

Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

LARBI TEBESSI UNIVERSITY - TEBESSA

UNIVERSITE LARBI TEBESSI - TEBESSA



جامعة العربي التبسي - تبسة

Institut des Mines

Thèse

Présentée en vue de l'obtention du diplôme de Doctorat en Mines

Option : Mines

Etude des glissements de terrains liés aux travaux miniers souterrains et leur impact sur l'environnement du sol et sous-sol. (Cas de la mine de Boukhadra - Tébessa- Algérie)

Par **HEZAIMIA ILYES**

Président :	NOUIOUA Ismail	MCA	Université Laarbi Tebessi Tébessa
Rapporteur :	BOUKELLOUL Mohamed Laid	Pr	Université Badji Mokhtar Annaba
Co- Rapporteur:	MERAH Chafia	MCB	Université Laarbi Tebessi Tébessa
Examineur :	HAFSAOUI Abdallah	Pr	Université Badji Mokhtar Annaba
Examineur:	BOUMAZBEUR Abderrahmane	Pr	Université Laarbi Tebessi Tébessa
Examineur :	DJELLALI Adel	M CA	Université Laarbi Tebessi Tébessa
Examineur :	HADJI Riheb	M CA	Université Ferhat Abes Setif

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ

الحمد لله أقصى مبلغ الحمد.. والشكر لله من قبل ومن بعد

Dédicace


Ce travail est dédié à la lumière de mes jours et les étoiles de mes nuits : mes parents et je ne pourrai jamais les remercier assez. Que Dieu les garde.

A tous mes amis ;

A tous les membres de la famille;

A tous ceux qui de loin ou de près n'ont cessé de m'apporter leur soutien pendant mes années d'étude ;

A tous les enseignants et les étudiants de l'institut des mines



On remercie en premier lieu DIEU le clément et miséricordieux, qui par sa grâce, on a réalisé ce modeste travail.

Mes pensées vont vers tous ceux qui, d'une manière ou d'une autre et souvent avec une gentillesse extrême et amabilité réconfortante, ont contribué et aidé à la réalisation de ce présent travail.

ON exprime ma profonde gratitude pour mon encadreur Pr : BOUKELLOUL Mohammed Laid et mon co-encadreur Dr : MERAH Chafia pour ses conseils, ses critiques et ses bienveillances lors de la direction de notre travail.

ON remercie les membres de jury qui ont voulu siéger à cette soutenance : On est très honorés que Dr : NOUIOUA Ismail ait bien voulu accepter de présider notre jury.

On remercie Pr : HAFSAOUI Abdallah et Pr : BOUMAZBEUR Abderrahmane et Dr : DJELLALI Adel et Dr : HADJI Riheb d'avoir accepté d'examiner ce travail et de figurer dans notre jury.

Mon reconnaissance et mes vifs remerciements sont attribués à tous les personnels de Mines de Fer de l'Est -Boukhadra- particulièrement Mr : AZERI ABD EL WAHAB et l'équipe de DED de mettre à notre disposition les moyens nécessaires à la réalisation de cette thèse.

A mes amis de l'institut des mines particulièrement ceux de la spécialité Exploitation des mines et géotechnique minière.

A mes enseignants qui veillent à transmettre le savoir aux générations futures.

Enfin on remercie tous ceux qui de prêt ou de loin on contribué à la réalisation de ce projet de thèse.



TABLE DES MATIERES

<i>RESUME</i>	<i>i</i>
<i>LISTE DES FIGURES</i>	<i>iv</i>
<i>LISTE DES TABLEAUX</i>	<i>vi</i>
<i>SYMBOLES ET ABREVIATIONS</i>	<i>vii</i>
INTRODUCTION GENERALE	2
CHAPITRE I. ETUDE BIBLIOGRAPHIQUE SUR LES MOUVEMENTS DE TERRAINS LIES AUX TRAVAUX MINERS SOUTERRAINS A TRAVERS LE MONDE ET EN ALGERIE :	
<i>I.1 INTRODUCTION</i>	<i>5</i>
<i>I.2 GENERALITE SUR L'EXPLOITATION SOUTERRAINE</i>	<i>5</i>
<i>I.3 DESCRIPTION DES METHODES D'EXPLOITATION SOUTERRAINE</i>	<i>6</i>
<i>I.4 TECHNIQUES DE SELECTION DES METHODES D'EXPLOITATION SOUTERRAINE</i>	<i>11</i>
<i>I.5 LES MOUVEMENTS DE TERRAIN</i>	<i>15</i>
<i>a- Effondrement localisé – le fontis</i>	<i>15</i>
<i>b- Affaissement</i>	<i>15</i>
<i>b-1 Affaissement dus aux exploitations par foudroyage</i>	<i>17</i>
<i>b-2 Affaissement dus aux exploitations par remblayage</i>	<i>17</i>
<i>c- Affaissement dans les anciennes mines</i>	<i>17</i>
<i>I.6 METHODES DE PREVENTION</i>	<i>19</i>
<i>I.7 TECHNIQUES DE TRAITEMENT DES VIDES</i>	<i>22</i>
<i>I.8 CONCLUSION</i>	<i>25</i>
CHAPITRE II. METHODOLOGIE D'ETUDE DE LA STABILITE DE MINES SOUTERRAINES (ANALYTIQUE, EMPIRIQUE, NUMERIQUE) :	
<i>II.1 INTRODUCTION</i>	<i>27</i>
<i>II.2 EVALUER LES MOUVEMENTS EN SURFACE</i>	<i>27</i>
<i>II.2.1 Méthodes empiriques</i>	<i>27</i>
<i>II.2.2 Méthodes analytiques</i>	<i>30</i>

<i>II.2.3 Méthodes de modélisation numérique.....</i>	<i>35</i>
<i>II.2.4 Bilan synthétique des trois familles de méthodes.....</i>	<i>37</i>
<i>II.3 ESTIMATION DES AFFAISSEMENTS.....</i>	<i>38</i>
<i>II.3.1 Méthodes analytiques.....</i>	<i>39</i>
<i>II.3.2 Méthodes empiriques.....</i>	<i>39</i>
<i>II.3.3 Méthodes numériques.....</i>	<i>41</i>
<i>II.4 CONCLUSION.....</i>	<i>41</i>

CHAPITRE III. ETUDE DE CAS (MINE DE BOUKHADRA) : CONDITIONS GEOLOGIQUES ET DES TRAVAUX MINIERES :

<i>III.1 INTRODUCTION.....</i>	<i>43</i>
<i>III.2 SITUATION GEOGRAPHIQUE.....</i>	<i>43</i>
<i>III.3 HISTORIQUE DE LA MINE DE BOUKHADRA.....</i>	<i>44</i>
<i>III.4 CONDITIONS GEOLOGIQUES.....</i>	<i>45</i>
<i>III.5 CONDITIONS MINIERES.....</i>	<i>57</i>
<i>A- CIEL OUVERT.....</i>	<i>58</i>
<i>B- SOUTERRAIN.....</i>	<i>58</i>
<i>III.6 CONCLUSION.....</i>	<i>61</i>

CHAPITRE IV : MODELISATION NUMERIQUE DE LA METHODE D'EXPLOITATION SOUTERRAINE DU GISEMENT DE BOUKHADRA :

<i>IV. 1 INTRODUCTION.....</i>	<i>63</i>
<i>IV.2 CODE DE CALCUL.....</i>	<i>63</i>
<i>IV.3 MODELE DE CALCUL.....</i>	<i>63</i>
<i>IV.4 GEOMETRIE.....</i>	<i>63</i>
<i>IV.5 PARAMETRES GEOTECHNIQUES DU TERRAIN.....</i>	<i>65</i>
<i>IV.6 RESULTATS.....</i>	<i>65</i>
<i>IV.7 VALIDATION DES RESULTATS.....</i>	<i>70</i>
<i>IV.8 CONCLUSION.....</i>	<i>72</i>

CHAPITRE V : SELECTION DE LA METHODE D'EXPLOITATION APPROPRIEE ET REDIMENSIONNEMENT DES CHANTIERS :

<i>V.1 INTRODUCTION</i>	74
<i>V.2 SELECTION DE LA METHODE D'EXTRACTION APPROPRIEE</i>	74
<i>V.3 RESULTATS OBTENUS</i>	76
<i>V.4 REDIMENSIONNEMENT DES CHANTIERS</i>	79
<i>V.5 MODELISATION NUMERIQUE</i>	85
<i>V.6 CONCLUSION</i>	89
CONCLUSION GENERALE ET RECOMMANDATIONS	91
REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES	94
ANNEXES	

الملخص:

الحركات الأرضية المتعلقة بالاستغلال المنجمي تحت الأرض في رواسب الوريد هي في الأساس: الانهيارات الموضعية و الانخفاضات الأرضية. ترتبط هذه الأنواع من الاضطرابات بكسر عمود التاج، الأعمدة المستعرضة، أو جدران الغرف عند التقدم في عملية الاستغلال. الهدف الرئيسي من هذا البحث هو وضع نموذج عددي لطريقة الاستغلال المطبقة على منجم بوخضرة لتقييم تشوهات الأعمدة على المدى الطويل للانتقال الميداني على مستوى سطح المنجم مع تغيير في أبعاد الغرف لتقليل الانتقال الكلي.

أظهرت النتائج التي تم الحصول عليها أن الهندسة الحالية لغرف الاستغلال تشهد عمليات نزوح كلي عالية جداً، وبالتالي هناك حاجة ماسة إلى دراسة تقنية اقتصادية و عليه من الضروري اختيار أنسب طريقة استخراج للجسم الجنوبي لمنجم بوخضرة تحت الأرض مع الأخذ بعين الاعتبار تباين طبقات الصخور بين مراحل الاستغلال المختلفة، سيتم تطبيق طريقة جامعة كولومبيا البريطانية. العوامل التقنية، الاقتصادية والبيئية فضلت طريقة استخراج المنجمي باستخدام حفر على مستويات متعددة. تعرضت هذه الطريقة لإعادة التحليل لتغيير حجم الغرف، وذلك باستخدام الطريقة التجريبية -منحنى الاستقرار-. تم استخدام كود الحساب بلاكسيس الذي يعمل بطريقة العناصر المحدودة للتحقق من صحة نتائج الطريقة التجريبية.

الكلمات الرئيسية:

منجم تحت الأرض. منجم بوخضرة. حركة الأرض. طرق الاستغلال. طريقة جامعة كولومبيا البريطانية. منحنى الاستقرار. النمذجة العددية.

RESUME :

Les mouvements de terrain relatifs aux exploitations souterraines menées en gisement filonien sont principalement : les effondrements localisés et les affaissements. Ces types de désordre sont associés à la rupture de pilier couronne, de piliers transversaux ou de murs de chambre lorsque l'exploitation s'est développée. L'objectif principal de ce travail de recherche est de modéliser numériquement la méthode d'exploitation appliquée à la mine de Boukhadra pour évaluer à long terme les déformations des piliers et les déplacements de terrain en surface avec le redimensionnement des chantiers d'abattage pour réduire les déplacements totaux.

Les résultats obtenus montrent que la géométrie actuelle des chantiers donne des déplacements totaux très élevés, donc une étude technico-économique est requise. La sélection de la méthode d'extraction la plus appropriée pour le corps sud de la mine souterraine de Boukhadra (NE Algérie) est nécessaire. En prenant en compte la variation des litho-faciès entre les différents étages d'exploitation, la méthode de la British Columbia University (UBC) sera appliquée. Cependant, les paramètres techniques, économiques et environnementaux ont favorisé la méthode de Sous Niveaux Abattus. Cette méthode a été soumise à une analyse de redimensionnement de chantier, en utilisant la méthode empirique du graphe de stabilité. Le code de calcul par éléments finis Plaxis 2D a été utilisé afin de valider les résultats de la méthode empirique.

MOTS CLES :

Mine souterraine. Mine de Boukhadra. Mouvement de terrain. Méthodes d'exploitation. Méthode UBC. Graphe de stabilité. Modélisation numérique.

ABSTRACT:

Ground movements relating to underground mining operations in vein deposits are mainly: localized collapses and subsidence. These types of disorder are associated with crown pillar breakage, rib pillars, or chamber walls when development has occurred. The main objective of this research is to numerically model the exploitation method applied to the Boukhadra mine to evaluate the long-term pillar deformations and surface displacements at the surface with the resizing of the felling sites to reduce total displacements.

The results obtained showed that the current geometry of the sites given very high total displacements, therefore a technical-economic study is required. The selection of the most appropriate extraction method for the south body of the Boukhadra underground mine (NE Algeria) is necessary. Taking into account the variation of litho-facies between the different stages of exploitation, the method of the British Columbia University (UBC) will be applied. However, the technical, economic and environmental parameters favored the Sublevel Stopping method. This method was subjected to a site resizing analysis, using the empirical method of the stability graph. The 2D Plaxis finite element calculation code was used to validate the results of the empirical method.

KEYWORDS :

Underground mine. Boukhadra mine. Ground movement. Exploitation methods. UBC method. Stability graph. Numerical modeling.

SYMBOLES ET ABREVIATIONS

SYMBOLES :

A_m : affaissement maximum ;

γ_a : angle aval ;

γ_a : angle amont ;

Φ : pendage des couches ;

Θ : angle de déviation de l'affaissement maximum ;

α : l'angle à la base de cloche ;

α_f : le coefficient de forme de la cloche ;

D : le diamètre à la base de la cloche ;

f : le diamètre du fontis en surface ;

H : la profondeur de la carrière ;

O : l'ouverture exploitée ;

H : hauteur de chambre d'exploitation ;

F : coefficient de sécurité ;

R_u : la résistance ultime à la compression uni-axiale ;

σ_n : La contrainte verticale théorique ;

γ : est le poids volumique apparent du recouvrement ;

H : hauteur de recouvrement ;

τ : est la valeur du taux de défrètement ;

V_0 : volume initial des matériaux éboulés dans la carrière ;

F : coefficient de foisonnement du matériau ;

S : hauteur de montée de fontis ;

γ_{unsat} et γ_{sat} : Le poids volumique saturé et non saturé ;

E_{ref} : Module de Young ;

v: Coefficient de Poisson ;

ϕ : Angle de frottement ;

C_{ref}: Cohésion ;

Ψ : L'angle de dilatance ;

Ut_{tot}: déplacements totaux ;

Q': indice de classification NGI modifié ;

A: Facteur de stress ;

B: Facteur d'ajustement des joints ;

C: Facteur d'ajustement de la gravité ;

N' : Nombre de stabilité ;

H: profondeur ;

Ri : rayon de la base du cône d'éboulis.

ABREVIATIONS :

MEF: Méthode des éléments finis ;

MED: Méthode des éléments distincts ;

BK: Boukhadra ;

Fe_{moy} : Teneur moyenne ;

Fe₂O₃ : Formule chimique de fer hématite ;

B, C1, C2: Catégories de réserves ;

Fe: Minerai de fer ;

BK II: Carrière de BK 2 ;

RMR: Rock Mass Rating ;

UBC: The University of British Columbia ;

RSS: Rock substance Strength ;

RH: Rayon hydraulique ;

ZS : Zone Stable ;

TSS : Zone de Transition Sans Soutènement ;

SAS : Stable Avec Soutènement ;

TAS: Transition Avec Soutènement ;

ZI: Zone Instable ;

C-O: Ciel ouvert.

LISTE DES FIGURES :

CHAPITRE I :

Fig.1: Schémas synthétique des différents types d'accès des mines souterraines.....	5
Fig. 2: Méthodes d'exploitation souterrains.....	9
Fig. 3: schémas d'évolution d'un fontis.....	15
Fig.4: Une cuvette d'affaissement induit par l'exploitation minière.....	16
Fig.5: Principaux paramètres caractérisant une cuvette d'affaissement pour une couche inclinée.....	16
Fig. 6: Schémas de principe d'affaissement.....	16
Fig.7: Effondrement de la mine Bodovalle, Espagne.....	18
Fig.8: Fractures et de fissures au-dessus des anciens travaux miniers, Mine Kherzet Youssef (Sétif).....	19
Fig.9: Schéma de principe de la méthodologie de maîtrise des aléas.....	20
Fig.10: Mise en sécurité des anciennes exploitations souterraines par des méthodes de surveillance.....	21
Fig. 11: Instrumentation de surveillance.....	22
Fig. 12: Méthodes de renforcement.....	23
Fig. 13: Foudroyage des terrains par la méthode d'affaissement dirigé.....	23
Fig.14 : Remblayage directe par le fond avec des engins mécaniques.....	24

CHAPITRE II :

Fig.1: Caractéristiques géométriques de la cloche d'éboulement.....	28
Fig. 2: Dimensions types des carrières souterraines	29
Fig. 3: Nombre d'effondrements en fonction du rapport H/h.....	29
Fig. 4: Représentation schématique de la susceptibilité de montée de fontis dans le calcaire grossier de la région parisienne (calculée selon la règle du 1/15 e) en fonction des valeurs de H et h.....	30
Fig. 5: Schéma de principe et cotations adoptées pour la méthode de l'aire tributaire.....	31
Fig. 6: Schéma récapitulatif des contraintes appliquées à une dalle de toit.....	32

Fig. 7: Schéma explicatif du principe d'auto-comblement et des notations adoptées.....	35
Fig. 8: Courbe d'affaissement à la surface de l'exploitation.....	38
Fig. 9: Principe des méthodes analytiques.....	39
Fig.10: Le modèle numérique aux éléments finis de code Marc-Mentat (2010).....	41
CHAPITRE III :	
Fig.1: Carte de localisation de la zone d'étude.....	43
Fig.2: Carte géologique de la mine de Boukhadra.....	48
Fig.3: Colonne stratigraphique synthétique des monts du Mellègue.....	49
Fig.4: Schéma structural de l'autochtone des confins algéro-tunisiens.....	50
Fig.5: Types de minerai de Fer dans la mine de Boukhadra.....	52
Fig.6: Modélisation en 3D du gisement, réalisé par Amec (2011).....	53
Fig.7: Contacte Minerai/ Roches encaissantes-3 ^{ème} phase-.....	55
Fig.8: Courbes teneurs - tonnes représentatives des Axes Nord et Sud-Est.....	56
Fig.9: Courbes teneurs - tonnes représentatives de l'axe Principal.....	56
Fig.10: Continuité de la minéralisation, Elévation 1075 m, 4 ^{ème} étage.....	57
Fig.11: Plan général de la mine de Boukhadra (Amec 2011).....	57
Fig.12: Méthode d'exploitation appliqué.....	58
Fig. 13: Ouverture par galerie au jour, niveau 1105.....	59
Fig.14: Coupe longitudinale d'un chantier typique	60
Fig.15: Coupe transversale, chantier type.....	60
Fig. 16: Vue en plan, chantier type.....	61
CHAPITRE IV :	
Fig.1: Chantiers de l'Axe Principal, projection longitudinale (en regardant vers le Nord-Ouest).....	64
Fig.2 : Contraintes effectives moyenne.....	65
Fig.3: Déplacements totaux (Utot) -chambre unique-.....	66
Fig.4 : Déformation de terrain.....	67

Fig.5: Déplacements totaux (U_{tot}) -deux chambres et un pilier transversal-.....	67
Fig.6: Déformation volumétrique -deux chambres et un pilier transversal-.....	68
Fig.7: Déplacements totaux (U_{tot}) (deux chambres et pilier de couronne).....	69
Fig.8: Déplacements totaux (U_{tot}) -axe principal-.....	69
Fig.9: Points plastiques.....	70
Fig. 10: Effondrement de la mine de Boukhadra au-dessus des étages exploités.....	71
Fig. 11: Effondrement de la mine de Boukhadra (image satellitaire par Google Earth, May- 2020)....	71

CHAPITRE V :

Fig.1: Entrée des données (morphologie et teneur).....	75
Fig. 2: Entrée des données (RMR).....	75
Fig. 3: Entrée des données (RSS).....	75
Fig.4: Représentation graphique représente es résultats de Sélection.....	76
Fig.5: Disposition transversale ou longitudinale - Foudroyage -.....	79
Fig. 6: Paramètres de nombre de stabilité selon Diederichs & Kaiser (1996).....	80
Fig.7: Projection stéréographique représente les familles de discontinuité.....	81
Fig.8: projection stéréographique représente l'angle entre famille de discontinuité et le gisement.....	81
Fig. 9: Graphe de stabilité de marne jaune d'après NICKSON (1992).....	82
Fig.10 : Chantier typique.....	84
Fig. 11: Déplacements totaux –deux chambres et pilier de couronne-.....	85
Fig.12: Déplacements totaux –deux chambres et pilier transversal-.....	86
Fig.13: Déplacements totaux (U_{tot}) de l'axe principal.....	86
Fig. 14: Représentation graphique représente les déplacements totaux avant et après le redimensionnement.....	87
Fig.15: déplacements totaux après l'utilisation de remblayage de l'axe principal.....	88
Fig. 16: Représentation graphique représente les déplacements totaux avant et après le redimensionnement.....	88

LISTE DES TABLEAUX

CHAPITRE I :

Tab.1: Classification des méthodes d'exploitation d'après Hartman (1987).....	6
Tab.2: Classification des caractéristiques de terrain.....	13
Tab.3: Classement de la géométrie et de la distribution de teneur pour différents méthodes d'exploitation.....	14
Tab.4 : Classement de la note RMR pour différents méthodes d'exploitation.....	14
Tab. 5 : Classement de la note RSS pour différents méthodes d'exploitation.....	14
Tab.6: Cas d'affaissement et d'effondrement dans le bassin ferrifère Lorrain (France).....	17

CHAPITRE II :

Tab.1: Tableau indicatif de valeurs de coefficient de foisonnement.....	35
Tab.2: Synthèse des méthodes (empiriques, analytiques et numériques) de prévision des risques de fontis.....	37
Tab. 3: Formules mathématiques permettant de reproduire le profil de la déformation horizontale des terrains, ou d'en estimer la valeur maximale.....	39

CHAPITRE III :

Tab.1 : Réserves géologiques et exploitables de la mine.....	54
---	----

CHAPITRE V :

Tab.1: Masse volumique et résistance à la compression uni-axiale de minerai et roches encaissantes.	74
Tab.2: Les données de la mine de BOUKHADRA.....	75
Tab.3: Les résultats de Sélection.....	76
Tab.4: Classement des méthodes d'extraction en fonction des coûts d'exploitation relatifs.....	78
Tab.5: Le nombre de stabilité.....	81
Tab.6: Explication d'abréviation et de couleur.....	82
Tab.7: Rayon hydraulique max de chantier de la mine de Boukhadra.....	83
Tab.8: Le rayon hydraulique max pour : $H < 600$ m.....	83
Tab.9: Le rayon hydraulique max pour : $H > 600$ m.....	83
Tab.10: Dimensions des chantiers pour : $H < 600$ m.....	83
Tab.11: Dimensions des chantiers pour : $H > 600$ m.....	84
Tab. 12: Les déplacements totaux avant et après le redimensionnement.....	87

INTRODUCTION

GENERALE

INTRODUCTION GENERALE :

Les mouvements de terrain relatifs aux travaux miniers souterrains par chambres vides des gisements filoniens qui sont principalement : les effondrements localisés et les affaissements. Ces types de désordre sont associés à la rupture de pilier couronne, de piliers transversaux ou de murs de chambre lorsque l'exploitation se développe.

Le manuscrit de la thèse est bien rédigé et correctement structuré en cinq chapitres. Le contenu est bien illustré par des schémas, des courbes et des tableaux de résultats clairement présentés. Une bibliographie consistante et récente a été objectivement utilisée.

- Le premier chapitre synthétise une étude bibliographique consistante qui renferme une généralité sur l'exploitation souterraine, et sur les mouvements de terrains verticaux (affaissement et effondrement), les méthodes de prévention de terrain, avec une théorie des causes principales du mouvement de terrains liés aux travaux miniers souterrains dans le monde et dans l'Algérie
- Dans le deuxième chapitre l'impétrant s'est inspiré d'une méthodologie d'étude de la prévision des mouvements de terrain dans les mines souterraines (analytique, empirique, numérique) pour les fontis et les affaissements (sol et sous-sol);
- Le troisième chapitre synthétise les différentes études des reconnaissances géologiques, hydrogéologiques et les conditions minières de la mine de Boukhadra dans le but de déterminer les caractéristiques, le comportement de terrain et de réaliser un modèle type d'exploitation rationnel pour le cas de la mine étudiée.
- Le quatrième chapitre sera consacré à la modélisation numérique avec la méthode des éléments finis de l'axe principal du corps sud du gisement de Boukhadra pour prévoir les effets de l'exploitation souterraine sur la surface (sol et sous-sol) avec le code de calcul Plaxis.
- Le dernier chapitre sera destiné à la sélection de la méthode d'exploitation appropriée et au redimensionnement des chantiers où la méthode de nombre de stabilité sera utilisée.

Les objectifs principaux de ce travail de recherche sont de :

- a. Modéliser numériquement la méthode d'exploitation appliquée à la mine de BOUKHADRA pour évaluer à long terme les déformations des piliers et les déplacements de terrain en surface. Les résultats à prévoir par le logiciel PLAXIS 2D 8.5 nous permettront de quantifier en 2D la cuvette d'affaissement ;

- b. Choisir une méthode d'exploitation souterraine appropriée surtout après le changement lithologique des roches encaissantes avec le redimensionnement de la méthode que sera choisie ;
- c. Modéliser numériquement la méthode choisie par le code de calcul PLAXIS 2D.

I.1 INTRODUCTION :

Dans ce chapitre, nous allons présenter une généralité sur l'exploitation souterraine, une description technique concernant les méthodes d'exploitation de ce mode, recenser certaines techniques de sélection des méthodes d'exploitation et faire quelques rappels sur les mouvements de terrains verticaux (affaissement et effondrement) avec les méthodes de prévention de terrain.

I.2 GENERALITE SUR L'EXPLOITATION SOUTERRAINE :

Une fois qu'un corps minéralisé a été exploré et que des informations suffisantes ont été recueillies pour justifier une analyse plus approfondie, l'étape suivante consiste à choisir le mode d'exploitation le plus approprié pour le gisement. Le mode d'exploitation souterraine est utilisé lorsque l'extraction à ciel ouvert de minerai devient prohibitif (Rajni Kant et al, 2016).

On distingue trois étapes principales de l'exploitation souterraine (Chibka) :

- a- Ouverture du gisement (développement): consiste à creuser des ouvrages donnant l'accès au gisement à partir du jour. Il y a différents types d'accès selon la morphologie du site, se font par puits, galerie au jour, descenderie ou avec entrées en cavage (Fig. 1).
- b- Préparation des chantiers d'abattage : les travaux préparatoires sont destinés à partager le gisement en quartiers ou en éléments (étage, blocs, panneaux...etc.) ;
- c- Le dépilage du minerai : cette étape comprend plusieurs opérations telles que l'abattage, le marinage et le traitement des vides créés par l'exploitation.

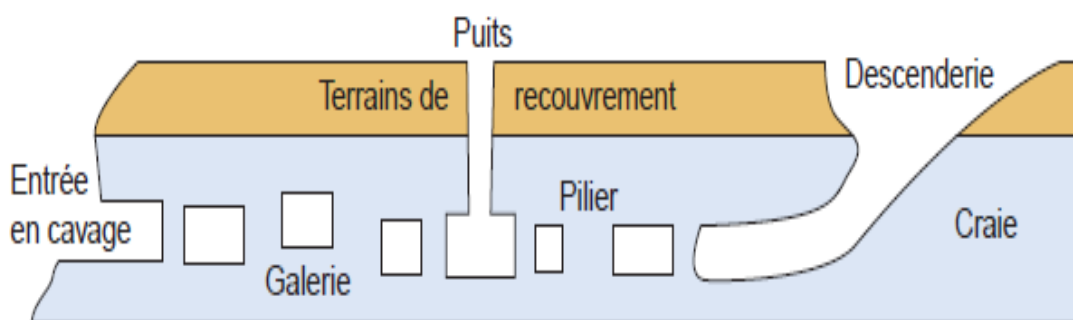


Fig. 1: Schémas synthétique des différents types d'accès des mines souterraines (Ifsttar, 2014).

Les méthodes d'exploitation souterraines sont classées par Hartman (1987) en trois grandes familles selon le type de soutènement (Tab. 1), les familles sont :

- a- Sans soutènement : Chambre et pilier, Sous niveaux abattus, Chambre magasin ;
- b- Avec soutènement : Coupe et remblai, Chambre charpentée ;
- c- Foudroyage : Sous niveaux foudroyés, Blocs foudroyés, Longue taille.

Tab. 1: Classification des méthodes d'exploitation d'après Hartman (1987).

Classification des méthodes d'exploitation	Sans soutènement	Chambre et pilier
		Sous niveaux abattus
		Chambre magasin
	Avec soutènement	Coupe et remblai
		Chambre charpentée
	Foudroyage	Sous niveaux foudroyés
		Blocs foudroyés
		Longue taille

I.3 DESCRIPTION DES METHODES D'EXPLOITATION SOUTERRAINE :

1- Chambre et pilier : est conçus pour l'extraction de gisement plats et d'épaisseur limitée. Cette méthode récupère la minéralisation dans des chantiers ouverts, laissant des piliers de minerai pour soutenir le toit. Pour récupérer le maximum de minerai, les mineurs visent à laisser les plus petits piliers possibles, car ceux-ci sont difficiles et coûteux à récupérer. Le toit doit rester intact et les boulons d'ancrage sont largement utilisés comme renfort rocheux. Les chambres et les piliers sont normalement disposés selon des motifs réguliers et peuvent être conçus avec des piliers circulaires, des piliers carrés ou des murs allongés séparant les chambres. Les gisements avec une grande hauteur verticale sont extraits en tranches horizontales, en commençant par le haut et en descendant graduellement (Fig. 2-a) (Atlas Copco, 2007).

2- Sous niveaux abattus (SNA) : Cette méthode est applicable aux grands corps minéralisés réguliers à fort pendage (où l'inclinaison du mur dépasse l'angle de repos) ayant un minerai et une roche compétents qui nécessitent peu ou pas de support et les limites régulières du minerai. SNA récupère le minerai dans de grands chantiers ouverts, qui sont normalement remblayés pour permettre la récupération des piliers. Le gisement est divisé en chantiers séparés, entre lesquels des sections de minerai sont réservées aux piliers pour soutenir le toit. Les piliers sont normalement en forme de poutres verticales, à travers le corps minéralisé. Des sections horizontales de minerai sont également laissées comme piliers de couronne (Fig. 2-b) (Atlas Copco, 2007; Haycocks et Aelick, 1992)

3- Chambre magasin : dans cette méthode le minerai est excavé en tranches horizontales, en partant du bas du chantier vers le haut. Une partie du minerai est laissée dans le chantier, pour servir de plate-forme de travail et pour soutenir les murs du chantier. La méthode de chambre magasin peut être utilisée pour les gisements avec: pendage incliné; limites régulières du minerai; les caractéristiques relativement stables du minerai et des parois latérales. Cette méthode peut être facilement appliquée à des zones de minerai aussi étroites que 1,2 m, mais peut également être utilisée avec succès dans des largeurs de minerai allant jusqu'à 30 m (Atlas Copco, 2007; Haptonstall, 1992).

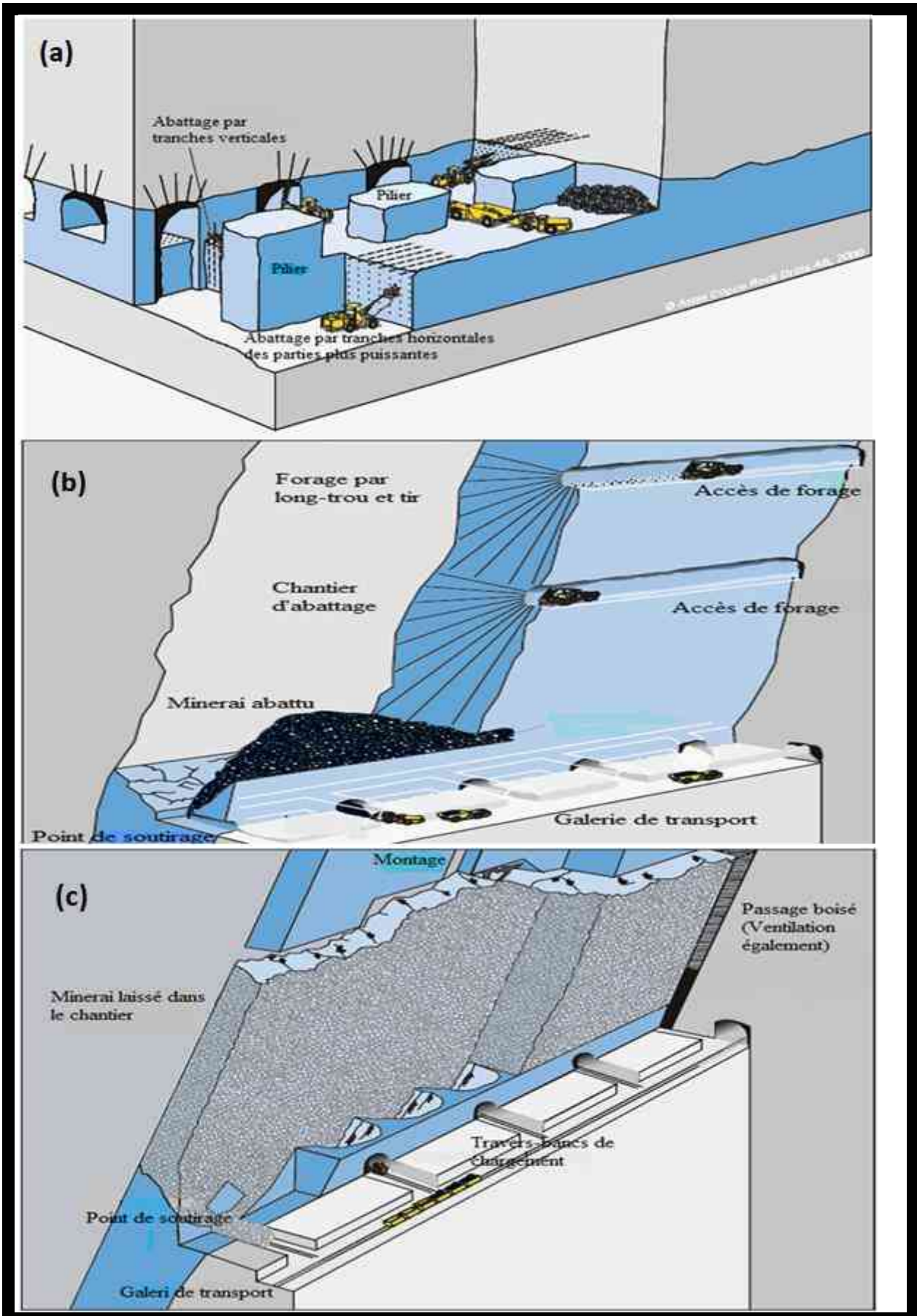
Le développement comprend : une galerie de transport et des coupes transversales pour le déblayage au fond du chantier; établissement de points de soutirage et de travers banc; une cheminée du niveau de transport passant par le travers banc au niveau principal, fournissant un accès de ventilation à la zone de travail. Le tas grossier de minerai dynamité empêche l'utilisation d'équipement mécanisé, ce qui rend la méthode coûteuse. Les conditions de travail sont donc dangereuses et une grande partie du minerai doit être stockée jusqu'à l'extraction finale (Fig. 2-c) (Atlas Copco, 2007).

4- Coupe et remblai : elle est appliquée à l'extraction de gisements filoniens à fort pendage, dans des strates ayant une stabilité bonne à modérée et une minéralisation à teneur relativement élevée. Elle offre une meilleure sélectivité que la méthode d'exploitation minière SNA, et elle est préférée pour les grands gisements de forme irrégulière et de minéralisation disséminée, où les sections à haute teneur peuvent être extraites séparément et la roche à faible teneur laissée dans les chantiers.

L'exploitation minière de coupe et remblai excave le minerai en tranches horizontales, à partir d'une tranche inférieure, en avançant vers le haut. Le minerai du chantier est foré, dynamité, chargé, enlevé et ensuite remblayé avec des résidus de l'usine de traitement, ou avec des roches stériles transportés par LHD à partir de levées de développement. Le remblai sert à la fois de support aux murs de chantier et de plateforme de travail lors de l'extraction de la tranche suivante. Avant le remplissage, les entrées de chantier sont barricadées et des tubes de drainage installés (Fig. 2-d) (Atlas Copco, 2007; Brackebusch, 1992).

- 5- Sous niveaux foudroyés (SNF)** s'adapte aux grands gisements, avec une forte inclinaison et une continuité en profondeur. Les galeries de niveau inférieur doivent être stables, ne nécessitant que des boulons d'ancrage. Selon la géométrie du corps minéralisé, cette méthode d'extraction se prête à des taux élevés de production de minerai. Le toit doit se fracturer et s'effondrer, en suivant la grotte. Le foudroyage nécessite une masse rocheuse où le gisement et les roches encaissantes se fracturent dans des conditions contrôlées. Comme l'extraction enlève la roche sans remblai, le toit continue de s'effondrer dans les vides. Le foudroyage continu est important pour éviter la création de cavités à l'intérieur de la roche, où un effondrement soudain pourrait provoquer un danger. Le SNF extrait le minerai à travers des sous-niveaux, qui sont développés dans le gisement à un espacement vertical régulier. Chaque sous-niveau présente une disposition systématique avec des galeries parallèles, le long ou à travers le gisement (Fig. 2-e) (Atlas Copco, 2007; Peter, 2011)
- 6- Blocs foudroyés** est une méthode d'exploitation à grande échelle applicable à des gisements massifs à faible teneur avec de grandes dimensions (sens vertical et horizontal) et une masse rocheuse de stabilité moyenne à faible (Hartman, 1987; Atlas Copco, 2007). Afin de fracturer et casser la masse rocheuse, le foudroyage des blocs est basé sur la gravité de la roche.

Le forage et le dynamitage requis pour la production de minerai sont minimes, tandis que le volume de développement est énorme. Les blocs de gisement peuvent avoir des superficies de plusieurs milliers de mètres carrés, et le développement peut devoir commencer jusqu'à 10 ans avant la production (Fig. 2-f) (Atlas Copco, 2007)



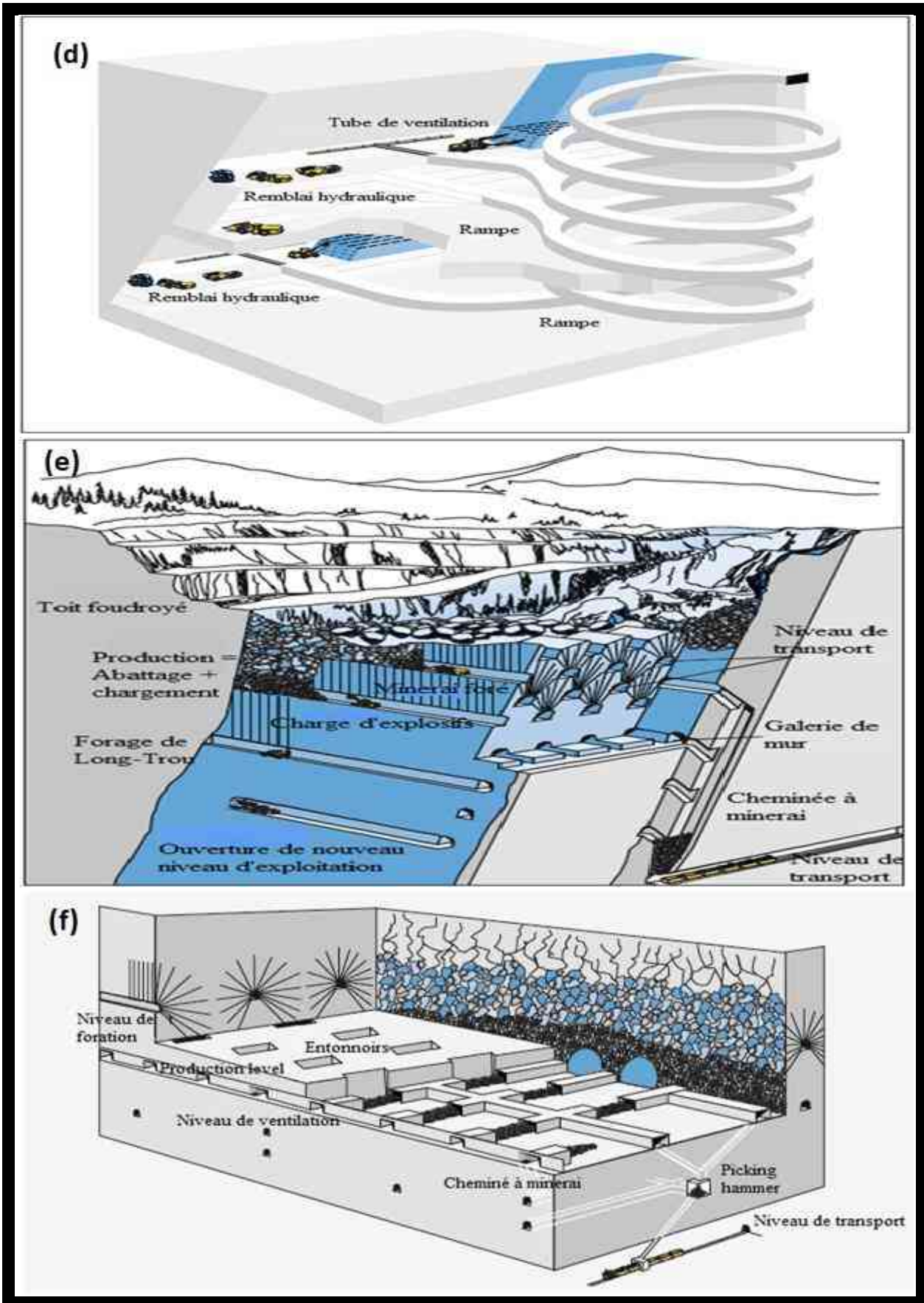


Fig. 2: Méthodes d'exploitation souterrains (Atlas Copco, 2007) -Traduit-

I.4 TECHNIQUES DE SELECTION DES METHODES D'EXPLOITATION SOUTERRAINE :

La sélection de la méthode d'exploitation appropriée a pour but d'extraire le minerai dans des conditions de travail favorables. Cependant, une décision inappropriée pourrait mettre en danger la vie du personnel et causer des dommages économiques irréparables (Jung et Topal, 2013; Dehghani, 2016).

Chaque gisement est unique en son genre et possède des propriétés distinctes, la décision de choisir la méthode d'exploitation doit correspondre aux caractéristiques du gisement considéré (Rajni Kant et al, 2016). Ainsi, il n'y a aucune méthode d'exploitation unique et appropriée pour un dépôt ; il existe généralement deux ou plusieurs méthodes possibles. Chaque méthode comporte certains problèmes inhérents. Par conséquent, la meilleure méthode est celle causant un minimum de problèmes (Nicholas, 1992). Dans ce processus, plusieurs paramètres contrôlables et incontrôlables doivent être pris en compte pour la sélection de la méthode d'exploitation, parmi lesquelles on cite : La géométrie de gisement, la qualité de la roche, la variabilité du minerai et les aspects économiques (Bakhtavar et al, 2009; Javanshirgiv et Safari, 2017).

Nombreux éminents scientifiques ont développé des méthodes de sélection tels que : Boshkov et Wright ; Morrison ; Laubscher ; Hartman ; Nicholas ; méthode UBC...etc.

- Le système proposé par **Boshkov et Wright (1973)** est l'un des premiers schémas de classification quantitative développé spécialement pour la sélection des méthodes d'exploitation souterraines. Ce système repose sur le principe que la possibilité d'exploitation minière à ciel ouvert est déjà éliminée. Les facteurs essentiels de sélection sont l'épaisseur du minerai, le pendage du minerai et la résistance du minerai et des épontes (Boshkov et Wright, 1973) (voir annexe I).

- Le système de classification proposé par **Morrison** en **1976** a divisé les méthodes d'exploitation souterraines en trois groupes qui sont : piliers de support rigide, l'affaissement contrôlée et système de foudroyage. La puissance de minerai et le type de soutènement sont les critères fondamentaux pour le choix rationnel de la méthode d'exploitation minière. (Morrison, 1976) (voir annexe I).

- Dans le système de **Laubscher (1981)**, le processus de sélection était fondé sur la classification de la masse rocheuse. Cette méthode ajuste les effets miniers prédits sur la base de la résistance de la masse rocheuse. Le projet de Laubscher est axé sur les méthodes

d'extraction par foudroyage et de chambre ouverte, et son principal objectif est la foudroyabilité. Plus récemment, Laubscher (1990) a modifié la classification pour relier son indice de masse rocheuse au rayon hydraulique (Laubscher, 1981; Laubscher, 1990; Hatman, 1992) (voir annexe I).

- **Hartman (1987)** a mis au point un processus de sélection des organigrammes pour définir la méthode d'exploitation, en fonction de la géométrie du gisement et des conditions au sol de la zone minéralisée. Hartman admet que la méthode est qualitative et devrait être utilisée comme approche de premier passage. Cette classification comprend les méthodes de surface et souterraines, le charbon et les roches dures (Hartman, 1987) (voir annexe I).

- La méthode de **Nicholas (1981)** est une procédure qui met en œuvre une approche numérique pour évaluer différentes méthodes d'exploitation basée sur le classement des paramètres d'entrée particuliers qui sont les caractéristiques physiques et géologiques du gisement et des roches encaissantes. Les scores vont de 0 à 4 où 4 étant le plus approprié. Si une méthode d'exploitation minière est systématiquement éliminée, elle marque -49. L'addition de tous les scores donnera un résultat final. Les classements les plus élevées étant les méthodes d'exploitation les plus favorables. Une modification récente du système de Nicholas (1981) est la pondération des paramètres influençant l'opération de sélection et qui sont : la géométrie du minerai, la zone du minerai et les épontes (Peskens, 2013; Nicholas, 1981) (voir annexe I).

