



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 Mines Et Géotechnologie



MEMOIRE

Présenté en vue de l'obtention du diplôme de Master

Filière : Génie minier

Option : Exploitation des Mines

Etude de faisabilité technico-économique et sociale de gisement de granite à Chétaïbi, Annaba

Présentée et soutenue par Par : **MOUAIA Louai**
MAYOUF Moumen

Devant le jury :

Merah Chafia	Président	M.C.A	Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa
Mr.Saadaoui Salah	Encadreur	M.C.B	Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa
Bouterfif Leila	Examineur	M.A.A	Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa

Année universitaire 2025/2026

Année universitaire : 2025/2026

Tébessa le : 05/06/2026

Lettre de soutenabilité

Noms et prénoms des étudiants :

1/ **Mouai Louai**

2/ **Mayouf Moumen**

Niveau : **Masters 2** Option : **Exploitation des Mines**

Thème : **Etude de faisabilité technico économique et sociale du gisement de granite à Chitaibi Annaba.**

Nom et prénom de l'encadreur : **Saadaoui Salah**

Chapitres réalisés	Signature de l'encadreur
CHAPITRE I : GENERALITES SUR LE GRANITE ET CADRE GEOGRAPHIQUE ET GEOLOGIQUE DE GISMENT	Dr. Saadaoui Salah 
CHAPITRE II : ESTIMATIONS DES RESRVES ET ETAT ACTUELLE DE LA CARRIERE DE KOUDIAT ZOUBIA	
CHAPITRE III : DÉTERMINATION DES DIFFÉRENTS PARAMÈTRES ET PROCESSUS TECHNOLOGIQUES DE L'EXPLOITATION	
CHAPITRE IV : ETUDE BIBLIOGRAPHIQUE SUR L'EXPLOITATION DE GRANITE	
CHAPITRE V : ANALYSE TECHNICO ECONOMIQUE ET SOCIAL	

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

مؤسسة التعليم العالي : جامعة العربي التبسي - تبسة

تصريح شرفي
خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

السيد (ة) موايحيث (لؤي) الصفة : طالب، أستاذ باحث، باحث دائم : دلال ب

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : 10858674 و الصادرة بتاريخ 03/06/2026

المسجل بمعهد الحسنا ج قسم الإعلان الحسنا ج

و المكلف بانجاز أعمال بحث (مذكرة التخرج، مذكرة ماستر، مذكرة ماجستير، أطروحة دكتوراه)، عنوانها :

..... Etude de faisabilité technico économique et social
..... du gisement de granite à Chêtaibi Annaba

أصرح بشرفي أنني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية و المنهجية و معايير الأخلاقيات المهنية و النزاهة الأكاديمية
المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

التاريخ : 06/07/2026

إمضاء المعني (ة)



2026 جوان 07

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

مؤسسة التعليم العالي : جامعة العربي التبسي - تبسة

تصريح شرفي
خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

السيد (ة) مكيون مؤمن..... الصفة : طالب، أستاذ باحث، باحث دائم : طالب.....

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : 415.770.291 و الصادرة بتاريخ 2025/09/05
المسجل بمعهد الطبا جهم والحيو تكتلو ميبا قسم المستغلات الطنا جهم
و المكلف بانجاز أعمال بحث (مذكرة التخرج، مذكرة ماستر، مذكرة ماجستير، أطروحة دكتوراه)، عنوانها :

Etude de faisabilité technique, économique et
sociale du gisement de granite chetoubi.....

أصرح بشرفي أنني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية و المنهجية و معايير الأخلاقيات المهنية و النزاهة الأكاديمية
المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

التاريخ: 2026/06/07

إمضاء المعني (ة)







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



04 جوان 2026

مقرر رقم: 04/2026 مؤرخ في:

يتضمن الترخيص بمناقشة مذكرة الماستر

إن مدير جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي بتبسة،
- بموجب القرار الوزاري رقم 318 و المؤرخ في 05 ماي 2021 المتضمن تعيين السيد "قواسمية عبد الكريم" مديرا لجامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي - تبسة،
و بمقتضى المرسوم التنفيذي رقم : 12-363 مؤرخ في 8 أكتوبر 2012، يعدل ويتم المرسوم التنفيذي رقم 09-08 المؤرخ في : 04 جانفي 2009 والمتضمن إنشاء جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي بتبسة،
و بمقتضى 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،
و بموجب القرار رقم 362 المؤرخ في 09 جوان 2014 الذي يحدد كفايات إعداد ومناقشة مذكرة الماستر، لاسيما المادة 7 منه،
- وبموجب القرار رقم 375 المؤرخ في 15 جوان 2020 المعدل الملحق القرار 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمن تأهيل ماستر الفروع ذات تسجيل وطني بجامعة تبسة، اختصاص استغلال المناجم
وبموجب المقرر رقم المؤرخ في : 04 جوان 2026 والمتضمن تعيين مناقشة مذكرة الماستر،
وبعد الاطلاع على مقرر تعيين لجنة مناقشة مذكرة الماستر المؤرخ في : 04 جوان 2026

يقرر ما يأتي:

المادة 1: يُرخص للطالب معيوف مؤمن

المولود بتاريخ : 2002/09/11 بـ تبسة ولاية تبسة

بمناقشة مذكرة الماستر والموسومة بـ:

Etude de faisabilité technico économique et sociale du gisement de granite à Chétaibi Annaba

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: يحفظ نسخة عن هذا المقرر ضمن الملف البيداغوجي للطالب المعني وينشر في النشرة الرسمية لجامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي.

04 جوان 2026

حُزّر ب تبسة، في:

عن المدير، وبمفوض منه

مدير المعهد





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



04 جوان 2026

مقرر رقم: 006 مؤرخ في:

يتضمن تعيين لجنة مناقشة مذكرة الماستر

إن مدير جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي بتبسة،
- بموجب القرار الوزاري رقم 318 و المؤرخ في 05 ماي 2021 المتضمن تعيين السيد "فواسمية عبد الكريم" مديراً لجامعة الشهيد
الشيخ العربي التبسي - تبسة،
- بمقتضى المرسوم التنفيذي رقم: 12-363 مؤرخ في 8 أكتوبر 2012، يعدل ويتم المرسوم التنفيذي رقم 08-09 المؤرخ في: 04
جانفي 2009 والمتضمن إنشاء جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي بتبسة،
- بمقتضى 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،
- بموجب القرار رقم 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمن تأهيل ماستر الفروع ذات تسجيل وطني بجامعة تبسة.
و بموجب 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.
وبعد الاطلاع على محضر المجلس العلمي لمعهد المناجم رقم 03 المؤرخ في 24 ماي 2026.

يقرر ما يأتي:

المادة 1: تُعَيَّن بموجب هذا المقرر لجنة مناقشة مذكرة الماستر المحضرة من طرف

الطّالِب: معيوف مؤمن المولود بتاريخ 2002/09/11 بـ تبسة ولاية تبسة

والموسومة بـ:

Etude de faisabilité technico économique et sociale du gisement de granite à Chétaibi Annaba

والمسجل بمعهد المناجم

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

رقم	الاسم واللقب	الرتبة	مؤسسة الانتماء	الصفة
1	مراح شافية	أستاذ محاضر أ	جامعة العربي التبسي - تبسة	رئيسا
2	سعداوي صالح	أستاذ محاضر ب	جامعة العربي التبسي - تبسة	مشرفا
3	بوطرفيف ليلي	أستاذ مساعد - أ	جامعة العربي التبسي - تبسة	مناقشا

المادة 3: يكلف رئيس قسم المناجم والجيوتكنولوجيا بتنفيذ هذا المقرر الذي يُسَلَّم نسخة عنه إلى كل من الطّالِب المعني والمُشرف على

المذكّرة وأعضاء لجنة المناقشة فور توقيعه.

المادة 4: تحفظ نسخة عن هذا المقرر في الملفّ البيداغوجي للطالِب المعني، وينشر في النّشرة الرّسمية لجامعة العربي التبسي.

2026

04 جوان

محرر ب تبسة، في:





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



04 جوان 2026

مقرر رقم: 04/ج.م. مؤرخ في:
يتضمن الترخيص بمناقشة مذكرة الماستر

إن مدير جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي بتبسة،
- بموجب القرار الوزاري رقم 318 و المؤرخ في 05 ماي 2021 المتضمن تعيين السيد "قواسمية عبد الكريم"
مديرا لجامعة الشهيد الشيخ لعربي التبسي - تبسة،
- وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم : 12- 363 مؤرخ في 8 أكتوبر 2012، يعدل ويتم المرسوم التنفيذي رقم
09- 08 المؤرخ في : 04 جانفي 2009 و المتضمن إنشاء جامعة الشهيد الشيخ 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 المادة 7
منه،

- وبموجب القرار رقم 375 المؤرخ في 15 جوان 2020 المعدل الملحق القرار 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 و المتضمن
تأهيل ماستر الفروع ذات تسجيل وطني بجامعة تبسة، اختصاص استغلال المناجم
وبموجب المقرر رقم 04/ج.م. المؤرخ في: 04 جوان 2026... والمتضمن تعيين مناقشة مذكرة الماستر،
وبعد الاطلاع على مقرر تعيين لجنة مناقشة مذكرة الماستر المؤرخ في: 04 جوان 2026.....

يقرّر ما يأتي:

المادة 1: يُرخص للطالب موايعية لؤي

المولود بتاريخ: 2003/06/12 ب. تبسة ولاية تبسة

. بمناقشة مذكرة الماستر والموسومة ب:

Etude de faisabilité technico économique et sociale du gisement de granite à Chétaibi Annaba

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: حفظ نسخة عن هذا المقرر ضمن الملف البيداغوجي للطالب المعني وينشر في النشرة الرسمية لجامعة
الشهيد الشيخ العربي التبسي.

04 جوان 2026

حرّر ب تبسة، في:

عن المدير، وبمفوض منه





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



04 جوان 2026

مقرر رقم : 04... مؤرخ في :
يتضمن تعيين لجنة مناقشة مذكرة الماستر

إن مدير جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي بتبسة،
- بموجب القرار الوزاري رقم 318 و المؤرخ في 05 ماي 2021 المتضمن تعيين السيد "قواسمية عبد الكريم" مديرا لجامعة الشهيد
الشيخ العربي التبسي - تبسة،
- وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم 12-363 مؤرخ في 8 أكتوبر 2012، يعدل ويتم المرسوم التنفيذي رقم 09-08 المؤرخ في :
04 جانفي 2009 و المتضمن إنشاء جامعة الشهيد الشيخ 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،
بموجب القرار رقم 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمن تأهيل ماستر الفروع ذات تسجيل وطني بجامعة تبسة.
و بموجب القرار رقم 375 المؤرخ في 15 جوان 2020 المعدل للمحقق القرار 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 و المتضمن تأهيل ماستر
الفروع ذات تسجيل وطني بجامعة تبسة، اختصاص استغلال المناجم.
وبعد الاطلاع على محضر المجلس العلمي لمعهد المناجم رقم 03 المؤرخ في 24 ماي 2026.

يقرر ما يأتي:

المادة 1: تُعَيَّن بموجب هذا المقرر لجنة مناقشة مذكرة الماستر المحضرة من طرف

الطالِب : موايعية لؤي المولود بتاريخ 2003/06/12 ب. تبسة ولاية تبسة

والموسومة ب:

Etude de faisabilité technico économique et sociale du gisement de granite à Chétaibi Annaba

والمسجل بمعهد المناجم

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

رقم	الاسم واللقب	الرتبة	مؤسسة الانتماء	الصفة
1	مراح شافية	أستاذ محاضرا	جامعة العربي التبسي - تبسة	رئيسا
2	سعداوي صالح	أستاذ محاضر ب	جامعة العربي التبسي - تبسة	مشرفا
3	بوطرفيف ليلي	أستاذ مساعد - أ	جامعة العربي التبسي - تبسة	مناقشا

المادة 3: يكلف رئيس قسم المناجم والجيوتكنولوجيا بتنفيذ هذا المقرر الذي يُسَلَّم نسخة عنه إلى كلٍّ من الطالِب المعني والمُشرف
على المذكرة وأعضاء لجنة المناقشة فور توقيعه.

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

04 جوان 2026 حُرِّر ب تبسة، في:

المدير،
مدير المعهد
مدير المعهد
مدير المعهد

ملخص

تتناول هذه المذكرة دراسة الجدوى التقنية والاقتصادية والاجتماعية لرواسب الميكرو-گرانوديوريت بموقع قديات الزوبية، الواقع في بلدية شتايبى، ولاية عنابة، والتابع لمجمع GICA الصناعي. تنطلق الدراسة من تقديم جيولوجي للرواسب، يعقبه تقدير للاحتياطيات باستخدام برنامج GEOVIA SURPAC. كما تم تحديد المعاملات التكنولوجية للاستغلال في المناجم المفتوحة لكل من التوف والميكرو-گرانوديوريت. وقد أتاح التحليل الاقتصادي، بالاعتماد على تطبيقنا TCR، تقييم تكاليف الاستثمار ومصاريف التشغيل ومدى ربحية المشروع على مدى عشر سنوات. أما الدراسة الاجتماعية فنبرز الأثر الإيجابي على التشغيل المحلي والعائدات الجبائية..

الكلمات المفتاحية : ميكرو-گرانوديوريت، قديات الزوبية، شتايبى، منجم مفتوح، الجدوى التقنية والاقتصادية، الأثر TCR، الاجتماعي، الأثر البيئي،

Abstract

This thesis focuses on the techno-economic and social feasibility study of the micro-granodiorite deposit of KOUDIAT EZZOUBIA, located in the municipality of Chétaïbi, Annaba province, and operated under the GICA industrial group. The study begins with a geological presentation of the deposit, followed by a reserve estimation carried out using GEOVIA SURPAC software. The open-pit exploitation technological parameters were determined for both tuff and micro-granodiorite. The techno-economic analysis, supported by our TCR application, assessed the investments, operating costs, and project profitability over a ten-year period. The social study highlights the positive impact on local employment and fiscal revenues.

Keywords : micro-granodiorite, KOUDIAT EZZOUBIA, Chétaïbi, open-pit quarry, GEOVIA SURPAC, techno-economic feasibility, TCR, social impact, environmental impact.

Résumé

Ce mémoire porte sur l'étude de faisabilité technico-économique et sociale du gisement de micro-granodiorite de KOUDIAT EZZOUBIA, situé dans la commune de Chétaïbi, wilaya d'Annaba, et exploité dans le cadre du groupe GICA. L'étude débute par une présentation géologique du gisement, suivie d'une estimation des réserves réalisée à l'aide du logiciel GEOVIA SURPAC. Les paramètres technologiques d'exploitation à ciel ouvert ont été déterminés pour le tuf et le micro-granodiorite. L'analyse technico-économique, appuyée par notre application TCR, a permis d'évaluer les investissements, les charges d'exploitation et la rentabilité du projet sur dix ans. L'étude sociale met en évidence l'impact positif sur l'emploi local et les recettes fiscales.

Mots-clés : micro-granodiorite, KOUDIAT EZZOUBIA, Chétaïbi, carrière à ciel ouvert, GEOVIA SURPAC, faisabilité technico-économique, TCR, impact social, impact environnemental,

Dédicace

Ce modeste travail est dédié à toute ma famille, mon père, ma mère, Et mes deux frères Mouez et Safouane, aussi ma sœur, à tous les amis et mes Proches,
« Et à tous personne ayant contribué à ce travail de près ou de loin. »

MOUMEN

Dédicace

Ce modeste travail est dédié à toute ma famille, mon père, ma mère, Et mes frères, mes sœurs, à tous les amis et mes Proches, Et à tous personne ayant contribué à ce travail de près ou de loin.

LOUAI

Remerciement

En préambule au présent projet de fin d'études, Je remercie Dieu Tout Puissant de m'avoir donné la volonté et le courage de mener à bien ce mémoire.

Je remercie chaleureusement mon Encadrant, Docteur **SAADAoui Salah**, pour son dévouement, sa générosité et ses conseils pertinents et avisés, sans son soutien ce travail n'aurait jamais vu le jour.

Je remercie profondément le docteur **MERAH Chefia** et le docteur **BOUTERFIF Leila** qui a accepté de présider le jury de cette soutenance.

J'exprime aussi mes profondes reconnaissances à Monsieur le Directeur de Carrière Mr. **DRISSI**, pour son aide apportée et aussi d'avoir accepté d'évaluer ce travail.

Je tiens à témoigner toute ma reconnaissance aux personnes suivantes, pour leur aide dans la réalisation de ce mémoire :

Mr. NASRI Mouad, Le cadre de finance et compatibilité dans l'entreprise pour son aide et d'avoir mis à nous disposition les moyens nécessaires pour l'accomplissement de ce projet.

MR. RABIE, ingénieur d'exploitation dans le complexe minier de Djebel el ONK, et **MR. CHARAD**, géologue dans le CERAD Tébessa.

Pour leur grande contribution dans la réalisation de ce mémoire.

Finalement, je remercie ma famille, mes amis, pour leurs soutiens et tous ceux qui ont contribué de près ou de loin pour la réalisation de ce travail.

TABLE DES MATIÈRES

LISTE DES FIGURES.....	
LISTE DES TABLEAUX.....	
LISTE DES ABREVIATIONS.....	
INTRODUCTION.....	

CHAPITER I : GENERALITES SUR LE GRANITE ET CADRE GEOGRAPHIQUE ET GEOLOGIQUE DE GISEMENT

I. GENERALITES	22
I.1 Présentation du Groupe GICA :	22
I.1.1 Missions du Groupe GICA : ...	22
I.1.2 Filiales du groupe Le groupe GICA	22
I.1.3 Les valeurs du Groupe GICA :	23
I.2 Réserves et production mondiale de granite	23
I.2.1 Réserves mondiales de granite :	23
I.2.2 Production mondiale de granite	25
I.2.3 Utilisation du granite.....	26
II. GEOLOGIE REGIONALE ET LOCALE.....	24
II.1 GEOLOGIE REGIONALE :	28
II.1.1 Cadre géographique :	28
II.1.2 Contexte géologique de la région :	28
II.2 GEOLOGIE LOCALE :	32
II.2.1 Localisation géographique :	32
II.2.2 Géologie de gisement :	33
II.2.3 Genèse de formation.....	34
II.2.4 Morphologie de gisement :	36
III. Travaux des prospection et exploration sur site de KOUDIAT EZZOUBIA	37
III.1 Travaux réalisés par CETIM :	37
III.1.1 Anciens travaux :	37
III.1.2 Travaux d'étude complémentaire :	38
III.1.3 Résultats obtenus par les travaux de CETIM :	43
III.1.4 Caractéristiques Qualitatives :	43
III.1.5 Résultats des études pétrographiques :	55

CHAPITER II : ESTIMATION DES RESERVES GELOGIQUES ET ÉTAT ACTUEL DE LA CARRIERE DE KOUDIAT EZZOUBIA

I. Estimations des réserves géologiques du gisement de KOUDIAT EZZOUBIA :	59
I.1 Les réserves géologiques estimées par le CETIM :	59
I.2 Estimation des réserves géologiques et modélisation de gisement :	60
I.2.1 Présentation du logiciel GEOVIA SURPAC :	60
I.2.2 Les avantages du logiciel GEOVIA SURPAC :	61
I.2.3 Les étapes de modélisation et d'estimation des réserves avec LOGICIEL SURPAC :	61

I.2.4 Importation des Données dans LOGICIEL SURPAC :	61
II. ÉTAT ACTUEL DE LA CARIÈRE DE KOUIDAT ZOUBIA.....	66
II.1 Objectif plan d'exploitation 2026 :	66
II.2 Situation de la mine :	67
II.2.1 Régime de fonctionnement de la carrière :	67
II.2.2 Proposition d'un programme de Production - Année 2026	67
II.2.3 Synthèse de l'état d'avancement des travaux d'exploitation :	67
II.2.4 L'état des volumes extraits durant l'exercice 2025 :	68
II.3 État des stocks bruts et terrils :	68
II.3.1 Le stockage du Tuf :	68
II.3.2 La formation du terril :	69
II.4 Situation géotechnique et minière de la carrière :	70
II.4.1 Introduction :	70
II.4.2 Définition du coefficient de sécurité :	70
II.4.3 Définition des paramètres de stabilité :	71

CHAPITER III : DÉTERMINATION DES DIFFÉRENTS PARAMÈTRES ET PROCESSUS TECHNOLOGIQUES DE L'EXPLOITATION

I. Ouverture du gisement.....	75
I.1 Introduction :	75
I.2 Mode d'ouverture du gisement de KOUIDAT EZZOUBIA.....	75
I.2.1 Détermination du volume de tranchée d'accès.....	76
I.2.2 Largeur de la piste de transport	76
I.2.3 Longueur de la demi-tranchée d'accès	77
I.2.4 Calcul du volume de la demi-tranchée d'accès	77
II. Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert.....	78
II.1 Gradin :	78
II.1.1 Éléments des gradins.....	78
II.2 La plate-forme de travail :	79
II.2.1 Largeur d'enlevure :	80
II.3 Angle de bord exploitable :	81
III. Abattage des roches :	82
III.1 Introduction :	82
III.2 Mode d'abattage pour le tuf :	82
III.3 Mode d'abattage pour micro-granodiorite altéré :	83
III.3.1 Les paramètres des travaux de forage et de tir :	83
III.3.2 Processus de forage :	84
III.3.3 Elaboration d'un plan de tir :	87

IV. Chargement et transport des roches :.....	98
IV.1 Introduction :.....	98
IV.2 Chargement :.....	98
IV.2.1 Calcul des rendements :.....	98
IV.2.2 Conclusion :.....	102
V. Transport :.....	102
V.1 Introduction.....	102
V.2 Calcul des rendements :.....	103
V.2.1 Equipements de transport existant dans la carrière de KOUDIAT ZOUBIA.....	103
V.2.2 Rendement effectif :.....	104
V.2.3 Rendement journalier de camion :.....	105
V.2.4 Le rendement Mensuel de camion :.....	105
V.2.5 Rendement annuel du camion :	105
V.3 Conclusion :.....	106

CHAPITER IV : ETUDE BIBLIOGRAPHIQUE SUR L'EXPLOITATION DE GRANITE

I. Introduction.....	109
II. Techniques de fendage.....	110
II.1 Plug and feather / plug and plume.....	111
II.2 Fendage mecanique.....	112
II.3 Mortier expansif.....	112
II.4 LA Séparation par cordon détonateur.....	113
III. Techniques de decoupage.....	117
III.1 Découpage au jet de flamme.....	117
III.2 Découpage au jet d'eau.....	117
III.3 Le havage.....	118
III.4 La scie à fil diamanté.....	119
IV.Processus d'extraction.....	120
IV.1 Forage :.....	120
IV.2 Découpage/ abattage.....	121
IV.3 Détachement et dégagement	122
IV.4 Chargement.....	122
IV.5 Transport des fronts vers les depots	123
IV.6 Aménagement de la carrière.....	123
V. Conclusion.....	124

CHAPITER V : ANALYSE TECHNICO ECONOMIQUE ET SOCIALE

PARTIE TECHNIQUE

I. DÉTERMINATION DE LA MÉTHODE D'EXPLOITATION.....	127
I.1 Les paramètres et les éléments de la méthode d'exploitation :	128
I.1.1 La hauteur du gradin :.....	128
I.1.2 La stabilité des roches du massif :	128
I.1.3 L'angle du talus des gradins :	128
I.1.4 La plateforme de travail :.....	129
II. Processus technologiques de l'exploitation du micro-granodiorite saine.....	131
II.1 TRAVAUX DE FORAGE.....	131
II.1.1 Choix du matériel de forage :	131
II.1.2 Paramètres caractérisant l'engin de forage	131
II.2 TRAVAUX DE SCIAGE :	134
II.2.1 Choix du matériel de sciage :	134
II.2.2 Paramètres caractérisant les machines à fil diamanté :	134
II.2.3 Rendement de sciage :	135
II.3 ÉCARTEMENT, BASCULEMENT DES BLOCS :	136
II.4 RETAILLEMENT DES BLOCS :	137
II.4.1 Paramètres caractérisant la machine à retaille bloc :	137
II.4.2 Rendement de machine à retaille bloc :	138
II.5 Chargement et manutention:....	139
II.5.1 Chargement et manutention par Grue Fixe à Tour (GFT):.....	139
II.5.2 Données techniques du bloc :	139
II.5.3 Calcul de volume de bloc :	140
II.5.4 Calcul de la masse du bloc :	140
II.5.5 Calcul du poids du bloc :	140
II.6 Calcul de charge totale de dimensionnement de la grue :	141
II.6.1 Critère principal de choix :	142
II.6.2 Calcul du moment de charge de la grue à tour (critère de dimensionnement) :	142
II.6.3 Calcul de rendement de la Grue fixe à tour :	142
II.6.4 Estimation du temps de cycle T_c :	143
II.6.5 Calcul du Nombre de Cycles N :	143
II.6.6 Conclusion.....	144
III. FLOW CHART DES OPERATIONS :	145
III.1 Planification des opérations :	145
III.2 Proposition pour la programmation des travaux :	146
III.3 Justifications des choix opérationnels :	146

PARTIE ÉCONOMIQUE

I. Les éléments financiers d'un projet minier :	147
---	-----

I.1 Régime de travail :.....	147
I.2 Production Annuelle projeté :.....	147
I.3 Valeur marchande de granite :.....	147
I.4 Chiffre d'affaires :.....	147
I.5 Charges annuelles :.....	148
I.6 Equipements :.....	148
I.7 Investissements :.....	148
I.8 Cash-flow :.....	148
I.9 Prix de revient :.....	148
II. Présentation de l'application TCR.....	149
II.1 Les fonctionnalités principales de l'application TCR.....	150
II.1.1 Fenêtre « Production » pour l'exploitation du granite	150
II.1.2 Fenêtre « Investissements et amortissements ».....	151
II.1.3 Fenêtre « Personnel et ressources humaines »	152
II.1.4 Fenêtre « Carburant et maintenance ».....	153
II.1.5 Fenêtre « Électricité et consommation énergétique »	154
II.1.6 Fenêtre « Coûts des accessoires »	156
II.1.7 Fenêtre « Consommation d'eau ».....	157
II.1.8 Fenêtre « Saisie TCR ».....	158
II.1.9 Fenêtre « Rapport final ».....	159
II.1.10 Fenêtre « Analyse des graphiques »	160
II.2 Conclusion.....	161
III. ESTIMATION DE COUT DE REVIENT D'EXTRACTION D'UN M3 DE GRANITE	162
III.1 RAPPORT DES INVESTISSEMENTS & AMORTISSEMENTS	162
III.1.1 Méthodologie de Calcul.....	162
III.1.2 Tableau Récapitulatif des Équipements	162
III.1.3 Tableau Détaillé des Amortissements sur 10 Ans	163
III.2 RAPPORT DES RESSOURCES HUMAINES :.....	164
III.2.1 Méthodologie.....	164
III.2.2 Tableau Récapitulatif des Ressources Humaines :.....	164
III.2.3 Tableau de Projection Salariale sur 10 Ans en (kDA) :	165
III.3 RAPPORT FUEL & MAINTENANCE.....	166
III.3.1 Méthodologie de Calcul.....	166
III.3.2 Tableau Récapitulatif de Consommation	166
III.3.3 Tableau de Consommation Fuel sur 10 Ans (kDA) :	166
III.4 RAPPORT DES CHARGES D'ÉLECTRICITÉ (GE).....	167
III.4.1 Méthodologie de Calcul :.....	167
III.4.2 Tableau Récapitulatif des Lignes Électriques	167
III.4.3 Tableau de Coûts Énergétiques sur 10 Ans (kDA).....	168
III.5 RAPPORT DES CONSOMMABLES & ACCESSOIRES :	169
III.5.1 Méthodologie de Calcul :.....	169

III.5.2 Tableau récapitulatif des accessoires :	169
III.5.3 Tableau des Coûts Accessoires sur 10 Ans	170
III.6 RAPPORT DE CONSOMMATION D'EAU	171
III.6.1 Méthodologie.....	171
III.6.2 Tableau Récapitulatif des Postes de Consommation.....	171
III.6.3 Tableau de Projection des Consommations sur 10 Ans	171
III.7 RAPPORT DU TABLEAU DE COMPTE DES RÉSULTATS (TCR).....	172
III.7.1 Méthodologie de Calcul.....	172
III.7.2 Tableau Récapitulatif des Indicateurs	172
III.7.3 Tableau du TCR sur 10 Ans (kDA).....	173
III.7.4 Tableau Détaillé du TCR sur 10 Ans (kDA)	174
III.8 Conclusion :	176
IV. ESTIMATION DE COUT DE REVIENT D'EXTRACTION D'UNE TONNE DE TUF.....	177
IV.1 RAPPORT DES INVESTISSEMENTS & AMORTISSEMENTS.....	177
IV.1.1 Méthodologie de calcul :.....	177
IV.1.2 Tableau récapitulatif des équipements, infrastructures & bâtiments et des frais préliminaires & exploration :	178
IV.2 RAPPORT DES RESSOURCES HUMAINES :	179
IV.2.1 Méthodologie de Calcul.....	179
IV.2.2 Tableau récapitulatif des ressources humaines :.....	179
IV.2.3 Tableau de Projection Salariale sur 10 Ans :.....	179
IV.3 RAPPORT FUEL & MAINTENANCE.....	180
IV.3.1 Méthodologie de Calcul.....	180
IV.3.2 Tableau récapitulatif de consommation :.....	180
IV.3.3 Tableau de Consommation Fuel sur 10 Ans :.....	180
IV.4 RAPPORT DES CHARGES D'ÉLECTRICITÉ (GE)	181
IV.4.1 Méthodologie de Calcul :.....	181
IV.4.2 Tableau Récapitulatif des lignes électriques	181
IV.4.3 Tableau de Coûts Énergétiques sur 10 Ans	182
IV.5 RAPPORT DES CONSOMMABLES & ACCESSOIRES :.....	182
IV.5.1 Méthodologie de Calcul :.....	182
IV.5.2 Tableau Récapitulatif des Consommables.....	182
IV.5.3 Tableau des Coûts Accessoires sur 10 Ans.....	183
IV.5.4 Tableau Détaillé du TCR sur 10 Ans (kDA)	183
IV.6 Conclusion.....	185
V. Détermination du prix de revient global du tuf et du granite.....	187
V.1 Tableau Détaillé du TCR commune sur 10 Ans (kDA).....	187

PARTIE SOCIALE

Introduction.....	193
I. Impact Social.....	193

I.1 Contexte géographique et démographique de chetaïbi :.....	193
I.2 Situation socioéconomique actuelle de chetaïbi :.....	193
I.3 Conséquences de l'exploitation minière sur les plans économique et social....	188
I.3.1 Conséquences sur l'emploi et le marché du travail.....	194
I.3.2 Conséquences sur les investissements étrangers et le cadre législatif :.....	195
I.3.3 Conséquences économiques et partage des richesses :.....	195
II. IMPACT ENVIRONNEMENTAL.....	197
Introduction :.....	197
II.1 Impacts environnementaux identifiés :	197
II.1.1 Mesures d'atténuation et gestion durable :	198
II.2 Fermeture et réhabilitation du site :.....	198
II.2.1 Plan de fermeture et de restauration de site :	199

LISTE DES FIGURES

Figure 1 : Configuration du Groupe GICA (Activités et Filiales) [1].....	23
Figure 2 : Répartition des réserves mondiales de granite par pays (sources internet).24	
Figure 3 : Production mondiale de granite par pays (source internet).....	26
Figure 4 : Utilisation du Granite en Algérie [6].....	27
Figure 5 : Coupes géologiques de gisement de KOUDIAT EZZOUBIA [7].....	31
Figure 6 : Image prise par Google Earth de la carrière de tuf de KOUDIAT EZZOUBIA, Annaba	32
Figure 7 : Localisation topographique du gisement de tuf de KOUDIAT EZZOUBIA (W. Annaba), réalisée sous ArcGIS ,(date 19/04/2026)	33
Figure 8 : Classification des roches Plutoniques (F. Debon 1983)	35
Figure 9 : Processus d'altération des granites et formation de blocs.....	36
Figure 10 : Micro-granodiorite saine (15/05/2026)	40
Figure 11 : Micro-granodiorite Altéré (Tuf) (15/05/2026)	40
Figure 12 : Enclave ferromagnésiens dans une microgranodiorite saine	40
Figure 13 : Texture moyenne et fine des cristaux de microgranodiorite saine	57
Figure 14 : Carottes de sondages de couleurs gris foncée	57
Figure 15 : Carottes de sondages de couleurs gris claire	57
Figure 16 : L'emprise de la zone d'étude destinée à l'estimation des réserves du gisement se fait par le logiciel AUTOCAD sur le plan topographique de décembre 2025.....	60
Figure 17 : Répartition des Sondages vue en 3D.....	63
Figure 18 : Les solides de toutes les couches géologiques (vue de face)	64
Figure 19 : Les solides de toutes les couches géologiques (vue de haut).....	64
Figure 20 : Les trois faciès (tuf, micro-granodiorite altérée, micro-granodiorite saine)	65
Figure 21 : Les endroits d'exploitation pour atteindre l'objectif de production planifiée en 2026.....	66
Figure 22 : Localisation des zones de stockage du tuf (zone 01 et zone 02) au niveau 245 m (schématisé sur le plan topographique (décembre 2025).....	69
Figure 23 : Localisation du terril (Zone 03) (schématisé sur le plan topographique (décembre 2025)	69
Figure 24 : Schéma des forces s'exerçant sur un talus de carrière en équilibre limite.71	
Figure 25 : le graphe qui détermine le facteur de sécurité.....	73
Figure 26 : Demi tranchée d'accès de la carrière de KOUDIAT EZZOUBIA (prise de photo 25/05/2026).....	76
Figure 27: Eléments géométriques et technologiques d'un gradin	78
Figure 28 : Schéma représentant la plate-forme de travail	80
Figure 29 : prise de photo du bulldozer (20/05/2026)	83
Figure 30 : Schéma de tir.....	97
Figure 31 : La chargeuse sur pneus CATERPILLAR (25/05/2026).....	99
Figure 32 : dumper de marque TEREX (25/05/2026)	104

Figure 33 : L'utilisation de plug -and-plumes pour le fondage de la pierre.....	111
Figure 34 : Fendage de la pierre par la technique de plug-and-plumes	111
Figure 35 : Fente médiocre due à une application trop rapide de la force de fente ...	112
Figure 36 : Séparateur hydraulique de pierres et de roches	112
Figure 37 : Coupe transversale schématisée d'un trou chargé de cordeau détonant et rempli d'eau.....	114
Figure 38 : tir d'ouverture	115
Figure 39 : extraction de pierre ornementale par explosifs.....	116
Figure 40 : Découpage par haveuse (15)	118
Figure 41 : Schéma de forage pour l'extraction de la pierre de taille	119
Figure 42 : Schéma des coupes horizontales et verticales (Rehman, 2010).	120
Figure 43 : Installation de forage mobile (Verde Ubatuba, Brésil) et installation de forage sur chariot (Bluepearl, Norvège) (14).....	121
Figure 44 : dégagement des blocs à l'aide des coussins.....	122
Figure 45 : chargement de blocs à l'aide d'une fourche sur un chargeur frontal (Rustenburg, RSA) (14).....	123
Figure 46 : Extraction des blocs.....	127
Figure 47 : L'angle du talus des gradins	129
Figure 48 : schématisation de la largeur utilisée par le fil diamanté.....	130
Figure 49 : visualisation de la retaille d'un bloc	138
Figure 50 : visualisation de la retaille d'un bloc avec sa volume poid et mass.....	141
Figure 51 : Les différentes opérations d'extraction des blocs	145
Figure 52 : programmation des travaux	146
Figure 53 : interface de l'application TCR.....	150
Figure 54 : Fenêtre « Production » pour l'exploitation du granite	151
Figure 55 : Fenêtre « Investissements et amortissements »	152
Figure 56 : Fenêtre « Personnel et ressources humaines »	153
Figure 57 : Fenêtre « Carburant et maintenance »	154
Figure 58 : Fenêtre « Électricité et consommation énergétique »	156
Figure 59 : Fenêtre « Coûts des accessoires »	157
Figure 60 : Fenêtre « Consommation d'eau ».....	158
Figure 61 : Fenêtre « Saisie TCR ».....	159
Figure 62 : Fenêtre « Rapport final ».....	160
Figure 63 : Fenêtre « Analyse des graphiques »	161
Figure 64 : Évolution du chiffre d'affaires et du résultat net (DA)	177
Figure 65 : Évolution du chiffre d'affaires et du résultat net (DA) du tuf dans les conditions actuelle	186
Figure 66 : Évolution du chiffre d'affaires et du résultat net (DA) du tuf en appliquant notre proposition	186
Figure 67 : structure des couts pour le prix de revient du tuf et de granite	191
Figure 68 : l'évolution de 3 indicateurs (Revenus, Charges, Profit) sur 10 ans,	192

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 1 : Production mondiale de granite (sources internet).....	25
Tableau 2 : Coordonnées des bornes de délimitation du permis minier d'exploitation.....	32
Tableau 3 : Caractéristiques des anciens sondages réalisés ainsi que leurs coordonnées UTM [8].....	37
Tableau 4 : Les caractéristiques des sondages réalisés ainsi que leurs coordonnées UTM [8].....	39
Tableau 5 : Répartition des épaisseurs de chaque facies par sondages [8]	39
Tableau 6 : Récapitulatif des travaux de laboratoire.....	42
Tableau 7 : Coordonnées UTM NS du point géodésique, référence de rattachement ..	42
Tableau 8 : Récapitulatif des travaux réalisés	43
Tableau 9 : Résultats des essais physico-mécaniques [8]	44
Tableau 10 : Suite des résultats des essais physico-mécaniques [8]	45
Tableau 11 : Résultats d'essai humidité naturelle [8]	46
Tableau 12 : Résultats d'essai de résistance à la Flexion [8].....	47
Tableau 13 : Spécifications et dureté des minéraux (Échelle de Mohs) [8].....	48
Tableau 14 : Résultats d'essai de dureté de Mohs [8].....	48
Tableau 15 : résultats de l'usure au disque métallique [8]	49
Tableau 16 : Classification des pierres selon leur résistance et utilisation [8]	49
Tableau 17 : Résultats des essais de gel et dégel [8].....	50
Tableau 18 : Résultats d'essai de Los Angeles [8].....	50
Tableau 19 : Synthèse des caractéristiques qualitatives déterminées en laboratoire ...	51
Tableau 20 : Les résultats des analyses chimiques enregistrés pour toute la formation, dans ses deux parties, altérée et saine [8]	52
Tableau 21 : l'analyse statistique de 80 échantillons pour différents éléments et composés chimiques [8].....	54
Tableau 22 : Récapitulatif des réserves géologiques par faciès et catégories [8]	59
Tableau 23 : Partie du fichier COLLAR	62
Tableau 24 : Partie du fichier SURVEY	62
Tableau 25 : Partie du fichier Geology	62
Tableau 26 : les réserves géologiques du gisement de KOUDIAT EZZOUBIA dans la partie centrale.....	65
Tableau 27 : Planification des travaux de découverte et d'exploitation pour l'exercice 2026.....	67
Tableau 28 : L'état des volumes extraits durant l'exercice 2025	68
Tableau 29 : Les valeurs du coefficient de sécurité	70
Tableau 30 : Les caractéristiques des talus pour le gisement de KOUDIAT EZZOUBIA.....	72
Tableau 31 : Choix de largeur de la voie de transport en fonction de la capacité du camion.....	76
Tableau 32 : Récapitulatif des paramètres de la méthode d'exploitation	81
Tableau 33 : Propriétés physico-mécaniques micro-granodiorite altéré.....	84

Tableau 34 : La classification des roches selon l'indice de forabilité recommandé par V. S. Kovalenko	86
Tableau 35 : Caractéristiques des explosifs utilisés	88
Tableau 36 : La classification des roches selon l'indice de tirabilité recommandé par V. S. Kovalenko	89
Tableau 37 : Détermination du rayon de la zone dangereuse (Wcon) selon les recommandations de V. S. Kovalenko.	95
Tableau 38 : Récapitulatif des paramètres de forage et de tir	96
Tableau 39 : Caractéristique de la chargeuse sur pneus CATERPILLAR	99
Tableau 40 : Caractéristique de camion TEREX TR45	103
Tableau 41 : Paramètres de la méthode d'exploitation tuf.....	106
Tableau 42 : Paramètres de la méthode d'enlèvement micro-granodiorite altéré.....	107
Tableau 43 : méthodes d'extraction de la pierre de taille	110
Tableau 44 : Critères de performance requis pour le choix de l'engin de forage.....	131
Tableau 45 : Critères de performance requis pour le choix de matériel de sciage.....	135
Tableau 46 : Les caractéristiques de la machine à fil diamanté pour le sciage secondaire	137
Tableau 47 : Dimensions et volume du bloc	139
Tableau 48: Tableau Récapitulatif des Équipements	162
Tableau 49 : Tableau Détaillé des Amortissements sur 10 Ans	163
Tableau 50 : Tableau Récapitulatif des Ressources Humaines	164
Tableau 51 : Projection Salariale sur 10 Ans en (kDA)	165
Tableau 52 : Tableau Récapitulatif de Consommation	166
Tableau 53 : Tableau de Consommation Fuel sur 10 Ans (kDA)	166
Tableau 54 : Tableau Récapitulatif des Lignes Électriques	167
Tableau 55 : Coûts Énergétiques sur 10 Ans (kDA)	168
Tableau 56 : Tableau récapitulatif des accessoires.....	169
Tableau 57 : Coûts Accessoires sur 10 Ans	170
Tableau 58 : Récapitulatif des Postes de Consommation	171
Tableau 59 : Projection des Consommations sur 10 Ans	171
Tableau 60 : Tableau Récapitulatif des Indicateurs	172
Tableau 61 : Tableau du TCR sur 10 Ans (kDA)	173
Tableau 62 : Tableau Détaillé du TCR sur 10 Ans (kDA)	174
Tableau 63 : Actualisation des Cash-Flows (CF).....	176
Tableau 64 : Estimation des coûts d'investissement du projet	178
Tableau 65 : Ressources humaines	179
Tableau 66 : Calculs des salaires sur 10ans	179
Tableau 67 : Consommation horaire et coût annuel en carburant des engins	180
Tableau 68 : coût annuel en carburant des engins sur 10ans	180
Tableau 69 : Les caractéristiques et le rythme de travail du groupe électrogène	181
Tableau 70 : Répartition de la charge électrique.....	181
Tableau 71 : Projection prévisionnelle des coûts énergétiques électriques sur 10 ans	182

Tableau 72 : Tableau Récapitulatif des Consommables.....	182
Tableau 73 : Tableau des Coûts Accessoires sur 10 Ans.....	183
Tableau 74 : Tableau Détaillé du TCR sur 10 Ans (kDA)	184
Tableau 75 : Détaillé du TCR commune sur 10 Ans (kDA)	188
Tableau 76 : Actualisation des cash-flows globaux (CF).....	190
Tableau 77 : Estimation des besoins en ressources humaines durant la durée de vie de carrière de KOUDIAT EZZOUBIA	194
Tableau 78 : estimation et évaluation des impacts environnementaux et sociétaux du projet de KOUDIAT EZZOUBIA.....	198

LISTE DES ABREVIATIONS

GICA : Groupe Industriel des Ciments d'Algérie

SSE : Santé, Sécurité et Environnement

CETIM : centre d'études et de services technologiques de l'industrie des matériaux de construction

Ha : Hectare (unité de surface)

SG : Sondage Géologique

SIG : Système d'Information Géographique

SURPAC : Surface and Underground Mine Planning Software

GEOVIA : Plateforme logicielle de gestion minière (éditeur de SURPAC)

AutoCAD : Automatic Computer-Aided Design

MNT : Modèle Numérique de Terrain

L_{pt} : la largeur de la plateforme de travail

N_j : Nombre de jours ouvrable de travail par an est égale à 250 jours

N_p : Nombre de poste par jour est égale à 1 poste / jour

T_p : durée de poste prolongé est égale à 6.5 heures

T_c : Temps de Cycle

R_{ex} : Rendement de l'Excavateur (m³/poste)

Q_c : Capacité de la Benne (en tonnes ou m³)

K_u : Coefficient d'utilisation

DTH : Down The Hole (Foration marteau fond de trou)

V_B : Volume de Bloc (en m³)

GFT : Grue Fixe à Tour

kDA : Milliers de Dinars Algériens

DA : Dinar Algérien (unité monétaire nationale)

TCR : Tableau de Compte des Résultats

CA : Chiffre d'Affaires

RH : Ressources Humaines

INTRODUCTION GÉNÉRALE

INTRODUCTION GÉNÉRALE

Le secteur minier occupe une place déterminante dans la stratégie de développement économique de l'Algérie. Face aux impératifs de diversification de l'économie nationale et de réduction de la dépendance aux hydrocarbures, les pouvoirs publics ont engagé, ces dernières années, une politique volontariste de valorisation des ressources minérales non énergétiques. Dans ce cadre, les roches ornementales et les granulats, en particulier le granite, constituent une filière à fort potentiel, capable de générer des revenus en devises et de créer des emplois durables au niveau local.

L'Algérie dispose d'un patrimoine géologique remarquable, avec de nombreux massifs cristallins affleurant sur l'ensemble du territoire national, notamment dans les régions du nord-est. Le complexe tecto-magmatique de la chaîne des Edough, dans la wilaya d'Annaba, en constitue un exemple représentatif. Les formations de micro-granodiorite qui y affleurent présentent des caractéristiques physico-mécaniques et esthétiques particulièrement appréciées dans les domaines de la construction, de la décoration et de la voirie, aussi bien sur le marché national qu'à l'exportation.

C'est dans ce contexte que s'inscrit le présent mémoire, qui porte sur l'étude technico-économique de l'exploitation du gisement de KOUDIAT EZZOUBIA, situé dans la commune de Chétaïbi, wilaya d'Annaba. Ce gisement, propriété du Groupe Industriel des Ciments d'Algérie (GICA).

La problématique centrale de ce travail repose sur la nécessité d'optimiser les processus d'exploitation d'un gisement mixte associant des matériaux aux caractéristiques géotechniques, aux valeurs marchandes et aux filières de valorisation très différentes. Il s'agit notamment de répondre aux questions suivantes : quelles méthodes d'exploitation et quels équipements sont les mieux adaptés aux spécificités lithologiques du gisement de KOUDIAT EZZOUBIA ? Dans quelles conditions l'exploitation du tuf, matériau de couverture considéré comme stérile minier dans un premier temps, peut-elle être rentabilisée ? Et quel est le prix de revient réel du mètre cube de granite extrait, compte tenu de l'ensemble des charges directes et communes inhérentes au projet ?

L'objectif de notre étude est de déterminer les paramètres et les processus technologiques appropriés pour l'exploitation à ciel ouvert du tuf et de la micro-granodiorite, dimensionner les équipements principaux pour l'extraction des blocs granitiques, réaliser une étude économique complète et évaluer les impacts sociaux et environnementaux de l'exploitation.

Dans ce contexte, nous avons structuré notre mémoire du Projet de Fin d'Etudes de la manière suivante,

Le première chapitre présente les généralités sur le granite à l'échelle mondiale et expose le cadre géographique et géologique du gisement.

Le deuxième chapitre est consacré à l'estimation des réserves géologiques, la modélisation du gisement avec le logiciel GEOVIA SURPAC, ainsi qu'à l'état actuel de la carrière, à sa situation géotechnique.

Le troisième chapitre traite de la détermination des différents paramètres et processus technologiques de l'exploitation à ciel ouvert actuellement présentent dans la carrière.

Le quatrième chapitre constitue une synthèse bibliographique des techniques d'extraction spécifiques au granite de taille ornementale.

Le cinquième et dernier chapitre présente l'analyse technico-économique et sociale du projet.

Le mémoire se clôture par une conclusion générale récapitulant les principaux résultats obtenus et formulant des recommandations pratiques à l'attention de l'entreprise exploitante.

CHAPITRE I :

GENERALITES SUR LE GRANITE ET CADRE GEOGRAPHIQUE ET GEOLOGIQUE DE GISEMENT

PARTIE 1 : GENERALITES

I. GENERALITES

I.1 Présentation du Groupe GICA [1] :

En 2009, Le groupe industriel des Ciments d'Algérie (GICA) a été créé suite à la transformation juridique de l'ex-société de gestion des participations « Industrie des ciments ».

Le « Groupe GICA » est le leader national de l'industrie du ciment, et il possède plus de 60 ans d'expérience au service de la construction.

Il est composé par **22 filiales**, qui se propose des solutions adaptées au secteur de la construction et des travaux publics grâce à une gamme variée de produits comprenant des ciments spécifiques, des granulats, des bétons et du marbre.

I.1.1 Missions du Groupe GICA:

Les domaines et les champs d'activité du groupe GICA se résument comme suit :

- Conception de la stratégie de développement du groupe sur les plans industriel, commercial, financier et des ressources humaines pour les activités ciment, granulats et béton prêt à l'emploi.
- Élaborer et suivre les plans d'action, de recherche, d'allocation financière...
- La gestion et la valorisation du portefeuille d'actions et des participations dans les entreprises liées.
- Promouvoir et développer les activités dans le cadre des partenariats.
- S'intégrer en bonne intelligence dans le cadre de la protection de l'environnement et de la valorisation des ressources nationales.

I.1.2 Filiales du groupe Le groupe GICA

- 14 cimenteries.
- 1 sociétés de granulats, BPE et marbre.
- 1 société de distribution des matériaux de construction
- 2 sociétés de maintenance et de montage industriels
- 1 centre d'assistance technique
- 1 société de production et de commercialisation de produits rouges
- 1 centre de formation
- 1 société de gardiennage et de sécurité

Le schéma ci-dessous résume les activités du groupe :

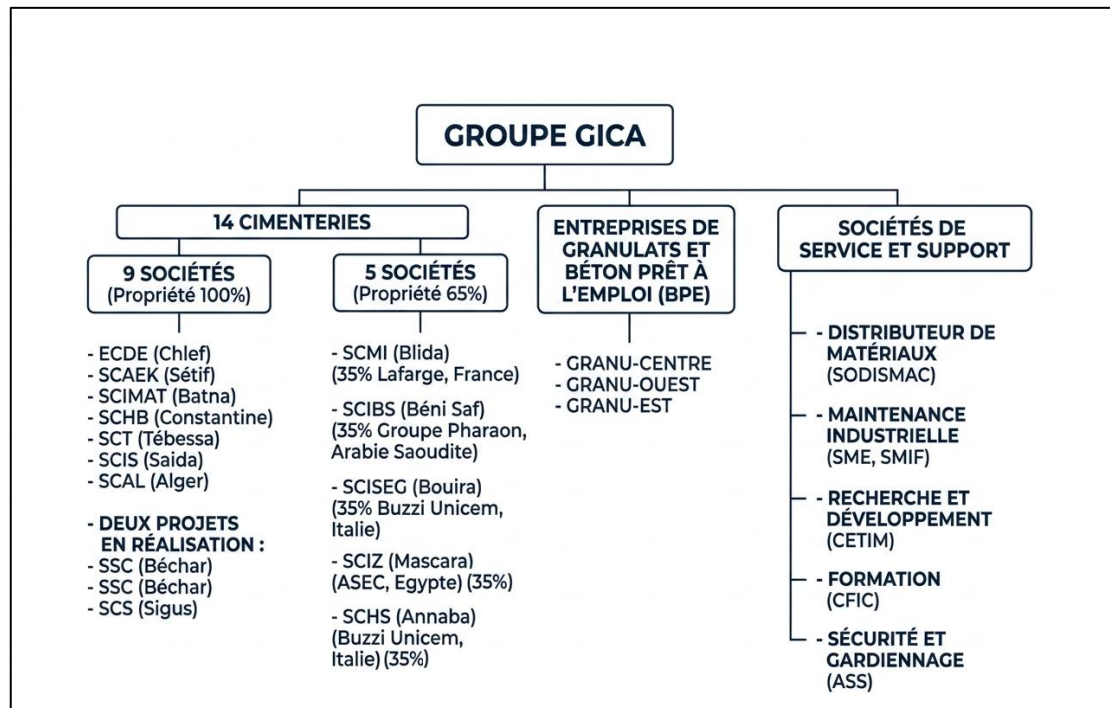


Figure 1 : Configuration du Groupe GICA (Activités et Filiales) [1]

I.1.3 Les valeurs du Groupe GICA :

La société industrielle des Ciments d'Algérie (GICA) se positionne comme un acteur essentiel dans le domaine des matériaux de construction en Algérie, en mettant l'excellence, l'innovation et la responsabilité sociétale au centre de ses engagements. Parmi les valeurs en distinguant :

- S'attache à allier performance industrielle, prise en compte de l'environnement et bien-être social dans un développement durable et éthique.
- Engager une politique rigoureuse en matière de santé, sécurité et environnement (SSE), à un engagement actif dans la responsabilité sociétale des entreprises.
- Assurer la sécurité des employés, la préservation de l'environnement, l'innovation technologique et l'engagement social.

