



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 العربي التبسي - تبسة

Université Larbi Tebessi – Tébessa

معهد المناجم

Institut des mines

قسم المناجم والجيوتكنولوجيا

Département des mines et de la géotechnologie



## MEMOIRE

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

Filière : Génie minier

Option : Exploitation minière

# ETUDE DE LA PERFORMANCE DES CHANTIERS OUVERTS DANS UNE MINE SOUTERRAINE. CAS DE LA MINE SOUTERRAINE DE BOUKHADRA

Présenté et soutenu par

AOUAITIA Ziyad

DJEBARI Mohamed Ihab

Devant le jury:

		Grade	Etablissement
Président :	NOUIOUA Ismail	M.C.A	Université Larbi Tebessi - Tébessa
Encadreur :	MERAH Chafia	M.C.B	Université Larbi Tebessi - Tébessa
Examineurs :	DERBAL Chamseddine	M.A.A	Université Larbi Tebessi - Tébessa

Promotion 2020-2021



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 العربي التبسي - تبسة  
Université Larbi Tebessi – Tébessa  
معهد المناجم  
Institut des mines  
قسم المناجم والجيوتكنولوجيا  
Département des mines et de la géotechnologie



## MEMOIRE

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

Filière : Génie minier

Option : Exploitation minière

# ETUDE DE LA PERFORMANCE DES CHANTIERS OUVERTS DANS UNE MINE SOUTERRAINE. CAS DE LA MINE SOUTERRAINE DE BOUKHADRA

Présenté et soutenu par

AOUAITIA Ziyad

DJEBARI Mohamed Ihab

Devant le jury:

		Grade	Etablissement
Président :	NOUIOUA Ismail	M.C.A	Université Larbi Tebessi - Tébessa
Encadreur :	MERAH Chafia	M.C.B	Université Larbi Tebessi - Tébessa
Examineurs :	DERBAL Chamseddine	M.A.A	Université Larbi Tebessi - Tébessa

Promotion 2020-2021



Année universitaire : 2020-2021

Tébessa le :13/06/2021

## Lettre de soutenabilité

Noms et prénoms des étudiants :

1 AOUAITIA Ziyad

2 DJEBARI Mohamed Iheb

Niveau : 2<sup>ème</sup> année Master Option : Exploitation minière

Thème : ETUDE DE LA PERFORMANCE DES CHANTIERS OUVERTS  
DANS UNE MINE SOUTERRAINE .CAS DE LA MINE SOUTERRAINE DE  
BOUKHADRA

Nom et prénom de l'encadreur : MERAH Chafia

Chapitres réalisés	Signature de l'encadreur
ETUDE THEORIQUE DE LA PERFORMANCE DES CHANTIERS OUVERTS -PERTES ET DILUTION	
PRESENTATION DE LA MINE DE BOUKHADRA	
ETAT ACTUEL DES TRAVAUX D'EXPLOITATION DANS LA MINE DE BOUKHADRA	
ETUDE DE LA PERFORMANCE DES CHANTIERS OUVERTS DANS LA MINE SOUTERRAINE DE BOUKHADRA	
IMPACTS ENVIRONNEMENTALES ET LA SECURITE DANS LA MINE DE BOUKHADRA	

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) عوايطة زياد ..... الصفة : طالب، أستاذ باحث، باحث دائم : طالب

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : 100.688.449 و الصادرة بتاريخ 2021/04/21

المسجل بمعهد المناجم قسم المناجم و جيوتكنولوجيا

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

ETUDE DE LA PERFORMANC E DES CHANTIER  
OUVERTS DANS UNE MINE SOUTERRAINE CAS DE LA MINE  
SOUTERRAINE DE BOUKHADRA .

أصرح بشرفي أنني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية و المنهجية و معايير الأخلاقيات المهنية و النزاهة الأكاديمية

المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

التاريخ: 2021/06/14

إمضاء المعني (ة)





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) جباري محمد إيهاب الصفة : طالب، أستاذ باحث، باحث دائم : طالب

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : 18934419 و الصادرة بتاريخ 2020.08.06  
المسجل بمعهد البن جيم قسم البن جيم والجيوتكنولوجيا  
و المكلف بانجاز أعمال بحث (مذكرة التخرج، مذكرة ماستر، مذكرة ماجستير، أطروحة دكتوراه)، عنوانها :

ETUDE De La Performanca Des chantiers  
ouverts Dans une Mine souterraine : Cas de la  
Mine De Boukhadra

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

التاريخ: 2021.06.14

إمضاء المعني (ة)

المسجل  
الموافق استمط



14 جوان 2021  
بالتفويض المجلس التسييري  
و بالتفويض منه  
المرحوم جباري محمد إيهاب

إن مدير جامعة العربي التبسي بتبسة.

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

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

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

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

- وبموجب القرار رقم 357 المؤرخ في 15 جوان 2020، المعدل للمحق القرار رقم 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمن تأهيل ماستر الفروع ذات التسجيل الوطني بعنوان السنة الجامعية 2015-2016 بجامعة تبسة، اختصاص استغلال المناجم.

- وبعد الاطلاع على محضر المجلس العلمي لمعهد المناجم المؤرخ في 2021/05/09.

يقرر ما يأتي:

المادة الأولى: تُعيّن بموجب هذا المقرر لجنة مناقشة مذكرة الماستر المحضرة من طرف الطلبة:

محمد إيهاب جباري، المولود (ة) بتاريخ 1997/01/20 بمسكيانة، و زياد عوايطية، المولود (ة) بتاريخ 1998/07/13 بالونزة

والموسومة ب

Etude de la performance des chantiers ouverts dans une mine souterraine. Cas de la mine souterraine de Boukhadra

والمسجلين بمعهد المناجم

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

رقم	الاسم واللقب	الرتبة	مؤسسة الانتماء	الصفة
1	شافية مراح	أستاذة محاضرة -ب	جامعة العربي التبسي - تبسة	مؤطرة
2	إسماعيل نويوة	أستاذ محاضر-أ	جامعة العربي التبسي - تبسة	رئيسا
3	شمس الدين دربال	أستاذ مساعد -أ	جامعة العربي التبسي - تبسة	مناقشا

المادة 3: يكلف رئيس قسم المناجم والجيوتكنولوجيا بتنفيذ هذا المقرر الذي يُسلم نسخة عنه إلى كلّ من الطالب المعني والمشرف على

المذكرة وأعضاء لجنة المناقشة فور توقيعه.

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

جواب تبسة، في: 2021/05/19

مدير المعهد المناجم والبيداغوجي

مدين معهد المناجم  
عزولمسي لوليسر





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



مقرر رقم: 136 مؤرخ في: 2021/05/20

يتضمن الترخيص بمناقشة مذكرة الماستر

إن مدير جامعة العربي التبسي بتبسة،  
- بموجب القرار الوزاري رقم 318 و المؤرخ في 05 ماي 2021 المتضمن تعيين السيد "قواسمية عبد الكريم" مديرا لجامعة العربي التبسي - تبسة،  
- وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم : 12-363 مؤرخ في 8 أكتوبر 2012، يعدل ويتمم المرسوم التنفيذي رقم 09-08 المؤرخ في : 04 جانفي 2009 و المتضمن إنشاء جامعة العربي التبسي بتبسة،  
- وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم 08-265 المؤرخ في 17 شعبان عام 1429 الموافق 19 غشت سنة 2008 الذي يحدد نظام الدراسات للحصول على شهادة الليسانس وشهادة الماستر وشهادة الدكتوراه، لاسيما المادة 9 منه،  
- وبموجب القرار رقم 362 المؤرخ في 09 جوان 2014 الذي يحدد كفاءات إعداد ومناقشة مذكرة الماستر، لاسيما المادة 7 منه،  
- وبموجب القرار رقم 357 المؤرخ في 15 جوان 2020، المعدل الملحق القرار رقم 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمن تأهيل ماستر الفروع ذات التسجيل الوطني بعنوان السنة الجامعية 2015-2016 بجامعة تبسة، اختصاص استغلال المناجم.  
- وبموجب المقرر رقم 5.54 المؤرخ في 2021/05/19 والمتضمن تعيين لجنة مناقشة مذكرة الماستر،  
- وبعد الاطلاع على تقرير لجنة مناقشة مذكرة الماستر المؤرخ في .....  
يقرر ما يأتي:  
المادة الأولى: يُرخصُ للطالب (ة) محمد إيهاب جباري، المولود (ة) بتاريخ 1997/01/20 ب مسكيانة، بمناقشة مذكرة الماستر والموسومة بـ

Etude de la performance des chantiers ouverts dans une mine souterraine. Cas de la mine souterraine de Boukhadra

المادة 2: يكلف رئيس قسم المناجم والجيوتكنولوجيا بتنفيذ هذا المقرر الذي يسلم نسخة عنه إلى الطالب المعني بالمناقشة وأعضاء لجنة المناقشة فور توقيعه، وبضمن نشره عبر فضاءات المؤسسة المادية والرقمية.  
المادة 3: تُحفظ نسخة عن هذا المقرر ضمن الملف البيداغوجي للطالب المعني وينشر في النشرة الرسمية لجامعة العربي التبسي.

حُرر ب تبسة، في: 2021/05/20

جامعة العربي التبسي  
عن المدير، وبتفويض منه  
مدير معهد المناجم



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



مقرر رقم: 137 مؤرخ في: 2021/05/20

يتضمن الترخيص بمناقشة مذكرة الماستر

إن مدير جامعة العربي التبسي بتبسة،

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

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

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

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

- وبموجب القرار رقم 357 المؤرخ في 15 جوان 2020، المعدل الملحق القرار رقم 1080 المؤرخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمن تأهيل ماستر الفروع ذات التسجيل الوطني بعنوان السنة الجامعية 2015-2016 بجامعة تبسة، اختصاص استغلال المناجم.

- وبموجب المقرر رقم 054 المؤرخ في 2021/05/19 والمتضمن تعيين لجنة مناقشة مذكرة الماستر،

- وبعد الاطلاع على تقرير لجنة مناقشة مذكرة الماستر المؤرخ في .....

يقرّر ما يأتي:

المادة الأولى: يُرخصُ للطالب (ة) زياد عوايطية، المولود (ة) بتاريخ 13/07/1998 ب الونزة ، بمناقشة مذكرة الماستر والموسومة بـ

**Etude de la performance des chantiers ouverts dans une mine souterraine. Cas de la mine souterraine de Boukhadra**

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

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

حُزّر ب تبسة، في: 2021/05/20

مدير معهد المناجم بالنيابة

عن المدير، وبمقتضى منه زويبير

مدير معهد المناجم



# REMERCIEMENT

*Nous remercions DIEU le tout puissant de nous avoir donné la force et le courage d'achever ce modeste travail.*

*On garde tout d'abord à remercier chaleureusement l'ensemble des personnes qui ont contribué à ce travail, y compris l'équipe de travail de la mine de Boukhadra*

*On exprime notre profonde gratitude à notre encadreur Madame **MERAH Chafia** pour avoir nous diriger pendant l'élaboration de ce modeste travail avec compétence et professionnalisme et tous les conseils précieux de sa part.*

*Nous remercions également Monsieur **NOUIOUA Ismail** d'avoir accepté de présider le jury, ainsi que Monsieur **DERBAL Chamseddine** d'avoir accepté de juger ce travail.*

*On garde à remercier également l'ensemble des enseignants de département Mines et Geotechnologie.*

*En fin, nous remercions nos chers collègues et amis de l'université.*

# DEDICACE

*je dédie se travail a tous les membres de ma famille, aucun hommage ne pourrait être a la hauteur de l'amour .dont ils ne cessent de me combler. Que dieu leur procure bonne santé et longue vie.*

*Je dédie se travail a mes amis en particulier Anouar et Haroun et leurs familles, ainsi que mon binôme et mon amie Ziyad et toute sa famille. Et a tous ce qui ont contribué de prés ou de loin a ce travail.*

*Ihab.*

# DEDICACE

Je dédie ce mémoire à :

Mes parents :

Ma mère, qui à œuvré pour ma réussite, par son amour, tous les sacrifices consentis et ces précieux conseils, pour toute son assistance et surtout sa présence dans ma vie.

Mon père, qui peut être fier et trouver ici le résultat de longues années de sacrifices et de privation pour m'aider à avancer dans la vie.

Mes chers frères qui me soutiennent toujours.

Mon binôme Ihab et toute sa famille

Mes amis Mohamed, Anouar et Haroun et leurs familles.

Ziyad.



# Résumé

جامعة العربي التبسي - تبسة  
Universite Larbi Tébessi - Tébessa

## RESUME

L'objectif de ce travail est de faire une étude de la performance des chantiers ouverts de l'exploitation souterraine de la mine de fer de l'Est de Boukhadra.

La méthode graphique de stabilité est un outil performant et pratique qui permet un dimensionnement des chantiers. Une mise à jour des réserves exploitables à été faite avec une évaluation des pertes et de la dilution et une discussion détaillée des résultats.

La méthode du graph de stabilité avec l'équivalent du bris hors profil (ELOS) et la méthode proposée par A. Papaioanou et F.T. Suorineni en 2015 ont permis d'avoir une estimation quantitative de la dilution dans les chantiers ouverts de la mine souterraine de Boukhadra avec une discussion détaillée des résultats obtenus.

**Mots clés :** performance des chantiers, dilution, pertes, méthode graphique de stabilité, ELOS.

## ABSTRACT

The objectif of this work is to study of the performance of the open stopes in the underground mine of the eastern iron mine of Boukhadra.

The methode of the stability graph is a performant and practical tool that allows the dimensioning of the stopes .an update of exploitable reserves was done alongside an evaluation of losses and dilution and the results were detailed .

The method of the stability graph with the linear equivalent of off-profile breakage (ELOS) and the methode proposed by A. Papaioanou et F.T. Suorineni in 2015 allowed a quantitative estimation of the dilution in the open stopes of the underground mine of Boukhadra with a detailed discussion of the the results.

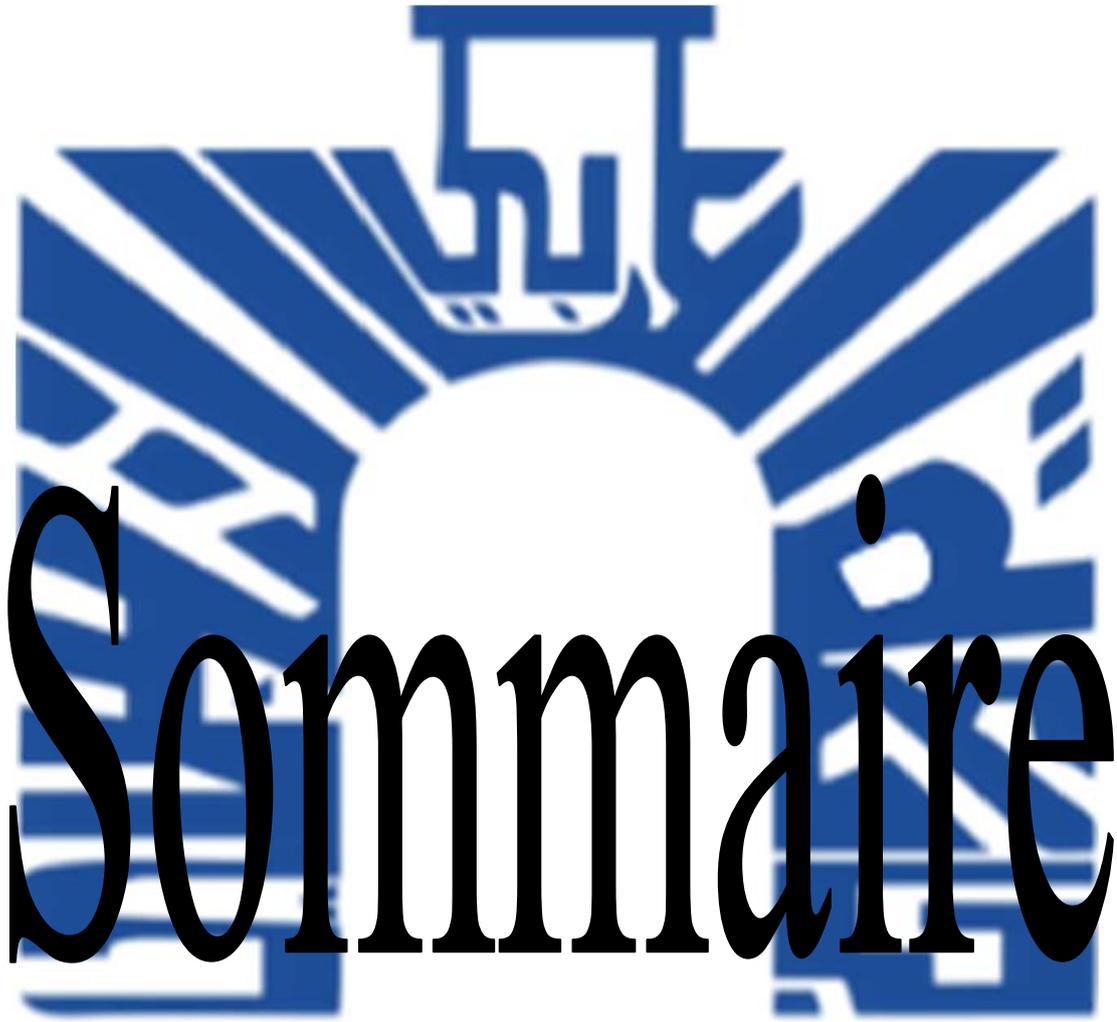
**key words :** performance of the open stopes, dilution, losses , The methode of the stability graph, ELOS.

## ملخص

الهدف من هذا العمل هو تقييم نجاعة الورشات المفتوحة في المنجم الباطني لمناجم حديد الشرق في بوخضرة. طريقة منحني الاستقرار هي طريقة عملية تسمح بتحديد ابعاد الورشات. اجراء تحديث للمعطيات حول الموارد الموجهة للاستغلال مع تقييم للموارد الضائعة و الخلط النتائج موضحة بالتفصيل.

طريقة منحى الاستقرار مع المعادل الخطي (ELOS) مع الطريقة المقترحة من طرف ا.بابايوانو و ف.ت.سيوريني في 2015 سمحت بتقييم كمية الخلط في الورشات المفتوحة في المنجم الباطني لبوخصرة مع مناقشة مفصلة للنتائج المتحصل عليها.

**كلمات مفتاحية:** نجاعة الورشات المفتوحة، الخلط، الموارد الضائعة، طريقة منحى الاستقرار، (ELOS)



# Sommaire



جامعة العربي التبسي - تبسة  
Universite Larbi Tébessi - Tébessa

# SOMMAIRE

---

<b>Remerciement</b>	
<b>Dédicace</b>	
<b>Résumé</b>	
<b>Sommaire</b>	
<b>Liste des figures</b>	
<b>Liste des tableaux</b>	
<b>Introduction générale</b>	<b>I</b>

## **CHAPITRE I :**

### **ETUDE THEORIQUE DE LA PERFORMANCE DES CHANTIERS OUVERTS -PERTES ET DILUTION**

<b>I.1 INTRODUCTION.....</b>	<b>1</b>
<b>I.2 DILUTION ET PERTES .....</b>	<b>1</b>
I.2.1 Définitions .....	1
a-Mineral .....	1
b-Stérile .....	2
c-Teneur de coupure (cutoff grade).....	2
I.2.2 Dilution : définitions, types, sources et méthodes de calcul.....	2
a- Définition de la dilution .....	2
b- Les types de dilution .....	2
• Dilution planifiée (planned dilution) :.....	2
• Dilution additionnelle (unplanned dilution).....	3
c- Les sources de la dilution :.....	3
• Sources de la dilution planifiée .....	3
• Sources de la dilution additionnelle .....	4
d-Pourcentage de dilution (méthode de calcul) .....	4
e-Facteur de dilution .....	5
I.2.3 Pertes : définitions, types, sources et méthodes de calcul.....	6
a-Définitions.....	6
b- Les types de pertes .....	6
• Pertes planifiées .....	6
• Pertes additionnelles.....	7
c-Sources des pertes .....	7
d-Calcul des pertes .....	9

## SOMMAIRE

---

d-1 Le pourcentage de pertes .....	9
d-2 Facteur de récupération.....	9
<b>I.3 EFFETS LIES A LA DILUTION ET AUX PERTES .....</b>	<b>9</b>
I.3.1 Effet sur la teneur et le cout d’opération.....	9
I.3.2 Effet sur le chargement et le transport du minerai.....	10
I.3.3 effet sur le traitement .....	10
<b>I.4 PARAMETRES D’INFLUENCES .....</b>	<b>10</b>
I.4.1 Paramètres influençant la dilution et les pertes planifiées.....	10
I.4.2 Paramètres influençant la dilution et les pertes opérationnelles.....	11
a-Qualité des épontes, du minerai et du remblai .....	12
b-Design des chantiers (géométrie et orientation, «overcut» et «undercut») ...	14
c-Forage et sautage .....	18
d-Chargement et transport .....	22
e-Temps .....	22
<b>I.5 METHODES D’ESTIMATION DE LA DILUTION ET DES PERTES .....</b>	<b>23</b>
I.5.1 La modélisation numérique .....	23
I.5.2 Méthode de design des chantiers en fonction de la dilution .....	24
I.5.3 Méthode des graphiques de stabilité.....	26
a- Version qualitative .....	26
b- Versions quantitatives .....	30
I.5.4 Équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS).....	32
<b>I.6 CONCLUSION.....</b>	<b>34</b>

## CHAPITRE II :

### PRESENTATION DE LA MINE DE BOUKHADHRA

<b>II.1 INTRODUCTION .....</b>	<b>35</b>
<b>II.2 SITUATION GEOGRAPHIQUE.....</b>	<b>35</b>

## SOMMAIRE

---

<b>II.3 HISTORIQUE LA MINE DEBOUKHADRA .....</b>	<b>36</b>
<b>II.4 GEOLOGIE DUSITE.....</b>	<b>37</b>
<b>II.5 GEOLOGIE DU GISEMENT DEBOUKHADRA .....</b>	<b>37</b>
<i>Trias .....</i>	<b>38</b>
<i>Le Crétacé .....</i>	<b>39</b>
<i>L'Aptien .....</i>	<b>39</b>
<i>L'Albien.....</i>	<b>39</b>
<i>Vraconien.....</i>	<b>39</b>
<i>Le Cénomanién.....</i>	<b>39</b>
<i>Turonien.....</i>	<b>39</b>
<i>Coniacien.....</i>	<b>39</b>
<i>Le Tertiaire .....</i>	<b>40</b>
<i>Le Quaternaire .....</i>	<b>40</b>
<b>II.6 HYDROGEOLOGIE.....</b>	<b>41</b>
<b>II.7 HYDROLOGIE.....</b>	<b>41</b>
<b>II.8 CADRE TECTONIQUE DU MASSIF DEBOUKHADRA .....</b>	<b>41</b>
<b>II.9 MORPHOLOGIE DE GISEMENT ET RESERVES GLOBALES ....</b>	<b>42</b>
<b>II.10 CARTE LITHOLOGIQUE DE LA MINE DE BOUKHADRA.....</b>	<b>43</b>
<b>II.11 LES RESERVES GEOLOGIQUES ET EXPLOITABLES .....</b>	<b>44</b>
<b>II.12 LA PRODUCTION ANNUELLE DE LA MINE DE BOUKHADRA</b>	<b>46</b>
• <i>Durée de vie de la mine.....</i>	<b>46</b>
<b>II.13 DESCRIPTION GEO MINIERES DU MINERAI ET DES ROCHES</b>	
<b>ENCAISSANTE DE LA 4<sup>eme</sup> PHASE.....</b>	<b>46</b>
II.13.1 <i>Axe Principal .....</i>	<b>46</b>
A) <i>Minerai .....</i>	<b>46</b>
B) <i>La Roche encaissante .....</i>	<b>47</b>
II.13.2 <i>Axe Sud-Est .....</i>	<b>47</b>

## SOMMAIRE

---

A) Minerai .....	47
B) La roche encaissante .....	47
II.13.3 Axe Nord .....	47
A) Les réserves géologiques .....	47
B) Les réserves récupérables de 4 <sup>ème</sup> phase sur les trois niveaux et trois axes.....	48
C) Réserves exploitables de 4 <sup>ème</sup> phase par coupes .....	48

### CHAPITRE III

#### ETAT ACTUEL DES TRAVAUX D'EXPLOITATION DANS LA MINE DE BOUKHADRA

<b>III.1 INTRODUCTION .....</b>	<b>50</b>
<b>III.2 EXPLOITATION A CIEL OUVERT DE LA MINE DE BOUKHADRA.....</b>	<b>50</b>
III.2.1 Description général de l'exploitation a ciel ouvert de la mine de Boukhadra.....	50
III.2.2 Méthode d'exploitation a ciel ouvert.....	52
III.2.2.1 choix de la méthode d'exploitation dans le quartier d'Ain zazia.....	52
III.2.2.2 équipements de forage utilise dans la mine a ciel ouvert .....	53
III.2.3 Les équipements de chargement et de transport.....	53
<b>III.3 L'EXPLOITATION SOUTERRAINE DE LA MINE DE BOUKHADRA.....</b>	<b>54</b>
III.3.1 Le mode d'ouverture de gisement de Boukhadra (mine souterraine).....	56
A- Les avantages de l'ouverture par galerie au jour.....	56
B- inconvénient de ce mode d'ouverture.....	56
III.3.2 Méthode d'exploitation.....	57
a) Facteurs de choix.....	57
b) Principe de la méthode.....	58

## SOMMAIRE

---

III.3.3 Les travaux préparatoires dans la méthode d'exploitation par sous-niveaux.....	58
III.3.4 Travaux d'abattage.....	61
III.3.4.1 Les éléments utilisés dans la mine de Boukhadra pour l'abattage des roches.....	62
III.3.4.2 Calcul des paramètres d'abattage par trous profonds en éventail.....	63
• Calcul de ligne de moindre résistance .....	63
• Calcul de la distance entre les extrémités des trous .....	64
• Calcul du nombre de trous profonds dans un éventail .....	64
• Calcul de la distance entre les charges .....	64
• Calcul de volume du minerai abattu .....	65
• Calcul de la quantité du minerai abattu .....	65
• Calcul de la quantité du minerai abattu par un trou .....	65
• Calcul de la longueur totale des trous profonds.....	66
• Calcul de la charge totale d'explosif .....	66
• Vérification de la consommation spécifique d'explosif.....	66
• Avantages et inconvénients de type d'abattage par trous profonds.....	68
III.3.5 Travaux de chargement et de transport.....	68
III.3.6 Les avantages et les inconvénients de la méthode utilisée (par sous-niveau abattus).....	69
a) Les avantages de la méthode.....	69
b) Inconvénients de la méthode.....	70
III.3.7 Aération de la mine.....	70
III.3.7.1 L'atmosphère de la mine.....	70
III.3.7.2 Les paramètres de l'aération.....	71
a) Calcul de quantité d'air.....	71
b) Ventilation.....	71
• Le rendement du ventilateur .....	72
c) Dépression du ventilateur.....	72
III.3.8 Soutènement des ouvrages souterrains.....	72
III.3.9 Régime du travail en souterrain.....	73

## SOMMAIRE

---

<b>III.4 LE PROCESSUS DE TRAITEME.....</b>	<b>73</b>
III.4.1 Le principe d'un concasseur giratoire .....	74
<b>III.5 DESTINATION DU MINERAI DE BOUKHADRA.....</b>	<b>75</b>
<b>III.6 CONCLUSION.....</b>	<b>76</b>

### CHAPITRE IV

#### ETUDE DE LA PERFORMANCE DES CHANTIERS OUVERTS DANS LA MINE SOUTERRAINE DE BOUKHADRA

<b>IV.1 Introduction .....</b>	<b>77</b>
<b>IV.2 Évaluation des pertes, PHASE 3 .....</b>	<b>77</b>
IV.2.1 Pertes planifiées.....	78
IV.2.2 Pertes additionnelles.....	78
IV.2.3 Calcule des pertes (3 <sup>ème</sup> phase).....	80
<b>IV.3 METHODE DES GRAPHIQUES DE STABILITE.....</b>	<b>81</b>
IV.3.1 Échantillonnage.....	81
IV.3.2 La masse volumique.....	81
a- Matériels utilisés.....	81
b- Les étapes de l'essai.....	81
IV.3.3 Application de la méthode des graphiques de stabilité.....	82
1. Indice de classification NGI modifié (Q').....	83
2. Facteur de contrainte (A).....	83
3. Facteur d'orientation des joints (B).....	86
4. facteur de gravité (C).....	88
5. l'indice de stabilité (N').....	89
6. Rayon hydraulique RH.....	90
<b>IV.4 DIMENSIONNEMENT DE LA CHAMBRE.....</b>	<b>94</b>
IV.4.1 Langueur de la chambre.....	94
IV.4.2 Les solutions proposées.....	94
IV.4.3 Paramètres d'exploitation pour les solutions proposées.....	96

## SOMMAIRE

---

a) Paramètres d'exploitation pour la 1ere variante sélectionné.....	96
b) Paramètres d'exploitation pour la 2eme variante sélectionné.....	96
IV.4.4 Calcul des pertes.....	97
IV.4.4.1 Nombre d'unité.....	97
IV.4.5 Calcul de la dilution.....	100
IV.4.5.1 Méthode de graphique de stabilité avec zones d'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS).....	100
IV.4.5.2 Méthode d'A.Papaioanou et F.T.Suorineni.....	101
<b>IV.5 INTERPRETATION DES RESULTATS.....</b>	<b>102</b>
IV.5.1 Les Pertes.....	102
IV.5.2 la dilution.....	102
IV.5.3 La solution finale choisie .....	103
IV.6 CONCLUSION.....	104

## CHAPITRE V

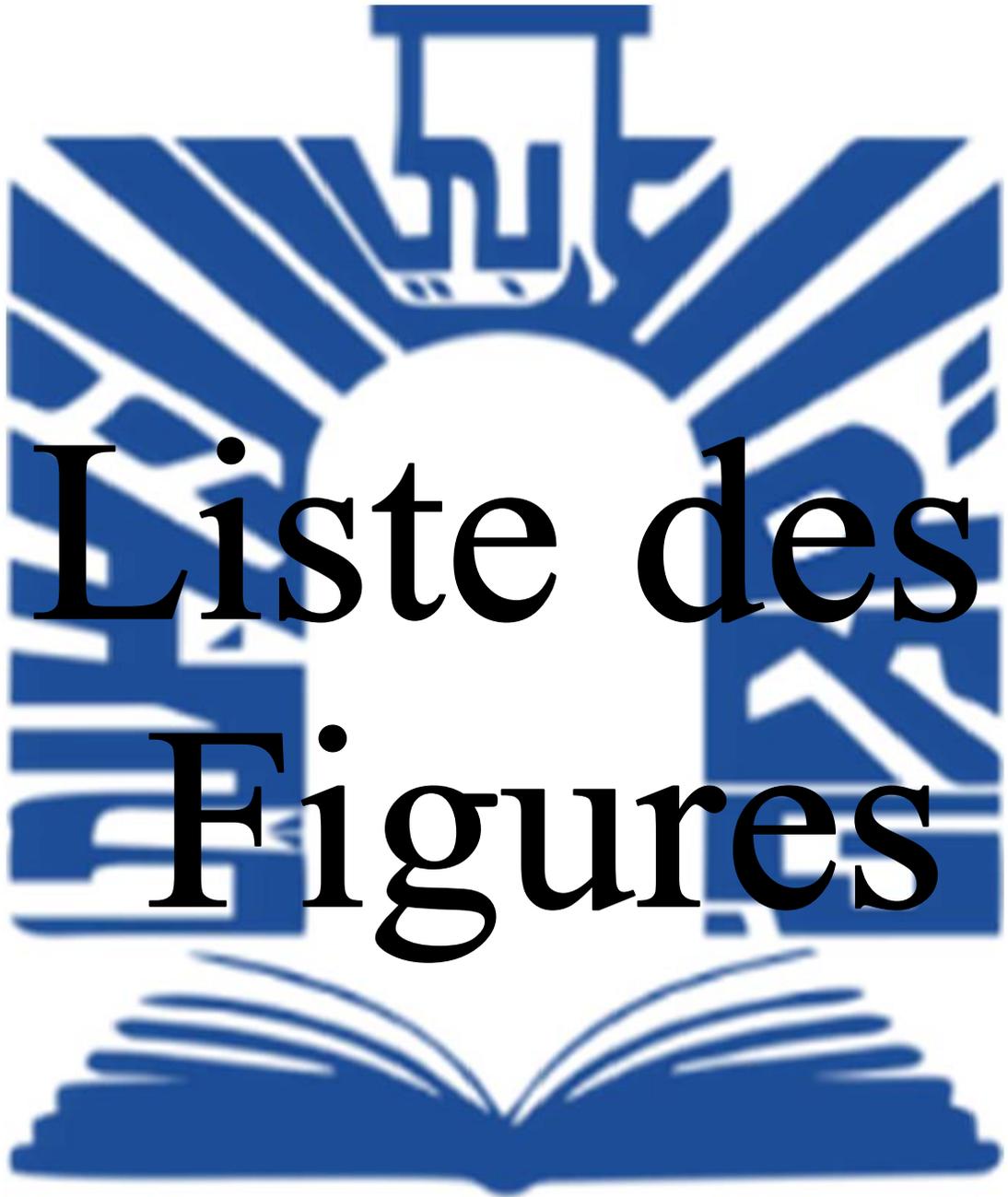
### IMPACTS ENVIRONNEMENTAUX ET SECURITE DANS LA MINE DE BOUKHADRA

<b>V.1 INTRODUCTION.....</b>	<b>105</b>
<b>V.2 CONCERNANT L'IMPACT ENVIRONNEMENTALE.....</b>	<b>105</b>
A) Les effets sur les sols et les terrains .....	105
➤ Les instabilités locales .....	106
➤ Les instabilités globales.....	106
• Phénomènes « visés » par l'exploitation.....	106
• Phénomènes accidentels .....	106
V.2.2 Impact sur le paysage.....	107
V.2.3 Impact sur l'air.....	108
V.2.4 La pollution des sols.....	108
V.2.5 Impact sur les eaux souterraines.....	109
V.2.6 Bruits et vibrations .....	109
<b>V.3 CONCERNANT LA SECURITE.....</b>	<b>110</b>
V.3.1 Protections collectives et individuelles .....	110

## SOMMAIRE

---

A) Protections collectives .....	<b>110</b>
B) Equipements protection individuelle.....	<b>110</b>
CONCLUSION GENERALE ET PERSPECTIVES.....	<b>111</b>
Bibliographie.....	<b>113</b>



# Liste des Figures

جامعة العربي التبسي - تبسة  
Université Larbi Tébessi - Tébessa

## CHAPITRE I :

### ETUDE THEORIQUE DE LA PERFORMANCE DES CHANTIERS OUVERTS -PERTES ET DILUTION

<b>Figure I-1</b> : Dilution planifiée et dilution additionnelle.....	<b>3</b>
<b>Figure I-2</b> : Classification de différentes définitions de la dilution.....	<b>4</b>
<b>Figure I-3</b> : Comparaison de l'allure de la courbe de dilution, selon deux définitions.....	<b>5</b>
<b>Figure I-4</b> : Définition du facteur de dilution.....	<b>5</b>
<b>Figure I.5</b> : Perte de minerai par abandon des piliers dans les exploitations à faible profondeur.....	<b>6</b>
<b>Figure I.6</b> : Types des pertes aux différents niveaux d'opération.....	<b>7</b>
<b>Figure I.7</b> : Progression des pertes et de la dilution.....	<b>8</b>
<b>Figure 1.8</b> : Facteur de récupération du métal (FR).....	<b>9</b>
<b>Figure I.9</b> : Influence de la nature du gisement et la qualité des épontes sur la méthode d'abattage.....	<b>11</b>
<b>Figure I.10</b> : Vues iso et section montrant la géométrie d'une chambre ouverte typique..	<b>15</b>
<b>Figure I.11</b> : Géométries stables pour les chantiers ouverts.....	<b>16</b>
<b>Figure I.12</b> : Détermination du facteur de rayon.....	<b>17</b>
<b>Figure I-13</b> : Influence du pendage de la foliation par rapport à la stabilité de l'éponte supérieure d'un Chantier.....	<b>18</b>
<b>Figure I-14</b> : Effets possibles dus à des travaux de forage inadéquats.....	<b>19</b>
<b>Figure 1-15</b> : Schéma d'analyse du contrôle des effets dus aux sautages.....	<b>20</b>
<b>Figure I-16</b> : Phénomène physique associé au sautage du roche.....	<b>21</b>
<b>Figure I-17</b> : Dilution versus RMR.....	<b>25</b>

## Lise des figures

---

<b>Figure I-18</b> : Procédure de mesure et de calcul de la valeur du RQD.....	<b>27</b>
<b>Figure I-19</b> : Facteur du contrainte A pour le graphe de stabilité proposée .....	<b>28</b>
<b>Figure I-20</b> : Facteur d'orientation des joints B pour le graphe de stabilité proposée....	<b>28</b>
<b>Figure I-21</b> : Facteur de gravité C pour le graphe de stabilité proposée.....	<b>29</b>
<b>Figure I-22</b> : Graphique de stabilité modifié.....	<b>30</b>
<b>Figure I-23</b> : Graphique de stabilité de N' en fonction de HR avec zones d'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS).....	<b>31</b>
<b>Figure I-24</b> : Graphique de stabilité de RMR' en fonction de HR avec zones d'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS).....	<b>32</b>
<b>Figure I-24</b> : Schéma décrivant l'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS).....	<b>33</b>
<b>Figure I-25</b> : Le graphique de dilution d'ELOS.....	<b>34</b>

## CHAPITRE II :

### PRESENTATION DE LA MINE DE BOUKHADHRA

<b>Figure II.1</b> : Localisation géographique de la mine de Boukhadra.....	<b>36</b>
<b>Figure II.2</b> : Cadre géologique et structural régional avec répartition des principales minéralisations du nord Est Algérien.....	<b>38</b>
<b>Figure II.3</b> : Colonne stratigraphique synthétique des monts du mellégue.....	<b>40</b>
<b>Figure II.4</b> : Trois coupes transversales dans l'anticlinal de Boukhadra.....	<b>42</b>
<b>Figure II-5</b> : Le gisement de Boukhadra et ses différent corps.....	<b>43</b>
<b>Figure II-6</b> : carte lithologique de la mine de Boukhadra.....	<b>44</b>

## CHAPITRE III :

### ETAT ACTUEL DES TRAVAUX D'EXPLOITATION DANS LA MINE DE BOUKHADRA

<b>Figure III.1 :</b> Schéma technologique d'extraction et de préparation du minerai de fer de Boukhadra.....	<b>52</b>
<b>Figure III.2 :</b> projection verticale de la mine de Boukhadra.....	<b>55</b>
<b>Figure III.3 :</b> Galerie de niveau 1105, les mines de fer de l'Est, BOUKHADRA, 2021.	<b>57</b>
<b>Figure III.4 :</b> Plan de tir pour l'ouverture d'une galerie de roulage.....	<b>59</b>
<b>Figure III.5 :</b> Travaux miniers dans la méthode d'exploitation par sous-niveaux abattus	<b>60</b>
<b>Figure III.6:</b> Schéma de la disposition des trous en éventail.....	<b>67</b>
<b>Figure III.7 :</b> Soutènement avec cintres métalliques de galerie au jour.....	<b>73</b>
<b>Figure III.8 :</b> concasseur giratoire (à conne) de la mine de Boukhadra.....	<b>75</b>

## CHAPITRE IV

### ETUDE DE LA PERFORMANCE DES CHANTIERS OUVERTS DANS LA MINE SOUTERRAINE DE BOUKHADRA

<b>Figure IV.1.A :</b> Niveau 1105 axe principal.....	<b>79</b>
<b>Figure IV.1.B :</b> Niveau 1105 axe principale.....	<b>79</b>
<b>Figure IV.2 :</b> Masse Volumique de roches.....	<b>82</b>
<b>Figure IV.3.A :</b> Graphe de détermination du facteur de contrainte A, pour H =450m...	<b>84</b>
<b>Figure IV.3.B :</b> Graphe de détermination du facteur de contrainte A, pour H =550m...	<b>85</b>
<b>Figure IV.4.A :</b> Projection stéréographique calcaire (stereonet 10).....	<b>86</b>

## Lise des figures

---

<b>Figure IV.4.B</b> : Projection stéréographique marne jaune (stereonet 10).....	<b>87</b>
<b>Figure IV.4.C</b> : Projection stéréographique minerais de fer (stereonet 10).....	<b>87</b>
<b>Figure IV.5</b> : Détermination du B (facteur d'orientation des joints).....	<b>88</b>
<b>Figure IV.6</b> : Détermination du C (facteur de gravité).....	<b>89</b>
<b>Figure IV.7</b> : Rayon hydraulique des roches pour une profondeur H=450m.....	<b>91</b>
<b>Figure IV.8</b> : Rayon hydraulique des roches pour une profondeur H=550m.....	<b>93</b>
<b>Figure IV.9</b> : schéma représentatif de la disposition des piliers selon le premier scenario.....	<b>96</b>
<b>Figure IV.10</b> : schéma représentatif de la disposition des piliers selon le deuxième scenario.....	<b>97</b>
<b>Figure IV.11</b> : Graphique de stabilité de ( $N'$ ) en fonction de HR avec zones d'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS).....	<b>100</b>
<b>Figure IV.12</b> : Graphique de stabilité généralisé basé sur la dilution, indépendant de la largeur du corps minéralisé pour la conception de chantier ouvert développée.....	<b>101</b>

## CHAPITRE V :

### IMPACTS ENVIRONNEMENTAUX ET SECURITE DANS LA MINE DE BOUKHADRA

<b>Figure V.1</b> : Effondrement dans la mine de fer de Boukhadra (Cliché personnelle)...	<b>107</b>
<b>Figure V.2</b> : Déversement des huiles au niveau des aires de stockage .....	<b>109</b>

The logo of Université Larbi Tébessi - Tébessa features a central sunburst design with Arabic calligraphy at the top and a stylized open book at the bottom. The text "Liste des Tableaux" is overlaid in the center in a large, black, serif font.