- La méthode de l'université de la Colombie-Britannique dite **méthode UBC** élaborée par Miller et al (1995) est une procédure de sélection qui implique le classement et l'addition des valeurs numériques liées aux caractéristiques de terrain. Cette méthode est une modification empiriquement dérivée de l'approche de Nicholas. La méthode UBC n'est qu'une analyse préliminaire identifiant les méthodes d'exploitation les plus favorables (Miller et al, 1995) (Tab. 2-5).

Tab. 2: Classification des caractéristiques de terrain (Miller et al, 1995).

1) Forme / Largeur Générale	
Équi-dimensionnelle:	Toutes les dimensions sont du même ordre de grandeur
Filon-Couche:	Deux dimensions sont plusieurs fois l'épaisseur, qui ne dépasse généralement pas 35m
Irrégulier:	les dimensions varient sur de courtes distances
2) Épaisseur du minerai	
Très Étroit	<3m
Étroit	3-10 m
Intermédiaire	10-30 m
Epais	30-100 m
Très Épais	> 100 m
3) Pendage	
Plat	< 20 °
Intermédiaire	20°-55°
Incliné	> 55°
4) Profondeur sous la surface	
Peu profond	0-100 m
Intermédiaire	100-600 m
Profond	> 600 m
5) Distribution de la Teneur	
Uniforme:	La teneur en tout point du gisement ne diffère pas de façon significative de la teneur moyenne pour ce gisement.
Graduel:	Les teneurs ont des caractéristiques zonales, et les teneurs changent progressivement de l'une à l'autre.
Irrégulier:	Les valeurs de teneur changent radicalement sur de courtes distances et ne présentent pas de modèle perceptible dans leurs changements.
6) Rock mass ratings (RMR):	
Très Faible	0-20
Faible	20-40
Moyen	40-60
Fort	60-80
Très Fort	80-100
7) Rock substance strength (RSS): (Résistance à la compression Uni-axial/Contrainte principal)	
Très Faible	< 5
Faible	5-10
Moyen	10-15
Fort	15-20

Tab. 3: Classement de la géométrie et de la distribution de teneur pour différents méthodes d'exploitation (Miller et al, 1995).

Méthodes d'exploitation	Forme			Inclinaison			Puissance					Teneur			Profondeur		
	Éq	C/F	I	P	Int	Inc	TÉ	É	Int	Ép	TÉp	U	G	I	PP	Int	P
Ciel ouvert	4	2	3	3	3	1	1	2	3	4	4	3	3	2	4	0	-49
Blocs foudroyés	4	2	0	3	2	4	-49	-49	0	3	4	3	2	2	2	3	3
Sous niveaux abattus	3	4	1	2	1	4	-10	1	3	4	3	4	4	3	3	4	2
Sous niveaux foudroyés	3	4	1	1	1	4	-49	-49	0	4	4	3	2	2	3	2	2
Longue taille	-49	4	-49	4	0	-49	4	3	0	-49	-49	4	1	0	2	2	3
Chambre et pilier	0	4	2	4	0	-49	4	3	1	-49	-49	4	2	0	3	3	2
Chambre magasin	0	4	2	-49	0	4	4	4	0	-49	-49	3	2	2	3	3	2
Coupe et remblai	1	4	4	1	3	4	3	4	4	1	0	2	3	4	2	3	4
Tranche descendante foudroyée	1	2	0	4	2	0	1	1	0	2	1	2	1	1	2	1	1
Chambre charpentée	0	1	4	2	3	2	4	3	2	0	0	0	1	3	1	1	2

Éq : Équidimensionnel P : Plat TÉ : Très étroit U : Uniforme PP : peu profond
 C/F : Couche ; filon Int : Intermédiaire É : Étroit G : Graduel Int : Intermédiaire
 I : Irrégulier Inc : Incliné Int : Intermédiaire I : Irrégulier P : Profond
 Ép : Épais
 TÉp : Très épais

Tab. 4: Classement de la note RMR pour différents méthodes d'exploitation (Miller et al, 1995).

Méthodes d'exploitation	Gisement					Toit					Mur				
	TFB	FB	M	F	TF	TFB	FB	M	F	TF	TFB	FB	M	F	TF
Ciel ouvert	3	3	3	3	3	2	3	4	4	4	2	3	4	4	4
Blocs foudroyés	4	3	2	0	-49	3	3	3	2	2	3	3	3	2	2
Sous niveaux abattus	1	3	4	4	4	-49	0	3	4	4	0	0	2	3	3
Sous niveaux foudroyés	3	4	3	1	0	4	4	3	2	2	1	2	3	3	3
Longue taille	6	6	4	2	2	6	5	4	3	3	-	-	-	-	-
Chambre et pilier	-49	0	3	5	6	-49	0	3	5	6	-	-	-	-	-
Chambre magasin	0	1	3	3	3	0	0	2	4	4	0	0	2	3	3
Coupe et remblai	0	1	2	3	3	3	5	4	3	3	3	3	2	2	2
Tranche descendante foudroyée	3	2	1	1	0	0	0	2	3	3	0	0	1	2	2
Chambre charpentée	4	4	1	0	0	4	4	1	0	0	3	1	0	0	0

TFB : Très faible FB : Faible M : Moyen F : Fort TF : Très fort

Tab. 5 : Classement de la note RSS pour différents méthodes d'exploitation (Miller et al, 1995).

Méthodes d'exploitation	Gisement				Toit				Mur			
	TF	FB	M	F	TF	FB	M	F	TF	FB	M	F
Ciel ouvert	4	3	3	3	3	3	4	4	3	3	4	4
Blocs foudroyés	4	2	1	0	4	3	2	0	4	3	2	1
Sous niveaux abattus	0	2	4	4	0	1	4	5	0	1	3	3
Sous niveaux foudroyés	2	3	3	2	4	3	2	1	1	2	2	2
Longue taille	6	5	2	1	6	5	2	2	-	-	-	-
Chambre et pilier	0	0	3	6	0	0	2	6	-	-	-	-
Chambre magasin	0	1	3	4	0	1	3	4	0	2	3	3
Coupe et remblai	0	1	3	3	3	5	4	2	1	3	2	2
Tranche descendante foudroyée	3	2	1	0	3	2	2	2	2	2	1	1
Chambre charpentée	4	3	1	0	4	2	1	0	3	2	0	0

TFB : Très faible FB : Faible M : Moyen F : Fort

I.5 LES MOUVEMENTS DE TERRAIN :

Un mouvement de terrain est un déplacement, plus ou moins brutal, du sol ou du sous-sol sous l'effet d'influences naturelles ou anthropiques. Ce phénomène comprend diverses manifestations, lentes ou rapides. Les mouvements de terrain peuvent entraîner un remodelage des paysages (Medd, 2004).

Les mouvements de terrain comportent deux grandes familles qui sont les mouvements de pente (Ecoulements rocheux, glissements et les coulées) et les mouvements verticaux (les affaissements et les effondrements) (Martin, 2006).

L'instabilité des vides crée change le comportement du sol autour de la cavité, jusqu'en surface, par conséquent, la contrainte du sol est redistribuée cela engendre le déplacement qui se manifeste, donc il y a deux catégories de mouvements (Hor, 2012) :

a- Effondrement localisé – le fontis :

''On appelle fontis une instabilité localisée qui s'initie par l'éboulement du toit d'une cavité souterraine d'assez faible extension et située à faible profondeur'' (Fig. 3). (Kazmierczak et Al Heib, 2008).

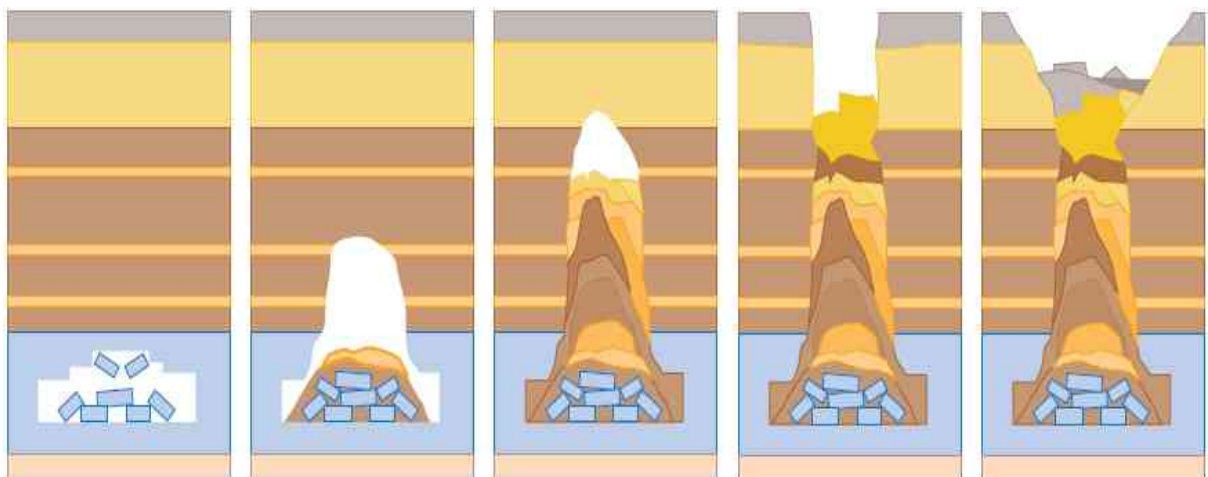


Fig. 3: Schémas d'évolution d'un fontis (Ifsttar, 2014).

b- Affaissement :

L'affaissement entraîne une déformation progressive des terrains, établissant une dépression topographique sans rupture cassante importante. Il se développe souvent sous forme d'une cuvette (Fig. 4-6) (Hor, 2012).

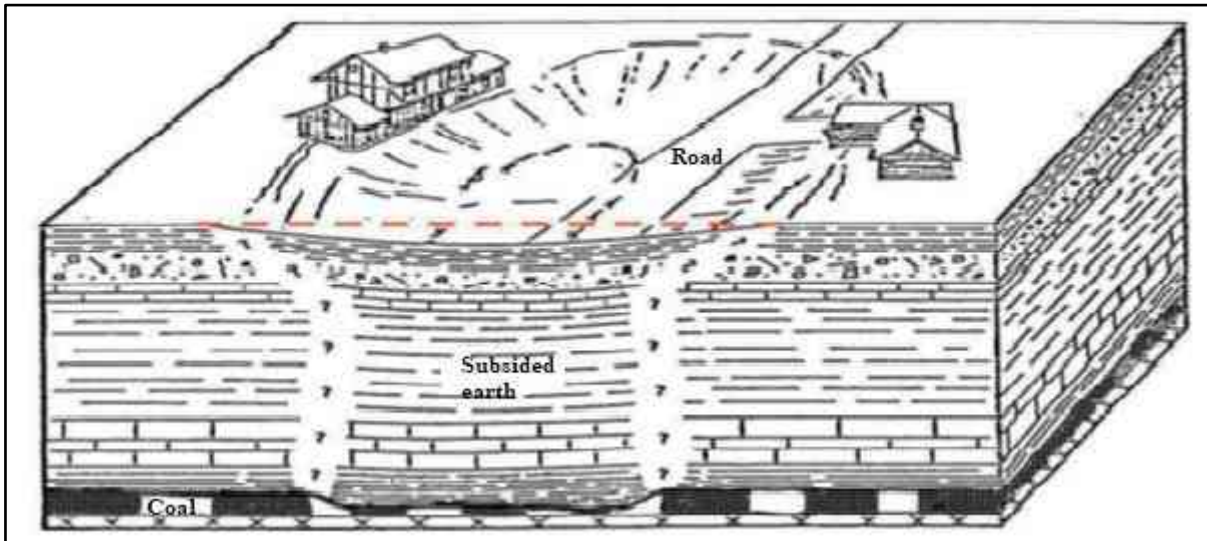


Fig. 4: Une cuvette d'affaissement induit par l'exploitation minière (Hor, 2012).

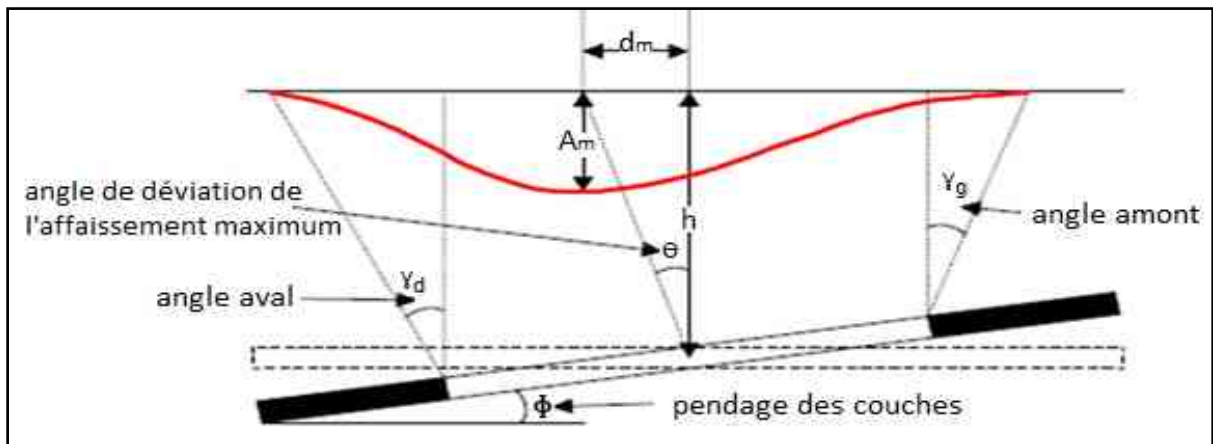


Fig. 5: Principaux paramètres caractérisant une cuvette d'affaissement pour une couche inclinée (Renaud, 2004).

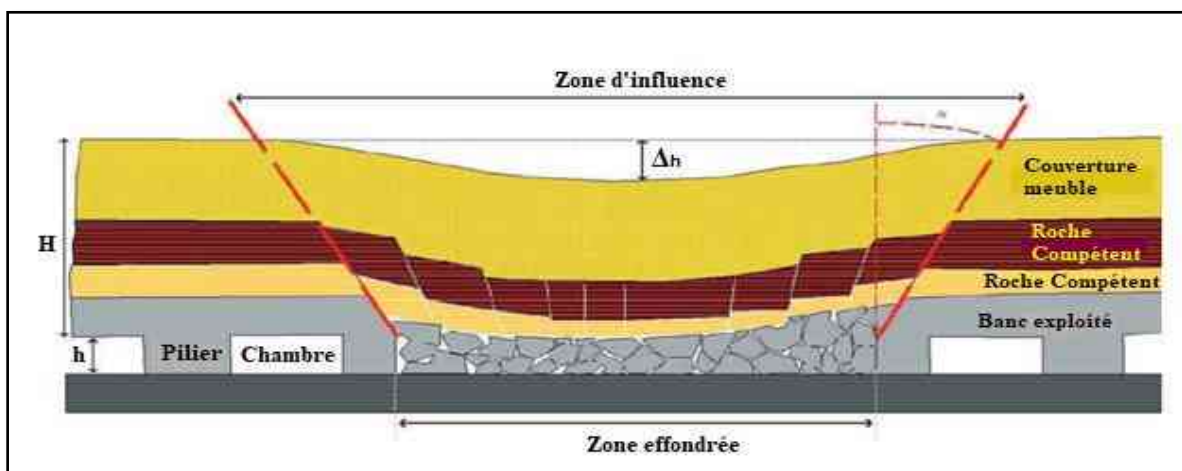


Fig. 6: Schémas de principe d'affaissement (Ifsttar, 2014).

b-1 Affaissement dus aux exploitations par foudroyage :

Il y a quelques méthodes d'exploitation qui se basent sur le foudroyage tel que la méthode de longue taille, blocs foudroyés et sous niveaux foudroyés où les vides créés ont été remplis par l'éboulement des terrains sus-jacents et par le foisonnement, des affaissements s'engendrent en surface. Ces affaissements se stabilisent après quelques années (Nekache, 2012).

b-2 Affaissement dus aux exploitations par remblayage :

Les méthodes d'exploitation qui s'exécutent avec le remblayage des vides tels que la méthode de Coupe et remblai, les vides souterrains résiduels sont très réduites. Il n'est pas totalement exclu que s'engendre un tassement ultérieur du remblayage (Nekache, 2012).

c- Affaissement dans les anciennes mines :

Les affaissements et les effondrements qui ont affecté le bassin ferrifère lorrain sont représentés dans le tableau 6 (Nekache, 2012), l'effondrement de la mine Bodovalle, Espagne sera présenté dans la figure 7.

Tab.6 : Cas d'affaissement et d'effondrement dans le bassin ferrifère Lorrain (France) (Nekache, 2012).

N°	Concession	Site/Mine	Type de phénomène
1	Joeuf	Joeuf	Affaissement après dépilage
2	De Wendel (156)	Moyeuve	Affaissement après dépilage
3	Moutiers	Moutiers	Affaissement dû au dépilage en 2 ^{ème} couche (grise)
4	Joudreville	Joudreville	Affaissement après dépilage
5	Hettange-Grande	Hettange-Grande	Affaissement après dépilage
6	François	Pirreuse	Affaissement dû au dépilage en deuxième couche (Brune)
7	Montrouge	CD15	Affaissement dû au dépilage en première et deuxième couche
8	Auboué - Moineville	Cité de Gorcy	Affaissement dû au dépilage en deuxième couche (grise)
9	Piennes	Piennes	Affaissement après dépilage
10	Saint-Pierremont	Saint-Pierremont	Affaissement après dépilage
11	Droitaumont	Jarny	Affaissement
12	Aumetz	Errouville	Affaissement
13	Auboué - Moineville	Cité de Coinville	Affaissement
14	Auboué - Moineville	Rue de Metz	Affaissement
15	Auboué - Moineville	Moutiers haut	Affaissement
16	Roncourt	Cité St-Joseph	Affaissement
17	Sainte-Marie aux Chènes	Ida	Effondrement brutal
18	Rochonvillers	Rochonvillers	Effondrement brutal



Fig. 7 : Effondrement de la mine Bodovalle, Espagne (Oyanguren et Laín, 2003).

➤ **Mine de Kherzet Youssef –Algérie :**

La mine de Kherzet Youssef située à 50 km de la ville de Sétif est célèbre par l'exploitation du minerai de plomb et de zinc. En juin de l'année 1990, la mine a connu une inondation d'une grande ampleur, qui est due à un coup d'eau causé par une éruption instantanée d'un aquifère alimenté des eaux confinées, situé à l'ouest de la faille de Kherzet-Youssef caractérisée par la présence de quartz et par une forte fissuration due à une tectonique locale, a entraîné le noyage total de la mine, la mort de 19 mineurs et l'arrêt définitif de l'exploitation. Après quinze ans de fermeture de la mine, des fractures et de fissures ont été regardées au-dessus des anciens travaux miniers (Fig. 8) (Boukelloul, 2007).

➤ **Mine de Boukhadra – Algérie (Ancien travaux d'exploitation) :**

La mine de Boukhadra est connue par l'exploitation du minerai de fer par les deux modes d'exploitation (Ciel ouvert + Souterraine), cette mine a connu de nombreux cas d'instabilité, qui sont due aux travaux miniers souterrains (plus de détails dans le chapitre IV).



Fig. 8 Fractures et de fissures au-dessus des anciens travaux miniers, Mine Kherzet Youssef-Sétif (Boukelloul, 2007).

I.6 METHODES DE PREVENTION :

Il y a plusieurs méthodes de prévention et le choix de la méthode la plus appropriée repose sur une alternative fondamentale à caractère technique et économique : traiter, surveiller ou déplacer les enjeux (Fig. 9) (Tritsch, 2007)

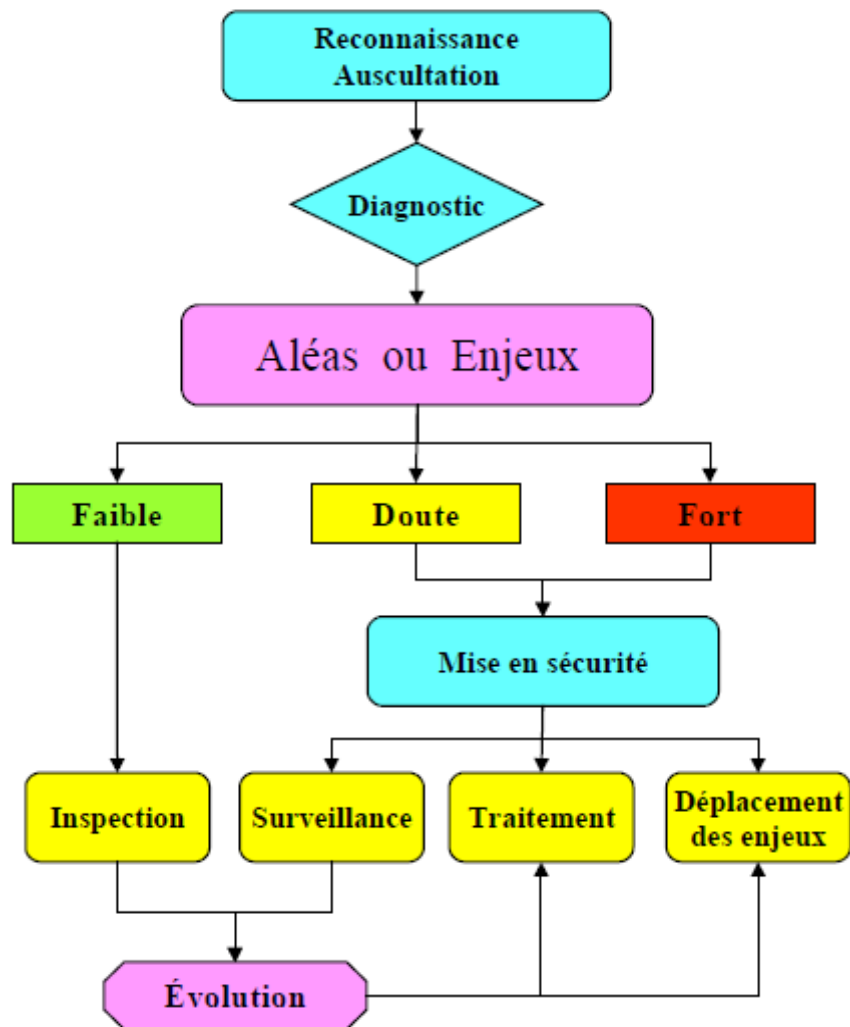


Fig. 9: Schéma de principe de la méthodologie de maîtrise des aléas (Tritsch, 2007).

➤ **Inspection et surveillance :**

Les techniques d'inspection ou de surveillance ont pour but de suivre l'évolution des mouvements de terrain et de prendre les mesures de sécurité conservatoires qui s'imposent en cas d'instabilité avérée (Fig. 10) (Tritsch, 2007).

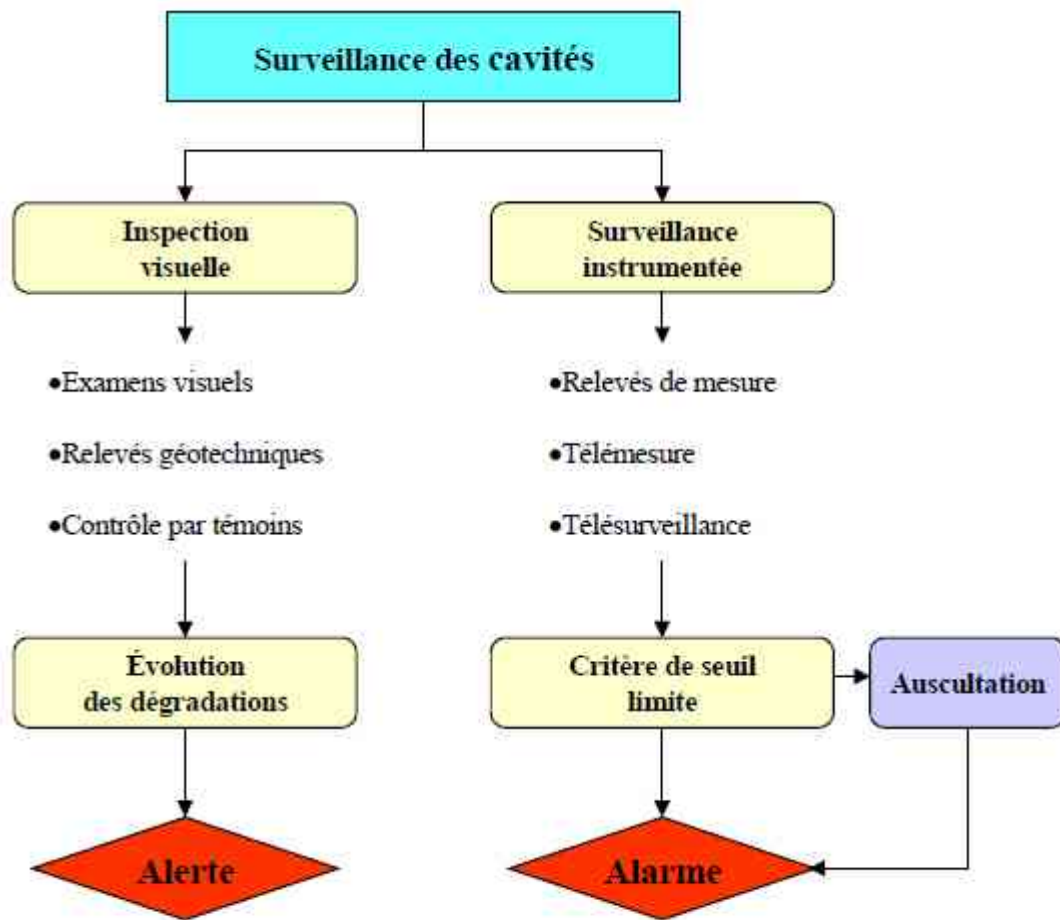


Fig. 10 Mise en sécurité des anciennes exploitations souterraines par des méthodes de surveillance (Tritsch, 2007).

➤ **Inspection visuelle :**

Cette méthode d'investigation simple, rapide et économique permet de signaler, avant leur aggravation, les désordres affectant certains ouvrages. Cette surveillance peu coûteuse peut s'accompagner d'observations réalisées à partir de témoins (plâtre par exemple) posés en travers de fissures mécaniques, ou à partir de relevés d'indices comme les chutes de blocs (grâce à des moyens de repérage tels que la peinture projetée). Particulièrement basée sur l'observation, cette méthode destinée pour l'évolution lent de l'instabilité (Collet et al, 2003).

➤ **Surveillance instrumentée :**

La mise en place de dispositifs et d'appareillages de mesure peut s'opérer de différentes façons selon les besoins économiques et pratiques, on peut citer les moyens de mesure suivants : les extensomètres, les fissuromètres, les convergencemètres (Fig. 11) (Collet et al, 2003).

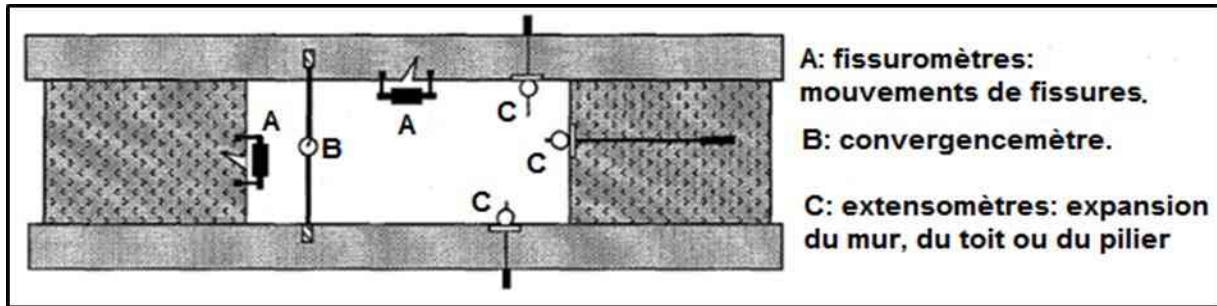


Fig. 11: Instrumentation de surveillance (Tritsch, 1995).

I.7 TECHNIQUES DE TRAITEMENT DES VIDES :

➤ Méthodes de protection passives :

Les techniques de protection passives ont pour principal objectif d'adapter l'occupation du sol aux dégradations prévisibles résultant de l'évolution des vides souterrains. Elles s'appliquent notamment au cas de galeries inaccessibles ou jugées telles en raison de conditions de sécurité inacceptables (Collet et al, 2003).

Il y a plusieurs techniques tels que :

- Renforcements de structure ;
- Renforcements en sous-œuvre ;
- Fondations profondes ;
- Adaptation des réseaux et des voiries.

➤ Méthodes de protection actives (techniques de renforcement ponctuel) :

Les techniques de traitement par renforcement ponctuel des sites accessibles que l'on veut conserver ouverts consistent à rétablir une stabilité suffisante à moyen terme des sites souterrains au travers de la mise en œuvre, par le fond, de traitements ou de renforcements, tout en conservant les espaces en quasi-totalité (Fig. 12). La mise en place de ces techniques est sujette, à l'exception des piliers artificiels injectés depuis la surface, à deux conditions essentielles : l'accessibilité du site souterrain et les conditions de sécurité et de stabilité des ouvrages (Collet et al, 2003).

Deux principes généraux guident ces méthodes (Collet et al, 2003) :

- Il faut améliorer la tenue ou l'état des ouvrages dégradés par des techniques de confinement visant à augmenter les caractéristiques intrinsèques du matériau : boulonnage, cerclage, ceinturage, béton projeté, etc.

- Il faut augmenter la portance par des techniques de reprise des efforts qui ont pour but de soulager la structure d'ensemble : piliers artificiels, ceinturage-cerclage avec élargissement du pilier.

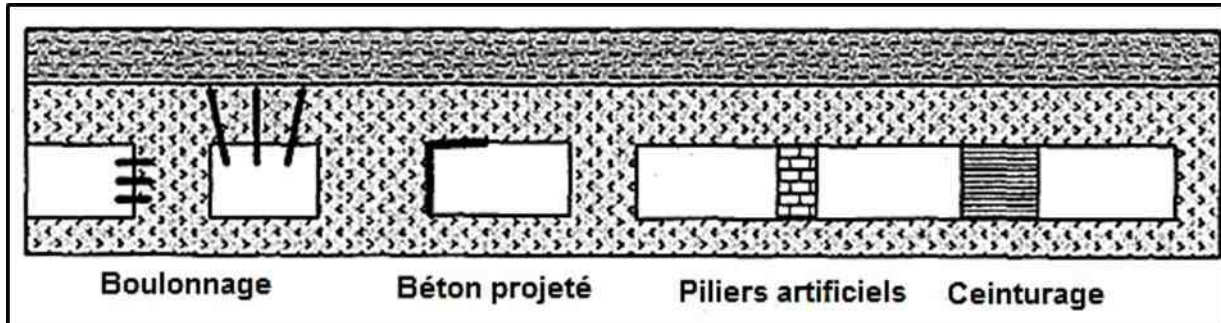


Fig. 12: Méthodes de renforcement (Collet et al, 2003)

➤ **Suppression des vides par foudroyage :**

Cette technique consiste soit à décaisser, soit à supprimer les vides souterrains par abattage des terrains de couverture ou des piliers des carrières (Fig. 13). On distingue essentiellement la méthode par comblement-terrassement et celle par foudroyage contrôlé des piliers (Tritsch, 2007).

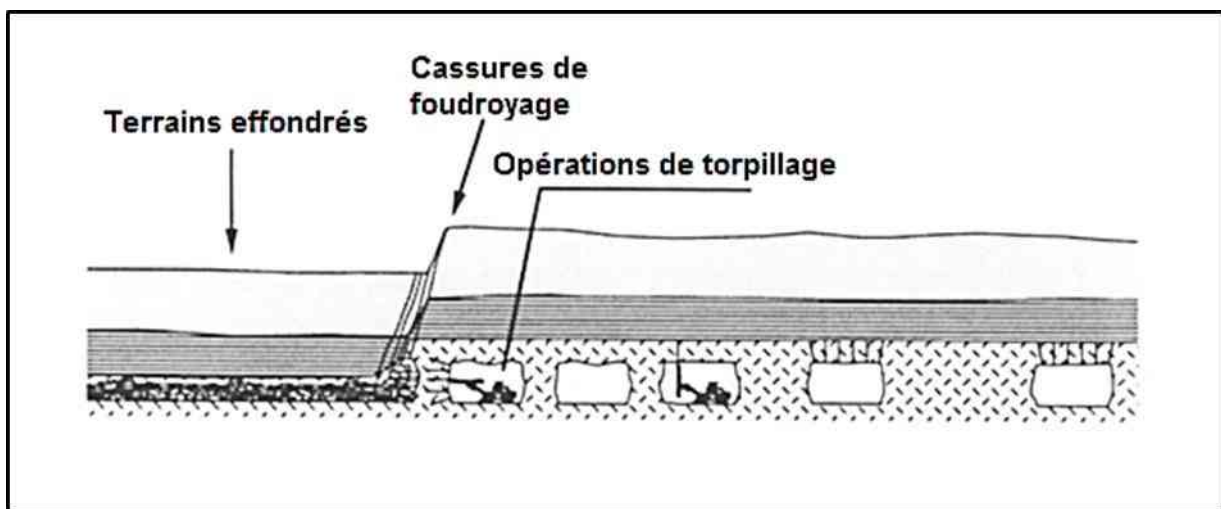


Fig. 13: Foudroyage des terrains par la méthode d'affaissement dirigé (Tritsch, 2007)

➤ **Suppression des vides par remblayage :**

Dans le cas de carrières souterraines abandonnées, les méthodes de remblayage sont préférentiellement utilisées lorsqu'il est nécessaire d'éliminer les risques susceptibles de provoquer des dommages sur l'environnement (Fig. 14), lorsque les solutions de traitement par confortement des ouvrages souterrains ne sont pas retenues pour des raisons pratiques ou économiques (Tritsch, 2007).



Fig. 14: Remblayage directe par le fond avec des engins mécaniques (Tritsch, 2007)

Les méthodes de comblement les plus classiques sont les suivantes (Tritsch, 2007):

- Le remblaiement partiel, par la méthode la plus simple;
- Le remblaiement direct à partir du fond, par engins mécanisés;
- Le remblaiement gravitaire par simple déversement depuis la surface;
- Le remblaiement par injections de mortiers ou de coulis (sous pression).

Le choix de la méthode est déterminé à partir d'études (faisabilité technique, faisabilité technico-économique et socio-économique) dont les principaux paramètres sont (Tritsch, 2007):

- Les conditions d'accessibilité au fond et de sécurité du personnel opérateur ;
- Les caractéristiques géométriques des cavités souterraines et l'estimation du volume des vides (difficile dans le cas de terrains déconsolidés ou effondrés) ;
- Les conditions opératoires (profondeur, topographie, environnement urbain ou boisé, etc.) ;
- Les matériaux disponibles, les moyens de transports adaptés, les possibilités de stockage, les à-coups de production ou d'approvisionnement ;

- La destination de la surface, les projets d'urbanisme, la valorisation du sol ;
- Les aspects financiers ;
- La densité de population, le mode d'urbanisation ;
- Les aspects sociologiques, économiques ou administratifs ;
- L'impact sur l'environnement.

I. 8 CONCLUSION :

Dans ce chapitre, nous avons abordé des généralités sur l'exploitation souterraine avec une description des méthodes d'exploitation souterraine, des techniques de sélection des méthodes d'exploitation souterraine, des généralités sur les mouvements de terrains verticaux (affaissement et effondrement) et les méthodes de prévention de terrain.

II.1 INTRODUCTION :

On rappelle dans ce chapitre quelque méthode de prévision des mouvements de terrain (empiriques, analytiques et numériques) pour les fontis et les affaissements. Ces mouvements de terrain relatif à l'existence des travaux miniers souterrains qui produit des désordres au niveau des chantiers d'abattage (et peuvent atteindre jusqu' à la surface).

II.2 EVALUER LES MOUVEMENTS EN SURFACE

Il existe trois catégories fondamentales de méthodes de prévision des mouvements de surface pour le cas des fontis (Kazmierczak et Al Heib, 2008):

- Les méthodes empiriques ;
- Les méthodes analytiques ;
- Les méthodes numériques.

Les méthodes analytiques et numériques (méthodes calculatoires) permettant d'approcher quantitativement la stabilité d'un secteur ou d'un élément porteur de la carrière (Ifsttar, 2014).

➤ II.2.1 Méthodes empiriques :

Les observations et l'analyse des cas rencontrés permettent d'établir des formules empiriques ou semi-empiriques afin d'évaluer la probabilité d'effondrement du cas traité. En général, les diagnostics correspondants permettent de déterminer la forme de la cloche d'éboulement à partir de données statistiques, par une forme comme celle donnée par Vachat⁹ (1982) pour les carrières de Calcaire Grossier du Bassin Parisien (Fig. 1). L'estimation des caractéristiques de la forme de la cloche d'éboulement concerne généralement (Kazmierczak et Al Heib, 2008):

- l'angle (a) à la base de cloche ;
- le coefficient de forme (af) de la cloche (l'angle (a) et le coefficient (af) permettent de tracer l'allure de la cloche) ;
- le ratio (D/f) entre le diamètre (D) à la base de la cloche et le diamètre (f) du fontis en surface;
- de donner une valeur approximative limite de la hauteur maximale du recouvrement, ou du ratio entre la profondeur de la carrière et l'ouverture exploitée (H/O). Au-delà de cette valeur, le risque d'apparition de fontis resterait très faible.

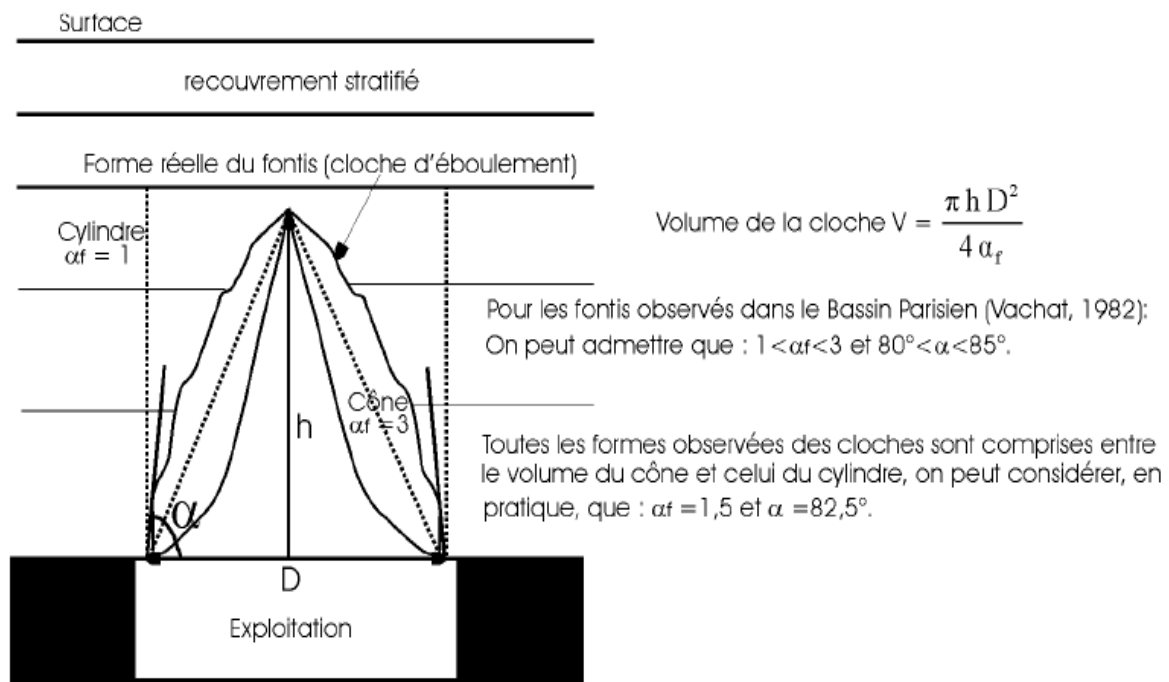


Fig.1: Caractéristiques géométriques de la cloche d'éboulement (Kazmierczak et Al Heib, 2008).

Les éléments de prévision de la forme de cloche d'éboulement (l'angle (α), le coefficient de forme (α_f) ou le ratio (D/f)) dépendent des propriétés géo-mécaniques et de la géométrie des vides dans chaque zone étudiée. Dans certains cas, correspondant à des contextes géologiques complexes (présence de failles, eaux souterraines...), ces méthodes donnent des résultats très incertains, car ces facteurs ne sont pas explicitement pris en compte (Kazmierczak et Al Heib, 2008).

- **Les montées de fontis (règle du 1/15 e) :**

J .C Vachat (1982) a analysé de nombreux effondrements survenus au droit des carrières de la région parisienne. Les analyses montrées que l'absence d'effondrement ponctuel (fontis) lorsque l'épaisseur de recouvrement (H) dépasse 15 fois la hauteur (h) du vide en carrière (calcaire grossier) (Fig. 3), Dimensions types des carrières souterraines sont montrés dans la Figure 2 (Ifsttar, 2014).

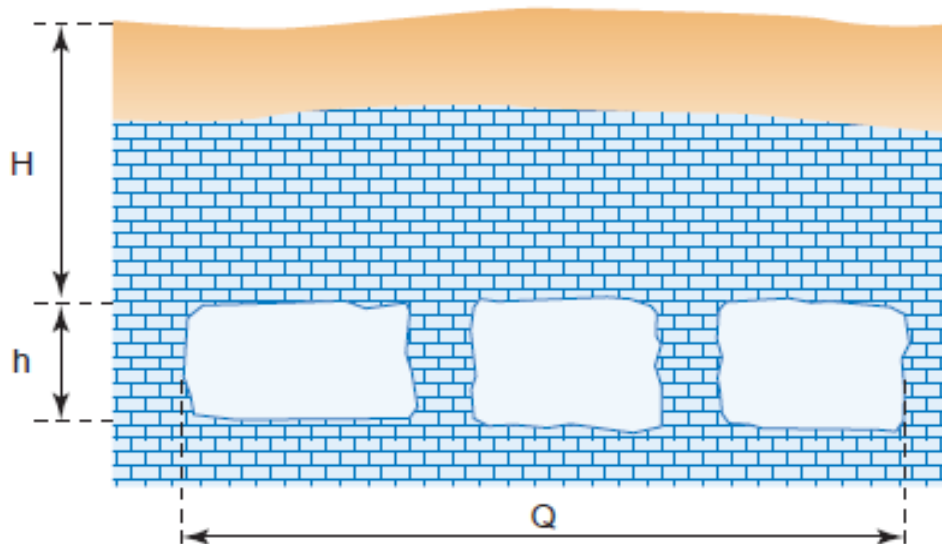


Fig. 2: Dimensions types des carrières souterraines (Ifsttar, 2014).

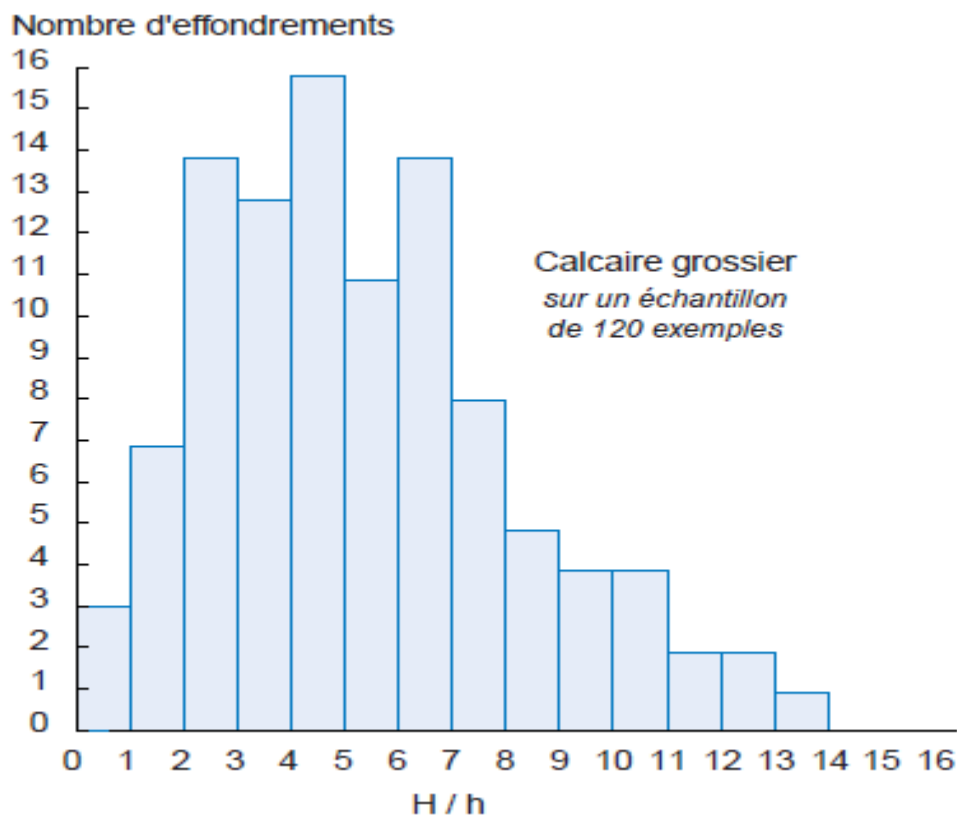


Fig. 3: Nombre d'effondrements en fonction du rapport H/h (Vachat, 1982).

