée par deux saisons très nettes : un hiver froid et rigoureux et un été chaud où les températures peuvent dépasser 45°.

La pluviométrie accuse des chiffres très faibles et le réseau hydrographique est rarement mis à contribution. L'inconvénient majeur réside précisément dans la brutalité des averses d'orage qui déchaînent les vallées descendantes de Djebel Onk.

La violence des pluies périodiques provoque des ruissellements torrentiels qui inondent et peuvent changer l'ancienne allure de quelques ravins. Les vents de sables sont fréquents en saison sèche.

La population est peu dense. La situation économique de la région s'est améliorée grâce à l'installation du complexe minier de phosphates à Bir El-Ater ; ce qui a contribué à l'agrandissement et au développement de la ville. [3]

I.2.6 Types de minéralisation

Le gisement de Djebel Onk et partout dans les autres gites, la couche minéralisée est de type sédimentaire stratiforme d'une grande étendue et d'une puissance évaluée jusqu'à 30m. le tableau suivant présenté es propriétés du minerai et des roches encaissantes. [2]

Tableau 1 : Propriétés du minerai et des roches encaissantes

Propriétés	Minerai	Stériles
Stabilité	Bonne	Bonne
Densité	2.3	2.4
Dureté	5 à 6	6 à 7
Puissance (m)	Jusqu'à 30	Jusqu'à 60
Couleur	Noir et beige	

I.2.7 Réserves géologiques du gisement

Le gisement est subdivisé en trois blocs de calcul de réserves qui sont de l'ordre de 317 Millions de Tonnes dont :

- 168 M T réserves prouvées
- 50 M T réserves probables
- 99 M T réserves possibles

Le plan topographique et les coupes géologiques ci-jointes, expriment d'une manière très claire la configuration de la carrière, l'épaisseur de la couche de phosphate, ainsi que le stérile, les teneurs en P₂O₅, MgO, et l'inclinaison de la couche de phosphate.

Les teneurs en P₂O₅ et MgO sont calculées par la méthode statistique à partir des sondages carottés avoisinants des zones d'exploitation. [4]

I.3 Géologie de Djebel Onk

I.3.1 Contexte géologique

Le gisement de Djemi Djema zone 1 se caractérise par une couche de minerai de 25 mètres, surmontée par une couche de Phospho-calcaire de 5 mètres. Le gisement de Tarfaya se singularise par une structure renversée des formations géologiques, les couches se redressent et présentent des pendages assez élevés. La couche productive et les calcaires du toit s'amincissent par les effets d'une érosion très importante.

Le gisement de Kef Essenoun est situé sur le flanc méridional de l'anticlinal crétacé de Djebel Onk. Il constitue en quelque sorte la retombée synforme de la méga structure antiforme.

Au Nord, on aperçoit les dressants de Kef Essenoun qui correspondent à la zone de la flexure faille du flanc nord de la structure synforme.

Le flanc sud est constitué par la table de Kef Essenoun qui plonge monoclinalement vers le sud-ouest, sous un angle de 10° - 15° .

Au plan structural, le gisement peut être assimilé au plongement sud-ouest du synclinal de Djemi Djema. Litho-logiquement le gisement de Kef Esnoun est identique à celui de Djemi Djema.

Il se distingue de ce dernier par l'importance de la puissance de la couche phosphate (couche productive) qui peut atteindre jusqu'à 43 m (S-7), et par des teneurs moyennes en P_2O_5 (25,05 à 27,94 %) de la couche productive;.Les sédiments les plus anciens reconnus dans la région de Djebel Onk sont du crétacé. On a de bas en haut:

- ✓ Maestrichtien : calcaires massifs, compacts (avec parfois des empreintes fossiles).
- ✓ Danien : il est caractérisé par des marnes et marnes argileuses.
- ✓ Montien : calcaires, calcaires dolomitiques, lumachelles avec intercalations de marnes et de dolomies.
- ✓ Thanétien : le thane tien est subdivise en deux parties: plus riches comparativement a celles de Djemi Djema. [2]

I.3.2 Géologie de Kef Essenoun

Le gisement est situé dans le prolongement de la retombée méridionale de la flexure antiforme du Djebel Onk, dont la structuration majeure est due à la tectonique post-Miocène. Litho logiquement, le gisement de Kef-Essenoun est constitué de bas en haut, par la série calcaro-dolomitique à silex de l'Yprésien surmonté par les calcaires marneux du Lutétien, puis par les sables du Miocène, et les alluvions du Quaternaire.

La majeure partie du gisement est constituée par une couche unique de phosphate sombre, gris –noir, sans intercalation carbonatée stérile, vers le Nord-Est de gisement apparait une couche de phosphate claire brun –beige oxydé sus-jacente à la couche de phosphate noir, la proportion des deux types de minerai est de 75% pour la première et 25% pour la deuxième.

A 750m au Sud du grand de l'anticlinal de DJEBEL-ONK, s'individualise le petit anticlinal surbaisse de Demi Djema , cet anticlinal présente un axe (70 E) ,mais à un extension latérale réduite , ce qui permet de le rapprocher d'un petit branchyanticlinal ou d'un dôme ,au coeur de Thanétien supérieur phosphate et de Thanétien inférieur marneux, lithologiquement la couche phosphate est surmontée par des calcaires dolomitiques gris, clairs avec silex marron des calcaires blancs argileux avec intercalation des sables fins. [2]

I.3.3 Conditions hydrogéologiques

Les conditions hydrogéologiques de la région du Djebel Onk sont en relation étroite avec le climat et les particularités structurales qui les caractérisent.

On distingue une multitude de structures hydrogéologiques moins importantes générant les complexes aquifères suivants :

- ❖ Nappes aquifères dans le quaternaire.
- ❖ le complexe aquifère localisé dans les dépôts miocènes.
- ❖ le complexe aquifère des calcaires éocène.
- ❖ le complexe aquifère dans le paléocène.
- ❖ maestrichtien localisé dans les dépôts du crétacé supérieure c'est le complexe aquifère des calcaires éocène qui présente le plus d'intérêt hydrogéologique dans la région.

Les eaux de ce complexe sont captées par plusieurs forages alimentant le complexe minier de Djebel Onk.

La composition chimique de cette eau est variée à prédominance de sulfate à minéralisation de (1 à 4) g/l. [2]

I.3.4 Stratigraphie

La stratigraphie de la région de Djebel Onk a été établie par Visse (1952). La série sédimentaire affleurant est exprimée par une succession stratigraphique allant du Crétacé Supérieur (Maestrichtien) à l'Eocène moyen (Lutétien). Cette série est recouverte en discordance par une épaisse série sablo-argileuse continentale d'âge Miocène, puis par du Quaternaire (alluvions et éboulis).

I.3.4.1 Crétacé : représente les sédiments les plus anciens au coeur de l'anticlinal du Djebel Onk tectoniquement très accidentés, seuls les dépôts du Maestrichtien y affleurent. Ce dernier est caractérisé par des calcaires blancs massifs avec des intercalations marneuses. [4]

I.3.4.2 Paléogène : Ce sont des sédiments marins représentés par des calcaires, des phosphates et de gypse, dans la région, le Paléogène atteint d'assez grandes épaisseurs de 350 m, les variations lithologiques et les restes des organismes ont permis d'en faire les subdivisions stratigraphiques suivantes :

I.3.4.3 Danien : Il est conventionnellement adopté au contact calcaire Maestrichtien série argilo-marneuse. Cette différence lithologique est présentée par une subdivision en deux séries distinctes, où on note la séparation entre le Danien supérieur et le Danien inférieur. L'épaisseur totale du Danien est d'environ 100 m.

- **Danien inférieur** : Il est représenté par des argiles marneuses schisteuses, de couleur gris foncé à brun vert, intercalé par des marnes dures et irrégulières. L'ensemble est traversé par des filons de gypses de différentes orientations.

- **Danien supérieur** : Formé d'une alternance de calcaires et marnes calcaires. Dans la partie supérieure du Danien, on note la présence d'un banc caractéristique de 1 à 2 m d'épaisseur, formé de calcaire beige à lumachelle surmontés par des marnes en plaquettes blanches. C'est dans cet étage qu'apparaissent les premiers minces niveaux (10 à 30 cm) de marne phosphatée.

I.3.4.4 Montien : Cet étage est marqué par la présence d'une série de calcaire, calcaires détritiques, calcaires à lumachelle avec des intercalations de marne et dolomie, ces sédiments se caractérisent par une absence ou une faible quantité de silex. Les huîtres sont abondantes, en bancs gris à noire.

I.3.4.5 Thanétien : C'est l'horizon porteur de la minéralisation. Il est visible sur le flanc de l'anticlinale de Djebel Onk avec une épaisseur de 72m. Il se subdivise en deux parties :

- **Thanétien inférieur** : Représenté par des marnes schisteuses. Dans la partie supérieure du Thanétien inférieur apparaissent des intercalations phosphatées atteignant jusqu'à 2 m d'épaisseur, et très riche en matière organique surmontées par des calcaires et des marnes à gros gastéropodes. La puissance varie de 30 à 40m.

- **Thanétien supérieur** : présente des phosphates pseudo lithiques et cuprolithiques. il débute par un niveau dolomitique à gastéropodes, sous-jacent à une couche phosphatée de 30 m d'épaisseur en moyenne à Djebel Onk et à Bled El Hadba, et qui diminue jusqu'à la disparition vers le Nord, l'Ouest et le sud de ce gisement se termine généralement par un niveau lumachellique

I.3.4.6 Eocène

- **Yprésien** : Il repose directement sur les dépôts du Thanétien et affleure dans la carrière de Djemi–Djema et au Nord du Djebel Onk, il a une épaisseur de 32 m, on note :

- **Yprésien inférieur** : est représenté par des calcaires avec lentilles de silex et calcaire phosphaté. L'épaisseur moyenne de l'Yprésien inférieur est de 30 m au maximum.

- **Yprésien supérieur** : Il est constitué par l'alternance de calcaires, calcaire dolomitique et marnes, sa puissance est de 2 à 3 m.

I.3.4.7 Lutétien

Les formations de cet étage recouvrent en concordance les séries Yprésiens ; elles sont répandues dans la région de Djebel Onk, on distingue :

- **Lutétien inférieur** : est caractérisé par des calcaires et dolomie avec géodes de quartz.

- **Lutétien supérieur** : est caractérisé par la présence des gypses avec inter lits de marnes évaporites. Son épaisseur peut atteindre 100 m.

I.3.4.8 Néogène : Le Néogène est caractérisé par un faciès sablo –argileuse de type continental d’une puissance avoisinante à 600 m.

I.3.4.9 Miocène : La datation des roches de Miocène a été faite grâce à la découverte des rares fossiles (Hélix Tissiti), il est formé essentiellement par des sédiments représentés par des roches terrigènes et des schistes argilo –gréseux. Tandis que les sédiments de la région de Bled El Hadba sont composés de nombreux fragments solidifiés.

Le Miocène est subdivisé en trois unités de bas en haut :

- **Miocène inférieur** : est représenté essentiellement par des conglomérats, des sables avec des lits minces d’argile siliceuse, sa puissance atteint plus de 200 m.
- **Miocène moyen** : est essentiellement argileux, parfois schisteux, avec des intercalations de sables à grains fins et moyens. la puissance est d’environ 100 m.
- **Miocène supérieur** : une série sablo-argilo-conglomératique.
- **Quaternaire** : est essentiellement représentées par des éboulis de pente, de dépôts sableux dépôts éoliens, des graviers et des dépôts alluviaux et fluviaux .

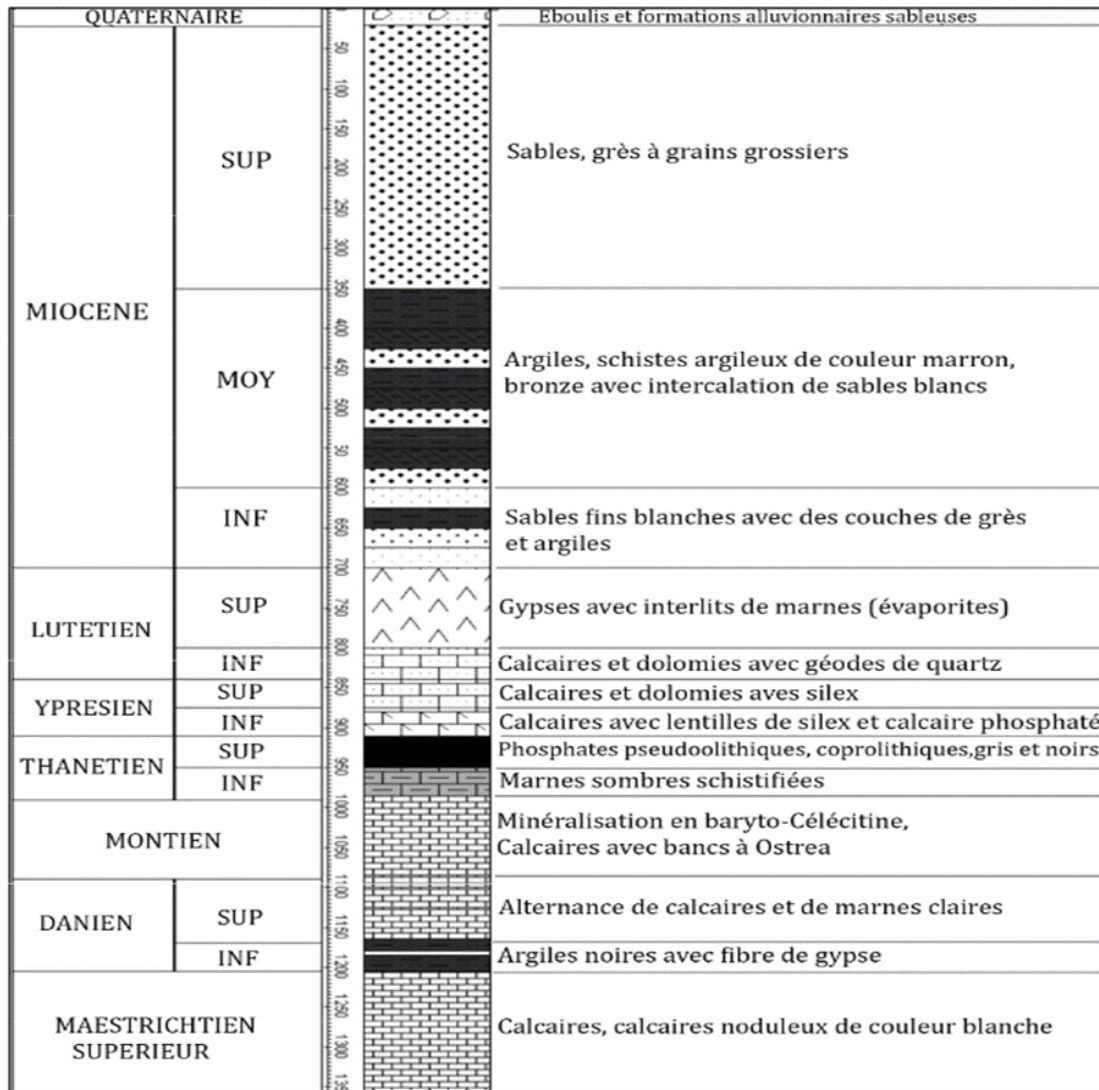


Figure I.2 : Colonne stratigraphique de la région de Djebel Onk (Cielensky et Benchernine, 1987).[4]

I.3.5 Tectonique

La région de Djebel Onk appartient avec l'Atlas tunisien, à l'extrémité orientale de l'Atlas saharien. La série du Crétacé supérieur à Eocène du bassin de Djebel Onk- Gafsa- Mélaoui est structurée en une suite d'anticlinaux et synclinaux dissymétriques, généralement faillés dans leurs flancs d'axe le plus souvent SW-NE et décrochés par des accidents transverses N 120° à N 140° E. La principale structure dans la région de Bir El Ater, est l'anticlinal de Djebel Onk, à coeur de Crétacé supérieur, allongé sur une vingtaine de Km et une largeur de 3 km.

Cet anticlinal fortement asymétrique, décrit par Visse (1951) comme une flexure anticlinale Post- Pliocène, présente un flanc Nord à pendage faible, inférieur à 10° supportant le gisement de Djebel Onk Nord et un flanc sud à pendage fort, parfois vertical et même renversé. Le

faisceau de failles inverses N 70°E, affectant ce flanc sud détermine un comportement tectonique en dressant

Les anticlinaux des Djebel Onk, Djemi-Djema et Oued Betita sont localisés à la bordure de la flexure Sud atlasique qui correspond à une zone d'affrontement entre le domaine atlasique mobile et la plate-forme saharienne stable. Plus particulièrement, ils appartiennent à la branche Nord de la flexure, de direction E-W.

La disposition régionale des structures anticlinales et synclinales est liée à des mouvements en cisaillement dextres le long de la faille de Gafsa, orientée N120° E. Les accidents transverses N 110° à 120° E, très abondants dans le bassin de Djebel Onk-Gafsa-Métloui, constituent des structures pérennes ayant fonctionné depuis le Turonien. [4]

I.3.6 Morphologie des phosphates

Du point de vue morphologique, Djebel Onk est caractérisé par des reliefs très variés les dénivellations y sont importantes.

La morphologie actuelle est impliquée par plusieurs facteurs :

- ✓ Les mouvements tectoniques ont façonné d'une certaine manière. L'actuelle structure des formations de Djebel Onk.
- ✓ L'érosion dont l'influence est considérable pour avoir dénudé et offert les assises à tous types d'érosion permettant ainsi la destruction des roches et leur évacuation par les eaux. [4]

I.3.7 Climatologie

La région de Djebel Onk présente un climat semi aride à Tébessa et subaride à Negrine. La température moyenne est de : 07°c en hiver ; 26.5°c en été.

Pluviométrie : périodes pluvieuses 70js/an (orages fréquents durant le mois d'aout et septembre), neige et gel rares mais température en dessous de 0° fréquente en hiver. [4]

I.4 Conclusion

L'Algérie est posséder des réserves importantes de phosphate présentées par les gisements de la région de Djebel Onk (Tébessa).

Le gisement de Kef Essenoun est situé dans le prolongement de la retombée méridionale de la flexure antiforme du Djebel Onk, dont la structuration majeure est due à la tectonique post-Miocène.

La stratigraphie de la région de Djebel Onk est exprimée par une succession stratigraphique allant du Crétacé Supérieur (Maestrichtien) à l'Eocène moyen (Lutétien).

Les conditions hydrogéologiques de la région du Djebel Onk sont en relation étroite avec le climat et les particularités structurales qui les caractérisent.

Chapitre II :

**Etat actuel de la
carrière**

Kef Essenoun

II.1 Introduction

L'Algérie dispose des ressources considérables des minerais de phosphate atteignent les 2 milliards de tonnes. Elles se concentrent au niveau de bassin minier de Djebel Onk – Tébessa (Nord Est algérien). Ce bassin renferme plusieurs gisements (Kef Essenoun; Djemi Djema; Djebel Onk Nord; Oued Betita et Bled El Hadba).

La grande majorité des sites d'extraction de phosphate sont des mines à ciel ouvert mais on rencontre aussi des exploitations souterraines.

La mine de Djebel Onk est l'un des sites d'extraction de phosphate à ciel ouvert dans le monde et est subdivisé en plusieurs secteurs mais actuellement l'exploitation du gisement du phosphate se concentre au niveau de la mine de Djebel Onk sud qui contient trois zones (Djemi Djema, Kef Essenoun et Tarfaya), et une seule carrière actuellement en exploitation (Kef Essenoun) avec la carrière de Djemi Djema zone 2 qui a des réserves exploitables pour le moment mais pas importantes comparativement a celles des Kef Essenoun, cette dernière constituée de plusieurs gradins en forme d'une fosse. Le facteur de recouvrement est de deux pour un, c'est-à-dire que pour chaque gradin de minerai abattu, il faut abattre deux gradins de stériles. Pour cela, on trouve les gradins de stériles dans la périphérie et les gradins de minerais dans le centre de la fosse. [4]

II .2 Situation géotechnique et minière de la carrière (paroi nord)

En 2007, un important glissement de terrain sur le versant nord de la carrière de Kef Essenoun qui a changé l'état de l'exploitation de la carrière (la partie nord est abandonnée et le développement s'effectue vers l'ouest)

En 2013, des fissures ont été observées dans l'épaulement de la paroi nord. Ces fissures pourraient être des signes de mouvements de pente.

En juin 2014 les autorités minières algériennes ont interdit toute activité minière dans un périmètre donné en raison du risque de survenue d'un nouveau glissement de terrain, susceptible de se produire au niveau de la paroi nord. [5]

II .3 Stabilisation de la zone à risque

L'entreprise SOMIPHOS avec l'aide d'un bureau d'étude Allemand a élaboré une étude de planification à long terme pour le gisement de Djebel Onk Sud et ont apporté des paramètres géotechniques pour la conception des fosses ultimes et des différentes phases d'exploitation .

Des analyses géotechniques a été effectuées afin d'évaluer la situation actuelle à

Kef Essenoun et de fournir ont des géotechniques pour la planification des futures fosses. L'analyse de la situation actuelle a pour objectif de savoir comment poursuivre l'exploitation minière à Kef-Essenoun et développer la carrière à court et moyen termes. [6]

II .4 Résultats des analyses de stabilité

On peut dire que ces analyses de stabilité ont démontré que la fosse de Kef Essenoun peut être développée et qu'une bonne partie du phosphate de la paroi nord peut être extraite. La procédure recommandée est la suivante dans l'ordre chronologique :

A. Stabilisation de la paroi nord par remblayage de la fosse existante (ce qui est indispensable pour des raisons de sécurité) ;

B. Extraction des stériles et du phosphate de la paroi nord pour opérer une libération des contraintes ;

C. Mise en valeur et développement de la fosse vers le sud .

Donc, le développement et la mise en valeur de la fosse de Kef Essenoun vers le sud sont d'une manière générale possible. Les éléments suivants doivent être pris en compte :

- ✓ Exploitation minière dans la direction du pendage des strates (de la partie nord vers le sud) ;
- ✓ Suivi des angles de pente recommandés dans cette étude lors de l'exploitation ;
- ✓ Exploration du gisement afin de repérer les formations de failles et les plissements, en particulier sur la paroi nord, mais aussi dans toute la zone de la fosse ;
- ✓ Si nécessaire, modification des angles de pente afin de refléter les conditions réelles (failles, fissures) ;
- ✓ Cartographie des affleurements (géologie, tectonique, levés topographiques) ;
- ✓ Remblayage de la fosse actuelle de Kef Essenoun pour éviter tout risque d'un nouveau glissement de terrain lors de l'exploitation ;
- ✓ Afin d'augmenter la sécurité : surveillance d'éventuelles déformations des pentes par interférométrie . [6]

II .5 Développement de la carrière de Kef Essenoun

La présence des couches à fort pendage et les caractéristiques géométriques de la pente se traduisent par une charge de glissement élevée, qui ne peut être stabilisée qu'en appliquant une force de résistance importante pour faire contrepoids.

C'est pour cela la première étape de l'entreprise consiste au remblayage de la fosse à partir des stériles disponibles. (La méthode de remblayage de la fosse a été décrite dans un rapport d'étude minière). [6]

II .5.1 Remblayage de la fosse

Le remblayage de la fosse s'effectue en étapes suivantes (voir la fig II.1).

- Première étape : le remblayage de la Zone Ouest de la fosse dans le sens du Sud vers le Nord ;
- Deuxième étape : le remblayage de la même Zone vers l'Ouest ;
- Troisième étape : la continuité de remblayage de la même Zone jusqu'au une hauteur de 72m ;
- Quatrième étape : l'achèvement de remblayage de la fosse vers l'Est. [7]

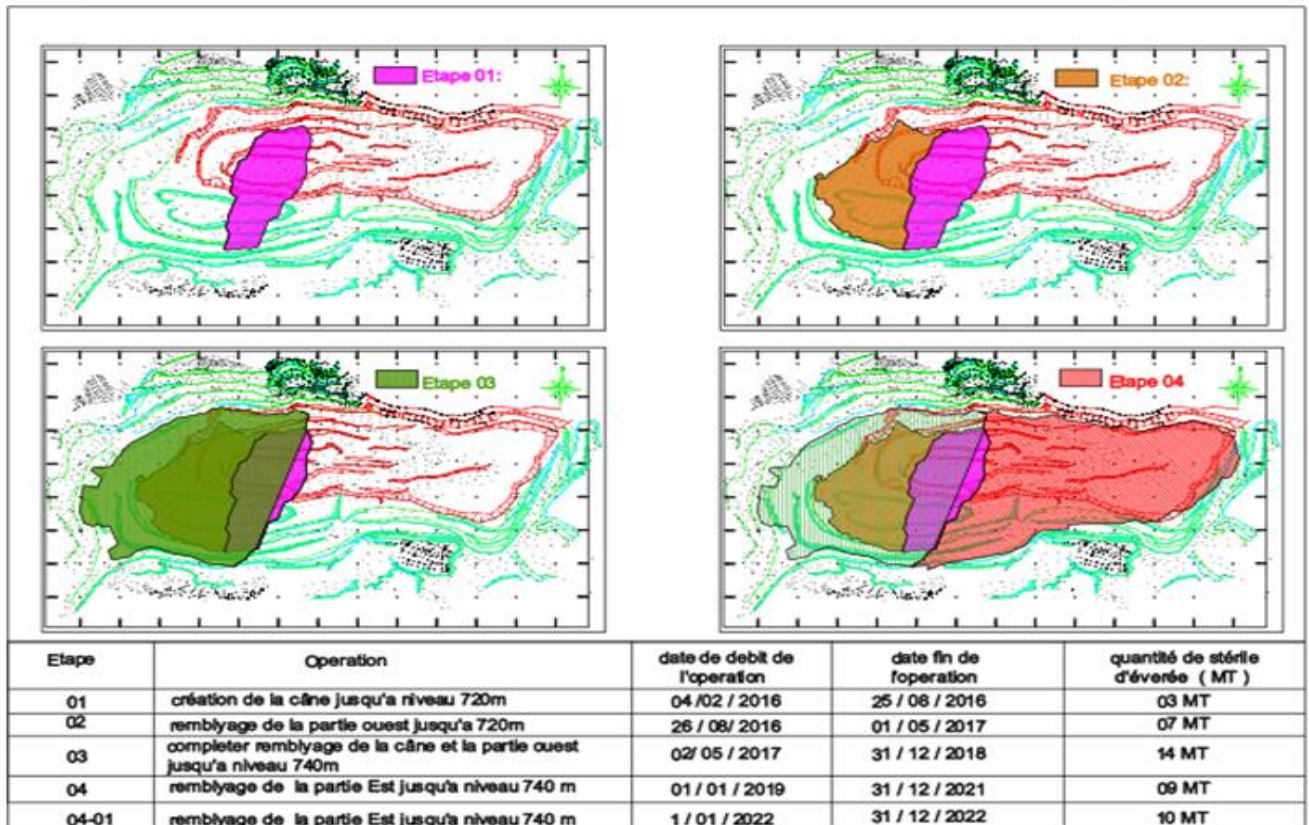


Figure II.1 : les étapes de remblayage de l'ancienne fosse de carrière kef essenoun[7]

II .5.2 Hauteur du remblai

La hauteur du remblai a été optimisée par l'analyse des différentes hauteurs par rapport au facteur de sécurité, elle est optimale a 72 mètre ce qui correspond au niveau 720. [7]

II.5.3 Libération des contraintes exercées sur la PAROI NORD:

Le développement de la fosse plus au sud passe obligatoirement par une libération des contraintes exercées dans le versant nord. Le matériau qui s'est éboulé dans le passé doit être déblayé.

Pour ne laisser qu'une épaisseur de phosphate de 2 m dans le fond de la nouvelle fosse au sud, il est nécessaire d'évacuer une grande quantité de matière afin d'opérer une libération des contraintes exercées qui soit une réussite, L'élimination de toutes les couches de glissement au nord, y compris de la couche de marne (Fig II.3) permet de récupérer tout le phosphate de la nouvelle fosse au sud. [7]

II.6 Plan d'exploitation 2023

Les prévisions de l'exercice 2023 ont été basées sur des objectifs qui visent l'amélioration des performances sur le plan de la production, du transport et de la commercialisation des produits de SOMIPHOS Spa.

Le plus grand soin sera réservé à la production des phosphates en quantité suffisante et en qualité recherchée par les clients de la société, ceci pour permettre une commercialisation des produits à la hauteur des projections du présent plan.

Ainsi, le choix du bloc permettant de satisfaire les besoins de la chaîne de traitement appelée à produire 1 700 000 tonnes de différentes qualités ne doit en aucun cas être dévié de la configuration générale de la carrière et des recommandations de DMT notamment :

- La poursuite de l'exploitation de la partie Nord Ouest de la carrière de Kef Essnoun (Zone Est (bloc A), zone Ouest (bloc B), zone Sud Est (bloc C) et zone Sud Ouest (bloc D)) ;
- La poursuite des travaux de stabilité de la paroi Nord de la partie Nord Ouest de la carrière de Kef Essnoun ;
- Respecter les paramètres de l'exploitation et les paramètres géotechniques comme arrêtés par DMT ;
- La continuité des travaux de remblayage de l'ancienne fosse d'exploitation.[2]

II.7 Les endroits d'exploitation pour l'exercice 2023

Les endroits d'exploitation choisis pour atteindre les objectifs ciblés en 2023 sont :

- La partie Nord - Ouest de la carrière de Kef Essenoun.
- Le bloc Extrême Sud de la carrière Djemidjema Zone II.

Les endroits cités ci-dessus fournissent un tout-venant alimentant la chaîne de traitement avec des teneurs aptes pour la fabrication de deux qualités (66/68 et 63/65% TPL). [2]

II.7.1 Situation des carrières

Voir cartes et coupes .

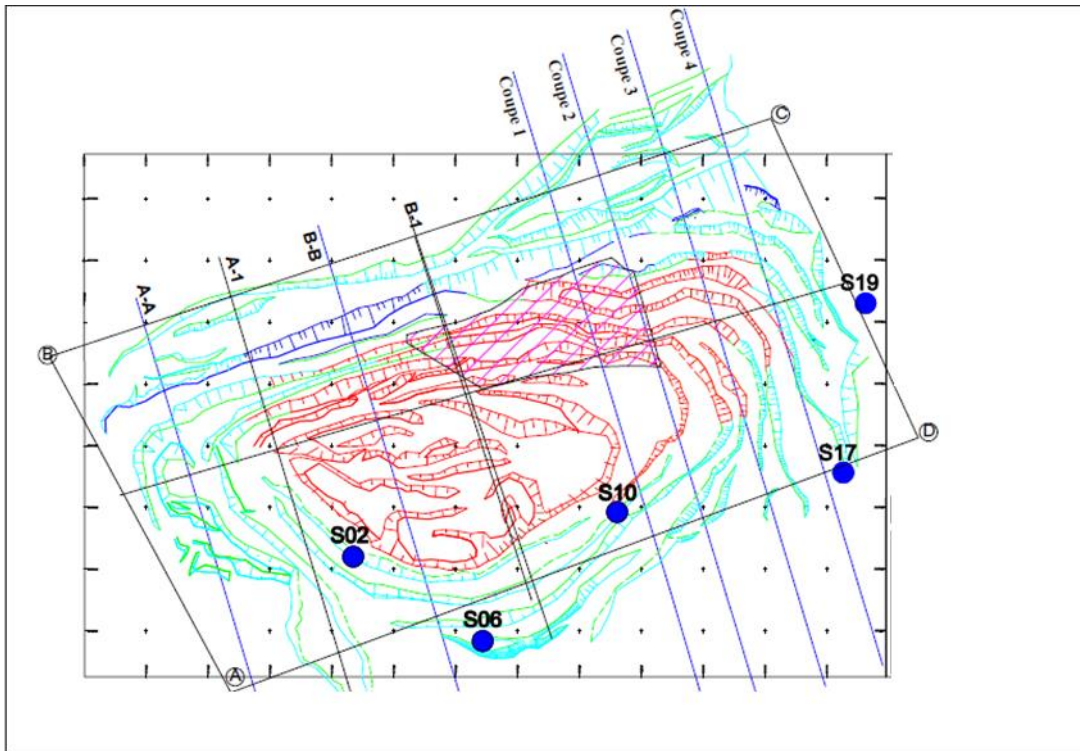


Figure II .2 : Carte de localisation des coupes géologiques [2]

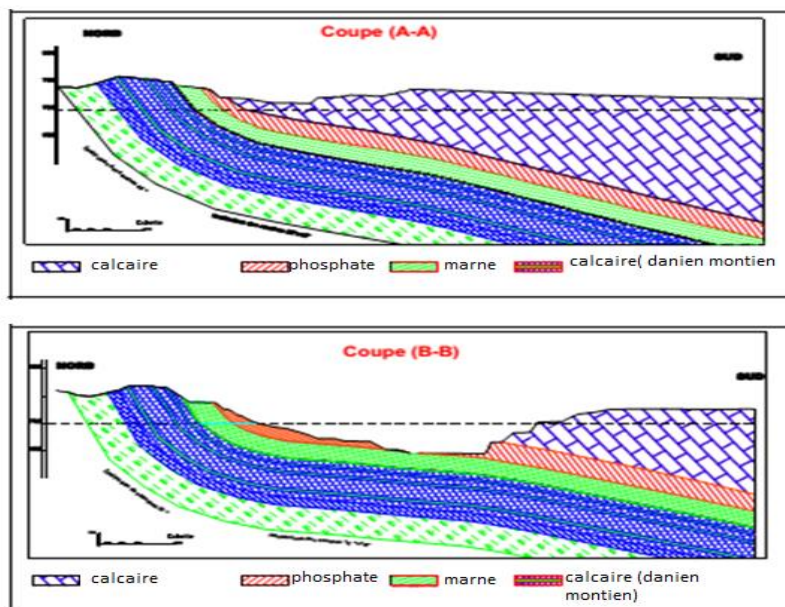


Figure II .3 : Coupe géologique : partie nord-ouest de KEF Essnoun côté ouest [2]

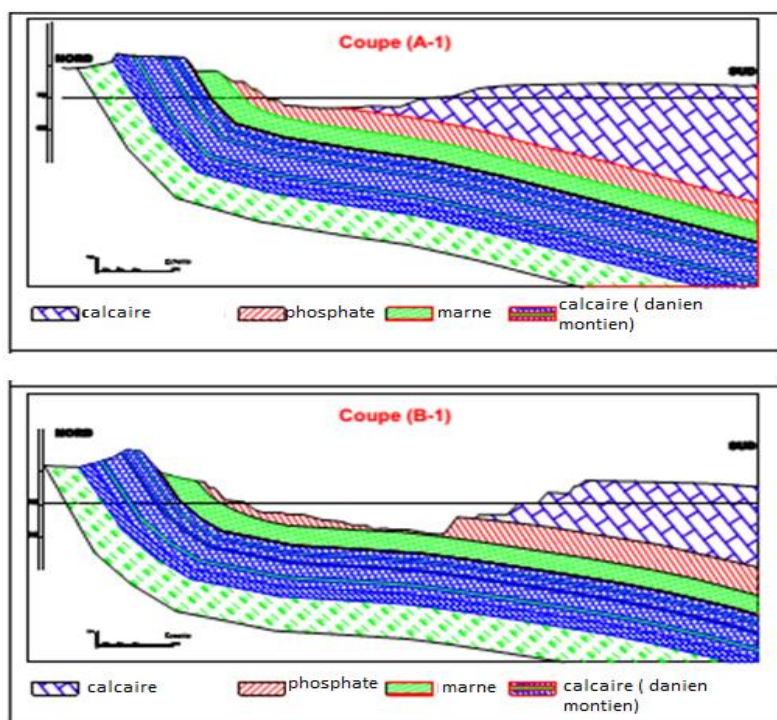


Figure II.4 : Coupe géologique : partie nord-ouest de KEF Essenoun côte ouest [2]

II.7.2 Situation des carrières : Au 31/12/2022

Les travaux de découverte réalisés en 2022 et en dehors de la quantité consommée pour l'alimentation de la chaîne de traitement durant l'année ont permis aussi de dégager au 31/12/2022 des réserves prêtes à l'exploitation et qui sont repris dans le tableau N° 01 :

Tableau N° 01 : réserves prêtes à être exploitées au 31/12/2022

Désignation	Partie Nord-Ouest de la carrière Kef Essenoun				Carrière Djemi-Djema ZII	Total
	Zone Est (bloc A)	Zone Ouest (bloc B)	Zone Sud Est (bloc C)	Zone Sud Ouest (bloc D)		
Phosphate découvert	01 MT	01 MT	1.2 MT	0.2 MT	0.1 MT	3.5 MT
phosphate prête à l'exploitation	01 MT	01 MT	0.9 MT	0.1 MT	0.05 MT	3.05 MT
Qualité de phosphate	Destinée pour la production du (66-68% TPL)	Destinée pour la production du (63-65% TPL)	Destinée pour la production du (66-68% TPL)	Destinée pour la production du (63-65% TPL)	Destinée pour la production du (63-65% TPL)	

La quantité 3.05 MT de phosphate prête à l'exploitation, dont 0.65 MT pour entamer l'exercice 2023 et 2.4 MT exploitable après l'achèvement de la phase II de l'étude

d'exploitation et de stabilité de la paroi Nord de la carrière du Kef Essenoun durant l'exercice 2023 [2]

3-1- Répartition des objectifs physiques de l'exercice 2023 par bloc

10 Millions de Tonnes de stérile à enlever à partir de la partie Nord-Ouest de la carrière de Kef Essenoun, et repartis comme suit :

✓ 1.3 Million de Tonnes de calcaire de Danio-Montien à enlever, dont :

- La Zone Est (bloc A) : 0.7 MT
- La Zone Ouest (bloc B) : 0.6 MT

Pour assurer la stabilité de la paroi Nord de la carrière de Kef Essenoun (achèvement de la phase I de l'étude d'exploitation et de stabilité de la paroi Nord de la carrière du Kef Essenoun).