# Liste des Tableaux

جامعة العربي التبسي - تبسة  
Universite Larbi Tébessi - Tébessa

# Liste des tableaux

---

## CHAPITRE I :

### GENERALITE SUR LES PERTES ET LA DILUTION

<b>Tableaux I-1</b> : Description physique des massifs rocheux pour les classes rencontrées dans les mines opérant par chantiers ouverts modifié.....	<b>13</b>
---	-----------

## CHAPITRE II :

### PRESENTATION DE LA MINE DE BOUKHADRA

<b>Tableau II.1</b> : Réserves géologiques et exploitables de la mine Boukhadra (AU 31/12/2020).....	<b>45</b>
<b>Tableau II.2</b> : La production annuelle de la mine de Boukhadra 2021.....	<b>46</b>
<b>Tableau II. 3</b> : Représentation des réserves récupérables de 4 <sup>ème</sup> phase.....	<b>48</b>
<b>Tableau II.4</b> : Réserves exploitables de 4 <sup>ème</sup> phase axe Nord.....	<b>48</b>
<b>Tableau II.5</b> : Réserves exploitables de 4 <sup>ème</sup> phase axe Sud-Est.....	<b>49</b>

## CHAPITRE III :

### ETAT ACTUEL DE LA MINE DE BOUKHADRA

<b>Tableau III.1:</b> Les caractéristiques de la sondeuse.....	<b>53</b>
<b>Tableau III.2:</b> Les caractéristiques des engins de chargement à ciel ouvert.....	<b>53</b>
<b>Tableau III.3:</b> Les caractéristiques des camions de transport à ciel ouvert.....	<b>54</b>
<b>Tableau III.4</b> : Profondeurs moyennes et angle de pendage du gîte exploité en souterrain.....	<b>55</b>
<b>Tableau III.5</b> : Les dimensions de la galerie principale du niveau 1105.....	<b>57</b>
<b>Tableau III.6</b> : Les caractéristiques des chariots de foration souterraine.....	<b>61</b>
<b>Tableau III.7</b> Dimension de l'explosif.....	<b>62</b>
<b>Tableau III.8</b> : résumé plan de tir en souterrain.....	<b>67</b>
<b>Tableau III.9</b> : Les caractéristiques des chargeuses souterraines.....	<b>69</b>
<b>Tableau III.10</b> : Les caractéristiques des camions souterrains.....	<b>69</b>
<b>Tableau III.11</b> : Les caractéristiques du concasseur giratoire (à conne) .....	<b>74</b>

## Liste des tableaux

---

<b>Tableau III.12</b> : Plan d'exploitation (prévisionné vs réalisé) 2020.....	<b>75</b>
--	-----------

### CHAPITRE IV :

#### ETUDE DE LA PERFORMANCE DES CHANTIERS OUVERTS DANS LA MINE SOUTERRAINE DE BOUKHADRA

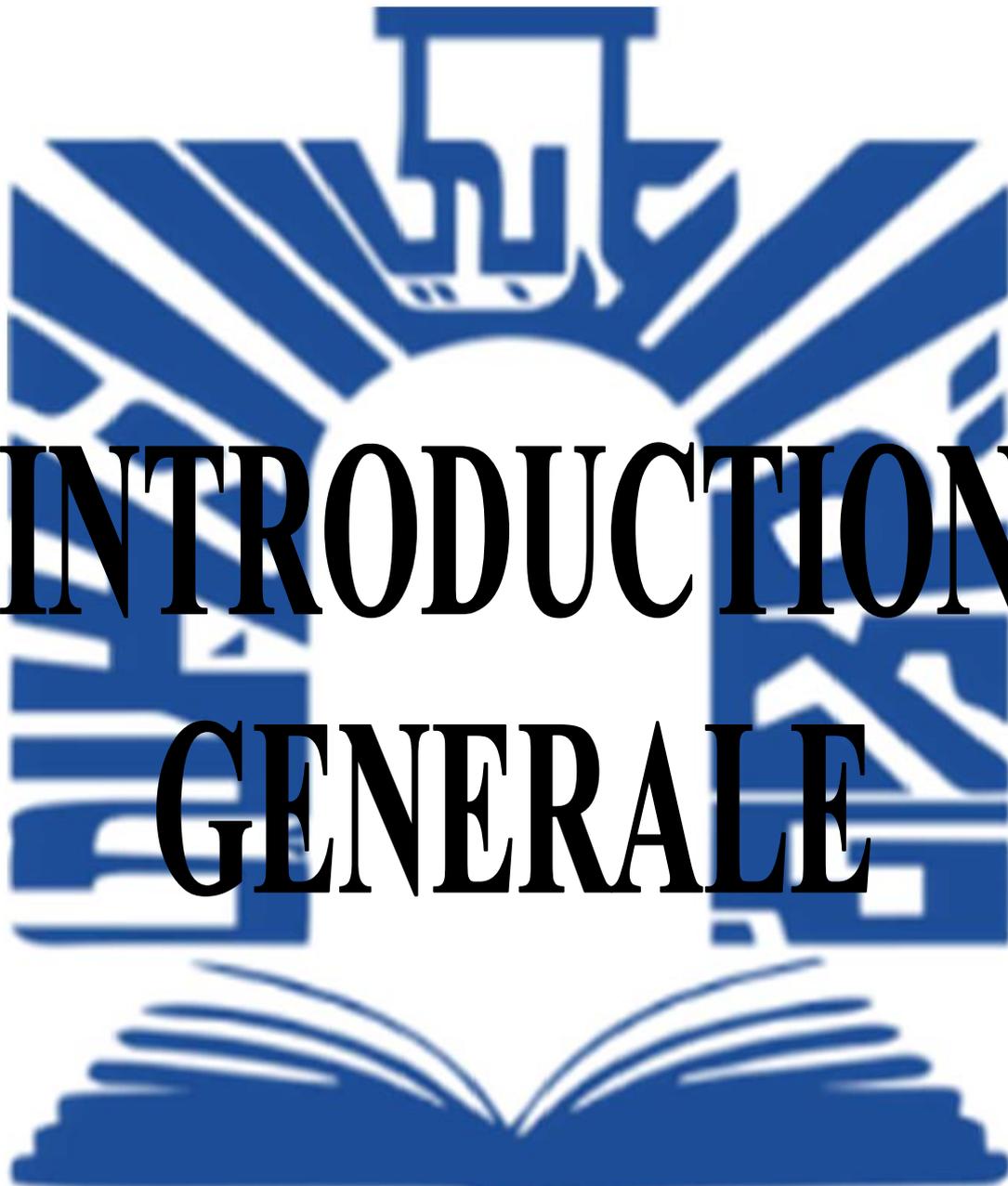
<b>Tableau IV.1</b> : paramètres de la méthode d'exploitation.....	<b>77</b>
<b>Tableau IV. 2</b> : Plan de production de la mine (3 <sup>ème</sup> phase).....	<b>80</b>
<b>Tableau IV.3</b> : Résultats de la masse volumique.....	<b>82</b>
<b>Tableau IV.4</b> : Résultats de l'indice de classification NGI modifié (Q'), pour la mine souterraine de BOUKHADRA.....	<b>83</b>
<b>Tableau IV.5</b> : Facteur de contrainte A avec la profondeur H=450 m.....	<b>85</b>
<b>Tableau IV.6</b> : Facteur de contrainte A avec la profondeur H=550 m.....	<b>85</b>
<b>Tableau IV.7</b> : Résultats du B (facteur d'orientation des joints).....	<b>88</b>
<b>Tableau IV.8</b> : Résultats C (facteur de gravité).....	<b>89</b>
<b>Tableau IV.9</b> : Indice de stabilité H =450m.....	<b>89</b>
<b>Tableau IV.10</b> : abréviations et couleurs des zones relatives à la méthode de stabilité des graphes.....	<b>90</b>
<b>Tableau IV.11</b> : Résultat de rayon hydraulique H =450m.....	<b>92</b>
<b>Tableau IV.12</b> : Indice de stabilité H =550 m.....	<b>92</b>
<b>Tableau IV.13</b> : Résultats de rayon hydraulique H =550m.....	<b>93</b>
<b>Tableau IV.14</b> : Résultats de calcul de la longueur de la chambre.....	<b>94</b>
<b>Tableau IV.15</b> : Résultats de calcul de la longueur de la chambre, variante1.....	<b>95</b>
<b>Tableau IV.16</b> : Résultats de calcul de la longueur de la chambre, variante2.....	<b>95</b>
<b>Tableau IV.17</b> : Dimensions finales de la chambre variante 1.....	<b>96</b>
<b>Tableau IV.18</b> : Dimensions finales de la chambre variante 2.....	<b>96</b>
<b>Tableau IV.19</b> : Paramètres de calcul des réserves.....	<b>97</b>
<b>Tableau IV.20</b> : pourcentage de pertes, pourcentage d'extraction pour variante 1 et variante 2.....	<b>98</b>

## Liste des tableaux

---

**Tableau IV.21** : la dilution selon les deux variantes et selon le rapport d'AMEC.. **103**

**Tableau IV.22** : comparaison entre les résultats obtenus pour les deux variantes... **103**

The logo of Université Larbi Tébessi - Tébessa features a central sunburst design with rays emanating from a central point. Above the sunburst is a stylized representation of a building or monument. Below the sunburst is an open book. The entire logo is rendered in a dark blue color.

# INTRODUCTION GENERALE

جامعة العربي التبسي - تبسة  
Universite Larbi Tébessi - Tébessa

## INTRODUCTION GENERALE

---

Actuellement, la consommation des matières premières ne cesse de s'accroître à l'échelle mondiale. L'exploitation des réserves des minéraux utiles a une importance capitale pour développer l'économie des pays.

L'objectif de toute entreprise est d'assurer une exploitation optimale de ses ressources en tenant compte à leurs diverses caractéristiques techniques, économiques et humaines. Malheureusement dans une exploitation souterraine on est confronté à des obstacles tels que les problèmes, d'ajout des matériels non économiques et non planifiés aux réserves minières appelé dilutions, l'abandon d'une partie de ces réserves jugées exploitables nommé pertes, et l'instabilité ; Ces obstacles influent négativement sur la performance des chantiers ouverts dans une mine souterraine telle que la mine souterraine de Boukhadra.

Le présent travail vise à atteindre l'extraction maximale de minerai, réduire l'effet des pertes et dilution au minimum, tout en évitant de compromettre la stabilité des chantiers ouverts de la mine de Boukhadra, c'est-à-dire améliorer la performance des chantiers.

Pour atteindre l'objectif visé nous avons élaboré un travail composé de cinq chapitres :

Le premier chapitre est consacré à l'étude théorique de la performance des chantiers ouverts, pertes et dilution. Toutes les définitions relatives aux pertes et dilution ont été détaillées à savoir : définitions, sources, types, méthodes calculs et paramètres d'influence ;

Pour la résolution du problème de performance des chantiers nous avons choisi la méthode de graphique de stabilité développé par Clark et Pakalnis en 1998 et devenue graphique de stabilité avec l'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS) ce qui a présenté la possibilité d'une estimation quantitative plus ou moins précise de la dilution ;

Le deuxième chapitre se concentre sur l'étude géologique, stratigraphique, hydrologique détaillée de la région de Boukhadra, une description détaillée concernant la morphologie et les réserves globale ainsi qu'une description géo-minière de minerai et l'encaissant de la 4<sup>ème</sup> phase en développement.

## INTRODUCTION GENERALE

---

Le troisième chapitre est destiné à la présentation de l'état actuel des travaux d'exploitation de la mine de Boukhadra. On a présente la méthode souterraine et celle à ciel ouvert et leurs paramètres géométriques techniques. L'exploitation souterraine est considérée en détail : la méthode d'exploitation, les équipements employés, l'aérage de la mine et le soutènement utilisé.

Le quatrième chapitre se concentre sur l'étude de la performance des chantiers ouverts de la mine souterraine de Boukhadra en estimant les pertes de la phase en exploitation ainsi que l'utilisation de la méthode graphique de stabilité pour dimensionner les chambres.

On a employé la méthode de graphique de stabilité avec l'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS) pour quantifier la dilution, parallèlement on a utilisé une méthode plus récente publié par A.Papaioanou et F.T.Suorineni en 2015.

Le cinquième chapitre est destiné à une description des impacts des travaux miniers sur les éléments de l'environnement et les risque rencontrés lors de déroulement des travaux miniers.



# CHAPITRE

# I

جامعة العربي التبسي - تبسة  
Universite Larbi Tébessi - Tébessa

## **I.1 INTRODUCTION**

La performance d'un chantier ouvert se mesure par son habilité à obtenir une extraction maximale avec une dilution minimale. On ne peut envisager une extraction complète d'un chantier sans entamer la stabilité des chantiers ouverts.

Le succès de performance repose sur la stabilité des grands murs et couronnes de chantiers (principalement non renforcés) ainsi que sur la stabilité de toutes les masses de remblai exposées [4].

Plusieurs travaux traitent le sujet du design des chantiers ouverts dans les mines souterraines, mais seulement un certain nombre limité d'entre elles considèrent la problématique de la dilution et des pertes.

Vu l'existence de différentes définitions de la dilution rend la comparaison de ces travaux difficiles [5,6].

Certains chercheurs traitent la problématique d'une manière qualitative et s'appuient sur des valeurs obtenues par des observations visuelles [5,7].

Cette situation est due au fait que les techniques d'arpentage par systèmes de mesure de cavités (CMS), permettant un calcul précis du volume des chantiers ouverts où l'entrée sécuritaire du personnel est impossible, ont seulement été développées au début des années 1990.

C'est donc uniquement à partir de 1998, avec l'introduction des variables ELOS, qu'une méthode d'estimation quantitative de la dilution et des pertes a été proposée [8].

## **I.2 DILUTION ET PERTES**

### **I.2.1 Définitions**

Pour aborder le sujet de pertes et dilution il est impératif de définir d'abord minerais, stérile, teneur de coupure :

#### **a- minerais**

Une substance minérale naturelle, d'où il est rationnel, compte tenu des conditions actuelles (techniques et économiques), d'extraire par le traitement industriel les métaux et les composants utiles qu'il contient, bien sur, en tenant compte les conditions techniques et économiques actuelles [3].

**b- Stérile**

Habituellement, les minéraux utiles se trouvent avec les autres minéraux n'ayant pas d'utilité industrielle et on les appelle roches stériles

Le volume total du minerai et des stériles extraits est nommé masse minière [3].

**c- Teneur de coupure (cutoff grade)**

Une teneur quelconque, utilisée pour une raison quelconque, afin de démarquer deux lignes de conduites: soit exploiter un gisement ou le laisser en place, soit traiter le minerai ou le rejeter. Ce peut être également une suite de teneurs utilisées pour tronquer une distribution de teneurs ou pour séparer du matériel minéralisé en fractions graduées.

**I.2.2 Dilution : définitions, types, sources et méthodes de calcul**

Lorsqu'un projet minier passe de la phase de la conception à la phase de la production, des différentes incertitudes et difficultés ont une influence sur la conception et la valeur économique de l'exploitation. Un paramètre de conception notable à considérer est le facteur de dilution

**a- Définition de la dilution**

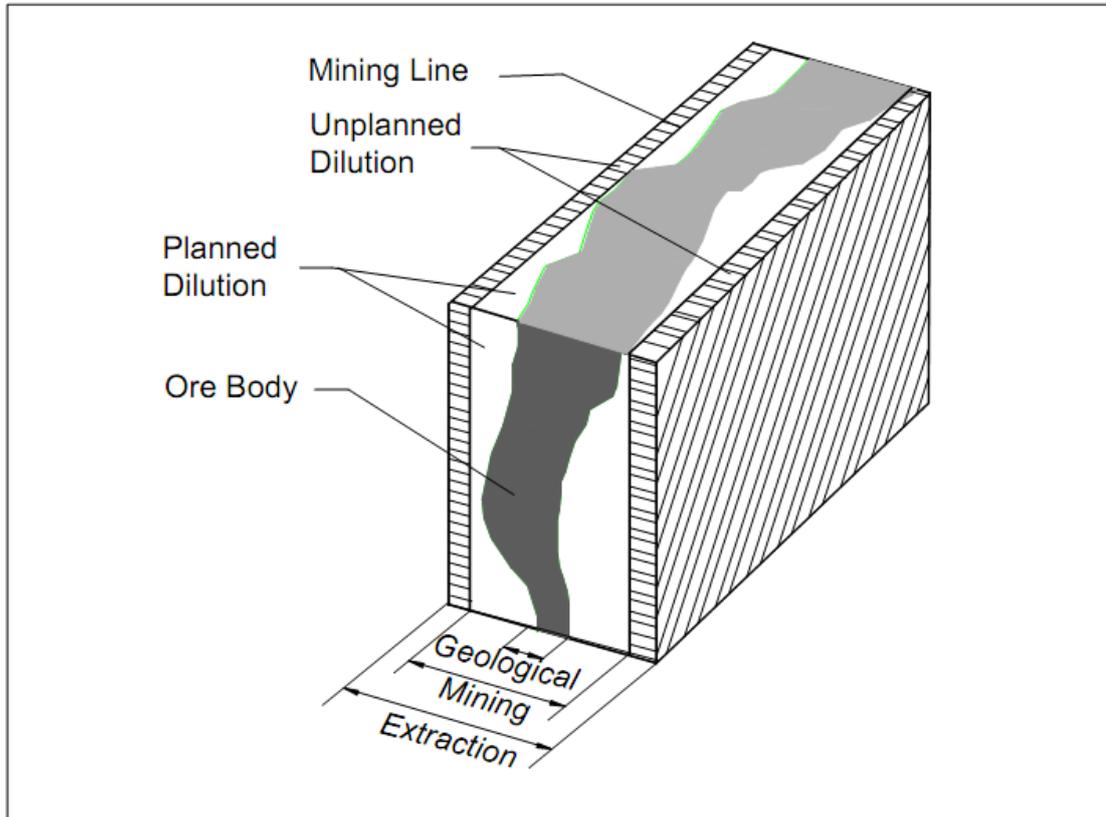
La dilution et les pertes additionnelles des réserves sont considérées parmi les principaux facteurs qui influencent négativement les performances techniques et économiques de l'exploitation souterraine [1].

Dilution : Elle correspond à l'addition de roche stérile, de matériel qui n'est pas du minerai, de matériel sous la teneur de coupure ou de remblai au minerai durant le processus de minage [9].

**b- Les types de dilution**

- dilution planifiée (planned dilution) : C'est la quantité de la roche stérile extraite avec le minerai à cause d'irrégularité de la géométrie du gisement et en raison de l'incapacité opérationnelle de séparer efficacement les matériaux pendant le processus d'extraction [10].

- dilution additionnelle (unplanned dilution): C'est la quantité des roches stériles qui se trouve à l'extérieur des limites planifiées des chantiers d'abattage (Voir Figure I-1).



**Figure I-1** : Dilution planifiée et dilution additionnelle [2].

c- Les sources de la dilution :

Les différentes sources sont :

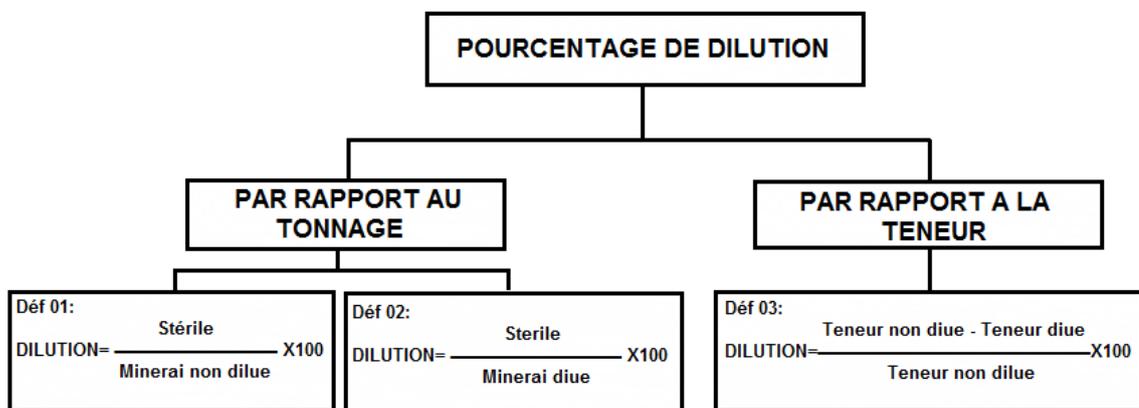
- Sources de la dilution planifiée : La dilution planifiée est inévitable, elle est liée à la méthode d'exploitation au niveau des travaux préparatoires et celui des travaux d'abattage ; Souvent il est obligatoire de créer des ouvertures dépassant la puissance du gisement, notamment dans le cas des gisements filoniens, pour pouvoir opérer convenablement.

Lorsque la géométrie du gisement est irrégulière l'extraction d'une certaine quantité de stérile avec le minerai est inévitable [1].

- Sources de la dilution additionnelle : Les sources de la dilution additionnelle sont d'ordre technique et géotechnique. Sur le plan technique la dilution additionnelle peut être causée par manutention du minerai et du remblai. Tandis que, Sur le plan géotechnique, elle est due essentiellement aux effondrements des épontes suite soit à des vibrations excessives durant les travaux de sautage, soit à un soutènement inadéquat [1].

d- Pourcentage de dilution (méthode de calcul)

Selon ses types, le pourcentage de dilution est calculé par les formules présentées dans la Figure I-2 :



**Figure I-2 :** Classification de différentes définitions de la dilution [1].

Une représentation graphique (figure I-3) de deux définitions (Déf(1)et Déf(2) du Figure I-2)) permet de mettre en évidence la différence entre ces dernières : pour une tonne de minerai et une tonne de stérile, la dilution est de 100% pour une définition (Déf(1) et de 50% pour l'autre Déf(2)).

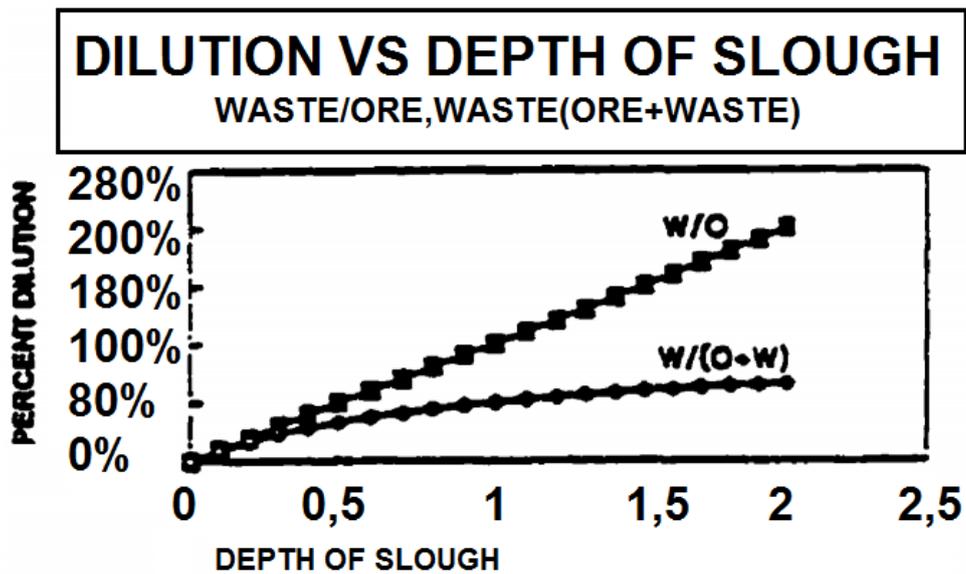


Figure I-3 : Comparaison de l'allure de la courbe de dilution, selon deux définitions [16].

e- Facteur de dilution

La dilution peut être interprétée comme étant l'action de diluer le minerai par du stérile [17]. Donc, le phénomène de la dilution est vu comme un processus qui part d'un état original (minerai non dilué) pour atteindre ou arriver à un état final (minerai dilué). donc, le rapport entre l'état final et l'état initial permet de définir le terme de la dilution. En termes plus techniques, ce dernier est défini comme étant le rapport entre le tonnage du minerai dilué et tonnage du minerai non dilué

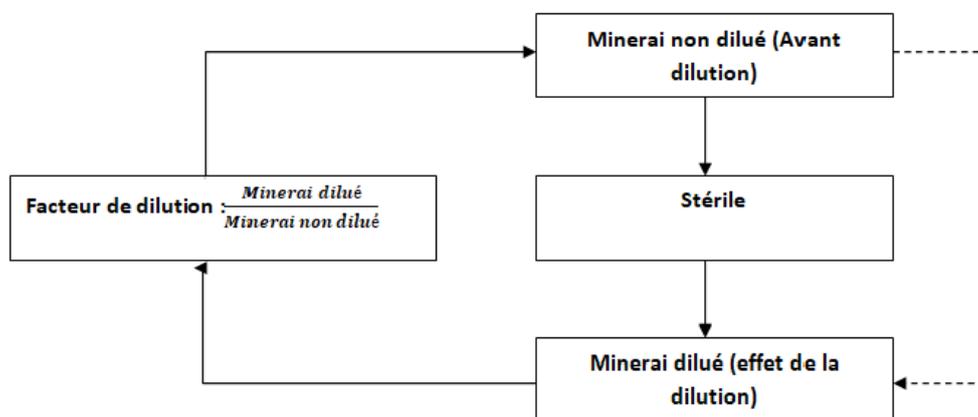


Figure I-4 : Définition du facteur de dilution.

### I.2.3 Pertes : définitions, types, sources et méthodes de calcul

#### a- Définitions

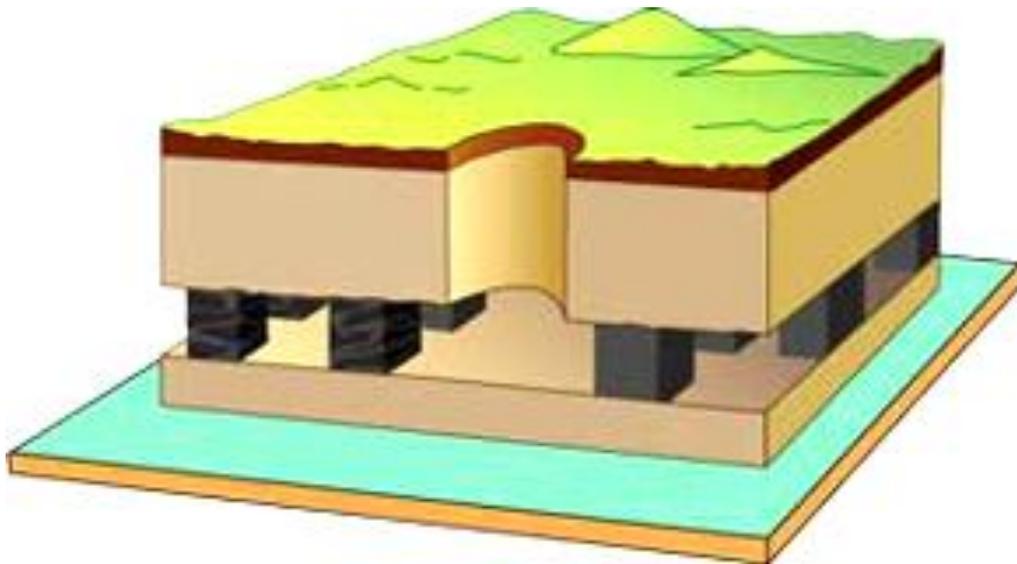
Les pertes sont tout minerai non récupéré en chantiers, au traitement ou simplement exclu du design des chantiers planifiés [9].

Parfois les pertes font suite à la nécessité conséquente de laisser les stots de minerai (couronne, pilier).

#### b- les types de pertes

- Pertes planifiées

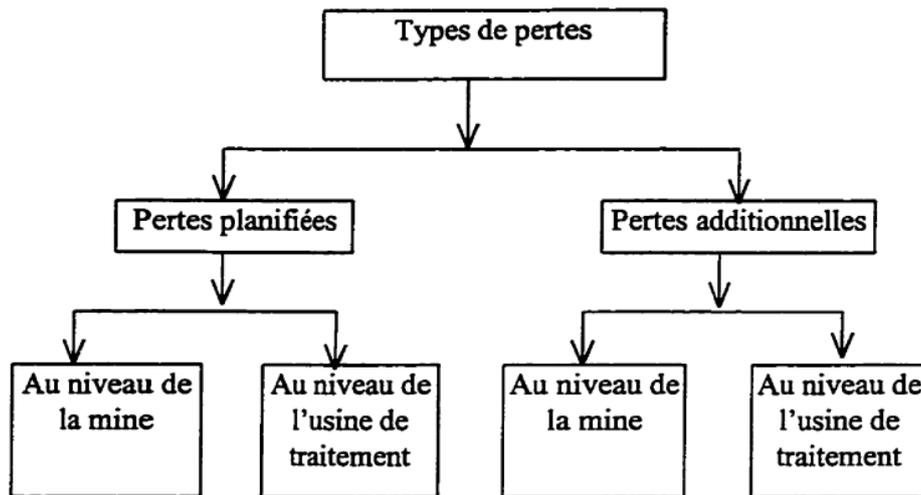
Les pertes de minerai planifiées correspondent au minerai abandonné lors du design dû à l'utilisation de piliers qui assure le maintien des terrains situées au dessus du gisement, à la présence de conditions géomécaniques défavorables, à la géométrie du gisement, etc.



**Figure I.5 :** Perte de minerai par abandon des piliers dans les exploitations à faible profondeur.

- Pertes additionnelles

Les pertes additionnelles de minerai, correspondent au minerai inclus dans les réserves qui ne peut être récupéré en chantier. Ce type de pertes peut être a cause de la qualité d'exécution des travaux d'extraction ou à l'instabilité des chantiers et des points de soutirage [13].



**Figure I-6 :** Types des pertes aux différents niveaux d'opération.

c- Sources des pertes

On distingue les sources suivantes :

- pertes en piliers de protection autour des ouvrages miniers, abandonnés définitivement ou récupérées partiellement ;
- abattage incomplet de minerai près du contour du gite ;
- Soutirage incomplet du minerai abattu [1] ;
- Pertes et dilution dans les processus de minage :

Certains auteurs présentent les processus de dilution et de pertes selon une vue d'ensemble des étapes d'un projet minier [14 ,9]. Ces différentes étapes sont :

- Délimitation du gisement ;
- Design et organisation d'exploitation ;
- Travaux préparatoires ;
- Forage et sautage ;
- Production ;
- Traitement.

La Figure I-7 présente un schéma de la progression de la dilution et des pertes au cours des processus de minage, elle présente un schéma simplifié pour comprendre les effets de la dilution et des pertes sur l'ensemble des étapes de l'exploitation d'un gisement.

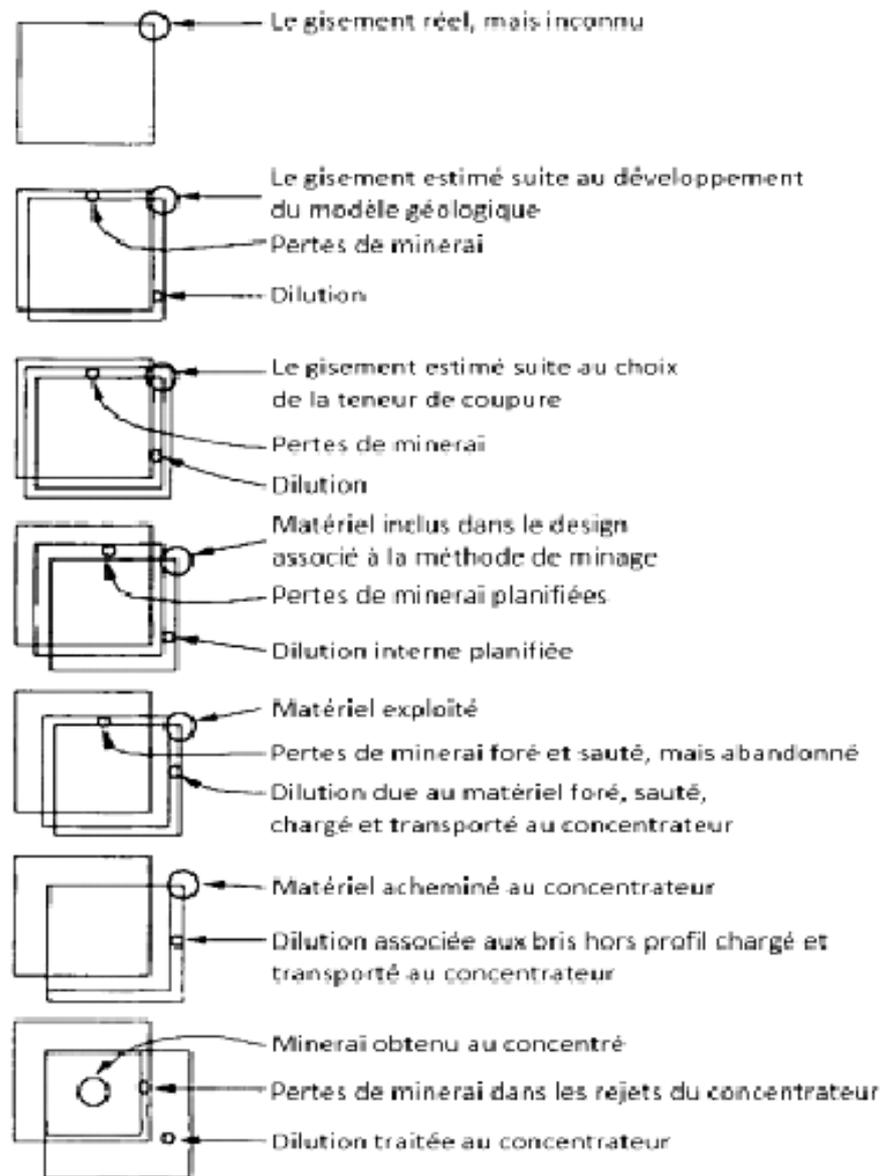


Figure I-7: Progression des pertes et de la dilution [14].

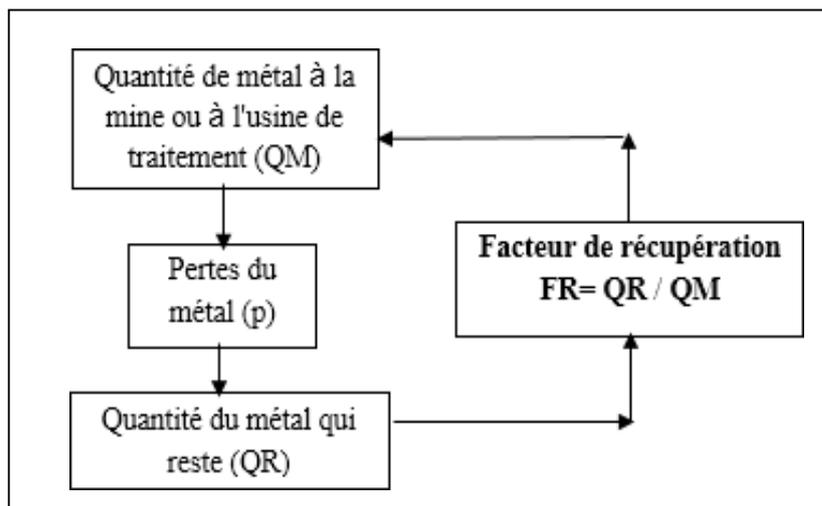
**d- Calcul des pertes**

d-1 Le pourcentage de pertes : Il correspond au tonnage des pertes planifiées et opérationnelles sur le tonnage de minerai multiplié par cent.

Le pourcentage final de pertes (pp) est lié au facteur de récupération (FR) par l'équation suivante :

$$Fr = 1 - pp/100 \quad (\text{Équation I - 1})$$

d-2 Facteur de récupération : La récupération des réserves minières en place, dans la mine, ou le métal du tout- venant, à l'usine de traitement, les pertes sont inévitables. Pour traduire ces dernières, d'une manière indirecte, on définit un facteur de récupération de métal (FR) par lequel on introduit le rapport entre la quantité du métal récupéré et celle du métal à récupérer (Figure 1.8). En se basant sur cette notion on a :



**Figure 1.8 :** Facteur de récupération du métal (FR).

**I.3 EFFETS LIES A LA DILUTION ET AUX PERTES**

Les effets de la dilution et pertes sont multiples et entraînent des conséquences diverses. Ces effets sont :

**I.3.1 effet sur la teneur et le coût d'opération**

L'ajout de stérile augmente le tonnage d'une part, mais elle réduit la teneur d'autre part et elle contribue à une augmentation de coût d'opération, car un recouvrement d'un minerai très faible entraîne un ratio de coût des travaux préparatoires par unité de métal très grand [9].

**I.3.2 effet sur le chargement et le transport du minerai**

Le détachement des épontes est à l'origine du matériel stérile qui induit la dilution avec une granulométrie plus grossière que celle visée par les opérations d'abattage du minerai. Ce qui entraîne une usure prématurée des équipements pendant le chargement et réduit l'efficacité des opérations de chargement.

Les blocs de grande dimension ainsi formés nécessite parfois des sautages secondaires, ce qui nécessite de délais dans les opérations de chargements [8,9].

**I.3.3 effet sur le traitement**

L'ajout de multiples matériaux lors de la dilution peut entraîner des effets indésirables sur le processus de traitement du minerai et provoque un effet négatif sur le taux de récupération [9,14].

Le taux de production d'une mine est limité par la capacité de son concentrateur. L'ajout de matériaux de dilution en proportion plus important que les pertes, induisant une augmentation de la durée de vie de la mine pour une quantité de métal traité inférieur à celle planifiée, ce qui est souvent le cas dans les opérations utilisant des méthodes par chantier ouvert remblayés. Cela a un effet négatif sur le temps de récupération de l'investissement initial [13,8].

**I.4 PARAMETRES D'INFLUENCES**

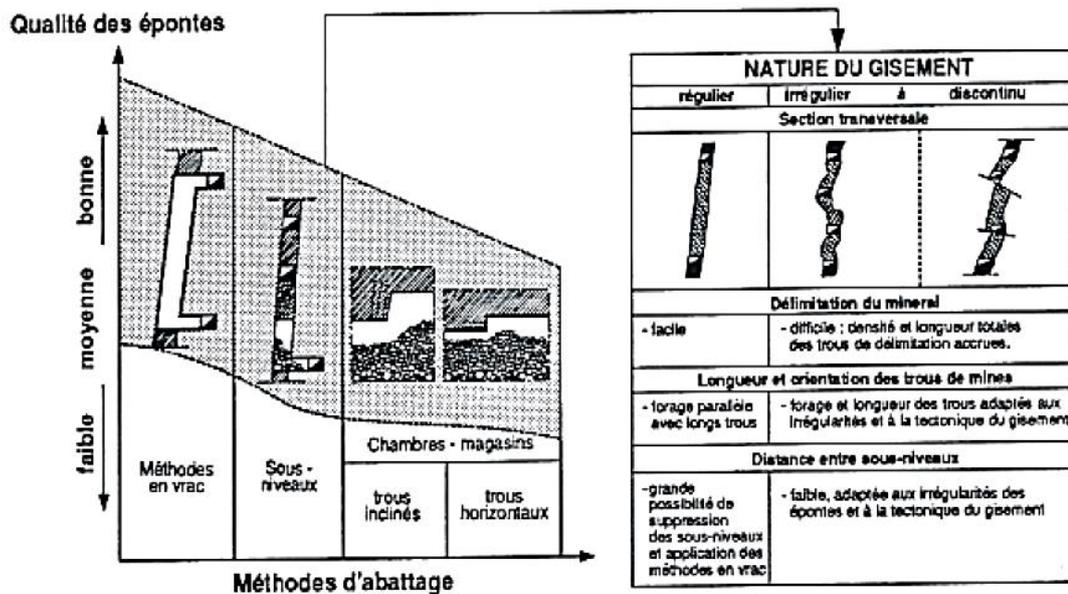
Les paramètres qui ont une influence sur la performance des chantiers ouverts sont nombreux et leurs influences affectent l'ensemble de processus de minage. Les paramètres d'influence peuvent être regroupés sous deux catégories, soit ceux affectant la dilution et les pertes planifiées et ceux affectant la dilution et les pertes opérationnelles.

**I.4.1 Paramètres influençant la dilution et les pertes planifiées**

Les paramètres essentiels affectant la dilution et les pertes planifiées sont principalement liés au choix de la méthode de minage, alors que le choix de cette dernière repose essentiellement sur la géométrie du gisement ainsi que sur la qualité des épontes et du minerai. Il existe aussi des facteurs secondaires affectant le choix d'une méthode de minage tels que le coût d'opération, la sélectivité et la flexibilité, le

taux de recouvrement et de dilution, la santé et la sécurité des employés, la productivité, etc. [15].

La Figure I-9 montre l'influence de la qualité des épontes et de la nature du gisement sur le choix de la méthode d'abattage dans le cas de gisements filoniens fortement inclinés [11].



**Figure I.9 :** Influence de la nature du gisement et la qualité des épontes sur la méthode d'abattage [11].

La dilution planifiée est influencée non seulement par le choix de la méthode de minage choisie, mais aussi par le choix des équipements utilisés. Les dimensions de ces derniers et le pendage du gisement imposent une ouverture de minage minimale [11]. Une quantité de dilution doit être impérativement planifiée lorsque cette ouverture minimale est plus importante que la puissance du gisement [12].

### I.4.2 Paramètres influençant la dilution et les pertes opérationnelles

Les paramètres influençant la dilution et les pertes opérationnelles sont :

- Qualité des épontes, du minerai et du remblai ;
- Design des chantiers (géométrie et orientation, «overcut» et «undercut» ) ;
- Forage et sautage ;

- Chargement et transport ;
- Temps.

La plupart des paramètres cités précédemment sont liés à la qualité du travail effectué. Pour cette raison, certains auteurs mentionnent le niveau de supervision comme étant un paramètre d'influence majeur dans le contrôle des taux de dilution et de pertes lors des opérations de forage, de sautage et de manutention du minerai. Un effort d'équipe doit être réalisé pour aboutir à un programme de contrôle des performances efficaces. Il faut signaler que le personnel impliqué dans toutes les étapes de la production doit être conscientisé par rapport aux conséquences de la dilution et des pertes ainsi qu'aux paramètres qui les influencent. De plus, un nombre de superviseurs suffisant doit être présent sur le terrain et les programmes de récompense devraient être axés sur la qualité du minerai extrait et non la quantité [18].

#### a- Qualité des épontes, du minerai et du remblai

Selon le contexte géologique dans lequel un projet minier est développé, le choix de la méthode de minage est réalisé. Une fois la méthode par chantiers ouverts est choisie, les premiers facteurs à connaître pour évaluer la performance des chantiers sont les caractéristiques de la zone minéralisée, la nature des contacts entre les zones minéralisées et stériles et l'intégrité structurale du massif environnant [15]. De nombreux systèmes de classification des massifs ont été créés afin de standardiser la collecte de ces informations et d'aider au design des excavations [19]:

- Le système « Rock Mass Rating » (RMR) [20] ;
- Le système « Tunnelling Quality Index » (Q) [21] ;
- Le système « Mining Rock Mass Rating » (MRMR) [22] ;
- Le critère de rupture de Hoek et Brown [23] ;
- Les graphiques de stabilité [24] ;
- La règle de Laubscher pour minage par bloc foudroyé [25] ;
- Le « Geological Strength Index » (GSI) [26];
- Le « hard rock pillar design graph » [27];

- Les graphiques de stabilité avec l'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS) [8].

Les graphiques de stabilité avec l'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS) seront détaillés pendant l'estimation de la dilution et des pertes. Chacune de ces méthodes utilise les caractéristiques du roc et de la surface de ses discontinuités pour associer une valeur qui permet de classer le massif selon un système de catégories. Les trois classes de massifs usuellement présentes dans les mines opérant par chantiers ouverts sont qualifiées : « Excellent, Bon, et Moyen ».

Le Tableau I-1 présente la description physique de ces types de massifs rocheux et associe chaque catégorie avec les valeurs RMR, Q et GSI équivalentes. Les Équation I-2, Équation I-3 et Équation I-4 présentent les relations qui lient ce trois systèmes de classification du massif rocheux [28].

**Tableaux I-1 :** Description physique des massifs rocheux pour les classes rencontrées dans les mines opérant par chantiers ouverts [28].