Cette analyse empirique a été vérifiée analytiquement par Vachat. Il permet notamment d'approcher la susceptibilité d'apparition de fontis dans les carrières, lorsque l'épaisseur de recouvrement varie (Fig. 4) (Ifsttar, 2014).

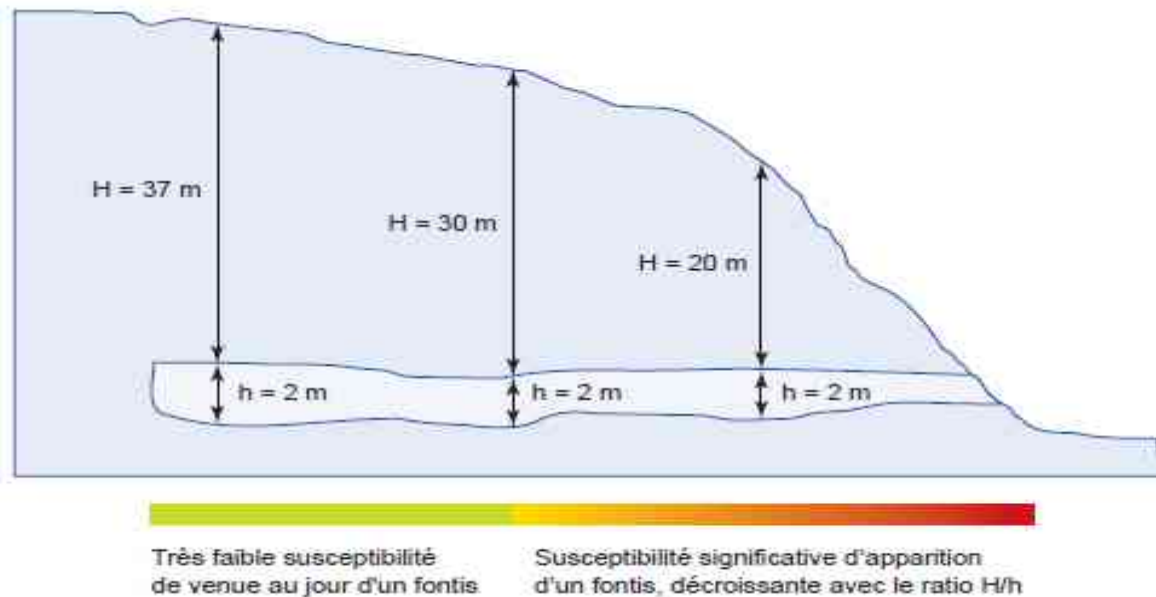


Fig. 4: représentation schématique de la susceptibilité de montée de fontis dans le calcaire grossier de la région parisienne (calculée selon la règle du 1/15 e) en fonction des valeurs de H et h (Ifsttar, 2014).

➤ II.2.2 Méthodes analytiques

Ces méthodes sont en fondées sur la mécanique des milieux continus élastiques ou élasto-plastiques. Elles peuvent aussi s'appuyer sur la capacité d'auto-comblement géométrique des cavités. (Kazmierczak et Al Heib, 2008)

Les méthodes analytiques de prévision de l'apparition de fontis sont basées sur l'analyse de la stabilité du toit de l'excavation. Inspirées de la description concrète du site, elles reviennent donc à considérer les bancs du toit d'une galerie, à section rectangulaire creusée en terrains souvent stratifiés, comme des dalles ou poutres en flexion, et reposant sur la couche exploitée (Kazmierczak et Al Heib, 2008).

L'étude analytique de la stabilité se traduit classiquement par l'estimation d'un coefficient de sécurité. Le principe est de déterminer et de comparer entre la charge supportable par le massif qui exprimée par sa résistance (R) et la sollicitation régnant au sein de celui-ci (S) (Ifsttar, 2014).

$$\text{Où : } F=R/S$$

Si $F > 1$, la valeur F généralement admise (avec des coefficients correcteurs ont été appliqués aux valeurs de résistance considérées. Par défaut, Une valeur de F supérieure ou égale à 1.5.

- **Méthode de l'aire tributaire :**

Le principe de cette méthode est d'admettre que chaque pilier de l'exploitation reprend séparément les contraintes générées par les terrains situés au-dessus de ce pilier ainsi qu'une partie de ceux qui l'entourent (Fig. 5) (Ifsttar, 2014).

L'utilisation de ce modèle est notamment possible quand (Ifsttar, 2014):

- $Q > 1.5 (H+h)$ où : (Q) est l'extension maximale de l'exploitation et (H+h) est la profondeur ;
- L'exploitation des gisements horizontaux, avec chambres et piliers réguliers recouverts d'un matériau homogène.

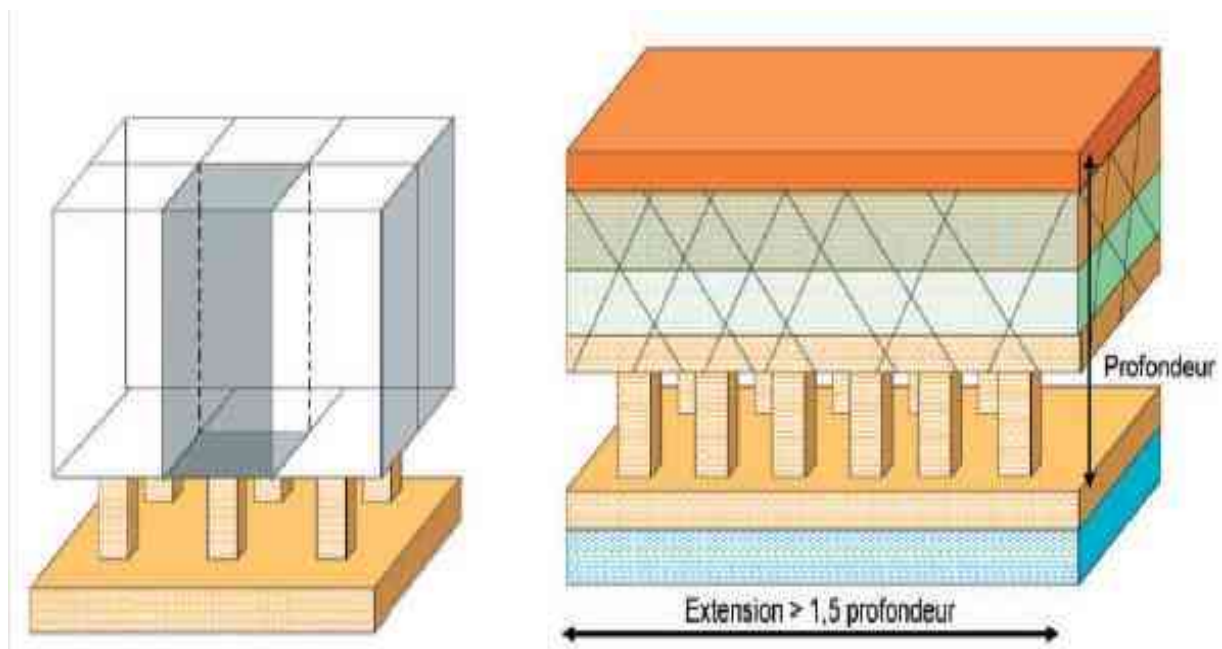


Fig. 5 : Schéma de principe et cotations adoptées pour la méthode de l'aire tributaire (Ifsttar, 2014).

Cette méthode n'est pas valable dans les cas suivants (Ifsttar, 2014) :

- Pour l'estimation avec précision la contrainte dans un seul pilier ;
- Dès lors que l'on se situe en bordure d'exploitation ;
- Si la voûte est fracturée et entraîne un report de charge dissymétrique.

Le facteur de sécurité F s'exprime par la relation suivante :

$$F = R_u / \sigma_n \quad \text{où :}$$

R_u : la résistance ultime à la compression uni-axiale

σ_n : La contrainte verticale théorique.

L'estimation de la contrainte verticale théorique moyenne n, elle est obtenue par :

$$\sigma_n = \gamma H / (1-\tau) \quad \text{Où :}$$

γ : est le poids volumique apparent du recouvrement (KN/m^3) ;

H : est la hauteur de recouvrement (m) ;

τ : est la valeur du taux de défrètement (%).

- Modèles locaux de toit :

L'évaluation de la stabilité de la voûte d'une mine est basée sur la quantification des efforts qui lui sont appliqués (Fig. 6). Les modèles décrits ci-après s'appliquent dans le cas d'une dalle d'épaisseur minimale 0,5 m, non fracturée dans le sens vertical et pour matériaux sédimentaires. Ils prennent en compte un phénomène de décollement et de flexion du ciel (Ifsttar, 2014).

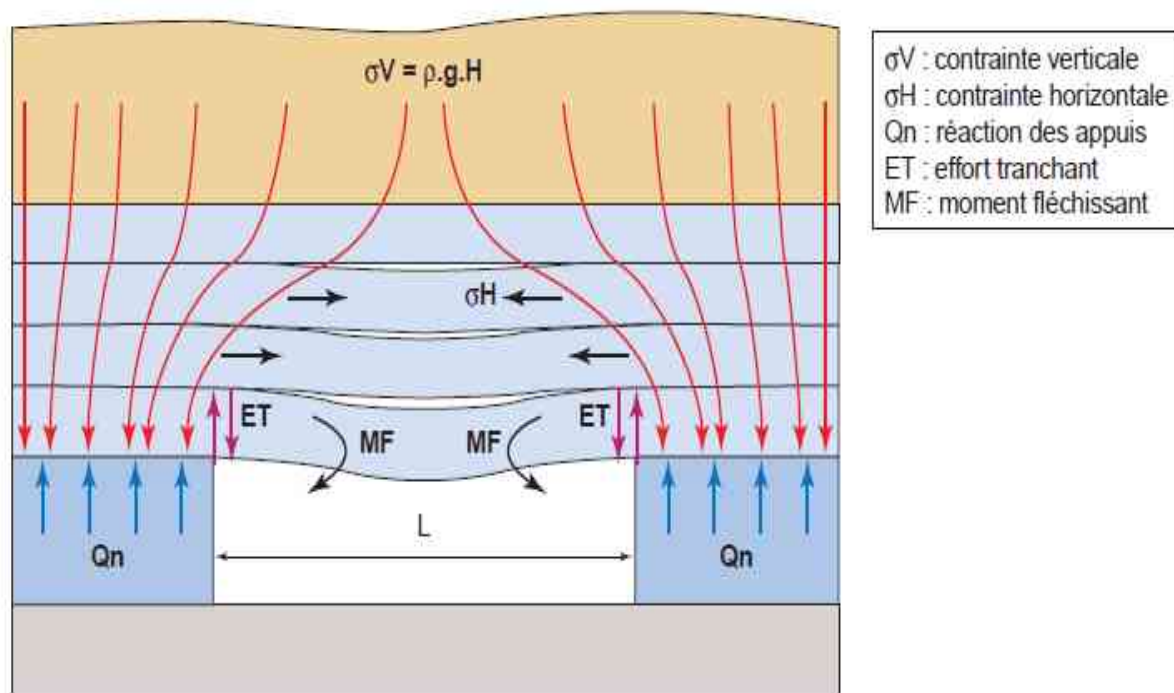


Fig. 6 : Schéma récapitulatif des contraintes appliquées à une dalle de toit (Ifsttar, 2014)

Généralement; Il y a deux types de modèles qui sont employés :

- Le modèle de plaque ;
- Le modèle de poutre.

➤ **Modèle de plaque :**

Ce modèle est destiné pour le cas du croisement de deux galeries. Des abaques accèdent, selon la géométrie de la plaque à définir le moment maximal acceptable ou l'effort tranchant maximal développé au sein de la dalle.

Dans le cas d'une dalle carrée (de côté L) d'épaisseur e (avec $e \ll L$), la valeur théorique de la contrainte développée dans la fibre inférieure de la dalle au centre de celle-ci est égale à :

$$\sigma_{\text{traction théorique}} = 0,67 (qL^2 / e^2)$$

Où :

q: contrainte unitaire s'appliquant sur la plaque en kPa,

L: et **e** en mètre et $\sigma_{\text{traction théorique}}$ en MPa.

La contrainte ainsi calculée est à comparer avec la contrainte en traction admissible par le matériau. L'effort de cisaillement maximal est obtenu en bordure de la plaque à la jonction avec les appuis simples (Ifsttar, 2014).

➤ **Modèle de poutre :**

Ce modèle s'applique plus particulièrement dans le cas d'une salle rectangulaire ou d'une galerie isolée et aussi dans le cas dans l'intersection de deux galeries en comparaison du modèle précédemment décrit (il convient alors de prendre en compte la valeur calculée la plus défavorable).

L'application de ce modèle ne nécessite pas la consultation d'abaques. Les données d'entrées sont :

- **L** portée de poutre considérée (m) ;
- **e** épaisseur de la poutre (m) ;
- **q** contrainte unitaire appliquée sur la poutre (kPa).

La valeur de contrainte à la traction théorique maximale vaut :

$$\sigma_{\text{traction théorique}} = qL^2 / 2e^2$$

Cette contrainte est obtenue en partie supérieure de la poutre au niveau de l'encastrement (au droit des piliers). La contrainte ainsi calculée est à comparer avec la contrainte en traction admissible par le matériau en prenant en compte un coefficient de sécurité à fixer selon la situation.

- **Règles d'arrêt des fontis** (Ifsttar, 2014):

Cette règle a pour but de déterminer la probabilité que le désordre atteigne la surface (Fig. 7, ceci par calculer la hauteur de montée d'une cloche de fontis (S). La formule donnant S se présente sous la forme :

$$S = V_0 / \pi R^2 (f-1) ;$$

R : rayon de la cheminée de fontis (m) ;

V_0 : volume initial des matériaux éboulés dans la carrière (m³) ;

F : coefficient de foisonnement du matériau (Tab. 1) ;

S : hauteur de montée de fontis (m).

En considérant un éboulis de forme conique, la valeur de S peut être approchée par la formule suivante : $S = h (R_i^2 + R R_i + R^2) / 3R^2 (f-1)$

Avec:

- R_i rayon de la base du cône d'éboulis (m) donné par la formule $R_i = R + h / \tan(\delta)$;
- δ angle des matériaux éboulés dans la galerie ;
- h hauteur de la galerie (m).

Remarque :

La meilleure utilisation de cette règle nécessite de bien déterminer les coefficients utilisés (les coefficients de foisonnement et aux angles de talus des matériaux sur des mesures réelles).

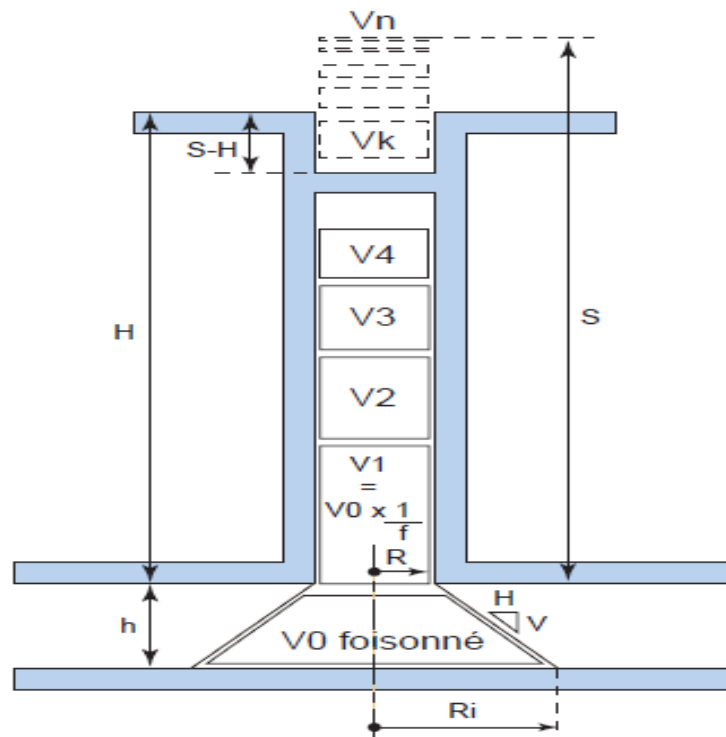


Fig. 7 : Schéma explicatif du principe d'auto-comblement et des notations adoptées (Delfaut, 2007).

Tab.1 : Tableau indicatif de valeurs de coefficient de foinnement (Delfaut, 2007)

Nature de terrain	Coefficient de foinnement (f)	
	Matériau sec	Matériau humide ou saturé
Graves et sables alluvionnaires	1,25 à 1,30	1,15 à 1,20
Sables fins	1,25 à 1,30	1,20 à 1,30
Marnes et argiles cohérentes	1,35 à 1,40	1,25 à 1,35
Calcaire et craie	1,30 à 1,40	1,30 à 1,35
Roche	1,40 à 1,65	1,40 à 1,65

➤ **II.2.3 Méthodes de modélisation numérique :**

Les modèles numériques ne fournissent que des solutions approximatives aux problèmes.

En se basant sur (Kazmierczak et Al Heib, 2008) :

- Lois de comportement des matériaux ;
- La géométrie du vide ;
- La coupe géologique des terrains ;

- Les discontinuités naturelles telles que les failles et les diaclases ;
- Les charges dynamiques ;
- L'influence de l'eau souterraine.

- **Méthode des éléments finis (MEF) :**

Cette méthode est basée sur une discrétisation du massif rocheux en sous-domaines appelés éléments continus. Elle permet de tenir compte avec précision :

- La géométrie réelle de l'ouvrage ;
- L'hétérogénéité et de l'anisotropie des terrains ;
- Les contraintes aux limites et initiales.

Cette méthode est très adéquate lorsqu'il s'agit d'étudier la répartition des contraintes au voisinage d'une excavation en terrain non fracturé. La modélisation par EF se trouve donc limitée par la difficulté d'introduire de nombreuses fractures et de simuler leur propagation jusqu'à l'apparition d'un fontis à la surface (Kazmierczak et Al Heib, 2008).

- **Méthode des éléments distincts (MED)**

Cette méthode est bien adaptée aux massifs rocheux fracturés car elle est fondée sur la modélisation du massif rocheux comme milieu discontinu formé par l'assemblage de blocs, délimités par des discontinuités qui sont représentées sous forme de joints, il faut introduire, d'une part leur géométrie (déterministe et/ou aléatoire) et, d'autre part, leur comportement. (Kazmierczak et Al Heib, 2008).

- **Méthodes de l'équilibre limite**

Les méthodes de l'équilibre limite sont également utilisées pour traiter les milieux discontinus. Il existe principalement deux sous-méthodes basées sur l'analyse de l'équilibre limite de blocs isolés sont la méthode d'analyse des blocs clés et la méthode vectorielle de Warburton. Les méthodes de l'équilibre limite sont utilisées sur les milieux rocheux initialement très fracturés (Kazmierczak et Al Heib, 2008).

Remarque :

Les codes de calcul les plus utilisés appliquant plusieurs méthodes différentes (Ifsttar, 2014) :

- Les différences finies et éléments finis pour les modèles continus et les petites déformations ;
- Les éléments distincts pour les modèles discontinus et les grandes déformations.

➤ **II.2.4 Bilan synthétique des trois familles de méthodes** (Kazmierczak et Al Heib, 2008)

Le Tableau 2 assemble les données nécessaires pour la exécution du calcul, les résultats, les avantages, les inconvénients de chaque méthode, et l'utilisation la plus pertinente.

Tab. 2: Synthèse des méthodes (empiriques, analytiques et numériques) de prévision des risques de fontis (Kazmierczak et Al Heib, 2008).

Méthodes	Données	Résultats	Avantages	Inconvénients	Meilleure utilisation
Empiriques ou semi empirique	L, w, H et D	Φ , h et α	Rapides ; Correspond aux observations Peu de données	Imprécises dans des cas complexes (failles, séisme, charges dynamiques...) Nécessitant une grande expérience	Pré-étude Connaissance du site et des cas similaires
Analytiques	R_{ti} , R_{ci} , τ_{xyi} , ρ_i , e_i et L	T_i , M_i , D, ϕ et α	Rapides Peu de données Localisation de la rupture au niveau des bancs	Géométries simples Imprécises dans des cas spéciaux (faille, eau, séisme, charges dynamiques...) Calcul imprécis (rigidité des appuis, décollement entre bancs)	Localisation de la rupture au niveau des bancs pour des cas simples. Pour des cas complexes : besoin d'améliorer leurs résultats
Numérique S^{10} (MED)	E_i , ν_i , R_{ti} , c_i , ϕ_i , τ_{xyi} , ρ_i , e_i , w, H et L JK_{nj} , JK_{sj}	Contraintes normales et tangentielles Localisation des zones de rupture suivant un critère prédéfini	Précises en localisant les zones de ruptures Cas simples et spéciaux	Maitrise d'outils Coûteuses (données et temps) Pas de génération de fractures	Cas complexe et étude de sensibilité (besoin de génération de fractures)

Avec : **L** : largeur de la galerie, **W** : ouverture de la galerie, **H** : hauteur du recouvrement, **E_i** : module d'Young du banc (i) avec $i=1, \dots, n$ où **n** le nombre de bancs du recouvrement allant du bas-toit jusqu'à la surface, **c_i**, **ϕ_i** : cohésion et angle de frottement ; **ν_i** : coefficient de poisson du banc (i) ; **ρ_i** : masse

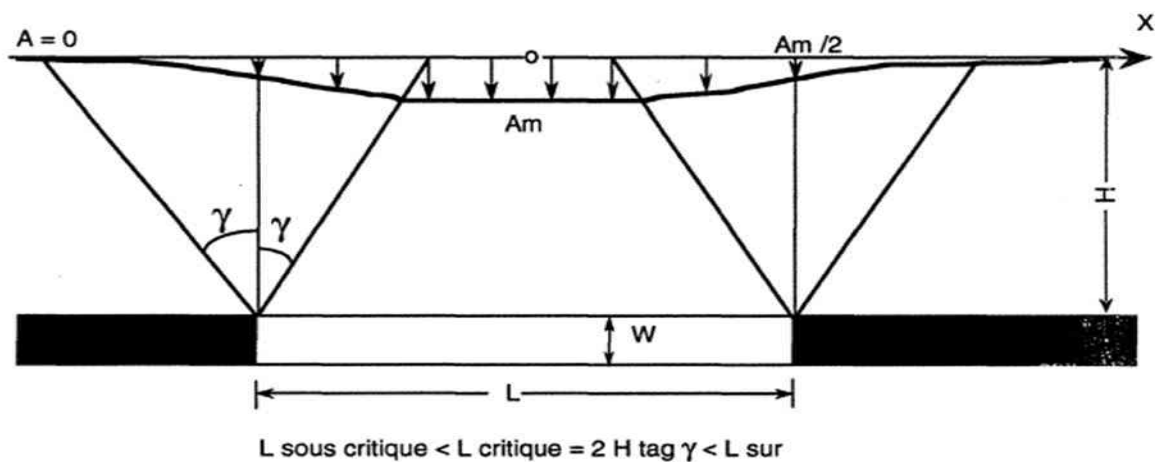
volumique du banc (i), e_i : épaisseur du banc (i) ; Φ : diamètre du fontis en surface ; h : hauteur de la cloche d'éboulement ; α : angle à la base de la cloche d'éboulement ; D : diamètre à la base de la cloche d'éboulement ; R_{ti} : résistance de traction du banc (i) ; R_{ci} : résistance de compression du banc (i) ; τ_{xyi} : résistance de cisaillement du banc (i) ; T_i : effort tranchant du banc (i) ; M_i : moment fléchissant du banc (i) ; JK_{nj} , JK_{sj} : raideurs normale et tangentielle des joints de stratification et des fractures.

II.3 ESTIMATION DES AFFAISSEMENTS :

Méthodes de calcul :

Les méthodes de prévision sont nombreuses. Elles sont divisées en trois ou quatre méthodes :

- la théorie élastique qu'elle soit basée sur des formulations analytiques ou des calculs numériques,
- la méthode empirique basée sur les observations et les mesures de l'affaissement à la surface pour de nombreux cas, permet d'établir des relations entre l'excavation et l'observation à la surface (Fig. 8),
- la prévision sur des maquettes (modèles physiques) (Al Heib, 1993).



- A_m : Affaissement maximal
- γ : Angle d'influence
- H : Profondeur
- L : Largeur de l'exploitation
- W : Ouverture de la couche exploitée

Fig. 8: Courbe d'affaissement à la surface de l'exploitation (Al Heib, 1993).

- II.3.1 Méthodes analytiques

Il existe de nombreuses méthodes analytiques (Fig. 9) parmi lesquelles celle qui considère l'excavation comme une fissure dans un milieu élastique, une poutre de largeur infinie (Al Heib, 1993).

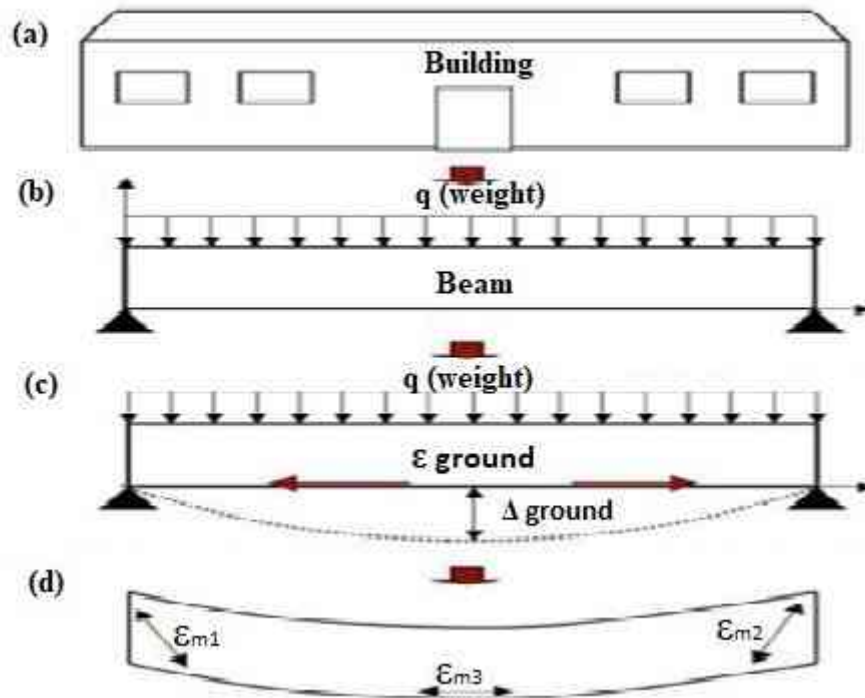


Fig. 9: Principe des méthodes analytiques (Cai, 2015).

- II. 3.2 Méthodes empiriques

Les méthodes empiriques sont basées sur des expériences et des mesures réalisées à partir de nombreuses exploitations. Les méthodes empiriques sont valables pour des sites comparables à ceux où les données ont été collectées (Tab. 3) (Kazmierczak et Al Heib, 2008).

Tab. 3: Formules mathématiques permettant de reproduire le profil de la déformation horizontale des terrains, ou d'en estimer la valeur maximale, Kazmierczak Et Al Heib (2008)

Auteur	pays	formule
Fonctions théoriques		
Wardell, cité par Proust (1964)	Angleterre	$U = 0,18.Am/[\cosh(6.x/H)]^2$ $\sigma = 2,4.Am/H.tanh(6.x/H)/[\cosh(6.x/H)]^2$ $\sigma \text{ max} = 0,95. Am/H$ x: abscisse à partir du point d'inflexion de la cuvette d'affaissement.

Knothe, cité par Proust (1964)	Pologne	$U = [Am/(2\pi)^{1/2}] \cdot \exp(-\pi.X^2/D^2)$ $\sigma = [Am/(2\pi)^{1/2}] \cdot x/r^2 \cdot \exp(-\pi.X^2/D^2)$ $\sigma_{max} = 0,85.Am/H$
Urbanik et Osborne (1986)	Angleterre	$\sigma = -1/H \cdot (V' \cdot x + V)$ x: abscisse à partir du point d'inflexion de la cuvette d'affaissement. V est l'affaissement vertical V' est la dérivée de l'affaissement
Prévision de l'amplitude maximale		
Wagner et Schumann (1991)	Afrique du sud	$\sigma_{max} = 0,43 O/H$
Wagner et Schumann (1991)	Angleterre	$\sigma_t_{max} = 0,65 O/H$ $\sigma_c_{max} = 0,51 O/H$
Salamon (1974), cité par Wagner et Schumann (1991)		$\sigma_t_{max} = \sigma_c_{max} = 0,75 O/H$: coefficient théorique
Saxena et Singh (1980)	Indes	$\sigma_c_{max} = K' P_{max}$ $\sigma_t_{max} = K'' P_{max}$ k, k', k'': constantes
Kratzsch (1983)		$\sigma_c_{max} = K' V_{y_{max}}/H$ $\sigma_t_{max} = K'' V_{y_{max}}/H$ k'=0,5 (Ruhr) ; 1 (Pologne) ; 2,2 (Angleterre) k''=0,25 (Ruhr) ; 0,45 (Pologne) ; 0,8 (Angleterre)
Proust (1964)	France	$\sigma_{max} = 0,75 \cdot Am/H$
Whlittaker et Reddish (1989)	Angleterre	$1/2 \cdot Am/H < \sigma_t_{max} < Am/H$ $Am/H < \sigma_c_{max} < 2 \cdot Am/H$ $\sigma = K \cdot Am/H$ K: coefficient fonction du rapport W/H
Orchard et Allen (1965)	Angleterre	$0,25 < \sigma_t_{max} / \sigma_c_{max} < 1$: pour $W/H < 0,6$ $1 < \sigma_t_{max} / \sigma_c_{max} < 1,5$: pour $W/H > 0,6$
Orchard et Allen (1965)	Angleterre	$\sigma_t_{max} = K \cdot Am/H$ K =0,82 pour $W/H = 0,45$ K =0,66 pour $W/H > 1$
Orchard et Allen (1965)	Angleterre	$\sigma_c_{max} = K' \cdot Am/H$ K' =2,2 pour $W/H = 0,45$ K' =0,51 pour $W/H > 1$
Van der Merwe (1986)	Afrique du sud	<p><u>Profil longitudinal (direction du sens d'avancement du front de taille :</u> $\sigma_t_{max} = 1,12 \cdot Am/H$ $\sigma_c_{max} = 0,4 \cdot Am/H$</p> <p><u>Profil transversal (perpendiculaire au sens d'avancement du front de taille) :</u> $\sigma_t_{max} = 0,25 \text{ à } 0,56 \cdot Am/H$ $\sigma_c_{max} = 0,06 \text{ à } 0,64 \cdot Am/H$</p>
Van der Merwe (1986)	Afrique du sud	$\sigma_t_{max} = 0,25 \text{ à } 0,56 \cdot Am/H$ $\sigma_c_{max} = 0,06 \text{ à } 0,64 \cdot Am/H$

<p>U : déplacement horizontal (m) D : distance entre le bord des travaux et le bord de la cuvette (m) Am – Vmax : affaissement maximal au centre de la cuvette (m) Pmax – Pente maximale de la cuvette (m) σ max: déformation horizontale maximale (sans précision de la zone)</p>	<p>σt max: déformation maximale de traction σc max: déformation maximale de compression W : largeur de l'exploitation (m) H : profondeur de l'exploitation (m)</p>
--	---

- II.3.3 Méthodes numériques

Des méthodes numériques de prévision sont apparues, telle que celle des Eléments Finis (Arcamone, 1980). La prévision des affaissements à partir d'un modèle numérique doit permettre d'obtenir directement (Fig. 10):

- La valeur de l'affaissement maximal ;
- La forme et le profil de l'affaissement.

Ces méthodes numériques tiennent compte de l'influence de la nature des terrains dans le recouvrement de la couche exploitée jusqu'à la surface, c'est un paramètre à prendre en compte dans les calculs de l' affaissement (Al Heib, 1993).

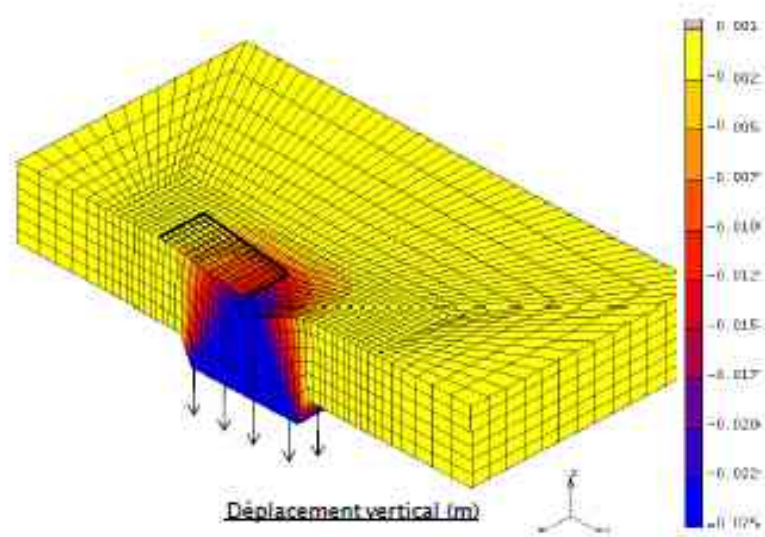


Fig.10 : Le modèle numérique aux éléments finis de code Marc-Mentat (2010).

II.4 CONCLUSION :

Dans ce chapitre, nous avons évoqué différentes approches, pour estimer la stabilité des mines souterraines (cas des fontis et des affaissements), ont été présentées. Ces approches peuvent être classées en 3 classes principales : modèles physiques, numériques et analytiques.

III.1 INTRODUCTION :

Dans ce chapitre, nous allons réaliser une description détaillée sur la mine de Boukhadra, à cet égard, on va présenter les différentes études de reconnaissances géologiques, hydrogéologiques et les conditions minières adaptées dans le but de déterminer les caractéristiques, le comportement de terrain et la méthode d'exploitation.

III.2 SITUATION GEOGRAPHIQUE :

La commune de Boukhadra est située à environ 45 Km de l'Ouest du chef-lieu de la wilaya de Tébessa (Fig. 1). Elle est limitée :

- Au Nord par la commune de Ouenza ;
- A l'Est par la commune de El Meridj ;
- A l'Ouest par la commune de El Aouinet ;
- Au Sud par la commune de Morsott.

Elle est située dans les hauts plateaux à hauteur de 850 m dans lesquels le plus haut sommet est le mont de Boukhadra à 1463 m.

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 (Ded, 2014).

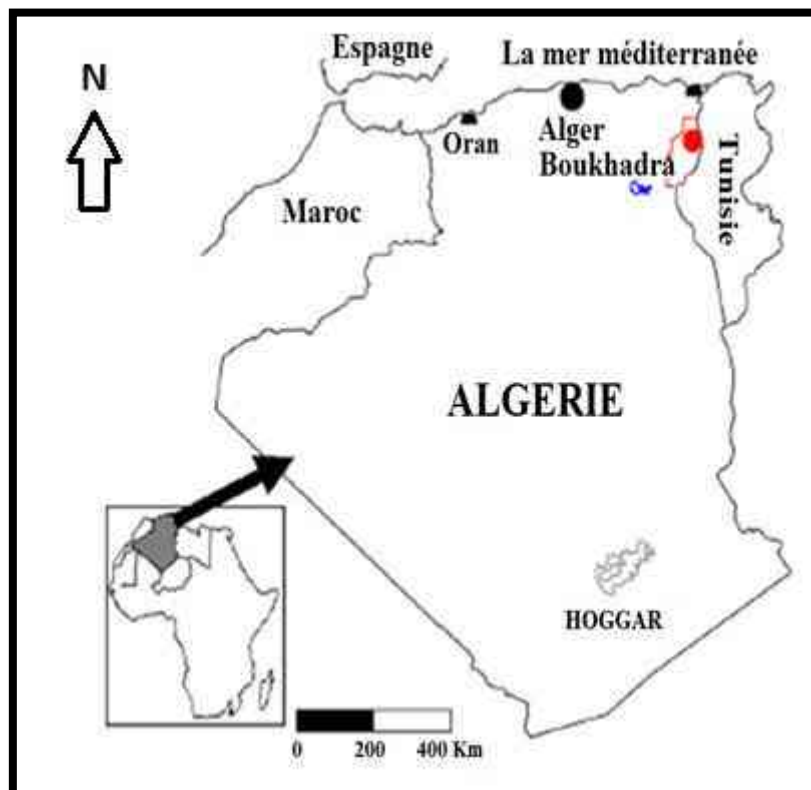


Fig.1: Carte de localisation de la zone d'étude (Djellali et al, 2019).

III.3 HISTORIQUE DE LA MINE DE BOUKHADRA (Ded-Bk, 2014) :

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

- De 1903 à 1926, la concession de MOKTA EL HADID avait entrepris des travaux de recherches systématiques par des galeries entre les niveaux 845-1225.
- 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 d'OUENZA et BOUKHADRA.
- Après la restructuration des entreprises (1983 - 1984), c'était FERPHOS qui gérait, exploitait et développait ces recherches sur l'ensemble des gîtes ferrifères existants sur le territoire national.
- Depuis la date du 18/10/2001, et dans le cadre de partenariat avec l'étranger, le holding L.N.M.N.V. a signé l'accord de partenariat avec HADID OUENZA - BOUKHADRA filiale FERPHOS avec 70 % pour la première.
- Depuis la date du 18/10/2001, et dans le cadre de partenariat avec l'étranger, le holding L.N.M.N.V. a signé l'accord de partenariat avec HADID OUENZA - BOUKHADRA filiale FERPHOS avec 70% pour la première.
- Le 01/01/2005 la nomination a été modifiée par Mittal Steel Tébessa ;
- Le 18/08/2007 la nomination a été modifiée par Arcelormittal Tébessa.
- Depuis 2016, la société des Mines de fer de l'Est (MFE) gère les travaux d'exploitation et de développement jusqu'à ce jour.

III.4 CONDITIONS GEOLOGIQUES :

Le gisement de fer de Boukhadra, 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 (Fig. 2).

- Du point de vue litho-stratigraphique, la région de Boukhadra est constituée par des sédiments du Mésozoïque tertiaire en partie du quaternaire (Fig. 3).
- 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 (Ded-Bk, 2014).

1/ Le Trias :

- Depuis les travaux de Flandrin en 1932, le trias des monts du Mellègue est considéré comme étant diapirique. Les formations triasiques se rencontrent dans les parties centrales des structures anticlinales soulevées. Elles constituent des étendues chaotiques, intensément déformées, bréchifiées et écrasées.
- Plusieurs coupes de trias de la région des confins algéro-tunisien ont été décrites depuis longtemps par divers auteurs, dans la région de Souk Ahras par Blayac et Gentil (1897), puis par Blayac (1907), dans la région d'El Aouinet et de l'Ouenza par Dubourdiou (1956,1959), et en fin dans la haute Medjerda par David (1956), et plus récemment dans tout le Sud –Est constantinois par Vila et al, (1994).
- Dans sa majeure partie ce trias est représenté par un mélange d'argiles bariolées, marnes, grès et gypse emballant des blocs rocheux insolubles de dolomies noires (dans la plus part des cas), de grès micacé, de calcaires, cargneules et ophites (Dubourdiou, 1956). Son âge fut reconnu depuis longtemps, il comporte en détail :
 - Les argiles et marnes bariolées : C'est la formation dominante, elles constituent les roches les plus abondantes à l'affleurement, elles sont de couleur verdâtre, rougeâtre ou violacé.
 - Les cargneules : Elles sont généralement brunes et jaunâtres en bancs désordonnés de différentes épaisseurs.
 - Les calcaires et les dolomies : On y rencontre dans la région d'étude de remarquables affleurements. Ce sont des bans mal stratifiés épais et durs à la cassure.

- Le gypse et le sel gemme : Le gypse se trouve dans les argiles noires sous forme de petits filonnets, à aspect saccharoïde. Quant au sel gemme, sa présence est attestée par l'existence de sources ou cours d'eaux salées.
- Les schistes et les grès : Ils sont de couleur verte ou violette ; ils renferment des cristaux de quartz et des indices de cuivre et chlorite.
- Tant dans le constantinois qu'en Tunisie, les faciès du trias sont parfaitement homogènes. Ils ne présentent d'ailleurs que de minimes différences avec ceux du Maroc, d'Espagne, des Pyrénées, de Lorraine et même de la cuvette germanique.
- Dans la carrière de Boukhadra (gîte ouest) le trias affleure aux niveaux 890-902 et 914.

2/ Le Crétacé :

a- Barrémien :

- Les affleurements de cet étage sont rares et exclusivement limités aux parties centrales de certain horst – anticlinaux.

L'absence de faune caractéristique ne permet pas de définir avec exactitude les limites inférieure et supérieure de cet étage.

- Au Djebel Harraba, il est représenté par plus de 200 m de marnes argileuses grises non fossilifères que Dubourdiou (1956) attribue au Barrémien. Au niveau de l'anticlinal de Sidi Embarka à 2 Km au SE du Djebel Harraba (Dubourdiou, 1956)
- Décrit un Barrémien marno-argileux à intercalations de calcaires argileux, surmonté par un Bédoulien marno- gréseux et calcaro-gréseux. De la base vers le sommet, on observe la coupe suivante :
- 150 m de marne gris-jaune, assez argileuses ;
- 5 à 10 m de minces intercalations (0.5 à 1 m) de calcaires argileux, noduleux, comprenant un banc très riche en Huitres ;
- 60 m de marne gris – jaune, assez argileuses, montrant à leur sommet quelques minces passées de calcaires noduleux gris clair à patine ocre ;
- Au sommet plus de 20 m d'alternance de marnes grises à passées calcaires et de calcaires gréseux attribués au Bédoulien.

b-L'Aptien :

- L'Aptien occupe à lui seul la plus grande partie des affleurements de la région (Ouenza, Boukhadra, M'Khiriga, Kef Rekhma et Boudjaber). Les formations aptiennes se rencontrent dans le noyau des structures anticlinales ainsi qu'au voisinage immédiat des formations triasiques. Elles constituent la majeure partie de tous les reliefs importants.

- Dans ce rapport nous nous contenterons uniquement de la description de la série
- Aptienne porteuse de la minéralisation qui est caractérisée par les roches suivantes :
Marnes et calcaires constituant la partie inférieure qui encaissent le gîte sud et les petites veines (carrière principale) ;
- Calcaires récifaux (construits) organogènes (rudistes) qui constituent le niveau porteur de la minéralisation principale ;
- - Enfin, les grés et calcaires de la partie supérieure (sommet) de l'Aptien non productif.

c- L'Albien :

- Dubourdiou (1959), distingue trois termes, de bas en haut :
- Un terme inférieur de 20 à 50 m, constitué de marnes argileuses jaunes ou brunes, riches en Gastéropodes.
- Un terme moyen de 100 m, composé de calcaires noirs à Bélemnites à intercalations marneuses.
- Un terme supérieur de 75 m de puissance, constitué d'argiles et de marnes noires bitumineuses à Bélemnites et nombreuse empreintes d'Ammonites, avec de minces intercalations marno-calcaires.

d- Vraconien :

- Il est représenté par un faciès argilo-marneux marquant ainsi un changement dans la sédimentation qui était essentiellement calcaire jusqu'à l'Albien. Ce changement s'estompe au fur et à mesure que l'on se rapproche des séries épaisses périclinales ou la sédimentation marneuse se manifeste dès le clansayésien, ce qui témoigne d'une transgression qui scelle en discordance les structures émergées ou érodées.
- A Boukhadra, Dubourdiou (1956), décrit une épaisse série de 600 m d'épaisseur qui est identique à celle de l'Albien supérieur. Elle est constituée de marnes à passées calcaires et marno-calcaires à empreintes d'ammonites qu'il attribue au Vraconien.

3/ Le Miocène (Néogène) :

- L'épaisseur du miocène peut atteindre une centaine de mètres (100 m). Il débute par des formations marines transgressives et discordantes sur les terrains anciens. Ils sont représentés par des calcaires roux, suivis de marnes très argileuses de couleur verte devenant rouge foncé et enfin par des argiles à intercalations de grés grossiers.

4/ 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.
- Par ailleurs, nous citons le phénomène de diapirisme qui a joué un rôle prépondérant dans la formation de la structure et les manifestations minérales de Boukhadra (Genèse de la minéralisation).