✓ 0.9 Million de Tonnes de calcaire de Danio-Montien à enlever à la zone Est (Bloc A) pour assurer la stabilité de la paroi Nord de la carrière de Kef Essenoun (achèvement de la phase II de l'étude d'exploitation et de stabilité de la paroi Nord de la carrière du Kef Essenoun).

✓ 0.8 Million de Tonnes des marnes de Thanetien inférieur à enlever, dont :

- La Zone Est (bloc A) : 0.7 MT
- La Zone Ouest (bloc B) : 0.1 MT

Pour assurer la stabilité de la paroi Nord de la carrière de Kef Essenoun (achèvement la phase II de l'étude d'exploitation et de stabilité de la paroi Nord de la carrière du Kef Essenoun) et récupérer une quantité de 01 Million de Tonnes du phosphate découvert et prête à l'exploitation.

✓ 0.4 Million de Tonnes de calcaire de l'Yprésien à extraire, dont :

- La Zone Est (bloc A) : 0.07 MT
- La Zone Ouest (bloc B) : 0.33 MT

Pour l'aménagement des accès du roulage des engins (achèvement la phase II de l'étude d'exploitation et de stabilité de la paroi Nord de la carrière du Kef Essenoun).

✓ 4 Millions de Tonnes projetés dans le bloc Sud-Est (Bloc C) pour découvrir 1.5 Million de Tonnes de phosphate tout-venant avec un taux de découverte moyen de 2.7 ;

✓ 2.6 Millions de Tonnes projetés dans le bloc Sud-Ouest (Bloc D) pour découvrir 0.7 Million de Tonnes de phosphate tout-venant avec un taux de découverte moyen de 3.7 ; [2]

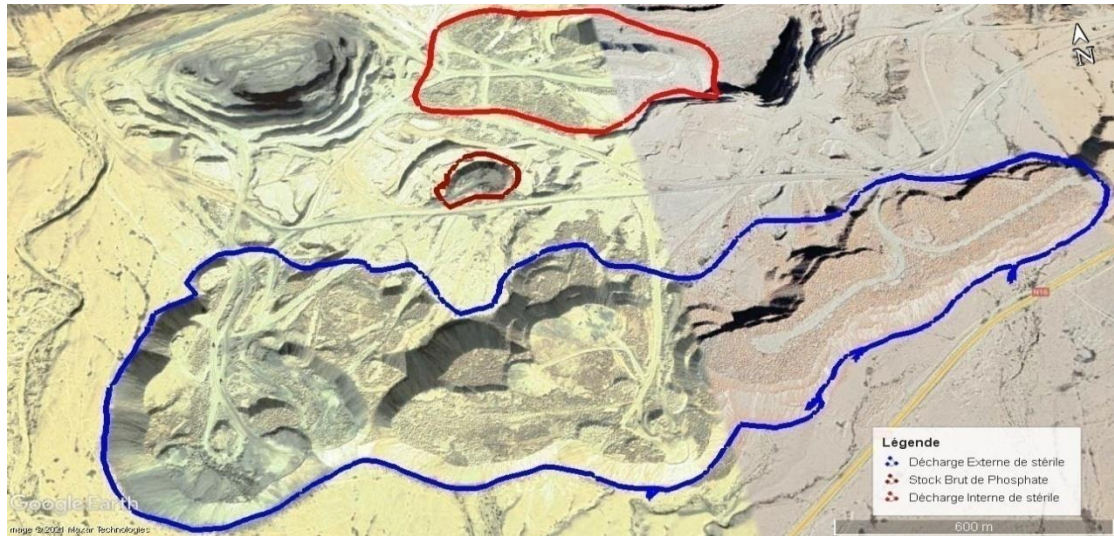


Figure II.5 : Décharges internes et externes de stérile Kef Essenoun. [2]

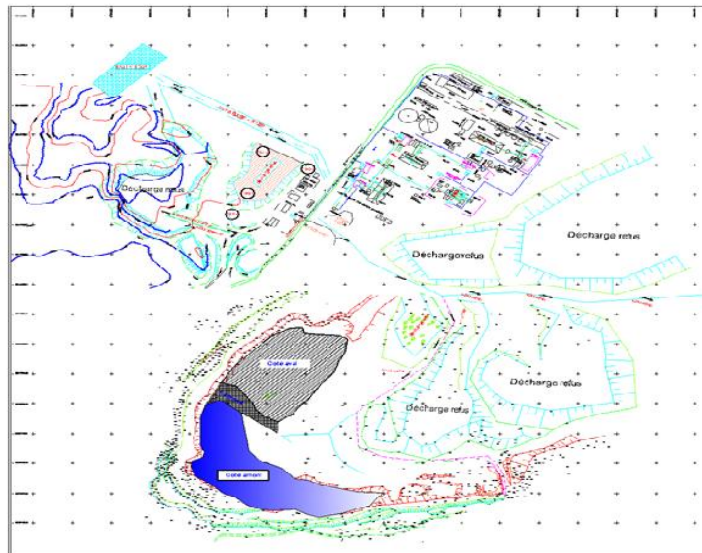


Figure II.6 : plan de localisation des décharges refus usine [2]

Conclusion

La situation actuelle des carrières, les zones d'activité choisies en matière d'enlèvement de stérile et l'extraction de phosphate (tout-venant) sont très favorables (taux de découverture et coûts) pour la réalisation des objectifs ciblés pour l'année 2023.

Le plan d'exploitation 2023 élaborée vise une configuration de la paroi Nord de la carrière du Kef Essenoun pour objectif d'une exploitation optimale avec l'assurance d'une stabilité meilleure et sécurité admissible.

Les moyens matériels actuellement existants (engins carrière) sont suffisants pour la réalisation de l'objectif ciblé (1.7 MT de produit marchand).

La quantité en matière de produit marchand de 1.7 MT reste réalisable à travers les installations actuelles de la chaîne de traitement.

Le plan d'exploitation 2023 a fait sortir les recommandations suivantes :

- L'exploitation s'effectuera du haut vers le bas en respectant l'art minier et les paramètres d'exploitation préconisés.
- L'élimination de la couche marneuse se poursuivra jusqu'à l'atteinte d'une pente de 12°.
- Dans la zone Ouest (bloc B), la formation géologique de Danio-Montien sera configurée en deux gradins, par contre dans la zone Est (bloc A), la dite formation sera exploitée par niveaux.
- Revoir à la baisse la consommation spécifique de l'explosif, particulièrement au niveau de Calcaires de Danio-Montien et marnes de Thanetien inférieur.
- Suivi rigoureux et systématique de l'aspect géotechnique : vérification du coefficient de sécurité chaque 15 jours. [2]

Chapitre III:
Processus
technologique
d'exploitation du
gisement de Kef-
Essenoun

III.1 Ouverture du gisement

III.1.1 Généralités

L'ouverture du gisement est le creusement des excavations spéciales pour assurer l'accès aux moyens de transport de la surface vers les niveaux de travail.

Dans les carrières, elle consiste à creuser des tranchées plus ou moins inclinées qui sont appelées les tranchées d'accès ou bien principales.

Le choix du mode d'ouverture dépend de plusieurs facteurs tels que :

- Le relief de la surface du sol.
- Les caractéristiques géologiques et hydrogéologiques du gisement.
- Les dimensions du champ de la carrière (longueur, largeur, profondeur).
- La méthode d'exploitation du gisement. La mécanisation des travaux miniers.
- Le rendement de la carrière.

Le choix du mode d'ouverture fait la grande partie du projet de la carrière et influe sur les indices technico-économiques de l'entreprise, il faut choisir le schéma d'ouverture qui assure le fonctionnement des engins avec régime favorable et l'exploitation du gisement la plus rentable.

Dans tous les cas les modes d'ouvertures doivent présenter :

- Sécurité de travail ;
- Productivité de la carrière ;
- Economie de travail ;
- Prix de revient le plus bas possible. [8]

III.1.2 Taux de découverte

Les résultats d'analyse des variantes qui ont été déjà proposées pour l'étude du sens de progression des travaux miniers après le glissement ont montré que seule la variante nord-sud répond aux critères de choix (Variante-optimale).

Dans cette dernière, le minimum de stérile à dégager sera dans la partie centrale (absence de sables), par rapport aux parties Est et Ouest (volume très important de sables).

La projection des ouvrages d'ouvertures dans cette partie donne l'avantage de construire rapidement la carrière par rapport à l'est et l'ouest. [3]

III.1.3 Mode d'ouverture du gisement de Kef-Essenoun (Nord-Ouest)

Le mode d'ouverture du gisement de Kef-Essenoun consiste au creusement d'une tranchée d'accès commune extérieure qui relie à la surface tous les gradins de la mine.

Le creusement de cette dernière s'effectue par les travaux de forage et de tir. Ces tranchées doivent être développées au fur et à mesure vers le Sud. Tandis que l'exploitation vers l'ouest s'étend aisément, alors que du côté (Est) il est nécessaire d'élargir les bermes de sécurité aux largeurs demandées.

Ce mode d'ouverture fut le premier mode utilisé lors de la première mise en exploitation du gisement Kef-Essenoun, cependant après le glissement de terrain ducôté nord de la mine en 2007, il a été adopté un autre schéma d'ouverture réalisée par différentes tranchées d'accès

- tranchée d'accès extérieur de groupe.
- une demi-tranchée d'accès.

Les ingénieurs des mines ont préféré l'ouverture du gisement de Kef-Essenoun à partir du côté du sondage n°28 correspondant au centre du gisement et qui présente les caractéristiques suivantes :

- Puissance de la couche de stérile (calcaire) : 40 m,
- Puissance de la couche de phosphate : 31.5 m,
- Niveau de la surface par rapport au niveau de la mer : 782 m.

Actuellement Somiphos et après l'orientation des travaux vers le bloc Nord - Ouest à réalisé deux tranchées d'accès extérieur et commun par des travaux de forage et de tir. [9]

III.1.4 Travaux Préparatoires

Actuellement il y'a huit gradins en exploitation au niveau du gisement de Kef-Essenoun Nord-Ouest. Pour y accéder, on a une tranchée d'accès principale dans la partie Est qui dessert les différents gradins grâce à :

- Une tranchée d'accès intérieure permettant d'accéder au gradin de minerai et au gradin de calcaire et phospho-calcaire ;
- Une tranchée d'accès isolée accédant au gradin de calcaire dans la partie Est ;

Une autre tranchée d'accès isolée dans la partie Sud-Est du gisement accédant au gradin de quaternaire. . [3]

Photo présente les huit gradins en exploitation au niveau du gisement de Kef-Essenoun

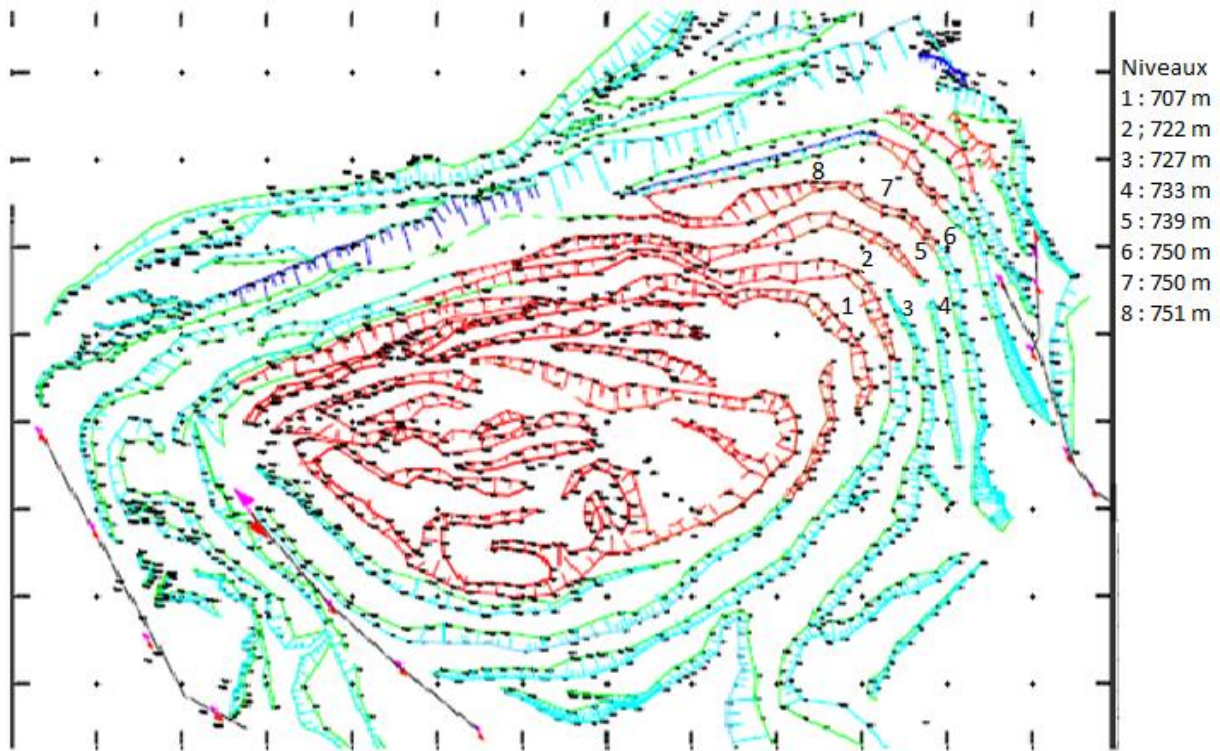


Figure.III.1: Photo les huit gradins en exploitation au niveau du gisement de Kef-Essenoun

La photo suivante présente la piste de roulage vers la carrière de Kef-Essenoun



Figure.III.2:Piste de roulage vers la carrière de Kef-Essenoun

La photo suivante présente la tranchée d'accès de la carrière de Kef-Essenoun (Nord-Ouest)



Figure.III.3 :La tranchée d'accès de la carrière de Kef-Essenoun (Nord-Ouest)

III.1.5 Les paramètres qui caractérisent une tranchée d'accès

a) Forme de la section transversale

Dans notre cas, la section transversale est trapézoïdale.

b) Profondeur finale des tranchées d'accès

Le gisement de Kef-Essenoun a l'avantage d'être un gisement subhorizontal avec un pendage moyen de 15° par rapport à l'horizontal cette caractéristique nous permet de déterminer la profondeur finale de la rampe ou tranchée d'accès qui, dans ce cas en fonction de la puissance des roches de découverte et celle de minerai.

$$H_f = H_s + H_m = 40 + 30 = 70 \text{ m}$$

Où :

H_f : profondeur finale de la tranchée d'accès,

H_s et H_m : puissances respectives du stérile et du minerai.

Puisque chaque gradin est lié à la surface par sa propre tranchée d'accès donc la profondeur de chaque tranchée correspond à la hauteur du gradin. Cette hauteur est de 7 m pour le calcaire et 15 m pour le phosphate.

c) La largeur des tranchées

La largeur des tranchées est définie en fonction des moyens de transport et du mode de creusement.

A partir du moment où la majorité des camions de transport ont une capacité supérieure à 40 tonnes, il est préférable de prendre une largeur de la tranchée d'accès comprise entre 18 et 20 m et plus.

Cette largeur est prise de façon raisonnable au niveau de la mine de Kef- Essenoucar les mesures sur terrain ont donné une valeur moyenne de 18 m pour la largeur de la tranchée d'accès.

d) Volume des tranchées d'accès

L'expression donnant le volume de la tranchée d'accès est la suivante :

$$V_t = \frac{Hf^2}{2} \left[\frac{b}{2} + \frac{Hf}{3 \tan \alpha} \right] + \frac{b}{2i} [\sum Hi^2], m$$

Où :

b: largeur du fond de la tranchée, $b = 15-20$ m,

α : angle d'inclinaison du bord de la tranchée, $\alpha = 65^\circ$,

Alors :

$$V_t = \frac{65^2}{2} \left[\frac{18}{2} + \frac{65}{3 \tan 65} \right] + \frac{18}{2 * 0.08} [7^2 + 20^2 + 33^2 + 45^2 + 52^2 + 58^2 + 63^2 + 65^2]$$

$$V_t = 1\,3275\,880, m^3$$

e) La demi-tranchée de découpage

L'emplacement de la tranchée de découpage dans les limites du champ de la mine dépend de

- Le relief de la zone,
- La position du gîte,
- La production de la mine.

Son volume est déterminé par la formule suivante :

$$V_{td} = (Bt + \cot \alpha) \cdot KU \cdot L, m^3$$

Où :

Bt: la largeur de la tranchée de découpage, $b = 20$, m.

L'angle du bord de la tranchée de découpage, $\alpha = 65^\circ$

L : longueur de la tranchée de découpage, $L = 600$, m.

KU: Coefficient d'allongement de trace ; $KU=1.3$

D'où :

$$V_{td} = (20 + \cot 65^\circ) 600 \cdot 1.3 = 234089, m^3$$

f) Angle des talus des tranchées

Les angles d'inclinaison des talus de tranchées sont déterminés en fonction des propriétés physique-mécaniques des roches. Pour le cas de Kef-Essenoun la dureté du minerai et du Phosphate selon l'échelle du Pr. Protodiakonov est de 5 à 6 et celle du stérile est de 6 à 7.

Il est rationnel de prendre comme angle des talus des tranchées d'accès, une inclinaison de 65° et une inclinaison de 70° pour les tranchées de découpage, cette condition est vérifiée pour le gradin dans le minerai mais fait défaut dans quelques gradins de stériles qui ont souvent une inclinaison de 90° . [4]

III.2 Méthode d'exploitation

III.2.1 Généralités

La méthode d'exploitation est l'ordre de la réalisation d'un complexe de travaux miniers assurant l'extraction de la substance utile en qualité et en quantité bien réglées et planifiées dans les conditions de sûreté lors de la mise en valeur rationnelle des réserves du gisement.

Il existe une corrélation entre les facteurs suivants :

- ✓ Une méthode d'exploitation et ses paramètres.
- ✓ Les caractéristiques géologiques d'un gisement.
- ✓ Le rendement planifié de la carrière.
- ✓ Le nombre et puissance d'engins qui prennent part à la chaîne des processus technologiques d'exploitation .
- ✓ Le mode d'ouverture d'un gisement.

Ainsi, l'allure d'un gisement et les propriétés physico-mécaniques d'un matériau à enlever déterminent la structure de la mécanisation complète et donc la méthode d'exploitation, tandis que la capacité et le nombre d'engins mis en œuvre dépendent du rendement planifié de la carrière.

Les paramètres des méthodes d'exploitation sont liés aux dimensions des machines minières. Certains chercheurs ont classé les systèmes d'exploitation à ciel ouvert. Parmi ces classifications on a retenu celle, de (Rjevsky. V et E. Scheschko) qui sont les plus connues et les plus utilisées.

D'après E. Scheschko l'indice principal utilisé dans cette classification est la direction de déplacement des stériles à l'intérieur de la mine à ciel ouvert.

D'après cette classification, on distingue trois groupes de méthodes, à savoir :

- ✓ **Groupe A** : On y retrouve toutes les méthodes d'exploitation avec le déplacement des stériles en travers de la carrière.
- ✓ **Groupe B** : il comporte les méthodes d'exploitation avec le déplacement des stériles le long de la carrière.
- ✓ **Groupe C**: Ce sont les méthodes d'exploitation avec un déplacement mixte des stériles.

D'après l'académicien Rjevski.V, la classification prend en considération plusieurs indices tels que:

- La disposition du front de travail dans le plan.
- Le nombre de bords exploitables de la carrière.
- La direction de la progression des travaux.
- La disposition des terrils par rapport au champ de la carrière.
- Le degré de variation d'une zone de travail de la carrière.
- L'angle d'inclinaison des couches d'extraction.

Toutes les méthodes d'exploitation sont divisées d'après la classification de Rjevski en deux groupes:

- Premier groupe : les méthodes continues
- Deuxième groupe : les méthodes de fonçage. [8]

La photo suivante présente la carrière de Kef-Essenoun (Nord-Ouest)



Figure.III.4 : la carrière de Kef-Essenoun (Nord-Ouest)

III.2.2 Les objectifs du plan d'exploitation 2023

Le plan d'exploitation 2023 a été élaboré sur la base de la mise à jour topographique du mois d'octobre 2022.

Les endroits d'exploitation choisis pour atteindre les objectifs cibles en 2023 sont :

- la partie nord – ouest de la carrière de Kef-Essenoun.
- le bloc extrême sud de la carrière djemi-djema zone II.

a) Masse rocheuse: 12.8 Million de Tonnes réparties comme suit :

b) Stérile : 10MilliondeTonnes dont

- 6.6Millions de Tonnes pour découvrir le phosphate à extraire en 2023 à partir de la partie Nord-ouest {zone sud-est (bloc C) et zone sud-ouest (bloc D)} de la carrière de kef-essenoun.
- 3.4MillionsdeTonnes pour l'extraction de la couche marneuse, diminution du dôme de calcaire de danio-montien et la création des accès dans les zones est (bloc A) et ouest (bloc B)

(L'achèvement des phases I et II de l'étude d'exploitation et de stabilité de la paroi nord de la carrière du Kef-Essenoun).

c) Phosphate (tout-venant) 2.8 Millions de Tonnes les blocs retenus permettront l'extraction d'une masse de 2.8 Millions de Tonnes à partir de deux carrières en activité (kef-essenoun) :

Partie nord - ouest, et djemi-djema zone II C.

(Qualité extrême sud). 1-2- produit marchand : 1.7 Million de Tonnes répartis comme suit :

d) Qualité de phosphate Spécial avec des teneurs 66/68 % TPL1.1 Million de tonnes: Cette qualité sera produite à partir de phosphate provenant de La partie nord - ouest, de la carrière de Kef-Essenoun.

e) Qualité de phosphate normal avec des teneurs 63/65%TPL 0.6 Million de Tonnes: cette qualité sera produite à partir de phosphate provenant de :

- Djemi-djema Zone II côté Extrême Sud,
- Le phosphate de faible teneur de Kef-Essenoun.
- Stocks bruts (Kef-Essenoun et Djemi-djema Zone II) [2]

III.2.3 Exploitation du Gisements

III.2.3.1 Régime De Travail

- Phosphate : 3 postes/j.
- Temps d'un poste : 8 h.

- Stérile : 3 postes /j.
- Chargement et transport : 3 postes /j.
- Foration : 2 postes / j.
- Abattage : 1 poste de travail [de 6 h à 14 h].

III.2.4. Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation

a) Hauteur du gradin (Hg):

Elle est choisie en fonction des paramètres techniques de l'excavateur.

Dans les roches dures, la hauteur du gradin ne doit pas être supérieure à 1,5 Hc.max.

$$H_g \leq 1,5 H_{c.max} ; (m)$$

Où :

Hg : la hauteur de creusement max de l'engin d'extraction.

Actuellement, dans le cas de la mine Kef-Essenoun, la hauteur adoptée est de 15 m pour les stériles et 7 à 15 pour le phosphate.

b) L'angle du talus des gradins

L'angle du talus des gradins doit assurer la stabilité des gradins et dépend des paramètres physico-mécaniques de la roche et des engins miniers.

L'angle du talus des gradins selon la dureté des roches.

- Coefficient de dureté : 6 -7.
- Angle du talus des gradins inexploitable (stable) : $\gamma^\circ = 60^\circ$.
- Angle du talus des gradins exploitables : $\alpha^\circ = 75^\circ$

c) Largeur d'enlèvement

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

- Les propriétés physico-mécaniques des roches.
- La méthode de préparation des roches à l'abattage.
 - Type et dimension des engins de chargement, $A = W + (n - 1) * b ; m.$

Où:

W: Ligne de moindre résistance ; m.

n: Nombre de rangée des trous; $n = 1$.

b : distance entre deux rangées de trous ; m.

$a = W = 4,5$ m, pour une seule rangée, $b = 4,5$ m.

d) d Largeur de la plate-forme de travail

Elle est commandée par les dimensions des engins de déblayement, de transport et par la technique de tir.

La photo suivante présente les plates-formes de travail(carrière de Kef-Essenoun Nord-Ouest).

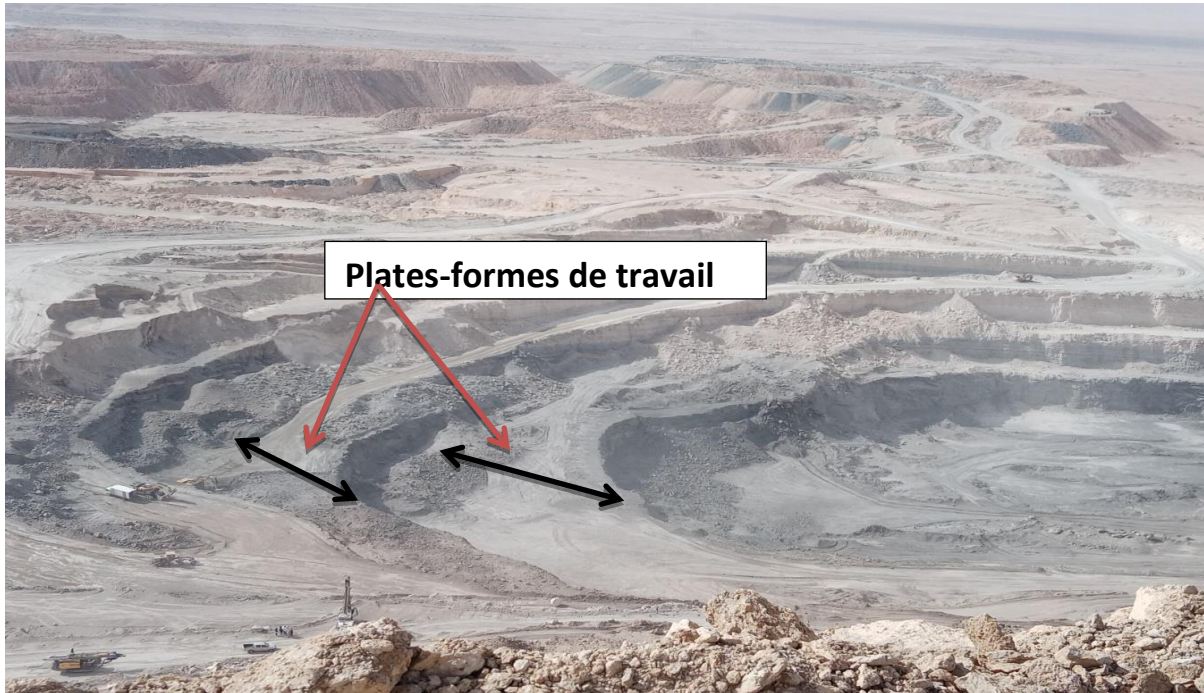


Figure.III.5 :Les plates-formes de travail(carrière de Kef-Essenoun Nord-Ouest).

Lorsque l'abattage se fait à explosif, la largeur minimale de la plate-forme de travail est:

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z ; m. \text{Où :}$$

A: largeur d'enlevure; m.

$$A = 4,5 ; m.$$

X: la largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure ; m.

La largeur X dépend de la hauteur du gradin, de la nature du terrain, des paramètres des travaux de forages et de tir. Elle est à préciser par des essais sur place. Signalons à titre d'exemple, que pour le gradin de 10 à 15 m de hauteur elle est de l'ordre de 20 à 25 m.

Dans les conditions de Djebel onk (kef-Essenoun) la largeur X est de 20 et 2m respectivement pour les phosphates et les stériles.

C: la distance entre l'arête inférieur du tas et la voie de transport (2-2,5); m.

On prend $C = 2,5 ; m.$

T: largeur de voie de transport; m.

Pour double voies : $T = 2 A + 2 B + D$; m.

Où :

A: largeur du camion.

$$A = 5,4 \text{ ; m.}$$

B: largeur de sécurité varié de $(0,7 \div 1)$ m. on prend $B = 1$; m.

D : distance de croisement entre deux camions varié de $(0,7 - 1,7)$. on prend $D = 1,7$; m.

$$T = 2 \times 5,4 + 2 \times 1 + 1,7 \text{ ; m.}$$

$$T = 14,5 \text{ ; m.}$$

Z: largeur de prisme d'éboulement; m.

$$Z = H_g (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha); \text{m.}$$

Où :

Angle de stabilité naturelle = 60°

α : angle du talus du gradin ; $\alpha = 75^\circ$

H_g : hauteur du gradin ; $H_g = 15$; m.

$$Z = 15 (\text{ctg}60^\circ - \text{ctg}75^\circ); \text{m.}$$

$$Z = 4,6; \text{ m.}$$

Donc la largeur minimale de la plate-forme est :

$$L_{pt} = 4,5 + 20 + 2,5 + 14,5 + 4,6 = 46 \text{ ; m.}$$

e) Vitesse d'avancement des travaux miniers

Elle se détermine par la formule suivante :

$$V_{ch} = \frac{Q_{ex}}{A * H_g} \text{ ; m/poste}$$

Où :

Q_{ex}: rendement de l'excavateur,

Q_{ex} = 3283 m³/p (pour la pelle Liebherr 974).

Q_{ex} = 2932 m³/p (pour la pelle Caterpillar).

- Pour la pelle Liebherr

$$V = \frac{3283}{4,5 * 15} = 94; \text{ m/p}$$

- Pour la pelle Caterpillar:

$$V = \frac{2932}{4,5 * 15} = 44; \text{ m/p}$$

f) La longueur du bloc et le nombre de blocs

Pour le transport par camion la longueur du bloc varie de 100 à 300m. Dans les conditions de Djebel-onk la longueur du bloc est égale à 200 et 150 m respectivement pour le stérile et le phosphate.

Le nombre de blocs dans un gradin se détermine par la formule :

$$V = \frac{L_f}{L_b} ; \text{ blocs}$$

Où :

L_b :Longueur du bloc = 100 – 300; m.

L_f: longueur du front des travaux;m.

La longueur du premier front L_f=800, m donc Nb = 4 blocs.

La longueur du deuxième front du stérile L_f= 700, m donc Nb = 3.5 blocs.

La longueur du front de minerai L_f= 780, m donc Nb = 5 blocs.

g) Temps d'extraction d'un bloc

Il se détermine par la formule suivante :

$$T_b = \frac{L_b}{v_{chmoy}}; h$$

Où :

L_b : longueur du bloc ; m.

- Pour le Phosphate: T_b = 3.33 postes = 27 h.
- Pour le stérile:T_b = 4.44 postes = 36h. [3]

III.2.5 Les opérations minières

III.2.5.1 Introduction

L'exploitation de la mine menée par le siège minier fait appel à un ensemble de processus dits « opérations minières » qu'il faut effectuer pour réaliser le programme de production.

Dans la mine de Kef-Essenoun, on observe que le schéma technologique des travaux miniers au terme de la préparation est représenté comme suit :

- Travaux de forage réalisés par des sondeuses de 110 à165 mm de diamètre
- Travaux de tir réalisés par l'explosif (Anfo, Marmanite,...)
- Chargement réalisé par des pelles.
- Transport réalisé par des camions.
- Concassage primaire Hazimag et concassage Babbitless.