Classe de massif rocheux	Valeur de GSI	Qualificatif	Description typique	Grosseur typique des blocs	Classification équivalente (Équation 2-5 et Équation 2-6)
I	80	Excellent	Roc massif à jointé dont la surface des joints est en bonne condition	125 cm <sup>3</sup>	RMR ± 80 Q ± 50
II	65	Bon	Roc jointé dont la surface des joints est en bonne condition	50 cm <sup>3</sup>	RMR ± 65 Q ± 10
III	50	Moyen	Roc jointé à densément jointé dont la condition de la surface est de bonne à moyenne	15 cm <sup>3</sup>	RMR ± 50 Q ± 2

$$GSI = RMR_{76} \quad (\text{Équation I-2})$$

$$GSI = RMR_{89} - 5 \quad (\text{Équation I-3})$$

$$GSI = 9 \ln Q + 44 \quad (\text{Équation I-4})$$

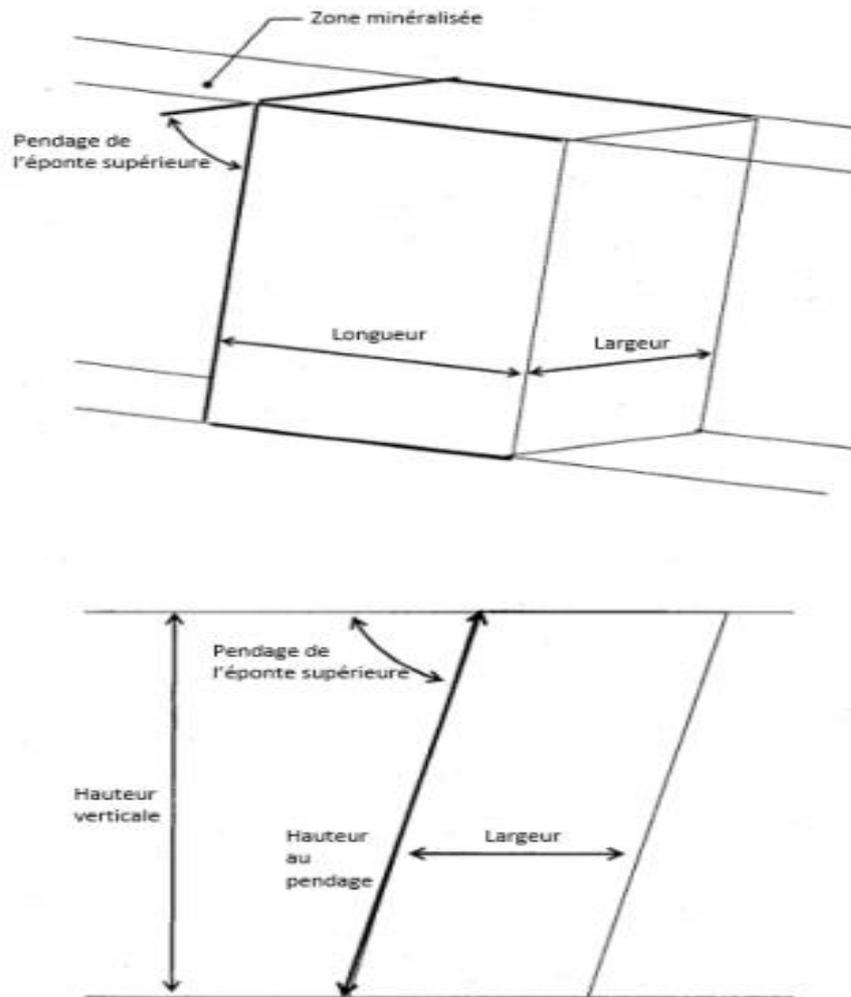
Souvent les gisements avec une bonne qualité des épontes permettent une grande performance des chantiers. Par contre, les gisements dont la qualité des épontes est d'une qualité inférieure à « Moyenne » n'offrent habituellement pas une stabilité suffisante à l'utilisation sécuritaire et économique de méthodes par chantiers ouverts.

La qualité des épontes est en lien avec sa classification, mais aussi avec la présence de structures majeures. Il est reconnu que la présence de failles ou de zones de cisaillement à proximité d'une excavation influence sa stabilité [29].

Concernant la qualité du remblai, elle est généralement exprimée par sa résistance en compression uniaxiale. Pour le remblai en pâte, souvent cette valeur varie entre moins de 1 MPa à plus de 5 MPa selon l'usage prévu, soit de la simple autoportance au support de terrain <sup>[30]</sup>. La résistance en compression, pour le remblai en pâte autant que pour le remblai rocheux cimenté, dépend principalement de la nature du stérile et du pourcentage de ciment utilisé dans sa fabrication.

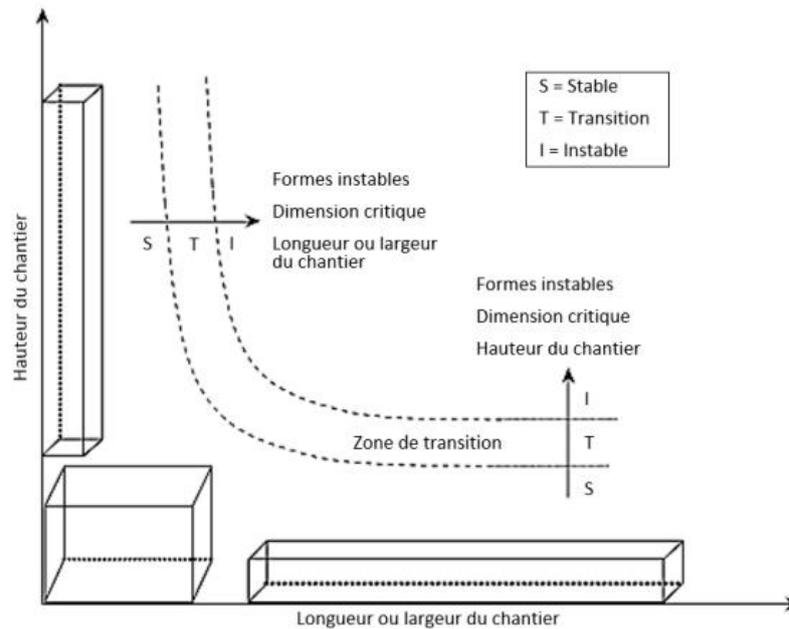
b- Design des chantiers (géométrie et orientation, «overcut» et «undercut»)

La stabilité des chantiers ouverts est assurée par des paramètres tels que la géométrie des chantiers et leurs orientations par rapport aux structures géologiques. Ces paramètres jouent un rôle primordial dans le contrôle de leurs performances. La Figure I-10 présente la géométrie d'une chambre ouverte typique.



**Figure I-10 :** Vues iso et section montrant la géométrie d'une chambre ouverte typique [28].

La largeur des chantiers est habituellement dictée par l'ouverture minimale de minage ou la puissance de la zone minéralisée. C'est donc principalement le choix de la hauteur et de la longueur des chantiers lors du design qui permet un contrôle sur leurs performances. L'expérience obtenue suite à l'observation du comportement d'ouvertures souterraines de différentes géométries porte à conclure que l'obtention de chantiers stables est possible lorsque l'on choisit d'opérer avec des ouvertures dont la hauteur est largement supérieure à la longueur ou l'inverse [32]. La Figure I-10 présente les géométries stables selon différents ratios de hauteur par rapport à la longueur pour des chantiers ouverts.



**Figure I-11** : Géométries stables pour les chantiers ouverts [32].

La relation générale qui existe entre la géométrie et la stabilité d'une excavation souterraine est présentée sur la Figure I-10. Sauf que, elle ne prend pas en compte les caractéristiques du massif rocheux ainsi que l'influence de la direction et de la valeur des ratios de contraintes naturelles ce qui rend son usage limité. Deux paramètres qui interagissent avec la géométrie d'une ouverture lors de la redistribution des contraintes induites au voisinage de celle-ci [33].

Le rayon hydraulique (HR) est le terme le plus utilisé pour caractériser les dimensions et la forme des parois d'un chantier. Il est le quotient de l'aire sur le périmètre de la paroi. Sa valeur est donc représentative de la grandeur et du ratio longueur sur hauteur de la paroi en question. Dans le cas de surfaces plus complexes, le facteur de rayon est un terme ayant été introduit afin de mieux représenter les dimensions et la forme [34]. La Figure I-12 et l'Équation I-5 présentent respectivement un schéma descriptif et la méthode de calcul du facteur de rayon.

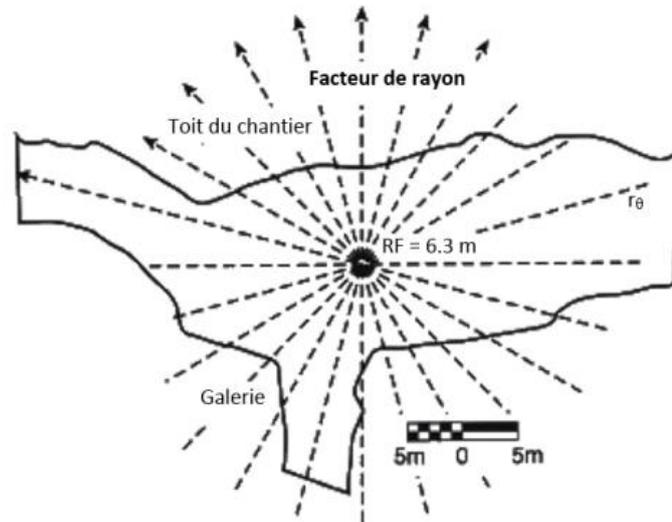


Figure I-12 : Détermination du facteur de rayon [35].

$$RF = \frac{0,5}{\frac{1}{n} \sum_{\theta}^n + \frac{1}{r_{\theta}}} \quad (\text{Équation I-5})$$

$r_{\theta}$  = distance du centre à la limite pour l'angle  $q$

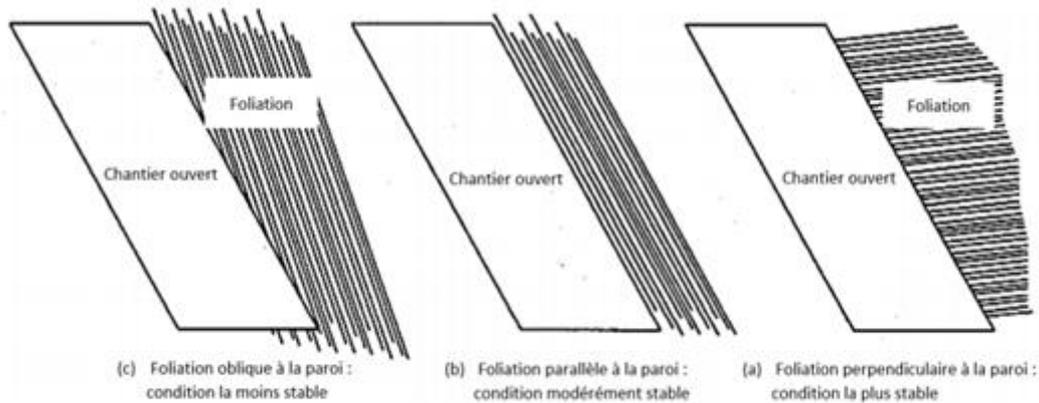
$n$  = nombre de rayons mesurés

Cependant, il faut noter qu'un design de chantier trop complexe affecte les performances de celui-ci et contribue à l'effet négatif des facteurs influençant la dilution et les pertes [28,36].

Le pendage des épontes est un autre paramètre important de la géométrie d'un chantier, qui est toutefois hors du contrôle de l'ingénierie.

D'après multiples observations, on estime que la stabilité d'une paroi verticale est environ cinq fois plus grande que celle d'un toit horizontal [29]. Ce qui explique le fait que la majeure partie du matériel stérile causant la dilution dans un chantier provient habituellement de l'effondrement de l'éponte supérieure. Les différences d'orientation et de pendage entre la foliation ou les discontinuités d'un massif et celles d'une paroi ont aussi été identifiées comme étant des paramètres d'influence important de sa

stabilité. La Figure I-13 montre trois pendages possibles de la foliation par rapport à l'éponte supérieure d'un chantier en ordre croissant de stabilité.



**Figure I-13 :** Influence du pendage de la foliation par rapport à la stabilité de l'éponte supérieure d'un chantier [28].

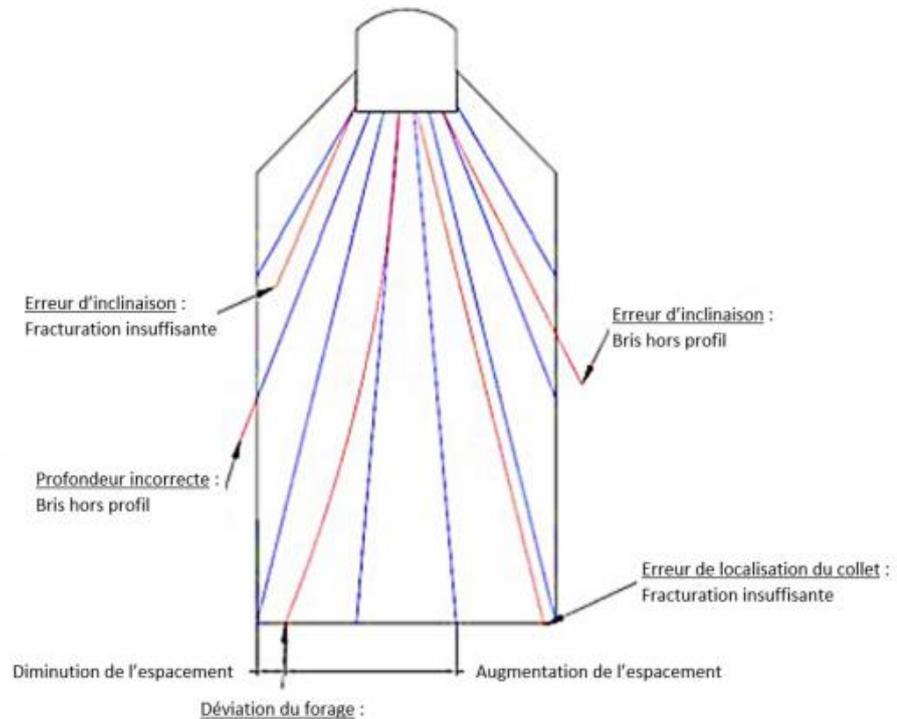
Le taux d'empiétement dans les épontes des ouvertures inférieures et supérieures («overcut» et «undercut») excavées afin d'accéder aux chantiers est un facteur supplémentaire de la géométrie des chantiers s'ajoutant aux facteurs d'influence [28,37, 38].

#### c- Forage et sautage

La qualité des travaux de forage et de sautage peut influencer autant la dilution. Les facteurs qui gouvernent la qualité des travaux de forage sont principalement [39,9] :

- le patron de forage ;
- le type d'équipement de forage utilisé et ses limites ;
- le diamètre des trous ;
- l'implantation des trous, le positionnement de la foreuse ;
- l'expertise et la performance de l'opérateur.

La Figure I-14 présente globalement les effets possibles dus à des opérations de forage inadéquates.



**Figure I-14 :** Effets possibles dus à des travaux de forage inadéquats [39].

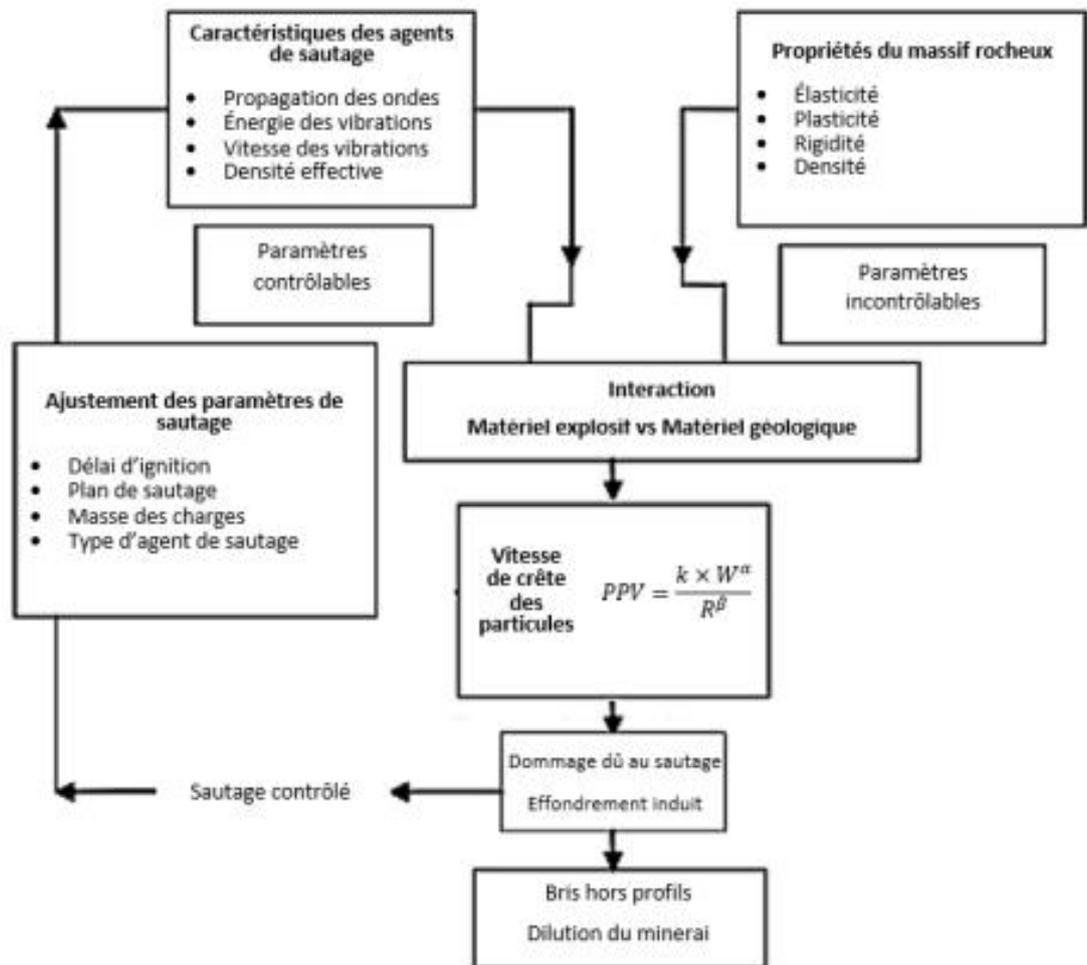
On identifie le manque de précision pendant les opérations de forage comme un facteur d'influence majeur à l'origine de la dilution [28].

Un patron de forage inadéquat entraîne non seulement des vibrations excessives au-delà des limites du chantier mais empêche aussi la distribution l'énergie des produits de sautage dans la totalité du minerai à abattre ce qui affecte les taux de dilution et de pertes.

Une mauvaise implantation du patron ou une moindre performance de forage qui entraîne des différences entre le patron prévu et celui réalisé amène les mêmes conséquences, soit de l'instabilité au niveau des parois du chantier ou une quantité de minerai laissée en place étant donné qu'il n'a pu être abattu.

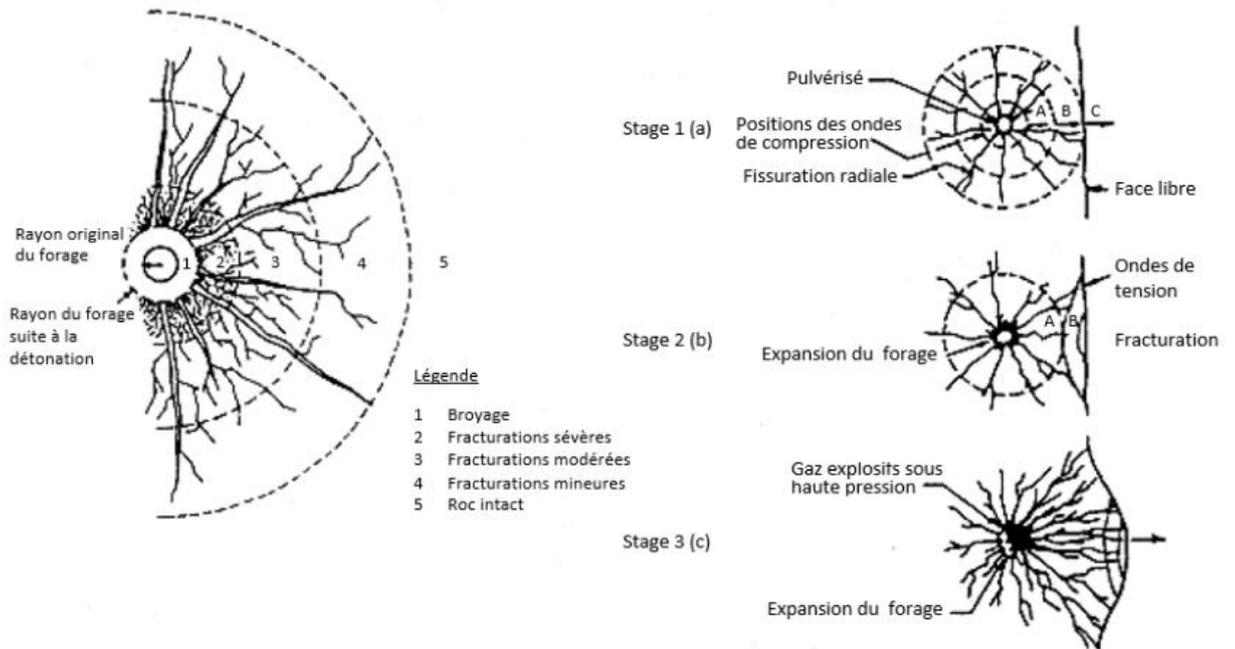
Les paramètres de sautage utilisés peuvent avoir une influence sur la performance des chantiers. La Figure 1-15 présente les principaux facteurs géologiques et opérationnels jouant un rôle dans le contrôle des effets dus aux sautages [9]. La preuve a

été faite que les dommages dus au sautage sont habituellement corrélés au taux de vibration exprimé par la vitesse maximale des particules [28]. Le calcul de la vitesse de crête des particules (PPV) en un point est aussi présenté à la Figure 1-15. Il comprend les variables  $k$ ,  $\alpha$  et  $\beta$ , lesquelles sont en relation avec les caractéristiques du site, ainsi que les variables  $W$ , représentant le nombre de kilogrammes l'explosif par délai et  $R$ , représentant la distance radiale au centre du sautage en mètres.



**Figure 1-15** : Schéma d'analyse du contrôle des effets dus aux sautages [9].

La Figure 1-16 présente schématiquement le phénomène physique associé au sautage. Elle permet de comprendre comment les gaz de sautage s'infiltrent dans les fissures existantes et densifient le réseau de fractures tout en créant des ondes de compression et de tension engendrant différentes zones de fracturation en périphérie des trous de sautage.



**Figure I-16 :** Phénomène physique associé au sautage du roc [40].

L'analyse de cette figure, montre que pour réduire les risques de dilution, il est important que le matériel à l'extérieur des limites d'un chantier soit situé dans les zones 4 ou 5. Par contre, si le minerai inclus à l'intérieur des limites d'un chantier se situe dans ces zones, il peut présenter un niveau de fragmentation insuffisant entraînant de pertes.

Pour créer une face libre permettant le dégagement du matériel abattu, des cheminées d'ouverture sont habituellement utilisées dans les chantiers ouverts. Toutefois, le positionnement des cheminées d'ouvertures trop près des limites des chantiers est reconnu comme ayant un effet négatif sur la stabilité de ses parois due aux fortes vibrations causées par le confinement et l'important facteur poudre communément présent dans cette zone de sautage.

Il faut signaler également que nombre et le séquençage des sautages utilisés lors des opérations d'abattage dans les chantiers sont d'une importance capitale.

L'importance et la fréquence des sautages au voisinage d'ouvertures entraînent une charge dynamique sur le matériel de ses parois. Cette charge dynamique, rarement prise en compte dans le design des chantiers, favorise la déconsolidation des blocs du massif et la formation de dièdres dans le remblai des parois [31].

d- Chargement et transport

Les opérations de chargement et de transport du minerai abattu peuvent aussi participer à dilution et de pertes. En effet, un manque de communication entre les géologues et les équipes de production peut conduire à l'envoi de stérile vers le circuit de minerai ou l'inverse, causant respectivement de la dilution ou des pertes [28 ,9].

➤ *Concernant le chargement*

D'une part l'utilisation de chargeuses téléguidées pour avoir accès au minerai à l'intérieur des chantiers contribue au manque de précision des opérations de chargement. La chargeuse navette peut accidentellement creuser sous le niveau du plancher du chantier d'abattage ou dans les murs en remblai des chantiers voisins en incorporant du remblai au minerai abattu et ainsi contribuer à la dilution.

D'autre part des pertes sont parfois générées par les équipements de chargement qui laissent obligatoirement une certaine quantité de minerai dans le chantier, soit parce qu'il charge en montant et laisse du minerai au niveau du plancher ou parce que la géométrie du chantier ne permet pas la récupération complète du minerai dans certains endroits [28].

➤ *Concernant le transport*

Pour les opérations utilisant des cheminées pour le transport par gravité du minerai abattu, des instabilités ou de l'érosion au niveau de ces derniers peuvent aussi devenir une cause de dilution [41,42].

e- Temps

La relation entre le temps et la performance d'une ouverture souterraine dépend étroitement de la qualité du massif rocheux. Elle est due à plusieurs raisons telles que les changements dans la redistribution des contraintes, les sautages intensifs,.....etc. [41].

## **I.5 METHODES D'ESTIMATION DE LA DILUTION ET DES PERTES**

Il existe plusieurs types de modélisation numérique et plusieurs méthodes empiriques qui peuvent être utilisées dans le design d'excavations minières.

Par contre, ni la modélisation numérique ni la plupart des méthodes empiriques ne permettent l'estimation quantitative de la dilution opérationnelle.

### **I.5.1 La modélisation numérique**

Les principales méthodes commercialisées à ce jour sont :

- Méthode avec éléments frontière (BEM);
- Méthode avec éléments finis (FEM);
- Méthode avec déplacement de discontinuité (DDM);
- Méthode avec différences finies (FDM);
- Méthode avec éléments discrets (DEM);
- Méthode avec réseau de fractures discret (DFN).

L'utilisation de ces outils implique que l'on choisit le comportement du modèle soit élastique ou plastique, on spécifie l'état de contraintes initial.

La résolution du modèle par le logiciel fournit généralement une prédiction de l'état de contraintes induites, des déplacements dans la masse rocheuse et des facteurs de sécurité [28].

Certains problèmes peuvent apparaître pendant l'utilisation de cette méthode, ils sont regroupés en trois catégories [47] :

- Un grand niveau d'incertitude par rapport aux données d'entrées et aux résultats;
- Des problématiques mal formulées;
- Des ressources humaine, temporelle et financière limitées.

Lorsqu'on étudie la performance des chantiers dans une opération minière, l'obtention d'un tel modèle, n'est possible qu'à la suite de la calibration de ce dernier par rapport aux résultats obtenus sur le terrain [47].

### **I.5.2 Méthode de design des chantiers en fonction de la dilution**

La méthode de design des chantiers en fonction de la dilution a été présentée par Pakalnis en 1986 et 1993. Elle est la première méthode de design des chantiers ouverts cherchant à exprimer de manière quantitative la dilution pour différents scénarios de minage [46].

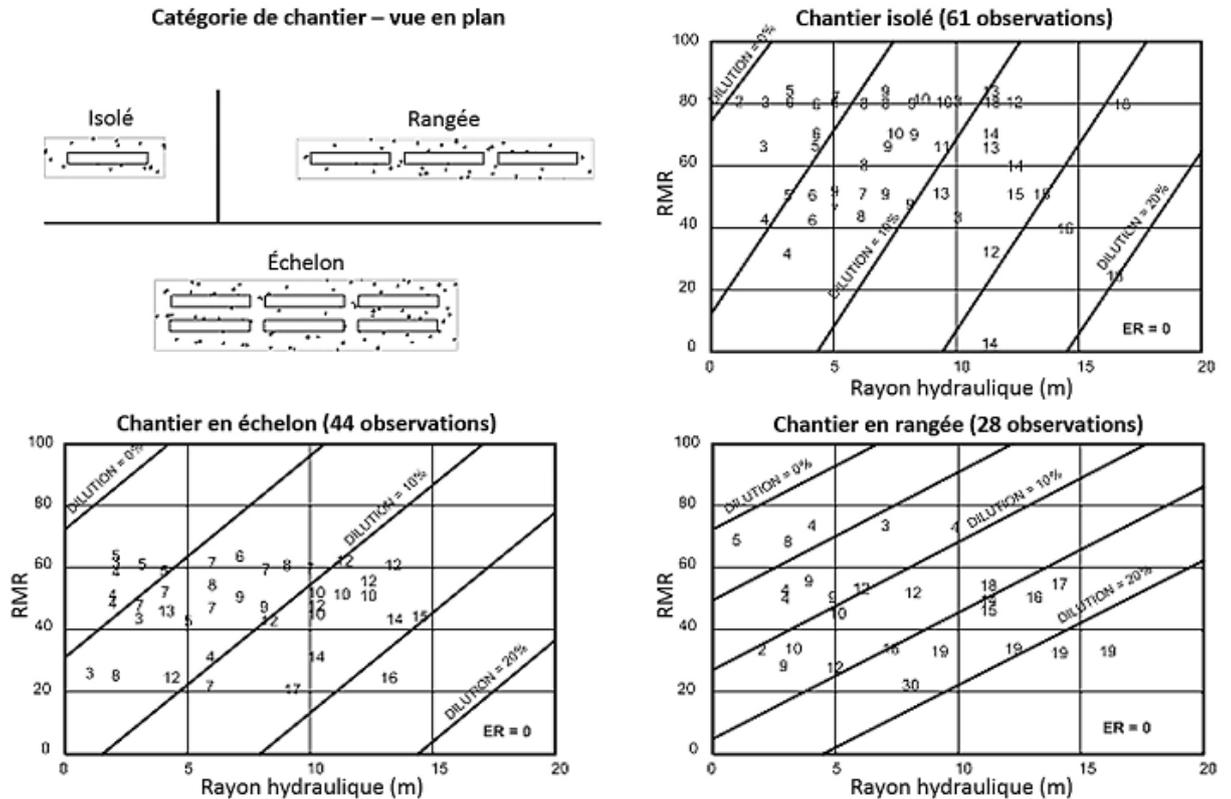
Cette méthode a été développée à partir d'une base de données comprenant l'information relative à l'exploitation de 43 chantiers ouverts, soit 133 observations. Les informations incluses dans cette base de données concernaient [5] :

- Les valeurs de RMR du massif rocheux;
- Les dimensions des chantiers (hauteur, largeur, longueur);
- Les pourcentages de dilution observés;
- Les taux d'excavation;
- La configuration des chantiers (isolé, en ligne, en échelon);
- La séquence et la méthode de minage.

L'étude de cette base de données, dont la profondeur des chantiers était de  $368 \pm 54$  m, a mené à la conclusion que la qualité du massif, la dimension des chantiers et le taux d'extraction avaient une influence significative sur la dilution, mais que l'effet de la profondeur n'était pas statistiquement significatif [5].

La Figure I-17 présente les trois configurations de l'étude. On peut y observer une augmentation du pourcentage de dilution en fonction de l'augmentation de la dimension du chantier exprimée par le rayon hydraulique (HR) ou de la diminution de la qualité du massif exprimée par la valeur RMR. Cette valeur est l'indice de classification du « Rock Mass Rating System », elle est la somme de cinq paramètres et présente une valeur entre 8 à 100. On lui applique un paramètre d'ajustement prenant compte de l'orientation des discontinuités et les paramètres inclus dans son calcul sont

la résistance en compression uniaxiale du roc intact (UCS), le RQD, l'espacement des discontinuités, la condition de leurs surfaces et la présence d'eau [46].



**Figure I-17** : Dilution versus RMR [52].

Les principales limitations liées à cette méthode sont [8] :

- La grande marge d'erreur associée aux valeurs de dilution due à la méthode de quantification;
- La base de données limitée à une seule mine présente un biais en ce qui a trait aux paramètres opérationnels (p. ex. : type de travaux de développement, forage, sautage, etc.) et aux caractéristiques du gisement (puissance, pendage, caractéristiques des contacts, etc.) propres au site;
- Le pourcentage de dilution étant en relation avec la largeur des chantiers, la méthode est donc seulement applicable pour des chantiers dont la largeur est similaire à ceux de la base de données (8 m-15 m);

- La méthode ne permet aucune distinction entre les différentes surfaces des chantiers alors qu'elle assume que la totalité du matériel causant la dilution provient de l'éponte supérieure;
- Elle ne prend pas en compte les facteurs d'influence tels que : le soutènement, le taux d'empiètement des accès dans les épontes, le forage et le sautage, etc.

### I.5.3 Méthode des graphiques de stabilité

La méthode des graphiques de stabilité a été introduite par Mathews en 1981. Elle est devenue populaire suite à l'expansion de la version originale basée sur 26 cas historiques provenant de 3 mines à 175 cas historiques provenant de 34 mines et à la calibration des facteurs de stabilité par Potvin en 1988. Par la suite, une quantité impressionnante de travaux de recherche ont vu le jour au développement de cette méthode. En pratique, les graphiques de stabilité peuvent être utilisés à trois stades du minage. Son usage principal est à l'étape de faisabilité, mais elle peut aussi servir à la planification de chantiers ou comme référence lors de rétroanalyses afin de développer des stratégies opérationnelles [34].

#### a- version qualitative

Les graphiques de stabilité sont basés sur la relation entre l'indice de stabilité ( $N'$ ) et le rayon hydraulique (HR). La valeur  $N'$  se calcule à l'aide de l'Équation I-6.

$$N' = Q' \times A \times B \times C \quad (\text{Équation I-6})$$

$N'$ =indice de stabilité

$Q'$ = indice de classification NGI modifié, ce facteur est proposé pour permettre l'évaluation de chaque contrainte.

$A$ =facteur de contrainte

$B$ = facteur d'orientation des joints

$C$ = facteur de gravité

L'indice de classification NGI modifié se calcule à l'aide de l'Équation I-7 suivante :

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \quad (\text{Équation I-7})$$

Où :

RQD est le « Rock Quality Designation » [53], dont la procédure de mesure et de calcul est expliquée à la Figure I-18 ;

$J_n$  représente le nombre associé aux familles de discontinuités ;

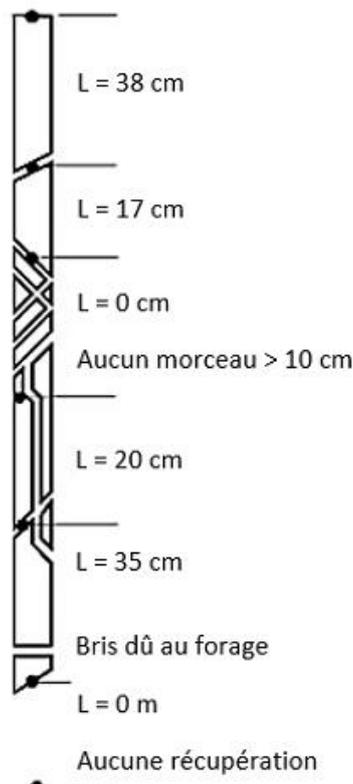
$J_r$  est en relation avec la rugosité des discontinuités ;

$J_a$  est en lien avec le niveau d'altération des discontinuités.

Le ratio  $RQD/J_n$  exprime la grandeur des blocs du massif et le ratio  $J_r/J_a$  désigne la résistance en cisaillement des discontinuités.

Le facteur de contrainte A prend en compte l'état de contraintes induites, le B prend en compte l'effet de l'orientation des joints et le C prend en compte le mode de [48].

De plus, la plupart de mines souterraines des roches dures, les excavations sont relativement sèches (sans tenir compte de l'écoulement d'eau de la mine découlant du forage),  $J_w$  peut donc égale à 1.



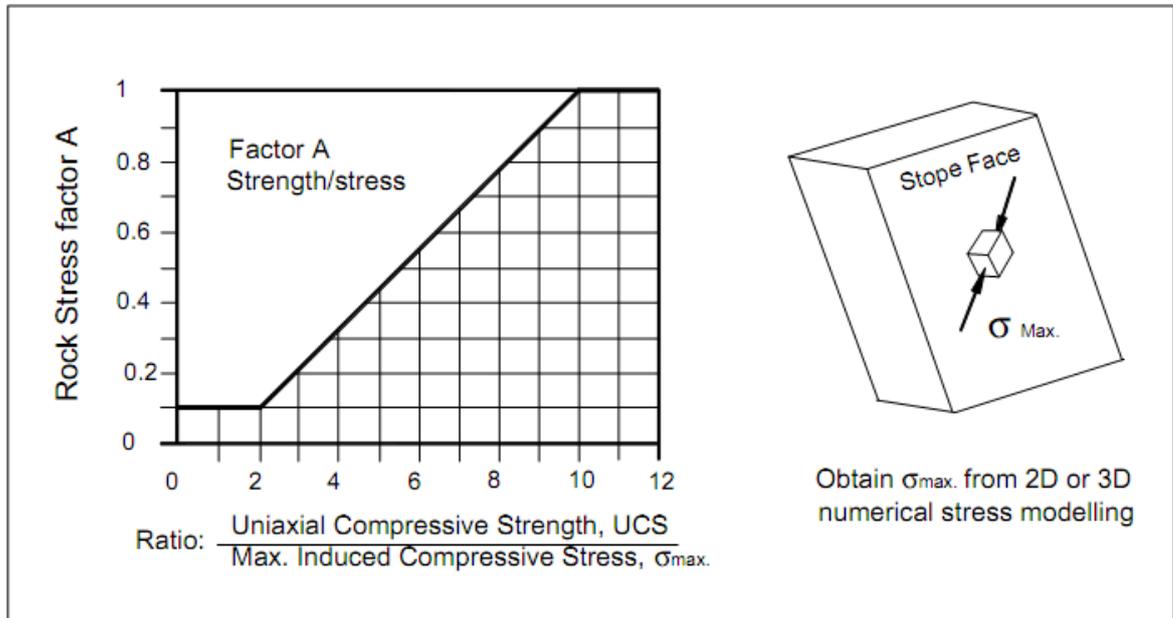
Longueur totale de la carotte de forage = 200 cm

$$RQD = \frac{\sum \text{Longueur des morceaux} > 10 \text{ cm}}{\text{Longueur totale de carotte de forage}} \times 100$$

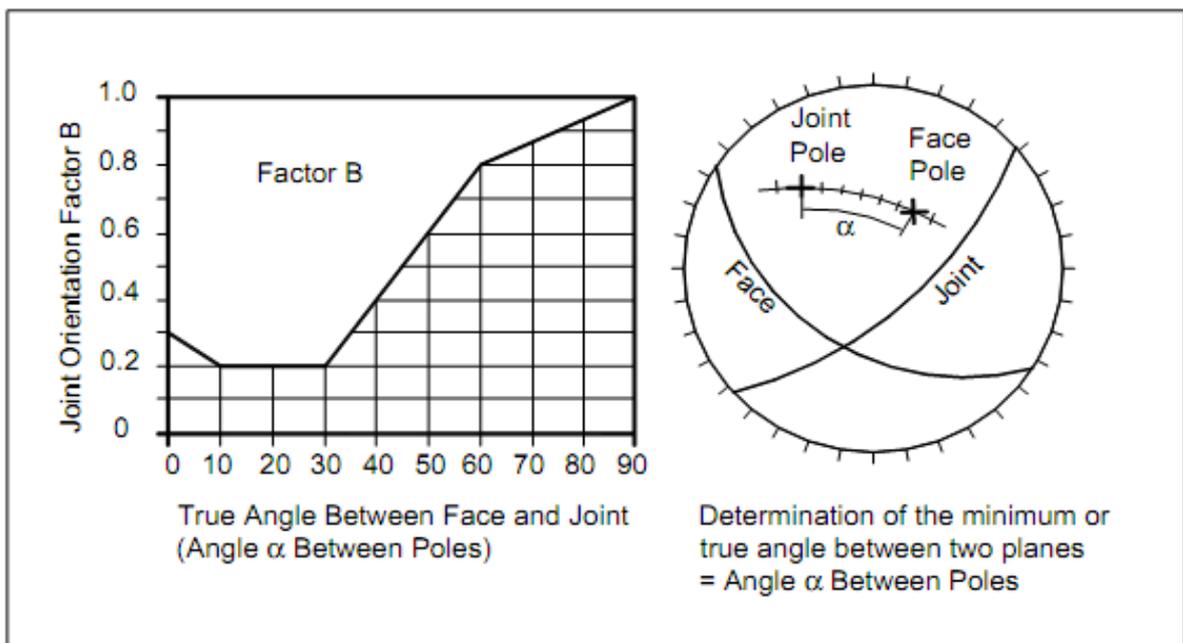
$$RQD = \frac{38 + 17 + 20 + 35}{200} \times 100 = 55 \%$$

**Figure I-18** : Procédure de mesure et de calcul de la valeur du RQD [49]

Les Figure I-19, Figure I-29, Figure I-21 présentent respectivement les graphiques prévus pour l'estimation de la valeur des facteurs A, B et C; des schémas explicatifs accompagnent chacun de ces graphiques.



**Figure I-19** : Facteur de la contrainte A pour le graphe de stabilité proposée [50]



**Figure I-20** : Facteur d'orientation des joints B pour le graphe de stabilité proposée [50]

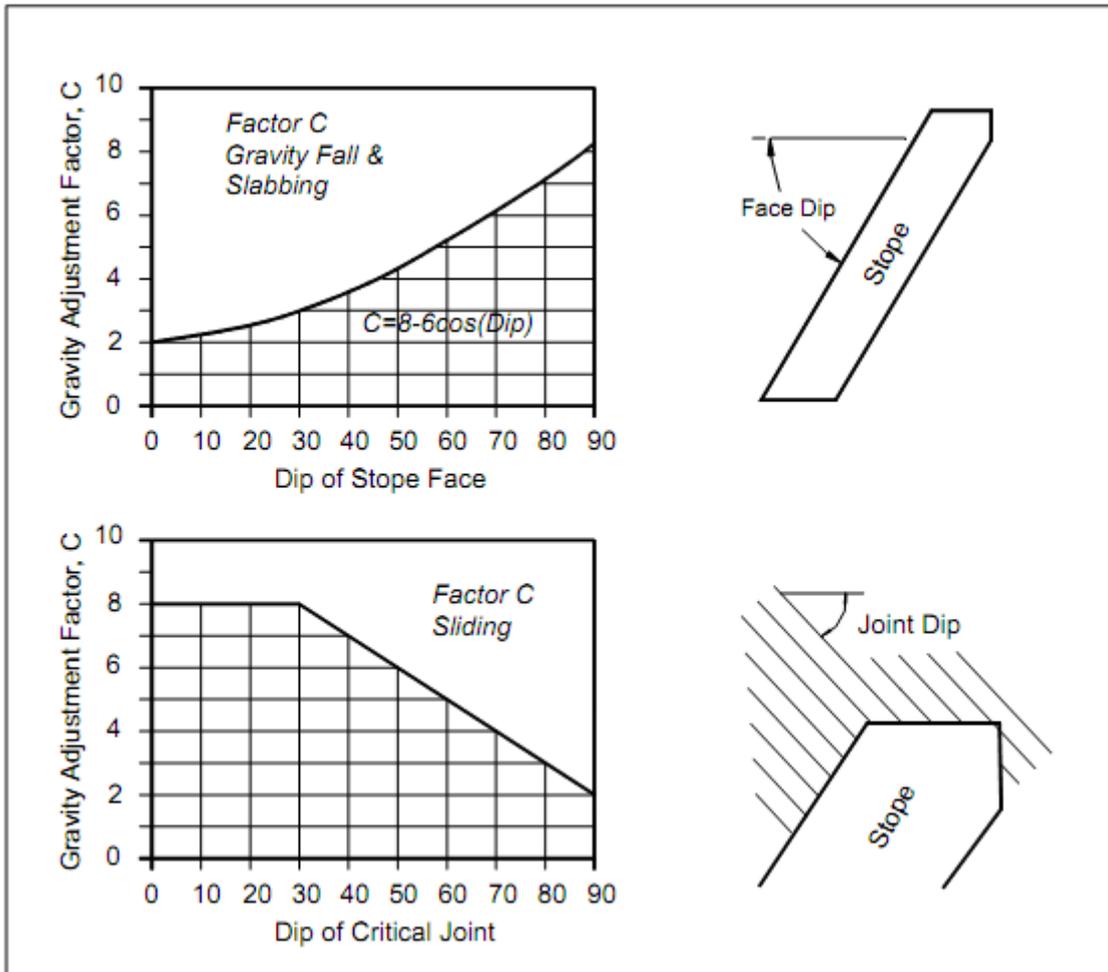


Figure I-21 : Facteur de gravité C pour le graphe de stabilité proposée [7]

La Figure I-22 présente une version populaire du graphique de stabilité modifié proposé par Nickson en 1992. On peut y observer 5 zones qui permettent une description qualitative de la stabilité estimée pour les différents couples N' et HR.