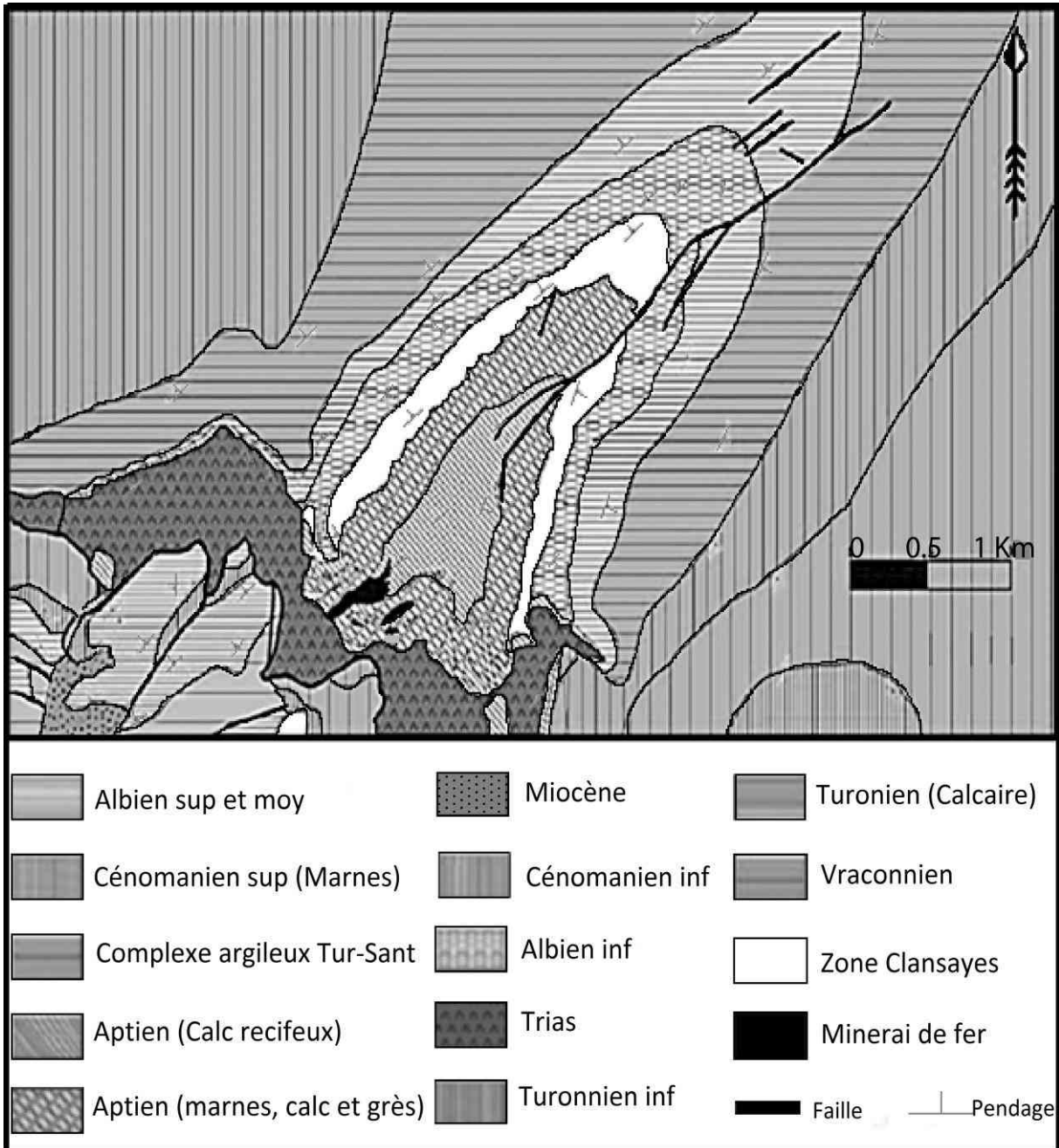


Fig.2: Carte géologique de la mine de Boukhadra (Dubourdiou, 1956).

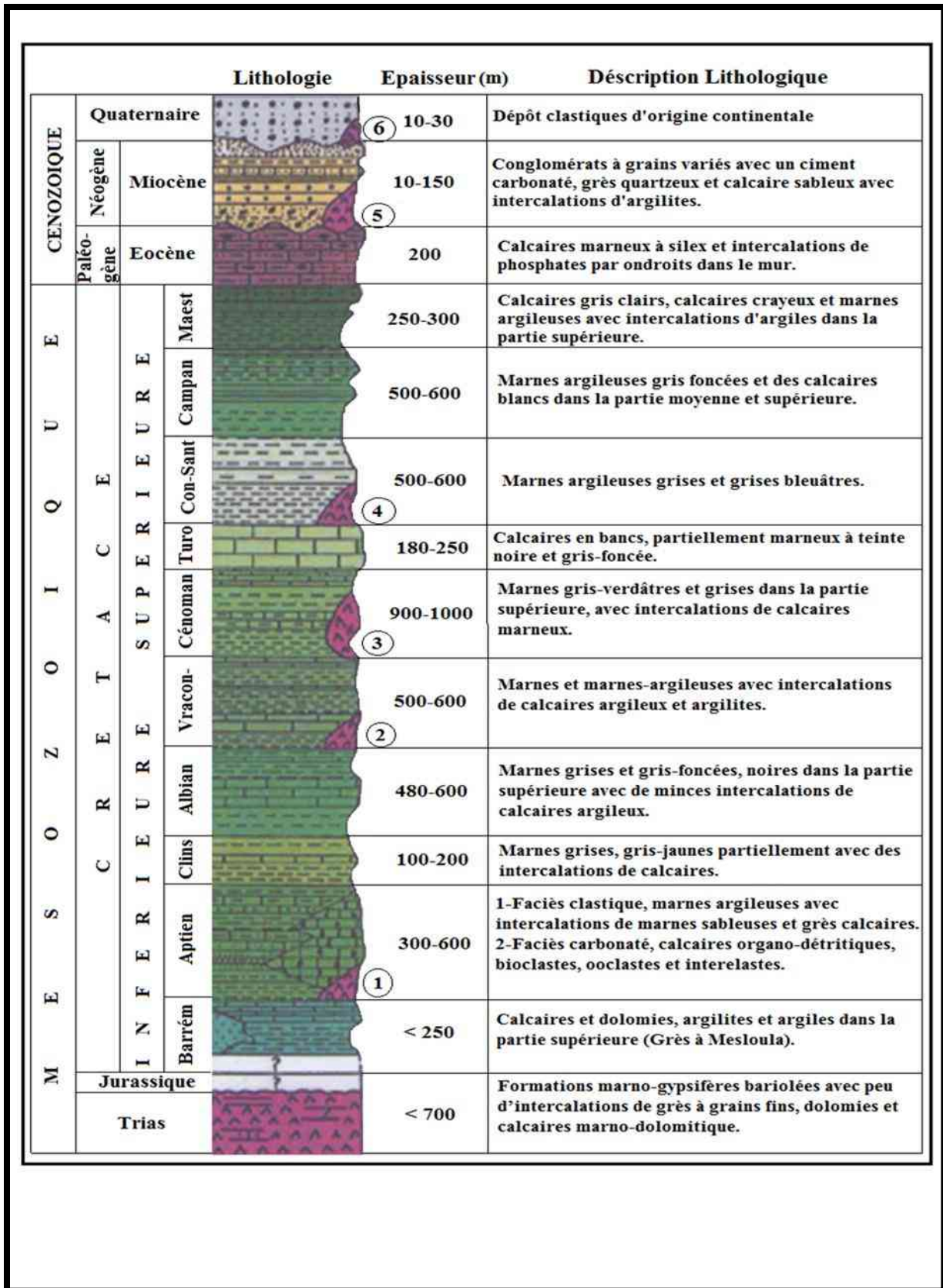


Fig. 3 -Colonne stratigraphique synthétique des monts du Mellège (d'après: Dubourdiou 1956, 1959 ; David 1956; Madre 1969 ; Fleury 1969 ; Thibieroz et Madre 1976 ; Chikhi, 1980 ; Otmanine 1987, Bouzenoune 1993 et Vila et al, 2000).

➤ **Tectonique :**

- Du point de vue tectonique la région de Boukhara est marquée par deux phases tectoniques importantes : La phase de plissement de direction N.E/S.O et la phase de tectonique cassante ayant engendré des mouvements de socle qui sont à l'origine de la formation des fossés de Tébessa – Morsott et des Ouled - Boughanem ainsi que le horst de Boudjaber (Fig. 4).
- L'anticlinal de Boukhara est affecté principalement par la faille de Koudiet El Hamra qui est le relais de la faille de Boukhadra de direction N.E/S.O.
- Dans la partie Sud- Ouest (à l'aval du pic), la structure est affectée par un effondrement Considérable. D'autres failles sans importance majeure, à petits rejets sont à signalées également aux environs immédiats du gisement.

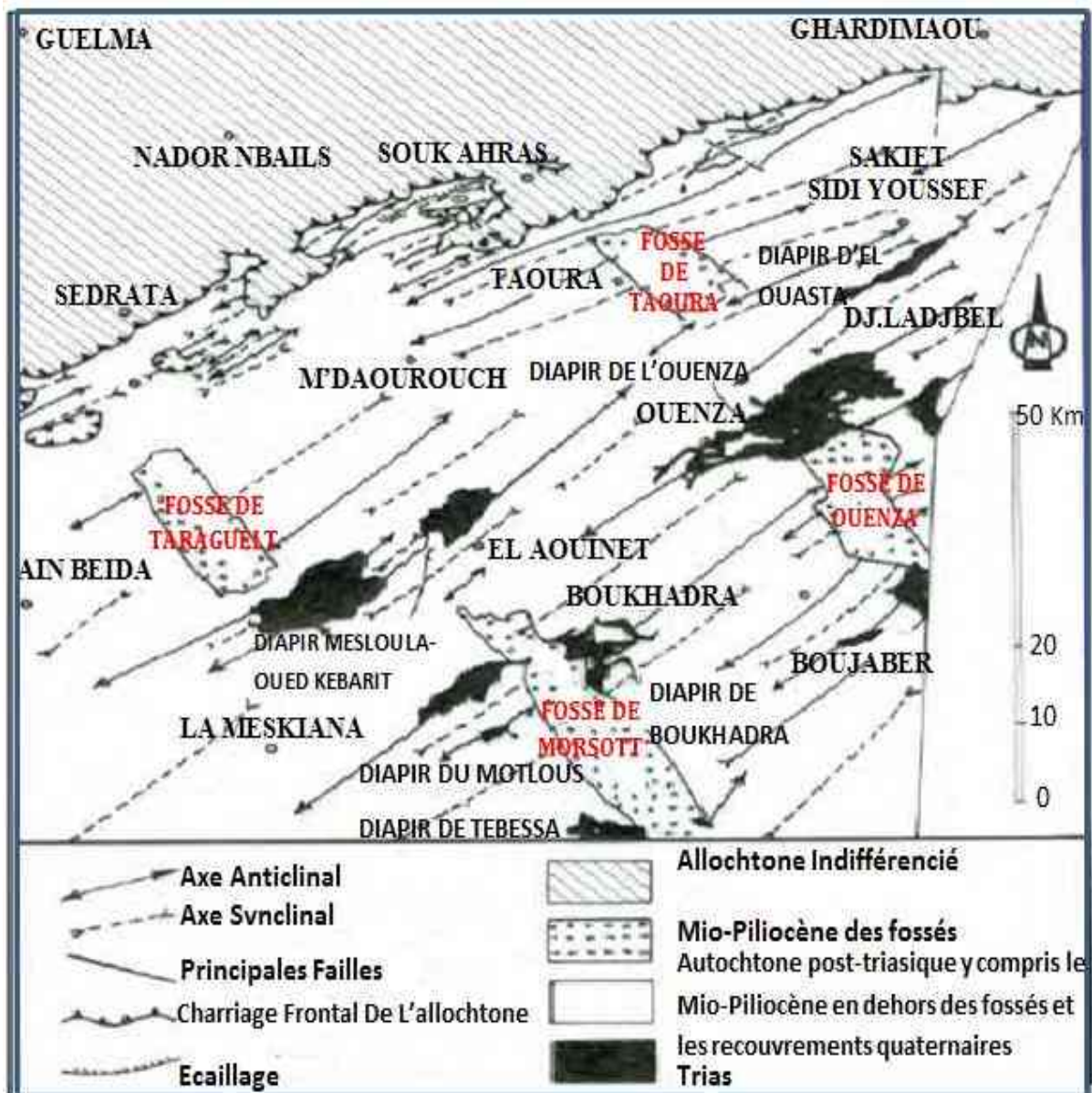


Fig.4 : Schéma structural de l'autochtone des confins algéro-tunisiens (Vila, 1980).

➤ **L'hydrologie et l'hydrogéologie :**

Les eaux souterraines et les eaux de surfaces s'intègrent dans un ensemble constituant le cycle hydrologique. Une relation de continuité et d'interdépendance existe entre les deux. Tant que le climat et le contexte géologique ou physique ne changent pas, un équilibre est maintenu au sein de ce cycle. Mais une influence anthropique, comme le captage d'eau, peut modifier cet équilibre. Une proportion minoritaire de l'eau de pluie s'infiltré, via le sol vers le sous-sol ou elle séjourne et circule dans les formations poreuses ou fissurées constituant ainsi les réserves d'eau souterraine.

Le réseau hydrographique dans la région de la mine de Boukhadra est faible à l'exception des multiples petits chenaux d'écoulement pluviaux sans importance majeure qui parsèment les versants de Djebel Boukhadra. Le réseau hydrographique se compose de l'oued El Harcha et Oued El Melali qui passent entre Kharoubet el harcha et le Douar el khiana; suivant la direction NE-SW à l'extrémité nord de Djebel Boukhadra. Hydrologiquement parlant; le comportement des terrains existants à Boukhadra se résume comme suit:

- Les terrains triasiques contenant du gypse et du sel; et du fait de leur hétérogénéité présentent un aspect perméable et facilitent les infiltrations des eaux ; leur circulation les rend saumâtre et ne peuvent convenir qu'à l'emploi industriel.
- Les calcaires massifs de l'aptien sont toujours très fissurés en affleurement et constituent un terrain favorable à la circulation et l'accumulation des eaux souterraines.
- Les marnes qui forment malheureusement la plus grande surface affleurant dans la région sont imperméables et toutes les eaux de pluies ruissellent ou s'évaporent.
- Les terrains quaternaires n'ont pas une importance hydrologique.

Les études hydrogéologiques entreprises par la DHW de la wilaya de Tébessa ne révèlent aucune nappe aquifère en eau potable exploitable dans la région minière de Boukhadra. Toutefois; il y a lieu de noter que les synclinaux calcaires sont des réservoirs naturels d'eau et à leur pied apparaissent des sources qui sont fréquemment localisées sur de petites fractures. L'on a ainsi les points d'eau d'Ain Chania; à l'extrémité fracturée du synclinal de même nom; les sources d'Ain Safsaf; A Malga; Chegaga; Ain Menahla ect...etc; au pied de Haoud Essghir et celle d'Ain Bettik; au pied de Haoud el Kebir. Au Sud Est; l'Ain Oudei El ma est un exutoire de l'eau accumulée dans les calcaires à incérâmes du Sénonien. A Boukhadra; d'anciens travaux de recherche ont recoupé des circulations d'eau dans les calcaires aptiens (Ded-Bk, 2014).

➤ **Travaux de recherche et minéralisation :**

La prospection géologique a été effectuée principalement par des travaux miniers et des sondages de profondeur moyenne, suivant les niveaux (845 à 1225). Elle est concentrée sur les parties supérieures (Amont) des corps minéralisés, excepté la zone de la carrière principale où la prospection est allée jusqu'au niveau 845 m. Sur les axes principal (100-108) et Sud-Est (4-11), les travaux de recherche sont arrêtés au niveau 1045 m et sur l'axe Nord au niveau 1105 m. Les travaux de recherches dans le périmètre de la carrière principale ont montré que la minéralisation se prolonge jusqu'au niveau hydrostatique (818 m). Ceci a été confirmé lors des travaux d'exploitation. La minéralisation est de type hématite-limonite résultant de l'oxydation de la sidérite (fig. 5). La texture du minerai est finement poreuse ou concrétionnée géodée. Comparativement aux gisements d'Ouenza, le minerai de Boukhadra est d'une qualité supérieure, riche en Fer ($Fe_{\text{moy}} \text{ sup à } 50 \%$) (Ded-Bk, 2014).

a) Hématite :



b) Limonite :



Fig. 5: Types de minerai de Fer dans la mine de Boukhadra.

➤ **Morphologie du gisement et Réserves globales de la mine :**

Le gisement de minerai de Fer est de forme lenticulaire de type hydrothermale sédimentaire d'une longueur de 900 à 2200 m et d'une puissance variante de 10 à 50 m. Globalement le gisement de Boukhadra est composé de quatre (04) corps minéralisés principaux et des petites veines de moindre importance (Fig. 6):

- Corps principal;
- Corps Nord ;
- Corps Médian ;
- Corps Sud.

Les réserves souterraines qui englobent 60 % des réserves totales de la mine sont réparties sur les trois axes du corps Sud : L'axe Nord, l'axe Sud-Est et l'axe Principale. Ce corps est

situé à une profondeur de 360 m à 660 m avec une puissance moyenne supérieure à 30 m et une inclinaison moyenne de 60°.

L'axe Principal est la plus massive et est située près de la surface, permettant donc son exploitation par fosse à ciel ouvert. Elle s'enfonce cependant sous le mont et la partie la plus au Nord-Est doit être minée de manière souterraine. Sa présence en profondeur est démontrée jusqu'à l'élévation 750 m au-dessus du niveau de la mer. Les axes Nord et Sud-Est sont plus minces et sont complètement enfouis sous la montagne (Amec 2011; Ded-Bk 2014).

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 31/12/2018 sont de l'ordre de 42 819 797 de Tonnes dont 11 955 791 tonnes seront extraites par ciel ouvert et 30 864 006 tonnes par le souterrain (Tab. 1).

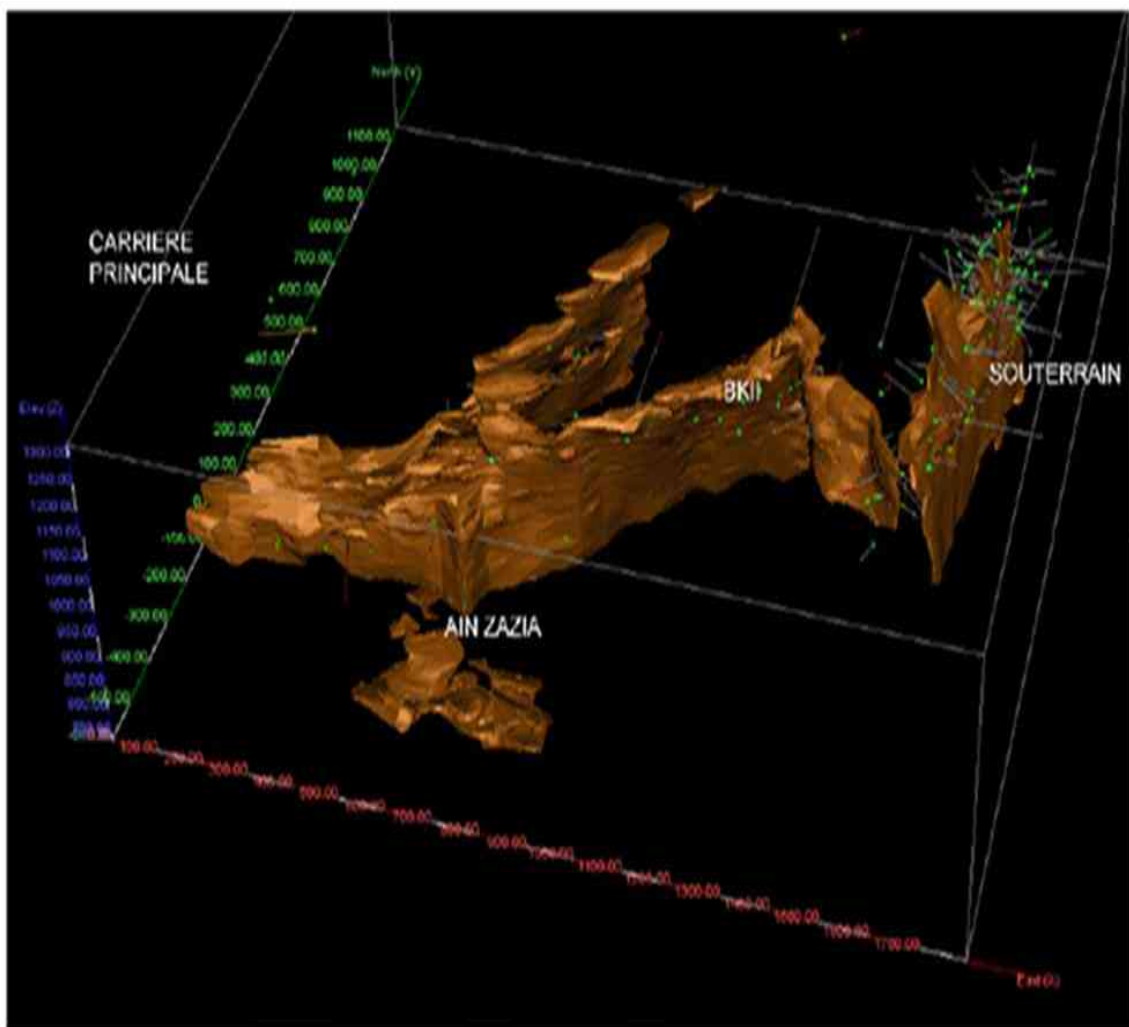


Fig. 6: Modélisation en 3D du gisement, réalisé par Amec (2011).

Tab. 1 : Réserves géologiques et exploitables de la mine au 31/12/2018 (Ded-Bk).

SITES ET QUARTIERS	RESERVES GEO (T)		RESERVES EXP (T)		OBSERVATIONS
	TONNAGE	Fe %	TONNAGE	Fe %	
CIEL-OUVERT CARRIERE PRINCIPALE	9 615 091	57,1 5	9 186 310	55,95	SITE AMONT EN DEVP EPUISEMENT DES RESERVES EPUISEMENT DES RESERVES
CARRIERE PIC	-	-	-	-	
CARRIERE BK II	-	-	-	-	
CARRIERE AIN ZAZIA	3 518 316	43,0 5	3 342 400	42,55	
TOTAL CIEL-OUVERT	13 133 407	53,3 7	11 955 791	52,20	
SOUTERRAIN					
3 ^{ème} PHASE 1105 /1165	2 723 206	54,4 0	1 244 206	54,07	SUR LES DEUX AXES AXE SUD EST ET AXE PRINCIPAL
4 ^{ème} PHASE 1105 /1045	6 440 000	54,7 7	6 023 100	54,75	SUR LES TROIS AXES EN PROJET
AU DESSOUS DE 1045	11 201 700	55,2 2	11 201 700	55,22	EN PROJET
Total réserves carr- prin non expl à ciel ouvert	13 000 000	57,0 0	12 395 000	55,86	EN PROJET
TOTAL SOUTERRAIN	33 364 906	55,7 6	30 864 006	55,34	
TOTAL MINE	46 498 313	55,0 9	42 819 797	54,46	EN CATEGORIES B+C1+C2
TOTAL MINE	53 748 613		52 070 097		EN CATEGORIES B+C1+C2+P

➤ **Contacte Minerai/ Roches Encaissantes :**

L'analyse des informations implantées sur le plan de niveau 1045 montre que le toit du corps Sud est encaissé principalement dans les marnes jaunes dont la puissance est importante (40- 65 m) 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. Les roches encaissantes de mur du corps sont composée principalement par des calcaire marneux d'une puissance varie de 40 à 80 m 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 05 m et parfois même plus (Fig. 7) (Ded-Bk, 2017).



Fig. 7: Contacte Minerai/ Roches encaissante -3^{ème} phase-.

➤ **Distribution des tonnes et teneurs :**

Le minerai des axes Nord et Sud-Est a des caractéristiques différentes de celui de l'axe Principal. Le modèle de blocs des axes Nord et Sud-Est montre que les teneurs en Fer sont plus basses et celles en quartz et en chaux sont plus élevées que dans l'axe Principal. La Figure 8 présente les courbes Teneurs – Tonnes du quatrième étage des axes Nord et Sud-Est, avec une distribution très représentative du total. On y voit que pour obtenir une teneur moyenne de 50% de fer, la teneur de coupure doit être égale à 44% et les teneurs correspondantes en quartz et en chaux sont de 7% et 6% respectivement. Ceci se compare aux courbes de l'axe Principal (Fig. 9), où la teneur de coupure doit être égale à 32% pour obtenir une teneur moyenne de 50%, avec le quartz et la chaux à 4% et 5%. On peut donc s'attendre à pouvoir récupérer une plus grande proportion des ressources de l'axe Principal (Amec, 2011).

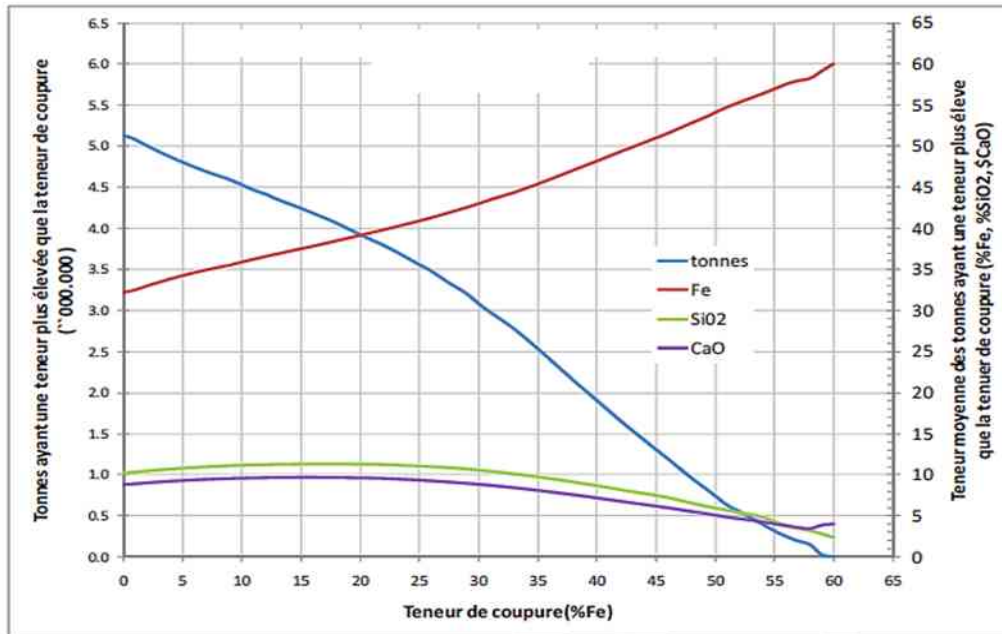


Fig. 8: Courbes teneurs - tonnes représentatives des Axes Nord et Sud-Est (Amec, 2011).

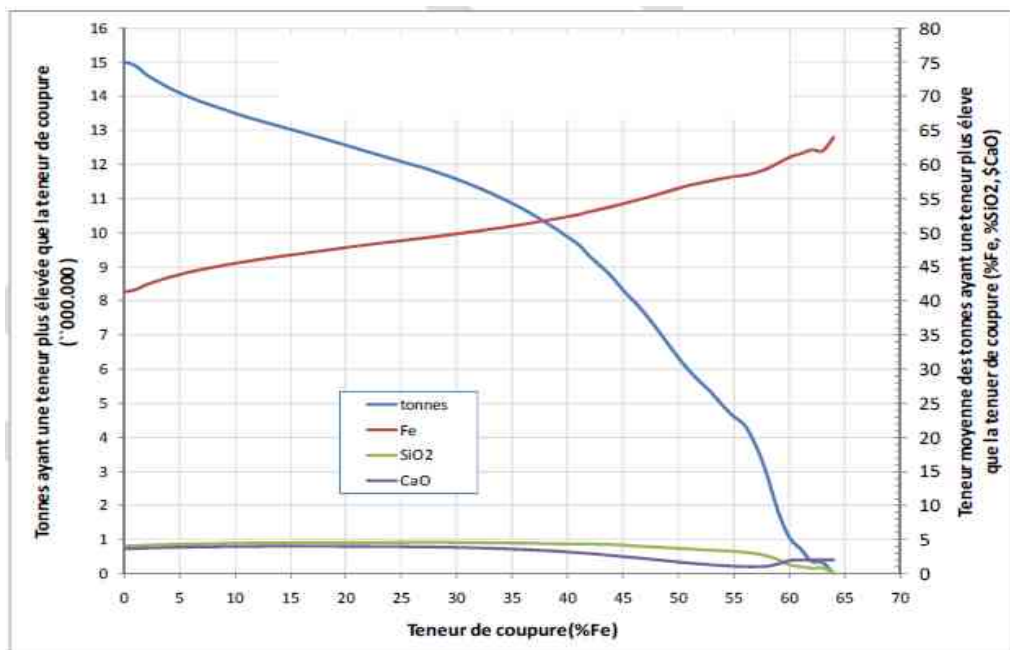


Fig. 9: Courbes teneurs - tonnes représentatives de l'axe Principal (Amec, 2011).

➤ **Continuité spatiale :**

La vérification de la continuité spatiale a comme but de voir si les blocs de hautes teneurs sont concentrés ensemble, permettant ainsi de façonner des chantiers de bonnes dimensions. Les vues de plan présentées dans la figure 10 montrent en rouge les blocs de ressources ayant une teneur de 50% Fe ou plus; les blocs en jaune ont une teneur entre 35% et 50%, ceux en

blanc ont une teneur inférieure, et les blocs en gris sont extraits depuis la fosse à ciel ouvert. En général, l'axe Principal montre une très bonne continuité dans les trois dimensions. Par contre, les axes Nord et Sud-Est montrent peu de continuité. Il est possible de former quelques chantiers plus étroits dans l'axe Nord sur les quatrième et cinquième étages, distribués au long de la veine, et il est possible d'en former peu dans l'axe Sud-Est (Amec, 2011).

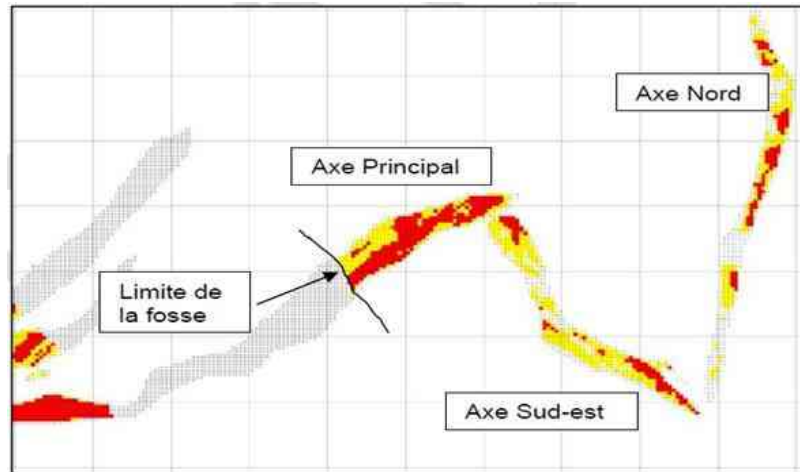


Fig. 10 : Continuité de la minéralisation, Elévation 1075, 4^{ème} étage (Amec, 2011).

III. 5 Conditions minières :

Deux modes d'exploitations sont utilisés au niveau de la mine de Boukhadra (Fig. 11) :

- A- Ciel Ouvert;
- B- Souterrain.

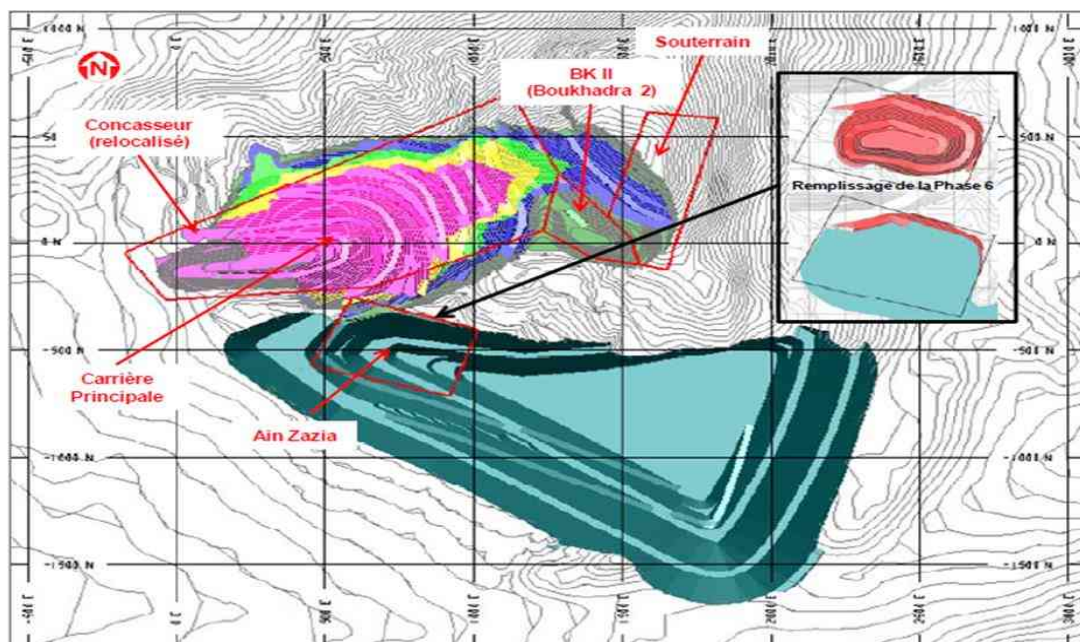


Fig.11: Plan général de la mine de Boukhadra (Amec 2011).

A- Ciel Ouvert :

L'ouverture est faite au moyen de tranchées communes multiples, la hauteur du gradin est de 8 à 15 m et dans la carrière Ain Zezia est de 10 m. La foration s'effectue aux moyens de sondeuses, de chariots, et de marteaux perforateurs, les diamètres des trous de foration sont respectivement de 160 mm, 80 mm et de 26 mm, l'abattage s'effectue à l'explosif par tir électrique.

Le chargement est opéré à l'aide de pelles mécaniques et de chargeuses sur pneus de capacité respectives de : 3.22, 5.55 et 6.3 m³.

Le transport est réalisé à l'aide de camions de carrière vers le terril extérieur au périmètre d'exploitation sur une distance d'un (01) Km et vers le concasseur pour le minerai de fer sur une distance de quatre (04) Km (Ded-Bk, 2014).

B- Souterrain :

Plusieurs méthodes ont été expérimentées (chambre magasin, sous niveaux foudroyés et sous niveaux abattus).

La méthode d'exploitation par sous niveaux abattus a été utilisé, elle a les caractéristiques suivants (Fig. 12) (Amec, 2011) :

- Longs trous ascendants ;
- Retraite décalée sur trois sous-niveaux pour une hauteur exposée de 50 mètres ;
- Chantiers ouverts sans support sur des longueurs variant entre 50 et 75 mètres ;
- Exposition d'un pilier de couronne de dix mètres de hauteur sur la longueur du chantier et sur des largeurs variant entre 20 et 50 mètres ;
- Piliers verticaux de dix mètres d'épaisseur laissés entre les chantiers ouverts.

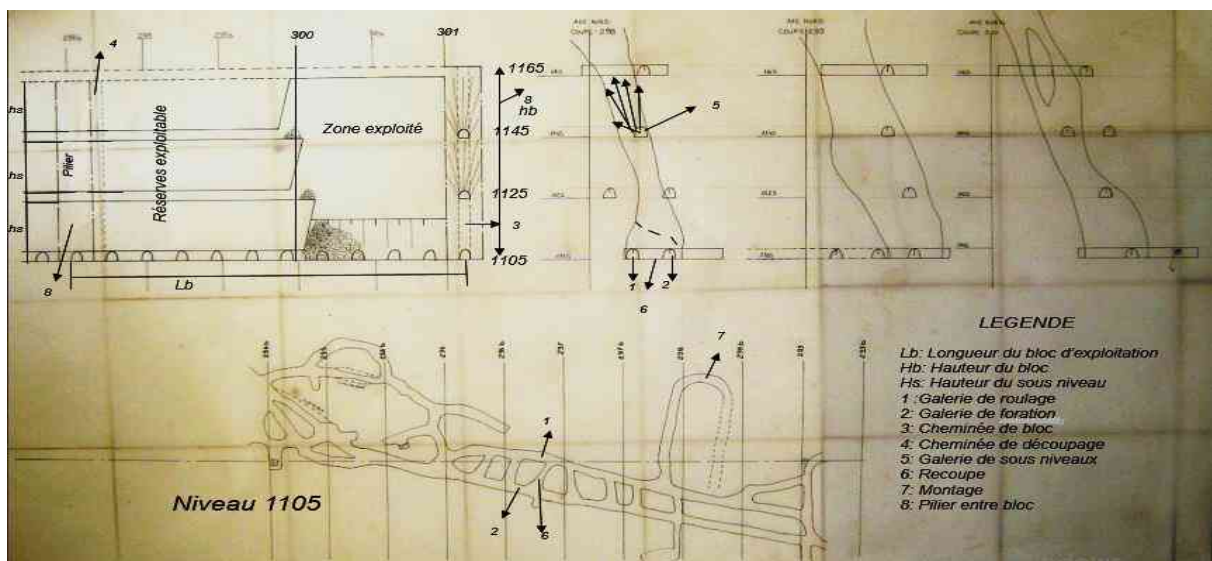


Fig.12: Méthode d'exploitation appliquée (Ded-Bk, 2014).

La foration est réalisée par trous profonds en éventail et s'effectue par des chariots de foration. L'abattage s'effectue à l'explosif par tir électrique ; Le chargement et le transport de minerai aux blocs d'exploitation sont assurés par des pelles chargeuses transporteuses de capacité de godet de 3.8 m³. La charge du minerai transporté est culbutée dans une cheminée principale jusqu'au niveau de base de roulage, d'une section dépassant 3 m², creusé dans les encaissants. Le transport du minerai au jour est assuré par des camions navettes de capacité de 20 Tonnes (Ded-Bk, 2014). L'Ordre de prise appliqué entre les étages est de haut vers le bas, dans un étage est en rabattant et dans un bloc est en direction. L'ouverture est par galerie au jour (Fig.13).



Fig. 13: Ouverture par galerie au jour, niveau 1105.

➤ **Recommandation d'Amec :**

Au début d'avril 2010, AMEC a effectué une visite aux mines d'Ouenza et de Boukhadra et a recueilli une grande quantité d'information géologique et minière. Cette information a servi à construire un modèle de ressources et un plan minier en conformité avec les normes internationales modernes (Amec, 2011).

➤ **Méthode d'exploitation et planification minière :**

La planification actuelle de la mine souterraine de Boukhadra est actuellement consiste à développer la veine d'une extrémité à l'autre avant de pouvoir commencer le minage, provoquant de très longs délais dans la production, et réduisant la flexibilité avec laquelle celle-ci peut être réalisée. Ainsi, en cas d'effondrement des épontes dans un chantier, toute la production est retardée jusqu'à ce qu'un nouveau chantier soit mis en œuvre (Amec, 2011).

Cette méthode est normalement utilisée dans des veines de moins de six mètres de largeur et est très mal adaptée pour des veines larges telles que celles minées à Boukhadra, puisqu'elle résulte en une récupération minière très basse (moins de cinquante pourcent) dû au fait que beaucoup de minerai brisé reste emprisonné dans le chantier. Présentement, les opérations obtiennent une meilleure récupération parce que les opérateurs de chargeuses à navette s'aventurent dans les chantiers ouverts, une pratique extrêmement dangereuse pour la sécurité des travailleurs. D'après les facteurs de sécurité, largeur de la veine, stabilité local et régional et économique Amec a recommandé le chantier typique (Fig. 14-16) (Amec, 2011).

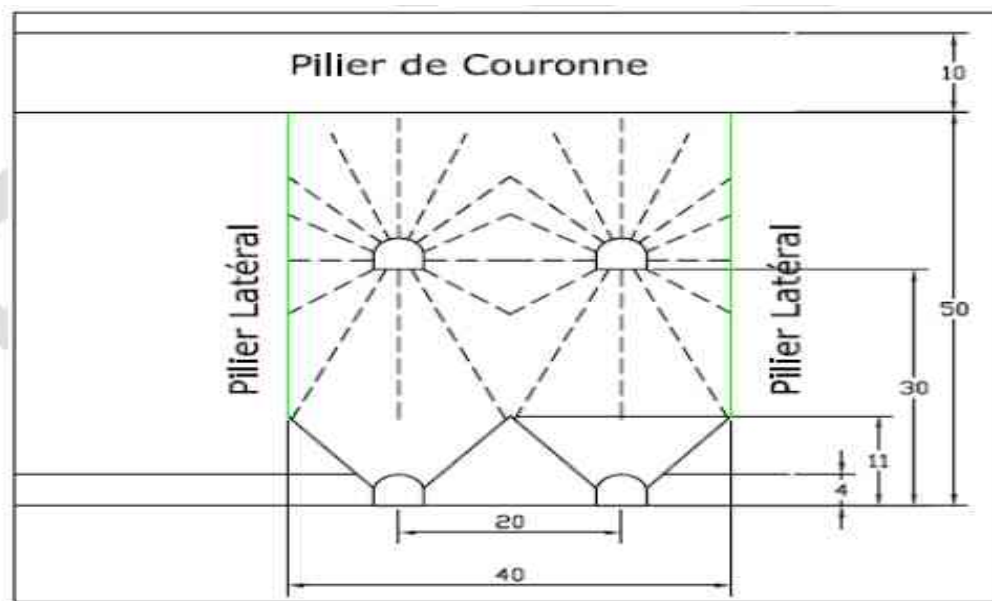


Fig. 14: Coupe longitudinale d'un chantier typique (Amec, 2011).

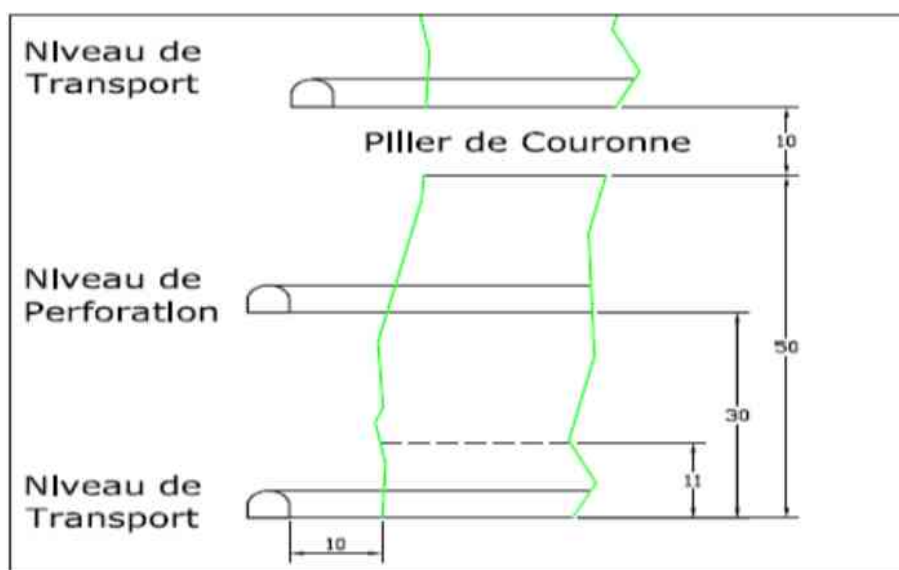


Fig. 15: Coupe transversale, chantier type (Amec, 2011).

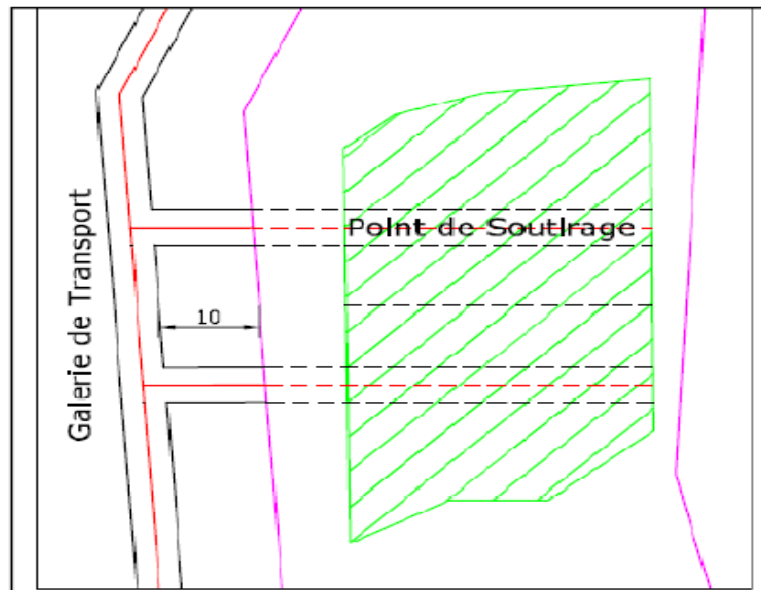


Fig. 16: Vue en plan, chantier type (Amec, 2011).

III. 6 CONCLUSION :

On a abordé dans ce chapitre les conditions géologiques et minières de la mine de Boukhadra, ces conditions ont un rôle très important sur le plan stratégique (à long terme), tactique (à moyen terme) et opérationnel (à court terme) des études technico-économiques de la mine.

IV.1 INTRODUCTION :

Dans ce chapitre, nous allons modéliser numériquement l'axe principal du corps sud du gisement de Boukhadra pour prévoir les effets de l'exploitation souterraine sur la surface (BK II) et aussi l'état de la stabilité du pilier couronne et le pilier transversal avec le code de calcul Plaxis.

IV.2 CODE DE CALCUL :

Plaxis 2D est un outil puissant et convivial pour la modélisation et l'analyse aux éléments finis des problèmes géotechniques en 2D (déformation, stabilité, en mécanique des sols et mécanique des roches). Ses applications sont nombreuses et couvrent les projets d'excavation, remblais et barrages, fondations, tunnels...etc. (Brinkgreve, 2003).

IV.3 MODELE DE CALCUL :

Le modèle élasto-plastique de Mohr-Coulomb a été sélectionné pour la modélisation de notre travail, l'avantage de ce modèle est particulièrement dans sa simplicité.

- Les paramètres essentiels du sol et sont les suivant (Brinkgreve, 2003):
 - a. Le poids volumique saturé et non saturé γ_{unsat} et γ_{sat} ;
 - b. Module de Young E_{ref} ;
 - c. Coefficient de Poisson ν ;
 - d. Angle de frottement ϕ ;
 - e. Cohésion C_{ref} ;
 - f. L'angle de dilatance ψ .