Ce schéma technologique est largement recommandé pour les gisements peu inclinés et plats constitués pour les roches dures qui exigent l'opération des travaux de forage et de tir. Les fragments (dont les plus importants peuvent être réduits sur place) sont chargés et acheminés vers la zone de traitement.[3]

III.2.5.2 La foration

La mise en œuvre de l'explosif selon le plan de tir retenu s'effectue après l'implantation et la réalisation de l'ensemble de trous constituant l'abattage type. Le matériel de foration doit être en rapport avec la production recherchée. Il est nécessaire de forer les trous à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur, et le bon diamètre.[3]

A) Comment réaliser une foration de qualité

Différentes précautions correspondantes peuvent permettre l'amélioration de la qualité du forage:

- L'engin de foration doit pouvoir évoluer sur une plate-forme propre et plane.
- Réaliser une implantation soignée de tous les trous.
- Bien positionner la machine au-dessus de l'emplacement du trou.
- respectant l'orientation par rapport au front de taille et l'inclinaison de la glissière.
- L'engin de foration doit être stabilisé.
- Utiliser un taillant adapté et en bon état.
- Afficher les réglages des machines (vitesse, poussée, pression d'air.) qui donnent les meilleurs résultats en accord avec les constructeurs (vitesse d'avancement optimisée) .
- Être attentif à toutes les anomalies pouvant surgir et changer l'état d'avancement du taillant ou augmenter la fatigue des équipements (cliquetis, échauffement des allonges, traversées de failles risquant de dévier le taillant, écarts importants de la vitesse d'avancement, couleur des débris de foration.
- S'assurer d'un soufflage efficace tout en vérifiant la taille des débris de foration.
- Vérifier la profondeur des trous sans oublier de compter le nombre d'allonges.

L'abattage de phosphate et des calcaires de la mine de « Djebel-Onk » se fait à l'explosif à l'aide des trous sensiblement parallèles au talus du gradin.

D'après le guide technique des explosifs et accessoires de tir, réalisé par l'O.N.E.X (office national des substances explosives), la mine de « Djebel-Onk » utilise deux types d'explosifs suivants :

- L'Anfomile, utilisé comme explosif principal est en vrac dans des sacs de 25 Kg.
- La Marmanite qui est l'explosif d'amorçage en cartouche de diamètre 50, 60, 65,80mm.

B) Caractéristiques des sondeuses utilisées

Actuellement dans la mine, les machines de forages utilisées sont de marques ATLAS Copco de type roc L8 et roc F6. Ces machines sont conformes aux résultats du tableau III.2

Le tableau suivant présente les modes de forage en fonction de la résistance à la forabilité.

(Sondeuse De Type Flexiroc Epiroc 761)

**Tableau III.1 : Mode de forage en fonction de la résistance à la forabilité
(Sondeuse De Type Flexiroc Epiroc 761) [3]**

Moteur diesel, Caterpillar C 13 puissances à 2000tr/ min	328 kW
Plage de température en fonctionnement	-25° à +50°C
Vitesse maxi de déplacement	3,4 km/ h
Force de traction	120 KN
Pression au sol, moyenne	0.107 Mpa
Marche à vide (1500 tr/min)	113 dB (A)
Vitesse de rotation maxi (2000tr/min)	118 dB (A)
Poids	20000kg
Capacité	2*12 V /185 Ah
Largeur	2490 mm
Longueur	11250 mm
Hauteur de transport	3995 mm
Rotative hydraulique type du marteau DHR 48H-45	4250 N.m
Couple de rotation	30-80
Vitesse de rotation	tours/min

III.2.6 Représentation des paramètres de forage et de tir (plan existant)

III.2.6.1 Débitage secondaire

Après avoir effectué le tir, une partie des roches abattues présente des blocs dont les dimensions ne sont pas admissibles dans la trémie du concasseur, ces blocs sont des hors gabarits.

Afin de réduire leurs dimensions on a recouru au débitage secondaire qui se fait par usage d'explosif et du marteau brise-blocs.

Le débitage peut se faire à l'aide d'une ou plusieurs cartouches placées sur le bloc (charge superficielle), ou à l'intérieur des trous forés à cet effet. [9]

La photo suivante présente le schéma de tir dans la mine de Kef-Essenoun

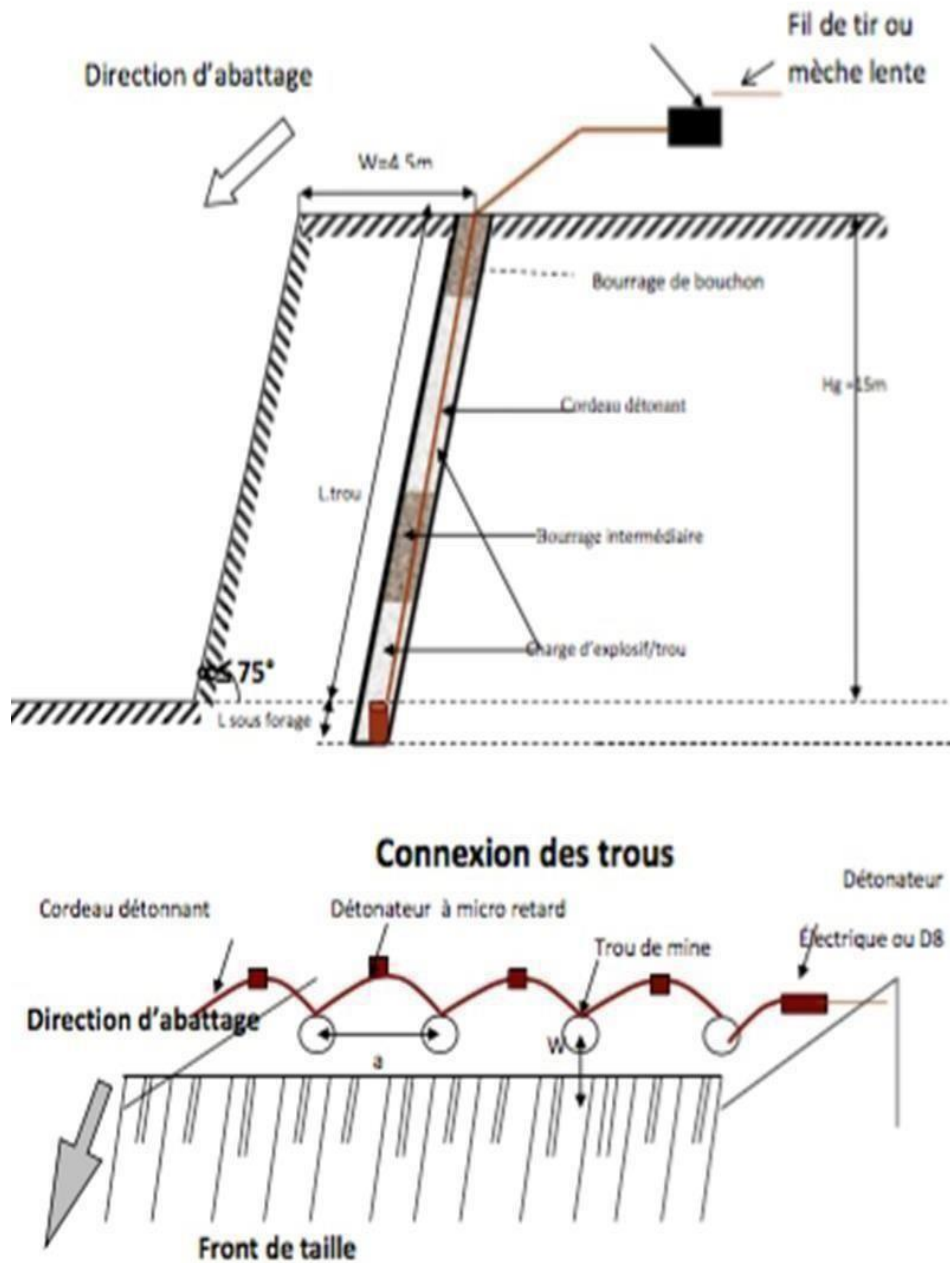


Figure III.6:Schéma de tir dans la mine de Kef-Essenoun.

III.2.7 Chargement des roches abattues

Le fonctionnement d'une mine à ciel ouvert est conçu et organisé au tour des engins choisis pour le chargement des matériaux.

De leur choix dépend pratiquement celui des autres équipement et leur mise en œuvre.

On retiendra que les paramètres technologiques des moyens de chargement doivent correspondre à la hauteur des gradins,

Pour les pelles mécaniques :

- $H_g \leq H_{cr}$: pour l'excavation des roches tendres.
- $H_g \leq 15 H_{cr}$: pour les roches abattus à l'explosif.

Considéré comme le maillon principal de la chaîne technologique de l'exploitation minière à ciel ouvert, l'engin de chargement définit le niveau de production d'une mine à ciel ouvert.

La détermination du type d'engin d'excavation et de chargement se base sur les facteurs suivants:

- La nature du matériau.
- La méthode d'exploitation.
- La production envisagée.
- Les mesures de sécurité.

L'adoption des engins de grandes capacités est conditionnée par les dimensions et les réserves importantes du gisement. [3]

III.2.7.1 Choix du type d'engin de chargement

L'exploitation à ciel ouvert utilise divers types d'engins d'extraction, les plus courants étant:

- Les roues-pelles ;
- Les excavateurs à godet unique ;
- Les draglines ;
- Les scrapers ;
- Les chargeuses ;
- Les pelles mécaniques ou hydrauliques ;

La détermination du type de pelle le plus approprié se fait à partir des éléments suivants :

- La production envisagée
- La nature des matériaux.
- La granulométrie.
- La hauteur du front de taille.

D'autres facteurs entrent également en compte.

- La mobilité nécessaire de l'appareil de chargement
- Sa rapidité (cycle de base)
- Le mode de déchargement (trémie ou camions)

Au niveau de la mine de Djebel-Onk, le chargement des roches abattues s'effectue à l'aide des excavateurs à godet unique, (des pelles hydrauliques en retro de marque Caterpillar 390F, et en butte de marque Liebherr 974).

La photo suivante présente l'opération de chargement d'un camion de marque CATERPILLAR



Figure III.7: L'opération de chargement d'un camion de marque CATERPILLAR 773F

La photo suivante présente un engin de chargement de marque CATERPILLAR



Figure III.8 :Engin de chargement marque CATERPILLAR

III.2.8 Transport des roches abattues

Le transport des minéraux utiles et des roches stériles est considéré comme l'un des processus principaux dans les mines à ciel ouvert, le pourcentage de prix de revient total d'exploitation atteint 30 à 70 %.

Le transport à ciel ouvert prédétermine dans une très large mesure le mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, des équipements miniers, le mode de mise à terril et influe finalement sur le rendement de travail et le prix de revient des produits.

Le but principal du transport dans les carrières est le déplacement de la masse minière des chantiers aux points de déchargement qui sont les terrils pour les roches stériles et les stocks ou les trémies de réception des usines de traitement pour les minéraux utiles.

Les charges sont déplacées par le transport de carrière. Leur volume et la direction sont plus au moins constants.

Suivant la direction des expéditions on distingue :

- Le flux concentrés : toute la masse minière est déplacée par une voie de transport ;
- Les flux dispersés : les charges sont transférées d'abord par une communication et après on les déplace par différents voies ;
- Les flux mixtes

Dans les carrières on utilise le plus souvent les flux dispersés de transport des stériles le calcul du processus dépend de :

- La distance de transport.
- La productivité de la carrière.
- Les caractéristiques des roches à transporter.
- Le type d'engin de chargement.
- Les conditions géologiques du gisement.
- Le profil des pistes (neutre).
- L'état des pistes.

En fonction de ces éléments, on choisit la meilleure solution à adopter pour chaque cas particulier, qui tient compte aussi des conditions topographiques du site choisie.

Les modes de transports utilisés dans les mines à ciel ouvert sont :

- Par camions.
- Par voie ferrée.
- Par convoyeurs.
- Par skips.
- Par couloir à chute (gravité).
- Combiné.

Les types des camions employés dans la mine de Kef-Essenoun sont :

- Camion CAT773F + Mercedes.
- Camion CAT Terex TR60. [3]

La photo suivante présente un camion de transport marque CATERPILLAR773F



Figure III.9:Camion de transport marque CATERPILLAR773F

La photo suivante présente un camion de transport marque Terex TR60



Figure III.10 :Camion de transport marque Terex TR60

III.2.8.1 Mode de transport utilisé à Djebel Onk (Kef-Essenoun)

Au niveau de la mine de Djebel-Onk, le mode de transport adopté est le transport par camions.

Dans la mine de Kef-Essenoun, les roches abattues sont transportées par deux types de camions :

- Caterpillar 773F et Terex TR60 vers le concasseur pour le minerai et vers les terrils pour les roches stériles. Ces camions ont été choisis en fonction de la productivité de la carrière, des caractéristiques des charges à transporter, du type des engins de chargement et de la distance de transport. [3]

a) Caractéristiques des pistes

La largeur de la chaussée des routes dépend des gabarits de moyens de transport, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation. Elle peut être déterminée par les formules :

- **Circulation à une seule voie**

$$T = a + (2 \times C), \text{ m.}$$

D'où :

a: largeur de la benne du camion, dans notre cas $a = 5,43 \text{ m}$

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

$$D'onc = 0,5 + 0,005 V$$

Avec :

V : la vitesse moyenne de circulation des camions dans notre cas $V = 45 \text{ km / h.}$

Donc :

$$C = 0,725 \approx 1 \text{ m}$$

Alors :

$$T = 5.43 + (2 \times 1) = 7.43 \approx 7.5 \text{ m}$$

- **Circulation à double voie**

$$T = 2 \times (a + C) + X$$

D'où :

X: distance entre les bennes des camions, dans notre cas $X = 2 \times C$; $X = 2 \text{ m.}$

Alors :

$$T = 2 \times (5.43 + 1) + 2 = 14.86 \approx 15 \text{ m}$$

Dans la mine de kef-essenoun la plus part des pistes à double voie et de T égale 15 à 20 m et plus.

- **Calcul de l'avancement annuel du front de travail**

$$V = \frac{Pan}{Lf - Hg - Ng} ; m/an$$

- **Pour le minerai**

Pan : Production annuelle de la mine, m³/an,

Lf: longueur du front de travail, m. dans notre cas :Lf = 780 m,

Ng: nombre du gradin en activité, Ng = 2,

Alors :

$$V = \frac{1625314.28}{780 - 15 - 2} = 70 ; m/an$$

- **Pour le stérile**

Pan : Production annuelle de la mine, m³/an

Lf : longueur du front de travail, m. Lf = 800 m

Ng : nombre du gradin en activité, m. Ng = 4

Alors :

$$V = \frac{6000000}{800 * 15 * 4} = 125 ; m/an$$

III.2.9 Forme et dimensions des blocs admissibles après les tirs

La forme et les dimensions du tas de roches abattues influent également sur le rendement des engins, la sécurité et l'efficacité des travaux miniers à ciel ouvert.

Les exigences aux dimensions et la forme du tas de roche sont dictées par la technologie appliquée et par le type d'engins utilisés.

Les principales exigences au tas des roches abattues sont les suivantes:

- Bon remplissage du godet d'excavateur tout le long du tas,
- Sécurité du travail.

Suivant la sécurité, la hauteur du tas ne doit pas dépasser la hauteur maximale de creusement de l'excavateur.

Les dimensions maximales admissibles des blocs de roches explosées se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir: [3]

➤ **D'après la capacité du godet de la chargeuse**

$$D \leq 0.8 * \sqrt{Eg}. \text{ (m)}$$

Eg : La capacité du godet de la chargeuse, dans notre cas :Eg= 6 m³.

$$D \leq 0.8 * \sqrt{6} = 1,95\text{m (m)}$$

➤ **D'après la capacité de la benne de camion**

$$D \leq 0.5 * \sqrt{VC}. \text{ m}$$

Vc: Le volume de la benne de camion, VC = 21.74 m³.

$$D \leq 0.5 * \sqrt{21.74} = 3.29 \text{ m}$$

➤ **D'après l'ouverture de la trémie du concasseur**

$$D \leq 0,8 * BC, \text{ (m)},$$

BC: La trémie d'ouverture du concasseur, BC = 1.2 m. $D \leq 0.5 * \sqrt{21.74} = 3.29 \text{ m}$

$$D \leq 0,8 * 1.2 = 0.96 \text{ m.}$$

III.2.9.1 Mise à terril

La mise à terril est l'un des processus technologiques d'exploitation à ciel ouvert qui consiste à déplacer les matériaux stériles provenant des chantiers et de les déposer dans des endroits réservés à cet effet.

Les terrils peuvent être :

- terrils Intérieur,
- terrils Extérieur,
- terrils Combiné.

Dans la mine de Kef-Essenoun le type existant est le terril extérieur. Au sud de la fosse, le stérile a été entreposé sous forme de décharges sur une épaisseur d'environ 150 m de terrain de couverture en place (rapport d'épaisseur découverte/minerai > 4,5).

À l'origine, il était prévu d'exploiter le minerai en souterrain, et la limite entre les réserves prouvées et probables est située approximativement sous les décharges.

Les décharges n'ont été observées qu'à l'extérieur de la mine. Leur hauteur était comprise entre environ 30 et 40 m. Leur angle d'inclinaison était de 50 degrés. En général, le déversement est possible à l'intérieur des fosses.

- Dans la mine de Kef-Essenoun, il y a actuellement deux dépôts de stériles :

Les stériles provenant des gradins supérieurs sont déposés dans le terril d'une distance moyenne de 800 m de la mine

- Ceux provenant des gradins inférieurs sont amenés dans le terril de distance moyenne 1500 m .[3]

III.3 Conclusion

Dans le calcul du volume des tranchées la variation de la largeur de la tranchée est ressentie lors de l'élargissement d'une première tranchée pour pouvoir construire une deuxième à un niveau inférieur.

Le tas répondant aux exigences indiquées assure la meilleure utilisation des excavateurs, des moyens de transport, de main-d'œuvre ainsi que la sécurité maximale des travaux dans le chantier.

La forme et les dimensions du tas peuvent être réglées par les paramètres des travaux de forage et de tir

Les roches abattues ayant $Dm \leq 1 m$ peuvent être chargées, transportées et concassées, les roches ayant $Dm > 1 m$ sont considérées comme des roches hors gabarits, et font donc l'objet d'un débitage secondaire.

Les roches stériles de dimensions $Dm \leq 1.39m$ peuvent être chargées et transportées vers le terril et celles supérieures à cette valeur sont considérées comme des blocs hors gabarits.

Le tir de production est une opération déterminante dans la mine. Cette opération conditionne le déroulement des autres opérations. Il faut donc veiller à l'améliorer nous proposons:

- Contrôler les trous, les profondeurs, et la maille, avant le déplacement de la machine.
- Matérialiser sur le terrain la limite de chargement.
- Les longueurs supplémentaires ne doivent pas être standardisées .Elles doivent varier en fonction du profil topographique de la volée et des caractéristiques de terrain pour ne pas recopier toujours les mêmes bosses du terrain.
- L'opérateur de la sondeuse doit toujours disposer d'un plan qui comprend des séquences de foration appropriées afin d'éviter le passage de la machine sur des trous déjà chargés.

Pour le chargement et les transports de phosphate et du stérile, les engins utilisés permettront d'assurer la sûreté de la production planifiée. Cependant, il faut souligner que le parc de la mine est équipé de plusieurs camions en réserve, qui sont utilisés en cas de panne, ou de besoin pour augmenter la production de la mine. [3]

Chapitre IV :
Les paramètres
influent sur le
résultat du tir

IV.1 Introduction

Un explosif est un corps simple ou un mélange de corps susceptible de se décomposer en un temps très court sous l'influence de la chaleur ou d'une action mécanique particulière en produisant une grande quantité de gaz porté à haute température. Le principal objectif des tirs dans les mines est d'avoir une fragmentation optimale de la roche. Le degré de fragmentation de la roche joue un rôle très important dans le but de contrôler et de minimiser le coût global de production y compris le chargement et le transport de la matière première. Les travaux de tir sont l'une des opérations de base de l'exploitation minière. Un tir efficace pour une géologie donnée, le volume de la roche à abattre et les conditions de sécurité sont les résultats d'un choix correct des types d'explosifs, leur quantité et la planification de tir. Il est important de connaître précisément le massif, afin d'établir son influence sur les résultats de tirs.

Le massif rocheux est caractérisé par la nature et les propriétés des roches qui le composent, ainsi que par un ensemble de paramètres concernant son état : stratification, pendage des roches, fractures (densité, orientation, comportement mécaniques, remplissage). L'influence de ces paramètres est en général connue de manière qualitative, mais pas de manière quantitative.

IV.2 Les Facteurs Incontrôlables

IV.2.1 Les résistances et les propriétés du matériau

Pour l'abattage des roches à l'explosif, les propriétés et les résistances du massif tel que (la densité, résistance à la traction, à la compression et au cisaillement, ainsi le module de Young, le coefficient de poisson et l'impédance) jouent un rôle très important ou influent considérablement sur la qualité de fragmentation désirée.

La fragmentation par l'explosif étant par nature un processus d'endommagement, les propriétés mécaniques des roches abattues, et notamment leur résistance à la rupture, jouent un rôle majeur dans les résultats de tir.

Il est généralement admis que les modes de rupture intervenant dans le processus sont multiples: compression, traction, cisaillement.

La résistance à la traction est théoriquement la propriété mécanique la plus importante de la masse rocheuse pour l'abattage. En effet, il est généralement admis que la fissuration et la

fragmentation de la roche se réalisent surtout sous un régime de contrainte de traction. Par ailleurs, les essais au laboratoire de Rustan, (1983) sur les matériaux naturels et synthétiques ont indiqué une relation entre la banquette critique et la résistance à la traction (**fig IV.1**).

Quant à la résistance à la compression, elle détermine le comportement de la roche au voisinage de la charge de détonation. Le module de Young est une indication de déformabilité de la matrice rocheuse. Plus celui-ci est important, plus il est difficile pour le gaz de l'explosion de comprimer et rompre la roche (Sassa et Ito 1970). [10]

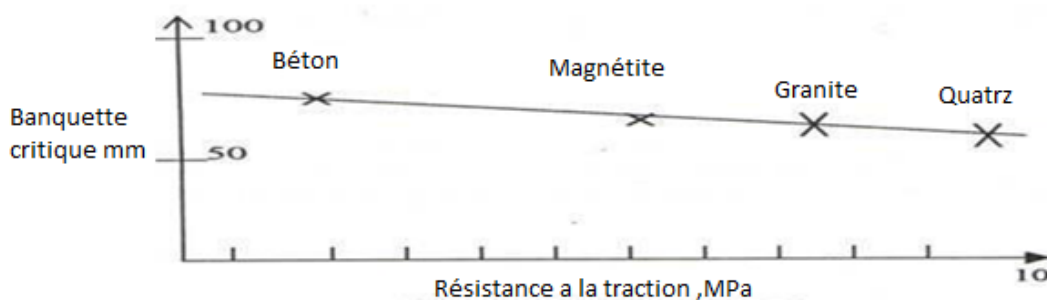


figure IV.1: la banquette critique en fonction de la résistance à la traction de la matrice rocheuse.

IV.2.2 Matrice rocheuse abattue

A) Propriétés structurales

Les caractéristiques géologiques de la matrice rocheuse abattue représentent le facteur d'influence à la fois le plus important et le moins contrôlable dans les tirs à l'explosif, la figure (IV.2) illustre deux conditions radicalement différentes de structure pour la masse rocheuse à abattre. [11]

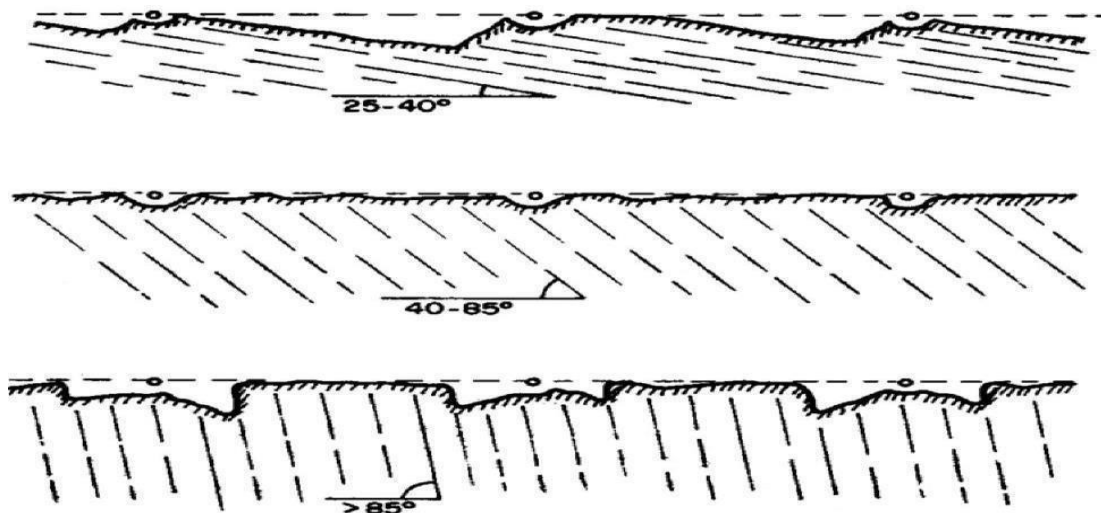
Les plans de discontinuités arrêtent la propagation de fractures dans la roche, la microstructure de la roche abattue et les déformations naturelles influencent et compliquent le processus de fracturation dynamique (création des fractures multiples et bifurcation des fractures individuelles). [12]



Figure IV.2: Différentes conditions de fracturation (photo personnel).

B) Discontinuités stratigraphiques et plans de fracturation

La présence d'une discontinuité peu remplie ou à remplissage peu résistant peut par ailleurs causer un échappement des gaz d'explosion et perturber la mise en mouvement de la roche abattue, L'orientation des jeux de discontinuités par rapport à l'orientation du gradin et des charges a une influence à la fois sur la portée et sur les formes d'arrachement observées après le tir dans les plans horizontaux vus en plan (Figure IV.3) et verticaux vus en coupe (Figure IV.4).



Figur IV.3: Formes d'arrachement produit en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif vue en plan .

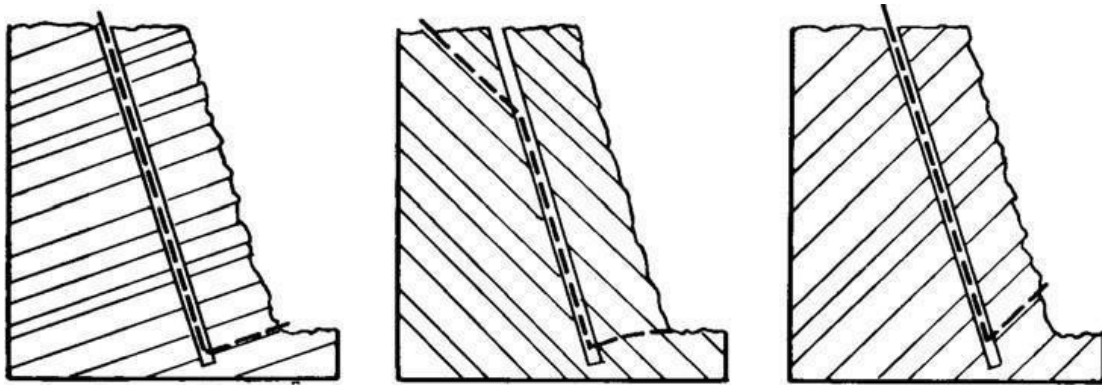


Figure IV. 4 :Formes d'arrachement produits en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en coupe . [13]

Si de telles structures (joints en particulier) sont présentées dans la mine ; comme montrées sur la figure I.5 la conception du tir devient plus complexe par la réduction des rayons d'influence des trous de mine lors de leurs détonations. Les gaz à haute pression qui doivent achever la bonne fragmentation seront court-circuités et s'échapperont par ces joints. Par conséquent, nous aurons beaucoup moins d'énergie pour fracturer la roche intacte. [14]

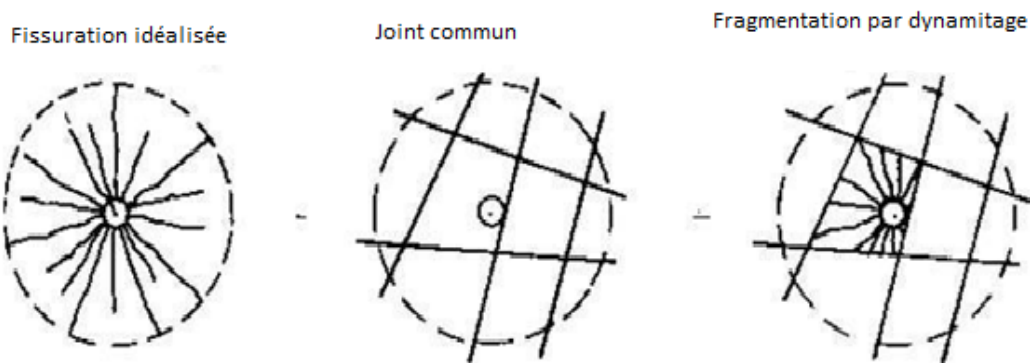


Figure IV.5: Système de joints autour d'un trou de mine détonant.

La figure IV.6 montre deux modèles de forages potentiels dans la roche fissurée. Les trous de petit diamètre (ou une maille limitée) fragmentent presque un bloc par trou explosé. On peut s'attendre à une bonne fragmentation. Par contre, les trous de grand diamètre (ou une maille large) explosent un grand nombre de blocs substantiels en grande partie isolés de l'effet de l'explosion par les joints. On aura sûrement une mauvaise fragmentation. [10]

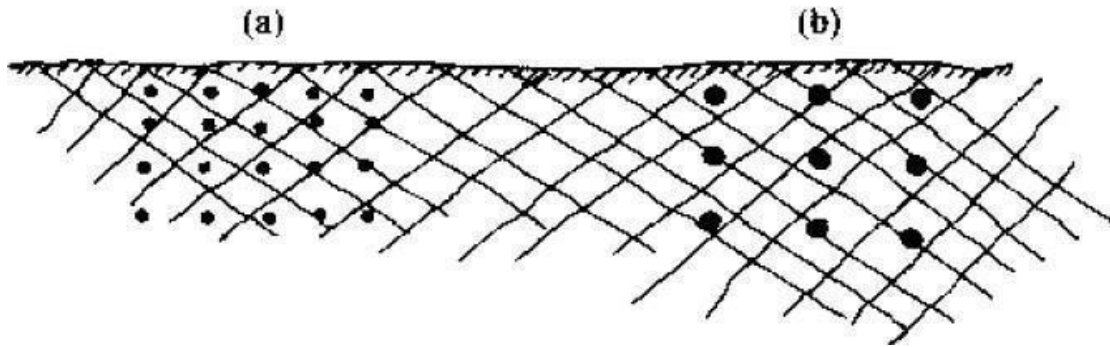


Figure..IV.6: Modèles de maille de tir dans les roches fissurées. [10]

La conclusion normale serait de forer tant que possible dans les roches présentant des discontinuités des trous de petits diamètres (ou de resserrer la maille de forage) pour mieux distribuer l'énergie explosive et obtenir une bonne fragmentation. Malheureusement les considérations économiques prouvent le contraire ; car un trou de grand diamètre est moins cher à forer qu'un trou de petit diamètre (sur la base de coûts par volume de roches abattues).

Sur **la figure IV .6** ,le modèle **(a)** aurait associé des coûts de forage et de tir plus élevés que le modèle **(b)**. En assignant le coût au degré de fragmentation, un modèle optimal peut être déterminé.

La direction du tir par rapport à l'orientation des structures principales (pendage et direction de pendage des joints) peut de même avoir un effet significatif sur les résultats du tir. Il y a trois cas à considérer d'après (Burkle, 1979) :

- ❖ Tir avec le pendage ;
- ❖ Tir contre le pendage ;
- ❖ Tir le long de la direction de pendage (Strike).

Dans le tir avec le pendage (Figure IV.7) on trouve :

- ❖ Une tendance d'obtenir plus de coupure arrière ;
- ❖ Moins de problèmes de pied ;
- ❖ Une plate-forme nette ;
- ❖ Un profil de tas bien étalé.

En tirant contre le pendage (figure IV.7) on trouve :

- ❖ Moins de coupure arrière puisque les strates plongent dans le mur ;
- ❖ Le pied est plus difficile à tirer (exige beaucoup de sous-forage) ;

- ❖ Un état plus approximatif du talus de gradin et de la plate-forme ;
- ❖ Un tas de roches moins étalé.

En tirant le long de la direction de pendage (figure IV.7) on constate que le talus peut être fortement denté en raison des différents types de roches en intersection avec le talus. Pour les mêmes raisons la coupure arrière sera irrégulière. Ce sont les conditions les plus mauvaises pour la bonne réussite des travaux de forage et de tir. Pour surmonter ces problèmes, la direction du tir peut être réorientée pour des conditions favorables.

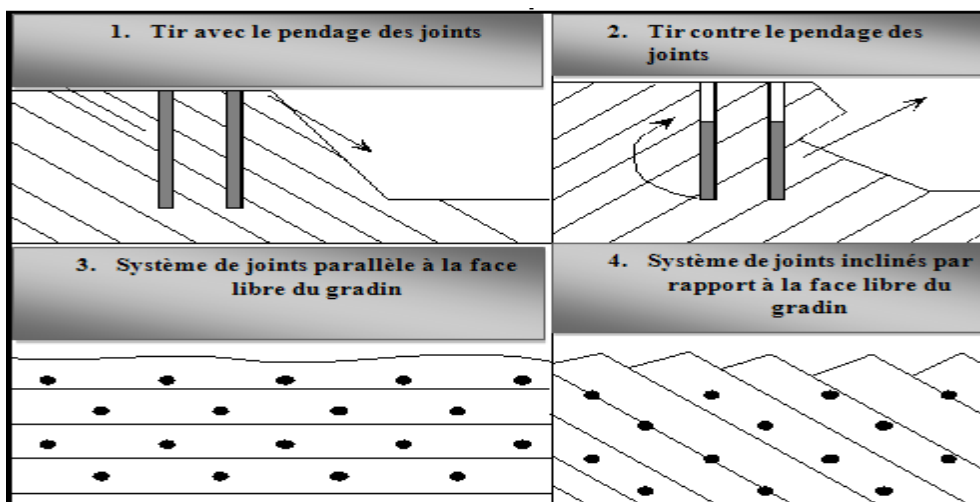


Figure IV..7: Orientation de la direction du tir par rapport à l'orientation des fissures.[10]

IV.2.3. Paramètres hydrologiques

La présence d'eau dans un terrain est toujours une source de préoccupation pour le mineur, elle influe généralement sur trois paramètres à savoir : [10]

A- La foration

L'eau a tendance à réduire la résistance de la matrice rocheuse et par conséquent à faciliter la pénétration de l'outil de foration. Cependant, la vitesse instantanée de la foration est augmentée. Par contre, la diminution de la résistance de la paroi du trou peut favoriser des éboulements localisés d'où des risques de coincement de l'outil de foration

B- Le choix de l'explosif

Le choix de l'explosif dépend aussi dans large mesure de présence d'eau dans le massif à abattre ou par des conditions climatiques, parce qu'il y a des explosifs sensibles à l'eau et

d'autres résistants (comme par exemple le nitrate-fioul, leur emploi est interdit lors de présence d'eau). Cependant c'est à l'utilisateur de bien choisir le type d'explosif ou jouer sur les techniques permettant la conservation ou la protection de l'explosif contre l'eau.