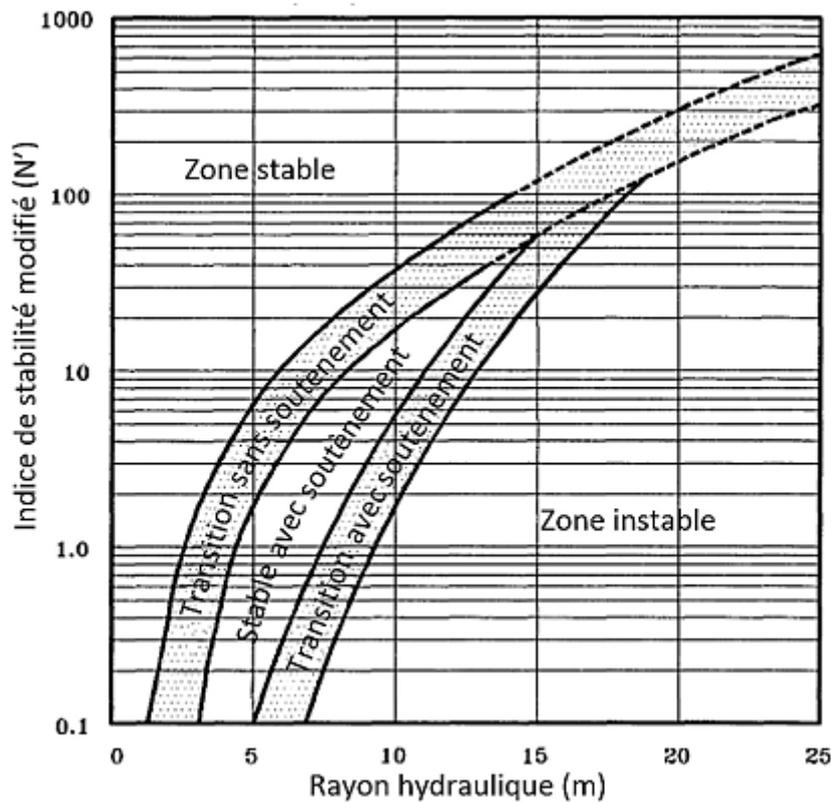


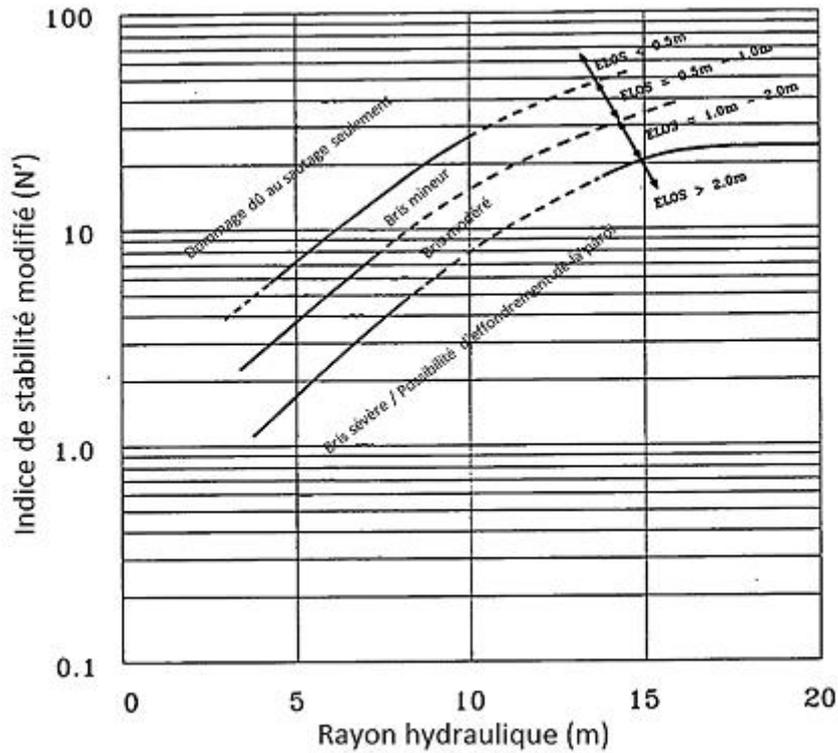
Figure I-22 : Graphique de stabilité modifié [51]

- **Zone de transition** : À ce niveau, on doit veiller à contrôler les épontes de cette zone, des problèmes de stabilité peuvent surgir d'un instant à l'autre.
- **Zone instable (caved)** : Est une zone où les effondrements des épontes peuvent être fréquents. Le choix des soutènements et des méthodes d'exploitation adéquats est recommandé.
- **Zone stable (stable)** : Généralement, les épontes sont stables. Parfois, l'installation des supports est requise. Dans cette zone, pour réduire la dilution additionnelle, on doit porter une attention particulière à la précision des trous de forage et à la manutention de minerai et du remblai[1].

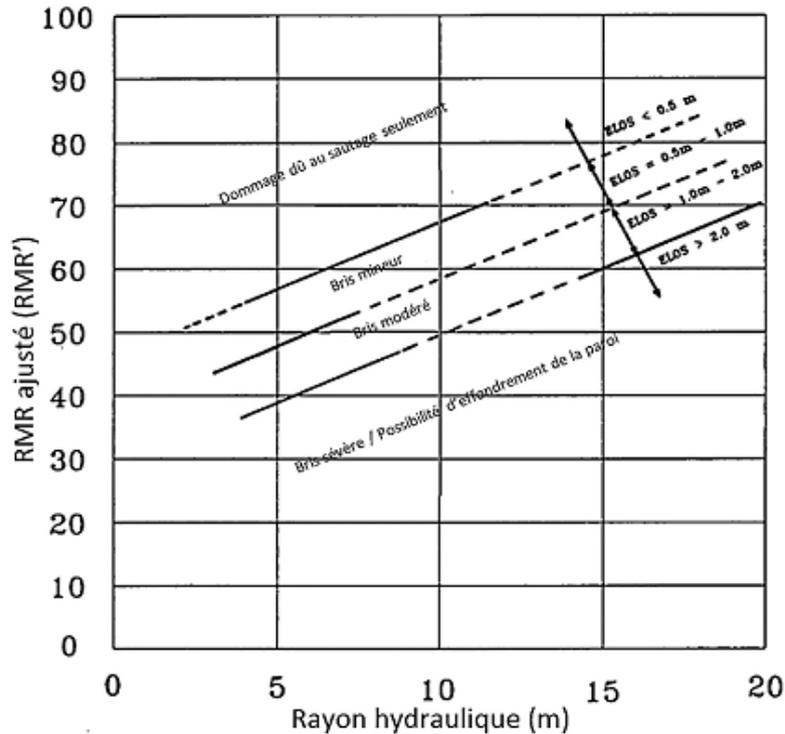
#### b- versions quantitatives

Une estimation quantitative de la dilution opérationnelle à l'aide de la méthode des graphiques de stabilité a seulement été rendue possible suite à l'introduction de la variable ELOS.

Les Figure I-23 et Figure I-24 présentent respectivement les graphiques de stabilité de  $N'$  et de  $RMR'$  en fonction du HR avec zones d'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS) proposés par Clark en 1998.



**Figure I-23** : Graphique de stabilité de  $N'$  en fonction de HR avec zones d'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS) [8].



**Figure I-24:** Graphique de stabilité de RMR' en fonction de HR avec zones d'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS) [8].

La valeur de RMR' correspond à la valeur RMR de l'éponte une fois corrigée de manière à prendre en compte l'effet de la gravité. Elle se calcule à l'aide de l'Équation I-8 pour l'éponte supérieure et elle est simplement égale à la valeur du RMR pour l'éponte inférieure.

$$RMR' = RMR_{\text{éponte supérieur}} \times \text{Corr} \quad (\text{Équation I-8})$$

Corr.= ajustement dû à l'effet de la gravité=  $(1-0.4\cos\theta)$

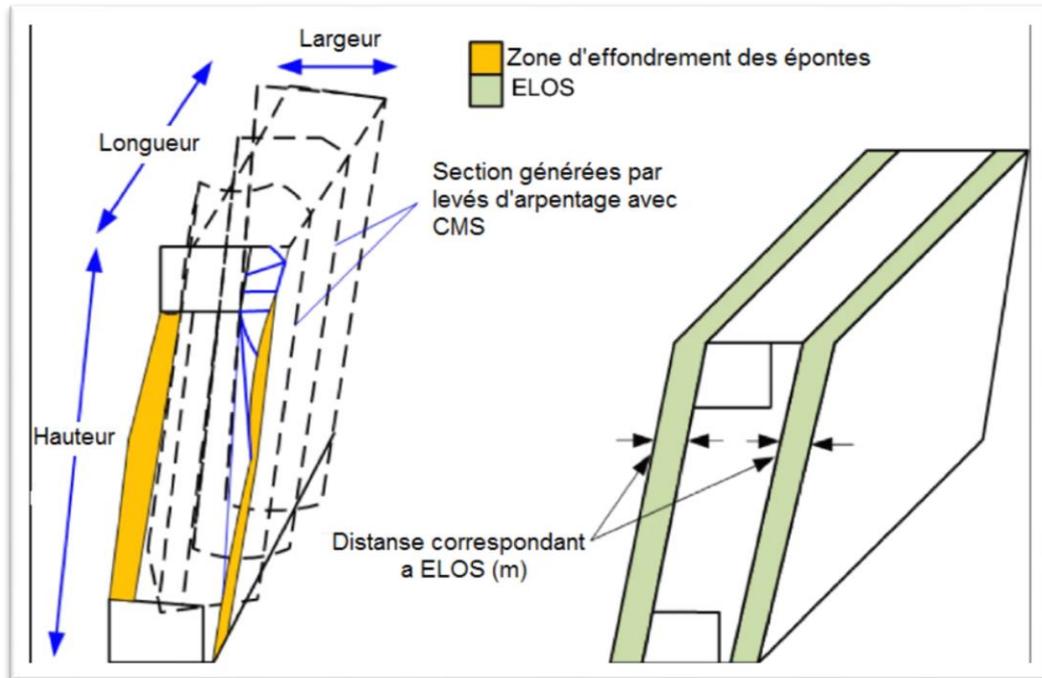
$\theta$ = pendage de l'éponte supérieure

Les valeurs de RMR' et de N' peuvent être mises en relation par l'Équation I-9 [8]

$$RMR' = 9.8\ln N' + 35,625 \quad (\text{Équation I-9})$$

#### I.5.4 équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS)

Clark (1998) a développé une nouvelle méthode de conception de la dilution basée sur les graphes de stabilité et a exprimé la stabilité du chantier comme une estimation de dilution.



**Figure I-25 :** Schéma décrivant l'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS) [58].

Un nouveau terme appelé ELOS (Equivalent Linear Overbreak / Slough) est utilisé pour une estimation quantitative de la dilution. (Equation I-10) :

$$ELOS = \frac{\text{Volume d'effondrement hors profil d'une paroi (m}^3\text{)}}{\text{Hauteur de la paroi(m)} \times \text{Longueur de la paroi(m)}} \quad (\text{Equation I – 10})$$

L'équation I-11, fournit un moyen de convertir les valeurs ELOS en pourcentage de dilution.

$$\text{Dilution \%} = \frac{ELOS}{\text{Longueur de la paroi (m)}} \times 100 \quad (\text{Equation I – 11})$$

Les méthodes présentées été développées à partir d'une base de données constituée d'informations provenant de 6 mines canadiennes, relative à l'exploitation de 47 chantiers arpentés par CMS. L'estimation de dilution utilise trois courbes presque parallèles pour quantifier la dilution possible en termes de mètres d'ELOS. Quatre zones sont présentées (Figure I-23, Figure I-24):

$ELOS \leq 0.5 \text{ m}$ ,  $0.5 < ELOS \leq 1.0 \text{ m}$ ,  $1.0 < ELOS \leq 2.0 \text{ m}$  and  $ELOS > 2.0 \text{ m}$ .

Le graphique de dilution est donné à la Figure I-26.

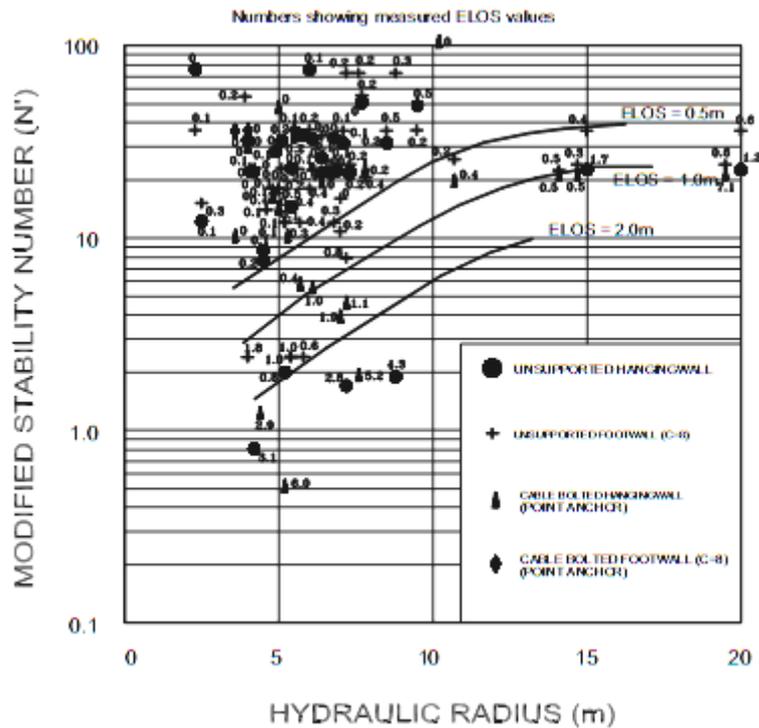


Figure I-26 : Le graphique de dilution d'ELOS [8].

## I.6 CONCLUSION

La méthode de graphique de stabilité et la méthode graphique de stabilité avec l'équivalent du bris hors profile (ELOS) sont des méthodes contemporaines et pertinentes pour la résolution du problème traité à savoir : « *la performance des chantiers ouverts en exploitation souterraine* ».

Les deux méthodes sont employées dans plusieurs mines à l'échelle mondiale. Ces dernières prennent en considération les propriétés physiques et mécaniques, la gravité ainsi que la géométrie des chantiers ouverts.

Ces méthodes jouent un rôle important pour évaluer la performance des chantiers ouverts des mines souterraines, et une estimation quantitative des pertes et de la dilution.



# CHAPITRE II

جامعة العربي التبسي - تبسة  
Universite Larbi Tébessi - Tébessa

## **II.1 INTRODUCTION**

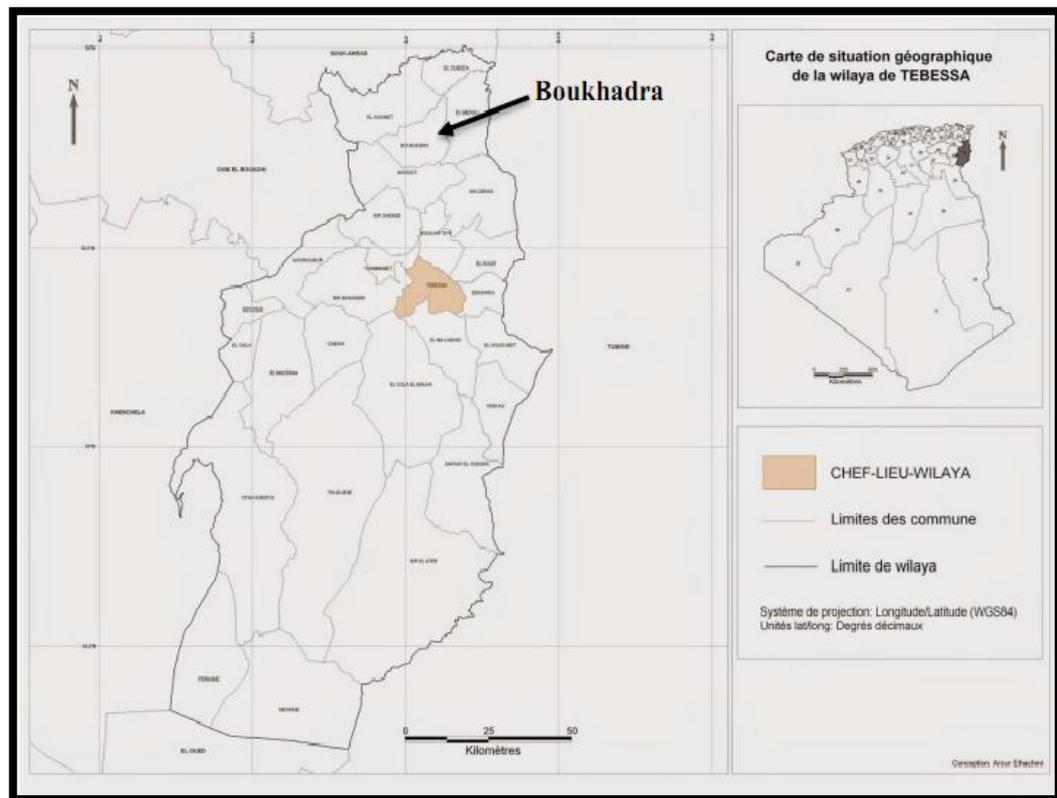
Avant de procéder à l'exploitation d'un gisement il est nécessaire de mettre en évidence les conditions géologiques (formations et structures géologiques) et hydrogéologiques, elles ont une grande influence sur le choix des méthodes d'excavation, des soutènements.

Cette partie est consacrée à la situation géographique ainsi que l'historique des travaux géologiques et miniers concernant le gisement de Boukhadra.

## **II.2 SITUATION GEOGRAPHIQUE**

Le djebel de Boukhadra se situe sur l'atlas saharien, à l'Est Algérien. L'unité de Boukhadra se trouve à une altitude de 850 m, le point culminant du djebel est de 1463 mètres. La ville de Boukhadra fait partie de la willaya de Tébessa, elle se situe à 45Km au Nord-est de celle-ci, à 200Km au sud de la ville côtière d'Annaba, et à 18Km de la frontière Tunisienne (Figure II.1).

Elle est reliée à Annaba par une voie ferrée qui assure le transport du minerai de fer au complexe d'El-Hadjar. Le climat est continental et sec, les températures varient entre 40°C en été et 0°C en hiver, la pluviométrie est faible avec parfois de faibles chutes de neige [60].



**FigureII.1** : Localisation géographique de la mine de Boukhadra.

### **II.3 HISTORIQUE LA MINE DEBOUKHADRA**

L'exploitation de la mine de Boukhadra fut entamée durant l'époque Romaine pour l'extraction du cuivre dans la zone de pic ; par la suite l'exploitation a porté sur le zinc et autre poly métaux par la concession de Boukhadra [61].

Entre 1903 et 1906, la concession Mokta El Hadid réalisa les premiers travaux de recherche par galerie entre les niveaux 845 et 1225.

De 1926 à 1966, date de nationalisation des mines, c'était la société de l'Ouenza qui exploitait le gîte de Boukhadra. Cette dernière avait effectuée de la recherche systématique par des travaux miniers et par des sondages sur le gisement de Boukhadra.

Durant la période de 1967 à 1984 la SONAREM était chargée de l'exploitation et des recherches sur les gîtes ferrifères de l'Ouenza et Boukhadra. Après la restructuration des entreprises (1983-1984), c'était FERPHOS qui gérait, exploitait, et développait ces recherche sur l'ensemble des gîtes ferrifères existant sur le territoire national.

Depuis la date du 18/10/2001 et dans le cadre de partenariat avec l'étrangère holding L.N.M.N.V. a signé l'accord de partenariat avec HADID OUENZA-BOUKHADRA filiale FERPHOS avec 70% pour ISPAT Tébessa, qui est devenue ARCELOR Métal Tébessa et aujourd'hui par Mine de Fer de l'Est

Le gisement de minerai de fer est de forme ventriculaire de type hydrothermale sédimentaire d'une longueur de 900 à 2200m et d'une puissance variante de 10 à 50 m, la minéralisation est de type fer hématite de formule chimique( $F_2O_3$ );sa teneur moyenne est supérieure à 50% [60].

#### **II.4GEOLOGIE DUSITE**

Le massif de Boukhadra présente une structure anticlinale orientée NE-SW, recoupée par le fossé de Tébessa-Morsott d'orientation NW-SE (Figure II. 3) L'ossature de l'anticlinal est constituée par les terrains du Crétacé moyen (Aptien-Vraconien) qui dessinent dans la partie NE une fermeture périclinale. Les terrains les plus anciens reconnus à l'affleurement sont représentés par les évaporites du Trias, ils sont le plus souvent en contact tectonique avec les formations du Crétacé [60].

#### **II.5 GEOLOGIE DU GISEMENT DEBOUKHADRA :**

Le gisement de fer de Boukhara, comme celui de l'Ouenza font partie de la même province métallogénie ferrifère qui s'étend de khenguet - El - Mauhad au sud, Ouenza au Nord et Djerissa à l'Est.

Le djebel Boukhara appartenant au domaine de l'atlas saharien est caractérisé par une structure géologique anticlinale très simple, de direction N.E/S.O, avec une terminaison périclinale au N.E. Le cœur de la structure est représenté par des sédiments de l'Aptien (Figure II.2).

Du point de vue litho-stratigraphique, la région de Boukhadra est constituée par des sédiments du mésozoïque tertiaire en partie du quaternaire.

En dehors du trias évaporitique, les terrains qui affleurent dans l'Atlas saharien oriental sont caractérisés par des dépôts allant du crétacé inférieur au miocène [60].

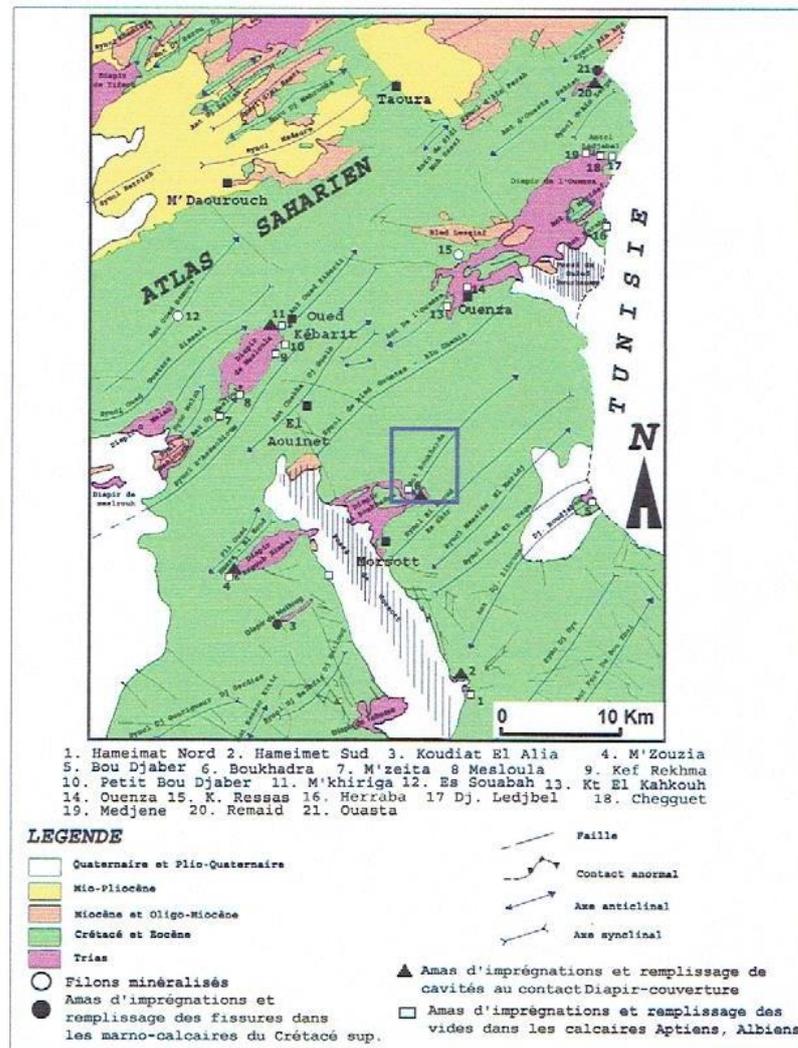


Figure II.2 : Cadre géologique et structural régional avec répartition des principales minéralisations du nord Est Algérien [61].

**Trias**

Les dépôts du trias sont développés dans les parties Ouest- Sud et Sud – Est ; ils sont représentés par des marnes bariolées, gypses dolomies (cargneules) et les débris de calcaires et degrés. Ces formations sont en contact anormal ou en discordance avec les dépôts du crétacé (Aptien) suite au phénomène de diapirisme.

Dans la carrière de Boukhadra (gîte ouest) le trias affleure aux niveaux 890-902 et 914.

### *Le Crétacé*

Dans le profil du crétacé, on retrouve le Cénomaniens, l'Aptien, l'Albien, le Coniacien, et le Cénomaniens où on a la série Aptienne, porteuse de la minéralisation qui est caractérisée par des marnes et des calcaires constituant la partie inférieure qui encaisse le gîte Sud, des calcaires récifaux construits, à organismes fossiles qui constituent le niveau porteur de la minéralisation principale et des grès et calcaires de la partie supérieure de l'Aptien non productif et on a :

### *L'Aptien*

Les dépôts ou les sédiments aptiens de la région Boukhadra occupent des vastes surfaces. L'Aptien se présente sous forme de deux faciès bien distincts :

- ✓ Faciès carbonaté (calcaire)
- ✓ Faciès terrigènes (marneux- gréseux-calcareux).

### *L'Albien.*

La base et le sommet de l'albien sont surtout représentés par des marnes, la partie moyenne étant constituée dans une large mesure par des calcaires sublitographiques.

### *Vraconien*

La séquence est composée de minces lits de marnes avec intercalation d'argile marneuse noires et de calcaires marneux-argileux. La puissance maximale est de (470m).

### *Cénomaniens*

Il s'agit d'une série de marnes gris ou verdâtres grises, avec par endroits des intercalations de calcaires.

### *Turonien*

Les dépôts de cet âge s'observent dans la partie Ouest et Sud du domaine traité. Il s'agit surtout de calcaires épais et massif pélicole marneux dans la partie basale, avec de rares minces intercalations de marnes. La puissance est variable, décimétrique jusqu'aux quelques centaines de mètres.

### Coniacien

contient les marnes argileuses avec intercalation d'argile marneuse et par endroit de calcaire marneux

### Tertiaire

Les dépôts classés comme Tertiaire (miocène) sont observés seulement dans la partie occidentale du domaine étudié et sont représentés par des conglomérats à éléments variés, cimentés par une matrice carbonatée et des intercalations de roches raseuses.

### Quaternaire

Les dépôts du quaternaire sont formés par un matériel caillouteux, blocs de calcaires, grès débris de minerai et les conglomérats, ils sont répandus sur les flancs de la montagne et les parties basses du relief.

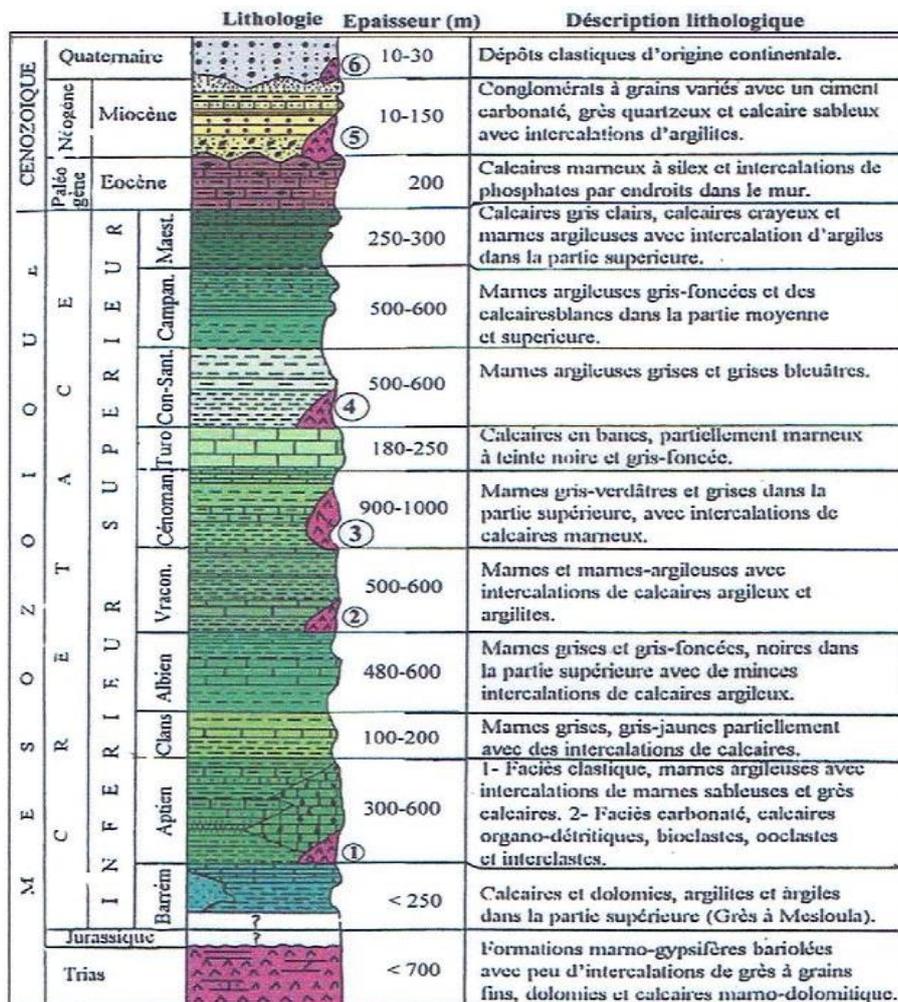


Figure II.3 : Colonne stratigraphique synthétique des monts du mellégue [62,64,65].

## **II.6 HYDROGEOLOGIE**

D'après les études hydrogéologiques il n'y a aucune nappe aquifère en eau potable dans la région minière de Boukhadra mais il existe une nappe aquifère d'eau non potable qui est caractérisée par un niveau hydrostatique égal à 818m. Selon le relief la géomorphologie, deux sources apparaissent en surface dans le niveau 977m, une source à débit faible (Ain Zazia) qui aide à combler le manque d'eau rencontré auprès la population. Dans le niveau Amont 926m, un mince filet d'eau apparaît entre les marnes cette eau est récupérée par une citerne pour l'arrosage de la piste ainsi dans les forages.

## **II.7 HYDROLOGIE**

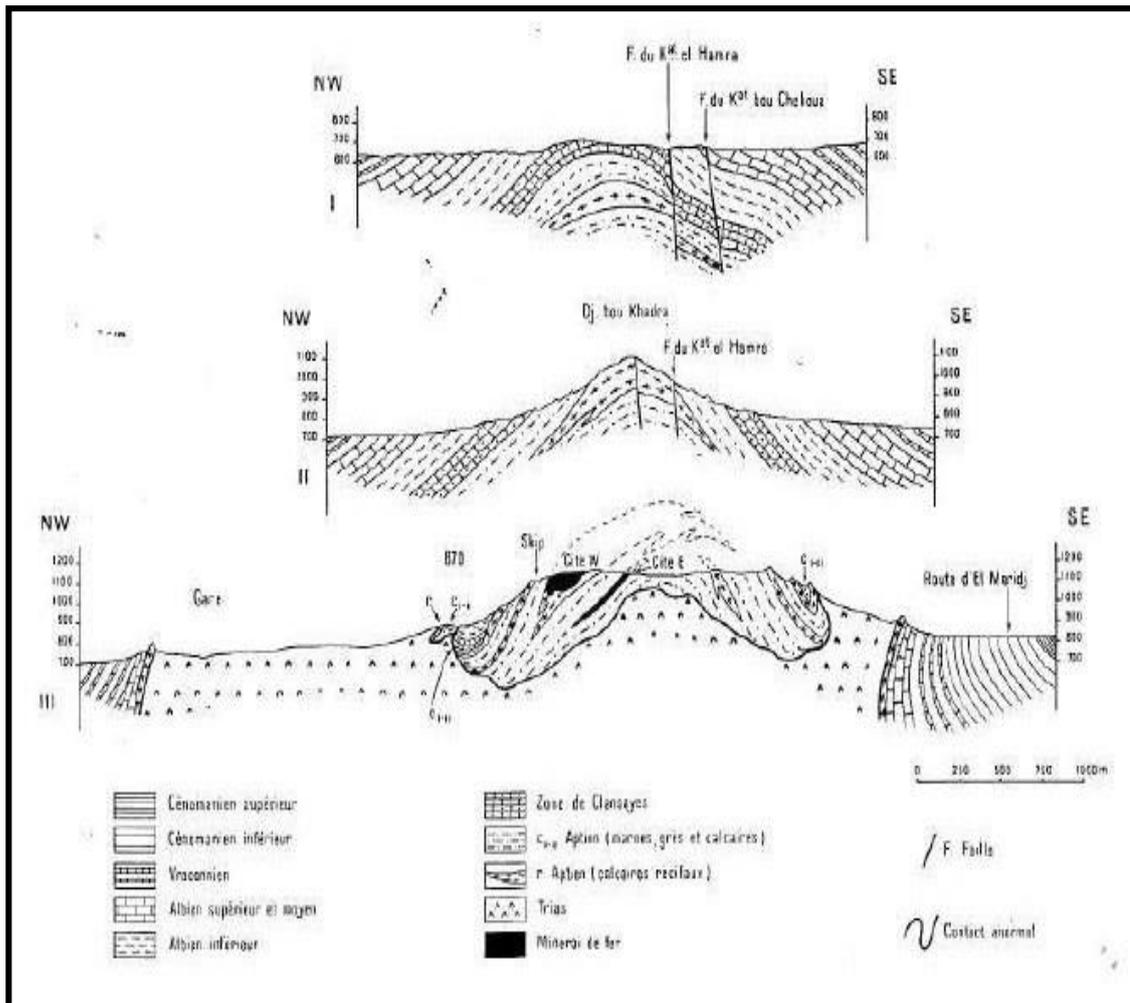
Selon la géologie on ne peut pas parler d'oueds, ou de réseau hydrographique proprement dit, mais on remarque des talwegs secs pendant une longue période de l'année et à faible écoulement, leurs captages sont pratiquement impossibles à cause de la topographie et leurs faibles quantités.

## **II.8 CADRE TECTONIQUE DU MASSIF DEBOUKHADRA**

La partie orientale de l'Atlas saharien Algérien est une zone bien individualisée et structurée depuis le Crétacé inférieur [62,66]. Elle se trouve entre la plateforme saharienne, relativement stable au Sud, et l'Atlas tellien affecté par une tectonique plus ou moins intense au Nord. Les massifs de l'Atlas saharien sont des mégastuctures à grand rayon de courbure, contrôlées par le diapirisme. Le massif de Boukhadra fait partie de cette province.

Le massif de Boukhadra est un anticlinal qui a la forme d'une ellipse allongée NE-SW. Il se trouve à la bordure d'un fossé d'effondrement « fossé de Morsott » orienté NW-SE dont l'initiation remonterait au moins à l'Eocène [63], mais dont les accidents bordiers reprennent des failles limitant des blocs basculés dès l'Aptien

Le massif de Boukhadra constitue l'une des terminaisons périclinales, son organisation structurale présente beaucoup d'analogie avec les massifs de Slata et d'Ouenza : un périclinal en demi- ellipse recoupé par un fossé d'effondrement et un Trias central diapirique [60].



**Figure II.4 :** Trois coupes transversales dans l’anticlinal de Boukhadra [60].

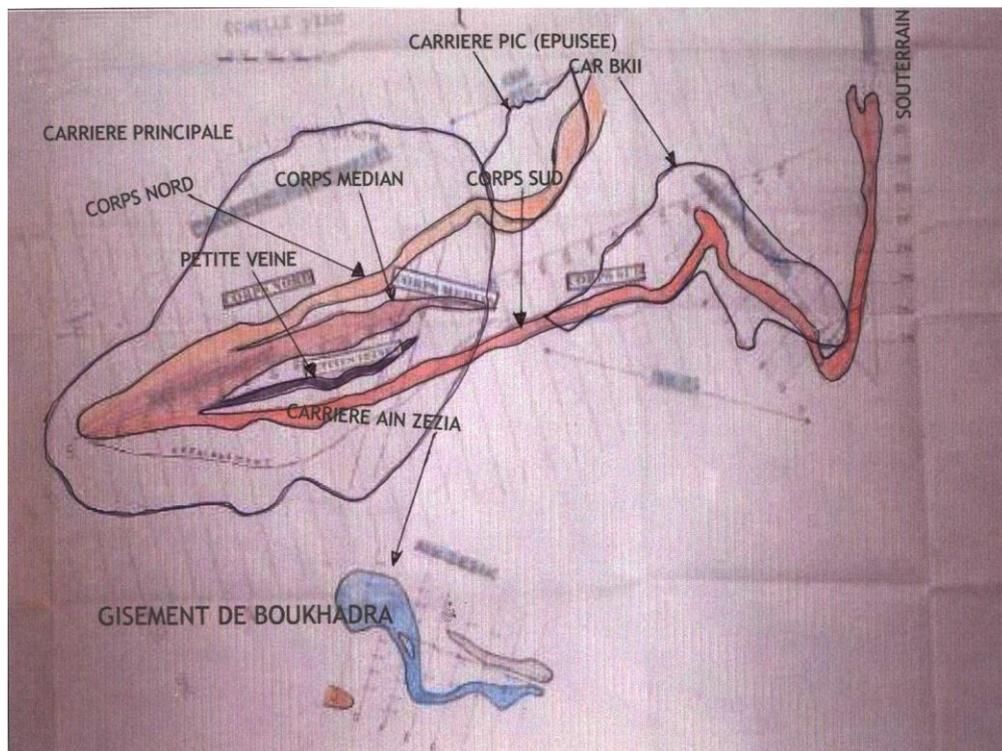
## **II.9 MORPHOLOGIE DE GISEMENT ET RESERVES GLOBALES**

Le gisement ferrugineux de Boukhadra, appartenant au domaine de l’Atlas saharien est localisé dans le massif montagneux de Djebel Boukhadra, caractérisé par une structure anticlinale très simple de direction NE-SO avec une terminaison périclinale au NE.

Le Djebel Boukhadra s’étend sur une longueur de 7 à 8 Km et une largeur variant de 3 à 5 Km, suivant une direction NE-SO. Les côtes absolues dans les limites de la concession minière variant de 750Km au pied de la montagne à 1463m au point culminant, localisé au niveau du pic de Boukhadra.

Globalement le gisement de Boukhadra est composé de quatre (04) corps minéralisés principaux et les petites veines de moindre importance :

- Corps principal;
- Corps Nord ;
- Corps Médian ;
- Corps Sud, et les petites veines de moindre importance.

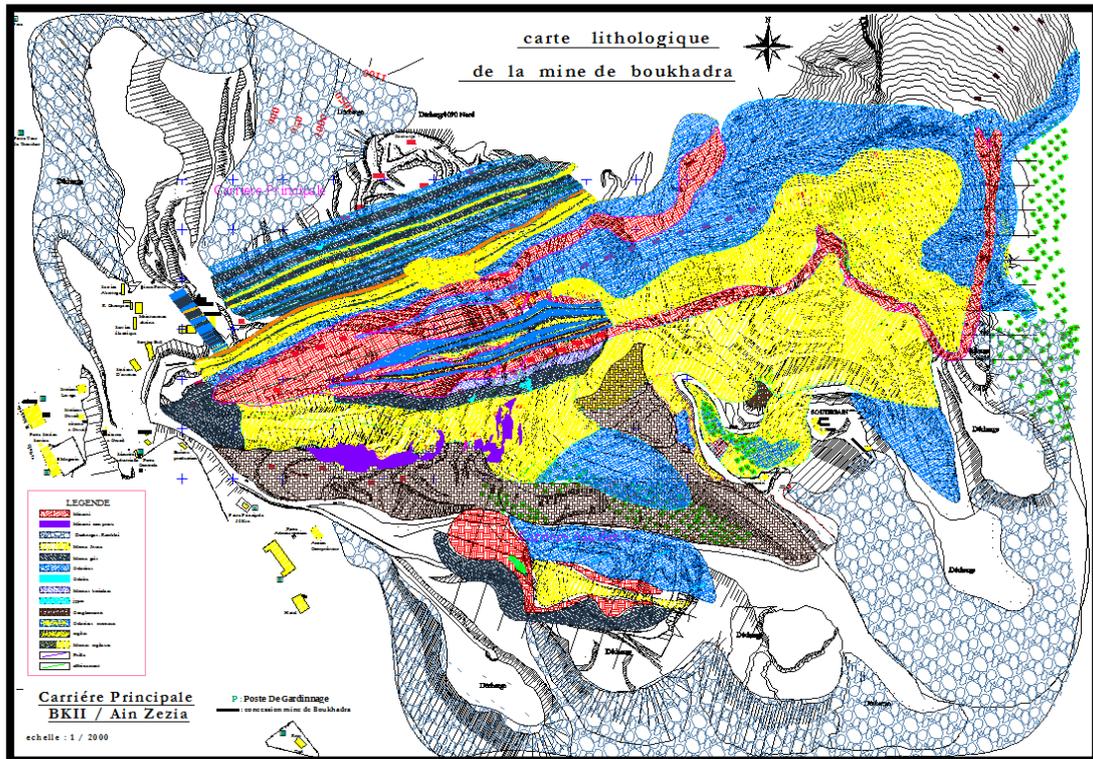


**Figure II-5 :** Le gisement de Boukhadra et ses différents corps [60].

## II.10 CARTE LITHOLOGIQUE DE LA MINE DE BOUKHADRA

Les roches encaissantes pour les deux filons N-O/S-E sont représentées par des marnes sableuses (gréseuses) de couleur jaune et grise à intercalation de bancs calcaire de 5 à 10m au mur et par des calcaires ou calcaire marneux avec une intercalation de lentilles marneuses au toit. Quant au filon Nord, comparativement aux autres filons, il est caractérisé par des dimensions plus réduites (épaisseur moyenne = 15 à 20m) et un pendage de 50 à 60% vers l'Est. Les roches encaissantes sont de type carbonaté, parfois dans la partie Sud du filon (coupes 292-297), le minerai est encaissé dans une lentille marneuse intercalée dans de grandes masses de calcaire Aptien.

Toutefois, il faut noter que les caractéristiques lithologiques des roches composant le gisement de Boukhadra sont insuffisamment connues du fait de la description géologique détaillée des ouvrages de prospection n'a pas été faite [60].



**Figure II-6** : carte lithologique de la mine de Boukhadra [60].

## II.11 LES RESERVES GEOLOGIQUES ET EXPLOITABLES

Selon la première estimation des réserves réalisées en 1981 par la D.E.D basée sur les résultats de prospection, les réserves géologiques globales sont évaluées à 50 millions de Tonnes en catégories B, C1, C2.

Les réserves exploitables de la mine arrêtées au 31/12/2020 sont de l'ordre de 42 239 588 de Tonnes dont 12 millions seront extraites par ciel ouvert et 30 millions par le souterrain qui englobe plus de 70% des réserves globales de la mine.

**Tableau II.1 : Réserves géologiques et exploitables de la mine Boukhadra  
(AU 31/12/2020) [60].**

Sites et quartiers	Reserves géologiques (Tonnes)		Reserves exploitables (Tonnes)		Observations
	Tonnage	Fe %	TONNAGE	Fe %	
<b>ciel-ouvert</b>					
CARRIERE PRINCIPALE	9 084 318	57,15	8082618	55,95	SITE AMONT EN DEVP
CARRIERE PIC	-	-	-	-	EPUISEMENT DES RESERVES
CARRIERE BK II	-	-	-	-	EPUISEMENT DES RESERVES
CARRIERE AIN ZAZIA	3 518 316	43,05	3 342 400	42,55	
TOTAL CIEL-OUVERT	12 602 634	53,21	11 425 018	52,03	
<b>SOUTERRAIN</b>					
3 <sup>ème</sup> PHASE 1105 /1165	2 673 770	54,40	1 194 770	54,07	SUR LES DEUX AXES AXE SUD EST ET AXE PRINCIPAL
4 <sup>ème</sup> PHASE 1105 /1045	6 440 000	54,77	6 023 100	54,75	SUR LES TROIS AXES EN PROJET
AU DESSOUS DE 1045	11 201 700	55,22	11 201 700	55,22	EN PROJET
Total réserves carr-prin non expl à ciel ouvert	13 000 000	57,00	12 395 000	55,86	EN PROJET
TOTAL SOUTERRAIN	33 315 470	55,76	30 814 570	55,34	
<b>TOTAL MINE</b>	<b>45 918 104</b>	<b>55,06</b>	<b>42 239 588</b>	<b>54,45</b>	<b>EN CATEGORIES B+C1+C2</b>

**II.12 LA PRODUCTION ANNUELLE DE LA MINE DE BOUKHADRA**

**Tableau II.2 :** La production annuelle de la mine de Boukhadra 2021[60].

			*1000 T
		Désignations	Année
		U	2021
A ciel Ouvert	Minerai	T	360
	Stérile mine		3 800
	Stérile ENOF	T	300
	Total Stériles ( Mine +ENOF)	T	4100
Souterrain	Minerai Fond	T	40
	Travaux Préparatoires A.H	m	480
	Total Minerai	T	400
	Qualité (Fe)	%	52

- Durée de vie de la mine :  
Pour déterminer la durée de vie de la mine, on applique une formule empirique de Taylor :

$$\text{Durée de vie} = 0,2(\text{réserves exploitables})^{0,25} ; \text{années}$$

$$\text{Alors : } \text{Durée de vie} = 0,2(42\ 239\ 588)^{0,25}$$

$$\text{Durée de vie} = 16,12 \text{ années}$$

**II.13 DESCRIPTION GEO MINIERES DU MINERAI ET DES ROCHES ENCAISSANTE DE LA 4<sup>eme</sup> PHASE**

Cette partie est réservée à la description détaillée de la 4<sup>eme</sup> phase, actuellement en développement.

**II.13.1 Axe Principal**

**A) Minerai**

Dans cet axe du gisement, la minéralisation apparait sur les trois corps (Sud, Médian et Nord), la partie Ouest de gisement limité par le contour final de la carrière principale, l’exploitation souterraine est prévue à partir de la coupe 108 à 100.

Le filon a une puissance moyenne supérieure à 30 m avec un angle de pendage moyen de 54°.

#### B) La Roche encaissante

L'analyse des informations implantées sur le plan de niveau 1045 montre que mur du corps Sud est encaissé principalement dans les marnes jaunes dont la puissance est importante (40-65m) entre les coupes 112 et 107, au-delà de la coupe 107 la couche de marne commence à rétrécir jusqu'à sa disparition sur la coupe 102.

Dans le toit les roches encaissantes sont composées principalement par des calcaire marneux d'une puissance varie de 40 à 80m entre les coupes 112 et 106. Cette couche est séparée par une couche de marnes jaunes à partir de la coupes 108 d'une puissance moyenne de 05m et parfois même plus.

### II.13.2 Axe Sud-Est

#### A) Minerai

L'analyse des informations implantées sur le plan de niveau 1045, montre que les travaux de recherche en été réalisés uniquement sur une partie de l'axe Sud-Est ,le filon a un même angle de pendage et de puissance que ceux de la partie du filon située sur l'axe principal, l'unique exception dans ces conditions est celle de discontinuité du corps (disparition dans deux parties sur la coupe 5 et même entre les coupes 6 et 7),cette situation est très délicate car il est très difficile de prévoir un schéma souple pour la récupération de ces réserves.

#### B) La roche encaissante

Aucune information n'est disponible pour les roches encaissantes dans cette partie de gisement.

### II.13.3 Axe Nord

#### A) Les réserves géologiques

Les travaux de recherche dans la 4<sup>ème</sup> phase sont réalisés par des ouvrages miniers souterrains et des sondages, ils sont arrêtés au niveau 1045 sur les axes principaux (108-100) et Sud-Est (04-11), et le niveau 1105 sur l'axe Nord.

Cette phase est limitée entre les côtes des niveaux 1045 et 1105 ; englobe des réserves géologiques estimées à 6023100T de teneur moyenne en fer de 54,72%.

A partir des données de prospection géologiques disponibles, ces réserves sont étendues sur les trois axes, rangées en catégorie B, pour les réserves situées sur l'axe principal et Sud-Est, et en catégorie C1 pour celle situées sur l'axe Nord.

A) Les réserves récupérables de 4<sup>ème</sup> phase sur les trois niveaux et trois axes

**Tableau II. 3 :** Représentation des réserves récupérables de 4<sup>ème</sup> phase [2].

NIVEAUX AXES	1105/1085	1085/1065	1065/1045	TOTAL		
	RESERVES	RESERVES	RESERVES	RESERVES	Fe %	SiO <sub>2</sub> %
AXE NORD	563867	521133	542500	1627500	51,53	9,34
AXE Sud-Est	612067	587200	599633	1798900	55,61	7,78
AXE PRINCIPAL	822867	888267	855567	2566700	56,30	4,98
	1998800	1996600	1997700	5993100	54,80	7,00

B) Réserves exploitables de 4<sup>ème</sup> phase par coupes

Les réserves récupérables sont représentées sur les tableaux suivants :

**Tableau II.4 :** Réserves exploitables de 4<sup>ème</sup> phase axe Nord [2].

Axe Nord						
COUPES	1105/1085	1085/1065	1065/1045	TOTAL		
	RESERVES	RESERVES	RESERVES	RESERVES	Fe %	SiO <sub>2</sub> %
11-292	55333	58333	56833	170500	48,92	15,14
292-293	29733	33733	31733	95200	47,36	18,40
293-294	46667	41333	44000	132000	45,06	20,61
294-295	49933	41333	45633	136900	47,64	11,15
295-296	20533	33733	27133	81400	48,41	10,81
296-297	23733	31600	27667	83000	50,27	14,74
297-298	46733	41867	44300	132900	52,60	6,91
298-299	49667	47267	48467	145400	53,80	4,77
299-300	57133	55333	56233	168700	58,37	2,20
300-301	37800	45333	41567	124700	58,87	1,31
301-302	37000	32400	34700	104100	50,03	10,49
302-303	61533	37267	49400	148200	50,72	7,93
303-304	48067	21600	34833	104500	54,68	0,93
<b>TOTAL</b>	563867	521133	542500	1627500	51,53	9,34

**Tableau II.5 : Réserves exploitables de 4<sup>ème</sup> phase axe Sud-Est [2].**

<b>Axe Sud-Est</b>						
<b>COUPES</b>	<b>1105/1085</b>	<b>1085/1065</b>	<b>1065/1045</b>	<b>TOTAL</b>		
	<b>RESERVES</b>	<b>RESERVES</b>	<b>RESERVES</b>	<b>RESERVES</b>	<b>Fe %</b>	<b>SiO<sub>2</sub> %</b>
4-5	89667	64533	77100	231300	57,28	4,60
5-6	71800	69667	70733	212200	56,16	4,94
6-7	74800	88267	81533	244600	56,87	6,35
7-8	120133	118800	119467	358400	56,06	8,27
8-9	118267	119067	118667	356000	55,38	9,29
9-10	81533	75600	78567	235700	54,01	10,07
10-11	55867	51267	53567	160700	52,39	10,47
<b>TOTAL</b>	<b>612067</b>	<b>587200</b>	<b>599633</b>	<b>1798900</b>	<b>55,61</b>	<b>7,78</b>



# CHAPITRE III

جامعة العربي التبسي - تبسة  
Universite Larbi Tébessi - Tébessa

### **III.1 INTRODUCTION**

Avant de procéder à l'exploitation d'un gisement il est nécessaire d'élaborer une étude technico-économique de faisabilité aussi de mettre en évidence la valeur industrielle et économique de ce gisement en prenant en considération sa géologie, ses formations et structures géologiques et surtout les caractéristiques physique-mécanique des massifs rocheux, et l'importance des réserves.

Les travaux exécutés lors de l'extraction d'un minerai s'appellent travaux miniers

Suivant l'emplacement de l'exécution des travaux miniers on a un mode d'exploitation.

Dans la mine de Boukhadra on distingue 2 modes :

- Le mode d'exploitation à ciel ouvert où les travaux s'exécutés à la surface du sol
- Le mode d'exploitation souterrain où les travaux s'effectués au sous-sol.

### **III.2 EXPLOITATION A CIEL OUVERT DE LA MINE DE BOUKHADRA**

#### **III.2.1 Description générale de l'exploitation à ciel ouvert de la mine de Boukhadra**

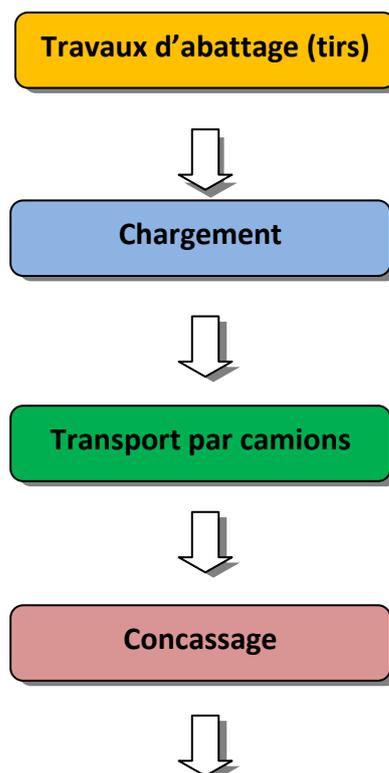
Pour les gisements à reliefs montagneux tel que le gisement de Boukhadra, la méthode d'exploitation appliquée est par fonçage avec un seul bord exploitable, le contour de la mine n'étant pas fermé.

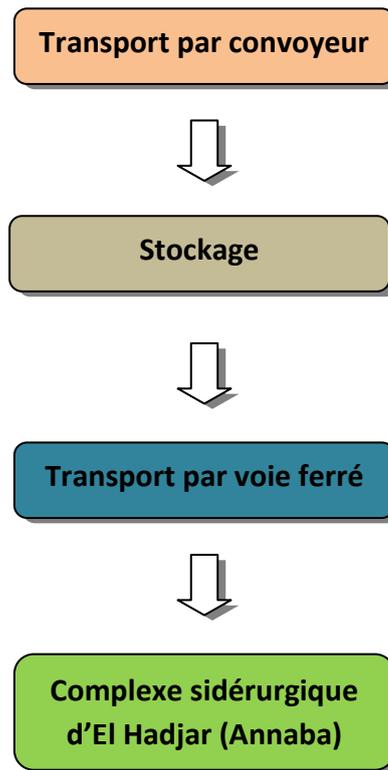
L'exploitation de tels gisements, disposés sur un flanc de coteau de pente 35°, se fait de haut en bas. L'extraction du minerai est réalisée par gradin de 12 à 15 m de hauteur, un angle du talus de 75 à 80° et une largeur des bermes de 7 à 12 m.

Le programme d'exploitation est fondé sur une production de 1 à 1,5 millions t/an avec un taux de découverte de 2,96. Selon le projet d'exploitation, la fosse finale aura une profondeur de 620 m, l'angle du bord inexploitable de la mine est de 32°.

- L'exploitation du minerai et l'évacuation du stérile se fait par les tirs d'abattage par explosifs, après la préparation des trous de mine par forage des trous généralement verticaux de 160 mm de diamètre par des sondeuses de type INGERSOL RAND et ATLAS COPCO et leur chargement par des explosifs, dont le but est de fragmenter la masse rocheuse afin de permettre son évacuation.
- En moyenne, il y a un tir par jour, ce qui permet d'atteindre la, production journalière de minerai et de stérile.

- L'abattage se réalise en une seule étape avec une quantité de charge explosive moyenne de l'ordre de 1,5 tonne.  
Le volume moyen de la volée est de 4500 m<sup>3</sup>. Si le tir donne de gros blocs, difficiles à charger, transporter ou à concasser, alors un débitage secondaire sera entrepris. Cette situation se produit en général dans les calcaires où le massif est fracturé et la roche est saine.
- Les matériaux fragmentés sont chargés par des excavateurs à commande mécanique des chargeuses de type CATERPILLAR 988F de 5 à 6 m<sup>3</sup> et sont ensuite transportés par des camions de type (CATERPILLAR 773F) de 40 et 50 tonnes.
- Le minerai est conduit soit vers le stock à proximité du concasseur, ou vers le concasseur giratoire qui peut traité des blocs de dimensions arrivent à (1000mm).
- Les blocs de minerai envoyés au concasseur ont une taille nettement inférieure à la limite demandée pour le concasseur, car il y a un triage au niveau du chantier.
- Le minerai concassé est acheminé par une séries de convoyeurs vers les stocks ou les deux trémies, d'où son expédition par trains (voie ferrée électrifiée) vers le complexe sidérurgique d'El Hadjar [70].





**Figure III.1 :** Schéma technologique d'extraction et de préparation du minerai de fer de Boukhadra [70].

### III.2.2 Méthode d'exploitation à ciel ouvert

Les principaux indices d'une méthode d'exploitation à ciel ouvert sont [74]:

- La vitesse d'avancement des chantiers
- La vitesse d'avancement des fronts de travaux
- La vitesse D'approfondissement
- La productivité annuelle
- Les taux de pertes et de dilutions du minerai.

#### III.2.2.1 choix de la méthode d'exploitation dans le quartier d'Ain Zazia

D'après les données topographiques et géologiques, le gisement de Boukhadra (Quartier D'Ain Zazia) est caractérisé par un relief montagneux, avec un angle de flanc de coteau 30°.

Pour ce type de gisement, on adopte la méthode de fonçage (transversale) avec l'exploitation des roches du haut vers le bas à partir du niveau 974 jusqu'au niveau 866 m par des gradins de hauteur  $H_g = 12$  ; Pour la réalisation d'une exploitation sélective et

souple il est nécessaire de diviser les gradins qui se trouvent à proximité des corps miniers en deux sous gradins de 6m chacun ,c'est une méthode d'exploitation simple avec transport et mise à terril extérieur [73].

### III.2.2.2 équipements de forage utilise dans la mine à ciel ouvert

Après la réalisation du plan de tir, la foration des trous de mine verticaux est faite à l'aide d'une sondeuse à forage rotatif à molettes de type INGERSOLL-RAND qui prend les caractéristiques cités au tableau ci-dessous :

**Tableau III.1:**Les caractéristiques de la sondeuse [60].

NOM	Rendement (T/H)	Etat	Diamètre
INGERSOLLRAND T4BH	17	Moyen/Mauvais	160

Le diamètre des trous forés est de 160 mm, pour le tir primaire.

Après le chargement des trous par les explosifs (Marmanit et Anfomil), le bourrage se fait par les débris de foration. La quantité d'explosifs d'un trou dépend des fissures existées, et de degré de la fragmentation demandée.

### III.2.3 Les équipements chargement et de transport

- Le chargement est réalisé à l'aide d'une pelle mécanique et deux chargeuses sur pneus de caractéristiques cités au tableau ci-dessous.

**Tab III.2:** Les caractéristiques des engins de chargement à ciel ouvert [60].

NOM	Rend(T/h)	Capacité	Etat
CATERPILLAR 988B	0	5,3	Mauvais
CATERPILLAR 988F	249	5,3	Moyen
Pelle sur chenille KOMATSU PC1250-7	318	6,7	Moyen

- La mine de Boukhadra possède 03 camions de capacité 60 t, et qui prennent les caractéristiques cités au tableau ci-dessous.

**Tableau III.3:** Les caractéristiques des camions de transport à ciel ouvert [60].

Nom	Rend(T/h)	Capacité	Etat
<b>CATERPILLAR 773D</b>	<b>124</b>	<b>60</b>	<b>Moyen</b>
<b>CATERPILLAR 775FC</b>	<b>147</b>	<b>60</b>	<b>bon</b>
<b>CATERPILLAR 775FC</b>	<b>168</b>	<b>60</b>	<b>bon</b>

### **III.3 L'EXPLOITATION SOUTERRAINE DE LA MINE DE BOUKHADRA**

Le plan d'exploitation général de la mine souterraine de Boukhadra, est basé sur un accès facile, situé à proximité de la mine à ciel ouvert actuelle.

Le quartier souterrain contient plus de 70% des réserves globales de la mine. Le secteur d'exploitation souterrain réparti comme suit :

- **1<sup>ère</sup> phase (niveau1225 /1285)** ; épuisée
- **2<sup>ème</sup> phase (niveau1165/1225)** ; épuisée
- **3<sup>ème</sup> phase (niveau1105/1165)**; en exploitation et en développement

**Axe principal et axe Sud Est** : comprennent des réserves géologiques de 2 673 770 t avec une teneur de 54.4%, les réserves exploitables sont : 1 194 770 t avec une teneur de 54.07% (Tableau II.1) pour la troisième phase 1105-1165 (en exploitation).

- **Axe Nord** : pour la troisième phase les réserves sont épuisées.
- **4<sup>ème</sup> phase (niveau1045/1105)**; en projet

Cette phase comprend des réserves géologiques de 6 440 000 t avec une teneur de 54.77% et des réserves exploitables de 6 023 100 avec une teneur de 54.75% pour les trois axes.

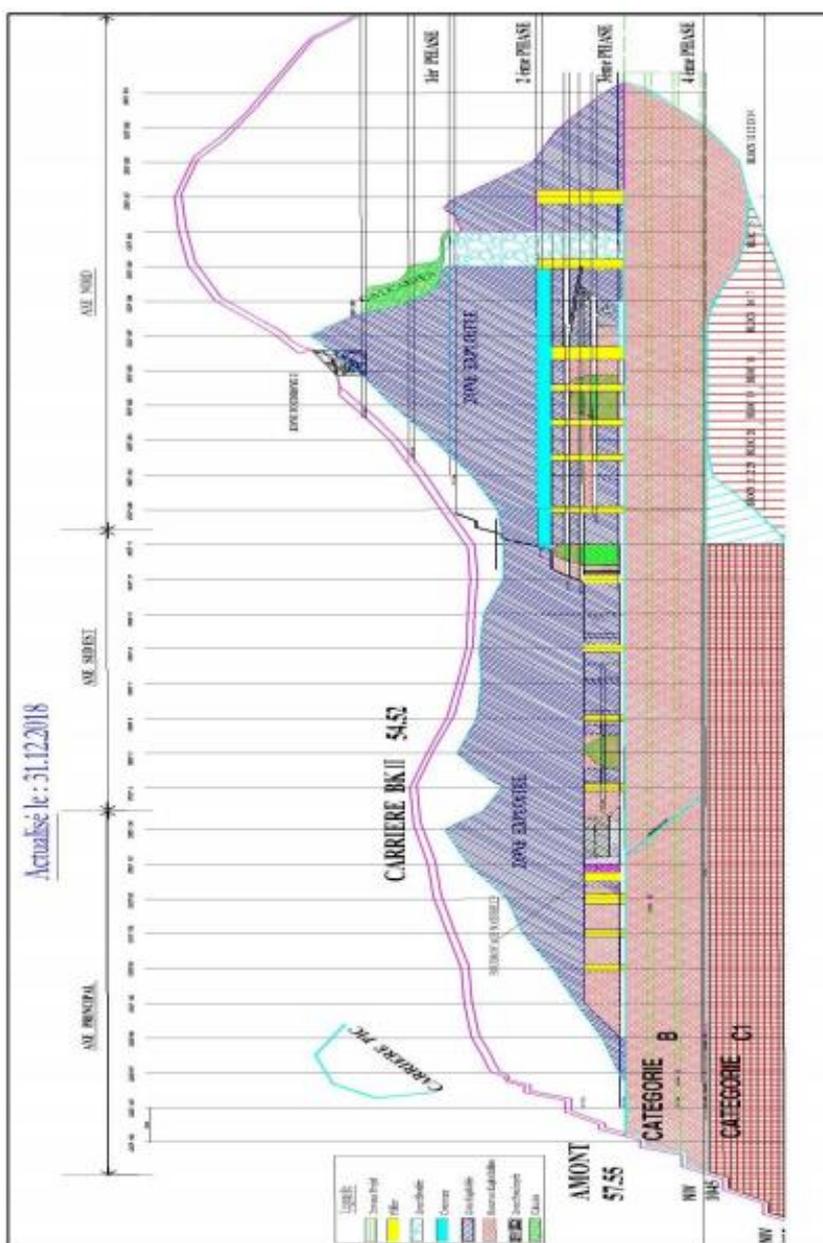
- **5<sup>ème</sup> phase (niveau 985/1045)**; programmée au futur
- **6<sup>ème</sup> phase (niveau 925/985)**; programmée au futur

Au-dessous de la 4<sup>ème</sup> phase (1045-845) il y a des réserves géologiques de

11201700 t avec une teneur de 55.22% [61].

**Tableau III.4:** Profondeurs moyennes et angle de pendage du gite exploité en souterrain [61].

Désignation	Profondeur (m)	Angle de pendage (°)
Axe Nord	391	60
Axe Sud-est	320	54
Axe principal	215	54



**Figure III.2 :** projection verticale de la mine de Boukhadra [60].

**III.3.1 Le mode d'ouverture de gisement de Boukhadra (mine souterraine).**

On appelle ouverture, le creusement des ouvrages donnant l'accès au gisement à partir du jour. Le mode d'ouverture doit assurer :

- Une entrée d'air ;
- Une sortie d'air ;
- Des voies de transport pour le produit à extraire, pour le matériel et pour le personnel.

Le gisement de BOUKHADRA est dressant, avec un relief montagneux, donc le mode d'ouverture optimal est par galerie au jour.

Le niveau de roulage principal est le niveau 1105 m ; dans chaque étage est creusé un niveau intermédiaire ou sous niveau partageant l'étage en sous étages ; ces niveaux sont réalisés au moins chaque 20 m et sont destinés à la foration.

Le niveau de roulage principal est 1105; il assure le transport du minerai abattu vers le jour. Il existe dans ce niveau une galerie de roulage déjà utilisée ; une partie de cette galerie de roulage sera restaurée et utilisée de nouveau. Pour acheminer le minerai extrait dans l'étage ; on utilise une cheminée principale de chute du minerai qui est creusée à partir du niveau 1165 au niveau de roulage principal 1105 m ; avec une inclinaison de 70°.

Elle est caractérisée par une section de forme demie circulaire d'une section de 12m<sup>2</sup>. Certains endroits de cette galerie sont soutenus par des cintres métalliques et blindage par bois à cause des risques d'éboulement les contacts de marne et fer (terrain instable), tandis que les autres endroits ne sont pas soutenus dans le corps de fer jugé comme terrain stable. [78]

**A- Les avantages de l'ouverture par galerie au jour**

- Un simple du schéma d'ouverture ;
- Absence des dépenses pour la construction des installations des culbutages et d'extraction ;
- Aérage naturel assuré ;
- Rapidité de la mise en œuvre de la mine ;
- Possibilité d'utilisation du transport sur pneu.

**B-inconvénient de ce mode d'ouverture**

- Les galeries au jour ne permettent pas l'accès aux étages des différents niveaux (plus profonds).

Les dimensions de la galerie sont représentées dans le tableau suivant :

**Tableau III.5 :** Les dimensions de la galerie principale du niveau 1105

Paramètres	Valeur	Unité
Hauteur moyenne	4	m
Largeur moyenne	3	m
Longueur	800	m
Section	12	m <sup>2</sup>



**Figure III.3 :** Galerie de niveau 1105, les mines de fer de l'Est, BOUKHADRA, 03/03/2021(cliché personnel).

### III.3.2 Méthode d'exploitation

#### a- Facteurs de choix

Le choix de la méthode d'exploitation se fait de manière à obtenir un taux d'extraction maximal à un coût minimal, avec la préservation de la santé des mineurs.

Le choix de la méthode d'exploitation dépend de plusieurs facteurs à savoir:

- Des caractéristiques géologiques du gisement : sa forme, ses dimensions, sa continuité, la position du gisement par rapport au relief ;
- Des caractéristiques minéralogiques et physiques du minerai et celles des roches encaissantes;

- Le pendage et la puissance de la couche minéralisée ;
- La valeur des minéraux, et leur composition ;
- La stabilité et la résistance du massif rocheux.

Chaque mine a ses propres particularités, mais les objectifs de toute entreprise minière sont toujours les mêmes : la rentabilité et la sécurité.

Au niveau de la mine de Boukhadra (quartier souterrain), plusieurs méthodes ont été essayées (chambre magasin, sous niveaux foudroyés et sous niveaux abattus). Après, il a été retenu que la méthode d'exploitation par sous niveaux abattus est la méthode la plus adaptée dans la veine Sud de Boukhadra, car celle-ci présente un fort pendage et une puissance notable. Cette méthode se pratique en chantiers ouverts. Le remblayage consolidé des vides permet de récupérer ultérieurement des piliers laissés en place, de sorte que l'on obtient un taux très élevé de récupération du minerai.

Cette méthode s'applique aussi là où les épontes s'effondrent sans difficulté [77].

#### **b- Principe de la méthode :**

Cette méthode sert à une division horizontale du corps minéralisé en sous-niveaux.

Les forages parallèles aux épontes (si le filon est très mince) ou en éventail sont exécutés à partir des galeries creusées dans le corps minéralisé aux différents sous-niveaux.

Le minerai abattu en grande masse par tranche verticale est récupéré à la base sur les points de chargement à partir des galeries d'abattage, ou par les recoupes qui relient la galerie de roulage et la galerie de foration au milieu de niveau de base, ainsi que la récupération d'autres quantités dans les sous-niveaux.

Les chambres restent vides après l'extraction du minerai, elles sont plus souvent très grandes principalement en hauteur, et les épontes ne sont pas soutenues. On abandonne de distance en distance, des piliers qui assurent à la fois le support des épontes dans le plan vertical et dans le plan horizontal qui se traduit par un pilier de couronne [79].

### **III.3.3 Les travaux préparatoires dans la méthode d'exploitation par sous-niveaux**

Les travaux préparatoires dans la méthode d'exploitation par sous-niveaux abattus sont importants.

D'abord, le gisement est découpé en panneaux d'environ 60 m de hauteur, Après des galeries d'accès (voies de roulage) doivent être tracées dans le gisement à intervalles verticaux assez rapprochés (de 10 à 20 m), et suivant une disposition bien déterminée. Celle-ci est la même à tous les sous-niveaux, sauf qu'elle est légèrement décalée d'un sous-niveau à l'autre, de sorte que les galeries d'un sous-niveau donné se trouvent entre celles du sous niveau supérieur. Bien que les travaux de creusement soient assez importants, il s'agit d'une opération simple qui se prête bien à la mécanisation.

Le creusement simultanément de plusieurs galeries à différents sous-niveaux implique une utilisation optimale du matériel [79].

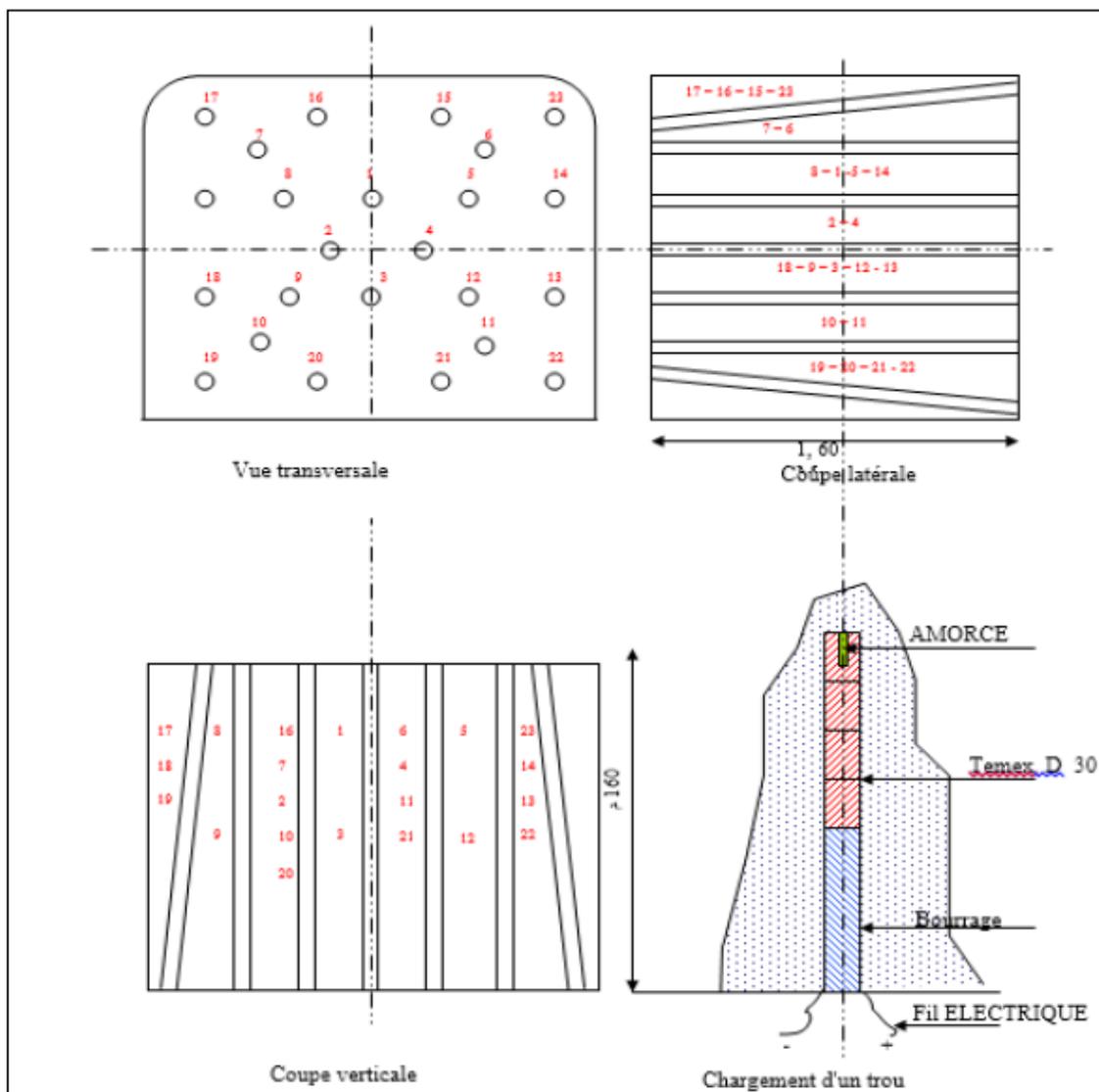
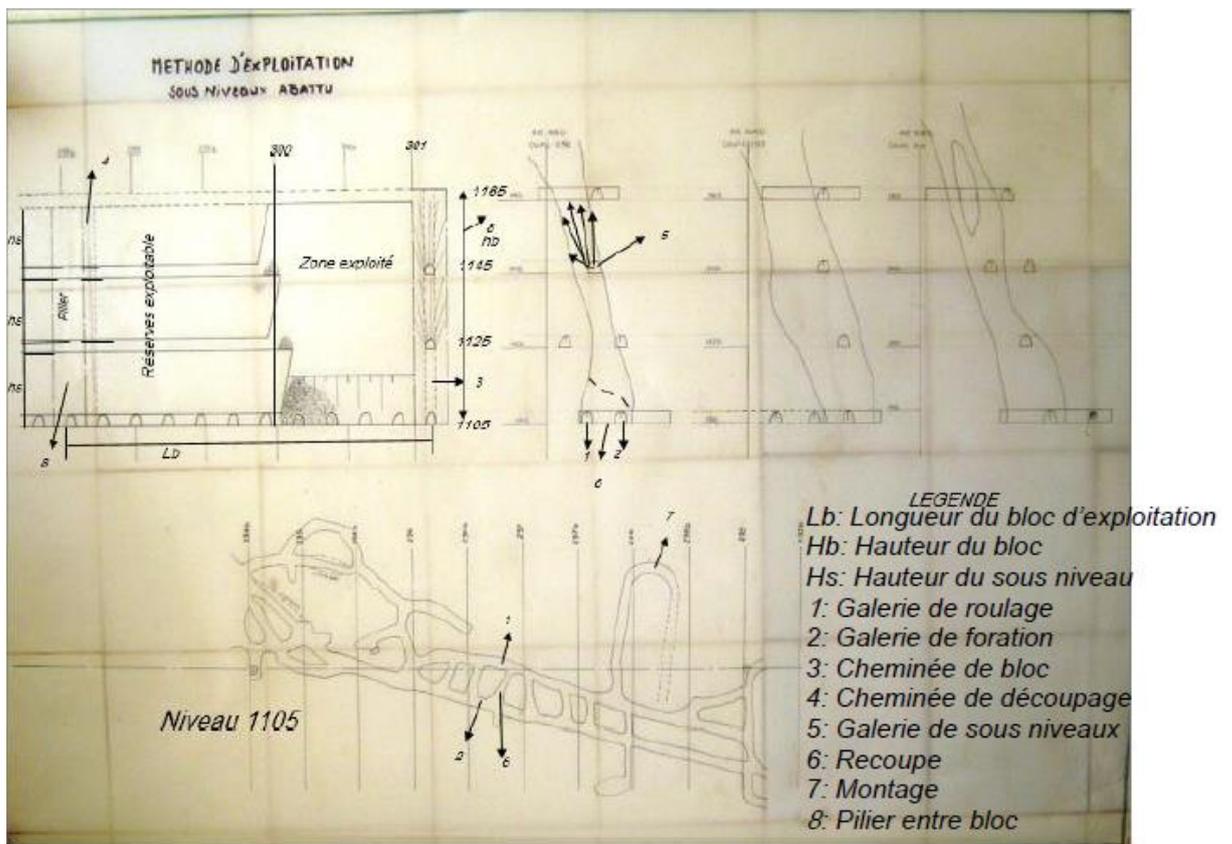


Figure III.4 : Plan de tir pour l'ouverture d'une galerie.

Après la réalisation d'une galerie de roulage, on creuse des recoupes jusqu'aux limites latérales du gisement pour délimiter ce dernier, et en fin une cheminée creusée suivant le pendage du gisement qu'est destinée au soutirage du minerai abattu, et qui s'élargie au cours de l'exploitation. La section des recoupes et des galeries est de 10m<sup>2</sup>.

Les travaux préparatoires comprennent aussi une galerie de roulage dans les roches stériles et celle d'aérage située au mur de 10 à 15 m du gisement.

Une cheminée creusée dans les stériles permet la liaison entre ces deux galeries.



**Figure III.5 :** Travaux miniers dans la méthode d'exploitation par sous-niveaux abattus [60].

Paramètres des ouvrages [60] :

- Hauteur de l'étage (phase) : 60 m.
- Hauteur du sous-niveau : 20m;
- Largeur du pilier : 10m ;
- Hauteur de la coupure : 20m (par le sous-niveau) ;
- Largeur de la coupure : 3,2m ;
- Longueur de la coupure : 20m ;

Les pertes de dilution sont dues principalement :

- Contact entre le minerai et l'encaissant ;
- Les déviations de conduite des travaux miniers ;
- L'abandon des zones cause des difficultés d'extraction ;
- L'abandon des zones pour éviter les dilutions exagérées ;
- A l'abandon des zones pauvres.

### **III.3.4 Travaux d'abattage**

L'abattage du minerai s'effectue par application des schémas de disposition des trous en éventail, suivant des surfaces de dégagement.

La profondeur des trous dépasse les 5m, leurs diamètres est de 64mm.

On commence par l'élaboration d'un plan de tir qui indique précisément le nombre, la position, la direction et la profondeur des trous, en suite la foration commence.

La foration se déroule du niveau inférieur au niveau supérieur, les premiers trous sont chargés et tirés selon un plan de tir conçu pour abattre un volume important de roche en une seule volée. Le minerai abattu tombe directement au fond de la chambre.

Actuellement, dans la mine de Boukhadra l'abattage s'effectue par des longs trous, qui sont forés à l'aide des chariots de foration qui prennent les caractéristiques mentionnées dans le tableau ci-dessous.

**Tableau III.6 :** Les caractéristiques des chariots de foration souterraine [60].

<b>NOM</b>	<b>Rendement (m/h)</b>	<b>Etat</b>	<b>Diamètre (mm)</b>
<b>ATLAS-COPCO PROMECC T546</b>	<b>3,33</b>	<b>Moyen</b>	<b>64</b>
<b>SECOMA 1FPD6</b>	<b>0</b>	<b>Mauvais</b>	<b>64</b>
<b>SANDVICK MERCURY LC22</b>	<b>18</b>	<b>Mauvais</b>	<b>64</b>

**III.3.4.1 Les éléments utilisés dans la mine de Boukhadra pour l'abattage des roches**

- **TEMEX** : le TEMEX fait partie de la famille des explosifs en émulsions. Ce type d'explosif fabriqué par l'ONEX (Office National des substances Explosives), a les avantages suivants [73] :
  - Produit hydrofuge, utilisé à ciel ouvert et en souterrain.
  - Produit plus sécurisant lors du transport, du stockage de l'utilisation.

**Tableau III.7** Dimension de l'explosif. [73]

<b>Diamètre (mm)</b>	<b>30</b>	<b>50</b>	<b>65</b>	<b>80</b>
<b>Longueur (mm)</b>	<b>300</b>	<b>400</b>	<b>500</b>	<b>400</b>
<b>Poids (g)</b>	<b>250</b>	<b>1000</b>	<b>2000</b>	<b>2500</b>

- **Le cordeau détonant :**

C'est une gaine de plastique souple protégeant une âme centrale d'explosif (pentrite) enroulée dans des nappes textiles. Il est conditionné en bobine de longueur variable suivant le diamètre. A chaque diamètre correspondent une charge et une couleur [73].

- **Le détonateur électrique:**

Le détonateur électrique est un dispositif d'amorçage constitué d'un tube d'aluminium fermé à l'une de ses extrémités et serti à l'autre sur un bouchon en matière plastique laissant passer 2 fils électriques[73].

Il est composé :

- d'une perle d'allumage contenant une poudre d'allumage et un filament.
- d'une poudre retardatrice uniquement pour les détonateurs retard et court retard.
- d'un explosif d'amorçage (explosif primaire : 0,2 g d'azoture de plomb).
- d'un explosif de charge (explosif secondaire : 0,8 g) [73].

Lorsqu'on envoie le courant électrique dans le circuit de tir le filament rougit et enflamme la poudre d'allumage, dans ce type de détonateur il existe 3 classes : [73]

- **Détonateur instantané(DEI)** : dont l'écart égale à 0

- **Détonateur à retard (DER)** : il existe 12 numéros, dont l'écart de temps entre deux numéros successifs égale à 0.5s

- **Détonateur à micro retard (DMR)** : il existe 12 numéros (en Algérie), dont l'écart entre deux numéros successifs est de 20 ms.

Les calculs des paramètres sont basés sur le fait que dans les conditions données, la consommation spécifique d'explosif assure une quantité de fragmentation haute et connue.

Il est caractérisé par les paramètres suivants

- Nombres des trous en éventail  $N$
- Longueur totale des trous profonds dans un éventail  $\Sigma (m)$
- Quantité totale de l'explosif ( $k_g$ )
- Quantité de minerai abattu par un mètre de trou  $\sigma (t/m)$
- Distance entre les éventails, ligne de moindre résistance ( $m$ )

### III.3.4.2 calculs des paramètres d'abattage par trous profonds en éventail

- **Calculs de ligne de moindre résistance** [73]

La ligne de moindre résistance est calculée par la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{(0.785 \times d^2 \times \Delta \times Kch)}}{\sqrt{(m \times q_{exp} \times \lambda)}} \quad (\text{Équation III - 1})$$

Avec:

**d**: diamètre de trou  $d=64\text{mm}$  ;

$\Delta$  : Densité d'explosif en  $\text{kg/m}^3$ ,  $\Delta=1.32$

**Kch** : coefficient de chargement des trous profond  $=0.6$

**m**: Distance relative entre les trous (coefficient de rapprochement)  $m=1$

$m = a/w$  ;  $m$

**q<sub>exp</sub>** : Consommation spécifique d'explosif  $= 0.37 \text{ kg/m}^3$

$\lambda$  : Coefficient tenant compte de la diminution du volume de minerai abattu à cause de présence des trous de contour  $= 0.89$

Alors :

$$W = \frac{\sqrt{(0.785 \times 0.064^2 \times 1.32 \times 0.6)}}{\sqrt{(1 \times 0.373 \times 0.89)}}$$

$$W = 2.78 \text{ m}$$

- **Calcul de la distance entre les extrémités des trous :**

La distance entre les extrémités des trous est calculée par la formule suivant :

$$a_{\text{ext}} = (1 : 1.4) w \quad (\text{Équation III - 2})$$

$$a_{\text{ext}} = 1.2 \times 2.78$$

$$a_{\text{ext}} = 3.336 \text{ m}$$

- **Calcul du nombre de trous profonds dans un éventail :**

Le nombre de trous profonds dans un éventail est calculé par la formule suivant :

$$N = \frac{a H + B}{a_{\text{ext}}} + 1 \quad (\text{Équation III - 3})$$

$$N = \frac{20 + 30}{3.336} + 1$$

$$N = 16 \text{ trous}$$

Avec :

$a$  : Distance entre les trous ; m

$a_{\text{ext}}$  : Distance moyenne entre les extrémités des trous profonds en éventail [m]

$B$  : largeur du chantier d'abattage [m]

- **Calcul de la distance entre les charges :**

Le calcul de la distance entre les charges :

$$ach = (0.4 : 0.5) w \quad (\text{Équation III - 4})$$

$$ach = 0.4 \times 2.78$$

$$ach = 1.112 \text{ m}$$

- **Calcul de volume du minerai abattu :**

Le calcul du volume du minerai abattu est déterminé par la formule suivante :

$$V = (S - S_f) \times w \quad (\text{Équation III - 5})$$

**S** : surface du front d'abattage [m<sup>2</sup>]

**S<sub>f</sub>** : section transversale de l'excavation de forage [m<sup>2</sup>]

Avec :  $S = B \times H$

Alors :  $S = 20 \times 30$

$$S = 600 \text{ m}^2$$

$$S_g = 11 \text{ m}^2$$

On déduit :  $V = (600 - 11) \times 2.78$

$$V = 1637.42 \text{ m}^3$$

- **Calcul de la quantité du minerai abattu :**

La quantité du minerai abattu est calculée par la formule suivante :

$$Q = V \times \gamma \quad (\text{Équation III - 6})$$

**γ**: Masse volumique t/m<sup>3</sup>

$$Q = 1637.42 \times 2.8$$

$$Q = 4584.776 \text{ tonnes}$$

- **Calcul de la quantité du minerai abattu par un trou :**

Le calcul de la quantité du minerai abattu par trou est fait par la formule suivante

$$D = m \times w^2 \times \gamma \times \lambda \quad (\text{Équation III - 7})$$

$$D = 1 \times 2.87^2 \times 2.8 \times 0.89$$

$$D = 19.26 \text{ t/m}$$

- **Calcul de la longueur totale des trous profonds :**

Calcul de la longueur totale des trous profonds est fait par la formule suivante

$$\sum Ltr = Q/D \quad (\text{Équation III - 8})$$

$$\sum Ltr = 4584.776/19.28$$

$$\sum Ltr = 238.04m$$

- **Calcul de la charge totale d'explosif :**

La charge d'explosif totale d'explosif calculée par la formule suivante

$$Q = q_1 \times Ltr \quad (\text{Équation III - 9})$$

D'où  $q_1 = 0.785 \times d^2 \times \Delta \times Kch$

$\Delta$  : densité moyenne de l'explosive

$$q_1 = 2.56 \text{ Kg/m} \quad (\text{Équation III - 9})$$

Alors :

$$Q = 2.56 \times 283.046$$

$$Q = 609.28 \text{ Kg}$$

- **Vérification de la consommation spécifique d'explosif:**

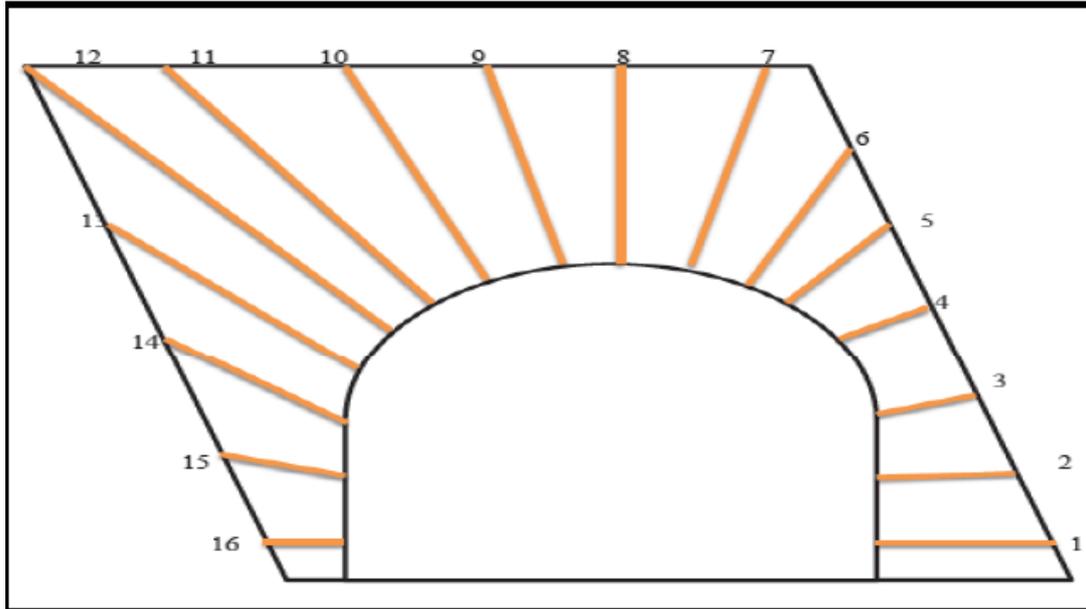
La consommation spécifique d'explosif est calculée par la formule suivante

$$q_{exp} = \frac{Q}{V} \quad (\text{Équation III - 10})$$

$$q_{exp} = 609.28/1637.42$$

$$q_{exp} = 0.37 \text{ Kg/t}$$

Le schéma suivant présente la disposition des trous en éventail dans la galerie d'abattage de minerai.



**Figure III.6:** Schéma de la disposition des trous en éventail.

Finalement les paramètres du plan de tir en souterrain de Boukhadra peuvent être récapitulés dans le tableau suivant :

**Tableau III.8 :** résumé des paramètres du plan de tir en souterrain de Boukhadra.

Paramètres	Valeur	Unité
Hauteur du s/niveau	20	m
longueur du trou	5~20	m
longueur total des trous	200~250	m
nombre de trou	16	trous
nombre de série	1	/
diamètre du trou	64	mm
longueur du bourrage	1	m
tonnage abattu théorique	2200	t
ligne de moindre résistance	2.7	m
charge d'un trou	12~30	kg
quantité globale d'explosif	610-640	kg
longueur du cordeau détonateur	250	m
nombre des amorces (D.E.R OU D.M.R)	20~25	pièces

Le minerai fragmenté occupant un espace supérieur à son volume en place, il est nécessaire avant de forer les nouveaux trous, de pratiquer une rouillure de quelques mètres de largeur pour permettre de créer un espace suffisant pour les mineurs.

L'abattage par sous-niveaux est une méthode d'exploitation productive, en grande partie parce que la foration des longs trous peut être entièrement mécanisée et que l'appareil de foration peut travailler sans interruption. La méthode est aussi relativement sûre, du fait que la foration se fait en galeries, et l'évacuation des matériaux à partir de points de soutirage, les travailleurs ne sont donc pas exposés aux chutes des blocs [79].

- **Avantages et inconvénients de type d'abattage par trous profond**

Les avantages d'un plan de tir par application d'un schéma à longs trous sont les suivants :

- Répartition uniforme des charges explosives dans le massif rocheux ;
- Réduction de la consommation spécifique des trous ;
- Augmentation du taux d'utilisation de la totalité des trous forés.

Parallèlement à ces avantages, les trous profond (ou les longs trous) possèdent les inconvénients suivants :

- Augmentation du volume des travaux de creusement, qui est relatif aux excavations de traçage et suivant lesquelles s'effectue le forage des trous ;
- A partir de chaque position de la machine de forage, on ne peut forer qu'un seul trou ;
- Difficultés de contrôler l'abattage suivant le contour du gisement [77].

### III.3.5 Travaux de chargement et de transport

Après l'abattage du minerai, l'évacuation de ce dernier se fait en deux étapes :

**La première étape** consiste à déverser le minerai vers la cheminée principale, qui assure la liaison entre les niveaux supérieurs et les niveaux inférieurs.

**La deuxième étape** consiste à charger le minerai stocké à la base de la cheminée principale par une chargeuse souterraine, et le transporter par un camion souterrain jusqu'à la zone de stockage située au niveau 1105m à ciel ouvert. Après il sera transporté à l'aide des camions jusqu'à la zone de préparation mécanique [84].

La mine souterraine de Boukhadra dispose 04 chargeuses souterraines et 02 camions pour le transport souterrain.

**Tableau III.9 :** Les caractéristiques de chargeuses employées en souterrain [60].

<b>Nom</b>	<b>Rendement (m/h)</b>	<b>état</b>
<b>TAMROC CTX 6B</b>	<b>0</b>	<b>En panne</b>
<b>TAMROC CTX 6B</b>	<b>28,29</b>	<b>Moyen</b>
<b>ATLAS- COPCO ST1020</b>	<b>52,63</b>	<b>Bon</b>
<b>ATLAS- COPCO ST1030</b>	<b>52</b>	<b>Bon</b>

**Tableau III.10:** Les caractéristiques des camions souterrains [60].

<b>NOM</b>	<b>Rendement (m/h)</b>	<b>ETAT</b>
<b>ATLAS-COPCO MT2000</b>	<b>29</b>	<b>Bon</b>
<b>ATLAS-COPCO MT2000</b>	<b>29</b>	<b>Bon</b>

### **III.3.6 Les avantages et les inconvénients de la méthode utilisée (par sous niveau abattus)**

#### **a) Les avantages de la méthode**

- L'aérage de l'étage est simple et sûre ;
- pas de soutènement installé dans les espaces vides ce qui réduit les dépenses totales de production ;
- Bonne circulation des engins ;
- Bon rendement de la chargeuse;
- Meilleure sécurité pour les ouvriers ;
- la facilité du soutirage du minerai abattu, grâce à des cheminées de soutirage
- Rendement considérable par rapport au prix du revient.

**b) Inconvénients de la méthode**

- volume considérable des travaux préparatoires ;
- Difficulté et par fois l'impossibilité de récupération du tas abandonné dans la chambre vide par mesure de sécurité
- Pertes considérables du minerai à cause des piliers et couronne laissés ;
- La difficulté de l'abattage sélectif et l'impossibilité de l'abandon dans la chambre des intercalations rocheuses ou du minerai à teneur trop faible.
- Absence du garnissage, retard de mise en place du soutènement, éboulements, absence d'adhérence entre soutènement et galeries, mal purgeage des toits, absences des moyens de protection individuels (lunettes, stop bruit)

**III.3.7Aerage de la mine**

L'aéragé se fait par voie naturelle cette opération est assurée par les deux galeries au jour (galerie l'axe principal et galerie sud et le vide au jour qui on trouve au niveau (1105),mais suite a l'approfondissement des travaux miniers la composition de l'air naturel(respiré par les mineurs ) change suite à l'ajout de gaz nuisibles dégagés par la respiration des hommes, les gaz d'échappement des machines diesel, l'addition de différents gaz nuisibles dégagés pendant les travaux de tir,...etc., donc il sera indispensable d'utiliser l'aéragé par voie artificielle pour les phases futures.

**III.3.7.1 L'atmosphère de la mine**

La composition de l'enveloppe gazeuse qui entoure la terre varie de moins de 0,01% d'un endroit à l'autre. On s'accorde généralement à établir comme suit la composition de l'air sec:

78,09% d'azote, 20,95% d'oxygène, 0,93% d'argon et 0,03% de dioxyde de carbone.

On trouve également dans l'air de la vapeur d'eau en quantité variable suivant la température et la pression atmosphériques ambiantes et la présence de surfaces liquides.

La circulation d'air dans la mine peut modifier de façon substantielle la concentration de vapeur d'eau; cette grandeur est l'objet de la psychrométrie. Pour établir l'état d'un mélange de vapeur d'eau et d'air sec à un endroit donné, il faut connaître trois variables indépendantes qui sont toutes mesurables : la pression barométrique, la température sèche (thermomètre sec) et la température humide (thermomètre humide).

**III.3.7.2 Les paramètres de l'aérage**

**a) Calcul de quantité d'air nécessaire**

La quantité d'air nécessaire peut être calculée d'après [81]:

- 1- Suivant le plus grand nombre  $n$  de personnes susceptibles trouver en même temps dans le fond de la mine,

$$Q = 6n, \quad \text{m}^3/\text{mn}, \quad \text{Équation III – 11)}$$

Avec :

6 m<sup>3</sup>/mn est la norme de la quantité d'air pour un homme;

- 2- D'après l'extraction journalière moyenne (Ajour) :

$$Q = qA_{\text{jour}}, \text{ m}^3/\text{mn} \quad \text{(Équation III – 12)}$$

Où :

$q$  norme d'air en fonction de la catégorie de la mine pour le gaz, en m<sup>3</sup>/t.

- 3- D'après la consommation des explosifs

$$Q = \frac{Ab}{1000} \times \frac{100}{n} \times \frac{1}{t} = \frac{12.5Ab}{t} \text{ m}^3/\text{mn} \quad \text{(Équation III – 13)}$$

Ou

**N** : maximum admissible de la concentration de l'oxyde de carbone théorique dans le retour d'air général,  $n = 0,008 \%$  ;

**A** : consommation d'explosif en kg;

**b** : volume de CO théorique qui se forme au cours de l'explosion de 1 kg d'explosifs; d'après le Règlement de sécurité, on admet  $b = 40, 1 = 0,04 \text{ m}^3$  ;

**t** : temps d'aération ne dépassant pas 30 minutes.

**b) Ventilation**

Après chaque opération d'abattage, il faut aérer la zone avec l'air frais et évacuer l'air vicié. Dans le cas de la mine de Boukhadra l'aérage se fait par mode naturel. Cette opération est assurée par les deux galeries au jour (deux galeries axe principale et la galerie sud-est et le vide au jour qu'on trouve au niveau 1105).

Avec l'approfondissement de l'exploitation des phases futures (5,6) il sera nécessaire d'utiliser la ventilation artificielle, pour cela on propose le choix du ventilateur par le calcul de son rendement et de la dépression.

❖ **Le rendement du ventilateur :**

Pour choisir le type du ventilateur, on calcule le rendement du ventilateur et la dépression de la conduite est calculée par la formule suivante :

$$Qv = p \cdot Q ; \text{m}^3/\text{min} \quad (\text{Équation III – 14})$$

$Q_v$ : rendement de ventilateur

$Q$  : quantité d'air nécessaire dans une taille de l'excavation ( $\text{m}^3/\text{min}$ )

$P$  : coefficient des pertes (fuites) d'air dans une conduite le coeff ( $p$ ) varie et dépend de la longueur de la conduite du ventilateur.

**c) Dépression du ventilateur**

$$Hv = Q \cdot R_{con} ; \text{kg/m}^2 \quad (\text{Équation III – 15})$$

Ou :

$R_{con}$ : résistance aérodynamique de la conduite elle dépend de la longueur et du diamètre de la conduite

### III.3.8 Soutènement des ouvrages souterrains

Le cintre est une structure métallique formée de plusieurs éléments assemblés entre eux.

Ces éléments sont installés pour assurer la stabilité des ouvrages souterrains permanents. On désigne également ces structures sous le nom de cadres circulaires ou elliptiques.

Un soutènement par cintre comprend:

Les cintres proprement dits. Ils sont formés par l'assemblage de plusieurs éléments, en général trois ou quatre. On distingue deux types de cintres :

- les cintres rigides.
- les cintres coulissants.

Le garnissage qui a pour rôle de mieux répartir sur le cintre les efforts exercés par le terrain et d'empêcher la chute de blocs entre les cintres.



**Figure III.7 :** Soutènement avec cintres métalliques de galerie au jour (cliché personnel) 02/03/2021.

### III.3.9 Régime du travail en souterrain

- Nombre de jours ouvrables de travail par an =250 ;
- Nombre de jours ouvrables de travail par semaine = 5 jours ;
- Nombre de poste de travail par jour = 2 postes de travail ;
- Nombre d'heures par poste = 6h30/poste [60].

### III.4 LE PROCESSUS DE TRAITEMENT

Le minerai extrait du massif présente une granulométrie qui ne répond pas aux exigences de transport par convoyeur, camion ou par train, c'est pour cette raison qu'il nécessaire que le minerai doit subir un traitement mécanique.

Le traitement mécanique sert à réduire les dimensions des roches abattues afin d'obtenir une granulométrie favorable au transport et aux exigences des clients.

Le minerai de fer extrait dans la mine de BOUKHADRA étant de très bonne teneur en fer ne nécessite aucune opération chimique de traitement.

Néanmoins ; le seul traitement que ce minerai subit est le concassage. Afin d'arriver aux consommateurs dans les normes granulométriques adéquates ; le minerai extrait est concassé.

Le traitement mécanique est assuré par un concasseur giratoire d'une capacité de

300 t/h dont les caractéristiques sont les suivantes [60].

**Tableau III.11** : Les caractéristiques du concasseur giratoire (à cône)

<b>Concasseur</b>	<b>Giratoire MAC CULLY</b>
<b>Type de concasseur</b>	<b>PM 13519 / 36</b>
<b>Puissance</b>	<b>125 KW</b>
<b>Année de mise en exploitation</b>	<b>1931</b>
<b>Source d'énergie</b>	<b>Électrique</b>
<b>Granulométrie</b>	<b>250 à 300 mm</b>
<b>Grosueur max des morceaux</b>	<b>1000 mm</b>
<b>Productivité du concasseur</b>	<b>300 t / h</b>

#### **III.4.1 Le principe de fonctionnement du concasseur giratoire**

Il est semblable à celui du concasseur à mâchoires, mais il est composé d'une surface concave et d'une tête conique. Les deux surfaces sont généralement doublées avec des pièces en acier. Le cône interne a un léger mouvement circulaire, mais ne tourne pas, le mouvement est généré par un excentrique comme avec le concasseur à mâchoires, le matériau chute entre les deux surfaces en étant progressivement écrasé jusqu'à ce qu'il soit assez petit pour tomber dans l'espace entre les deux surfaces.

Le concasseur giratoire est l'un des principaux types de concasseurs primaires dans les mines ou les usines de traitement du minerai. Les concasseurs giratoires sont désignés soit par leur taille, soit par l'ouverture maximale et le diamètre inférieur de la mâchoire mobile, soit par la taille de l'ouverture de réception [80].



**Figure III.8 :** concasseur giratoire (à conne) de la mine de Boukhadra (cliché personnel) 02/03/2021.

### **III.5 DESTINATION DU MINERAI DE BOUKHADRA**

Le minerai de fer extrait de la mine de Boukhadra est envoyé vers l'usine de métallurgie à El-Hadjar, pour l'enrichissement et la valorisation.

**Tableau III.12 :** Plan d'exploitation 2020.

<b>Désignation</b>	<b>prévision</b>	<b>réalisation</b>	<b>Taux</b>
<b>Extrait ciel ouvert (T)</b>	<b>340000</b>	<b>253178,27</b>	<b>74%</b>
<b>Extrait souterrain(T)</b>	<b>60000</b>	<b>15850,00</b>	<b>26%</b>
<b>Extrait souterrain + ciel ouvert(T)</b>	<b>400000</b>	<b>269028,27</b>	<b>67%</b>
<b>Minerai concassé</b>	<b>400000</b>	<b>265825,37</b>	<b>66%</b>
<b>Minerai expédié</b>	<b>400000</b>	<b>220722,90</b>	<b>55%</b>

<b>Stérile mine</b>	<b>3630000</b>	<b>1097176,69</b>	<b>30%</b>
<b>Stérile ENOF</b>	<b>1500000</b>	<b>735571,84</b>	<b>49%</b>
<b>Total stérile</b>	<b>5130000</b>	<b>1832748,53</b>	<b>36%</b>
<b>Taux de découverte</b>	<b>15,09</b>	<b>7,24</b>	<b>48%</b>
<b>Avancement horizontal fond</b>	<b>480</b>	<b>45</b>	<b>9%</b>

### **III.6 CONCLUSION**

La méthode de sous niveaux abattus employée dans la partie souterraine de la mine de Boukhadra est une méthode qui assure un rendement considérable par rapport à un prix de revient réduit ainsi que la sécurité pour les travailleurs et un aérage naturel en même temps comme chaque méthode la méthode de sous niveaux abattus a des inconvénients, parmi ces derniers on mentionne les pertes et la dilution considérable.

On remarque que les travaux réalisés en souterrain sont 26% par rapport à ce qui est prévu à cause de :

- Manque d'équipements ;
- Les pannes des équipements (chargeuses, chariot de foration) ;
- Les effondrements en souterrain.



# CHAPITRE IV

جامعة العربي التبسي - تبسة  
Universite Larbi Tébessi - Tébessa

### **IV.1 INTRODUCTION**

L'objectif visé par le présent travail est l'étude de la performance des chantiers ouverts dans une mine souterraine. Pour cela nous avons choisi la mine souterraine de Boukhadra comme lieu d'étude où nous avons effectué un stage pratique de un mois.

On rappelle que la performance d'un chantier ouvert se mesure par son habilité à obtenir une extraction maximale avec une dilution minimale. Le problème revient à la quantification des pertes et de la dilution dans les chantiers ouverts en vue d'une extraction complète.

Pour atteindre cet objectif nous avons réalisé les tâches suivantes :

- Evaluation et calcul des pertes planifiées et les pertes additionnelles de la 3<sup>ème</sup> phase
- Prélèvement des échantillons des formations à étudier ;
- Détermination de la masse volumique au laboratoire ;
- Application la méthode graphique de stabilité, pour dimensionner les chantiers et et proposition de deux scénarios ;
- Application de la méthode graphique de stabilité avec l'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS) pour estimer la dilution selon les paramètres des chantiers ;
- Méthode de A Papaioanou et F.T Suorineni ;
- Actualisation des réserves selon les solutions proposées
- Actualisation de la production annuelle de la mine selon les solutions proposées

### **IV.2 ÉVALUATION DES PERTES : PHASE 3**

D'après les données des réserves exploitées et programmées à l'exploitation en souterrain durant la 3<sup>ème</sup> phase (axe principal) et la méthode d'exploitation employée on retient les paramètres suivants :

**Tableau IV.1** : paramètres de la méthode d'exploitation

<b>paramètres</b>	<b>Valeurs</b>	<b>unité</b>
<b>masse volumique</b>	<b>2.8</b>	<b>g/cm3</b>
<b>longueur de la phase</b>	<b>800</b>	<b>m</b>
<b>Puissance moyenne</b>	<b>35</b>	<b>m</b>

<b>hauteur d'étage</b>	<b>60</b>	<b>m</b>
<b>Puissance de la couronne</b>	<b>10</b>	<b>m</b>
<b>Puissance du pilier longitudinal</b>	<b>10</b>	<b>m</b>
<b>Puissance du pilier Transversal</b>	<b>10</b>	<b>m</b>
<b>Longueur de la chambre</b>	<b>40</b>	<b>m</b>

Le volume total de minerai pour la phase 3 est :

$$60*40*800=1920000 \text{ m}^3$$

Au niveau de la mine les quantités de minerais abandonnées à cause des effondrements sont considérables et détaillées comme suit :

#### **IV.2.1 Pertes planifiées**

Le volume la couronne :

$$10*40*800=320000 \text{ m}^3$$

Nombre des piliers transversaux :

$$800/40=20 \text{ piliers}$$

Volume des piliers transversaux :

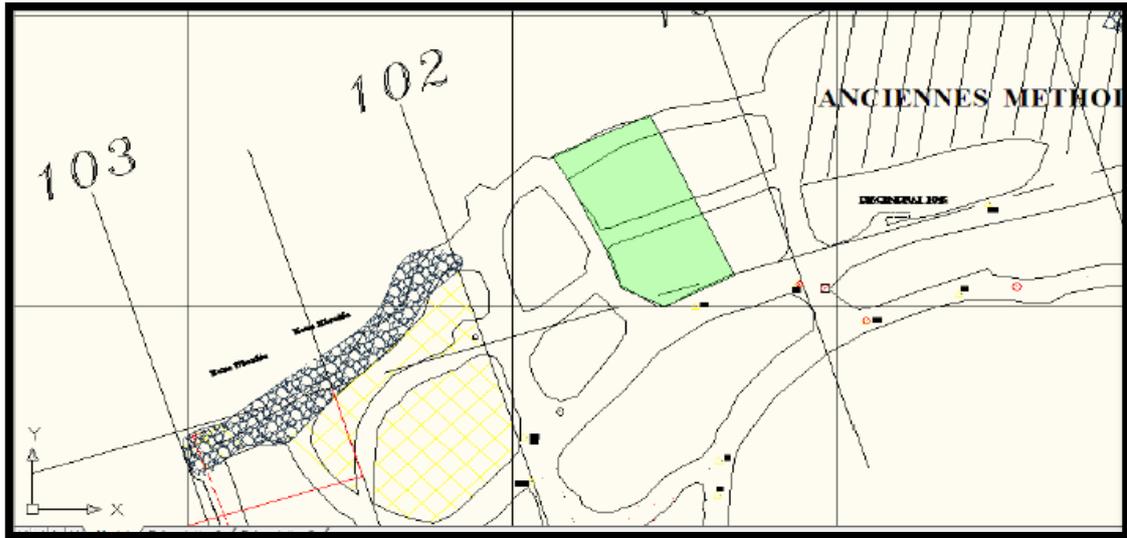
$$10*25*50*20 =250000 \text{ m}^3$$

Volume des piliers Longitudinaux

$$10*50*800 = 400000 \text{ m}^3$$

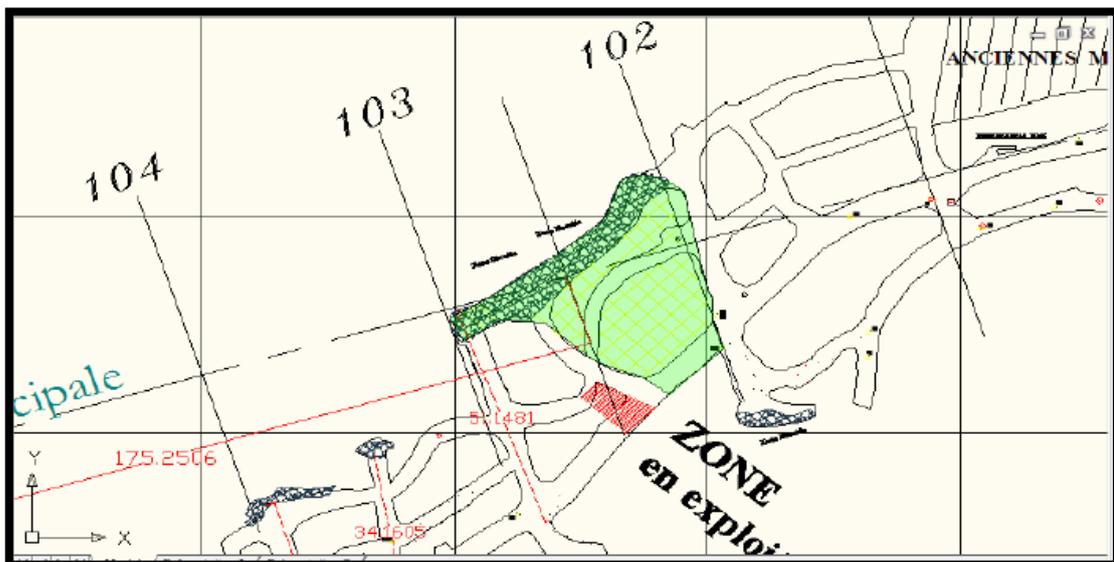
#### **IV.2.2 Pertes additionnelles**

Les zones colorées en vert dans les figures qui suivent sont des zones abandonnées à cause des effondrements et au foudroyage naturel, nous les classons comme des pertes additionnelles.



**Figure IV.1.A :** Niveau 1105 axe principal

A l'aide de logiciel autocad on calcule la premiere surface,elle estimer de 488 m<sup>2</sup>



**Figure IV.1.B :** Niveau 1105 axe principale

La deuxième surface est estimée de 1300 m<sup>2</sup>

En utilisant AUTOCAD 2010 on peut calculer les surfaces colorées

$$488 + 1300 = 1788.00 \text{ m}^2$$

L'échelle du plan égal = 1/1000

Avec une hauteur de 50m (hauteur de l'étage – puissance de la couronne)

On a :  $1788 \times 50 = 89400 \text{ m}^3$

Donc le volume des pertes additionnelles est :  $89400 \text{ m}^3$

### IV.2.3 Calcul des pertes totales (3<sup>ème</sup> PHASE)

Finalement le calcul des pertes totales (planifiées et additionnelles) est répertorié dans le tableau suivant :

**Tableau IV. 2** : Plan de production de la mine (3<sup>ème</sup> phase).

<b>Volume total de la phase</b>	<b>1920000</b>	<b>m<sup>3</sup></b>
<b>Tonnage total</b>	<b>5376000</b>	<b>tonne</b>
<b>Volume de pilier de la couronne</b>	<b>320000</b>	<b>m<sup>3</sup></b>
<b>Nombre piliers</b>	<b>20</b>	
<b>volume pilier transversal</b>	<b>250000</b>	<b>m<sup>3</sup></b>
<b>Volume pilier long</b>	<b>400000</b>	<b>m<sup>3</sup></b>
<b>Volume Total pertes planifiées</b>	<b>970000</b>	<b>m<sup>3</sup></b>
<b>Pourcentage planifié</b>	<b>50.52</b>	<b>%</b>
<b>Pertes additionnelles</b>	<b>89400</b>	<b>m<sup>3</sup></b>
<b>Pourcentage des pertes additionnelles</b>	<b>4.65</b>	<b>%</b>
<b>Volume pertes totales</b>	<b>1059400</b>	<b>m<sup>3</sup></b>
<b>Tonnage de pertes</b>	<b>2966320</b>	<b>tonne</b>
<b>Pourcentage de pertes total</b>	<b>55.17</b>	<b>%</b>
<b>Volume récupéré</b>	<b>860600</b>	<b>m<sup>3</sup></b>
<b>Tonnage de minerai récupéré</b>	<b>2409680</b>	<b>tonne</b>
<b>Pourcentage d'extraction</b>	<b>44.82</b>	<b>%</b>

### IV.3 METHODE DES GRAPHIQUES DE STABILITE

Introduite par Mathews en 1981, la méthode des graphiques de stabilité est devenue populaire suite au développement de la version originale traitant 26 cas historiques provenant de 3 mines à 175 cas historiques provenant de 34 mines.

En pratique, les graphiques de stabilité peuvent être appliqués :

- À l'étape de faisabilité,
- À la planification de chantiers
- Comme référence lors de rétro analyses afin de développer des stratégies Opérationnelles

#### IV.3.1 Echantillonnage

On a prélevé des roches avec des formes irrégulières au niveau de la mine de BOUKHADRA au niveau de la galerie de roulage et chantier d'exploitation (niveau 1105) : 2 échantillons pour chaque formation (fer, calcaire marneux, marne)

Les essais ont été réalisés au laboratoire des mines à la faculté des sciences et de la technologie, à l'université Larbi Tébessi

#### IV.3.2 La masse volumique

La masse volumique, aussi appelée densité volumique de masse, est une grandeur physique qui caractérise la masse d'un matériau (m) par unité de volume (V).

Elle est généralement notée par la lettre grecque  $\rho$ , elle est déterminée par le rapport :

$$\rho = m/v ; \text{g/cm}^3 \quad (\text{Équation IV} - 1)$$

a- Matériels utilisés

- Des échantillons de dimensions entre 5 et 9 cm ;
- Bêcher ;
- Une balance électronique ;

b- Les étapes de l'essai

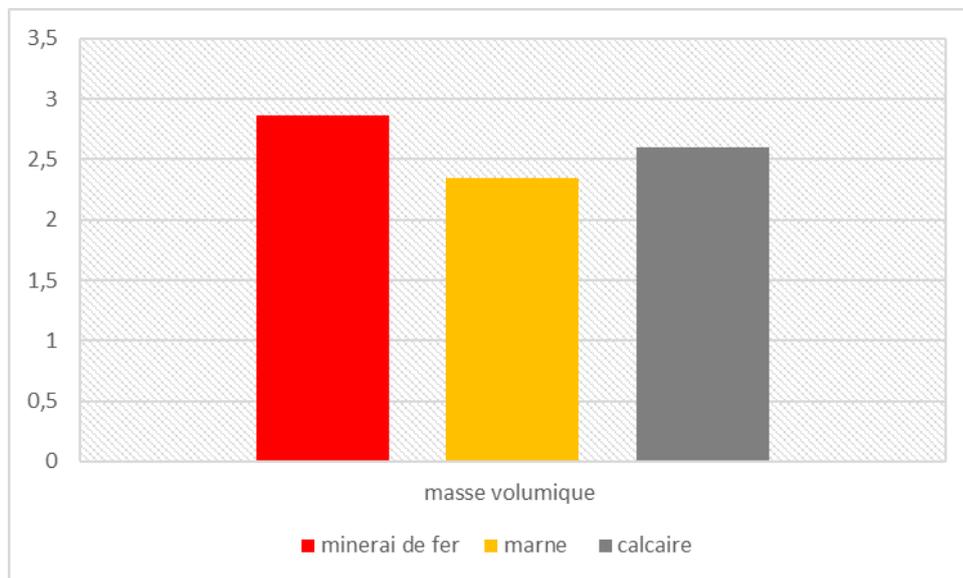
1. Pesage de l'échantillon

2. Mettre un volume pré déterminée d'eau dans le bécher et on mesure le volume initial ensuite on ajout l'échantillon au bécher et on mesure le volume total

3. On soustrait le volume initial du volume total pour avoir le volume exact de l'échantillon à étudier.
  4. Calcul de la masse volumique en utilisant la formule  $\rho = m/v$
  5. On répète la même procédure pour tous les échantillons
- Et les résultats obtenus étaient comme suit :

**Tableau IV.3 : Résultats de la masse volumique**

Roches	Masse volumique	Masse volumique moyenne (g/cm <sup>3</sup> )
Minerai de fer	2.84	2.86
	2.88	
Marne	2.38	2.35
	2.32	
Calcaire	2.6	2.60
	2.61	



**Figure IV.2 : Masse Volumique de roches.**

**IV.3.3 Application de la méthode des graphiques de stabilité à la mine de souterraine de BOUKHADRA**

Les graphiques de stabilité sont basés sur la relation entre l'indice de stabilité (N') et le rayon hydraulique (HR). N' est calculé à l'aide de la formule suivante :

$$N' = Q' \times A \times B \times C \quad (\text{Équation IV - 2})$$

Sachant que :

### 1. Indice de classification NGI modifié (Q')

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \quad (\text{Équation IV - 3})$$

**RQD** : est le « Rock Quality Désignation »

**J<sub>n</sub>** : représente le nombre associé aux familles de discontinuités

**J<sub>r</sub>** : est en relation avec la rugosité des discontinuités

**J<sub>a</sub>** : est en lien avec le niveau d'altération des discontinuités;

- Pour l'évaluation de Q', on s'est basé sur des travaux antérieurs réalisés en 2019 [80] concernant le fer, la marne jaune, et pour le calcaire marneux dans le cas de la mine de Boukhadra.
- Mais pour toutes les autres parties de calcul (masse volumique, graphique de stabilité, dimensionnement des chambres, ELOS) toutes les données employées sont le fruit d'un travail au laboratoire et de calculs personnels.

Le Q' est calculé comme suit :

**Tableau IV.4** : Résultats de l'indice de classification NGI modifié (Q'), pour la mine souterraine de BOUKHADRA [80].

Roche /Eléments	Minerai de fer	marne	Calcaire
<b>RQD</b>	<b>75.00</b>	<b>25.00</b>	<b>88.00</b>
<b>J<sub>n</sub></b>	<b>3</b>	<b>3</b>	<b>3</b>
<b>J<sub>r</sub></b>	<b>1.5</b>	<b>1.5</b>	<b>2</b>
<b>J<sub>a</sub></b>	<b>1</b>	<b>1</b>	<b>3</b>
<b>RQD/J<sub>n</sub></b>	<b>25.00</b>	<b>8.33</b>	<b>29.33</b>
<b>J<sub>r</sub>/J<sub>a</sub></b>	<b>1.50</b>	<b>1.50</b>	<b>0.67</b>
<b>Q'</b>	<b>37.50</b>	<b>12.5</b>	<b>19.56</b>

### 2. Facteur de contrainte (A)

Pour cette étude on considère deux différentes hauteurs :

- La hauteur de H = 450 m
- La hauteur de H = 550 m

Pour déterminer le facteur de contrainte on a utilisé la formule suivante

$$\text{Ratio} = RCU / \sigma_{\max} \quad (\text{Équation IV - 4})$$

Où :

RCU : résistance en compression uni-axial, déterminée par corrélation à partir la Formule suivante [80]:

$$RCU = 0.299 \times e^{(1.8823 \times \rho)} \quad (\text{Équation IV - 5})$$

$\sigma_{\max}$  : contrainte induite maximale

$$\sigma_{\max} = \rho \times g \times H \quad (\text{Équation IV - 6})$$

$\rho$  : la masse volumique ( $\text{Kg/m}^3$ )

$g$ : intensité de la pesanteur ( $\text{N /Kg}$ )

$H$  : Profondeur(m)

A fin de déterminer A (le facteur de contrainte) on utilise le graphe suivant, en plaçant la valeur du ratio déjà obtenue et on fait une projection sur l'axe des Y, pour obtenir la valeur de facteur de contrainte A.

Les résultats sont présentés dans le tableau au dessous.

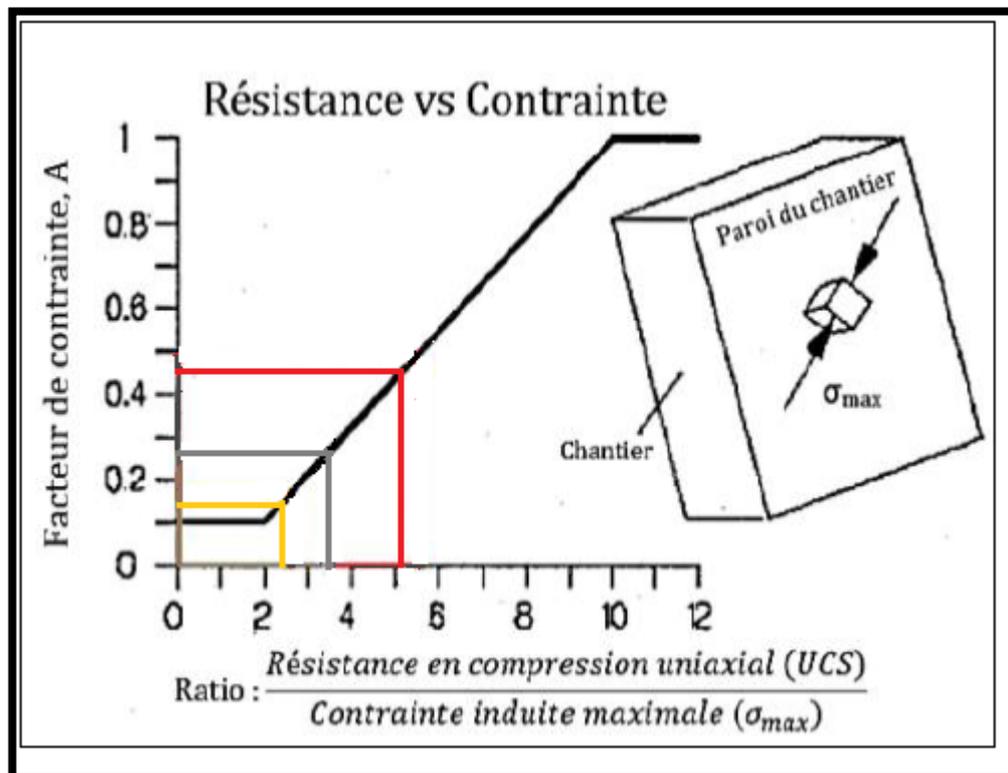


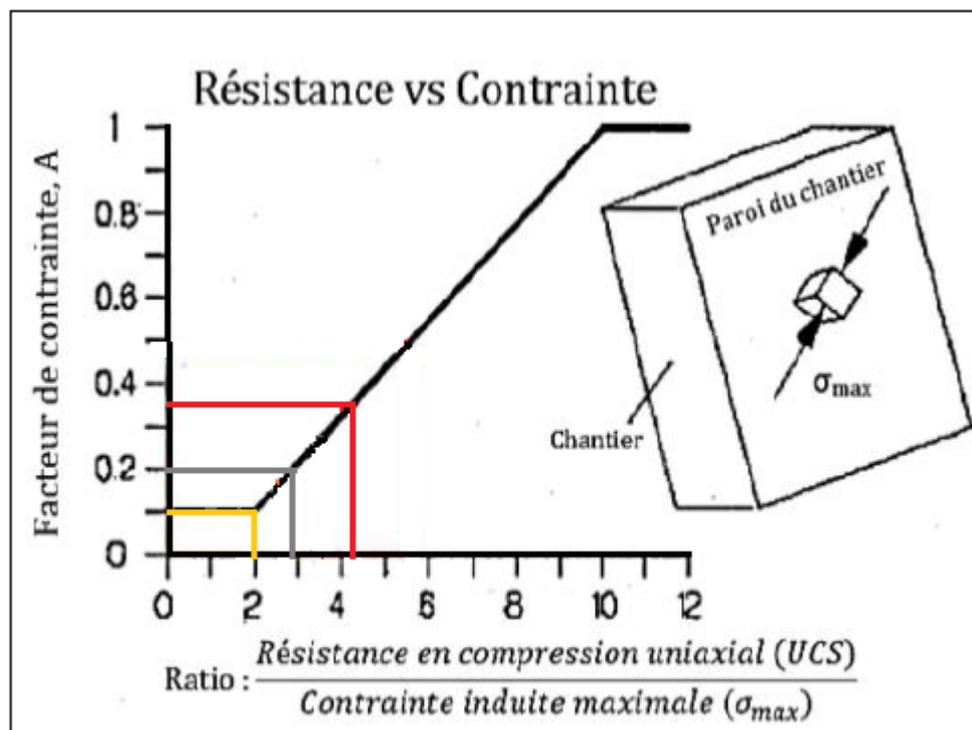
Figure IV.3.A : Graphe de détermination du facteur de contrainte A, pour H =450m.

**Tableau IV.5 :** Facteur de contrainte A, profondeur H=450 m.

	$\rho$	RCU (Mpa)	$\sigma_{max}$ (Mpa)	RATIO	A
Minerai de fer	2.86	65.11	12.62	5.15	0.46
Marne	2.35	24.93	10.37	2.4	0.14
calcaire	2.60	39.91	11.48	3.47	0.26

- Pour la profondeur H=550m

On utilise la même procédure pour déterminer le facteur de contrainte A pour H=550 m. On obtient les résultats suivants:



**Figure IV.3.B :** Graphe de détermination du facteur de contrainte A, pour H =550m

**Tableau IV.6** Facteur de contrainte A avec la profondeur H=550 m.

	$\rho$	RCU (Mpa)	$\sigma_{max}$ (Mpa)	RATIO	A
Minerai de fer	2.86	65.11	15.43	4.22	0.353
Marne	2.35	24.93	12.68	1.96	0.1
Calcaire	2.60	39.91	14.03	2.84	0.2

### 3. Facteur d'orientation des joints (B)

Les données recueillies concernant la direction et le pendage des discontinuités en utilisant une boussole Pour la détermination du facteur d'orientation des joints (B) Par la suite les données sont insérées dans le logiciel « Stereonet10 »qui réalise une projection stéréographique pour déterminer le pendage de la famille majeure et l'angle entre le joint et paroi

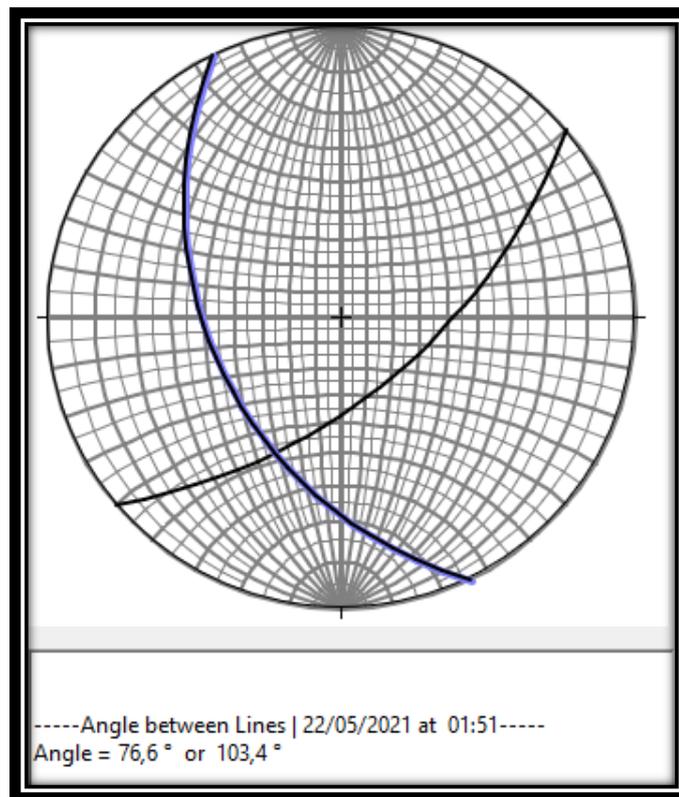


Figure IV.4.A : Projection stéréographique calcaire (stereonet 10)

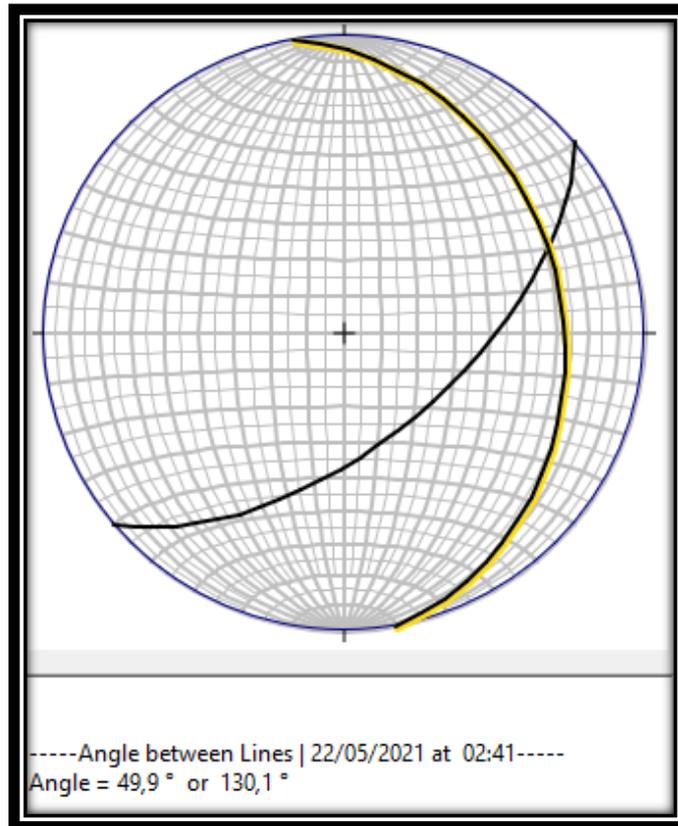


Figure IV.4.B : Projection stéréographique marne jaune (stereonet 10)

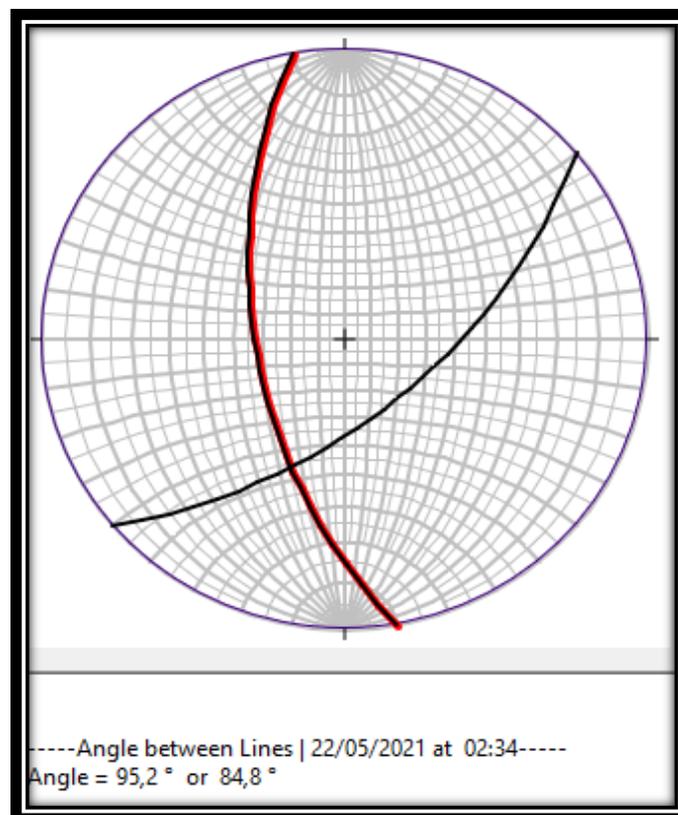


Figure IV.4.C : Projection stéréographique minerai de fer (stereonet 10)

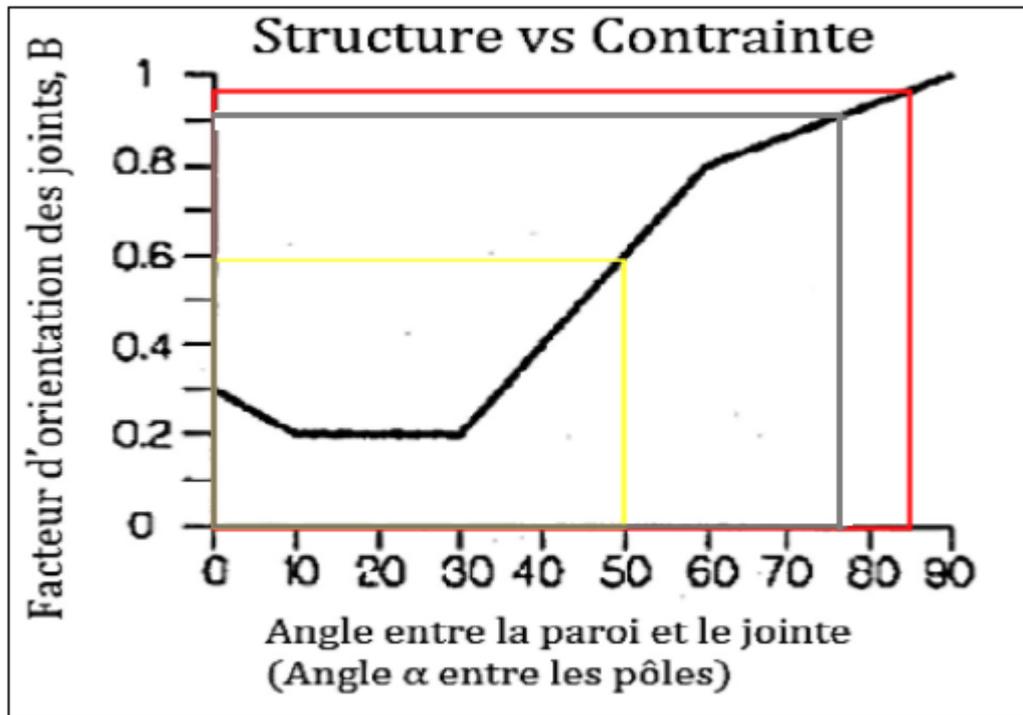


Figure IV.5 : Détermination du B (facteur d'orientation des joints).

Afin de déterminer B (Facteur d'orientation des joints) on utilise le graphe suivant, en plaçant la valeur de l'angle entre la paroi et le joint et on fait la projection sur l'axe des Y, pour obtenir Facteur d'orientation des joints B

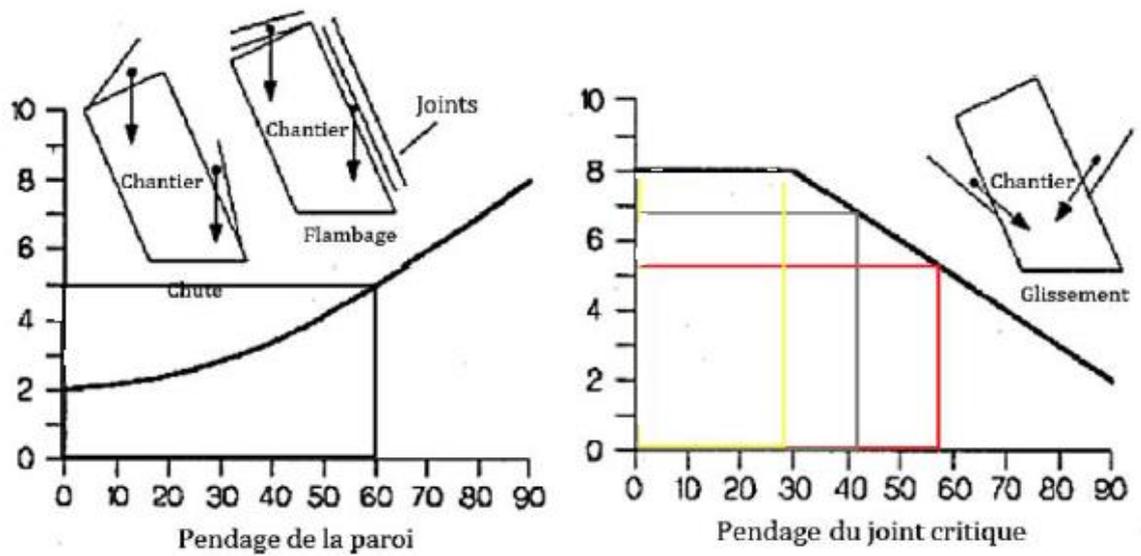
Tableau IV.7 : Résultats du B (facteur d'orientation des joints)

	Angle de pendage de gisement (°)	Pendage de la famille majeure(°)	Angle entre le joint et paroi(°)	Facteur d'orientation des joints (B), (°)
Minerai de fer	60	57	84.8	0.95
Marne		28	49.9	0.59
Calcaire		42	76.6	0.91

#### 4. facteur de gravité (C)

Le facteur de réglage de la gravité C, représente l'influence potentielle de la gravité sur la stabilité du chantier d'exploitation le facteur de réglage de la gravite est largement influencer par le pendage des joints et de la paroi

Le facteur de réglage de la gravité C est obtenu par projection comme suit :



**Figure IV.6 :** Détermination du C (facteur de gravité).

Après la détermination du facteur de gravité(C) selon le type de roches, on opte pour la plus petite valeur, donc : C=5.

**Tableau IV.8 :** Résultats C (facteur de gravité).

Roche	Facteur de gravite selon la roche	facteur de gravité (C)
Minerai de fer	5.3	5
Marne	8	
calcaire	6.8	

### 5. l'indice de stabilité (N')

- Pour H=450 m

**Tableau IV.9 :** Indice de stabilité H =450m.

ROCHE	Q'	A	B	C	N'
MINERAI DE FER	37.5	0.46	0.95	5	81.93
MARNE	12.5	0.14	0.59	5	5.16
CALCAIRE	19.56	0.28	0.9	5	23.14

- Pour H=550 m

**Tableau IV.10 :** Indice de stabilité H =550 m.

ROCHE	Q'	A	B	C	N'
MINERAI DE FER	37.5	0.35	0.95	5	62.34
MARNE	12.5	0.1	0.59	5	3.68
CALCAIRE	19.56	0.2	0.91	5	17.80

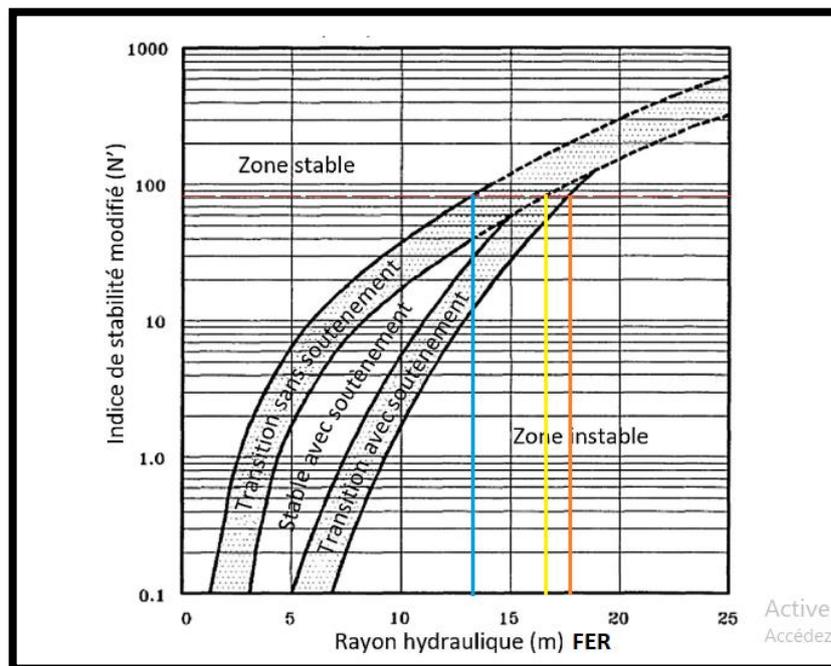
### 6. Rayon hydraulique RH

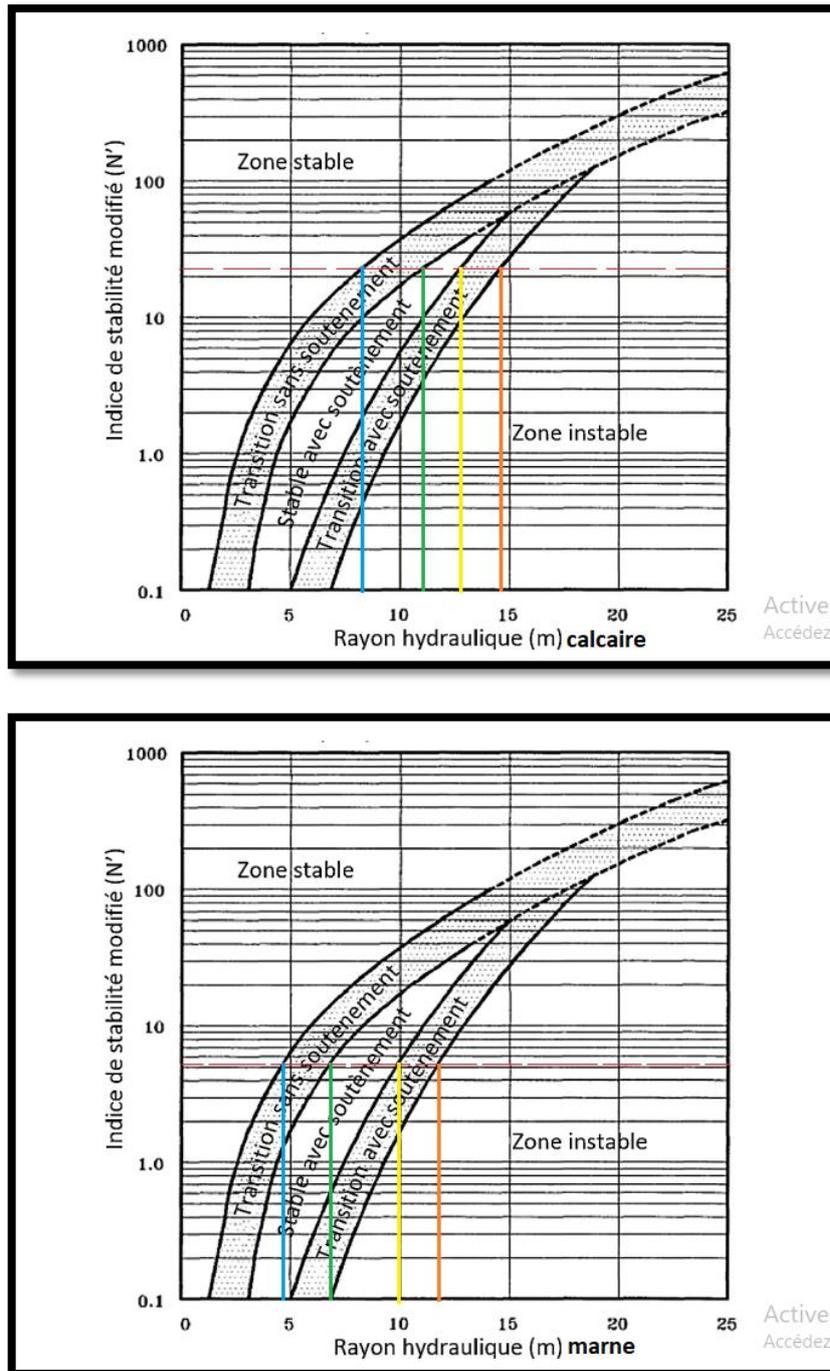
Le rayon hydraulique (RH) mesure l'influence combinée de la taille et la forme du chantier en face sur la stabilité de l'excavation. Le RH est obtenu en divisant la surface du chantier en face par le périmètre de ce chantier

$$RH = \frac{\text{surface}}{\text{périmètre}} = \frac{L \times h}{2(L+h)}; \text{ m} \quad (\text{Équation IV - 7})$$

Selon la version populaire du graphique de stabilité et selon les conditions du souterrain de Boukhadra on a obtenu les graphes suivants :

- Pour H=450 m





**Figure IV.7 :** Rayon hydraulique des roches pour une profondeur  $H=450m$

Les 5 zones permettent une description qualitative de la stabilité estimée pour les différents paramètres  $N'$  et  $RH$

Les 5 zones sont représentées par 5 couleurs comme suit :

**Tableau IV.11** : abrégations et couleurs des zones relatives à la méthode de stabilité des graphes.

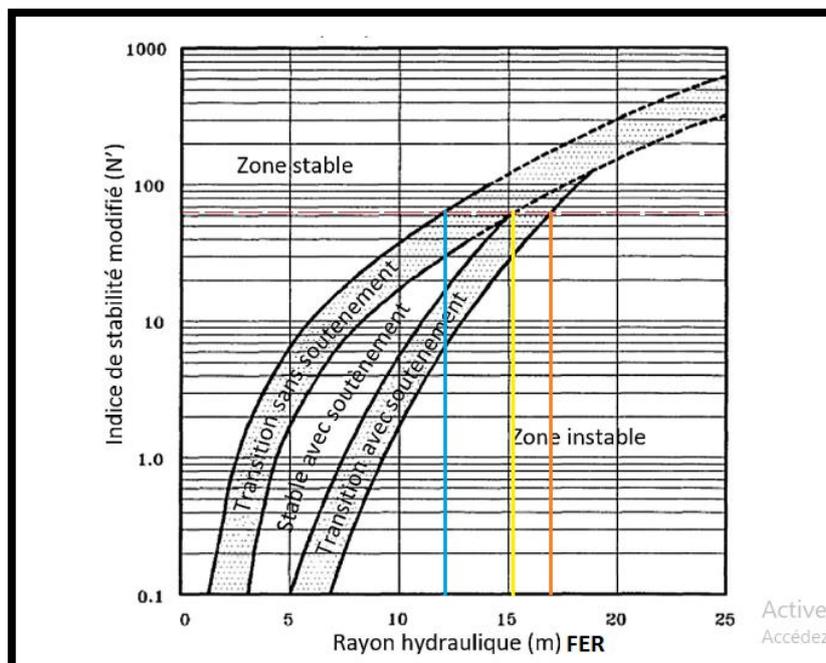
Abrégations	ZS	TSS	SAS	TAS	ZI
Zones	stable	Transition sans soutènement	Stable avec soutènement	Transition avec soutènement	Istable

**Tableau IV.12** : Résultat de rayon hydraulique H =450m.

	ZS	TSS	SAS	TAS	ZI
Minerai de fer	13.31	/	16.65	17.76	>17.76
Marne	4.67	6.85	9.96	11.8	>11.8
calcaire	8.29	10.85	12.80	14.64	>14.64

- Pour H=550 m

On passe par les mêmes étapes et les résultats sont montrés dans les graphes et le tableau suivants



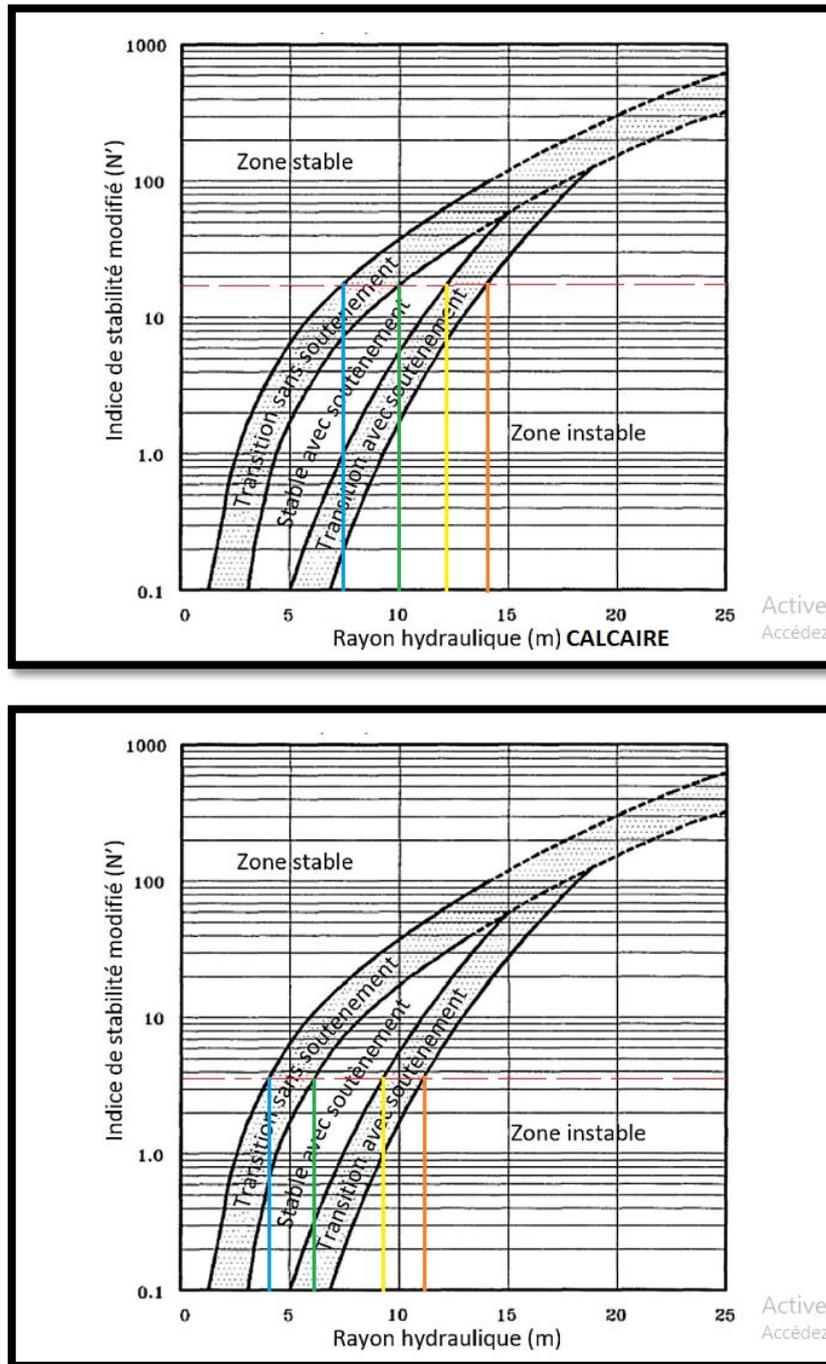


Figure IV.8 : Rayon hydraulique des roches pour une profondeur H=550m.

Tableau IV.13 : Résultats de rayon hydraulique H =550m

	ZS	TSS	SAS	TAS	ZI
Minerai de fer	11.82	/	15.36	17.09	>17.09
Marne	4.12	6.18	9.30	11.19	>11.19
Calcaire	7.34	9.96	12.19	13.97	>13.97

**IV.4 DIMENSIONNEMENT DE LA CHAMBRE**

En reprenant les résultats des Tableaux IV.11 et Tableaux IV.13 et pour assurer la stabilité des chambres quel que soit le type de la roche on choisit les plus faibles valeurs de l'indice de stabilité N' pour chacune des profondeurs étudiées, on obtient:

- ❖ Pour la profondeur H = 450 m N' = 5.16
- ❖ Pour la profondeur H = 550 m N' = 3.68

**IV.4.1 Longueur de la chambre**

Dans le cas de la mine de Boukhadra les parois des chambres ne sont pas soutenues donc le travail va être principalement concerné par ZS et TSS (zone stable et transition sans soutènement).

Par la projection des valeurs de l'indice de la stabilité N' dans le graphe de rayon hydraulique vs indice de stabilité présenté Figure IV.7 et Figure IV.8 (H=450 m et H=500 m) les valeurs de rayon hydrauliques suivantes sont Tableau IV.12 Tableau IV.13.

On calcule la longueur de la chambre par l'application de l'Équation IV – 7, les résultats obtenus sont :

**Tableau IV.14 : Résultats de calcul de la longueur de la chambre**

	ZS	TSS
H =450 m	12.81	20.83
H = 550 m	10.37	17.88

Les longueurs calculées pour la zone stable (ZS) et (TSS) sont très courtes par rapport à celles utilisées actuellement et applicables dans l'exploitation souterraine par sous niveaux abattus.

Donc de telles dimensions ne seront pas pratiques dans les conditions de travail de la mine de Boukhadra.

**IV.4.2 Les solutions proposées**

Vu que les dimensions précédentes n'étaient pas pratiques pour le cas de la mine on propose deux scénarios :

- a- **Le premier scénario** est l'emploi d'un pilier transversal au côté du toit.

Où :

$N' (H=450 \text{ m})= 23.14$

$N' (H=550 \text{ m})= 17.80$

Voir tableaux Tableau IV.12 et Tableau IV.13

**b- Le deuxième scenario** est l'emploi de 2 piliers transversaux dans le mur et le toit donc le  $N'$  du toit sera le facteur limitatif de la dimension du chantier

Où :

$N' (H=450 \text{ m})= 81.93$

$N' (H=550 \text{ m})= 62.34$

Voir Tableau IV.12 et Tableau IV.13.

- Les calculs de la longueur de la chambre pour chaque scenario sont détaillés comme suit :

**a. Le premier scenario**

D'après les valeurs de RH (Tableau IV.12 et Tableau IV.13) et par application de l'Équation IV – 7 on obtient le tableau suivant :

**Tableau IV.15 :** Résultats de calcul de la longueur de la chambre en mètres, premier scenario

	ZS	TSS
H =450 m	28.31	47.43
H = 550 m	23.19	39.68

On opte pour 35 m comme longueur pour la chambre

**a- Le deuxième scenario**

D'après les valeurs de RH (Tableau IV.12 et Tableau IV.13) et par application de l'Équation IV – 7 on obtient le tableau suivant :

**Tableau IV.16 :** Résultats de calcul de la longueur de la chambre en mètres, deuxième scenario.

	ZS	TSS
H = 450 m	79.58	/
H = 550 m	57.79	/

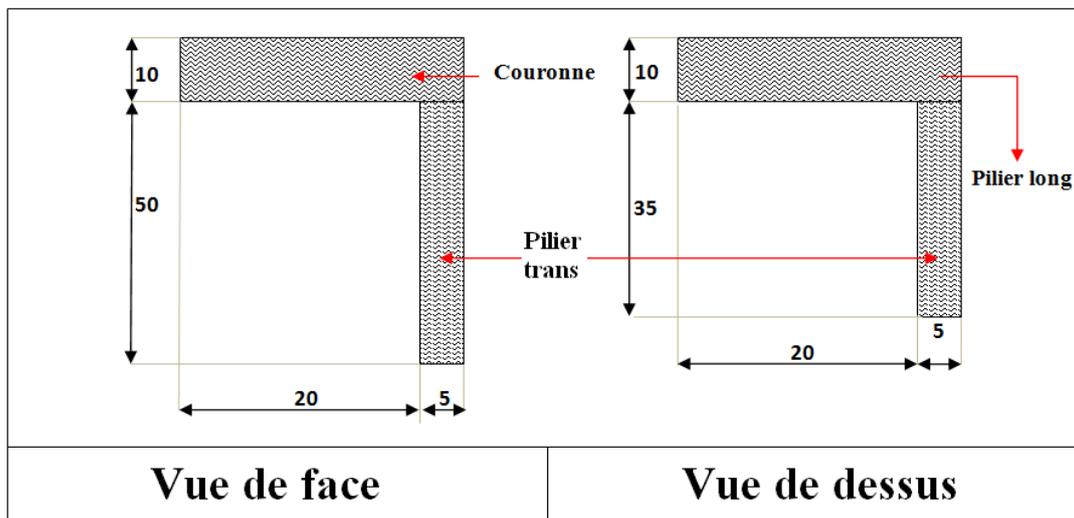
On opte pour 50 m comme longueur de la chambre

### IV.4.3 Paramètres d'exploitation pour les solutions proposées

a- Paramètres d'exploitation pour le premier scenario

**Tableau IV.17** : Dimensions finales de la chambre, premier scenario.

	Hauteur(m)	Longueur(m)	Largeur(m)
<b>Chambre</b>	<b>50</b>	<b>35</b>	<b>20</b>
<b>Pilier longitudinal</b>	<b>50</b>	<b>30</b>	<b>10</b>
<b>Pilier Transversal</b>	<b>50</b>	<b>35</b>	<b>5</b>
<b>couronne</b>	<b>10</b>	<b>35</b>	<b>30</b>

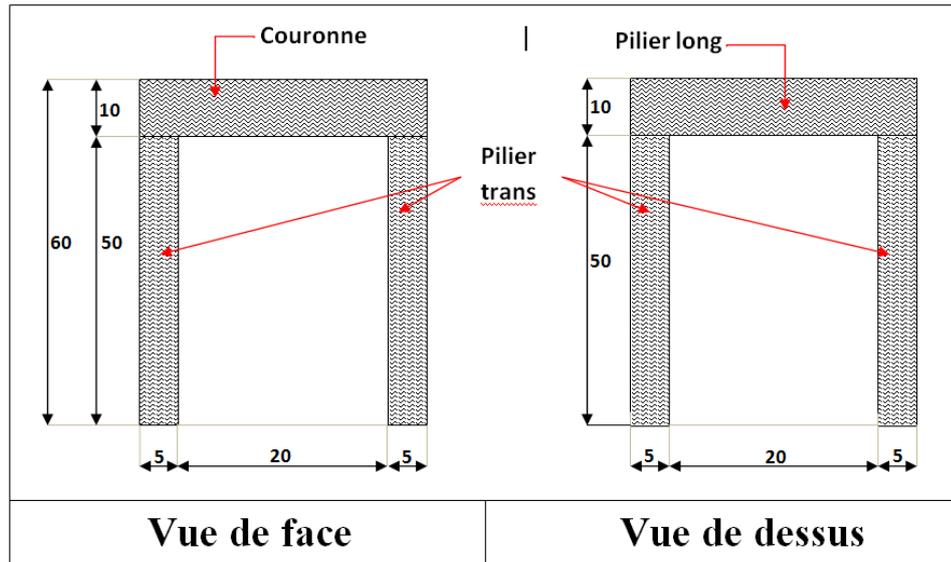


**Figure IV.9** : schéma représentatif de la disposition des piliers selon le premier scenario.

b- Paramètres d'exploitation pour le deuxième scenario

**Tableau IV.18** : Dimensions finales de la chambre, deuxième scenario.

	Hauteur(m)	Longueur(m)	Largeur(m)
<b>Chambre</b>	<b>50</b>	<b>50</b>	<b>20</b>
<b>Pilier longitudinal</b>	<b>50</b>	<b>30</b>	<b>10</b>
<b>Pilier Transversal</b>	<b>50</b>	<b>50</b>	<b>10</b>
<b>couronne</b>	<b>10</b>	<b>50</b>	<b>30</b>



**Figure IV.10** : schéma représentatif de la disposition des piliers selon le deuxième scénario

### IV.4.4 calcul des pertes (planifiées)

Pour faire une analyse comparative entre les deux dimensions proposées, la longueur totale de corps varie de 900 à 2200 m, pour notre étude on a choisi une longueur moyenne  $L= 1800m$

**Tableau IV.19** : Paramètres de calcul des réserves.

paramètres	Valeur	Unité
Puissance du corps	35	m
Longueur du corps	1800	m
Hauteur de la phase	60	m
Volume du minerai par étage	3780000	$m^3$
Nombres des étages	4	étage
Volume du minerai total	15120000	$m^3$
Masse volumique	2.8	$g/cm^3$
Tonnage du minerai total	42336000	tonnes

#### IV.4.4.1 Nombre d'unités (chantiers)

Après avoir proposé les solutions adéquates au problème traité et dimensionner les piliers nécessaires selon deux scénarios, on propose la division des chantiers ouverts à l'exploitation comme suit :

a- Premier scenario :

On a partagé les lieux d'exploitation en chantiers ( unités) et chaque unité avec une longueur 45 m (longueur de la chambre 35m + largeur du pilier longitudinal 10m)

$$\text{Unité} = \frac{1800}{45} = 40 ; \text{unités}$$

c- Deuxième scenario :

On a partagé le chantier à unité et chaque unité avec une longueur 60 m (longueur de la chambre 50m + largeur du pilier longitudinal 10m)

$$\text{Unité} = \frac{1800}{60} = 30 \text{ unités}$$

**Tableau IV.20 :** pourcentage de pertes, pourcentage d'extraction, scenario 1 et scenario 2.

	scenario 1	Scenario 2	Unité
<b>Hauteur de pilier. Longitudinal</b>	50	50	m
<b>Longueur de pilier. longitudinal</b>	30	30	m
<b>Largeur de pilier. longitudinal</b>	10	10	m
volume de pilier d'une seule unité=hauteur ×longueur×largeur			
<b>volume de pilier longitudinal d'une seule unité</b>	15000	15000	m <sup>3</sup>
volume de pilier d'un seul étage= volume de pilier d'une seule unité × nbr des unités			
<b>volume de pilier longitudinal d'un seul étage</b>	600000	450000	m <sup>3</sup>
Volume total des piliers= volume des piliers d'un seul étage × nbr des étages			
<b>Volume total des piliers longitudinaux</b>	2400000	1 800000	m <sup>3</sup>

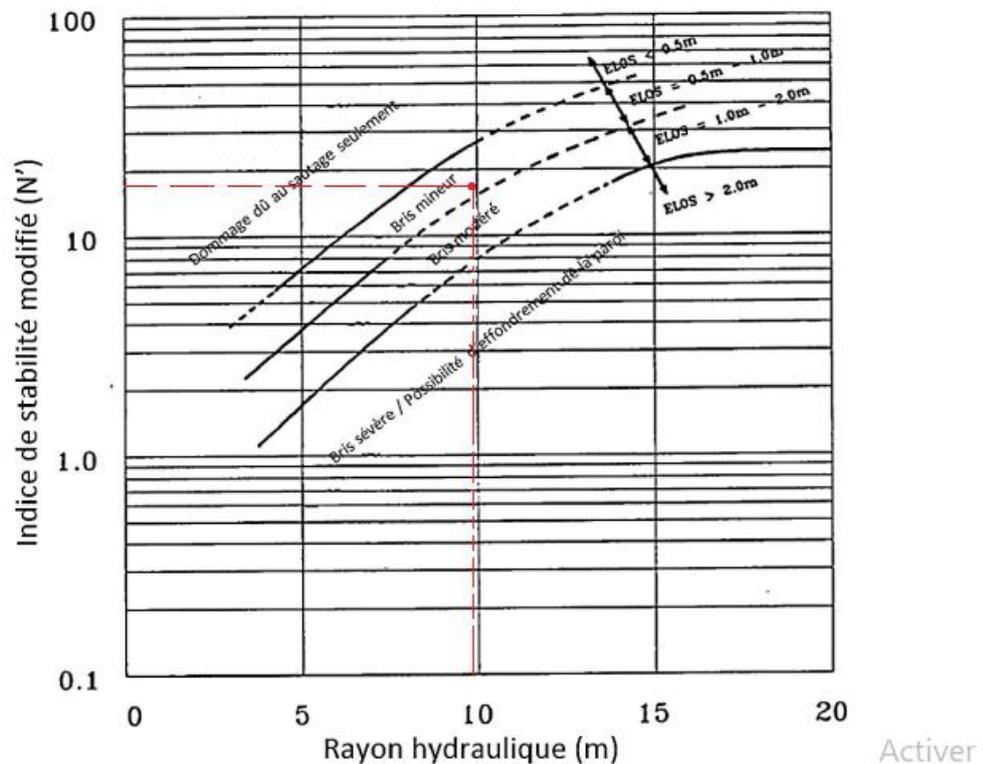
<b>Hauteur de pilier transversal</b>	<b>50</b>	<b>50</b>	<b>m</b>
<b>Longueur de pilier transversal</b>	<b>35</b>	<b>50</b>	<b>m</b>
<b>largeur de pilier transversal</b>	<b>5</b>	<b>10</b>	<b>m</b>
<b>volume des piliers transversaux d'un seul étage</b>	<b>350000</b>	<b>750000</b>	<b>m<sup>3</sup></b>
<b>Volume total des piliers transversaux</b>	<b>1400000</b>	<b>3000000</b>	<b>m<sup>3</sup></b>
<b>Puissance de couronne</b>	<b>10</b>	<b>10</b>	<b>m</b>
<b>largeur de couronne</b>	<b>35</b>	<b>50</b>	<b>m</b>
<b>longueur de couronne</b>	<b>1800</b>	<b>1800</b>	<b>m</b>
<b>Volume de la couronne d'u seul étage</b>	<b>630000</b>	<b>900000</b>	<b>m<sup>3</sup></b>
<b>Volume total des couronnes</b>	<b>2 520000</b>	<b>3 600000</b>	<b>m<sup>3</sup></b>
<b>volume de pilier seul étage</b>	<b>1580000</b>	<b>2100000</b>	<b>m<sup>3</sup></b>
<b>volume des piliers (pertes planifiés) TOTAL</b>	<b>6320000</b>	<b>8 400000</b>	<b>m<sup>3</sup></b>
<b>tonnage des piliers (pertes planifiées)</b>	<b>17696 000</b>	<b>23 520 000</b>	<b>tonnes</b>
<b>Pourcentage de pertes planifiées</b>	<b>41.8</b>	<b>55.5</b>	<b>%</b>
<b>Tonnage de minerai extrais</b>	<b>24640000</b>	<b>18816000</b>	<b>tonnes</b>
<b>Pourcentage d'extraction</b>	<b>58.2</b>	<b>45.5</b>	<b>%</b>

### IV.4.5 Calcul de la dilution

#### IV.4.5.1 Méthode de graphique de stabilité avec zones d'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS).

Introduit par Clark et Pakalnis en 1998, la méthode de graphique de stabilité avec zones d'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS) permet d'évaluer la dilution en déterminant la valeur de ELOS. Pour cela on utilise le graphique suivant :

- Pour le Scénario 1



**Figure IV.11 :** Graphique de stabilité de (N') en fonction de HR avec zones d'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS).

La valeur de ELOS obtenue de graph est  $0.5 \text{ m} < \text{ELOS} \leq 1 \text{ m}$ , donc on prend la plus grande valeur pour éviter l'erreur

$$\text{Dilution} = \frac{1}{35} = 0.0285$$

Sachant que 35 est la longueur du chantier

**Donc dilution d'abattage est 2.85%**

Dilution totale prévue = 2.8% + 5% = **7.85%**

La dilution 5% représente celle causée lors du chargement, transport et tous les travaux nécessaires jusqu'à l'évacuation du minerai. Cette valeur (5%) est estimée suite à la littérature disponible [55] ;

- **Pour le Scénario 2**

Pour cette variante l'exploitation (dépilage) est réalisé uniquement au contact des piliers donc la dilution est nulle. Dilution totale prévue = 5%

La dilution 5% est inévitable, elle représente celle causée lors du chargement, transport et tous les travaux nécessaires jusqu'à l'évacuation du minerai. Cette valeur (5%) est estimée suite à la littérature disponible [55] ;

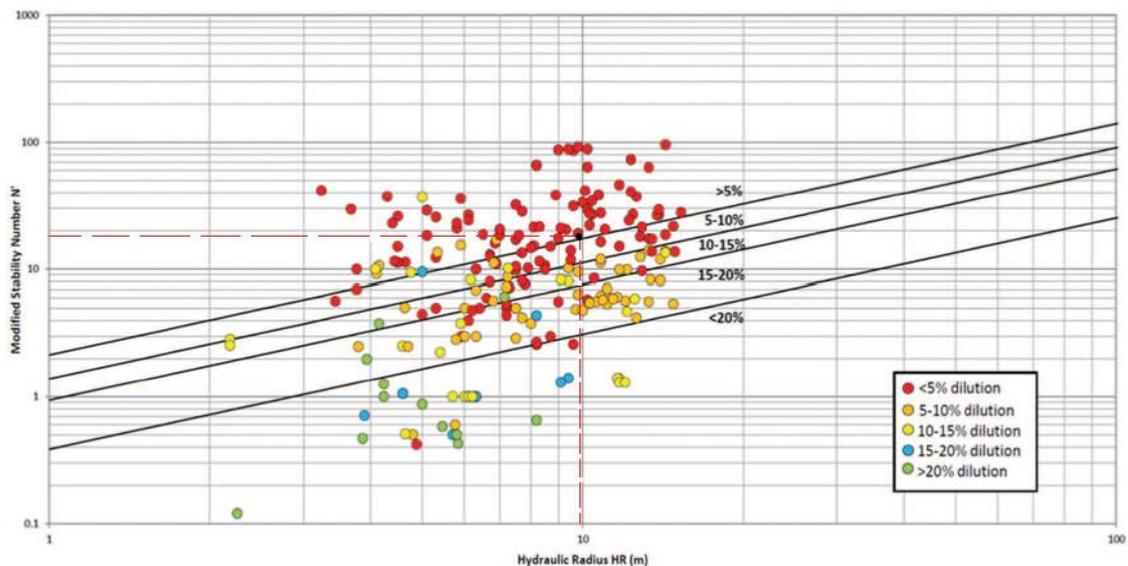
### IV.4.5.2 Méthode d'A.Papaioanou et F.T.Suorineni

En 2015 A Papaioanou1 et F T Suorineni ont traité 226 cas de mines souterraines métallifères en Australie et en se basant sur le graphique de stabilité avec l'équivalent et ont apporté une nette amélioration concernant La dilution.

En effet ces auteurs ont estimée la dilution indépendamment de la largeur du corps de minerai et d'une façon explicite en pourcentage.

On propose l'utilisation de ce graphique pour l'estimation de la dilution dans le cas de la mine de Boukhadra :

#### Scénario 1



**Figure IV.12 :** Graphique de stabilité généralisé basé sur la dilution, indépendant de la largeur du corps minéralisé pour la conception de chantier ouvert développée.

- **Pour le scénario 1**

Pour le scénario 1, RH est 9.96 et N'=17.80.

Selon le graphique présenté dans Figure IV.11 on a une dilution inférieure à 5%

- **Pour le scénario 2**

On prévoit deux piliers transversaux pour chaque unité d'exploitation, donc il ne y'aura pas de dilution due à l'abattage.

### IV.5 INTERPRETATION DES RESULTATS

#### IV.5.1 Les Pertes

Les calculs élaborés ont permis de dresser le tableau récapitulatif Tableau IV .20 dans le quel apparait l'estimation finale des pertes planifiées, ce qui permet une actualisation des réserves récupérables, ainsi la durée de vie de la mine est estimée comme suit :

Application de la formule de Taylor :

$$\text{Durée de vie (années)} = 0.2RM^{0.25}; \text{ année} \quad (\text{Équation IV – 8})$$

Où:

RM : les réserves exploitables minières en Tonnes

- **Pour le scénario 1 :**

$$\text{Durée de vie (années)} = 14.09 \text{ ans}$$

- **Pour le scénario 2**

$$\text{Durée de vie (années)} = 13.17 \text{ ans}$$

Ainsi la production annuelle est déterminée par :

a- scénario 1

$$\text{Production annuelle} = \frac{24640000}{14.09} = 1748757.984 \text{ tonnes}$$

b- scénario 2

$$\text{Production annuelle} = \frac{18816000}{13.17} = 1428701.59 \text{ tonnes}$$

#### IV.5.2 la dilution

Etant donné que nous avons quantifié la dilution selon deux méthodes, il est impératif de comparer les résultats obtenus.

**Tableau IV.21.** Comparaison des résultats de quantification de la dilution.

Dilution(%) \ Méthodes	Méthode de graphique de stabilité avec zones d'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS).	Méthode de A Papaioanou et F T Suorineni
<b>Scenario 1</b>	<b>7.85%</b>	< 10%
<b>Scenario 2</b>	<b>5%</b>	<b>5%</b>

On remarque que les résultats obtenus sont comparables ;

Dans le même contexte les résultats obtenus par AMEC ont donné une dilution de 10% ;

Finalement on récapitule les résultats dans le tableau suivant :

**Tableau IV.22** comparaison entre les résultats obtenus pour les deux scenarios

	<b>Scenario 1</b>	<b>Scenario 2</b>	<b>Unité</b>
<b>Réserves récupérables</b>	<b>24640000</b>	<b>18816000</b>	<b>tonnes</b>
<b>Durée de vie</b>	<b>14.09</b>	<b>13.17</b>	<b>ans</b>
<b>Production annuelle</b>	<b>1748757.984</b>	<b>1428701.59</b>	<b>tonnes/an</b>
<b>Pertes planifiés</b>	<b>41.8</b>	<b>55.5</b>	<b>%</b>
<b>dilutions</b>	<b>7.28</b>	<b>5</b>	<b>%</b>

### IV.5.3 La solution finale choisie

Suite aux résultats obtenus par la comparaison entre les deux scenarios on conclue que le premier scenario donne la solution optimale dans les conditions des travaux souterrains dans la mine de Boukhadra concernant le problème de la performance des chantiers ouverts en exploitation ; il serait plus avantageux de récupérer le maximum de réserves récupérables avec le dimensionnement suivant :

L'emploi d'un pilier transversal au côté du toit.

- Chambre : Hauteur 50m Longueur 35m Largeur 20m ;

- Pilier longitudinal : Hauteur 50m Longueur 30m Largeur 10m ;
- Pilier Transversal : Hauteur 50m Longueur 35m Largeur 5m ;
- Couronne : Hauteur 10m Longueur 45m Largeur 30m.

Avec :

- Une teneur de minerai estimé à 50% et une dilution de 7.85%
- Un taux de perte planifié estimé à 41.8 % et un taux d'extraction de réserves estimé à 58.2
- Avec une durée de vie de plus de 14 ans.

#### **IV.6 CONCLUSION**

Ce travail concerne l'étude de la performance des chantiers ouverts dans la mine souterraine de Boukhadra. Pour cela le travail a compris deux éléments principaux :

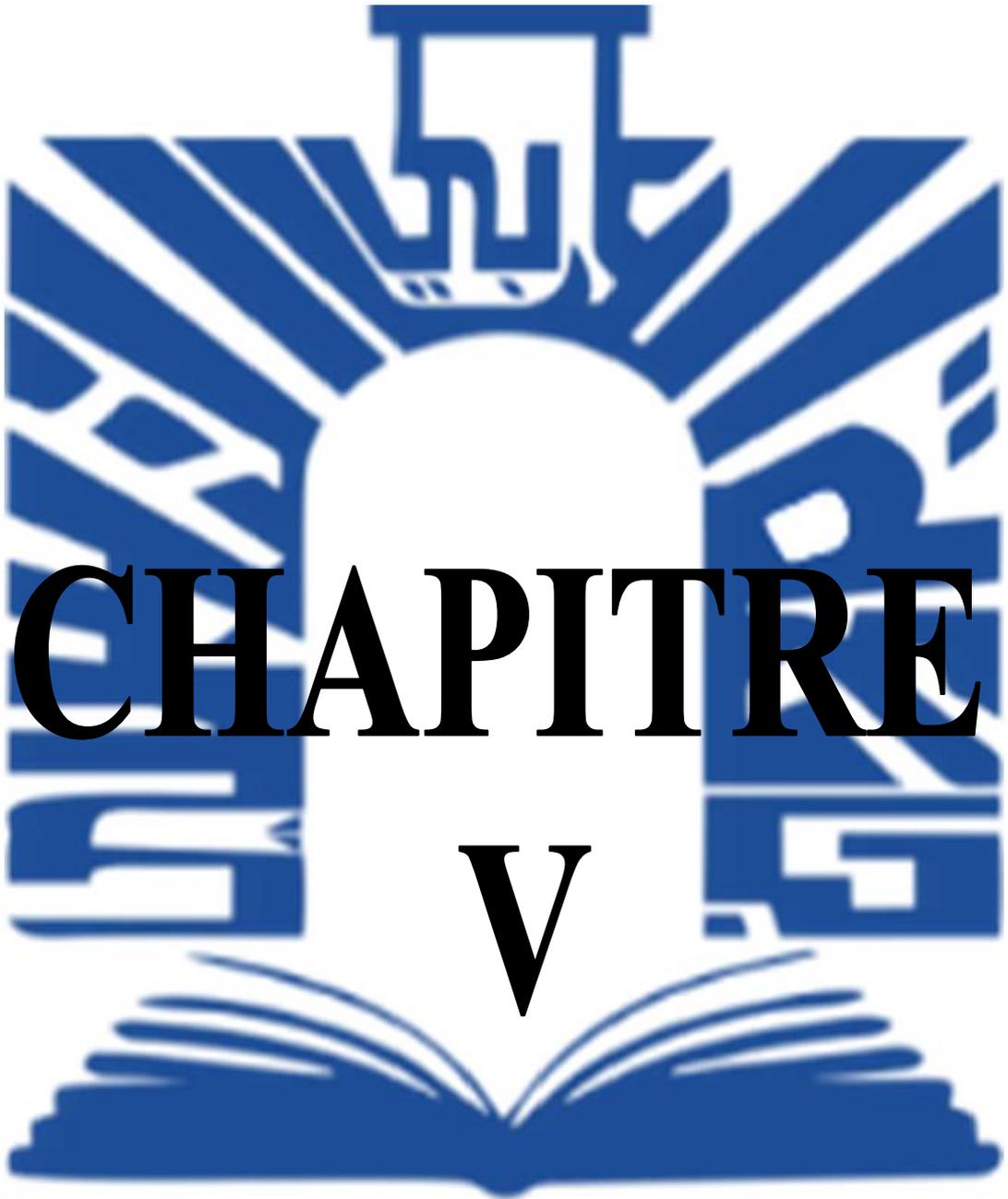
Les pertes et la dilution :

- La quantification des pertes a englobé les pertes planifiées en relation avec la méthode d'exploitation et les pertes additionnelles (qui apparaissent pendant les chutes de blocs de minerai) ;
- La quantification de la dilution en se basant sur méthode graphique de stabilité avec l'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS) et la méthode de A Papaioanou<sup>1</sup> et F T Suorineni.

L'emploi de méthode graphique de stabilité avec l'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS) a nécessité la proposition de deux variantes nommées scénario 1 et scénario 2 en relation avec le nombre et la disposition de piliers longitudinaux et transversaux, ce qui a permis une étude détaillée de la performance des chantiers et un dimensionnement adéquat des chantiers ouverts en exploitation.

Le scénario 1 a été retenu comme variante optimale permettant une récupération plus grande des réserves.

La comparaison des résultats de la méthode graphique de stabilité avec l'équivalent linéaire de bris hors profil (ELOS) et la méthode de A Papaioanou<sup>1</sup> et F T Suorineni est très satisfaisante et en conformité avec les résultats obtenus par AMEC pour la quantification de la dilution.



# CHAPITRE

## V

جامعة العربي التبسي - تبسة  
Universite Larbi Tébessi - Tébessa

## **V.1 INTRODUCTION**

L'exploitation des richesses pose aujourd'hui un grand problème sur l'environnement et la santé des personnes vivants dans les environs des sites miniers. Car cette activité peut engendrer une perturbation des milieux naturels sous plusieurs façons ; la transformation des paysages, le dépôt de déchets solides et le rejet d'effluents liquides et l'atmosphériques. Ce qui peut certainement porter des préjudices et des dommages à l'environnement et au cadre de vie des régions avoisinantes.

L'activité minière peut affecter, dans différents niveaux, l'air, le sol et les eaux souterraines, et en conséquence, elle peut aussi toucher directement ou indirectement la flore, la faune et la santé humaine.

Les dangers présents dans les mines exposent les travailleurs à des risques pour la santé et la sécurité pouvant entraîner des maladies professionnelles ou des blessures mortelles.

L'instabilité du sol est l'une des causes principales de décès dans la mine souterraine de Boukhadra, des éboulements se produisent lorsque des roches se détachent du toit ou des parois d'un site d'excavation souterrain.

## **V.2 CONCERNANT L'IMPACT ENVIRONNEMENTAL**

### **A) Les effets sur les sols et les terrains**

Les opérations d'exploitation minière telles que l'excavation, l'utilisation d'explosifs, l'accroissance de la profondeur d'exploitation sont de nature à affecter l'état d'équilibre initial au sein du massif rocheux vierge.

L'exploitant minier doit comprendre et de prévoir le comportement du massif rocheux en réaction aux modifications [82].

Donc il faut s'éloigner des activités qui pouvant participer au développement d'instabilités non prévues et susceptibles de mettre en danger la sécurité des mineurs, infrastructures, des machines et bon fonctionnement de l'exploitation.

On distingue deux types de notions de stabilité :

➤ **Les instabilités locales**

Sont des phénomènes corrélés à des désordres géotechniques d'extension limitée localisés au sein de zone de travail particulière telle que :

- Chutes de blocs au toit d'une galerie ;
- Ecaillage ou fissuration d'un pilier ;
- Ravinements superficiels sur une verse de stériles ;
- Détachements de blocs en front de mine à ciel ouvert, etc.

➤ **Les instabilités globales**

Ils s'agissent des phénomènes de grands effets qui concernent tout ou partie d'une exploitation minière :

- **Phénomènes « visés » par l'exploitation**

- Affaissements ou effondrements suite à la mise en œuvre d'une méthode de dissolution intensive et à l'effondrement généralisé de la cavité de dissolution ;
- Cratère suite à une exploitation de type bloc foudroyer ;

- **Phénomènes accidentels**

- Glissement profond sur les flancs de découvertes ou de zones de dépôts
- Effondrement généralisé et brutal au sein d'une exploitation souterraine par chambres et piliers abandonnés ou par chambres magasins vides [67].



**Figure V.1** : Effondrement dans la mine de fer de Boukhadra (Cliché personnelle).

Dans la mine de Boukhadra on distingue deux modes d'exploitation

- A ciel ouvert
- Souterrain

Au cours des travaux d'exploitation affectent les composants de l'environnement à savoir :

### **V.2.2 Impact sur le paysage**

D'abord, pour ce qui est du phénomène de détérioration du paysage, on constate qu'il est très important pour les exploitations à ciel ouvert. Par contre, il est très faible pour les mines souterraines [68].

La mine entraîne une transformation du paysage et un impact négatif de la surélévation naturelle des reliefs (altération de la morphologie, risque de chutes de pierres et l'apparition des surfaces dévastées), produisant des impacts visuels tel que :

- La forme de l'excavation,
- L'aspect des fronts de taille,
- Le stockage des remblais en particulier laisse des cicatrices dans le paysage,

- Les contrastes de forme et de couleur,
- La position de l'installation de traitement,

### **V.2.3 Impact sur l'air**

Au niveau de la mine Boukhadra et spécialement au niveau de la mine souterraine, Les plus importantes sources de pollution atmosphérique dans les opérations minières sont:

- Dégagements de poussières par les tirs à l'explosif et le trafic routier,
- Les émissions de gaz provenant de la combustion de carburants dans des sources mobiles.

Pendant son activité la mine émet des gaz, des fumées et de la poussière. Ce qui engendre une grande pollution atmosphérique qui peut provoquer des maladies respiratoires chez le personnel et la population [82].

### **V.2.4 La pollution des sols**

L'exploitation minière peut contaminer les sols sur de vastes zones. Les activités agricoles proches de la mine peuvent être particulièrement touchées.

L'ensemble des travaux minier peuvent être la source de la pollution des sols. Elle rassemble a la présence des diffèrent concentrations anormales, en surface ou dans les premiers mètres de sol, d'éléments indésirables et se présentant sous forme de particules solides.

Un sol ou des sédiments peuvent être contaminés par différents causes de pollution :

- Contamination par des polluants issus de stériles ou de résidus miniers par les circulations d'eaux ;
- Contamination résulte par les produits chimiques utilisés pour le traitement de minerai ou l'hydrocarbure, peuvent être à l'origine de la pollution d'un sol, par absorption, à la suite de fuites [67].



**Figure V.2 :** Déversement des huiles au niveau des aires de stockage mine de Boukhadra [82].

### V.2.5 Impact sur les eaux souterraines

Les effets sur la qualité de l'eau et de la disponibilité des ressources en eau dans la zone du projet minier constituent l'impact le plus important d'un projet d'exploitation minière.

### V.2.6 Bruits et vibrations

La pollution par le bruit associé à l'exploitation minière peut inclure les bruits en provenance des moteurs de véhicules, le chargement et le déchargement de roches dans des tombereaux en acier, les toboggans, la production électrique, et d'autres sources. Les impacts cumulatifs des pelles mécaniques, du forage, de l'abattage, du transport, du concassage, du broyage et du stockage en grandes quantités peuvent affecter de manière significative la faune et les proches résidents. Les vibrations sont associées à de nombreux types d'équipements utilisés dans l'exploitation minière, mais l'abattage par explosion est considéré comme la source la plus importante.

Les chocs et les vibrations, à la suite d'abattages en relation avec l'exploitation minière peuvent entraîner du bruit, de la poussière et conduire à la destruction des structures dans les zones environnantes non-habitées. La vie animale, dont la population locale peut dépendre, pourrait également être perturbée, la vibration affecte la stabilité des infrastructures, et les ouvrages souterrains [69].

### V.3 CONCERNANT LA SECURITE

L'objectif de la mine de BOUKHADRA est une tolérance « zéro accident » et « zéro maladie professionnelle ». La participation de tous les travailleurs présents sur le site (employés de la mine de BOUKHADRA, sous-traitants et travailleurs temporaires) est nécessaire pour atteindre cette cible.

Les présentes consignes générales de santé et de sécurité rappellent les principales obligations en vigueur dans les sites du Groupe de la mine de BOUKHADRA, suivant les réglementations nationales. Ces consignes ont pour but d'appeler l'attention des sous-traitants sur les risques principaux rencontrés sur le site de la mine, et de les aider à employer les mesures et dispositifs de prévention. L'objectif est la suppression d'accidents, ou d'incidents au cours de déroulement des travaux miniers [60].

#### V.3.1 Protections collectives et individuelles

##### A) Protections collectives

Lors de l'adoption de mesures de sécurité, il faut privilégier les protections collectives. Tous les risques mis en évidence lors de la préparation des travaux doivent être éliminés ou faire l'objet de mesures préventives appropriées.

##### B) Equipements protection individuelle

Le sous-traitant fournit à son personnel et à ses travailleurs suppléants les articles nécessaires à leurs protections et les forme à leur utilisation, notamment :

- Le casque (avec jugulaire pour travaux de montage et les travaux en hauteur) ;
- Des chaussures de sécurité ;
- Des gants ;
- Des lunettes adaptées (soudure, meulage,...) ;
- Des harnais de sécurité pour les travaux en hauteur ;
- Du matériel de protection contre le gaz ;
- Des protections antibruit ;
- Des masques anti-poussière ;
- Et tout article nécessaire à la protection individuelle.

Le sous-traitant veille à ce que chaque équipement soit toujours adapté à la nature de l'opération envisagée, en état d'utilisation immédiate et qu'il soit effectivement porté. En matière d'équipements de protection individuelle, les sous-traitants respecteront les consignes en vigueur dans le site de la mine de BOUKHADRA.

The logo of Université Larbi Tébessi - Tébessa features a central sunburst design with rays emanating from a central point. Above the sunburst is a stylized representation of a building or monument. Below the sunburst is an open book. The entire logo is rendered in blue.

# CONCLUSION GENERALE

جامعة العربي التبسي - تبسة  
Universite Larbi Tébessi - Tébessa

## CONCLUSION GENERALE ET PERSPECTIVES

---

L'objectif du présent travail est l'étude de la performance des chantiers ouverts dans une mine souterraine et en particulier la mine souterraine de Boukhadra.

Pour cela le travail a été divisé en deux volets :

Le premier volet est une étude théorique de la performance des chantiers ouverts en exploitation souterraine.

Le deuxième volet est une application des méthodes choisies pour une quantification des pertes et de la dilution.

Une évaluation et calcul des pertes planifiées et les pertes additionnelles de la 3<sup>ème</sup> phase a été réalisés d'après les plans et la méthode d'exploitation de la mine souterraine de Boukhadra.

La méthode de graphique de stabilité détaillée dans partie théorique a permis un dimensionnement des chantiers en aboutissant à deux scénarios possibles pour assurer la stabilité des chantiers :

- Le premier scenario est l'emploi d'un pilier transversal au côté du toit.
- Le deuxième scenario est l'emploi de 2 piliers transversaux dans le mur et le toit.

Une mise à jour des réserves exploitables à été faite avec une évaluation des pertes et de la dilution et une discussion détaillée des résultats.

La méthode du graph de stabilité avec l'équivalent du bris hors profil (ELOS) ont permis d'avoir une estimation quantitative de la dilution dans les chantiers ouverts de la mine souterraine de Boukhadra.

Parallèlement la méthode proposée par A. Papaioanou et F.T. Suorineni en 2015 a permis une quantification en pourcentage de la dilution pour confirmer les résultats obtenus.

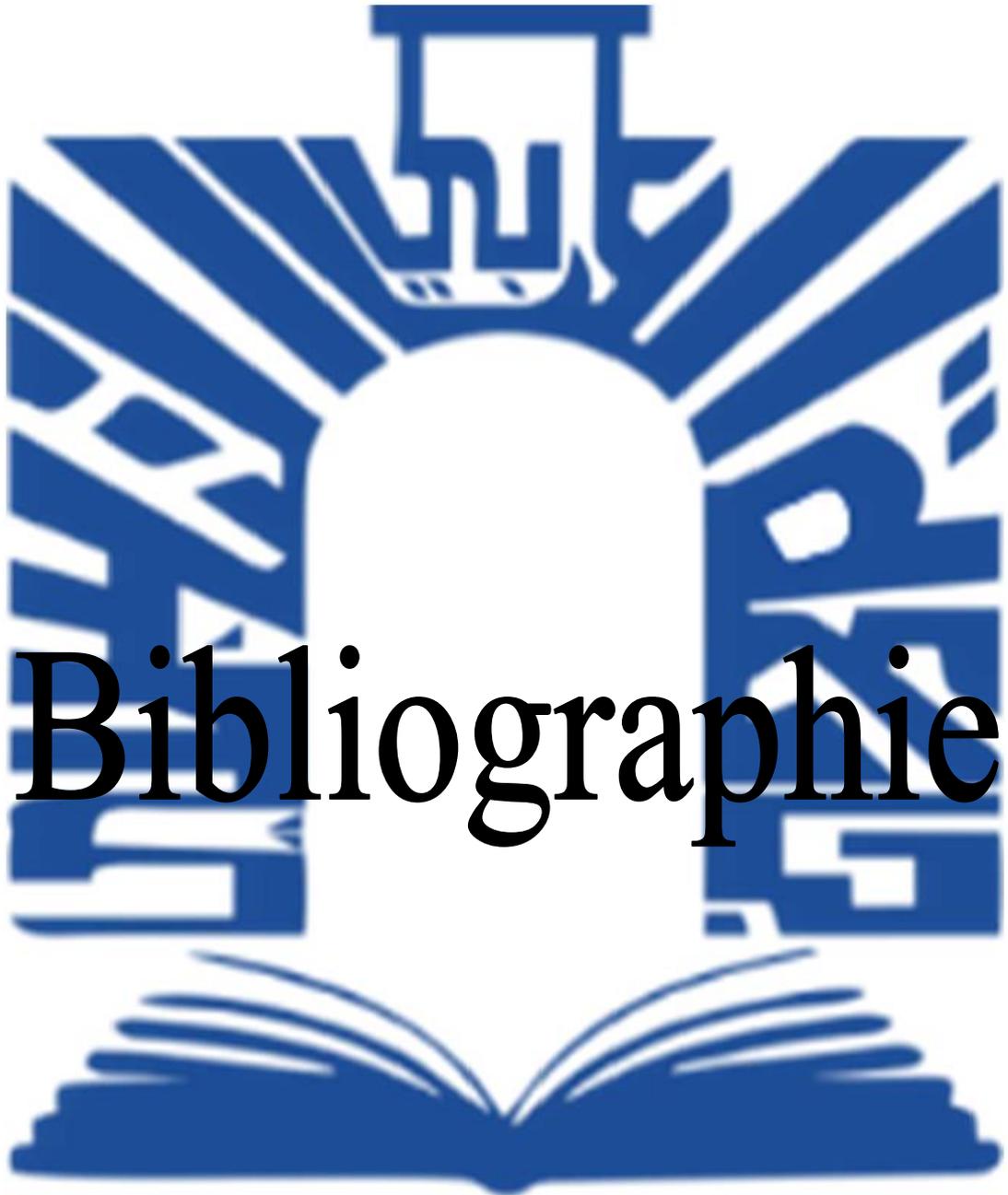
Finalement nous avons retenu le premier scenario qui assure une extraction maximale des réserves à exploiter et l'amélioration de la performance des chantiers ouverts de la mine souterraine de Boukhadra, selon les conditions réelles de la mine.

Néanmoins le présent travail peut être amélioré dans le futur en considérant par exemple :

## CONCLUSION GENERALE ET PERSPECTIVES

---

- L'évaluation de l'impact économique des pertes et de la dilution sur la rentabilité de l'exploitation souterraine de la mine de Boukhadra.
- Choix d'une méthode de soutènement des parois des chambres, ainsi que le toit et l'évaluation des pertes en prenant en considération les cinq zones résultant du graphique de stabilité.



# Bibliographie

جامعة العربي التبسي - تبسة  
Universite Larbi Tébessi - Tébessa

## REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

---

- [1] HAMID DJELOUL, (1997) « Analyses économique de l'impact de la dilution et des pertes des réserves sur la rentabilité minière », Faculté des études supérieures de l'université LAVAL.139p
- [2] Hassan Z Harraz , (2019) « Ore dilution and ore recovery » Geology departement, Tanta university ». 29p  
Site web : <https://www.researchgate.net/publication/336281143>
- [3] V.Kovalenko, N.Ambartsoumian, M Lahmar, (1969). « Exploitation des carrières ». 303P
- [4] Ernesto Villaescusa, peter cepuritis (2006) « Rock Mechanics in Underground Construction: ISRM International Symposium » : 4<sup>th</sup> Asian Rock Mechanics Symposium At Singapore.12p
- [5] Pakalnis, R (1986) « Empirical stope design at Ruttan mine. Department of Mining and Minerals Processing, University of British Columbia, Vancouver, Canada. » 290p
- [6] Planeta, S. (2001). « Sources de dilution dans les mines souterraines » Journal Article.132 p
- [7] Potvin, Y. (1989). « Empirical open stope design in Canada. (Doctor of Philosophy), University of British Columbia, Vancouver, BC, Canada ». 372 p
- [8] Clark, L. M. (1998). « Minimizing dilution in open stope mining with a focus on stope design and narrow vein long hole blasting. (Master of Applied Science), University of British Columbia, Vancouver, BC, Canada ».357 p
- [9] Erickdi, B., Kesimal, A. et Yilmaz, E. (2003). « Blasting Effect on Ore Dilution in underground Mines . Proceeding 3rd International Conference on Earth Sciences and Electronics (ICESE-2003), Istanbul University, Avcilar. » 23-24 p
- [10]Sinclair et Blackwell, (2004) « Applied Mineral Inventory Estimation » 93p
- [11] Planeta, S., Laflamme, M. et Bourgoïn, C. (1992). « Exploitation des gisements filoniens : aspects technique, sélectivité d'abattage et dilution du minerai - Exploitation des zones à pendage très incliné (>45°) ». Proceeding 94<sup>ème</sup> CONGRÈS ANNUEL DE L'ICM- 1992, Montréal, QC. page 45

## REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

---

- [12] Blanchet, F., Larouche, P. et Boily, S. (2014). « Year-End 2013 La Ronde Mineral Resource & Mineral Reserve Estimate. ». Agnico Eagle Mines Limited, La Ronde Division. Preissac, QC.120P
- [13] Planeta, S. (2013). « Contrôle optimal des coûts d'opération en présence des pertes et de la dilution additionnelles du minerai ». Article scientifique. Département de génie des mines et de la minéralurgie et des matériaux. Université Laval., QC, .96p
- [14] Elbrond, J. (1994). « Economic effects of losses an rock dilution ».249 p
- [15] SME.W. A. Hustulid et R. L. Bullock Eds, (2001). « Underground mining methods ». Littelton, Colorado, USA: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc
- [16] Milier, F, Potvin, Y. Jacob, D.(1992). « Laser measurement of open stope dilution. Congrès annuel de l'institut Canadien des mines ». 186 p
- [17] Planeta, S. (1995). « Sources de dilution dans les mines souterraines : méthodes de calcul » communication présentée au Congrès annuel de 171CM à Halifax (Canada)
- [18] Tatman, C. (2001). « Mining dilution in moderate- to narrow-width deposits. Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies ». Society of Mining, Metallurgy and Exploration. 35 p
- [19] Suorineni, F. (2014) « Empirical methods in mining geomechanics–Reflections on current state-of-the-art. Proceeding 1st International Conference on Applied Empirical Design Methods in Mining ». At Sheraton Lima Hotel & Convention Center, Lima. Conference paper retrieved from.11p  
Site web :  
[https://www.researchgate.net/publication/269984574\\_Empirical\\_methods\\_in\\_mining\\_geomechanics - Reflections on current state-of-the-art](https://www.researchgate.net/publication/269984574_Empirical_methods_in_mining_geomechanics_-_Reflections_on_current_state-of-the-art)
- [20] Bieniawski, Z. T. (1973). « ENGINEERING CLASSIFICATION OF JOINTED ROCK MASSES ». Civil Engineer in South Africa. 9p
- [21] Barton, N., Lien, R. et Lunde, J. (1974). « Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support ». *Rock Mechanics* **6**, 236 P

## REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

---

[22] Laubscher, D. H. et Taylor, H. W. (1976). « The importance of geomechanics classification of jointed rock masses in mining operations. Proceeding Exploration for rock engineering », JOHANNESBURG, cape town : BALKEMA.128 P

[23] Hoek, E. et Brown, E. T. (1980). « Underground excavations in rock (Revised first edition.) ». 44 Portland Place London W1N 4BR, England.527P

Site web : <http://worldcat.org/isbn/0900488557>

[24] Mathews, K., Hoek, E., Wyllie, D. et Stewart, S. (1981). « Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1000 m in hard rock ». CANMET DSS Serial No: 0sQ80-0081., Ottawa.

[25] Laubscher, D. H. (1994). « Cave mining; the state of the art. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy », The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy .15 P

[26] Hoek, E. (1994). « Strength of rock and rock masses. ISRM News Journal » News journal of international society for rock mechanics.16P

[27] Lunder, P. J. et Pakalnis, R. C. (1997). « Determination of the strength of hard-rock mine pillars ». The University of British

[28] Henning, J. G. (2007). « Evaluation of Long-Hole Mine Design Influences on Unplanned Ore Dilution ». McGill University, Montreal, QC, Canada.363 P

[29] Suorineni, F. (1998). « Effects of faults and stress on open stope design » A thesis, University of Waterloo, Waterloo, Canada. 370P

[30] Belem, T. et Benzaazoua, M. (2008). « Design and application of underground mine paste back fill technology ». Geotechnical and Geological Engineering.

Web site : <https://doi.org/10.1007/s10706-007-9154-3>

[31] Emad, M. Z., Mitri, H. S. et Henning, J. G. (2012). Effect of blast vibrations on the stability of cemented rockfill. International Journal of Mining, Reclamation and Environment.243P

Site web: <https://doi.org/10.1080/17480930.2012.7075277>

## REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

---

[32] Villaescusa, E. (2014). « Geotechnical Design for Sublevel Open Stopping ». Boca Raton, Florida, USA: CRC Press.503 P

Site web:

[https://books.google.dz/books?hl=en&lr=&id=uHTOBQAAQBAJ&oi=fnd&pg=PP1&q=Villaescusa,+E.+\(2014\).++Geotechnical+Design+for+Sublevel+Open+Stopping.+Boca+Raton,+Florida,+USA:+CRC+Press.&ots=3NDdF98ERI&sig=H093brp36 WRGEL H3YITYpFJy6o&redir\\_esc=y#v=onepage&q&f=false](https://books.google.dz/books?hl=en&lr=&id=uHTOBQAAQBAJ&oi=fnd&pg=PP1&q=Villaescusa,+E.+(2014).++Geotechnical+Design+for+Sublevel+Open+Stopping.+Boca+Raton,+Florida,+USA:+CRC+Press.&ots=3NDdF98ERI&sig=H093brp36 WRGEL H3YITYpFJy6o&redir_esc=y#v=onepage&q&f=false)

[33] Martin, C., Kaiser, P. et McCreath, D. (1999). Hoek-Brown parameters for predicting the depth of brittle failure around tunnels. Canadian Geotechnical Journal.

[34] Potvin, Y. et Hadjigeorgiou, J. (2001). « The stability graph method for open-stope design ». Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies. Society of Mining, Metallurgy and Exploration, 8307 Shaffer Parkway, Littleton, CO 80127, USA.520P

[35] Milne, D., Pakalnis, R. et Felderer, M. (1996). « Surface geometry assessment for open stope design ». Proceeding Rock Mechanics: Proc.Of the 2nd North American Rock Mechanics Symposium,NARMS'96, Montreal.322P

[36] El Mouhabbis, H. Z. (2013). « Effect of stope construction parameters on ore dilution in narrow vein mining ». A thesis submitted to McGill University in Partial fulfillment of the requirements for the Degree of Master of Engineering, QC, Canada.109P

Site web : [https://central.bac-lac.gc.ca/.item?id=TC-QMM-116953&op=pdf&app=Library&oclc\\_number=922066644](https://central.bac-lac.gc.ca/.item?id=TC-QMM-116953&op=pdf&app=Library&oclc_number=922066644)

[37] Rory, H. (2011). « Factors influencing overbreak in narrow vein longitudinal retreat mining ». A thesis submitted to McGill University in partial fulfillment of the requirements for the Degree of Master of Engineering ,McGill University, Montreal, QC, Canada.144P

Site web : [https://central.bac-lac.gc.ca/.item?id=MR83969&op=pdf&app=Library&oclc\\_number=1019487491](https://central.bac-lac.gc.ca/.item?id=MR83969&op=pdf&app=Library&oclc_number=1019487491) ,

[38] Wang, J., Milne, D., Yao, M. et Allen, G. (2002). « Quantifying the effect of hanging wall undercutting on stope dilution ». Proceeding 104th CIM annual general

## REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

---

meeting, Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, Westmount, Quebec.8P

[39] Tommila, E. (2014). « Mining method evaluation and dilution control in Kittilä mine ». (Structural and building technology Master's thesis), Aalto University Otaniemi, Finland.

Site web :

[https://aaltodoc.aalto.fi/bitstream/handle/123456789/13127/master\\_Tommila\\_Eero\\_2014.pdf?sequence=1&isAllowed=y](https://aaltodoc.aalto.fi/bitstream/handle/123456789/13127/master_Tommila_Eero_2014.pdf?sequence=1&isAllowed=y)

[40] Lizotte, Y. C. et Scoble, M. (1994). « Geological control over blast fragmentation ». CIM bulletin.

[41] Kazakidis, V. et Scoble, M. (2002). « Accounting for ground-related problems in mine production systems planning ». Mineral Resources Engineering.57P

[42] Esmaili, K. (2010). « Stability analysis of ore pass systems at Brunswick Mine ». (Ph.D.), Université Laval, Québec, QC, Canada.

Site web : <http://hdl.handle.net/20.500.11794/22112> ,

[43] Wang, J. (2004). « Influence of stress, undercutting, blasting and time on open slope stability and dilution ». (Doctor of Philosophy), University of Saskatchewan, Saskatoon, SK, Canada.303P

Site web : [https://central.bac-lac.gc.ca/.item?id=TC-SSU-11032004094152&op=pdf&app=Library&oclc\\_number=1007593190](https://central.bac-lac.gc.ca/.item?id=TC-SSU-11032004094152&op=pdf&app=Library&oclc_number=1007593190)

[44] Whipple, R., Eng, P., Eng, M., Thibodeau, D. et Cai, M. (2009). « CCSM stability graph and time evaluation of open slope stability ». Proceeding 3rd CANUS Rock Mechanics Symposium, Toronto.13P

Site web : <https://geogroup.utoronto.ca/wp-content/uploads/RockEng09/PDF/Session19/4289%20PAPER.pdf>

[45] Ran, J. (2002). « Hanging walls loosening mechanism in open slope mining ». Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, Montréal, PQ.77P

[46] Capes, G. W. (2009). « Open Slope Hanging wall Design Based on General and Detailed Data Collection in Rock Masses with Unfavourable Hanging wall

## REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

---

Conditions ». (Doctor of Philosophy), University of Saskatchewan, Saskatoon, SK, Canada.300P

Site web : [https://central.bac-lac.gc.ca/.item?id=TC-SSU-04072009143339&op=pdf&app=Library&oclc\\_number=1032889174](https://central.bac-lac.gc.ca/.item?id=TC-SSU-04072009143339&op=pdf&app=Library&oclc_number=1032889174)

[47] Hammah, R. E. et Curran, J. H. (2009). « It is Better to be Approximately Right than Precisely Wrong: Why Simple Models Work in Mining Geomechanics ». Proceeding 43rd US Rock Mechanics Symposium and, Asheville, NC.

[48] Suorineni, F. (2010). « The stability graph after three decades in use: Experiences and the way forward ».339P

[49] Hoek, E. (2006). « Practical Rock Engineering ». Vancouver, BC, Canada: Evert Hoek Consulting Engineer Inc.

[50] Hutchinson, D. et Diederichs, M. (1996). « Cablebolting in Underground Mines ». BiTech, Richmond. British Columbia.406P

[51] Nickson, S. D. (1992). « Cable support guidelines for underground hard rock mine operations ». (Master of Applied Science), University of British Columbia, Vancouver, BC, Canada.239P

Site web : <https://open.library.ubc.ca/cIRcle/collections/ubctheses/831/items/1.0081080>

[52] Pakalnis, R. et Vongpaisal, S. (1993). « Mine design : an empirical approach ». Proceeding International Congress on Mine Design Kingston.467P

[53] Deere, D. U. (1968). «Geological considerations». In K. G. Stagg et O. C. Zienkiewicz (Eds.), Rock mechanics in engineering practice: John Wiley and Sons, New York and London, International.

[54] Londiche H. (2006), « les risques liés aux exploitations minières projet personnel ».19 P

[55] Jérôme Robert Martel.(2016)«performance des chantiers ouverts en contexte de mines profondes», Maîtrise en génie des Mines Maîtrise ès sciences, UNIVERSITE LAVAL (M. Sc.),

## REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

---

[56] AZIZ GAMAR. (2000). «Évaluation économique des séquences d'exploitation», Département des mines et métallurgie, FACULTE DE SCIENCES ET GÉNIES UNIVERSITE LAVAL, Québec, 163P

Site web : [https://central.bac-lac.gc.ca/.item?id=MQ51138&op=pdf&app=Library&oclc\\_number=1017519514](https://central.bac-lac.gc.ca/.item?id=MQ51138&op=pdf&app=Library&oclc_number=1017519514),

[57] AZOUZ N.( 2016), « Document 4<sup>ème</sup> étage projet niveau 1045-1105 ». Mine de fer de l'est, Boukhadra,

[58] Clark LM, Pakalnis R (1997) « An empirical design approach for estimating unplanned dilution from open stope hanging walls and footwalls ». In: 99th CIM Annual General Meeting, Vancouver, British Columbia, Canada.

[59] F Suorineni et Papaioanou A (2015) « Dilution-based Stability Graph for Open Stope Design »mining éducation Australia

Site web : [https://www.researchgate.net/publication/277022455\\_Dilution-based\\_Stability\\_Graph\\_for\\_Open\\_Stope\\_Design](https://www.researchgate.net/publication/277022455_Dilution-based_Stability_Graph_for_Open_Stope_Design)

[60] Documents fourni par l'entreprise Département d'études et de développement(2020), « Rapport géologique, les plans topographiques et géologique de la mine, la géologie et l'hydrogéologie de la mine de Boukhadhra ».Actualisé de Boukhadhra.

[61]Amec (2011) « Estimation de ressources et planification minière ». Arcelor Mittal Ouenza et Boukhadra. Projet n°165156.

[62] Dubourdiou G (1956) « Etude géologique de la région de l'Ouenza (confins algéro-tunisiens) ». Thèse Sci, Paris, Publ, Serv, Carte géol, Algérie.

[63]Aoudjehane M., Bouzenoune A, Rouvier H. et Thibiéroz J. (1992) « Halocinèse et dispositifs d'extrusions du Trias dans l'Atlas saharien oriental (NE algérien) ». Gèol. Médit., Marseille

[64] Bouzenoune, A. (1993) « Minéralisations périadiapiriques de l'Aptien calcaire : les carbonates de fer du gisement hématitique de l'Ouenza (Algérie orientale) ». Thèse Doct, d'Univ. Paris IV. 206 P.

## REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

---

[65] Othmanine, A. (1987) « les minéralisations en fluorine, barytine, Pb, Zn et fer sidéritique autour du fossé de Tébessa-Morsott. Relation entre la paléogéographie albo-aptienne, diapirisme, structure et métallogénie ». Thèse Doct. 3ème cycle, Univ. P. et M. Curie, Paris VI, n°87-58, Paris, 220p.

[66] Masse, P. et C. Aouimeur, F. (1982) « La plate-forme carbonatée de l'Ouenza (Sud constantinois, Algérie) ». Organisation et dynamique durant l'Aptien supérieur. Géol. Méditer., Marseille, vol. IX, n°3, 259-267P.

[67] Poulard F Daupley X, Didier C, Pokryska, D'Hugues P, Charles N, Dupuy J, Save M. (2017) « exploitations minière et traitement des minerais » Collection ( La mine en France ).77P

[68] Rezigat.N et Imchal.k (2008). « Contribution à l'étude des problèmes environnementaux et de sécurité sur l'exemple de la mine souterraine de Chaabet el-Hamra »(Ain Azel, WILAYA DE SETIF), Mémoire de magister université Ferhat Abbas, 100P

[69] Environmental Law Alliance Worldwide, (2010). « Guide,pour l'évaluation des EIE de projets miniers ».130P

[70] Ayadi Brahim (2010). « Caractérisation et choix d'un séchera de traitement du minerai cuivre-fer de Douamis (Ouenza)(Tebessa) »,Mémoire d'ingénieur –Génie Minier gestions et valorisation des ressources minérales, universite Badji Mokhtar ANNABA.136P

[71] Cours d'exploitation minière enseignés pour les étudiants de 4ème année ingénieur

[72].N.Chaabane (2016). « la technologie d'exploitation minière et leur impact sur l'environnement » Mémoire Master 2 en Mines. Exploitation minière .Annaba .

[73].Fredj Mohamed(2012). « Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire (Chouf-Amar M'SILA) ». Mémoire Magister en Mines. Génie Minier. Annaba.

[74] Entreprise national du Fer et du phosphate(1992). « Etude de projet final de gisement AIN-ZAZIA » mine Boukhadra.

## REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

---

- [75] A.chibka.(1980). « Exploitation des gisements métallifères ».OPU office des publications.224P
- [76] G Harbi.Kouider (2007). « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier ». Mémoire d'ingénieur –Génie Minier Polytechnique-.
- [77] Généralité sur l'exploitation souterraine des gisements métalliques chapitre I (Cours de l'Ecole des Mines de Douai).
- [78] Benyoucef A.A (2005) « proposition d'une méthode d'exploitation à ciel ouvert pour les réserves programmées en souterrain du gisement de fer de boukhadra ».
- [79] Cours d'exploitation souterraine (Methodes d'exploitation – Fonctions complémentaires) réalisés par Mr. M.Hasebellaoui Expert en Etudes géologiques et minières ; Institut Algérien des mines.
- [80] Mkhalet A. (2019) « Évaluation économique de l'impact des pertes et de la dilution des réserves sur la rentabilité d'une exploitation souterraine Cas de la mine souterraine de Boukhadra ». Université Larbi Tebessi, Tébessa.151P
- [81] B.BOKY(1968) « exploitation des mines », Edition Mir, Moscou.298P
- [82] F.Benhalima, T.Reriballah, (2017). « Contribution à l'étude de l'exploitation souterraine de Boukhadra, état actuel, perspectives, et impact sur l'environnement ».178p