IV.4 GEOMETRIE :

Le modèle géométrique choisi est celui relatif à la taille du chantier que sera appliqué à la mine souterraine de Boukhadra (Amec, 2011):

- ❖ Hauteur de l'étage est 50 m ;
- ❖ Longueur du chantier est 60 m ;
- ❖ Largeur du chantier est 30 m ;
- ❖ Puissance du pilier transversal est 10 m ;
- ❖ Puissance du pilier de couronne est 15 m.

La méthodologie générale qu'a été utilisé dans ce travail est :

- Etablir un modèle géométrique (coupe transversale) représente la taille du chantier que sera modélisé ;
- Identifier les caractéristiques physico-mécaniques de terrain ;
- Faire le maillage et les conditions aux limites du terrain étudié ;
- Calculer les déplacements, les contraintes et les déformations ;
- La modélisation concernant le chantier unique, le pilier de couronne, le pilier transversal et l'axe principal, le modèle géométrique de l'axe principale est montré dans la figure 1 (la modélisation est en minerai).

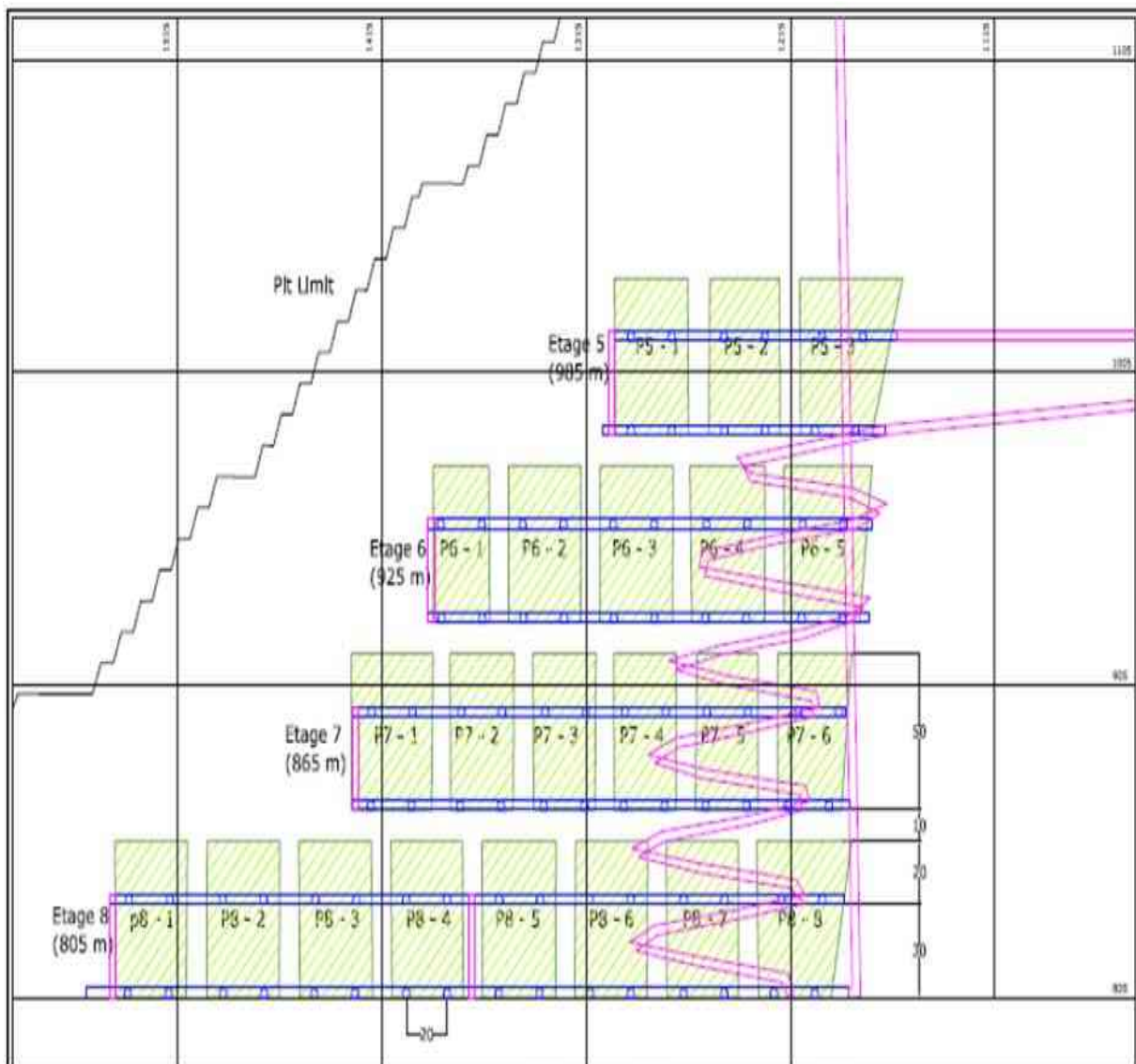


Fig. 1: Chantiers de l'Axe Principal, projection longitudinale (en regardant vers le Nord-Ouest) (Amec; 2011).

IV.5 PARAMETRES GEOTECHNIQUES DU TERRAIN :

Les paramètres de ce modèle ont été estimés par corrélation, en fonction des relations suivantes: (Cardu et al, 2016):

- 1) Module de Young par l'équation de Serafim Pereira: $E \text{ (GPa)} = 10 [(RMR-10) / 40] = 39,81 \text{ GPa}$;
- 2) Cohésion dérivée de la relation de Bieniawski $C \text{ (KPa)} = 5 \times RMR = 370 \text{ KPa}$;
- 3) L'angle de frottement interne est $(^\circ) = 5 + (RMR / 2) = 42^\circ$;
- 4) Angle de dilatation: $\psi = 12^\circ$;
- 5) coefficient de Poisson: $\nu = 0,3$;
- 6) Poids volumique $\gamma_{\text{unsat}} = 2,74 \text{ g / cm}^3$.

IV.6 RESULTATS :

➤ Chantier Unique :

a- Contraintes effectives moyenne :

À notre étude la contrainte effective moyenne avant les travaux d'abattage est égale $4,55 \cdot 10^3 \text{ KN/m}^2$ (Fig. 2).

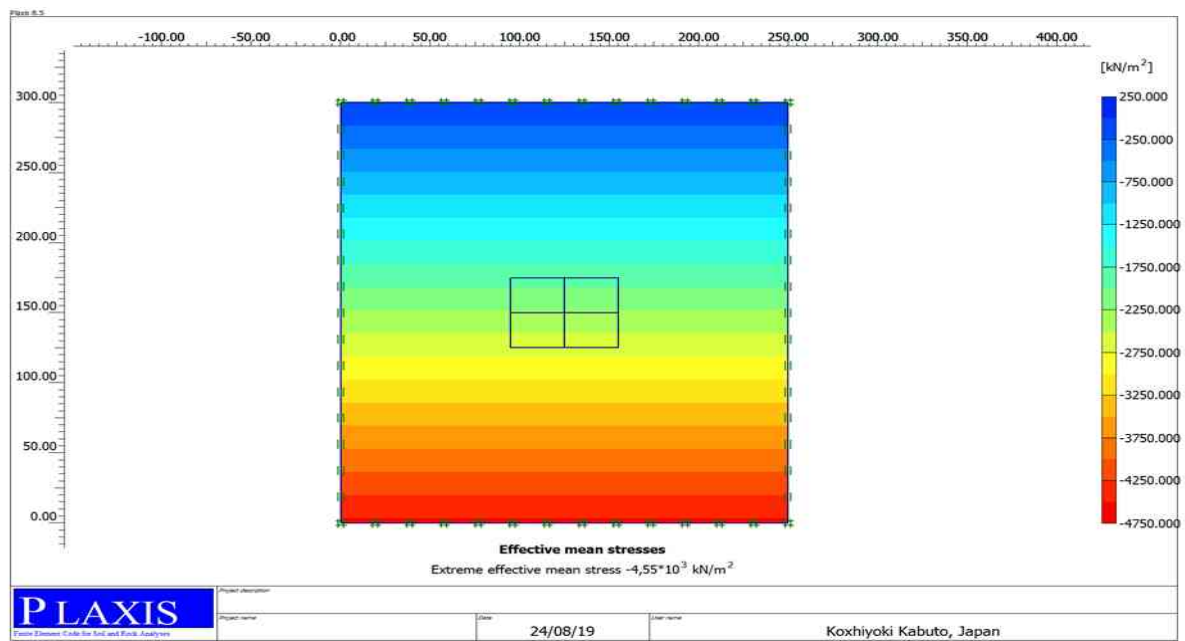


Fig. 2 : Contraintes effectives moyenne.

b- Déplacements totaux :

Les concentrations des déplacements totaux se trouvent au-dessus du chantier d'abattage, les déplacements sont diminués vers la surface. On a une valeur extrême $U_{tot} = 77.59 * 10^{-3}$ m (Fig. 3), cette valeur est très élevés et peut engendrer un effondrement local.

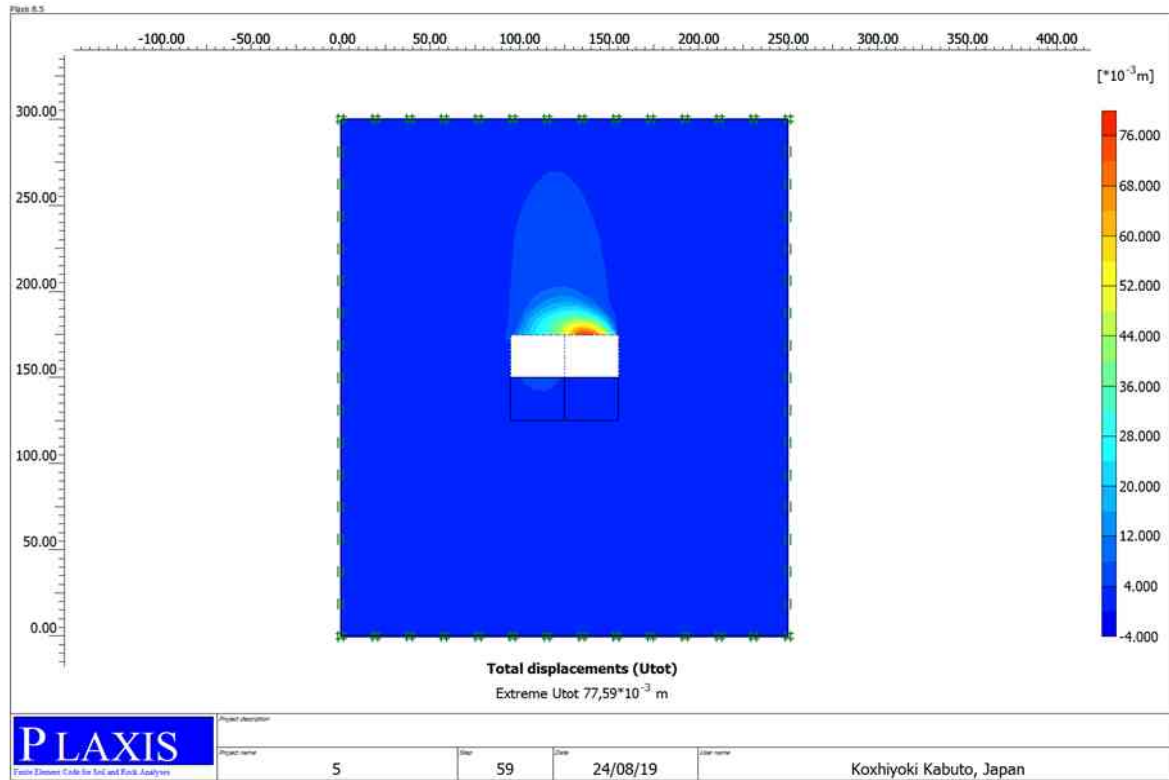


Fig. 3: Déplacements totaux (U_{tot}) -chambre unique-.

c- Déformation :

Dans notre cas les déformations de terrain sont grandes et la valeur maximale est 77.59 * 10⁻³ m, la majorité des déformations est au-dessus de la chambre d'exploitation (Fig. 4).

Remarque :

Les déformations de terrains sont classées comme suit (Gadri, 2012):

Très petites déformations ($0 < \epsilon < 10^{-5}$) ;

Petites déformations ($10^{-5} < \epsilon < 10^{-4}$) ;

Déformations moyennes ($10^{-4} < \epsilon < 10^{-3}$) ;

Grandes déformations ($\epsilon > 10^{-3}$).

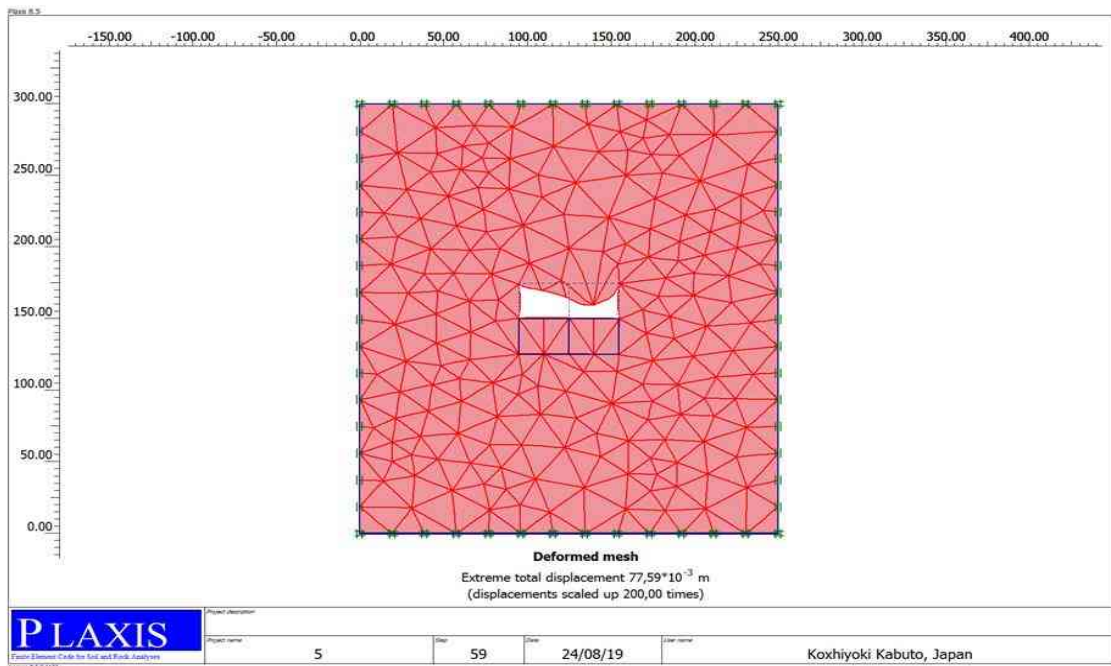


Fig. 4: Déformation de terrain.

➤ **Deux Chambres et un Pilier Transversal :**

a- *Déplacements totaux :*

Les concentrations des déplacements totaux se trouvent sur le milieu de pilier, on a une valeur extrême $U_{tot} = 11.10 \cdot 10^{-3}$ m, et les déplacements sont diminués vers la surface (Fig. 5).

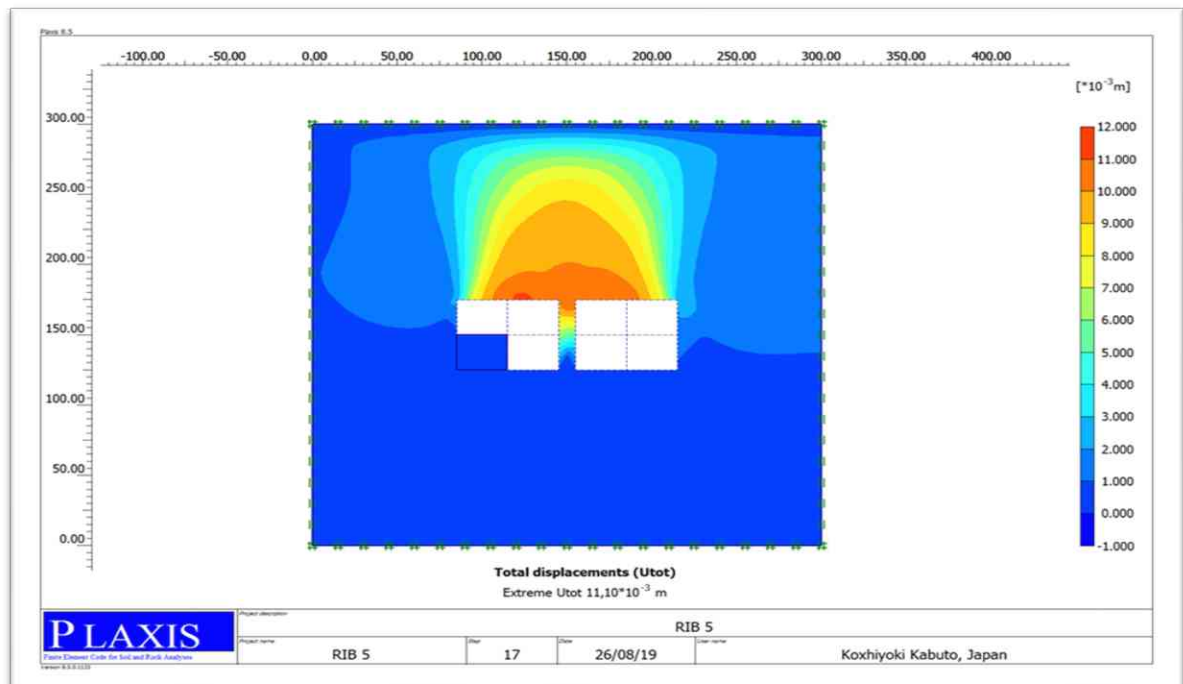


Fig. 5: Déplacements totaux (U_{tot}) -deux chambres et un pilier transversal-.

b- Déformations volumétriques :

Les déformations volumétriques sont grandes au niveau du pilier transversal, ces déformations atteignent jusqu'à la surface où la valeur extrême est $34.52 \cdot 10^{-3} \%$ (Fig. 6).

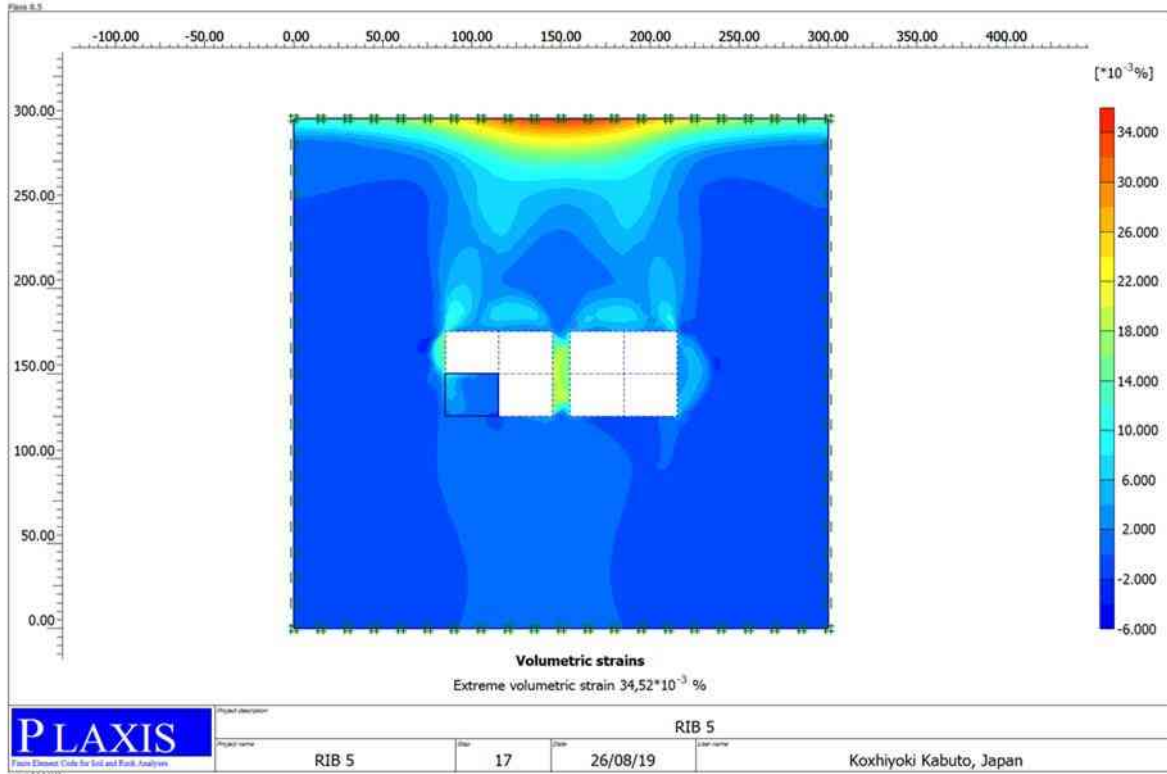


Fig. 6: Déformation volumétrique -deux chambres et un pilier transversal-

➤ **Deux chambres et pilier de couronne :**

a- Déplacements totaux :

On a une valeur extrême $U_{tot} = 3.62 \cdot 10^{-3} \text{ m}$, et les déplacements sont diminués vers la surface. La majorité des déplacements est concentré au niveau de pilier de couronne et à la côté du chantier au-dessous du pilier de couronne (Fig. 7).

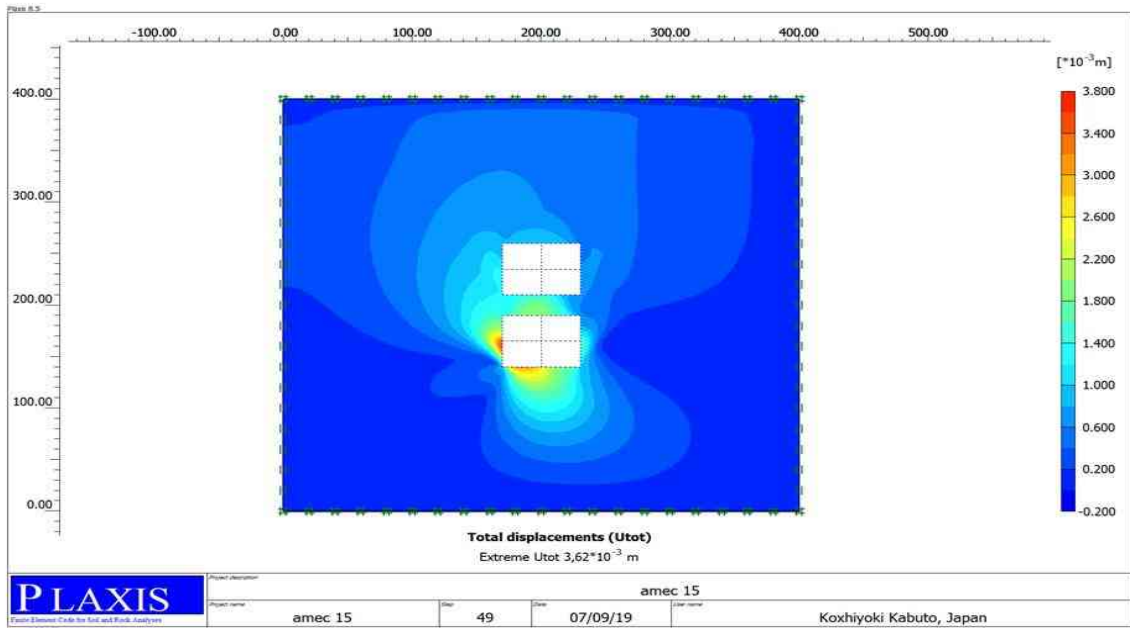


Fig. 7: Déplacements totaux (Utot) (deux chambres et pilier de couronne).

➤ **Axe Principal :**

a- *Les déplacements totaux :*

On remarque que les déplacements totaux sont significatifs dans la première couronne (entre l'étage 5 et 6), où la valeur maximum est $264,17 * 10^{-3}$ m, ces déplacements énormes peuvent remonter jusqu'à la surface (Fig. 8).

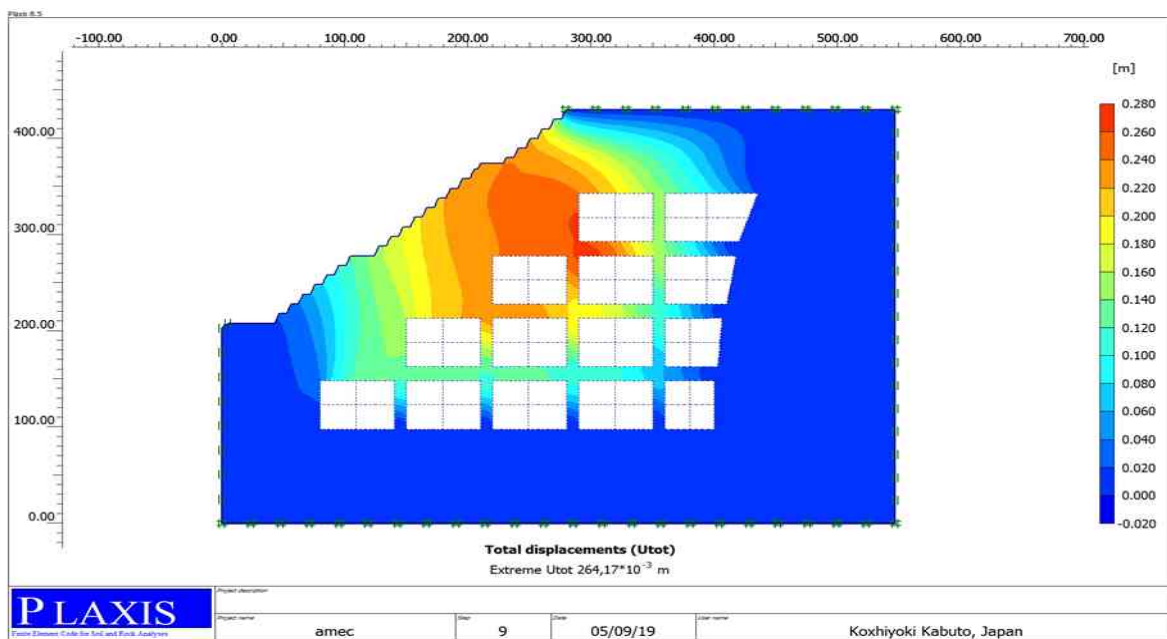


Fig. 8: Déplacements totaux (Utot) -Axe principal-.

b- Les points plastiques :

Les points plastiques sont les points de contrainte dans un état plastique, affichés dans une représentation non déformée de la géométrie (Plaxis V8, 2003), La répartition des points plastiques montre que la zone plastique est concentré dans les chantiers d'abattage jusqu'à la surface (Fig. 9).

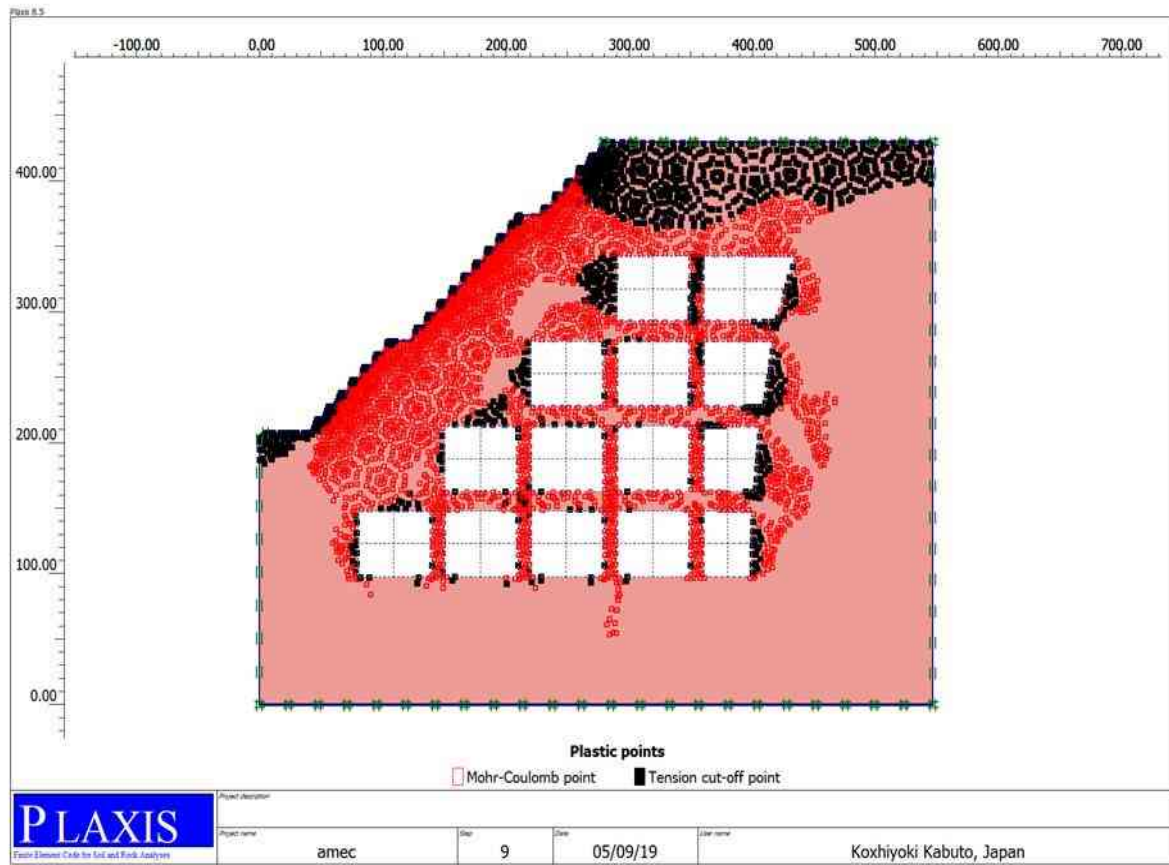
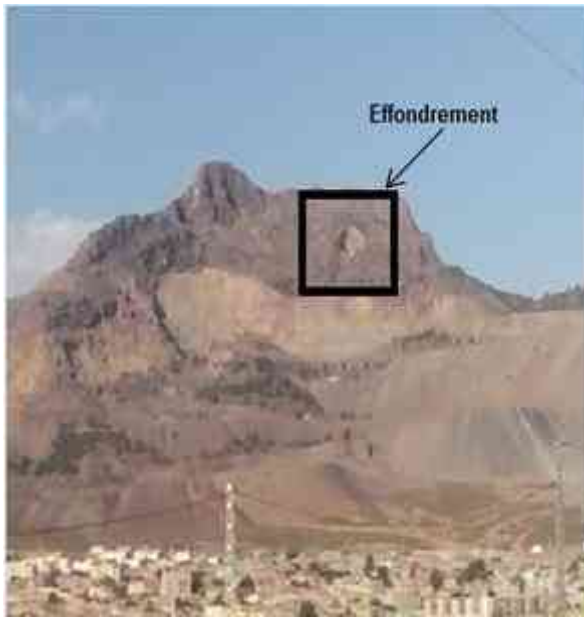


Fig. 9: points plastiques.

IV.7 VALIDATION DES RESULTATS :

Après cette étude numérique et pendant la dernière période (le dernier trimestre de l'année 2019) la mine de Boukhadra a connu un effondrement d'une grande ampleur (diamètre supérieure à 400 m), qui est dû à la rupture des piliers dans les deux étages qu'a été exploité (étage 1 et 2), cette instabilité s'est propagé verticalement et elle a atteint jusqu' à la surface (Fig. 10-11). Par conséquent, la modélisation numérique a fourni un résultat rationnel par rapport à la réalité.

a- Avant l'année 2019.



b- Après l'année 2019.



Fig. 10: Effondrement de la mine de Boukhadra au-dessus des étages exploités.

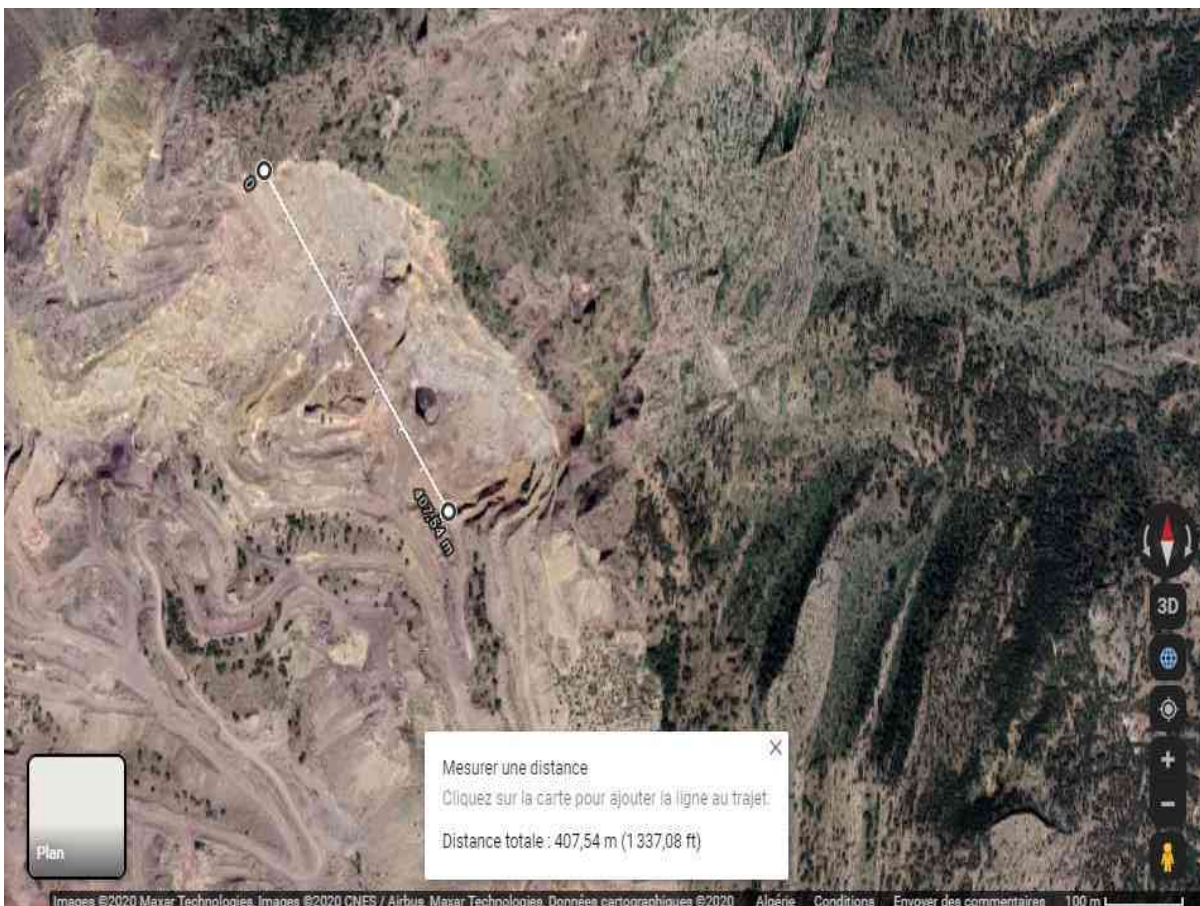


Fig. 11 : Effondrement de la mine de Boukhadra (image satellitaire par Google Earth, May-2020)

A cet égard, les dimensions actuelles des chantiers de la mine souterraine de Boukhadra doivent être changées en raison de la complexité de la masse rocheuse du gisement surtout avec la présence des conditions structurales très complexes en raison de l'existence de discontinuités et de failles majeures, et cette complexité peut générer une instabilité à court et à long terme et peut atteindre jusqu'à la surface pour les travaux de futur, en particulier avec des effets de dynamitage qui posent une grave menace (Boukelloul et al, 2015; Gadri et al, 2012).

IV. 8 CONCLUSION :

Dans ce chapitre nous avons modélisé numériquement le terrain avec la méthode des éléments finis, le code de calcul Plaxis est utilisé. Les résultats obtenus montrent que les déplacements de terrain sont élevés, par conséquent, le redimensionnement du chantier est requis avec l'utilisation d'une autre méthode d'exploitation est possible.

V.1 INTRODUCTION :

La sélection d'une méthode d'exploitation souterraine est primordiale pour la planification et la conception des mines. Cette sélection ne peut être atteinte sans étude technico-économiques qui est basé sur les paramètres : géologiques, hydrogéologiques, géotechniques et le coût d'exploitation. Le redimensionnement du chantier est nécessaire, la méthode de nombre de stabilité sera utilisée.

V.2 SELECTION DE LA METHODE D'EXTRACTION APPROPRIEE :

Afin de sélectionner la méthode d'extraction appropriée, la méthode d'UBC sera utilisée. Les paramètres de sélection pour les étages en future seront répertoriés dans les tableaux 1 et 2. La résistance à la compression des roches a été estimée par corrélation via la masse volumique (Mustafa et al, 2017).

$$R_c = 0.299 \times e^{(1.8823 \times \rho)} \quad \text{où:}$$

R_c : est la résistance à la compression uni-axiale en MPa,

ρ : est la masse volumique en g/cm^3 .

Tab. 1: Masse volumique et résistance à la compression uni-axiale de minerai et roches encaissantes.

Fer			Calcaire marneux			Marne jaune		
Echantillon	ρ (g/cm^3)	R_c (MPa)	Echantillon	ρ (g/cm^3)	R_c (MPa)	Echantillon	Masse volumique g/cm^3	R_c (MPa)
1	2,54	35,65	1	2,35	24.93	1	1,33	3.65
2	3	84.74	2	2,3	22.69	2	1,66	6.80
3	2,65	43.85	/	/	/	3	1,6	6.07
4	2,8	58.16	/	/	/	4	1,86	9.91
/	/	/	/	/	/	5	1,49	4.94
Moyen	2,74	55,6	Moyen	2,33	24	Moyen	1,58	5.85

Tab.2 : Les données de la mine de BOUKHADRA.

Paramètre	valeur	Description
Forme du gisement	/	Filon
Puissance du gisement	30 m	Épais
Pendage du gisement	60°	Incliné
Distribution du teneur	/	Graduel
Profondeur du gisement	360 à 660 m	Intermédiaire à profond
RMR de gisement	74	Fort
RMR de mur	59	Moyen
RMR de toit	46	Moyen
RSS de gisement (<600m;>600m)	5.14 et 3.43	Faible et très faible
RSS de mur (<600m; >600m)	<5	Très faible
RSS de toit (<600m; >600m)	<5	Très faible

The dialog box 'UBC Mining Method Selector Data Input' contains several sections for data entry:

- Orebody Shape:** Radio buttons for Equidimensional, **Platy / Tabular** (selected), and Irregular.
- Orebody Plunge:** Radio buttons for **Steep** (selected), Moderate, and Flat.
- Ore Grade:** Radio buttons for Low, Moderate, and High.
- Orebody Thickness:** Radio buttons for Very Narrow, Narrow, Intermediate, Thick, and Very Thick.
- Orebody Depth:** Radio buttons for < 100m, **100m - 600m** (selected), and > 600m.

Buttons for 'Cancel' and 'Next' are at the bottom right. A tabbed interface at the bottom shows 'Misc Info', 'RMR Info', and 'RSS Info'.

Fig. 1: Entrée des données (morphologie et teneur) (Breadner,1999)

The dialog box 'UBC Mining Method Selector Data Input' shows RMR data input options:

- RMR Hanging Wall:** Radio buttons for 0 - 20 (Very Weak), 20 - 40 (Weak), 40 - 60 (Moderate), 60 - 80 (Strong), and 80 - 100 (Very Strong).
- RMR Ore:** Radio buttons for 0 - 20 (Very Weak), 20 - 40 (Weak), 40 - 60 (Moderate), 60 - 80 (Strong), and 80 - 100 (Very Strong).
- RMR Footwall:** Radio buttons for 0 - 20 (Very Weak), 20 - 40 (Weak), 40 - 60 (Moderate), 60 - 80 (Strong), and 80 - 100 (Very Strong).

Buttons for 'Cancel' and 'Next' are at the bottom right. A tabbed interface at the bottom shows 'Misc Info', 'RMR Info', and 'RSS Info'.

Fig. 2: Entrée des données (RMR) (Breadner,1999)

The dialog box 'UBC Mining Method Selector Data Input' shows RSS data input options:

- RSS Hanging Wall:** Radio buttons for Very Weak, Weak, Moderate, and Strong.
- RSS Ore:** Radio buttons for Very Weak, Weak, Moderate, and Strong.
- RSS Footwall:** Radio buttons for Very Weak, Weak, Moderate, and Strong.

Buttons for 'Cancel' and 'Finish' are at the bottom right. A tabbed interface at the bottom shows 'Misc Info', 'RMR Info', and 'RSS Info'.

Fig. 3: Entrée des données (RSS) (Breadner, 1999).

V. 3 RESULTATS OBTENUS :

Sur la base des paramètres d'entrée mentionnés ci-dessus et afin de sélectionner les méthodes d'exploitation les plus favorables par la méthode UBC (à l'aide de l'implémentation Excel et Visual Basic par: Jeff Breadner (1999)) (Fig. 1-3), Les résultats obtenus sont classifiés sur le tableau et la figure suivants :

Tab.3: Les résultats de Sélection.

Classe	Résultat final	H < 600 m	Classe	Résultat final	H < 600 m
1	Sous niveaux abattus	31	1	Blocs foudroyés	32
2	Sous niveaux foudroyés	31	2	Sous niveaux foudroyés	30
3	Ciel ouvert	30	3	Coupe et remblai	29
4	Blocs foudroyés	30	4	Sous niveaux abattus	27
5	Coupe et remblai	29	5	Top slicing	18
6	Top slicing	17	6	Chambre charpentée	18
7	Chambre charpentée	16	7	Ciel ouvert	-18
8	Chambre magasin	-28	8	Chambre magasin	-30
9	Longue taille	-74	9	Longue taille	-72
10	Chambre et pilier	-81	10	Chambre et pilier	-82

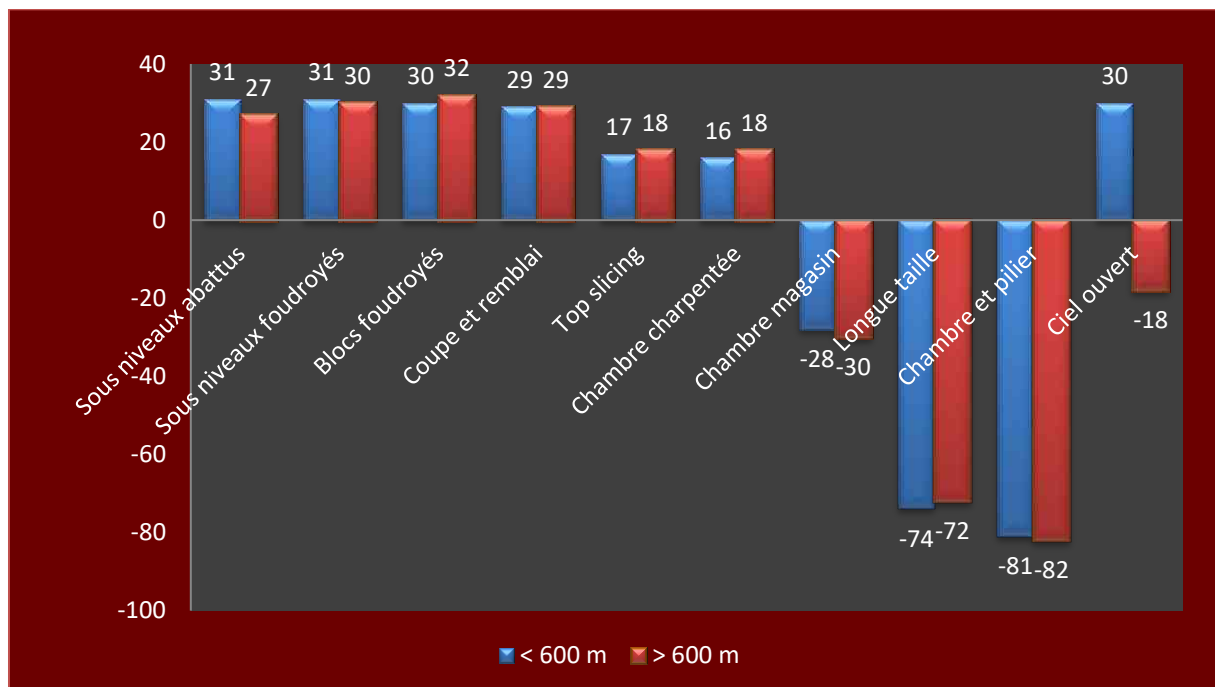


Fig. 4: Représentation graphique représente es résultats de sélection.

Les quatre méthodes d'exploitation les plus favorables sont : **Sous niveaux abattus, Coupe et remblai, Sous niveaux foudroyés et Blocs foudroyés**. Ces méthodes sont techniquement réalisables donc une estimation économique pour la sélection de la méthode finale est nécessaire.

Top Slicing n'est pas possible en raison de l'inclinaison de gisement. Cette méthode n'est pas couramment utilisée aujourd'hui en raison du coût élevé du bois et du travail intensif requis (Nicholas, 1992).

Chambre charpentée n'est pas souvent utilisée aujourd'hui en raison du coût élevé du travail (Nicholas, 1992) et aussi cette méthode n'est pas adaptée avec la puissance et RMR de gisement et de toit de gisement étudié.

Chambre magasin : cette méthode est exclue. Elle a un score négatif en raison de la puissance. Elle nécessite beaucoup de main-d'œuvre et donc une méthode d'extraction coûteuse (Peskens, 2013). Cette méthode n'est pas admissible avec la note RSS de cas étudié.

Chambre et pilier et longue taille sont les méthodes les plus inappropriées en raison du pendage et de la puissance qui ne correspond pas aux caractéristiques géométriques du corps sud de la mine souterraine de Boukhadra, ces deux méthodes destinées aux gisements plats et étroits (Nicholas, 1992).