I.2 Réserves et production mondiale de granite

I.2.1 Réserves mondiales de granite :

Le granite est une roche magmatique très abondante dans la croûte terrestre. Contrairement au pétrole ou au cuivre, il n'existe pas de statistiques mondiales parfaitement harmonisées sur les « réserves » de granite, car les gisements sont

immenses et souvent exploités localement comme pierre ornementale ou matériau de construction.

Les « réserves » désignent la quantité présumée récupérable aux prix courants du marché et les « ressources » correspondent à la quantité estimée d'une qualité ou d'une teneur telle qu'elles ont des perspectives raisonnables d'extraction économique [2].

Les estimations des réserves mondiales varient selon les sources et les méthodes de calcul :

- Certaines estimations industrielles évaluent les réserves mondiales à environ **50 milliards de m³** de granite exploitable. [3]
- D'autres évaluations parlent d'environ **135 milliards de tonnes** de granite dans le monde. [4]

Les principaux pays disposant de très grandes réserves sont mentionnés dans la figure ci-dessus (voir figure 2)

L'Inde possède à elle seule environ **20 % des ressources mondiales connues** de granite. [5]

Part estimée des réserves mondiales de granite

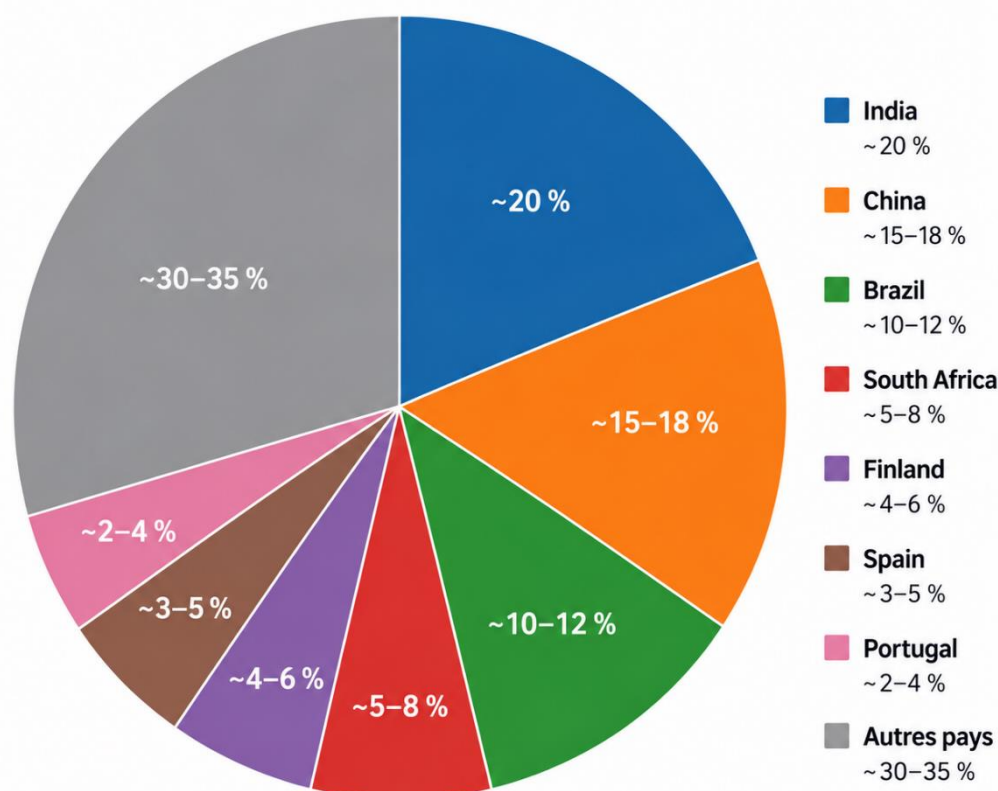


Figure 2 : Répartition des réserves mondiales de granite par pays (sources internet)

I.2.2 Production mondiale de granite

Le marché de la pierre architecturale est soumis à des critères techniques et esthétiques, tels que ceux liés à la porosité, à la dureté ou à la résistance. La commercialisation de la pierre, qu'elle soit brute ou travaillée, dépend fortement d'un marché international compétitif, régi par des chaînes de distribution bien rodées et dicté par la demande pour des teintes et des textures précises en fonction des applications prévues.

Depuis la dernière décennie, des changements dans la façon de construire les grands immeubles (architecture) ont fait diminuer la demande pour la pierre architecturale.

La production mondiale est dominée par quelques grands pays producteurs disposant d'importantes réserves géologiques et d'industries de transformation développées.

Tableau 1 : Production mondiale de granite (sources internet)

Rang	Pays	Part estimée de la production mondiale	Caractéristiques principales
1	China	~25 %	Premier producteur mondial ; forte industrie de transformation et exportation
2	India	~20 %	Importantes carrières de granite noir et coloré
3	Brazil	~10–12 %	Granite décoratif très exporté vers les marchés internationaux
4	Italy	~8 %	Industrie historique de pierre dimensionnelle
5	Spain	~5 %	Production importante destinée à l'Europe
6	Portugal	~3–4 %	Granite de construction et d'ornement
7	South Africa	~3 %	Producteur africain majeur
8	Autres pays	~23–26 %	Turquie, Finlande, Égypte, États-Unis, etc.

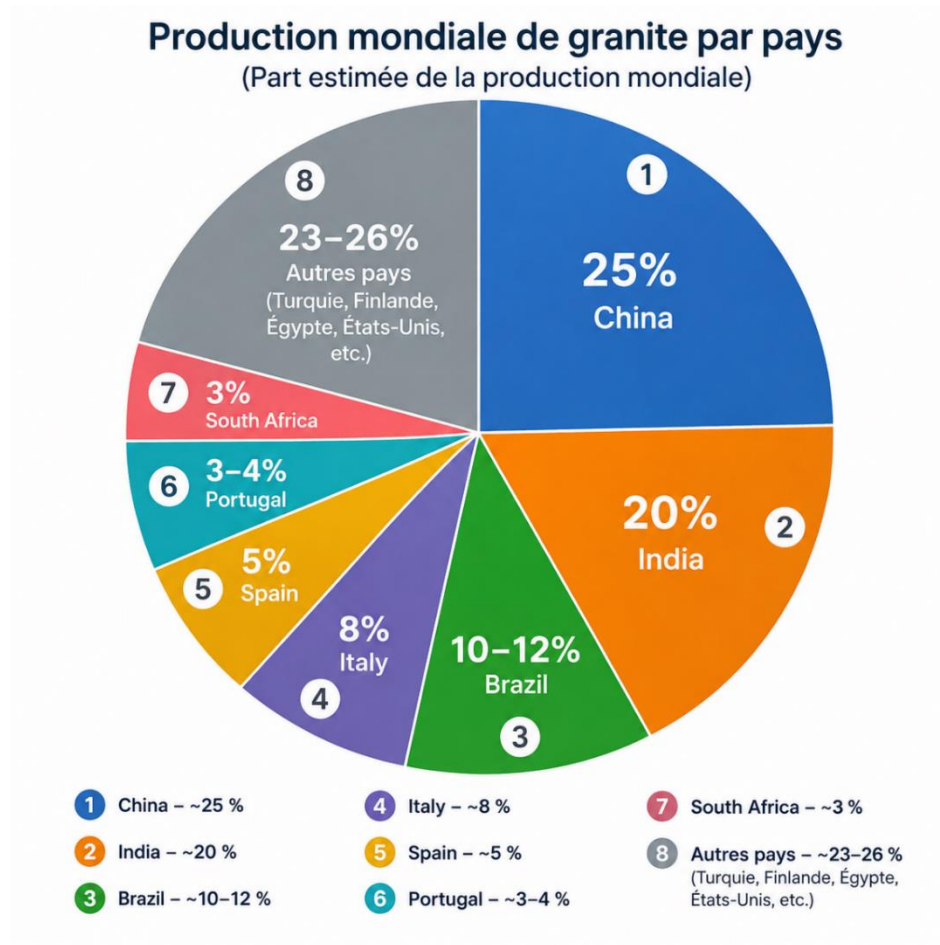


Figure 3 : Production mondiale de granite par pays (source internet)

I.2.3 Utilisation du granite

Le granit sert dans les constructions de bâtiments, de ponts, le revêtement des routes, les édifices commémoratifs, et bien d'autres projets en plein air. [6]

À l'intérieur, l'utilisation de dalles et de carreaux de granit poli est présente dans les plans de travail, les plans de cuisine, les revêtements de sol carrelés, les marches et contremarches d'escalier, ainsi que dans de nombreux autres éléments de design.

Le granit est un matériau prestigieux, employé dans les initiatives visant à créer des impressions d'élégance et de qualité supérieure.

L'équipe du projet a réalisé une enquête interne qui a abouti aux conclusions suivantes concernant les proportions d'utilisation du granite :

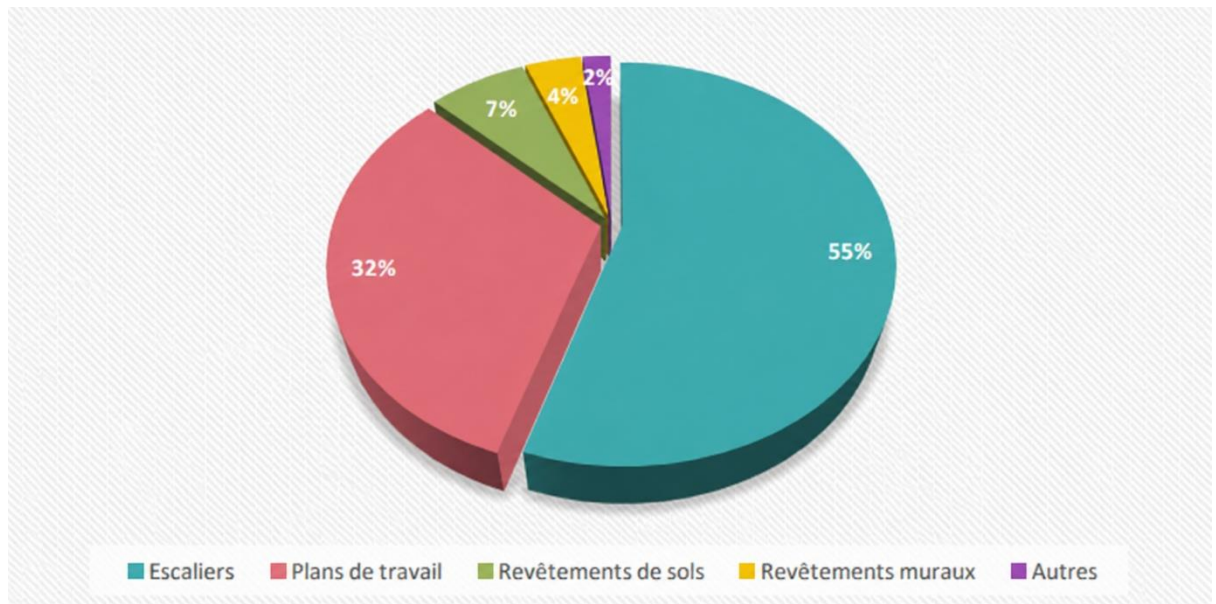


Figure 4 : Utilisation du Granite en Algérie [6]

PARTIE 2 : CADRE GEOGRAPHIQUE ET GELOGIQUE

II. GEOLOGIE REGIONALE ET LOCALE

II.1 GEOLOGIE REGIONALE :

II.1.1 Cadre géographique [7] :

La carrière de tuf « KOUDIAT EZZOUBIA » relève administrativement et territorialement de la commune et daïra de Chétaïbi qui dépend de la wilaya de Annaba.

Une route communale passant à proximité de ses terrains la relie au réseau routier et la rend accessible de tous les endroits de la région Est de l'Algérie.

Du point de vue géomorphologie et orohydrographie, le principal élément orographique de la région est le massif montagneux de l'Edough.

Celui-ci est constitué par une chaîne de montagnes s'élevant assez brusquement au nord du Lac Fetzara et montant régulièrement en direction du village Seraïdi.

Au sud-ouest de cette chaîne se trouve la montagne Kef Seba et au nord-est les contreforts du massif Edough tombent brusquement dans la méditerranée.

Au sud et à l'est de ce massif principal on voit les chaînes isolées de Belellieta et de Bouhamra.

Plus à l'ouest se trouve le massif de Kef Bouassida et la partie sud de la région est occupée par une vaste dépression du Lac Fetzara qui passe graduellement en vallée d'Annaba.

II.1.2 Contexte géologique de la région [7] :

La région de la carrière fait partie du complexe domaine orogénique alpin de l'Algérie du nord. Outre les roches intrusives et quaternaires on y distingue les complexes structuraux suivants :

- Autochtone
- Parautochtones (subautochtones)
- Allochtones
- Post-allochtone

Ainsi, du plus ancien au plus récent nous avons :

II.1.2.1 Le système quaternaire :

Ses dépôts sont largement développés dans la région, avec quelques types génétiques tels que :

- Les dépôts soltaniens (q1s) représentés par les sables des dunes fixées.

- Les dépôts du quaternaire supérieur (q 5-6) constitués de galets, de graviers, de sables et plus rarement d'argiles.
- Les dépôts lacustro-rouvieux (q5-6) formés de matière sablo-argileuse épaisse de 27 m.
- Les dépôts contemporains (q6) représentés par les formations alluviales et lacustro-paludéennes.

II.1.2.2 Le complexe post-allochtone :

Il est représenté par l'assise inférieure du pliocène (p1-2) constituée de blocs et de galets, de conglomérats et de sables. Il se développe dans le bassin de l'Oued El Aneb et sur les versants du massif de Bellelieta.

II.1.2.3 Le complexe allochtone :

On distingue :

- Le complexe allochtone numidien constitué de grès quartzeux ainsi que d'argiles et aleurolites.
- Le complexe de la zone d'Oued El Aneb représenté par les schistes argileux, les quartzito-grès et rarement les calcaires. Il a un contact tectonique avec les formations métamorphiques et sa puissance est de 300m.

II.1.2.4 Le complexe para-autochtone des zones des Djebels Chaïba et Bellelieta :

Il comprend les formations du Jurassique inférieur et du Crétacé supérieur.

Le Jurassique inférieur se développe dans la partie sud-est de la région et se constitue de calcaires massifs à silex. Il a un contact tectonique avec les roches métamorphiques de la série gneisso-schisteuse et avec les dépôts du Crétacé supérieur.

Le Crétacé supérieur est représenté par les dépôts sénoniens divisés en assise inférieure et assise médiane.

L'assise inférieure s'étend dans la région de Djebel Bellelieta, du Djebel Chaïba et à proximité du massif Kef Bouassida. Elle est constituée de grès, d'argilites et de calcaires. Sa puissance est de 550m.

L'assise médiane s'étend dans la région du Djebel Chaïba d'une puissance de 650m, elle est représentée par une alternance d'argilites, d'aleurolites et de grès.

II.1.2.5 Le complexe autochtone :

Les formations de ce complexe sont constituées des roches métamorphiques et magmatiques de l'âge précambrien et se développent dans les limites du massif de l'Edough.

Les roches métamorphiques sont représentées par la série gneisso- schisteuse qui constitue le noyau et les flancs du périanctinal Edough.

Cette série se subdivise en sept (07) assises constituées comme suit :

- Les assises deuxième et troisième : gneïss essentiellement biotitiques.
- Les assises deuxième et quatrième : gneïss essentiellement biotito-muscovitiques et muscovitiques, avec interlits de quartzites micacés.
- L'assise cinquième : sa partie inférieure est faite de gneïss mésocrates biotitiques et celle supérieure se caractérise par l'alternance de gneïss à compositions différentes, par l'apparition des schistes alumineux ainsi que des quartzites micacés et des marbres.
- L'assise sixième : essentiellement schisteuse, elle est la plus caractéristique dans la coupe de la série gneïso-schisteuse du complexe du massif Edough.
- L'assise septième : elle couronne la coupe de la série gneïso-schisteuse du complexe autochtone du massif de l'Edough et son étendue se limite au flanc nord-est du périanclinal de celui-ci.

II.1.2.6 Les roches intrusives :

Elles se sont formées au cours des trois cycles tectono-magmatiques : précambrien ancien, précambrien tardif et néogène ancien.

Le complexe intrusif du Précambrien ancien est représenté par les roches granitoïdes syn-orogéniques observés surtout dans la partie centrale du péri- anticlinal de l'Edough.

Celui du Précambrien tardif est représenté par les ortho-amphibolites et les roches granitoïdes post-orogéniques.

Les ortho-amphibolites se développent au nord-ouest de la région sous-forme de gabbroïdes et gabbro-diorites.

Les granitoïdes se développent dans les limites du complexe autochtone du massif de l'Edough et sont représentés par les granites à grains moyens, rarement gneïssiformes.

Les granitoïdes du Néogène sont développés le long de la bordure nord-ouest et nord de l'Edough.

Finalement il est à noter que les différents complexes sont divisés entre eux par des accidents disjonctifs à pendage doux ou par des limites de stratification discordantes.

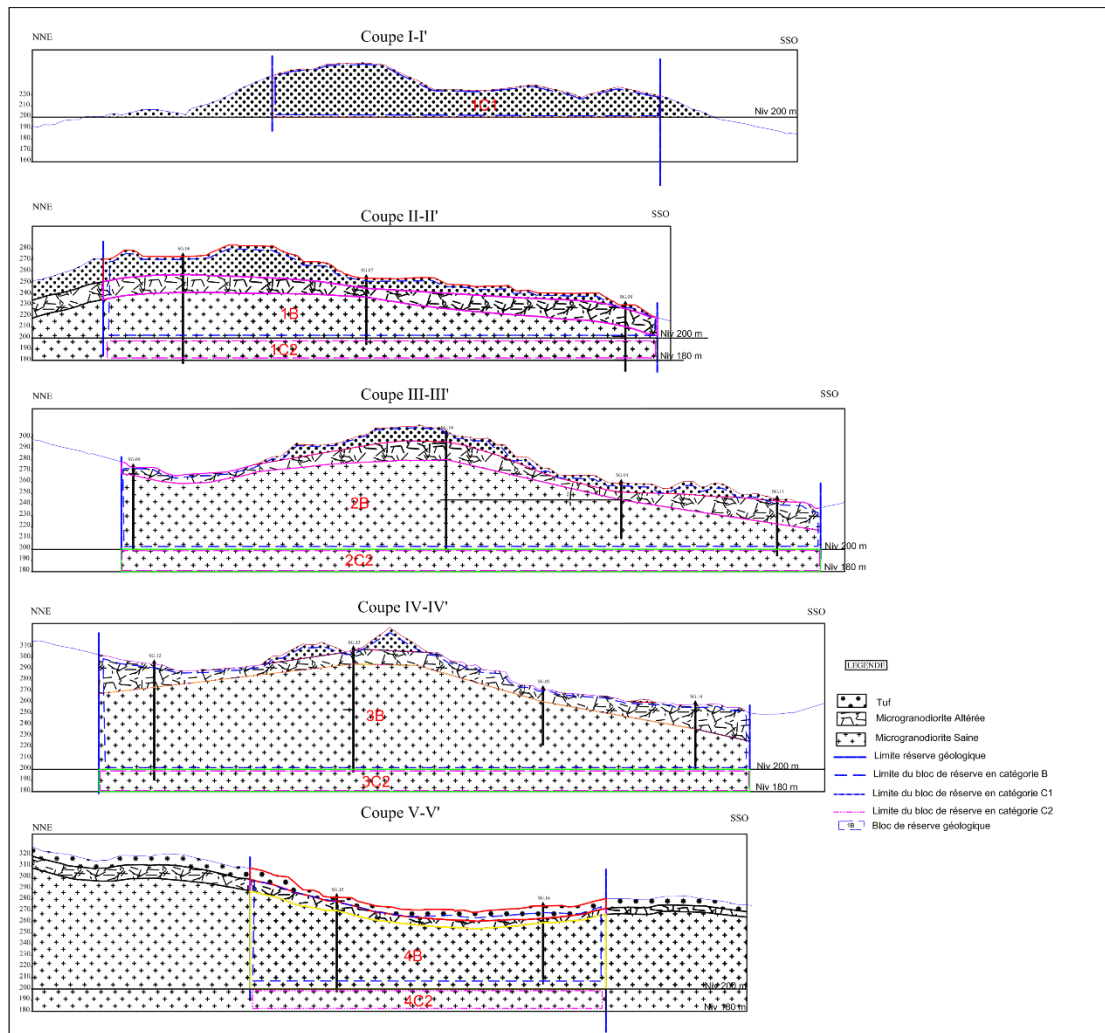


Figure 5 : Coupes géologiques de gisement de KOUDIAT EZZOUBIA [7]

II.2 GEOLOGIE LOCALE :

II.2.1 Localisation géographique :

La carrière de tuf « KOUDIAT EZZOUBIA » se situe sur le territoire de la commune et daïra de Chetaïbi, wilaya d'Annaba. Elle se situe en outre, à 50 km environ au NW d'Annaba ville (voir image Google Earth).

D'après le permis minier d'exploitation - code 2233 PXC, les coordonnées du périmètre exploité sont telles que consignées dans le tableau n°2

Tableau 2 : Coordonnées des bornes de délimitation du permis minier d'exploitation

Points limites	Coordonnées en UTM	
	X	Y
1	354 700	4 100 900
2	354 700	4 099 700
3	353 400	4 099 700
4	353 400	4 100 900

Superficie : 156 ha



Figure 6 : Image prise par Google Earth de la carrière de tuf de KOUDIAT EZZOUBIA, Annaba

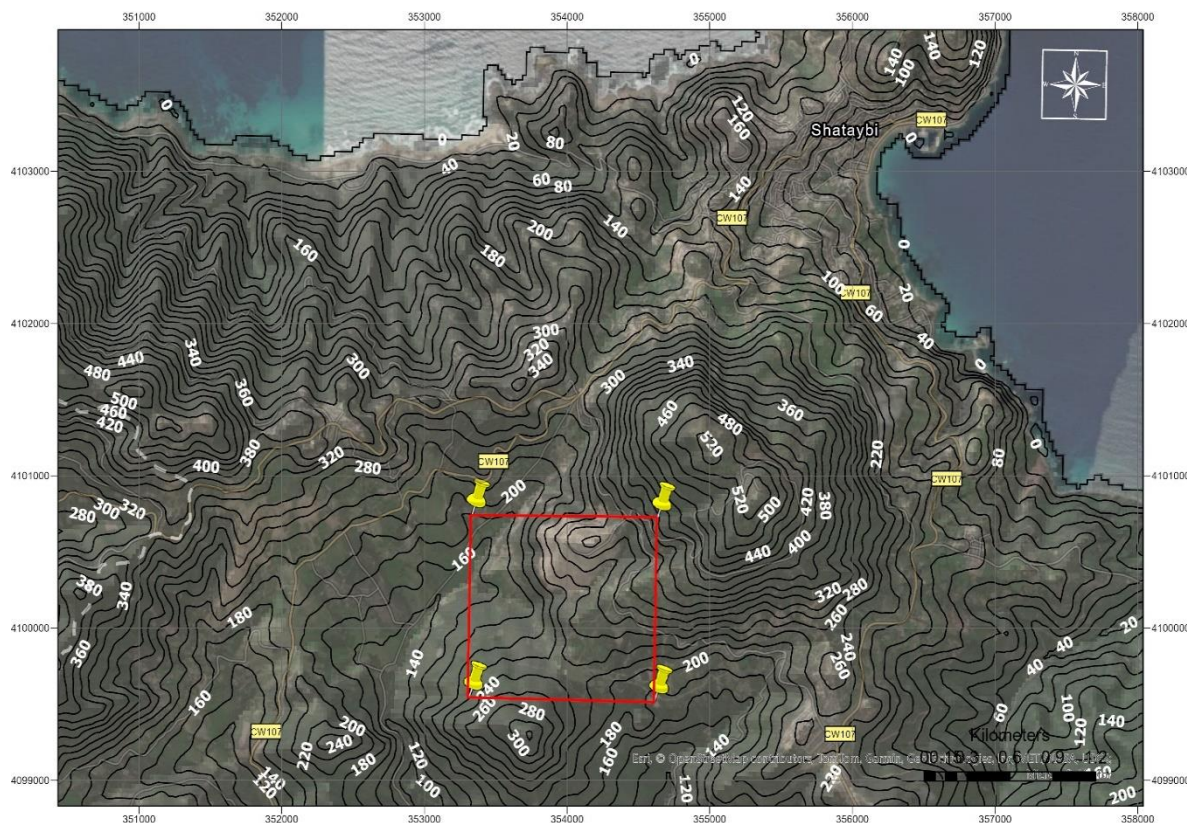


Figure 7 : Localisation topographique du gisement de tuf de KOUDIAT EZZOUBIA (W. Annaba), réalisée sous ArcGIS, (date 19/04/2026)

II.2.2 Géologie de gisement :

D'âge Néogène, le gisement de tuf microgranitique de Chetaibi est situé sur le flanc Sud-Ouest du Djebel M'Zihla. [8]

Il est représenté par une colline orientée NE-SW et dont les dimensions sont d'environ 1000 X 600 m. Le flanc Nord-Ouest de cette colline est fortement boisé et celui Sud-Est est couvert par un maquis clairsemé.

Sur le plan lithologique il est constitué par un microgranite altéré dans sa partie supérieure et sain ou dur dans sa partie inférieure (profonde).

Le microgranite altéré (ou tuf microgranitique) constitue l'assise utile du gisement. Il est généralement de couleur jaunâtre, meuble et friable. Il présente sur les sondages des passages indurés ou compacts dont les épaisseurs varient de quelques centimètres à 09 m.

L'épaisseur de tuf microgranitique (donc de l'assise utile) a varié sur les sondages de 8 à 24 m, pour faire une moyenne-gisement de 17,93 m.

Le microgranite sain est caractérisé aussi par une couleur jaunâtre. Il est

généralement dur et compact mais présentant parfois des passages (nids) friables dont les épaisseurs varient de 0,70 à presque 03 m.

Etant une roche intrusive, ce type de microgranite se continue en profondeur.

Sur le plan pétrographique les études par microscopie et en lumière polarisée ont établi que les deux types de roche recoupés (par les sondages), altérée et sain, sont constitués de microgranite à quartz automorphe, de texture massive et de structure porphyrique à pâte microgrenue.

Les phénocristaux sont donc représentés par du quartz automorphe, rarement bipyramidal et avec golfe de corrosion ; ainsi que des feldspaths sub-automorphes composés essentiellement de plagioclases.

Les ferromagnésiens y sont représentés par des lamelles de biotite et la pâte moyenne est constituée d'un fond quartzo-feldspathique.

Les minéraux accessoires sont décrits comme étant des grains d'apatite et de tourmaline n'excédant pas la taille de 0,1 mm.

En ce qui concerne la couverture, celle-ci est insignifiante. Un seul sondage, le n°3 l'a recoupé sur une épaisseur de 80 cm (de terre végétale, à décaper lors de l'exploitation). Partout ailleurs elle est absente ou de l'ordre de quelques centimètres.

II.2.3 Genèse de formation

Le granite est une roche plutonique magmatique à texture grenue, riche en quartz, qui comporte plus de feldspath alcalin que de plagioclase. Il est caractérisé par sa constitution en minéraux : quartz, feldspaths potassiques (orthoses) et plagioclases, micas (biotite et muscovite). Le granite et ses roches associées forment l'essentiel de la croûte continentale de la planète. C'est un matériau résistant très utilisé en construction, dallage, décoration, sculpture, sous l'appellation granite (figure 8).

Le granite est le résultat du refroidissement lent, en profondeur, de grandes masses de magma intrusif qui formeront le plus souvent des plutons, ces derniers affleurant finalement par le jeu de l'érosion qui décape les roches sus-jacentes. Ces magmas acides (c'est-à-dire relativement riches en silice) sont essentiellement le résultat de la fusion partielle de la croûte terrestre continentale. Certains granites (plagiogranites) rencontrés en petits plutons dans la croûte océanique sont, quant à eux, le résultat de la différenciation ultime de magmas basiques. Ses minéraux constitutifs sont principalement du quartz, des micas (biotite ou muscovite), des feldspaths potassiques (orthoses) et des plagioclases. Ils peuvent contenir également de la hornblende, de la magnétite, du grenat, du zircon et de l'apatite. On dénombre aujourd'hui plus de 500 couleurs de granite différentes. Il faut dire qu'elle possède de nombreux avantages :

- C'est une roche dure, très solide, idéale pour bâtir des constructions durables et solides comme des ponts ;
- Elle est cohérente, formée d'un seul bloc bien solide, contrairement aux schistes qui se débitent en plaques naturellement ou à d'autres roches qui contiennent de nombreux points de fracture bien précis ;
- C'est une roche très peu perméable : idéale pour résister aux intempéries ;
- C'est aussi une roche qui ne s'altère pas facilement à cause de l'humidité : elle ne se dissout pas dans l'eau et se désagrège très lentement quand on la soumet à l'humidité.

Le granite est constitué de grains visibles à l'œil nu dont la taille varie généralement de 2 à 10 mm . Il présente différentes couleurs selon la composition et l'organisation des minéraux felsiques (clairs) et mafiques (foncés) qu'il contient (CTMNC, 2015). Le granite provient du refroidissement lent d'un magma en profondeur ce qui permet la formation de cristaux (ou grains) de tailles variées. De ce fait, les granites ne sont pas nécessairement des granites, par exemple le granite noir correspond à de l'anorthosite constituée de feldspaths plagioclases.

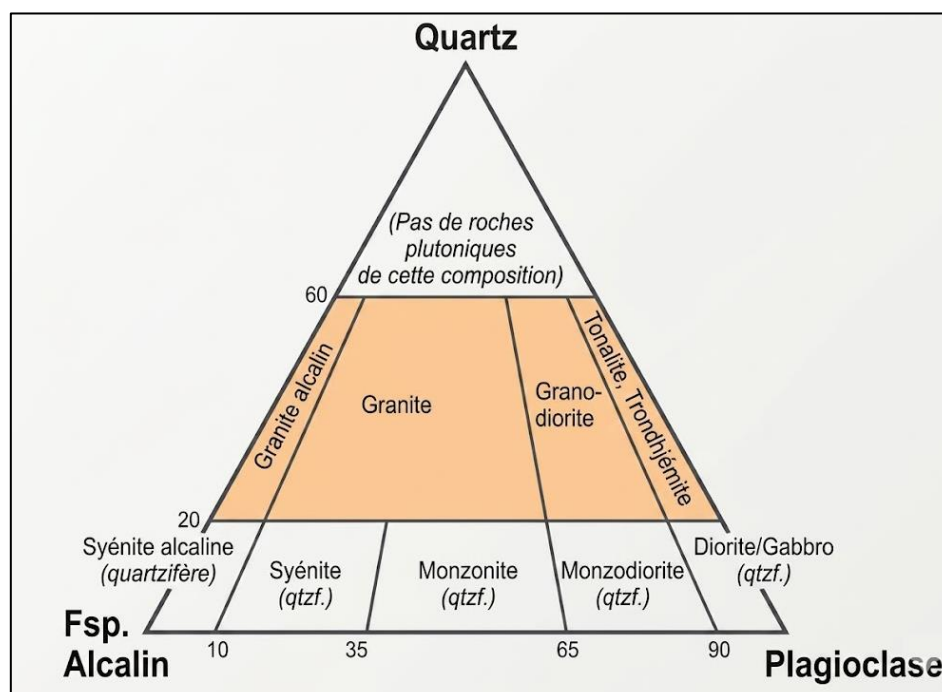


Figure 8 : Classification des roches Plutoniques (F. Debon 1983)

II.2.4 Morphologie de gisement [8] :

Les dômes intrusifs constituant le massif sont constitués de roches massives micro-granodioritiques, généralement altérées en surface.

Le micro-granodioritiques altéré (ou tuf micro-granodioritiques) ce sont généralement des tufs cristallins composés essentiellement de fragments de plagioclase et de silice secondaire, de zéolites et d'oxydes et hydroxydes de fer (Fig.9) constitue l'assise utile de la carrière actuellement en exploitation.

Il est généralement de couleur jaunâtre, meuble et friable. Il a présenté sur les sondages des passages indurés ou compacts dont les intervalles variaient de quelques centimètres à dix de mètre.

Le degré d'altération augment vers la côte sud-ouest du gisement observé dans les sondages (SG06 & SG07) et dans la partie sud dans les sondages (SG08 & SG11) qui enduit la formation des blocs comme illustrée dans la figure au-dessous.

Les micro-granodioritiques sain (fraîches) sont de couleur grisâtre (Photos n°2). Il est généralement dur et compact mais présentant parfois des passages (nids) friables dont les épaisseurs varient de 0,70 à presque 3 m sur les premiers 30 m (Photos n°1), puis massif non fissuré de plus en plus en profondeur.

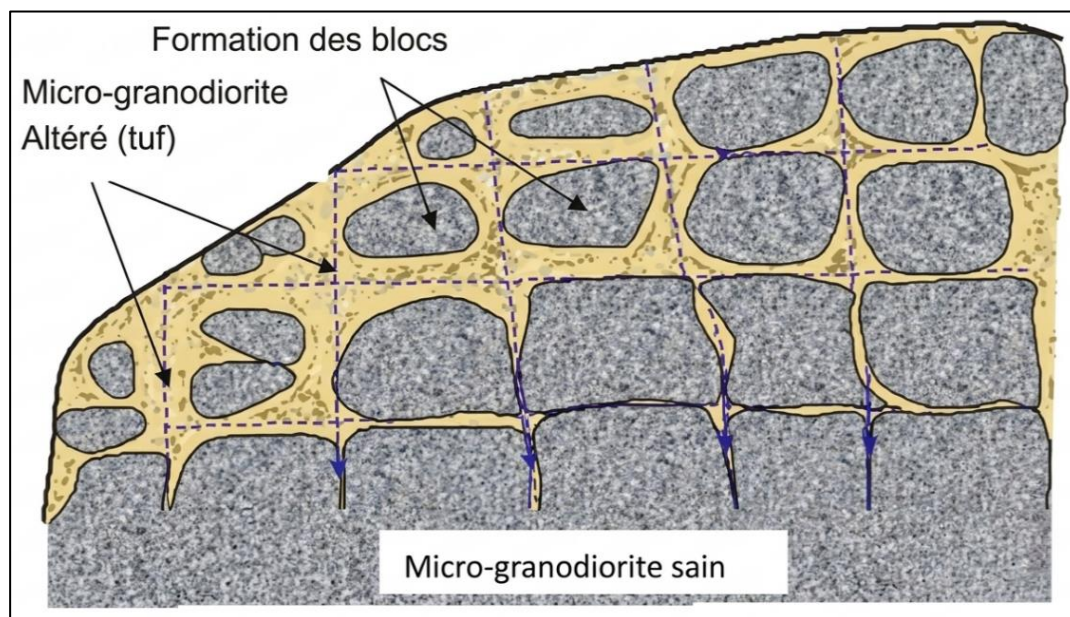


Figure 9 : Processus d'altération des granites et formation de blocs

Partie 3 : Travaux des prospection et exploration

III. Travaux des prospection et exploration sur site de KOUDIAT EZZOUBIA

III.1 Travaux réalisés par CETIM : [8]

III.1.1 Anciens travaux :

Les travaux de reconnaissance géologiques anciennement réalisés dans le cadre d'une exploration géologique en vue de mettre en évidence des indices de matières premières tufacée (Faciès tuf) pouvant être introduit comme ajouts actifs au ciment présentant une activité minérale appréciable. Sur ce site de tuf « KOUDIAT EZZOUBIA » treize (13) sondages mécaniques carottés ont été réalisés, totalisant un volume de 351.5 m, distribués et compris dans la limite géologique de l'étude antérieure et d'une superficie de **51 Ha**.

Durant la première phase d'exploration deux (2) sondages pilotes (S-1A et S-2A) ont été réalisés en 2000. Les autres sondages numérotés de SA1 à SA11 ont été réalisés en 2003 durant la deuxième phase d'exploration.

A rappelé que, ces travaux (sondages, échantillonnage, analyses,etc.) ont été réalisés seulement dans la **partie altérée** c.à.d. en rapport avec l'objectif fixé préalablement en l'occurrence l'utilisation du tuf comme ajout actif au ciment, alors que les nouveaux travaux de sondage projetés en 2022 sur une seconde limite géologique avec une superficie de **26 Ha** et dans l'objectif d'explorer la **partie saine** et dans le but de voir la possibilité de l'utilisation de la matière saine dans la production de pierre naturelle.

Les caractéristiques des anciens sondages réalisés ainsi que leurs coordonnées UTM sont consignées dans le tableau n°3.

Tableau 3 : Caractéristiques des anciens sondages réalisés ainsi que leurs coordonnées UTM [8]

SONDAGE N°	X UTM	Y UTM	Z (m)	Profondeur (m)
S-01	354148.11	4100533.21	322.20	24.00
S-02	354034.66	4100559.83	314.32	17.00
S-03	354186.19	4100607.14	302.47	30.00
S-04	353935.78	4100592.21	293.46	27.00
S-05	354112.84	4100630.79	299.64	24.00
S-06	353992.84	4100659.09	293.76	20.00
S-07	354076.22	4100462.17	300.53	30.50
S-08	353914.53	4100454.79	275.29	30.00
S-09	353967.56	4100792.70	255.43	33.00
S-10	353799.74	4100670.15	255.06	33.00
S-11	353777.51	4100396.56	242.90	33.00
S-02A	354107.88	4100496.84	313.39	30.00
			Total	331.50

III.1.2 Travaux d'étude complémentaire :

Les nouveaux travaux réalisés sur ce site de tuf ont pour objectif de définir la composition lithologique du site en exécutant des sondages pouvant aller jusqu'à 110 m de profondeur pour recouper les différents faciès avec leur puissance et à déterminer celui pouvant répondre à production de pierre naturelle.

Ces travaux ont mis en évidence :

- La partie altérée appelée communément tuf friables destinée pour à l'industrie cimentière en tant qu'ajout.
- Une couche intermédiaire représentée par de micro-granodiorite relativement dure, légèrement altérée et fissurée
- Une couche productive massive et saine représentée par de micro-granodiorite.

III.1.2.1 Travaux de sondage :

Lors de l'étude d'exploration géologique complémentaire du gisement de tuf « KOUDIAT EZZOUBIA », on dénote la réalisation de treize (13) sondages mécaniques carottés verticaux (totalisant un volume linéaire de 976.50 mètres) exécutés à l'eau claire par la machine-sondeuse de type Acker V.

Les diamètres de carotte sont variés : Pour les 03 à 05 premiers mètres le diamètre utilisé est de 116mm alors qu'au-delà on s'est servi de carotte ayant un diamètre de 86 mm. À l'exception des sondages SG4 et SG5 qui ont été foré jusqu'au 20m de profondeur par le diamètre 116mm. Les profondeurs de ces sondages varient de 50 m (SG4 et SG5) à 110m (SG13). (Le taux de récupération des carottes de sondages varie de 92 et 100%)

Les caractéristiques des sondages réalisés ainsi que leurs coordonnées UTM sont consignées dans le tableau n°4.

Tableau 4 : Les caractéristiques des sondages réalisés ainsi que leurs coordonnées UTM [8]

SONDAGE N°	Coordonnées UTM			Prof. (m)	Récup. (m)	Taux de Récup (%)
	X UTM	Y UTM	Z (m)			
SG-04	354069.83	4100379.40	259.283	50.00	49.00	98.00
SG-05	354174.07	4100420.31	271.51	50.00	50.00	100.00
SG-06	353973.43	4100646.74	273.043	96.00	96.00	100.00
SG-07	353920.64	4100490.18	253.642	59.50	59.50	100.00
SG-08	353888.05	4100260.38	229.886	50.00	55.10	91.83
SG-09	354167.29	4100806.15	273.3	75.00	71.40	95.20
SG-10	354084.19	4100538.57	303.43	104	103.1	99.13
SG-11	354034.86	4100244.46	244.712	51.00	51.00	100.00
SG-12	354277.99	4100754.82	294.82	104.5	104.20	99.71
SG-13	354196.71	4100585.66	307.372	110	110.00	98.90
SG-14	354140.63	4100288.91	258.23	66	65.8	99.69
SG-15	354324.49	4100512.92	282.037	85	84.8	99.76
SG-16	354276.28	4100334.16	274.509	65.5	64.8	98.93
				976.5	/	98.66

Tableau 5 : Répartition des épaisseurs de chaque facies par sondages [8]

SONDAGE N°	Facies		
	Tuf	Micro-granodiorite Altéré	Micro-granodiorite Saine
SG-04	8.00	7.00	35.00
SG-05	0.00	11.00	39.00
SG-06	16.00	16.00	64.00
SG-07	9.00	8.00	42.50
SG-08	3.50	16.00	41.50
SG-09	0.00	7.00	68.00
SG-10	7.00	16.00	80.00
SG-11	1.50	20.50	29.00
SG-12	0.00	21.00	83.00
SG-13	0.00	13.00	97.00
SG-14	0.00	22.00	36.00
SG-15	3.50	8.50	73.00
SG-16	10.00	5.00	50.00



Figure 11 : Micro-granodiorite Altéré
(Tuf) (15/05/2026)



Figure 10 : Micro-granodiorite saine
(15/05/2026)

Ces micro-granodioritiques contiennent des enclaves en forme ovoïdes généralement très sombres aux contours diffus, très riches en minéraux ferromagnésiens de petite taille (biotite, amphibole, et parfois pyroxène) comme illustré par la figure numéro 12 prise sur carottes de sondage.



Figure 12 : Enclave ferromagnésiens dans une microgranodiorite saine

III.1.2.2 Échantillonnage :

Tous les sondages réalisés ont fait l'objet d'échantillonnage, Les intervalles échantillonnés ont été déterminés en fonction de l'état de la carotte, du pourcentage de récupération et de la lithologie.

Tous les échantillons ont été codifiés et étiquetés pour être ensachés et livrés aux différents services du Laboratoire du CETIM.

Au total, deux cent trente et un (231) échantillons ont été prélevés, dont :

- Quatre-vingt-seize (96) sont destinés aux analyses chimiques ;
- Vingt et un (21) pour la détermination de la masse volumique ;
- Vingt et un (21) pour l'étude pétrographique ;
- Vingt et un (21) pour la porosité ;
- Quatorze (14) pour la détermination de la résistance à la compression ;
- Cinq (05) pour la détermination de la résistance à la flexion ;
- Trois (03) pour usure au disque métallique ;
- Sept (07) pour la détermination de la dureté du Mohs ;
- Quatre (04) pour l'essai gel-dégel ;
- Quatorze (14) pour la détermination d'absorption ;
- Sept (07) pour la détermination d'absorption par capillarité ;
- Cinq (05) pour la détermination l'humidité naturelle ;
- Onze (11) pour los Angeles ;
- Deux (02) pour le polissage et lustrage.

III.1.2.3 Travaux de laboratoire

Dans le but de définir les caractéristiques qualitatives de la substance utile et son aptitude à être utilisée dans la production de pierres naturelles, tous les échantillons ont été transmis au laboratoire du CETIM afin de subir les essais et les analyses appropriées selon la norme y afférent, définies dans le tableau ci-après :

Tableau 6 : Récapitulatif des travaux de laboratoire

Prestations de laboratoire		Nombre
Traitement des échantillons		231
Analyses chimiques		96
Etude pétrographique		21
Essais physiques	Masse volumique	21
	Porosité	21
	Absorption/Capillarité	07
	Resistance à la compression	14
Détermination de l'humidité naturelle		06
Réflexion		05
Usure au disque métallique		03
Dureté du Mohs		07
Essai gel-dégel		04
Los Angeles		11
Polissage et lustrage		02

III.1.2.4 Travaux topographiques

Le site de tuf « KOUDIAT EZZOUBIA » a fait l'objet par le CETIM, d'un relevé topographique suivant la projection UTM Nord Sahara avec le rattachement de celui-ci à la borne géodésique désigné dans le tableau n°7 :

Tableau 7 : Coordonnées UTM NS du point géodésique, référence de rattachement

N° Point	NOM POINT	X UTM	Y UTM	Z(m)
8290	Medjez Amar	354 110.300	4 033 801.00	685.37

Le plan topographique a été réalisé à l'échelle 1/2000 par le service topographique du CETIM. Il a été levé par la méthode de micro-triangulation selon une équidistance de 2 mètres. La superficie du levé est d'environ 156 ha. Le fond topographique ainsi établi a servi de document de base, sur lequel, sont reportés tous les travaux réalisés.

III.1.3 Résultats obtenus par les travaux de CETIM :

Le tableau n°8 consignes les volumes des différents types de travaux de terrain et de laboratoire réalisés par le CETIM dans le cadre de l'exploration géologique complémentaire du gisement de tuf « KOUDIAT EZZOUBIA » pour la production de pierre naturelle.

Tableau 8 : Récapitulatif des travaux réalisés

Désignation	Unité	Volume
Sondage mécanique carotté	Mètre linéaire	976.5
Echantillons prélevés tous types confondus	Echantillon	231
Analyse chimique complète	Analyse	96
Etudes pétrographique	Etude	21
Essais physico-mécaniques, dont paramètres tels que désignés avec leurs nombres dans le tableau n°3	Essai	82
Détermination de l'humidité naturelle	Essai	06
Réflexion	Essai	05
Usure au disque métallique	Essai	03
Dureté du Mohs	Essai	07
Essai gel-dégel	Essai	04
Los Angeles	Essai	11
Levé topographique à l'échelle 1 /2000è	Hectare	156

III.1.4 Caractéristiques Qualitatives :

III.1.4.1 Résultats des essais physico-mécaniques :

Les résultats des essais physico-mécaniques réalisés sur les 82 échantillons prélevés sont tels que consignés dans les tableaux n°9 et 10.

Tableau 9 : Résultats des essais physico-mécaniques [8]

	Poids volumique réel (t/m ³)	Poids volumique spécifique (g/cm ³)	Masse volumique apparent (g/cm ³)	Porosité Totale %	Porosité Ouverte %
SG-06	2.48	2.70	2.46	7.64	5.01
SG-07	2.55	2.75	2.52	9.03	3.43
SG-08	2.48	2.61	2.50	5.08	4.00
SG-09	2.41	2.62	2.55	3.88	2.90
SG-10	2.61	2.65	2.47	6.54	4.13
SG-11	2.59	2.68	2.51	5.03	3.33
SG-12	2.44	2.65	2.58	2.49	1.84
SG-13	2.46	2.66	2.62	7.37	1.23
SG-14	2.59	2.69	2.36	5.29	1.88
SG-14	2.59	2.69	2.36	5.29	1.88
SG-15	2.41	2.65	2.39	9.40	6.43
SG-16	2.39	2.62	2.53	5.03	3.02
Moyenne	2.49	2.66	2.50	6.07	3.38

Masse volumique réelle : Les résultats des échantillons testés au laboratoire présentent des valeurs comprises entre **2,29** et **2,61** (t/m³) donnant une moyenne de **2.49** (t/m³) dans les sondages réalisés sur les micro-granodiorite de Chetaibi.

L'essai est réalisé conformément à la norme **NF EN1097-6**.

Poids spécifique : La valeur moyenne dégagée de l'ensemble des essais est de **2,66 g/cm³**. Ce qui fait ressortir que l'assise utile est constituée par des roches dures et compactes. L'essai est réalisé par la méthode LE CHATELIER.

La masse volumique apparente : (selon la norme d'essai **NF EN 1936**) Reflète le degré de compacité du matériau et permet d'évaluer la masse pour un volume donné. Elle s'exprime en **kg/m³** et varie approximativement entre **1.50 g/m³** et **3.00 g/m³**, l'observation de ces résultats montre que les échantillons étudiés présentent une masse volumique apparente de **2.50 kg/m³**.

Porosité Totale : Les valeurs enregistrées comprises entre 2,49 % et 9,40 % donnant une moyenne de 6.07 % dans les sondages mais restent dans les limites admises.

Pour les résultats obtenus sur les échantillons n°SG07et n°SG15, ceux-ci s’expliquent par le fait que l’échantillonnage s’est effectué dans la partie altérée

La porosité ouverte : est déterminée par la proportion de vides (pores) dans la pierre, reliés entre eux et donc accessibles à l’eau, par rapport au volume total de la pierre. Ce paramètre est mesuré par imprégnation d’eau sous vide total. Généralement exprimé par un pourcentage en volume (vol %), il représente le volume des pores ouverts par rapport au volume total de la pierre. Il varie d’une valeur presque nulle (granites très compacts) à une valeur proche de **50 %** (calcaire tendre).

Les valeurs moyennes enregistrées sont de 3,38% dans les sondages réalisés.

Tableau 10 : Suite des résultats des essais physico-mécaniques [8]

	Absorption d'eau %	Absorption par capillarité d'eau %	Résistance en compression simple (MPa)	Humidité naturelle (%)
SG-04	-	5.90	82.40	-
SG-05	-	10.70	-	0.90
SG-06	1.75	2.05	101.07	-
SG-07	1.30	-	-	2.40
SG-08	1.90	-	-	-
SG-09	1.75	-	-	1.30
SG-10	0.60	-	108.95	-
SG-12	1.25	-	-	-
SG-13	2.70	2.72	123.05	3.20
SG-14	-	3.18	111.50	-
SG-15	1.50	-	30.30	-
SG-16	1.20	-	-	1.50
Moyenne	1.55	4.91	105.39	1.86

Absorption d'eau : Reflète la capacité de la pierre à capter l'eau dans son réseau de pores par effet de capillarité.

Ce paramètre est important pour les applications en voirie puisque les éléments en pierre naturelle sont susceptibles d'entrer en contact avec l'eau. Le coefficient d'absorption d'eau des échantillons prélevé a été mesuré par absorption d'eau sous pression atmosphérique selon le mode opératoire de la norme **NF EN 1097-6**.

Les résultats enregistrés montrent que les échantillons étudiés présentent un coefficient d'absorption de **1.55%**.

Absorption d'eau par capillarité : Le coefficient d'absorption NF EN1925

Les résultats enregistrés montrent que les échantillons étudiés présentent un coefficient d'absorption par capillarité de **4.91%**.

La résistance à la compression : elle permet de déterminer le niveau de sollicitation admissible en compression pour une pierre dans un ouvrage, compte tenu de coefficients de sécurité adaptés (caractéristique indispensable pour les applications structurelles).

La mesure de la résistance mécanique en compression, sur cubes 50 x 50 x 50 mm, a été réalisée conformément à la norme NF EN 1926.

L'interprétation des résultats d'essais de compression met en évidence les points suivants :

- Valeur minimum : 30.30 MPa
- Valeur maximum : 160.50 MPa
- Valeur moyenne : 104.2 MPa (la valeur d'échantillon de SG15n'a pas été prise en considération car elle issue d'un échantillon prélevé dans la partie altérée.

Humidité Naturelle : Les résultats des essais de l'humidité naturelle sont mentionnés dans le tableau sous-dessous.

Tableau 11 : Résultats d'essai humidité naturelle [8]

Échantillons	Intervalle		HN (%)
	De	A	
SG 05 ech1	16.75	17.00	0.90
SG 07 ech1	54.00	54.10	2.40
SG 09 ech1	67.00	67.10	1.30
SG 13 ech1	74.85	75.00	3.20
SG 16 ech1	-	-	1.50

Il en ressort que les valeurs varient de 0.90% à 3.20% avec une moyenne de 1.86%
L'essai réalisé conformément à la norme NF EN 1097-5.

La résistance à la flexion : (Selon la norme d'essai NF EN 12372), également exprimée en MPa, permet de déterminer le niveau de sollicitation admissible en flexion pour les dalles et bordures, compte tenu de coefficients de sécurité adaptés (caractéristique indispensable pour le dimensionnement des revêtements en pierre attachée et des revêtements de sols notamment).

La mesure de la résistance mécanique en flexion, sur prismes 50 x 50 x 300 mm.

Les échantillons (SG4 ech1 & SG4 ech2) sont pris dans la partie altérée de la micro-granodiorite alors que les échantillons (SG 6 ech1, SG 10 ech1 & SG 13 ech1) sont de la micro-granodiorite saine.