C- Le processus d'abattage

Le rôle exact de l'eau dans le processus d'abattage est l'objet de discussion et de controverse. On peut toutefois émettre les quelques idées suivantes :

- ✓ Rôle de l'eau comme élément de couplage de l'explosif au massif rocheux
- ✓ Rôle de l'eau comme agent de bourrage
- ✓ Rôle de l'eau contenue dans le massif rocheux dans la transmission de la vibration
- ✓ Rôle de l'eau dans la résistance du massif rocheux

IV .3. Facteurs contrôlables

IV.3.1. Facteurs liés aux trous

A. Qualité de la foration (déviation)

A.1. Introduction

Les résultats d'un minage sont beaucoup plus influencés par la qualité des forages destinés à être chargés en explosifs. La mauvaise qualité du forage se traduit le plus souvent par des déviations en plan ou en profondeur. Elles ont pour conséquences des projections de roches, l'obtention de gros blocs, des vibrations. Leurs causes sont multiples et peuvent concerner le matériel de forage, le foreur ou le massif rocheux. On n'admet généralement qu'une déviation de l'ordre de 2 à 3 % est tolérable. Il n'est cependant pas exceptionnel de voir sur chantier des déviations de 5 à 10 % ; voire plus.

La mauvaise qualité de la foration se traduit, le plus souvent, par des déviations bien visibles, dans le cas de découpage (figIV.9). Ou non directement visibles, dans le cas d'un abattage, mais aux conséquences parfois considérables : projections, production de blocs, voir dans les cas extrêmes ratés de tir, etc. [15]



Figure. IV.9: Déviation naturelle des forages causée par les strates du terrain (à gauche : avec tige guide pour limiter les déviations : à droite : sans tige guide). [16]

L'imprécision dans la direction de foration des trous est un facteur d'influence supplémentaire reconnu. Il est par exemple pris en compte par Cunningham, dans le modèle prédictif Kuz- Ram.

A.2. Cause de déviations en foration

Les déviations peuvent avoir des causes et souvent complémentaires à savoir : [10]

A.2.1. Déviations dues au matériel

Le matériel de foration doit être bien adapté au massif à forer, à la profondeur à atteindre et au diamètre de foration utilisé. Le matériel annexe (tiges, tubes, allonges, etc.) doit être lui aussi correctement dimensionné.

Il est par exemple illusoire de vouloir réaliser des forages de petits diamètres de plusieurs dizaines de mètres avec une machine équipée de tiges classiques et marteau hors du trou. On doit, dans ce cas, s'orienter de préférence vers des tiges guides ou une foration en gros diamètre avec marteau au fond de trou et tubes guides. (à gauche : avec tige guide pour limiter les déviations à droite sans tige guide).

A.2.2. Déviations dues au foreur

Le rôle du foreur est déterminant dans le résultat de la foration. Il doit être particulièrement sensibilisé au problème de la qualité et savoir que c'est lui qui conditionne l'essentiel du résultat du minage.

A titre d'exemple examinons les figures ci-dessous. Nous remarquons sur la (figIV.10) qu'avec l'augmentation de la profondeur du trou, des déviations sont inévitables. Ceci quel que soit le degré de poussée exercé. Elles sont beaucoup plus importantes lorsque le degré de poussée est grand. Les trous A, B et C sont de petits diamètres par rapport aux trous D, E et F.

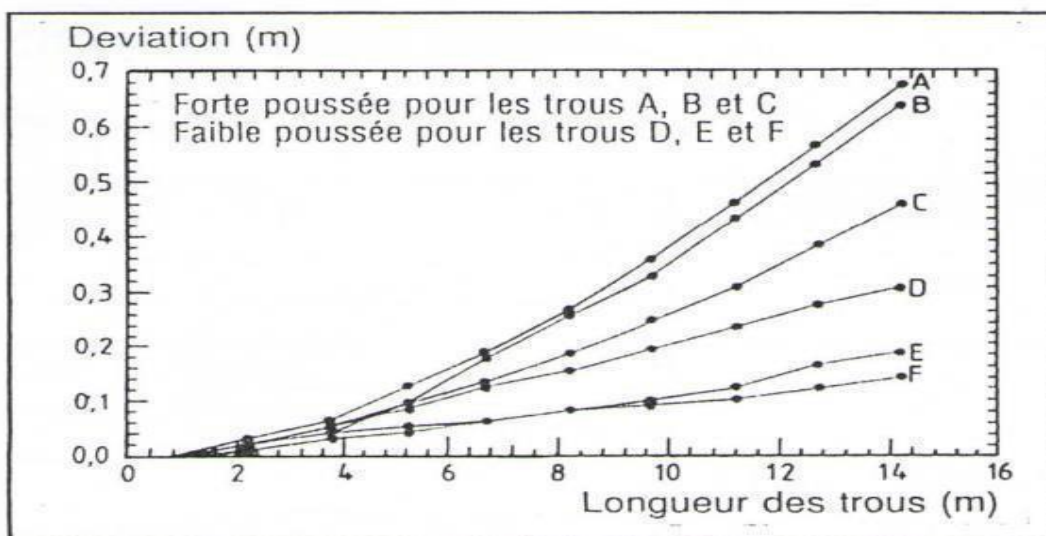


Figure. IV.10: Influence de la poussée axiale sur les déviations des trous. [10]

A.2.3. Déviations dues au massif

Il est généralement admis que la structure, les hétérogénéités ou les vides d'un massif entraînent des déviations de foration.

Les nombreuses constatations faites à posteriori sur les fronts de taille conduisent à dire que les déviations peuvent se faire perpendiculairement ou parallèlement aux discontinuités (fig IV.11). Dans la pratique, les deux cas de figure existent bien et c'est en fait l'angle d'inclinaison de taillant sur les discontinuités qui déterminera le sens des déviations.

D'une manière générale on admet que les déviations en foration doivent être inférieures à 3 % (30 cm pour 10m). Il n'est cependant pas exceptionnel de voir sur chantier des déviations très largement supérieures à ces valeurs.

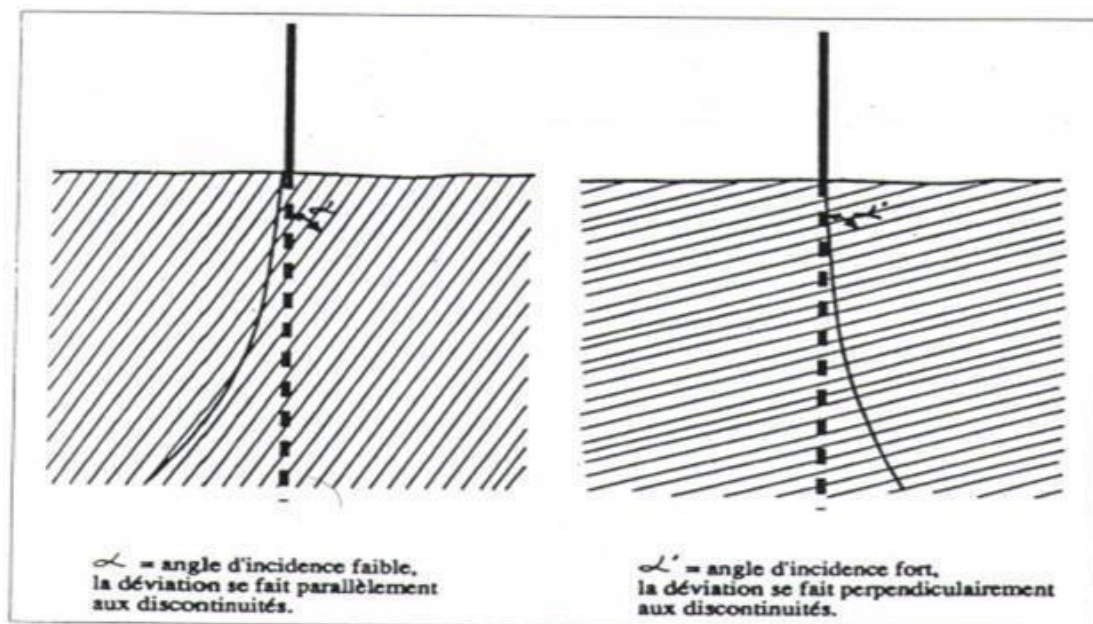


Figure. IV.11: Influence de la structure du massif rocheux (pendage des discontinuités) sur les déviations . [10]

A.3. Conséquences des déviations en foration

Nous avons vu que les dérivations étaient d'autant plus prononcées que les profondeurs étaient importantes. C'est généralement en pied de front de taille que les conséquences sont les plus prononcées.

Sur le figure ci-dessous donnée par Lownds (1976) ; un cercle de fragmentation doit se former lors de la détonation d'un trou de mine dans une maille carrée (théorie de la fragmentation). La partie hachurée sur ces figure correspond à des endroits non fragmentés après le tir.

La figure IV .12 nous laisse voir le cas idéal ou le cercle de fragmentation a été augmenté tout en maintenant la maille de forage idem (cela est possible par une augmentation du diamètre du trou et par conséquent une quantité d'explosif relativement élevée dans le trou). Sur la figure IV.13.A tous les endroits ont été fragmentés. Par contre une très minime partie sur la figure IV .13.B est restée non fragmentée malgré une déviation aussi importante. Si les trous étaient disposés en quinconce ; les choses allaient se passer autrement et beaucoup plus mieux encore

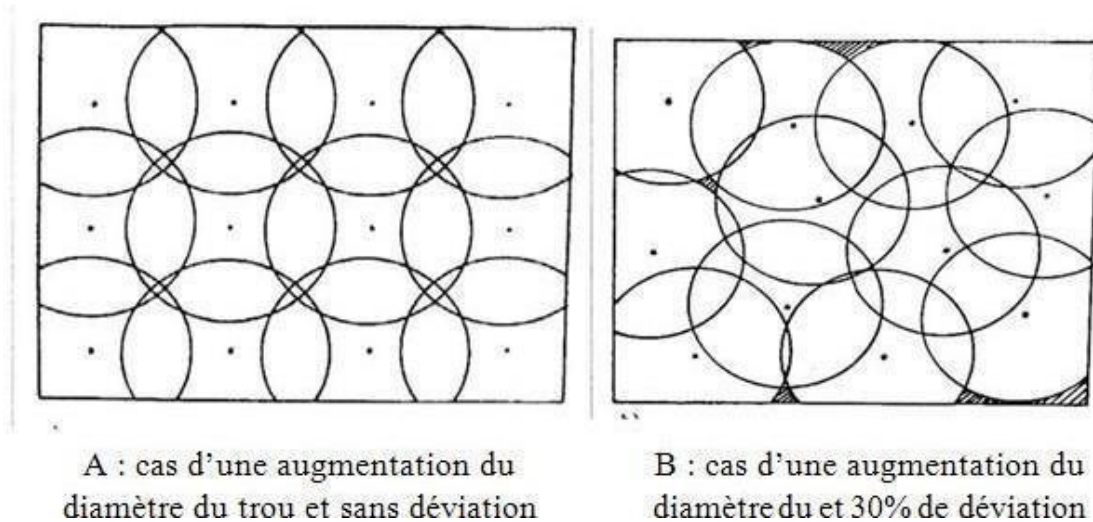


Figure.IV.12: Montrant les endroits non fragmentés dans la roche lors d'une augmentation du diamètre du trou ; sans et avec déviation de forage. [10]

L'exemple de la (figure IV.14) montre l'évolution de la maille dans des cas Extrêmes avec pour conséquences :

- ✓ Risque de projection en cas de banquette insuffisante (Banquette trop faible) ;
- ✓ Production de blocs (Banquette en pied trop forte) ;
- ✓ Présence de pied (Banquette en pied trop forte) ;
- ✓ Rate de tir (Maille trop importante) ;
- ✓ Rétro fracturation (Rapport de maille E trop faible) ;
- ✓ Risque de phénomènes de vibration (maille trop importante).

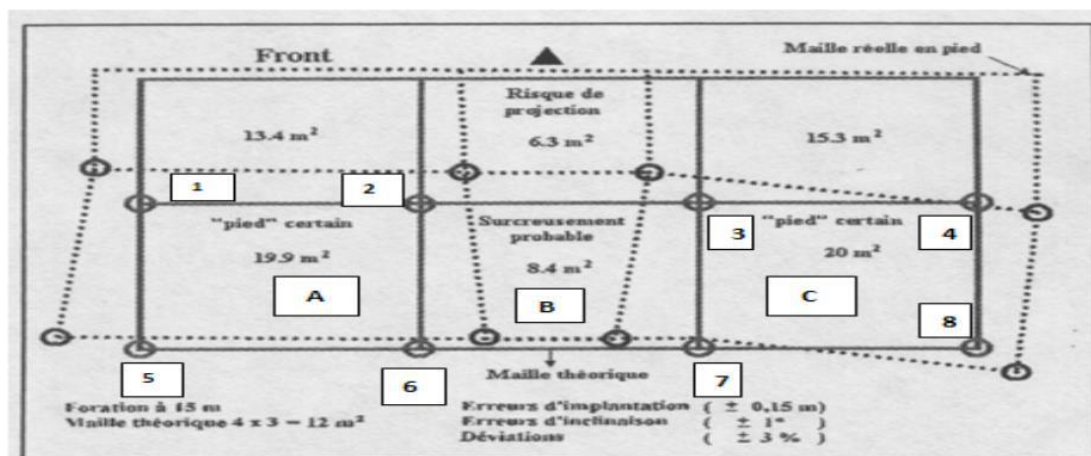


Figure.IV.13: Erreurs d'implantation, inclinaison, incidence sur la maille de forage.[10]

La figure IV.13 nous laisse voir le pied de gradin après le forage. La maille (A) qui était rectangulaire et équidistante à la surface s'est élargie au niveau des trous 5 ; 6 ; 1 et 2 pour

donner une forme trapézoïdale au niveau du pied de gradin. Dans ce cas il y aura un pied de gradin certain dû à une mauvaise répartition de la charge explosive, par contre, la maille (B) considérée comme l'inverse de la maille (A) avec un rétrécissement des trous 2 ; 3 ; 6 et 7. En plus un écartement des trous 2 et 3 vers le haut de la figure. Dans ce cas il y'aura un surcreusement probable au niveau des trous.

La maille (C) indique le décalage entre les trous 3 et 4 ; 7 et 8 pour former un parallélogramme au niveau du pied. On a un pied de gradin certain.

Ce qu'il faut retenir de ces figures c'est que les déviations dégradent l'uniformité de la fragmentation. Ils peuvent causer des gros blocs, des fronts mal taillés, des projections, des pieds de gradin. Les conséquences des déviations du forage dépendent du type de maille utilisé (carrée ou en quinconce) ; du diamètre du trou ; de la quantité d'explosif, du degré de rapprochement des trous, de la qualification du foreur. L'expérience montre que les mailles de tir disposées en quinconces contrôlent mieux les déviations.

A.4. Comment réaliser une foration de qualité

Différentes précautions correspondantes le plus souvent au simple respect des régies de l'art qui peuvent permettre l'amélioration de la qualité du forage :

- L'engin de foration doit pouvoir évoluer sur une plate-forme propre et plane ;
- Réaliser une implantation soignée de tous les trous ;
- Bien positionner la machine au-dessus de l'emplacement du trou préalablement trace tout en-respectant l'orientation par rapport au front de taille et l'inclinaison de la glissière ;
- L'engin de foration doit être parfaitement stabilisé ;
- Utiliser un taillant adapté et en bon état ;
- Amorcer le trou correctement de manière à ce que le premier mètre fore respecte l'orientation et l'inclinaison voulue.
- Afficher les réglages des machines (vitesse, poussée, pression d'air.) qui donnent les meilleurs résultats en accord avec les constructeurs (vitesse d'avancement optimisée) ;
- Être attentif à toutes les anomalies pouvant surgir et changer l'état d'avancement du taillant ou augmenter la fatigue des équipements (cliquetis, échauffement des allonges, traversées de failles risquant de dévier le taillant, écarts importants de la vitesse d'avancement, couleur des débris de foration... ;

- S'assurer d'un soufflage efficace tout en vérifiant la taille des débris de foration ;
- Vérifier la profondeur des trous sans oublier de compter le nombre d'allonges.

B. Le Diamètre du trou

Les résultats des travaux de certains chercheurs montrent qu'avec l'augmentation du diamètre de sondage, le degré de fragmentation diminue, cela peut être constaté par la formule empirique $d_s = 0,32d_m$, et facile à travers la (fig IV.14). explique ce phénomène par l'augmentation de la régularité de la distribution de l'explosif et l'accroissement du nombre de bloc du massif.

Baron L Dimidiuk.T et Janv. Argumentent qu'avec l'emploi de petits diamètres, on obtient une bonne régularité de distribution de l'explosif et un accroissement du nombre de blocs du massif se trouvant dans la zone d'action de l'explosion.

De même, on signale une diminution de perte d'énergie de charge et un accroissement du travail utile des explosifs.

Le diamètre du trou doit être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage. Un diamètre de charge plus grand a pour conséquence une vitesse de détonation plus élevée et donc plus stable. Ceci favorise un rendement meilleur de l'énergie qui aide à la fragmentation du massif. Cependant, cela peut conduire aussi à une distribution moins efficace de la charge, due à une longueur de bourrage assez importante. En outre, dans le cas où le massif est assez fracture, une grande maille, conséquence d'un diamètre plus grand, n'arrivera pas à effectuer la fragmentation désirée.

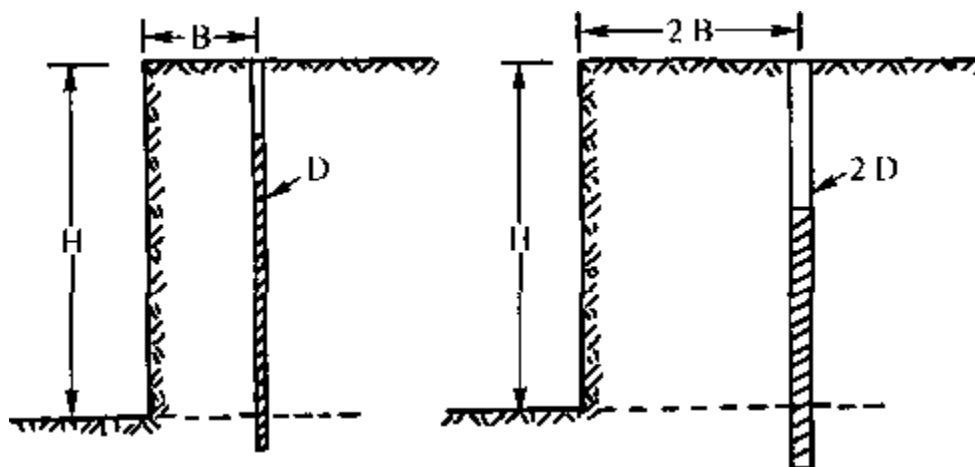


Figure.IV.14: Effet de l'augmentation du diamètre sur le fardeau .[10]

Le choix du diamètre du trou dépend aussi des certaines données à savoir :

- L'environnement : le niveau de vibration et de bruit dépend de la charge (qui dans la plupart des cas est celle d'un diamètre du trou de mine).
- La structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie, donc qui influencera directement sur le choix du diamètre de sondage.
- L'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner.
- La nature de l'explosif qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente.

Il existe une relation linéaire entre le diamètre des trous et la dimension linéaire admissible des morceaux de volées abattues (voir Fig IV.15)

Quantitativement cette relation peut être approximativement évaluée par le graphe tracé par Guidroroud. Obtenu sur la base du traitement des données de tir dans plusieurs carrières.

$$D = K \times C.$$

K : coefficient de proportionnalité (K=0,1...Tirabilité difficile).

K=0,2...Tirabilité moyenne.(K=0,3...Tirabilité facile).

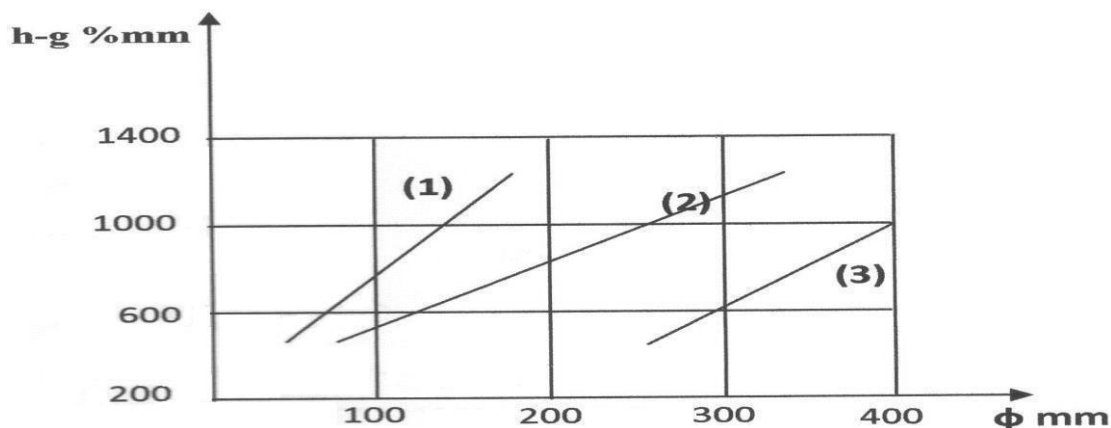


Figure IV.15 : Influence du diamètre des trous sur les débits de hors-gabarit. [10]

C. L'inclinaison du trou

Sur la base de l'étude du processus de développement du tir, il est aperçu que les méthodes des trous inclinés assurent la stabilité d'application des paramètres rationnels de disposition des charges dans le massif et de respecter leur stabilité pour n'importe quelle hauteur du gradin. D'autant plus que pendant le tir des charges inclinées, on crée le talus du

gradin sous l'angle donnée de foration, avec l'augmentation de l'angle d'inclinaison du trou on a :

- ✓ Augmentation de la distance et l'angle de projection du bloc .
- ✓ L'augmentation relative de la résistance des roches au pied du gradin,
- ✓ Au cours de l'utilisation des trous verticale, se présente la possibilité d'augmenter l'excès de forage.
- ✓ Le volume de la roche en dehors de la zone d'action de la charge dans la partie supérieure du trou.

Le bourrage dans le cas de trou incliné est moins que dans le cas des trous verticaux ceci favorise un meilleur arrachement de la roche du massif suivant la ligne des trous.

La généralisation de l'expérience d'application et l'analyse des recherches expérimentales permettent de souligner les conditions rationnelles d'application des trous inclinés qui sont les suivantes :(voir Fig IV.16).

- ❖ Lors du tir des roches à gros blocs et difficilement broyables ainsi que lors du tir des gisements des roches à gros blocs et difficilement tirables au pied par les trous verticaux .Les hors gabarit sont inévitables ;
- ❖ Au cours de l'augmentation de la hauteur du gradin ;
- ❖ Au cours de l'extraction sélective quand les contours du corps minéralisé sont inclinés par rapport à l'horizontale.

Dans les conditions citées, le choix de l'angle d'inclinaison des trous doit s'effectuer compte tenu de certains facteurs : pendage des couches ; l'angle du talus du gradin ; la dureté des roches ; les structures du massif.

Donc pour conclure, nous dirons que le forage par trous inclinés améliore :

- la qualité de fragmentation sans causer une hausse sensible de dépenses matérielles ou complications à titre organisationnel des processus de forage et de tir.
- Meilleure rupture du pied, avec moins d'effet de cratère ;
- Allongement du trou, donc des charges explosives plus favorables au rendement ;
- Moins de blocs en tête, avec moins d'effet arrière sur le bord du gradin ;
- L'inconvénient du rebord se trouve éliminé ;

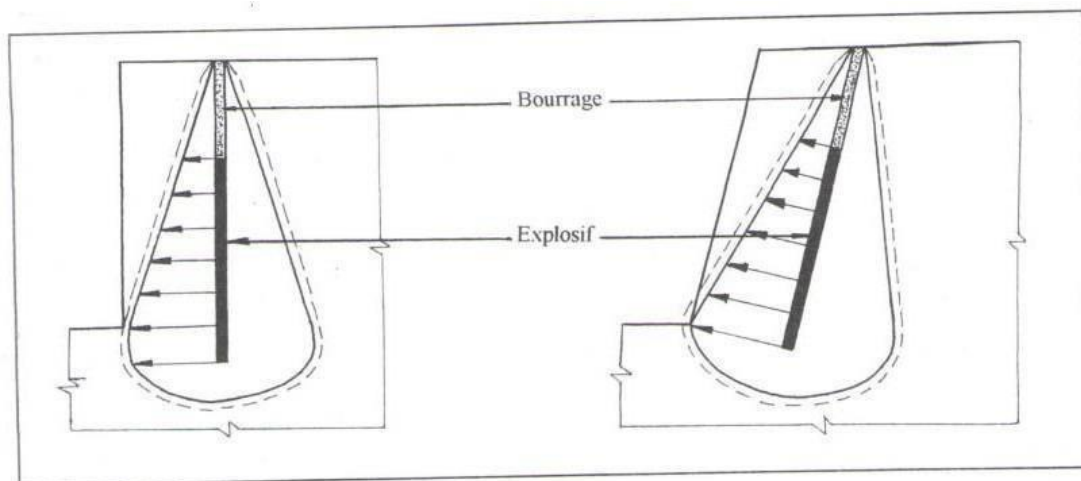


Figure IV.16: Schéma comparatif de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en position verticale et inclinée. [10]

En plus de ces avantages nous recherchons dans les paramètres du tas une largeur optimale, donc pour toutes raisons l'angle d'inclinaison des trous doit être soigneusement choisis en fin de répondre aux exigences de la fragmentation et de la largeur du tas des roches abattues.

D. Excès de forage (longueur de surforation) et la longueur du trou

La sous-foration sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin, en créant les conditions normales de travail des engins de chargement.

La longueur de sous-foration dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosif, de la résistance au pied (moindre résistance), des propriétés physiques et mécaniques des roches, etc.

D'habitude, la longueur de sous-foration varie de 0,5 à 3 m. Avec l'augmentation de la dureté de la roche, de la hauteur du gradin et de la résistance au pied, la longueur du sous-foration doit augmenter. pour les trous verticaux elle ne dépasse pas un tiers de la ligne de résistance au pied.

Une foration pour laquelle la précision de l'orientation est déficiente détériore généralement la qualité de l'arrachement dans la partie inférieure du gradin. Si par ailleurs, la profondeur finale des trous n'est pas correctement suivie et que cette imprécision de réalisation se conjugue avec les précédentes, l'apparition de pieds lors du déblayage du tir est

quasiment garantie. En effet, le bon arrachement des tirs nécessite une surforation partielle, dont la longueur dépend à la fois de la résistance du massif abattu et de l'orientation des strates dans celui-ci. Ces quelques points sont résumés dans le schéma de la Figure IV .17

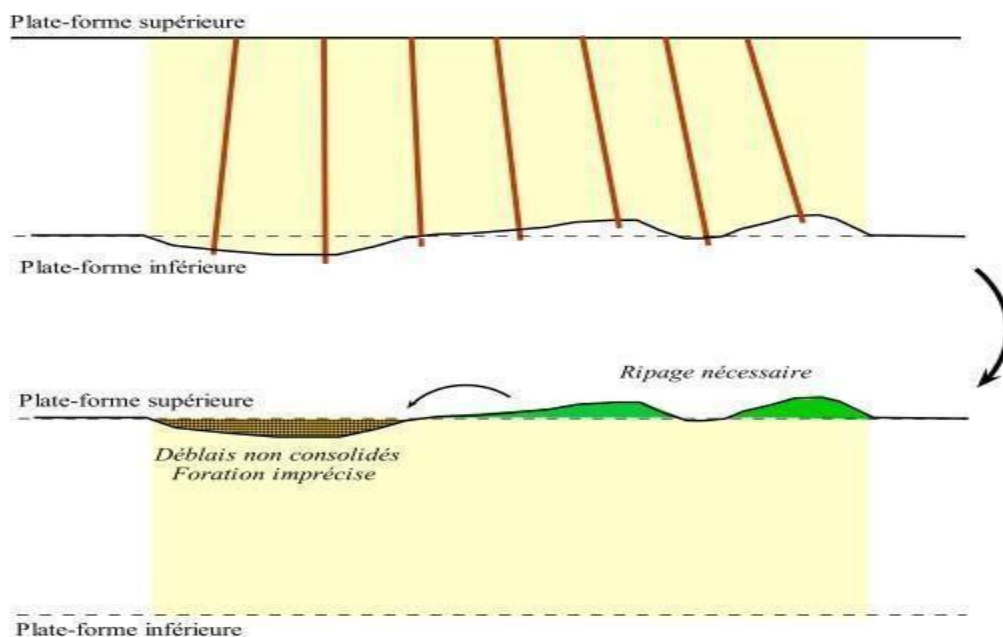


Figure.IV.17: Influence d'une surforation irrégulière sur la qualité de la plate-forme inférieure après tir . [12]

IV.3.2. Facteurs liés au Bourrage

A) Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous

Le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. En général, il dépend de la banquette. Dans les mines profondes, sa longueur doit être égale à la banquette, et il peut descendre à $(0,5 \cdot w)$ dans les courtes mines.

Dans la majorité des cas en mines et carrières à ciel ouvert, le bourrage se dispose d'une manière continue dans les trous. Comme il peut être discontinu lors de présence de fissures, d'hétérogénéité du gradin et de l'utilisation de gros diamètres des trous.

Le bourrage intermédiaire permet dans le premier cas d'obtenir un abattage sélectif, dans le second d'éviter la perte d'énergie, et dans le troisième d'éviter une surconsommation d'explosif.

Il dépend à la fois de la banquette et de l'amorçage. Il est proportionnel à la banquette. Pour un amorçage latéral en mines profondes, sa longueur doit être égale à la banquette. En

mines courtes il peut être faible : il peut descendre à 0,5 B dans ce cas, ainsi que lorsque l'amorçage est effectué en fond de trou en mines verticales profondes. Son efficacité dépend de sa nature : les gravillons non compactés sont particulièrement satisfaisants.

IV.3.3. Facteurs liés au plan de tir

a) Banquette

Cette dernière représente la distance entre l'arrêt supérieur du gradin et la première rangée de trous. Dans le cas d'une seule rangée des trous d'abattage, la banquette représente la largeur du volume à abattre par l'énergie explosive contenue dans la rangée. Les facteurs affectant le choix de la banquette sont :

Le diamètre ; la hauteur du gradin, l'inclinaison du trou, l'explosivité de la roche et la fragmentation prévue.

b) L'espace

On entend par Espace, la distance qui sépare deux trous voisins. En général un espace égal à 1,25 fois la banquette donne de bons résultats. Une bonne fragmentation peut être obtenue en variant l'espace entre (0,8 et 1,5) fois la banquette sans pour autant augmenter l'énergie de la charge spécifique.

c) Rapport de maille

Le rapport de maille égal au rapport de « l'espace » des trous sur « la banquette » dépend essentiellement des objectifs poursuivis :

- Pour une bonne fragmentation, le rapport doit être aussi élevé que possible, entre 1,2 et 1,5 ;
- Pour un bon profil de front, ou par commodité, il est souvent voisin de 1 ;
- Pour la production d'enrochement, il est recommandé de le réduire à une valeur inférieure à 1 ;
- Un compromis de 1,2 est généralement retenu ;
- Le rapport de maille réelle dans le tir à retard dépend de la séquence.

d) Présence des faces libres

Lorsque l'onde de choc rencontre une discontinuité, elle se divise en une onde transmise et une onde réfléchi. La répartition entre l'énergie transmise et l'énergie réfléchi dépend du rapport des impédances des matériaux d'une part et d'autre part de la discontinuité. Dans le cas de l'interface roche/air, la réflexion est presque totale (BLANCHIER et AL,1988). L'onde de compression se réfléchi alors en une onde de traction qui est responsable de la formation d'une fissuration parallèle au plan d'onde. ce phénomène bien connu est appelé Ecaillage.

Dans la plupart des cas, les charges sont amorcées en présence d'une surface libre. Il est universellement reconnu que celle-ci favorise le bon fonctionnement du tir. Lorsqu'elles l'atteignent, les ondes de choc incidentes compressives créées lors de la détonation d'une charge sont réfléchies sous forme d'ondes de traction. Ce phénomène, à la fois connu et prouvé, provoque notamment de l'Ecaillage à proximité immédiate de la surface libre.

La photographie présentée dans la Figure IV.19 met clairement en évidence l'écaillage produit par explosion d'une charge à forte brisance à la surface d'un barre en acier.

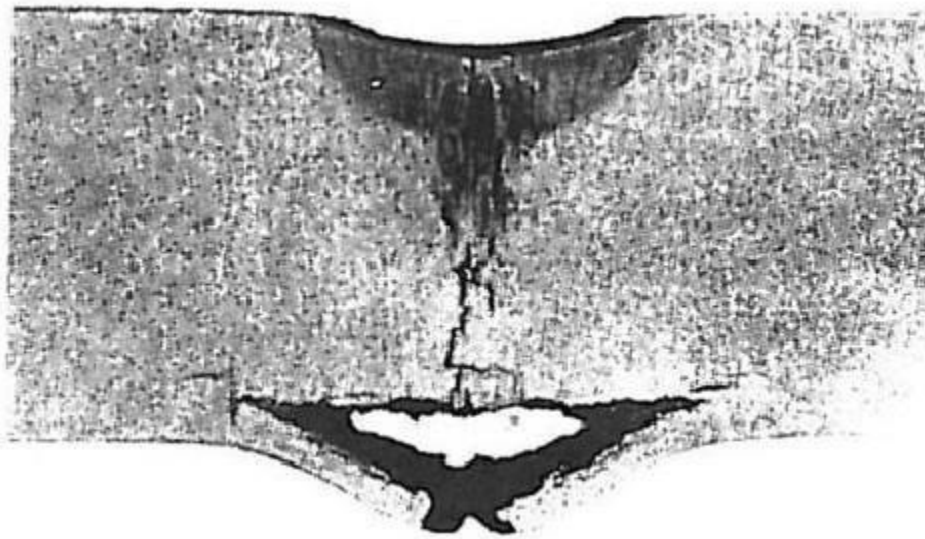


Figure IV.18: Ecaillage d'une barre métallique soumise à l'impact en surface d'un explosif brisant Christmann.[17]

e) Paramètres géométriques

Les paramètres géométriques déterminent la répartition des charges dans l'espace et concernent les caractéristiques du trou telles que son diamètre sa longueur, son inclinaison ainsi que la disposition des trous dans le gradin.

Les lignes de tir sont classiquement disposées en configuration parallèle ou en quinconce .la figure suivante représente les principaux types de mailles (voir Figure IV.19).