Ciel Ouvert : elle a un score négatif, Ce qui signifie qu'il ne s'agit pas d'une méthode d'extraction appropriée pour le gisement de Boukhadra en raison de la profondeur.


Pour la sélection finale, une estimation économique est nécessaire, bien que les méthodes d'exploitation sélectionnées selon la méthode de UBC soient techniquement réalisables, leurs coûts d'exploitation sont significativement différents (Kabwe et al, 2015). Sur la base de classement relatif des coûts d'exploitation par Hartman et Morrison Tableau 4; on peut identifier la méthode dont le coût d'exploitation est potentiellement le moins élevé (Nicholas, 1992). Les pourcentages des coûts estimés selon le classement de Hartman sont en fonction du coût de la méthode de Square set qui est la plus coûteuse que les autres méthodes.

➤ **Sélection finale de la méthode d'exploitation sur la base économique et environnementale :**

Sur la base du classement relatif des coûts miniers par Hartman et Morrison (Tab. 4), on peut identifier la méthode dont le coût d'exploitation est potentiellement le moins élevé (Nicholas, 1992). Les méthodes d'exploitation de blocs foudroyés et de sous niveaux abattus

sont les moins coûteuses que les deux autres méthodes sélectionnées ; mais à cause de l'emplacement proche de la mine à ciel ouvert par rapport à la mine souterraine, on choisit la méthode d'exploitation de sous niveaux abattus.

Tab. 4: Classement des méthodes d'extraction en fonction des coûts d'exploitation relatifs (Kabwe et al, 2015).

Classement de Hartman		Classement de Morrison	
Méthodes	Estimation des coûts d'exploitation (%)	Méthodes	Estimation des coûts d'exploitation (%)
Longue taille	20	Blocs foudroyés	Le plus bas
Blocs foudroyés	20	Sous niveaux abattus	
Chambre et pilier	30	Sous niveaux foudroyés	
Sous niveaux abattus	40	Longue taille	
Sous niveaux foudroyés	50	Chambre et pilier	
Chambre magasin	50	Chambre magasin	
Coupe et remblai	60	Coupe et remblai	
Top slicing	70	Top slicing	
Chambre charpentée	100	Chambre charpentée	Le plus haut

La méthode de sous niveaux abattus comprend les variantes suivantes : l'extraction de veines, l'abattage transversal, l'abattage longitudinale et l'Avoca (Peter, 2011) (Fig. 5).

La variante qu'a été utilisée au niveau de la mine de BOUKHADRA est la méthode longitudinale qui est une variation par laquelle ces bancs sont extraits parallèlement au corps minéralisé. Il est une option à faible coût et à fort tonnage pour les corps minéralisés d'épaisseur étroite à modérée. Mais avec plusieurs inconvénients tels que un seul chantier peut être exploité et s'il y a des effondrements, les travaux de production s'arrêtent temporairement jusqu'à créer un nouveau chantier et une difficulté de planification à cause d'un seul accès de production (Peskens, 2013).

La méthode transversale est largement utilisée dans les gisements de 20 à 30 m d'épaisseur (Peter, 2011) donc leur utilisation est très logique pour les conditions de la mine de BOUKHADRA. Cette méthode a plusieurs avantages tels que la facilité de séquençage et la flexibilité dans la planification et l'exploitation, Facilement mécanisé, plusieurs chantiers peuvent être extraits simultanément, parmi ses inconvénients on cite : les exigences de

développement élevés entraînant des coûts d'investissement élevés et la planification de la ventilation peut être difficile (Peskens, 2013).

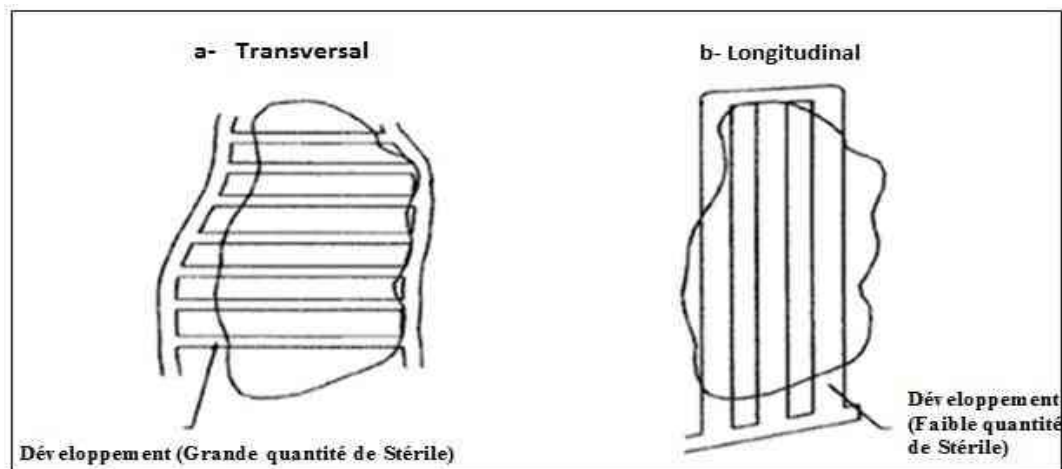


Fig. 5: Disposition transversale ou longitudinale (Page, 2001) –modifié-.

V.4 REDIMENSIONNEMENT DES CHANTIERS :

Tout d'abord, des analyses empiriques sont effectuées pour la méthode des trous longs. Les dimensions maximales du chantier sont l'objectif principal de ces analyses (Tutluoglu et al, 2013). Parmi les méthodes empiriques on cite la méthode de graphe de stabilité qui peut être utilisé pendant trois étapes minières distinctes (Potvin et Hadjigeorgiout, 2001). Elle a un objectif de quantifier les principaux facteurs influençant la stabilité des chantiers ouverts. Depuis son introduction par Mathews (1981), elle a été largement acceptée et utilisée dans le monde entier comme outil de conception.

Mathews (1981) a basé son graphique de stabilité sur un nombre limité d'étude de cas. Le graphique de stabilité a été étendu par Potvin (1988) à 175 études de cas et d'autres études étendues tels que Nickson (1992) qui sera utilisé dans cet article; on cite : Stewart et Foryth (1995); Hadjigeorgiou et al (1995); Diederichs et Kaiser (1996) (Stewart, 2005).

Le graphe de stabilité est un graphique log-linéaire, dans l'axe des abscisses est le rayon hydraulique (RH) qui est tracé en fonction du nombre de stabilité (N') qui est forme modifié de Q-valeur (Q') où le facteur de contrainte actif est exclu le Q' calculé selon la relation suivante (Peskens, 2013).

$Q' = (RQD/J_n) * (J_r/J_a)$ où :

RQD : (Rock Quality Designation) ;

J_n : indice des familles de joints ;

Jr : indice de rugosité des joints ;

Ja : indice d'altération des joints.

Le graphe de stabilité de Nickson (1992) comprend une zone stable, zone de transition sans soutènement, zone stable avec soutènement, zone transition avec soutènement et une zone instable. La note N'est fixée, le RH peut être manipulé pour maximiser la dimension du chantier dans des conditions favorables. Le RH représente la valeur de la section d'éponte sur son périmètre en (m). Le N' calculé selon la relation suivante (Potvin et Hadjigeorgiout, 2001) : $N' = Q' \cdot A \cdot B \cdot C$ où :

- Q' : indice de classification NGI modifié
- A : Facteur de stress ;
- B : Facteur d'ajustement des joints ;
- C : Facteur d'ajustement de la gravité.

Pour déterminer les facteurs de nombre de stabilité, en utilisant les courbes de Diederichs et Kaiser (1996) (Fig.6).

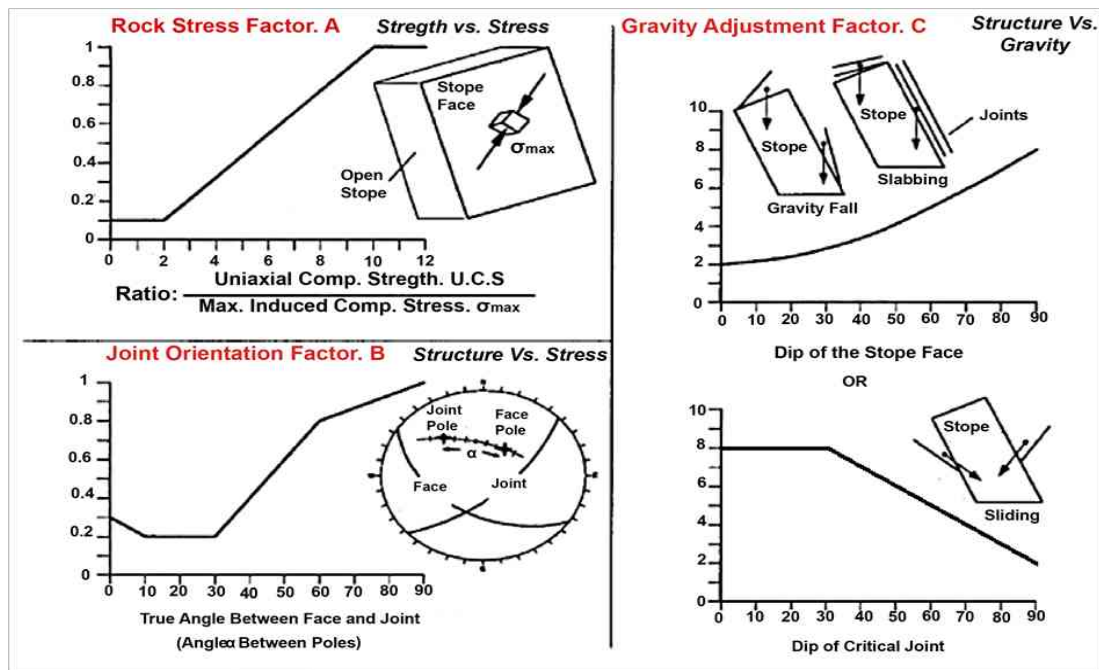


Fig. 6: Paramètres de nombre de stabilité selon Diederichs et Kaiser (1996).

Pour calculer le nombre de stabilité, des mesures de discontinuités effectuées au niveau de la mine de Boukhadra. On a utilisé le Stereonet 10 pour la projection stéréographique (Fig. 7-8). Les résultats sont montrés dans le tableau 5.

a) Minerai de fer b) Mur (calcaire marneux) c) Toit (marne jaune)

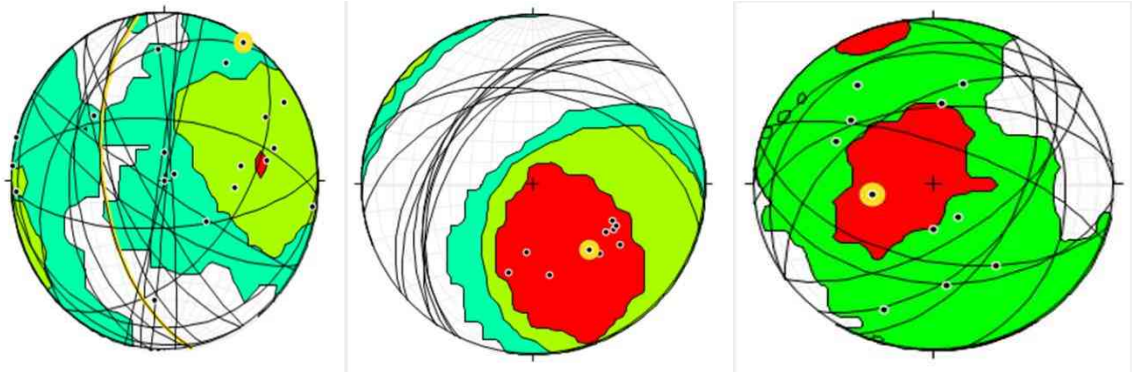


Fig. 7: projection stéréographique représente les familles de discontinuité.

a) Minerai de fer b) Mur (calcaire marneux) c) Toit (marne jaune)

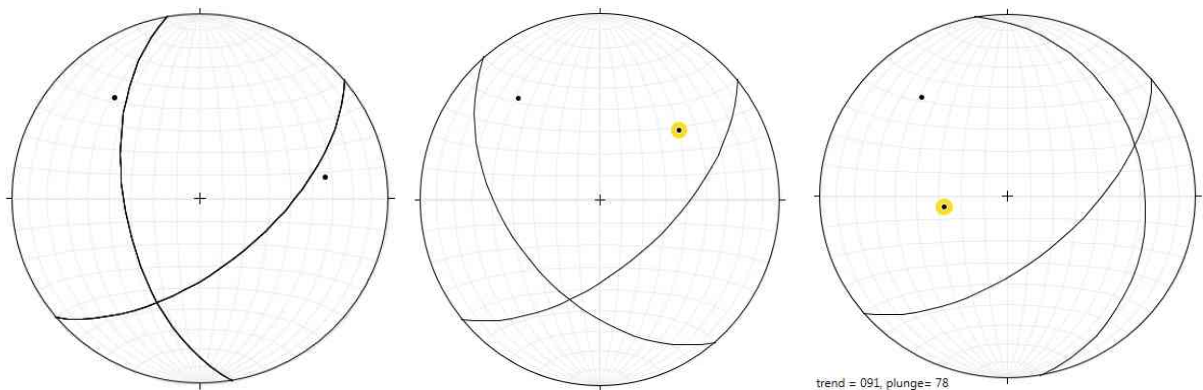


Fig. 8 : projection stéréographique représente l'angle entre famille de discontinuité et le gisement.

Tab. 5: Le nombre de stabilité

- Minerai de fer

Profondeur	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'	A	B	C	N'
< 600 m	80	3	3	3	26.67	0.4	0.9	5	48
> 600 m	80	3	3	3	26.67	0.23	0.9	5	36

- Mur - Calcaire marneux -

Profondeur	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'	A	B	C	N'
< 600 m	88	3	2	3	19.56	0.17	0.8	5	13.3
> 600 m	88	3	2	3	19.56	0.1	0.8	5	7.82

- Toit – Marne jaune -

Profondeur	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'	A	B	C	N'
< 600 m	72	3	1	4	6	0.1	0.6	5	1.8
> 600 m	72	3	1	4	6	0.1	0.6	5	1.8

Après le calcul du nombre de stabilité (N'), le Toit a la valeur la plus basse ($N' = 1.8$). Par conséquent, il sera le facteur limitatif pour dimensionner le chantier d'abattage. Ensuite, les rayons hydrauliques maximum sont déterminés sur la base de graphe de Nickson (Fig. 9) (Tab. 8 et 9). L'explication pour les cellules colorées et les abréviations seront données dans le tableau 6:

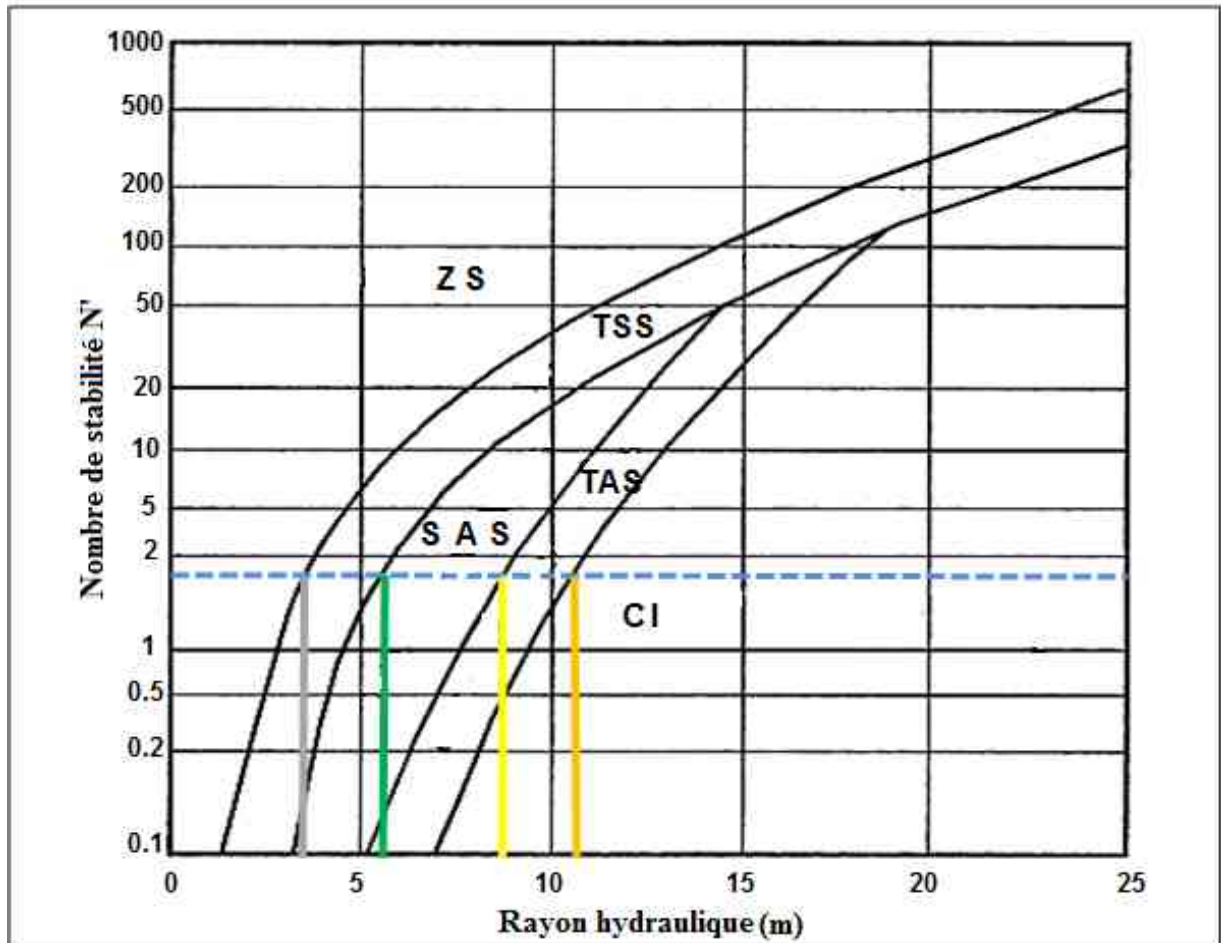


Fig. 9: Graphe de stabilité de marne jaune d'après Nickson (1992).

Tab.6: Explication d'abréviation et de couleur

	Zone Stable	Transition Sans Soutènement	Stable Avec Soutènement	Transition Avec Soutènement	Zone Instable
Abréviation	ZS	TSS	SAS	TAS	ZI
Couleur					

Sur la base de nombre de stabilité de Nickson (1992), la dimension des chantiers d'abattage appliquée à la mine souterraine de Boukhadra (50 m de hauteur et 60 m de longueur) engendre un état de stabilité très mauvaise surtout dans les roches encaissantes, ceci

entraîne à des grands problèmes techniques et économiques (Tab. 7). Pour un chantier plus stable, le redimensionnement des paramètres géométriques des chantiers est très obligatoire.

Tab. 7: Rayon hydraulique max de chantier de la mine de Boukhadra.

	RH max du Toit (m)	RH max du Mur (m)	RH max de pilier entre les chantiers (m)	RH de la couronne (m)
Dimension de chantier actuel	13.6	13.6	9.4	10

Tab. 8: Le rayon hydraulique max pour : $H < 600$ m.

	Rayon hydraulique Max (m)				
Fer –Minerai-	10.9	14.1	14.2	16.3	>16.3
Calcaire marneux -Mur-	6.8	9.3	11.9	13.5	>13.5
Marne jaune -Toit-	3.4	5.5	8.7	10.6	>10.6

Tab. 9: le rayon hydraulique max pour : $H > 600$ m.

	Rayon hydraulique Max (m)				
Fer –Minerai-	9	12.2	13.2	15.1	>15.1
Calcaire marneux -Mur-	5.5	7.8	10.9	12.2	>12.2
Marne jaune -Toit-	3.4	5.5	8.7	10.6	>10.6

Ensuite, la longueur maximum du Toit est calculée pour des hauteurs de 40 m, 50 m, 60 m et 70 m. Concernant la zone stable de graphe, le rayon hydraulique maximum est 3 m et ceci engendre une longueur très courte. Par conséquent, la longueur maximum du Toit est calculée selon le rayon hydraulique maximum de TSS pour maximiser la longueur du chantier, où le rayon hydraulique est 10 m et ceci entraîne à minimiser les pertes minières. Les rayons hydrauliques maximums des Murs, de pilier entre les chantiers et de pilier de couronne sont calculés et comparés avec le graphe de Nickson pour vérifier l'état de stabilité (Tab. 10 et 11).

Tab. 10: Dimensions des chantiers pour : $H < 600$ m

Hauteur	Longueur max du Toit (m)	RH de longueur max du Mur (m)	RH de pilier entre les chantiers (m)	RH de la couronne (m)
40 m	30.8	8.7	8.6	7.6
50 m	26.7	8.7	9.4	7.1
60 m	24.5	8.7	10	6.7
70 m	23.2	8.7	10.5	6.5

Tab.11 : Dimensions des chantiers pour : $H > 600$ m

Hauteur	Longueur max du Toit (m)	RH de Longueur max du Mur (m)	RH de Pilier entre les chantiers (m)	RH de la couronne (m)
40 m	30.8	8.7	8.6	7.6
50 m	26.7	8.7	9.4	7.1
60 m	24.5	8.7	10	6.7
70 m	23.2	8.7	10.5	6.5

L'exploitation d'un chantier d'une hauteur de 40 m produira des dimensions plus stables où le pilier entre les chantiers et la couronne sont plus stables que les autres hauteurs. Pour cette raison, la taille maximum de chantier est de 40 m de hauteur, de 40 m de longueur et de 30 m de largeur (Fig. 10).

Détermination de la largeur de pilier de couronne ℓ :

$$\begin{aligned} RH &= \ell \cdot L / 2(\ell + L) = 7.6 \\ &= 30 \ell / (2 \ell + 60) \end{aligned}$$

Donc : $\ell = 30.81 \text{ m} \approx 30 \text{ m}$.

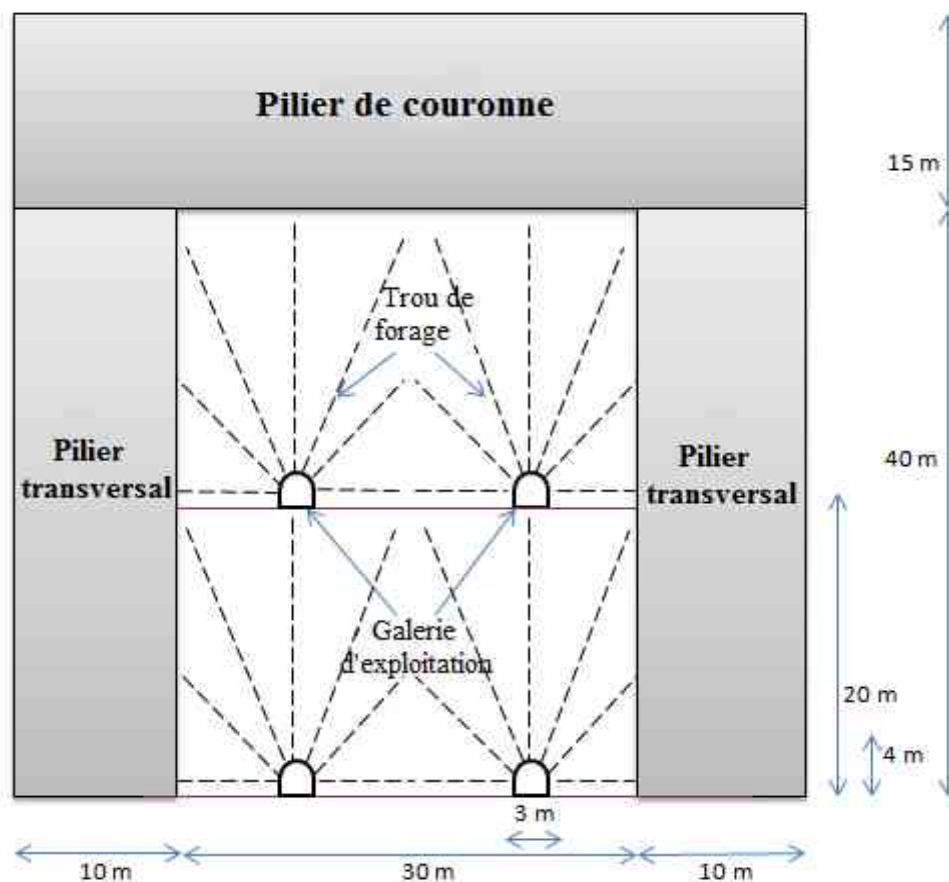


Fig. 10: Chantier typique.

V.5 MODELISATION NUMERIQUE :

Les résultats obtenus par le code de calcul PLAXIS 3D montrent que le déplacement total du chantier est $241,56 \times 10^{-6}$ m, ce qui signifie que la dimension empiriquement calculée du chantier est suffisante pour assurer la stabilité, avec un facteur de sécurité égal à 1,56.

Après la validation de la dimension du chantier, nous avons modélisé le pilier couronne avec une section de 30×30 m et une 15 m d'épaisseur, la même valeur d'épaisseur est appliquée dans la mine de Boukhadra. Les résultats montrent que les déplacements totaux sont de $1,70 \times 10^{-3}$ m (Fig. 11).

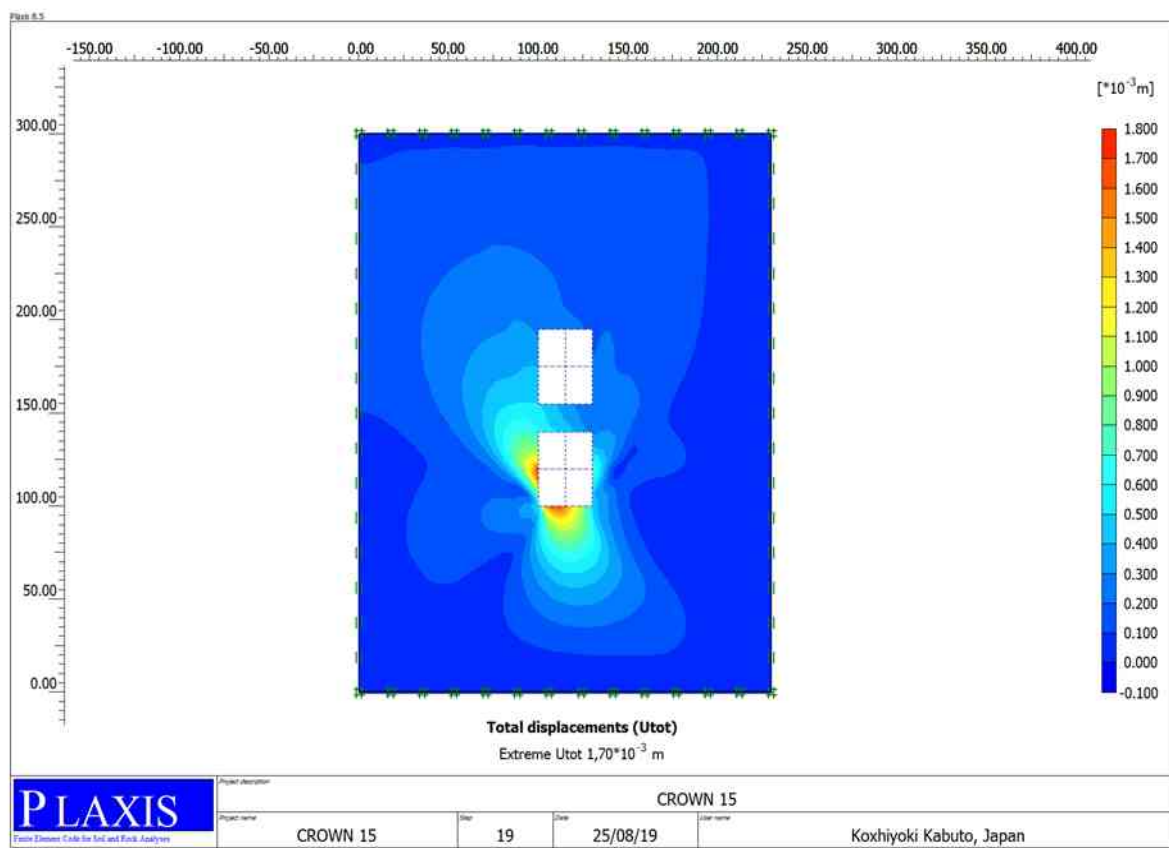


Fig. 11: Déplacements totaux –deux chambres et pilier de couronne-.

En ce qui concerne le pilier transversal de $40 \times 30 \times 10$ m, d'une section de 40×30 m et d'une épaisseur de 10 m de la mine Boukhadra, les résultats montrent que les déplacements totaux sont de $1,41 \times 10^{-3}$ m dans le pilier transversal et sont de $68,27 \times 10^{-3}$ m dans l'axe principal (Fig. 12-13).

Les résultats des déplacements totaux avant et après le redimensionnement sont montrés dans le tableau 12 et la figure 14.

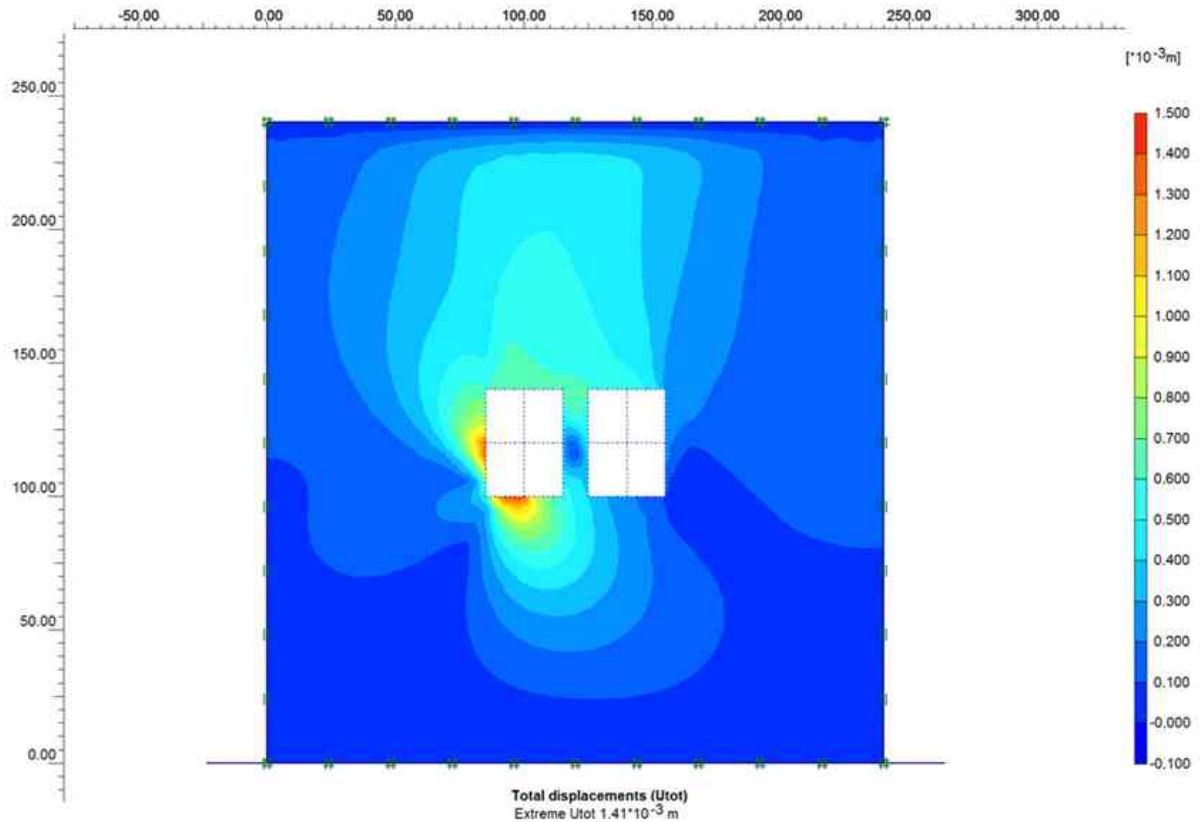


Fig. 12: Déplacements totaux –deux chambres et pilier transversal-

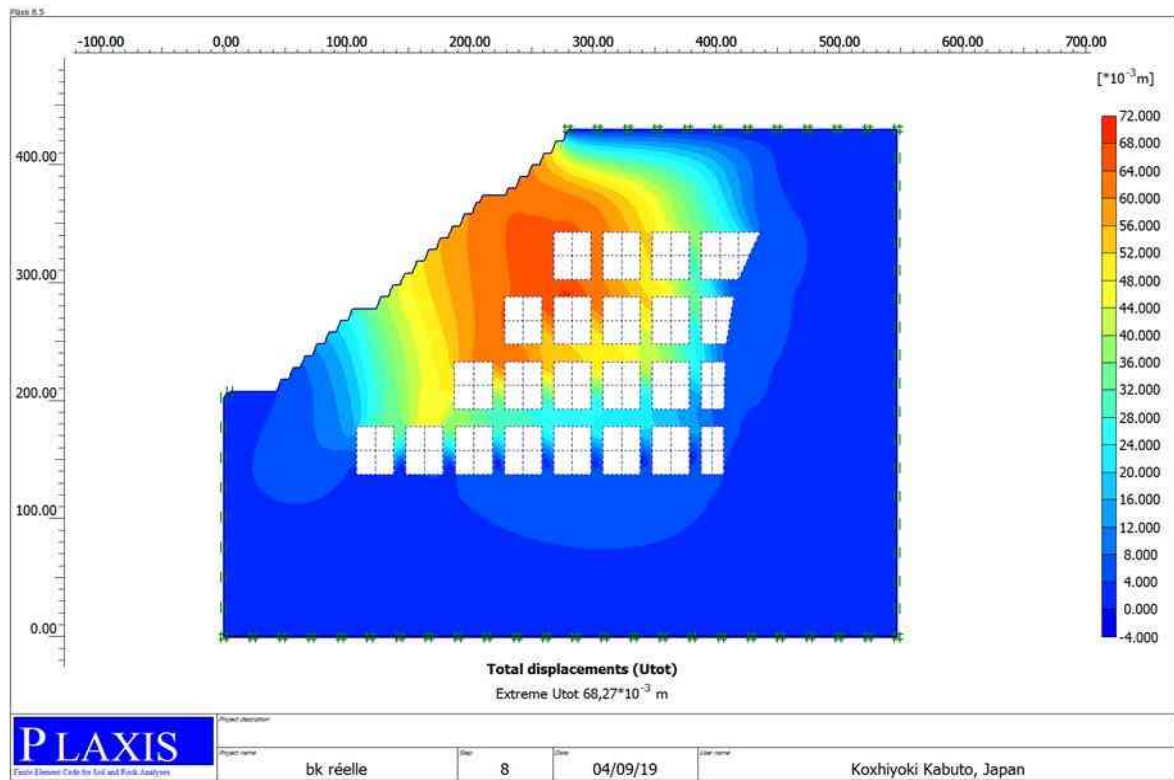


Fig. 13: Déplacements totaux (Utot) de l'axe principal.

Tab. 12: Les déplacements totaux avant et après le redimensionnement.

	Chantier unique (m)	Deux chambres et pilier de couronne (m)	Deux chambres et pilier transversal (m)	Axe principal (m)
Avant le redimensionnement	$77.59 * 10^{-3}$	$3.26 * 10^{-3}$	$11.10 * 10^{-3}$	$264.17 * 10^{-3}$
Après le redimensionnement	$241.56 * 10^{-6}$	$1.70 * 10^{-3}$	$1.41 * 10^{-3}$	$68,24 * 10^{-3}$

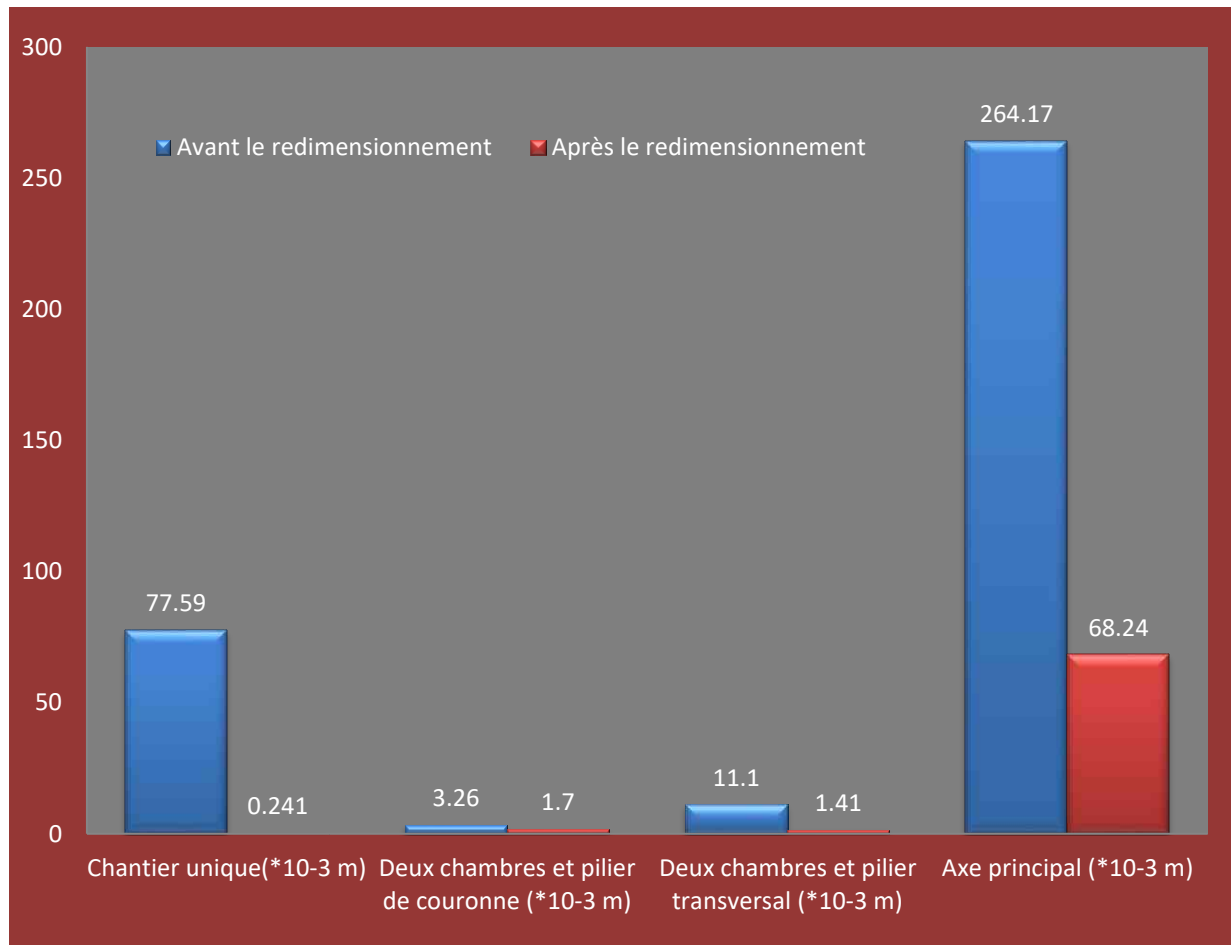


Fig. 14: Représentation graphique représente les déplacements totaux avant et après le redimensionnement.

Après le redimensionnement des chantiers; les déplacements restent élevés dans la surface, par conséquent, le remblayage est requis pour les chantiers approximatifs de surface afin de réduire les déplacements au niveau de la mine à C-O (BK II).

➤ **L'axe principal après l'utilisation du remblayage (Fig. 15):**

On prend :

$E= 300 \text{ Mpa}$, $\nu = 0.2$, $\varphi=30^\circ$, $c= 1\text{kpa}$, $\Psi= 0^\circ$ (Sobhi, 2014).

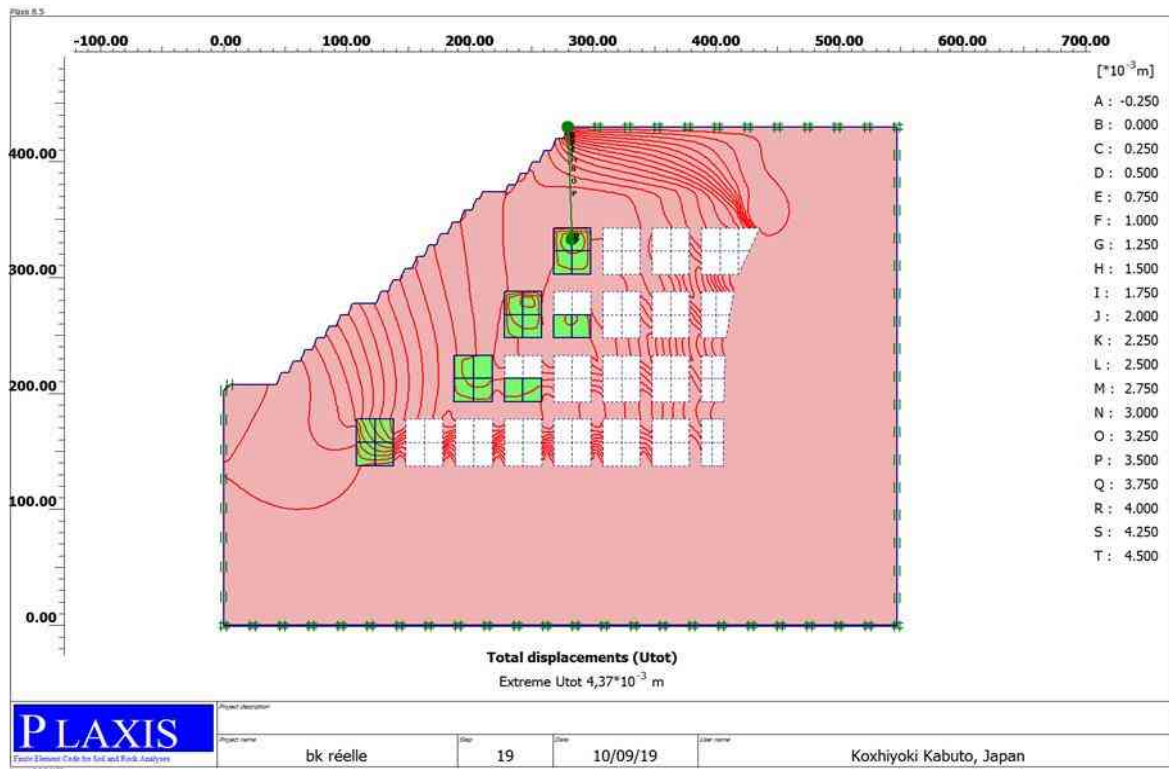


Fig. 15: déplacements totaux après l'utilisation de remblayage de l'axe principal.

L'utilisation de remblayage rocheux a permis de réduire les déplacements totaux au niveau des chantiers près de la surface de la mine à Ciel Ouvert (BK-II) qui est en contact avec le corps sud où la valeur maximum est $4.37 \cdot 10^{-3}$ m (Fig. 16). Par conséquent, le risque des affaissements et des effondrements en surface réduit.

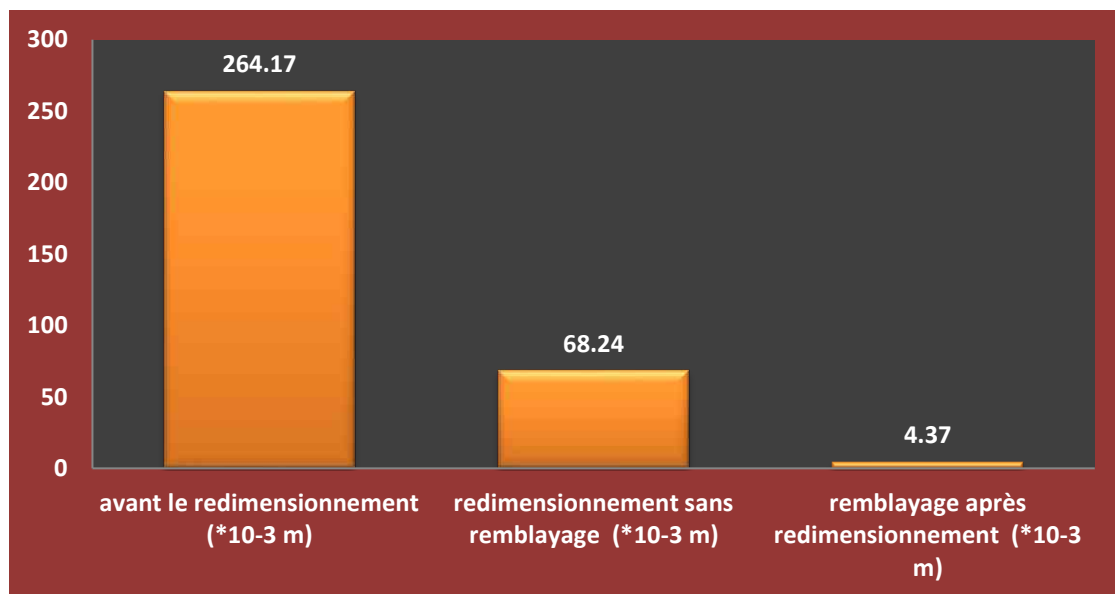


Fig. 16: Représentation graphique représente les déplacements totaux avant et après le redimensionnement.