Tableau 12 : Résultats d'essai de résistance à la Flexion [8]

Échantillon	Intervalle		Résistance à la Flexion (Mpa)
	De	A	
SG 4 ech1	5.00	8.00	6.00
SG 4 ech2	13.00	16.00	5.20
SG 6 ech1	Monolithe		14.30
SG 10 ech1	Monolithe		24.10
SG 13 ech1	Monolithe		20.90

L'interprétation des résultats d'essais de flexion met en évidence les points suivants :

- Valeur moyenne pour micro-granodiorite altère : 5.60 MPa
- Valeur moyenne pour micro-granodiorite saine : 19.77 MPa

Les valeurs des échantillons SG4 ech1 et SG4 ech2 s'expliquent par le fait d'être prélevés du faciès altéré.

III.1.4.2 Résultats des déterminations des duretés de Mohs :

La dureté de Mohs est la résistance qu'oppose un minéral à une raclure produite sur sa surface par un matériau aux arêtes vives.

D'après cette classification chaque minéral raye celui dont la dureté lui est inférieure et lui-même rayé par les minéraux plus durs qui le suivent dans l'échelle.

Les minéraux de même dureté ne se rayent pas entre eux.

Tableau 13 : Spécifications et dureté des minéraux (Échelle de Mohs) [8]

Spécifications	Minéral	Dureté
	Talc	1
	Gypse	2
Tendre, rayés par le verre	Calcite	3
	Fluorine	4
Demi-durs, rayés par l'acier	Apatite	5
	Feldspath orthose	6
Durs, non rayés par l'acier et qui rayent le verre	Quartz	7
	Topaze	8
	Corindon	9
	Diamant	10

Les résultats d'essai de dureté de Mohs enregistrée sur les sept (07) échantillons testés sont motionnés dans le tableau n°14.

Tableau 14 : Résultats d'essai de dureté de Mohs [8]

Échantillon	Échantillon rayé par	Classification	Spécification
SG 4 ech1	Apatite	4.00	Tendre
SG 5 ech1	Apatite	4.00	Tendre
SG 6 ech1	Quartz	6.00	semi-dur
SG 7 ech1	Quartz	6.00	semi-dur
SG 9 ech1	Feldspath	5.00	semi-dur
SG 12 ech1	Feldspath	5.00	semi-dur
SG 13 ech1	Feldspath	6.00	semi-dur

Les résultats enregistrés indiquent que la roche étudiée est tendre à semi-dur.

III.1.4.3 Résultats des essais d'usure au disque métallique :

La détermination de l'usure au disque métallique, sur prismes 100 x 100 x 30 mm, a été réalisée conformément à la norme EN 14 157. L'essai consiste à déterminer l'empreinte produite sur l'éprouvette par le chant d'un disque métallique tournant dans des conditions déterminées, en présence d'un abrasif pulvérulent (corindon).

Le critère de résistance à l'usure est considéré comme atteint si la valeur d'usure individuelle est inférieure ou égale à 24 mm

Les résultats obtenus à partir des trois (03) échantillons prélevés dans les sondages SG 06, SG 10 et SG 13 sont regroupés dans le tableau suivant :

Tableau 15 : résultats de l'usure au disque métallique [8]

Échantillon	Longueur de la rainure (mm)
SG 06 ech1	16.00
SG 10 ech1	16.00
SG 13 ech1	16.00

Les résultats obtenus de l'usure au disque métallique sont égale à 16,0 mm et sont par conséquent conforme aux exigences (<24mm).

Essais Gel dégel : Les résultats obtenus pour les éprouvettes ayant subi les 48 cycles de gel/dégel selon la norme NF EN 12 371 sont regroupés dans le tableau n°15. Détermination de la résistance à la compression uni axiale des pierres naturelles a été réalisée selon la modalité de la norme NF EN 1926.

Le Classement des pierres naturelles et leurs utilisations selon leurs résistances à la compression (RC) suivant le document **Guide pratique de la pierre naturelle** est donné dans le tableau n°16.

Tableau 16 : Classification des pierres selon leur résistance et utilisation [8]

Les pierres tendres	Les pierres fermes	Les pierres dures
$R_c \leq 10 \text{ MPa}$ Utilisées principalement en maçonnerie et ouvrages de taille.	$10 \leq R_c \leq 40 \text{ MPa}$ Utilisées principalement en revêtements de façades.	$R_c > 40 \text{ MPa}$ Utilisées principalement en revêtements de sols.

Les résultats des résistances en compression pour les échantillons ayant subi les essais de gel-dégel durant 48 cycles, sont présentés dans le tableau n°17

Tableau 17 : Résultats des essais de gel et dégel [8]

Echantillon	Intervalle		RC avant gel/dégel	RC après gel/dégel
SG13	Monolithe		71.8	80.74
SG10	Monolithe		45.64	41.58
SG04	21.00	22.50	91.44	89.8
SG05	13.30	14.10	63.8	88.1

L'examen visuel effectué au cours et en fin de l'essai, n'a décelé aucune altération des éprouvettes testées.

A partir des résultats de résistance en compression pour les quatre échantillons après 48 cycles d'essai gel / dégel, la pierre est classée dans la catégorie de pierre dure pouvant être utilisée principalement en revêtements de sols ($R_c > 40$ MPa)

Los Angeles : Un essai effectué pour des ouvrages où l'on doit utiliser des granulats et que ces derniers sont tenus de résister aux chocs a été réalisé conformément à la norme EN FN-1097-2.

Tableau 18 : Résultats d'essai de Los Angeles [8]

Échantillon	L A	Échantillon	L A
SG 6 ech1	35.00	SG 12 ech1	25.00
SG 7 ech1	38.00	SG 13 ech1	36.00
SG 8 ech1	38.00	SG 14 ech1	23.00
SG 9 ech1	25.00	SG 15 ech1	34.00
SG 10 ech1	30.00	SG 16 ech1	28.00
SG 11 ech1	28.00		

Les résultats enregistrés sont dans l'intervalle compris entre 25% et 40%, ce qui indique que la roche à priori **ne peut être utilisé dans le domaine de granulats**.

Les résultats des essais physico-mécaniques, mécaniques et physiques réalisés en laboratoire sur les échantillons prélevés sont résumés dans le tableau ci-après.

Tableau 19 : Synthèse des caractéristiques qualitatives déterminées en laboratoire

Catégorie	Essai / Paramètre	Norme	Résultats obtenus	Exigence / Référence
Essais Physico-Mécaniques	Masse volumique réelle	NF EN 1097-6	Moy. = 2,49 t/m ³	Roche dure et compacte
	Poids spécifique	LE CHATELIER	Moy. = 2,66 g/cm ³	Roche dure et compacte
	Masse volumique apparente	NF EN 1936	Moy. = 2,50 g/cm ³	1,50 – 3,00 g/cm ³
	Porosité totale	NF EN 1936	Moy. = 6,07 %	Limites admises
	Porosité ouverte	NF EN 1936	Moy. = 3,38 %	Limites admises
	Absorption d'eau	NF EN 1097-6	Moy. = 1,55 %	—
	Absorption par capillarité	NF EN 1925	Moy. = 4,91 %	—
	Résistance à la compression	NF EN 1926	Moy. = 104,2 MPa	Rc > 40 MPa → Pierre dure
	Humidité naturelle	NF EN 1097-5	Moy. = 1,86 %	—
Essais Mécaniques	Résistance à la flexion (micro-granodiorite saine)	NF EN 12372	Moy. = 19,77 MPa	Revêtements de sol
	Résistance à la flexion (micro-granodiorite altérée)	NF EN 12372	Moy. = 5,60 MPa	Maçonnerie / taille
Dureté de Mohs	Dureté de Mohs	Échelle de Mohs	4 à 6 → Tendre à semi-dur (résultat moyen sur 7 échantillons)	—
Usure	Usure au disque métallique	EN 14 157	Longueur rainure = 16,0 mm (3 échantillons testés)	≤ 24 mm
Essai Gel/Dégel	Gel / Dégel (48 cycles) + Résistance à la compression	NF EN 12 371 NF EN 1926	Rc maintenue après 48 cycles Aucune altération visuelle des éprouvettes	Rc > 40 MPa → Pierre dure
Los Angeles	Los Angeles (LA)	EN FN-1097-2	LA entre 23 % et 38 % (moy. ≈ 30 % sur 11 échantillons)	LA < 25 % pour granulats routiers (non destiné aux granulats)

III.1.4.4 Résultats des analyses chimiques :

Les résultats des analyses chimiques des échantillons prélevés sont consignés dans le tableau N°19.

Tableau 20 : Les résultats des analyses chimiques enregistrés pour toute la formation, dans ses deux parties, altérée et saine [8]

Gisement	Partie	Extr	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	PF	Cl-
Moyenne Et Extremum	Altérée	Min	62,45	14,09	2,79	0,67	0,08	0,02	2,31	1,37	0,40	0,046
		Max	70,84	17,04	5,33	5,04	2,10	0,72	4,70	5,10	6,08	0,115
		Moy	66,54	15,77	3,79	2,47	1,46	0,15	3,84	3,15	2,38	0,070
	Saine	Min	64,44	14,78	3,25	1,80	0,14	0,01	3,20	2,68	1,20	0,041
		Max	68,25	16,74	5,19	5,10	2,16	0,89	4,78	4,90	3,08	0,050
		Moy	66,16	15,71	3,77	2,88	1,61	0,16	4,01	3,38	1,94	0,044

➤ Microgranite altéré :

La silice constitue l'élément essentiel d'appréciation de l'aptitude des microgranites à être utilisés en tant qu'ajout minéral actif.

Pour cet élément SiO₂, les teneurs enregistrées ont varié de 62,45 à 70,84%, pour faire une moyenne de 66,54%. Le traitement statistique montre que :

- 2,50 % des teneurs enregistrées varient de 69,45 à 70,84%.
- 90% des teneurs enregistrées varient de 64,45 à 69,45%.
- 7,50% des teneurs enregistrées varient de 62,45 à 64,45%.

C'est donc dire que les teneurs enregistrées en cet élément sont appréciables et habilitent la matière étudiée à être utilisée en tant qu'ajout minéral actif.

Aussi, toutes les teneurs ne s'éloignent pas considérablement de la moyenne enregistrée et font que le coefficient de variation ne soit pas élevé (2,35%) ; d'où il peut être déduit que cet élément est régulièrement réparti ou distribué au sein de la matière étudiée.

Le deuxième élément chimique à faire en sorte que l'additif soit actif est l'alumine. Pour cet élément Al₂O₃ les minimums et maximums sont respectivement de 14,09 et 17,04%, et la moyenne (pondérée par les longueurs des échantillons) est de 15,77%.

De même, les statistiques montrent que 95% des échantillons ont donné des valeurs comprises entre 14,59% et 17,04%, et 5% ont fait enregistrer des teneurs allant de 14,09 à 14,59%.

Les teneurs en Al_2O_3 sont donc importantes et peuvent par conséquent contribuer à doter la matière étudiée de l'aspect ou propriété réactionnel.

Aussi les teneurs affichées ne s'éloignent pas de la moyenne enregistrée et font que la répartition de cet élément au sein de la matière puisse être considérée comme régulière (homogène) ; ce dont témoigne d'ailleurs le coefficient de variation qui n'est pas élevé (4,84%, voir tableau n°5 récapitulant les paramètres statistiques).

Le troisième élément chimique actif est le Fe_2O_3 . Pour cet oxyde de fer les teneurs ont varié de 2,79 à 5,33%, pour faire une moyenne de 3,79%. La statistique révèle que 20,26% des échantillons ont affiché des teneurs comprises entre 4,04 et 5,33%, et 79,75% ont enregistré des teneurs oscillantes entre 2,79 et 4,04%. L'essentiel des teneurs ne répond donc pas aux exigences industrielles qui préconisent des teneurs allant de 4 à 15%. Néanmoins ceci ne diminue en rien de la qualité du tuf et n'affecte nullement les propriétés hydrauliques du ciment ; juste la couleur de celui-ci aura une tendance vers le clair ou le blanc. Le coefficient de variation est de 14,11%.

Quoique légèrement, le CaO de l'additif contribue aussi dans les réactions entre ajout et ciment. Pour cet élément les teneurs ont varié de 0,67 à 5,04% pour faire une moyenne de 2,47%.

8,75% des échantillons ont titré des taux compris entre 3,17 et 5,04% ; 78,75% ont donné des teneurs oscillantes entre 1,67 et 3,17% ; et 12,50% ont fourni des valeurs comprises entre 0,67 et 1,67%.

Même si ces teneurs paraissent faibles, ceci ne risque pas d'influer négativement dans la mesure où les teneurs en silice sont suffisamment élevées.

Le coefficient de variation est de 31,55%.

Pour le MgO , l'exigence industrielle préconise une teneur comprise entre 1 et 4%. Pour la matière étudiée les teneurs ont varié de 0,08 à 2,10%, pour une moyenne de 1,46%. 91,13% des échantillons ont donné des taux compris entre 1,08 et 2,10% ; et seulement 8,86% ont titré des teneurs comprises entre 0,08 et 1,08%. Donc la grande majorité des teneurs se trouve comprise entre les limites des exigences techniques. Le coefficient de variation est de 27,76%.

Le SO_3 a été enregistré dans des proportions faibles dans la mesure où les extrêmes ont varié de 0,02 à 0,72%, pour une moyenne de 0,15%. L'essentiel des teneurs (78,48%) se trouve compris entre 0,02 et 0,22% mais ceci n'altère néanmoins pas la qualité du tuf car du gypse est ajouté au clinker comme régulateur de prise.

Quant aux alcalis, ils sont considérés comme nuisibles et moins le tuf en contient et plus il est considéré comme un bon ajout.

Dans le cas du microgranite altéré de Chetaïbi et en ce qui concerne précisément le K₂O, les teneurs ont varié de 2,31 à 4,70% pour faire une moyenne de 3,84%. Donc elles ne peuvent être considérées comme nuisibles surtout que seules les 16,25% des teneurs enregistrées ont dépassé les 4,31%.

Idem pour le Na₂O qui a vu ses teneurs varier entre 1,37 et 5,10%, pour une moyenne de 3,15%.

Cependant les maximums des deux alcalis additionnés (4,70% + 5,10%) peuvent être nuisibles puisqu'ils dépassent les 5-7%. Néanmoins il est peu probable que cela puisse se produire.

Finalement le Cl⁻ a été enregistré dans des proportions allant de 0,046 à 0,115% pour faire une moyenne de 0,070%. De tels taux ne peuvent avoir des effets négatifs sur le produit fini.

Tableau 21 : l'analyse statistique de 80 échantillons pour différents éléments et composés chimiques [8]

Éléments	Nbre Echant.	Minimum	Maximum	Moyenne	Sigma	Coefficient de variation (V en %)
SiO₂	80	62,45	70,84	66,54	1,56	2,35
Al₂O₃	80	14,09	17,04	15,77	0,76	4,84
Fe₂O₃	80	2,79	5,33	3,79	0,53	14,11
CaO	80	0,67	5,04	2,47	0,78	31,55
MgO	80	0,08	2,10	1,46	0,41	27,76
SO₃	80	0,02	0,72	0,15	0,18	119,67
K₂O	80	2,31	4,70	3,84	0,50	12,93
Na₂O	80	1,37	5,10	3,15	0,61	19,30
PF	80	0,40	6,08	2,38	0,92	38,65

➤ **Microgranite sain**

Le microgranite sain a donné une composition chimique tout à fait analogue à celle du microgranite altéré. En effet et surtout pour les éléments essentiels SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 et CaO les moyennes sont respectivement de 66,16%, 15,71% , 3,77% et 2,88%.

Aussi, pour les constituants chimiques secondaires tels que MgO , SO_3 , K_2O , Na_2O et Cl^- les ordres de grandeur sont pratiquement les mêmes que ceux du microgranite altéré.

Pour tous les éléments confondus, les différences sont en ce qui concerne les extremums et moyennes de quelques unités et même les répartitions ou distributions au sein des deux types de matière sont tout à fait similaires.

En somme et pour la formation entière, les constituants chimiques sont contenus dans des proportions favorables, ceci même si les activités minérales de quelques échantillons sont jugées faibles (inférieures à 50 mg/g).

III.1.5 Résultats des études pétrographiques :

Les échantillons prélevés dans la région de chetaïbi correspondent à une roche intermédiaire, subvolcanique, qui se définit comme étant une micro-granodiorite renfermant parfois des enclaves plus sombres à composition dioritique.

Macroscopiquement :

Macroscopiquement, ces micro-granodiorites se présentent avec une couleur grisâtre, recouvrent parfois d'un voile jaunâtre d'oxydes de fer. Ces roches sont constituées par des phénocristaux de quartz de couleur grisâtre, associés à une quantité considérable de plagioclases qui se présentent avec une couleur blanchâtre et une forme plus ou moins tabulaire, et en quantité moindre de l'orthose qui montre parfois une coloration rosâtre. Cette association de phénocristaux est parsemée par des micas noirs, représentés par la biotite associée à des minéraux ferromagnésiens représentés par des amphiboles et plus rarement des pyroxènes. On note également la présence de minéraux accessoires tels que la tourmaline, l'apatite et les oxydes de fer. On remarque que ces roches montrent parfois un début d'altération visible sur les feldspaths mais aussi sur les micas, souligné par une coloration verdâtre.

On observe aussi la présence d'enclaves de composition dioritique, de taille centimétrique, parfois même décimétrique, généralement plus sombre que l'encaissant micro-granodioritique car elles renferment une quantité plus importante de micas noirs. Ces derniers sont également en voie d'altération avec l'apparition de minéraux néoformés tels que la chlorite et zéolite.

Microscopiquement :

Au microscope, on observe une mésostase microgrenue, dont la composition minéralogique est représentée par des cristaux de quartz, de feldspaths de micas noirs représentés par la biotite, en plus de minéraux néoformés issus d'altérations mais aussi quelques minéraux opaques représentés par l'hématite. Dans cette mésostase on retrouve des phénocristaux de quartz ayant un habitus caractéristique des roches volcaniques acides et intermédiaires, possédant des contours sinueux en golf de corrosion.

On observe aussi une quantité considérable de cristaux tabulaires représentées par des plagioclases qui montrent parfois une altération qui touche plus les contours tandis que leurs macles sont bien visibles, ces derniers renferment parfois des inclusions de zircon et d'apatite et montrent aussi des zonations oscillatoires. D'une quantité moins abondante, on retrouve des cristaux d'orthose dont les macles ne sont que très rarement visibles, due à un début d'altération.

On note également une quantité de micas noirs représentées par des cristaux allongés de biotite d'une couleur brunâtre affichant un début d'altération en chlorite, soulignée par une teinte verdâtre caractéristique qui est souvent associée à des cristaux hexagonaux d'amphibole, d'une couleur très foncée et quelques cristaux individuels de pyroxène représentés par l'augite qui affiche parfois une macle en sablier. La tourmaline est présente comme minéral accessoire sur certains échantillons, cette dernière montre une coloration verdâtre et une texture aciculaire qui visible parfois à l'œil nu.

N.B : le détail d'étude pétrographique sur l'échantillon figure dans l'annexe textuelle.

Caractéristiques esthétiques :

En plus des exigences normalisées sur les caractéristiques physico-mécaniques (résistance à la compression, résistance à la flexion, usure au disque) à l'état naturelle ou/et après des cycles de gel/dégel, sur les roches aptes à la production de pierres naturelles utilisées en revêtements sols et murales. Les caractéristiques esthétiques et décoratives occupent une place très importante dans le choix des roches pour la production de pierres naturelles.

En termes d'esthétique, Le faciès microgranodioritiques présentes des couleurs gris claire à gris foncée (Figure n°14 et 15) teintés en rosâtre (Figure n°13) par des cristaux d'orthose et brunâtre par les cristaux de biotite, parfois noirâtre par les cristaux de pyroxène et même verdâtre signée par les chlorites.



Figure 13 : Texture moyenne et fine des cristaux de microgranodiorite saine



Figure 15 : Carottes de sondages de couleurs gris claire



Figure 14 : Carottes de sondages de couleurs gris foncée

CHAPITRE II :

ESTIMATIONS DES RESRVES GEOLOGIQUES ET ÉTAT ACTUELLE DE LA CARRIERE DE KOUDIAT EZZOUBIA

PARTIE 1 : ESTIMATION DES RESERVES GEOLOGIQUE

I. Estimations des réserves géologiques du gisement de KOUDIAT EZZOUBIA:

I.1 Les réserves géologiques estimées par le CETIM :

Les réserves géologiques de gisement de KOUDIAT EZZOUBIA ont été évaluées par le Centre d'Études et de Services Technologiques de l'Industrie des Matériaux de Construction (CETIM) en 2024.

Les réserves géologiques ont été estimées par la méthode des coupes géologiques parallèles, les surfaces de ces coupes ont été calculées à l'aide du logiciel AUTOCAD et pour les volumes des blocs, le logiciel GeoVar a été utilisé.

Cinq (5) coupes orientées NNE-SSO ont été tracées sur le plan topographique à l'échelle 1/2000, réalisé en septembre 2022.

La limite inférieure de calcul des réserves géologiques correspond au niveau +200m avec une superficie du **25ha**.

L'évaluation des réserves géologiques de gisement pour les trois faciès (tuf, micro-granodiorite altérée, micro-granodiorite saine) est mentionnée dans le tableau suivant :

Tableau 22 : Récapitulatif des réserves géologiques par faciès et catégories [8]

Bloc	Tuf (m ³)	Micro-granodiorite Altérée (m ³)	Micro-granodiorite Saine (m ³)
1B	776 458.74	1 105 874.98	3 657 267.01
2B	258 066.98	829 705.47	4 083 471.36
3B	208 730.79	208 730.79	3 382 910.01
Total B	1 243 256.51	2 571 899.01	11 066 090.86
C1	1 350 731.05	422 072.98	875 128.00
Total B+ C2	2 593 987.56	2 993 971.99	11 941 218.86

Les réserves géologiques en **tuf** dans le gisement, calculées en catégorie **B+C1** s'élèvent à **2 593 987.56 m³**.

Les réserves géologiques en **micro-granodiorite altérée** dans le gisement, calculées en catégorie **B+C1** s'élèvent à **2 993 971.99 m³**.

Les réserves géologiques en **micro-granodiorite saine** dans le gisement, calculées en catégorie **B+C1** s'élèvent à **11 941 218.86 m³**.

I.2 Estimation des réserves géologiques et modélisation de gisement :

Pour la modélisation et l'estimation des réserves géologique de gisement de KOUDIAT EZZOUBIA on a préféré d'utiliser le logiciel minier GEOVIA Surpac6.6.2 car le programme offre plusieurs avantages avec une grande flexibilité surtout dans la modélisation et la création des surfaces et solides complexes pour représenter les données minières.

Notre estimation a été concernée juste par **la partie centrale** qui est délimitée par les nouveaux sondages avec une superficie de **18ha**. (voir figure n 16)

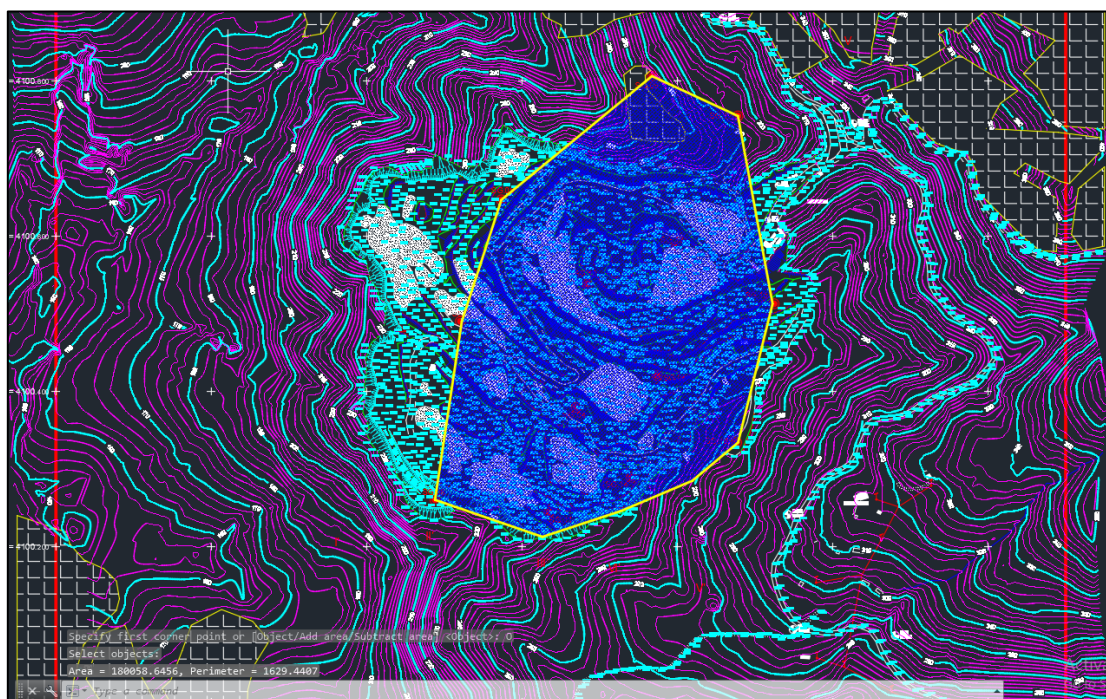


Figure 16 : L'emprise de la zone d'étude destinée à l'estimation des réserves du gisement se fait par le logiciel AUTOCAD sur le plan topographique de décembre 2025.

I.2.1 Présentation du logiciel GEOVIA SURPAC [9] :

SURPAC est un logiciel de planification et de modélisation géologique 3D puissant, fiable et personnalisable dont elles ont besoin pour gérer de façon avancée leurs données de forage, effectuer des analyses statistiques et géostatistiques rigoureuses, et développer des modèles de ressources complets, des conceptions de mine et des plans de mine pour les opérations à ciel ouvert ou souterraines.

Ce logiciel offre une utilisation intuitive grâce à des graphiques 3D avancés et à l'automatisation du flux de travail, qui peut être adaptée aux processus et aux flux de données propres à chaque entreprise.

De plus, ce logiciel offre une grande flexibilité, car les valeurs générées dans SURPAC peuvent être exploitées dans divers autres logiciels tels qu'Autocad, MineSight, Data Mines, Whittle ou MineSched...

I.2.2 Les avantages du logiciel GEOVIA SURPAC :

- Modélisation et création de surfaces et de solides complexes pour représenter les données minières.
- Sélection des données d'exploration et visualisation des informations relatives à l'exploitation minière.
- Extraire et visualiser les orientations directement à partir des trous de forage, des points ainsi que des modèles de blocs.
- Intégrer les caractéristiques géologiques pour produire des rapports de réserve indiquant la teneur, le tonnage et les volumes.
- Modulaire et facilement personnalisé pour s'adapter aux besoins changeants.

I.2.3 Les étapes de modélisation et d'estimation des réserves avec LOGICIEL SURPAC :

I.2.3.1 La modélisation :

La modélisation géologique est une étape essentielle dans la planification et la conception des mines à ciel ouvert, car elle permet de bien comprendre la géométrie des gisements et d'évaluer les réserves, de planifier les opérations d'extraction et de produire des représentations visuelles détaillées ainsi que des analyses quantitatives précises.

I.2.3.2 Collecte et Préparation des Données :

I.2.3.3 1.1 Collection des Données Géologiques :

La collection des données géologiques est essentielle pour une modélisation efficace, pour notre cas les principales sources sont :

- Les sondages : les sondages donnent des indications précises sur la géologie en profondeur.
- Cartographie géologique : fournit une vue d'ensemble de la distribution des unités lithologiques et des structures géologiques et pour créer un modèle géologique détaillé.

I.2.3.4 Préparation des Données :

Avant d'importer les données dans SURPAC, On a vérifié, organiser et préparer ces informations pour garantir leur intégrité et leur exactitude.

I.2.4 Importation des Données dans LOGICIEL SURPAC :

I.2.4.1 Configuration du Projet :

Pour créer un nouveau projet dans SURPAC, la première étape qu'on a faite, c'est définir les paramètres du projet, notamment le système de coordonnées, l'échelle et les unités de mesure. La deuxième étape, c'est l'importation des fichiers de données dans le projet SURPAC.

L'importation des logs de sondages : les données de sondages ont été préparées dans des fichiers CSV, à l'aide de Microsoft Access une base de données a été créée pour le gisement de KOUDIAT EZZOUBIA sous forme de trois fichiers Excel :

- COLLAR (coordonnées des sondages),
- SURVEY (données de levés)
- GEOLOGY (lithologie).

Ces fichiers sont ensuite transférés dans SURPAC afin d'afficher les trous de forage (Tableau 22, Tableau 23, Tableau 24).

Tableau 23 : Partie du fichier COLLAR

hole_id	x	y	z	max_depth (m)
SG-04	354069.8	4100379	259.283	50
SG-05	354174.1	4100420	271.51	50
SG-06	354174.1	4100647	273.043	96
SG-07	353920.6	4100490	253.642	59.5

Tableau 24 : Partie du fichier SURVEY

hole_id	depth	azimuth	dip
SG-04	50	0	-90
SG-05	50	0	-90
SG-06	96	0	-90
SG-07	59.5	0	-90

Tableau 25 : Partie du fichier Geology

hole_id	depth_from	depth_to	rock type
SG-04	00	08	TUF
SG-04	08	15	MICROGRANODIORITE ALTERE
SG-04	15	50	MICROGRANODIORITE SAIN

I.2.4.2 Validation des Données :

Après l'importation des fichiers dans SURPAC, la validation des données est une étape essentielle pour s'assurer que les informations sont exactes et servent à la modélisation géologique, c'est précisément ce que nous avons fait.

I.2.4.3 Visualisation des sondages :

La figure suivante représente la répartition des Sondages après la validation des données :

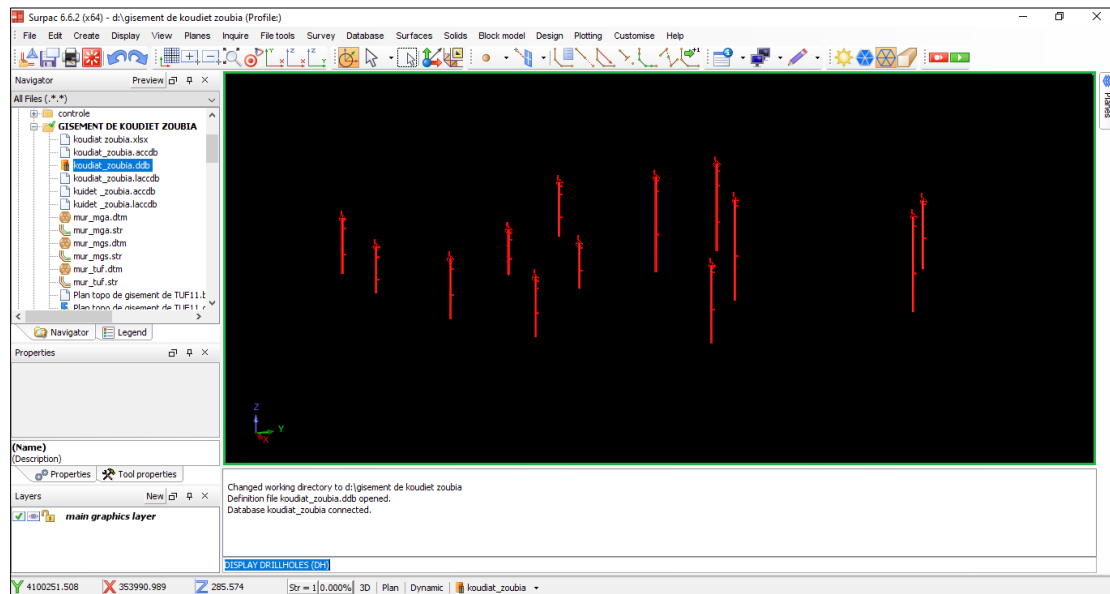


Figure 17 : Répartition des Sondages vue en 3D

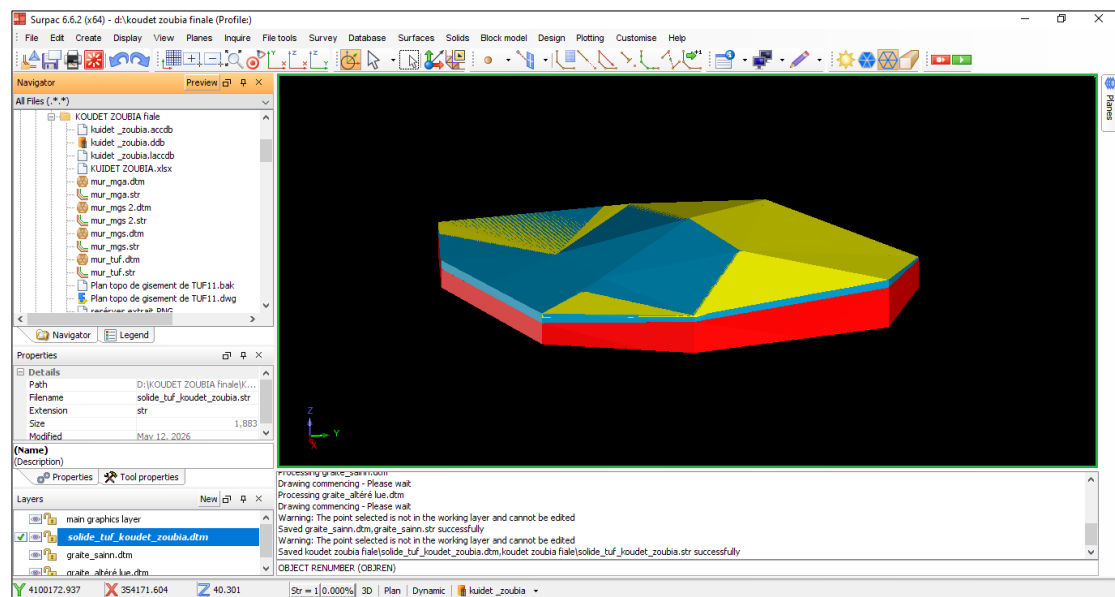
I.2.4.4 Modélisation de la Géométrie du Gisement :

I.2.4.5 Création de Sections Géologiques :

On a utilisé les données de sondages pour générer les sections géologiques du gisement. Ces sections permettent de visualiser en détail la distribution verticale des unités lithologiques, des structures géologiques.

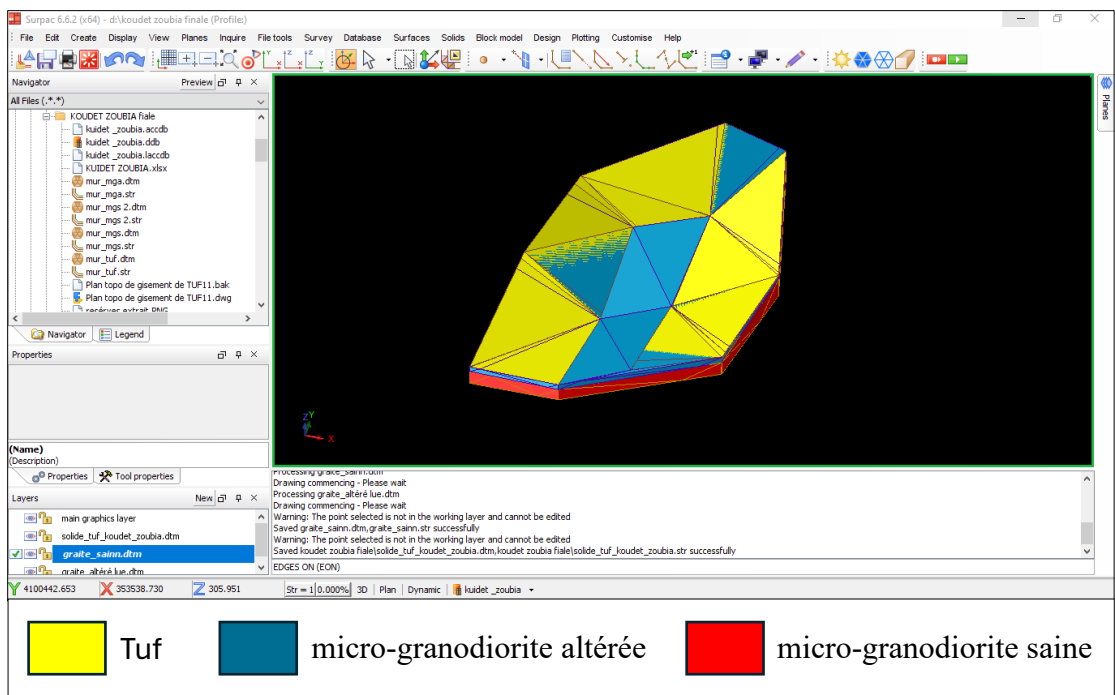
I.2.4.6 Modélisation des solides :

Les trois faciès (tuf, micro-granodiorite altérée, micro-granodiorite saine) ont été modéliser pour observer la disposition des différentes formations (figure 18,19 et 20).



Tuf
 micro-granodiorite altérée
 micro-granodiorite saine

Figure 18 : Les solides de toutes les couches géologiques (vue de face)



Tuf
 micro-granodiorite altérée
 micro-granodiorite saine

Figure 19 : Les solides de toutes les couches géologiques (vue de haut)

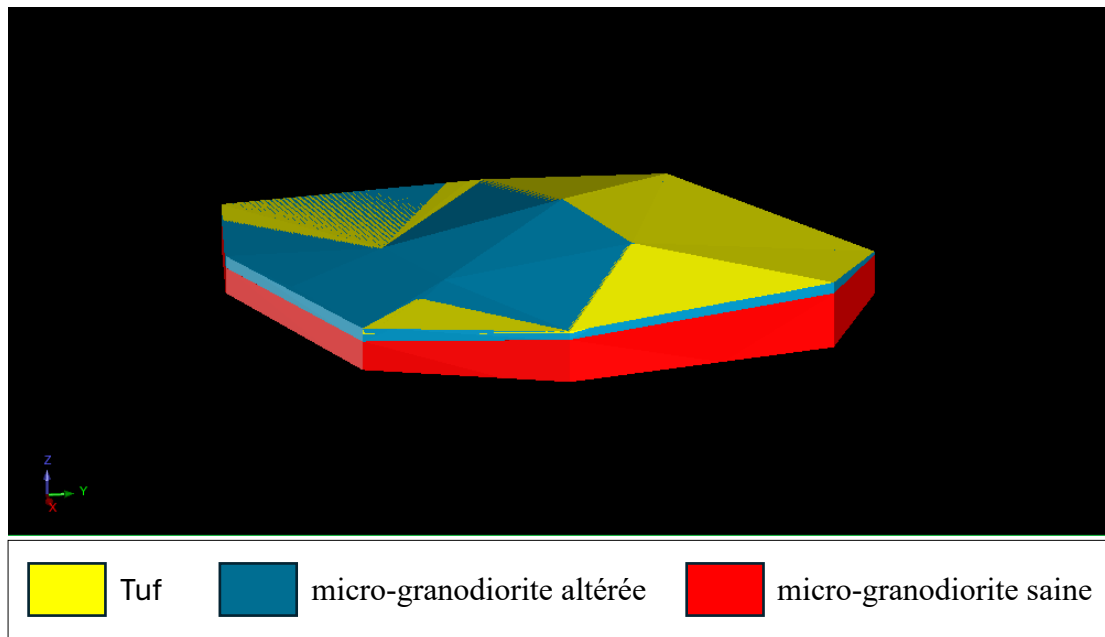


Figure 20 : Les trois faciès (tuf, micro-granodiorite altérée, micro-granodiorite saine)

I.2.4.7 Les résultats d'estimation :

Le tableau suivant représente les réserves géologiques du gisement de KOUDIAT EZZOUBIA dans la partie centrale :

Tableau 26 : les réserves géologiques du gisement de KOUDIAT EZZOUBIA dans la partie centrale

Matière	Volume (m ³)	Poids volumique (t/m ³)	Tonnages(t)
Tuf	1 025 239	2.3	2 358 049
Micro-granodiorite altérée	1 863 129	2.49	4 639 191
Micro-granodiorite saine	6 221 929	2.49	15 492 603

Commentaire sur les résultats du l'estimation :

On peut dire que nos valeurs sont proches et l'estimation est acceptable pour plusieurs raisons :

- L'estimation a été faite juste dans une superficie de **18h**.
- On a travaillé par autre méthode d'estimation.
- La différence du logiciel utilisé pour l'estimation.

PARTIE 2 : ÉTAT ACTUEL DE LA CARIÈRE

II. ÉTAT ACTUEL DE LA CARIÈRE DE KOUDIAT EZZOUBIA [10]

II.1 Objectif plan d'exploitation 2026 :

Pour l'exercice 2026, il a été fixé comme objectif de production planifiée et répartie comme suit :

- Tuf : 40 000 tonnes.
- Micro-granodiorite altéré : 40 000 tonnes.

Les endroits d'exploitation choisis pour atteindre l'objectif de production planifiée en 2026 sont montrés dans la figure 21 :

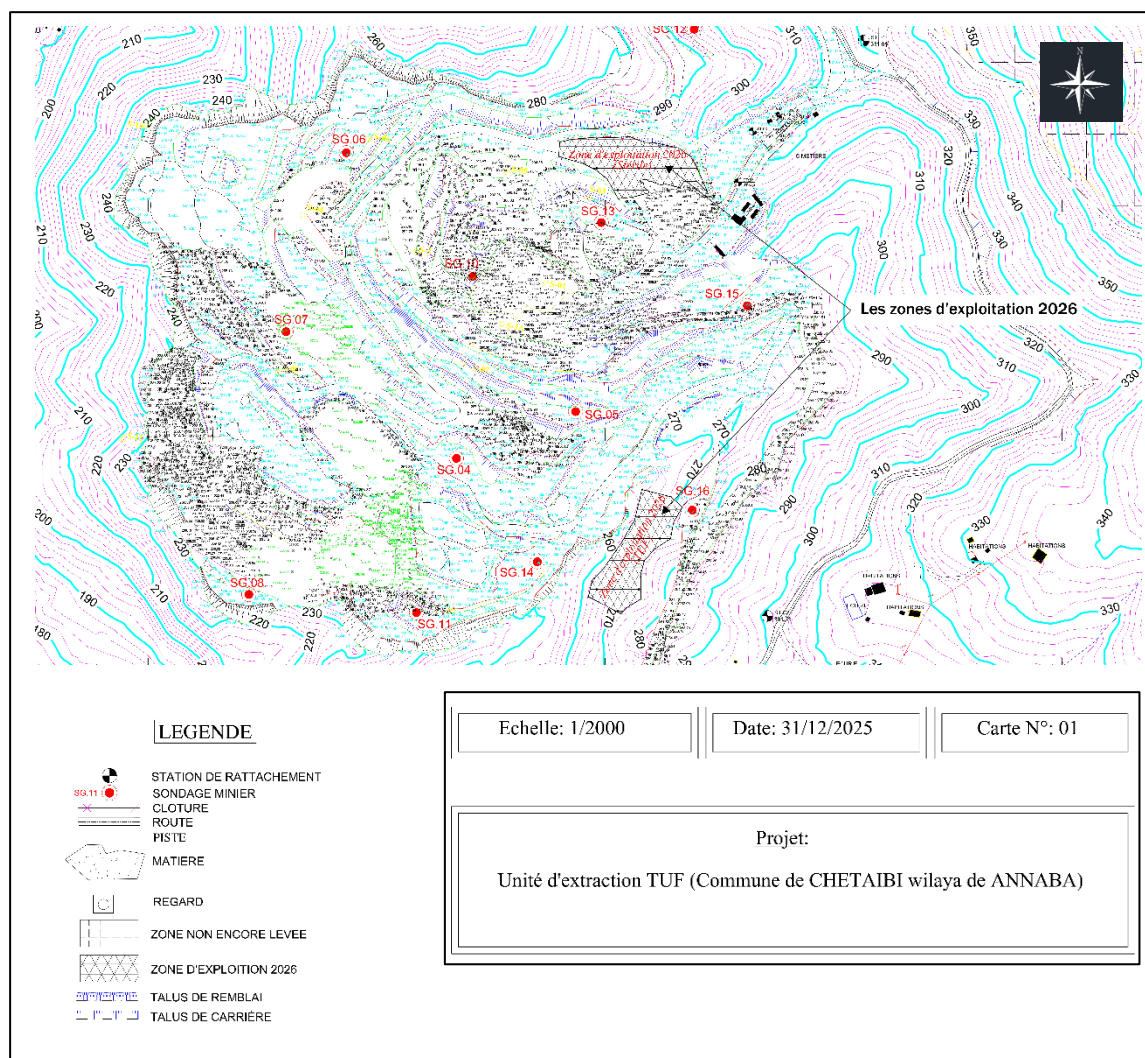


Figure 21 : Les endroits d'exploitation pour atteindre l'objectif de production planifiée en 2026

II.2 Situation de la mine :

II.2.1 Régime de fonctionnement de la carrière :

La réalisation des différentes tâches pour la construction de la carrière est basée sur les travaux préparatoires d'un côté et les travaux d'exploitation d'un autre côté, planifié dans le temps.

- Durée de poste : 7 h
- Nombre de poste par jour : 1
- Nombre de jour par semaine : 5
- Nombre de jours ouvrable par mois : 22
- Nombre de mois ouvrable par an : 12
- Nombre de jours par an : 250

II.2.2 Proposition d'un programme de Production - Année 2026

Le tableau représente un programme proposé pour la planification des travaux de découverte de matière stérile et d'exploitation de tuf pour atteindre l'objectif de production planifiée en 2026 :

Tableau 27 : Planification des travaux de découverte et d'exploitation pour l'exercice 2026

DESIGNATION	UNITÉ	2026												TOTAL
		J	F	M	A	M	J	J	A	S	O	N	D	
Travaux de découverte	m3 × 1000	1	1	1	1	2	2	2	2	2	2	2	2	20
Travaux d'exploitation	T × 1000	2	3	3	3	3	3	3	4	4	4	4	4	40

Note : Les valeurs mensuelles sont exprimées en milliers selon l'unité spécifiée **m3 × 1000** pour le volume de découverte et **T × 1000** pour le tonnage d'exploitation.

II.2.3 Synthèse de l'état d'avancement des travaux d'exploitation :

Par suite de notre visite au chantier d'extraction de tuf et micro-granodiorite on trouve qu'il y a vraiment un retard énorme dans les travaux de découverte sur **165h** il y a uniquement **25h** est découvert et prospecté.

Les travaux d'extraction du tuf sur cette zone dans la direction du Nord vers les sud allant du niveau 320 au niveau 230 et du l'ouest vers l'est et comme la couche de tuf friable est épuisée dans cette zone.

Donc, les objectifs de l'entreprise au cours de cette année 2026 est d'effectuer des travaux de découvertures pour dégager une autre plateforme de travail et prévoit aussi l'ouverture dans le micro-granodiorite.

II.2.4 L'état des volumes extraits durant l'exercice 2025 :

Selon le levé topographique réalisé le **31/12/2025**, les volumes extraits ont été calculés avec précision ces volumes sont consignés dans le tableau récapitulatif ci-dessous :

Tableau 28 : L'état des volumes extraits durant l'exercice 2025

Designation	Volume (M3)	Masse (T)
Tuf	18 086,407	41 598,736
Micro-granodiorite altéré	18 492,76	42 348,42

II.3 État des stocks bruts et terrils :

La gestion des matériaux extraits dans la carrière est une phase essentielle de l'organisation de la carrière.

Cette phase implique une catégorisation des produits excavés pour optimiser l'espace disponible et assurer une gestion rationnelle des ressources minières, chacun étant acheminé vers des structures de stockage spécialement aménagées selon ses caractéristiques géotechniques.

II.3.1 Le stockage du Tuf :

Le tuf est transporté vers les zones de stockage 01 ou 02 (voir Figure 22). Ces plateformes sont établies à des altitudes intermédiaires, surtout à 245 m, ce qui facilite les manœuvres des engins de transport

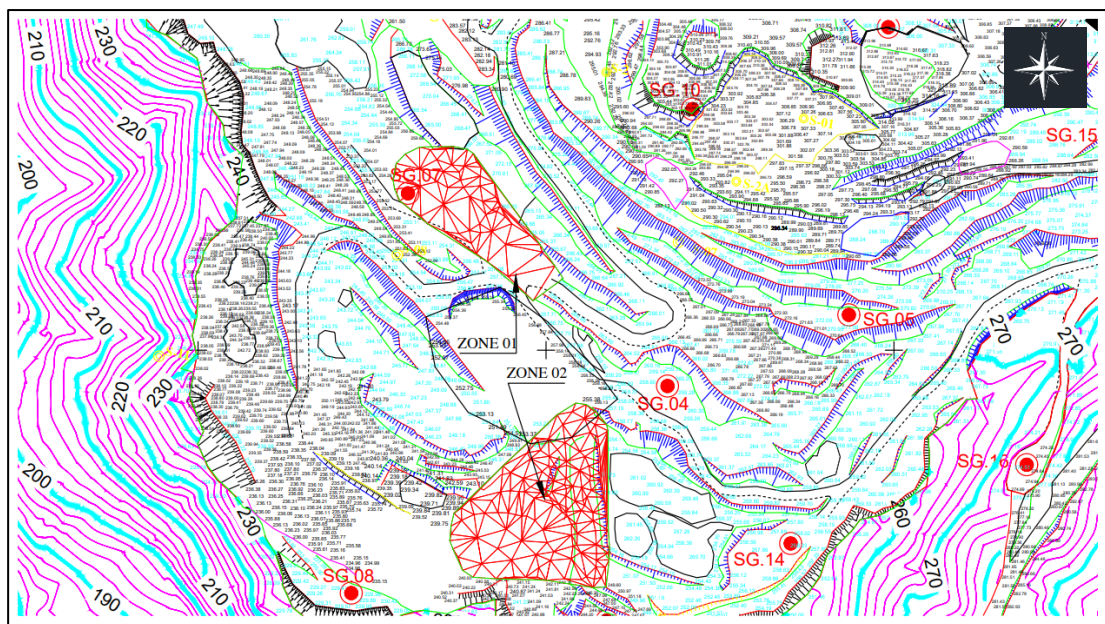


Figure 22 : Localisation des zones de stockage du tuf (zone 01 et zone 02) au niveau 245 m (schématisé sur le plan topographique (décembre 2025))

II.3.2 La formation du terril :

Les stériles sont transportées vers le terril situé en zone 03. Cette zone de rejet est située à un niveau plus élevé, entre les altitudes 270 m et 280 m. (figure 02) ce choix topographique permet de confiner les stériles en dehors des zones d'exploitation active tout en respectant la morphologie naturelle du terrain.

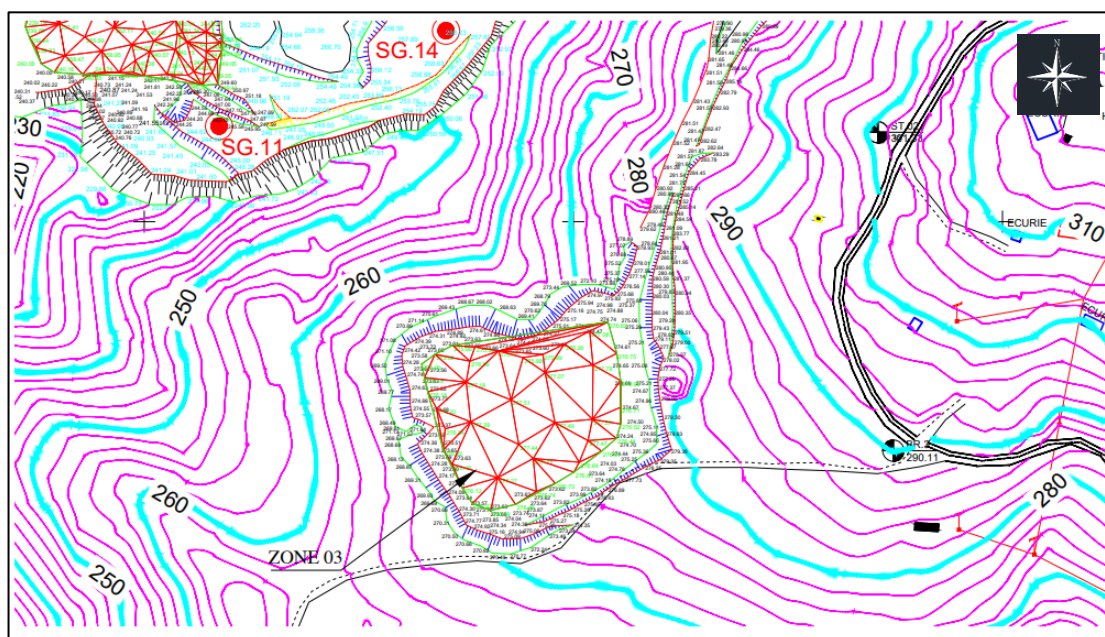


Figure 23 : Localisation du terril (Zone 03) (schématisé sur le plan topographique (décembre 2025))

II.4 Situation géotechnique et minière de la carrière :

II.4.1 Introduction :

La stabilité des talus des mines est un point très important pendant l'exploitation à ciel ouvert des gisements.

Cette dernière influe directement sur la sécurité du travail dans la mine, sur les principes technologiques d'exploitation généralement

La stabilité des talus dépend de plusieurs facteurs, à savoir :

- La hauteur de talus
- Les propriétés physico-mécaniques des roches
- L'inclinaison de la pente
- La tectonique

L'évaluation de cette stabilité représente également l'un des problèmes majeurs en géotechnique.

C'est pourquoi plusieurs approches et des méthodes ont été développées pour déterminer et Calcul le coefficient de sécurité (F_s), ce coefficient est utilisé dans les calculs de stabilité des talus et d'estimer la marge de sécurité.

II.4.2 Définition du coefficient de sécurité :

Le coefficient de sécurité est un indicateur de la stabilité des talus exprimer par la formule suivante [12] :

$$F_s = \frac{\sum \text{forces de résistances}}{\sum \text{forces actives}}$$

Les valeurs du coefficient de sécurité par lesquelles on peut indiquer l'état de stabilité du talus, comme le montre le tableau suivant :

Tableau 29 : Les valeurs du coefficient de sécurité

Facteur de sécurité (F_s)	État de l'ouvrage
$F_s < 1$	Instable
$F_s = 1$	Stabilité limite
$1 < F_s < 1,25$	Sécurité contestable
$1,25 \leq F_s < 1,4$	La sécurité contestable pour les talus des carrières à ciel ouvert.
$F_s > 1,4$	Sécurité satisfaisante

II.4.3 Définition des paramètres de stabilité :

La stabilité des talus d'exploitation d'une carrière dépend directement des matériaux les constituants ainsi que des contraintes qui s'exercent sur ces ouvrages, elle dépend également de leurs paramètres : **l'angle d'inclinaison et la hauteur du talus.**

Le dimensionnement des talus dans une exploitation à ciel ouvert doit être effectué de manière à éviter tous les modes de rupture potentiels.

La profondeur ultime **H** de la fosse étant connue, il s'agit de définir l'angle général du talus α_T pour assurer la sécurité.

L'étude de stabilité se ramène à l'établissement des équations d'équilibre le long de la ligne de glissement AC. La division des efforts par la surface cisailée en considérant une tranche unitaire conduit aux contraintes. Il y a cisaillement et glissement lorsque la contrainte active dépasse la résistance au cisaillement. [12]

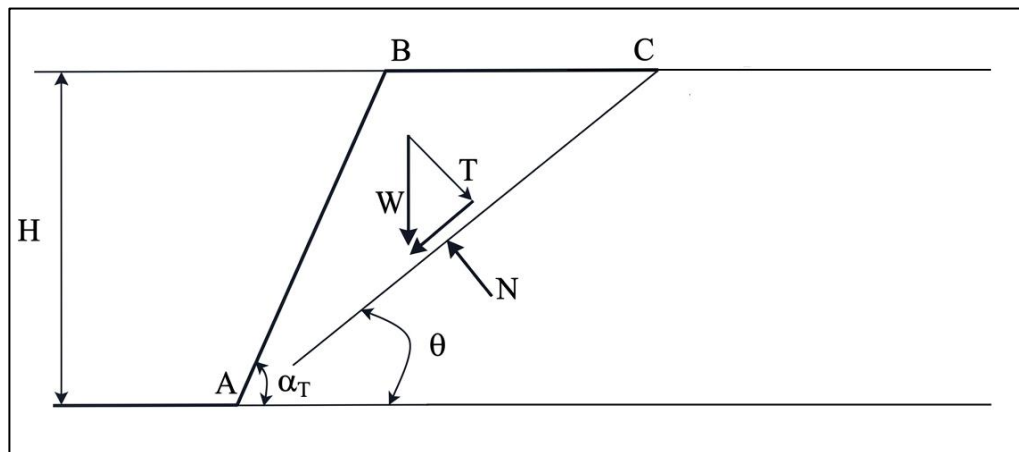


Figure 24 : Schéma des forces s'exerçant sur un talus de carrière en équilibre limite

- H : Profondeur de la fosse
- α_T : Angle général du talus
- W : Poids du bloc ABC
- N : Force normale / $N = W \cos \theta$
- T : Force tangentielle de cisaillement / $T = W \sin \theta$
- σ_n : Contrainte normale / $\sigma_n = N/S$
- S : Surface de cisaillement
- τ : Contrainte de cisaillement / $\tau = T/S$

Si on remplace les différents paramètres du facteur de sécurité par leur valeur, l'expression dernier du facteur de sécurité devient :

$$F_s = \frac{R}{\tau} = \frac{C + \sigma_n \times \tan \varphi}{\tau}$$

Avec :

$$\sigma_n = \frac{W \cos \theta}{L} \quad ; \quad \tau = \frac{W \sin \theta}{L}$$

Alors :

$$F_s = \frac{\tan \varphi}{\tan \theta} + \frac{2C}{\gamma \times H \times \sin^2 \theta \left(\frac{1}{\tan \theta} - \frac{1}{\tan \alpha_T} \right)}$$

- γ : Poids volumique
- C : Cohésion
- θ : Angle de frottement interne

Avec la formule ci-dessus, on peut établir un graphe pour déterminer le coefficient de sécurité F_s en fonction de l'angle de rupture θ . Si ce dernier est supérieur à 1.2, les talus seront considérés stables. [13]

Les caractéristiques des talus pour le gisement de KOUDIAT EZZOUBIA sont comme suite :

Tableau 30 : Les caractéristiques des talus pour le gisement de KOUDIAT EZZOUBIA

Désignations	Valeurs	Unité
Angle général en liquidation.	65	°
Inclinaison des gradins.	80-85	°
L'angle de frottement interne	40	°
Profondeur de la fosse.	60	m
La cohésion	45	Mpa

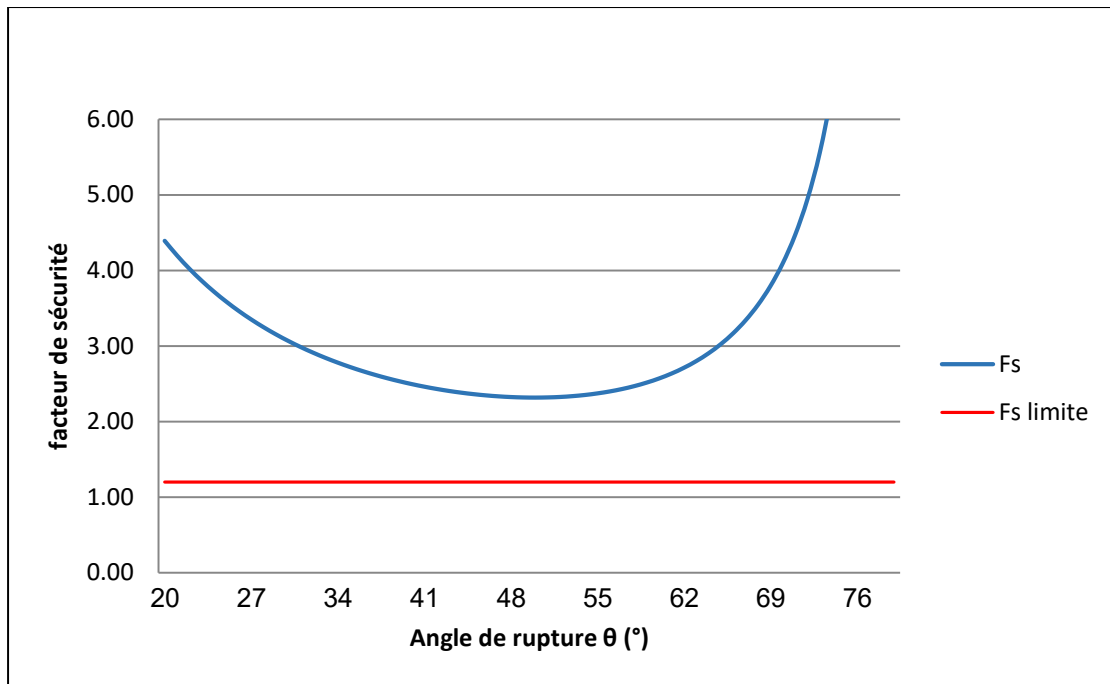


Figure 25 : le graphe qui détermine le facteur de sécurité

D'après le graphe :

$F_s = 2.50 > 1.2$, donc les talus sont considérés stable.

CHAPITRE III :

DÉTERMINATION DES DIFFÉRENTS PARAMÈTRES ET PROCESSUS TECHNOLOGIQUES DE L'EXPLOITATION

PARTIE 1 : DETERMINATION DES DIFFERENTS PARAMETRE D'EXPLOITATION

I. Ouverture du gisement

I.1 Introduction :

L'ouverture du gisement est le creusement des excavations spéciales et elle a pour but de réaliser l'accès aux moyens de transport de la superficie vers les niveaux de travail. 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 ; [14]

I.2 Mode d'ouverture du gisement de KOUDIAT EZZOUBIA

Ce mode d'ouverture fut le premier mode utilisé lors de la première mise en exploitation du gisement KOUDIAT EZZOUBIA. Le mode d'ouverture se fait par un demi tranché d'accès vu le relief montagneux.

L'ouverture d'un gisement se fait par le creusement des tranchées principales qui donnent l'accès à la couche minérale et de tranchées de découpage qui préparent le champ de la mine à l'exploitation. Les tranchées principales sont de section trapézoïdale et ont un profil longitudinal et transversal particulier.

Les ingénieurs des mines ont préféré l'ouverture du gisement de KOUDIAT EZZOUBIA à partir du côté du sondage SG-15 correspondants au côté nord-est du gisement et dans le Niveau +300 m

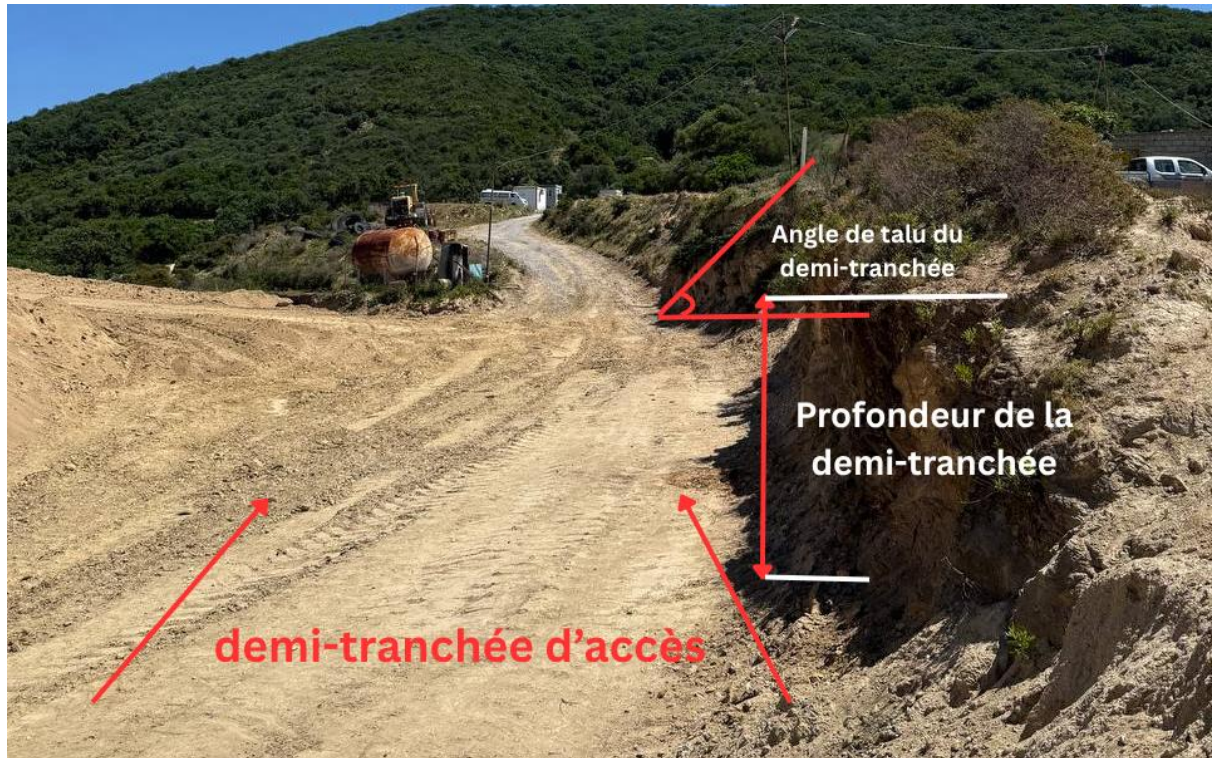


Figure 26 : Demi tranchée d'accès de la carrière de KOUDIAT EZZOUBIA (prise de photo 25/05/2026)

I.2.1 Détermination du volume de tranchée d'accès

I.2.2 Largeur de la piste de transport

La largeur de la piste de transport est déterminée en fonction du nombre de voies, du type et des dimensions des moyens de transport utilisés. Elle dépend du mode de creusement et de la destination de celle-ci. Les valeurs pratiques sont données dans le tableau 30 .

Tableau31 : Choix de largeur de la voix de transport en fonction de la capacité du camion

Destination des tranchées	La largeur minimale m	La largeur maximale m
Camion capacité $\leq 35T$ Camion capacité $\geq 40T$	Deux voies	
	14 15	17 20
Camion capacité $\leq 35T$ Camion capacité $\geq 40T$	Une voie	
	8.0 9.5	13 16

La largeur de la voie de transport (b) est déterminée par la formule suivante :

$$T = A + (2 \times c) + r$$

Tels que :

- A : la largeur maximale de l'engin le plus large (m) ; A = 3.60m
- c : la distance entre les engins et les bermes de sécurité (m) ; c= 1.2 m
- r: largeur de la rigole (m) ; r = 1m

Dans la carrière de KOUDIAT EZZOUBIA, la piste de transport est à une seul vois et les camions ont une capacité inférieurs à 20 tonnes. De ce fait la largeur de la tranchée doit être prise entre 5 à 8 m. Or la valeur calculée est égale à 5 m ce qui est conforme avec le tableau ci-dessus (tableau 30)

$$T = 3.60 + (2 \times 1.2) + 1$$

$$T = 7 \text{ m}$$

I.2.3 Longueur de la demi-tranchée d'accès

D'après les données de la carrière, la longueur de la demi-tranchée est $L_{dt} = 350 \text{ m}$

I.2.4 Calcul du volume de la demi-tranchée d'accès

Le volume de la demi-tranchée d'accès est déterminé par la formule suivante :

$$V_d = \frac{b^2 \times \sin \alpha_d \times \sin \beta_f \times L}{2 \times \sin (\alpha_d - \beta_f) \times \cos \beta} ; (m^3)$$

Tels que :

- b : largeur de la piste de transport $T=7 \text{ m}$
- α ; Angle des talus de la tranchée d'accès, $\alpha= 80^\circ$.
- β : Angle du flanc de coteau est égal à 60° .
- L : longueur de la piste d'accès $L = 350 \text{ m}$. curviligne

Ainsi :

$$V_d = \frac{25 \times 0.9848 \times 0.8660 \times 250}{2 \times 0.3420 \times 0.5000}$$

$$V_d = 15582 \text{ m}^3$$

II. Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert

II.1 Gradin :

C'est un élément technologique fondamental de l'exploitation à ciel ouvert, constituant une partie des morts-terrains ou du gisement enlevé et qui est desservi par des moyens de transport spécifiques.

Chaque gradin est généralement constitué de deux surfaces dégagées :

- Le front d'attaque.
- Le talus du gradin.

II.1.1 Eléments des gradins

Les éléments de gradin sont résumés comme suit :

- **Toit du gradin** : c'est la surface horizontale limitant le gradin à sa partie supérieure
- **Mur** : c'est la surface horizontale limitant le gradin à sa partie inférieure
- **Talus de gradin** : la surface latérale inclinée limitant le gradin de la côte vide de l'exploitation
- **Front d'attaque** : c'est l'emplacement où l'excavateur travaille
- **Arrête supérieure de gradin** : c'est la ligne d'intersection entre le toit et le talus
- **Arrête inférieure de gradin** : c'est la ligne d'intersection entre le mur et le talus
- **Angle du gradin** : c'est l'angle formé entre le mur et le talus .[15]

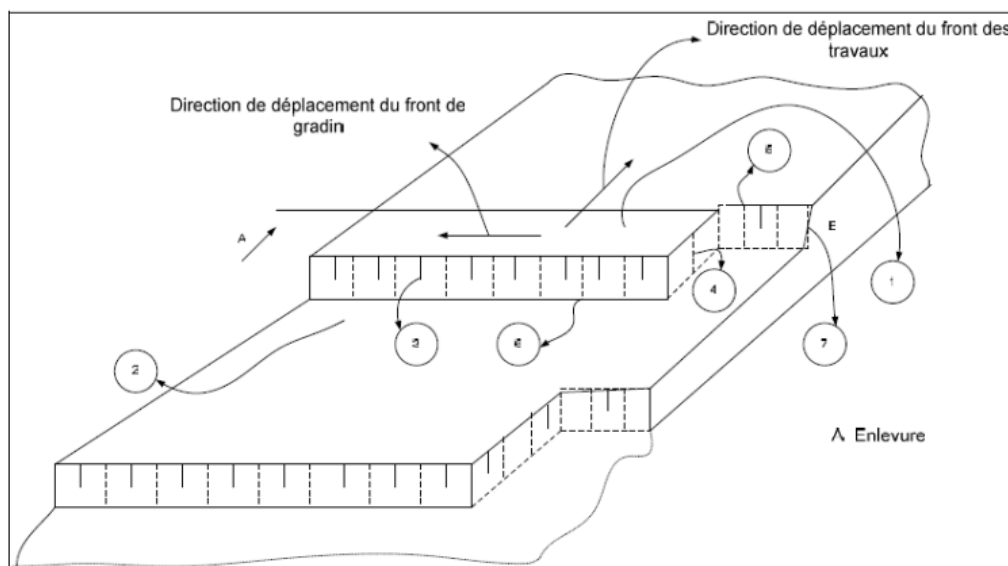


Figure 27: Eléments géométriques et technologiques d'un gradin

- 1- Toit du gradin.
- 2- Front d'attaque.
- 3- Arrête supérieure.
- 4- Arrête inférieure.
- 5- Angle du gradin.

II.1.1.1 Hauteur de gradin :

Dans la détermination de hauteur du gradin, il y a quelques facteurs qui sont pris en compte comme la sécurité des travaux miniers, la production de carrière et les caractéristiques du gisement, et aussi il faut connaître le type des roches et la hauteur maximale de creusement de l'engin de chargement utilisé H_{crmax}

- Pour les roches tendres : $H_g \leq H_{crmax}$
- Pour les roches dures : $H_g \leq 1,5 H_{crmax}$

Dans le cas de **TUF KOUDIAT EZZOUBIA** la hauteur du gradin est de 5m, dont la formule suivante :

$$H_g = H_{crmax}$$

- H_{crmax} : Hauteur de creusement de la chargeuse qui est égale 5m

II.1.1.2 Angle de gradin :

Cet angle dépend des propriétés géomécaniques des roches et les paramètres des engins miniers de la carrière de KOUDIAT EZZOUBIA.

L'angle de gradin pour les roches dures et moyennement dures varie entre 60° et 80°.

- On prendra un angle de talus $\alpha = 80^\circ$.

II.2 La plate-forme de travail :

La largeur de la plateforme dépend de plusieurs conditions et paramètres techniques qui doivent permettre aux équipements miniers de travailler dans les meilleures conditions dans les exploitations minières à ciel ouvert.

On essaie toujours de réduire au minimum la largeur des plates-formes de travail afin de réduire le taux de découvert et les prix d'extraction beaucoup plus, mais elles doivent aussi être suffisantes pour assurer de bonnes conditions de travail aux équipements miniers afin qu'ils puissent assurer les meilleurs rendements.

Elle se détermine en fonction de :

- Les propriétés physico-mécaniques des roches
- Les dimensions du tas des roches abattues
- Les caractéristiques techniques des engins de chargement et de transport.

- Des lignes de transmission électrique ainsi que la disponibilité de réserve prêteur chargement.

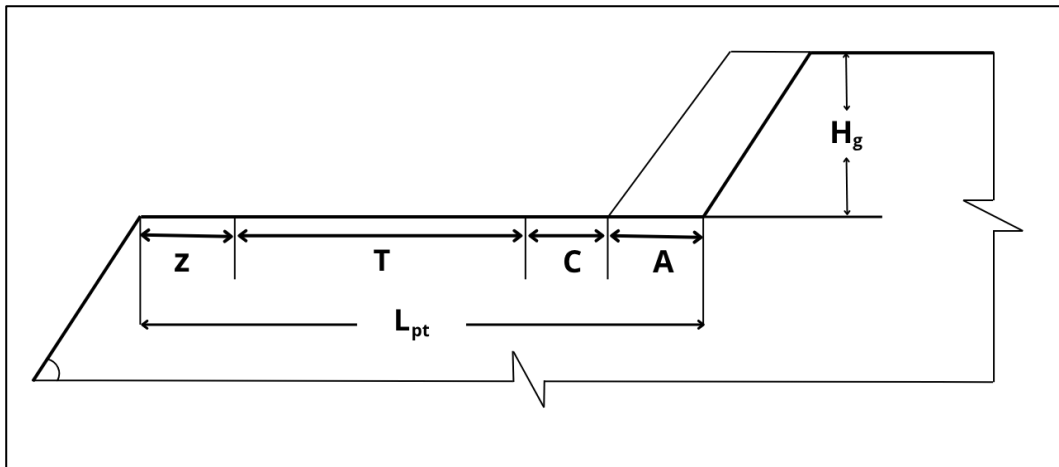


Figure 28 : Schéma représentant la plate-forme de travail

Lorsque l'abattage se fait par **émottage mécanique** et le chargement des roches se fait directement du massif, la largeur minimale se calcul par la formule suivante :

$$L_{pt} = A + C + T + Z \text{ (m)}$$

Où :

- Z : prisme d'éboulement (m) ; Z = 3m
- T : largeur de la chaussée de transport (m) ; T= 8 m.
- C : la distance entre l'arrêt inférieur du gradin et la chaussée de transport (m) ; C = 2m
- A : largeur d'enlèvement (m)

II.2.1 Largeur d'enlèvement :

Lors du choix de la largeur d'enlèvement on prend en considération [16] :

- Les propriétés physico-mécaniques des roches
- La méthode de préparation des roches à l'abattage
- Le type et dimension des engins de chargement.

Ce dernier est déterminé par la formule suivante :

$$A = W + (n - 1) \times E \text{ (m)}$$

Où :

- W : Ligne de moindre résistance (m) ; W=3.5m
- n : Nombre de rangée de trou; n= 1.
- E : Distance entre deux rangées de trous. E = 4.5m

$$A = 3.5 + (1 - 1) \times 4.5 ; m$$

$$A = 3.5 m$$

Alors :

$$\begin{aligned}
 L_{pt} &= Z + T + C + A \\
 L_{pt} &= 3 + 8 + 2 + 3.5 \\
 L_{pt} &= 16.5 \text{ m}
 \end{aligned}$$

Donc La largeur de la plateforme est égale **16.5m**.

II.3 Angle de bord exploitable :

L'angle de talus du bord exploitable dépend des particularités constructives de ce bord. Il peut être calcul par la formule suivante :

$$tg_{\beta_{inex}} = \frac{H_f}{\sum B_t + \sum B_s + \sum H_g Ctg\alpha}$$

Où :

- H_f : profondeur finale de la mine (m).
- B_s : largeur de la berme de sécurité, (m).
- B_t : largeur de la berme de transport, (m).
- H_g : hauteur du gradin, (m).
- α : angle de talus du gradin ($^\circ$).

$$tg_{\beta_{inex}} = \frac{60}{16 + 5 \times 3 + 30 \times 1/tan80}$$

$$\beta = 65^\circ$$

Tableau 32 : Récapitulatif des paramètres de la méthode d'exploitation

Paramètre	Désignation	Valeur	Unité
Hauteur du gradin	H_g	5	m
Angle du talus du gradin exploitable	α	80	$^\circ$
Largeur d'enlevure	A	3.5	m
Largeur de prisme d'éboulement	Z	3	m
Largeur de la bande de transport	T	8	m
La distance entre l'arrête inférieur du gradin et la chaussée de transport	C	2	m
Largeur de plate-forme de travail	L_{pt}	16.5	m

PARTIE 2 : DETERMINATION DES DIFFERENTS PROCESSUS TECHNOLOGIQUES D'EXPLOITATION

III. Abattage des roches :

III.1 Introduction :

Dans les mines à ciel ouvert, le premier élément essentiel du processus d'obtention du minerai est l'abattage de roches.

L'abattage consiste à détruire le massif jusqu'à obtenir des fragments de dimension acceptable pour assurer des conditions de travail efficaces pour les engins de chargement et transport.

Le choix de la méthode d'abattage dépend :

- Le type et des caractéristiques physiques et mécaniques des roches,
- Les paramètres techniques des équipements miniers disponibles,
- Les exigences de la qualité du minerai extrait,
- La production de l'entreprise minière.

Dans les roches tendres et se mi-dures, plusieurs moyens mécaniques existent pour fragmenter la roche. Ils se divisent en deux catégories :

- Les excavateurs à godet unique (dragline ; excavateur)
- Les excavateurs à godets multiples (roue-pelle ; chaîne à godets).

Lorsque les roches sont dure et le volume des masses à extraire est considérable, le tir, c'est la méthode la plus commune pour ce cas.

III.2 Mode d'abattage pour le tuf :

Compte tenu des propriétés physico-mécaniques du tuf, l'extraction de la substance utile est réalisée par **un bulldozer du marque Caterpillar D8R** (abattage mécanique).



Figure 29 : prise de photo du bulldozer (20/05/2026)

III.3 Mode d'abattage pour micro-granodiorite altéré :

L'extraction de la matière stérile (micro-granodiorite altéré) est réalisée par abattage à l'explosif.

III.3.1 Les paramètres des travaux de forage et de tir :

Dans l'exploitation d'une carrière, les travaux de forage et de tir consistent à percer des trous dans la roche selon un « plan de tir » pour diviser une roche en blocs de matériaux à l'aide d'explosifs, les trous percés dans la roche étant remplis d'une quantité précise d'explosifs.

Les travaux de forage et de tir doivent assurer :

- L'obtention du tas de roches abattues aux dimensions optimales.
- Quantité requise de masse pour assurer le travail régulier des engins de chargement et transport.
- Action sismique minimale pour les installations au jour et l'environnement ;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail ; [2]

III.3.2 Processus de forage :

Le processus de forage dans la carrière représente une phase essentielle du cycle minier et une grande importance sur les côtés technique et économique.

L'opération de foration consiste à percer des trous inclinés à différentes profondeurs, à l'aide de machines spécialisées. [17]

III.3.2.1 Mode de forage :

Il existe plusieurs techniques de foration, parmi lesquelles on distingue :

- Forage rotatif
- Forage percutant
- Forage roto-percutant

Le mode de forage dépend de plusieurs facteurs tels que :

- Les propriétés physicomécaniques des roches
- La longueur et du diamètre du trou à forer
- La production annuelle de la mine

Le choix du type de la sondeuse est basé principalement sur les facteurs suivants [18] :

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

Tableau 33 : Propriétés physico-mécaniques micro-granodiorite altéré

Paramétré	Valeur	Unité
Masse volumique	2.3	t/m3
Résistance à la compression	500-600	Kgf/cm2
Résistance à la traction	50-60	Kgf/cm2
Coefficient de dureté	6	/

III.3.2.2 Indice de forabilité :

Le choix de la méthode de forage dépend de l'indice de forabilité qui est donné par l'ingénieur et chercheur en génie minier **V. S. KOVALENKO**, et qui repose sur les efforts de compression, de déplacement et sur la masse volumique.

Pour le micro-granodiorite altéré, l'indice de forabilité peut être déterminé à partir de l'expression suivante :

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

- δ_{comp} : Résistance des roches à la compression ; Kgf / cm²
- γ : La masse volumique ; t/m³
- δ_{dep} : Résistance des roches au cisaillement ; Kgf / cm²

➤ Calcul de résistance à la compression simple :

$$\delta_{comp} = 100 \times f \quad (\text{Kgf / cm}^2)$$

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

$$\delta_{comp} = 100 \times 6 = 600$$

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

➤ Calcul de résistance au cisaillement :

$$\delta_{dep} = (0.13 : 0.33) \delta_{comp} \quad (\text{Kgf/cm}^2)$$

$$\delta_{dep} = 0.3 \times 600 = 180$$

$$\delta_{dep} = \mathbf{180 \text{ Kgf / cm}^2}$$

Alors :

$$Df = 0.007 (600 + 180) + 0.7 \times 2.3$$

$$\mathbf{Df = 7.07}$$

➤ Calcul de Résistance à la traction :

$$\sigma_{tr} = (0.08 + 0.12) \delta_{comp} \quad (\text{Kgf/cm}^2)$$

$$\sigma_{tr} = 0.1 \times 600$$

$$\sigma_{tr} = \mathbf{60 \text{ Kgf/cm}^2}$$

La classification des roches selon l'indice de forabilité recommandé par V. S. Kovalenko est montrée dans le tableau 32 :

Tableau 34 : La classification des roches selon l'indice de forabilité recommandé par V. S. Kovalenko

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

III.3.2.3 Diamètre du trou

Le diamètre du trou est nécessaire pour la détermination des principaux paramètres des travaux de forage et de tir et du type de la sondeuse, et la quantité d'explosif par unité de longueur.

Le choix du diamètre de trous dépend de la dureté des roches et de leur résistance au tir.

Au niveau de la mine Tuf et micro-granodiorite, carrière KOUDIAT EZZOUBIA, la sondeuse utilisée est dotée d'un taillant de diamètre de foration 89 mm.

$$Dt = 89 \text{ mm}$$

III.3.2.4 Longueur du trou

La longueur du trou est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_{tr} = (H / \sin\beta) + LS (m)$$

Où :

- H : Hauteur du gradin (m) ; H = 5m
- Ls : longueur du sous-forage (m).
- β : angle d'inclinaison du trou (degré). $\beta = 80^\circ$

La longueur du sous-forage est déterminée par la formule suivante :

$$Ls = Ks \times D (m)$$

Ks : coefficient qui tient compte des propriétés des roches et de l'inclinaison du trou ;

- Ks : (10 - 15) ; On prendra Ks = 12
- D : diamètre du trou (m)

$$Ls = 12 \times 0.089$$

$$Ls = 1.068m$$

$$L_{tr} = (5/\sin 80) + 1.068$$

$$L_{tr} = 6.1 \text{ m}$$

III.3.3 Elaboration d'un plan de tir :

Le plan de tir est un document qui comporte toutes les informations concernant la position des trous et leurs distances, les charges explosives, l'amorçage et les retards [19].

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

Le plan de tir sera établi d'après les résultats des essais préliminaires et toutes les propriétés de la matière stérile et après reconnaissance géologique du terrain.

Les différents paramètres géométriques et ceux de chargement qui interviennent dans la conception et la réalisation d'un plan de tir sont :

- Le bourrage
- La maille
- La sur-profondeur
- La plate-forme
- Le front
- La banquette
- L'espacement
- La longueur à forer
- La charge de pied
- La charge de colonne
- Le pied
- La tête ou bien la colonne
- La séquence d'amorçage

III.3.3.1 Construction des charges et calcul de leurs paramètres :

III.3.3.1.1 Choix de l'explosif [20] :

Un explosif est un composé chimique défini ou un mélange de corps susceptibles, lors de leur transformation, de dégager en un temps très court un grand volume de gaz porté à haute température, ce qui constitue une explosion.

Les caractéristiques des explosifs sont :

- La masse spécifique
- La vitesse de détonation
- La pression de détonation
- La brisance

La mine Tuf et micro-granodiorite, carrière KOUDIAT EZZOUBIA les explosifs utilisés sont :

- **Explosifs déflagrants (ANFOMIL) :** qui sont utilisés comme explosif principal est en vrac dans des sacs de 25 Kg.
- **Explosifs brisants (MARMANITE) :** La marmanite est un explosif pulvérulent de couleur grise, constituée de nitrate d'ammonium.

Tableau 35 : Caractéristiques des explosifs utilisés

Paramètres	Marmanite			Anfomil	Unités
	1	2	3		
Densité d'encartouché	0,95	0,98	1,33	0,95	g/cm ³
Résistance à l'eau Moyen	Moyen	/	/	/	/
Vitesse de détonation	4000	4100	6500	3000	m/s
Coefficient d'utilisation pratique	1,28	1,27	1,18	1,15	%
Diamètre de la cartouche	50	65	80	Vrac	Mm
Longueur de la cartouche	610	750	500	/	Mm
Poids de la cartouche	1250	2500	2500	/	G
Puissance sur mortier balistique	83	82	80	78	%
Ecrasement selon méthode KAST	3,25	2,90	2,30	/	Mm
Sensibilité au choc	1,50	1,50	2	2	Kg/m

III.3.3.1.2 L'indice de tirabilité :

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

$$q_{et} = 0.02 (\sigma_{comp} + \sigma_{depl} + \sigma_{tr}) + 2\gamma; g/m^3$$

- δ_{comp} : Résistance des roches à la compression (Kg / cm²)
- γ : La masse volumique (t/m³)
- δ_{dep} : Résistance des roches au cisaillement (Kg / cm²)
- σ_{tr} : Résistance à la traction du minerai (Kg / cm²)

On a déjà calculé :

- $\delta_{comp} = 600 \text{ Kgf} / \text{cm}^2$
- $\delta_{dep} = 120 \text{ Kgf} / \text{cm}^2$
- $\sigma_{tr} = 60 \text{ Kgf} / \text{cm}^2$

Alors:

$$q_{et} = 0.02 (600 + 180 + 60) + 2 \times 2.3 = 20.02 ; \text{g/m}^3$$

$$\mathbf{q_{et} = 21.40 \text{ g/m}^3}$$

La classification des roches selon l'indice de tirabilité recommandé par V. S. Kovalenko est montrée dans le Tableau 35 :

Tableau 36 : La classification des roches selon l'indice de tirabilité recommandé par V. S. Kovalenko

Tirabilité	q _{et} (g/cm ³)	Classe	Catégorie
Facile	<10	I	1, 2, 3, 4,5
Moyenne	10,1 – 20	II	6, 7, 8, 9, 10
Difficile	20,1 – 30	III	11, 12, 13, 14, 15
Très difficile	30,1 – 40	IV	16, 17, 18, 19, 20
Exclusivement difficile	40,1- 50	V	21, 22, 23, 24, 25

III.3.3.1.3 Consommation spécifique du projet :

$$q_p = q_{et} \times k_{exp} \times k_f \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd} ; \text{g/m}^3$$

- q_{et} : Consommation spécifique étalon de l'explosif, g/m³
- K_{exp} : Coefficient tenant compte de la conversion de l'explosif étalon à celui utilisé à la mine, on prendra $K_{exp} = 1.39$
- K_f : Coefficient tenant compte de l'influence de la fissuration du massif.

$$K_f = 1.2 \times l_m + 0.2$$

- l_m : Dimension moyenne du bloc dans le massif $l_m = 2 \text{ m}$

$$K_f = 1.2 \times 2 + 0.2$$

$$\mathbf{K_f = 2.6}$$

- K_d : Coefficient tenant compte du degré de la fragmentation des roches, on prendra : $K_d = 0.63$
- K_c : Coefficient tenant compte du degré de concentration réelle de la charge. on prendra : $K_c = 1.3$

- K_v : Coefficient qui tient compte de l'influence du volume.

$$K_v = 3 \sqrt{\frac{H_g}{15}}$$

$$K_v = 0.69$$

- k_{sd} : coefficient qui tient compte du nombre de surfaces libre. $k_{sd} = 8$

Alors :

$$q_p = 21.40 \times 1.39 \times 2.6 \times 0.63 \times 1.3 \times 0.69 \times 8$$

$$q_p = 0.35 \text{ kg/m}^3$$

III.3.3.1.4 La longueur de bourrage :

$$L_b = (20 \div 30) D t$$

$$L_b = 25 \times 0.089 ; (m)$$

$$L_b = 2.22 ; (m)$$

III.3.3.1.5 Détermination de la ligne de moindre résistance par la méthode de longefors :

Dans la théorie du tir en carrière, deux grandeurs géométriques fondamentales doivent être soigneusement distinguées : la **ligne de moindre résistance (LMR)** et la **banquette W**. La ligne de moindre résistance est définie comme la distance minimale, mesurée perpendiculairement à la face libre, entre le fond du trou de mine et cette même face libre. La banquette, quant à elle, désigne la distance horizontale mesurée en surface entre l'axe du trou et le bord supérieur du gradin. Dans le cas général d'un forage incliné, ces deux grandeurs sont distinctes et liées par la relation géométrique :

$$LMR = W \times \sin(\alpha)$$

Où α désigne l'angle d'inclinaison du trou par rapport à l'horizontale. Cette distinction est particulièrement importante pour les forages fortement inclinés, où la différence entre LMR et banquette peut être significative.

Dans le cadre de la présente étude, les trous de mine sont forés à un angle de $\alpha = 80^\circ$ par rapport à l'horizontale, soit un écart de seulement 10° par rapport à la verticale. On parle alors de forage *sub-vertical*. Dans cette configuration, la correction angulaire entre LMR et banquette est très faible :

$$LMR = W \times \sin(80^\circ) = W \times 0.985 \approx W$$

L'écart entre la LMR réelle et la banquette W ne représente que 1,5 %, ce qui est négligeable au regard des incertitudes inhérentes aux paramètres géotechniques et de chargement. En conséquence, pour ce type de géométrie sub-verticale, on admet que

LMR $\approx$ **W**, et la formule de Langefors est directement appliquée pour déterminer la LMR sans correction angulaire supplémentaire.

La méthode de Langefors et Kihlström (1963) propose une formule semi-empirique qui exprime la banquette maximale **W** en fonction des caractéristiques de l'explosif, de la roche et de la géométrie du chargement. Cette formule intègre le rapport espacement/banquette (**E/B**), ce qui en fait une approche plus complète que les méthodes purement empiriques. Elle s'écrit :

$$W = \frac{Dt}{34} \times \sqrt{\frac{P \times s}{f \times \bar{c} \times \frac{E}{B}}}; m$$

- **P** : Densité de chargement d'explosif (Kg/m^3) ; $P = 1.33 \text{ Kg/m}^3$
- **s** : Weight strength relatif de l'explosif (par rapport à l'ANFO) ; $s = 1.10$
- $\bar{c}$: Constante de roche (Kg/m^3) ; $\bar{c} = 0.6 \text{ Kg/m}^3$
- **Dt** : Diamètre de trou de forage (m) ; $Dt = 89\text{mm}$
f : Facteur de contrainte (forage sub-vertical) ; $f = 0.90$
- **E/B** = 1,25 : rapport espacement sur banquette (recommandé entre 1,0 et 1,5)

$$W = \frac{89}{34} \times \sqrt{\frac{1.33 \times 1.10}{0.90 \times 0.6 \times 1.25}}$$

$$W \approx \text{LMR} = 3.87 \text{ m}$$

La valeur obtenue, $W \approx \text{LMR} = 3.87 \text{ m}$, représente à la fois la banquette théorique de Langefors et, par approximation valide pour un forage sub-vertical à 80° , la ligne de moindre résistance. Cette valeur sera retenue pour la suite des calculs de dimensionnement du tir.

III.3.3.1.6 Vérification de la résistance au pied du gradin :

$$W \geq H \cot \alpha + c \quad (m)$$

- α : Angle du talus de gradin, $\alpha = 80^\circ$
- **c** : Distance de sécurité entre l'axe du trou et l'arrête supérieur du gradin, $c = 2.8 \text{ m}$

$$W \geq 5 \times \cot 80 + 2.8$$

$$W \geq 3.68 \text{ m}$$

Donc, **W** est **accepté**

III.3.3.1.7 Distance entre deux trous dans une même rangée :

$$a = m \times W$$

- m : Coefficient de rapprochement des trous (0.8-1.2)
- W : Ligne de moindre résistance (m)

$$a = 1 \times 3.87$$

$$a = 3.87 \text{ m}$$

III.3.3.1.8 Quantité d'explosif dans un trou :

$$Q_{tr} = q_{ex} \times H_g \times W \times a ; (Kg / trou)$$

Où :

- q_{ex} : Consommation spécifique du projet (kg/m^3).
- H_g : Hauteur du gradin (m).
- B : Ligne de moindre résistance (m).
- a : Distance entre deux trous dans une même rangée (m).

$$Q_{tr} = 0.35 \times 5 \times 3.87 \times 3.69$$

$$Q_{tr} \approx 25 \text{ kg/trou}$$

III.3.3.1.9 Longueur de la charge :

$$L_{ch} = \frac{Q_{tr}}{P} ; m$$

Où :

- Q_{tr} : Quantité d'explosif dans un trou ($Kg / trou$)
- P : Capacité d'un mètre de trou (Kg/m) ; $P = 7.46 \text{ Kg/m}$

$$L_{ch} = \frac{25}{7.46}$$

$$L_{ch} = 3.35 \text{ m}$$

III.3.3.1.10 Calcul le nombre des trous :

$$Nt = \frac{L}{E} \times n$$

Où :

- L : Longueur de volée (m) ; L = 100 m
- E : Distance entre deux rangées (m) ;
- n : Nombre de rangée ; n = 1

D'après Langefors et Kihlström, on introduit le rapport entre l'espacement et la banquette, rapport E/B. Ils conseillent de le prendre entre 1 et 1,5. On a pris la valeur 1,25 pour le calcul.

Ce rapport généralement influe sur la fragmentation obtenue : un E/B voisin de 1 aura tendance à donner des blocs, tandis qu'un E/B de 1,5 donnera une fragmentation plus fine, la valeur de 1,25 retenue devant conduire à une fragmentation régulière.

- On prendra E/B = 1.25

Donc :

$$E = 4.61 \text{ m}$$

$$Nt = \frac{100}{4.61}$$

$$Nt \cong 22 \text{ Trous}$$

Donc, le nombre des trous pour un seul rangé est égale : 22 trous

III.3.3.1.11 Calcul de la quantité totale d'explosif :

$$Q_{tot} = Q_{tr} \times Nt \text{ (Kg)}$$

Où :

- Q_{tr} : Quantité d'explosif dans un trou (Kg / trou)
- Nt : Nombre des trous (trous)

$$Q_{tot} = 23.82 \times 22$$

$$Q_{tot} = 524.04 \text{ kg}$$

III.3.3.2 Calcul des paramètres du tas de roches abattues :

III.3.3.2.1 Largeur de tas de roches abattues :

$$B_{ts} = K_r \times K_B \times H \times \sqrt{q}$$

Où :

- K_r : Coefficient dépendant de la résistance des roches au tir ; $K_r = 2.5$

- K_B : Coefficient de l'angle d'inclinaison des trous ; $K_B = 1.02$
- H : Hauteur de gradin ; $H = 5\text{m}$
- q : La consommation spécifique ; $q = 0.35\text{kg/m}^3$

$$B_{ts} = 2.5 \times 1.02 \times 5 \times \sqrt{0.35}$$

$$B_{ts} = 7.54 \text{ m}$$

III.3.3.2.2 Hauteur de tas de roches abattues :

$$H_{tp} = (0.5 \div 0.8) H$$

Où :

- H : Hauteur de gradin ; $H = 5\text{m}$

$$H_{tp} = 0.6 \times 5$$

$$H_{tp} = 3 \text{ m}$$

III.3.3.2.3 Calcul du rayon de la zone dangereuse :

$$W_{con} = 0.7 \times W_{max}$$

Où :

- B : Ligne de moindre résistance (m).

$$W_{con} = 0.7 \times 3.87 \text{ (m)}$$

$$W_{con} \approx 2.70 \text{ m}$$

Tableau37 : Détermination du rayon de la zone dangereuse (W_{con}) selon les recommandations de V. S. Kovalenko.

W_{con} (m)	Rayon de la zone dangereuse R_d (m)	
	Pour le personnel	Pour engins et équipement
01.5	200	100
02.0	200	100
02.7	230	150
03.0	250	150
04.0	300	150
06.0	300	150
08.0	400	200
10.0	500	250
12.0	500	250
15.0	600	300
20.0	700	350
25.0	800	400

Suivant le tableau 36 :

Si $W_{con} = 2m$ pour le personnel $R_d = 200m$ et Pour engins et équipement $R_d = 150m$

Dans notre cas, $W_{con} = 2.70$, donc pour le personnel **$R_d = 230m$** et Pour engins et équipement **$R_d = 150m$**

Tableau 38 : Récapitulatif des paramètres de forage et de tir

Paramètres de forage et de tir	Symbol	valeur	Unités
Diamètre du forage	D_t	0.089	m
Hauteur du gradin	H_g	5	m
Longueur du sous -forage	L_s	1.068	m
Inclinaison du forage	β	80	Degré
Longueur du trou	L_{tr}	6.1	m
Consommation spécifique d'explosif	q_p	0.35	Kg / m ³
Ligne de moindre résistance	W	3.87	m
Distance entre deux trous	a	3.87	m
Quantité de charge par trou	Q_{tr}	25	Kg / trou
Longueur de la charge	L_{ch}	3.35	m
Longueur totale de bourrage	L_b	2.22	m
Nombre de trou	N_{tr}	22	Trous
Quantité de charge d'explosif par bloc	Q_{tot}	524.04	Kg / bloc
Largeur de tas de roches abattues	B_{ts}	7.54	m
Hauteur de tas de roches abattues	H_{tp}	3	m
Rayon de la zone dangereuse	W_{con}	2.70	m
Méthode de mis à feu	Electrique		

III.3.3.3 Schéma de tir :

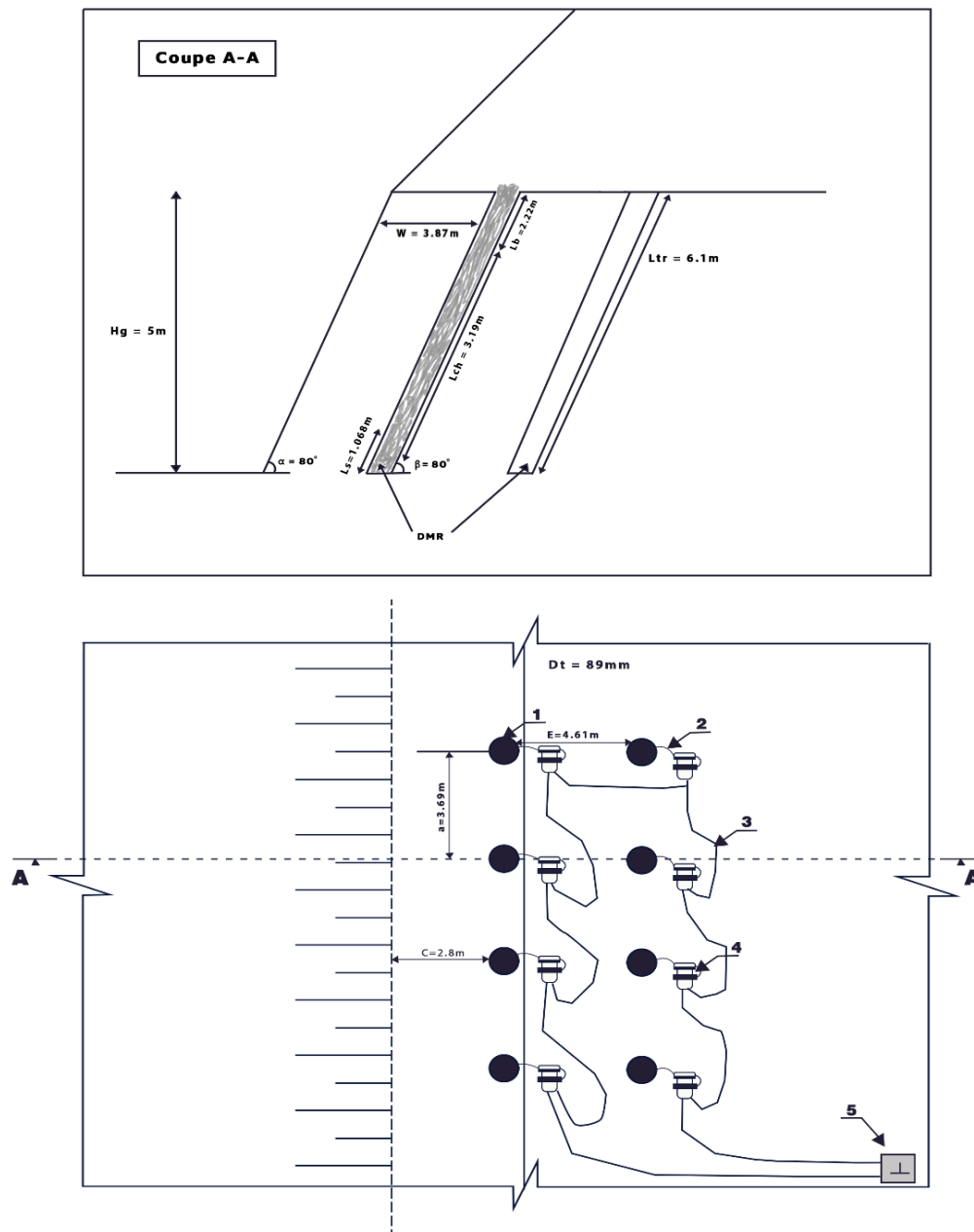


Figure 30 : Schéma de tir

Légende :

- 1 : Trou profond.
- 2 : Cordeau détonant.
- 3 : Fils électriques.
- 4 : Détonateur électrique.
- 5 : Exploseur.
- C : distance de sécurité.
- E : Distance entre deux rangées.
- α : Angle d'inclinaison du talus de gradin.

- a : distance entre deux trous
- Lb : Longueur de bourrage.
- Ltr : Longueur de trou.
- Lch : Longueur de la charge d'explosif.
- Ls : Sur-profondeur
- W : Ligne de moindre de résistance.
- Hg : Hauteur du gradin.
- β : Angle d'inclinaison de trou.

IV. Chargement et transport des roches :

IV.1 Introduction :

L'industrie minière est un secteur essentiel de l'économie mondiale. La fiabilité et l'efficacité des équipements utilisés dans toute la chaîne de production sont un facteur très important de la performance et de la rentabilité d'une exploitation minière. [21]

L'objectif ici est de prendre des décisions et des mesures éclairées afin de garantir une efficacité toujours accrue des équipements et donc de réduire le coût global de la production

IV.2 Chargement :

Le chargement minier est une étape cruciale dans les opérations d'extraction, qui consiste à transférer les matériaux (roches, minerais, stériles) extraits depuis le front de taille vers les équipements de transport (camions, convoyeurs ou wagonnets).

Le choix des équipements de chargement influence directement l'efficacité globale de l'exploitation minière.

Parmi les critères de choix en distingue :

- Capacité requise : Estimation des tonnes à charger par heure.
- Le mode d'exploitation : À ciel ouvert ou souterraine.
- Distances : Entre le front de taille et les équipements de transport.
- Conditions environnementales : Température, humidité, poussière.

IV.2.1 Calcul des rendements :

Le rendement d'un engin de chargement est une mesure de sa productivité et s'exprime en tonnes par heure (t/h).

Ce dernier dépend des facteurs liés à la configuration technique de la machine, des conditions du site et de l'organisation des opérations.

Parmi ces facteurs en distingue [16] :

- Type d'excavateur.
- Capacité du godet.
- Propriétés physico-mécaniques des roches.
- Granulométrie des roches excavées.
- Type d'engins de transport et leur capacité de charge.
- La forme et dimensions du chantier de l'excavateur.
- L'organisation des travaux de l'excavation et transport dans le chantier.

IV.2.1.1 Equipement de chargement existant dans la carrière de KOUDIAT EZZOUBIA :

Au niveau de la carrière de KOUDIAT EZZOUBIA, le chargement est assuré par chargeuse sur pneu Caterpillar avec une capacité de godet de 3,2 mètres cube.