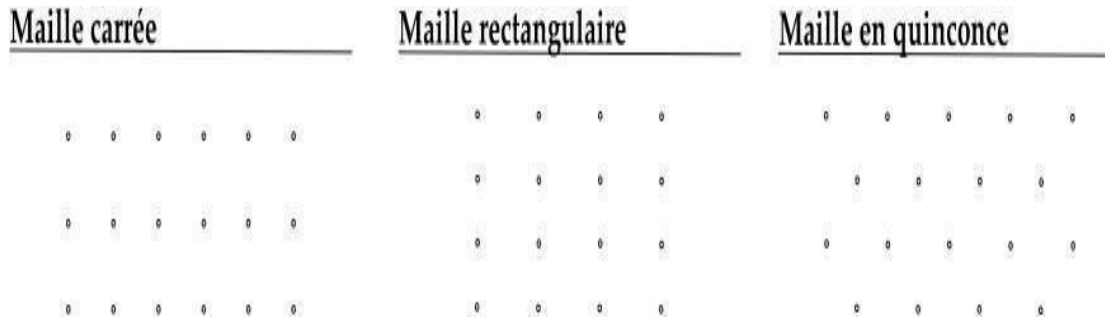


Figure IV.19: Principaux types de mailles utilisées pour les tirs en ciel ouvert.[12]

f) Influence de la consommation spécifique de l'explosif

La consommation spécifique de l'explosif, dont dépend la réserve totale de l'énergie de la charge, est un des facteurs qui influent sur l'action de destruction des explosifs et sur la qualité de fragmentation des roches.

Cependant l'expérience et les observations sur le terrain permettent de donner une appréciation relative sur la résistance au tir. Pour le calcul approximatif de la consommation spécifique de l'explosif, on doit tenir compte

- 1) Des résistances des roches à la compression, à la traction et au déplacement par la relation suivante : $q = f(\sigma_{copm} + \sigma_{tr} + \sigma_{dép})$.
- 2) Du nombre de surfaces libres, On recherche le plus grand nombre de surfaces dégagées pouvant permettre la réflexion de l'onde de choc. $q = f_2(N_{sd})$.
- 3) Du degré de fragmentation (n), son augmentation dans un massif de roches fissurées entraîne la croissance proportionnelle de la consommation spécifique de l'explosif. $q = f_3(n)$.
- 4) De la masse volumique de la roche (γ), l'énergie de l'explosion est consommée pour surmonter la pesanteur (la pression des terrains) et pour donner aux morceaux des roches fragmentées l'énergie cinétique. $q = f_4(\gamma)$

En réalité, une augmentation de la consommation spécifique de l'explosif ne peut être atteinte que par concentration des sondages, c'est-à-dire réduction de la distance entre eux , Cet état accroît la concentration des contraintes de traction le long de la ligne de sondage et provoque le détachement anticipé d'une partie de ce massif.

Les figures IV.20 et 21 montrent la dépendance des fractions hors-gabarits en fonction de la consommation spécifique de l'explosif.

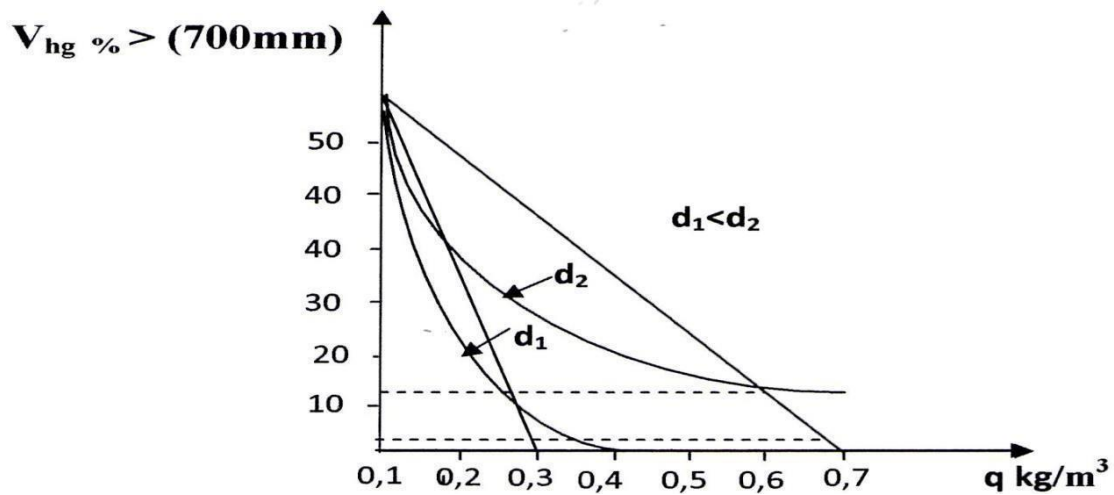


Figure IV.20: Dépendance du débit des hors - gabarits en fonction de (q) pour différents de diamètres des charges et même tirabilité [10]

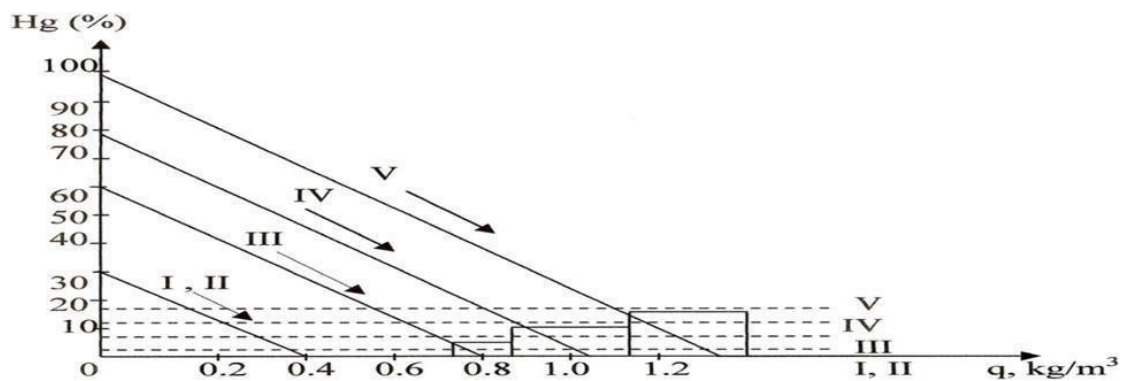


Figure.IV.21: Dépendance des fractions hors-gabarits en fonction de la consommation spécifique de l'explosif . [10]

Des objectifs technico-économiques et autres engins de l'exploitation : même si le coût de l'explosif est relativement faible dans le coût d'exploitation, son prix est pris en compte dans son choix mais les exploitants tendent de plus en plus à l'associer au coût de la foration et au coût du chargement du tas qui sont des postes plus élevés qui varient dans le sens inverse de celui de l'explosif. Par ailleurs, les objectifs de fragmentation et de foisonnement interviennent sur le choix de l'explosif (voir figure IV.22).

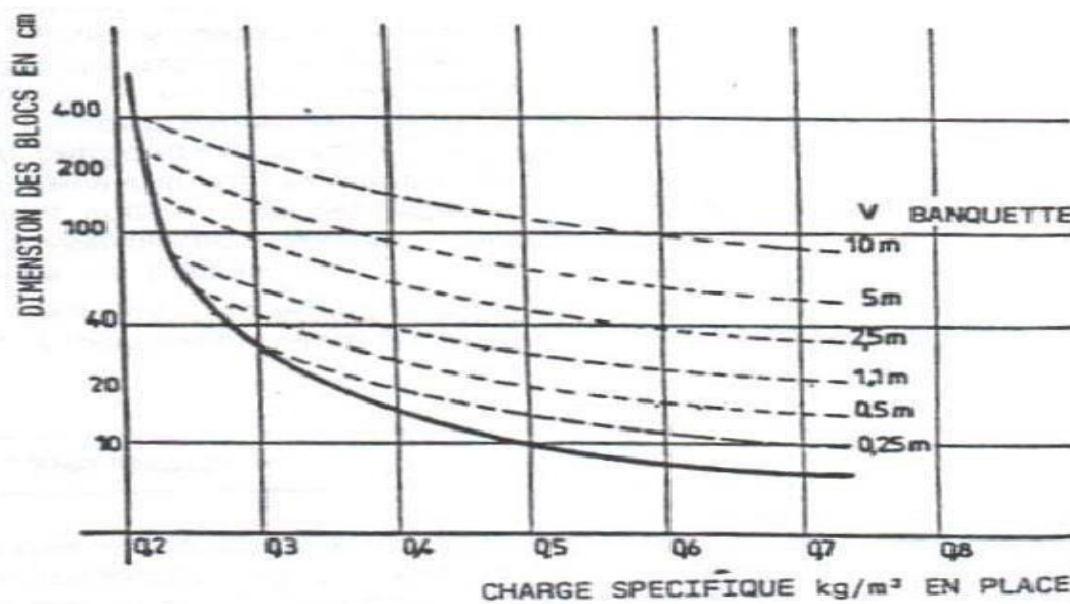


Figure.IV.22: Blocométrie en fonction de la charge spécifique pour différentes valeurs de w [10]

En conclusion, on peut dire qu'il n'existe pas une valeur finale de la consommation spécifique d'explosif qui nous assure un débit des fractions des blocs hors gabarits égaux à zéro.

g) Type d'amorçage

Pour qu'une molécule d'explosif se décompose il faut lui apporter un minimum d'énergie dite énergie d'activation. Il existe de très nombreuses manières d'apporter cette énergie volumique. Elles se traduisent toutes par un phénomène de transfert thermique rapide et ont pour origine des chocs, des frottements, des étincelles, échauffement, inflammation, compression, ondes de choc, etc.

Celui-ci dépend :

- de l'explosif : l'amorçage (et non l'initiation traitée ci-après) résulte essentiellement des caractéristiques de l'explosif ; sa force dépend de la sensibilité de l'explosif ;
- du diamètre du trou de mine : la sensibilité de l'explosif augmente avec le diamètre (et le confinement) ;
- de l'environnement : l'amorçage en fond de trou diminue généralement les vibrations ;
- Les objectifs du chantier : les objectifs de forme de tas ou de qualité de plateforme donnent généralement la préférence à l'amorçage en fond de trou.

La chaîne pyrotechnique de l'amorçage se compose :

1. D'un générateur thermique (mèche lente ou perle d'allumage de détonateur électrique) ;
2. D'un explosif primaire ; D'un explosif secondaire (voir fig IV.23).

L'initiation d'explosif primaire se fait généralement par plusieurs systèmes d'amorçage tel que : les détonateurs électriques et non électriques (mèche et cordeau détonant). Ensuite l'explosif primaire initie en détonation explosif secondaire.

On peut dire aussi qu'il y a deux types d'amorçage :

1. Le premier dit : Amorçage ponctuel (par détonateur électrique). L'amorçage se fait perpendiculairement à l'axe du trou et la détonation n'a pas le temps d'atteindre son régime stable. La charge détonne à vitesse faible. Avec ce type d'amorçage on aura les résultats suivants :
 - Diminution de la projection des massifs sous-jacents...;

Bonne fragmentation générale et plus particulièrement dans la zone du bourrage.

- Le deuxième s'appelle : Amorçage latéral (par cordeau détonant). (Voir Fig IV.24) .Avec ce type d'amorçage, l'explosif atteindra rapidement sa vitesse de détonation optimale qui restera de plus régulière le long de la colonne.

Au cours d'un tir, avec un amorçage latéral, l'onde de choc se propage presque perpendiculairement à l'axe du trou de mine.

Dans ce cas de l'amorçage latéral, les gaz sont formés d'abord en tête de colonne.

L'expulsion du bourrage est rapide qui entraîne des projections éventuelles et en conséquence le déplacement du pied et de l'ensemble du tas est plus faible.

On peut donc attendre de l'amorçage latéral :

- Un rendement parfois plus faible de l'explosif ;
- Une fragmentation moins poussée du massif ;
- De la projection éventuelle ;
- Un déplacement du pied insuffisant ;
- Des blocs au niveau du bourrage.

La figure suivante représente le schéma de disposition d'explosif par amorçage fond de trou mono et bi-étage :

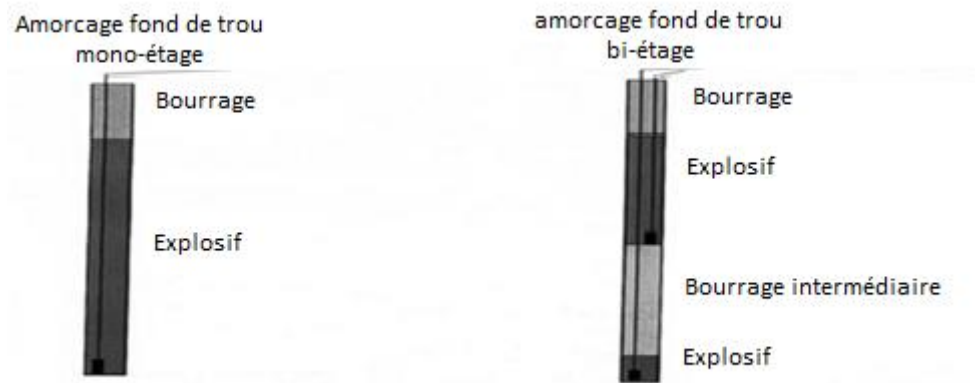


Figure IV.23: Schéma de disposition d'explosif par amorçage fond de trou mono et bi-étage [10]

La figure suivante représente le schéma montrant le sens d'initiation de la charge explosif :

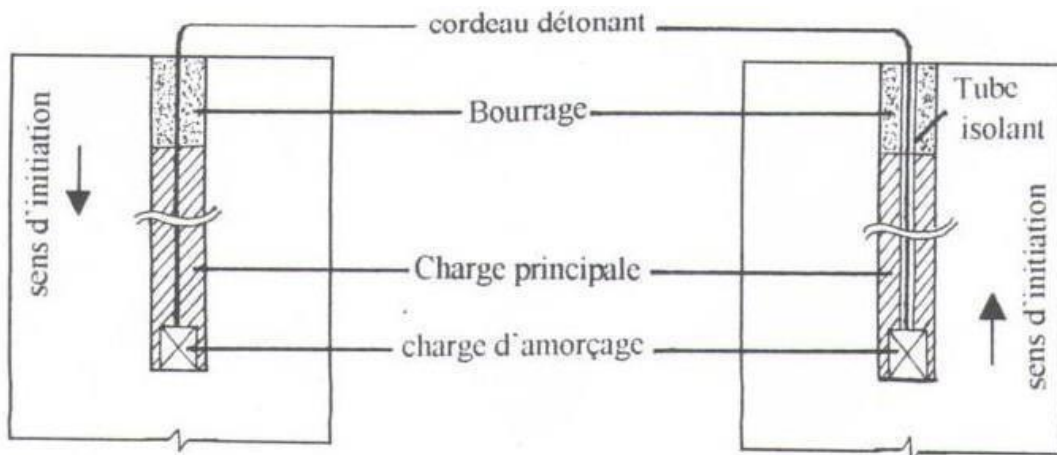


Figure IV.24: Schéma montrant le sens d'initiation de la charge explosif. [10]

Le schéma d'initiation des charges à partir du bas est plus efficace car il augmente l'effet du tir de la charge dans le massif dans une large mesure et permet de traiter le pied du gradin. Cette influence est montrée par la fig IV.24.

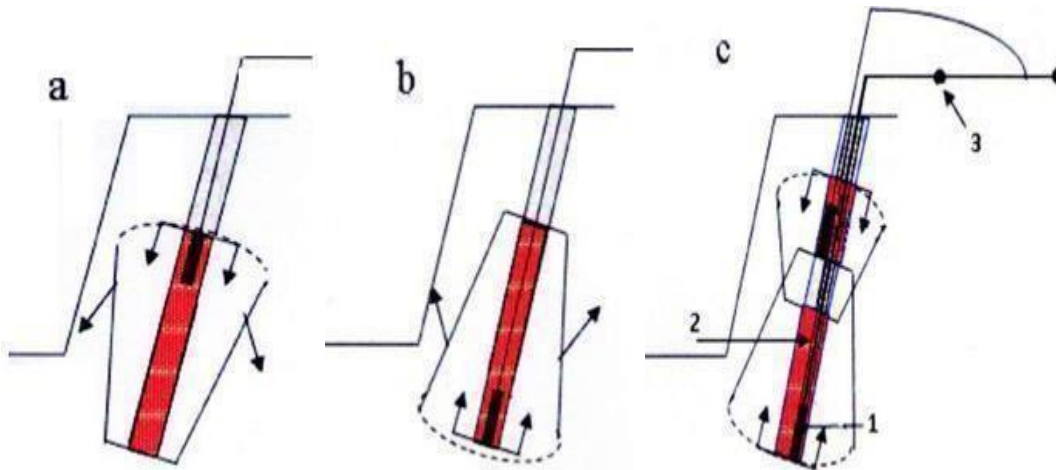


Figure IV.25: Variation de l'état de contrainte du massif en fonction de la direction de l'initiation des charges . [10]

- a) du haut vers le bas ;
- b) du haut et du bas simultanément ;
- c) du bas vers le haut ;

1-cartouche d'amorçage ; 2- Tube isolant le cordant ; 3- Détonateur à microretard.

h) Séquence d'initiation

L'utilisation de retards entre trous et lignes permet l'abattage successif des portions d'un plan de tir. La roche abattue par les premiers trous doit déjà avoir amorcé son mouvement lorsque les trous à sa proximité immédiate détonent, pour favoriser la qualité du tir et du tas abattu. D'autre part, l'introduction de retards à l'amorçage est un impératif environnemental

Incontournable, puisque les vibrations produites en champ lointain par des charges détonant dans ligne même plage de temps sont Cumulatives.

On peut voir sur la Figure IV.26 Influence qualitative du choix des retards sur la direction de mouvement des lignes abattues. Une mauvaise conception du plan d'amorçage peut avoir une influence dramatique sur la qualité du résultat de tir.

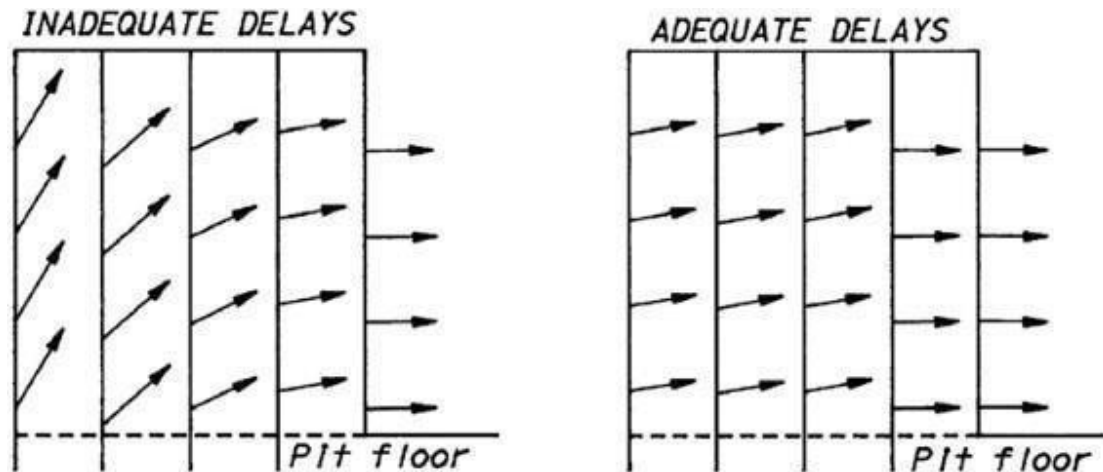


Figure IV.26: Effet du choix des retards entre lignes sur le dégagement des rangées abattues . [17]

i) Influence du micro-retard

L'amorçage instantané facile à réaliser correctement présente une grande sécurité contre les ratés de tir. On lui reproche d'ébranler sérieusement les terrains avoisinants et de fractionner insuffisamment les roches. A l'inverse, la mise au point d'un schéma de tir à micro retard est beaucoup plus délicate. Les relais utilisés sans méthode précise peuvent la cause d'incidentes sérieux (ratés de tir, masse fissurée et non étalée). Mais correctement utilisé ce type d'amorçage diminue de façon certaine l'ébranlement des terrains avoisinants et améliore le plus souvent la fragmentation.

La meilleure efficacité du tir est atteinte pendant une combinaison correcte des retards optimaux correspondant aux propriétés physico-mécanique des roches à abattre et au schéma de tir.

Le problème de l'emploi optimum du micro retards est très difficile en raison des phénomènes de réflexion d'onde de choc et d'interférence qui dépendent de la nature et de la forme du massif rocheux.

IV.3.4. Facteur explosif (type d'explosif)

IV.3.4.1. Introduction

On modélise le comportement des roches en laboratoire à partir de tests de durée limitée. Les propriétés mécaniques des roches dépendent de leur nature pétrographique, de leur état d'altération et de leur structure. Ce sont des caractéristiques intrinsèques matériaux.

Les principaux tests mécaniques comportent des essais de compression simple. Ils permettent d'établir des modules ou des coefficients (Young, poisson, poussée) qui caractérisent le comportement de la roche sous des contraintes telles que :

- ❖ **Pression statique** : poussée des terrains,
- ❖ **Pression dynamique** : action des explosifs.

Les substances explosives ont des effets différents selon leur mode de décomposition : la combustion simple, la déflagration. Et 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. Il nécessite pour être bien compris un court développement théorique.

La détonation est une réaction chimique exothermique qui se propage dans l'explosif, couplée avec une onde de choc. Le phénomène conduit à une vitesse de détonation stable. Il est auto-entretenu par l'énergie dégagée par la décomposition de l'explosif.

Cette réaction chimique exothermique donne des gaz (sur-tout CO_2 et H_2O) dont la température est comprise entre 1000 et 4000°C, la pression est de 1000 à 25000MPa soit 10 à 250 kbars. La vitesse de détonation est comprise entre 1000 et 8000 m/s plus généralement 2000 à 7000 m/s pour les explosifs civils. [10]

IV.3.4.2. Mode d'action de l'explosif dans le massif rocheux

❖ Énergies d'explosion

Lors de détonation d'explosif, ce dernier libère 2 types d'énergie nécessaire et complémentaire pour arracher la masse rocheuse.

a. Energie de choc

L'énergie de choc produite par la détonation d'une charge explosive se détermine en exploitant le pic de pression, observé au moyen d'un capteur piézo-électrique immergé à distance de la charge, le pic de pression varie au cours du temps suivant une relation bien déterminée.

L'énergie de choc de détonation est alors déterminée à partir de l'intégrale par rapport au temps du carré de l'amplitude du pic de pression.

Une énergie de choc véhiculée par une onde de choc (c'est-à-dire de contrainte) et transmise dans le milieu connexe ; c'est celle qui agit comme un marteau et qui brise le massif.

b. Energie de gaz

L'énergie de gaz est, par définition, le travail mécanique maximum susceptible d'être récupéré si l'on imagine une détente (adiabatique réversible) de gaz formé, depuis l'état comprimé dans le trou de mine, jusqu'à la pression atmosphérique.

Une énergie des gaz qui s'exprime sous la forme d'un gaz à très hautes température et pression se calcule facilement et varie entre 2 et 5 MJ/Kg d'explosif. En fait, la est une donnée plus significative puisque cette énergie est libérée pendant de l'ordre de la milliseconde, c'est celle qui pousse la roche vers l'avant. (Voir fig. IV.27) [10]

Remarque : pratiquement en fonction de la roche en choisira :

- Un explosif à forte énergie de choc et plus forte énergie de gaz pour les roches dures.
- Un explosif à forte énergie de gaz et plus faible énergie de choc pour les roches tendres.

IV.3.4.3. Fragmentation de la masse rocheuse

Plusieurs facteurs qui contribuent à la fragmentation servent à la déformation du massif rocheux et parmi ces facteurs,

On peut citer deux facteurs principaux induite par le tir qui doivent être considérés..

- ❖ L'action dynamique.
- ❖ L'action quasi – statique de la haute pression des gaz.

Le premier est l'action dynamique de l'onde de choc, qui dure quelques millisecondes, et qui émanent de la détonation du trou de mines.

La pression maximale de l'onde génère un écrasement autour de la charge qui sert à l'augmentation le diamètre du trou de quelque centimètre. Cette variation résulte des contraintes de traction importante qui se traduisent par une fissuration radiale. (Voir fig IV.28).

La colonne d'explosif est transformée en quelques millisecondes en colonne de gaz.

Ces gaz à haute pression (600 à 900 MPa) et haute vitesse (7800 à 2200 m/s) entartant violemment en contact avec la paroi et créent une onde de choc sur l'interface explosif gaz/roche.

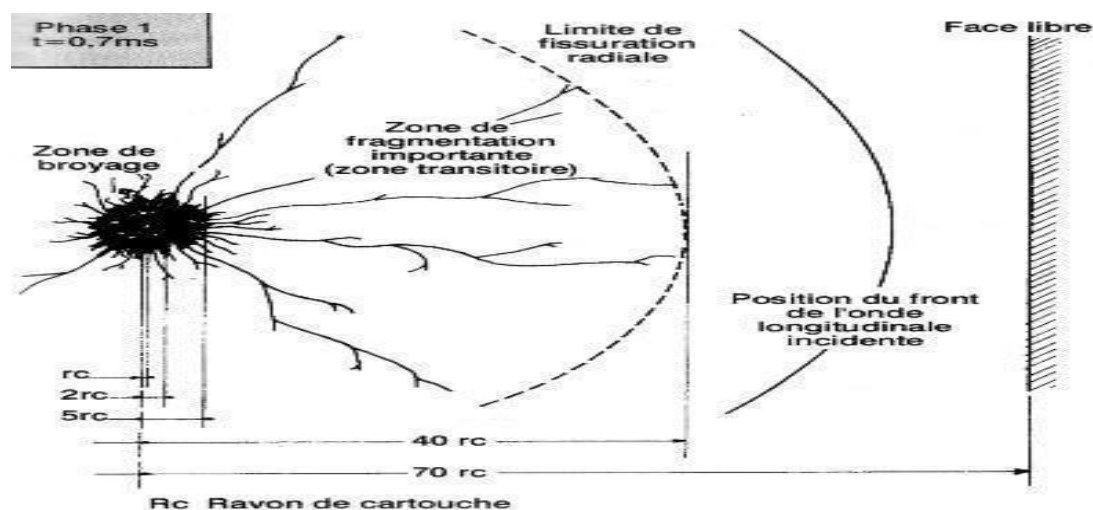


Figure IV.28: Effet des ondes de choc sur la roche . [18]

Zone détruite

La résistance à la compression de la roche est liée étroitement par les contraintes de compression à proximité de la paroi du trou, et des propriétés dynamiques de la roche. Cette dernière dépend de la densité du massif et de la vitesse de détonation qui liée approximativement par la densité de l'explosif. La décroissance des contraintes est toutefois très rapide de sorte que, de 3 à 5 RC (rayon de la charge), elles reviennent en deçà de la résistance à la compression de la roche. Voir (figIV. 29).

D'autre part et dans le milieu rocheux était homogène et indéfini on n'observe pas des effets de l'onde de choc donc le front d'onde rencontre assez rapidement des discontinuités.

Lorsque l'onde de choc atteint le front de taille, elle se réfléchit. La roche étant très résistante à la compression mais peu à la traction ($R_T = R_C/20$), l'onde réfléchie dépasse largement R_T , elle provoque un phénomène de fissuration sensiblement parallèle au front de taille. Cette onde réfléchie se propage vers l'arrière et va croiser le réseau de fissuration radiale précédemment formé.

Pratiquement dans le même temps, les gaz résiduels pénètrent dans les fissures et les écartent et la pression diminue.

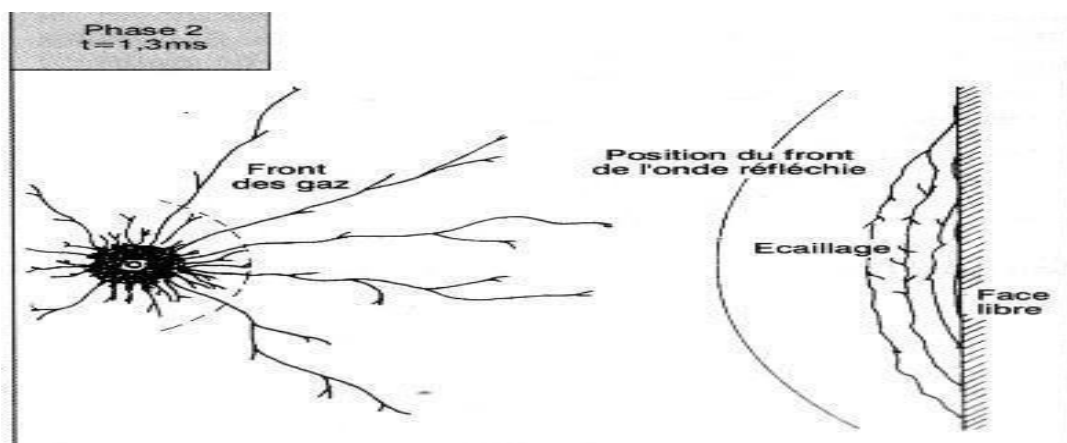


Figure IV.29: Développement de la fissuration. [18]

Le second est l'action quasi-statique des hautes pressions des gaz générées pendant le tir immédiatement après la détonation, le trou de mine est rempli de produits de la détonation des gaz sous de hautes pressions à haute température. A proximité immédiate du trou de mines, la pression de ces gaz est suffisante pour générer une contrainte de compression dans la roche, généralement plus élevée que la résistance à la compression de la roche elle-même. Cela crée un anneau de roche broyée autour du trou, les fragments de roches sont typiquement réduits à la taille millimétrique.

Plus loin à partir du trou de mines, cependant, l'onde de choc en propagation induit des contraintes de traction dans la matrice de roche, causant la propagation et l'union des pores et fissures naturelles. Ce processus de fragmentation particulier évolue par la suite par l'action des hautes pressions des gaz du tir qui pénètrent à l'intérieur de ces fissures en les élargissant ensuite. Cette fragmentation macroscopique du tir est accentuée par la réflexion de l'onde de choc sur les surfaces libres de la masse rocheuse. (Fig IV.30)

La distribution granulométrique est contrôlée par l'extension de la propagation des fractures, adhésion, union et interaction de l'onde de choc en propagation avec quelques surfaces libres, ainsi que les propriétés physiques de la matrice rocheuse.

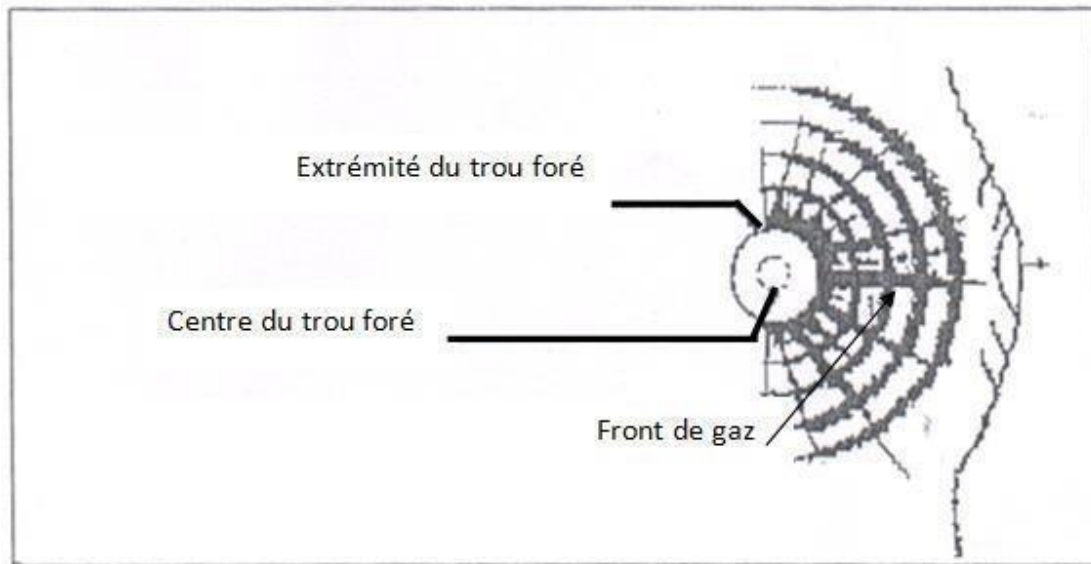


Figure IV.30 : Effet de la haute pression de gaz . [18]

Zone de fissuration radiale

Des fissures radiales se développent autour de la cavité jusqu'à ce que la contrainte tangentielle devienne inférieure à la résistance dynamique en traction de la roche. Ceci peut couvrir des distances comprises entre 20 et 50 r. (voir figure IV.31).

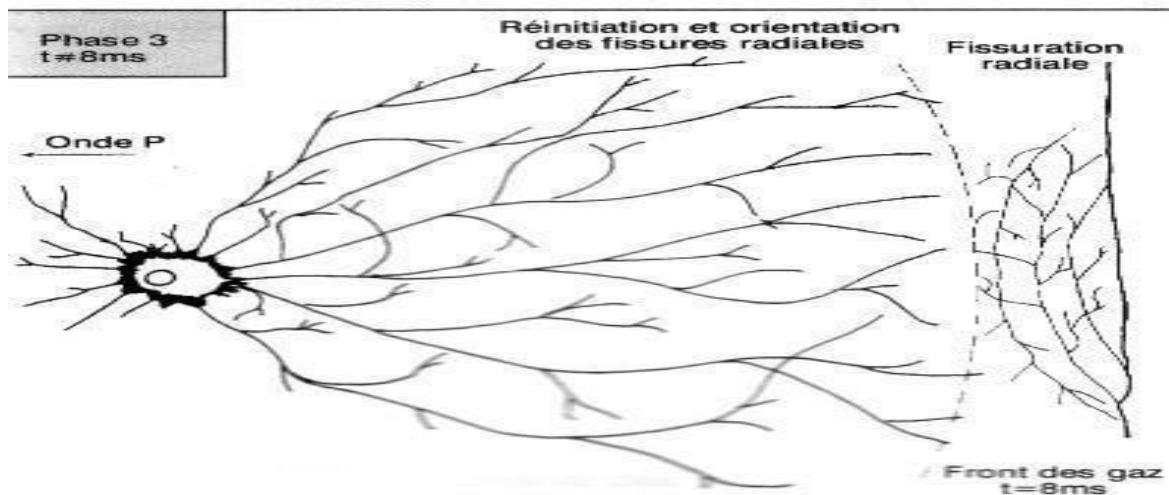


Figure IV.31: Apparition des fissures radiale sous l'effet de haute pression de gaz.[18]

Etat final de la fragmentation

La propagation de la détonation engendre une pression dynamique sur la paroi du trou, qui augmente quelques centimètres. Cette pression à la paroi crée des contraintes de traction longitudinales tendent à allonger le trou qui provoque la destruction de la roche (onde de choc) d'un niveau élevé à la zone d'écrasement. Au voisinage de cette zone ces contraintes excèdent largement les résistances en traction et en compression de la roche qui est écrasée. La contrainte tangentielle maximale qui trouve loin de la charge reste supérieure à la résistance en traction aide à l'apparition d'une fissuration radiale dense est développée, selon la géométrie du tir. Voir (figure IV.32).

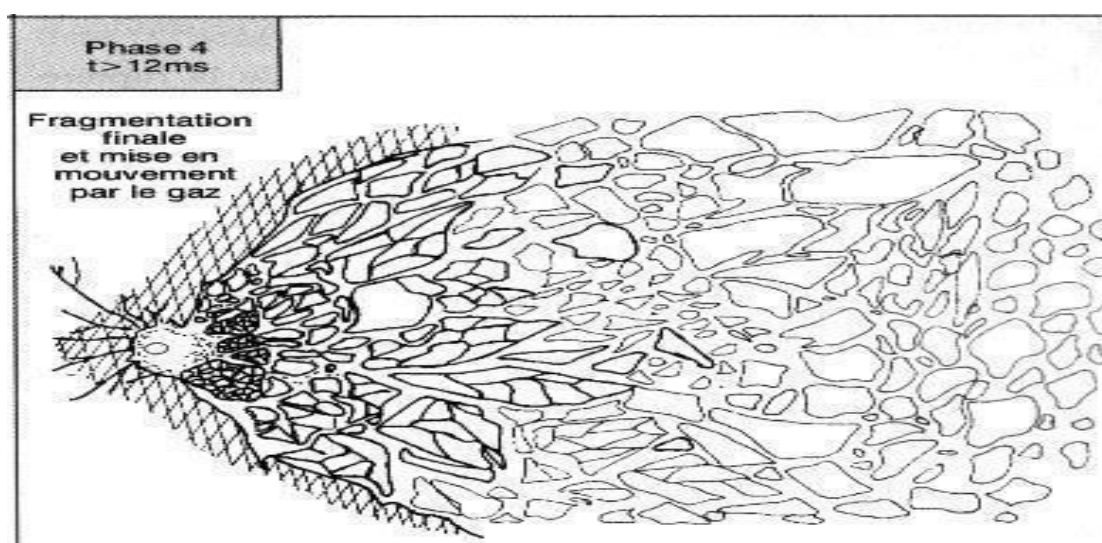


Figure. IV 32: Fragmentation finale de la roche . [18]

IV.3.4.4. Le Choix de l'explosif

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

Des études entreprises notamment aux (USA) et (Canada) et reprises dans certains pays européens, ont montré que le transfert de l'énergie de l'explosif vers le rocher est meilleur lorsque le rapport.

IV.4. Conclusion

L'analyse des paramètres et facteurs influençant l'abattage des roches à l'explosif, nous a permis de bien cerner le problème posé et de déduire qu'en dehors de la série de facteurs influençant l'opération d'abattage des massifs rocheux, on distingue les discontinuités naturelles, qui jouent les principaux rôles dans la réussite de l'opération d'abattage.

Donc la chaîne technologique d'un plan de tir, son efficacité est plus affectée par les discontinuités structurales y compris failles, joints et autres et les conditions climatiques que par les propriétés de l'explosif.

Chapitre V :
Partie spéciale

V.1 Introduction

Dans la carrière de Kef Essenoun on a constaté une mauvaise planification au niveau des travaux de forage et de tir qui a engendré une mauvaise fragmentation et présence de hors gabarits.

Ceci influe négativement sur les autres processus (chargement, transport et concassage).

Afin de résoudre ces problèmes on va analyser et étudier certains paramètres de travaux de forage et de tir, dont le but de trouver une méthodologie pour optimiser et améliorer la fragmentation des roches par l'explosif et diminuer ainsi le pourcentage de hors-gabarits.

Le présent est scindé en deux parties A et B

- La partie A sera consacrée à la présentation des photos montrant les résultats de tir exécutés et au calcul de certains paramètres des travaux de forage et de tir (indice de forabilité, nombre de sondeuses et la consommation d'explosif).
- La partie B sera consacrée à présenter un aperçu général sur le logiciel utilisé Wipfrag

V.2 Partie A

V.2.1 Paramètres des travaux de forage et de tir

Les paramètres des travaux de forage et de tir utilisés dans la carrière de Kef Essenoun sont représentés dans les tableaux suivants :

V.2.1.1 Tir réalisé le 19-03-2023

❖ **Phosphate** (Tonnage abattu = 30000 tonnes)

Gradin de phosphate de forme irrégulier : Niveau 751 m fosse de la carrière Nord-Ouest coté Est.

Tableau V.1: Les paramètres de tir du 19-03-2023

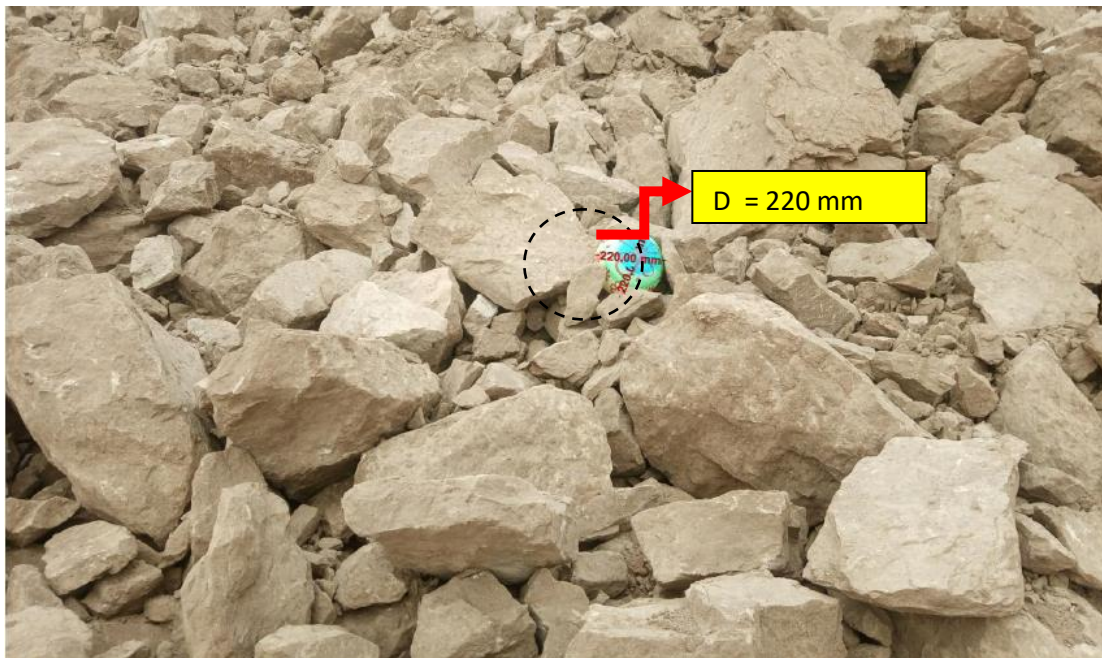
Nbr Tr	Hg(m)	A (m)	W (m)	N rangé	D (t/m ³)
46	14	4.5	4.5	1	2.3

Tableau V.2 : Quantité des explosifs et des artifices du 19-03-2023

Quantité des explosifs et des artifices	
Milanit ANFO (kg)	3800 kg
Marmanit (kg)	460 kg
Cordeau dét (20g/m)	625 m
DEM R N°06 (pcs)	47 pcs

- La consommation spécifique d'explosif : ($Q=142 \text{ g/t}$)

La figure suivante représente le résultat de tir dans le gradin de phosphate exécuté le 19-03-2023

**Figure V.1: Résultats de tir de phosphate du 19-03-2023**

V.2.1.2 Tir réalisé le 20-03-2023

- ❖ **Stérile** : (Tonnage abattu = 24800 tonnes)

Deux Gradins de stérile de forme irrégulière : Niveau 733 m fosse de la carrière Nord-Ouest coté Est .

Tableau V.3: Les paramètres de tir du 20-03-2023

	Nbr Tr	Hg	A (m)	W (m)	N rangé	D (t/m ³)
Tir n°01	22	15	4.5	4.5	1	2.4
Tir n°02	08	12	4	4	1	2.4

Tableau V.4: Quantité des explosifs et des artifices du 20-03-2023

Quantité des explosifs et des artifices	
Milanit ANFO (kg)	2625 kg
Marmanit (kg)	280 kg
Cordeau dét (20g/m)	450 m
DEMR N°06 (pcs)	31 pcs
Fil de tir 2cd (m)	500 m

- La consommation spécifique d'explosif : ($Q=117.2 \text{ g/t}$)

La figure suivante représente le résultat de tir dans le gradin de stérile du 20-03-2023



Figure V.2: Résultats de tir du stérile du 20-03-2023

V.2.1.3 Tir réalisé le 22-03-2023

- ❖ **Phosphate** (Tonnage abattu = 15300 tonnes)

Gradin de phosphate de forme irrégulier : Niveau 739 m fosse de la carrière Nord-Ouest coté Est.

Tableau V.5: Les paramètres de tir du 22-03-2023

Nbr Tr	Hg(m)	A (m)	W (m)	N rangé	D (t/m ³)
32	13	4	4	1	2.3

Tableau V.6 : Quantité des explosifs et des artifices du 22-03-2023

Quantité des explosifs et des artifices	
Milanit ANFO (kg)	1900 kg
Marmanit (kg)	280 kg
Cordeau dét (20g/m)	425 m
DEM R N°06 (pcs)	33 pcs

- La consommation spécifique d'explosif : (**Q=142.5g/t**)

La figure suivante représente le résultat de tir dans le gradin de phosphate , exécuté le 22-03-2023

**Figure V.3 : Résultat de tir de phosphate du 22-03-2023**

V.2.1.4 Tir réalisé le 23-03-2023

- **Phosphate** (Tonnage abattu = 19500 tonnes)

Gradin de phosphate de forme irrégulier : Niveau 707 m fosse de la carrière Nord-Ouest cotée Est.

Tableau V.7: Les paramètres de tir du 23-03-2023

	Nbr Tr	Hg	A (m)	W (m)	N rangé	D (t/m³)
Tir n°01	21	12	4.5	4	1	2.3
Tir n°02	27	08	4.5	4	1	2.3

Tableau V.8 : Quantité des explosifs et des artifices du 23-03-2023

Quantité des explosifs et des artifices	
Milanit ANFO (kg)	2725 kg
Marmanit (kg)	340 kg
Cordeau dét (20g/m)	550 m
DEMR N°06 (pcs)	52 pcs

- La consommation spécifique d'explosif : ($Q=157.2$ g/t)

La figure suivante représente le résultat de tir dans le gradin de phosphate , exécuté le 23-03-2023



Figure V.4: Résultat de tir de phosphate du 23-03-2023

La figure suivante représente le résultat de tir dans le gradin de phosphate , exécuté le 23-03-2023



Figure V.5: Résultat de tir de phosphate du 23-03-2023

V.2.2 Exigences technologiques aux travaux de forage et de tir

Il est établi que la qualité de la préparation des roches au tir a une influence importante sur les indices techniques et économiques des processus technologiques postérieurs, et sur les indices principaux de travail des entreprises minières.

Les travaux de forage et de tir en carrières doivent assurer :

- ✓ Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches ;
- ✓ Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebords ;
- ✓ Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimension nécessaires ;
- ✓ Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement ;
- ✓ Action sismique minimale pour les installations au jour et l'environnement ;
- ✓ Dépense minimale et grande sécurité du travail. [19]

V.2.3 L'explosif et les accessoires

V.2.3.1 Objectif du tir

La méthode d'abattage à l'explosif est en général utilisée dans les carrières de roches massives et dures. En effet, dans le cas de roches dures, les procédés d'extraction continus ne sont pas possibles, l'abattage à l'explosif est alors une alternative qui présente l'avantage de

fragmenter des volumes de roche importants, et ce avec des moyens limités en termes d'engins (foreuse et engins de chantiers pour la reprise) et une mise en œuvre assez restreinte.

A partir d'une succession d'opérations a priori simples, implantation et foration de trous, chargement et amorçage des explosifs, l'abattage à l'explosif va avoir différents objectifs :

- Assurer la sécurité en premier lieu ;
- Abattre un grand volume des roches ;
- Une granulométrie adaptée aux installations, avec une proportion de blocs et de fines la plus réduite possible ;
- Assurer une bonne géométrie des fronts sur la carrière avec :
 - une bonne sortie du pied ;
 - un bon alignement des fronts et de la plate-forme.
 - Des effets arrière réduits. [1]

V.2.3.2 Les types d'explosifs utilisés dans les mines :

On distingue quatre types d'explosifs :

- **Les dynamites** : Les dynamites contiennent de 10 à 90 % de nitroglycéroglycol (NGL), mélange de nitroglycérine et dinitroglycol, composant qui assure la qualité antigel de la dynamite. La nitroglycérine est très sensible au choc et à la friction et sont à manipuler avec des gants pour limiter l'effet toxique de la nitroglycérine.
- **Les explosifs nitrates** : Les explosifs nitrates sont à base d'ammonium 80% environ et d'un explosif pur (TNT, pentrite).
- **Les émulsions** : Les émulsions sont des mélanges de deux liquides : du nitrate d'ammonium en solution aqueuse emprisonnées dans une matrice liquide à base d'huile, l'ensemble étant stabilisé par des tensioactifs.
- **Les nitrates fuels (ANFO)** : Les nitrates fuels sont constitués de nitrate d'ammonium 94% en grain et d'huiles minérales en général du fuel domestique 6%.

V.2.4 Choix du type d'explosif

Le choix de l'explosif dépend généralement des propriétés physiques et mécaniques des roches, et principalement de la tirabilité.

Au site Kef Essenoun on utilise la Marmanite de **10 à 20%** et l'Anfomile **80 à 90%**. [1]

Tableau V.9 : Caractéristique technique des explosifs (ONEX) [1]

Paramètres	Marmanite III	Anfomile
Densité normale	1.05	0.9
Diamètre d'une cartouche (m)	80	Vrac
Vitesse de détonation (m/s)	4200	2500
Poids de l'explosif (kg)	2.5	25
Longueur de la cartouche (cm)	50	/
Résistance à l'eau	Moyenne	Faible
Aptitude de travail (cm ³ /10g)	360	320

La figure suivante représente l'explosifs utilisé dans Kes Essenoun (marmanite et anfomile) .



Figure V.6 : L'explosif utilisé dans Kef Essenoun (marmanite et anfomile)

V.2.5 Abattage des roches

V.2.5.1 Mode d'abattage

Le choix de la méthode d'abattage des roches dépend des facteurs suivants :

- ✓ Du type de roches, et leur état naturel ;
- ✓ Des propriétés physico-mécaniques et technologiques des roches ;
- ✓ De la production ;
- ✓ Des paramètres techniques des engins et des équipements miniers disponibles et des exigences fixées à la qualité de minerai extrait. Compte tenue la dureté de la roche.

La méthode d'abattage dans la carrière de Kef Essennoun est par explosif.

L'abattage à l'explosif peut être réalisé par :

- Trous de mine : de 1.5m de longueur, et de diamètre de 32 à 75mm, il est utilisé pour l'exploitation sélective, l'exploitation de gisement très mince ;
- Trous profonds : de profondeur jusqu'à 5 m, de diamètre jusqu'à 320 mm ;
- Trous de poche : au pied du gradin ;
- Fourneaux de mine : ce mode est pratiqué pour le déplacement des roches dans une direction nécessaire. [10]

V.2.6 Détermination de la résistance des roches au tir (tirabilité)

V.2.6.1 Mode de forage

On distingue les modes de forage suivants :

- ❖ Forage rotatif ;
- ❖ Forage percutant.
- ❖ Forage roto-percutant

Le mode de forage dépend de plusieurs facteurs tels que des propriétés physico-mécaniques des roches, de la longueur et du diamètre du trou à forer, de la production annuelle de la mine. [10]

Le choix du type de la sondeuse est basé principalement sur les facteurs suivants :

- L'indice de forabilité (DF) ;
- Le diamètre du trou ;

V.2.6.2 Indice de forabilité (Df)

Le choix de la méthode de forage dépend de l'indice de forabilité qui est proposé par l'académicien RJEVSKY.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 :

$$Df = 0,007 (\sigma_{comp} + \sigma_{dep}) + 0,7 \gamma$$

Où :

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

σ_{dep} : résistance des roches au cisaillement ; kgf/cm² .

γ : densité du minerai t/m³

a) Pour le minerai :

Calcul de résistance à la compression simple :

$$\sigma_{comp} = 100 * f$$

f : est la dureté du minerai

$$\sigma_{\text{comp}} = 100 \cdot 6 = 600 \text{ ; kgf/cm}^2$$

$$\sigma_{\text{com}} = 600 \text{ ; kgf/cm}^2$$

Calcul de résistance au cisaillement :

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

$$\sigma_{\text{dep}} = 0,33 \cdot 600 = 198 \text{ ; kgf/cm}^2$$

$$\sigma_{\text{dep}} = 198 \text{ ; kgf/cm}^2$$

Alors :

$$\mathbf{Df = 0,007 \cdot (600 + 198) + 0,7 \cdot 2,3}$$

$$\mathbf{Df = 7,19}$$

b) Pour le stérile :

Calcul de résistance à la compression simple :

$$\sigma_{\text{comp}} = 100 \cdot f = 100 \cdot 7 = 700 \text{ ; kgf/cm}^2$$

$$\sigma_{\text{comp}} = 700 \text{ ; kgf/cm}^2$$

Calcul de résistance au cisaillement :

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

$$\sigma_{\text{dep}} = 0,33 \cdot 700 = 231 \text{ ; kgf/cm}^2$$

$$\sigma_{\text{dep}} = 231 \text{ ; kgf/cm}^2$$

$$\mathbf{\text{Alors : } Df = 0,007 \cdot (700 + 231) + 0,7 \cdot 2,4}$$

$$\mathbf{Df = 8,19}$$

La classification des roches selon l'indice de forabilité recommandé par RJEVSKY. V. V est montrée dans le tableau V.10 :

Tableau V.10 : Classification des roches selon leurs d'indices de forabilité Df [19]

Type de forabilité	Df
Forabilité très facile	1-5
Forabilité facile	5,1-10
Forabilité moyenne	10,1-15
Forabilité difficile	15,1-20
Forabilité très difficile	20,1-25

V.2.6.3 Indice de tirabilité q_{et}

L'indice de tirabilité ou la consommation spécifique étalon se calcule par la formule :

$$q_{et} = 0,02(\sigma_{comp} + \sigma_{dep} + \sigma_{tr}) + 2\gamma ; g/m^3$$

Où :

σ_{comp} : La résistance à la compression uni axiale du minerai ; kgf/cm²

σ_{dep} : Résistance au cisaillement du minerai ; kgf/cm²

σ_{tr} : Résistance à la traction du minerai ; kgf/cm²

γ : La masse volumique du minerai, t/m³

a) Pour le minerai :

σ_{comp} = 600 kgf/cm² (voire l'indice de forabilité)

σ_{dep} = 198 kgf/cm² (voire l'indice de forabilité)

σ_{tr} = (0,08 ÷ 0,12) σ_{comp} ; kgf/cm²

σ_{tr} = 0,1*600 = 60 ; kgf/cm²

Alors :

$$q_{et} = 0,02(600 + 198 + 60) + 2*2,3 = 21,76 ; g/m^3 ;$$

$$Q_{et} = 21,76 ; g/m^3$$

b) Pour le stérile :

σ_{comp} = 700 kgf/cm² (voire l'indice de forabilité)

σ_{dep} = 231 kgf/cm² (voire l'indice de forabilité)

σ_{tr} = (0,08 ÷ 0,12) σ_{comp} ; kgf/cm²

σ_{tr} = 0,1*700 = 70 ; kgf/cm²

σ_{tr} = 70 ; kgf/cm²

Alors:

$$q_{et} = 0,02(700 + 231 + 70) + 2*2,4 = 24,82 ; g/m^3 ;$$

$$Q_{et} = 24,82 ; g/m^3$$

La classification des roches selon l'indice de tirabilité recommandé par RJEVSKY. V. V est montrée dans le tableau V.11:

Tableau V.11: Classification de la tirabilité suivant la consommation spécifique étalon. [20]

Tirabilité	qet ; g/m³	Catégorie
Facile	<10	1,2 ,3,4,5
Moyenne	10,1 – 20	6,7,8 ,9,10
Difficile	20,1 – 30	11 ,12,13,14,15
Très difficile	30,1 – 40	16 ,17,18,19,20
Exclusivement difficile	40,1- 50	21,22,23,24,25

Selon la classification des roches et la valeur de l'indice de tirabilité calculé, notre roche (phosphate et calcaire) est de tirabilité difficile.

V.2 .7 Choix de type de sondeuse

Le choix du mode de forage dépend des propriétés physico-mécaniques des roches, de la profondeur et du diamètre du trou.

Tableau V.12 : Choix de type de forage en fonction de la forabilité et du diamètre de trou. [20]

Type de forage	Diamètre de trou	Forabilité, Df
A mollette	160	5 - 10
	190 - 243	7 - 12
	243 – 262	8 - 14
Avis (rotatif)	125	1 - 3
	160	1 - 6
		6 - 15
Roto percutant	105 – 125	10 - 25
	185	10 - 25
	200	
Thermique	180 – 400	12 - 25

V.2.7.1 Interprétation

Selon le tableau V.11 et suivant l'indice de forabilité du phosphate et du stérile, le mode de forage utilisé est le Roto percutant de diamètre 105 - 125

On prendra pour notre cas : un diamètre de trou pour le phosphate égale à 125 mm et un autre diamètre de trou pour le stérile égale à 110 mm, pour diminuer la consommation spécifique dans les trous.

Dans la mine de kef Essennoun, la sondeuse utilisée pour la réalisation des travaux de forage est de type ATLAS COPCO ROC F6 représenté dans la Figure V.7, ces caractéristiques sont représentées dans :

Tableau V.13: Les caractéristiques technique de la sondeuse ATLAS COPCO ROC F6.

Marque	ATLAS COPCO
Type	ROC F6
Pression de forage	25 Bar
Vitesse de forage	30 ÷ 80 tr/min
Mode de forge	Roto-percutant
Diamètre de forage	105 ÷ 165 mm
Angle de pendage	70 ÷ 90 degrés
Poussée maximal	40km
Profondeur maximale de forage	54m

La figure suivante représente la Sondeuse utilisée dans la carrière (Atlas Copco/ROC F6).



Figure V.7 : Sondeuse utilisée dans la carrière (Atlas Copco/ROC F6).

V.2.7.2 Calcul du rendement d'exploitation de la sondeuse

Le rendement postier de la sondeuse se détermine par la formule suivante :

$$RS = (Tp *ku) / ((1/Vf) +Taux) ; m/p$$

Où :

Tp : Durée d'un poste, Tp = 8h ;

Ku : Coefficient d'utilisation pendant un poste de travail de la sondeuse (0.6 ÷ 0.9), On prend : $Ku = 0.8$;

Taux : temps auxiliaire, Taux = [0.03 ÷ 0.09] h ; On prend : Taux = 0.06 h ; Vf : vitesse de foration, m /h.

D'après les chronométrages effectués sur le terrain la vitesse moyenne de foration : Vf en égale à 50 m/h

Donc :

$$RS = (8 * 0.8) / (1/50) + 0.06$$

$$Rs = 80 \text{ m/poste}$$

V.2.7.3 Calcul du nombre de sondeuses Ns

Le nombre de sondeuses est calculée selon la formule suivante :

$$Ns = Ltf / (Rs * Np * Nj)$$

Où :

Ltf: longueur totale forée ; m

Rs : rendement de la sondeuse ; Rs =80 m/poste.

Np : nombre de poste du travail par jour ; Np=2postes.

Nj : nombre d'intervalle entre deux tirs successifs ; Nj=5 tirs par semaine

a. Pour le phosphate :

Ltf = 644 m (voir les calculs des paramètres de tir)

Alors :

$$Ns = 644 / (80 * 2 * 5)$$

$$Ns = 0.80 \approx 1 \text{ sondeuse}$$

b. Pour le stérile :

Tir N°01

Ltf = 330 m (voir les calculs des paramètres de tir)

Alors :

$$Ns = 330 / (80 * 2 * 5)$$

$$Ns = 0.41 \approx 1 \text{ sondeuse}$$

Tir N°02

Ltf = 96 m (voir les calculs des paramètres de tir)

Alors :

$$Ns = 96 / (80 * 2 * 5)$$

$$Ns = 0.12 \approx 1 \text{ sondeuses}$$

V.2.7.4 Interprétation

Donc, On a besoin d'une sondeuse pour le phosphate et une sondeuse pour le stérile et ce résultat est compatible avec le nombre de sondeuses utilisées dans la carrière de kef Essenoun.

V.2.8 La consommation spécifique d'explosif q

Elle représente la consommation spécifique de projet qui est calculé selon la consommation spécifique étalon avec des coefficients à considérer. La consommation spécifique de projet est donnée comme suite :

$$q = q_{et} * K_{ex} * K_f * K_d * K_c * K_r * K_{sd}; g/m^3$$

Où :

K_{ex} : coefficient qui tient compte de la différence d'aptitude au travail de l'explosif étalon à celle de l'explosif utilisé : $K_{ex} = A_{ét}/A_{ut}$

$A_{ét}$ et A_{ut} sont respectivement les aptitudes au travail de l'explosif étalon et de l'explosif utilisé. $A_{ét} = 360 \text{ cm}^3$ (Ammonite).

$$A_{ut} = (A_{anf} * 90 + A_{mar} * 10) / 100 ; \text{cm}^3$$

$A_{anf} = 320 \text{ cm}^3$ (anfomil) explosif en colonne.

$A_{mar} = 360 \text{ cm}^3$ (marmanite) explosif d'amorçage ;

$$A_{ut} = (320 * 90 + 360 * 10) / 100$$

$$A_{ut} = 324 \text{ cm}^3$$

Donc :

$$K_{ex} = 360 / 324$$

$$K_{ex} = 1.11$$

K_f : coefficient qui tient compte de la fissuration d'explosif.

$$K_f = 1.2 * L_{moy} + 0.2$$

Où :

L_{moy} distance moyenne entre deux fissures, pour notre cas la roche est d'une fissuration moyenne selon le tableau, On prend : $L_{moy} = 1\text{m}$.

Tableau V.14: Catégorie de fissuration des roches. [2]

roches	Distance entre les fissures	Densité de fissuration Nombre de fissures par mètre linéaire
Extrêmement fissurées	<0.1	>0.1
Très fissurées	0,1-0,5	20-10
Fissuration moyenne	0,5-1,0	1,0-2,0
Peu fissurées	1,0-1,50	1,0-0,65
Monolithe, non fissurées	>1,50	<0,65

$$K_f = 1.2 * 1 + 0.2$$

$$K_f = 1.4$$

Kd : coefficient qui tient compte du degré de fragmentation nécessaire :

$$K_d = 0.5/dm$$

Où :

dm : la dimension moyenne des morceaux de la roche fragmentée ; (m).

$$dm = (0.15 - 0.2)$$

Eg : capacité du godet ; Eg = 6 m³

$$dm = 0.2 \sqrt[2]{6}$$

$$dm = 0.36$$

Alors :

$$K_d = 0.5/0.36$$

$$K_d = 1.38$$

Kc : coefficient tenant compte du degré de concentration réelle de la charge il dépend du diamètre des trous : **Kc = (0.7 - 0.8)**

Kr : coefficient qui tient compte de l'influence du volume :

$$k = \frac{\sqrt[3]{15}}{\sqrt[3]{Hg}} \text{ Si } Hg \leq 15m$$

$$k = \frac{\sqrt[3]{Hg}}{\sqrt[3]{15}} \text{ Si } Hg > 15m$$

Hg = 14m. ; k = 1.02

Hg = 15 m. ; k = 1

Hg = 12 m. ; k = 1.07

Ksd : coefficient qui tient compte du nombre de surfaces dégagées ; on a 2 surfaces dégagées :

$$k_{sd} = 8$$

Donc La consommation spécifique d'explosif q

a) Pour le phosphate :

$$Q = 133.9 \text{ g/t} \quad ; \quad q = 0.307 \approx 0.3 \text{ kg/m}^3$$

b) Pour le stérile :

Tir N°01

$$Q = 142.9 \text{ g/t} \quad ; \quad q = 0.343 \approx 0.34 \text{ kg/m}^3$$

Tir N°02

$$Q = 152.9 \text{ g/t} \quad ; \quad q = 0.367 \approx 0.36 \text{ kg/m}^3$$

V.9 Calcul des paramètres de forage et de tir (variante proposée selon la méthode RJEVSKI) :

Données de départ :

V.2.9.1 La Hauteur du gradin (Hg)

Elle est choisie en fonction des paramètres techniques de l'excavateur, de l'organisation des travaux de forage et de tir, de la sécurité de travail et d'autres facteurs. Dans les roches dures, la hauteur du gradin ne doit pas être supérieure à 1,5 Hc.max [19]

$$H_g \leq 1,5 H_{c.\max}$$

Où :

Hc.max : la hauteur de creusement max de l'engin d'extraction. On prend : Hg = 15 m

V.2.9.2 L'angle du talus des gradins

L'angle du talus des gradins doit assurer la stabilité des gradins et dépend des paramètres physico- mécaniques de la roche et des engins miniers. [10]

On prend :

- Diamètre du trou Dtr :

a) Pour le phosphate : $D_{tr} = 125 \text{ mm}$

b) Pour le stérile : $D_{tr} = 110 \text{ mm}$

- Angle d'inclinaison du trou β :

a) Pour le phosphate : $\beta = 75^\circ$

b) Pour le stérile : $\beta = 75^\circ$.

- Dureté de la roche f :

a) Pour le phosphate : f = (5_6) on prend f=6

b) Pour le stérile : f = (6_7) on prend f=7

- Masse volumique γ :

a) Pour le phosphate : $\gamma=2,3 \text{ t/m}^3$

b) Pour le stérile : $\gamma=2,4 \text{ t/m}^3$

- Nombre de rangée n :

a) Pour le phosphate : n = 1 rangée

b) Pour le stérile : n= 1 rangée

V.2.9.3 Longueur du trou

La longueur du trou est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_{tr} = (Hg / \sin\beta) + l_s ; m$$

Où :

H : Hauteur du gradin, m

L_s : longueur du sous-forage, m

β : angle d'inclinaison du trou, degré.

La longueur du sous-forage est déterminée par la formule suivante [19]:

$$L_s = K_s * D_t$$

Où :

K_s : coefficient tenant compte des propriétés des roches et de l'inclinaison des trous. **K_s=10 -**

15

Pour les roches à tirabilité facile. , **K_s = 10**

Pour les roches à tirabilité difficile , **K_s =15**

a) Pour le phosphate

La tirabilité du phosphate est difficile , $\rho_{et}(\text{phosphate}) = 22 \text{ g/cm}^3$.

$K_s = 15$ et $D_{tr} = 125 \text{ mm} = 0.125 \text{ m}$

donc :

$$L_s = 15 * 0.125$$

$$L_s = 1.875 \text{ m}$$

b) Pour le stérile :

La tirabilité du stérile est difficile , $\rho_{et}(\text{stérile}) = 25.1 \text{ g/cm}^3$.

$K_s = 15$ $D_{tr} = 110 \text{ mm} = 0.110 \text{ m}$

donc :

$$L_s = 15 * 0.110$$

$$L_s = 1.65 \text{ m}$$

V.2.9.4 Longueur du trou L_{tr}

a) Pour le phosphate :

$$H_g = 14 \text{ m} ; \beta = 75^\circ ; L_s = 1.875 \text{ m}$$

$$L_{tr} = (H_g / \sin \beta) + L_s$$

$$L_{tr} = (14 / \sin 75) + 1.875$$

$$L_{tr} = 16.33 \text{ m}$$

b) Pour le stérile :

Tir N°01

$$H_g = 15 \text{ m} ; \beta = 75^\circ ; L_s = 1.65 \text{ m}$$

$$L_{tr} = (H_g / \sin \beta) + L_s$$

$$L_{tr} = 15 / \sin 75 + 1.65$$

$$L_{tr} = 17.2 \text{ m}$$

Tir N°02

$$H_g = 12 \text{ m} ; \beta = 75^\circ ; L_s = 1.65 \text{ m}$$

$$L_{tr} = (H_g / \sin \beta) + L_s$$

$$L_{tr} = 12 / \sin 75 + 1.65$$

$$L_{tr} = 14.07 \text{ m}$$

V.2.9.5 la longueur minimale de bourrage L_{B.mini}

Il est déterminé par la formule suivante :

$$L_{B.mini} = (20-30) * D_{tr} ; \text{ m}$$

a) Pour le phosphate : D_{tr} = 0.125 m

$$L_{B.mini} = (20-30) * D_{tr}$$

$$L_{B.mini} = 30 * 0.125$$

$$L_{B.mini} = 3.75 \text{ m}$$

b) Pour le stérile : D_{tr} = 0.110 m

$$L_{B.mini} = 30 * 0.110$$

$$L_{B.mini} = 3.3 \text{ m}$$

V.2.9.6 Calcul de la capacité métrique du trou P (kg/m)

Elle se détermine par la formule suivante :

$$P = 785 * D_{tr}^2 * \Delta ; \text{ kg/m.}$$

Δ : densité moyenne d'explosif en t/m³ :

$$\Delta = (\text{anfo} * 90 + \text{mar} * 10) / 100; \text{ g/cm}^3$$

Où :

Δ_{Anfo} : densité d'anfomil (0,9 g/cm³)

Δ_{Mar} : densité de marmanite (1 g/cm³)

Donc :

$$\Delta = (0.9 * 90 + 1 * 10) / 100$$

$$\Delta = 0.19 \text{ g/cm}^3$$

a) Pour le phosphate : $D_{\text{tr}} = 0.125 \text{ m}$

$$P = 785 * (0.125)^2 * 0.19$$

$$P = 11.16 \text{ kg/m}$$

b) Pour le stérile : $D_{\text{tr}} = 0.110 \text{ m}$

$$P = 785 * (0.110)^2 * 0.19$$

$$P = 8.64 \text{ kg/m}$$

V.2.9.7 La ligne de moindre résistance w

La ligne de moindre résistance se détermine par la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{p^2 + 4m.p.q.hg.ltr - p}}{2m.q.hg}; \text{ m}$$

Où :

P : la capacité métrique du trou en : kg/m

m : coefficient de rapprochement du trou ; (0.8 – 1.2) ; m= 1

q : consommation spécifique d'explosif du projet ; g/m³

a) Pour le phosphate :

$$P = 11.16 ; m = 1 ; q = 0.3 \text{ kg/m}^3$$

$$W = \frac{\sqrt{11.16^2 + 4 * 1 * 11.16 * 0.3 * 14 * 16.33 - 11.16}}{2 * 1 * 0.3 * 14}$$

$$W = 6.7 \text{ m}$$

❖ la vérification de la relation $W > W_s$

Après le calcul de la ligne de moindre résistance, On l'a vérifiée d'après la condition suivante :

$$W_s = H_g * (\cotg \alpha - \cotg \beta) + C; \text{ (m)}.$$

Où :

α : angle du talus du gradin ; $\alpha = 75^\circ$.

β : angle d'inclinaison du trou ; $\beta = 75^\circ$.

C : distance minimum admissible entre l'arrêt supérieur du gradin et le centre du trou de la première rangée ; $C=3\text{m}$.

Donc

$$W_s = 14 * (\cotg 75^\circ - \cotg 75^\circ) + 3$$

$$W_s = 3 \text{ m}$$

$$6.7 \text{ m} > 3 \text{ m}$$

$W > W_s$ donc la relation est vérifiée selon les conditions de sécurité du travail,

b) Pour le stérile :

Tir N°01

$$P = 8.64 ; m=1 ; q = 0.3 \text{ kg/m}^3$$

$$W = \frac{\sqrt{8.64^2 + 4 * 1 * 8.64 * 0.34 * 15 * 17.2} - 8.64}{2 * 1 * 0.34 * 15}$$

$$W = 5.4 \text{ m}$$

❖ **la vérification de la relation $W > W_s$**

Après le calcul de la ligne de moindre résistance, on l'a vérifiée d'après la condition suivante :

$$W_s = H_g * (\cotg \alpha - \cotg \beta) + C; \text{ (m).}$$

$$W_s = 15 * (\cotg 75^\circ - \cotg 75^\circ) + 3$$

$$W_s = 3 \text{ m}$$

$$5.4 \text{ m} > 3 \text{ m}$$

$W > W_s$, donc la relation est vérifiée selon les conditions de sécurité du travail.

Tir N°02

$$W = \frac{\sqrt{8.64^2 + 4 * 1 * 8.64 * 0.36 * 12 * 14.07} - 8.64}{2 * 1 * 0.36 * 12}$$

$$W = 5.3 \text{ m}$$

❖ **la vérification de la relation $W > W_s$**

Après le calcul de la ligne de moindre résistance, on l'a vérifiée d'après la condition suivante :

$$W_s = H_g * (\cotg \alpha - \cotg \beta) + C; \text{ (m).}$$

$$W_s = 12 * (\cotg 75^\circ - \cotg 75^\circ) + 3$$

$$W_s = 3 \text{ m}$$

$$5.3 \text{ m} > 3 \text{ m}$$

$W > W_s$, donc la relation est vérifiée selon les conditions de sécurité du travail.

V.2.9.8 La distance entre deux trous (a)

Elle se détermine par la formule suivante :

$$a = m \times W ; (m).$$

Où :

m : coefficient de rapprochement du trou , m=1 ; **W** : ligne de moindre résistance.

a) Pour le phosphate :

$$a = 1 \times 6.7 \text{ m}$$

$$a = 6.7 \text{ m}$$

b) Pour le stérile :

Tir N°01

$$a = 1 \times 5.4$$

$$a = 5.4 \text{ m}$$

Tir N°02

$$a = 1 \times 5.3$$

$$a = 5.3 \text{ m}$$

V.2.9.9 La distance entre deux rangées (b)

On a une maille carrée donc : b=a

a) Pour le phosphate :

$$b = 6.7 \text{ m}$$

b) Pour le stérile :

Tir N°01 ; b = 5.4 m

Tir N°02 ; b = 5.3 m

V.2.9.10 Largeur d'enlèvement (A)

Il est déterminé par la formule suivante :

$$A = W + (n-1) \times b ; (m)$$

Où :

n : nombre de rangée ;

a) Pour le phosphate : n=1 ;

$$A = 6.7 + (1-1) \times 6.7$$

$$A = 6.7 \text{ m}$$

b) Pour le stérile : n=1 ;

Tir N°01

$$A = 5.4 + (1-1) \times 5.4$$

$$A = 5.4 \text{ m}$$

Tir N°02

$$A = 5.3 + (1-1) \times 5.3$$

$$A = 5.3 \text{ m}$$

V.2.9.11 Quantité d'explosif par trou

a) Pour le phosphate :

$$T = 30000 \text{ tonnes;}$$

$$1 \text{ t} \rightarrow 0.16 \text{ kg/t}$$

$$30000 \text{ t} \rightarrow X$$

$$X = 30000 \times 0.16 = 4800 \text{ kg/trou}$$

$$Q_{\text{ex}} = X/N_{\text{tr}}$$

$$Q_{\text{ex}} = 4800/46 = 104.34 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Marmanite : } Q_{\text{ex}}(\text{marmanite}) = 0.1 \times Q_{\text{ex}}$$

$$Q_{\text{ex}}(\text{marmanite}) = 0.1 \times 104.34 = 10.43 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Anfomil : } Q_{\text{ex}}(\text{anfomil}) = 0.9 \times Q_{\text{ex}}$$

$$Q_{\text{ex}}(\text{anfomil}) = 0.9 \times 104.34 = 93.90 \text{ kg/trou}$$

b) Pour le stérile :

Tir N°01

$$T = 16038 \text{ tonnes;}$$

$$1 \text{ t} \rightarrow 0.16 \text{ kg/t}$$

$$16038 \text{ t} \rightarrow X$$

$$X = 16038 \times 0.16 = 2566.08 \text{ kg/trou}$$

$$Q_{\text{ex}} = X/N_{\text{tr}}$$

$$Q_{\text{ex}} = 2566.08/22 = 116.64 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Marmanite : } Q_{\text{ex}}(\text{marmanite}) = 0.1 \times Q_{\text{ex}}$$

$$Q_{\text{ex}}(\text{marmanite}) = 0.1 \times 116.64 = 11.66 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Anfomil : } Q_{\text{ex}}(\text{anfomil}) = 0.9 \times Q_{\text{ex}}$$

$$Q_{\text{ex}}(\text{anfomil}) = 0.9 \times 116.64 = 104.97 \text{ kg/trou}$$

Tir N°01

$$T = 3686.4 \text{ tonnes}$$

$$1 \text{ t} \rightarrow 0.16 \text{ kg/t}$$

$$3686.4 \text{ t} \rightarrow X$$

$$X = 3686.4 * 0.16 = 589.82 \text{ kg/trou}$$

$$Q_{\text{ex}} = X/N_{\text{tr}}$$

$$Q_{\text{ex}} = 589.82/08 = 73.72 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Marmanite : } Q_{\text{ex}}(\text{marmanite}) = 0.1 \times Q_{\text{ex}}$$

$$Q_{\text{ex}}(\text{marmanite}) = 0.1 \times 73.72 = 7.37 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Anfomil : } Q_{\text{ex}}(\text{anfomil}) = 0.9 \times Q_{\text{ex}}$$

$$Q_{\text{ex}}(\text{anfomil}) = 0.9 \times 73.72 = 66.34 \text{ kg/trou}$$

V .2.10 Quantité de la charge inférieure et supérieure dans un trou

V.2.10.1 Quantité de la charge inférieure (Qchinf) dans un trou

Elle se détermine par la formule suivante :

$$Q_{\text{chinf}} = (0,6 - 0,7) * Q_{\text{ex}} ; \text{ kg/trou.}$$

a) Pour le phosphate :

$$Q_{\text{ch inf}} = (0,6 - 0,7) * Q_{\text{ex}}$$

$$Q_{\text{ch inf}} = 0,7 * 104.34 = 73.038$$

$$Q_{\text{ch inf}} = 73.038 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Marmanite : } Q_{\text{ch}}(\text{marmanite}) = 0.1 * Q_{\text{chinf}} = 7.303 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Anfomil : } Q_{\text{chinf}}(\text{anfomil}) = 0.9 * Q_{\text{chinf}} = 65.73 \text{ kg/trou}$$

b) Pour le stérile :

Tir N°01

$$Q_{\text{ch inf}} = (0,6 - 0,7) * Q_{\text{ex}}$$

$$Q_{\text{ch inf}} = 0,7 * 116.64 = 81.648$$

$$Q_{\text{ch inf}} = 81.648 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Marmanite : } Q_{\text{ch}}(\text{marmanite}) = 0.1 * Q_{\text{chinf}} = 8.164 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Anfomil : } Q_{\text{chinf}}(\text{anfomil}) = 0.9 * Q_{\text{chinf}} = 73.483 \text{ kg/trou}$$

Tir N°02

$$Q_{\text{ch inf}} = (0,6 - 0,7) * Q_{\text{ex}}$$

$$Q_{\text{ch inf}} = 0,7 * 73.728 = 51.609$$

$$Q_{\text{ch inf}} = 51.609 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Marmanite : } Q_{\text{ch}}(\text{marmanite}) = 0.1 * Q_{\text{chinf}} = 5.1609 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Anfomil : } Q_{\text{chinf}}(\text{anfomil}) = 0.9 * Q_{\text{chinf}} = 46.448 \text{ kg/trou}$$

V.2.10.2 Quantité de la charge supérieure (Qchsup) dans un trou

Elle se détermine par la formule suivante :

$$Q_{ch\ sup} = (0,3 - 0,4) * Q_{ex} ; \text{ kg/trou.}$$

a) Pour le phosphate :

$$Q_{ch\ sup} = (0,3 - 0,4) * Q_{ex}$$

$$Q_{ch\ sup} = 0,3 * 104.34 = 31.302$$

$$Q_{ch\ sup} = 31.302 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Marmanite : } Q_{ch}(\text{marmanite}) = 0.1 * Q_{ch\ sup} = 3.13 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Anfomil : } Q_{ch\ inf}(\text{anfomil}) = 0.9 * Q_{ch\ sup} = 28.17 \text{ kg/trou}$$

b) Pour le stérile :

Tir N°01

$$Q_{ch\ sup} = (0,3 - 0,4) * Q_{ex}$$

$$Q_{ch\ sup} = 0,3 * 116.64 = 34.992$$

$$Q_{ch\ sup} = 34.992 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Marmanite : } Q_{ch}(\text{marmanite}) = 0.1 * Q_{ch\ sup} = 3.499 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Anfomil : } Q_{ch}(\text{anfomil}) = 0.9 * Q_{ch\ sup} = 31.492 \text{ kg/trou}$$

Tir N°02

$$Q_{ch\ sup} = (0,3 - 0,4) * Q_{ex}$$

$$Q_{ch\ sup} = 0,3 * 73.728 = 22.118$$

$$Q_{ch\ sup} = 22.118 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Marmanite : } Q_{ch}(\text{marmanite}) = 0.1 * Q_{ch\ sup} = 2.211 \text{ kg/trou}$$

$$\text{Anfomil : } Q_{ch}(\text{anfomil}) = 0.9 * Q_{ch\ sup} = 19.90 \text{ kg/trou}$$

V.2.11 Longueur de la charge dans chaque trou Lch

Il est déterminé par la formule suivante :

$$L_{ch} = Q_{ex} / P, m$$

P : capacité métrique, P (phosphate) = 11.16m, P(stérile) = 8.64m

a) Pour le phosphate :

$$L_{ch} = Q_{ex} / P, m$$

$$L_{ch} = 104.34 / 11.16, m$$

$$L_{ch} = 9.34 \text{ m}$$

Marmanite : Lch (marmanite)= 0.1 * Lch = 0.93 m

Anfomil : Lch (anfomil)= 0.9 * Lch = 8.40 m

b) Pour le stérile :

Tir N°01

$$L_{ch} = Q_{ex}/P, m$$

$$L_{ch} = 116.64/8.64, m$$

$$L_{ch} = 13.5 ,m$$

Marmanite : Lch (marmanite)= 0.1 * Lch = 1.35 m

Anfomil : Lch (anfomil)= 0.9 * Lch = 12.15 m

Tir N°02

$$L_{ch} = Q_{ex}/P, m$$

$$L_{ch} = 73.728/8.64, m$$

$$L_{ch} = 8.53 ,m$$

Marmanite : Lch (marmanite)= 0.1 * Lch = 0.85 m

Anfomil : Lch (anfomil)= 0.9 * Lch = 7.67 m

V .2.12 Longueur du bourrage intermédiaire Lb(int)

Il est déterminé par la formule suivante :

$$Lb(int) = (0,17 \div 0,35) * L_{ch} ; m$$

a) Pour le phosphate :

$$Lb(int) = 0,17 * 9.34 ; m$$

$$Lb(int) = 1.58 ; m$$

b) Pour le stérile :

Tir N°01

$$Lb(int) = 0,17 * 13.5 ; m$$

$$Lb(int) = 2.29 ; m$$

Tir N°02

$$Lb(int) = 0,17 * 8.53 ; m$$

$$Lb(int) = 1.45 ; m$$

V.2.13 Longueur du bourrage du bouchon Lbb

Il est déterminé par la formule suivante :

$$L_{bb} = L_{tr} - (L_{ch} + L_{b(int)}) \dots ; (m).$$

a) Pour le phosphate :

$$L_{bb} = 16.33 - (9.34 + 1.58)$$

$$L_{bb} = 5.41 \text{ m}$$

b) Pour le stérile :

Tir N°01

$$L_{bb} = 17.2 - (13.5 + 2.29)$$

$$L_{bb} = 1.41 \text{ m}$$

Tir N°02

$$L_{bb} = 14.07 - (8.53 + 1.45)$$

$$L_{bb} = 4.09 \text{ m}$$

V.2.14 Quantité de marmanite dans un trou $Q_{mar/tr}$

Elle se détermine par la formule suivante :

$$Q_{mar/tr} = (10 * Q_{ex}) / 100 ; \text{ kg/trou.}$$

a) Pour le phosphate :

$$Q_{mar/tr} = (10 * 104.34) / 100$$

$$Q_{mar/tr} = 10.43 \text{ kg/trou}$$

b) Pour le stérile :

Tir N°01

$$Q_{mar/tr} = (10 * 116.664) / 100$$

$$Q_{mar/tr} = 11.66 \text{ kg/trou}$$

Tir N°02

$$Q_{mar/tr} = (10 * 73.728) / 100$$

$$Q_{mar/tr} = 7.37 \text{ kg/trou}$$

V.2.14.1 Nombre de cartouches dans un trou $N_{c/tr}$

Il est déterminé par la formule suivante :

$$N_{c/tr} = Q_{mar/tr} / pc$$

Où :

pc : poids de la cartouche ; $pc = 2,5 \text{ kg}$

a) Pour le phosphate :

$$N_{c/tr} = 10.43 / 2.5 = 5 \text{ cartouches}$$

b) Pour le stérile :

Tir N°01

$$N_{c/tr} = 11.66 / 2.5 = 5 \text{ cartouches}$$

Tir N°02

$$N_{c/tr} = 7.37 / 2.5 = 3 \text{ cartouches}$$

V.2.14.2 Nombre total des cartouches Nctot

Il est déterminé par la formule suivante :

$$N_{ctot} = N_{c/tr} * N_{tr} , \text{ cartouches}$$

a) Pour le phosphate :

$$N_{ctot} = 5 * 46$$

$$N_{ctot} = 230 \text{ cartouches}$$

b) Pour le stérile :

Tir N°01

$$N_{ctot} = 5 * 22$$

$$N_{ctot} = 110 \text{ cartouches}$$

Tir N°02

$$N_{ctot} = 3 * 8$$

$$N_{ctot} = 24 \text{ cartouches}$$

V.2.14.3 Quantité d'anfomil dans un trou Qanf/tr

Elle se détermine par la formule suivante :

$$Q_{anf/tr} = (90 * Q_{ex}) / 100 ; \text{ kg/trou.}$$

a) Pour le phosphate :

$$Q_{anf/tr} = (90 * 104.34) / 100$$

$$Q_{anf/tr} = 93.9 \text{ kg/trou}$$

b) Pour le stérile :

Tir N°01

$$Q_{anf/tr} = (90 * 116.64) / 100$$

$$Q_{anf/tr} = 104.97 \text{ kg/trou}$$

Tir N°02

$$Q_{anf/tr} = (90 * 73.728) / 100$$

$$Q_{anf/tr} = 66.34 \text{ kg/trou}$$

V.2.14.4 Nombre de sac dans un trou $N_{s/tr}$

Il est déterminé par la formule suivante :

$$N_{s/tr} = Q_{anf/tr} / ps$$

Où :

ps : poids de sac ; $ps = 25 \text{ kg}$

a) **Pour le phosphate :**

$$N_{s/t} = 93.90 / 25 = 4 \text{ sacs}$$

b) **Pour le stérile :**

Tir N°01 ; $N_{s/t} = 104.97 / 25 = 5 \text{ sacs}$

Tir N°02 ; $N_{s/t} = 66.35 / 25 = 3 \text{ sacs}$

V.14.5 Nombre total des sacs N_{stot}

Il est déterminé par la formule suivante :

$$N_{stot} = N_{s/tr} * N_{tr} , \text{ sacs}$$

a) **pour le phosphate :**

$$N_{ctot} = 4 * 46$$

$$N_{stot} = 184 \text{ sacs}$$

b) **pour le stérile :**

Tir N°01

$$N_{ctot} = 5 * 22$$

$$N_{stot} = 110 \text{ sacs}$$

Tir N°02

$$N_{ctot} = 3 * 8$$

$$N_{stot} = 24 \text{ sacs}$$

V.2.15 Mode de tir

Les tirs sont réalisés avec des détonateurs électriques des microretards (DMR) :

La connexion est réalisée avec le cordeau détonant (12g/m) (cordeau de codage) et des détonateurs électriques ou bien avec le fil électrique quand on a une volée

Le cordeau détonant (20g/m) est utilisé seulement pour l'amorçage (à l'antérieure du trou) La mise à feu est électrique par un exploseur.

V.2.15.1 Temps de retard T

Le temps de retard est calculé par la formule suivante :

$$T = K * W ; \text{ ms}$$

Où :

W : la ligne de moindre résistance ; m

K : coefficient qui tient compte des propriétés des roches

Tableau V.15: Coefficient qui tient compte des propriétés des roches

F	K
≤6	5-6
6-12	3-4
≥12	1.5-2.5

a) Pour le phosphate :

K= 3 ; W= 6.7 m

$$T = 3 * 6.7$$

$$T = 20.1 \approx 20 \text{ ms}$$

b) Pour le stérile :

Tir N°01 ; K=5 ; W= 5.4. m

$$T = 5 * 5.4$$

$$T = 27. \approx 30 \text{ ms}$$

Tir N°02 ; K=5 ; W=5.3 m

$$T = 5 * 5.3$$

$$T = 26.5 \approx 30 \text{ ms}$$

V.2.15.2 La longueur du cordeau détonant d'amorçage (20g/m)

L'amorçage(20g/m) = L_{tf}

a) Pour le phosphate :

$$L' \text{ amorçage (20g/m) } = 644 \text{ m}$$

b) Pour le stérile :

Tir N°01

$$L' \text{ amorçage (20g/m) } = 330 \text{ m}$$

Tir N°02

$$L' \text{ amorçage (20g/m) } = 96 \text{ m}$$

V.2.15.3 Nombre de DMR NDMR

a) Pour le phosphate :

NDMR = Ntr ; pièces

Ndemr = 46 pièces

b) Pour le stérile :

Tir N°01

Ndmr = 22 pièces

Tir N°02

Ndmr = 8 pièces

V.2.15.4 Longueur de fil de tir Lfil

Longueur de fil de tir \geq le rayon de la zone dangereuse Rd (pour les personnelles)

Où :

Pour le Personnelles Rd \geq 300 m

Pour les Engins Rd \geq 150

V.2.16 les paramètres de tir et forage du 22 et 23 mars 2023

Le tableau suivant représente le résumé des paramètres des deux tirs réalisés le 22 et le 23 mars 2023

Tableau V.16 : Tableau récapitulatif des paramètres de tir et de forage du 22 et 23 mars 2023

Paramètres	Symboles	Valeurs pour le phosphate en le 22/03/2023	Valeurs pour le phosphate en le 23/03/2023	Valeurs pour le phosphate en le 23/03/2023
Indice de forabilité	Df	7,19 Forabilité facile	7,19 Forabilité facile	7,19 Forabilité facile
Indive de tirabilité	Qet	21.76 g/m3 Tirabilité Difficile	21.76 g/m3 Tirabilité Difficile	21.76 g/m3 Tirabilité Difficile
rendement d'exploitation de la sondeuse	Rs	80 m/poste	80 m/poste	80 m/poste

nombre de sondeuses	Ns	0.52≈ 1s	0.31≈ 1s	0.27≈ 1s
La consommation spécifique d'explosif	Q	140.4 g/t 0.32 kg/m ³	140.4 g/t 0.32 kg/m ³	178.5 g/t 0.41 kg/m ³
Hauteur du gradin	Hg	13m	12m	8 m
Diamètre de trou	Dtr	125 mm	110 mm	125mm
Angle d'inclinaison du trou	β	75°	75°	75°
Dureté de la roche	F	6	6	6
Masse volumique	γ	2,3 t/m ³	2,3 t/m ³	2,3 t/m ³
Nombre de rangée	n	1 rangées	1 rangées	1 rangées
longueur du sous-forage,	Ls	1.875 m	1.6	1.875 m
Longueur du trou	Ltr	15.33 m	14.07 m	10.15 m
la longueur minimale de bourrage	LB.mini	3.75 m	3.3m	3.75 m
la capacité métrique du trou (kg/m)	P	11.16 kg/m	8.64 kg/m	11.16 kg/m
La ligne de moindre résistance	W	6.5 m	5 ;7 m	6.09 m
la vérification de la relation	W >Ws	6.5 m >3 m	5.7 m >3 m	6.09 m >3 m
La distance entre	a	6.5 m	5.7 m	6.09 m

deux trous				
La distance entre deux rangées	b	6.5 m	5.7 m	6.09 m
Largeur d'enlèvement	A	6.5 m	5.7 m	6.09 m
Quantité d'explosif par trou	Qex	76.5 kg/trou	79.48 kg/trou	52.99 kg/trou
	Qex(mar)	7.65 kg/trou	7.94 kg/trou	5.29 kg/trou
	Qex(anf)	68.85 kg/trou	71.53 kg/trou	47.96 kg/trou
la charge inférieure dans un trou (kg/trou)	Qch inf	53.55 kg/trou	55.63 kg/trou	37.09 kg/trou
	Qchinf(mar)	5.35 kg/trou	5.56 kg/trou	3.70 kg/trou
	Qchinf (anf)	48.19 kg/trou	5.07 kg/trou	33.38 kg/trou
la charge supérieure dans un trou (kg/trou)	Qch sup	22.95 kg/trou	23.84 kg/trou	15.89 kg/trou
	Qch(mar)	2.29 kg/trou	2.38 kg/trou	1.58 kg/trou
	Qchinf (anf)	20.65 kg/trou	21.45 kg/trou	14.30 kg/trou
Longueur de la charge dans chaque trou	Lch	6.85 m	9.19 m	4.74m
	Lch (mar)	0.68 m	0.91m	0.47m
	Lch (anf)	6.16 m	8.27m	4.27m
Longueur du bourrage intermédiaire ;	Lb(int)	1.16 m	1.56	0.80 m
Longueur du bourrage du bouchon ;	Lbb	7.32 m	3.32 m	4.41m
marmanite dans un trou	Qmar/tr	7.65;kg/trou.	7.94 kg/trou.	5.29 kg/trou.
Nombre de cartouches dans un trou	Nc/tr	4 cartouche	4 cartouche	3 cartouche
Nombre total des cartouches	Nctot	128 cartouche	84 cartouche	81 cartouche
Quantité d'anfomil dans un trou	Qanf/tr	68.85 kg/trou	71.53	47.96

Nombr de sac dans un trou	Ns/tr	3 sac	3 sac	2 sac
Nombre total des sacs	Nstot	96 sac	63 sac	54 sac
Temps de retard	T	20 ms	30 ms	20 ms
La longueur du cordeau détonant d'amorçage	L'amorç	416 (20g/m)	252(20g/m)	216(20g/m)
Nombre de DMR	DMR	32 pièces	21 pièces	27 pièces

V.3 Partie B

V.3.1 L'analyses granulométrique de roches abattues au moyen de logiciel Wipfrag

Le logiciel d'analyse d'images Wipfrag permet une analyse instantanée des images numériques collectées après le tir .

V.3.2 Etapes d'utilisation du logiciel Wipfrag

a) Etape 01 : Numérisation de la photo

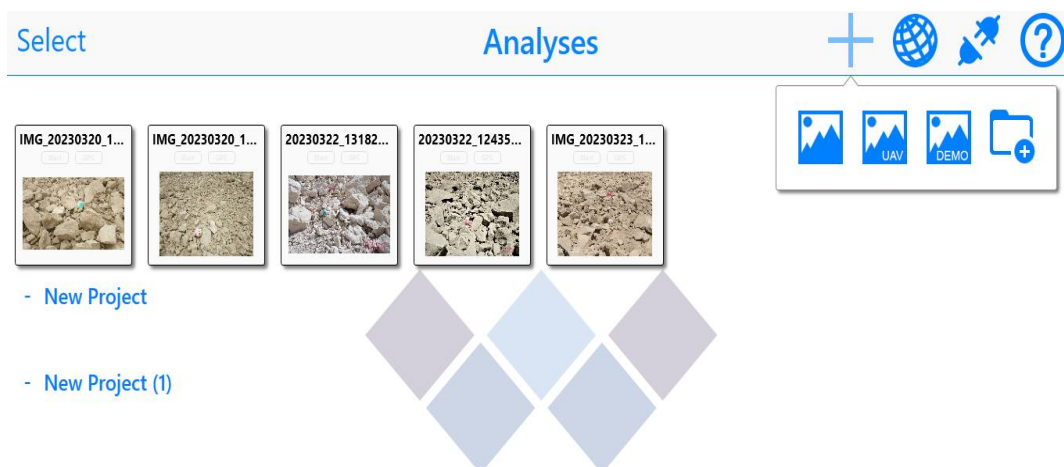


Figure V.8: Numérisation de la photo

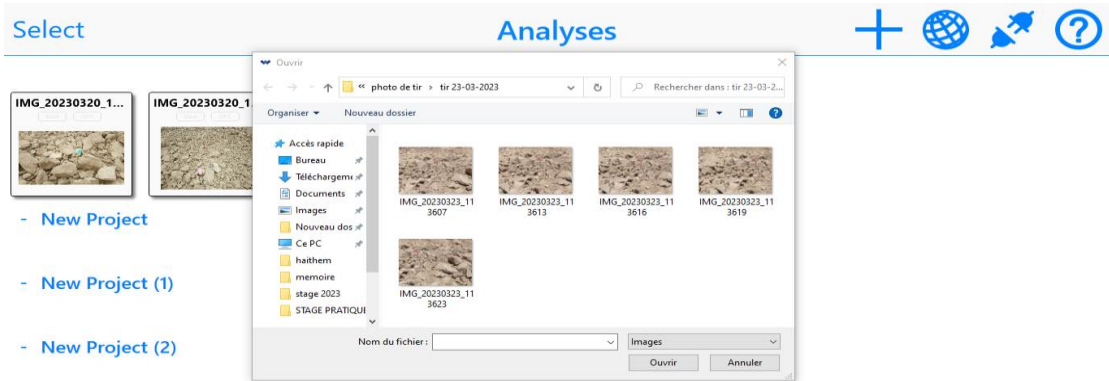
b) **Etape 02 : Phase d'analyse**

Figure V.9: Analyse de la photo

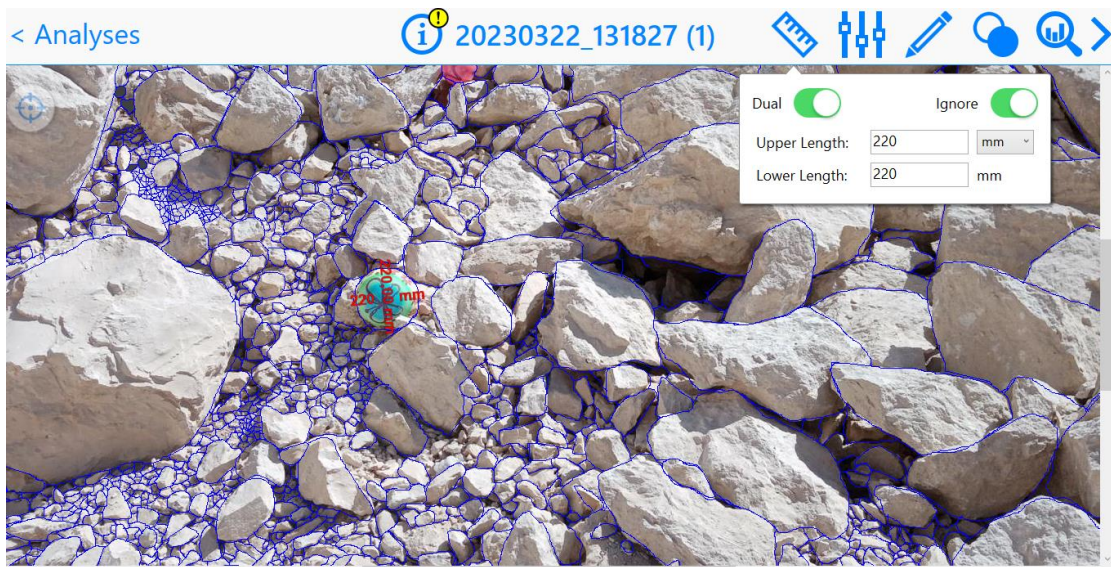
c) **Etape 03 : Introduction des démentions de l'étalon**

Figure V.10 : Introduction des démentions du ballon étalon

d) **Etape 04** : Selection de l'ensemble des roches fragmentées



Figure V.11 : Sélection des morceaux des roches abattues

e) **Etape 05** : Analyse et affichage des courbe graphique



Figure V.12: Analyse et affichage des courbe graphique

V.3.3 Graphiques et analyses

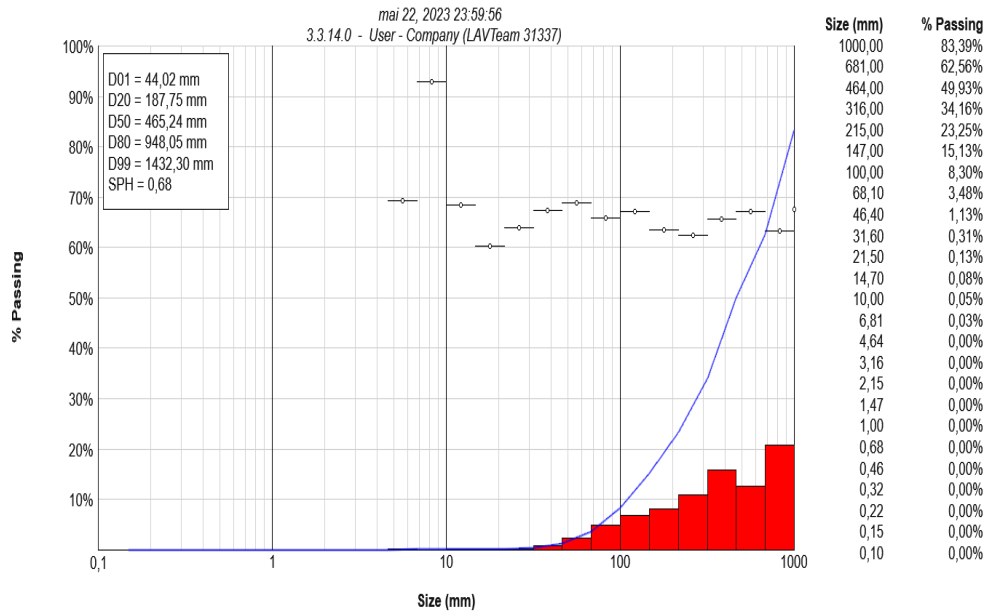


Figure V.13: résultat de L'analyse granulométrique de tas des roches abattus par le (Plan de tir exécuté le 19/03/2023)

V.3.3.1 Interprétation

comme représentée la courbe , la tranche 1000 mm (0.94m - 1m) est la tranche ayant les dimensions maximales admissibles pour le concassage , c'est à dire le pourcentage indésirable est égal à 16,61 % ,qui est une valeur inacceptable pour notre cas .

L'analyse granulométrique des roches abattues au moyen de logiciel wipfrag

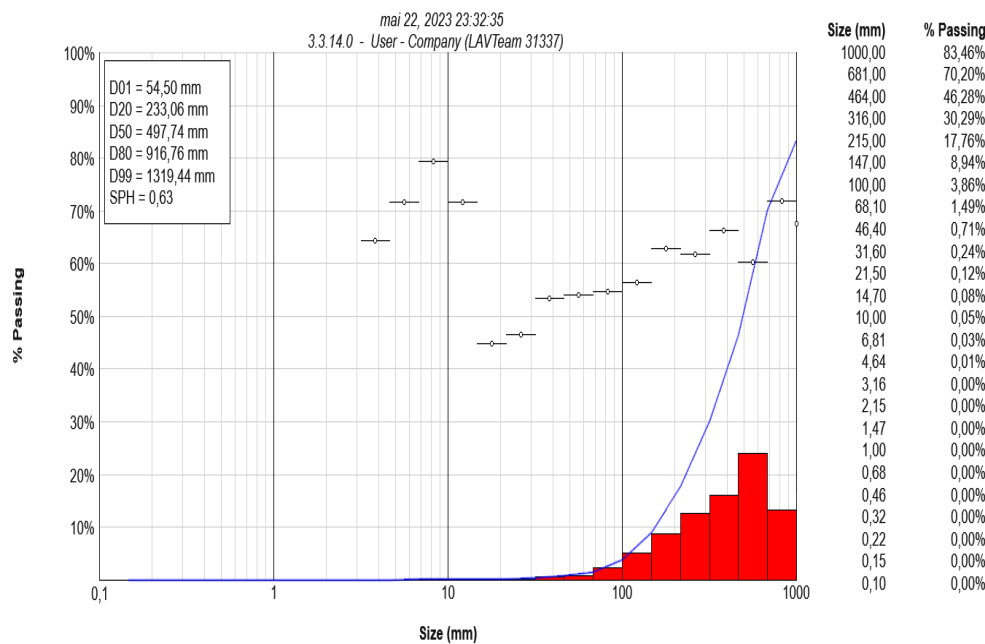


Figure V.14: résultat de L'analyse granulométrique de tas des roches abattus par le (Plan de tir exécuté le 20/03/2023)

V.3.3.2 Interprétation

Comme représentée la courbe , la tranche 1000 mm (0.94m - 1m) est la tranche ayant les dimensions maximales admissibles pour le concassage , c'est à dire le pourcentage indésirable est égal à 16,54 % ,qui est une valeur inacceptable pour notre cas .

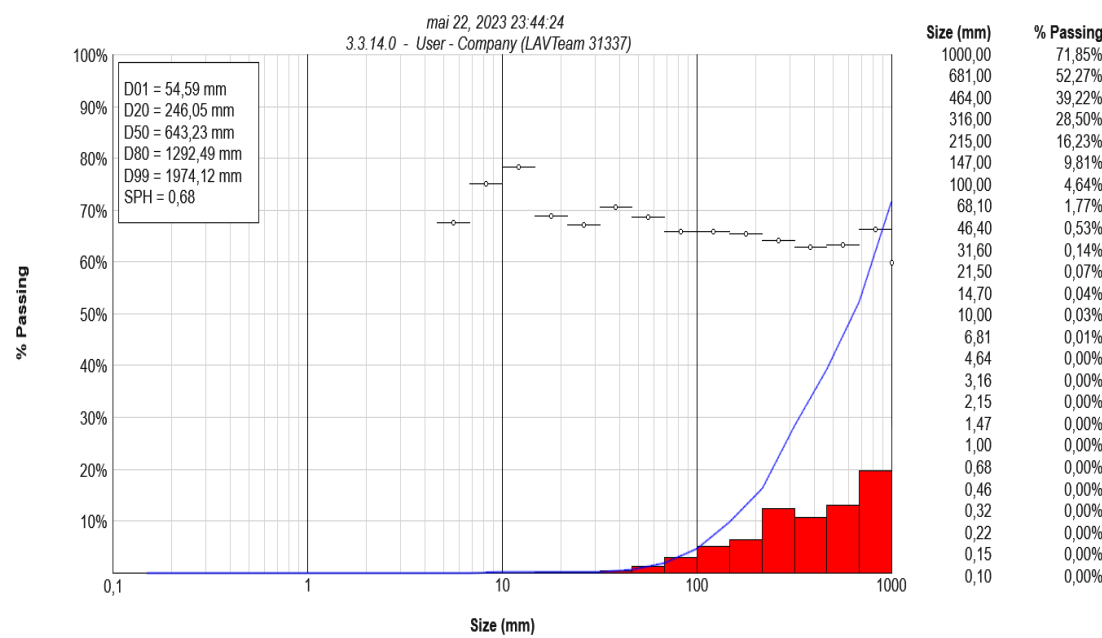


Figure V.15: résultat de L'analyse granulométrique de tas des roches abattus par le (Plan de tir exécuté le 22/03/2023)

V.3.3.3 Interprétation

comme représentée la courbe , la tranche 1000 mm (0.94 - 1m) est la tranche ayant les dimensions maximales admissibles pour le concassage , c'est à dire le pourcentage indésirable est égal à 28.15 % ,qui est une valeur inacceptable pour notre cas .

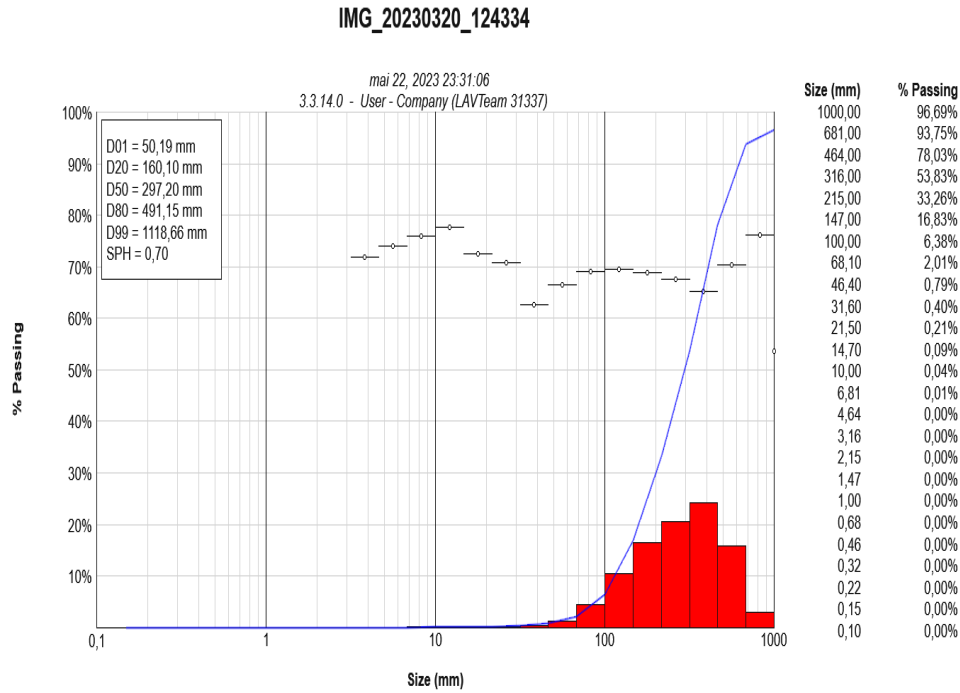


Figure V.16: résultat de L'analyse granulométrique de tas des roches abattus par le (Plan de tir exécuté le 23/03/2023)

V.3.3.4 Interprétation

comme représentée la courbe , la tranche 1000 mm (0.94m - 1m) est la tranche ayant les dimensions maximales admissibles pour le concassage , c'est à dire que le pourcentage indésirable est de 3.31 , une valeur qu'on considère très satisfaisant .

23 mars 2023

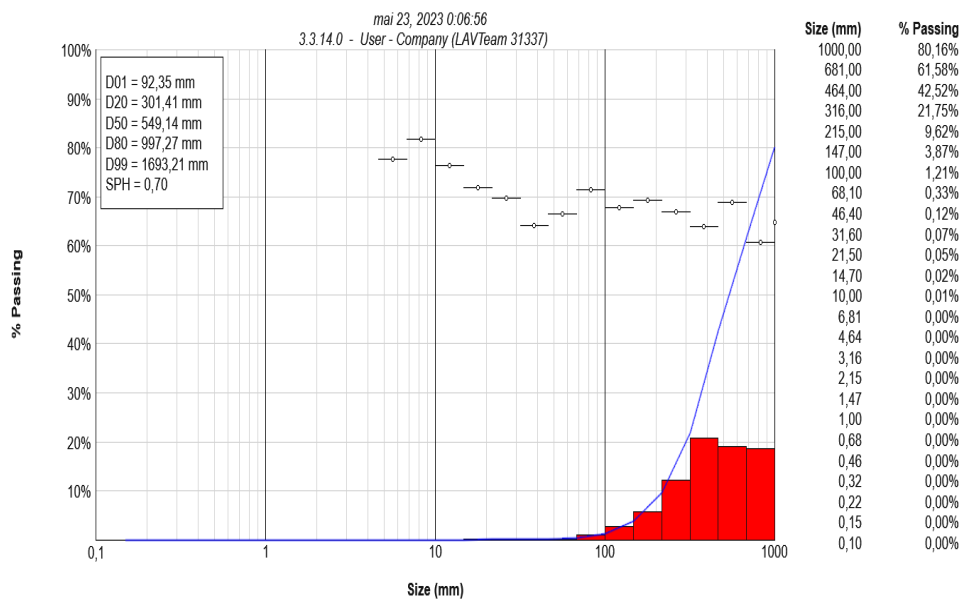


Figure V.17: résultat de L'analyse granulométrique de tas des roches abattus par le (Plan de tir exécuté le 23/03/2023)

V.3.3.5 Interprétation

comme représentée la courbe , la tranche 1000 mm (0.94m - 1m) est la tranche ayant les dimensions maximales admissibles pour le concassage , c'est à dire le pourcentage indésirable est égal à 19,84 % ,qui est une valeur inacceptable pour notre cas .

V.4 La solutions proposées

V.4.1 Calcul de la consommation spécifique réalisé sur terrain (selon le plan de tir)

- **Trou de 16 m** maille (5 x5) m densité : 2.4 t/m³

- Tonnage abattue pour un trou de 16 m: 960 tonnes
- Quantité d'Anfomil utilisé pour un trou de 16 m : 125 kg
- Quantité de Marmanite utilisé pour un trou de 16 m : 15 kg

Consommation spécifique :

$$- \frac{\text{Quantité d anfomil}}{\text{tonnage abattu}} = \frac{125}{960} = 0.130 \text{ kg/t} = \mathbf{160 \text{ g/t}}$$

$$- \frac{\text{Quantité de marmanit}}{\text{tonnage abattu}} = \frac{15}{960} = 0.015 \text{ kg/t} = \mathbf{15 \text{ g/t}}$$

- **Trou de 15 m** maille (5 x5) m densités : 2.4 t/m³

- Tonnage abattue pour un trou de 15 m : 900 tonnes
- Quantité d'Anfomil utilisé pour un trou de 15 m : 125 kg
- Quantité de Marmanite utilisé pour un trou de 15 m : 12.5 kg

Consommation spécifique :

$$- \frac{\text{Quantité d anfomil}}{\text{tonnage abattu}} = \frac{125}{900} = 0.138 \text{ kg/t} = \mathbf{138 \text{ g/t}}$$

$$- \frac{\text{Quantité de marmanit}}{\text{tonnage abattu}} = \frac{12.5}{900} = 0.014 \text{ kg/t} = \mathbf{14 \text{ g/t}}$$

- **(Banquette) Trou de 03 m** maille (4.5 x4.5) m densité : 2.4 t/m³

- Tonnage abattue pour un trou de 03 m est égale : 146 tonnes
- Quantité d'Anfomil utilisé pour un trou de 03 m : 12.5 kg
- Quantité de Marmanite utilisé pour un trou de 03 m : 2.5 kg

Consommation spécifique :

$$- \frac{\text{Quantité d anfomil}}{\text{tonnage abattu}} = \frac{12.5}{146} = 0.085 \text{ kg/t} = \mathbf{85 \text{ g/t}}$$

$$- \frac{\text{Quantité de marmanit}}{\text{tonnage abattu}} = \frac{2.5}{146} = 0.017 \text{ kg/t} = \mathbf{17 \text{ g/t}}$$

Tableau V.17 : Données pratiques à partir du plan de tir proposé n°01

Masse rocheuse	Hg (m)	a (m)	w (m)	Densité (t/m ³)	Anfomil (kg)	Marmanit (kg)	tonnage abattu (t)	consommation spécifique d'explosif (g/t)	
								Anf	Mar
phosphate	17	4,5	4,5	2,3	125	12,5	792	0,158	0,016
	14	4,5	4,5	2,3	100	12,5	652	0,153	0,019
	12	4,5	4,5	2,3	100	10	559	0,179	0,018
	10	4,5	4,5	2,3	75	7,5	466	0,161	0,016
stérile	14	4,5	4,5	2,4	100	10	680	0,147	0,015
	16	4,5	4,5	2,4	125	12,5	778	0,161	0,016
	16	5	5	2,4	125	15	960	0,130	0,016
	15	5	5	2,4	125	12,5	900	0,139	0,014

D'après les résultats obtenus de la consommation spécifique de l'explosif nous remarquons une consommation spécifique d'explosif en qualité Anfomile dans les trous de profondeur (Hg = 12m) est 179g/t, qui est supérieure à la consommation spécifique d'explosif exigée dans le plan d'exploitation (165g/t), contrairement aux autres trous nous avons obtenu une consommation spécifique d'explosif inférieure à la consommation exigée.

Pour savoir une consommation spécifique d'explosif améliorée, on peut faire certains changements concernant les paramètres du bloc [dimension entre les trous (a) et ligne de moindre de résistance (w)] en utilisant la même quantité d'explosif pour chaque trou.

- **1^{er} cas** : opter pour la valeur de la distance entre les trous (a) 5 m au lieu de 4.5 m, et fixer la ligne de moindre de résistance (w).

$$a = 4.5 \text{ m}, w = 5 \text{ m}$$

Tableau V.18 : Données pratiques à partir du plan de tir proposé n°02

Masse rocheuse	Hg (m)	a (m)	w (m)	Densité (t/m ³)	Anfomil (kg)	Marmanit (kg)	tonnage abattu (t)	consommation spécifique d'explosif (g/t)	
								Anfo	Mar
phosphate	17	4,5	5	2,3	125	12,5	880	0,142	0,014
	14	4,5	5	2,3	100	12,5	725	0,138	0,017
	12	4,5	5	2,3	100	10	621	0,161	0,016
	10	4,5	5	2,3	75	7,5	518	0,145	0,014
stérile	14	4,5	5	2,4	100	10	756	0,132	0,013
	16	4,5	5	2,4	125	12,5	864	0,145	0,014
	16	5	5	2,4	125	15	960	0,130	0,016
	15	5	5	2,4	125	12,5	900	0,139	0,014

Dans le 1^{er} cas, après avoir modifié la distance entre les trous de mine en ajoutant un demi-mètre (a= 5m), le volume abattu augmentera automatiquement et en utilisant la même quantité d'explosif déjà utilisée, la consommation spécifique de l'explosif sera diminuée de preuve que la valeur la plus élevée est de 161 g/t qu'on peut considérer une valeur acceptable.

- 2^{ème} cas : changement des valeurs (a) et (w)

$$a = 5 \text{ m}, w = 5 \text{ m}$$

Tableau V.19 : Données pratiques à partir du plan de tir proposé n°03

Masse rocheuse	Hg (m)	a (m)	w (m)	Densité (t/m ³)	Anfomil (kg)	Marmanit (kg)	tonnage abattu (t)	consommation spécifique d'explosif (g/t)	
								Anf	Mar
Phosphate	17	5	5	2,3	125	12,5	978	0,128	0,013
	14	5	5	2,3	100	12,5	805	0,124	0,016
	12	5	5	2,3	100	10	690	0,145	0,014
	10	5	5	2,3	75	7,5	575	0,130	0,013
Stérile	14	5	5	2,4	100	10	840	0,119	0,012
	16	5	5	2,4	125	12,5	960	0,130	0,013
	16	5	5	2,4	125	15	960	0,130	0,016
	15	5	5	2,4	125	12,5	900	0,139	0,014

Dans la 2^{ème} cas, après avoir modifié les deux valeurs (a) et (w) nous remarquons une certaine chute de la consommation spécifique de l'explosif qui peut atteindre 145 g/t d'Anfomile qu'on ne peut utiliser pour le phosphate qui nécessite une consommation supérieure que 160 g/t.

Les fragments de roches abattues qui ne satisfont pas aux conditions ci-dessus sont considérés comme des blocs hors gabarits et feront l'objet d'un débitage secondaire.

V.4.2 Plan de tir proposé :

On propose l'utilisation de ces paramètres suivants essais ultérieures

Tableau V.20 : Plan de tir proposé

	Paramètres	Symboles	Valeurs	Unités
	Hauteur du gradin	H_g	15	M
	Diamètre de trou	D	165	Mm
	Angle d'inclinaison de trou	B	75	°
	Angle d'inclinaison du talus	A	75	°
	Longueur d'excès de forage	L_S	1.65	M
	Longueur du trou	L_{tr}	16.65	M
	La distance entre deux trous consécutifs	a	5	M
	Ligne de résistance au pied du gradin	w	4.5	M
Phosphate	Consommation spécifique d'explosif Anfomile	Q	160	g/t
	Consommation spécifique d'explosif Marmanite	Q	16	g/t
Stérile	Consommation spécifique d'explosif Anfomile	Q	145	g/t
	Consommation spécifique d'explosif Marmanite	Q	16	g/t

V.5 Conclusion

Plusieurs tirs ont été réalisés dans le but de trouver la variante optimale des paramètres de tirs et de forage. En tout, six tirs ont été exécutés :

- Quatre dans le gradin de phosphates dans les niveaux 751 , 739 et 707
- Deux tirs dans le gradin de stérile dans les niveaux 733
 - on a calculé les valeurs de certains paramètres de tir à savoir (la consommation spécifique d'explosif , longueur du trou et la longueur minimale de bourrage ...etc)

D'après les données de la mine, l'on a constaté qu'ils ne conviennent pas avec les résultats obtenus.

Et après l'analyse des résultats de tir quele logiciel wipfrag, on a constaté que seul le tir exécuté le (23/03/2023 tir n°02) satisfait les conduites admissibles pour le

On a aussi proposé la modification de certains paramètres de tir et de forage pour obtenir de meilleurs résultats adaptables aux exigences de la granulométrie

Chapitre VI :

Sécurité

VI.1 Introduction

Le service de sécurité est une composante de la structure générale de l'entreprise, il est placé sous la responsabilité directe de la direction. Son rôle essentiel est la sauvegarde des travailleurs, il se propose aussi de former, d'informer, de travailler et de perfectionner les procédés technologiques d'exploitation. [10]

Les taches du service de sécurité sont :

- Participation à l'élaboration des plans « ORSEC » (organisation des secours en cas de catastrophe),
- Assistance aux travaux dangereux,
- Vérification des équipements et dispositifs de protection,
- Analyse des accidents de travail,
- Sensibilisation des ouvriers et des nouvelles recrues,
- Etablissement d'un rapport mensuel des accidents,
- Organisation et coordination des secours en cas de catastrophe,
- Etre en étroite collaboration avec le service médical pour la prévention des risques,

Pour assurer une meilleure sécurité, il faut la prévention, elle consiste à chercher toutes causes pouvant entraîner des accidents de travail, et/ou engendrer maladies professionnelles

La sécurité est une partie importante et nécessaire pour les travaux miniers et souvent liée aux points principaux suivants :

- 1- La sécurité des chantiers ;
- 2- La sécurité de la carrière ;
- 3- La sécurité des moyens matériels et des êtres humains ;

VI.2 La sécurité des chantiers

La sécurité des chantiers est parmi les tâches de base de la sécurité préventive et de la sécurité industrielle. Pour cela, deux postes avancés ont été créés au niveau du gisement de Kef-Essenoun, le premier dédié à la sécurité préventive, tandis que le second dédié à la sécurité industrielle.

Les tâches de ces deux postes avancés sont les suivants:

- Poste avancé de sécurité préventive

Il faut assurer le gardiennage et la sécurité pour les matériels et le personnel.

La photo suivante présente poste avancé de sécurité préventive Kef-Essenoun (DSP 4)



Figure VI.1: poste avancé de sécurité préventive Kef-Essenoun (DSP4)

- Poste avancé de sécurité industrielle

L'intervention rapide en cas d'accident de travail tels que les collisions entre les engins, incendies des engins, les pannes des équipements lourds....etc.

VI.3 La sécurité de la carrière

La sécurité de la carrière nécessite une attention particulière et un suivi rigoureux lors des travaux d'exploitation pour éviter tous types de risques tels que l'éboulement, glissement et affaissement.

Pour éviter ces menaces, il est impératif de suivre les consignes suivantes :

- Exploitation minière dans la direction du pendage des strates (couches) de la partie Nord vers le Sud ;
- Configuration et reconfiguration de la carrière selon les arts miniers (hauteurs des gradins, plates-formes de travail, et bermes de sécurité.....etc) ;
- Calcul les coefficients de sécurité selon la mise à jour mensuel de la carrière ;
- Laisser une épaisseur de phosphate de 2m dans le fond de la fosse ;
- Suivi les angles de pentes de la carrière ;
- Une surveillance permanente de la paroi Nord surtout lors de l'extraction de phosphate et stérile avoisinant cette paroi ;

- Continuité de l'opération de remblayage de l'ancienne fosse après l'extraction de phosphate composant le stot de protection ;
- Clôture et balisage des zones dangereuses de la carrière ;
- Cartographie géologique et géotechnique des affleurements ;
- Statistique des fissures dans la carrière et la zone d'affleurement ;
- Mesures du pendage des couches. **[21]**

Il existe beaucoup des causes des accidents de travail et des maladies professionnelles à Kef-Essenoun peuvent être la poussière et le bruit car les ouvriers sont exposés à ces derniers sans aucune protection préventive

- **La Poussière**

La poussière est une formation des particules fines solides en suspension dans l'air produite par des processus d'extraction ou de la turbulence de l'air.

La poussière est toujours nuisible. Elle réduit la visibilité, irrite les yeux et endommage les matériels et à son environnement.

Les poussières minérales provoquent des maladies pulmonaires, si elles sont émises en quantités suffisantes pendant longtemps.

Le port du masque lutte contre la poussière et aide 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 . **[10]**

Le tableau suivant présente le bulletin d'analyse d'après la station de surveillance de l'environnement – Annaba

Tableau VI.1: Le bulletin d'analyse d'après la station de surveillance de l'environnement – Annaba . [22]

Spécification de l'échantillon : Rejet Atmosphérique							
Date de Prélèvement : 15/12/2022.							
Prélèvement effectuée par station de surveillance de l'environnement – Annaba -							
Présentation des résultats d'analyse							
Paramètre	Unité	Résultats				Valeurs Limites des Rejets	Appareillage Utilisé
		Secteur de Poussièrage	Secteur Calcination	Secteur Séchage	Somiphos Bir el ater		
Poussière Totale	Mg/N.m ³	0,49	4,67	0,54	0,041	50	Analyseur de poussière model:AD R1500

Le tableau 2suivant présente le bulletin d'analyse d'après la station de surveillance de l'environnement – Tébessa .

Tableau VI.2 : Le bulletin d'analyse d'après la station de surveillance de l'environnement – Tébessa. [22]

Spécification de l'échantillon : Rejet Industrielle				
Date de Prélèvement : 05/12/2022, Adresse : Djebel Onk Bir El Ater				
Prélèvement effectuée par station de surveillance Tébessa				
Présentation des résultats d'analyses				
Paramètre	Unité	résultats	Valeurs Limites	Norme d'analyse
Température	°C	19	30	Multi. paramètre
PH	/	8,11	6,5 – 8,5	
Mes	Mg/l	25	35	ISO 11923,1997
Dco		110	120	ISO 6060,1989
D 805		32	35	ISO 5815,1989
Hydrocarbures totaux		8	10	Méthode Rodier
Huile et graisses		15	20	Méthode Rodier
Plomb		<0,2	0,5	ISO 8288,1986
Cadmium		<0,03	0,2	ISO 8288,1986
chrome		<0,2	05	ISO 8288,1986
Fer		<0,1	03	ISO 8288,1986
Cuivre		<0,1	0,5	ISO 8288,1986
Nickel		<0,2	0,5	ISO 8288,1986
Zinc		<0,03	03	ISO 8288,1986
Manganèse		<0,1	01	ISO 8288,1986
Phosphore total		7	10	ISO 6878,2004

- **Le Bruit**

Le bruit peut provoquer le traumatisme et la diminution de la capacité de travail des ouvriers.

Le bruit dégrade l'ouïe et peut provoquer la fatigue et la surdité, les principales causes du bruit sont :

- la sondeuse.
- la station de concassage.

Pour lutte contre le bruit, il est recommandé de porter les oreillettes de protection (stop bruit) et des casques par les ouvriers travaillant au sein de la station de concassage et surtout par les foreurs . [10]

VI.4 La sécurité des moyens matériels et des êtres humains

Ce type de sécurité joue un rôle très important pour la protection et la sécurité des matériels et des personnes, en particulier au niveau de la carrière, le personnel doit se conformer aux procédures suivantes :

- Sortie obligatoire des engins et des personnes de lieux programmés pour les processus de dynamitages à des distances autorisés ;
- Purgeage des gradins d'exploitation après chaque opération du tir ;
- Aménagement permanente des pistes de roulage et placer des signes (plaques et panneaux) de circulation dans leurs lieux appropriés et plan de circulation de la carrière de Kef-Essenoun);

L'arrosage continu pour les pistes de roulage et les lieux de travail dans le but de fournir une bonne visibilité pour les conducteurs des engins et de réduire la poussière et son impact sur la santé de travailleurs. [21]

La photo suivante Présente le plan de circulation pour l'exercice 2023 carrière Kef-Essenoun.

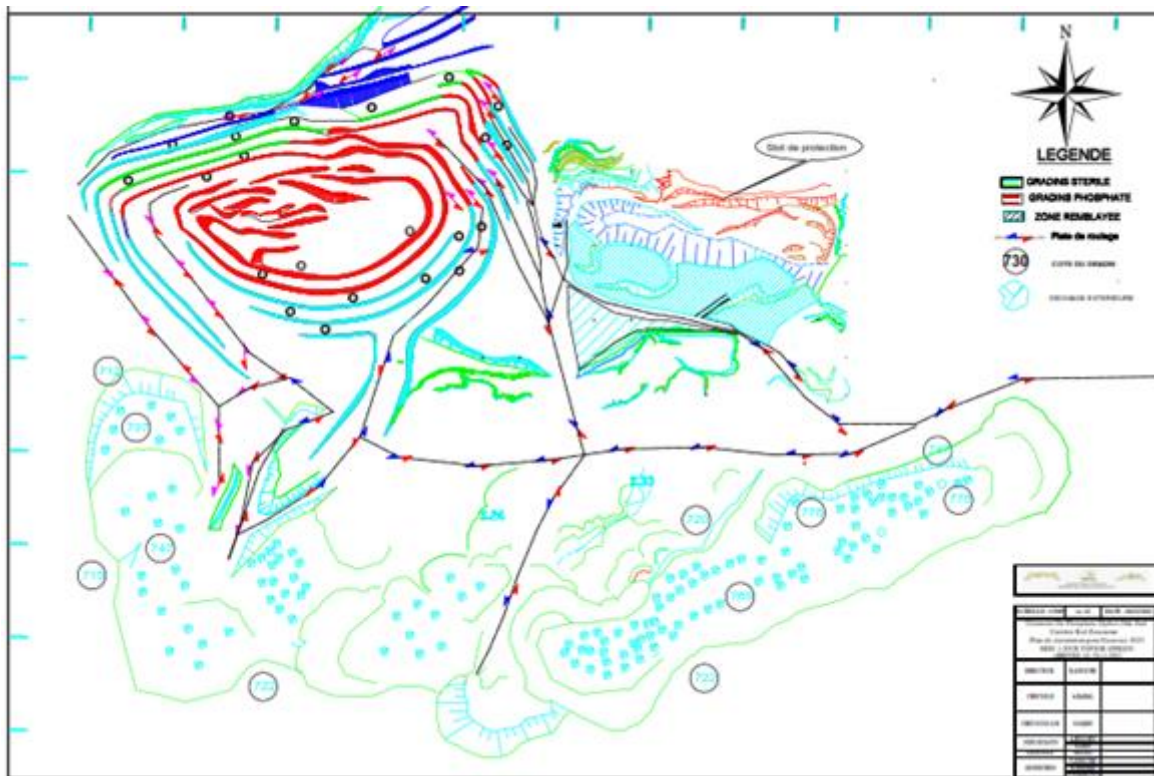


Figure VI.3 :Le plan de circulation pour l'exercice 2023 carrière Kef-Essenoun. [21]

VI.5 Conclusion

La sécurité joué un rôle essentiel dans la gestion de tous les ensembles du secteur industriel des mines.

Le présent recueil de directives pratiques s'applique dans les mines à ciel ouvert à toutes les situations ou opérations comportant des aspects de sécurité et de santé de travail, pour le développement et la gestion de l'entreprise.

Dans la mine de Djebel Onk les directives pratiques des sécurités visant à prévenir les accidents et les effets nocives pour la santé et les maladies résultant du travail et assurer la bonne conduite de l'exploitation sont respectées

Conclusion générale

L'Algérie possède des réserves importantes de phosphate présentées par les gisements de la région de Djebel Onk (Tébessa).

Le gisement de Kef Essenoun est situé dans le prolongement de la retombée méridionale de la flexure antiforme du Djebel Onk, dont la structuration majeure est due à la tectonique post-Miocène.

La stratigraphie de la région de Djebel Onk est exprimée par une succession stratigraphique allant du Crétacé Supérieur (Maestrichtien) à l'Eocène moyen (Lutétien).

Les conditions hydrogéologiques de la région du Djebel Onk sont en relation étroite avec le climat et les particularités structurales qui les caractérisent.

La situation actuelle des carrières, les zones d'activité choisies en matière d'enlèvement de stérile et l'extraction de phosphate (tout-venant) sont très favorables (taux de découverte et coûts) pour la réalisation des objectifs ciblés pour l'année 2023.

La quantité en matière de produit marchand de 1.7 MT reste réalisable à travers les installations actuelles de la chaîne de traitement.

Le plan d'exploitation 2023 a fait sortir les recommandations suivantes :

- L'exploitation s'effectuera du haut vers le bas en respectant l'art minier et les paramètres d'exploitation préconisés.
- L'élimination de la couche marneuse se poursuivra jusqu'à l'atteinte d'une pente de 12°.
- Dans la zone Ouest (bloc B), la formation géologique de Danio-Montien sera configurée en deux gradins, par contre dans la zone Est (bloc A), la dite formation sera exploitée par niveaux.
- Revoir à la baisse la consommation spécifique de l'explosif, particulièrement au niveau de Calcaires de Danio-Montien et marnes de Thanetien inférieur.
- Suivi rigoureux et systématique de l'aspect géotechnique : vérification du coefficient de sécurité chaque 15 jours. [2]

La forme et les dimensions du tas peuvent être réglées par les paramètres des travaux de forage et de tir

Les roches abattues ayant $Dm \leq 1 m$ peuvent être chargées, transportées et concassées, les roches ayant $Dm > 1 m$ sont considérées comme des roches hors gabarits, et font donc l'objet d'un débitage secondaire.

Les roches stériles de dimensions $Dm \leq 1.39 m$ peuvent être chargées et transportées vers le terril et celles supérieures à cette valeur sont considérées comme des blocs hors gabarits.

Le tir de production est une opération déterminante dans la mine. Cette opération conditionne le déroulement des autres opérations. Il faut donc veiller à l'améliorer nous proposons:

- Contrôler les trous, les profondeurs, et la maille, avant le déplacement de la machine.
- Matérialiser sur le terrain la limite de chargement.
- Les longueurs supplémentaires ne doivent pas être standardisées .Elles doivent varier en fonction du profil topographique de la volée et des caractéristiques de terrain pour ne pas recopier toujours les mêmes bosses du terrain.
- L'opérateur de la sondeuse doit toujours disposer d'un plan qui comprend des séquences

de foration appropriées afin d'éviter le passage de la machine sur des trous déjà chargés.

Pour le chargement et les transports de phosphate et du stérile, les engins utilisés permettront d'assurer la sûreté de la production planifiée. Cependant, il faut souligner que le parc de la mine est équipé de plusieurs camions en réserve, qui sont utilisés en cas de panne, ou de besoin pour augmenter la production de la mine.

L'analyse des paramètres et facteurs influençant l'abattage des roches à l'explosif, nous a permis de bien cerner le problème posé et de déduire qu'en dehors de la série de facteurs influençant l'opération d'abattage des massifs rocheux, on distingue les discontinuités naturelles, qui jouent les principaux rôles dans la réussite de l'opération d'abattage.

Donc la chaîne technologique d'un plan de tir, son efficacité est plus affectée par les discontinuités structurales y compris failles, joints et autres et les conditions climatiques que par les propriétés de l'explosif.

Plusieurs tirs ont été réalisés dans le but de trouver la variante optimale des paramètres de tirs et de forage .En tout, six tirs ont été exécutés :

- Quatre dans le gradin de phosphates dans les niveaux 751 , 739 et 707
- Deux tirs dans le gradin de stérile dans niveaux 733

- on a calculé les valeurs de certains paramètres de tir à savoir (la consommation spécifique d'explosif , longueur du trou et la longueur minimale de bourrage ...etc)

D'après les données de le mine, l'on a constaté qu'ils ne conviennent pas avec les résultats obtenus.

Et après l'analyse des résultats de tir quele logiciel wipfrag, on a constaté que seul le tir exécuté le (23/03/2023 tir n°02) satisfait le conduites admissibles pour le

On aussi proposé la modification de certains paramètres de tir et de forage pour obtenir de meilleurs résultats adaptables aux exigences de la granulométrie

Bibliographie

- [1] Optimisation des paramètres de forage et tir pour améliorer la qualité de fragmentation dans les mines à ciel ouvert cas : de la mine Kef Essenoun à Tébessa Présenté par : DIABY Cheick Oumar ,DIALLO Bourama
- [2] plan de d'exploitation 2023 Complexe Minier de Djebel Onk
- [3] Analyse des pratiques d'abattage dans les carrières de phosphate (Cas de Djebel-Onk) Par Daff Sidatti Tabet Abd El Hak
- [4] Structure de la mécanisation complexe gisement du phosphate de Djebel Onk. Tébessa (Cas de Kef Essenoun) Présenté et soutenu par BOUKHELOUF. Idriss
- [5] Actualisation des réserves géologiques du gisement de phosphate de Kef Essenoun au Sud-Est de tebessa) Présenté et soutenu par MOUSSELMAN Farouk
- [6] Étude multicritères des paramètres d'abattage de la mine de phosphate de Djebel Onk – Tébessa
- [7] Rapport étude géotechnique de stabilité talus de Djebel Onk sud et de blod el Hadba .
- [8] KOVALENKO.V. AMBARTSOUMIAN.N. Et LAHMER. K.M. Exploitation des carrières. Université d'Annaba. Edition OPU. 1986.
- [9] plan de d'exploitation 2019 Complexe Mines de Djebel Onk
- [10] Amelioration du plan de tir cas de Kef Essenoun Par : SAOUDI KHALIL NECIB ADEM
- [11] Harries. G and Mercer. J.K, the science of blasting and its use to minimise costs. Proc. Australian inst. Min. Metal. Annual conf. Adelaide, part B, 1975 pages 387-399.
- [12] Persson, P.A, Bench drilling – an important first step in the rock fragmentation process. Atlas copco. Bench drilling symposium. Stockholm, 1975.
- [13] Antill, J.M. Modern, blasting techniques for construction engineering. Australian civil engineering and construction. November 1964, page 17.
- [14] Hagan, T.N, Blasting physics – what the operator can use in 1975. Proc. Australian inst. Min. Metal annual conf. Adelaide. Part B, 1975 pages 369-386.
- [15] Blanchier et al, Théorie du travail a l'explosif,ind, Minérale et carrier-les technique mai–juin,1988,pp 17-21..

- [16] Jaeger, J.C. and Cook, N.G.W, Fundamental of rock mechanics. Chapter 2,13 and 18, Chapman & Hall ltd. , London, 1975.
- [17] Kristiansen, Kure, Vestre, Bergqvist., 1990, An investigation of heave and fragmentation related to explosive properties. Fragblast 90. Proceedings of the 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Australian Institute of Mining and Metallurgy : Brisbane, pp 83-90.
- [18] Rapport d'option Analyse et optimisation des pratique d'abattage a l'explosif dans une carriere de granulats cécile COULOMBEZ Juillet 2007
- [19] phosphate-Wikipédia <https://fr.m.wikipedia.org> .
- [20] A. CORODISKI, B. de TREZVINSKY, Y. VASSILEVSKY, Livre, «Exploitation des mines ».
- [21] Environnement et sécurité 2023 Djebel Onk.
- [22] Direction de Djebel Onk.