V.6 CONCLUSION :

La méthode d'exploitation appropriée est la base de la rentabilité des mines contemporaines du monde. Le but de ce travail est de sélectionner la méthode d'extraction appropriée pour le corps sud de la mine souterraine de Boukhadra et de calculer les dimensions du chantier. À cet égard, la méthode de sélection UBC et la méthode de dimensionnement Nickson ont été utilisées. Les principales conclusions sont les suivantes:

1. La méthode de Sous-niveaux abattus est la plus approprié ;
2. En fonction des propriétés du gisement étudié, la variante transversale est meilleure que la variante appliquée.
3. La taille maximale du chantier est de 40 m de hauteur, 30 m de longueur et 30 m de largeur; ces nouvelles dimensions proposées ont permis d'améliorer la stabilité des chambres que les dimensions actuelles de la mine de Boukhadra.
4. Ces nouvelles dimensions nécessitent les instructions suivantes:
 - Une zone de transition sans soutènement pour le Mur ($H < 600$ m),
 - Soutènement pour le Toit ($H < 600$ m; $H > 600$ m)
 - Le soutènement du Toit ($H > 600$ m) est requis; de l'autre côté, les piliers transversaux et les piliers de couronne sont stables.
5. La modélisation numérique montrée que les déplacements totaux sont diminués après le redimensionnement mais les déplacements restent élevés, par conséquent, le remblayage est utilisé pour les chantiers approximatif de surface, ceci a permis de réduire les déplacements au niveau de la mine à C-O.

CONCLUSION GENERALE ET RECOMMANDATIONS :

Le travail développé a porté principalement sur Les mouvements de terrains relatifs aux exploitations minières souterraines des gisements filoniens qui sont principalement : les effondrements localisés et les affaissements.

L'objectif principal de ce travail de recherche est de modéliser numériquement la méthode d'exploitation appliquée à la mine de Boukhadra pour évaluer à long terme les déformations des piliers et les déplacements de terrain en surface avec le redimensionnement les chantiers d'abattage pour réduire les déplacements totaux.

Ce travail nous a permis de conclure les points suivants :

- Les résultats obtenus par la modélisation numérique montrée que la géométrie actuelle des chantiers donnés des déplacements totaux très élevés, donc l'existence de l'effondrement est très possible.
- La méthode de sous-niveaux abattus est la plus appropriée selon les critères technico-économiques.
- La taille maximale du chantier est de 40 m de hauteur, 30 m de longueur et 30 m de largeur; ces nouvelles dimensions ont permis d'améliorer la stabilité des chambres que les dimensions actuelles de la mine de Boukhadra.
- Ces nouvelles dimensions nécessitent les instructions suivantes :
 - Une zone de transition non supportée pour le Toit ($H < 600$ m),
 - Soutènement pour le Mur ($H < 600$ m; $H > 600$ m)
 - Le soutènement du Toit ($H > 600$ m) est requis; de l'autre côté, les piliers transversaux et les piliers de couronne sont stables.
- La modélisation numérique montrée que les déplacements totaux est diminué après le redimensionnement mais les déplacements restent élevés, par conséquent, le remblayage est utilisé pour les chantiers approximatif de surface, ceci a permis de réduire les déplacements au niveau de la mine à C-O.

Les recommandations de ce travail portant sur plusieurs volets décrits ci-après :

- lorsque l'insuffisance des informations techniques et géotechniques au niveau de la mine de Boukhadra, il est nécessaire de quantifier la qualité du massif rocheux et qui permette de faire une étude fiable de la stabilité de terrain.
- utiliser des contrôles à distances installés sur les chargeuses à navette afin de contrôler les circulations de la chargeuse à partir d'un point sécuritaire dans les chantiers.

- Pour que les effets néfastes des déchets miniers sur l'environnement (poussière, glissements de terrain, contamination de l'eau, occupation des terres naturelles, etc.); il est nécessaire d'utiliser le remblai minier afin de fournir une plate-forme ou un espace de travail plus sûr, d'améliorer les conditions de stabilité du sol, d'augmenter le taux de récupération du minerai et de réduire la dilution du minerai.
- Une analyse économique détaillée doit être effectuée pour obtenir une meilleure compréhension des dépenses en capital et opérationnelles

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES :

Amec (2011) Estimation de ressources et planification minière. Arcelor Mittal Ouenza et Boukhadra. In: Projet n°165156.

Aoulmi Z, Nouiri Y, Abdi N (2017) Contribution to the maintenance of T4 Bh drilling machine (case of the mine of Boukhadra, Algeria). *Min Sci* 24:73–83. <https://doi.org/10.5277/msc172404>.

Atlas Copco (2007) *Mining Methods in Underground Mining*.

Bakhtavar E, Shahriar K, Oraee K (2009) Mining method selection and optimization of transition from open pit to underground in combined mining. *Arch Min Sci* 54(3):481–493. <https://doi.org/10.1007/s10913-009-0060-3>.

Bieniawski ZT (1973) Engineering classification of jointed rock masses. *Trans Soc Afr Inst Civil Eng* 15:335–344.

Boukelloul ML, Talhi K, Adil R, Bounouala M, Idres A, Boutrid A (2015) The study of risk movements of land related to underground mining work and environmental impact of soil and basement (case of Boukhadra iron ore mine-Algeria). 24th international mining congress and exhibition of Turkey (IMCET'15) 2015, 14/17 April 2015, Antalya, pp 1513–1520.

Boshkov SH, Wright FD (1973) Basic and parametric criteria in the selection, design and development of underground mining systems. In: Cummins AB, Given IA (eds) *SME Mining Engineering Handbook*, vol 12, New York, pp 2–12.13.

Breadner J (1999) *Excel and Visual Basic Implementation, UBC Method*.

Brinkgreve R.B.J (2003) *Plaxis Version 8- Manuel de référence*.

<https://www.terrasol.fr/catalogue/plaxis-2d>

Cardu M, Dipietromaria S, Oreste P (2016) Sub-level stoping in an underground limestone quarry: an analysis of the state of stress in an evolutionary scenario. *Arch Min Sci* 61(1):199-216. <https://doi.org/10.1515/amsc-2016-0015>.

Delfaut A. (2007) Méthode d'évaluation des hauteurs de montée d'un fontis en sol meuble. *BLPC* 266: 3-22.

Diederichs MS, Kaiser PK (1996) Rock instability and risk analyses in open stope mine design. *Can Geotech J* 33 (3):431–439.

Dubourdieu G (1956) *Etude géologique de la région de l'Ouenza (confins algéro-tunisiens)*. Thèse Sci, Paris, Publ, Serv, Carte géol, Algérie,n.s, Bull 10:659.

Gadri L, Boumazbeur A, Nouioua I, Boukelloul ML (2012) The classification systems as a tool to estimate the stability of discontinuous rock mass-a numerical approach: the iron mine of Boukhadra (Algeria) as a case study. *Electron J Geotech Eng* 17:419–433.

Hamrin H (2001) *Underground mining methods and applications*. In: Hustrulid WA, Bullock RL (eds) *Underground mining methods: engineering fundamentals and international case studies*. Littleton, Colorado, pp 3–14.

Hartman HL (1987) *Introductory to mining engineering*, New York.

Ifsttar (2014) *Guide technique- Le diagnostic de stabilité des carrières souterraines abandonnées*.

Javanshirgiv M, SafariM(2017) The selection of an underground mining method using the fuzzy Topsis method: a case study in the Kamar Mahdi Ii Fluorine Mine. *Min Sci* 24:161–181. <https://doi.org/10.5277/msc172410>

Kabwe E, Yiming W (2015) Production potential of Nchanga underground mine's collapsed blocks. *Int J Sci Technol Res* 4(09):289–301 ISSN 2277-8616.

Kant R, Sen P, Paul PS, Kher AA (2016) A review of approaches used for the selection of optimum stoping method in hard rock underground mine. *Int J Appl Eng Res* 11(11):7483–7490 ISSN 0973-4562.

Laubscher DH (1981) Selection of mass underground mining methods. In: Stewart D (ed) *Design and operation of caving and sublevel stoping mines*. New York, pp 23–38.

Laubscher DH, Page CH (1990) The design of rock support in high stress or weak rock environments, Ottawa.

Miller TL, Pakalnis R, Poulin R (1995) UBC mining method selection. In: Hadjigeorgiou J, Mehmotra AK, Poulin R, Singhal RK (eds) *Mine planning and equipment selection 1995*, Vancouver, pp 163–168.

Morrison RGK (1976) *A philosophy of ground control*. McGill University, Montreal, pp 125–159.

MustafaYM, Al-HashemiHM, Bukhary AH (2017) Characterisation and index properties correlations for marlstone and marly limestone of Saudi Arabia. In: *Proceedings of the 2nd World Congress on Civil, Structural, and Environmental Engineering (CSEE'17) ICGRE*, pp 104–106. <https://doi.org/10.11159/icgre17.104>

Nekache R, Boukelloul M, Fredj M (2015) Stability analysis of underground mining and their application on the Mine Chaabte El Hamra, Algeria. *Proc Earth Planet Sci* 15:237–243.

Nicholas DE (1981) Method selection: a numerical approach. In: Stewart D (ed) *Design and operation of caving and sublevel stoping mines*. New York, pp 39–53.

Nickson SD (1992) *Cable support guidelines for underground hard rock mine operations*. M.A.Sc. thesis, University of British Columbia, Vancouver, BC.

Nicholas DE (1992) Selection procedure. In: Hartman HL (ed) *SME mining engineering handbook*, 2nd edn. Littleton, Colorado, pp 2090–2106.

Njamba NM, Mutambo V (2016) Design an appropriate mining method for extraction of ore between 330 ml and 400 ml at Baluba East Upper T-Block. *Int J Mining Eng Miner Process* 5(1):16–23. <https://doi.org/10.5923/j.mining.20160501.03>

Pakalnis RT, Hughes PB (2011) Sublevel stoping. In: Darling P (ed) *SME mining engineering handbook*, 3rd edn, Englewood, Colorado, pp 1355–1363.

Peskens TW (2013) *Underground mining method selection and preliminary techno-economic mine design for the wombat orebody, Kylylahti deposit, Finland*. Phd thesis, Delft University of Technology, Netherlands.

Potvin Y, Hadjigeorgiou J (2001) The stability graph method for open stope design. In: Hustrulid WA, Bullock RL (eds) *Underground mining methods: engineering fundamentals and international case studies*, Littleton, Colorado, pp 513–520.

Sainoki A, Mitri HS (2017) Influence of mining activities on the reactivation of a footwall fault. Arab J Geosci 10:99. <https://doi.org/10.1007/s12517-017-2913-4>

Samimi Namin F, Shahriar K, Ataee-pour M, Dehghani H (2008) A new model for mining method selection of mineral deposit based on fuzzy decision making. J South Afr Inst Min Metall 108(7):385–395 ISSN 0038–223X.

Sjöberg J, Perman F, Quinteiro C, Malmgren L, Dahner-Lindkvist C, Boskovic M (2012) Numerical analysis of alternative mining sequences to minimize potential for fault slip rockbursting. Min Technol 121(4):226–235.

Villaescusa E (2014) Geotechnical design for sublevel open stoping, Florida.

Yu Q, Shimada H, Sasaoka T, Matsui K (2012) Impact of underground mining on shaft lining and aquifer in eastern China. Open J Geol 2(3):158–164.

Arcelor Mittal D.E.D BK (2014) Rapport Géologique Actualise.

Adel Djellali . Mohamed Salah Laouar . Behrooz Saghafi . Abdelkader Houam (2019) Evaluation of Cement-Stabilized Mine Tailings as Pavement Foundation Materials, Geotech Geol Eng, <https://doi.org/10.1007/s10706-018-00796-8>

Mohamed Marwan Al Heib (1993) Les nouvelles méthodes de modélisations numériques et le volume d'influence des exploitations minières en conditions complexes, Thèse de doctorat.

Ministère De L'écologie Et Du Développement Durable –MEDD- (2004) Les mouvements de terrain, Dossier d'information.

Martin P (2006) Ces risques que l'on dit naturels. Editions Eyrolles, Paris. p 506.

Kazmierczak Et Al Heib (2008) Recommandations pour l'évaluation et le traitement des conséquences des mouvements du sous-sol sur le bâti, Rapport D'étude.

Vachat J.C., 1982 - Les désordres survenant dans les carrières de la région parisienne. Etude théorique et pratique de l'évolution des fontis. Mémoire présenté au conservatoire national des arts et métiers, chaire de géologie appliquée aux bâtiments et aux travaux publics.

Boramy HOR (2012) Evaluation et Réduction des Conséquences des Mouvements de Terrains sur le Bâti : Approches Expérimentale et Numérique, Thèse de doctorat.

RENAUD, 2004 Contribution à l'analyse des conditions d'effondrement des gisements pentés des bassins ferrifères de Soumont, May-sur-Orne et Segré (Calvados, 14 et Maine-et-Loire, 49).

Ramírez O.P, LAÍN R (2003). La stabilité des mines de fer de la région de Bilbao, (ESPAÑA). 5-7 Février 2003, Nancy.

Tritsch (2007) Mise en sécurité des cavités souterraines d'origine anthropique : Surveillance - traitement - Guide technique.

Collet. T, Masrouri. F, Didier (2003) Mise en sécurité des carrières souterraines, Colloque International Après mine 2003, Feb 2003, Nancy, France. pp.NC, 2003.

Tritsch J-J. (1995). Evaluation des méthodes et du coût de la mise en sécurité des populations menacées par les risques d'effondrement de carrières.

Yinfei CAI (2015) Simulation of underground mining subsidence and its induced damages on buildings. Thèse de doctorat.

Marc-Mentat (2010). "Marc Volume A: Theory and User Information." MSC Software Corporation, USA.

Dubourdieu, G. (1959): Esquisse géologique du Djebel Mesloula (Algérie orientale). Publ. Serv. Carte géol. Algérie, n.s, Bull., n°21, 162p.

David L (1956) : Etude géologique des Monts de la Haute Medjerda – Bull. Serv. Carte géol. Algérie. Nlle. Sér.– Bull. – n°11 Alger.

Madre, M. (1969): Contribution à l'étude géologique et métallogénique du Djebel Ouenza (Est-algérien). Thèse 3ème cycle, Paris, France, 98p.

Fleury J.J. (1969): Stratigraphie du Crétacé et de l'Eocène (Aptien à Lutétien) de la feuille 1/50 000 Morsott, N° 178. Publ. Serv. Géol. Alg., Nlle Série, Bull. n°39, pp. 145-157.

Thibiéroz, J. et Madre, M. (1976): Le gisement de sidérite du Djebel El Ouenza (Algérie) est contrôlé par un golfe de la mer aptienne. Bull. Soc. Hist. Nat. Afrique du nord, Alger, t.67, fasc. 3-4, pp. 126-150.

Chikhi-Aouimeur, F. (1980): Les rudistes de l'Aptien supérieur de Djebel Ouenza (Algérie NE). Paléontologie. Contexte stratigraphique et paléogéographique. Thèse 3ème cycle, USTHB, Alger, 114p.

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.

Bouzenoune, A. (1993): Minéralisations périapiriques de l'Aptien calcaire : les carbonates de fer du gisement hématitique de l'Ouenza (Algérie orientale). Thèse Doct, d'Univ. Paris IV. P 206.

vila, J.M. (1980): La chaîne alpine d'Algérie nord-orientale et des confins algéro-tunisiens. Thèse Doct d'Etat, Univ. P. et M. Curie, Paris VI, 665p.

MustafaYM, Al-HashemiHM, Bukhary AH(2017) Characterisation and index properties correlations for marlstone and marly limestone of Saudi Arabia. In: Proceedings of the 2nd World Congress on

Civil, Structural, and Environmental Engineering (CSEE'17) ICGRE, pp 104–106.
<https://doi.org/10.11159/icgre17.104>

HAYCOCKS C, AELICK R.C (1992) SUBLEVEL STOPPING In: Hartman HL (ed) SME mining engineering handbook, 2nd edn. Littleton, Colorado, pp 1717–1731.

HAPTONSTALL J (1992) SHRINKAGE STOPPING In: Hartman HL (ed) SME mining engineering handbook, 2nd edn. Littleton, Colorado, pp 1712–1716.

Brackebusch F W (1992) Cut And Fill Stopping In: Hartman HL (ed) SME mining engineering handbook, 2nd edn. Littleton, Colorado, pp 1743–1748.

Peter G.C (2011) Selection Process for Hard-Rock Mining. In: Darling P (ed) SME mining engineering handbook, 3rd edn, Englewood, Colorado, pp 357–376.

ANNEXES

ANNEXE I :

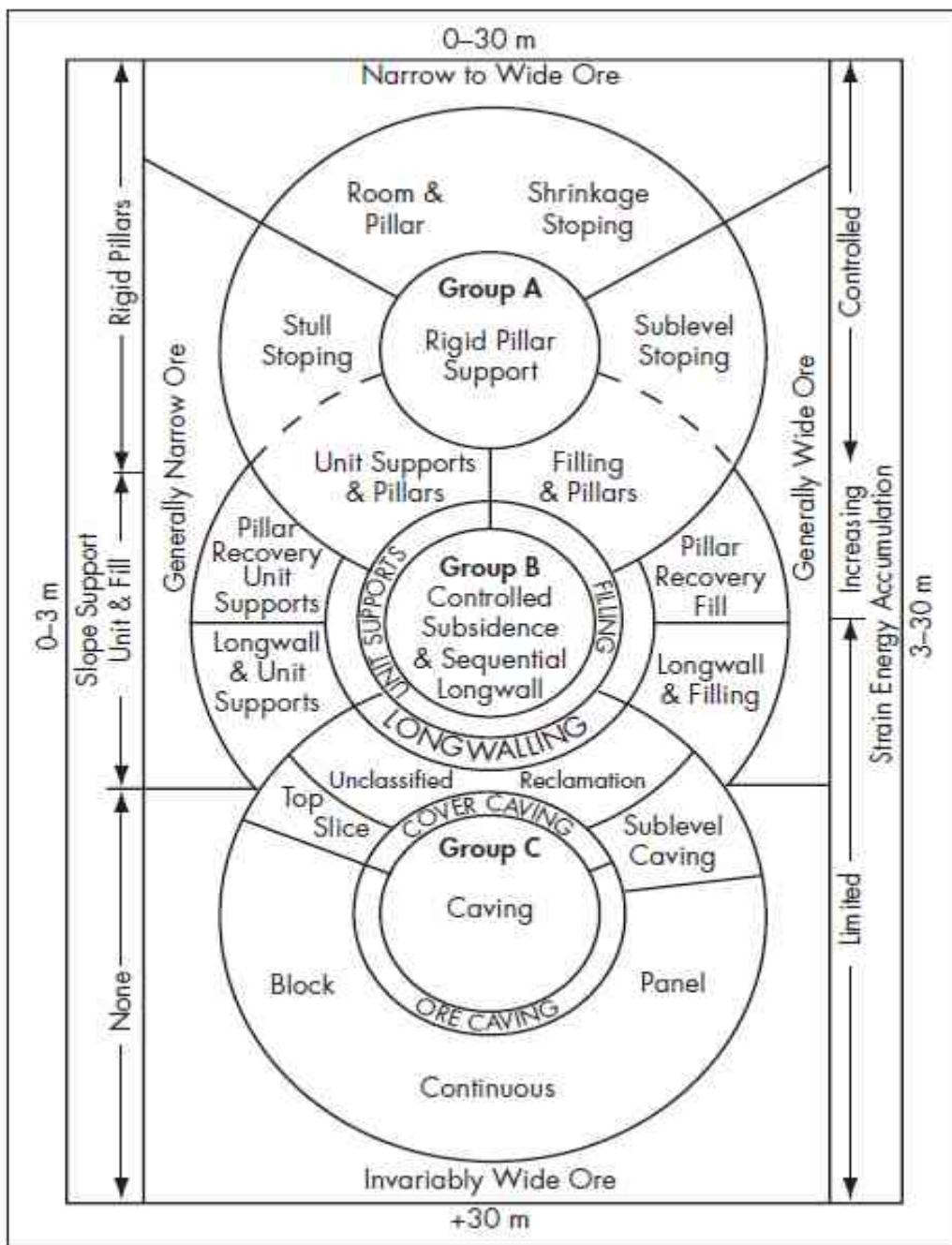
Table -1- Système de classification de Boshkov et Wright 1973.

Type of Ore Body	Dip	Strength of Ore	Strength of Walls	Commonly Applied Methods of Mining			
Thin beds	Flat	Strong	Strong	Open stopes with casual pillars Room-and-pillar Longwall			
		Weak or strong	Weak	Longwall			
Thick beds	Flat	Strong	Strong	Open stopes with casual pillars Room-and-pillar			
		Weak or strong	Weak	Top slicing Sublevel caving			
		Weak or strong	Strong	Underground glory hole			
Very thick beds	NA*	NA	NA	Same as for "Masses" below			
Very narrow veins	Steep	Strong or weak	Strong or weak	Resuing			
Narrow veins (widths up to economic length of stull)	Flat	NA	NA	Same as for thin beds			
		Strong	Strong	Open stopes Shrinkage stopes Cut-and-fill stopes			
	Steep	Strong	Strong	Weak	Cut-and-fill stopes Square-set stopes		
				Strong	Open underhand stopes Square-set stopes		
		Weak	Strong	Weak	Top slicing Square-set stopes		
				Strong	Square-set stopes		
Wide veins	Flat	NA	NA	Same as for thick beds or masses			
		Strong	Strong	Open underhand stopes Underground glory hole Shrinkage stopes Sublevel stoping Cut-and-fill stopes Combined methods			
	Steep	Strong	Strong	Weak	Cut-and-fill stopes Top slicing Sublevel caving Square-set stopes Combined methods		
				Strong	Open underhand stopes Top slicing Sublevel caving Block caving Square-set stopes Combined methods		
				Weak	Strong	Strong	Open underhand stopes Top slicing Sublevel caving Block caving Square-set stopes Combined methods
						Weak	Top slicing Sublevel caving Square-set stopes Combined methods
		Weak	Strong	Strong	Strong	Open underhand stopes Top slicing Sublevel caving Block caving Square-set stopes Combined methods	
					Weak	Top slicing Sublevel caving Square-set stopes Combined methods	
		Masses	NA	Strong	Strong	Underground glory hole Shrinkage stopes Sublevel stoping Cut-and-fill Combined methods	
						Weak	Top slicing Sublevel caving Block caving Square-set stopes Combined methods
NA	Weak		Weak or strong	Weak or strong	Top slicing Sublevel caving Block caving Square-set stopes Combined methods		
					Top slicing Sublevel caving Block caving Square-set stopes Combined methods		

Source: Boshkov and Wright 1973.

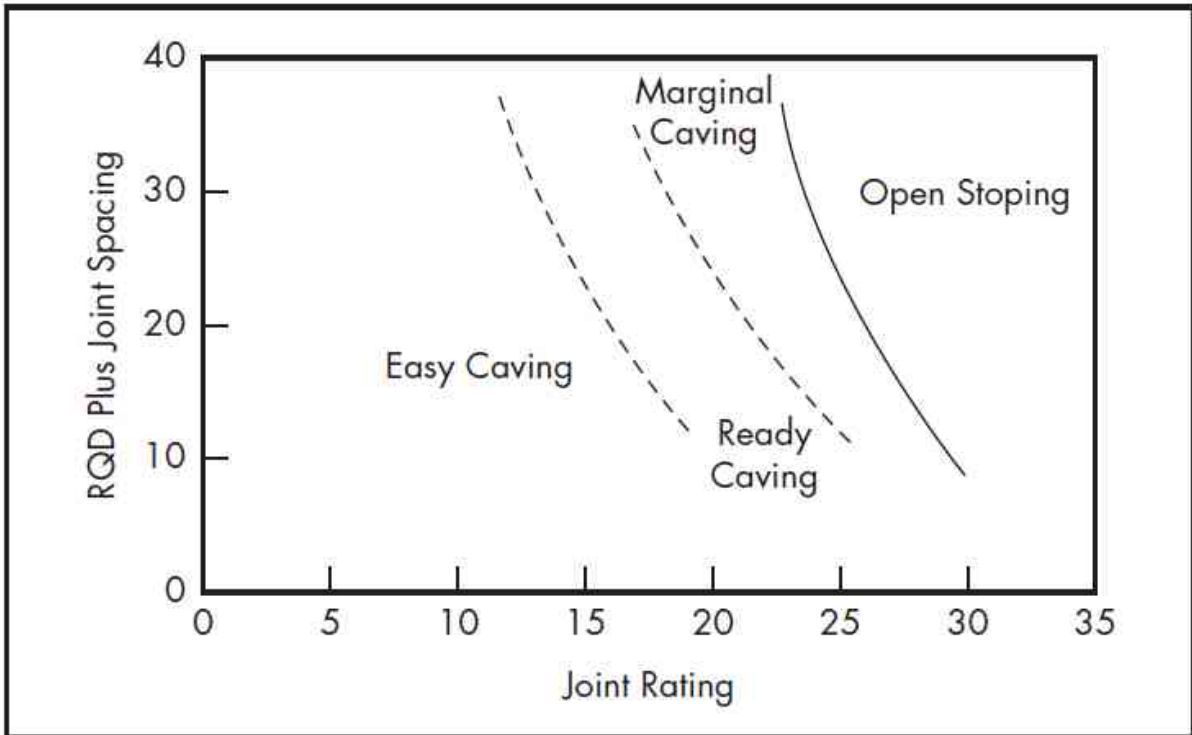
*NA = not applicable.

(Boshkov et Wright; 1973).



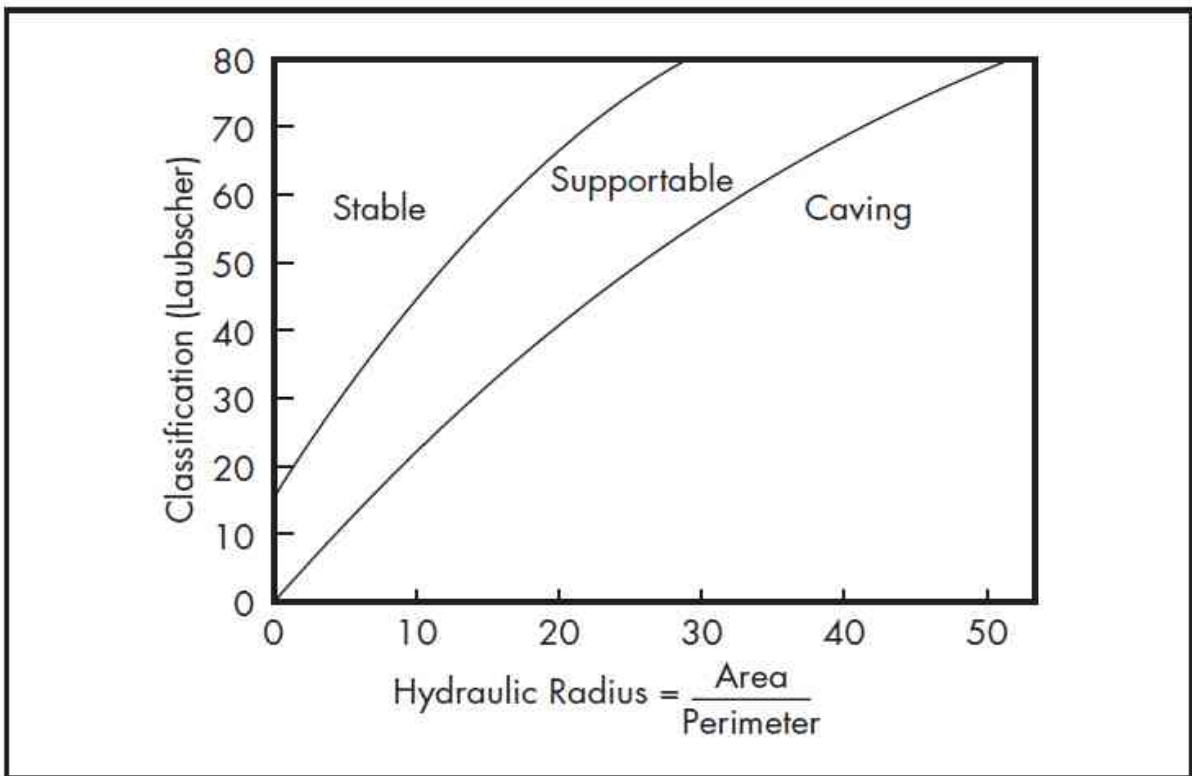
(Morrison; 1976).

Fig -1- Système de classification de Morrison (1976).



Laubscher (1981)

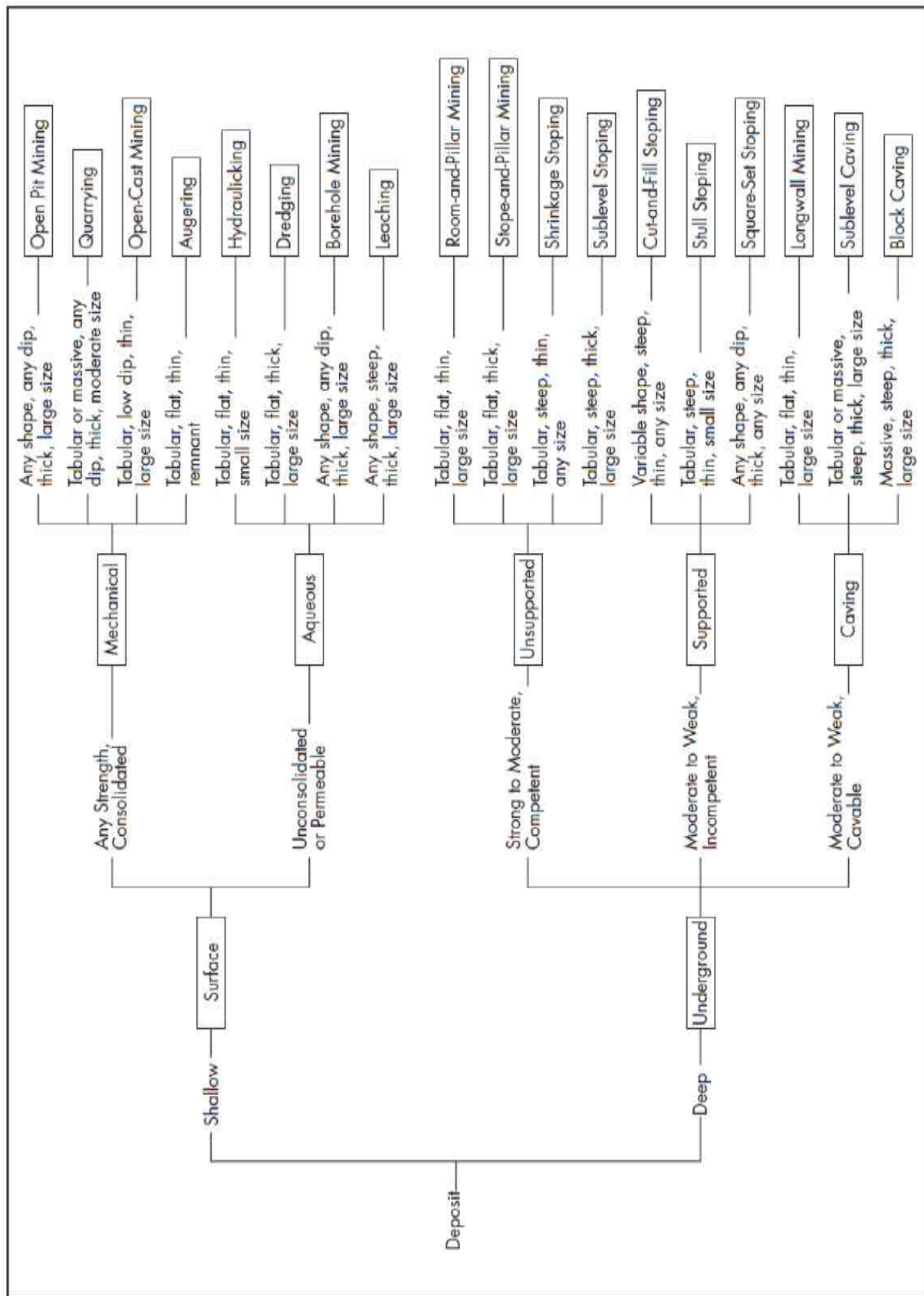
Fig -2- Système de classification de Laubscher en 1980.



(Nicholas; 1992).

Fig -3- Système de classification de Laubscher en 1990.

Table -2- Diagramme de Hartman pour la sélection de la méthode d'extraction.



(Hartman; 1987)

Table -3- Technique de Nicholas pour la sélection de la méthode d'extraction.

General shape/width		Rock Substance Strength (uniaxial strength/overburden pressure)	
Equi-dimensional	All dimensions are on same order of magnitude.	Weak	<8
Platy-tabular	Two dimensions are many times the thickness, which does not usually exceed 100 m.	Moderate	8-15
Irregular	Dimensions vary over short distances.	Strong	>15
Ore thickness		Fracture Frequency	
Narrow	<10 m	Very close	>16
Intermediate	10-30 m	Close	10-16
Thick	30-100 m	Wide	3-10
Very thick	>100 m	Very wide	<3
Plunge		Fracture Shear Strength	
Flat	<20°	Weak	Clean joint with smooth surface or fill with material with strength less than rock substance strength
Intermediate	20°-55°	Moderate	Clean joint with rough surface
Steep	>55°	Strong	Joint filled with material that is equal to or stronger than rock substance strength
Depth below surface		Provide actual depth.	
Grade distribution			
Uniform	Grade at any point in deposit does not vary significantly from mean grade for that deposit.		
Gradational	Grade values have zonal characteristics, and the grades change gradually from one to another.		
Erratic	Grade values change radically over short distances and do not exhibit any discernible pattern in their changes.		

Mining Method	General Shape*			Ore Thickness†				Ore Plunge‡			Grade Distribution§		
	M	T/P	I	N	I	T	VT	F	I	S	U	G	E
Open-pit mining	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Block caving	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Sublevel stoping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Sublevel caving	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Longwall mining	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Room-and-pillar mining	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Shrinkage stoping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Cut-and-fill stoping	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Top slicing	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
Square-set stoping	0	2	4	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3

*M = massive, T/P = tabular or platy, I = irregular.
 †N = narrow, I = intermediate, T = thick, VT = very thick.
 ‡F = flat, I = intermediate, S = steep.
 §U = uniform, G = gradational, E = erratic.

Mining Method	Rock Substance Strength*			Fracture Spacing†				Fracture Strength*		
	W	M	S	VC	C	W	VW	W	M	S
Ore Zone										
Open-pit mining	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Sublevel stoping	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Sublevel caving	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Longwall mining	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Room-and-pillar mining	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage stoping	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Cut-and-fill stoping	3	2	2v	3	3	2	2	3	3	2
Top slicing	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
Square-set stoping	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2
Hanging Wall										
Open-pit mining	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block caving	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Sublevel stoping	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Sublevel caving	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Longwall mining	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Room-and-pillar mining	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage stoping	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Cut-and-fill stoping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Top slicing	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
Square-set stoping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Footwall										
Open-pit mining	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Sublevel stoping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Sublevel caving	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Longwall mining	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room-and-pillar mining	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Shrinkage stoping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Cut-and-fill stoping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Top slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Square-set stoping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

*W = weak, M = moderate, S = strong.
 †VC = very close, C = close, W = wide, VW = very wide.

(Nicholas; 1981)

ANNEXE II (Amec, 2011):