Tableau 39 : Caractéristique de la chargeuse sur pneus CATERPILLAR

Caractéristique	Spécification Technique
Modèle	CATERPILLAR sur pneu
Puissance (kW)	403 kW (Puissance nette / ~541 ch à 580 ch brut)
Conso (L/kWh)	~ 0,210 à 0,235 L/kWh (Consommation spécifique moyenne sous charge)
Poids en ordre de marche	~ 51 062 kg (51 tonnes)
Charge utile nominale	11,3 tonnes (Front de carrière)
Capacité du godet	3.2 m ³
Vitesse maximale	34,7 km/h
Débit hydraulique maximal	580 L/min
Dimensions de transport	~ 12,2 m x 4,5 m
Monte pneumatique standard	35/65 R33



Figure 31 : La chargeuse sur pneus CATERPILLAR (25/05/2026)

Pour Calcul les rendements on peut utiliser les formules suivantes :

IV.2.1.2 Le rendement théorique :

Le rendement théorique de l'excavateur, correspondant à une utilisation complète des possibilités constructives de la machine.

Ce dernier défini par la formule :

$$R_{th} = \frac{3600 \times E}{T_c} ; (m^3/h)$$

Où :

- E : la capacité du godet (m³) ; E = 3.2 m³
- T_c : durée d'un cycle de l'excavateur (s) ; T_c = 40s

$$R_{th} = \frac{3600 \times 3.2}{40}$$

$$R_{th} = 288 (m^3/h)$$

IV.2.1.3 Le rendement technique :

Il représente le volume maximal que l'engin peut traiter dans des conditions idéales, sans temps d'arrêt ni facteurs perturbateurs.

Pour le calcul du rendement technique de l'excavateur, on utilise la formule suivante :

$$R_{tech} = \frac{3600 \times E \times K_r}{T_c \times K_f} ; (m^3/h)$$

- E : capacité du godet (m³) ; E = 3.2 m³
- K_r : coefficient de remplissage du godet ; K_r = 0,9
- K_f : coefficient de foisonnement des roches dans le godet ; K_f = 1,2
- T_c : durée d'un cycle de l'excavateur (s) ; T_c = 40 S

$$R_{tech} = \frac{3600 \times 3.2 \times 0.9}{40 \times 1.2}$$

$$R_{tech} = 216 m^3/h$$

IV.2.1.4 Rendement d'exploitation (effectif) :

Pour le calcul du rendement effectif de l'excavateur, on utilise la formule suivante :

$$R_{ex} = \frac{3600 \times E \times K_r \times T_p \times K_u}{T_c \times K_f} ; (m^3/post)$$

Où :

- E : capacité du godet (m³) ; E = 3.2 m³
- T_p : durée d'un poste (h) ; T_p = 7h
- K_r : coefficient de remplissage du godet ; K_r = 0,9
- K_f : coefficient de foisonnement des roches dans le godet ; K_f = 1,2
- K_u : coefficient d'utilisation de l'excavateur durant un poste ; K_u = 0,9

- T_c : durée d'un cycle de l'excavateur (s) ; $T_c = 40$ S

$$R_{ex} = \frac{3600 \times 3.2 \times 0.9 \times 7 \times 0.9}{40 \times 1.2}$$

$$R_{ex} = 1360 \text{ m}^3/\text{post}$$

IV.2.1.5 Le rendement journalier de l'excavateur :

Pour Calcul le rendement **journalier** de l'excavateur, il convient d'introduire le nombre de post par jour.

Pour cela on utilise la formule suivante :

$$R_j = \frac{R_{ex}}{N_p} ; (m^3/\text{jour})$$

Où :

- R_{ex} : rendement effectif de l'excavateur, $R_{ex} = 1360 \text{ m}^3/\text{Post}$
- N_p : nombre de poste, $N_p = 1$

$$R_j = \frac{1360}{1}$$

$$R_j = 1360 \text{ m}^3/\text{jour}$$

IV.2.1.6 Le rendement Mensuel de l'excavateur :

Pour Calcul le rendement **mensuel** de l'excavateur, il convient d'introduire le nombre de jour de travail de l'excavateur par mois.

Pour cela on utilise la formule suivante :

$$R_j = R_{ex} \times N_p \times N_m ; (m^3/\text{jour})$$

Où :

- R_{ex} : rendement effectif de l'excavateur, $R_{ex} = 1360 \text{ m}^3/\text{Post}$
- N_p : nombre de poste, $N_p = 1$
- N_m : nombre de jour de travail de l'excavateur par mois. $N_m = 22$

$$R_j = 1360 \times 1 \times 22$$

$$R_j = 29920 \text{ m}^3/\text{mois}$$

IV.2.1.7 Le rendement annuel de l'excavateur :

Pour Calcul le rendement **annuel** de l'excavateur, il convient d'introduire le nombre de jour ouvrable par ans, ainsi que la densité de minerais.

Donc on utilise la formule suivante :

$$R_{an} = R_{ex} \times N_p \times N_j \times \gamma \quad ; \quad (t/an)$$

- R_{ex} : rendement effectif de l'excavateur, $R_{ex}= 1360 \text{ m}^3/\text{Post}$
- N_p : nombre de poste par jour ; $N_p= 1$
- N_j : nombre de jour ouvrable par an ; $N_j= 250$
- γ : densité du minerai (t/m^3) ; $\gamma= 2,49 \text{ t/m}^3$

$$R_{an} = 1360 \times 1 \times 250 \times 2.49$$

$$R_{an} = 846600 \text{ t/an}$$

IV.2.2 Conclusion :

Au niveau de la carrière KOUDIAT EZZOUBIA, **une seule chargeuse** est mise en œuvre dans l'opération de chargement de la matière première et de stérile, et elle est largement suffisante pour assurer la production souhaitée par la carrière.

V. Transport :

V.1 Introduction

Le transport dans les mines est une opération essentielle pour le déplacement efficace des minerais, des stériles ainsi que des matériaux extraits des sites d'extraction vers les zones de traitement, de stockage ou d'élimination.

Le choix des équipements de transport dépend de la nature des matériaux, de la distance, des conditions du chantier, donc on distingue :

Facteurs techniques :

- **Nature des matériaux** : Densité, granulométrie et abrasivité des minerais.
- **Capacité requise** : Quantité totale à transporter par jour.
- **Distance et topographie** : Transport sur terrain plat, incliné ou accidenté.
- **Conditions environnementales** : Résistance à la poussière, chaleur, humidité ou conditions extrêmes.

Coût et rendement :

- **Investissement initial** : Le coût des équipements.
- **Coût opérationnel** : Consommation de carburant, maintenance et main-d'œuvre.
- **Rendement** : Évaluation des tonnes transportées par heure.

Aujourd'hui Le transport par camion est largement utilisé dans la plupart des carrières du monde entier.

Il est courant lors de l'exploitation des gisements complexes, étant donné la facilité de construction des engins, la facilité de manœuvre, la possibilité de vaincre des fortes pentes jusqu'à 12 %, ainsi que par une grande efficacité du transport des minéraux utiles et des roches stériles sur la distance relativement courte.

V.2 Calcul des rendements :

V.2.1 Equipements de transport existant dans la carrière de KOUDIAT EZZOUBIA :

Au niveau de la carrière de **KOUDIET EZZOUBIA**, Le transport de tuf vers l'aire de stockage située à 269m sud-est de la zone d'exploitation est assuré par **un dumper de marque TEREX** avec des capacités de bennes 20 tonnes.

Tableau 40 : Caractéristique de camion TEREX TR45

Caractéristique	Spécification Technique
Modèle	TEREX TR45
Puissance (kW)	392 kW (Brute) / 370 kW (Nette à 2 000 tr/min)
Conso (L/kWh)	~ 0,215 à 0,230 L/kWh (Consommation spécifique moyenne)
capacité de benne	20 tonnes (20 000 kg)
Poids à vide (Net)	~ 37 136 kg (37,1 tonnes)
Poids Total En Charge (PTAC)	~ 77,959 kg (78 tonnes)
Vitesse maximale sur piste	65 km/h
Dimensions hors-tout (L x l x H)	~ 8,70 m x 4,63 m x 4,24 m
Monte pneumatique	21.00-35 (Structure diagonale / Bias ply)



Figure 32 : dumper de marque TEREX (25/05/2026)

V.2.2 Rendement effectif :

$$R_c = \frac{60 \times Q_c \times K_q \times T_p \times K_u}{T_{par}} ; \text{ t/post}$$

Où :

- Q_c : la capacité de la benne (t) ; $Q_c = 10\text{m}^3 = 18\text{t}$
- K_q : coefficient d'utilisation de la capacité de la charge du camion ; $K_q \leq 1$.
- T_p : temps duré d'un poste ; $T_p = 7$
- K_u : la disponibilité ; $K_u = 0,9$
- T_{par} : temps de parcours ; $T_{par} = 2\text{min} = 120 \text{ s}$

Donc :

$$R_c = \frac{60 \times 18 \times 1 \times 7 \times 0.9}{2}$$

$$R_c = 3400 \text{ t/post}$$

V.2.3 Rendement journalier de camion :

$$R_j = R_c \times N_p ; \text{ t/jour}$$

- R_c : rendement effectif de camion ; $R_c = 3400 \text{ t/jour}$
- N_p : Nombre de post par jour ; $N_p = 1$

Donc :

$$R_j = 3400 \times 1$$

$$\mathbf{R_j = 3400 \text{ t/jour}}$$

V.2.4 Le rendement Mensuel de camion :

$$R_m = R_c \times N_p \times N_m ; \text{ t/mois}$$

- R_c : rendement effectif de camion (t) ; $R_c = 3400 \text{ t /jour}$
- N_p : nombre de poste par jour ; $N_p = 1$
- N_m : nombre de jour de travail de camion par mois ; $N_m = 22$

Donc :

$$R_m = 3400 \times 1 \times 22$$

$$\mathbf{R_m = 74800 \text{ t/mois}}$$

V.2.5 Rendement annuel du camion :

$$R_{an} = R_c \times N_j \text{ t/an}$$

Où :

- R_c : rendement effectif de camion, $R_c = 3400 \text{ t /jour}$
- N_j : Nombre des jours ouvrables par ans ; $N_j = 250 \text{ jours}$

Donc :

$$R_{an} = 3400 \times 250$$

$$\mathbf{R_{an} = 850000 \text{ t/an}}$$

V.3 Conclusion :

Au niveau de la carrière KOUDIAT EZZOUBIA, **un seul camion** est mis en œuvre dans l'opération de transport de la matière première et de stérile, et il est largement suffisant pour assurer la production souhaitée par la carrière.

Tableau 41 : Paramètres de la méthode d'exploitation tuf

Paramètres	Désignations	Valeurs	Unités
Hauteur de gradin	Hg	5	m
Largeur d'enlevure	A	3	m
Largeur de la plateforme de travail	L _{pt}	16	m
Profondeur finale de la carrière	P _f	30	m
La chausse de transport	T	8	m
Angle de bord exploitable	α	65	°
Réserves exploitables	R _{exp}	9 985 878	t
Production de la carrière (brut)	P	40 000 à 60 000	t/an
Durée de la vie de la carrière	D	165	An
Rendement chargeuse	R _{ch}	1360	m ³ /poste
Rendement mensuel de chargeuse	R _{ch/m}	29 920	m ³ /mois
Rendement annuelle chargement	R _{ch/a}	846 600	t/an
Rendement camion	R _c	3400	t/p
Rendement mensuel de camion	R _{c/m}	74 800	t/mois
Rendement annuelle de camion	R _{c/an}	850 000	t/an

Tableau 42 : Paramètres de la méthode d'enlèvement micro-granodiorite altéré

Paramètres	Désignations	Valeurs	Unités
Hauteur de gradin	H _g	5	m
Largeur d'enlevure	A	3	m
Largeur de la plateforme de travail	L _{pt}	16	m
Profondeur finale de la carrière	P _f	30	m
La chausse de transport	T	8	m
Angle de bord exploitable	α	65	°
Réserves exploitables	R _{exp}	7 372 283	t
Production de la carrière (brut)	P	20 000	t/an
Durée de la vie de la carrière	D	165	An
Rendement chargeuse	R _{ch}	1360	m ³ /poste
Rendement mensuel de chargeuse	R _{ch/m}	29 920	m ³ /mois
Rendement annuelle chargement	R _{ch/a}	846 600	t/an
Rendement camion	R _c	3400	t/p
Rendement mensuel de camion	R _{c/m}	74 800	t/mois
Rendement annuelle de camion	R _{c/an}	850 000	t/an

CHAPITRE IV :

ETUDE BIBLIOGRAPHIQUE SUR L'EXPLOITATION DE GRANITE

PARTIE : ETUDE BIBLIOGRAPHIQUE SUR L'EXPLOITATION DE GRANITE

I. INTRODUCTION

Dans l'exploitation des roches ornementales, il est nécessaire de débiter ou de scier le massif rocheux en blocs de dimensions progressivement décroissantes, jusqu'à l'obtention de blocs marchands conformes aux spécifications requises.

Les méthodes d'exploitation utilisées pour l'extraction des blocs granitiques s'étendent de procédés relativement simples et peu mécanisés à des techniques hautement avancées sur le plan technologique

Pour la plupart des roches, l'extraction de la pierre de taille s'effectue selon l'une des deux méthodes générales [22].

Dans la première, de grands volumes de roche (généralement dans les gisements avec des milliers de m³ de roches) sont détachés en utilisant de coupes primaires, puis divisés progressivement en morceaux plus petits jusqu'à l'obtention de blocs commerciaux, le matériau stérile étant écarté au fur et à mesure du processus. Cette méthode est la principale utilisée dans la plupart des carrières de granite.

Selon la seconde méthode, les blocs commerciaux sont directement découpés dans le massif rocheux. Cette stratégie est souvent utilisée pour la production de granite, où les blocs sont souvent extraits de couches relativement minces

Un résumé des différentes méthodes d'extraction de granite et des technologies concernées :

Tableau 43 : méthodes d'extraction de la pierre de taille

Méthode d'extraction	Découpage	Fendage	Tir prudent
Méthode de séparation	Blocs séparés par des entailles	Blocs séparés par des fractures induites dans des plans prédéterminés	Explosion avec fracture minimale – blocs choisis de bloc abattu
Technologie	• Fil de sable - fil hélicoïdal ; • Fil diamanté ; • Haveuse ; • Scie à disque ; • Scie à disque diamanté ; • Scie à ruban diamantée ; • Jet de flamme ; • Jet d'eau	• Les explosifs : ➢ Cordeau détonant ➢ Explosifs à base de gaz naturel ➢ Poudre à canon • Mortier expansif • Plug & Feather (coins et les cales) • Cales hydrauliques	Les explosifs
Produits	Blocs commerciaux	Blocs commerciaux	• Dalles naturelles • Trottoirs • Pavés • Éléments de base/Éléments constitutifs • Carreaux

II. TECHNIQUES DE FENDAGE

Les méthodes de fendage constituent généralement les techniques les plus anciennes utilisées dans l'extraction de la pierre de taille.

Les premières méthodes consistaient à creuser une entaille en forme de V dans la roche à l'aide d'outils à main, puis soit à remplir cette entaille avec des coins en bois qui gonflent lorsqu'ils sont mouillés, soit à remplir cette entaille avec de l'eau qui gèle et glace durant la nuit afin de fissurer la roche.

Actuellement, toutes les méthodes de fendage nécessitent le forage d'une série de petits trous coplanaires pour y insérer un agent de fendage.

Dans de nombreuses situations, on utilise un foret en carbure de tungstène spécialisé pour entailler les trous afin d'optimiser la direction de fissuration.

Si la pierre présente une ou plusieurs orientations de grain ou de clivage qui favorisent sa division, l'emploi des méthodes de fendage selon ces orientations s'avère généralement efficace et économique.

Même si l'utilisation d'explosifs à haute vitesse permet de réaliser des fentes dans deux directions ou plus en même temps, les méthodes de fendage sont généralement basées sur la capacité de la pierre à se détacher et à se libérer de la formation solide, que ce soit sous forme de blocs, grâce à des plans de litage lâches situés entre les couches de grès ou d'ardoise, ou parce qu'elle a été séparée de la formation solide par des techniques de coupe. [23]

II.1 PLUG AND FEATHER / PLUG AND PLUME

Plug - and - plume, également connu sous : les bouchons et les coins, plumes et des coins, les coins et les cales, les repères et les plumes et les plumes et la tare.

L'utilisation de plug et de plumes consiste à percer une série de trous coplanaires dans la pierre, puis à insérer ces deux plumes en acier façonnées (bandes d'acier semi-circulaires) avec un bouchon ou une cale en acier entre elles.

Ces derniers sont dirigés vers la fente prévue, et les coins sont frappés avec un marteau pour générer une force latérale dans le trou, ce qui entraîne la fissuration de la pierre (voir Figure 33, 34)



Figure 33 : L'utilisation de plug -and-plumes pour le fendage de la pierre

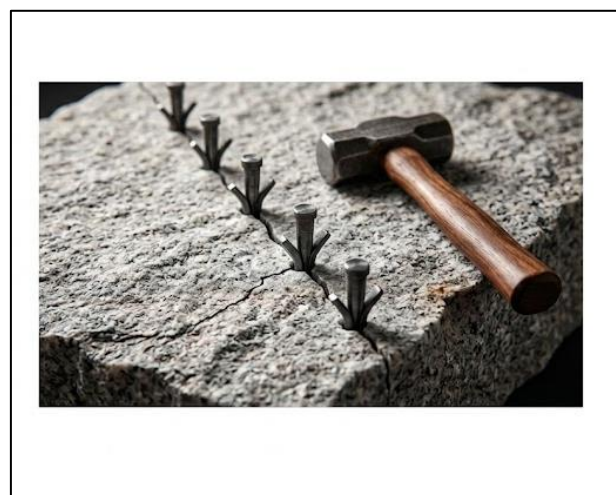


Figure 34 : Fendage de la pierre par la technique de plug-and-plumes

II.2 FENDAGE MECANIQUE

Pour le fendage mécanique, les mêmes principes sont appliqués que pour les bouchons et les coins.

L'équipement se compose d'un cylindre hydraulique qui force un bouchon en acier entre deux plumes, provoquant la force latérale qui fend la pierre.

Malgré la possibilité de produire des forces supérieures permettant des fissures beaucoup plus importantes, il est crucial de surveiller la rapidité d'application de la force., car une application trop rapide pourrait provoquer un décalage dans la direction visée (voir figure 35, 36)



Figure 36 : Séparateur hydraulique de pierres et de roches



Figure 35 : Fente médiocre due à une application trop rapide de la force de fente

II.3 MORTIER EXPANSIF

Les mortiers expansifs (composés à base de calcaire qui se dilatent et se dilatent lorsqu'ils sont combinés à de l'eau) existent depuis longtemps. Auparavant, ils avaient le désavantage d'être onéreux et exigeaient plusieurs jours de labeur. Toutefois, ces dernières années, ils ont gagné en popularité dans le secteur de la pierre de taille, notamment pour la division des granits. Car les prix sont devenus plus compétitifs et les temps de fendage ont été réduits à quelques heures.

Effectivement, la réaction produit de la chaleur qui fait évaporer l'eau. La pression de vapeur résultante expulse du gaz du trou ou provoque une fissuration à cause de la pression du gaz, semblable à l'effet d'une poudre à canon. Cela tend souvent à contrebalancer les bénéfices liés à l'usage du mortier expansif. Cela aura aussi des conséquences majeures sur la sécurité, puisque les matériaux projetés sont non seulement extrêmement chauds mais aussi corrosifs. De plus, l'éjection inattendue de fragments ou de plaques de roche peut entraîner des blessures chez les travailleurs.

Les mortiers expansifs provoquent la fragmentation de la roche de façon similaire à celle produite par la poudre à canon. Le gonflement du mortier engendre une pression répartie de manière uniforme sur la circonférence et la longueur du trou. Quand plusieurs trous sur un plan sont simultanément sollicités, la détermination des forces en jeu conduit à une force résultante perpendiculaire à la ligne traversant les trous. Lorsque cette force excède la capacité de résistance à la traction du matériau, une fissuration se produit.

En théorie, l'espacement des trous peut donc être déterminé par la formule suivante :

$$s = \frac{p \times h \times d}{\delta t \times h'}$$

Où :

- s : espacement des trous
- p : pression exercée (Mpa)
- h : profondeur du trou (m)
- δt : résistance à la traction (m)
- h' : profondeur à couper (m)

L'atout principal du mortier expansif comparé à la méthode de plug-and-plume ou à la fente mécanique est que la force est répartie uniformément sur toute la longueur du trou, plutôt qu'exercée uniquement au sommet du puits. Cela conduit à un fendage plus uniforme. De plus, lors du façonnage d'un bloc, il est aussi envisageable de fragmenter une partie plus fine de la pierre.

Le mortier expansif a aussi des bénéfices par rapport aux explosifs en ce sens qu'il n'existe généralement pas d'impact sur la roche entourant le trou, et lorsque la réaction n'est pas trop prompte (comme mentionné précédemment), il n'y a pas de pression de gaz qui s'échappe dans les fissures existantes et les étend, permettant ainsi une meilleure extraction de matériau commercialisable souvent observée dans les carrières comportant un grand nombre de fractures ouvertes.

II.4 LA SÉPARATION PAR CORDON DÉTONANTEUR

Cette méthode, souvent désignée sous le terme « Dynamic Splitting », peut être perçue comme une mise en œuvre poussée des principes de tir maîtrisé et de la technique de forage de précision. De fines charges linéaires, matérialisées par des brins de cordeau détonant (6-15 g/m de PETN), sont introduites dans des forages parallèles et proches les uns des autres (environ 32-34 mm de diamètre et 15-40 cm d'écart entre centres), comblés par un matériau adéquat absorbant les impacts, comme de l'eau, et déclenchées en même temps à l'aide d'un cordeau principal. La rupture s'ensuit à cause des

contraintes de traction dans les trous de forage, et l'énergie excédentaire de l'explosion autorise le léger mouvement requis pour la masse séparée. Dans le cadre d'interventions soigneusement menées, aucune fissuration supplémentaire n'apparaît pour compromettre l'intégrité du bloc de pierre.

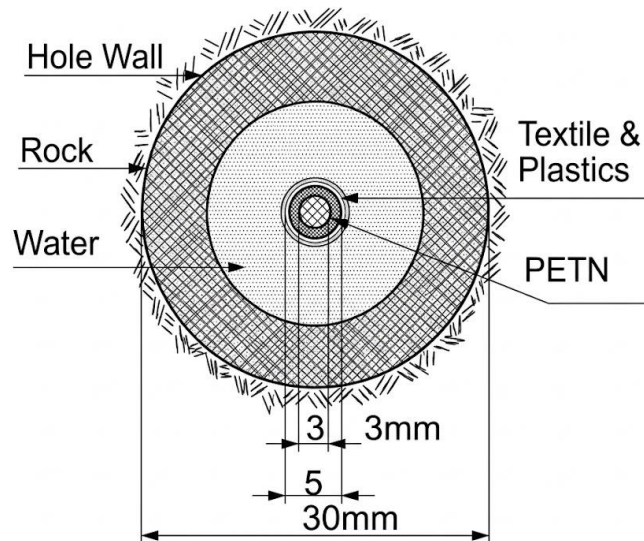


Figure 37 : Coupe transversale schématique d'un trou chargé de cordeau détonant et rempli d'eau.

La composante la plus délicate de l'opération est le système de forage, qui se doit de créer rapidement des trous parfaitement verticaux et parallèles. L'équipement a évolué, allant des appareils centenaires de type « barre de forage » à des systèmes diesel-hydrauliques contemporains entièrement automatisés.

Dans l'industrie de l'extraction de roche décorative, les explosifs peuvent être employés pour créer une ouverture sur un plan d'exploitation, ou un « tir de relève », afin de séparer la masse du bloc.

Pour effectuer un tir d'ouverture, les deux côtés de la masse sont sectionnés à l'aide d'un câble en diamant. Les forages s'effectuent en orientation horizontale et verticale.

Les cordons dérivés et des charges sont intégrées dans chaque forage. Le cordon maître est ensuite mis en place, suivi de l'installation et de la vérification de la ligne de tir. Le tir peut donc être effectué. Par suite de ce tir, la masse se fracture le long des fissures naturelles existantes et s'effondre au bas du front de taille. Une chargeuse

effectue le tri du minerai et transporte les résidus vers le remblai. Les blocs commerciaux futurs seront extraits des plus gros rochers.

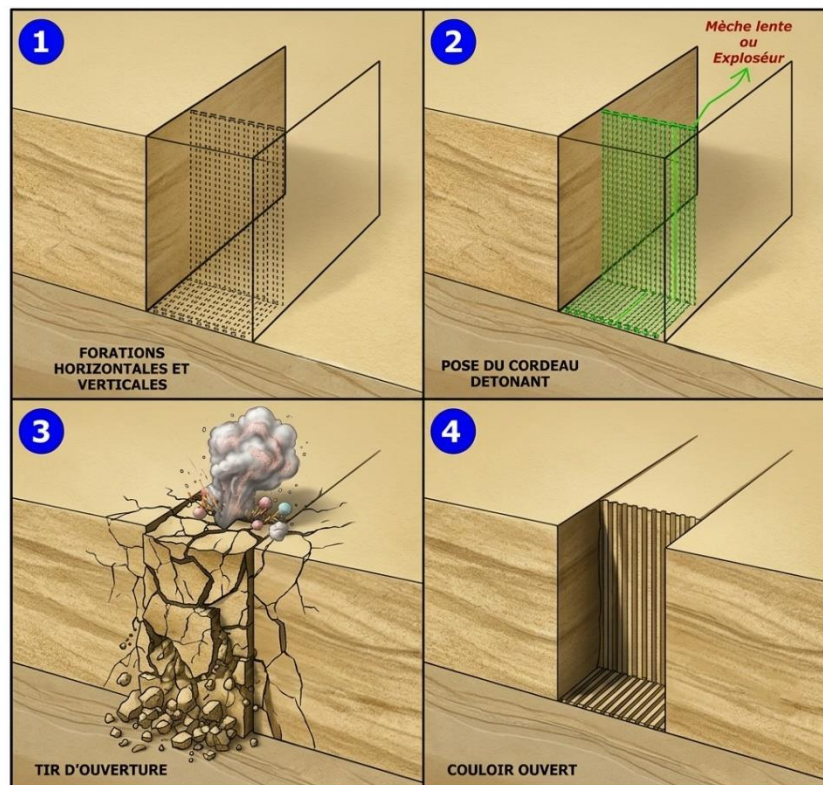


Figure 38 : tir d'ouverture

En cas de désolidarisation de la masse du carreau. La masse sera découpée sur trois côtés, tout en restant attachée au bloc de la carrière.

Comme pour un tir d'ouverture, les cordons dérivés ainsi que les charges sont insérés dans chaque trou de forage et un cordon principal est connecté pour effectuer le tir. L'impact du tir provoque la séparation de la masse à son pied, elle est alors dégagée de toutes contraintes et peut désormais être versée sur le carreau.

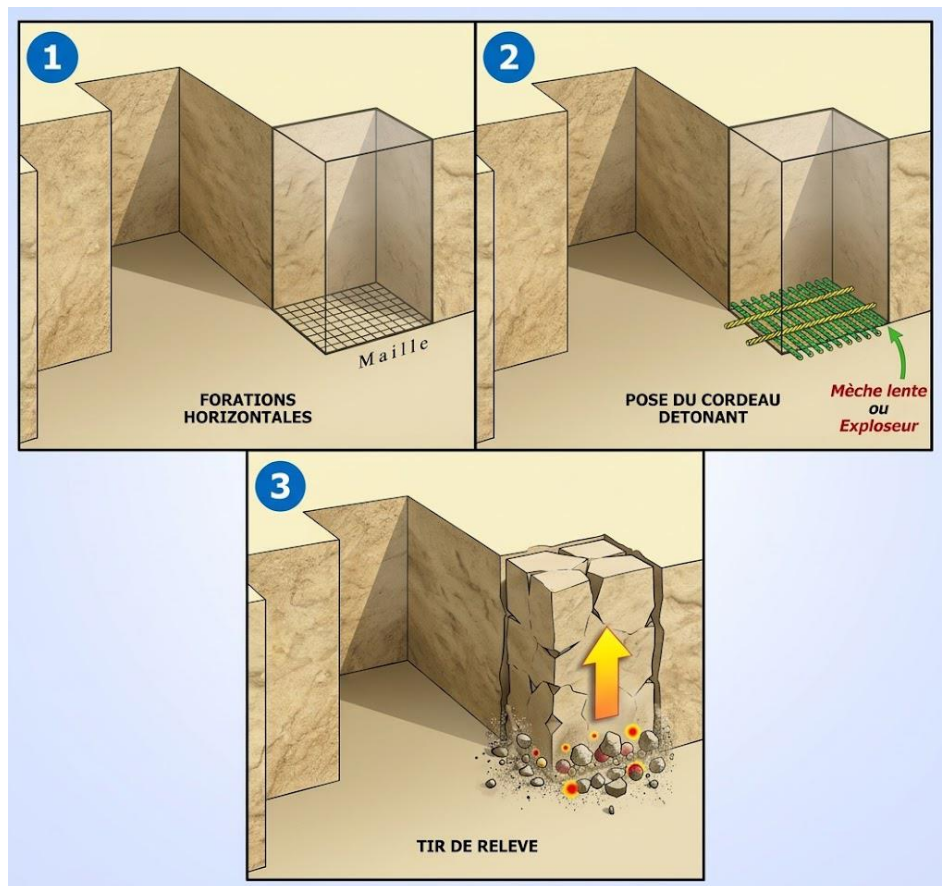


Figure 39 : extraction de pierre ornementale par explosifs

En théorie, les explosifs à haute vitesse de détonation opèrent en utilisant leur énergie de choc pour engendrer un effet de fission au sein de la roche. On perce une série de trous coplanaires, qui sont par la suite chargés et déclenchés en même temps. Les ondes de choc résultantes de compression s'accumulent le long de la ligne reliant les trous de forage, ce qui intensifie les forces de compression produites sur cette même ligne. Les forces de compression engendrent des tensions de traction dans la roche perpendiculairement à leur orientation d'application, provoquant ainsi une fissure le long de la ligne reliant les trous en raison du dépassement de la résistance à la tension de la roche. Le succès d'une fission réussie utilisant des explosifs à haute vitesse de détonation dépend d'un équilibre idéal entre la distance des trous et les paramètres de chargement qui garantissent que la résistance à la traction de la roche n'est surmontée que dans les zones où les ondes de choc se croisent, autrement dit, le long de la ligne reliant les trous. La fracturation par explosifs à haute vitesse de détonation est loin d'être une tâche aisée - un facteur de chargement trop élevé, et la fissuration se produira dans de nombreuses directions aléatoires en plus de la ligne de fissuration prévue ; Un facteur de chargement insuffisant entraînera une fissuration imparfaite, une grande portion de l'énergie du gaz de détonation étant alors dispersée dans la roche environnante sous forme de fissures.

Un autre souci associé aux tentatives de détonation à grande vitesse pour créer une séparation est que l'énergie de choc générée est si intense qu'elle réduit instantanément

la roche qui entoure le trou de forage (zone de rupture en compression), suivie d'une région de fissuration radiale (zone de rupture en traction) où l'onde de compression reste assez puissante (l'intensité s'affaiblit avec la distance parcourue) pour provoquer des forces de traction qui excèdent la résistance à la traction de la roche. Ces fissures sont par la suite étendues les pressions de gaz générées.

Un facteur de poudre à trois termes visant à pallier les inconvénients a été conçu [24] d'après des observations empiriques dans les carrières de granit en Italie :

$$C = a + \frac{b \times S}{V} + c \times s$$

- C = facteur global de chargement (g/m³)
- S = surface séparée (m²)
- V = volume (m³)
- s = déplacement (m)
- a = facteur de chargement effectif minimum
- b = consommation spécifique de surface d'explosif
- c = coefficient d'efficacité de déplacement

III. TECHNIQUES DE DECOUPAGE

III.1 DECOUPAGE AU JET DE FLAMME

L'utilisation du jet de flamme pour le découpage nécessite l'emploi de diesel ou de paraffine associé à de l'air comprimé afin de générer un jet de flamme intense (aux alentours de 2500°C) qui permet de créer un trou dans la pierre. Cette méthode, élaborée dans les années 50, s'avère particulièrement performante pour les granits riches en silice, ceux-ci ayant une propension à se briser et à se fendre à ces températures.

Dans les pierres à faible teneur en silice, la vitesse de coupe est beaucoup plus lente et la flamme a tendance à faire fondre les autres minéraux plutôt qu'à les écailler.

Le chalumeau à flamme demeure très répandu aux États-Unis, où le prix du carburant est nettement plus bas qu'ailleurs et où les professionnels traditionnels sont moins enclins à accepter le fil diamanté.

Néanmoins, la production limitée (1 à 1,5 mètre carré par heure), la grande consommation de carburant (40 à 50 litres par heure) et le volume sonore important (130 dB) nuisent à son utilisation.

III.2 DECOUPAGE AU JET D'EAU

On a aussi conçu des machines capables de couper la pierre à l'aide de jets d'eau sous haute pression combinés à des matériaux abrasifs en suspension. Même si ces machines sont techniquement faisables, leur coût d'investissement important et leur longue

période de mise en place les rendent économiquement invendables pour la majorité des configurations de carrières.

Bien qu'aucune découverte récente ne soit visible dans les publications concernant la coupe au jet d'eau, des avancées satisfaisantes ont été signalées en 1995 [25] pour des pierres plus tendres. Cependant, les vitesses de découpe demeuraient inférieures à 1m² par heure pour le gneiss.

III.3 LE HAVAGE

Les haveuses sont équipées de têtes rotatives ce qui leur permet d'effectuer à la fois le sciage horizontal (havage) et le sciage vertical (rouille)

Des outils (dents) sont fixés sur une chaîne rotative au :

- Carbure de tungstène, pour les pierres tendres et fermes
- Diamant synthétique pour les pierres dures et le marbre.

La longueur maximale du bras de chaîne, sur les haveuses est de 5 mètres.

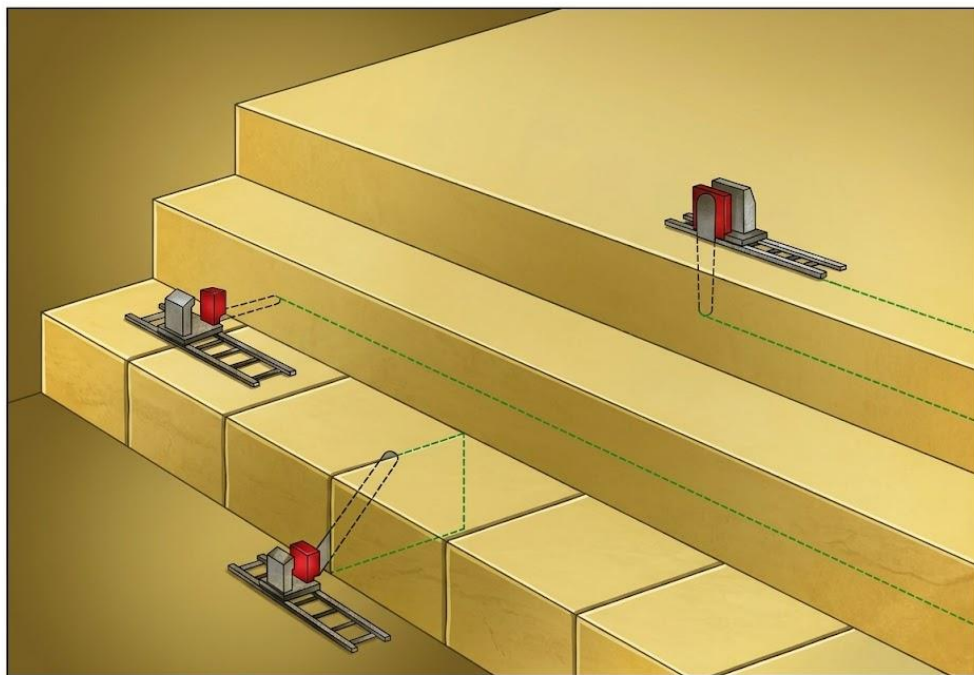


Figure 40 : Découpage par haveuse (15)

L'acheminement de la machine pendant le processus de coupe est garanti par une trajectoire composée de divers segments de rails fixés au niveau du carreau de la carrière.

Les haveuses rouilleuses sont spécifiquement conçues pour les opérations dans les carrières exploitées en gradins. Lorsque le front de taille se relève, l'utilisation d'une coupe au fil diamanté devient nécessaire.

Cette technique est privilégiée pour l'extraction de pierres tendres dans les carrières. Sa production se situe aux alentours de 8 à 10 m² par heure en marbres carbonatés. L'analyse montre qu'environ 60 % de l'énergie est consommée en pertes par frottement. Ainsi, un important besoin en lubrification pour les machines s'impose, ce qui fait grimper encore plus le coût d'exploitation. La technique de découpe en chaîne est plus efficace en termes de productivité. Il n'est pas requis de faire des forages verticaux et horizontaux. Il s'agit d'une technique qui aide à économiser du temps. Quand cette machine est associée à une machine de découpe par fil diamanté et à des dispositifs de forage, sa productivité et son efficacité économique s'améliorent. Cette technique requiert des compétences pointues et n'est donc pas largement utilisée [26].

III.4 LA SCIE À FIL DIAMANTÉ

Avec cette méthode, trois faces non entravées facilitent la coupe du bloc primaire à l'aide d'une scie à fil diamanté. Avec cette méthode, trois faces non entravées facilitent la coupe du bloc primaire à l'aide d'une scie à fil diamanté. Dans le cas où il y a deux faces, une coupe en forme de V est réalisée pour révéler une troisième face. Le bloc de pierre est obtenu par perçage et découpage. Au cours du forage, trois perforations sont effectuées à un emplacement adéquat dans la roche mère. Au cours du forage, une perforation est réalisée en position verticale alors que les deux autres le sont en position horizontale. Les trois trous doivent se rencontrer en un unique point.

La figure 41 illustre la méthode pour effectuer trois perforations de manière qu'elles convergent en un seul point. Le diamètre de la perceuse est réglé de manière que, même en présence d'un changement de direction du forage, les trous se rencontrent en un seul point

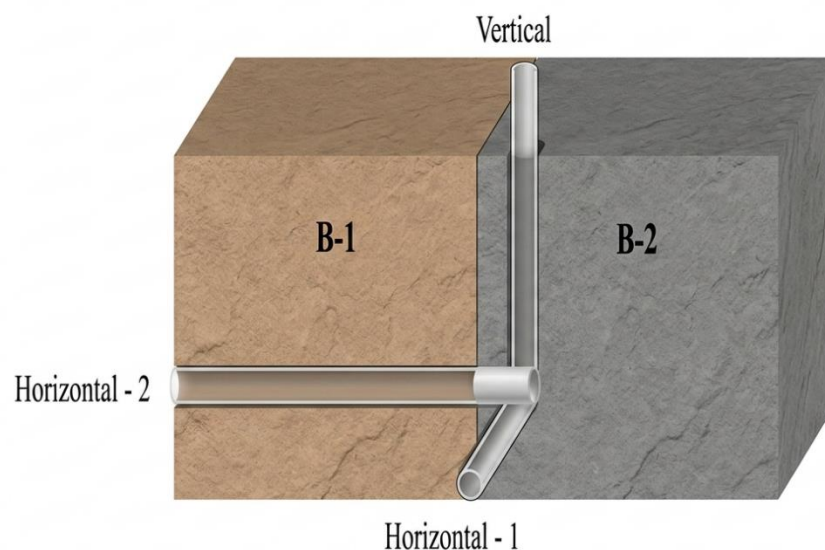


Figure 41 : Schéma de forage pour l'extraction de la pierre de taille

L'action suivant le forage consiste à la découpe du bloc primaire. L'étape de coupe est essentielle pour assurer le bon déroulement du processus sans incidents. D'abord, on réalise une coupe horizontale. Effectivement, si une coupe verticale est effectuée en premier lieu, le poids du bloc pourrait entraver le fil diamanté lors de la coupe horizontale, ce qui pourrait endommager le fil en question. La figure 42 montre l'illustration de la coupe horizontale à travers le bloc.

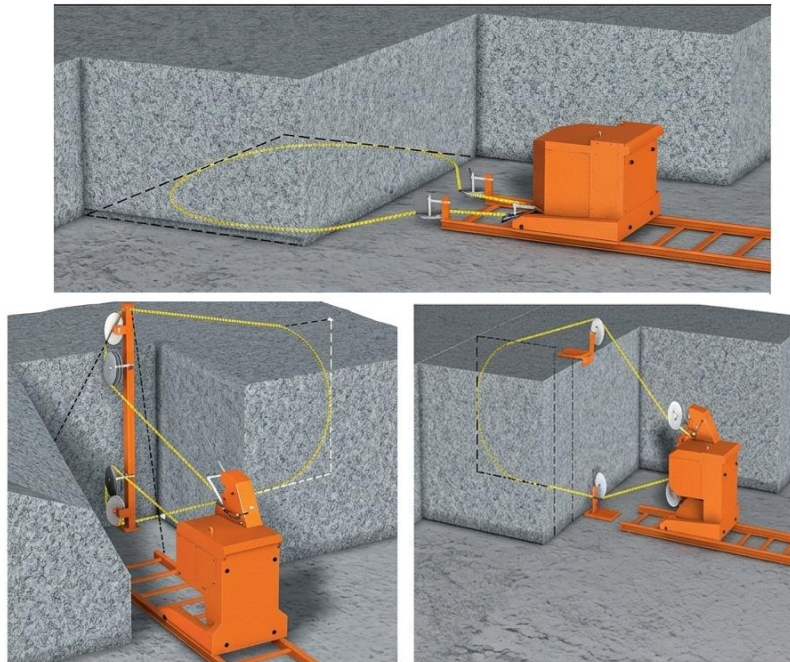


Figure 42 : Schéma des coupes horizontales et verticales (Rehman, 2010).

Après la coupe horizontale, deux coupes verticales sont effectuées progressivement, comme le montrent les figures 41 et 42.

Habituellement, la longueur du cordon en diamant varie de 50 à 70 mètres. Lorsqu'il est employé pour la coupe de granites, le fil diamanté est monté en respectant une fréquence de 39 à 41 grains de diamant par mètre lorsqu'il est utilisé pour couper des granites [27].

IV. PROCESSUS D'EXTRACTION

IV.1 FORAGE :

Il est évident, selon les techniques d'extraction de granite évoquées précédemment, que le forage a une grande importance dans ces procédés. (Spécifiquement les techniques de fendage, qui nécessitent des densités de forage assez élevées (les perforations sont généralement distantes de 12 à 40 cm et sont souvent réalisées jusqu'à 80-90 % de la profondeur de la fente)).

Au fil des deux dernières décennies, l'utilisation de foreuses mécanisées combinant des foreuses pneumatiques et hydrauliques a largement remplacé la traditionnelle foreuse de roche pneumatique portable. Ce sont des foreuses équipées de palettes qui peuvent être manuellement ou grâce à un équipement de chargement de blocs déplacées, ainsi que des foreuses automotrices entièrement mobiles (voir Figure 43). L'usage de ces dispositifs peut grandement améliorer la productivité.

Dans les carrières italiennes, les forages manuels ont généré une productivité brute de 15 mètres par heure, alors que les plateformes pneumatiques sur patins pourraient atteindre une productivité brute de 23 mètres par heure [24].

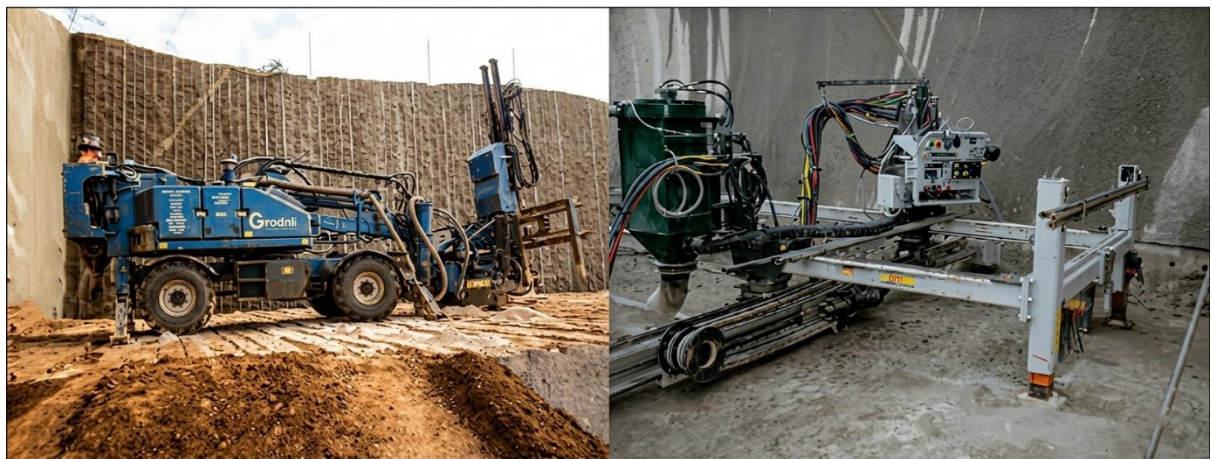


Figure 43 : Installation de forage mobile (Verde Ubatuba, Brésil) et installation de forage sur chariot (Bluepearl, Norvège) (14)

IV.2 DECOUPAGE/ ABATTAGE

Après avoir effectué le forage des trous en fonction de la technique sélectionnée pour l'extraction des blocs, on passe à l'étape d'abattage du bloc.

L'emploi de techniques traditionnelle nécessite le recours à des explosifs pour la fragmentation de blocs. L'illustration 42 démontre que l'extraction conventionnelle des pierres de taille peut engendrer un gaspillage colossal pouvant atteindre jusqu'à 85 %. La technique traditionnelle employée pour l'extraction par explosifs non sélectifs génère des masses de matériaux agrégés qui majorent davantage les frais de transport et de traitement, sans présenter de valeur sur le marché mondial [26].

La technique moderne d'extraction minière mécanisée (également connue sous le nom de méthode sans explosifs), où la roche est extraite en blocs selon les besoins du marché à l'aide de la scie à fil diamanté et de la scie à chaîne. Cette technique est peu courante et offre une coupe de qualité supérieure et sûre, en accord avec la taille standard exigée par le marché national et international [26].

Cependant, l'emploi simultané de ces deux méthodes lors de l'extraction des blocs est envisageable et pourrait s'avérer avantageux du point de vue technique et économique.

IV.3 Détachement et dégagement

Dans un premier temps, les ouvriers entassent au bas de la masse à recouvrir un « tapis » fait de débris inertes de carrière. Lors de l'impact au sol, la masse doit se briser à l'endroit où se situent les fissures naturelles existantes tout en préservant autant que faire se peut les parties intactes. Donc, le but du tapis est d'absorber les vibrations causées par l'impact. Une fois le bloc découpé, il est déplacé à l'aide de pelles et déversé vers le bas, soit en utilisant un ou plusieurs grands coussins en tissu polyester recouvert de PVC et soudés (ou métalliques). D'une minceur approximative de 9mm, ils sont insérés dans la ligne de coupe, positionnés à la hauteur désirée puis par la suite gonflés.

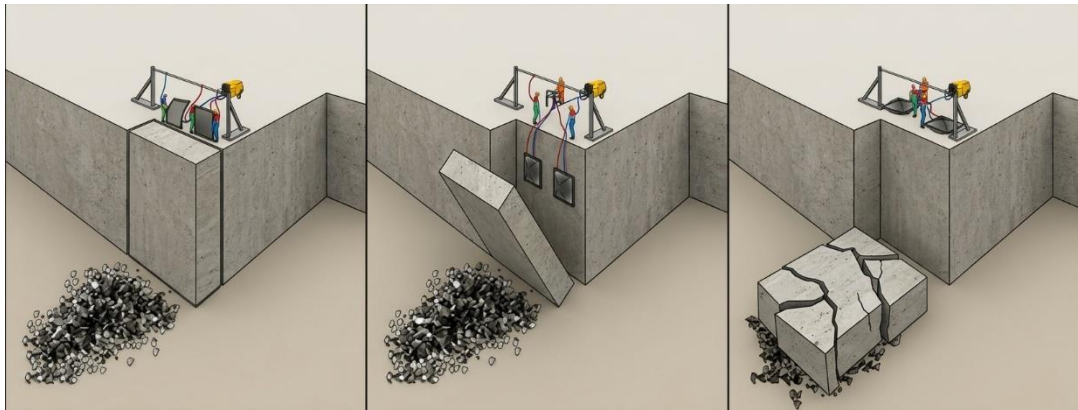


Figure 44 : dégagement des blocs à l'aide des coussins

IV.4 CHARGEMENT

Selon la géométrie de la carrière, la manutention des blocs se fait soit au moyen de grues à tour, soit au moyen de chargeurs frontaux.

On utilise généralement des machines de terrassement de grande taille (Caterpillar 988 ou Komatsu WA600), en particulier dans les pays du premier monde producteurs. Toutefois, dans les nations moins fortunées, on utilise souvent des machines de plus petite taille (comme la Caterpillar 966) voire des grilles en bois, pour relever et transporter les blocs.

Les chargeurs frontaux sont souvent munis d'un système de fixation rapide qui facilite le changement du godet pour une fourche ou une pelle. Alors que le godet est généralement utilisé pour le chargement des débris et le déblayage de la carrière, la fourche est utilisée pour la manipulation des blocs et la pelle pour le déblayage des blocs. [23]



Figure 45 : chargement de blocs à l'aide d'une fourche sur un chargeur frontal (Rustenburg, RSA) (14)

IV.5 TRANSPORT DES FRONTS VERS LES DEPOTS

Les blocs de granit présentent des variations dimensionnelles. Pour des blocs mesurant 2x2x3 mètres (ce qui correspond à un volume de 12 mètres cubes), leur poids serait approximativement de 36 tonnes.

Étant donné que ces blocs sont trop lourds pour être soulevés, une fois le bloc libéré, l'idée est d'utiliser des grues pour le soulever. De grands crochets sont fixés dans les trous percés à chaque bout du bloc sur un camion pour son acheminement vers les dépôts.

Il est également envisageable d'utiliser des chargeuses à fourche, et ces deux options sont bénéfiques pour le transport de front vers les dépôts.

Habituellement, le déplacement des déchets vers la décharge était effectué par un chargeur frontal. Cependant, l'industrie recourt de plus en plus aux camions à benne, les opérateurs prenant conscience du coût élevé de l'emploi excessif du chargeur comparativement aux dépenses engendrées par l'utilisation de camions à benne pour ce transport. Dans les sites d'extraction de pierre et les carrières en cours de développement, où l'infrastructure routière permanente n'est pas encore établie, le camion à benne articulée est préféré pour sa flexibilité. Toutefois, dans les carrières bien établies où le coût d'entretien des voies permanentes est compensé, les camions à benne rigide hors route de la catégorie des 50 tonnes dotés d'une benne coupée s'avèrent être les plus performants en raison des dimensions imposantes des blocs de débris (15-25 tonnes), et de l'adéquation avec les chargeurs employés pour s'assurer que les débris ne tombent pas dans la benne provoquant ainsi une surcharge sur le camion.

IV.6 Aménagement de la carrière

Une problématique importante dans le développement d'une carrière de ce type est la disposition des fronts et des surfaces.

Dans de nombreuses carrières de pierres ornementales, l'agencement n'est que rarement considéré. En effet, une fois qu'un bloc de qualité supérieure a été exploité, l'exploitation se déplace vers un autre bloc de qualité supérieure situé ailleurs, jusqu'à épuisement de tous ces blocs avant de passer à l'extraction d'un bloc de qualité inférieure. Cette méthode n'est pas durable, car elle provoque une stérilisation des ressources sous-jacentes dans le solide et rend compliqué l'obtention d'une production constante en qualité et en quantité.

Cependant, l'extraction de blocs non exploités est inévitable dans la majorité des gisements et, si elle est réalisée de façon soigneusement orchestrée et méthodique, elle peut fournir un soutien financier initial au projet sans nuire à son développement futur.

L'organisation et la conception de la carrière à plusieurs niveaux, avec une forme de face en dents de scie à chaque étage, garantissent un accès adéquat pour toutes les opérations de préparation au détachement des bancs sans perturbation des blocs extraits. Cela permet une production constante et facilite le regroupement des rendements et des qualités.

Dans la mesure du possible, le début de la colline est l'endroit idéal pour commencer, cependant si cela n'est pas réalisable, il est possible d'effectuer des coupes clés au centre de la formation. Ces dernières ont constamment été ardues et ont été éludées en raison de la nécessité d'utilisation d'explosifs dans les deux directions pour leur abattage. Les avancées récentes rendent désormais possible la coupe à l'aveugle de la partie arrière. On peut aussi réaliser des coupes à clé vers le bas dans la roche compacte, là où le gisement descend en dessous du niveau du sol environnant.

un élément clé à considérer lors de la planification et du développement d'une carrière de pierre est l'influence de la planification des diverses opérations d'extraction et de dégagement des blocs, ainsi que l'importance d'avoir un espace adéquat entre les différents niveaux.

Si l'on prend en compte que l'espace minimum requis entre deux bancs pour leur préparation sans gêner le mouvement des machines de terrain est d'au moins 40 mètres (ou quatre fois la largeur du banc), il est clair qu'une surface significative doit être aménagée pour soutenir la production. [23]

V. CONCLUSION

Auparavant, l'extraction du granite était réalisée en utilisant des techniques traditionnelles développées au fil des siècles. Cependant, elle s'avère de plus en plus complexe sur le plan technique, exigeant des connaissances en géologie et l'intervention de divers domaines de l'ingénierie minière. Cela va de la technologie de dynamitage à la fragmentation non explosive des roches, en passant par la mécanique des roches, la conception et le management des mines, la géostatistique et l'estimation des réserves.

De plus, il n'y a pas de technique d'extraction minière qui soit unique et applicable à tous les cas. L'ingénieur chargé de la planification et de l'exploitation d'une carrière de

granite doit maîtriser plusieurs méthodes de découpe et de fendage, tout en possédant une connaissance approfondie de la géologie et des propriétés physico-mécaniques du gisement dont il est responsable afin d'élaborer une stratégie d'exploitation optimale pour cette carrière.

CHAPITRE V :

ANALYSE TECHNICO ECONOMIQUE ET SOCIALE

PARTIE TECHNIQUE

I. DÉTERMINATION DE LA MÉTHODE D'EXPLOITATION

Une méthode d'exploitation est une suite organisée de travaux de creusement et d'extraction du minerai, en conformité avec les caractéristiques géologiques des gisements.

Le gisement de granite représente une masse saine sans gros défauts apparents donc il est préférable d'exploiter le gisement en gradins.

On appelle :

- Front de taille : les parements verticaux issus de l'abattage de la roche
- Carreau : Le fond de fosse horizontal formé par l'avancée progressive des fronts.

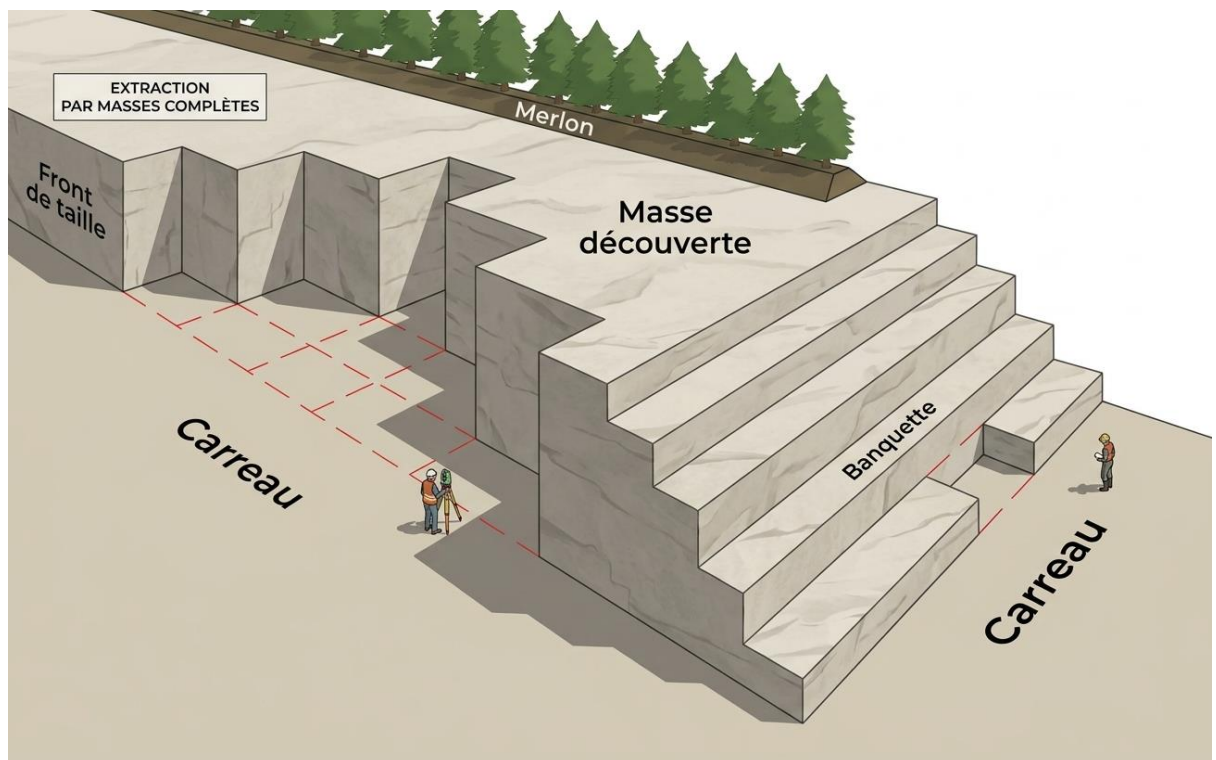


Figure 46 : Extraction des blocs

La façon d'exploitation est conditionnée par plusieurs facteurs significatifs, y compris :

- Le type de roches exploitables (minerais).
- Le type de roches qui encaissent.
- Les conditions du gisement.

- Les conditions hydrogéologiques.
- Les conditions techniques.
- La valeur du minerai sur le marché. [25]

I.1 Les paramètres et les éléments de la méthode d'exploitation :

I.1.1 La hauteur du gradin :

Compte tenu des propriétés physico-mécaniques issus des essais réalisés sur les roches principalement la résistance en compression, l'exploitation de la partie de gisement ayant l'objet d'étude d'exploration s'effectue par la méthode de sciage a fil diamanté pour la micro-granodiorite

Le découpage de micro-granodiorite sera réalisé sur des masses de volume de 160 m³, ayant les dimensions suivantes :

- La hauteur h= 10 m ;
- La longueur L=10 m ;
- La largeur r= 1.6 m.

Donc pour une exploitation rentable et utilisation efficace de fil diamanté on propose des gradins de 10m qui nous permettra d'extraire un bloc complet de dimension : 10x10x1.6 m.

I.1.2 La stabilité des roches du massif :

La **hauteur maximale** du gradin pour la carrière de marbre est calculée par la formule de « FESSENKO » : (3.2)

$$H_g = \frac{2 \times k}{\rho} \cotg \left(45^\circ - \frac{\delta}{2} \right) ; m$$

Avec :

- k : force de cohésion pour le granite : k = 8 (t/m³)
- ρ : masse volumique du granite : ρ = 2.49 (t/m³)
- δ : angle de frottement interne pour le granite : δ = 40°

Donc d'après le calcul la hauteur du gradin selon la stabilité du massif est de :

$$H_g = 13.78 m$$

I.1.3 L'angle du talus des gradins :

Pour les gradins de granite, l'angle de talus peut arriver jusqu'à 85%.

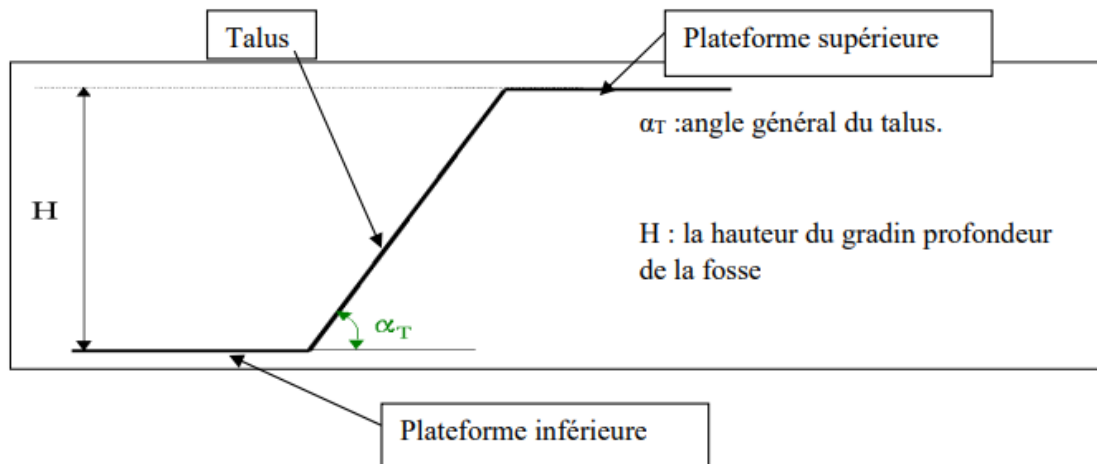


Figure 47 : L'angle du talus des gradins

I.1.4 La plateforme de travail :

I.1.4.1 La largeur de la plateforme de travail :

La largeur de la plateforme de travail est déterminée par :

- Les engins de transport et de chargement ;
- Les machines utilisées pour le découpage des blocs ;
- La taille des blocs lors de basculement.

La largeur minimale de la plateforme permettre la circulation normale des engins, et assure la sécurité lors de l'abattage.

$$L_{pt} = X + C + T + S$$

- L_{pt} : la largeur de la plateforme de travail
- C : la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport (2→2,5 m) distance de sécurité.
- T : La largeur du chemin de transport ($T = 7m$)
- S : la largeur de berme de sécurité, (1.2m) ;
- X : largeur utilisée par la machine à file diamanté

I.1.4.2 Calcul de la largeur utilisée par la machine à fil diamanté

La valeur de X est donnée par ma formule suivant :

$$X = D + l_{machine}$$

Où :

- D : distance entre la machine et le front (m)
- $L_{machine}$: longueur hors tout de la machine

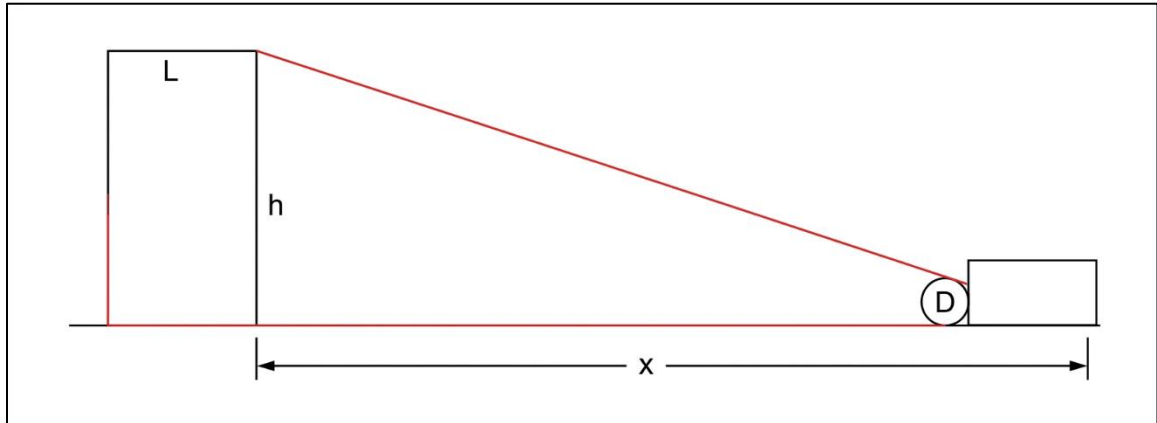


Figure 48 : schématisation de la largeur utilisée par le fil diamanté

Pour un meilleur rendement le fil, la distance entre la machine et le front est approximativement : 3.5 m

Longueur hors tout maximale de la machine : 7 m

$$X = D + l_{machine}$$

$$X = 10.5 \text{ m}$$

❖ Calcul de la largeur minimale de la plateforme

$$L_{pt} = X + C + T + S$$

$$L_{pt} = 10.5 + 2.5 + 7 + 2.8$$

$$L_{pt} = 22.8 \text{ m}$$

$$L_{pt} \approx 23 \text{ m}$$

Donc, La largeur de la plateforme est égale : 23 m

II. Processus technologiques de l'exploitation du micro-granodiorite saine

II.1 TRAVAUX DE FORAGE

II.1.1 Choix du matériel de forage :

Lors du choix de matériel de forage, nous prenons en considération :

- L'indice de forabilité de la roche : résistance à la compression, dureté, abrasivité.
- Les caractéristiques du massif : fissurations, discontinuités.
- Les caractéristiques générales d'exploitation : taille des blocs.
- Objectif de production : rythme de travail, rendement.
- L'environnement : présence d'habitations, vibrations, bruits, poussières.

II.1.2 Paramètres caractérisant l'engin de forage

Le choix des équipements de forage a été fait sur la base des critères d'exploitation mentionnés ci-dessus ainsi que des performances et des spécifications techniques minimales exigées, sans se limiter à une marque spécifique.

Le tableau suivant représente les critères de performance requis pour le choix de l'engin de forage :

Tableau 44 : Critères de performance requis pour le choix de l'engin de forage

Paramètres	Recommandation
Type	Chariot de foration hydraulique / DTH (Fond-de-trou)
Diamètre de trou	90 mm
Profondeur de forage	15 à 20 m
Rendement minimal	3.5 ml/h (mètres linéaires par heure)
Type de marteau	Marteau fond de trou (DTH)
Puissance de moteur	110 à 160 KW
Puissance de percussion	10 à 15 kW
Direction de forage	0-90°
Pression de service	7 à 10 bar
Vitesse de déplacement	0 à 3 km/h (autopropulsé sur chenilles)
Consommation de l'air	10 à 12 m ³ /min
Équipement	Hydraulique

II.1.2.1 Rendement de la foreuse :

Le rendement de la foreuse durant un poste de travail est déterminé par la relation suivante :

$$R_{foration} = \frac{T \times K_u}{T_f} ; \text{ tranche(s)/ post}$$

Où :

- T : Durée d'un poste de travail effectif ; (T= 6.5h = 390 min)
- K_u : Coefficient d'utilisation de la foreuse ; ($K_u=0.80$)
- T_f : Temps nécessaire pour la foration des trous (min)

Donc :

En Calcul le temps nécessaire pour la foration d'un trou :

$$T_f = \frac{L_{tr}}{V_a} + t(fixaction) ; \text{ min}$$

Où :

- L_{tr} : longueur de trou (m).
- V_a : la Vitesse d'avancement (m/h).

$t(fixaction)$: La durée nécessaire pour préparer, installer et sécuriser la machine avant de commencer l'opération de forage d'un trou ; **on prendra :**

$$t(fixaction) = 15min$$

En Calcul la vitesse d'avancement pour la machine de forage :

$$V_a = \frac{Dt}{T} ; \text{ m/h}$$

Où :

- Dt : Distance forée (deux trous horizontaux et un trou vertical)
- T : Durée d'un poste de travail effectif (h) ; (T = 6,5h)

$$V_a = \frac{21.6}{6.5} \approx 3.32 \text{ ml/h}$$

Alors :

Le temps nécessaire pour la foration de trou vertical (T_{fv}) :

$$T_{fv} = \frac{10}{3.32} = 3.01h \approx 181 \text{ min}$$

Le temps nécessaire pour la foration les deux trous horizontal (T_{fh1} ; T_{fh2}) :

$$T_{fv1} = \frac{10}{3.32} = 3.01h \approx 181 \text{ min}$$

$$T_{fv2} = \frac{1.6}{3.32} = 0.48h \approx 29 \text{ min}$$

Alors :

$$T_f = T_{fv} + T_{fh1} + T_{fh2} + 3t(\text{fixaction})$$

$$T_f = 181 + 181 + 29 + (3 \times 15)$$

$$\mathbf{T_f = 436 \text{ min}}$$

Donc, on Calcul le rendement de la foreuse durant un poste de travail :

$$R_{\text{foration}} = \frac{T \times K_u}{T_f} ; \text{ tranche(s)/ post}$$

$$R_{\text{foration}} = \frac{390 \times 0.80}{436}$$

$$\mathbf{R_{\text{foration}} = 0.71 \text{ tranches préparer par poste}}$$

$$\mathbf{R_{\text{foration}} \approx 15.34 \text{ m/post}}$$

Donc pour finir un bloc complet en un seul post (avec $K_u = 0,8$), la machine doit forer à une vitesse réelle au moins :

$$\mathbf{Va = \frac{21.6}{6.5 \times 0.8} = 4.15 \text{ m/h}}$$

Pour Calcul le nombre des machines nécessaires pour avoir la production annuelle :

$$N_s = \frac{P_{an}}{R_{\text{foration}} \times V_B \times N_p \times N_{an}}$$

Où :

- P_{an} : Production annuelle proposée par l'entreprise (m^3/an) ; $P_{an} = 10000 \text{ m}^3/an$
- R_{foration} : le rendement de la foreuse durant un poste de travail
- V_B : Volume de bloc complet (m^3) ; $V_B = 160 \text{ m}^3$
- N_p : nombre de poste par jour ; $N_p = 1$
- N_{an} : nombre de jours ouvrable par an ; $N_{an} = 250 \text{ jour}$

$$N_s = \frac{10000}{0.71 \times 160 \times 1 \times 250}$$

$$N_s = 0.35$$

Donc, dans le but d'arriver à la production annuelle prévue de 10000 m³ par an, on aura besoin d'une **seule foreuse**.

II.2 TRAVAUX DE SCIAGE :

II.2.1 Choix du matériel de sciage :

Lors du choix de matériel de sciage, nous mettons en considération plusieurs caractéristiques, dont [28] :

- Efficacité des opérations.
- Qualité des blocs de pierre.
- Sécurité.
- Taille du bloc.
- Accès aux machines.
- Investissement initial.
- Prix de vente.
- Coûts de fonctionnement.
- Exigence d'un opérateur qualifié.
- Besoin en électricité.
- Exigence relative à l'eau.

II.2.2 Paramètres caractérisant les machines à fil diamanté :

Le choix des machines à fil diamanté a été fait sur la base des critères d'exploitation mentionnés ci-dessus ainsi que des performances et des spécifications techniques minimales exigées, sans se limiter à une marque spécifique.

Le tableau suivant représente les critères de performance requis pour le choix des machines à fil diamanté :

Tableau 45 : Critères de performance requis pour le choix de matériel de sciage

Paramètres	Recommandation
Type	Machine à fil diamanté type rail
Type de travail	Automatique
Angle de travail	360° (Rotation complète)
Rendement minimal	7 m ² /h
Longueur de fil	Min 100 m
Puissance moteur	50–75 kW
Vitesse de rotation	Variable (Inverter) : 0–40 m/s
Déplacement sur pont/longueur de rail	6–9 mètres
Type de translation	Motorisée et automatique (contrôle électronique)
Longueur de la machine	2500 mm
Largeur de la machine	2000 mm
Hauteur de la machine	1500 mm

II.2.3 Rendement de sciage :

Pour dégager le bloc complet de dimensions $10 \times 10 \times 1.6 \text{ m}$, On doit tout d'abord scier les trois surfaces respectivement :

- Surface de bas : $10 \times 1.6 \text{ m}^2$
- Surface de côté : $10 \times 1.6 \text{ m}^2$
- Surface de derrière : $10 \times 10 \text{ m}^2$

Le rendement de la machine à fil diamanté durant un poste de travail est déterminé par la relation suivante :

$$R_{\text{sciage}} = \frac{T \times K_u}{T_s} ; \quad (\text{Bloc}_{\text{complet}} / \text{post})$$

Où :

- T : Durée d'un poste de travail effectif ; (T = 6,5 h = 390 min)
- K_u : Coefficient d'utilisation de machine à fil diamanté ; (K_u=0.70)
- T_s : Temps nécessaire au sciage d'un bloc. (*Bloc_{complet}/post*)

En Calcul le temps nécessaire pour le sciage d'un bloc :

$$T_s = \frac{S_{\text{sciage}}}{V_a} ; \quad h$$

$$T_s = \frac{(10 \times 1.6) + (10 \times 1.6) + (10 \times 10)}{7} ; h$$

$$T_s = 19h$$

Donc, le rendement de la machine à fil diamanté durant un poste devient :

$$R_{sciage} = \frac{6.5 \times 0.8}{22}$$

$$R_{sciage} \approx 0.27 \text{ Bloc}_{\text{complet}} / \text{post}$$

Pour Calcul le nombre de machines nécessaires pour avoir la production annuelle :

$$N_s = \frac{P_{an}}{R_{sciage} \times V_B \times N_p \times N_{an}}$$

Où :

- P_{an} : Production annuelle (m^3/an) ; $P_{an} = 10000 \text{ m}^3/\text{an}$
- $R_{foration}$: le rendement de la foreuse durant un poste de travail
- V_B : *Volume de bloc complet* (m^3) ; $V_B = 160 \text{ m}^3$
- N_p : *nombre de poste par jour* ; $N_p = 1$
- N_{an} : *nombre de jours ouvrable* par an ; $N_{an} = 250 \text{ jour}$

$$N_s = \frac{10000}{0.27 \times 160 \times 1 \times 250}$$

$$N_s = 0.92$$

Donc, dans le but d'arriver à la production annuelle prévue de 10000 m^3 par an, on aura besoin d'une **seule machine à fil diamanté**.

II.3 ÉCARTEMENT, BASCULEMENT DES BLOCS :

Après l'achèvement de l'opération de sciage, une plaque métallique (coussin hydraubague) sera injectée dans le vide créé par le sciage vertical, cette plaque gonfle par pression et aide à élargir le vide pour que la chargeuse munie d'un bras puisse dégager cette masse, qui sera récupérée avec un tapis constitué de déchets inertes issus de carrière.

Le tapis a donc pour but d'amortir les vibrations opérées lors du choc.

Une fois le bloc écarté, on procède au basculement à l'aide de la chargeuse.

T_1 : la préparation du lit par la pelle, $T_1 = 15 \text{ min}$

T_2 : l'élargissement préliminaire de la fonte, $T_2 = 15 \text{ min}$

T₃ : l'écartement de la masse par la pelle, T₃ = 10 min

T₄ : placement des coussins T₄ = 10 min

T₅ : gonflage des coussins T₅ = 10 min

T₆ : basculement de la masse par la pelle, T₆ = 5 min

Le cycle estimé de culbutage de la masse est donc :

$$T = T_1 + T_2 + T_3 + T_4 + T_5 + T_6$$

$$T = 15 + 15 + 10 + 10 + 10 + 5$$

$$T = 65 \text{ min}$$

II.4 RETAILLEMENT DES BLOCS :

Une fois la masse initiale (10 x 10 x 1,6) m dégagée, on procède au sciage secondaire.

En considérant un taux de perte de 50% dû aux contraintes géologiques et aux chutes de découpe, le volume utile exploitable est de 80 m³.

Cela permet d'obtenir 18 blocs de dimensions (2,15x1,5x1.4) par masse.

II.4.1 Paramètres caractérisant la machine à retaille bloc :

Les caractéristiques de la machine à fil diamanté pour le sciage secondaire (retaillement des blocs) sont résumées dans le tableau suivant :

Tableau 46 : Les caractéristiques de la machine à fil diamanté pour le sciage secondaire

Paramètres	Recommandation
Type	Machines à retaille bloc châssis mobiles sur roue à tête mobile.
Type de travail	Automatique
Angle de travail	360° (Rotation complète)
Rendement minimal	6 m ² /h
Longueur de fil	40–50 m
Puissance moteur	37–45 kW
Vitesse de rotation	Variable : 25–30 tours/s
Déplacement sur pont/longueur de rail	0–3 mètres

II.4.2 Rendement de machine à retaille bloc :

Pour scier un seul bloc de petite dimension, on doit scier les deux faces respectivement :

- Surface de côté 1 : $2.15 \times 1.4 \text{ m}^2$
- Surface de côté 2 : $1.5 \times 1.4 \text{ m}^2$

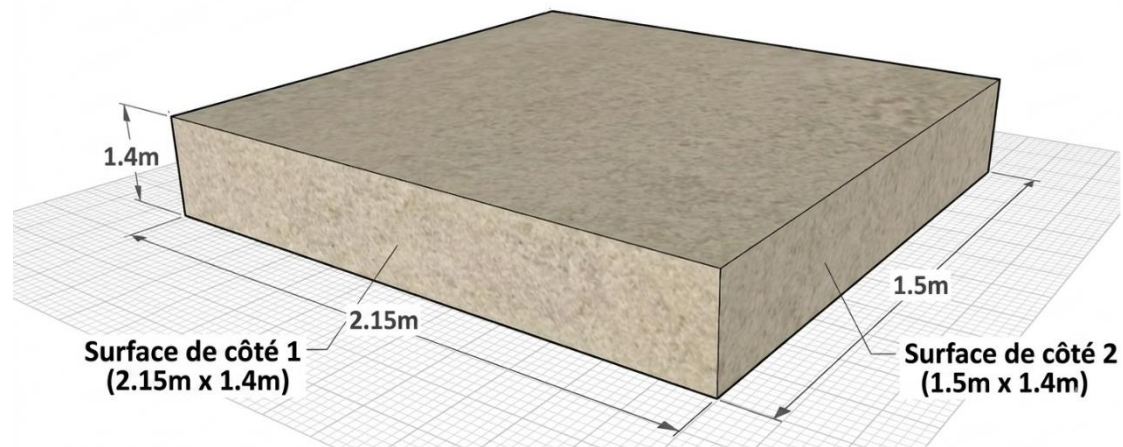


Figure 49 : visualisation de la retaille d'un bloc

Le rendement de la machine à fil diamanté durant un poste de travail est déterminé par la relation suivante :

$$R_{\text{retaillement}} = \frac{T \times K_u}{T_r} ; \quad (\text{Bloc}_{\text{complet}} / \text{post})$$

Où :

- T : Durée d'un poste de travail effectif ; ($T = 6,5 \text{ h} = 390 \text{ min}$)
- K_u : Coefficient d'utilisation de machine à fil diamanté ; ($K_u = 0.80$)
- T_s : Temps nécessaire au retaillement des blocs. ($\text{Bloc}_{\text{complet}} / \text{post}$)

En Calcul le temps nécessaire pour le sciage d'un bloc :

$$T_s = \frac{S_{\text{retaillement}}}{V_a} ; \quad h$$
$$T_r = \frac{(2.15 \times 1.4) + (1.5 \times 1.4)}{6} ; \quad h$$
$$T_s = 0.85h$$

Donc, le rendement de la machine à fil diamanté durant un poste devient :

$$R_{sciage} = \frac{6.5 \times 0.8}{0.85}$$

$$R_{sciage} \approx 6 \text{ Bloc}_{\text{complet}} / \text{post}$$

Pour Calcul le nombre des machines nécessaires pour avoir la production annuelle :

$$N_s = \frac{P_{an}}{R_{sciage} \times V_B \times N_p \times N_{an}}$$

Où :

- P_{an} : Production annuelle devient $P_{an} = 5000 \text{ m}^3 / \text{an}$
- R_{foration} : le rendement de la foreuse durant un poste de travail
- V_B : *Volume de bloc complet* (m³) ; $V_B = 160 \text{ m}^3$
- N_p : *nombre de poste par jour* ; $N_p = 1$
- N_{an} : *nombre de jours ouvrable* par an ; $N_{an} = 250 \text{ jour}$

$$N_s = \frac{5000}{6 \times 4.515 \times 1 \times 250}$$

$$N_s = 0.73$$

Donc, dans le but d'arriver à la production annuelle, on aura besoin d'une **seule machine à fil diamanté** pour le sciage secondaire (retaillement des blocs).

II.5 Chargement et manutention :

Après l'extraction, le dégagement et le retaillement des blocs, on procède aux opérations de manutention et de transport. Pour soulever les blocs, on propose d'installer un appareil de levage (grue fixe), tandis que le transport sera assuré par des camions.

II.5.1 Chargement et manutention par Grue Fixe à Tour (GFT) [29]:

La grue à tour fixe est un appareil de levage monté généralement par ancrage dans un massif en béton armé. La flèche horizontale pivote autour de l'axe du mât vertical. Le chariot se déplace le long de la flèche et permet de faire varier la portée.

II.5.2 Données techniques du bloc :

Tableau 47 : Dimensions et volume du bloc

Grandeur	symbole	Valeur	unité
Longueur du bloc	L	2,15	m
Largeur du bloc	l	1,50	m
Hauteur du bloc	h	1,40	m

II.5.3 Calcul de volume de bloc :

$$V = L \times l \times h ; m^3$$

$$V = 2.15 \times 1.50 \times 1.40$$

$$V = 4.515 m^3$$

II.5.4 Calcul de la masse du bloc :

Calcul de la masse du bloc à partir de la masse volumique :

$$m = \rho \times V ; t$$

Où :

- ρ : Masse volumique de la micro-granodiorite saine (kg/m^3) ; $\rho = 2.49 kg/m^3$
- V : Volume du bloc (m^3) ; $V = 4.515 m^3$

$$m = 2.49 \times 4.515$$

$$m = 11.2 t$$

II.5.5 Calcul du poids du bloc :

$$P = m \times g ; kN$$

Où :

- m : Masse du bloc (kg/m^3) ; $m = 11242 kg$
- g : Accélération de la pesanteur (m/s^2) ; $g = 9.81 m/s^2$

$$P = 11242 \times 9.81$$

$$P = 110284 N$$

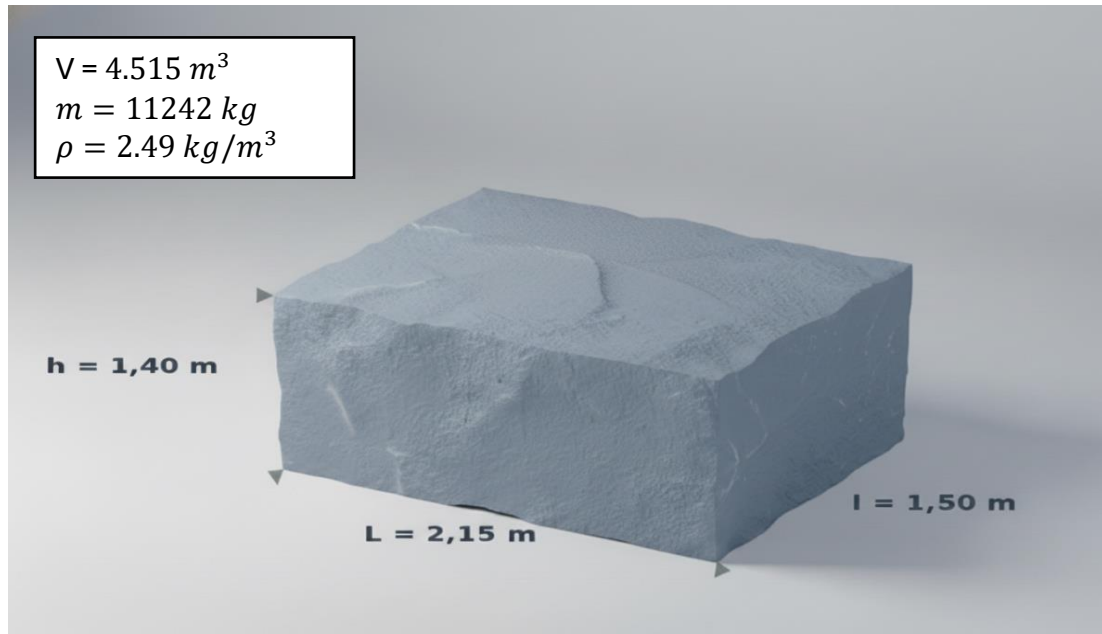


Figure 50 : visualisation de la retaille d'un bloc avec sa volume poid et mass

II.6 Calcul de charge totale de dimensionnement de la grue :

La charge réelle que la grue doit soulever est supérieure au poids seul du bloc, car il faut ajouter les accessoires de levage et appliquer des coefficients de sécurité réglementaires [29] :

1- Calcul de charge brute (bloc + accessoires) :

$$Q_t = m + m_p + m_{él}$$

Où :

- m : Masse du bloc (kg/m^3) ; $m = 11242 \text{ kg}$
- m_p : Masse du palonnier de répartition à 4 brins (kg) ; $m_p \approx 300 \text{ kg}$
- $m_{él}$: Masse des 4 chaînes d'élingage grade 8 (kg) ; $m_{él} \approx 100 \text{ kg}$

$$Q_t = 11242 + 300 + 100$$

$$Q_t = 11642 \text{ kg}$$

Donc la charge brute est égale **12 000 kg** avec un arrondi sécuritaire.

2- Calcul de Charge de dimensionnement avec coefficients réglementaires :

$$Q_{dim} = Q_t \times \varphi_2 \times C_s$$

Où :

- Q_t : charge brute totale arrondie (kg) ; $Q_t = 11642 \text{ kg}$
- φ_2 : coefficient dynamique de levage (sans unité) ; $\varphi_2 = 1.15$

- C_s : coefficient de sécurité global réglementaire (sans unité) ; $C_s = 1.25$

$$Q_{dim} = 11642 \times 1.15 \times 1.25$$

$$Q_{dim} = 17250 \text{ kg}$$

$$Q_{dim} = 17.3 \text{ t}$$

La grue sélectionnée doit donc **afficher obligatoirement** une capacité nominale $\geq 17,3$ T à la portée réelle de travail.

II.6.1 Critère principal de choix :

Le critère le plus important lors de sélection d'un grus Fixe à Tour c'est le moment de charge.

II.6.2 Calcul du moment de charge de la grue à tour (critère de dimensionnement) :

La dimension et le choix de la grue à tour se font en application de la sécurité et des conditions de stabilité de la norme NF EN 14439 (§ 5.3), en prenant comme caractéristique dimensionnante le moment de charge nominal (M) :

$$M = Q_t \times R$$

Où :

- Q_t : Charge brute totale arrondie (t) ; $Q_t = 12 \text{ t}$
- R : Portée horizontale de travail souhaitée (m), en se pose que $R = 10 \text{ m}$

$$M = 12 \times 10$$

$$M = 120 \text{ t.m}$$

La grue fixe a tour sélectionnée doit donc afficher **obligatoirement** un moment de charge nominal $\geq 120 \text{ T.m}$

II.6.3 Calcul de rendement de la Grue fixe à tour :

Le rendement horaire de la grue dépend du nombre de cycles que la grue peut faire par heure.

$$R_{grue} = N \times m \times E$$

Où :

- N : Le nombre de cycles théoriques par heure.
- m : La masse d'un bloc (t), $m = 11.2 \text{ t}$
- E : Le coefficient d'utilisation de grue ; ($E = 0.75 \div 0.85$)

II.6.4 Estimation du temps de cycle T_c :

Un cycle complet de la grue est comme suit :

T_1 : Élingage : fixation du palonnier à 4 brins et des chaînes sur le bloc ; $T_1 = 10\text{min}$

T_2 : Levage : montée du bloc et rotation de la flèche vers la décharge ; $T_2 = 6\text{ min}$

T_3 : Distribution : déplacement du chariot le long de la flèche pour atteindre la décharge.
 $T_3 = 5\text{min}$

T_4 : Pose : descente et dépose précise du bloc dans la décharge. $T_4 = 3\text{min}$

T_5 : Désélingage : libération du bloc. $T_5 = 3\text{min}$

T_6 : Retour : retour de la grue à vide vers la zone d'extraction. $T_6 = 2\text{min}$

$$T = T_1 + T_2 + T_3 + T_4 + T_5 + T_6$$

$$T = 2 + 3 + 2 + 4 + 2 + 2$$

$$T = 30\text{ min}$$

II.6.5 Calcul du Nombre de Cycles N :

$$N = \frac{T_h}{T_c}$$

Où :

- T_h : Temp horaire (min) ; $T_h = 60\text{min}$
- T_c : Temp de cycle (min) ; $T_c = 30\text{min}$

$$N = \frac{60}{30}$$

$$N = 2\text{ Cycles/heure}$$

Donc le rendement de la grue est comme suite :

$$R_{grue} = N \times m \times E$$

$$R_{grue} = 2 \times 11.2 \times 0.7$$

$$R_{grue} \approx 16\text{ t/h}$$

La production horaire de la grue est égale : 16 t/h

Calcul de rendement durant un post :

$$R_{grue /post} = R_{grue} \times T_p$$

Où :

- T_p : Temp de post effectif ; $T_p = 6.5h$

Le rendement est donc :

$$R_{grue /post} = 16 \times 6.5$$

$$R_{grue /post} = 104 \text{ t/post}$$

Calcul de nombre de bloc par post N_B :

$$N_B = \frac{R_{grue /post}}{m}$$

Où :

- m : La masse d'un bloc (t), $m = 11.2 \text{ t}$

$$N_B = \frac{104}{11.2}$$

$$N_B \approx \mathbf{9 \text{ blocs/post}}$$

Le rendement de la grue durant un post est : **9 blocs**.

Pour Calcul le nombre de machines nécessaires pour avoir la production annuelle :

$$N_s = \frac{P_{an}}{R_{grue} \times V_B \times N_p \times N_{an}}$$

Où:

- P_{an} : Production annuelle (m^3/an) ; $P_{an} = 5000 \text{ m}^3/an$
- R_{grue} : le rendement de la grue durant un poste de travail.
- V_B : *Volume de bloc* (m^3) ; $V_B = 4.515 \text{ m}^3$
- N_p : *nombre de poste par jour* ; $N_p = 1$
- N_{an} : *nombre de jours ouvrable* par an ; $N_{an} = 250 \text{ jour}$

$$N_s = \frac{5000}{9 \times 4.515 \times 1 \times 250}$$

$$N_s = 0.49$$

II.6.6 Conclusion

Donc, dans le but d'arriver à la production annuelle prévue de 5000 m^3 par an, on aura besoin d'une **seule grue fixe à tour**.

III. FLOW CHART DES OPERATIONS :

Afin d'atteindre la production annuelle de 10 000 m³ par an (≈ 1116 blocs par an) et pour une utilisation optimale des machines, un schéma de flux des opérations et un diagramme de programmation des travaux a donc été établi.

III.1 Planification des opérations :

La planification des opérations sont représenté dans le schéma suivant :



Figure51 : Les différentes opérations d'extraction des blocs

D'après le schéma pour l'extraction d'un bloc en passe par **4 étapes successives** sont :

Phase 1 (Forage) : On perce le bloc initial par trois trous (deux trous horizontaux et un trou vertical) le temps estimé est : 420min

Phase 2 (Sciage) : On découpe le bloc à l'aide de machine à fil diamanté et le temps estimé est : 1140min

Phase 3 (Retaillement) : Le gros bloc subit alors un sciage secondaire pour obtenir des blocs ayant les dimensions souhaitées et le temps estimé de cette phase est : 1260min

Phase 4 (Manutention GFT) : le déplacement des blocs finis se fait à l'aide d'une grue fixe à tour dans le chantier lui-même et le temps estimé est : 540min

III.2 Proposition pour la programmation des travaux :

Le schéma ci-dessous représente notre proposition pour gérer ces travaux dans le début d'extraction de micro-granodiorite saine :

POSTE / MACHINE	JOUR 1	JOUR 2	JOUR 3	JOUR 4	JOUR 5	JOUR 6
 FORAGE 1 UNITÉ	Bloc #1 7h	•	•	•	Bloc #2 7h	•
 SCIAGE DIAMANTÉ 1 UNITÉ	•	Bloc #1 19h			•	•
 RETAILLEMENT 1 UNITÉ	•	•	•	Bloc #1 21h		
 MANUTENTION GFT 1 UNITÉ	•	•	•	•	•	Bloc #1 1h

Figure 52 : programmation des travaux

III.3 Justifications des choix opérationnels :

- La programmation de travail de la machine de forage a pour but d'éviter la surproduction de gros blocs perforés qui encombrant le front de taille avant d'avoir l'espace nécessaire pour les coucher et les scier.
- On a pris en considération la dureté et l'abrasivité de la micro-granodiorite saine et il est donc indispensable de prévoir de larges plages horaires pour éviter la surchauffe de fil ou la rupture.
- On a garanti une continuité du flux des travaux jusqu'à ce qu'un an complet soit atteint pour l'objectif de production.

Remarque :

Pour une vision globale du projet, le calendrier détaillé et la programmation complète des travaux ont été intégrés en annexe.

PARTIE ECONOMIQUE

I. Les éléments financiers d'un projet minier :

I.1 Régime de travail :

La réalisation des différentes tâches pour la construction de la carrière est basée sur les travaux préparatoires d'un côté et les travaux d'exploitation d'un autre côté, planifié dans le temps.

- Durée de poste : 7 h
- Nombre de poste par jour : 1
- Nombre de jour par semaine : 5
- Nombre de jours ouvrable par mois : 22
- Nombre de mois ouvrable par an : 12
- Nombre de jours par an : 250

I.2 Production Annuelle projeté :

La carrière est fixée comme objectif une production planifiée de 10 000m³ comme début pour le micro-granodiorite saine.

Selon les capacités des équipements et le régime de travail on a proposé l'augmentation de la production annuelle planifiée dans dix ans.

I.3 Valeur marchande de granite :

Plusieurs facteurs influencent la valeur marchande d'un produit, à savoir :

- Offre et demande,
- État et caractéristiques,
- Ventes comparables,
- Conditions économiques,
- Perception des clients.

Dans notre cas de micro-granodiorite saine de KOUDIAT EZZOUBIA, le produit est très demandé sur le marché comme élément essentiel dans la décoration et dans les constructions de bâtiments, de ponts, le revêtement des routes...etc.

Notant que le prix de vente du granite varie entre 20 000 DA et 60 000 DA pour le m³ selon la qualité ; dans notre étude, on a choisi le prix 20 000 DA comme un prix de vente.

I.4 Chiffre d'affaires :

Le Chiffre d'Affaires (CA) est le montant total des ventes de biens ou services réalisés par une entreprise sur une période donnée, calculé hors taxes (HT) comme le produit

du prix de vente par les quantités vendues, et sert d'indicateur clé de la taille et de l'activité commerciale, **mais pas de sa rentabilité**, sa formule est simple :

$$CA = \text{prix unitaire de la mètre cube} \times \text{la production vendue}$$

I.5 Charges annuelles :

Les charges annuelles d'un projet regroupent toutes les dépenses récurrentes (fixes) et variables nécessaires à son fonctionnement sur un an, incluant les frais de personnel, charges sociales, inflation de salaires, amortissements, frais financiers (intérêts d'emprunt), et potentiellement des provisions pour risques, le tout budgétisé dans un tableau prévisionnel pour suivre l'activité et déterminer la rentabilité.

I.6 Equipements :

Le projet minier à ciel ouvert pour micro-granodiorite saine nécessite des équipements pour l'extraction des blocs (machine à fil diamanté), le transport ou la manutention (grue, camions...), le forage (chariot de foration)

Dans notre cas de micro-granodiorite saine de KOUDIAT EZZOUBIA un investissement des équipements est nécessaire pour l'extraction.

I.7 Investissements :

Les investissements pour un projet minier à ciel ouvert de micro-granodiorite saine englobent les coûts d'exploration, le développement des infrastructures (routes, bâtiments), l'acquisition d'équipements (machine à fil diamanté, grue fixe...) ;

I.8 Cash-flow :

Le cash-flow est une notion qui se définit comme le supplément de trésorerie générée par l'activité de l'entreprise. C'est donc une ressource fabriquée par l'entreprise, il est un indicateur de l'état actuel de société et donne une vision précise du potentiel d'activité.

Ainsi, le **cash-flow** est un élément essentiel dans la vie de l'entreprise. Ils déterminent la capacité de la société à investir et à payer ce qu'elle doit.

I.9 Prix de revient :

Le prix de revient d'un projet minier de micro-granodiorite saine à ciel ouvert dépend des coûts d'équipement (machine à fil diamanté, grue fixe...), de main-d'œuvre, d'énergie, consommation d'eau, de transport, de conformité environnementale (études d'impact, stabilisation des talus), et des investissements initiaux (prospection, permis).

II. Présentation de l'application TCR

Afin de réaliser l'étude économique du projet, une application informatique a été développée sous l'appellation **TCR**. Cette application a été conçue pour faciliter l'estimation et le calcul du prix de revient des produits exploités, notamment le tuf et le granite. Elle permet également de Calcul simultanément le prix de revient des deux produits en tenant compte des charges communes et des coûts combinés de l'exploitation.

L'application se présente sous la forme d'une interface conviviale composée d'un tableau de bord (Dashboard) et de plusieurs fenêtres de saisie permettant l'introduction des données économiques de base. Ces fenêtres regroupent les principales catégories de charges et de paramètres nécessaires à l'analyse économique, à savoir :

- La production ;
- Les investissements et les amortissements ;
- Les charges personnelles ;
- La consommation de carburant ;
- Les charges de maintenance et d'entretien ;
- La consommation d'électricité ;
- Les coûts d'accessoires ;
- La consommation d'eau.

Après la saisie de l'ensemble des données, l'application procède automatiquement aux calculs économiques. Elle détermine les différentes charges d'exploitation, les classe selon les rubriques du **Tableau des Comptes de Résultats (TCR)** et Calcul le prix de revient unitaire des produits étudiés et son profit.

En complément, TCR génère des rapports détaillés ainsi que des représentations graphiques permettant d'analyser la structure des coûts, la répartition des charges et les indicateurs économiques de l'exploitation. Ces fonctionnalités facilitent l'interprétation des résultats et contribuent à une meilleure prise de décision dans le cadre de l'évaluation technico-économique du projet.

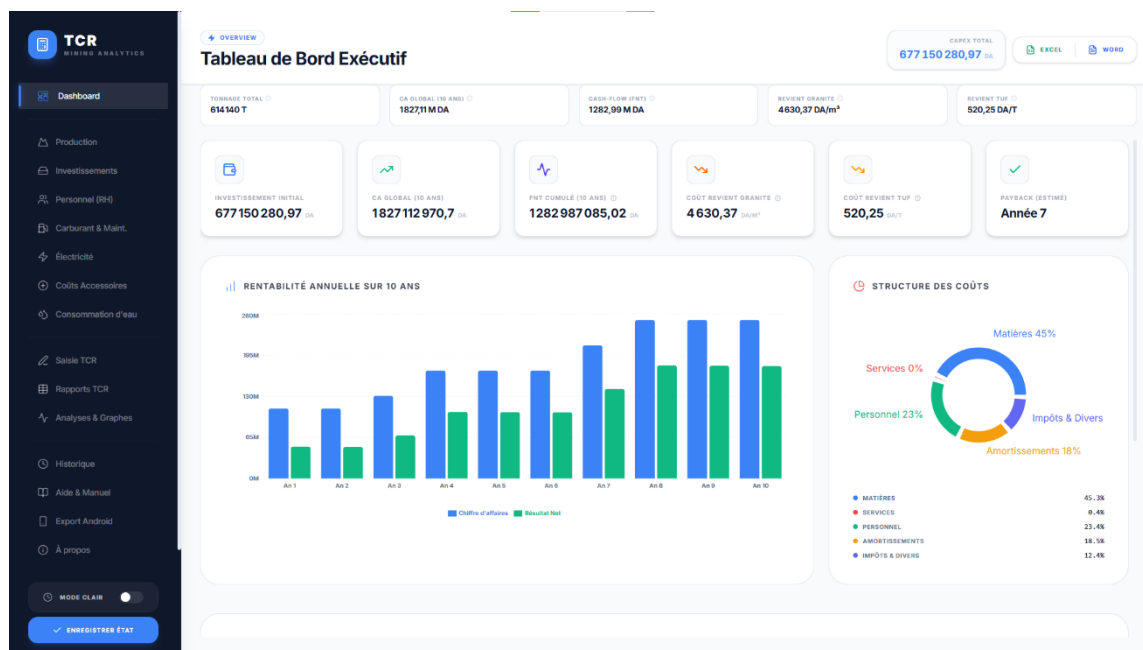


Figure 53 : interface de l'application TCR

II.1 Les fonctionnalités principales de l'application TCR

II.1.1 Fenêtre « Production » pour l'exploitation du granite

La fenêtre **Production** constitue l'un des modules principaux de l'application TCR. Elle permet de définir les paramètres techniques de base nécessaires à l'estimation de la capacité de production annuelle de l'exploitation granitique.

Les données d'entrée comprennent notamment :

- Les objectifs de production annuels envisagés ;
- Les dimensions des blocs de granite à produire ;
- Les capacités d'extraction des équipements et engins d'exploitation ;
- Les paramètres techniques liés aux opérations d'abattage et de découpe ;
- Les taux de pertes et de récupération du gisement.

À partir de ces informations, l'application effectue automatiquement les calculs nécessaires pour déterminer les indicateurs de production. Les résultats sont présentés sous forme de tableaux récapitulatifs permettant notamment d'estimer :

- Le nombre annuel de gros blocs à extraire ;
- Le nombre de blocs commercialisables obtenus après les opérations de découpe et de tri ;
- Les volumes de matériaux perdus ou non valorisables ;
- Le nombre d'équipements et de machines nécessaires pour atteindre l'objectif de production fixé.

Ces résultats permettent de vérifier la faisabilité technique du projet et d'adapter les moyens d'exploitation afin d'atteindre les objectifs de production prévus dans les meilleures conditions techniques et économiques.

Figure 54 : Fenêtre « Production » pour l'exploitation du granite

II.1.2 Fenêtre « Investissements et amortissements »

La fenêtre **Investissements et amortissements** permet de gérer l'ensemble des dépenses d'investissement nécessaires à la mise en œuvre du projet. Elle offre la possibilité d'ajouter de nouveaux équipements ou immobilisations en renseignant leur désignation, leur coût d'acquisition, leur durée d'amortissement ainsi que leur affectation au sein du projet.

Les investissements sont classés selon plusieurs catégories :

- Frais préliminaires et d'exploration ;
- Infrastructures et bâtiments ;
- Équipements lourds et matériels d'exploitation.

Pour chaque investissement, l'utilisateur peut préciser son affectation :

- Exploitation du tuf ;
- Exploitation du granit ;
- Charges combinées ou partagées entre les deux activités.

À partir des données saisies, l'application Calcule automatiquement les dotations annuelles aux amortissements conformément à la durée de vie de chaque immobilisation. Elle détermine également la répartition des charges d'amortissement entre les différentes activités de l'exploitation selon leur affectation.

Les résultats sont présentés sous forme de tableaux récapitulatifs indiquant la valeur totale des investissements, les amortissements annuels, les amortissements cumulés ainsi que la valeur nette comptable des équipements au cours de la période d'étude. Ces informations constituent une base essentielle pour l'évaluation économique du projet et l'établissement du Tableau des Comptes de Résultats (TCR).

Figure 55 : Fenêtre « Investissements et amortissements »

II.1.3 Fenêtre « Personnel et ressources humaines »

La fenêtre **Personnel et Ressources Humaines (RH)** est destinée à l'évaluation et au suivi des coûts liés à la main-d'œuvre. Elle permet d'enregistrer l'ensemble des postes de travail nécessaires au fonctionnement de l'exploitation et de Calcul automatiquement les charges salariales associées.

Pour chaque poste, l'utilisateur peut renseigner les informations suivantes :

- L'intitulé du poste ;
- L'effectif correspondant ;
- Le salaire net mensuel ;
- L'affectation du personnel à l'activité « Tuf », à l'activité « Granite » ou aux services communs partagés entre les deux unités.

L'application intègre également plusieurs paramètres influençant l'évolution de la masse salariale, notamment :

- Les charges sociales et patronales ;
- Le taux d'inflation annuel ;
- Les primes d'ancienneté ou d'expérience ;
- Les augmentations salariales prévues ;

- Les autres variables liées à la rémunération du personnel.

À partir de ces données, l'application génère automatiquement un tableau détaillé des effectifs et des coûts de personnel. Elle Calcule également l'évolution prévisionnelle de la masse salariale sur toute la durée de l'étude, notamment sur un horizon de dix ans, en tenant compte des différents paramètres économiques et sociaux définis par l'utilisateur.

Les résultats obtenus permettent d'évaluer avec précision l'impact des ressources humaines sur les coûts d'exploitation et d'intégrer ces charges dans les analyses économiques et financières du projet.

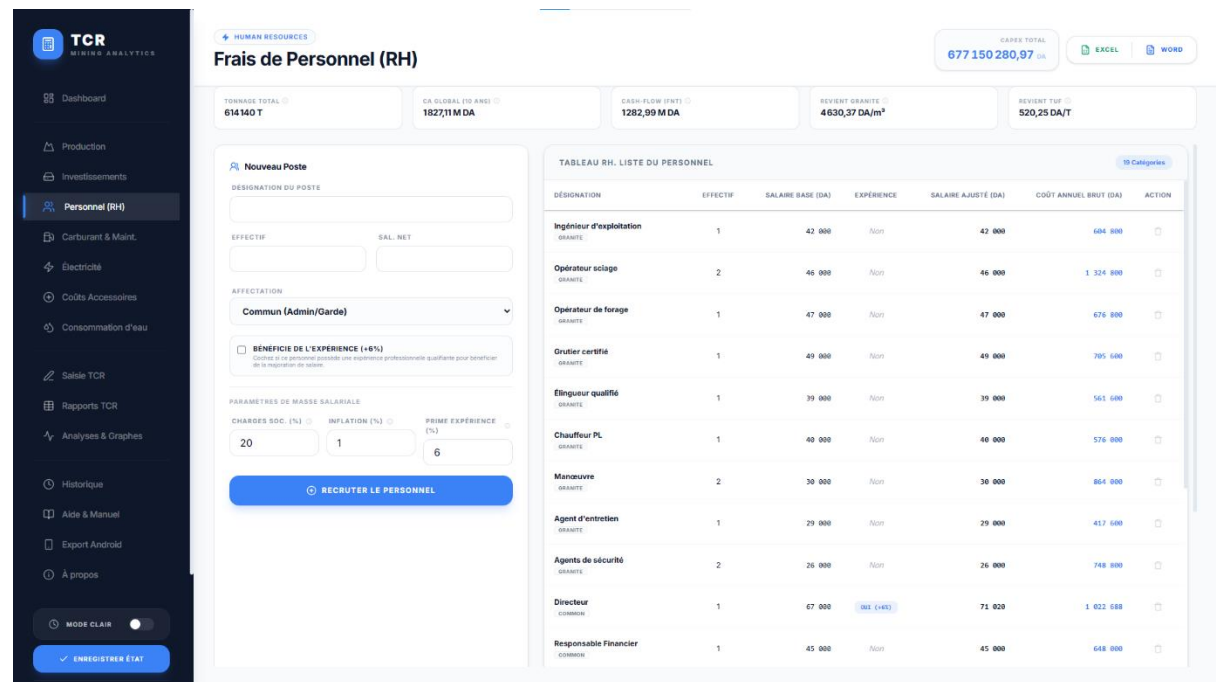


Figure 56 : Fenêtre « Personnel et ressources humaines »

II.1.4 Fenêtre « Carburant et maintenance »

La fenêtre **Carburant et maintenance** constitue un module essentiel de l'application TCR, dédié à l'estimation et au suivi des consommations énergétiques ainsi qu'aux coûts d'exploitation des équipements.

Dans cette interface, l'utilisateur peut renseigner plusieurs paramètres relatifs au carburant, notamment :

- Le prix du carburant ;
- Le nombre d'heures de fonctionnement des équipements ;
- Le nombre de jours ouvrables par an (ou par jour d'exploitation selon le mode de calcul) ;
- Le taux d'inflation annuel appliqué au coût du carburant ;
- Les caractéristiques techniques des engins consommant du carburant.

L'application permet également d'ajouter l'ensemble des équipements et engins d'exploitation, en précisant pour chacun :

- Le type de moteur et ses caractéristiques ;
- La consommation spécifique en carburant ;
- L'affectation de l'équipement à l'activité « Granite », « Tuf » ou aux services communs.

À partir de ces données, le système Calcule automatiquement les indicateurs de consommation, tels que :

- Le débit horaire total de carburant consommé ;
- La consommation journalière estimée ;
- La consommation annuelle globale pour l'ensemble du parc matériel ;
- La répartition de la consommation selon les unités d'exploitation.

En complément, l'application permet de réaliser des projections sur une période de dix ans, en intégrant l'évolution des prix du carburant et les paramètres d'inflation. Ces résultats offrent une vision prévisionnelle précise des charges énergétiques et facilitent l'analyse économique globale du projet.

Figure 57 : Fenêtre « Carburant et maintenance »

II.1.5 Fenêtre « Électricité et consommation énergétique »

La fenêtre **Électricité et consommation énergétique** de l'application TCR est dédiée au calcul des besoins électriques de l'ensemble des équipements et installations du projet, ainsi qu'à l'estimation des coûts associés à la production d'énergie.

Dans ce module, l'utilisateur peut introduire les paramètres relatifs aux groupes électrogènes, notamment :

- Les caractéristiques techniques des groupes électrogènes (puissance, rendement, consommation spécifique) ;
- Le prix du carburant utilisé pour la production d'électricité ;
- Les paramètres de fonctionnement des installations (heures de service...)

L'application permet également d'ajouter l'ensemble des équipements et installations consommateurs d'électricité, en renseignant pour chacun :

- La puissance nominale des moteurs ou équipements ;
- Le coefficient d'utilisation ;
- L'affectation des équipements aux différentes unités de production (tuf, granite ou bien communs).

À partir de ces données, le système effectue automatiquement le bilan énergétique global, comprenant :

- Le calcul de la puissance apparente requise ;
- L'estimation de l'énergie électrique consommée annuellement ;
- La conversion de la consommation électrique en équivalent carburant (diesel) pour les groupes électrogènes ;
- L'évaluation du coût annuel de production d'électricité.

Enfin, l'application réalise une projection de la consommation énergétique et de son coût sur une période de dix ans, en intégrant les variations de prix du carburant. Ces résultats permettent d'évaluer l'impact énergétique du projet et d'optimiser la planification des ressources électriques.

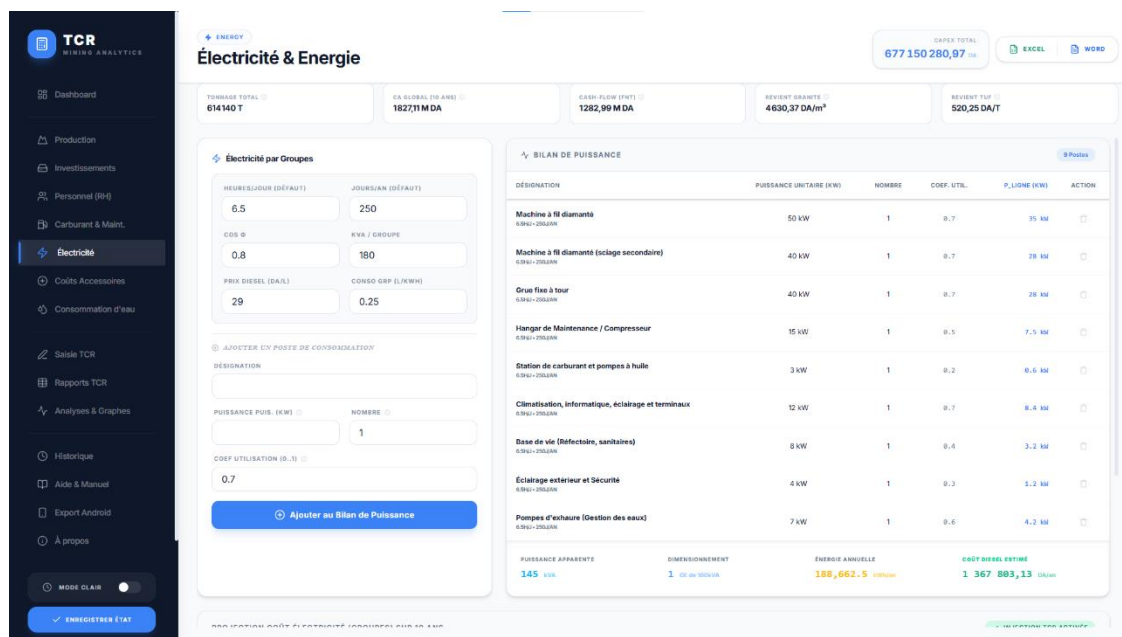


Figure 58 : Fenêtre « Électricité et consommation énergétique »

II.1.6 Fenêtre « Coûts des accessoires »

La fenêtre **Coûts des accessoires** de l'application TCR est dédiée à la gestion et à l'estimation de l'ensemble des consommables et accessoires nécessaires aux opérations d'exploitation du tuf et de micro-granodiorite, ainsi que des autres activités associées.

Ce module permet d'enregistrer différents types d'accessoires utilisés dans le processus d'extraction et de production, notamment :

- Les explosifs et accessoires de tir ;
- Les fils diamantés et outils de découpe ;
- Les consommables techniques diverses ;
- Tout autre matériel auxiliaire nécessaire à l'exploitation.

Pour chaque accessoire, l'utilisateur peut introduire les données disponibles, le prix unitaire ou d'unité de mesure précise, afin d'assurer une prise en compte globale des coûts indirects et variables.

L'application traite ensuite ces informations afin de déterminer :

- Le coût annuel global des accessoires utilisés ;
- La répartition des coûts selon les différentes activités (tuf, granite ou charges communes) ;
- L'impact économique des consommables sur le coût de production.

En complément, le système réalise une projection des coûts des accessoires sur une période de dix ans, en tenant compte des hypothèses d'évolution des prix et de l'intensité d'utilisation. Ces résultats permettent d'intégrer les charges indirectes dans l'analyse économique globale et d'améliorer la précision du prix de revient du projet.

TCR MINES ANALYTICS

Coûts Accessoires

TONNAGE TOTAL: 614140 T | CA GLOBAL (10 ANS): 1827,11 M DA | CASH FLOW (PNT): 1282,99 M DA | REVENIR GRANTÉ: 4630,37 DA/m³ | REVENIR TUF: 520,25 DA/T

Fil diamanté (Configurateur)

DÉSIGNATION: Fil diamanté | AFFECTATION: Commune | CONSOMMATION (M/AN): | PRIX UNITAIRE (DA/M):

Ajouter un Accessoire

DÉSIGNATION: | QUANTITÉ / AN: | UNITÉ: m | PRIX UNITAIRE (DA/UNITÉ): | AFFECTATION: Utilisation Commune

LISTE DES COÛTS ACCESSOIRES

DÉSIGNATION	AFFECTATION	QUANTITÉ / AN	UNITÉ	PRIX UNITAIRE	TOTAL (DA/AN)	ACTION
Fil diamanté	GRANTÉ	1,137.5	M	6,800 DA	6,825,000 DA	
Fil diamanté	GRANTÉ	975	M	6,800 DA	5,850,000 DA	
Coussin hydraulique	GRANTÉ	2		45,000 DA	90,000 DA	
Limiteur de charge électronique	GRANTÉ	1		120,000 DA	120,000 DA	
Câble porteur en acier galvanisé	GRANTÉ	38	M	28,000 DA	680,000 DA	
Huiles	GRANTÉ	40	L	4,500 DA	180,000 DA	
Graisses	GRANTÉ	15	KG	1,500 DA	22,500 DA	
Câble électrique	GRANTÉ	50	M	600 DA	30,000 DA	

Figure 59 : Fenêtre « Coûts des accessoires »

II.1.7 Fenêtre « Consommation d'eau »

La fenêtre **Consommation d'eau** de l'application TCR est dédiée à l'évaluation des besoins en eau de l'ensemble des équipements et des opérations d'exploitation, ainsi qu'à l'estimation des coûts associés.

Dans ce module, l'utilisateur peut renseigner plusieurs paramètres essentiels, notamment :

- Le prix de l'eau (en dinars par mètre cube) ;
- Les équipements et machines consommant de l'eau ;
- Le débit d'eau requis par chaque machine ;
- Les durées de fonctionnement (par heure, par poste, par jour et par an).

Ces données permettent de modéliser précisément la consommation hydrique de l'ensemble du site d'exploitation.

À partir des informations saisies, l'application Calcule automatiquement :

- Le débit global de consommation d'eau ;
- Le volume annuel total consommé ;
- Le bilan global de consommation hydrique de l'exploitation.

En complément, le système estime le coût total de la consommation d'eau sur une base annuelle, ainsi que sa projection sur une période de dix ans, en tenant compte des hypothèses d'évolution des coûts et de l'intensité d'utilisation des équipements.

Ces résultats permettent d'intégrer la consommation d'eau dans l'analyse économique globale du projet et d'optimiser la gestion des ressources hydriques.

Figure 60 : Fenêtre « Consommation d'eau »

II.1.8 Fenêtre « Saisie TCR »

La fenêtre **Saisie TCR** constitue un module central de l'application TCR, permettant d'intégrer l'ensemble des paramètres économiques, fiscaux et techniques nécessaires à l'élaboration du compte de résultat prévisionnel de l'exploitation.

Dans cette interface, l'utilisateur peut renseigner plusieurs catégories de données, notamment :

- Les fiscalités et les impôts applicables au projet ;
- Les charges sociales liées au personnel ;
- Les taux d'augmentation annuelle des coûts ;
- Les taux d'inflation (carburant, eau, etc.) ;
- Les paramètres économiques liés à l'exploitation, tels que l'évolution des coûts du personnel et des consommations énergétiques.

Le module intègre également les paramètres de production, à savoir :

- La production envisagée de tuf ;
- La production envisagée de granite ;
- La densité des matériaux (tuf et granite), permettant les conversions entre volume et tonnage.

À partir de ces données, l'application génère une base complète de calcul pour le **Tableau des Comptes de Résultats (TCR)**. Elle permet soit de construire un TCR prévisionnel initial, soit de vérifier et confirmer la cohérence d'un tableau TCR déjà établi.

Ainsi, cette fenêtre constitue un outil de synthèse essentiel, reliant les données techniques de production aux paramètres économiques et fiscaux. Elle permet d'assurer la cohérence globale des résultats financiers et de valider les hypothèses retenues pour l'évaluation économique du projet sur la période étudiée.

Figure 61 : Fenêtre « Saisie TCR »

II.1.9 Fenêtre « Rapport final »

La fenêtre **Rapport final** constitue l'aboutissement de l'ensemble des calculs effectués par l'application TCR. Elle regroupe les résultats issus des différentes fenêtres du système afin de fournir une vision globale et cohérente de l'étude technico-économique du projet.

Cette interface génère un rapport complet intégrant l'ensemble des indicateurs économiques et financiers, notamment :

- Le prix de revient des matières premières exploitées (tuf et granite) ;
- Le résultat net d'exercice annuel ;
- Les charges d'exploitation globales ;
- Le chiffre d'affaires (CA) prévisionnel ;
- Les impôts et charges fiscales associés au projet.

Le rapport final permet ainsi de consolider l'ensemble des données saisies et des résultats calculés dans les différents modules de l'application. Il offre une vision

synthétique et détaillée de la structure des coûts, des revenus et de la rentabilité du projet d'exploitation.

En plus des tableaux récapitulatifs, la fenêtre fournit une analyse globale des performances économiques, permettant d'évaluer la viabilité du projet d'extraction du minerai ou des matériaux envisagés.

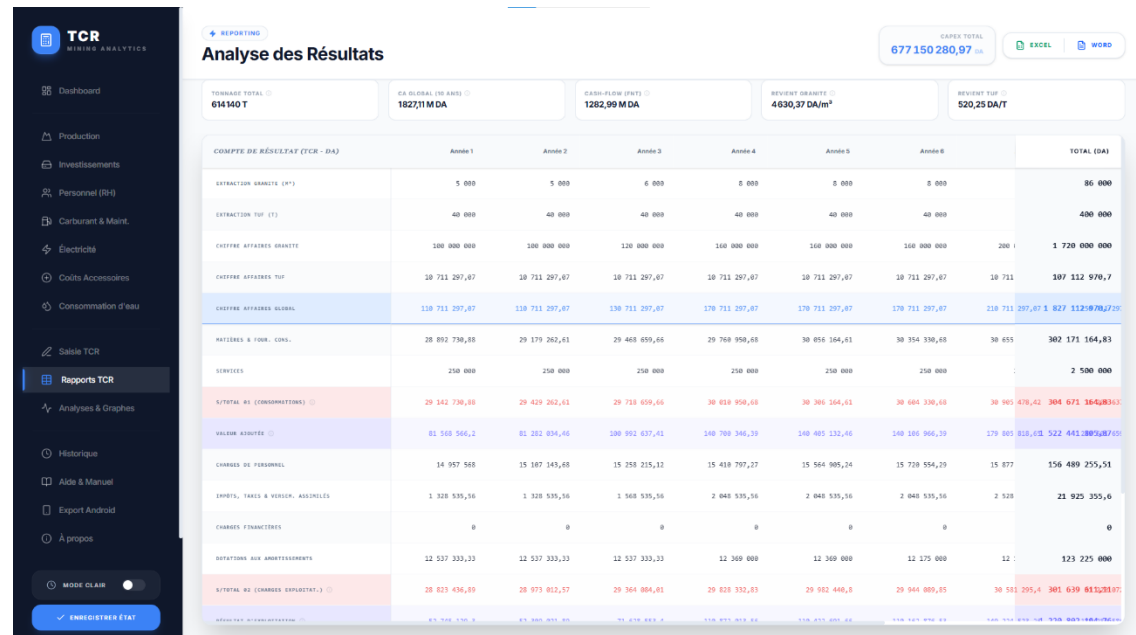


Figure 62 : Fenêtre « Rapport final »

II.1.10 Fenêtre « Analyse des graphiques »

La fenêtre **Analyse des graphiques** de l'application TCR est dédiée à la visualisation des résultats économiques et financiers sous forme de représentations graphiques synthétiques et dynamiques. Elle permet d'interpréter facilement les données issues des différentes fenêtres du système et de faciliter la prise de décision.

Cette interface propose plusieurs types de graphiques, notamment :

- La synthèse annuelle des revenus ;
- L'évolution des charges d'exploitation ;
- La répartition et la progression des profits ;
- L'évolution de la masse salariale ;
- Le flux net de trésorerie (cash-flow net) ;
- D'autres indicateurs économiques et financiers complémentaires.

Ces représentations graphiques permettent d'observer l'évolution des performances du projet sur la durée, généralement sur une période de dix ans. Elles facilitent la comparaison entre les différents scénarios économiques et mettent en évidence les tendances majeures du projet.

Grâce à cette visualisation, l'utilisateur peut analyser rapidement la rentabilité, la stabilité financière et la performance globale de l'exploitation. Cette fenêtre constitue ainsi un outil d'aide à l'interprétation des résultats et à la validation des hypothèses retenues dans l'étude économique.

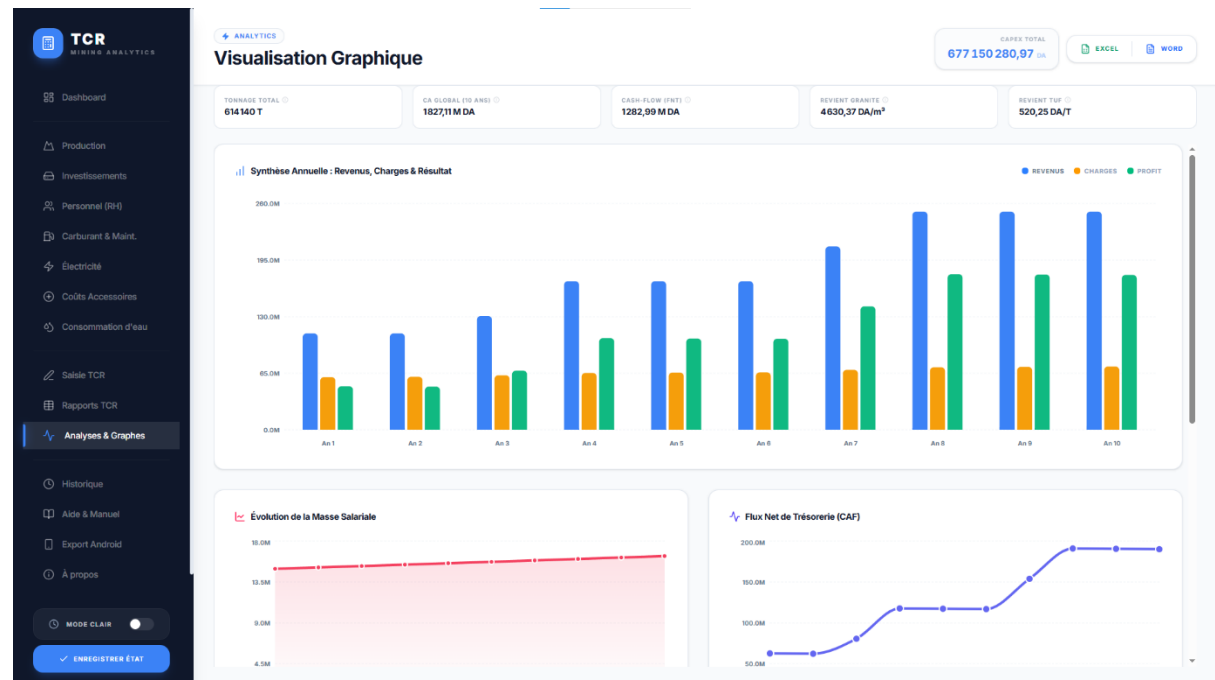


Figure 63 : Fenêtre « Analyse des graphiques »

II.2 Conclusion

L'application TCR représente un outil complet d'aide à la décision technico-économique destiné à l'évaluation des projets d'exploitation du tuf et du granite. Elle peut être adaptée pour n'importe quel gisement (cas), Elle permet de centraliser l'ensemble des données techniques, économiques et financières au sein d'une seule plateforme intégrée, facilitant ainsi le calcul du prix de revient et l'analyse de la rentabilité du projet.

Grâce à ses différents modules (production, investissements, ressources humaines, énergie, consommables, consommation d'eau, TCR et analyse graphique), l'application assure une gestion structurée et cohérente de toutes les charges d'exploitation. Elle permet également de réaliser des projections sur une période de dix ans, offrant ainsi une vision dynamique de l'évolution des coûts et des performances économiques.

L'un des principaux atouts de TCR réside dans sa capacité à automatiser les calculs complexes et à fournir des résultats fiables sous forme de tableaux et de graphiques synthétiques. Cela améliore considérablement la précision des études économiques et facilite la prise de décision.

En définitive, TCR constitue un outil performant et innovant qui contribue à optimiser l'évaluation économique des projets miniers, tout en garantissant une meilleure compréhension des coûts, des revenus et de la viabilité globale de l'exploitation.

III. ESTIMATION DE COUT DE REVIENT D'EXTRACTION D'UN M3 DE GRANITE

III.1 RAPPORT DES INVESTISSEMENTS & AMORTISSEMENTS

III.1.1 Méthodologie de Calcul

Pour l'analyse de la micro-granodiorite saine et des matériels que nous proposons, la même approche d'amortissement a été appliquée. Quant aux équipements ayant une durée d'amortissement nulle, ils sont considérés comme des charges non amortissables ou intégralement amorties.

III.1.2 Tableau Récapitulatif des Équipements

Tableau 48: Tableau Récapitulatif des Équipements

Désignation	Prix Unitaire (kDA)	Durée (Ans)	Amort. Annuel (kDA)
Équipements Lourds & Matériel			
Chariot de foration hydraulique (DTH)	15 000 kDA	10	1 500 kDA
Machine à fil diamanté	16 000 kDA	10	1 600 kDA
Machine à fil diamanté (sciage secondaire)	14 000 kDA	10	1 400 kDA
Pelle mécanique Caterpillar	12 000 kDA	10	1 200 kDA
Grue fixe à tour	40 000 kDA	10	4 000 kDA
Groupe électrogène 140kVA	3 500 kDA	10	350 kDA
Groupe électrogène 40kVA	1 100 kDA	0	0 kDA
Camion station de graissage	8 000 kDA	10	800 kDA
Camion-citerne à eau 18 000 L	13 000 kDA	10	1 300 kDA
Citerne d'eau fixe 30000L	250 kDA	10	25 kDA
Rails	400 kDA	5	80 kDA
Frouche	250 kDA	5	50 kDA
Palonnier de répartition à 4 brins	200 kDA	5	40 kDA
Les chaînes d'élingage	120 kDA	5	24 kDA
Crochet de levage	55 kDA	3	18,33 kDA
Massif d'ancrage en béton armé	450 kDA	3	150 kDA
Infrastructures & Bâtiments			
Bâtiments Administratifs et Commerciaux	3 083,64 kDA	0	0 kDA
Agencement et les installations d'électricité et de gaz	1 280 kDA	0	0 kDA
Équipement Agencements et Aménagements Œuvres sociales	16,45 kDA	0	0 kDA
Autres agencements et installations	4 696 kDA	0	0 kDA
Frais préliminaires & Exploration			
Travaux d'exploration	20 000 kDA	0	0 kDA

III.1.3 Tableau Détaillé des Amortissements sur 10 Ans en (kDA) :

Tableau 49 : Tableau Détaillé des Amortissements sur 10 Ans

Désignation des équipements	Durée	Amort./An (kDA)	1Année	2Année	3Année	4Année	5Année	6Année	7Année	8Année	9Année	10Année
Chariot de foration hydraulique (DTH)	10	1 500	1 500	1 500	1 500	1 500	1 500	1 500	1 500	1 500	1 500	1 500
Machine à fil diamanté	10	1 600	1 600	1 600	1 600	1 600	1 600	1 600	1 600	1 600	1 600	1 600
Machine à fil diamanté (sciage secondaire)	10	1 400	1 400	1 400	1 400	1 400	1 400	1 400	1 400	1 400	1 400	1 400
Pelle mécanique Caterpillar	10	1 200	1 200	1 200	1 200	1 200	1 200	1 200	1 200	1 200	1 200	1 200
Grue fixe à tour	10	4 000	4 000	4 000	4 000	4 000	4 000	4 000	4 000	4 000	4 000	4 000
Groupe électrogène	10	350	350	350	350	350	350	350	350	350	350	350
Camion station de graissage	10	800	800	800	800	800	800	800	800	800	800	800
Rails	5	80	80	80	80	80	80	-	-	-	-	-
Frouche	5	50	50	50	50	50	50	-	-	-	-	-
Palonnier de répartition à 4 brins	5	40	40	40	40	40	40	-	-	-	-	-
Les chaînes d'élingage	5	24	24	24	24	24	24	-	-	-	-	-
Crochet de levage	3	18,33	18,33	18,33	18,33	-	-	-	-	-	-	-
Massif d'ancrage en béton armé	3	150	150	150	150	-	-	-	-	-	-	-
camion-citerne à eau 18 000 L	10	1 300	1 300	1 300	1 300	1 300	1 300	1 300	1 300	1 300	1 300	1 300
Citerne d'eau fixe 30000L	10	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
TOTAL (kDA)		12 537	12 537	12 537	12 537	12 369	12 369	12 175	12 175	12 175	12 175	12 175

III.2 RAPPORT DES RESSOURCES HUMAINES :

III.2.1 Méthodologie

Le calcul basé sur les salaires mensuels qui sont multipliés par 12 mois. Un taux de charges patronales de 12 % a été injecté au salaire brut. Une inflation annuelle de 1 % et un taux de prime d'expérience ont été à prendre en considération aussi.

III.2.2 Tableau Récapitulatif des Ressources Humaines :

Tableau 50 : Tableau Récapitulatif des Ressources Humaines

Poste	Effectif	Salaire Ajusté (DA)	Coût Annuel Brut (DA)
Ingénieur d'exploitation	1	42 kDA	604,8 kDA
Ingénieur HSE	1	41 kDA	590,4 kDA
Électromécanicien	1	45 kDA	648 kDA
Mécanicien	1	35 kDA	504 kDA
Opérateur sciage	2	46 kDA	1 324,8 kDA
Opérateur de forage	1	47 kDA	676,8 kDA
Grutier certifié	1	49 kDA	705,6 kDA
Élingueur qualifié	1	39 kDA	561,6 kDA
Chauffeur PL	1	40 kDA	576 kDA
Manœuvre	2	30 kDA	864 kDA
Agent d'entretien	1	29 kDA	417,6 kDA
Agents de sécurité	2	26 kDA	748,8 kDA

III.2.3 Tableau de Projection Salariale sur 10 Ans en (kDA) :

Tableau 51 : Projection Salariale sur 10 Ans en (kDA)

Poste de travail	Eff.	1Année	2Année	3Année	4Année	5Année	6Année	7Année	8Année	9Année	10Année
Ingénieur d'exploitation	1	604,8	610,85	616,96	623,13	629,36	635,65	642,01	648,43	654,91	661,46
Ingénieur HSE	1	590,4	596,3	602,27	608,29	614,37	620,52	626,72	632,99	639,32	645,71
Électromécanicien	1	648	654,48	661,02	667,64	674,31	681,05	687,87	694,74	701,69	708,71
Mécanicien	1	504	509,04	514,13	519,27	524,46	529,71	535,01	540,36	545,76	551,22
Opérateur sciage	2	1 324,8	1 338,05	1 351,43	1 364,94	1 378,59	1 392,38	1 406,3	1 420,36	1 434,57	1 448,91
Opérateur de forage	1	676,8	683,57	690,4	697,31	704,28	711,32	718,44	725,62	732,88	740,21
Grutier certifié	1	705,6	712,66	719,78	726,98	734,25	741,59	749,01	756,5	764,06	771,7
Élingueur qualifié	1	561,6	567,22	572,89	578,62	584,4	590,25	596,15	602,11	608,13	614,21
Chauffeur PL	1	576	581,76	587,58	593,45	599,39	605,38	611,44	617,55	623,73	629,96
Manœuvre	2	864	872,64	881,37	890,18	899,08	908,07	917,15	926,32	935,59	944,94
Agent d'entretien	1	417,6	421,78	425,99	430,25	434,56	438,9	443,29	447,72	452,2	456,72
Agents de sécurité	2	748,8	756,29	763,85	771,49	779,2	787	794,87	802,81	810,84	818,95
TOTAL MASSE SALARIALE (kDA)	15	8 222,4	8 304,62	8 387,67	8 471,55	8 556,26	8 641,83	8 728,24	8 815,53	8 903,68	8 992,72

III.3 RAPPORT FUEL & MAINTENANCE

III.3.1 Méthodologie de Calcul

Le calcul de la consommation a été basé sur la puissance nominale des moteurs (kW), le ratio de consommation spécifique (L/kWh) et le coefficient d'utilisation de l'engin.

Les coûts de carburant sont calculés sur 10 ans avec un taux d'inflation annuel à prendre en considération.

Les Formules de calculs sont comme suit :

Formule de calcul de la consommation de carburant :

$$\text{Conso (L/h)} = \text{Puissance (kW)} \times \text{Ratio (L/kWh)} \times \text{Coef. Utilisation}$$

Formule de calcul du volume annuel de carburant :

$$\text{Volume Annuel} = \text{Conso (L/h)} \times \text{Heures/Jour} \times \text{Jours/An} \times \text{Nombre d'unités}$$

III.3.2 Tableau Récapitulatif de Consommation

Tableau 52 : Tableau Récapitulatif de Consommation

Machine	Puiss. (kW)	L/h (Unit)	Unités	Coût Annuel (kDA)
Chariot de foration hydraulique (DTH)	110	16.94	1	798,3 kDA
Camion-citerne à eau 18 000 L	210	29.40	1	1 385,48 kDA

III.3.3 Tableau de Consommation Fuel sur 10 Ans (kDA) :

Tableau 53 : Tableau de Consommation Fuel sur 10 Ans (kDA)

Machine	1 Année	2 Année	3 Année	4 Année	5 Année	6 Année	7 Année	8 Année	9 Année	10 Année
Chariot de foration	798	806	814	822	830	839	847	855	864	873
Camion-citerne	1 385	1 399	1 413	1 427	1 441	1 456	1 470	1 485	1 500	1 515
TOTAL FUEL (kDA)	2 183	2 205	2 227	2 249	2 272	2 295	2 318	2 341	2 364	2 388

III.4 RAPPORT DES CHARGES D'ÉLECTRICITÉ (GE)

III.4.1 Méthodologie de Calcul :

Les coûts énergétiques sont calculés sur la base de la puissance totale installée. La consommation se déduit de la puissance active (en kW) multipliée par le ratio de consommation spécifique pour les deux groupe électrogène (40kVA), (140kVA) , le coefficient d'utilisation et le prix du diesel.

III.4.2 Tableau Récapitulatif des Lignes Électriques

Tableau 54 : Tableau Récapitulatif des Lignes Électriques

Ligne / Équipement	Puissance (kW)	Coût Annuel Estimé (kDA)
Machine à fil diamanté	50	412,34 kDA
Machine à fil diamanté (sciage secondaire)	40	329,88 kDA
Grue fixe à tour	40	329,88 kDA
Hangar de Maintenance / Compresseur	15	88,36 kDA
Station de carburant et pompes à huile	3	7,07 kDA
Climatisation, informatique, éclairage et terminaux	12	98,96 kDA
Base de vie (Réfectoire, sanitaires)	8	37,7 kDA
Éclairage extérieur et Sécurité	4	14,14 kDA
Pompes d'exhaure (Gestion des eaux)	7	41,23 kDA

III.4.3 Tableau de Coûts Énergétiques sur 10 Ans (kDA) :

Tableau 55 : Coûts Énergétiques sur 10 Ans (kDA)

Poste	1Année	2Année	3Année	4Année	5Année	6Année	7Année	8Année	9Année	10Année
Machine à fil diamanté	412,34	416,47	420,63	424,84	429,09	433,38	437,71	442,09	446,51	450,97
Machine à fil diamanté (sciage secondaire)	329,88	333,17	336,51	339,87	343,27	346,7	350,17	353,67	357,21	360,78
Grue fixe à tour	329,88	333,17	336,51	339,87	343,27	346,7	350,17	353,67	357,21	360,78
Hangar de Maintenance / Compresseur	88,36	89,24	90,14	91,04	91,95	92,87	93,8	94,73	95,68	96,64
Station de carburant et pompes à huile	7,07	7,14	7,21	7,28	7,36	7,43	7,5	7,58	7,65	7,73
Climatisation, informatique, éclairage et terminaux	98,96	99,95	100,95	101,96	102,98	104,01	105,05	106,1	107,16	108,23
Base de vie (Réfectoire, sanitaires)	37,7	38,08	38,46	38,84	39,23	39,62	40,02	40,42	40,82	41,23
Éclairage extérieur et Sécurité	14,14	14,28	14,42	14,57	14,71	14,86	15,01	15,16	15,31	15,46
Pompes d'exhaure (Gestion des eaux)	41,23	41,65	42,06	42,48	42,91	43,34	43,77	44,21	44,65	45,1
TOTAL ELEC (kDA)	1 359,56	1 373,15	1 386,88	1 400,75	1 414,76	1 428,91	1 443,2	1 457,63	1 472,2	1 486,93

III.5 RAPPORT DES CONSOMMABLES & ACCESSOIRES :

III.5.1 Méthodologie de Calcul :

Les accessoires consommés dans un an ont été calculés et intégrés directement au calcul.

III.5.2 Tableau récapitulatif des accessoires :

Tableau 56 : Tableau récapitulatif des accessoires

Désignation	Unité	Prix Unit. (kDA)	Qté / An
Fil diamanté	m	6 kDA	1138
Fil diamanté (retaillement)	m	6 kDA	975
Câble porteur en acier galvanisé	m	20 kDA	30
Huiles	L	4,5 kDA	40
Graisses	Kg	1,5 kDA	15
Câble électrique	m	0,6 kDA	50
éq.bureau,matériels,sécurité..	/	976,53 kDA	1
Coussin hydraubague	/	45 kDA	2
Limiteur de charge électronique	/	120 kDA	1

III.5.3 Tableau des Coûts Accessoires sur 10 Ans :

Tableau 57 : Coûts Accessoires sur 10 Ans

Designation	1Année	2Année	3Année	4Année	5Année	6Année	7Année	8Année	9Année	10Année
Fil diamanté	6 825	6 893,25	6 962,1	7 031,8	7 102,12	7 173,14	7 244,88	7 317,32	7 390,5	7 464,4
Fil diamanté (retaillement)	5 850	5 908,5	5 967,5	6 027,26	6 087,53	6 148,41	6 209,89	6 271,99	6 334,71	6 398,06
Coussin hydraubague	90	90,9	91,81	92,73	93,65	94,59	95,54	96,49	97,46	98,43
Limiteur de charge électronique	120	121,2	122,41	123,64	124,87	126,12	127,38	128,66	129,94	131,24
Câble porteur en acier galvanisé	600	606	612,06	618,18	624,36	630,61	636,91	643,28	649,71	656,21
Huiles	180	181,8	183,62	185,45	187,31	189,18	191,07	192,98	194,91	196,86
Graisses	22,5	22,73	22,95	23,18	23,41	23,65	23,88	24,12	24,36	24,61
Câble électrique	30	30,3	30,6	30,91	31,22	31,53	31,85	32,16	32,49	32,81
Eq.bureau,matériels et sécurité..	976,53	986,3	996,16	1 006,12	1 016,18	1 026,34	1 036,61	1 046,97	1 057,44	1 068,02
TOTAL ACC. (kDA)	14 694,0	14 840,9	14 989,3	15 139,2	15 290,6	15 443,5	15 598,0	15 753,9	15 911,5	16 070,6

III.6 RAPPORT DE CONSOMMATION D'EAU

III.6.1 Méthodologie

La consommation d'eau est estimée selon le débit requis (L/h) pour chaque poste d'utilisation, multiplié par ses heures de fonctionnement annuelles. Le coût est calculé en appliquant le prix unitaire de l'eau (DA/m³). Le prix global de l'eau configuré est de 40.95 DA/m³.

III.6.2 Tableau Récapitulatif des Postes de Consommation

Tableau 58 : Récapitulatif des Postes de Consommation

Désignation	Débit (L/h)	Vol. Unitaire (m ³ /h)	Heures / An
Machine à fil diamanté	2100	2,1	1625
Machine à fil diamanté (sciage secondaire)	1500	1,5	1625

III.6.3 Tableau de Projection des Consommations sur 10 Ans

Tableau 59 : Projection des Consommations sur 10 Ans

Post	1 Ann ée	2 Ann ée	3 Anné e	4 Anné e	5 Anné e	6 Anné e	7 Anné e	8 Anné e	9 Anné e	10 Anné e
Volume d'eau (m ³ /an)	5850	5850	5850	5850	5850	5850	5850	5850	5850	5850
Coût de l'eau (kDA)	239	239	239	239	239	239	239	239	239	239

III.7 RAPPORT DU TABLEAU DE COMPTE DES RÉSULTATS (TCR)

III.7.1 Méthodologie de Calcul

Le TCR a été établi sur une durée de 10 ans. Le chiffre d'affaires est calculé sur la base du volume de production, les charges d'exploitation comprennent les salaires, le carburant, l'eau, l'électricité et les accessoires, tous soumis à l'inflation.

Le résultat net est calculé après imputation des charges d'amortissement.

III.7.2 Tableau Récapitulatif des Indicateurs

Tableau 60 : Tableau Récapitulatif des Indicateurs

Indicateur	Valeur
Investissement Initial	153 401,09 kDA
Délai de Récupération (Payback)	3 Ans

III.7.3 Tableau du TCR sur 10 Ans (kDA) :

Tableau 61 : Tableau du TCR sur 10 Ans (kDA)

Compte	1Année	2Année	3Année	4Année	5Année	6Année	7Année	8Année	9Année	10Année	Total
Chiffre d'Affaires Global	100 000	100 000	120 000	160 000	160 000	160 000	200 000	240 000	240 000	240 000	1 720 000
Masse Salariale	8 222,4	8 304,62	8 387,67	8 471,55	8 556,26	8 641,83	8 728,24	8 815,53	8 903,68	8 992,72	86 024,5
Consommations (Fuel/Elec/ Acc)	17 091,4	17 259,9	17 430,1	17 602,07	17 775,7	17 951,06	18 128,17	18 307,0	18 487,73	18 670,21	178 703,56
Dotation au Amort	12 537,3	12 537,3	12 537,3	12 369	12 369	12 175	12 175	12 175	12 175	12 175	123 225
Résultat Net	57 663,8	57 425,6	75 957,0	113 418,01	113 172,5	113 109,01	150 402,6	187 693,8	187 438,4	187 180,4	1 243 461,5
FNT (Cash-Flow)	70 201,2	69 963,0	88 494,4	125 787,01	125 541,5	125 284,01	162 577,6	199 868,8	199 613,4	199 355,4	1 366 686,5

III.7.4 Tableau Détaillé du TCR sur 10 Ans (kDA)

Tableau 62 : Tableau Détaillé du TCR sur 10 Ans (kDA)

Categorie	Annee 1	Annee 2	Annee 3	Annee 4	Annee 5	Annee 6	Annee 7	Annee 8	Annee 9	Annee 10	TOTAL GLOBAL
Extraction Granite (M3)	5000,00	5000,00	6000,00	8000,00	8000,00	8000,00	10000,00	12000,00	12000,00	12000,00	86000,00
Poids Extrait Granite (T)	12450,00	12450,00	14940,00	19920,00	19920,00	19920,00	24900,00	29880,00	29880,00	29880,00	214140,00
Chiffre D'affaires Granite (Da)	1000000 00,00	1000000 00,00	1200000 00,00	1600000 00,00	1600000 00,00	1600000 00,00	2000000 00,00	2400000 00,00	2400000 00,00	2400000 00,00	17200000 00,00
Matieres & Fournitures Consommables (Da)	1709144 1,25	1725996 0,09	1743016 4,11	1760207 0,18	1777569 5,31	1795105 6,68	1812817 1,68	1830705 7,82	1848773 2,82	1867021 4,57	17870356 4,51
Services (Da)	250000,0 0	250000,0 0	250000,0 0	250000,0 0	250000,0 0	250000,0 0	250000,0 0	250000,0 0	250000,0 0	250000,0 0	2500000,0 0
Sous-Total 01 (Consommations) (Da)	1734144 1,25	1750996 0,09	1768016 4,11	1785207 0,18	1802569 5,31	1820105 6,68	1837817 1,68	1855705 7,82	1873773 2,82	1892021 4,57	18120356 4,51
Valeur Ajoutee (Da)	8265855 8,75	8249003 9,91	1023198 35,89	1421479 29,82	1419743 04,69	1417989 43,32	1816218 28,32	2214429 42,18	2212622 67,18	2210797 85,43	15387964 35,49
Charges De Personnel (Da)	8222400, 00	8304624, 00	8387670, 24	8471546, 94	8556262, 41	8641825, 04	8728243, 29	8815525, 72	8903680, 98	8992717, 79	86024496, 40
Impots, Taxes & Versements Assimiles (DA)	1200000, 00	1200000, 00	1440000, 00	1920000, 00	1920000, 00	1920000, 00	2400000, 00	2880000, 00	2880000, 00	2880000, 00	20640000, 00

Dotations aux Amortissements (DA)	1253733 3,33	1253733 3,33	1253733 3,33	1236900 0,00	1236900 0,00	1217500 0,00	1217500 0,00	1217500 0,00	1217500 0,00	1217500 0,00	12322500 0,00
Sous-Total 02 (Charges D'exploitation) (Da)	2195973 3,33	2204195 7,33	2236500 3,57	2276054 6,94	2284526 2,41	2273682 5,04	2330324 3,29	2387052 5,72	2395868 0,98	2404771 7,79	22988949 6,40
Resultat D'exploitation (Da)	6069882 5,42	6044808 2,58	7995483 2,31	1193873 82,88	1191290 42,28	11906211 8,28	1583185 85,04	1975724 16,46	1973035 86,20	1970320 67,64	13089069 39,09
Impots Sur Les Benefices (IBM) (DA)	3034941, 27	3022404, 13	3997741, 62	5969369, 14	5956452, 11	5953105, 91	7915929, 25	9878620, 82	9865179, 31	9851603, 38	65445346, 95
Resultat Net De L'exercice (Da)	5766388 4,15	5742567 8,45	7595709 0,70	1134180 13,73	1131725 90,17	1131090 12,37	1504026 55,79	1876937 95,64	1874384 06,89	1871804 64,26	12434615 92,14
Capacite D'autofinanceme nt (Fnt) (Da)	7020121 7,48	6996301 1,78	8849442 4,03	1257870 13,73	1255415 90,17	1252840 12,37	1625776 55,79	1998687 95,64	1996134 06,89	1993554 64,26	13666865 92,14
Prix de revient granite (da/m³)	7860,23	7910,38	6674,19	5076,58	5108,87	5117,24	4168,14	3535,63	3558,03	3580,66	4780,15

III.8 Calcul de la valeur actuelle nette (VAN)

Pour évaluer la rentabilité d'un projet, on peut utiliser la Valeur Actuelle Nette (VAN), cette valeur est également appelée bénéfice actualisé ou Discounted Cash Flow (DCF). Et on évalue cette préférence à l'aide d'un facteur qu'on appelle le taux d'actualisation. Tout en soustrayant l'investissement initial.

Ce dernier est représenté par la formule suivante : [36]

$$VAN = -I_0 + \sum_{n=1}^n \frac{CF}{(1+i)^n}$$

Où :

- I_0 : Investissement initial (en kDA) ; $I_0 = 153\,401.09\,kDA$
- CF : Cash-Flow de l'année n (en kDA)
- i : Taux d'actualisation = 10%
- n : Année du flux (1 à 10)

III.9 Tableau Détaillé d'Actualisation des FNT

Selon le tableau 60, on a les chiffres de la deuxième colonne.

Tableau 63 : Actualisation des Cash-Flows (CF)

Année (n)	CF (kDA)	Coefficient d'actualisation	CF actualisé (kDA)
1	70 201,20	0,9091	63 819,27
2	69 963,00	0,8264	57 820,66
3	88 494,40	0,7513	66 487,15
4	125 787,01	0,6830	85 914,22
5	125 541,50	0,6209	77 951,39
6	125 284,01	0,5645	70 719,56
7	162 577,60	0,5132	83 428,02
8	199 868,80	0,4665	93 240,27
9	199 613,40	0,4241	84 655,57
10	199 355,40	0,3855	76 860,14
Somme des CF actualisés (Σ)			760 896,25

Donc :

$$VAN = -153401.09 + 760896.25$$

$$VAN = \mathbf{607495.16\,kDA}$$

$$VAN > 0$$

La VAN obtenue est largement positive, le projet donc est financièrement rentable et son acceptation est recommandée.

III.10 Conclusion :

Dans ce contexte, l'objectif souhaité est d'étudier l'influence des différentes charges sur le prix de revient ainsi que sur la faisabilité de ce projet minier.

Un investissement évalué à **153 401,09 KDA**. Un chiffre d'affaires de **1 720 000 KDA** et une valeur actuelle nette de **607 495,16 kDA dans dix ans**. Un prix de revient moyen de **4780,15 DA/M3**, variant selon les durées d'amortissement des équipements. L'étude de faisabilité montre nettement que le projet de micro-granodiorite dans la carrière de KOUDIAT EZZOUBIA, commune de Chetaibi, Wilaya de Annaba est faisable à réaliser dans les meilleures conditions sur le côté techniques et qui donne une valeur ajoutée de l'économie nationale.

Dans le cadre de l'étude de faisabilité de l'exploitation de granite, il est important de considérer la phase de décapage des terrains de couverture (stériles). Ces matériaux sont dans notre situation le tuf et le micro-granodiorite altéré. Le tuf peut également être valorisé et commercialisé, ce qui permet de générer des revenus supplémentaires et nécessite des investissements pour son extraction à cause des différents équipements miniers et méthodes d'exploitation.

Pour cela, il est indispensable de déterminer le prix de revient du tuf et d'évaluer son impact économique et sa rentabilité sur ce projet pour l'entreprise

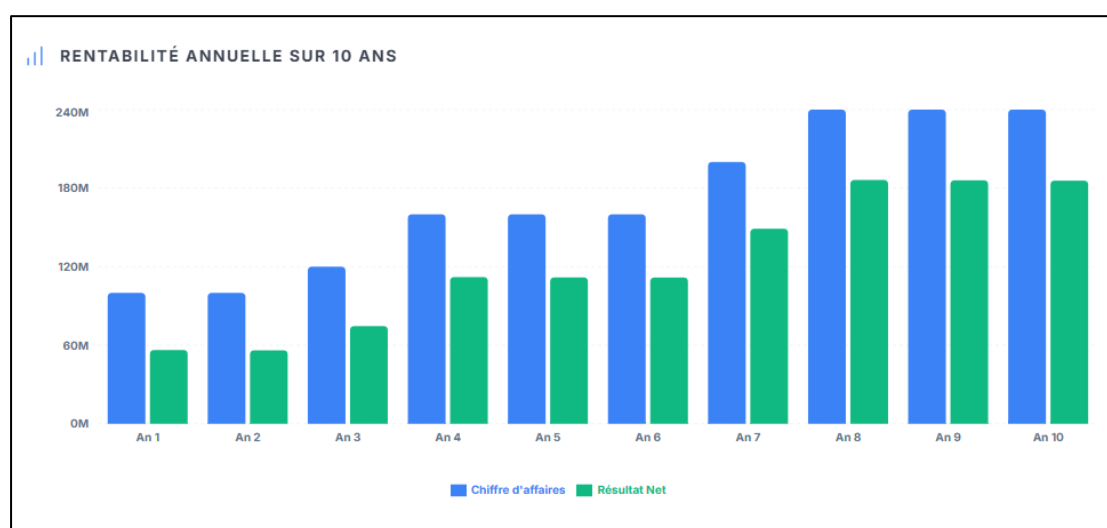


Figure 64 : Évolution du chiffre d'affaires et du résultat net (DA)

IV. ESTIMATION DE COUT DE REVIENT D'EXTRACTION D'UNE TONNE DE TUF

IV.1 RAPPORT DES INVESTISSEMENTS & AMORTISSEMENTS

IV.1.1 Méthodologie de calcul :

La méthode d'amortissement utilisée c'est l'amortissement linéaire. Le coût d'acquisition de chaque équipement est réparti sur sa durée de vie utile (en années). La dotation annuelle est calculée par la formule :

$$\text{Dotation} = \text{Prix d'acquisition} / \text{Durée}.$$

Toutes les machines et le matériel de la mine pour l'extraction de tuf sont entièrement amortis.

IV.1.2 Tableau récapitulatif des équipements, infrastructures & bâtiments et des frais préliminaires & exploration :

Tableau 64 : Estimation des coûts d'investissement du projet

Désignation	Prix Unitaire (kDA)
Équipements Lourds	
Chargeuse KOMATSU	34 000 kDA
Bulldozer CATERPILLAR	40 000 kDA
Bulldozer CATERPILLAR	40 000 kDA
Camion TEREX	13 000 kDA
Chargeuse sur pneus CATERPILLAR	68 000 kDA
Pelle sur chenilles VOLVO	17 000 kDA
Matériel	
Matériels de Bureau	35,65 kDA
Equipements Informatiques	530,56 kDA
Mobiliers	387,12 kDA
Matériels de Sécurité	23,2 kDA
Infrastructures & Bâtiments	
Bâtiments Administratifs et Commerciaux	3 083,64 kDA
Agencement et les installations d'électricité et de gaz	1 280 kDA
Autres agencements et installations	4 696 kDA
Équipement Agencements et Aménagements Œuvres sociales	16,45 kDA
Agencement et installation climatiseur	238,87 kDA
Frais préliminaires & Exploration	
Travaux d'exploration	20 000 kDA

IV.2 RAPPORT DES RESSOURCES HUMAINES :

IV.2.1 Méthodologie de Calcul

Le calcul basé sur les salaires mensuels qui sont multipliés par 12 mois. Un taux de charges patronales de 20 % a été injecté au salaire brut. Une inflation annuelle de 1 % et un taux de prime d'expérience ont été à prendre en considération aussi.

IV.2.2 Tableau récapitulatif des ressources humaines :

Tableau 65 : Ressources humaines

Poste	Effectif	Expérience	Salaire Ajusté (DA)	Coût Annuel Brut (DA)
Directeur	1	Oui	71,02 kDA	1 022,69 kDA
Responsable Financier	1	Non	45 kDA	648 kDA
Agent Commercial et Facturier	1	Non	34 kDA	489,6 kDA
Soudeur	1	Non	34 kDA	489,6 kDA
Conducteur d'engins	5	Oui	41,57 kDA	2 993,27 kDA
Ingénieur d'exploitation	1	Non	42 kDA	604,8 kDA
Gestionnaire de stock	1	Non	35 kDA	504 kDA

IV.2.3 Tableau de Projection Salariale sur 10 Ans :

Tableau 66 : Calculs des salaires sur 10ans

Poste	Eff.	1Année	2Année	3Année	4Année	5Année	6Année	7Année	8Année	9Année	10Année
Directeur	1	1 022,69	1 032,91	1 043,24	1 053,68	1 064,21	1 074,86	1 085,6	1 096,46	1 107,42	1 118,5
Responsable financier	1	648	654,48	661,02	667,64	674,31	681,05	687,87	694,74	701,69	708,71
Agent commercial	1	489,6	494,5	499,44	504,44	509,48	514,57	519,72	524,92	530,17	535,47
Soudeur	1	489,6	494,5	499,44	504,44	509,48	514,57	519,72	524,92	530,17	535,47
Conducteur d'engins	5	2 993,27	3 023,2	3 053,44	3 083,97	3 114,81	3 145,96	3 177,42	3 209,19	3 241,28	3 273,7
Ingénieur d'exploitation	1	604,8	610,85	616,96	623,13	629,36	635,65	642,01	648,43	654,91	661,46
Gestionnaire de stock	1	504	509,04	514,13	519,27	524,46	529,71	535,01	540,36	545,76	551,22
Total masse salariale (kda)		6 751,96	6 819,48	6 887,67	6 956,55	7 026,11	7 096,38	7 167,34	7 239,01	7 311,4	7 384,52

IV.3 RAPPORT FUEL & MAINTENANCE

IV.3.1 Méthodologie de Calcul

Le calcul de la consommation a été basé sur la puissance nominale des moteurs (kW), le ratio de consommation spécifique (L/kWh) et le coefficient d'utilisation de l'engin.

Les coûts de carburant sont calculés sur 10 ans avec un taux d'inflation annuel à prendre en considération.

Les Formules de calculs sont comme suit :

Formule de calcul de la consommation de carburant :

$$\text{Conso (L/h)} = \text{Puissance (kW)} \times \text{Ratio (L/kWh)} \times \text{Coef. Utilisation}$$

Formule de calcul du volume annuel de carburant :

$$\text{Volume Annuel} = \text{Conso (L/h)} \times \text{Heures/Jour} \times \text{Jours/An} \times \text{Nombre d'unités}$$

IV.3.2 Tableau récapitulatif de consommation :

Tableau 67 : Consommation horaire et coût annuel en carburant des engins

Machine	Puiss. (kW)	L/h	Unités	Coût Annuel (En milliers de DA)
Chargeuse sur pneus CATERPILLAR	403	59.24	1	2 791,73 milliers de DA
Camion TEREX	392	60.37	1	2 844,84 milliers de DA
Pelle sur chenilles lourde Volvo	256	36.74	1	1 731,18 milliers de DA
Bulldozer CATERPILLAR	242	36.42	1	1 716,34 milliers de DA

IV.3.3 3. Tableau de Consommation Fuel sur 10 Ans :

Tableau 68 : coût annuel en carburant des engins sur 10ans

Machine	1Année	2Année	3Année	4Année	5Année	6Année	7Année	8Année	9Année	10Année
Chargeuse sur pneus CATERPILLAR	2 791,73	2 791,73	2 791,73	2 791,73	2 791,73	2 791,73	2 791,73	2 791,73	2 791,73	2 791,73
Camion TEREX	2 844,84	2 844,84	2 844,84	2 844,84	2 844,84	2 844,84	2 844,84	2 844,84	2 844,84	2 844,84
Pelle sur chenilles lourde Volvo	1 731,18	1 731,18	1 731,18	1 731,18	1 731,18	1 731,18	1 731,18	1 731,18	1 731,18	1 731,18
Bulldozer CATERPILLAR	1 716,34	1 716,34	1 716,34	1 716,34	1 716,34	1 716,34	1 716,34	1 716,34	1 716,34	1 716,34
TOT FUEL (En milliers de DA)	9 084,1	9 084,1	9 084,1	9 084,1	9 084,1	9 084,1	9 084,1	9 084,1	9 084,1	9 084,1

IV.4 RAPPORT DES CHARGES D'ÉLECTRICITÉ (GE)

IV.4.1 Méthodologie de Calcul :

Les coûts énergétiques sont calculés sur la base de la puissance totale installée. La consommation se déduit de la puissance active (en kW) multipliée par le ratio de consommation spécifique du groupe électrogène (40kVA) et le prix du diesel.

Les caractéristiques et le rythme de travail du groupe électrogène sont représentés dans le tableau suivant :

Tableau 69 : Les caractéristiques et le rythme de travail du groupe électrogène

Paramètre	Unité / Description	Valeur
Heures / Jour	Heures de fonctionnement par jour	7
Jours / An	Jours de fonctionnement par an	250
$\cos\phi$	Facteur de puissance	0.8
kVA / Groupe	Puissance apparente nominale	40
Prix Diesel (DA/L)	Dinars Algériens par litre	29
Conso Grp (L/kWh)	Consommation de carburant par kilowattheure produit	0.25

IV.4.2 Tableau Récapitulatif des lignes électriques

Tableau 70 : Répartition de la charge électrique

Ligne / Équipement	Puissance (kW)	Coût Annuel Estimé (kDA)
Hangar de Maintenance / Compresseur	15	108,75 kDA
Station de carburant et pompes à huile	3	8,7 kDA
Climatisation, informatique, éclairage et terminaux.	12	121,8 kDA
Base de vie (Réfectoire, sanitaires)	8	46,4 kDA
Éclairage extérieur et Sécurité	4	17,4 kDA
Pompes d'exhaure (Gestion des eaux)	7	60,9 kDA

IV.4.3 Tableau de Coûts Énergétiques sur 10 Ans

Tableau 71 : Projection prévisionnelle des coûts énergétiques électriques sur 10 ans

Poste	1Année	2Année	3Année	4Année	5Année	6Année	7Année	8Année	9Année	10Année
Hangar de Maintenance / Compresseur	108,75	109,84	110,94	112,05	113,17	114,3	115,44	116,59	117,76	118,94
Station de carburant et pompes à huile	8,7	8,79	8,87	8,96	9,05	9,14	9,24	9,33	9,42	9,52
Climatisation, informatique, éclairage et terminaux.	121,8	123,02	124,25	125,49	126,75	128,01	129,29	130,59	131,89	133,21
Base de vie (Réfectoire, sanitaires)	46,4	46,86	47,33	47,81	48,28	48,77	49,25	49,75	50,24	50,75
Éclairage extérieur et Sécurité	17,4	17,57	17,75	17,93	18,11	18,29	18,47	18,66	18,84	19,03
Pompes d'exhaure (Gestion des eaux)	60,9	61,51	62,12	62,75	63,37	64,01	64,65	65,29	65,95	66,61
TOTAL ELEC (kDA)	363,95	367,59	371,27	374,98	378,73	382,52	386,34	390,2	394,11	398,05

IV.5 RAPPORT DES CONSOMMABLES & ACCESSOIRES :

IV.5.1 Méthodologie de Calcul :

Les accessoires consommés dans un an ont été calculés et intégrés directement au calcul.

IV.5.2 Tableau Récapitulatif des Consommables

Tableau 72 : Tableau Récapitulatif des Consommables

Désignation	Prix par an. (kDA)
Explosives et accessoires de tir	2 300 kDA

IV.5.3 Tableau des Coûts Accessoires sur 10 Ans

Tableau 73 : Tableau des Coûts Accessoires sur 10 Ans

Designation	1Année	2Année	3Année	4Année	5Année	6Année	7Année	8Année	9Année	10Année
Explosives et accessoires de tir	2 300	2 323	2 346,23	2 369,69	2 393,39	2 417,32	2 441,5	2 465,91	2 490,57	2 515,48
TOTAL ACC. (kDA)	2 300	2 323	2 346,23	2 369,69	2 393,39	2 417,32	2 441,5	2 465,91	2 490,57	2 515,48

IV.5.4 Tableau Détaillé du TCR sur 10 Ans (kDA)

Tableau 74 : Tableau Détaillé du TCR sur 10 Ans (kDA)

Compte de Résultat (TCR - DA)	Année 1	Année 2	Année 3	Année 4	Année 5	Année 6	Année 7	Année 8	Année 9	Année 10	TOTAL (DA)
EXTRACTION TUF (T)	40000	40000	40000	40000	40000	40000	40000	40000	40000	40000	400000
CHIFFRE AFFAIRES TUF	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07	107112970.7
CHIFFRE AFFAIRES GLOBAL	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07	107112970.7
MATIERES & F.O.G. CONS.	11748847.75	11865528.23	11984183.51	12104025.34	12225065.6	12347316.25	12470789.42	12595497.31	12721452.18	12848666.81	122910572.5
SERVICES	250000	250000	250000	250000	250000	250000	250000	250000	250000	250000	2500000
S/TOTAL 01 (CONSOMMATIONS)	11998847.75	12115528.23	12234183.51	12354025.34	12475065.6	12597316.25	12720789.42	12845497.31	12971452.18	13098666.81	125410572.5
VALEUR AJOUTEE	-1287550.68	-1404231.16	-1522886.44	-1642728.27	-1763768.53	-1886019.18	-2009492.35	-2134200.24	-2260155.11	-2387369.74	-18297601.8
CHARGES DE PERSONNEL	6751558.4	6819477.38	6887672.76	6956540.49	7026114.99	7096376.14	7167330.9	7239013.3	7311483.43	7384517.46	70640423.85
IMPOTS, TAXES & VERSEM. ASSIMILEES	128535.56	128535.56	128535.56	128535.56	128535.56	128535.56	128535.56	128535.56	128535.56	128535.56	1285355.6
S/TOTAL 02 (CHARGES EXPLOITAT.)	6880093.96	6948013.54	6916208.32	7085085.05	7154650.55	7224911.7	7295875.46	7367548.86	7439938.99	7513053.02	71925779.45
RESULTAT D'EXPLOITATION	-8167244.64	-8352244.7	-8539094.76	-8727813.33	-8918419.07	-9110930.88	-9305367.8	-9501749.1	-9700084.2	-9900422.76	-90223381.25
IMPOTS SUR LES BENEFICES (IBS)	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
RESULTAT NET DE L'EXERCICE	-8167244.64	-8352244.7	-8539094.76	-8727813.33	-8918419.07	-9110930.88	-9305367.8	-9501749.1	-9700084.2	-9900422.76	-90223381.25
CAPACITE D'AUTOFINANCEMENT (CAF)	-8167244.64	-8352244.7	-8539094.76	-8727813.33	-8918419.07	-9110930.88	-9305367.8	-9501749.1	-9700084.2	-9900422.76	-90223381.25
PRIX REVIENT TUF (DA/T)	471.96	476.59	481.26	485.98	490.74	495.56	500.42	505.33	510.28	515.29	493.34

IV.6 Conclusion

Un investissement évalué à **242 291 KDA**. Un chiffre d'affaires de **107 112 KDA** Dans dix ans. Un prix de revient moyen de **493.34 DA/T**, variant selon les durées d'amortissement des équipements.

Enfin, nous avons estimé les coûts liés à l'exportation des matériaux de couverture (tuf) afin d'identifier l'ensemble des dépenses nécessaires à leur extraction et commercialisation.

Cette analyse nous a permis d'évaluer la viabilité économique et de mettre en évidence plusieurs observations importantes concernant les aspects techniques et financiers du projet. Sur la base des résultats obtenus, nous présentons une série de recommandations visant à optimiser l'exploitation du tuf et à améliorer sa rentabilité globale.

Les observations issues de notre étude montrent que la production annuelle envisagée actuellement ne permet pas de générer un chiffre d'affaires suffisant pour couvrir les coûts d'extraction et d'exploitation du tuf (voir figure 54).

En effet, le chiffre d'affaires estimé reste inférieur aux coûts globaux de projet, ce qui entraîne une absence de rentabilité économique.

Pour cette raison, l'exploitation de tuf dans les conditions actuelles ne s'avère pas rentable et peut conduire à un déficit financier. Cette situation peut s'expliquer par plusieurs facteurs,

Notamment le fait que le tuf est considéré comme un matériau de couverture et que son exploitation a été initialement intégrée dans une logique d'investissement liée à l'exploitation de granite. Donc ces coûts et ce déficit initial sont directement liés aux travaux d'ouverture liés à la préparation de la carrière pour l'exploitation de granite. Il est nécessaire de bien quantifier et justifier ces charges, afin de démontrer clairement leur impact sur la phase de préparation du terrain ; et ces coûts seront progressivement récupérés lors de la phase d'exploitation de granite grâce à sa rentabilité.

Ou bien, nous recommandons à la société d'envisager une augmentation de production annuelle afin d'accroître le chiffre d'affaires de manière à atteindre un niveau de profitabilité suffisant et à améliorer la rentabilité globale,

Cette augmentation de la production peut être réalisée sans impact significatif sur les équipements ; les installations existantes ou les conditions de travail actuelles, elle consiste à doubler la production envisagée, de 40 000 tonnes à 80 000 tonnes, comme confirment les données et les résultats de cette proposition, comme on peut le montrer dans la figure ci-dessus (voir figure 55)

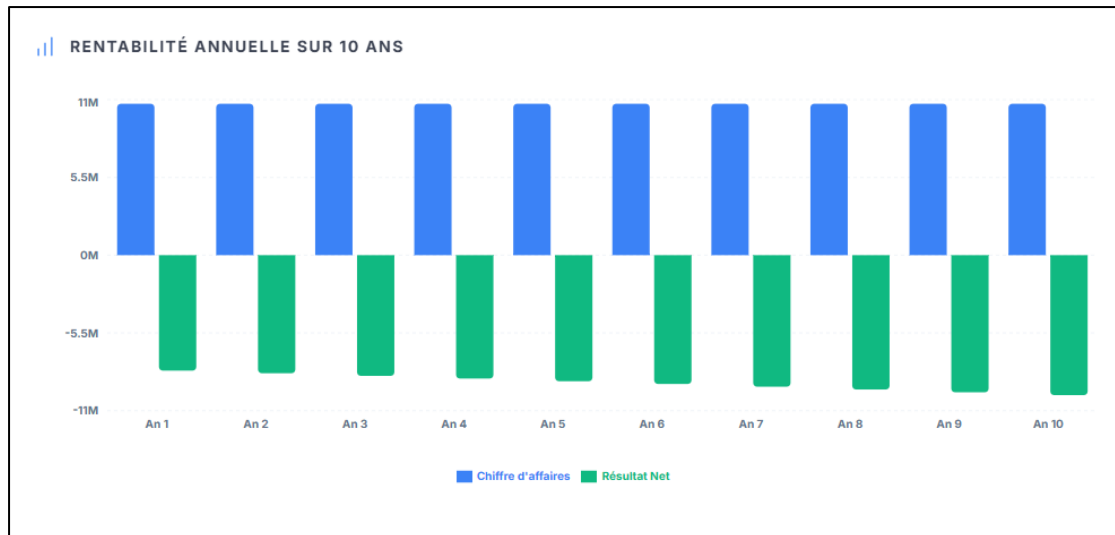


Figure 65 : Évolution du chiffre d'affaires et du résultat net (DA) du tuf dans les conditions actuelle

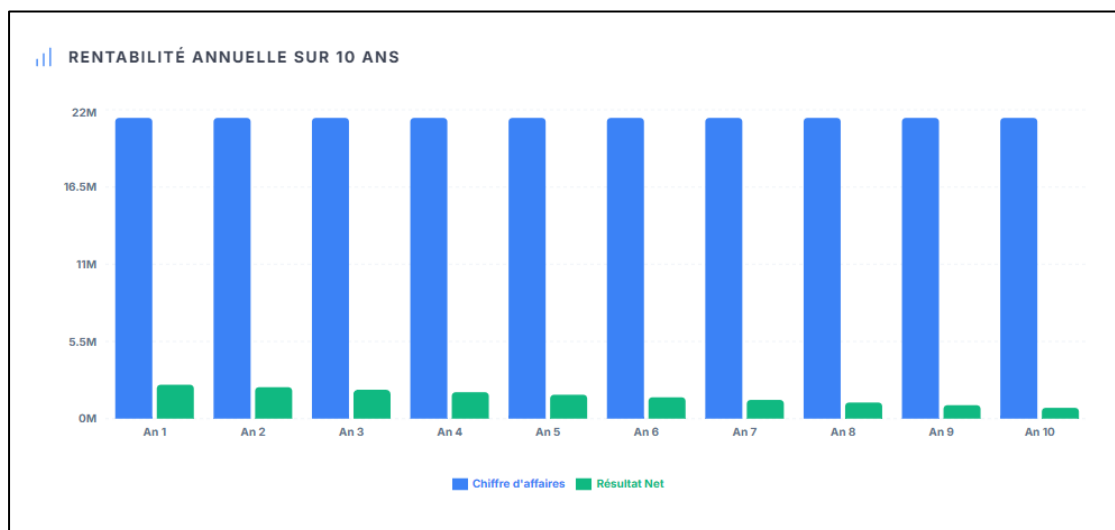


Figure 66 : Évolution du chiffre d'affaires et du résultat net (DA) du tuf en appliquant notre proposition

V. Détermination du prix de revient global du tuf et du granite

Dans cette partie, nous procédons à la détermination du prix de revient global de l'exploitation du tuf et du granite, en tenant compte de l'ensemble des charges communes liées au projet.

En effet, certaines charges sont partagées entre les deux activités, notamment les coûts d'ouverture de la carrière, les travaux de décapage, les infrastructures de base, les équipements, ainsi que les frais généraux d'exploitation. Ces charges communes doivent être réparties de manière rationnelle entre le tuf et le granite afin de refléter correctement la structure réelle des coûts.

La méthodologie adoptée consiste à :

- Identifier l'ensemble des charges directes spécifiques à chaque matériau (tuf et granite) ;
- Recenser les charges communes liées à la phase de préparation et d'exploitation ;
- Répartir ces charges communes selon un critère technique et économique pertinent (par exemple : tonnage extrait, durée d'exploitation ou contribution au chiffre d'affaires) ;
- Calcul le coût de revient unitaire pour chaque matériau.

Ainsi, le prix de revient global du tuf et du granite est obtenu en intégrant à la fois les coûts directs et la part des charges communes imputées à chaque production. Cette approche permet d'assurer une répartition équitable des coûts et une évaluation réaliste de la rentabilité de chaque activité.

Les résultats obtenus montrent que cette analyse est essentielle pour comprendre la performance économique globale du projet et pour identifier les marges de rentabilité réelles du tuf et du granite séparément.

V.1 Tableau Détaillé du TCR commune sur 10 Ans (kDA)

Tableau 75 : Détaillé du TCR commune sur 10 Ans (kDA)

Compte de Résultat (TCR - DA)	Année 1	Année 2	Année 3	Année 4	Année 5
EXTRACTION GRANITE (M³)	5000	5000	6000	8000	8000
EXTRACTION TUF (T)	40000	40000	40000	40000	40000
CHIFFRE AFFAIRES GRANITE	100000000	100000000	120000000	160000000	160000000
CHIFFRE AFFAIRES TUF	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07
CHIFFRE AFFAIRES GLOBAL	110711297.1	110711297.1	130711297.1	170711297.1	170711297.1
MATIERES & F.O.G. CONS.	28892750.88	29179262.61	29468859.66	29760950.68	30056164.61
SERVICES	250000	250000	250000	250000	250000
S/TOTAL 01 (CONSOMMATIONS)	29142730.88	29429262.61	29718659.66	30010950.68	30306164.61
VALEUR AJOUTEE	81568566.2	81282034.46	100992637.4	140700346.4	140405132.5
CHARGES DE PERSONNEL	14057568	15107143.68	15258215.12	15410797.27	15564905.24
IMPOTS, TAXES & VERSEM. ASSIMILEES	1528535.56	1528535.56	1568535.56	2048535.56	2048535.56
DOTATIONS AUX AMORTISSEMENTS	12537333.33	12537333.33	12537333.33	12369000	12369000
S/TOTAL 02 (CHARGES EXPLOITAT.)	28823436.89	28973012.57	29364084.01	29828332.83	29982440.8
RESULTAT D'EXPLOITATION	52745129.3	52309021.89	71628553.4	110872013.6	110422601.7
IMPOTS SUR LES BENEFICES (IBS)	2637256.47	2615451.09	3581427.67	5543600.68	5521134.58
RESULTAT NET DE L'EXERCICE	50107872.84	49693570.79	68047125.73	105328412.9	104901467.1
CAPACITE D'AUTOFINANCEMENT (CAF)	62645206.17	62230504.13	88584459.06	117697412.9	117278557.1
PRIX REVIENT GRANITE (DA/M³)	7397.82	7445.86	6341.54	4901.11	4933.6
PRIX REVIENT TUF (DA/T)	524.43	529.32	525.84	515.76	520.49

Compte de Résultat (TCR - DA)	Année 6	Année 7	Année 8	Année 9	Année 10	TOTAL (DA)
EXTRACTION GRANITE (M³)	8000	10000	12000	12000	12000	86000
EXTRACTION TUF (T)	40000	40000	40000	40000	40000	400000
CHIFFRE AFFAIRES GRANITE	160000000	200000000	240000000	240000000	240000000	1720000000
CHIFFRE AFFAIRES TUF	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07	10711297.07	107112970.7
CHIFFRE AFFAIRES GLOBAL	170711297.1	210711297.1	250711297.1	250711297.1	250711297.1	1877112971
MATIERES & F.O.G. CONS.	30354550.68	30655478.42	30959637.63	31266838.43	31577111.24	302171164.8
SERVICES	250000	250000	250000	250000	250000	2500000
S/TOTAL 01 (CONSOMMATIONS)	30604550.68	30905478.42	31209637.63	31516838.43	31827111.24	304671164.8
VALEUR AJOUTEE	140106746.4	179805818.7	219501659.4	219194458.6	218884185.8	1522441806
CHARGES DE PERSONNEL	15720554.29	15877559.84	16036537.43	16196902.81	16358871.84	156489255.5
IMPOTS, TAXES & VERSEM. ASSIMILEES	2048535.56	2528535.56	3008535.56	3008535.56	3008535.56	21925355.6
DOTATIONS AUX AMORTISSEMENTS	12175000	12175000	12175000	12175000	12175000	123225000
S/TOTAL 02 (CHARGES EXPLOITAT.)	29944089.85	30581095.4	31220072.99	31380438.37	31542407.4	301639611.1
RESULTAT D'EXPLOITATION	110162876.5	149224523.3	188281586.5	187814028.3	187341778.4	1220802195
IMPOTS SUR LES BENEFICES (IBS)	5508143.83	7461226.16	9414079.32	9390701.41	9367088.92	61040109.74
RESULTAT NET DE L'EXERCICE	104654732.7	141763297.1	178867507.1	178423326.9	177974689.5	1159762085
CAPACITE D'AUTOFINANCEMENT (CAF)	116829732.7	153938297.1	191042507.1	190598326.9	190149689.5	1282987085
PRIX REVIENT GRANITE (DA/M³)	4942.17	4080.06	3501.84	3525.47	3549.58	4630.37
PRIX REVIENT TUF (DA/T)	525.28	516.93	510.19	514.79	519.44	520.25

V.2 Calcul de la valeur actuelle nette globale (VAN)

$$VAN = -I_0 + \sum_{n=1}^n \frac{CF}{(1+i)^n}$$

Où :

- I_0 : Investissement initial (en kDA) ; $I_0 = 677\,150.97\,kDA$
- CF : Cash-Flow de l'année n (en kDA)
- i : Taux d'actualisation = 10%
- n : Année du flux (1 à 10)

V.2 Tableau Détaillé d'Actualisation des FNT

Selon le tableau 74, on a les chiffres de la deuxième colonne.

Tableau 76 : Actualisation des cash-flows globaux (CF)

Année (n)	CF (kDA)	Coefficient d'actualisation	CF actualisé (kDA)
1	62 645,21	0.9091	56 950,19
2	62 230,50	0.8264	51 430,17
3	88 584,46	0.7513	66 554,82
4	117 697,41	0.6830	80 388,91
5	117 278,56	0.6209	72 820,76
6	116 829,73	0.5645	65 947,34
7	153 938,30	0.5132	78 994,69
8	191 042,51	0.4665	89 122,74
9	190 598,33	0.4241	80 832,30
10	190 149,69	0.3855	73 310,94
Somme des CAF actualisées (Σ)			716 352,85

Donc :

$$VAN = -677150.97 + 716352.85$$

$$VAN = \mathbf{39201.88\,kDA}$$

$$VAN > 0$$

La VAN obtenue est largement positive, le projet donc est financièrement rentable et son acceptation est recommandée.

CONCLUSION FINALE

Un investissement évalué à **677 150 KDA**. Un chiffre d'affaires de **1 827 112 KDA** et une valeur actuelle nette de **39201,88 KDA** Dans dix ans, Un prix de revient moyen de Tuf **520.25 DA/T** et de granite **4630.37 DA/M3**.

L'analyse du prix de revient global du tuf et du granite, intégrant l'ensemble des charges directes et communes, a permis d'obtenir une vision plus réaliste de la structure des coûts de la carrière (voir figure 56). Cette approche met en évidence l'importance de la répartition des charges communes dans l'évaluation économique des différentes activités d'exploitation.

Les résultats obtenus montrent que l'exploitation du tuf, considérée isolément, présente une rentabilité limitée dans les conditions de production étudiées.

Toutefois, lorsqu'elle est analysée dans le cadre global du projet, elle constitue une étape indispensable à la préparation et à l'accès au gisement de granite. Les coûts qui lui sont associés doivent donc être considérés comme des investissements préalables contribuant à la mise en valeur de la ressource principale.

Par ailleurs, cette analyse confirme que la rentabilité globale de la carrière repose principalement sur l'exploitation du granite, dont la valeur marchande permet de compenser les charges engagées durant les phases préparatoires et d'assurer la viabilité économique du projet à long terme. Ainsi, la détermination du prix de revient global constitue un outil essentiel d'aide à la décision pour la gestion et l'optimisation de l'exploitation de la carrière.

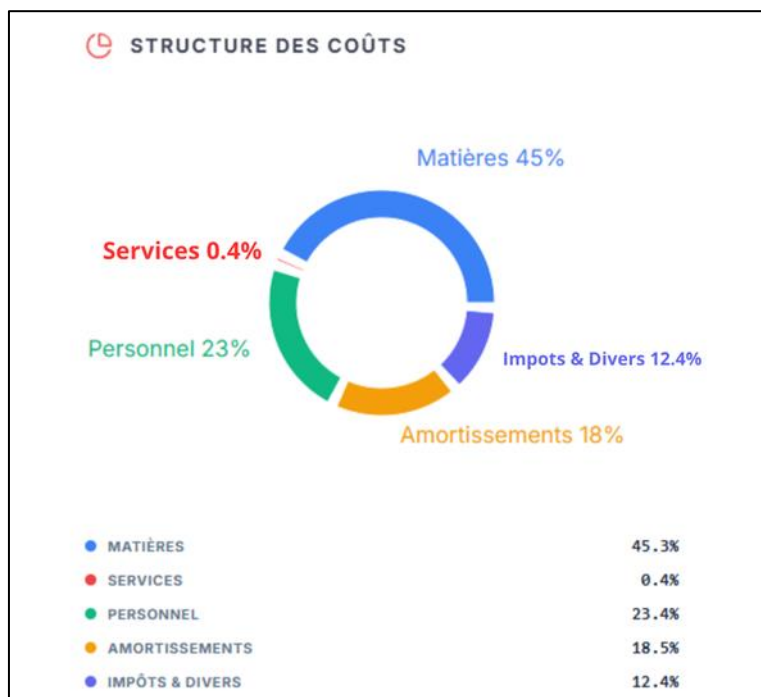


Figure 67 : structure des coûts pour le prix de revient du tuf et de granite

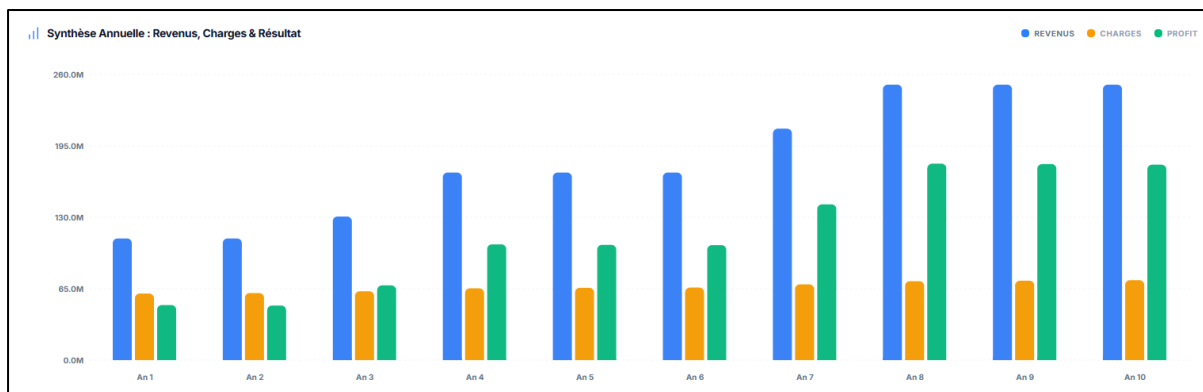


Figure 68 : l'évolution de 3 indicateurs (Revenus, Charges, Profit) sur 10 ans,

PARTIE SOCIALE

Introduction :

L'évaluation d'un projet minier ne se limite pas à ses aspects techniques et économiques. Il est également essentiel d'analyser ses effets sociaux afin d'apprécier sa contribution au développement local et régional. En effet, l'exploitation des ressources minérales constitue souvent un levier de croissance capable de générer des emplois, d'attirer des investissements et d'améliorer les conditions de vie des populations concernées.

Dans le cas du gisement de micro-granodiorite de KOUDIAT EZZOUBIA, situé dans la commune de Chétaïbi, l'étude des impacts sociaux revêt une importance particulière compte tenu du potentiel économique du projet et du contexte socioéconomique de la région. Cette analyse vise à mettre en évidence les effets positifs susceptibles d'être engendrés par l'exploitation de la carrière, notamment en matière de création d'emplois directs et indirects, de développement des activités économiques locales, d'attractivité pour les investissements et de contribution aux recettes publiques.

Cette partie a donc pour objectif d'évaluer l'impact social et économique du projet sur l'entreprise, la commune de Chétaïbi et la wilaya d'Annaba, tout en identifiant les opportunités de développement qu'une exploitation durable du gisement pourrait offrir aux populations locales.

I. Impact Sociale

I.1 Contexte géographique et démographique de chetaïbi :

Chetaïbi est une commune au caractère villageois située à environ 60 km au nord-est du chef-lieu de la wilaya d'Annaba, la population est estimée à quelque **8000 habitants** permanents, généralement ce chiffre augmente durant la saison estivale et de membres de la diaspora algérienne résidant à l'étranger. [30]

I.2 Situation socioéconomique actuelle de chetaïbi :

Malheureusement, dans la commune de Chétaïbi il y a vraiment un manque d'activités économiques car l'économie locale est principalement basée sur la pêche artisanale, le tourisme saisonnier et quelques autres services ce qui conduit à un taux de chômage élevé.

Cependant, comme nous l'avons mentionné précédemment, la commune se caractérise par un complexe tecno-magmatique qui contient plusieurs ressources naturelles, notamment les roches granitiques, qui ont une valeur économique très intéressante. [30]

I.3 Conséquences de l'exploitation minière sur les plans économique et social :

L'exploitation minière offre plusieurs bénéfices, notamment la diversification de l'économie algérienne, la création d'emplois, le développement des infrastructures locales et une augmentation des revenus du pays.

Dans les dernières années, le gouvernement algérien a mis en place des mesures visant à l'augmentation de l'investissement dans le secteur minier, notamment en rendant le pays plus attractif pour les investisseurs étrangers. [31]

I.3.1 Conséquences sur l'emploi et le marché du travail

L'exploitation minière a généré des opportunités d'emploi pour de nombreuses communautés locales situées dans les zones exploitées, ce qui a contribué à la croissance économique et diminué le taux de chômage. [31]

I.3.1.1 Création d'emplois directs :

L'exploitation de carrière de KOUDIAT EZZOUBIA nécessite des mains-d'œuvre tout au long de la chaîne opératoire : la découverte, l'abattage, le découpage, le chargement, le transport, le traitement, le façonnage et même la commercialisation.

Comme nous l'avons déjà fait remarquer, le gisement de KOUDIAT EZZOUBIA contient des réserves géologiques extrêmement grandes et intéressantes avec une longue durée de vie.

On peut estimer d'après notre étude que ce projet d'exploitation à Chétaïbi serait en mesure de générer entre 45 et 145 emplois directs au minimum selon leur durée de vie, ce chiffre augmentant durant la création d'usine de traitement.

Tableau 77 : Estimation des besoins en ressources humaines durant la durée de vie de carrière de KOUDIAT EZZOUBIA

Catégorie d'emploi	Requirement	Nombre estimé
Cadre	Chef carriers, ingénieurs mines...	5- 15
Personnel technique	conducteurs d'engins, techniciens ...	10 - 40
Main-d'œuvre	Opérateurs, mécaniciens...	15 - 50
Personnel administratif	Comptables, agents sécurité..	5 - 20
Services annexes	Entretien, restauration, transport...	10 - 20
TOTAL ESTIMÉ		45 - 145

I.3.1.2 Emplois indirects et induits :

En règle générale et d'après notre vision, chaque poste direct dans le secteur minier crée entre 2 à 4 postes indirects dans le même secteur.

Pour le gisement de KOUDIAT EZZOUBIA, parmi les activités économiques qui bénéficient de l'effet induit en distingue :

- Les prestataires de services logistiques.
- Les ateliers de traitement
- Les fournisseurs de matériaux (explosifs, carburant, lubrifiants...)
- Les entreprises de maintenance

Donc, on peut ainsi estimer que ce projet génèrerait au total entre **120** et **180** emplois directs et indirects.

I.3.2 Conséquences sur les investissements étrangers et le cadre législatif :

I.3.2.1 Valeur stratégique du granite :

Un article publié par le média Algérie Éco le 25 décembre 2019 dit que le granite en Algérie présente une grande valeur marchande et stratégique, et joue un rôle primordial dans la réduction de la facture d'importation des pierres décoratives.

Pour cela, L'Agence nationale des activités minières (ANAM) ouvre les investissements dans ce secteur aux capitaux étrangers. [32]

I.3.2.2 La nouvelle loi minière :

Sur le cadre législatif algérien, la loi n° 25-12 du 3 août 2025, publiée au Journal Officiel le 10 août 2025, redéfinit le régime des investissements et régit les activités minières.

Les principales dispositions de cette loi qui concernant sur les investissements sont :

- " Selon l'article 101, l'entreprise nationale peut participer, dans la limite de 20 %, au capital d'une personne morale de droit algérien détenue (partiellement ou totalement) par des étrangers, si cette dernière demande un permis d'exploitation minière. "
- La règle 51/49 pour les carrières dit que le capital de la société exploitante doit être détenu à 51% minimum par des Algériens. [33]

I.3.2.3 Opportunités d'investissements étrangers :

D'après notre étude, le gisement de micro-granodiorite de Chétaïbi présente caractéristiques qualitatives et quantitatives satisfaisantes pour attirer des partenaires étrangers, ce gisement offre des opportunités de collaboration axées sur :

- L'acquisition des équipements spécialisés.
- Le transfert des nouvelles méthodes d'extraction des roches ornementales en (Italie, Espagne, Portugal, Chine, leaders mondiaux du marché du granite).
- Le développement de partenariats avec des opérateurs dans la pierre naturelle ayant expérience et clientèle établie sur les marchés européen et asiatique.

I.3.3 Conséquences économiques et partage des richesses :

I.3.3.1 Revenus fiscaux et redevances minières :

L'exploitation du gisement de micro-granodiorite dans la commune de Chetaibi peut générer une série de flux financiers, aux niveaux national et local, que nous avons mentionnés dans les calculs économiques du projet (les taxes sur la production, les impôts sur les bénéfices de la société exploitante et les contributions sociales des employés).

Plus que le régime fiscal spécifique assuré par la loi minière pour ce secteur, qui inclut des redevances calculées sur la valeur du minerai extrait. Pour le granite ornemental.

I.3.3.2 Développement des infrastructures locales :

L'ouverture d'une carrière qui contient des ressources naturelles intéressantes crée des avantages pour le développement de ce pays ou de cette région, parmi ces avantages :

- Les bénéfices générés par l'exploitation des ressources naturelles comme le granite permet d'investir dans des projets d'infrastructures de pays (routes, ponts, énergies...) et donc de favoriser le développement.
- Les taxes et redevances minières génèrent des revenus importants pour le gouvernement, qui peuvent être investis dans les services publics tels que : éclairage public, alimentation électrique et réseaux de télécommunications. [31]

I.3.3.3 Impact sur l'économie régionale :

À l'échelle de la wilaya d'Annaba, le traitement de micro-granodiorite en des pierres ornementales peut générer une diversification des exportations hors-hydrocarbures, et de profiter de la demande du marché mondial de la pierre naturelle, notamment des marchés européens (France, Italie, Allemagne...).

II. IMPACT ENVIRONNEMENTAL

Introduction :

Aujourd'hui, l'exploitation minière pose des problèmes très dangereux à l'environnement. La difficulté majeure, c'est que ces problèmes viennent de l'extrême diversité des situations, ce qui implique des solutions particulièrement variées à condition de terrain. Pour cela, des compétences très spécifiques ont été développées pour réduire ces effets. [34]

L'étude d'impact sur l'environnement comme un outil de base pour mettre des solutions pour la protection de l'environnement.

Cette partie est réalisée premièrement pour identifier les impacts environnementaux générés par l'exploitation du gisement de KOUDIAT EZZOUBIA et deuxièmement pour proposer des mesures qui peuvent réduire ces problèmes pour une gestion durable.

II.1 Impacts environnementaux identifiés :

D'après notre visite, on peut dire que la commune de Chétaïbi présente un environnement naturel sensible car elle est caractérisée par plusieurs forêts et une biodiversité marine et terrestre à préserver.

L'exploitation de gisement de KOUDIAT EZZOUBIA présente de nombreux défis, notamment en termes de sécurité des travailleurs, de gestion des déchets et de préservation de l'environnement.

Les impacts environnementaux générés lors de cette exploitation minière sont nombreux et varient selon la phase du cycle de vie, il serait peut-être difficile de tous les identifier.

Mais en général, ces impacts ont une influence directe sur la biodiversité (végétation et faune), l'air, l'eau, les sols ainsi que sur les modifications climatiques.

Le tableau suivant représente une estimation et une évaluation des impacts environnementaux et sociétaux du projet de KOUDIAT EZZOUBIA :

Tableau 78 : estimation et évaluation des impacts environnementaux et sociétaux du projet de KOUDIAT EZZOUBIA

Impact identifié	Nature	Intensité estimée
Les émissions et les poussières	Pollution atmosphérique	Élevée (locale)
Les bruits générés par l'explosif et les engins	Nuisances sonores	Modérée à élevée
Vibrations sur le milieu marin	Impact sur le milieu marin	Faible à modérée
Risque de pollution des eaux	Pollution hydraulique	Modérée
Perturbation de la végétation	Dégradation écologique	Élevée
Transport par des engins lourd	Infrastructure / Qualité de vie	Modérée

II.1.1 Mesures d'atténuation et gestion durable :

Pour chaque impact environnemental identifié dans le tableau n 75, nous avons proposé des mesures d'atténuation spécifiques basées sur notre expérience pour réduire ces impacts.

II.1.1.1 Gestion des émissions et des poussières :

- La solution la plus applicable pour réduire le taux de poussière et les émissions générées par les engins, c'est l'application d'arrosage par des citernes dans les pistes d'accès et les zones d'abattage.

II.1.1.2 Gestion du bruit et des vibrations :

- La principale source de bruit dans les carrières est le tir, ce dernier étant souvent très dangereux pour les personnes âgées, les malades cardiaques et même les enfants. Pour cela on propose de contacter les habitants pour les choix des heures de tirs pour diminuer l'effet de surprise.
- Pour les vibrations, on propose de faire des suivis sismique et acoustique autour du périmètre.

II.1.1.3 Protection des eaux :

- Pour la protection des eaux, nous proposons de recruter des équipes de surveillance de la qualité des eaux souterraines et superficielles.

II.2 Fermeture et réhabilitation du site :

La fermeture de la mine est la dernière phase du cycle minier. Ce dernier est caractérisé par une durée de vie limitée en raison de la nature même de cette ressource. Quelle que soit leur durée de vie, toutes les mines ont un point commun : elles finissent toutes par être fermées.

Les mines ferment pour plusieurs raisons. Les plus courantes sont :

- L'épuisement du minerai ;
- Le prix faible des minerais ou des métaux qui rend la mine non rentable.

Donc L'exploitation minière est un usage temporaire. Les terres perturbées par l'exploitation minière doivent être réhabilitées de façon durable et autosuffisante et adaptées à l'activité humaine.

La restauration a pour but de rétablir les terrains perturbés à cause des activités minières aux caractéristiques qui étaient les leurs avant la perturbation. Cette tâche est commencée soit pendant l'exploitation de la mine (restauration progressive), soit après sa fermeture (restauration classique).

Chaque site minier doit être réhabilité selon la réglementation en vigueur, ce qui implique généralement de nombreuses opérations de remise en état, telles que la remise de la terre végétale et la plantation d'herbes.

Cette dernière doit être réalisée selon un plan de fermeture et de remise en état approuvé, devant être périodiquement mis à jour par la société minière et approuvé à nouveau par l'organisme gouvernemental concerné. [35]

II.2.1 Plan de fermeture et de restauration de site :

Conformément à la législation en vigueur, les propriétaires de mine doivent soumettre un plan de fermeture et de restauration aux autorités compétentes et ce plan établi au moment de la préparation du projet minier.

Le plan de fermeture et de restauration d'une mine doit également :

- Préciser et indiquer les opérations de remise en état du site minier au cours de l'exploitation de la mine ;
- Renseigner sur le coût estimatif de la fermeture et de la restauration de la mine;
- Comprendre un plan de fermeture temporaire ;
- Comprendre un plan de surveillance du site à la suite de la fermeture de la mine;
- Assurer que le site sera laissé dans un état nécessitant peu ou pas d'entretien et de maintenance à long terme. [35]

CONCLUSION GENERALE :

Le présent mémoire avait pour objet l'étude technico-économique de l'exploitation du gisement de tuf et de micro-granodiorite de KOUDIAT EZZOUBIA,

il est possible de formuler les enseignements suivants.

Sur le plan géologique et minier, l'étude géologique du gisement de KOUDIAT EZZOUBIA a confirmé l'existence d'un potentiel minier important. Les réserves géologiques à 2 593 987,56 m³ pour le tuf, à 2 993 971,99 m³ pour la micro-granodiorite altérée, et à 11 941 218,86 m³ pour la micro-granodiorite saine.

Sur le plan technologique, l'analyse des paramètres technologiques a conduit à retenir une exploitation à ciel ouvert pour le tuf de couverture et l'extraction par sciage au fil diamanté pour la micro-granodiorite saine, afin de préserver l'intégrité et les dimensions commerciales des blocs ornementaux.

Sur le plan économique et financier, les résultats obtenus peuvent être synthétisés comme suit :

Pour l'exploitation de la micro-granodiorite saine, l'investissement total est évalué à 153 401,09 kDA, le chiffre d'affaires prévisionnel sur dix ans s'établit à 1 720 000 kDA, et le prix de revient moyen est estimé à 4 780,15 DA/m³,

Pour l'exploitation du tuf, l'investissement atteint 242 291 kDA, le chiffre d'affaires sur dix ans est de 107 112 kDA, et le prix de revient moyen ressort à 493,34 DA/t.

La consolidation des deux activités porte l'investissement global à 677 150 kDA, le chiffre d'affaires combiné à 1 827 112 kDA sur dix ans, avec un prix de revient moyen du tuf de 520,25 DA/t et du granite de 4 630,37 DA/m³.

Ces résultats appellent plusieurs observations importantes. D'une part, l'exploitation du tuf, considérée isolément, ne dégage pas de rentabilité suffisante dans les conditions de production actuelles, Il est donc recommandé, soit d'augmenter significativement la production annuelle de tuf en la portant de 40 000 à 80 000 tonnes pour atteindre le seuil de rentabilité, soit d'imputer ces charges à la phase de mise en valeur du granite,

D'autre part, l'exploitation du granite apparaît clairement comme le moteur économique du projet : sa valeur marchande, conjuguée aux volumes de réserves disponibles, assure la viabilité financière de l'ensemble du projet à long terme.

Sur le plan social, l'évaluation des impacts sociaux du projet a mis en évidence le rôle potentiellement structurant de la carrière de KOUDIAT EZZOUBIA pour le développement économique de la commune de Chétaïbi, Selon nos estimations, le projet est susceptible de générer entre 45 et 145 emplois directs, Il contribuera également à l'amélioration des infrastructures locales et à l'accroissement des recettes fiscales au niveau communal et de la wilaya d'Annaba.

Tenant compte les résultats de notre étude nous recommandons :

- De réaliser des travaux complémentaires d'exploration et de prospection sur l'ensemble du périmètre minier couvert par titre minier. Ces investigations ne devraient pas se limiter à la zone étudiée de 25 hectares, mais englober la totalité de la superficie concernée par le titre minier (156 hectares). Cette démarche permettra d'améliorer la connaissance géologique du gisement, de préciser l'étendue des réserves exploitables et d'identifier d'éventuelles zones présentant un potentiel économique supplémentaire.
- Il est recommandé d'optimiser et d'ajuster les productions annuelles de manière à atteindre le seuil de rentabilité dans les meilleurs délais. Une optimisation des opérations de décapage et d'enlèvement du tuf de couverture contribuerait à réduire les coûts d'exploitation et à améliorer la performance économique de la carrière.
- Il est recommandé d'étudier la possibilité de valoriser les micro-granodiorite altérées à l'aide d'une unité de concassage afin de les valoriser sous forme de granulats destinés à la commercialisation. Cette solution permettrait de réduire les pertes de matière et d'augmenter la valeur économique de l'exploitation.

BIBLIOGRAPHIE

BIBLIOGRAPHIE

- [1] GICA. (s.d.). *Groupe Industriel des Ciments d'Algérie*. [En ligne]. <https://gica.dz/fr/>
- [2] MAYOUF Moumen, MOUAIA Louai , Analyse des effets de la consommation spécifique d'explosif aux exigences liées au couts d'exploitation dans les conditions de phosphate de kef essnoun [N.E Algérien] ,mémoire de licence , université larbi Tébessa faculté sciences et de la technologie département génie minier, 2023-2024.
- [3] Site web : <https://zipdo.co/granite-industry-statistics>
- [4] Site web : <https://andaminecrusher.com/fr/granitecrusher>
- [5] Site web : <https://indusgeostones.com/quarry/>
- [6] N, FAKED.2020. Business plan avec volet financier. Cosider.
- [7] Document interne de l'entreprise
- [8] PLAN DE DEVELOPPEMENT ET D'EXPLOITATION Gisement de tuf et micro granodiorite KOUDIAT EZZOUBIA code 2233 PXM Commune de Chetaibi - W. Annaba . CENTRE D'ETUDES ET DE SERVICES TECHNOLOGIQUES DE L'INDUSTRIE DES MATERIAUX DE CONSTRUCTION (CETIM) , avril 2024
- [9] Site web : Dassault Systèmes. (s.d.). *GEOVIA Surpac*. [En ligne]. <https://www.3ds.com/fr/produits/geovia/surpac>
- [10] : Plan D'exploitation du l'année 2026
- [11] : The selection of appropriate mining method for the Deh Gheybi Granite Quarry Mine using the FTOPSIS method. Safari, Mohsen, Taheri, Mohsen et Javanshirgiv, Mohammad. s.l. : International Journal of Mining and Mineral Engineering, 2017, Vol. 8.
- [12] :Amarouche, T., & Badoud, A. (2015). *Étude géotechnique de la stabilité des talus : Cas de la carrière de Mefiah, W. Blida* [Mémoire de Master, Université Abderrahmane Mira de Béjaïa]. Département des Mines et Géologie, Faculté de Technologie.
- [13] : Abdelouahed. (2026). Géotechnique : Polycopié de cours de Master 2. Institut des Mines, Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi de Tébessa, Algérie.
- [14] GARNE EL KABCHE Samia , HALAIMIA Ouafa , Contribution à l'analyse de la méthode d'exploitation du phosphate de la mine de Bir El Ater dans un contexte environnemental ,mémoire de master, université larbi Tébessa faculté sciences et de la technologie département génie minier, 2022-2023.
- [15] Saadoun, A. (2021-2022). Exploitation à Ciel ouvert : Cours et exercices destinés aux étudiants de la troisième année Licence (option : Exploitation des Mines) [Polycopié de cours]. Département des Mines et Géologie, Faculté de Technologie, Université Abderrahmane Mira de Béjaïa.

- [16] KOVALENKO.V. AMBARTSOUMIAN.N. Et LAHMER. K.M. Exploitation des carrières. Université d'Annaba. Edition OPU. 1986
- [17] Khelifi, F. E. (2020). L'optimisation du plan de tir (cas de gisement ECAVA Bab El Oued W. Alger) [Mémoire de projet de fin d'études, École Nationale Polytechnique]. Dépôt institutionnel de l'ENP.
- [18] Derbal, C. (2025). Cours : Forage minier et équipements de forage [Polycopié de cours]. Institut des Mines, Université Larbi Tebessi de Tébessa.
- [19] Khedis, R., & Larbi, A. (2018). Optimisation des tirs dans une carrière à ciel ouvert : Cas de la carrière des calcaires de Sour El Ghoulane (Col de Beccouche) [Mémoire de Master, Université Kasdi Merbah Ouargla]. Faculté des Hydrocarbures, des Energies Renouvelables et des Sciences de la Terre et de l'Univers.
- [20] Debbouz, M. (2024). Exploitation Souterraine « ESO » : Chapitre : Travaux de Tir – Abattage - Explosifs [Support de cours inédit, Université Larbi Tebessi-Tébessa].
- [21] GroundHog. (s.d.). Améliorer l'efficacité opérationnelle dans les mines : Un guide pour améliorer l'Efficacité Globale des Équipements (EGE) [e-Book]. GroundHog
- [22]. Papantonopoulos, G., et al. A study on best available techniques for the management of stone wastes. Milos island, Greece : 3rd International Conference on Sustainable Development Indicators in the Minerals Industry, 2007.
- [23]. Ashmole, I. et Motloun, M. DIMENSION STONE: THE LATEST TRENDS IN EXPLORATION AND PRODUCTION TECHNOLOGY. [auteur du livre] The Southern African Institute of Mining and Metallurgy. Surface Mining . 2008.
- [24]. Mancini, R., Cardu, M. et Fornaro, M. Hard dimension stone production by splitting and cutting methods in Italian quarries. Balkema, Rotterdam : Proceedings of the 4th mine planning and equipment selection conference, Singhal, R.K. et al, 1995.
- [25]. Aguid, Bechar el Assed Mohamed. NOTIONS FONDAMENTALES D'EXPLOITATION DES GISEMENTS DES MINÉRAIS UTILES (G.M.U.) .
- [26]. Rehman, Z. U. . B.Sc thesis, Mining techniques for dimension stone. Peshawar : University of Engineering and Technology, 2010.
- [27]. Costa., I. C. M. da. Aspectos relacionais às lavras de granitos ornamentais com fio diamantado no norte do estado do Espírito Santo. São Carlos : Dissertação (Mestrado em Geotecnia) - Escola de Engenharia de São Carlos, Universidade de São Paulo, 2006.
- [28] Safari, M., Taheri, M., & Javanshirgivi, M. (2017). The selection of an appropriate mining method for the Deh Gheybi Granite Quarry Mine using the FTOPSIS method. *International Journal of Mining and Mineral Engineering*, 8(4), 305-322.
- [29] Khelil, A. (2014). Équipements de génie civil et d'exploitation minière. OPU, Alger, pp. 145-162. [Utilisé : grues, fondations, coûts]

- [30] Horizons (Algérie). Chétaïbi, l'eldorado des estivants. horizons.dz, juillet 2025
- [31] Université de Temouchent. Étude des impacts de l'exploitation minière – cas de l'Algérie et du Mali. Mémoire de recherche, dspace.univ-temouchent.edu.dz, 2024.
- [32] Algérie Eco. (2019, 25 décembre). *Granite et marbre : Attribution de 6 titres miniers pour plus de 92 millions DA*. <https://algerieeco.com/2019/12/25/granite-et-marbre-attribution-de-6-titres-miniers-pour-plus-de-92-millions-da/>
- [33] République Algérienne Démocratique et Populaire. Loi n° 25-12 du 3 août 2025 régissant les activités minières. Journal Officiel de la République Algérienne, n° du 10 août 2025.
- [34] CHENINI, Nadir, 2010. *Impact des activités minières sur l'environnement en Algérie: Plan d'action de remise en état des lieux*. Mémoire de Magister : Option Mines et Environnement. Alger : École Nationale Polytechnique.
- [35] Ould Hocine, A., & Benkaci, D. (2013). *Conception et mise en place d'une base de données des activités minières algériennes (état des lieux et diagnostic environnemental)* [Mémoire de master]. École Nationale Polytechnique.
- [36] TALBI Linda, Critères de décision d'investissement appliqués au tableau de trésorerie d'une mine, Mémoire de Master en Génie Minier, Ecole Nationale Polytechnique d'Alger, Promoteur : Dr. AIT YAHIAATENE Abderezak, 2017, p. 27-28.