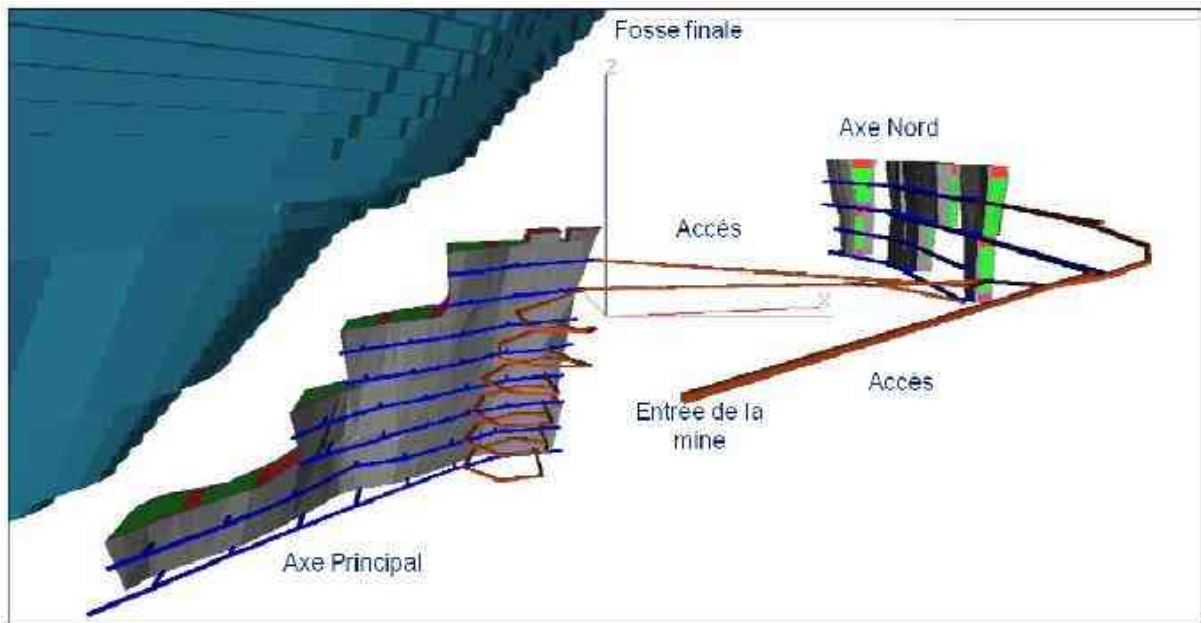


Figure 1: Vue isométrique de la mine souterraine de Boukhadra

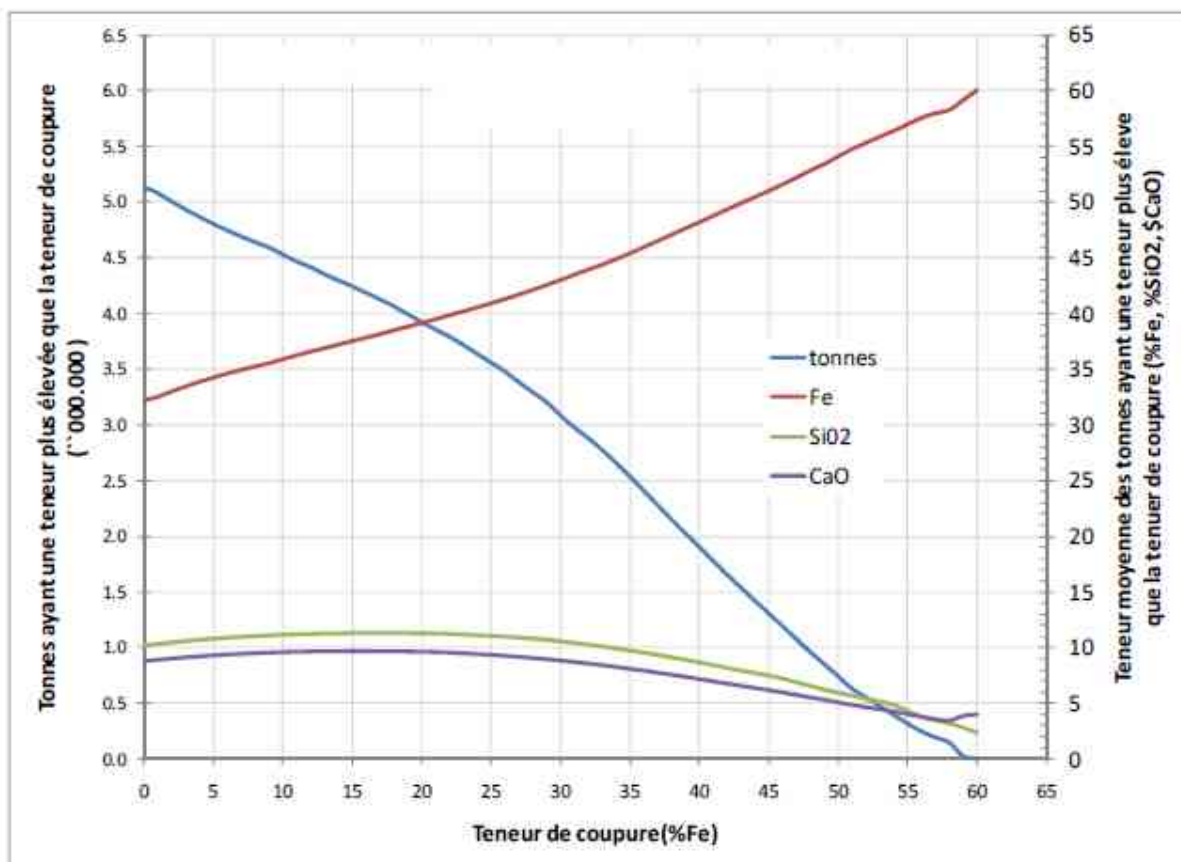


Figure 2: Courbes teneurs - tonnes représentatives des Axes Nord et Sud-Est

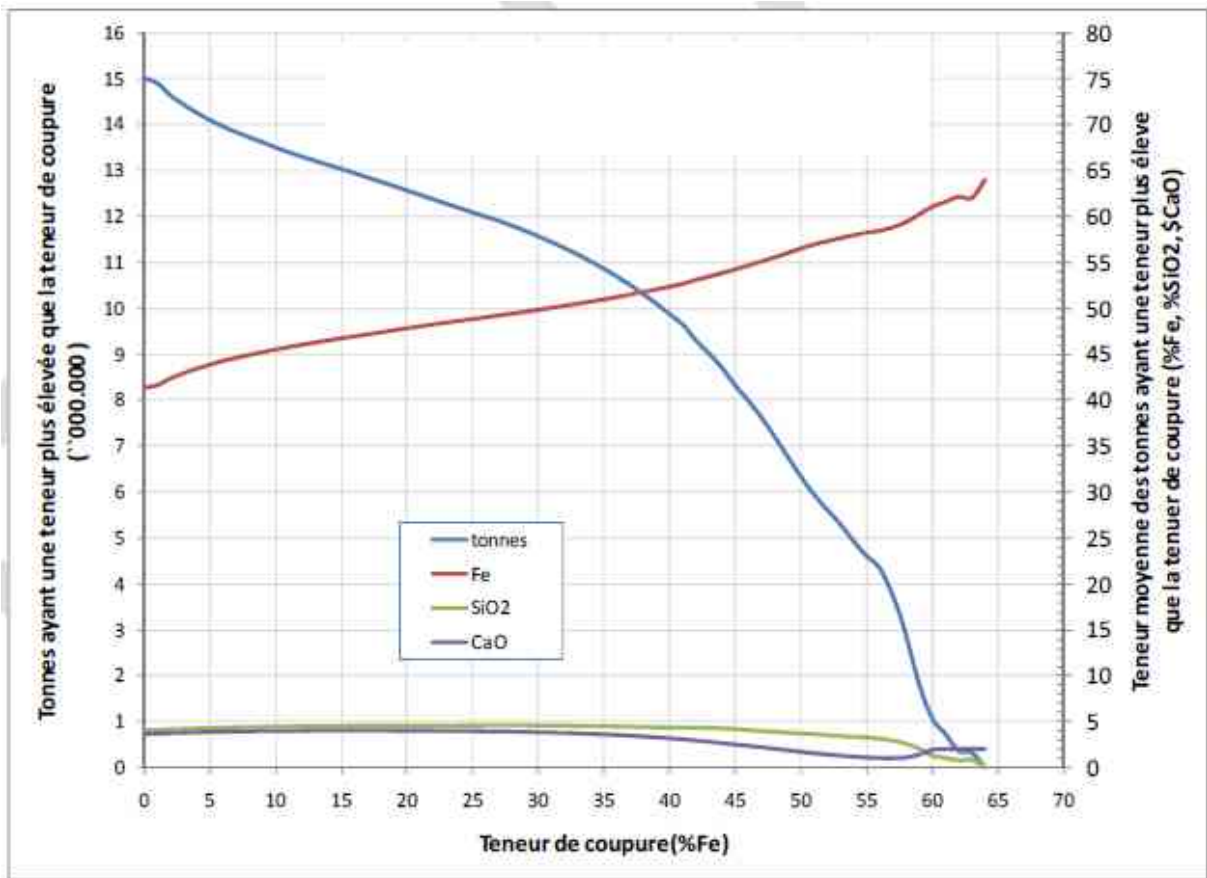


Figure 3: Courbes teneurs - tonnes représentatives de l'axe Principal

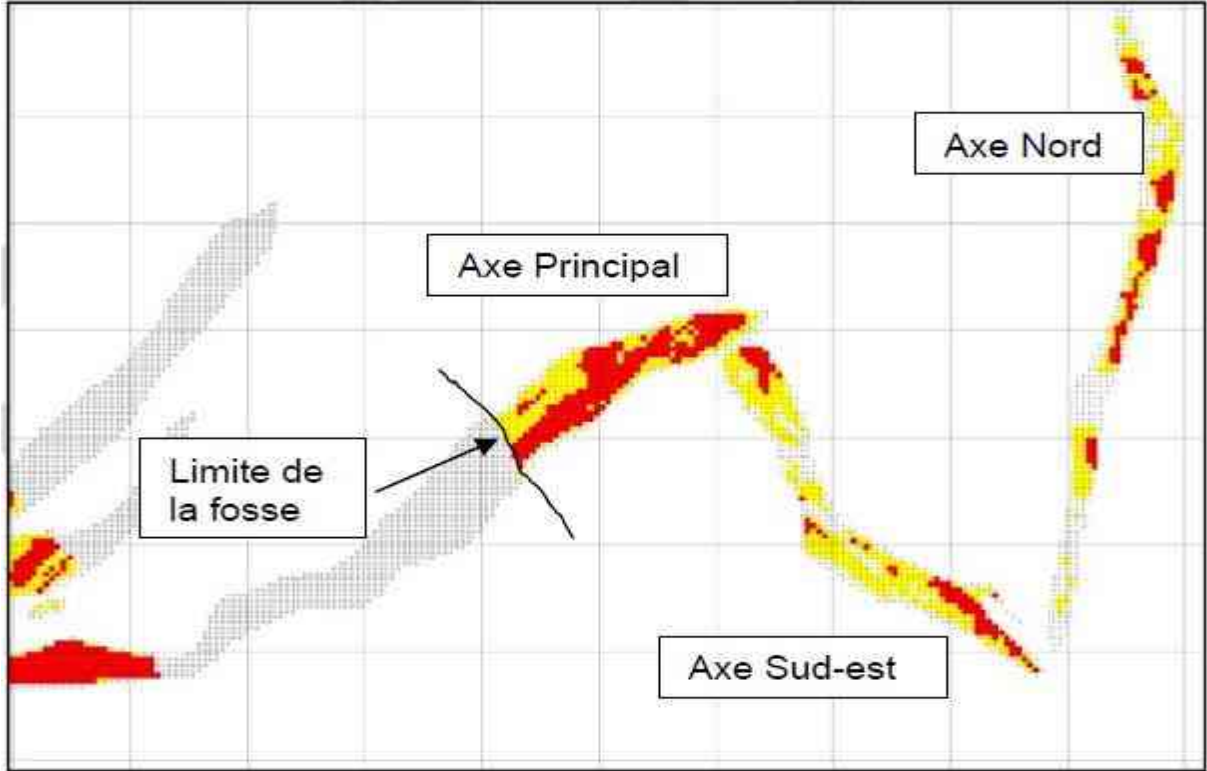


Figure 4: Continuité de la minéralisation, Elévation 1075, 4^e étage

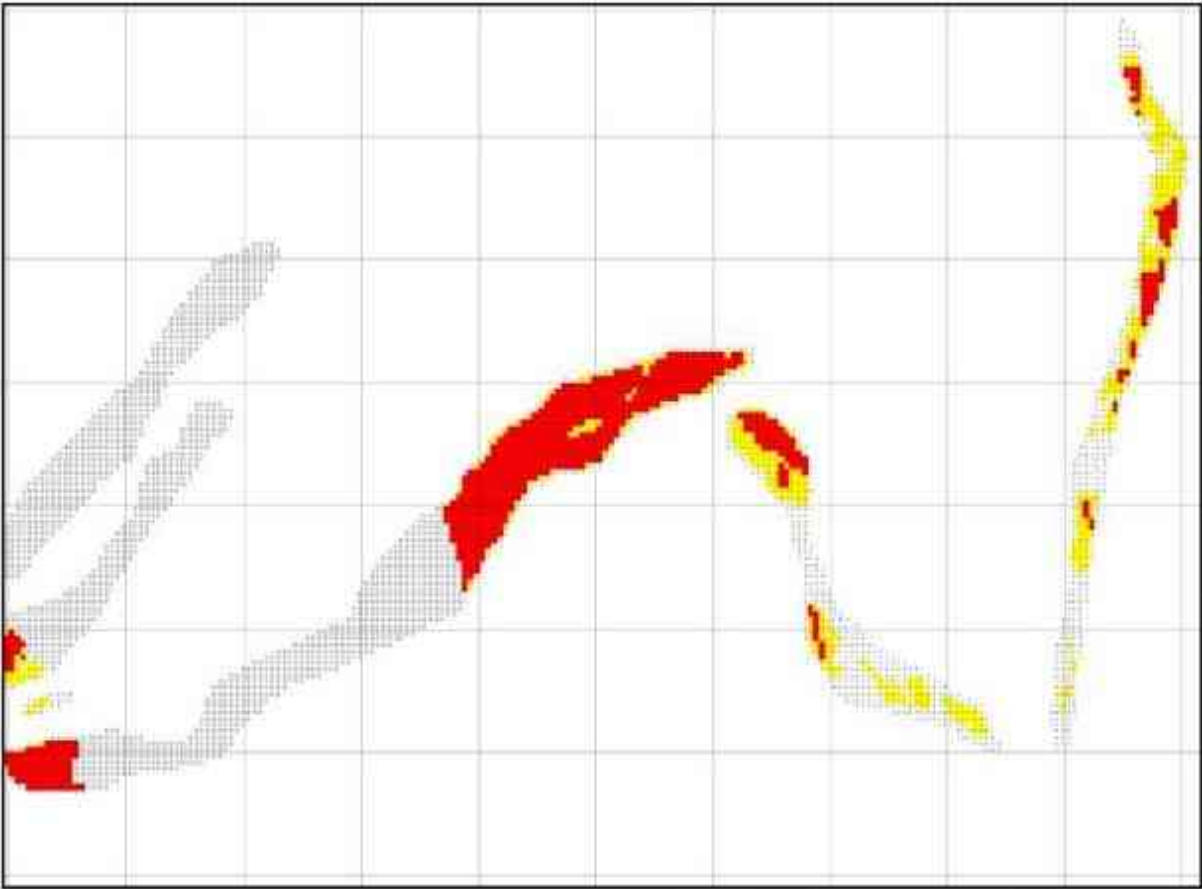


Figure 5: Continuité de la minéralisation, Elévation 1045, 4^e étage

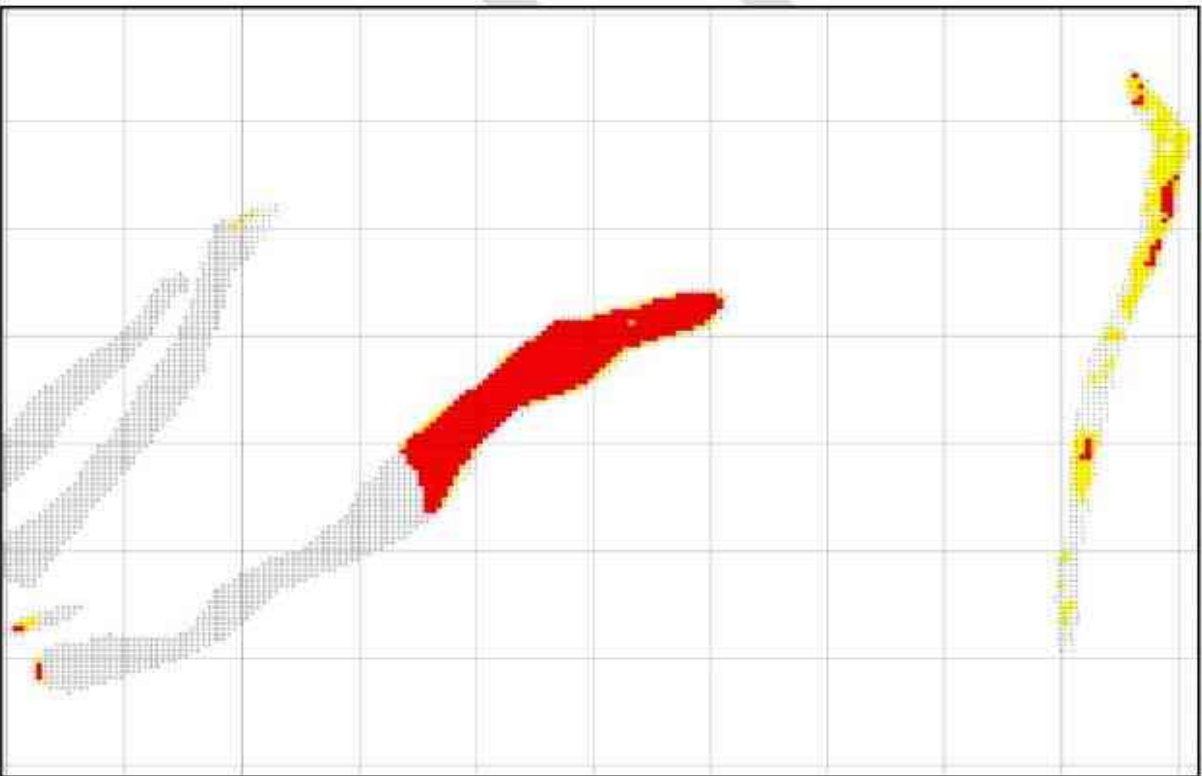


Figure 6: Continuité de la minéralisation, Elévation 1015, 5^e étage

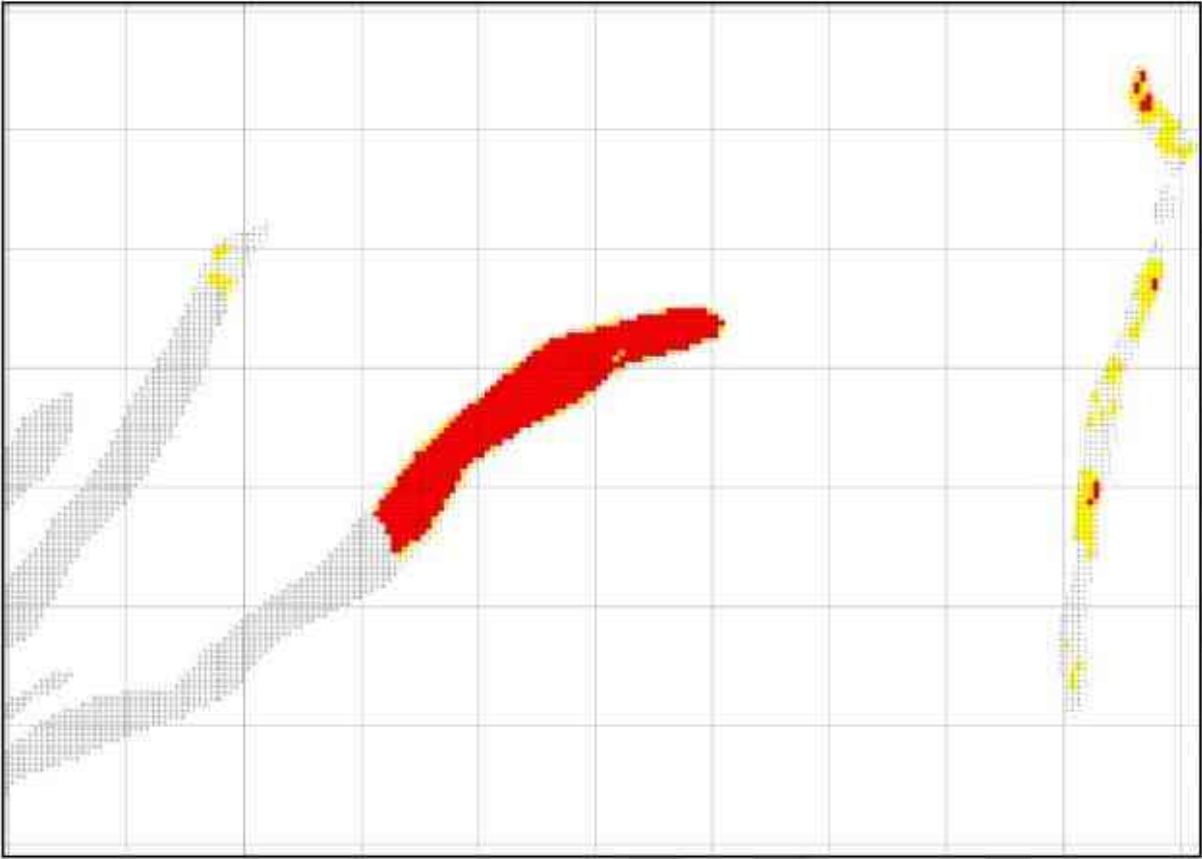


Figure 7: Continuité de la minéralisation, Elévation 985, 5^e étage

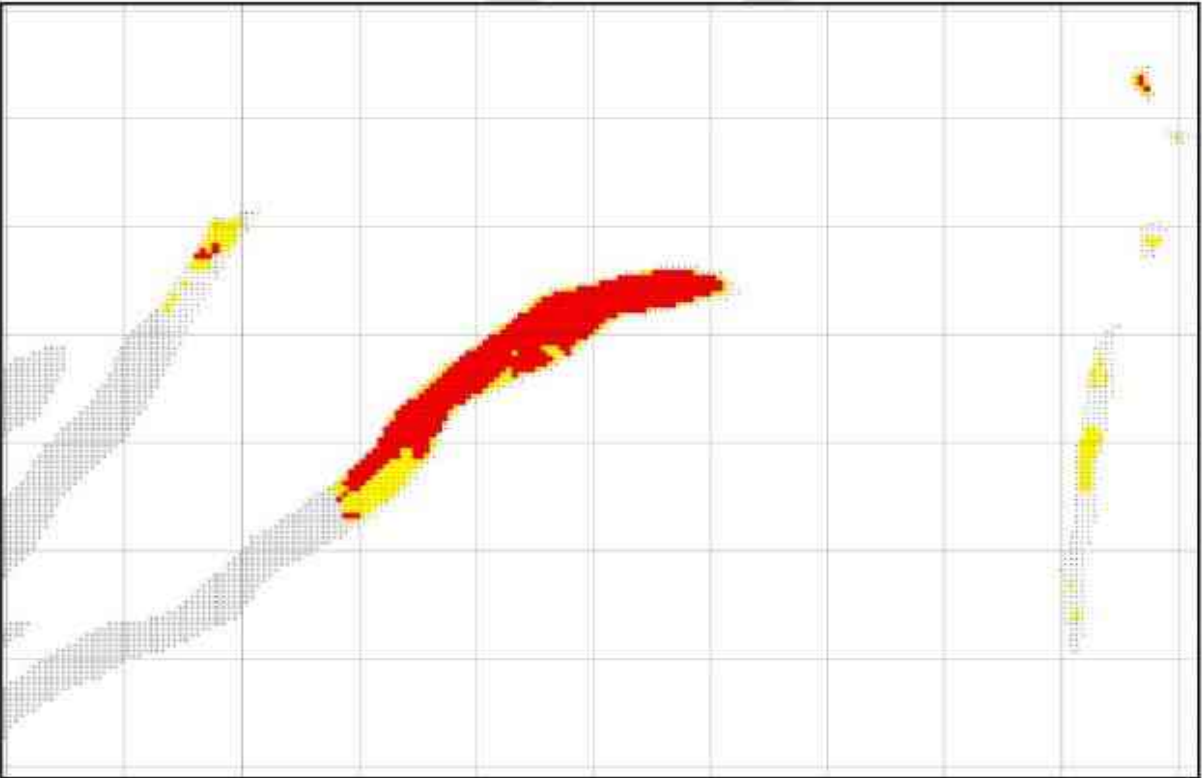


Figure 8: Continuité de la minéralisation, Elévation 955, 6^e étage

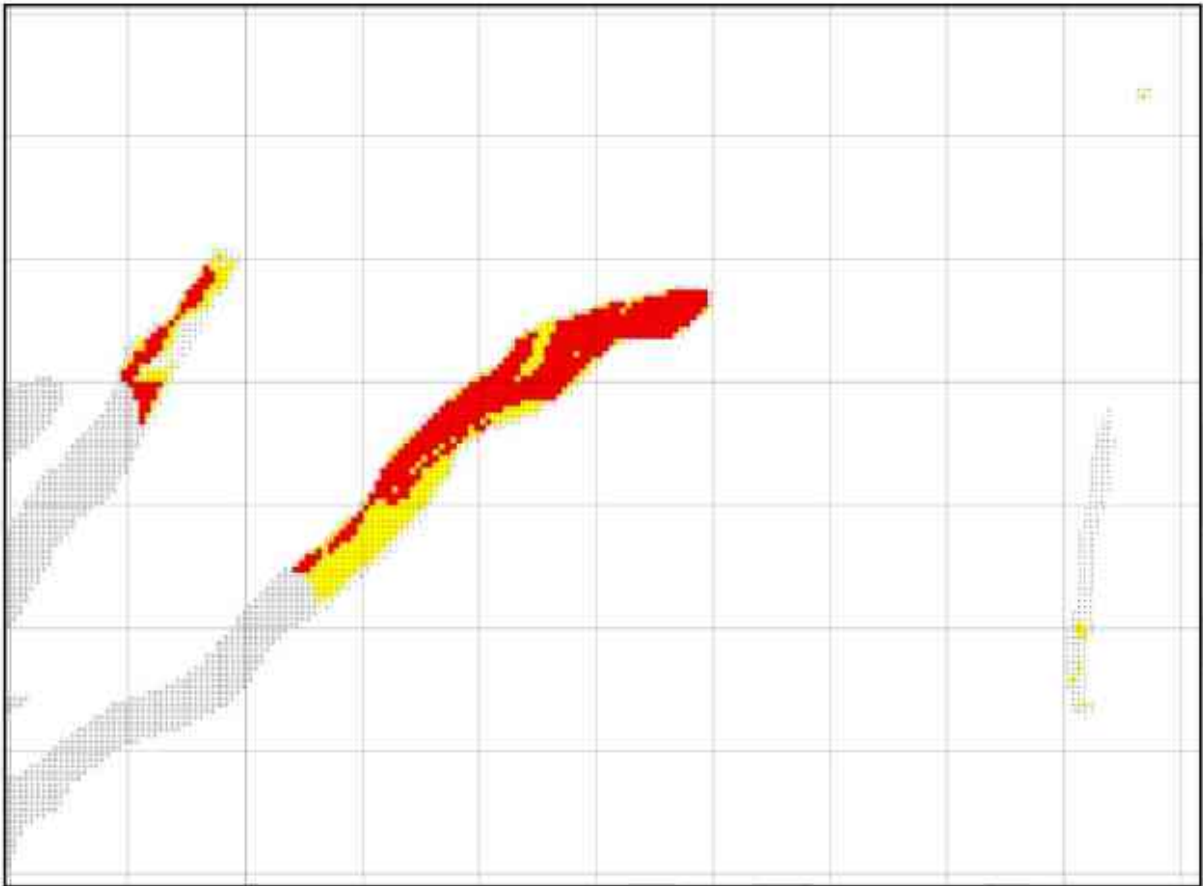


Figure 9: Continuité de la minéralisation, Elévation 925, 6^e étage

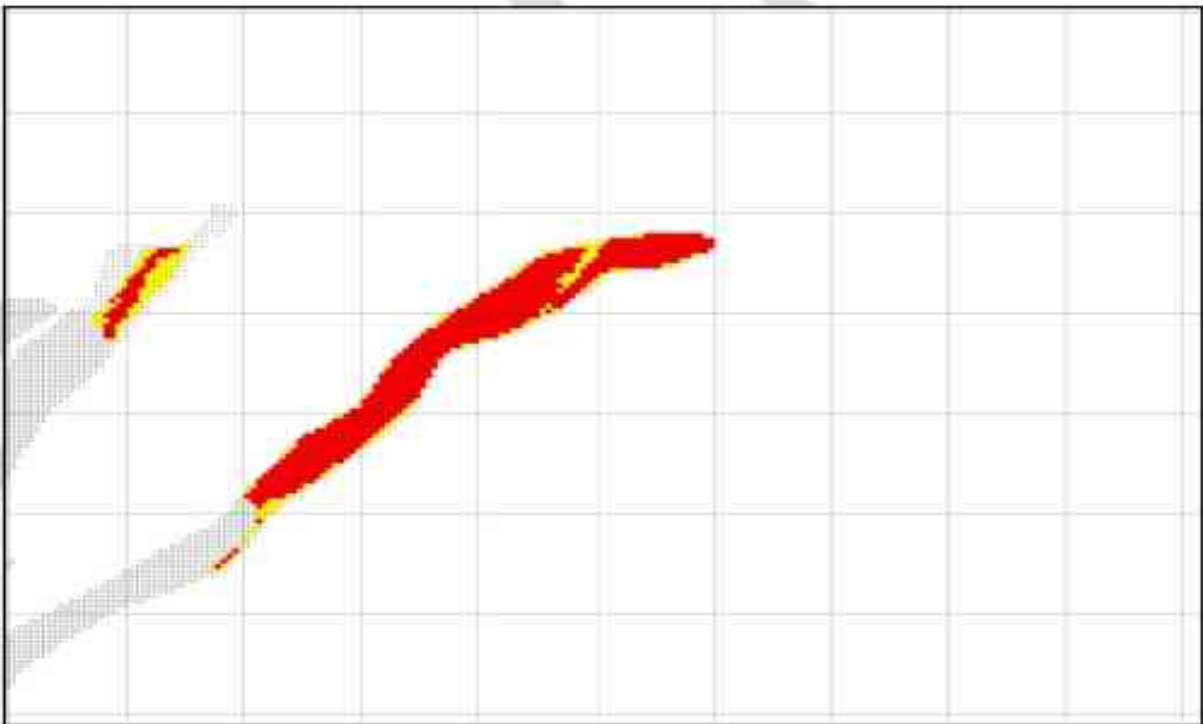


Figure 10: Continuité de la minéralisation, Elévation 895, 7^e étage

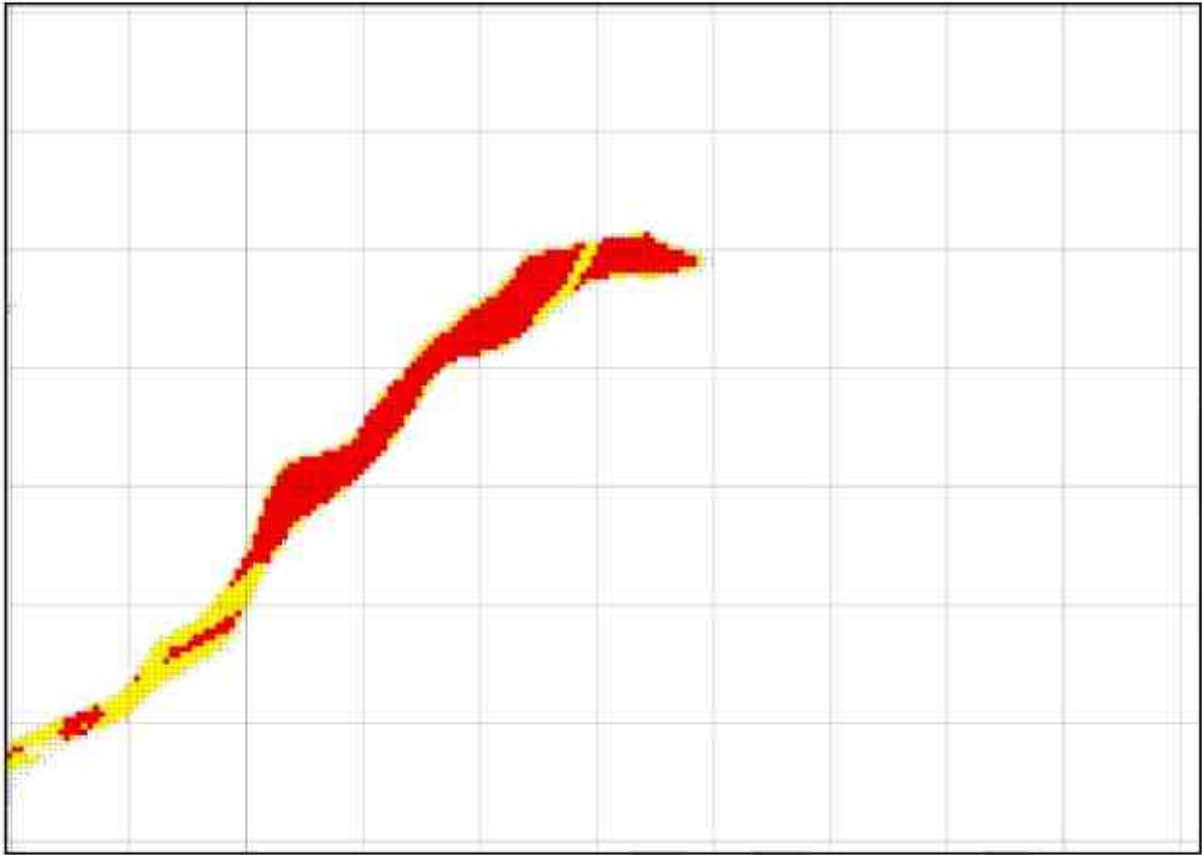


Figure 11: Continuité de la minéralisation, Elévation 805, 8^e étage

ANNEXE III :

Mine : Boukhadra				Ouvrage : 3 ^{ème} Etage											
Type de roche : marne jaune				longueur levé :											
Orientation :				date de levé : May 2017											
				levés effectués par : I.HEZAIMIA											
Orientation				Extension			Rugosité			Continuité		Remplissage			Remarques
N°	Azimut	Pendage	Direction de pendage	G	M	P	L	O	R	O	N	N	S	C	
1	05	40	095	*			*					-	-	-	1 mm
2	310	50	40			*	*					-	-	-	3 mm
3	15	52	105	*			*					-	-	-	2 mm
4	295	50	025			*	*					-	-	-	2 mm
5	325	62	055				*					-	-	-	3 mm
6	145	20	235				*							-	3mm
7	173	52	263				*							-	2mm
8	260	28	350				*							-	1cm
9	200	70	290				*							-	3mm
10	180	22	270				*								Vide +calcite 3mm
11	145	50	235				*							-	1cm

Mine : Boukhadra				Ouvrage : 3^{ème} Etage											
Type de roche : fer				longueur levé :											
Orientation :				date de levé : May 2017											
				levés effectués par : I.HEZAIMIA											
	Orientation			Extension			Rugosité			Continuité		Remplissage			Remarques
N°	Azimet	Pendage	Direction de pendage	G	M	P	L	O	R	O	N	N	S	C	
1	310	50	040												2 cm
2	99	87	189												2mm
3	32	86	122												1mm
4	00	14	090												1cm
5	185	60	275											*	10cm
6	30	70	120											*	12cm
7	60	65	150											*	1cm
8	75	63	165											*	1cm
9	80	57	170											*	1cm
10	113	00	203											*	1.5cm
11	132	30	222											*	4 cm
12	95	38	185											*	5cm
13	266	86	356											-	2 mm
14	275	89	005											-	1 mm
15	285	90	015											-	1 mm
16	357	67	087											-	3 mm
17	80	42	170											-	2 mm
18	60	06	150											-	3mm
19	59	80	149											*	3mm

Mine : Boukhadra				Ouvrage : 3 ^{ème} Etage											
Type de roche : calcaire marneux				longueur levé :											
Orientation :				date de levé : May 2017											
				levés effectués par : I.HEZAIMIA											
	Orientation			Extension			Rugosité			Continuité		Remplissage			Remarques
N°	Azimut	Pendage	Direction de pendage	G	M	P	L	O	R	O	N	A	Q	C	
1	170	45	260											*	4cm
2	124	42	214											*	2mm
3	137	47	227											-	3mm
4	185	33	275											*	3mm
5	195	45	285											*	2mm
6	120	45	210			*			*					*	2mm
7	125	52	215			*			*					*	2mm
8	115	42	205			*			*					*	2mm
9	140	42	230		*				*						1cm grès rouge
10	117	45	207			*			*					-	3mm

ANNEXE IV

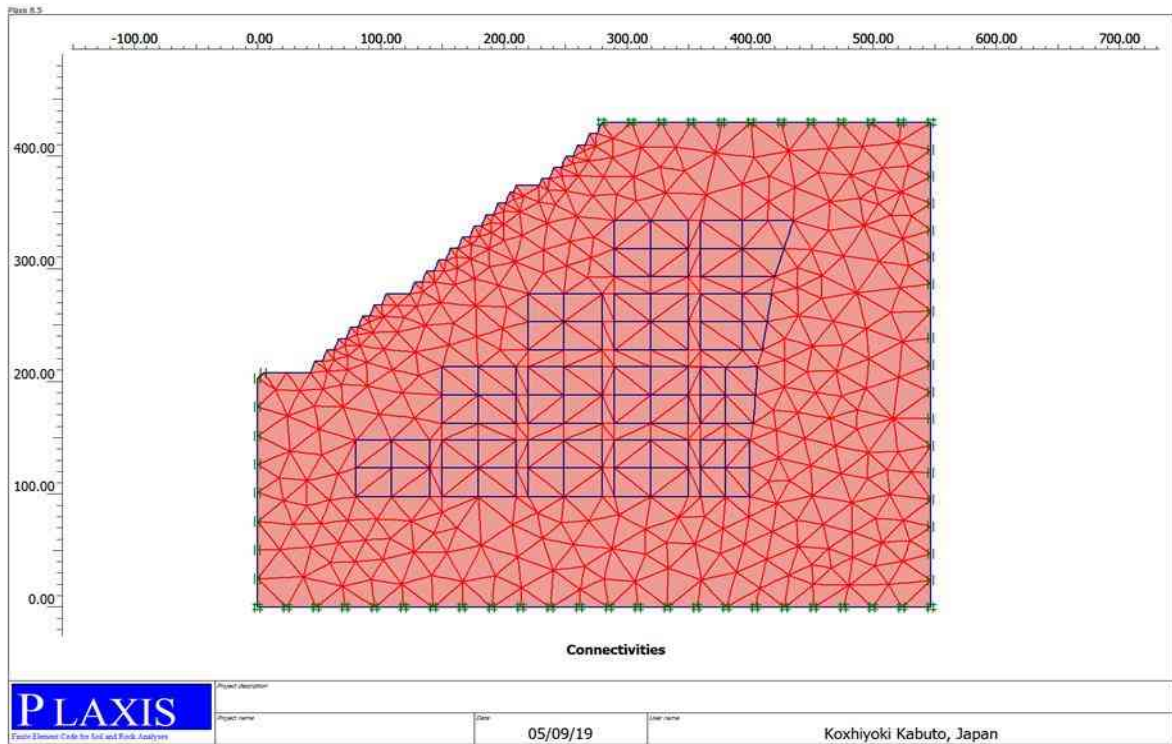


Fig.1: Maillage -Axe principal-

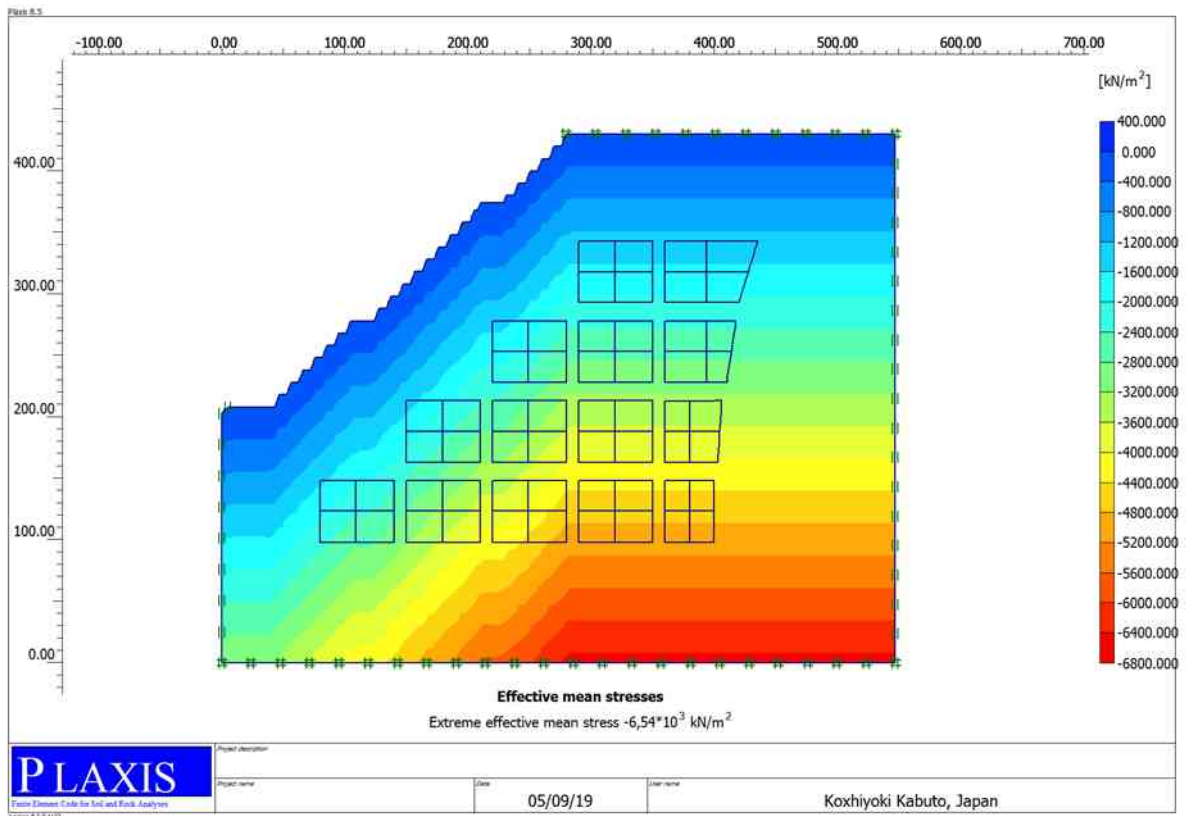


Fig.2: Contraintes effectifs -Axe principal-

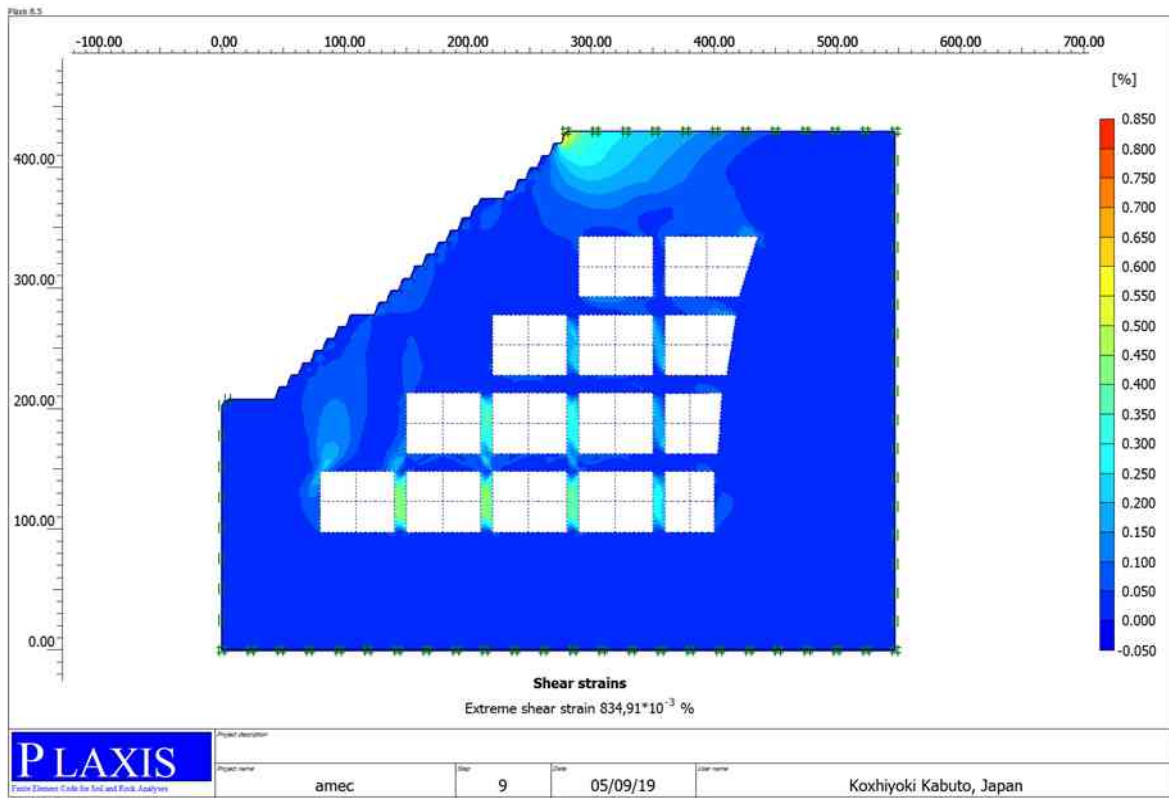


Fig.3: Contrainte de cisaillement -Axe principal-

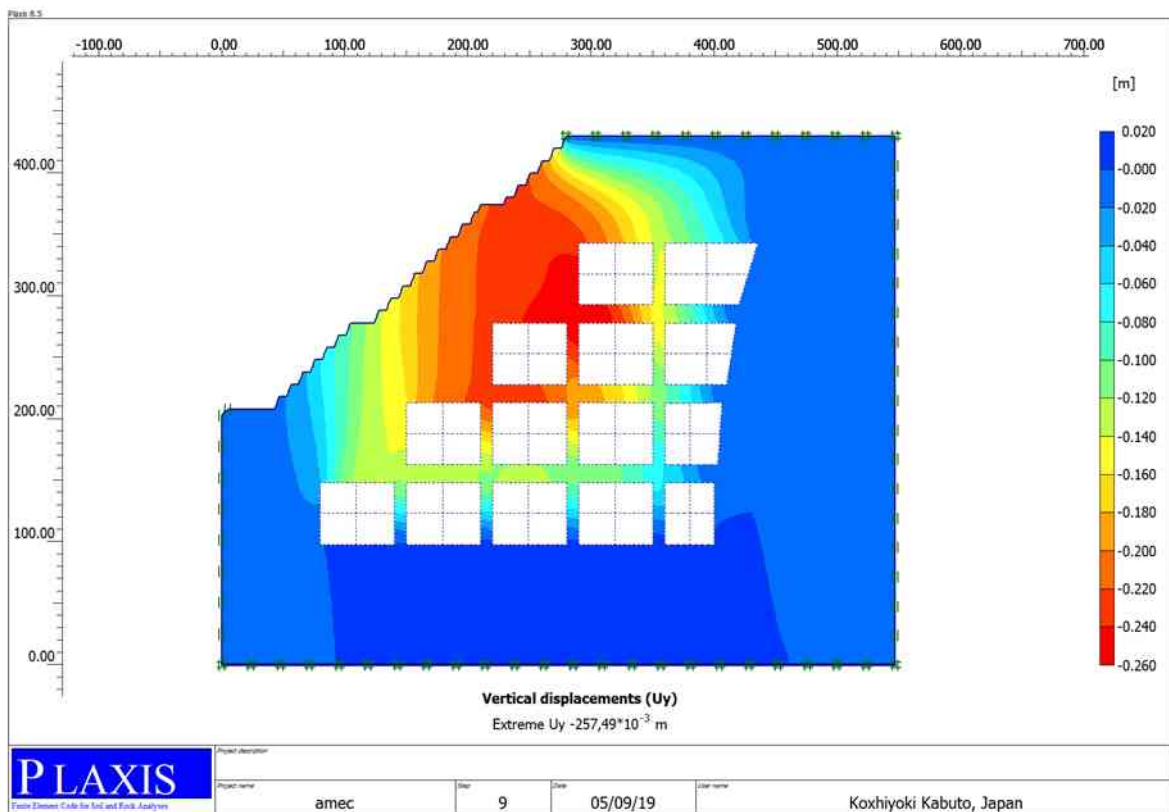


Fig.4: Déplacements verticaux -Axe principal-

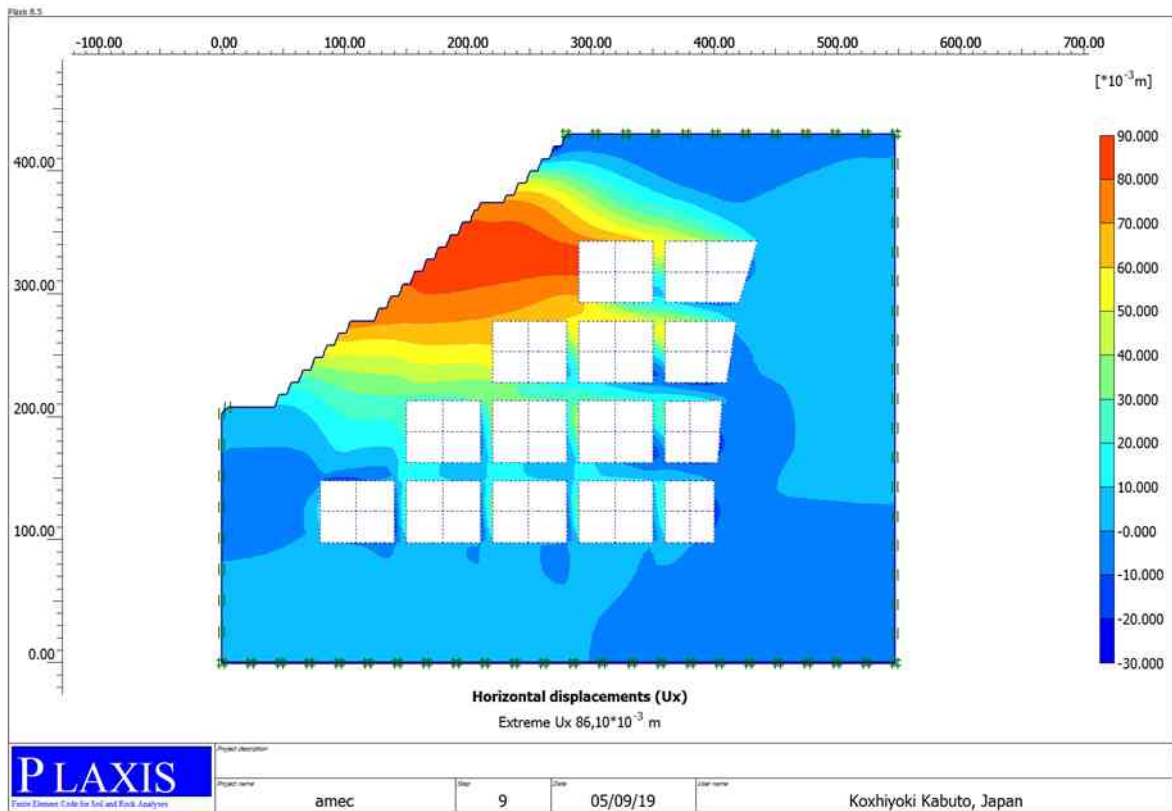


Fig.5: Déplacements horizontaux -Axe principal-

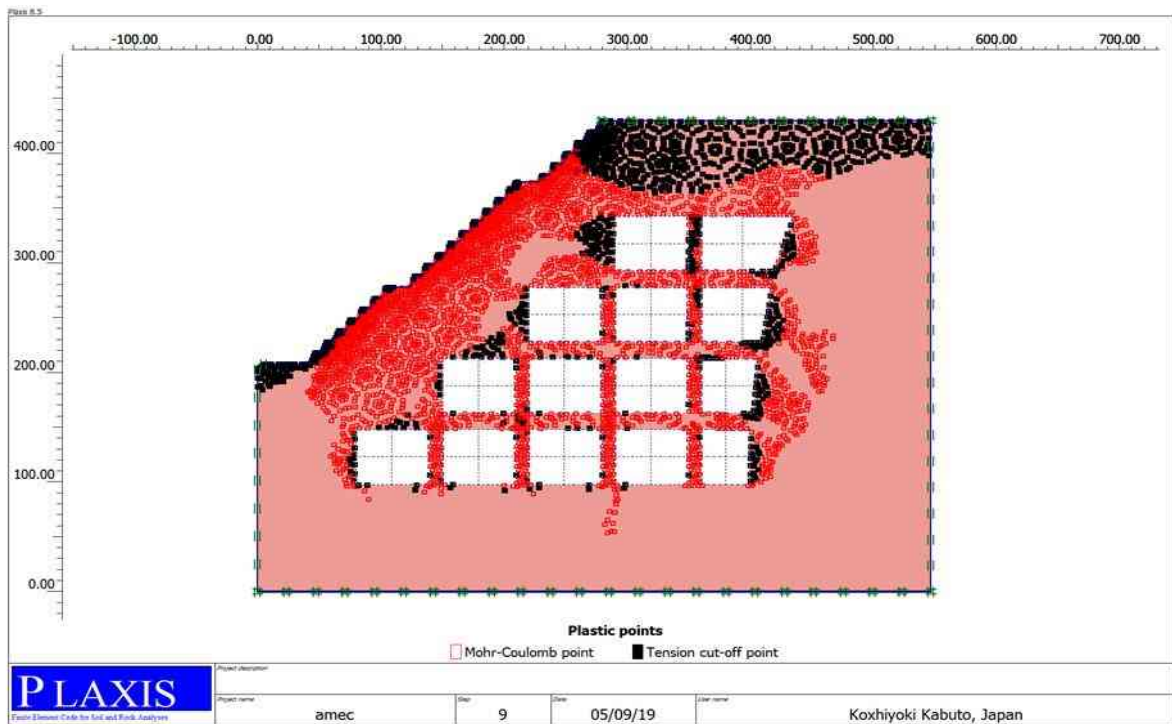


Fig.6: Points de plasticité -Axe principal-

**CHAPITRE I. ETUDE BIBLIOGRAPHIQUE SUR LES
MOUVEMENTS DE TERRAINS LIÉS AUX TRAVAUX
MINIERS SOUTERRAINS À TRAVERS LE MONDE ET
EN ALGÉRIE.**

**CHAPITRE II. MÉTHODOLOGIE D'ÉTUDE DE LA
STABILITÉ DE MINES SOUTERRAINES
(ANALYTIQUE, EMPIRIQUE, NUMÉRIQUE).**

**CHAPITRE III. ETUDE DE CAS (MINE DE
BOUKHADRA) : CONDITIONS GÉOLOGIQUES ET
DES TRAVAUX MINIERS.**

**CHAPITRE IV. MODÉLISATION NUMÉRIQUE DE LA
MÉTHODE D'EXPLOITATION SOUTERRAINE DU
GISEMENT DE BOUKHADRA.**

**CHAPITRE V. SÉLECTION DE LA MÉTHODE
D'EXPLOITATION APPROPRIÉ ET
REDIMENSIONNEMENT DES CHANTIERS.**

CONCLUSION GÉNÉRALE ET RECOMMANDATIONS

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES