

Royaume du Maroc
UNIVERSITE SULTAN MOULAY SLIMANE
Faculté des Sciences et Techniques
Béni-Mellal
Centre des études doctorales
Centre d'Études Doctorales : **Sciences et Techniques**
Formation Doctorale : **Ressources Naturelles, Environnement ET Santé**

THÈSE

Présentée par

GHAZDALI OMAR

Pour l'obtention du grade de **DOCTEUR**

Discipline : **Sciences de la Terre**

Spécialité : **Géotechnique minière**

***Apport des Simulations Numériques et des Méthodes
Empiriques à la Conception des Gisements Filoniens à Faible
Pendage Encaissés dans des Roches de « Mauvaise Qualité »
(Pélites)***

Soutenu le Samedi 19 Mars 2022 à 10h devant la commission d'examen :

Pr. KHALID MEHDI	Professeur, Université Sultan Moulay Slimane, F.P.K. Khouribga, Maroc	Président
Pr. HASSAN IBOUH	Professeur, Université Cadi Ayyad, F.S.T. Marrakech, Maroc	Rapporteur
Pr. LAHSEN BAIDDER	Professeur, Université Hassan II, F.S.A.C. Casablanca, Maroc	Rapporteur
Pr. RACHID BOUFERRA	Professeur, Université Cadi Ayyad, F.S.T. Marrakech, Maroc	Rapporteur
Pr. MUSTAPHA EL GHORFI	Professeur, Université Cadi Ayyad, F.S.T. Marrakech, Maroc	Rapporteur
Pr. MOHAMED ETTAKI	Professeur, Université Sultan Moulay Slimane, F.P.K. Khouribga, Maroc	Rapporteur
Pr. JALAL MOUSTADRAF	Professeur, Université Sultan Moulay Slimane, F.P.K. Khouribga, Maroc	Directeur de Thèse

Année universitaire : 2021- 2022

Remerciements

Ce travail de thèse représente l'achèvement d'un travail qui a duré trois ans. Il n'aurait pu voir le jour sans l'aide physique, intellectuelle, morale ou encore logistique de nombreuses personnes. Ces quelques pages leur sont dédiées, et que les oubliés (bien involontaires) me pardonnent.

En premier lieu, je tiens vivement à remercier Monsieur Nabil HMINA Président de l'Université Sultan Moulay Slimane et Mr. Khalid MEHDI, Doyen de la Faculté Poly disciplinaire de Khouribga. Qu'ils trouvent ici l'expression de ma profonde gratitude pour les efforts et les encouragements qu'ils n'ont jamais cessé de prodiguer à la recherche scientifique au sein de leur établissement.

En premier lieu, je suis très heureux d'avoir comme directeur de Thèse, le Professeur Jalal MOUSTADRAF de la Faculté Polydisciplinaire de Khouribga, je tiens à lui exprimer mes sincères remerciements pour ses encouragements et ses conseils pertinents durant toute la période de la réalisation de ce travail, vraiment il ne cesse de me diriger dans le bon sens pour aboutir aujourd'hui à ces résultats satisfaisants, j'ai beaucoup apprécié ses qualités extraordinaires humaines et professionnelles.

Un très grand merci également au Professeur Tarik Tagma, de la Faculté Polydisciplinaire de Khouribga, pour sa contribution le long de la réalisation de ce travail. Je le remercie aussi pour sa disponibilité et ses qualités humaines et professionnelles et de n'avoir ménagé aucun effort pour la réussite de ce travail.

Mes chaleureux remerciements vont également au Professeur Khalid MEHDI, Doyen de la Faculté Polydisciplinaire de Khouribga, qui a accepté de présider la soutenance de cette thèse et d'avoir évalué mon travail.

Je tiens à exprimer mes sincères remerciements aux professeurs Hassan Ibouh, Professeur à la Faculté des Sciences et Techniques, Marrakech, Université Cadi Ayyad, Lahcen BAIDDER, Professeur à la Faculté des Sciences Ain Chock Casablanca Université Hassan II, Mohamed Ettaki Professeur à la Faculté la Poly-Disciplinaire de Khouribga Université Sultan Moulay Slimane, d'avoir acceptés le jugement de mon travail de thèse en tant que rapporteurs.

Je tiens aussi à remercier vivement M. Rachid Bouferra Professeur à la Faculté des Sciences et Techniques Marrakech Université Cadi Ayyad et M. Mustapha EL GHORFI Professeur à la Faculté des Sciences et Techniques Marrakech Université Cadi Ayyad pour l'intérêt qu'ils ont apporté pour examiner ce travail. Leurs questions intéressantes m'ont aidé à améliorer la valeur et la qualité de la thèse.

Finalement, je tiens à remercier mes parents, ma conjointe Zineb pour son support moral ainsi que mon frère Abdelghani pour son appui inconditionnel. Je le remercie d'avoir toujours répondu avec patience à mes nombreuses questions pendant la réalisation de ce travail.

Résumé

Dans l'industrie minière, la réussite de l'exploitation d'une mine souterraine, est liée au choix de la méthode d'exploitation appropriée et d'une conception et dimensionnement d'un mode de soutènement adaptés à la nature de la roche et aux géométries d'excavation minière selon le type et la nature du gisement. Le premier objectif de cette thèse vise à étudier le design et la conception minière pour les gisements à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité comme des pélites, en utilisant l'approche « mining method selection » et des méthodes de conception minière empiriques et numériques. Après l'estimation des caractéristiques géologiques et géotechniques pour ce type de gisement, nous avons utilisé l'outil UBC pour déterminer la méthode d'exploitation optimale, ensuite nous avons appliqué les méthodes empiriques comme Rock mass rating (RMR) et Q-system (Q) pour déterminer la conception optimale de la chambre d'exploitation et le soutènement recommandé, suivi d'une série de modélisations numériques par le logiciel RS2 avec une variété de conditions géotechniques, géométriques et techniques pour analyser l'évolution de la largeur de la zone instable et le déplacement total maximal autour de l'ouverture après l'excavation. Les résultats montrent que la méthode d'exploitation des tranches remblayées ou coupe et remblai « cut and fill » est la meilleure méthode qui pourrait être largement appliquée pour ce type de gisement, ensuite l'analyse empirique préconise un support de terrain sous forme de boulonnage systématique et à la fin l'analyse numérique révèle que le chantier montre plus de stabilité lorsqu'en utilisant le remblai cimenté et en appliquant une géométrie à fort pendage et à faible hauteur.

La projection stéréographique est un moyen efficace qui permet de déterminer et de synthétiser rapidement les données géométriques (pendage, nombre de famille de discontinuité, direction, etc.) des discontinuités cartographiées lors d'une étude géologique ou géotechnique. Le deuxième objectif de cette thèse vise à élaborer une feuille Excel nommée Géo-Excel qui permet de concevoir des rosaces directionnelles et des canevas stéréographiques afin de visualiser rapidement les caractéristiques géométriques de chaque famille de discontinuité sans logiciel ou code de programmation. Pour vérifier la validité et l'applicabilité pratique de cette feuille, des tests de comparaison avec d'autres programmes de projection stéréographique ont été effectués. Géo-Excel est capable de faire une

analyse statistique sous forme d'un Tableau qui présente pour chaque famille : le nombre de structures qui appartient à cette famille, la direction moyenne, le pendage moyen et le sens du pendage, tout en utilisant juste la direction le pendage et l'indice indiquant le sens du pendage.

Tables des matières

RÉSUMÉ	2
TABLES DES MATIÈRES	4
LISTE DES FIGURES	7
LISTE DES TABLEAUX	12
LISTE DES SIGNES ET DES ABRÉVIATIONS	13
INTRODUCTION GÉNÉRALE	16
1. INTRODUCTION	16
2. CONTEXTE DE L'ÉTUDE	17
3. PROBLÉMATIQUE	21
4. CHOIX DU SUJET	21
5. OBJECTIFS DE LA THÈSE	22
6. MÉTHODOLOGIE	23
7. SOURCES DE DONNÉES	24
8. PLAN DE LA THÈSE	27
CHAPITRE I : REVUE DE LITTÉRATURE	28
1. INTRODUCTION	28
2. PARAMÈTRES DU DESIGN MINIER	28
2.1. Choix de la méthode d'exploitation minière souterraine Optimale	29
2.1.1. Les différentes méthodes d'exploitation minière souterraine	29
2.1.1.1. Méthodes d'exploitation souterraine laissant des chambres vides sans soutènement	31
a. Exploitation par sous niveaux foudroyés	31
b. Exploitation par blocs foudroyés	33
c. Exploitation souterraine par longue taille	34
2.1.1.2. Méthodes d'exploitation souterraine qui supportent les chambres vides avec un soutènement artificiel	36
a. Exploitation souterraine par tranches remblayées	36
b. Exploitation souterraine par chambres-magasins	38
c. Exploitation souterraine par sous-niveaux abattus	39
d. Exploitation souterraine par chambres vides avec des piliers de minerai	40
2.1.1.3. Le processus du choix de la méthode d'exploitation minière souterraine optimale	42
2.2. Dimensionnement de la forme géométriques, du soutènement et analyse de stabilité d'une taille d'abattage à l'aide des méthodes empiriques et numériques	46
2.2.1. Introduction	46
2.2.2. Méthodes empiriques	47
a. Ouverture équivalente	47
b. Dimensionnement du soutènement	48
c. Détermination de la portée critique	48
d. Détermination du temps de repos	49
e. Détermination des dimensions stables de la taille d'abattage	50
2.2.3. Méthodes numériques	52
a. Méthodes de l'équilibre limite	52
b. Méthode des éléments finis	53
c. Méthode des éléments distincts	53
d. Conclusion et recommandations d'application	55
3. CARACTÉRISATION ET CLASSIFICATION DU MASSIF ROCHEUX	56

3.1.	Caractérisation du massif rocheux	56
3.1.1	Caractérisation géologique des roches	58
3.1.2	Caractérisation mécanique des roches	58
a.	Essai de densité	58
b.	Essais de compression uni-axiale	61
c.	Essai de compression tri axial	64
d.	Essais de résistance à la traction indirecte	64
e.	Critère de rupture de la roche	65
3.1.3	Comportement des discontinuités	68
a.	Caractéristiques géométriques et morphologiques d'une discontinuité	68
b.	Caractérisation mécanique d'une discontinuité	70
3.1.4	Conclusion	71
3.2	Caractérisation et classification du massif rocheux	71
3.2.1.	System de classification: Q-system (Rock Tunneling Quality Index)	73
3.2.2.	System de classification: Rock Mass Rating System	75
3.2.3.	System de classification: Geological Strength Index	77
3.2.4.	Corrélation entre les différents systèmes de classification du massif rocheux	79
3.2.5.	Conclusion	79
CHAPITRE II : SÉLECTION DE LA MÉTHODE D'EXPLOITATION OPTIMALE POUR EXPLOITER LES GISEMENTS À FAIBLE PENDAGE ENCAISSÉS DANS DES ROCHES DE MAUVAISE QUALITÉ		81
1.	INTRODUCTION	81
2.	DÉTERMINATIONS DES ÉLÉMENTS D'ENTRÉES POUR LES GISEMENTS FILONIENS À FAIBLE PENDAGE ENCAISSÉS DANS DES ROCHES DE MAUVAISE QUALITÉ	81
2.1.	Les caractéristiques géologiques	81
2.2.	Les caractéristiques géotechniques	82
3.	SÉLECTION DE LA MÉTHODE D'EXPLOITATION OPTIMALE À L'AIDE DE L'OUTIL UBC POUR LES GISEMENTS FILONIENS À FAIBLE PENDAGE ENCAISSÉS DANS DES ROCHES DE MAUVAISE QUALITÉ	85
CHAPITRE III : DIMENSIONNEMENT DE LA CONCEPTION MINIÈRE OPTIMALE POUR LES GISEMENTS À FAIBLE PENDAGE ENCAISSÉS DANS DES ROCHES DE MAUVAISE QUALITÉ		88
1.	INTRODUCTION	88
2.	DÉTERMINATION DES PARAMÈTRES DU DESIGN MINIER À L'AIDE DES MÉTHODES EMPIRIQUES	88
2.1.	Dimensionnement de la portée	88
2.2.	Dimensionnement de l'Ouverture équivalente	89
2.3.	Dimensionnement du soutènement	90
2.4.	Dimensionnement du temps de repos	92
2.5.	Dimensionnement de la longueur optimale	93
3.	DÉTERMINATION DES PARAMÈTRES DE DESIGN MINIER À L'AIDE DES MÉTHODES NUMÉRIQUES	97
3.1.	Présentation du logiciel	98
3.2.	Processus de modélisation par RS2	98
3.2.1.	Création du modèle	99
3.2.1.	Contraintes et conditions limites appliquées dans la modélisation	101
3.2.2.	Choix du maillage et discrétisation	102
3.3.	Présentation des résultats de la modélisation	104
3.3.1.	Effet des contraintes	105
3.3.2.	Effet de la hauteur de la taille d'exploitation	107
3.3.3.	Effet de l'inclinaison des parements	113
3.3.4.	Effet de la nature du remblai minier	116

3.3.5. Dimensionnement du stot à laisser entre les excavations	121
CHAPITRE IV : PROGRAMMATION DE LA PROJECTION STÉRÉOGRAPHIQUE SUR LA FEUILLE DE MICROSOFT EXCEL	132
1. INTRODUCTION	132
2. PROJECTION STÉRÉOGRAPHIQUE	132
2.1. Abaque de Schmidt (Equal-area)	132
2.2. Abaque de Wulff (Equal-angle)	133
3. MÉTHODOLOGIE DE CRÉATION DES ÉQUATIONS SUR MICROSOFT EXCEL	135
3.1. Conception et définition	136
3.2. Détermination de la direction du pendage	137
3.3. Projection de la ligne de direction	137
3.4. Projection du pôle	138
3.5. Projection de demi-ellipse	138
3.6. Traitement statistique des données	139
4. PROCESSUS D'APPLICATION DE GÉO-EXCEL	141
5. COMPARAISON DE GÉO-EXCEL AVEC D'AUTRES APPLICATIONS	143
5.1. Comparaison de la projection des pôles	144
5.2. Comparaison de la projection directionnelle	144
5.3. Comparaison de la projection planaire	145
6. CONCLUSION	145
CONCLUSION GÉNÉRALE ET PERSPECTIVES DE RECHERCHE	147
RÉFÉRENCES BIBLIOGRAPHIQUES	151
ANNEXE 1 - LES DIFFÉRENTES COMBINAISONS UTILISÉES DANS L'OUTIL UBC POUR CHOISIR LA MÉTHODE D'EXPLOITATION OPTIMALE	167
ANNEXE 2 – RAPPORT DE SIMULATION DES PARAMÈTRES GÉOTECHNIQUES À L'AIDE DU LOGICIEL ORMAS	169
ANNEXE 3 - LES DIFFÉRENTS ÉTAPES D'UTILISATION DU LOGICIEL ORMAS V1.0: ONLINE ROCK MASS STRENGTH	171

Liste des figures

Figure 1. Les différentes étapes d'activités de cycle de vie d'une mine (modifié d'après Asr et al., 2019)	17
Figure 2. Les différents paramètres à prendre en considération lors de l'exploitation d'une mine souterraine	18
Figure 3. Répartition géographique à l'échelle mondiale des mineurs artisanaux et à petite échelle (source AMS, 2018)	19
Figure 4. Localisation géographique de la zone de CADETAF	20
Figure 5. Carte géologique simplifiée du Maroc (Marcoux et Jebrak, 2021)	20
Figure 6. La feuille de route à utiliser pour établir le design optimal pour exploiter les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité	24
Figure 7. Les différentes provenances des données utilisées dans ce travail de thèse	25
Figure 8. Les différentes étapes d'activités de cycle de vie d'une mine souterraine	29
Figure 9. Mode d'exploitation d'une mine souterraine	30
Figure 10- Différentes méthodes d'exploitation souterraine	31
Figure 11- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode par sous niveaux foudroyés « Sublevel Caving » (Poulard et al., 2017)	32
Figure 12- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode par blocs foudroyés « Block caving » (Poulard et al., 2017)	34
Figure 13- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode longue taille « Longwall mining » pour des gisements de charbon (Poulard et al., 2017)	35
Figure 14- Type de soutènement utilisé par la méthode longue taille « Longwall mining » pour des gisements de charbon (modifié d'après Yasitli et Unver, 2005)	35
Figure 15- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode tranches remblayées « cut and fill », montrant le sens d'abattage et l'utilisation du remblai, (Poulard et al., 2017)	37
Figure 16- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode tranches remblayées classique (Poulard et al., 2017)	37
Figure 17- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode tranches remblayées mécanisée (modifié d'après Atlas Copco, 1997)	38
Figure 18- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode chambres-magasins « shrinkage stoping » classique (Poulard et al., 2017)	39
Figure 19- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode sous-niveaux abattus	40
Figure 20- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode chambres et piliers « room and pillar » (Poulard et al., 2017)	41
Figure 21- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode chambres et piliers « room and pillar » : l'implantation chambre et pilier	42
Figure 22- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode chambres et piliers « room and pillar » : visualisation des travaux de développement	42
Figure 23- Les différents paramètres utilisés par l'outil UBC pour choisir la méthode d'exploitation optimale d'un gisement	43
Figure 24- Schéma de la géométrie d'une taille d'abattage	46
Figure 25. Détermination du soutènement en utilisant l'indice Q et le paramètre De (Grimstad et Barton, 1993 in Charrette et Hadijgeorgiou, 1999)	48
Figure 26- Détermination de la portée critique en utilisant l'abaque de wang (modifié d'après Wang et al., 2002)	49

Figure 27- Relation entre le temps de repos et la portée critique pour les différentes classes du massif rocheux (Lauffer, 1988 in Charrette et Hadijgeorgiou, 1999)	50
Figure 28- Différents domaines d'instabilités déterminés par la méthode de Mathews-Potvin (Nickson, 1992 in Charrette et Hadijgeorgiou, 1999)	51
Figure 29- Les différents composante d'un massif rocheux	56
Figure 30- Les éléments de caractérisation de la roche intacte et des discontinuités au laboratoire et sur le terrain	57
Figure 31. L'organigramme de la caractérisation du massif rocheux	58
Figure 32. Densité ρ par rapport à la profondeur z pour les roches sédimentaires du bassin nord-germano-polonais d'après (Schön, 2015)	60
Figure 33. Une série de carottes de différents hauteur et diamètre. (a) pour montrer la hauteur et (b) pour montrer le diamètre (Kaklis et al., 2015)	61
Figure 34. Principe d'essai de compression uni-axiale (Kaklis et al., 2015)	62
Figure 35. Dispositif de l'essai de compression uni-axiale (Eslami et al., 2009)	62
Figure 36. Schéma de la courbe contrainte-déformation d'une roche soumise à une compression (Jaeger et Cook, 1979)	63
Figure 37. État de contrainte appliquée sur la carotte pendant l'essai de triaxial (modifié d'après Rees, 2013)	64
Figure 38. Les différentes configurations d'appliquer l'essai de traction indirecte. (a) plateaux de chargement plats, (b) plateaux de chargement plats avec deux tiges en acier de petit diamètre, (c) plateaux de chargement plats avec coussin et (d) plateaux de chargement à mâchoires courbés (modifié d'après Li et al., 2013)	65
Figure 39. Représentation graphique du critère de rupture de Mohr-Coulomb et de Hoek-Brown (modifié d'après d'Eberhardt, 2012 in Lavoie, 2018) (les données rouges sont ajoutées par l'auteur)	66
Figure 40. Critère de Hoek-Brown (modifié d'après Hoek et Brown, 2018)	67
Figure 41. Représentation graphique du critère de rupture de Mohr-Coulomb (Macé, 2006)	68
Figure 42. Paramètres qui caractérisent les discontinuités dans le massif rocheux, (modifié d'après Wyllie et Mah, 2004)	69
Figure 43. Principe de l'essai de cisaillement sur joint. (a) : vue en coupe de la carotte (b) : résultat de l'essai sous forme de courbe contrainte déformation (Gasc-Barbier Et Guittard, 2009)	70
Figure 44. Les différents paramètres utilisés dans l'estimation de l'indice RMR (modifié d'après Bieniawski, 1973)	75
Figure 45. Diagramme basique d'estimation de l'indice GSI (d'après Hoek, 1998 in Robert-Martel, 2016)	78
Figure 46- L'onglet « DATOS » de l'outil mining method studio (Mining Studio, 2019)	85
Figure 47- Diagramme de résultats obtenus à l'aide de l'outil de « MINING METHOD STUDIO »	87
Figure 48- Etude de stabilité en utilisant le graphe de la portée critique de Wang (the updated critical span curve) (Wang et al., 2002)	89
Figure 49- Dimensionnement du soutènement à l'aide de l'abaque de (Grimstad et Barton, 1993) pour des gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité	92
Figure 50- Estimation du temps de repos (Stand-Up Time) à l'aide de l'abaque de (Bieniawski, 1993) pour des gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité	93
Figure 51- Corrélation entre le paramètre MRMR et l'indice GSI selon (Duran et Douglas, 2000)	94
Figure 52- Corrélation entre le paramètre MRMR et l'indice RMR selon (Russo et Hormazabal, 2019)	95
Figure 53- Détermination de la longueur de l'excavation en utilisant le graphe de Laubscher. Le graphe utilisé est tiré de (Rubio, 2006) après modification	97

Figure 54- Evolution du rapport h/H en fonction du diamètre du tunnel D (Mestat, 2002), avec H : la profondeur de l'axe du tunnel par rapport à la surface du terrain naturel et h : la profondeur des terrains _____	99
Figure 55- Evolution du rapport L/D en fonction du diamètre du tunnel (D) et largeur maximale du modèle (L) (Mestat, 2002) _____	100
Figure 56- Coupe transversale du modèle géométrique utilisé pour la simulation à l'aide du logiciel RS2 ____	100
Figure 57- Exemple de maillage en éléments fins. La figure à gauche représente un domaine sans maillage, la figure à droite représente un domaine avec maillage (Toumi, 2016) _____	102
Figure 58- Les différentes forme de maillage et nombre de nœuds en éléments fins. La figure à gauche représente un domaine sans maillage, la figure à droite représente un domaine avec maillage (Mestat, 1997) ____	103
Figure 59- Le maillage et les conditions aux limites utilisées dans modèle de simulation à l'aide du logiciel RS2 _____	104
Figure 60- Evolution du rapport de contrainte « stress Ratios » K avec la profondeur (Herget, 1988) _____	105
Figure 61- Coupe transversale montrant l'évolution l'évolution de la zone de détente (échelle de couleur) autour de l'excavation pour trois (3) rapports de contrainte K et pour une hauteur de 3m, modélisée à l'aide du logiciel RS2 _____	106
Figure 62- Coupe transversale montrant l'évolution des déplacements maximaux totaux (échelle de couleur) autour de l'excavation pour trois (3) rapports de contrainte K et une hauteur de 3m modélisée à l'aide du logiciel RS2 _____	107
Figure 63- Illustration schématique de l'évolution de la zone de détente autour d'une taille d'exploitation (modifié d'après Wang et al., 2002a in Henning, 2007) _____	108
Figure 64- Coupe transversale montrant l'évolution l'évolution de la zone de détente (échelle de couleur) autour de l'excavation pour trois (3) rapports de contrainte K et pour une hauteur de 6m, modélisée à l'aide du logiciel RS2 _____	109
Figure 65- Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente (échelle de couleur) autour de l'excavation pour trois (3) rapports de contrainte K et pour une hauteur de 12m, modélisée à l'aide du logiciel RS2 _____	109
Figure 66- Coupe transversale montrant l'évolution des déplacements maximaux totaux (échelle de couleur) autour de l'excavation pour trois (3) rapports de contrainte K et une hauteur de 6m modélisée à l'aide du logiciel RS2 _____	110
Figure 67- Coupe transversale montrant l'évolution des déplacements maximaux totaux (échelle de couleur) autour de l'excavation pour trois (3) rapports de contrainte K et une hauteur de 12m modélisée à l'aide du logiciel RS2 _____	110
Figure 68- Evolution la zone de détente autour de l'excavation en fonction du rapport de contrainte K pour 3 cas de hauteur _____	112
Figure 69- Evolution des déplacements maximaux totaux autour de l'excavation en fonction du rapport de contrainte K pour 3 cas de hauteur _____	112
Figure 70- Evolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction du pendage de la taille (Henning, 2007) _____	113
Figure 71- Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente (échelle de couleur) autour de l'excavation en fonction de l'inclinaison de la taille _____	114
Figure 72- Coupe transversale montrant l'évolution des déplacements maximaux totaux (échelle de couleur) autour de l'excavation en fonction de l'inclinaison de la taille _____	115
Figure 73- Evolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction de l'inclinaison de la taille ____	116
Figure 74- Evolution des déplacements maximaux totaux autour de l'excavation en fonction de l'inclinaison de la taille _____	116
Figure 75- Mise en place du remblai cimenté dans une taille (a) taille en cours de remblayage ; (b) schéma des composantes d'un vide remblayé (Belem et Benzaazoua, 2003) _____	117

Figure 76- Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente (échelle de couleur) autour de l'excavation en fonction du type du remblai	118
Figure 77- Coupe transversale montrant l'évolution des déplacements maximaux totaux (échelle de couleur) autour de l'excavation en fonction du type du remblai	119
Figure 78- Evolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction du type du remblai	120
Figure 79- Evolution des déplacements maximaux totaux autour de l'excavation en fonction du type du remblai	121
Figure 80- Les différents ouvrages qui peuvent être utilisés dans mine une souterraine (Yardimci et Karpuz, 2019)	122
Figure 81- Evolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction du temps (modifié d'après Wang et al., 2021).	123
Figure 82- Représentation schématique de la zone de détente autour de deux excavations séparées avec une distance S	124
Figure 83- Modèle géométrique utilisé dans la simulation numérique par RS2, A : modèle de simulation de l'interférence au niveau de l'éponte inférieure, B : modèle de simulation de l'interférence au niveau de l'éponte supérieure, S est la distance à laisser entre les excavations	125
Figure 84- Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction de l'évolution de la séquence d'exploitation au niveau de l'éponte supérieure pour une distance égale à 10m	126
Figure 85- Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction de l'évolution de la séquence d'exploitation au niveau de l'éponte supérieure pour une distance égale à 15m	127
Figure 86- Evolution de la zone de non interaction à différentes distance S et en fonction de l'évolution de la séquence d'exploitation au niveau de l'éponte inférieure	128
Figure 87- Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction de l'évolution de la séquence d'exploitation au niveau de l'éponte inférieure pour une distance égale à 10m	129
Figure 88- Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction de l'évolution de la séquence d'exploitation au niveau de l'éponte inférieure pour une distance égale à 15m	130
Figure 89- Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction de l'évolution de la séquence d'exploitation au niveau de l'éponte inférieure pour une distance égale à 20m	131
Figure 90- Canevas de Schmidt (Schmidt net - Wikipedia 1)	133
Figure 91- Canevas de Wulff (Stereographic projection - Wikipedia 2)	133
Figure 92- Canevas de projection stéréographique (Allison, 2015)	134
Figure 93- Processus de la projection stéréographique d'un plan incliné avec son pôle, de direction 100 et un pendage de 40 (Waldron et Snyder 2020)	135
Figure 94- Représentation structurale d'un plan (Hoek, 2000)	135
Figure 95- Projection stéréographique d'un plan d'une structure (jpb, 2017)	136
Figure 96- Canevas de projection construite sur Excel	137
Figure 97- Projection d'un plan d'une structure selon la projection stéréographique sur la feuille de Microsoft Excel	139
Figure 98- Subdivision du canevas de projection en 12 intervalles de direction utilisé par Géo-Excel	140
Figure 99- Subdivision du canevas de projection en 9 intervalles de pendage utilisé par Géo-Excel	140

<i>Figure 100- Tableau de synthèse des résultats de traitement par Géo-Excel</i> _____	141
<i>Figure 101- Type d'information introduit dans Géo-Excel</i> _____	142
<i>Figure 102- Exemple d'application de Géo-Excel. (a) : Synthèse de traitement statistique des données, (b) : Diagramme directionnel des structures, (c) : projection des plans des structures, (d) : projection des pôles des structures</i> _____	143
<i>Figure 103- Exemple de traitement effectué par le logiciel Dips (RocScience Inc. DIPS, 2021)</i> _____	144
<i>Figure 104- Comparaison de la projection stéréographique des pôles, (a) : Projection réalisée avec Géo-Excel, (b) : Projection réalisée avec Dips</i> _____	144
<i>Figure 105- Comparaison de la projection stéréographique directionnelle, (a) : Projection réalisée avec Géo-Excel, (b) : Projection réalisée avec Dips</i> _____	145
<i>Figure 106- Comparaison de la projection stéréographique planaire et l'analyse statistique, (a) : Projection réalisée avec Géo-Excel, (b) : Projection réalisée avec Dips</i> _____	145

Liste des tableaux

Tableau 1. La source et les valeurs de chaque paramètre utilisé dans ce travail de thèse _____	25
Tableau 2. Les différentes méthodes d'exploitation minière intégrées dans la base de données de l'outil UBC _____	45
Tableau 3. L'indication des valeurs intégrées dans les tableaux de combinaisons utilisées dans l'outil UBC _____	45
Tableau 4. Exemple de résultats de sélection de la méthode d'exploitation optimale obtenu à l'aide de l'outil UBC _____	46
Tableau 5. Les différentes valeurs de l'ESR pour chaque type d'ouvrage _____	47
Tableau 6. Valeurs typiques de densité pour les roches magmatiques et métamorphiques (modifié d'après Zhang, 2017) _____	59
Tableau 7. Valeurs typiques de densité pour les roches sédimentaires (modifié d'après Zhang, 2017) _____	61
Tableau 8. Principaux systèmes de classification et caractérisation des massifs rocheux _____	72
Tableau 9. Principaux paramètres qui interviennent dans chaque système de classification (modifié d'après Edelbro, 2003) _____	73
Tableau 10. Echelle d'évaluation de l'indice Q _____	74
Tableau 11. Les différents paramètres impliqués dans chaque version de RMR d'après (modifié d'après Milne et al., 1998) _____	75
Tableau 12. Les différentes classes de RMR89 d'après (Bieniawski, 1989) _____	77
Tableau 13. Les différentes corrélations existantes entre les différents systèmes de classification du massif rocheux _____	79
Tableau 14- Les différentes caractéristiques géologiques et géomorphologiques supposées pour le gisement étudié _____	81
Tableau 15- Les différents paramètres d'entrées "Input Parameters" utilisés dans ORMAS V1.0 et les résultats obtenus _____	83
Tableau 16- La valeur de l'indice de RMR calculée à partir de l'indice GSI _____	84
Tableau 17- La valeur de l'indice de RSS _____	85
Tableau 18- Tableau de résultats obtenus à l'aide de l'outil de « MINING METHOD STUDIO » _____	86
Tableau 19- La valeur de l'indice de Q calculée à partir de l'indice RMR _____	90
Tableau 20- Les différents types de soutènement préconisés pour es différentes hauteurs étudiées _____	91
Tableau 21- La valeur du paramètre MRMR calculée à partir de l'indice GSI _____	95
Tableau 22- Evolution de la valeur du paramètre RH en fonction de la longueur _____	96
Tableau 23- L'évolution de la zone de détente et les déplacements maximaux totaux autour de l'excavation _____	106
Tableau 24- L'évolution de la zone de détente et les déplacements maximaux totaux autour de l'excavation pour 3 cas de hauteur et 3 rapports de contrainte K _____	111
Tableau 25- Evolution de la zone de détente et les déplacements maximaux totaux autour de l'excavation pour différentes valeurs d'inclinaison _____	113
Tableau 26- Evolution de la zone de détente et les déplacements maximaux totaux autour de l'excavation en fonction du type du remblai _____	120
Tableau 27- Classement des ouvrages miniers souterrains en ouvrage permanent et temporaire _____	123
Tableau 28- Détermination du sens de pendage _____	137
Tableau 29- Les inputs data utilisés sur Géo-Excel _____	142

Liste des signes et des abréviations

ρ : Densité de la roche

A : Surface de la section de la carotte

AHP : Analytic hierarchy process

ANP : Analytic network process

ASM : Artisanal And Small-Scale Mining

c : Cohésion

CADETAF : Centrale d'Achat et de Développement de la zone minière de Tafilalet et Figuig

CB : Remblai cimenté

D : Diamètre de la carotte

D : Paramètre dépend de la qualité du minage

De : Ouverture stable (Equivalent Dimension)

E : Module d'Young

Ei Modèle d'élasticité

Erm : Modèle de déformation du massif rocheux

ESR : paramètre qui dépend du temps de l'utilisation de l'excavation et le degré de sécurité exigé (excavation support ratio)

FAHP : fuzzy method and analytic hierarchy process

FS : Facteur de sécurité

g : Gramme

GSI : System de classification de Hoek (Geological Strength Index)

H : Profondeur du gisement

Ja : (Joint alteration number) caractérise l'état d'altération des discontinuités ;

Jn : (Joint set number) représente le nombre de familles de discontinuités prélevées sur le terrain ;

Jr : (Joint roughness number) représente la rugosité des épontes des discontinuités la plus défavorable en termes d'orientation

Jw : (Joint water reduction) est un facteur de réduction dû à la présence de l'eau dans les joints

K : Rapport de la contrainte horizontale moyenne à la contrainte verticale

Kg : Kilogramme

L : est la charge maximale appliquée sur la carotte

m : Masse de la roche

mb : Constante de Hoek-Brown du massif rocheux dépend de la nature de la roche intacte et le degré de fracturation du massif rocheux

MCDM : Multi criteria decision making

MMS : mining method selection

MPa : Mégapascals

MRMR : Mining rock mass rating

N' : Indice de stabilité de la méthode de Mathews

P : Effort appliqué sur la carotte

PME : Petites et Moyennes Entreprises

Q' : Cote de la classification géomécanique de Q-system sans effet eau et sans influence contraintes

Q-system (ou indice Q) : Cote de la classification géomécanique de Barton (Rock Tunneling Quality Index)

RH : Rayon hydraulique

RMR : Cote de la classification géomécanique de Bieniawski (Rock Mass Rating)

RQD : (Rock quality Designation), mesure l'intensité de la fracturation à partir des carottes de sondage

RSS : Indice de contrainte qui indique l'état des contraintes autour de l'excavation (Rock Substance Strignth)

RT : Résistance à la traction

s et a : sont des constantes liées à l'intensité de la fracturation du massif rocheux

sigc : Résistance en compression du massif rocheux

sigt : Résistance à la traction du massif rocheux

S_{max} : Portée critique

SRF : (Stress Reduction Factor) est un facteur de réduction des contraintes dans le massif rocheux

t : tonne

UB : Remblai non cimenté

UBC : University of British Columbia

UCS : Résistance à la compression simple

V : Volume

v : Coefficient de Poisson

σ_c : Compression simple de la roche intacte

σ_n : est la contrainte normale et

σ_v : Contrainte verticale

τ : est la contrainte de cisaillement,

φ : Angle de frottement

m_i : Paramètre lié à la nature de la roche intacte

δ : Densité du massif rocheux

σ_1 : Contrainte principale majeure

σ_3 : Contrainte principale mineure

σ_{ci} : Résistance uniaxiale en compression simple de la roche intacte

Introduction générale

1. Introduction

Dans l'industrie minière, la réussite de l'exploitation d'une mine souterraine sur le plan économique et en matière de santé et de sécurité dépend de l'application de l'ingénierie minière « Mining engineering ». La réalisation d'une étude d'ingénierie minière contribue dans la prise de décision sur la continuité des travaux de prospection géologique et sur le lancement de d'autres travaux en parallèles comme la modélisation hydrogéologique, l'étude géotechnique, les essais métallurgiques et l'analyse économique. Les résultats obtenus lors d'une étude d'ingénierie minière sont utilisés comme éléments d'entrées "Input Parameters" pour l'évaluation économique, pour le dimensionnement des éléments de l'unité de traitement et pour déterminer le design minier de l'exploitation de la mine.

Le design minier « Mining design » est la clé de la réussite et de faire vivre longtemps l'exploitation d'une mine souterraine (Ibishi et al., 2020). Une fois que les données géologiques sont achevées et montrent que le gisement présente des ressources qui peuvent dégager des profits positifs, le processus de l'ingénierie minière peut commencer par le design minier comme la montre la Figure 1. La première étape du processus du design minier qui correspond au choix de la méthode d'exploitation « mining method selection (MMS) » consiste à choisir la méthode qui répond le mieux aux critères uniques de chaque site, tels que les données géométriques et géologiques, les données géotechniques, la profondeur et autres données comme les données économiques, technologiques et environnementaux (Romero-Gelvez et Cortes-Aldana, 2014). Il faut savoir que ce processus permet de se décider sur la rentabilité et la durabilité d'une mine, car une fois qu'on applique la méthode d'exploitation choisie, c'est très difficile de la changer ou de la modifier (Azadeh et al., 2010). C'est pour cela, plusieurs auteurs ont développé des méthodes et des algorithmes pour choisir la méthode d'exploitation optimale. Ces méthodes peuvent être classées en trois catégories (Ooriad et al., 2018) : la première catégorie consiste à établir une classification qualitative basée sur des graphes pour choisir la méthode d'exploitation convenable (Bajkonurov, 1969 ; Imenitov, 1970, Popov, 1970 ; Budko, 1971 ; Boshkov et Wright, 1973 ; Morrison, 1976 ; Laubscher, 1981). La deuxième catégorie utilise la pondération de plusieurs paramètres qui sont liés à la géométrie de la minéralisation et les conditions géotechniques de la roche (Nicholas, 1981 et 1993 ; Hartman, 1987), la plus utilisée est celle développée par Miller et al., (1995), c'est la méthode UBC (University of British Columbia). La troisième catégorie est une méthode qui utilise la technique de prise de décision multicritères Multi criteria decision making (MCDM) », en introduisant des données financières, des données techniques et des données liées à la géométrie de la minéralisation et les conditions géotechniques de la roche, les plus utilisées sont : analytic hierarchy process (AHP) (Karadogan et al., 2001 ; Bitarafan et Ataei, 2004), analytic network process (ANP), analytic hierarchy process and fuzzy method (FAHP) (Naghadehi et al., 2009). Après le choix de la méthode d'exploitation, la deuxième étape du processus du

design minier, consiste tout d'abord à déterminer la géométrie optimale de la taille d'exploitation et à analyser ensuite la stabilité du gisement et dimensionner le soutènement adapté aux géométries d'excavation imposées par la méthode d'exploitation choisie et aux conditions rocheuses propres au site. Cette analyse de stabilité envisage des solutions pour éviter les chutes de blocs qui représentent l'un des problèmes sécuritaires le plus grave dans l'industrie minière. Ces chutes de bloc sont liées à l'intersection de la surface de la galerie et des discontinuités existantes dans le massif rocheux (Lee et Song, 1998), l'état des contraintes (contraintes in situ, et les contraintes induites par le creusement de la galerie) (Zhang et al., 2018 ; Liu et al., 2017), la convergence des terrains suite à l'augmentation de la profondeur (Mercier-Langevin et Turcotte, 2007 ; Potvin et Hadjigeorgiou, 2008) et l'interférence entre les ouvrages (Ozdogan et al., 2019).

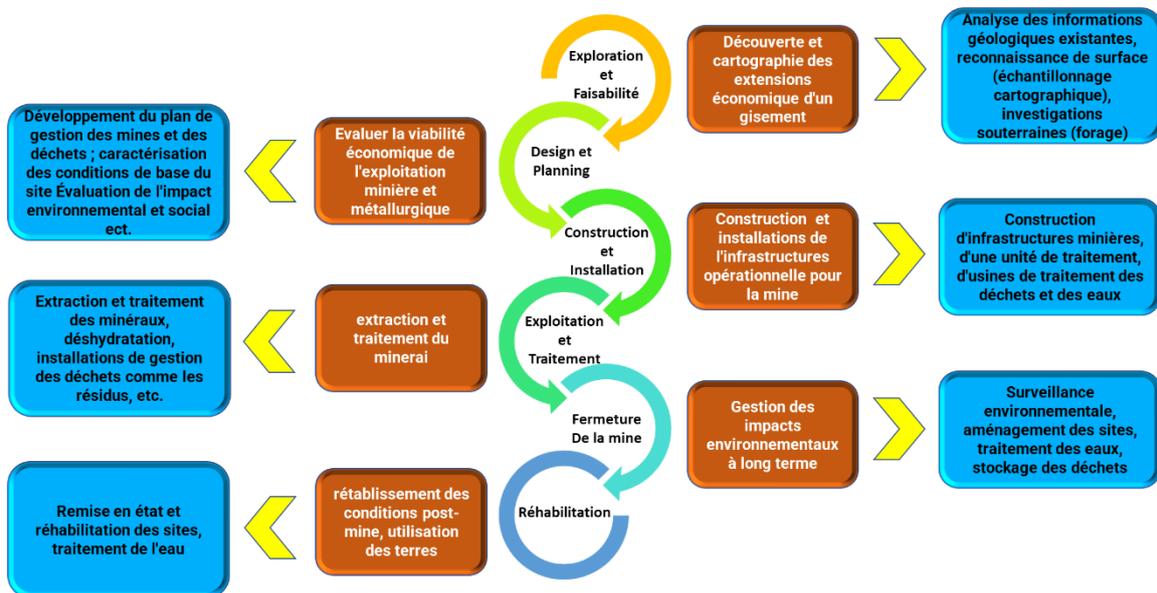


Figure 1. Les différentes étapes d'activités de cycle de vie d'une mine (modifié d'après Asr et al., 2019)

2. Contexte de l'étude

Il existe actuellement pour les entreprises minières un nouveau défi : il n'est plus simplement de trouver un gisement et de commencer à l'exploiter, mais de l'exploiter d'une manière efficace. Le mot efficace désigne que l'exploitation d'un gisement doit continuer dans le temps tout en respectant la sécurité, l'environnement, en minimisant les dépenses et en maximisant l'extraction du minerai (Figure 2).

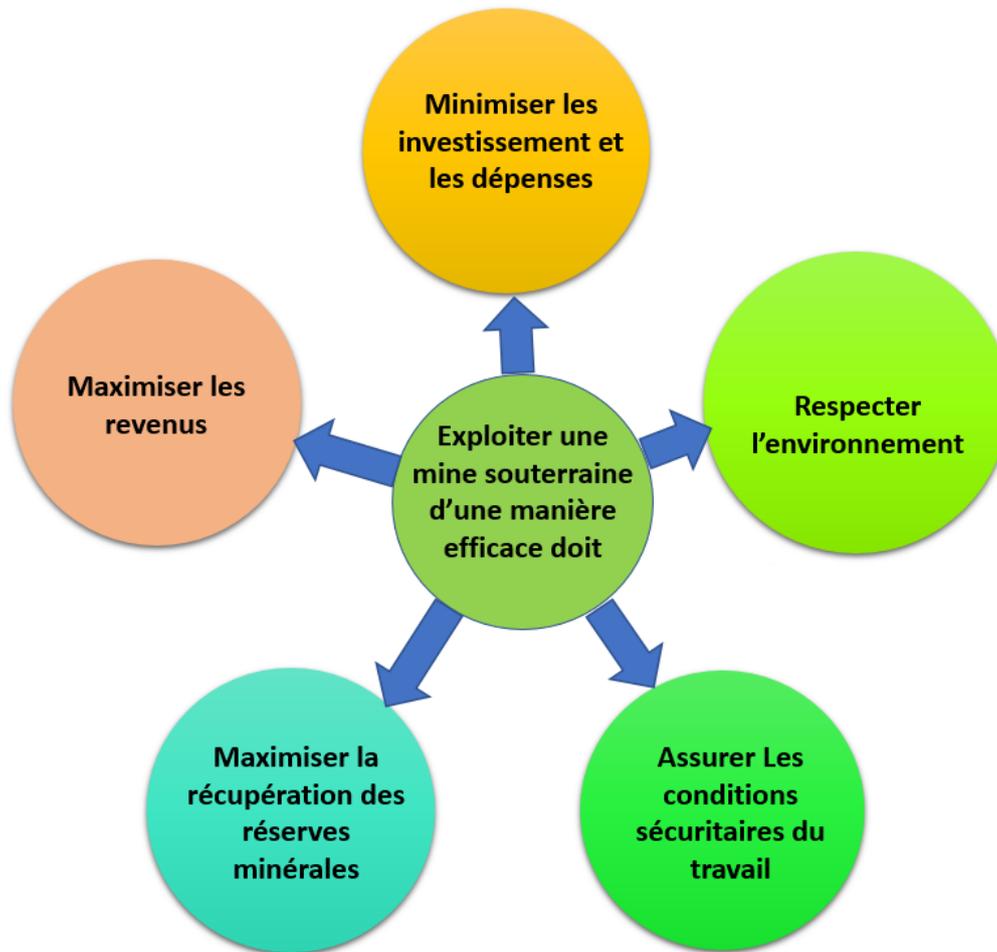


Figure 2. Les différents paramètres à prendre en considération lors de l'exploitation d'une mine souterraine

Il faut savoir que ce défi est démultiplié dans le cas de l'exploitation d'un gisement particulier par une société type PME ou artisanale, c'est à dire le cas de l'exploitation d'un gisement filonien à faible pendage encaissé dans des roches de mauvaise qualité par ce type d'entreprise.

On s'intéresse à ce type de société parce qu'elles dominent le marché de l'industrie minière à l'échelle mondiale (Figure 3), et participent avec un taux de 15 à 20% de la production mondiale de minéraux non combustibles selon les communautés et petites exploitations minières « Artisanal And Small-Scale Mining (ASM) » (ASM, 2002).

Dans l'industrie minière marocaine, « la majorité des propriétaires des titres miniers sont des personnes physiques et des PME qui ne disposent pas de moyens matériels et humains, surtout qualifiées et spécialisées, pour mener à bien cette activité » selon El Atilah et al., (2018) et elles participent avec un taux de 2.2% dans la production totale du secteur minier avec une participation de 31.3% dans la production nationale en 2002 (EMC, 2003). Selon le Centre Marocain de Conjoncture dans son bilan 2002 (CMC, 2002), ces sociétés opèrent à 100% dans la production du Fer, de l'Anthracite, des Argiles smectiques, du Ghassoul, du Talc, du Pyrophile et de Celestine, et avec un taux supérieur à 60% pour la Barytine et du Bentonite.

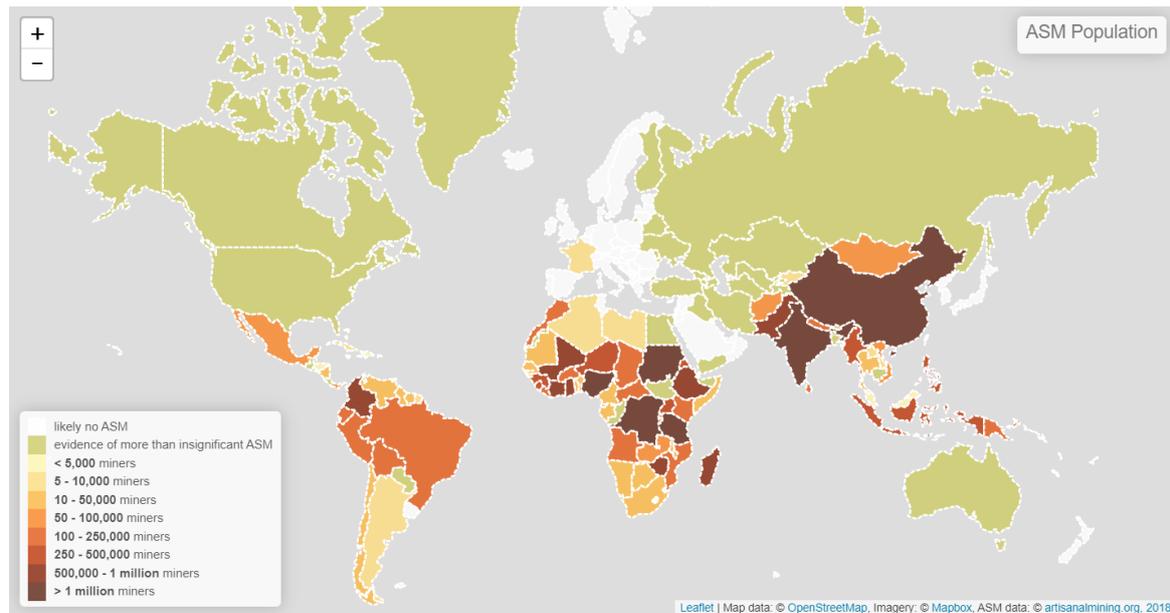


Figure 3. Répartition géographique à l'échelle mondiale des mineurs artisanaux et à petite échelle (source AMS, 2018)

Au Maroc, les gisements et mines exploités d'une manière artisanale et traditionnelle sont situés dans le Sud-Est du Royaume, plus précisément dans la région du Tafilalet et de Figuig (Figure 4). Ces mines sont exploitées par des artisans selon leurs moyens et selon les minéralisations dont chacun dispose dans son périmètre. Ces petites mines sont régies par la Centrale d'Achat et de Développement de la zone minière de Tafilalet et Figuig appelée « CADETAF » qui encadre les artisans sur les plans administratif et technique et assure la commercialisation de la production, ainsi que la gestion des autorisations de l'exploration et l'exploitation minière.

Selon la description géographique et technique en ligne sur la page Web de CADETAF (CADETAF, 2021), la zone minière de Tafilalet et Figuig relève de l'Anti Atlas oriental au Sud et du Haut Atlas central et oriental au Nord (Figure 5). Sur le plan géologique, les gisements qui se situent dans le Haut Atlas présentent des formations constituées d'une alternance de schistes, de quartzites avec une plateforme composée de calcaires, alternance marno-calcaire et les dolomies. Dans cette zone, la minéralisation est filonienne encaissée dans des calcaires avec une puissance qui varie de 0.3m à 2m. Dans l'Anti Atlas oriental, les gisements présentent des faciès compétents comme des grès, calcaires, quartzites, granites, rhyolites et des faciès plus tendre matérialisés par des pélites avec une minéralisation filonienne a une puissance qui peut atteindre 5m.

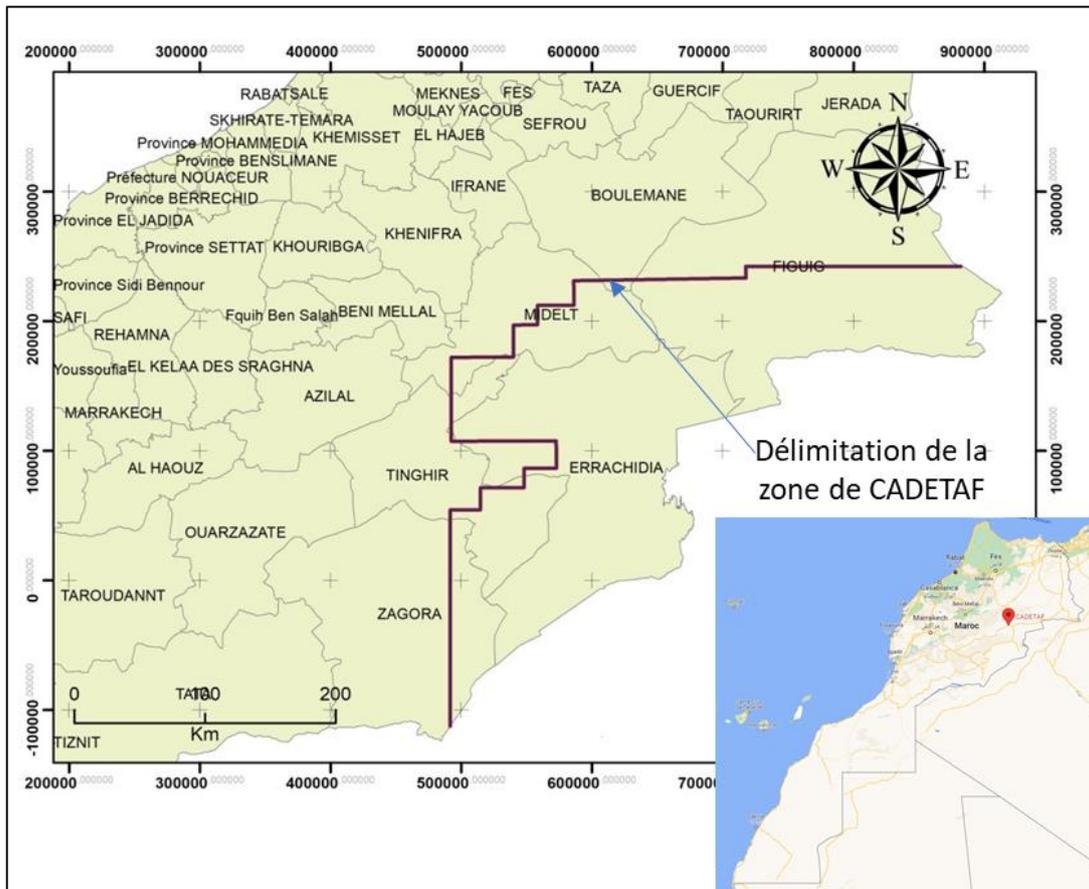


Figure 4. Localisation géographique de la zone de CADETAF

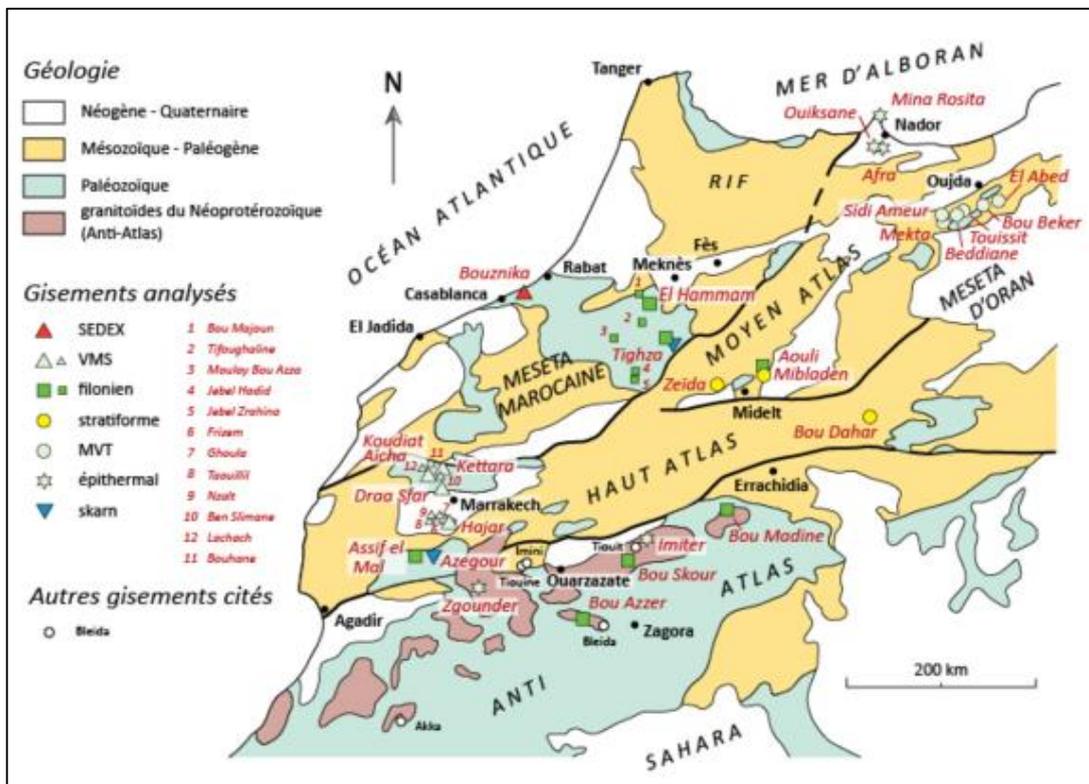


Figure 5. Carte géologique simplifiée du Maroc (Marcoux et Jebrak, 2021)

3. Problématique

Dans la pratique minière, il est difficile de mener une étude d'ingénierie minière au sein des sociétés minières type PME (Petites et Moyennes Entreprises) ou artisanales. Étant donné le niveau détaillé d'analyse requis pour une étude d'ingénierie minière, souvent, les services existants au sein de ces sociétés peuvent manquer de moyens financiers, moyens techniques et de savoirs faire pour mener à bien de telles études en interne et capables de planifier au-delà des travaux habituels de développement et de production de la mine. Dans le cadre du projet d'assistance et appui aux PME minière en collaboration avec le département de l'Énergie et des Mines une analyse du secteur minier marocain a été réalisé par la société de consulting GEO-ENVIROSCOP. Cette étude a montré que « pratiquement aucune PME minière n'a abordé l'investissement qu'elle a consenti à réaliser, sous l'angle d'un projet minier qui suppose d'avoir fait au préalable une étude de faisabilité pour en évaluer la rentabilité » (EMC, 2019). Ces sociétés exploitent une grande partie considérable des ressources minérales qui se trouve dans les gisements filoniens. Ces derniers peuvent être intéressants à condition de définir une méthode d'exploitation optimale qui va permettre de les extraire avec profit. Afin de maximiser le bénéfice, il serait souhaitable d'abattre la structure minéralisée sans contraintes. Par contre, quand la puissance de la structure ne dépasse pas quelques mètres et est encaissée dans une roche de mauvaise qualité avec une faible inclinaison, il est très difficile voir impossible de l'exploiter, car les dimensions de la taille d'abattage doivent être optimales pour assurer la sécurité du personnel et les équipements contre les chutes des blocs.

Dans le contexte d'un gisement filoniens à faible pendage encaissé dans une roche de mauvaise qualité, l'élaboration d'une étude d'ingénierie minière est indispensable pour permettre aux services techniques d'une mine d'évaluer objectivement, l'exploitation minière actuelle ainsi que d'évaluer les différentes options pour le développement de futures mines. Plusieurs facteurs tels que la géologie, la profondeur, la qualité du massif rocheux, les contraintes induites par les activités minières interviennent dans le choix de la méthode d'exploitation optimale. Cette dernière ainsi que les dimensions géométriques de l'excavation, le type du remblai utilisé dans le remplissage des vides contribuent dans le dimensionnement du soutènement et la détermination du stot à laisser entre les ouvrages.

Dans les sociétés minières type PME, il est difficile d'acquérir un logiciel de projection stéréographique de traitement de données structurales qui interviennent dans une étude géomécanique d'un gisement, ce qui nécessite de penser à créer un programme qui ne nécessite ni autorisation ni installation ou code de programmation.

4. Choix du sujet

Le choix de la problématique de cette thèse est fondé d'une part sur le fait que la majorité des mines qui se situent dans la région citée ci-dessus, présentent un contexte géologique qui se résume par une minéralisation filonienne à faible pendage encaissée dans des roches qui sont classées géotechniquement de mauvaise qualité ; d'autre part la majorité de ces mines sont

des sociétés type PME ou artisanales qui ne disposent pas de moyens matériels et humains, surtout qualifiés et spécialisés, pour mener à bien une exploitation minière de ce type de gisement.

Pour cela nous avons choisi dans cette thèse de travailler sur une simulation numérique et empirique du design minier pour ce genre de gisement. Cette simulation permettra d'élaborer une feuille de route qui sera utilisée comme un guide pour réussir et optimiser l'exploitation d'une mine souterraine sur le plan économique et sécuritaire. Les éléments d'entrées qui sont utilisés pour réaliser cette simulation numérique et empirique sont issus de données réelles récoltées de la bibliographie.

5. Objectifs de la thèse

Dans la littérature, plusieurs études ont abordé uniquement l'interaction entre les excavations souterraines et le dimensionnement du design minier dans des mines qui utilisent la méthode d'exploitation sous-niveau abattu et la méthode block caving (Ghaboussi et Ranken, 1977; Yamaguchi et al., 1998 ; Addenbrooke et Potts, 2001 ; Gercek, 2005 ; Karakus et al., 2007 ; Wang et al., 2007; Wang et Li, 2008; Chakeri et al., 2011; Wang et al., 2017; Abdellaha et al., 2011 ; Purwanto et al., 2013 ; Kabwe et Bowa, 2016 ; Ozdogan et al., 2019). Aucune des études mentionnées ci-dessus ne s'est efforcée de déterminer le design minier pour une mine exploitée par la méthode d'exploitation des tranches montantes. En ce qui concerne la projection stéréographique, plusieurs programmes de projection stéréographique ont été élaborés, mais qui nécessitent d'utiliser des codes de programmation comme Matlab ou des macros sur Excel (Ryan, 1987 ; Allmendinger, 1988 ; Prantl, 1988 ; Pilant, 1989 ; Seeley et Novak, 1991 ; Mendes et Kullberg, 1992 ; Cardozo et Allmendinger, 2013 ; Laik, 2016).

Le présent travail de thèse consiste à :

- Déterminer **une feuille de route qui peut être utilisée par des sociétés type PME ou artisanale comme un guide** pour déterminer le design minier optimal afin d'exploiter d'une manière efficace les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité.
- Développer un programme accessible pour une analyse de la fracturation repérée sur un massif rocheux dans le cadre d'une étude de géomécanique, en se basant sur le principe de la projection stéréographique.

Plus spécifiquement, cette thèse vise à atteindre les objectifs suivants :

- Déterminer la méthode d'exploitation optimale pour exploiter des gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité ;
- Déterminer la géométrie d'excavation optimale ;
- Déterminer le soutènement convenable pour assurer la stabilité de l'excavation ;

- Déterminer l'effet des contraintes sur la déformation et l'étendue de la zone instable autour de l'excavation ;
- Déterminer l'effet de la hauteur de la taille d'abattage sur la stabilité de l'excavation ;
- Déterminer l'effet de l'inclinaison des parements sur la stabilité de la taille d'abattage ;
- Déterminer l'effet du remblayage sur la stabilité de la taille d'abattage ;
- Déterminer le stot à laisser entre les excavations ;
- Développer un programme de projection stéréographique qui ne nécessite pas l'utilisation des codes de programmation ou des macros.

6. Méthodologie

Ce paragraphe présente brièvement les grandes étapes (Figure 6) de la méthodologie adoptée pour atteindre les objectifs de ce travail de recherche qu'on peut résumer comme suit :

La première étape a pour objet d'établir une recherche bibliographique sur les différents paramètres qui interviennent dans la caractérisation du massif rocheux, les différentes méthodes de classification du massif rocheux, les méthodes courantes d'analyse de stabilité qui sont utilisées pour dimensionner les paramètres géométriques et géomécaniques de l'excavation minière et les différentes approches utilisées pour choisir la méthode d'exploitation optimale.

La deuxième étape de ce travail consiste tout d'abord à compiler des données géologiques pertinentes à partir de la littérature qui caractérisent les gisements filoniens à faible pendage, notamment la puissance, le pendage et type de la minéralisation, ensuite, les données géotechniques du massif rocheux ont été déterminées en utilisant le logiciel ORMAS V1.0 tout en introduisant les données qui correspondent à une roche de mauvaise qualité comme des pélites. Après la quantification des données géologiques et géotechniques des gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité à l'aide de l'indice RMR, RSR et Q-system, la méthode UBC sera appliquée pour sélectionner la méthode d'exploitation optimale à utiliser pour exploiter ce type de gisement. Les paramètres géotechniques obtenus et la méthode d'exploitation choisie sont utilisés comme données d'entrées pour déterminer les paramètres du design minier comme la portée critique, l'ouverture équivalente, le type de soutènement et le temps de repos tout en utilisant des méthodes empiriques telles que le graphe de stabilité de Wang, l'abaque de Grimstad et Barton, l'abaque de Bieniawski et le graphe de stabilité de Laubscher.

La troisième partie, sera consacrée à l'utilisation du logiciel de modélisation numérique bidimensionnelle RS2 ou Phase2 basé sur la méthode d'éléments finis pour étudier l'influence des facteurs naturels, des facteurs géométriques et la nature du remblayage sur la stabilité de la taille d'abattage ainsi que la détermination du stot optimal à laisser entre les excavations.

La dernière partie, présentera une méthode qui permet de transférer les données caractéristiques (pendage et direction) d'une discontinuité en une projection stéréographique à travers des formules mathématiques inscrites directement sur Excel sans utilisation des macros ou des logiciels.

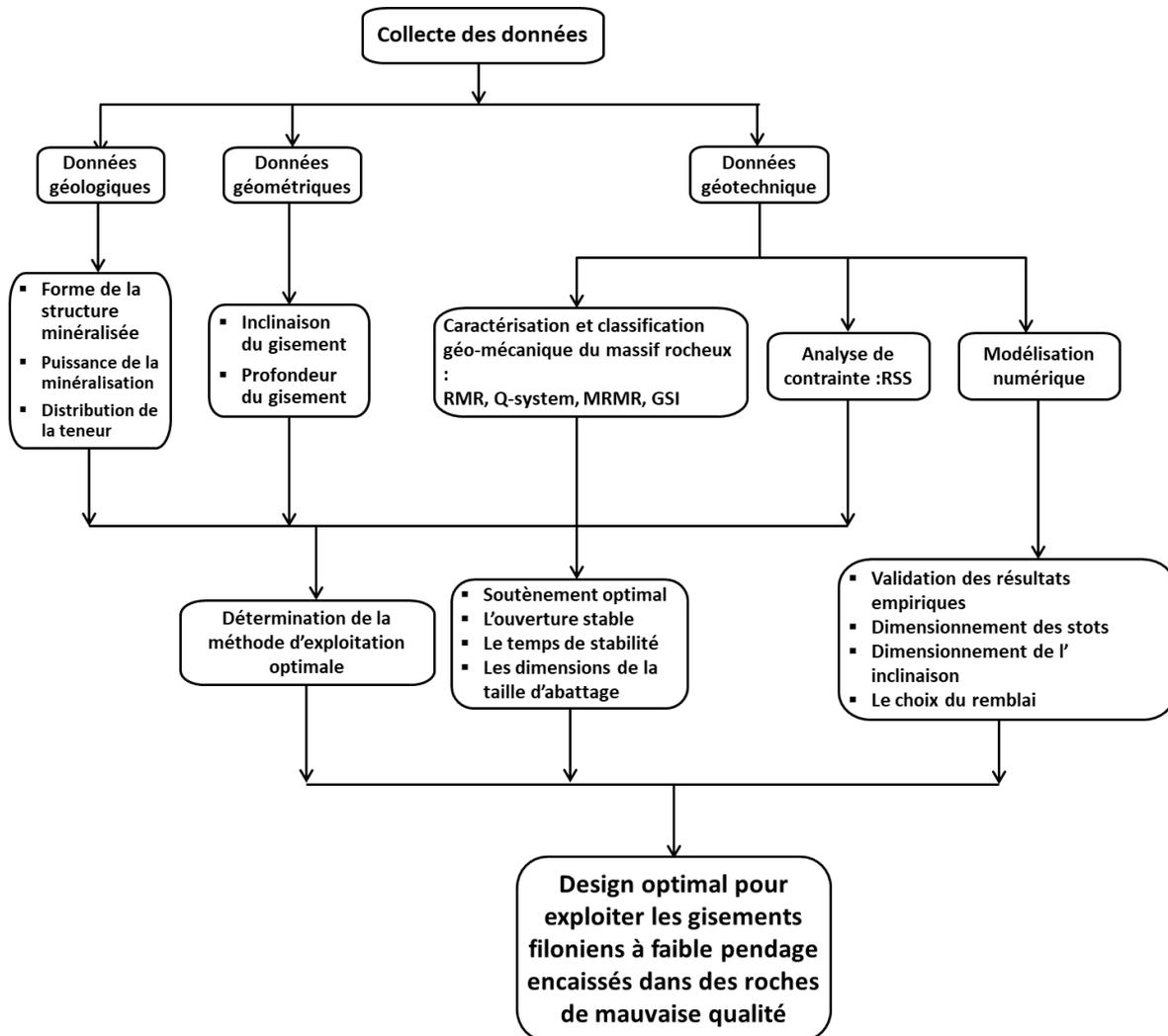


Figure 6. La feuille de route à utiliser pour établir le design optimal pour exploiter les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité

7. Sources de données

Dans le cadre d'une étude d'ingénierie minière, avant d'entamer la phase d'analyse de stabilité et du dimensionnement du design minier, il est indispensable de préparer et d'établir une base de données qui comporte généralement des données géométriques, géologiques, les propriétés géomécaniques et mécaniques des divers éléments (roche intacte et les discontinuités) du massif rocheux.

Les données géométriques et géologiques du gisement ainsi que les propriétés géomécaniques et mécaniques des divers éléments du massif rocheux utilisés dans ce travail sont issues principalement des travaux de recherches bibliographiques ou en utilisant des

formules de corrélations entre les indices de classifications du massif rocheux (RMR, GSI, Q-System, MRMR) qui ont été développées par plusieurs auteurs au cours des dernières années ou bien à travers une simulation de la roche intacte type pélite à l'aide du logiciel ORMAS (Figure 7).

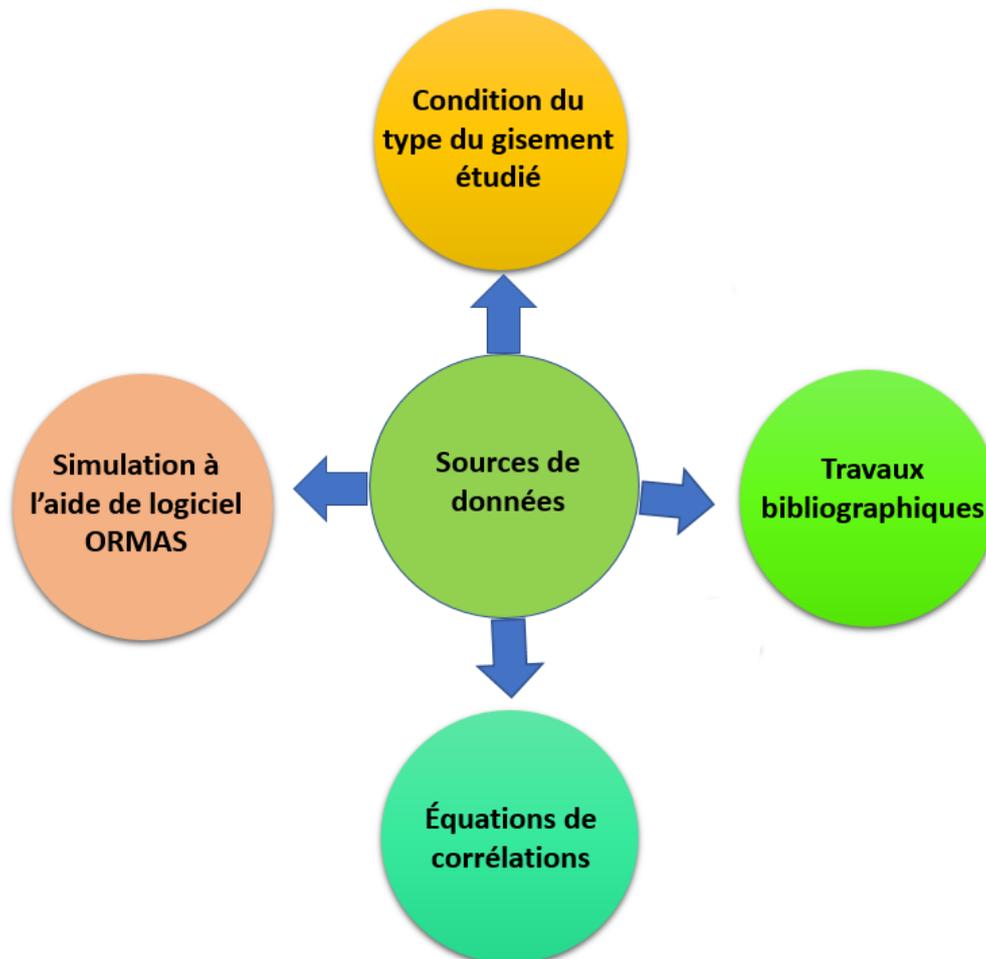


Figure 7. Les différentes provenances des données utilisées dans ce travail de thèse

La source ainsi que les valeurs de chaque paramètre utilisé dans cette étude sont synthétisées dans le tableau suivant :

Tableau 1. La source et les valeurs de chaque paramètre utilisé dans ce travail de thèse

Paramètres		Symbole	Valeur	Unité	Source
Conditions géologiques et géométriques de la mine étudiée	Forme du gisement	-	Irrégulier	-	Cas étudié
	Continuité du gisement	-	Erratique	-	Cas étudié
	Puissance de la minéralisation	-	3	m	Cas étudié

Paramètres		Symbole	Valeur	Unité	Source
	Facteur de perturbation	D	0	-	Simulation sur ORMAS
	Pendage	P	45	°	Cas étudié
	Profondeur	H	600	m	Cas étudié
Caractéristiques de la roche intacte étudiée, type pélite	Densité de la Roche	δ	2600	kg/m ³	Travaux de Zhang, 2017
	Coefficient de Poisson	ν	0.2	-	Travaux de Lógó et Vásárhelyi, 2019
	Résistance à la compression simple	σ_{ci}	25	MPa	Simulation sur ORMAS
	Constante de Hoek-Brown	m_i	6	-	Simulation sur ORMAS
	Modèle d'élasticité	E_i	5000	MPa	Simulation sur ORMAS
Caractéristiques du massif rocheux étudié, type pélite de mauvaise qualité	Angle de frottement	ϕ'	21.22	°	Simulation sur ORMAS
	Cohésion	c'	0.8	Mpa	Simulation sur ORMAS
	Constante de Hoek-Brown	m_b	0.548	-	Simulation sur ORMAS
		s	6E-04	-	Simulation sur ORMAS
		a	0.518	-	Simulation sur ORMAS
	Résistance en compression	σ_{cm}	0.528	Mpa	Simulation sur ORMAS
	Résistance à la traction	σ_{tm}	-0.027	Mpa	Simulation sur ORMAS
	Module de déformation	E_m	496	Mpa	Simulation sur ORMAS
Condition de contraintes	Contrainte verticale	σ_v	25	Mpa	$\sigma_v = \delta * g * H$ σ_{ci} (Sheorey, 1994)
	Constante de contrainte	K	1		
	Rock substance strength	RSS	1.6	Mpa	$RSS = \sigma_{ci} / \sigma_v$ (Miller et al., 1995)
	Indice de GSI	GSI	33	-	simulation sur ORMAS

Paramètres		Symbole	Valeur	Unité	Source
Classification du massif rocheux étudié, type pépite de mauvaise qualité	Rock mass rating	RMR	50.78	-	RMR 89 = 1.36GSI + 5.90 (Singh et Tamrakar, 2013)
	Q-system	Q	2.84	-	RMR = 42.87Q ^{0.162} (Laderian et Abaspoor 2012)
	Mining rock mass ratings	MRMR	10	-	GSI=0.78*MRMR+25.22 (Duran et Douglas, 2000)

8. Plan de la thèse

Le manuscrit de ce travail de recherche comporte quatre chapitres :

Le premier chapitre « Revue de littérature » présente une revue de littérature sur les paramètres et les composantes décrivant la qualité et la connaissance d'un massif rocheux, les différentes méthodes empiriques et numériques les plus utilisées dans la conception et dans l'ingénierie minière, les principales méthodes d'exploitation souterraine utilisées pour extraire le minerai dans un gisement, ainsi que les différentes approches appliquées pour choisir la méthode d'exploitation optimale à utiliser dans une mine souterraine.

Le deuxième chapitre « Sélection de la méthode d'exploitation optimale pour exploiter les gisements à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité » est consacré à la détermination de la méthode d'exploitation optimale à utiliser dans des gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité en utilisant l'outil UBC.

Le troisième chapitre « Dimensionnement de la conception minière optimale pour les gisements à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité » présente les paramètres du design minier à utiliser pour exploiter d'une manière efficace les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité, tout en appliquant les méthodes empiriques et numériques.

Le quatrième chapitre « Programmation de la projection stéréographique sur la feuille de Microsoft Excel » présente une méthode qui permet de transférer les données caractéristiques (pendage et direction) d'une discontinuité en une projection stéréographique en utilisant uniquement une feuille de calcul de Microsoft Excel.

La conclusion générale résume les résultats et les différentes conclusions obtenus dans cette thèse et synthétise les différentes recommandations et perspectives.

Chapitre I : Revue de littérature

1. Introduction

Plusieurs publications abordent le sujet du design minier dans les mines souterraines, mais seulement un certain nombre d'entre elles présentent une feuille de route qui peut être utilisée comme un guide par les sociétés type PME ou artisanales pour exploiter d'une manière efficace, les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité.

Cette revue littéraire vise donc à regrouper les informations permettant de comprendre la problématique et de répondre aux objectifs de la thèse, qui sont développés en mettant l'accent sur les différents paramètres qui interviennent dans la conception du design minier, les méthodes de conception numérique et empirique utilisées souvent dans l'ingénierie minière et les différents paramètres nécessaires pour caractériser et classer le massif rocheux.

2. Paramètres du design minier

Le design minier « Mining design » est la clé de la réussite d'un projet d'exploitation d'une mine souterraine (Ibishi et al., 2020). Les différentes étapes de cycle de vie d'une mine sont résumées dans la Figure 8.

La première étape de ce processus correspond au choix de la méthode d'exploitation « mining méthode selection (MMS) », alors que la deuxième étape consiste à déterminer les principaux paramètres du design minier comme :

- La forme géométrique et dimensions de l'excavation : la forme et les dimensions de la taille d'abattage ;
- Le soutènement de l'excavation : type et nature de soutènement à utiliser pour stabiliser les ouvrages souterrains ;
- La nature de remblayage : le mode de remblayage à utiliser pour remplir les vides et confiner les parements ;
- Les stots à laisser entre les excavations : la largeur du stot à laisser entre les excavations pour éviter leur interférence.
- Les équipements : type d'équipements (engin, marteau, plateforme, ...) à utiliser pour mener à bien les opérations minières comme : l'abattage, soutènement, purge, déblayage et remblayage.
- Le Système de ventilation : le circuit d'aération de la mine.



Figure 8. Les différentes étapes d'activités de cycle de vie d'une mine souterraine

L'étape du design minier envisage des solutions pour éviter les chutes de blocs qui représente l'un des problèmes sécuritaires le plus dangereux dans l'industrie minière de la mine en analysant la stabilité du gisement et en dimensionnant le soutènement adapté aux géométries d'excavation imposées par la méthode d'exploitation choisie et aux conditions rocheuses propres au site.

2.1. Choix de la méthode d'exploitation minière souterraine Optimale

2.1.1. Les différentes méthodes d'exploitation minière souterraine

La méthode d'exploitation dans une mine souterraine consiste à extraire le minerai (la partie utile du gisement) à partir d'une infrastructure (puits, rampe, accès...) créée depuis la surface (Hamrin, 2018). Pour extraire ce minerai et l'envoyer à la surface, plusieurs méthodes d'exploitation peuvent être utilisées.

La façon et le mode d'exploitation de la minéralisation à l'échelle de la taille est définie d'une part par l'emplacement de l'infrastructure par rapport à la minéralisation et la nature des travaux de développement qui accèdent à la taille et d'autre part par le mode d'abatage du minerai (Figure 9).

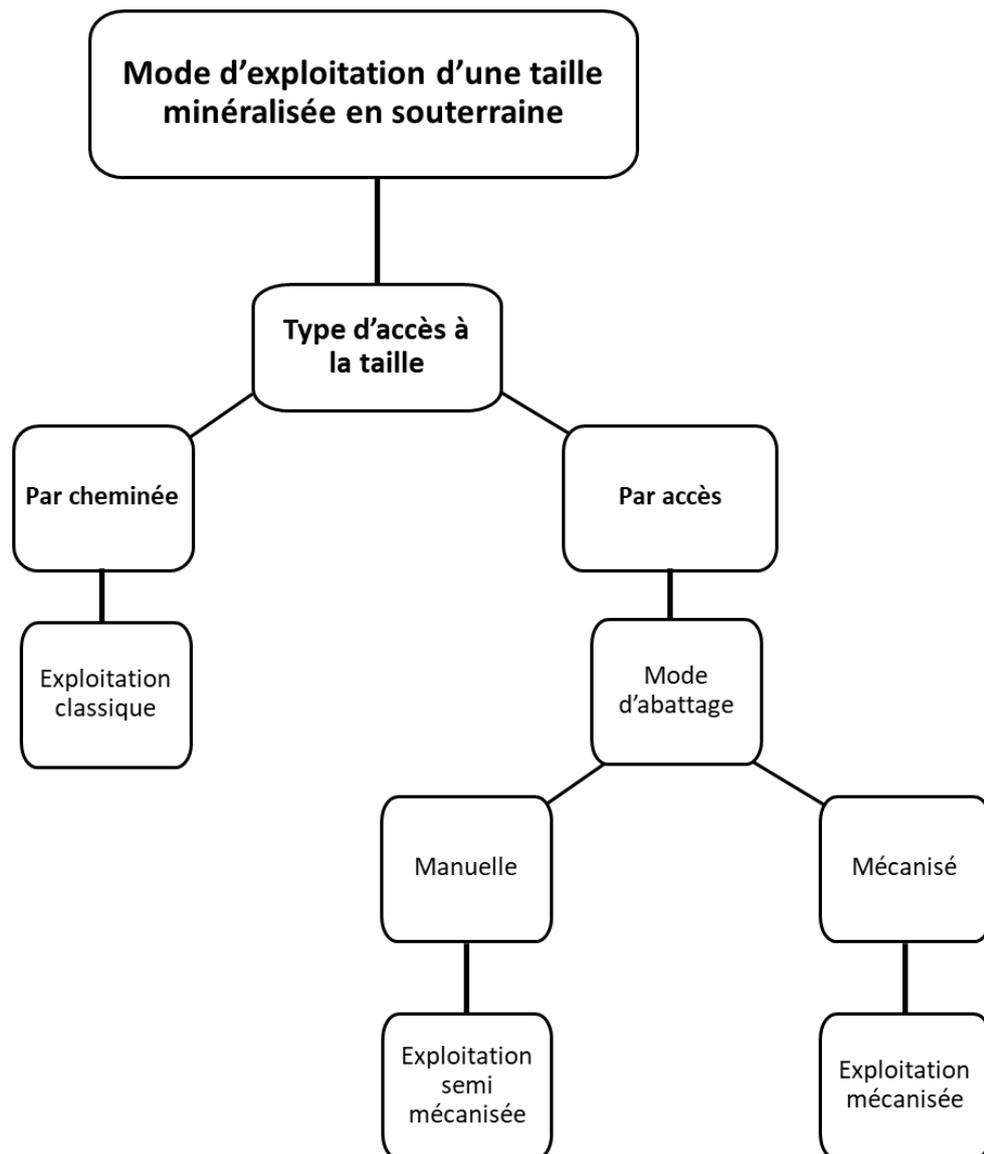


Figure 9. Mode d'exploitation d'une mine souterraine

Le choix entre les différentes méthodes d'exploitation souterraine est conditionné principalement par :

- La nature géologique et morphologique du gisement ;
- La nature géo-mécanique de la minéralisation et de ses épontes ;
- Le taux de récupération minérale requis de la mine ;
- La valeur du point du minerai à extraire ;
- Les objectifs économiques du projet ;
- Le taux d'investissement pour implémenter la méthode minière et les coûts opératoires de l'exploitation.

Selon le type de soutènement utilisé pour soutenir les chambres créées après l'extraction du minerai, les méthodes d'exploitation minières souterraines peuvent être divisées en trois catégories à savoir (Figure 10) :

- Méthodes d'exploitation souterraine laissant des chambres vides sans soutènement ;
- Méthodes d'exploitation souterraine qui supportent les chambres vides avec un soutènement artificiel ;
- Méthodes d'exploitation souterraine qui soutiennent les chambres vides avec des piliers de minerai.

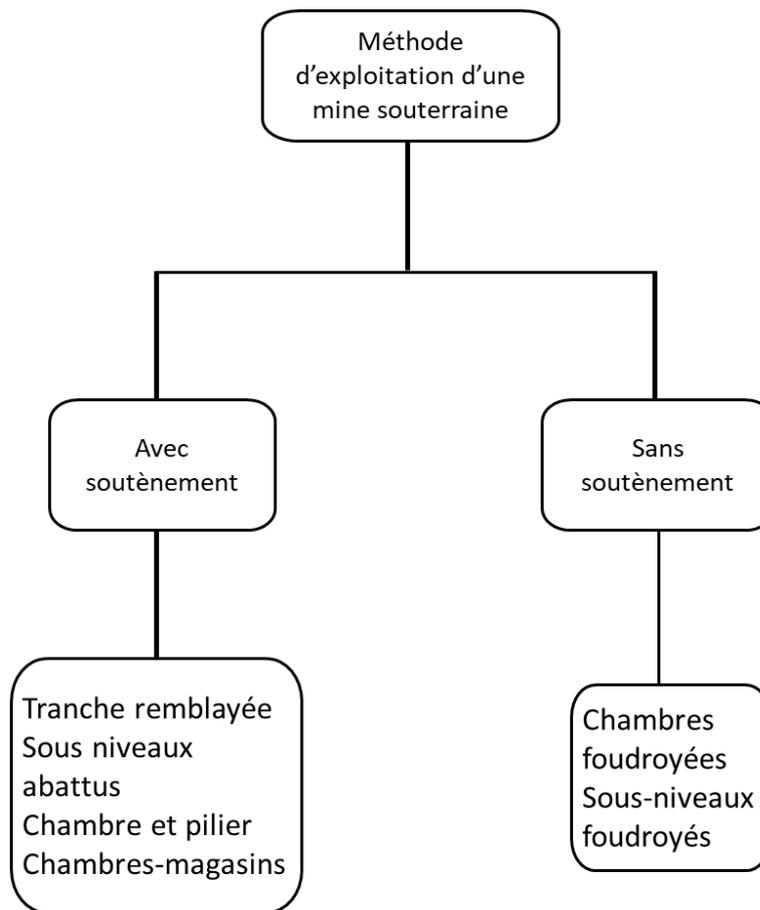


Figure 10- Différentes méthodes d'exploitation souterraine

2.1.1.1. Méthodes d'exploitation souterraine laissant des chambres vides sans soutènement

Les méthodes d'exploitation souterraine laissant des chambres vides sans soutènement « Unsupported Methods » sont des méthodes qui nécessitent une bonne qualité du massif rocheux au niveau des épontes, car les excavations sont supportées naturellement. Les principales méthodes d'exploitation se présentent comme suit :

a. Exploitation par sous niveaux foudroyés

La méthode d'exploitation par sous niveaux foudroyés « Sublevel Caving » s'applique aux grands gisements, avec un fort pendage et une continuité en profondeur. Le minerai doit généralement être compétent avec un peu de structures et l'éponte supérieure (toit) doit avoir une certaine minéralisation pour minimiser la dilution. Les travaux d'infrastructure et de développement sont placés en général dans l'éponte inférieure (mur). Le minerai doit avoir une fragmentation plus faible que le stérile des épontes pour déterminer quand le déblayage à partir d'un point de soutirage doit s'arrêter. Cette méthode nécessite un volume des travaux de développement initial important, car plusieurs niveaux de soutirage doivent être établis avant de commencer l'abattage. Des galeries d'infrastructures de soutirage et d'accès au minerai sont développées de l'éponte inférieure vers l'éponte supérieure à travers le gisement avec un espacement bien défini selon l'objectif de la production et le design minier (Figure 11).

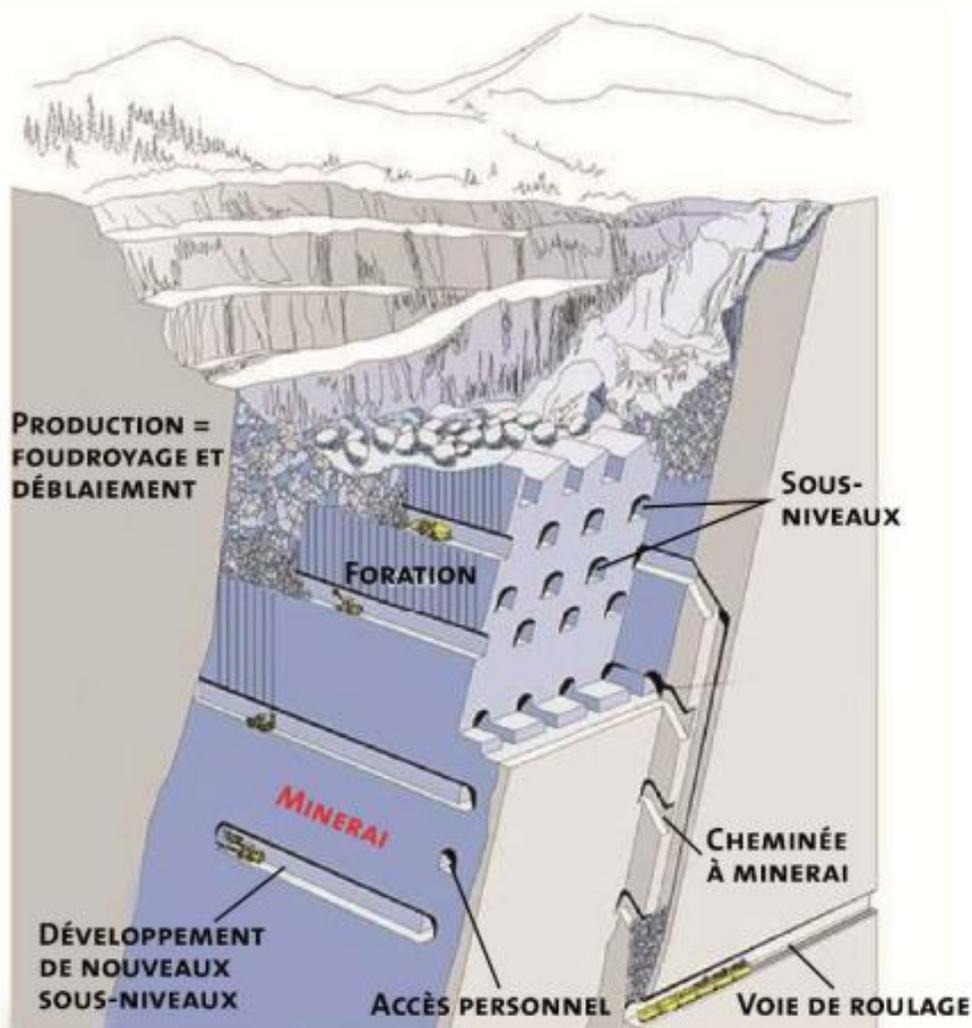


Figure 11- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode par sous niveaux foudroyés « Sublevel Caving » (Poulard et al., 2017)

Une fois que les niveaux d'accès à la minéralisation (voie de base et voie de tête) sont avancés et que le découpage horizontal et vertical est bien défini, la foration des trous de mine verticaux en éventail au niveau de la couronne peut commencer à partir du niveau le plus élevé pour lancer l'abattage et la production. Pour éviter les interférences et le chevauchement des travaux, les opérations minières à chaque sous niveau sont en avance d'une opération sur ceux du sous niveau inférieur. Le dynamitage est effectué dans des sections au-dessus et le long des traçages et le déblayage continue jusqu'à ce que le stérile commencent à se présenter au point de soutirage. L'exploitation minière se retire de l'éponte supérieure vers l'éponte inférieure. Une fois que le dynamitage a progressé jusqu'à un certain sous niveau, le niveau inférieur peut commencer les opérations d'abattage (foration, chargement et tir, déblayage du minerai). Au fur et à mesure que la production avance, l'éponte supérieure s'effondre sur le minerai, créant un remblayage naturel de la chambre vide. La dilution dans cette méthode varie entre 15 % et 40 %, et les pertes de minerai peuvent être de 15 % à 25 %, selon les conditions locales (Atlas Copco, 2007). La dilution est faible pour des gisements où l'éponte supérieure contient des minéraux à faible teneur.

b. Exploitation par blocs foudroyés

Exploitation par blocs foudroyés ou « Block caving » est une méthode d'exploitation minière de production en masse (appelée carrière souterraine). Cette méthode est utilisée dans des gisements massifs à faible teneur sous forme d'amas et qui contient une masse rocheuse qui se comporte correctement, se brisant en blocs de taille gérable et une minéralisation qui peut s'affaisser. Ces conditions uniques limitent son utilisation dans des gisements de minéraux typiques tels que les gisements de fer, les gisements de cuivre, les gisements de molybdène à faible teneur et les cheminées de kimberlite diamantifères. Le forage et le dynamitage requis pour la production de minerai sont minimes, tandis que le volume des travaux de d'infrastructure et 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 (Atlas Copco, 2007).

La méthode de Block caving est basée sur la gravité combinée à des contraintes internes de la roche, pour fracturer et casser la masse rocheuse. Les forces de gravité, sont de l'ordre de millions de tonnes, agissent pour fracturer le panneau. La pression continue à briser la roche en petits morceaux pour passer dans les points de soutirage, où le minerai est déblayé par des chargeuses ou des engins miniers type « scope ». Comme la fragmentation par dynamitage est limitée dans les chambres d'abattages, une quantité secondaire de dynamitage et de foration est nécessaire au niveau des points de soutirage pour fragmenter les gros blocs et éviter leur bouchage par des forages longs selon des schémas de dynamitage très espacés (Figure 12).

Comme la méthode de Block caving s'adresse à des volumes élevés, il s'agit d'une méthode à faible coût et à haute productivité avec une bonne récupération du minerai et une dilution modérée, mais cette méthode doit être située dans une zone dans laquelle l'affaissement de

surface est autorisé (Tomich, 2020). Elle doit être également bien surveillée dans le domaine de la géotechnique pour prévenir l'effet de la subsidence.

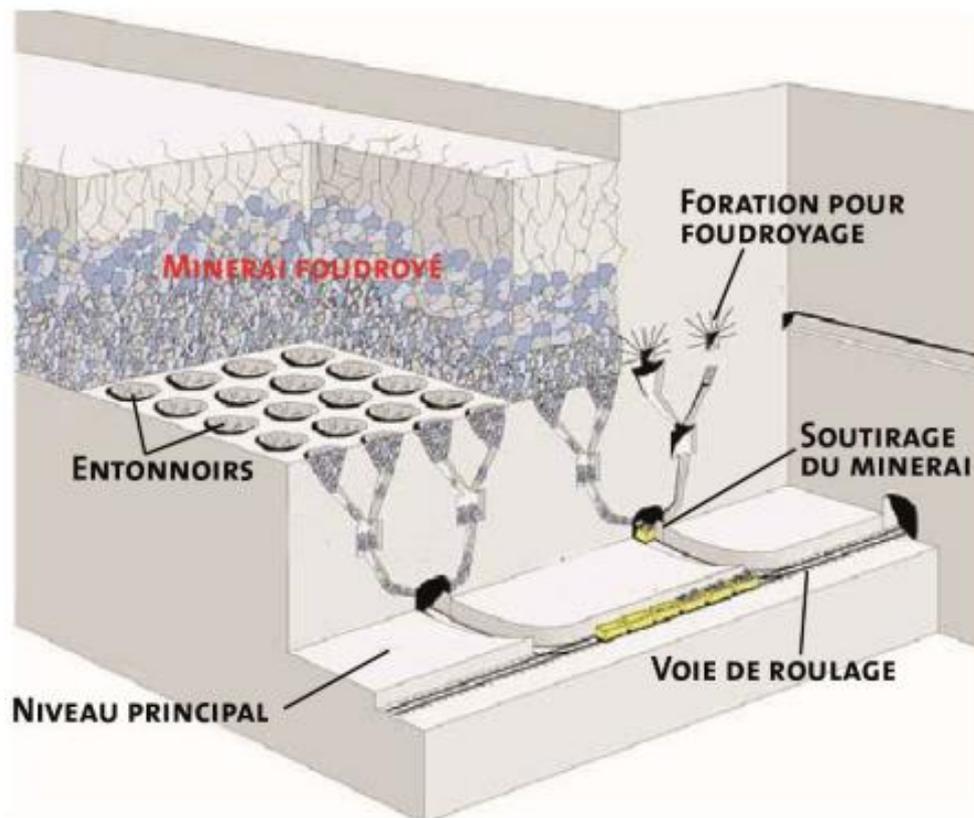


Figure 12- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode par blocs foudroyés « Block caving » (Poulard et al., 2017)

c. Exploitation souterraine par longue taille

L'exploitation souterraine par longue taille « Longwall mining » est utilisée dans des gisements minces et généralement stratifiés avec une épaisseur uniforme et d'une grande étendue horizontale, comme les gisements de charbon, de potasse ou de conglomérat. L'exploitation minière par longue taille peut être utilisée dans les roches dures et tendres (Figure 13 et Figure 14) (Tomich, 2020).

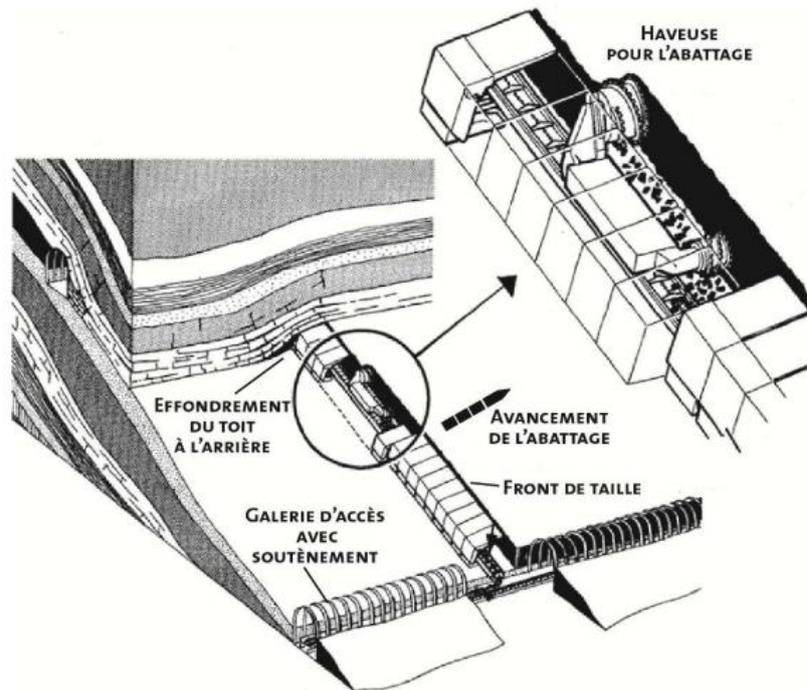


Figure 13- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode longue taille « Longwall mining » pour des gisements de charbon (Poulard et al., 2017)

Le minerai est extrait le long du front de taille, la zone proche du front est renforcée par un soutènement pour permettre l'accès aux employés et aux engins. Les zones minées loin du front de taille (l'arrière taille) peuvent s'affaisser et s'effondrer (Figure 14).

Des galeries de roulage sont développées de part et d'autre de la zone minière, ce qui détermine la longueur du front de taille. Le minerai est ensuite extrait en tranches verticales en s'éloignant de la zone effondrée.

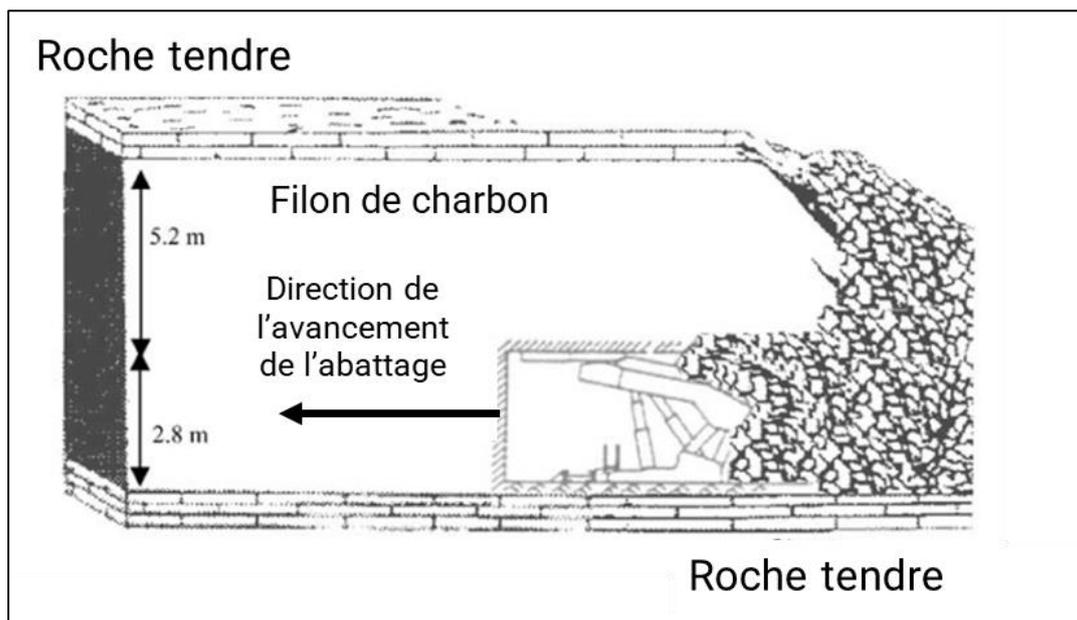


Figure 14- Type de soutènement utilisé par la méthode longue taille « Longwall mining » pour des gisements de charbon (modifié d'après Yasitli et Unver, 2005)

Le développement et les travaux d'infrastructure sont composés d'un réseau de galeries de roulage qui sont réalisées pour atteindre les zones de production et assurent l'acheminement du minerai vers les zones de stockage ou les points d'extraction. Comme la minéralisation s'étend sur une grande surface, les galeries de roulage sont mises en parallèle pour assurer le retour d'air et la ventilation des chantiers. Les galeries de roulage sont généralement disposées selon un espacement régulier et sont creusées à l'intérieur du minerai.

2.1.1.2. Méthodes d'exploitation souterraine qui supportent les chambres vides avec un soutènement artificiel

Dans ce type de méthode, les excavations minières sont supportées et stabilisées artificiellement à l'aide d'un soutènement, qui réduit la productivité minière du gisement, augmente les coûts opératoires et épuise les réserves minérales lentement (Tomich, 2020). Plusieurs méthodes peuvent être rattachées à ce type de méthode, notamment celles :

a. Exploitation souterraine par tranches remblayées

La méthode d'exploitation par tranches remblayées ou coupe et remblai « cut and fill » est utilisée en général pour exploiter des gisements qui se caractérisent par un pendage fort et une puissance mince et qui sont encaissés dans un massif rocheux compétent (Poulard et al., 2017). Dans cette méthode, l'abattage du minerai peut se faire par tranches montantes remblayées ou par tranches descendantes sous la dalle sous forme de tranches horizontales (Poulard et al., 2017) (Figure 15 et 16). Cette méthode permet généralement une bonne sélectivité du minerai en abattant juste le minerai à haute teneur et en laissant les zones à faible teneur et un excellent taux de récupération. Elle peut être adaptée également aux gisements irréguliers et discontinus (Didier et al., 2008).

Lorsque le minerai abattu est complètement déblayé de la tranche. Le vide créé est ensuite clavé et rempli par le remblai pour confiner les parements et fournir une plate-forme de travail pour le mineur pour abattre la tranche suivante (Figure 15). Le remblayage est fait généralement par plusieurs méthodes telles que le stérile appelé remblai mécanique qui provient de la surface ou des galeries de développement ou par un remblai qui se compose de stérile rocheux ou de résidus à grains fins mélangés avec de l'eau et du ciment qui est acheminés à travers des conduites vers les tailles d'abattage.

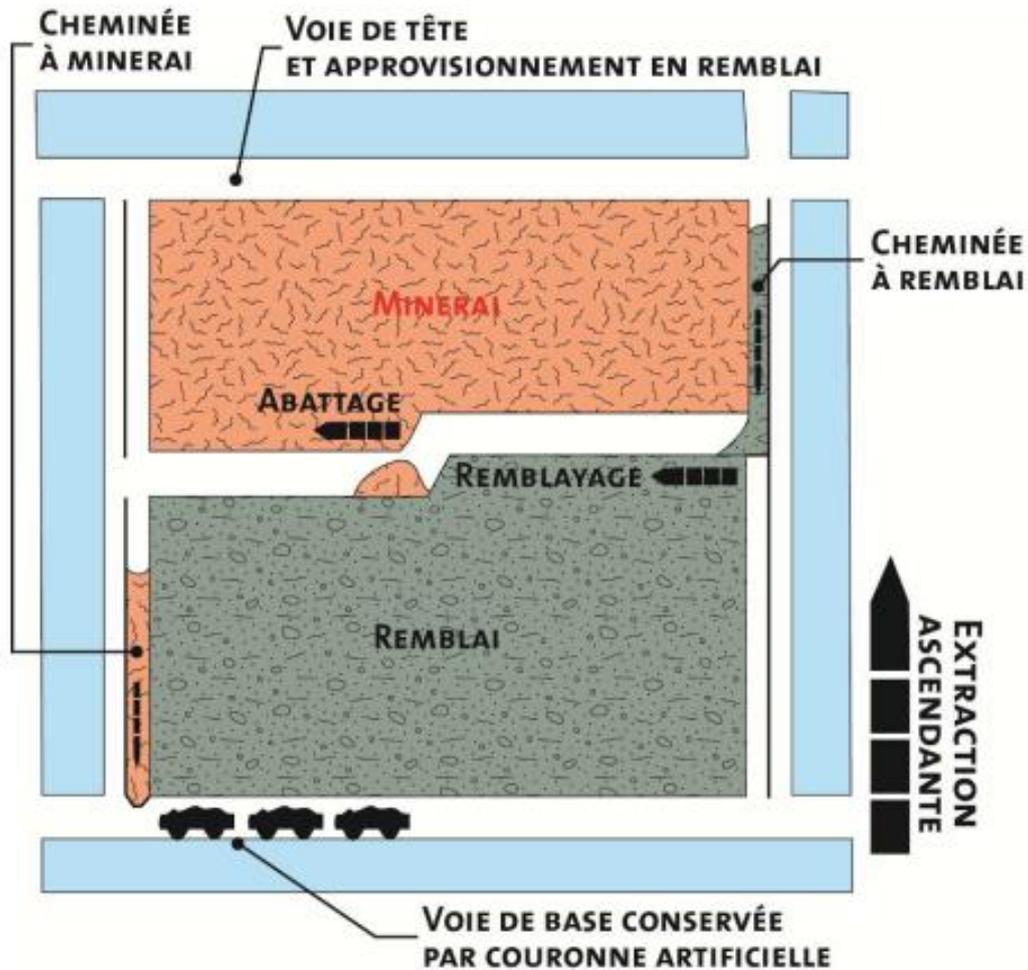


Figure 15- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode tranches remblayées « cut and fill », montrant le sens d'abattage et l'utilisation du remblai, (Poulard et al., 2017)

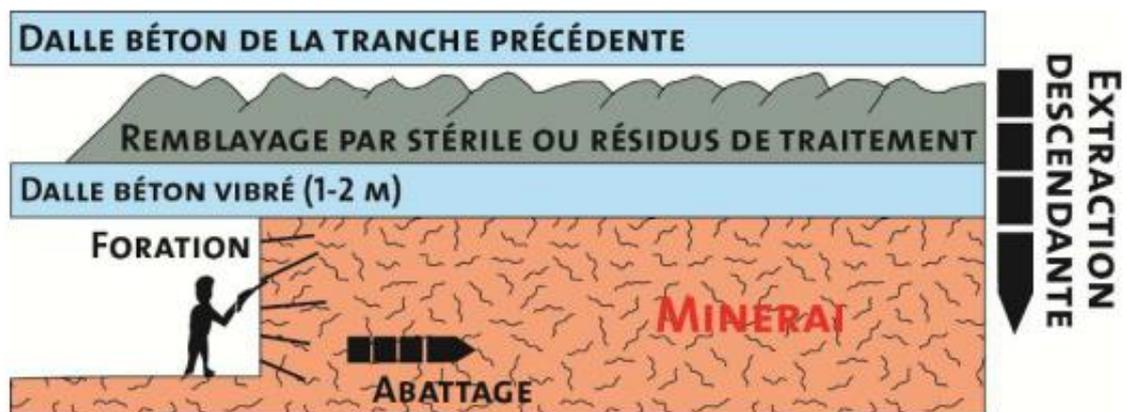


Figure 16- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode tranches remblayées classique (Poulard et al., 2017)

L'abattage du minerai dans cette méthode peut être entièrement mécanisé avec l'utilisation du jumbo pour la foration des trous de mine (Figure 17) ou classique avec l'utilisation du marteau manuel T28 ou T23 (Figure 16).

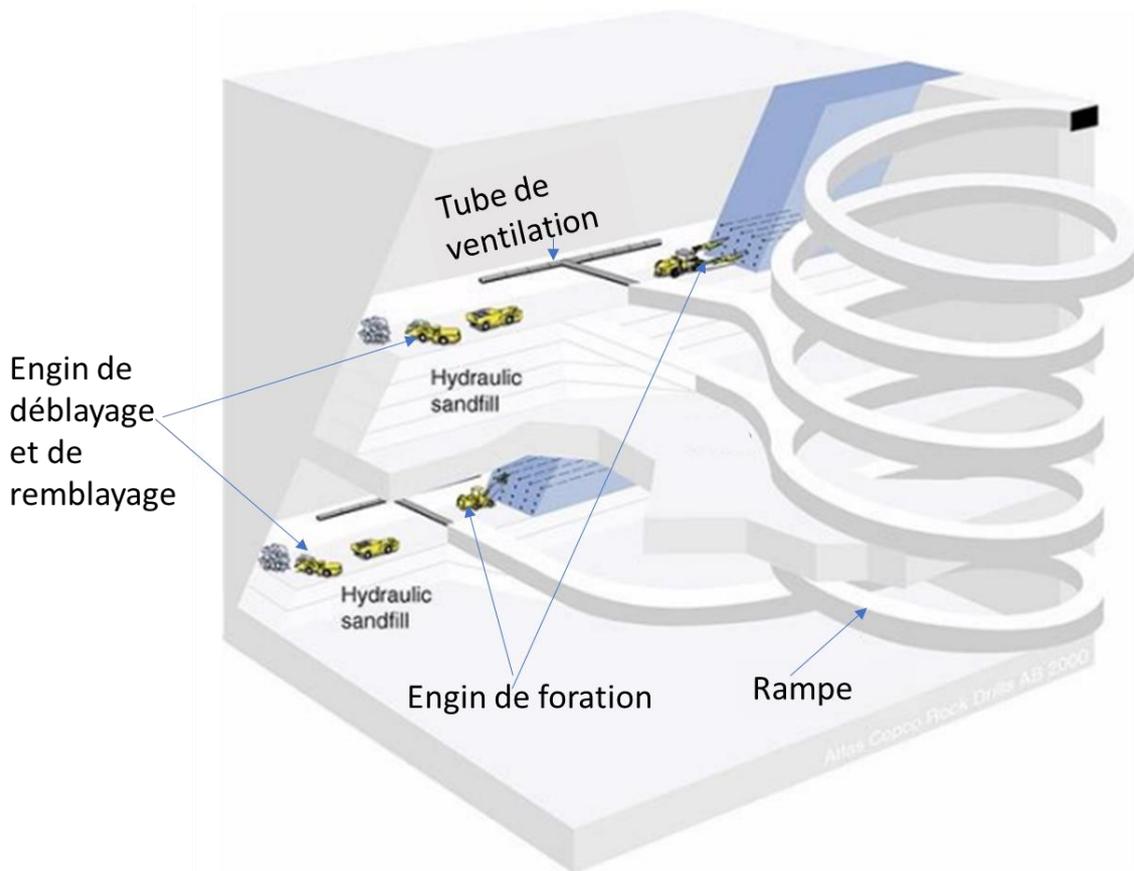


Figure 17- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode tranches remblayées mécanisée (modifié d'après Atlas Copco, 1997)

b. Exploitation souterraine par chambres-magasins

Exploitation souterraine par chambres-magasins « shrinkage stoping » est une méthode qui s'applique dans des gisements type filoniens, d'extension modérée et de forme régulière et à fort pendage avec des pontes de bonne qualité (Poulard et al., 2017). Le minerai est abattu en tranches horizontales en commençant par le niveau de base du chantier et en avançant vers le haut (la voie tête) (Figure 18).

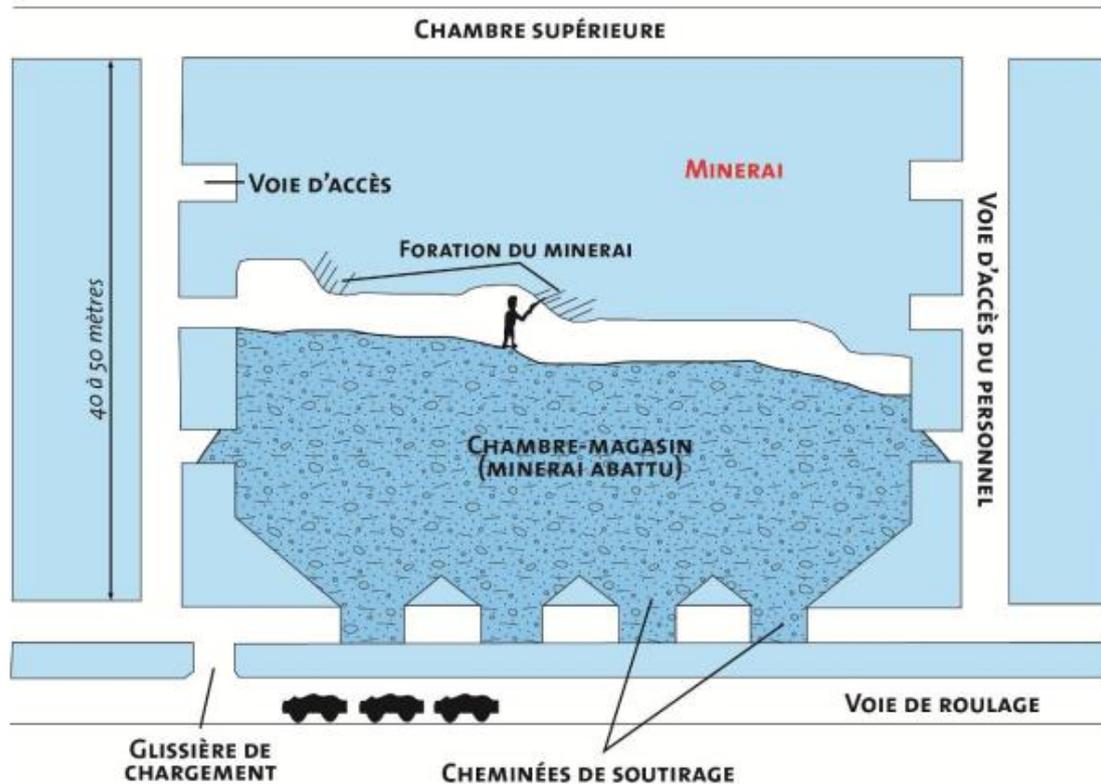


Figure 18- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode chambres-magasins « shrinkage stoping » classique (Poulard et al., 2017)

Dans cette méthode, le minerai abattu est laissé en place dans la taille et occupe 70% environ de son volume et qui serve comme soutènement provisoire des parements et une plate-forme de travail, donc 30 à 40 % du minerai doit être déblayé en continu pour conserver une distance de travail suffisante entre le niveau du minerai abattu et la couronne de la tranche suivante. Lorsque l'abattage du minerai atteint la limite supérieure prévue du panneau, la foration est achevée et les 60 à 70 % restants du minerai abattu peuvent être déblayés. Les petits corps minéralisés sont généralement exploités comme une seule taille de chambre magasin, alors que les grands corps minéralisés sont généralement divisés en tailles séparées par des piliers intermédiaires. Généralement, ces piliers sont récupérés une fois l'abattage des tailles est terminée (Didier et al., 2008). Les points de déblayage sont d'abord développés dans le niveau inférieur du panneau. Une cheminée est ensuite réalisée le long du pendage de la minéralisation dans la taille pour permettre l'accès aux travailleurs, aux engins et utilisée pour l'aération (Figure 18).

c. Exploitation souterraine par sous-niveaux abattus

L'exploitation souterraine par sous-niveaux abattus est une méthode d'exploitation minière qui est utilisée dans des gisements type filoniens d'extension modérée ou amas, et de forme régulière et à fort à moyen pendage avec des pontes compétentes. Dans cette méthode, la foration est réalisée du haut vers le bas à partir de la voie de tête ou du bas vers le haut à partir de la voie de base avec des forages en gros diamètre qui varie de 56mm à 165mm (Figure

19). Généralement, les stots exploités entre la voie de base et la voie de tête sont de l'ordre de 7m à 50 m de hauteur. Une fois, la taille est épuisée, elle est remblayée avec un remblai mécanique ou un remblai cimenté pour permettre l'extraction de la taille adjacente à partir de la voie tête, alors que le déblayage est assuré par la voie de base. Cette exploitation se fait généralement avec une séquence de d'abattage bien défini pour minimiser l'effet des contraintes induites sur la stabilité du gisement.

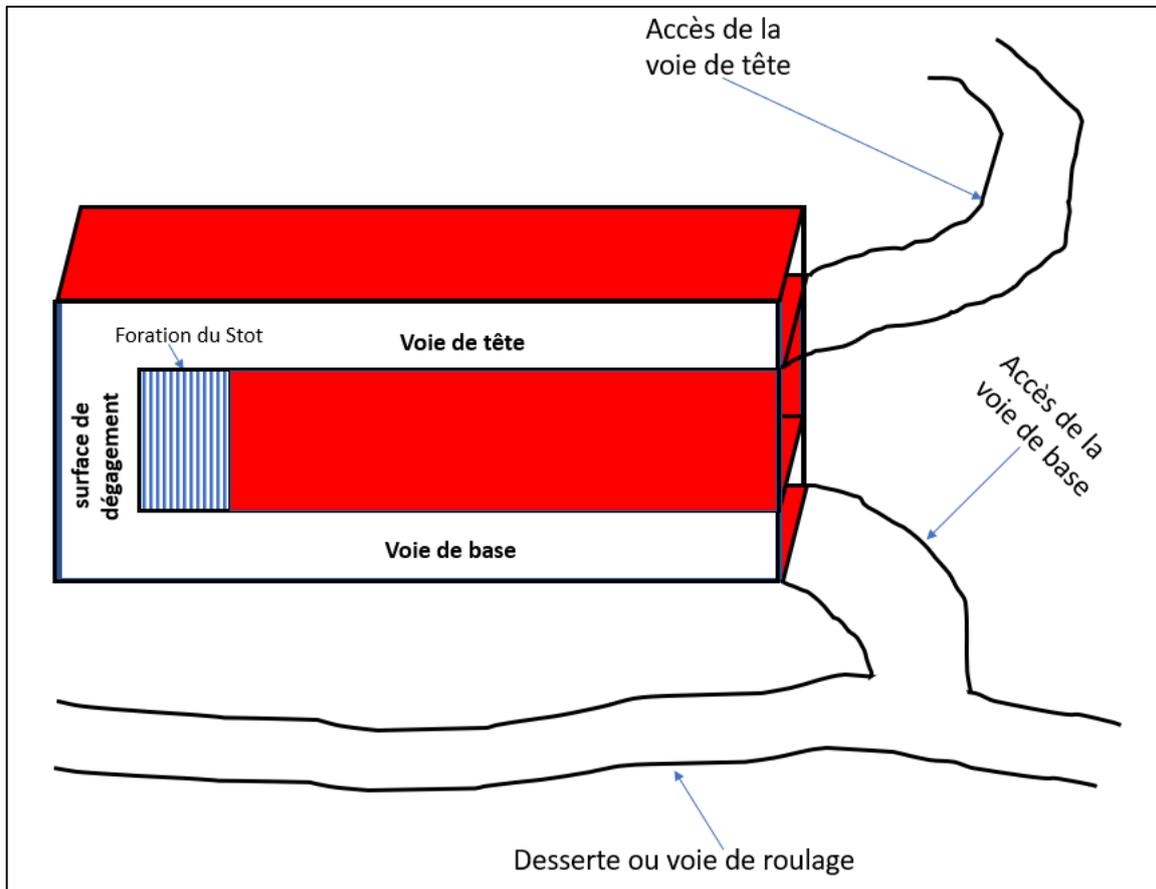


Figure 19- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode sous-niveaux abattus

d. Exploitation souterraine par chambres vides avec des piliers de minerai

La méthode des chambres et piliers « room and pillar » est une méthode qui s'applique pour des gisements à faible pendage (varie de 20 à 40°). L'abattage du minerai se fait par foration (mécanisée ou manuelle) tout en appliquant une séquence d'exploitation qui consiste à abattre juste les chambres et laisser en place des piliers de minerai qui vont assurer la stabilité du gisement (Figure 20). Les dimensions de ces piliers sont généralement déterminées suite à une étude géotechnique qui sera détaillée davantage dans l'annexe 8.

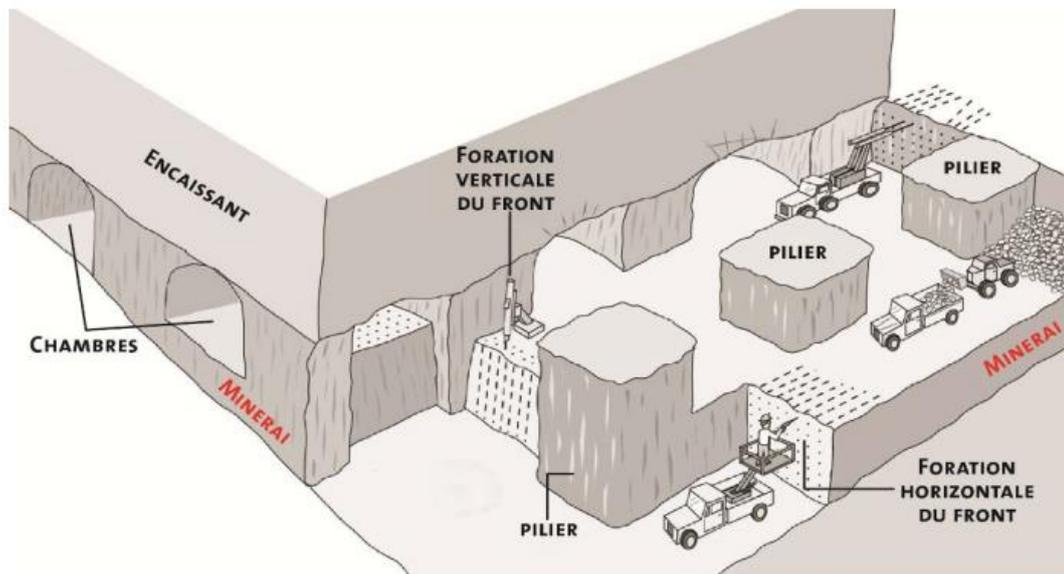


Figure 20- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode chambres et piliers « room and pillar » (Poulard et al., 2017)

Dans les mines marocaines, la récupération du gisement (Le taux de défrèvement : rapport entre la quantité de minerai laissée dans les piliers et celle extraite par chambre) dans les mines qui utilisent la méthode chambres et piliers varie généralement entre 60 et 75%. Ce taux dépend généralement de la compétence du massif rocheux, la profondeur du gisement sous la surface et les variations du pendage de la structure minéralisée.

Cette méthode demande un taux de travaux d'infrastructure et de développement faible par rapport aux autres méthodes. La première étape de la méthode consiste à creuser une rampe à 12% en plein minerai montante ou descendante dans le panneau à exploiter. Ensuite, on creuse des traçages (galeries horizontales) en plein minerai de part et d'autre de la rampe via des boucles. Après avoir tracé le premier niveau, on passe au niveau supérieur et ainsi de suite en montant du niveau inférieur vers le niveau supérieur du panneau. Les traçages de niveaux doivent être équidistants dans le panneau à exploiter. Cette distance est conditionnée par la qualité du massif rocheux, le pendage de la structure minéralisée, les moyens de foration et du déblayage.

Après la finalisation des traçages, on procède à l'implantation des chambres et des piliers. L'implantation se base sur les levés géologiques faits lors du creusement des traçages, généralement on essaie d'implanter les piliers dans les zones minces et ou à faible teneur (Figure 21).

L'abattage du minerai se réalise avec une séquence descendante tout en commençant du haut vers le bas par le dernier traçage vers le traçage de base du panneau. Une fois, le découpage en chambre et piliers entre le niveau N et le niveau N-1 est achevé, on passe au découpage entre le niveau N-1 et le niveau N-2, et ainsi de suite (Figure 22).

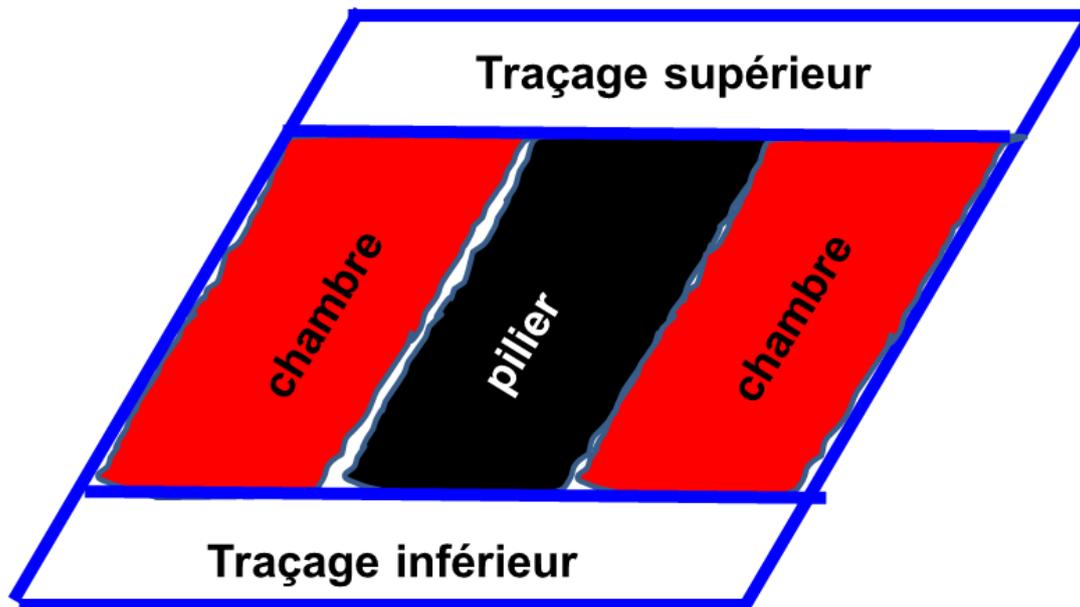


Figure 21- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode chambres et piliers « room and pillar » : l'implantation chambre et pilier

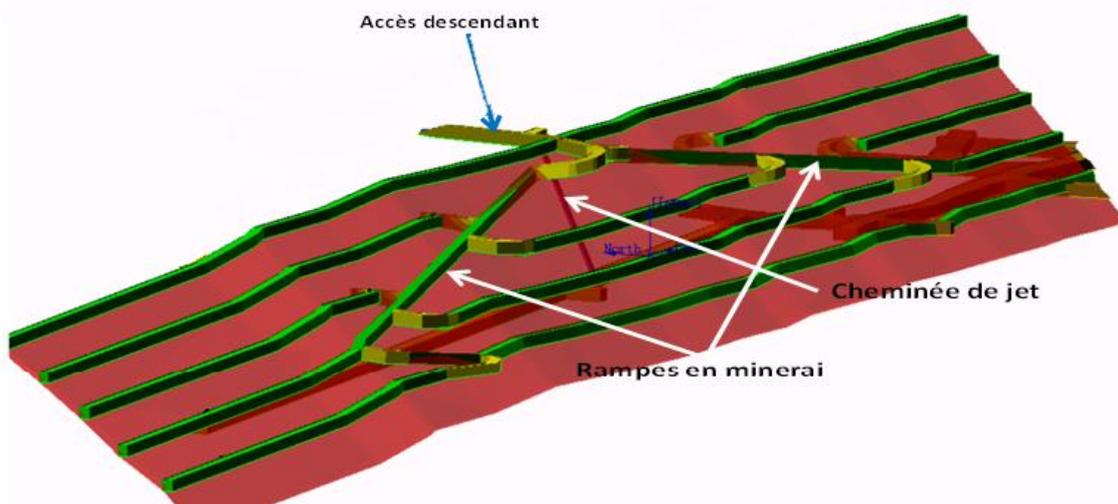


Figure 22- Schéma d'une exploitation en souterraine par la méthode chambres et piliers « room and pillar » : visualisation des travaux de développement

2.1.1.3. Le processus du choix de la méthode d'exploitation minière souterraine optimale

La première étape du design minier qui correspond au choix de la méthode d'exploitation « mining method selection (MMS) » consiste à choisir la méthode qui répond le mieux aux critères uniques de chaque site, tels que les données géométrique et géologique, les données géotechniques, la profondeur et autres telles que les données économiques, technologiques et environnementales (Romero-Gelvez et Cortes-Aldana, 2014). Il faut savoir que ce processus, c'est lui qui va se décider sur la rentabilité et la durabilité d'une mine, car une fois qu'on applique la méthode d'exploitation choisie, c'est très difficile de la changer ou de la modifier (Azadeh et al., 2010). C'est pour cela, plusieurs auteurs ont développé au fil du temps des outils et des algorithmes pour choisir la méthode d'exploitation optimale, c'est la méthode

qui maximise les revenus et minimise les investissements et les risques de sécurité, tout en gardant l'impact environnemental à des niveaux acceptables. Ces outils, on peut les classer en trois catégories (Ooriad et al., 2018) : la première catégorie, il s'agissait d'une classification qualitative basée sur des graphes pour choisir la méthode d'exploitation (Bajkonurov, 1969 ; Imenitov, 1970 ; Popov, 1970 ; Budko, 1971 ; Boshkov et Wright, 1973 ; Morrison, 1976 ; Laubscher, 1981). La deuxième catégorie utilise la pondération de plusieurs paramètres qui sont liés à la géométrie de la minéralisation et les conditions géotechniques de la roche (Nicholas, 1981 et 1993 ; Hartman, 1987), la plus utilisée est celle développée par Miller et al., (1995), c'est la méthode UBC (University of British Columbia). La troisième catégorie, il s'agit d'une méthode qui utilise la technique de prise de décision multicritères « Multi criteria decision making (MCDM) », en introduisant des données financières, des données techniques et des données qui sont liées à la géométrie de la minéralisation et les conditions géotechniques de la roche, les plus utilisées sont : analytic hierarchy process (AHP) (Karadogan et al., 2001 ; Bitarafan et Ataei, 2004), analytic network process (ANP), analytic hierarchy process and fuzzy method (FAHP) (Naghadehi et al., 2009).

Seule la méthode UBC (University of British Columbia) qu'est utilisée dans cette étude de simulation sera détaillée. Cette méthode est basée sur la méthode quantitative de Nicholas (1981). C'est une méthode simple qui utilise la pondération des paramètres géologiques, géométriques et les caractéristiques géotechniques du gisement étudié, comme la montre la Figure 23, et elle peut être utilisée pour des gisements qui présentent une puissance de la minéralisation inférieure à 3m.

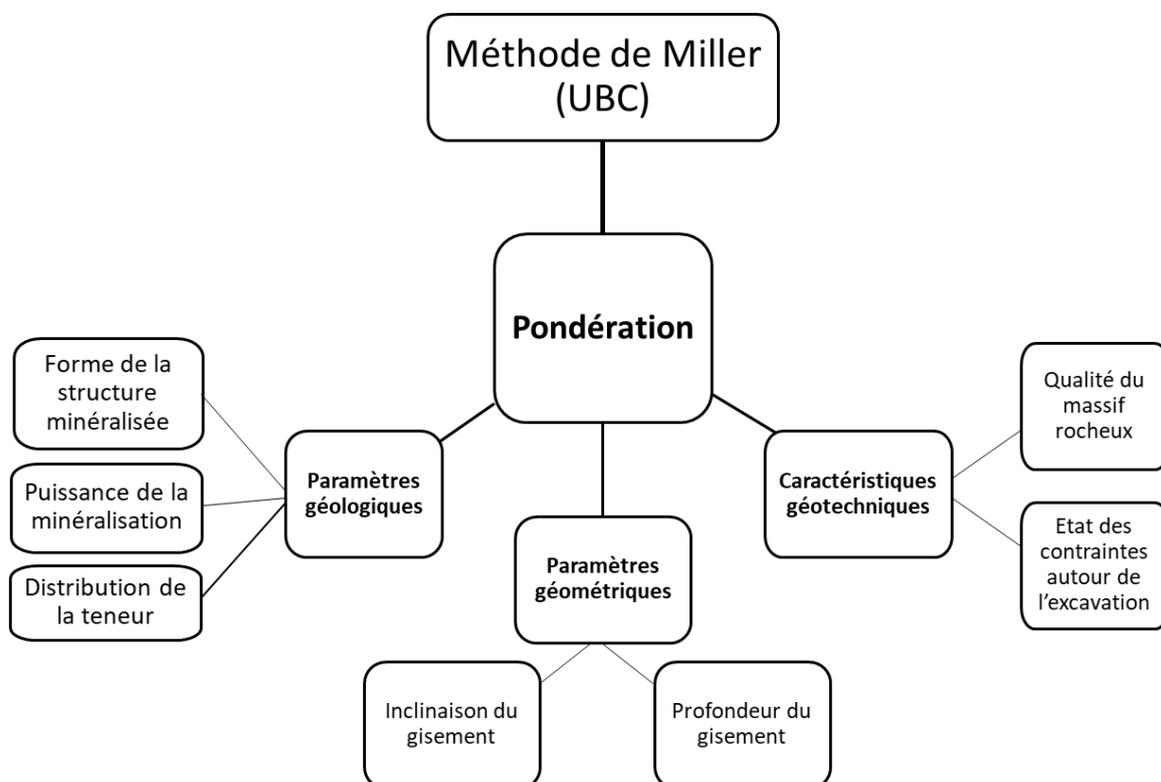


Figure 23- Les différents paramètres utilisés par l'outil UBC pour choisir la méthode d'exploitation optimale d'un gisement

Les caractéristiques géologiques sont représentées par trois paramètres qui sont :

- Forme de la structure minéralisée.
- Puissance de la minéralisation ;
- Répartition de la teneur

Les caractéristiques géométriques sont représentées par deux paramètres qui sont :

- Inclinaison (pendage)
- Profondeur du gisement

Les caractéristiques géotechniques nécessaires pour exécuter l'outil UBC, sont matérialisées par :

- Indice RMR (Rock Mass Rating) qui indique la qualité du massif rocheux ;
- Indice RSS (Rock Substance Strignth) qui indique l'état des contraintes autour de l'excavation, Il est calculé en divisant la résistance à la compression simple de la roche intacte sur la contrainte principale).

L'algorithme UBC consiste à choisir la méthode d'exploitation optimale à partir de sa base de données qui contient les dix principales méthodes d'exploitation utilisées dans l'industrie minière (Tableau 2). Les différentes combinaisons utilisées dans cet algorithme pour chaque intervalle de chaque paramètre (géologique, géométrique et géotechnique) pour chaque méthode sont détaillées dans l'annexe 1 avec une notation qui varie de 0 à 6. L'indication de chaque notation sont indiquées dans le Tableau 3, les valeurs nulles sont choisies pour l'intervalle improbable parce qu'elles n'augmentent pas les chances d'utiliser la méthode et elles n'éliminent pas non plus son utilisation, et si une méthode d'exploitation est totalement inadaptée elle obtient une note négative. Les valeurs qui varient de 1 à 6 sont utilisées pour indiquer le degré de l'adaptabilité de la méthode d'exploitation en allant d'un intervalle qui comporte la valeur 1 et 2 pour une méthode d'exploitation peu très peu convenable à un intervalle qui comporte la valeur de 5 et 6 pour une méthode d'exploitation très convenable.

Tableau 2. Les différentes méthodes d'exploitation minière intégrées dans la base de données de l'outil UBC

Numéro de la méthode d'exploitation	Type de la méthode d'exploitation
1	À ciel Ouvert (Open Pit)
2	Chambres foudroyées (Block Caving)
3	Sous-niveaux abattus (Sublevel Stopping)
4	Sous-niveaux foudroyés (Sublevel Caving)
5	Longue taille (Longwall)
6	Chambre et pilier (Room and Pillar)
7	Chambres-magasins (Shrinkage Stopping)
8	Tranches remblayées (Cut and Fill)
9	Tranches uni descendantes foudroyées (Top Slicing)
10	Chambres vides charpentées (Square Set)

Tableau 3. L'indication des valeurs intégrées dans les tableaux de combinaisons utilisées dans l'outil UBC

Valeur de notation	Indication
<0	Éliminée
0	Très peu convenable
1-2	Peu convenable
3-4	Convenable
5-6	Très Convenable

Une fois qu'on exécute cet outil, les résultats sont obtenus sous forme d'un tableau (exemple Tableau 4) montrant le classement en ordre croissant et les valeurs obtenues pour chaque méthode d'exploitation. La méthode d'exploitation minière avec la valeur la plus élevée représente la méthode d'exploitation minière optimale pour le gisement étudié. Les valeurs totales inférieures représentent les méthodes d'extraction qui peuvent être utilisées. Les totaux inférieurs à zéro représentent une méthode d'exploitation qui n'est pas appropriée pour le gisement étudié.

Tableau 4. Exemple de résultats de sélection de la méthode d'exploitation optimale obtenu à l'aide de l'outil UBC

Numéro de la méthode d'exploitation	Type de la méthode d'exploitation	Valeur estimée pour chaque méthode
1	Tranches remblayées (Cut and Fill)	30
2	Chambres vides charpentées (Square Set)	29
3	Chambres-magasins (Shrinkage Stoping)	28
4	Tranches uni descendantes foudroyées (Top Slicing)	18
5	Chambre et pilier (Room and Pillar)	17
6	Sous-niveaux abattus (Sublevel Stoping)	15
7	À ciel Ouvert (Open Pit)	8
8	Longue taille (Longwall)	-22
9	Chambres foudroyées (Block Caving)	-23
10	Sous-niveaux foudroyés (Sublevel Caving)	-27

2.2. Dimensionnement de la forme géométriques, du soutènement et analyse de stabilité d'une taille d'abattage à l'aide des méthodes empiriques et numériques

2.2.1. Introduction

Dans l'industrie minière, une taille d'exploitation est définie par sa géométrie qui est composée essentiellement de : la hauteur, la largeur, l'extension et l'inclinaison (Figure 24).

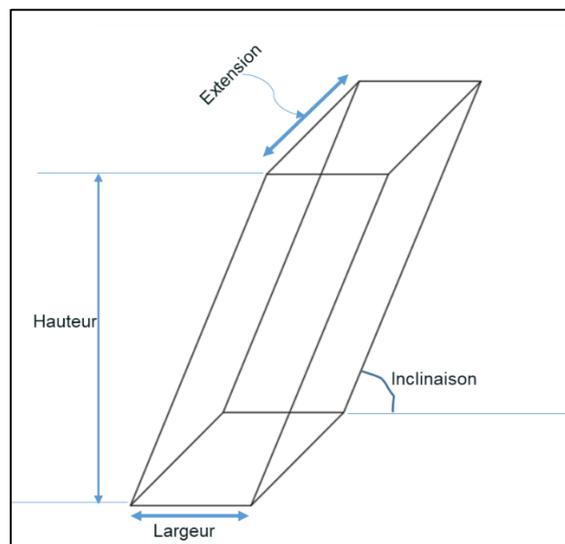


Figure 24- Schéma de la géométrie d'une taille d'abattage

Plusieurs travaux de recherche qu'on trouve dans la littérature, comme ceux de Henning (2007) et Heidarzadeh (2018) et autres ont montré que les dimensions et la forme géométrique d'une excavation est l'un des paramètres les plus importants qui influencent la stabilité d'une taille d'abattage. Donc pour déterminer les dimensions, la forme convenable pour chaque type de gisement et analyser la stabilité d'une excavation minière, on aura besoin d'utiliser des méthodes de conception qui sont classées généralement en méthodes empiriques et numériques.

2.2.2. Méthodes empiriques

L'utilisation de l'approche empirique dans l'analyse et dimensionnement des excavations souterraines est largement présentée dans la littérature. Cette approche consiste d'une part à utiliser les notes des indices de classification géomécanique du massif rocheux comme Q, RMR, GSI, ... Pour déterminer les paramètres de conception et de stabilité de l'excavation minière d'autre part seront utilisées pour estimer les propriétés du massif rocheux pour déterminer son mode de rupture et les introduire dans la simulation numérique. Dans ce qui suit, nous présentons les principaux paramètres à dimensionner dans le design minier et dans la conception minière en appliquant les méthodes empiriques.

a. Ouverture équivalente

En 1974, Barton et al., (1974) a introduit l'ouverture stable (Equivalent Dimension) (De) de l'excavation minière pour y déterminer le soutènement adéquat. C'est un paramètre qui est déterminé à partir de la hauteur ou la largeur de l'excavation et le paramètre de sécurité ESR (excavation support ratio), selon la formule suivante :

$$De = \frac{\text{Largeur ,diametre ou hauteur (m)}}{\text{Facteur de sécurité (ESR)}} \quad (1)$$

Avec ESR est un paramètre qui dépend du temps de l'utilisation de l'excavation et le degré de sécurité exigé (Singh et Geol, 1999) (Tableau 5).

Tableau 5. Les différentes valeurs de l'ESR pour chaque type d'ouvrage

Catégorie d'excavation	Valeur de ESR
Ouvertures temporaires	3-5
Ouvertures permanentes, Rampes, descenderie, puits,	1.6
Concasseurs, Garages, ateliers, albraque	1.3
Centrales électriques souterraines, tunnels routiers et ferroviaires d'importance majeure, abris souterrains, portails et intersections de tunnels.	1
Centrales nucléaires souterraines, stations ferroviaires, aménagements sportifs et publics, usines souterraines.	0.8

b. Dimensionnement du soutènement

Grimstad et Barton (1993) ont développé un abaque en 1993, pour déterminer le soutènement nécessaire pour stabiliser l’excavation minière en utilisant la valeur de l’indice Q et le paramètre De (Figure 25). Cet abaque permet de déterminer la fréquence de l’utilisation du soutènement, le type de soutènement et leur paramètre technique comme la longueur des boulons et leur espacement.

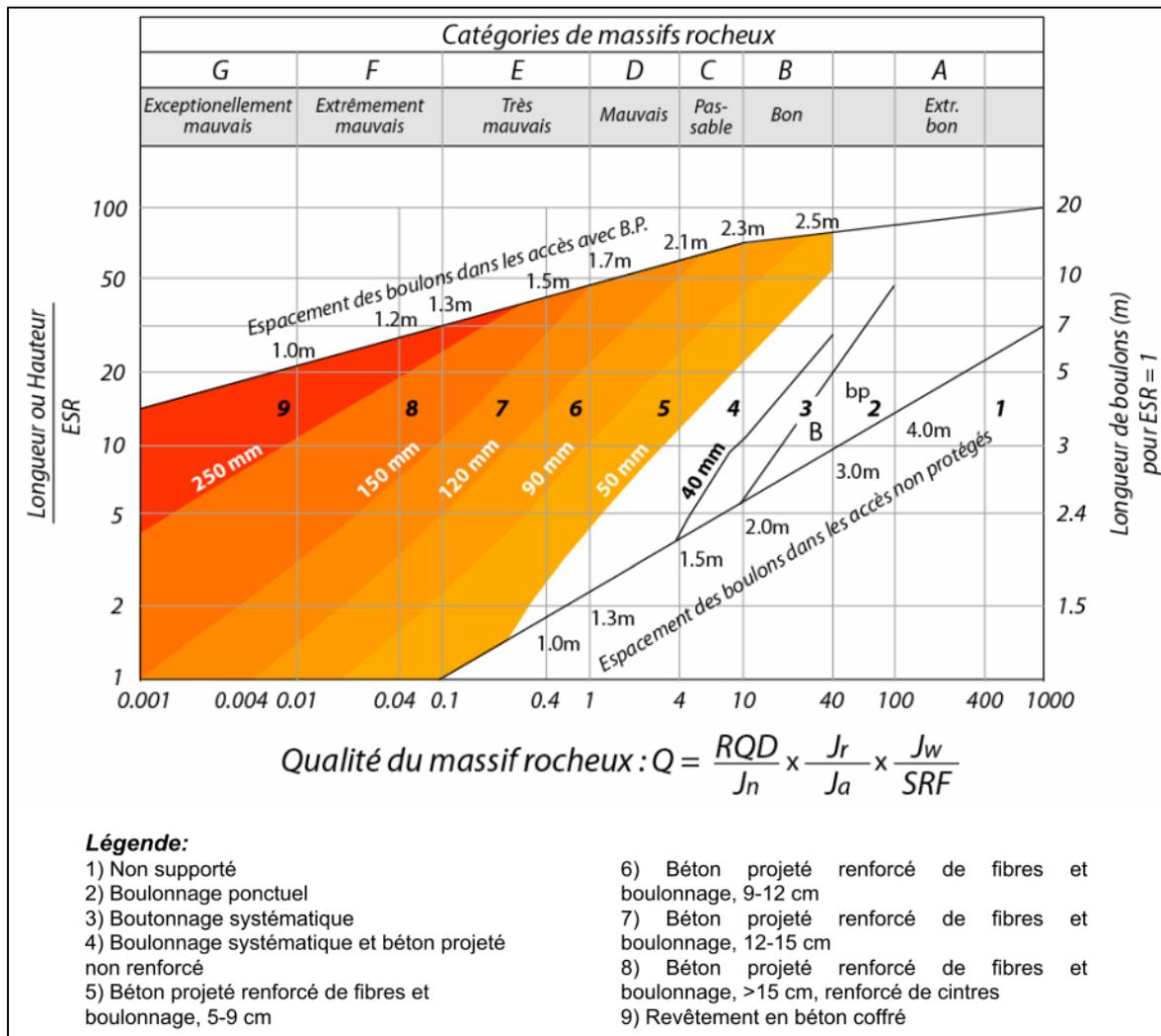


Figure 25. Détermination du soutènement en utilisant l’indice Q et le paramètre De (Grimstad et Barton, 1993 in Charrette et Hadjigeorgiou, 1999)

c. Détermination de la portée critique

La portée critique S_{max} est un élément de base dans la conception minière, grâce à elle, on détermine la portée maximale en dessous de laquelle l’excavation peut rester stable sans mettre un soutènement lourd, et on se limite juste à un soutènement léger composé de boulonnage, pour éviter les chutes de blocs qui peuvent être tombés par effet de tir. Cette portée peut être déterminée par plusieurs méthodes empiriques. La première méthode est celle de Barton et al., (1980) qu’est donnée par l’équation 2 en fonction de l’indice Q et ESR.

Alors que la deuxième méthode consiste à projeter la valeur de RMR du massif rocheux sur l'abaque de Wang (Wang et al., 2002) qu'est représentée dans la Figure 26.

$$S_{max} = 2 \cdot ESR \cdot Q^{0.4} \quad (2)$$

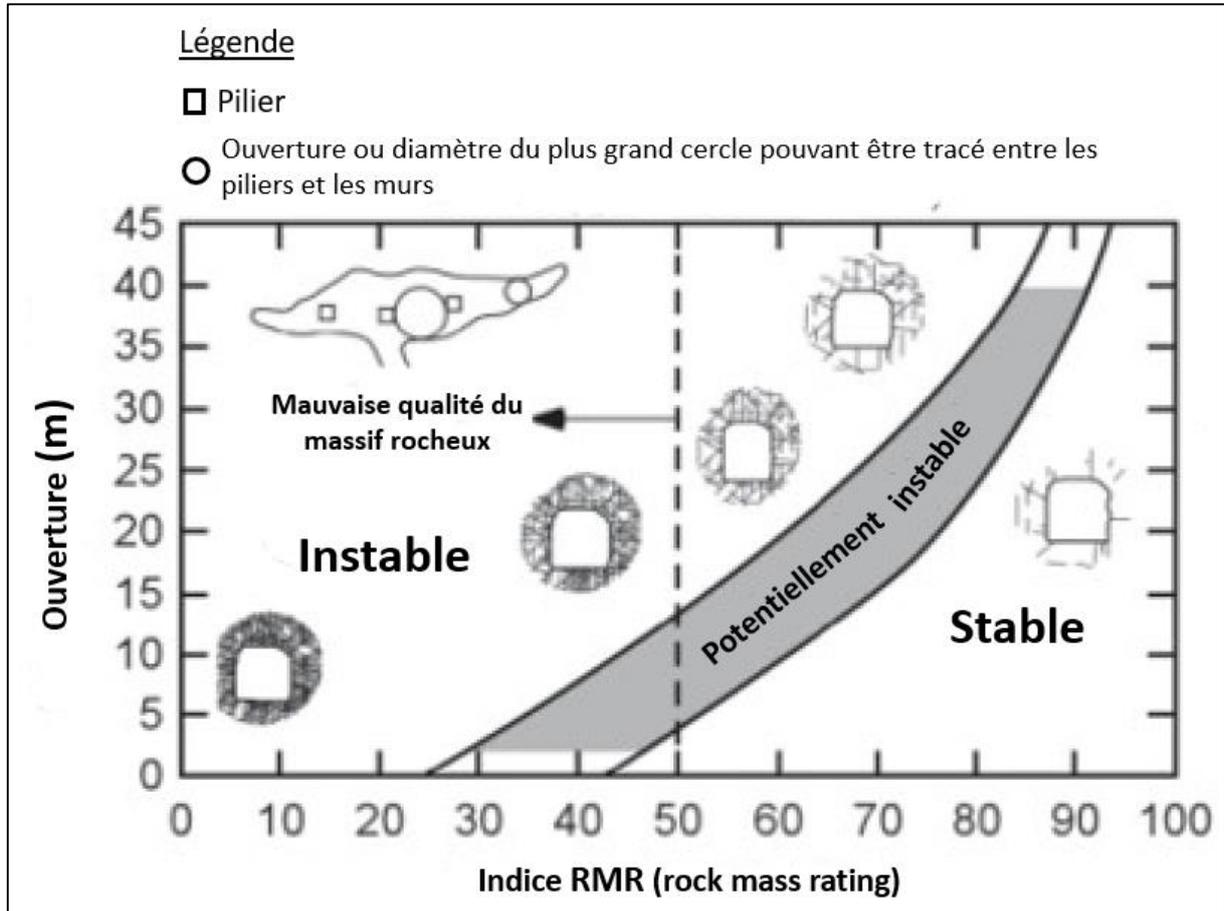


Figure 26- Détermination de la portée critique en utilisant l'abaque de wang (modifié d'après Wang et al., 2002)

d. Détermination du temps de repos

Le temps de repos (Stand-Up Time) est un paramètre qu'est utilisé pour déterminer le temps que peut l'excavation restée stable sans mettre un soutènement, tout en utilisant la valeur de RMR et la portée critique, comme le montre la Figure 27 de Bieniawski (1989).

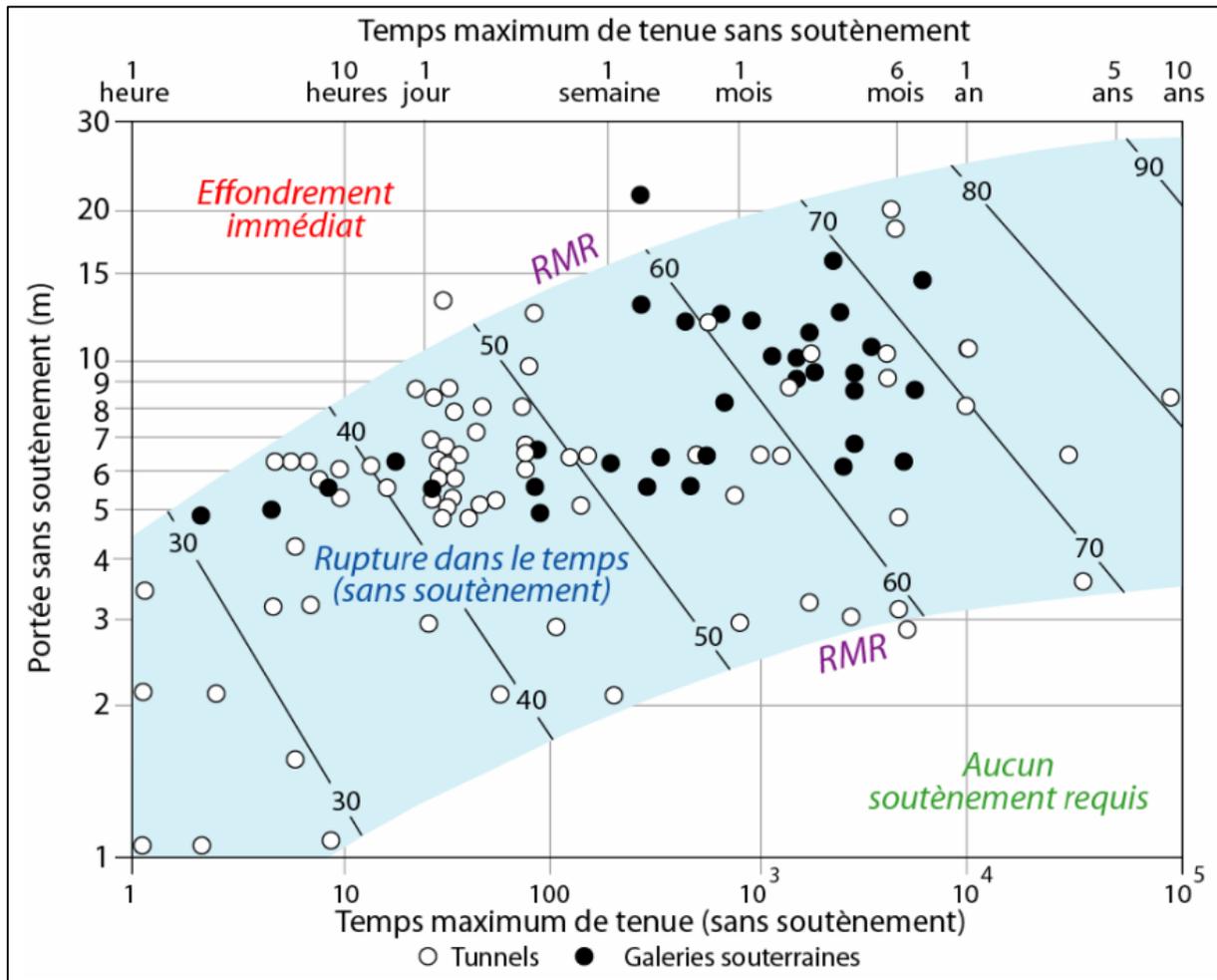


Figure 27- Relation entre le temps de repos et la portée critique pour les différentes classes du massif rocheux (Lauffer, 1988 in Charrette et Hadijgeorgiou, 1999)

e. Détermination des dimensions stables de la taille d'abattage

Le défi majeur dans la conception minière pour les ingénieurs des mines en charge de la mécanique des roches et contrôle de terrain est de déterminer les dimensions stables (longueur et largeur) de la chambre de l'abattage qui agissent à la fois sur la stabilité de l'ouvrage et sur la productivité minière. Dans la phase de pré faisabilité et faisabilité d'un projet minier où l'étude géotechnique n'est pas encore bien détaillée, cette détermination peut être réalisée à l'aide de la méthode graphe de stabilité (Stability graph) ou la méthode Mathews-Potvin (Pagé, 2018). Cette méthode est proposée originalement par Mathews et al., (1980), modifiée par Potvin (1988), par Nickson (1992), puis par d'autres auteurs.

Le principe de la méthode graphe de stabilité consiste à projeter sur l'abaque de Mathews-Potvin (Figure 28) la valeur de l'indice de stabilité (N') et celle du rayon hydraulique (RH) afin de prédire les dimensions qui garantissent la stabilité de l'excavation minière. Cinq zones sont représentées à savoir : la zone stable, la zone de transition sans support, la zone stable avec support, la zone de transition avec support et la zone d'effondrement (Figure 28).

L'indice de stabilité (N') est calculé à partir de l'indice Q' selon l'équation 4, où Q' est une cote modifiée de la classification des massifs rocheux Q (Q -system) dépourvue de ses paramètres d'eau souterraine (J_w) et de stress (SRF). La cote Q' se concentre donc sur la structure de la masse rocheuse (distribution des joints) et les conditions des joints (résistance au cisaillement des joints), est calculée par l'équation 3. La cote Q' est ensuite multipliée par trois facteurs d'ajustement (A , B et C) qui représentent la contrainte agissant sur le chantier par rapport à la résistance à la compression uni-axiale de la roche intacte, et l'orientation des joints les plus importantes par rapport aux parois de l'excavation.

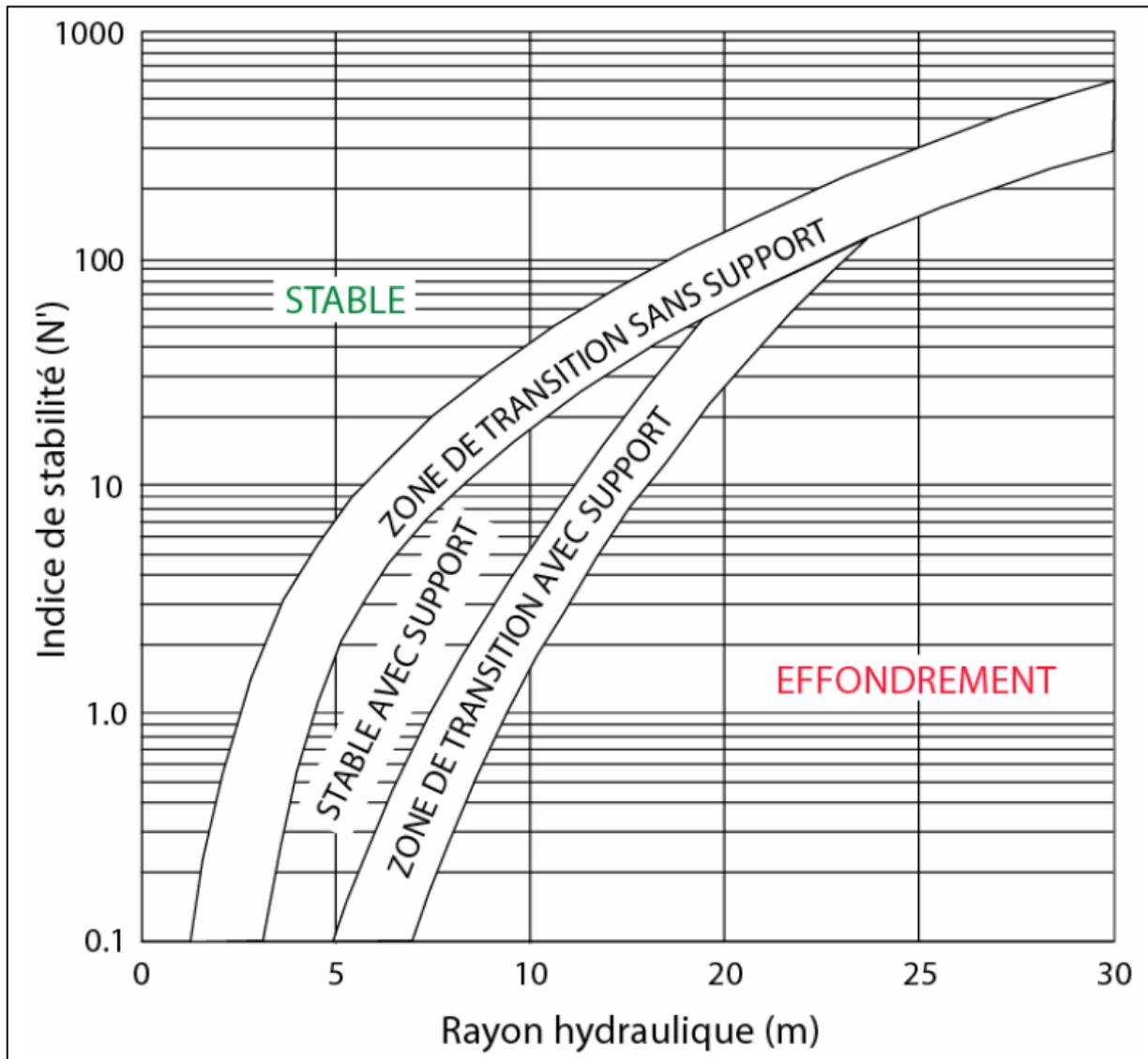


Figure 28- Différents domaines d'instabilités déterminés par la méthode de Mathews-Potvin (Nickson, 1992 in Charrette et Hadjigeorgiou, 1999)

$$Q' = RQD/Jn * Jr/Ja \quad (3)$$

$$N' = Q' * A * B * C \quad (4)$$

Avec :

A : est un facteur qui permet de prendre en compte l'influence de contraintes induites autour d'un chantier ;

B : est un facteur qui prend en compte l'influence de l'orientation des joints sur la stabilité des chantiers ;

C : est le facteur qui prend en compte l'influence de la gravité et l'orientation des joints sur les murs.

Le deuxième paramètre requis pour l'abaque de Mathews-Potvin est le rayon hydraulique (RH), qui équivaut à la surface de la face divisée par le périmètre de la face, comme indiqué dans l'équation 5.

$$RH = \frac{\text{Aire de la surface étudiée}}{\text{Périmètre de la surface étudiée}} \quad (5)$$

2.2.3. Méthodes numériques

La simulation numérique est un outil puissant introduit dans l'analyse de la stabilité de l'excavation minière ainsi que dans la conception minière dans ces dernières années. Différents logiciels et programmes informatiques commerciaux sont disponibles sur le marché pour les modèles bidimensionnels (2-D) et tridimensionnels (3-D) (Henning, 2007). Pour répondre à la complexité structurale et à la diversité des matériaux qui constituent le massif rocheux dans le domaine minier, plusieurs méthodes ont été développées en géomécanique.

a. Méthodes de l'équilibre limite

La méthode d'Equilibre Limite des blocs est utilisée pour étudier la stabilité des blocs autour de l'excavation minière. Cette approche considère que le mécanisme de chute de blocs se développe en général sous l'effet de la gravité et le long d'une ou de plusieurs surfaces de discontinuités vers le vide qu'a été créé par le creusement de la galerie. Ce mécanisme de rupture peut être évalué à l'aide d'un facteur de sécurité (Hadigeorgiuo et al., 2001). Ce facteur est défini comme étant le rapport entre des forces qui empêchent le glissement dit « résistantes » et des forces provoquant le glissement dite « motrice » (Sibille, 2018). Nous présentons dans ce qui suit, les approches les utilisées actuellement à savoir : l'approche des blocs clé et l'approche vectorielle.

- Approche vectorielle de Warburton

C'est une méthode analytique qui permet de déterminer l'état de stabilité des blocs autour de l'excavation minière proposée en 1981 par Warburton (1981). Ces blocs présentent généralement deux types de face, la première face est libre et délimitée par la limite de l'excavation, alors que la deuxième face (non-libre) est délimitée par des discontinuités (Gadri, 2012).

Cette approche utilise une analyse vectorielle pour prévoir le mode de rupture du bloc dans le massif rocheux autour de l'excavation minière. Cette analyse nécessite que le bloc doive

avoir : un poids, les orientations géométriques et les caractéristiques mécaniques, éventuellement, angle de frottement et une cohésion de ces facettes, ainsi que l'orientation dans l'espace de l'excavation.

- Approche de Goodman- Shi

Approche de Goodman- Shi ou Théorie des blocs a été présentée en 1985 par Goodman et Shi, (1985) et développée plus tard en 1990 par Mauldon et Goodman (1990). Cette approche sert à détecter les blocs clé qui sont des blocs instables autour de l'excavation. Cette approche considère que les blocs sont rigides et présentent des faces parfaitement planes avec des discontinuités infinies (Zahri, 2017).

b. Méthode des éléments finis

La méthode des éléments finis consiste à simuler un problème en géomécanique dans un domaine discrétisé ou idéalisé divisé en plusieurs petites zones de taille finie appelée maille et qui sont attachées les unes aux autres par des nœuds.

La modélisation par la méthode des éléments finis peut estimer la déformation dans le modèle étudié à partir de l'état de contrainte de l'élément et des lois de déformation du milieu, et tient aussi compte de son l'hétérogénéité et son anisotropie. Elle peut résoudre des problèmes en géomécanique dans plusieurs domaines rhéologiques à savoir : élasticité, plasticité, viscosité.

« Dans les massifs fissurés, la méthode des éléments finis trouve cependant ses limites. La discrétisation devient très lourde et il est difficile de bien représenter le domaine d'étude. Pour des massifs présentant quelques fissures, celles-ci sont représentées par des éléments dits "joints". Cet élément a fait l'objet de plusieurs études antérieures parmi lesquelles nous citons celle de Goodman et al., (1968).

Quant aux massifs très fracturés, ils sont étudiés comme des milieux continus ayant des caractéristiques mécaniques équivalentes à celles des milieux réels.

Toutefois, cette méthode rencontre certaines difficultés au niveau de génération du maillage surtout dans le cas d'un massif rocheux très fissuré. Ces difficultés disparaissent progressivement suite à l'amplification de la puissance des ordinateurs et l'élaboration d'algorithmes appropriés. » (Zahri, 2017).

c. Méthode des éléments distincts

La méthode des éléments distincts « Distinct Element Method » a été proposée en 1971 par Cundall et al., (1971). C'est une méthode qui s'intéresse au milieu fissuré, en le modélisant par assemblage de blocs qui interagissent entre eux à travers leurs contacts.

Le modèle de calcul utilisé par la méthode des éléments distincts est fondé sur les hypothèses suivantes :

- Les blocs sont supposés rigides ;

- Les déplacements du système sont dus uniquement aux déformations des contacts entre blocs ;
- Le système est représenté par éléments distincts ou blocs ;
- La modélisation des interfaces entre blocs par la loi liant forces et déplacements au niveau des contacts entre blocs ;
- La définition de la loi de mouvement décrivant l'évolution du système de blocs soumis aux sollicitations extérieures ;
- Le domaine d'étude suivant un maillage dépendant de la taille moyenne des blocs, et de suivre l'apparition de nouveaux contacts des blocs situés dans chaque maille ;
- L'interaction des blocs entre eux se traduit par des relations liant forces et déplacements ;
- Au niveau de chaque contact, les forces sont décomposées en forces normales et en forces tangentielles ;
- Permettent des déplacements finis et la rotation d'éléments discrets, avec la possibilité de détachement de ces éléments ;
- Identifient et mettent à jour les nouveaux contacts automatiquement au cours du calcul.

« La méthode des éléments distincts est basée sur des formulations faisant intervenir le temps de manière explicite, permettant ainsi d'étudier des problèmes dynamiques (tirs de mines, séismes,). Son application pour des problèmes statiques se fait par la procédure de la relaxation dynamique en introduisant des facteurs d'amortissement qui font converger le système étudié vers son état d'équilibre. Le temps dans ce cas est introduit de manière implicite.

La procédure numérique est une technique de relaxation dynamique pour résoudre les équations du mouvement. Les forces et les déplacements entre blocs peuvent être déterminés en étudiant l'équilibre dynamique des blocs considérés séparément. Pour chaque incrément en temps, les équations du problème sont obtenues en écrivant le bilan en résultante et en moment résultant pour chaque bloc considéré (forces extérieures, forces de contact entre blocs et forces d'inertie). Cette résolution adopte un schéma explicite en temps, au moyen de différences finies centrées.

Un code de calcul adapté au cas statique a été développé par Tahiri (1992). La procédure de calcul numérique suivie est celle des éléments finis classiques. Les blocs sont considérés indéformables, leur déplacement étant donc décrit par une translation et une rotation.

L'interaction entre deux blocs, initialement en contact par l'intermédiaire d'une discontinuité, peut être alors évaluée à partir du déplacement relatif entre les deux blocs. Les forces de contact sont reliées aux déplacements relatifs du joint par l'intermédiaire de la loi de

comportement de celui-ci. La loi de comportement du joint est écrite sous forme incrémentale.

L'énergie potentielle totale du modèle étudié est composée de l'énergie de déformation des discontinuités et du travail des forces extérieures. Sa minimisation permet de lier les forces et les déplacements des blocs par l'intermédiaire d'une matrice de rigidité et conduit à un système d'équations non-linéaires, les rigidités étant fonction des déformations. On parle ainsi de résolution statique : BRIG3D (Tahiri, 1992) Inspiré de la méthode des éléments distincts » (selon Zahri, 2017).

d. Conclusion et recommandations d'application

La modélisation numérique est un outil puissant qui permet d'analyser et de valider la conception et le design minier via des programmes et des logiciels qui ont été développés ces dernières années. On distingue des logiciels comme Phase 2, PLAXIS, CESAR-LCPC, GEO5-MEF, ADONIS ... qui utilisent les éléments finis, des logiciels qui utilisent la méthode des blocs clés comme Unwedge, ... et des logiciels qui utilisent les éléments distincts comme UDEC. Ces logiciels sont présentés en deux dimensions (2D) ou en trois dimensions (3D).

Le choix de l'utilisation d'un modèle de simulation bidimensionnel ou tridimensionnel est lié principalement à la nature de la géométrie et de la complexité du problème géomécanique à résoudre (Lalancette, 2018). Les modèles bidimensionnels sont appliqués lorsque le contexte géomécanique présente des déformations planes, c'est le cas des tunnels (Hoek et al., 1995). Alors que, la modélisation en 3D est recommandée pour les modèles qui présentent des ouvrages rapprochés afin d'analyser les contraintes et les déplacements qui entourent les parements et la couronne des excavations minière (Lalancette, 2018).

D'après Jing et Hudson (Jing et Hudson, 2002) le choix de la méthode de modélisation dépend de la nature et le contexte géomécanique du problème. Tout d'abord, la méthode des éléments finis peut être utilisée lorsque le massif rocheux est considéré comme un massif rocheux homogène et isotrope, et que le problème géomécanique (instabilité) est lié à la répartition de la déformation autour de l'excavation. Tandis que la méthode des éléments distincts est appliquée lorsque l'instabilité est liée aux discontinuités que présente le massif rocheux autour de l'excavation plutôt qu'aux déformations.

La nature et la fiabilité des résultats obtenus par la modélisation numérique dépendent de plusieurs paramètres, à savoir :

- La fiabilité et la représentativité des données géomécanique du massif rocheux ;
- La détermination des contraintes initiales avant de commencer les travaux miniers ;
- Le modèle de simulation doit intégrer tous les éléments (dimensions, discontinuités, unité lithologique...) afin de représenter de façon plus réaliste le comportement du massif rocheux et du problème à résoudre ;

- Le domaine rhéologique (Loi de comportement) et le mode de rupture utilisé lors de la modélisation pour résoudre le problème.

Avant de tirer des recommandations suite à une modélisation numérique pour l'analyse de stabilité des excavations minières, tels que les différents paramètres géotechniques (dimensions, piliers, séquence d'exploitation) que pourra prendre les chantiers, une rétro-analyse doit être faite afin de calibrer le modèle utilisé et critiquer les résultats de la modélisation obtenus.

3. Caractérisation et Classification du massif rocheux

Le choix de la méthode d'exploitation optimale, le dimensionnement des paramètres de design minier (paramètres géométriques, type de soutènement, nature du remblai) et l'analyse de stabilité pour une taille d'abattage repose sur les résultats d'une caractérisation et d'une classification du massif rocheux sur lequel sera développé le futur projet minier.

3.1. Caractérisation du massif rocheux

Dans l'ingénierie minière, le massif rocheux « Rock mass » est considéré comme un milieu hétérogène et anisotrope, composé de bloc et des fractures (Figure 29).

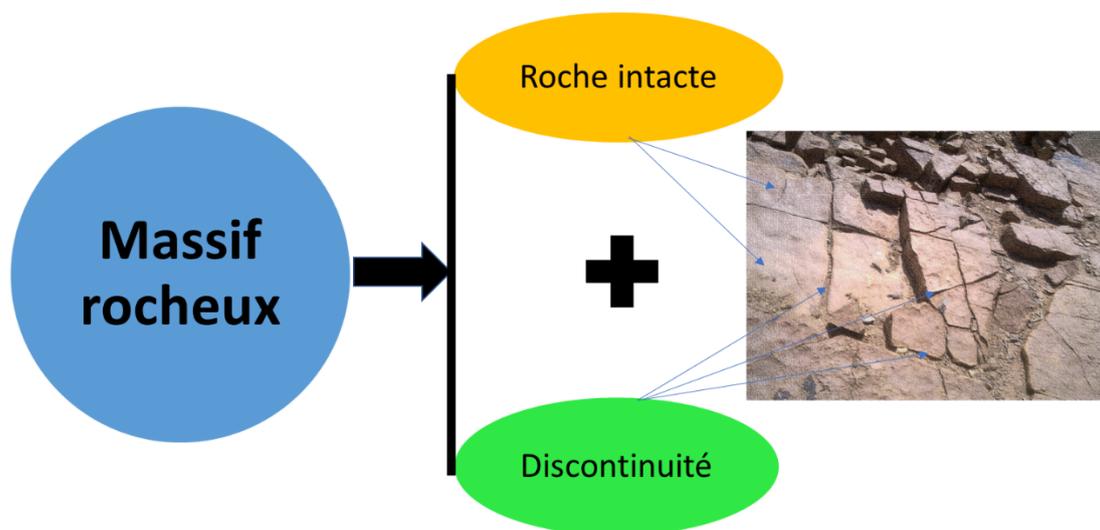


Figure 29- Les différents composante d'un massif rocheux

La caractérisation de ces deux éléments est réalisée généralement au laboratoire et sur le terrain. Au niveau du laboratoire, on peut déterminer les caractéristiques mécaniques comme la résistance à la compression simple (UCS), la résistance à la traction (RT), la densité, la porosité, le module de Young et coefficient de poisson pour la roche intacte, et angle de frottement et la cohésion pour les discontinuités. Alors que sur le terrain, soit au niveau de l'affleurement, au niveau de l'excavation souterraine au bien au niveau des carottes des sondages, on peut déterminer pour la roche intacte : le type de la roche, la nature et la composition minéralogique de la roche, et pour les discontinuités on peut cartographier : le

type, le nombre de famille, la rugosité, type de remplissage, l'humidité, l'ouverture, la persistance, l'espacement, la fréquence, la continuité et les coordonnées (Figure 30).

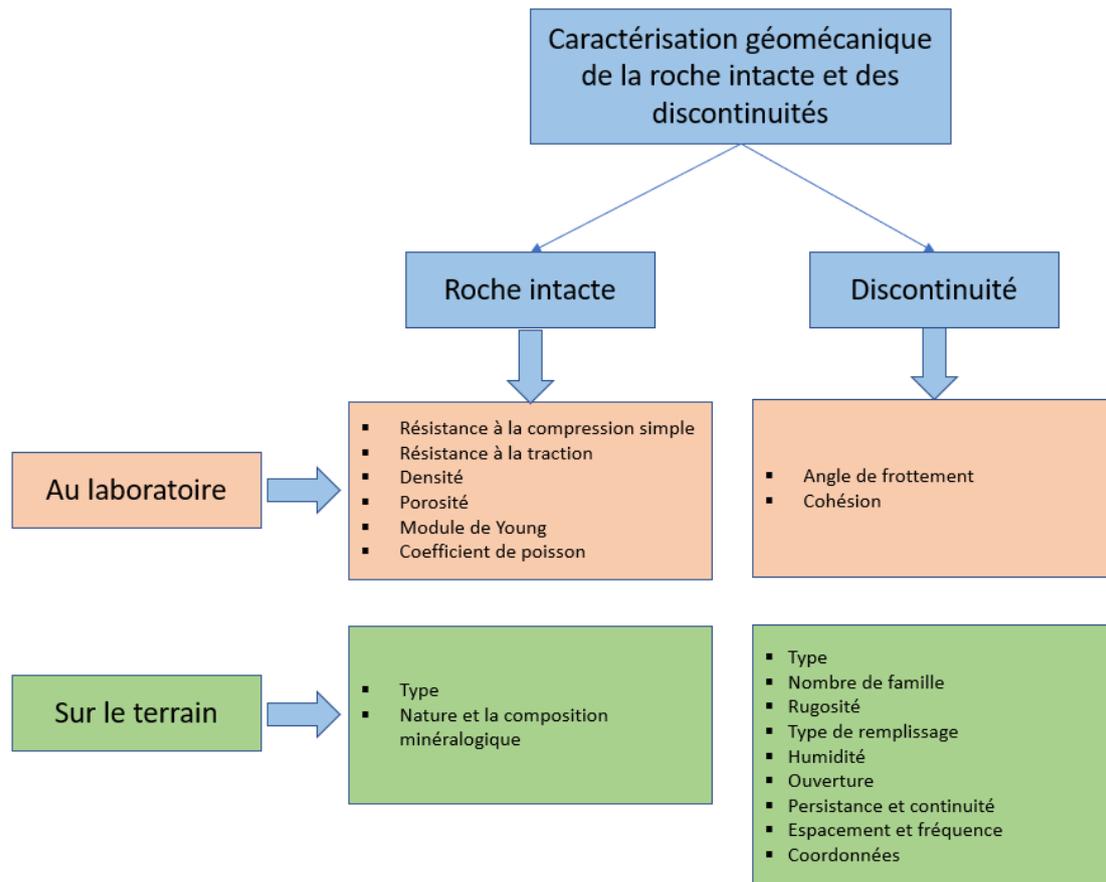


Figure 30- Les éléments de caractérisation de la roche intacte et des discontinuités au laboratoire et sur le terrain

La caractérisation globale du massif rocheux est basée donc sur le traitement des données de la caractérisation géomécanique de la roche intacte et des discontinuités issues des essais de laboratoires et des données récoltées sur le terrain ainsi que l'analyse des données géologiques, structurales et hydrogéologiques que présentent la zone du projet minier, comme le montre la Figure suivante.

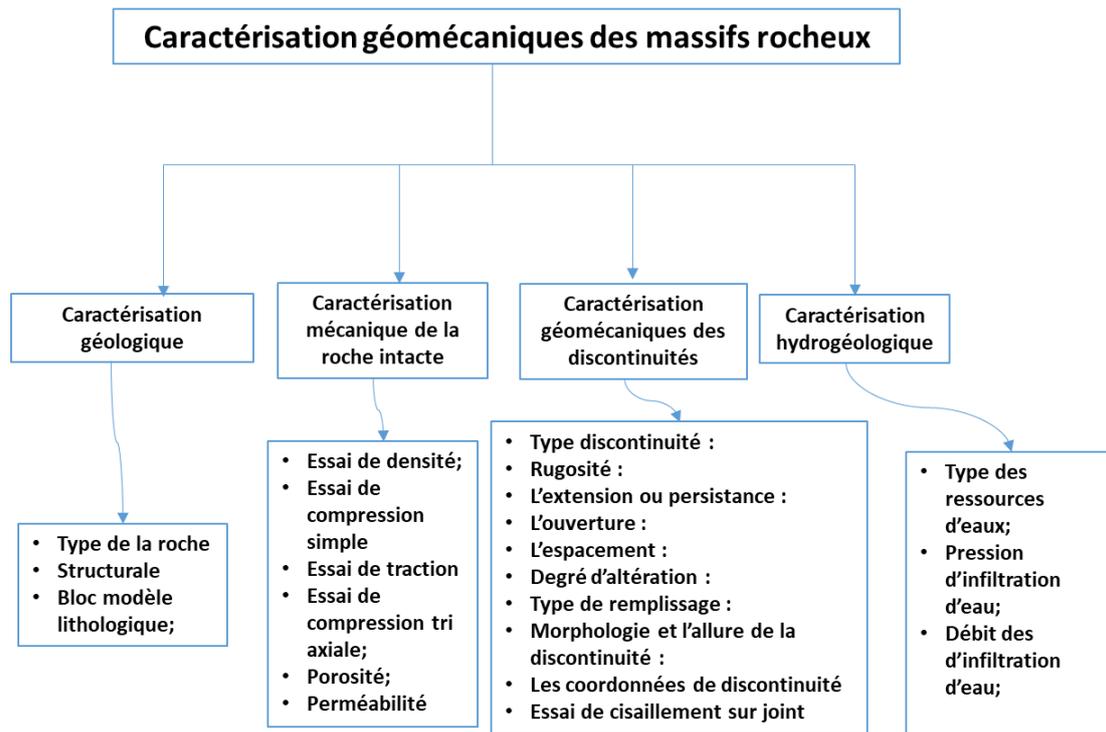


Figure 31. L'organigramme de la caractérisation du massif rocheux

3.1.1 Caractérisation géologique des roches

Les roches intactes sont classées géologiquement en trois groupes principaux selon le mode de formation en roches ignées, roches métamorphiques et roches sédimentaires (Zhang, 2017). Selon Le Comité Français de Mécanique des Roches (CFMR-MMR, 2000), ces types de roches peuvent être définis comme suit :

- Les roches ignées ou magmatiques issues du refroidissement et de la solidification des magmas avec ou sans cristallisation (granite, basalte, gabbro...).
- Les roches sédimentaires sont formées par l'accumulation des débris issus de la décomposition des roches métamorphiques et magmatiques sous forme de couches comme calcaires, grès....
- Les roches métamorphiques sont issues de la transformation des roches sédimentaires ou ignées sous l'effet de haute pression et de température, on distingue : marbre, schistes, gneiss, quartzites....

3.1.2 Caractérisation mécanique des roches

La roche intacte possède plusieurs indices qui caractérisent son comportement mécanique. Ces indices sont déterminés par des essais typiques au laboratoire afin de les intégrer dans une loi de comportement mécanique ou dans une simulation numérique pour étudier son évolution en fonction des sollicitations extérieures (Gasc-Barbier, 2011).

a. Essai de densité

La densité apparente de la roche est considérée comme un élément d'entrée le plus important dans les études géotechniques (Yoro et Godo, 1990) surtout dans la modélisation numérique. La densité ρ d'une roche est définie par le rapport de la masse (m) de la roche sur son volume (V) (Schön, 2015) selon l'équation 1. Elle est mesurée au laboratoire à l'aide d'un Densimètre.

$$\rho = \frac{m}{V} \quad (6)$$

La valeur de la densité dépend de la composition minérale de la roche, de la porosité et de la nature du matériel de remplissage dans les vides (Zhang, 2017).

Pour les roches magmatiques et métamorphiques, la porosité est presque faible c'est pour cela la densité va dépendre principalement à leur composition minéralogique, ce qui leur donne une densité moyenne varie entre 2,6 et 3,4 t/m³.)

Tableau 6. Valeurs typiques de densité pour les roches magmatiques et métamorphiques (modifié d'après Zhang, 2017)

Type de roche	Intervalle de densité (kg/m ³)	Moyenne de densité (kg/m ³)
Granite	2516–2809	2667
Granodiorite	2668–2785	2716
Syénite	2630–2899	2757
Diorite quartzique	2680–2960	2806
Diorite	2721–2960	2839
Norite	2720–3020	2984
Gabbro	2850–3120	2976
Diabase	2804–3110	2965
Péridotite	3152–3276	3234
Dunite	3204–3314	3277
Pyroxénite	3100–3318	3231
Anorthosite	2640–2920	2734
Gneiss	2590–3060	2703
Schiste	2700–3030	2790
Ardoise	2720–2840	2810
Amphibolite	2790–3140	2990
Granulite	2630–3100	2830
Eclogite	3338–3452	3392

Pour les roches sédimentaires, les valeurs de la densité sont conditionnées par leur degré de compressibilité qui varie avec la profondeur et la pression selon plusieurs auteurs (Stegena, 1964 ; Polak et Rapoport, 1961) (Figure 32), au début ce type de roche présente une densité faible et qui augmente avec la profondeur car les pores et les fractures de la roche se ferment puis elle reste stable pour une profondeur de 2.5km.

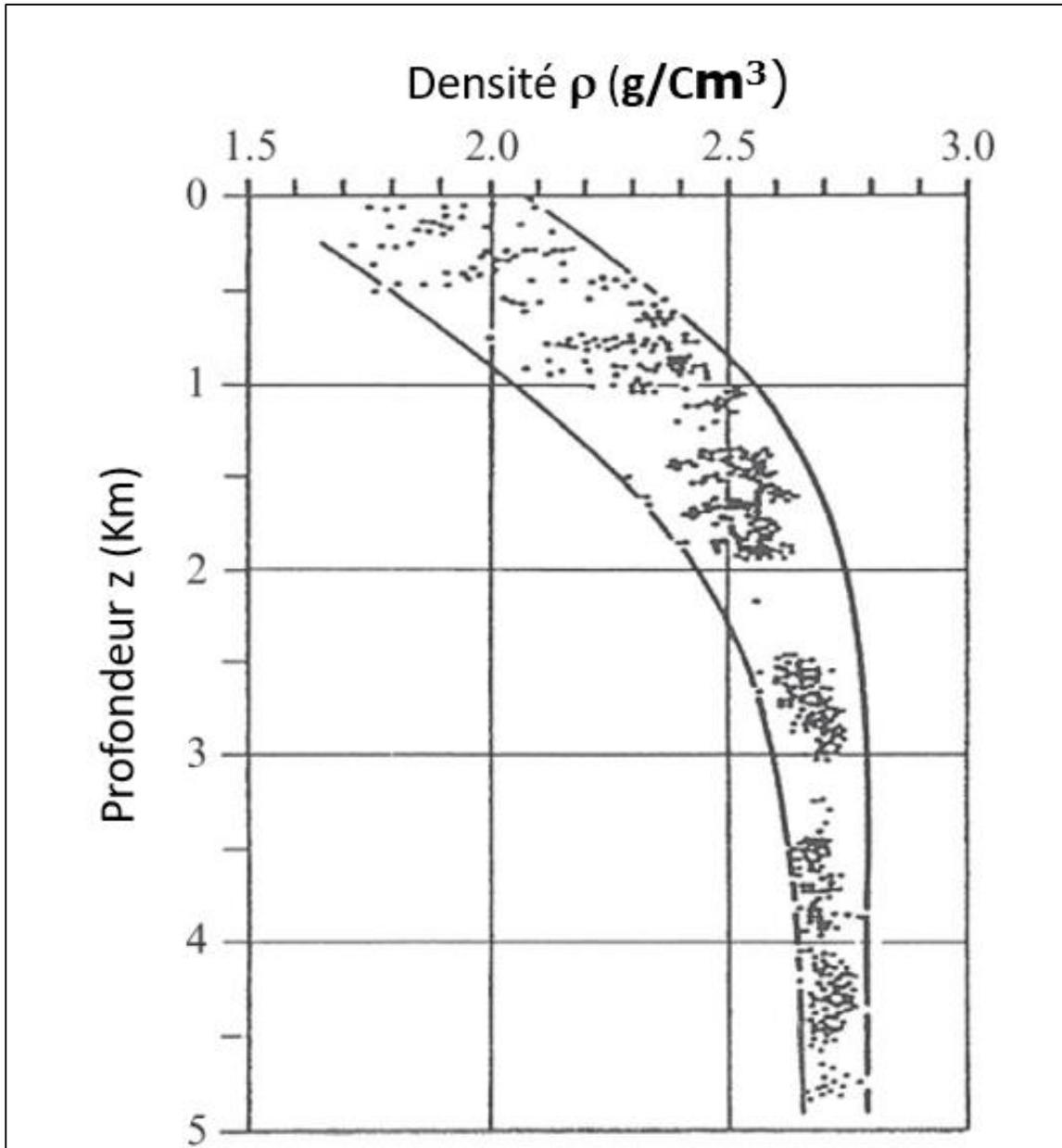


Figure 32. Densité ρ par rapport à la profondeur z pour les roches sédimentaires du bassin nord-germano-polonais d'après (Schön, 2015)

Les valeurs typiques de densité pour les roches sédimentaires sont présentées dans le tableau suivant :

Tableau 7. Valeurs typiques de densité pour les roches sédimentaires (modifié d'après Zhang, 2017)

Type de roche	Intervalle de densité (kg/m ³)	Moyenne de densité (kg/m ³)
Grès	2170–2700	–
Calcaire	2370–2750	–
Dolomite	2750–2800	–
Calcite (Chalk)	2230	–
Marbre	2750	–
Schiste	2060–2660	–
Sable	1920-1930	–

b. Essais de compression uni-axiale

L'American Society for Testing and Materials (ASTM, 1984) a déterminé la méthodologie et la procédure pour réaliser l'essai de compression uni axiale « uniaxial compressive strength (UCS) ». Dans cet essai l'échantillon est représenté par une carotte de roche intacte (Figure 33) avec un élancement (rapport hauteur sur le diamètre) qui varie de 2 à 2.5 et deux faces plane (Affam et al., 2019). La carotte préparée est ensuite posée sur un plateau de presse rigide (Figure 34). La résistance à la compression simple (UCS) est déterminée par l'équation 7 (Affam et al., 2019) avec L est la charge maximale appliquée et A est la surface de la section de la carotte.

$$UCS = \frac{L}{A} \quad (7)$$

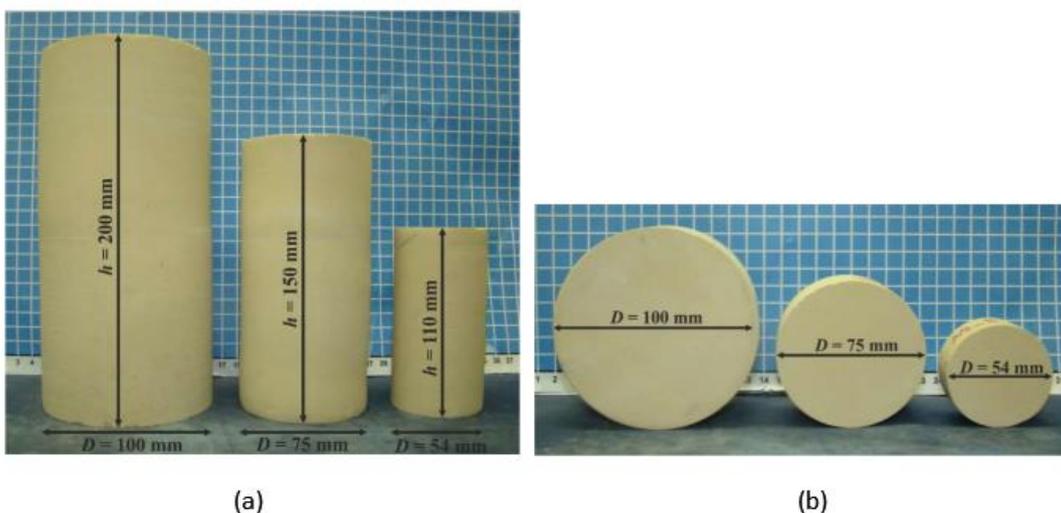


Figure 33. Une série de carottes de différents hauteur et diamètre. (a) pour montrer la hauteur et (b) pour montrer le diamètre (Kaklis et al., 2015)

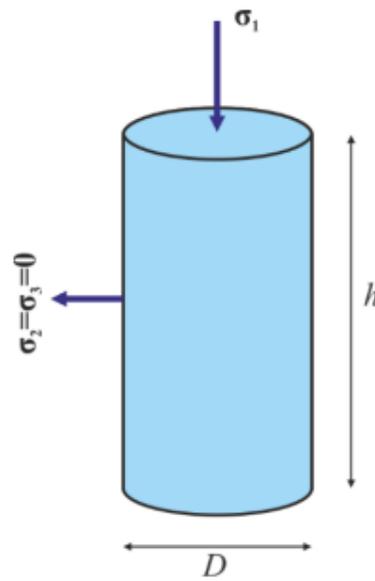


Figure 34. Principe d'essai de compression uni-axiale (Kaklis et al., 2015)

Au cours de cet essai, les déformations sont mesurées au niveau de la carotte via des jauges extenso-métriques : deux sont placées en position axiale et les deux autres sont placées en position transversale (Eslami et al., 2009), ainsi que l'évolution de la contrainte axiale par un capteur de pression (Figure 35).



Figure 35. Dispositif de l'essai de compression uni-axiale (Eslami et al., 2009)

À partir de cet essai, on détermine la loi de comportement de la roche (courbe contrainte déformation) (Gasc-Barbier, 2011). La Figure 36 présente la courbe classique de la loi du comportement de la roche, on distingue quatre phases (Jaeger et Cook, 1979) :

- La première phase correspond à la phase de serrage où la concavité de la courbe contrainte-déformation est dirigée vers le haut (la compressibilité axiale diminue), correspondant macroscopiquement à la fermeture de fissures préexistantes (OA sur la Figure 36) ;
- La deuxième phase : c'est la phase où la courbe contrainte-déplacement est linéaire, appelée phase pseudo-élastique, et représentée par la partie AB sur la Figure 36 ;
- La troisième phase : c'est une phase non-linéaire (pré-pic). Elle est manifestée macroscopiquement par la coalescence de fissures qui contribueront à former les futures fractures macroscopiques qui scinderont l'échantillon. C'est la partie BC sur la Figure 36 ;
- La dernière phase : c'est la phase post-pic, est matérialisée par la propagation de la fracturation macroscopique.

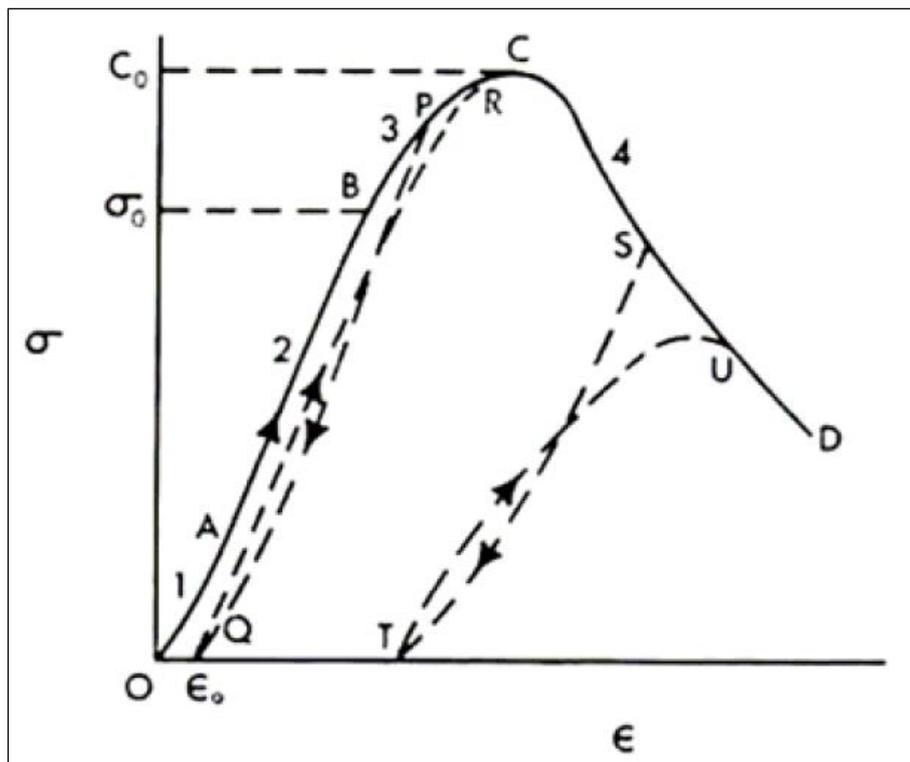


Figure 36. Schéma de la courbe contrainte-déformation d'une roche soumise à une compression (Jaeger et Cook, 1979)

Cet essai permet aussi de déterminer plusieurs paramètres mécaniques de la roche, sans tenir compte de la pression du confinement, comme :

- La résistance à la compression uni-axiale (UCS) : c'est la contrainte maximale que peut supporter une roche avant la rupture ;

- La limite d'élasticité : c'est la valeur de contrainte qui correspond au point de courbure de la droite élastique et à partir de laquelle la roche commence à se déformer plastiquement. Elle est donnée par la valeur σ_0 sur la Figure 36 ;
- Le module d'Young (E) ou module d'élasticité est donné par la pente de la zone élastique sur la courbe contrainte – déformation de la roche ;
- Le coefficient de Poisson (ν) : ce paramètre caractérise l'évolution de la déformation de la roche sous une sollicitation axiale et est donné par le rapport entre la contraction latérale et la dilatation longitudinale d'une barre en tension.

c. Essai de compression tri axial

L'essai triaxial est l'un des essais le plus utilisés dans les études de la caractérisation géotechnique minière, car il permet de déterminer la résistance, angle de frottement (ϕ) et la cohésion (c) de la roche (Rees, 2013). Cet essai tente de reproduire les conditions de sollicitation dans le massif rocheux en intégrant le confinement latéral donné par une contrainte fixe avec $\sigma_2 = \sigma_3$ et on augmente la contrainte axiale σ_1 jusqu'à la rupture de la carotte. Cet essai consiste à mettre un échantillon cylindrique dans la machine de compression σ_c triaxiale et à lui appliquer une pression contrôlée croissante verticale σ_1 en fonction du temps. Des contraintes latérales égales ($\sigma_2 = \sigma_3$) dans les directions perpendiculaires sont également exercées (Figure 37). À partir de cet essai, on peut tracer la courbe de rupture de la roche. Pour cela, il faut au moins effectuer trois essais sur la même roche pour différentes pressions de confinement.

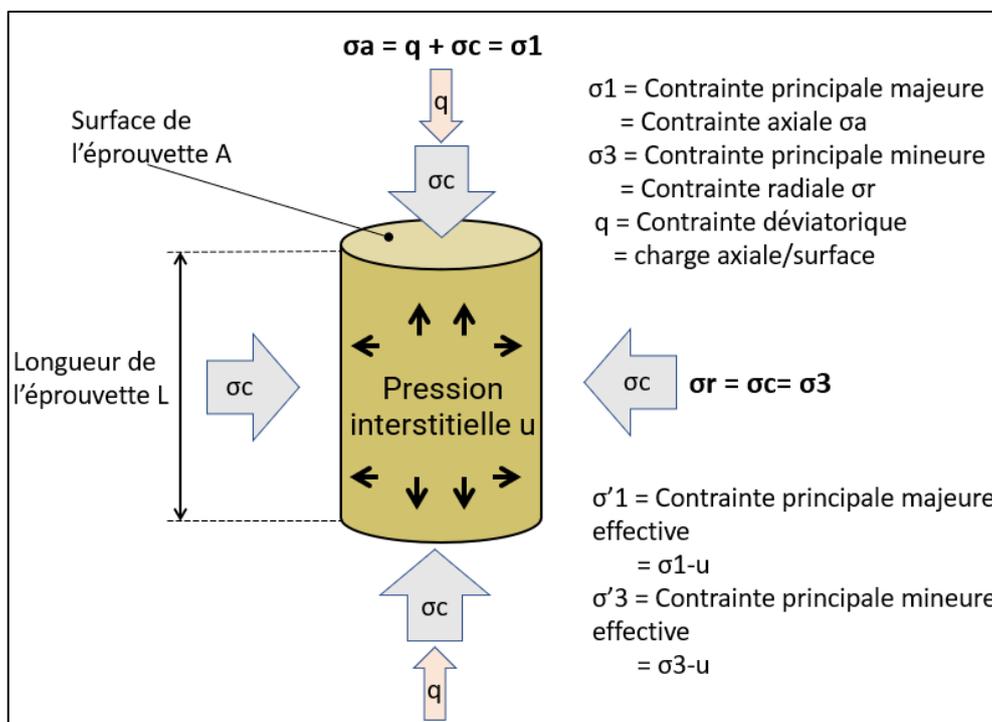


Figure 37. État de contrainte appliquée sur la carotte pendant l'essai de triaxial (modifié d'après Rees, 2013)

d. Essais de résistance à la traction indirecte

L'essai de traction indirecte ou l'essai brésilien « Tensile strength » est l'essai le plus utilisé pour déterminer la résistance à la tension ou à la traction de la roche. Cet essai consiste à comprimer diamétralement la roche sous forme de carotte entre les plateaux de la presse selon les quatre configurations illustrées dans la Figure 38 (Li et al., 2013).

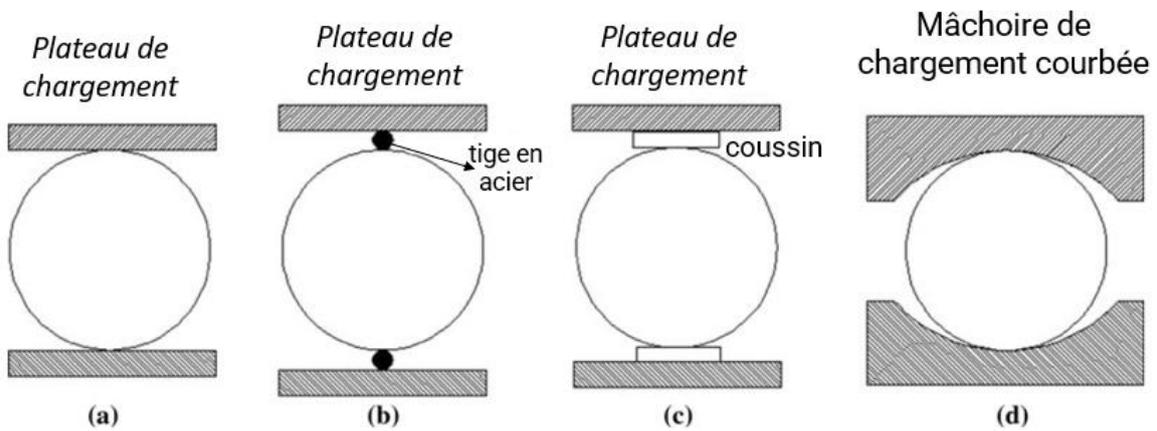


Figure 38. Les différentes configurations d'appliquer l'essai de traction indirecte. (a) plateaux de chargement plats, (b) plateaux de chargement plats avec deux tiges en acier de petit diamètre, (c) plateaux de chargement plats avec coussin et (d) plateaux de chargement à mâchoires courbées (modifié d'après Li et al., 2013)

La résistance à la traction σ_t tient compte de l'effort P , du diamètre (D) et de la longueur (t) de la carotte (Kaklis et al., 2015). La valeur de cette résistance σ_t est donnée par la relation suivante :

$$\sigma_t = \frac{2P}{\pi Dt} \quad (8)$$

e. Critère de rupture de la roche

Après la réalisation des essais de résistance au laboratoire, le critère de rupture est une analyse qui permet de déduire la valeur de contrainte minimale à laquelle aura lieu la rupture de la roche (Macé, 2006). Il permet de délimiter par une courbe dite « intrinsèque » sur un graphe de contraintes la zone de stabilité et d'instabilité de la roche. Les principaux critères de rupture qui sont utilisés pour décrire le comportement mécanique de la roche sont le critère de Mohr-Coulomb et le critère de Hoek-Brown (Zahri, 2017) (Figure 39).

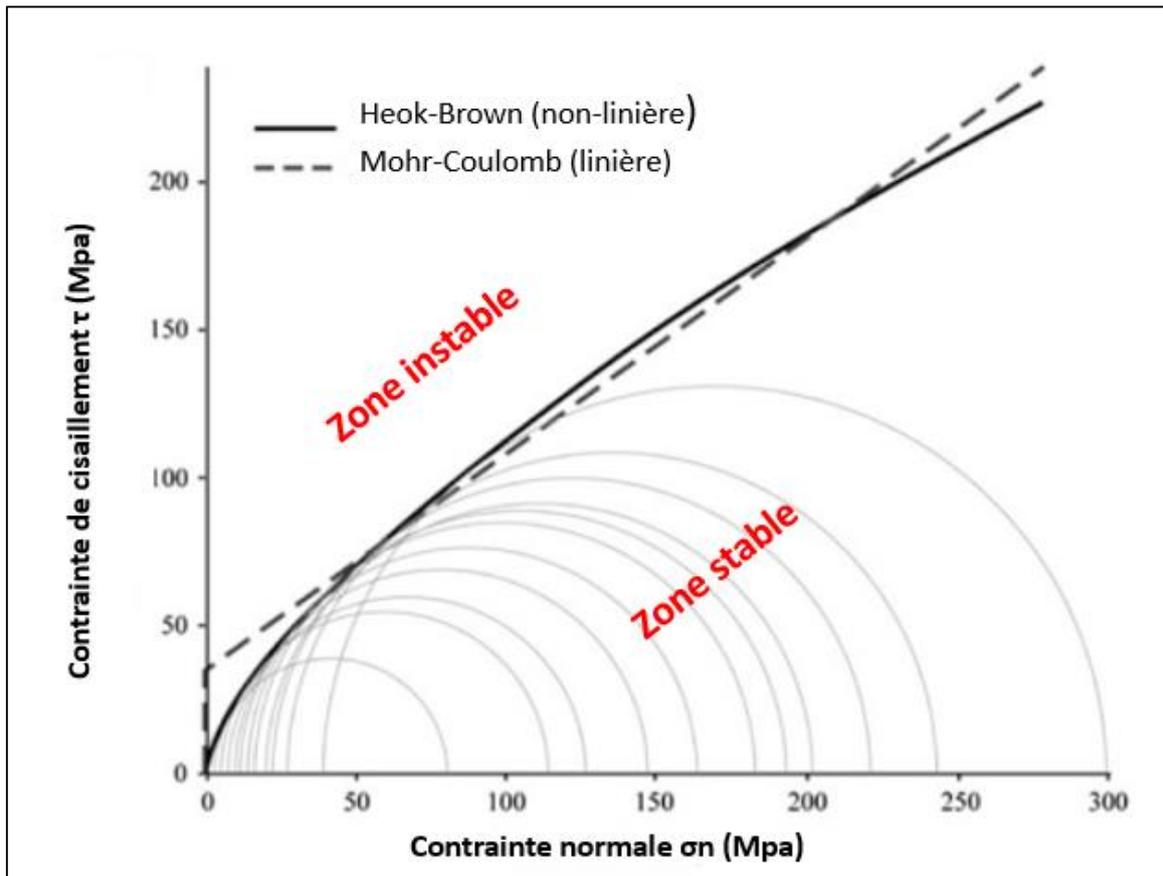


Figure 39. Représentation graphique du critère de rupture de Mohr-Coulomb et de Hoek-Brown (modifié d'après d'Eberhardt, 2012 in Lavoie, 2018) (les données rouges sont ajoutées par l'auteur)

- Critère de rupture de Hoek-Brown

Le Critère de rupture de Hoek-Brown (Hoek et Brown, 1980) est un critère qu'est largement appliqué dans l'ingénierie minière pour étudier le comportement de la roche intacte. Ce critère présente la contrainte axiale σ_1 en fonction de la pression de confinement σ_3 (Figure 40) par une courbe non-linéaire selon la formule suivante (Hoek et Brown, 2018) :

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \sqrt{m_i \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + 1} \quad (9)$$

Avec :

σ_1 : Contrainte principale majeure à la rupture

σ_3 : Contrainte principale mineure à la rupture

σ_{ci} : Résistance uni axiale en compression de la roche intacte

m_i : Paramètre lié à la nature de la roche

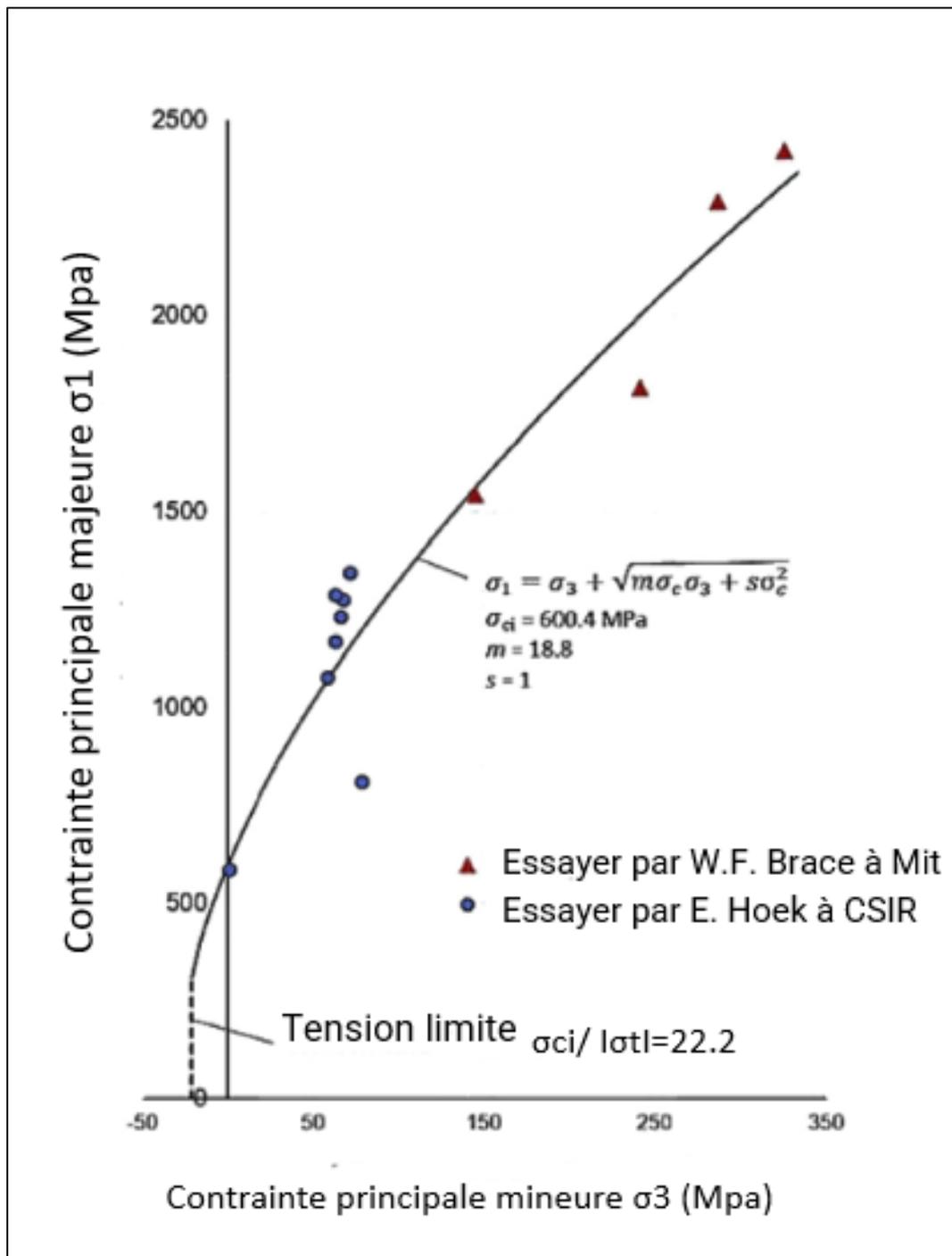


Figure 40. Critère de Hoek-Brown (modifié d'après Hoek et Brown, 2018)

- Critère de rupture de Mohr-Coulomb

Après avoir déterminé les paramètres géotechniques de la roche à l'aide des essais mécaniques au laboratoire, on peut estimer la limite de sa rupture en utilisant la formule de l'équation 10 proposée par Coulomb en 1976 (Onur et al., 2014) avec τ est la contrainte de cisaillement, σ_n est la contrainte normale et φ est l'angle de frottement interne.

$$\tau = c + \sigma_n \tan \varphi \quad (10)$$

Le critère de Mohr-Coulomb est représenté en plan par un diagramme qui contient une droite et des cercles (Figure 41). La droite présente la relation entre les contraintes normales et tangentielle selon l'équation 10 où l'axe des abscisses présente la contrainte normale σ_n et l'axe des ordonnées, présente la contrainte tangentielle τ (Figure 41). Cette droite appelée courbe intrinsèque de la roche, est caractérisée par la cohésion C et l'angle frottement ϕ de la roche. Alors que le cercle présente le cercle de Mohr qu'est tracé en fonction de la contrainte principale majeure σ_1 et de la contrainte principale mineure σ_3 (Figure 41) avec les coordonnées suivantes : le centre égal à $(\sigma_1 + \sigma_3) / 2$ et le rayon égal à $(\sigma_1 - \sigma_3) / 2$ (Mimoun, 2019).

Le critère de Mohr-Coulomb permet de délimiter la limite à partir de laquelle la roche devient instable (Figure 41). Cette zone est située en dessus de la ligne tangente appelé limite ou enveloppe de rupture du cercle de Mohr, donc la rupture de la roche se produit lorsque le cercle de Mohr dépasse l'enveloppe de rupture (Figure 41).

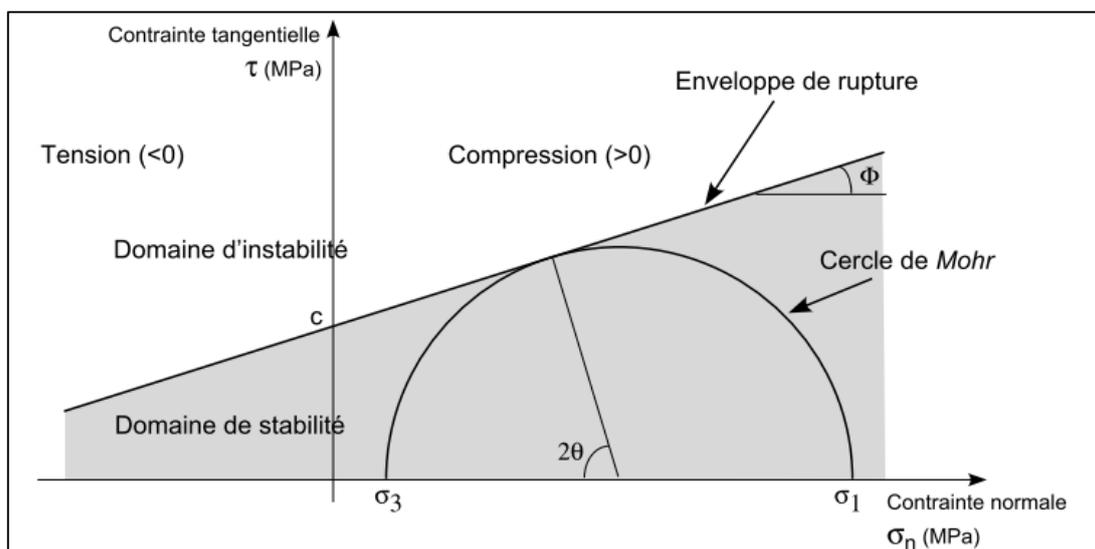


Figure 41. Représentation graphique du critère de rupture de Mohr-Coulomb (Macé, 2006)

3.1.3 Comportement des discontinuités

Après avoir étudié le comportement de la roche intacte, il faut aussi étudier le comportement des discontinuités qui traversent cette roche. Selon Chalhoub (2006), « La discontinuité est toute interruption physique de la matrice rocheuse. Elles englobent tous les autres termes tels que les fractures, les joints, les contacts géologiques, les diaclases, les failles, les clivages, les plans de stratification, de litage, de foliation et de schistosité, etc. Les caractéristiques mécaniques d'une discontinuité dépendent de sa morphologie de son matériau de remplissage ».

a. Caractéristiques géométriques et morphologiques d'une discontinuité

La détermination des caractéristiques géométriques et morphologiques d'une discontinuité est une étape très importante dans le processus de l'analyse de la stabilité du massif rocheux.

Pour faire cette caractérisation, il faut tout d'abord déterminer les paramètres illustrés dans le diagramme de Wyllie et Mah (2004) (Figure 42).

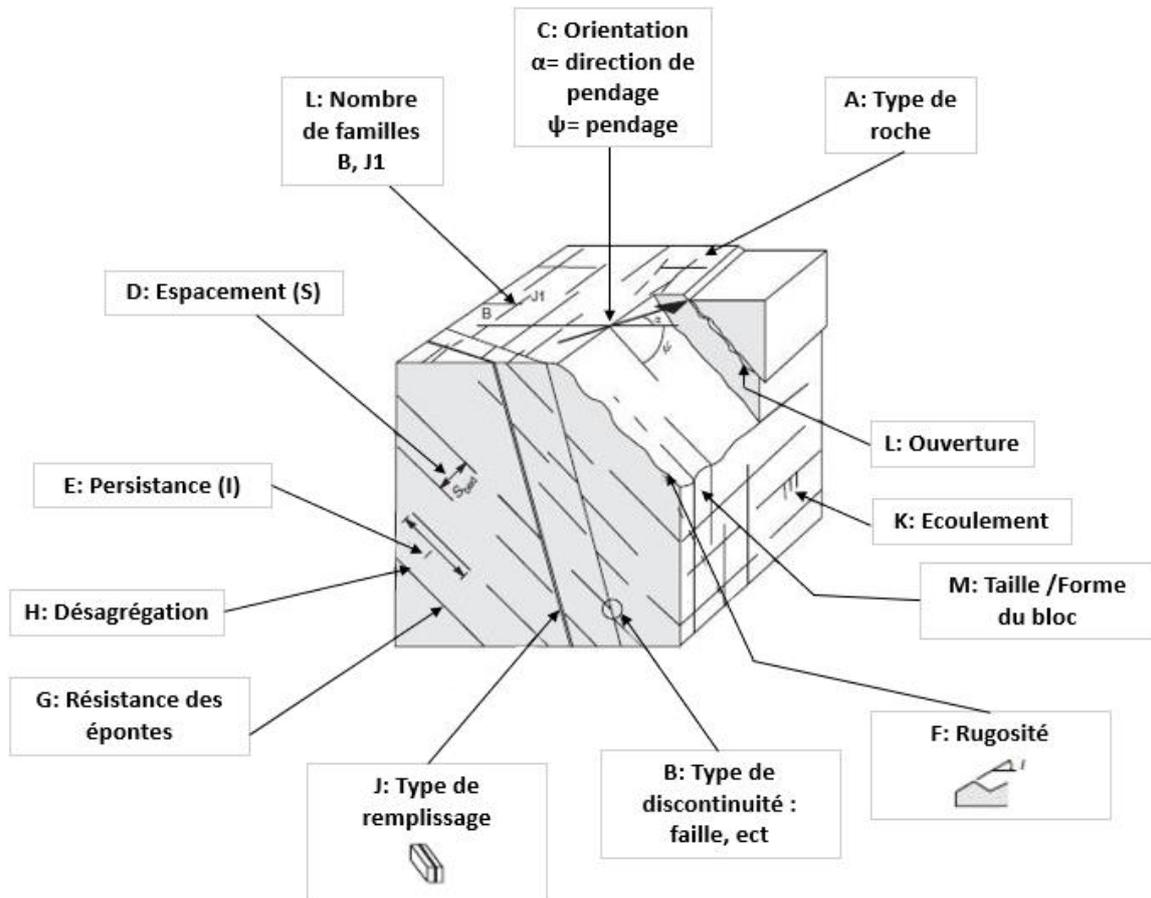


Figure 42. Paramètres qui caractérisent les discontinuités dans le massif rocheux, (modifié d'après Wyllie et Mah, 2004)

Les principales caractéristiques utilisées pour caractériser les discontinuités, on trouve :

- Nature de la roche :
- Type discontinuité :
- Rugosité :
- L'extension ou persistance :
- L'ouverture :
- L'espacement :
- Degré d'altération :
- Type de remplissage :
- Morphologie et l'allure de la discontinuité :

- Les coordonnées de discontinuité : sont représentées par le pendage et la direction de pendage du plan porteur de la discontinuité.

Dans l'ingénierie minière, la description de la fracturation est faite généralement sur les parements des galeries souterraines, sur l'affleurement d'un massif rocheux à la surface, ou sur des carottes issues des sondages géotechniques orientés.

Après la description des discontinuités, on passe à leur regroupement par familles en fonction de l'orientation suite à l'application de la projection stéréographique qui sera détaillée davantage dans le chapitre IV. Ensuite, la deuxième étape consiste à faire une analyse statistique pour déterminer la valeur moyenne de chaque paramètre (ouverture, espacement, type de remplissage, ...) pour chaque famille.

b. Caractérisation mécanique d'une discontinuité

Pour mettre en place une solution technique adéquate qui répond au besoin d'une instabilité ou d'un dimensionnement dans l'ingénierie minière, nous avons besoin de déterminer les propriétés mécaniques des discontinuités. Cette détermination est obtenue par des essais mécaniques réalisés au laboratoire comme essai de cisaillement sur joint.

Cet essai consiste à appliquer une contrainte de cisaillement τ sur la carotte avec ou sans application d'une contrainte normale σ_n tout en enregistrant pendant l'essai les déplacements liés au demi carotte dans le sens du cisaillement et dans le sens orthogonal (Gasc-Barbier et Guittard, 2009). La Figure 43 illustre le principe et les résultats attendus de cet essai.

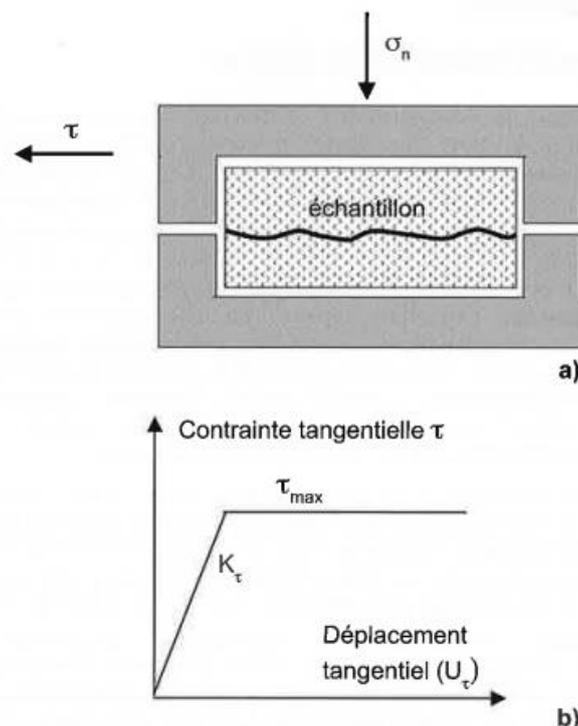


Figure 43. Principe de l'essai de cisaillement sur joint. (a) : vue en coupe de la carotte (b) : résultat de l'essai sous forme de courbe contrainte déformation (Gasc-Barbier Et Guittard, 2009)

Grace à cet essai, on peut déterminer la cohésion C et l'angle frottement ϕ de la discontinuité qu'on peut projeter sur le graphe de critère de Mohr-Coulomb pour décrire la rupture d'une discontinuité. La qualité et les résultats de cet essai sont liés à plusieurs paramètres comme la nature du remplissage, le degré d'humidité et d'altération, la rugosité, les aspérités et les irrégularité, ... (Chalhoub, 2006).

3.1.4 Conclusion

Dans ce chapitre, nous avons présenté les éléments nécessaires pour réaliser une caractérisation géomécanique et mécanique du massif rocheux. Cette caractérisation est la première étape à réaliser dans l'ingénierie minière pour mener une étude de conception minière, dimensionnement de soutènement ou d'une étude de stabilité soit en souterraine ou à ciel ouvert.

3.2 Caractérisation et classification du massif rocheux

La classification géomécanique du massif rocheux consiste à attribuer un indice au massif rocheux suite à une caractérisation basée sur des données récoltées sur le terrain et sur les résultats des essais mécaniques du laboratoire comme nous l'avons vu dans le premier chapitre. Cette notation décrit la qualité du massif rocheux par une série de termes qui varie d'une mauvaise qualité à une très bonne qualité.

Dans la littérature, on trouve plusieurs systèmes de classification qui ont été développés pour l'ingénierie minière. Plusieurs auteurs comme Palmström (1995), Cosar (2004) et Hussian et al., (2020) ont synthétisé les différents systèmes de classification les plus utilisés dans la mécanique des roches (Tableau 8). Ces systèmes de classification utilisent des paramètres qui se différencient d'une méthode à une autre. Le Tableau 9 présente l'ensemble des paramètres qui interviennent dans chaque système de classification (Edelbro, 2003).

Tableau 8. Principaux systèmes de classification et caractérisation des massifs rocheux

Méthode de classification	Domaine d'applications	Proposé par
Rock load	Tunnels with steel support	Terzaghi, 1946
Stand-up time	Tunneling	Lauffer, 1958
Rock quality designation (RQD)	Tunneling	Deere, 1963 Deere et Miller, 1966
Rock structure rating (RSR)	Tunneling	Wickham et al., 1972
Rock mass rating (RMR)	Tunnels, mines, slopes	Bieniawski, 1973, 1989
Tunneling quality index (Q)	Tunnels, mines, foundations	Barton et al., 1974
New Austrian tunneling method (NATM)	Tunneling	Pacher et Rabcewicz, 1974
Size strength classification	Tunneling	Franklin, 1975
Basic geotechnical classification (BGC)	General	ISRM, 1981
Rock mass strength (RMS)	Metal mining	Stille et Groth, 1982
Unified rock mass classification system (URCS)	General	Williamson et Kuhn, 1984
Communication Weakening Coefficient System (WCS)	Coal mining	Singh et al., 1986
Rock Mass Number (N)	Mining	Jethwa et Paithankar, 1995
Rock mass index (RMI)	Tunneling	Palmström, 1996
Modified Rock Mass Rating (M-RMR)	Mining	Ünal, 1996
Geological strength index (GSI)	All underground excavations	Hoek et Kaiser, 1997
Rock tunneling quality index by TBM excavation (Q TBM)	TBM tunnels	Barton, 1999
Q-System modified for UCS (Qc)	Tunnels, mines, foundations	Barton, 2002
Continuous rock mass rating (CRM)	General	Sen et Bahaeldin, 2003
Rock mass excitability (RME)	TBM tunnels	Bieniawski et al., 2006
Rock mass quality rating (RMQR)	General	Aydan et al., 2015
Modification of the rock mass rating system (rock Bolt Supporting factor (RSF))	Tunneling and underground excavations	Mohammadi et Hossaini, 2017
Anisotropic rock mass rating (ARMR)	Tunneling and general	Saroglou et al., 2019

Tableau 9. Principaux paramètres qui interviennent dans chaque système de classification (modifié d'après Edelbro, 2003)

Paramètres	RMR	RMS	Q	MRMR	GSI	N (RCR)	Rmi
Résistance à la compression simple	x	x	x	x	x	x	x
Orientations des joints formant de bloc	-	-	-	-	-	-	x
Nombre de famille de joint	-	x	x	-	-	x	x
Longueur des joints	-	-	-	-	-	-	x
Espacement des joints	x	x	x	x	x	x	x
Résistance des joints	x	x	x	x	x	x	x
Taille de bloc	-	-	-	-	-	x	-
Type de roche	-	-	-	-	-	-	-
Etat de contraintes	-	-	x	x	-	-	-
Présence d'eau	x	x	x	x		x	
Effet de tir	-	-	-	x	-	-	-

Dans ce qui suit, on va détailler les trois systèmes de classification qui sont souvent utilisés dans l'ingénierie minière tels que : Rock Mass Rating (RMR), Q-system et GSI.

3.2.1. System de classification: Q-system (Rock Tunneling Quality Index)

Le système de classification Q-system (Q) est développé en 1974 par Barton et al., (1974) pour dimensionner le soutènement des tunnels. Ce système utilise six paramètres pour déterminer la qualité du massif rocheux. L'évaluation de la qualité du massif rocheux est évaluée par l'indice Q qui varie de 0.001 pour un massif de très mauvaise qualité jusqu'au 1000 pour un massif de très bonne qualité (Tableau 10). Cet indice est calculé à partir de l'équation suivante.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF} \quad (11)$$

Avec :

- RQD (Rock quality Designation), mesure l'intensité de la fracturation à partir des carottes de sondage (Deer, 1964).
- Jn (Joint set number) représente le nombre de familles de discontinuités prélevées sur le terrain ;
- Jr (Joint roughness number) représente la rugosité des épontes des discontinuités la plus défavorable en termes d'orientation ;
- Ja (Joint alteration number) caractérise l'état d'altération des discontinuités ;
- Jw (Joint water reduction) est un facteur de réduction dû à la présence de l'eau dans les joints ;
- SRF (Stress Reduction Factor) est un facteur de réduction des contraintes dans le massif rocheux.

Le détail de ces paramètres et la méthodologie de leur estimation sont décrits dans le bouquin « Using the Q-system, Rock mass classification and support desig).

Tableau 10. Echelle d'évaluation de l'indice Q

Valeur de l'indice Q	Qualité du massif rocheux
400- 1000	Exceptionnellement bon
100- 400	Extrêmement bon
40- 100	Très bon
10- 40	Bon
4- 10	Moyen
1- 4	Mauvais
0.1- 1	Très mauvais
0.01- 0.1	Extrêmement mauvais
0.001- 0.01	Exceptionnellement mauvais

Selon Barton et al., (1974), le premier rapport (RQD/Jn) représente une mesure approximative de la taille des blocs du massif rocheux, le deuxième rapport (Jr/Ja) indique la qualité et le

degré d'altération des discontinuités et représente aussi une mesure qualitative de la résistance au cisaillement des discontinuités et le dernier rapport (J_w/SRF) est un facteur de réduction lié à la présence d'eau et l'état des contraintes dans le massif rocheux. L'application et l'utilisation de l'index Q seront détaillées dans le chapitre qui suivra.

3.2.2. System de classification: Rock Mass Rating System

Le system de classification Rock Mass Rating (RMR) est développé en 1973 par Bieniawski (1973) dans les mines sud-africaines pour évaluer et déterminer leurs exigences de stabilité et de soutènement (Bieniawski, 1973). Bieniawski a synthétisé dans la Figure 44, les différents paramètres utilisés pour estimer l'indice RMR (Bieniawski, 1973). Cet indice a subi plusieurs modifications en 1974, 1975, 1976, 1979 et 1989. Les différents paramètres impliqués dans chaque version de RMR, sont illustrés dans le Tableau 11 d'après Milne et al., (1998).

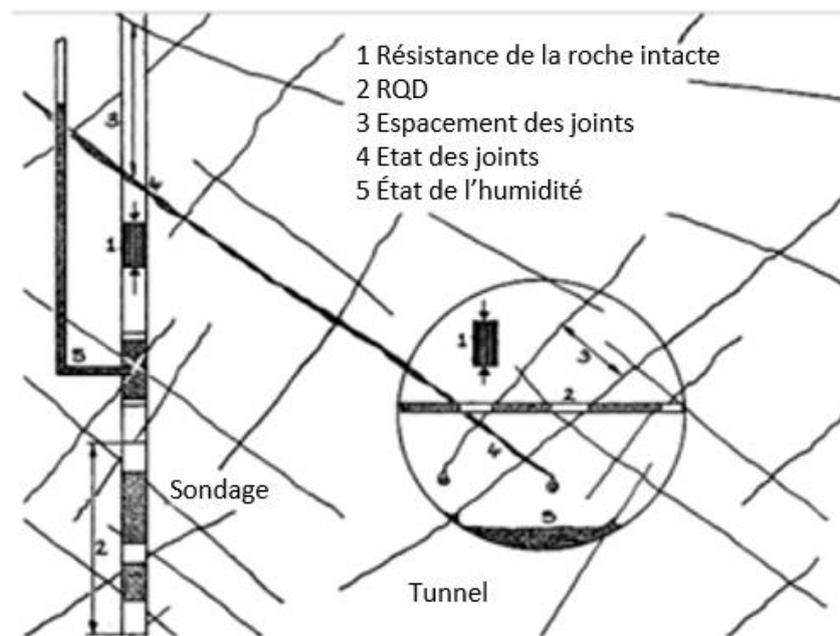


Figure 44. Les différents paramètres utilisés dans l'estimation de l'indice RMR (modifié d'après Bieniawski, 1973)

Tableau 11. Les différents paramètres impliqués dans chaque version de RMR d'après (modifié d'après Milne et al., 1998)

Paramètres	Année				
	1973	1974	1975	1976	1989
Résistance de la roche	10	10	15	15	15
RQD	16	20	20	20	20
Espacement des discontinuités	30	30	30	30	20

Paramètres	Année				
	1973	1974	1975	1976	1989
Ouverture des joints	5	-	-	-	-
Continuité des joints	5	-	-	-	-
Altération	9	-	-	-	-
État des joints	-	15	30	25	30
État de l'humidité	10	10	10	10	15
Direction et pendage des joints	-	15	-	-	-
Direction et pendage de l'excavation	3-45	-	0-12	0-12	0-12

L'indice de RMR le plus utilisé dans l'ingénierie minière est la version de 1989 (RMR₈₉) (Bieniawski, 1989). Cette version est la somme des notes de six paramètres allant de : A1 à A6. Ces paramètres sont définis comme suit :

- A1 : UCS (Uniaxial Compressive Strength of Intact Rock) : représente la résistance à la compression simple de la roche intacte et est obtenue généralement par un essai mécanique au laboratoire. Avec une notation qui varie de 0 à 15 ;
- A2 : RQD (Rock Quality Designation) : il mesure l'intensité de la fracturation dans le massif rocheux des carottes de sondage. La note de ce paramètre varie de 3 à 20 ;
- A3 (Discontinuity spacing) : représente l'espacement des familles des discontinuités. Avec une notation qui varie de 5 à 20 ;
- A4 (Condition of discontinuity surfaces) : cet indice caractérise l'extension, l'ouverture, la rugosité, le type du remplissage et l'altération des épontes des discontinuités, avec une notation qui varie de 0 à 30 ;
- A5 (Groundwater conditions) : Il indique l'état d'humidité au niveau des discontinuités. La note de ce paramètre varie de 0 à 15.
- A6 (Adjustement for joint orientation) : c'est un paramètre de réduction qui tient compte de l'orientation de l'ouvrage souterrain et du pendage des discontinuités.

L'évaluation de RMR₈₉ est donnée par l'équation suivante :

$$\text{RMR } 89 = A1 + A2 + A3 + A4 + A5 + A6 \quad (12)$$

Suite à la note attribuée à chaque paramètre, la qualité du massif rocheux se répartit alors en cinq classes en allant de 0 pour un massif de mauvaise qualité à 100 pour un massif de très bonne qualité (Tableau 12).

Tableau 12. Les différentes classes de RMR89 d'après (Bieniawski, 1989)

Notation	81-100	80-60	60-41	40-21	<21
Nombre de classe	I	II	III	IV	V
Description	Très bon	Bonne	Moyenne	Médiocre	Mauvaise

3.2.3. System de classification: Geological Strength Index

En 1995, Hoek et al., (1995) a proposé le system de classification Geological Strength Index (GSI) (Hoek et al., 1995). GSI est une méthode visuelle simple de quantification du massif rocheux dans différentes conditions géologiques. Cet indice a été modifié par plusieurs auteurs (Sonmez et Ulusay, 1999 ; Hoek et al., 1998 ; Hoek et Marinos, 2000 ; Marinos et Hoek, 2000 ; Marinos et Hoek, 2001 ; Cai et al., 2004 ; Hoek et al., 2005 ; Marinos et al., 2005 ; Marinos, 2019 ; Marinos et Carter, 2018).

L'estimation de la valeur du GSI est obtenue sur un diagramme avec une description de la qualité des du massif rocheux dans l'axe horizontal, et une description du blockométré du massif rocheux sur l'axe vertical (Figure 45). Ces valeurs classent le massif rocheux en cinq classes allant de très bonne qualité à très mauvaise qualité.

L'indice GSI est un paramètre essentiel dans l'estimation des paramètres géomécaniques et mécaniques du massif rocheux utilisés comme des inputs lors d'une modélisation numérique dans l'ingénierie minière.

La détermination des paramètres géotechniques du massif rocheux à partir de cet indice est donnée par les équations suivantes (Hoek et al., 1995) :

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(mb \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (13)$$

$$mb = m_i \exp \left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D} \right) \quad (14)$$

$$s = \exp \left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D} \right) \quad (15)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}} \right) \quad (16)$$

Avec :

σ_1 : Contrainte principale majeure ;

σ_3 : Contrainte principale mineure ;

σ_{ci} : Résistance uni axiale en compression simple de la roche intacte ;

m_i : Paramètre lié à la nature de la roche intacte ;

mb : Constante de Hoek-Brown du massif rocheux dépend de la nature de la roche intacte et le degré de fracturation du massif rocheux;

s et a sont des constantes liées à l'intensité de la fracturation du massif rocheux ;

D : Paramètre dépend de la qualité du minage.

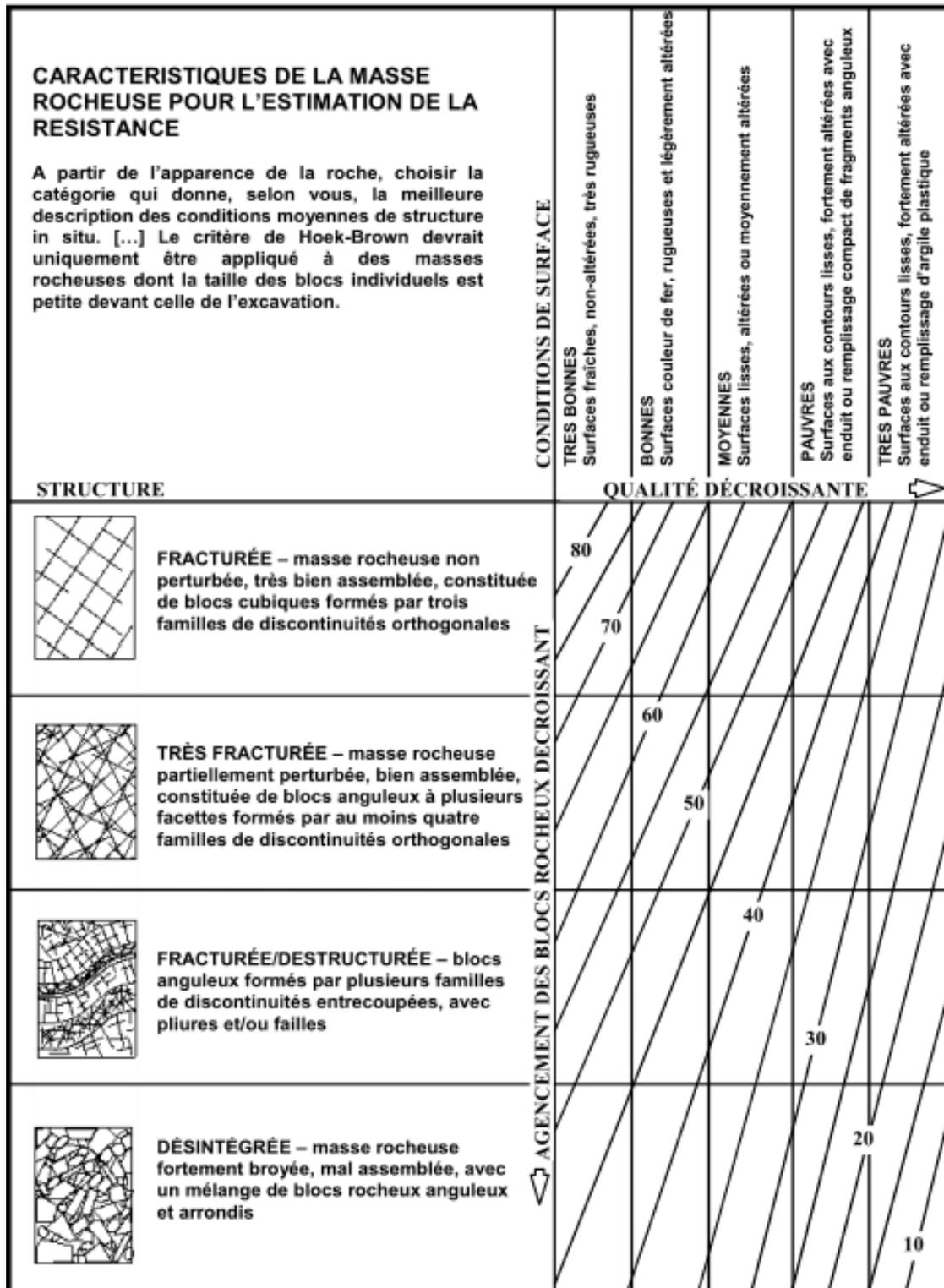


Figure 45. Diagramme basique d'estimation de l'indice GSI (d'après Hoek, 1998 in Robert-Martel, 2016)

3.2.4. Corrélation entre les différents systèmes de classification du massif rocheux

En raison de l'utilisation courante des trois systèmes de classification du massif rocheux développés précédemment dans l'ingénierie minière, un certain nombre de corrélations ont été développées par un certain nombre d'auteurs pour relier les valeurs du massif rocheux estimées par l'indice RMR et de l'indice Q d'une part avec GSI d'autre part (Tableau 13).

Tableau 13. Les différentes corrélations existantes entre les différents systèmes de classification du massif rocheux

Formule de Corrélation	N° d'équation	Proposée par
$RMR_{89} = GSI + 5$	17	Hoek et Brown, 1997
$RMR_{89} = 2.38GSI - 54.93$	18	Coşar, 2004
$RMR_{89} = 20 \ln (GSI/6)$	19	Osgoui et Ünal, 2005
$RMR_{89} = 1.35GSI - 16.40$	20	Irvani et al., 2013
$RMR_{89} = 1.36GSI + 5.90$	21	Singh et Tamrakar, 2013
$RMR_{89} = 1.01GSI + 4.95$	22	Ali et al., 2014
$RMR_{89} = 0.584GSI + 0.449UCS^{0.65} + 21.027$ (UCS > 74.87 MPa)	23	Zhang et al., 2019
$RMR_{89} = 0.584GSI + 0.449UCS^{0.65} + 0.163UCS + 9.077$ (UCS < 74.87 MPa)	24	Zhang et al., 2019
$RMR = 9 \ln Q + 44$	25	Bieniawski, 1984
$RMR = 5.9 \ln Q + 43$	26	Rutledge et Perston, 1978
$RMR = 5.4 \ln Q + 55.2$	27	Moreno-Tallon, 1980
$RMR = 5 \ln Q + 60.8$	28	Cameron-Clarke et Budavari, 1981
$RMR = 10.5 \ln Q + 41.8$	29	Abad et al., 1984
$RMR = 42.87Q^{0.162}$	30	Laderian et Abaspoor, 2011

3.2.5. Conclusion

L'indice Q, RMR et Q sont faciles à appliquer dans l'ingénierie minière, en se basant sur des paramètres mesurés sur le terrain et dans le laboratoire afin de déterminer la qualité du massif rocheux.

Vu que ces systèmes de classification présentent des limites, il faut donc les appliquer avec précaution et il ne faut pas se limiter à un seul système de classification.

Chapitre II : Sélection de la méthode d'exploitation optimale pour exploiter les gisements à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité

1. Introduction

Le but principal de ce chapitre est de choisir la méthode d'exploitation optimale pour des gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité en utilisant l'outil UBC. La méthode d'exploitation optimale selon cet outil, comme il a été expliqué dans le chapitre II, est la méthode d'exploitation minière qui présente la valeur la plus élevée dans le tableau de classement de différentes méthodes intégrées dans sa base de données.

2. Déterminations des éléments d'entrées pour les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité

2.1. Les caractéristiques géologiques

Les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité se caractérisent par une variation au niveau de : la géométrie, le pendage, la direction et la puissance lorsqu'ils ont une puissance de la minéralisation moins de 3m (Dominy et al., 1999), et présentent aussi des caractéristiques géologiques, parfois très complexes, souvent irrégulières et erratiques (Paraszczak, 2016).

Dans le cadre de cette thèse, nous avons supposé que le gisement étudié présente des caractéristiques géologiques et géométriques très défavorables. Les éléments d'entrées "Input Parameters" introduit au niveau de l'outil UBC pour déterminer la méthode d'exploitation optimale à utiliser pour exploiter les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité sont résumées dans le Tableau 14.

Tableau 14- Les différentes caractéristiques géologiques et géomorphologiques supposées pour le gisement étudié

Zone	Critère	Description
Minéralisation	Forme du gisement	Irrégulier
	Continuité du gisement	Erratique
	Puissance de la minéralisation	3m
	Pendage de la minéralisation	45°
	Profondeur	>600m

2.2. Les caractéristiques géotechniques

Les paramètres géotechniques du massif rocheux de mauvaise qualité retenus sont ceux correspondant aux roches pélitiques disponibles au niveau de la base de données du logiciel ORMAS V1.0 : Online Rock Mass Strength (Mikola, 2019). ORMAS est un logiciel gratuit en ligne qui utilise le critère de rupture de Hoek-Brown (voir le paragraphe e dans la section 3.1.1 Critère de rupture de Hoek-Brown, chapitre I) pour déterminer les paramètres géotechniques ainsi que l'enveloppe de rupture des massifs rocheux sous forme d'un rapport (voir l'annexe 3) tels que :

- Les constantes m_b , s et a de critère de rupture de Hoek-Brown ;
- Les paramètres de critère de rupture de Mohr-Coulomb tels que : l'angle de frottement ϕ et la cohésion C ;
- Les paramètres de résistance du massif rocheux, comme la résistance à la compression simple (σ_{gc}), la résistance à la traction (σ_{gt}) et le modèle de déformation (E_{rm}).

Pour déterminer les paramètres géotechniques du massif rocheux à l'aide du logiciel ORMAS V1.0, nous avons appliqué les instructions qui sont indiquées dans son tutoriel (voir l'annexe 3). Ces instructions consistent à déterminer les paramètres d'entrées "Input Parameters" qui sont matérialisés par les données géotechniques de la roche intacte et le domaine d'application. Les différents paramètres utilisés sont comme suit :

- Le système d'unité mégapascals (MPa) pour les contraintes dans la boîte de dialogue « Unit » ;
- La valeur de la résistance à la compression simple (σ_{gci}) qui correspond à la roche intacte type pélite à partir de la base de données intégrée dans le logiciel ORMAS V1.0 ;
- La valeur de l'indice GSI qui correspond à la roche type pélite, toute en utilisant la souris pour choisir cette valeur à partir du diagramme d'estimation de l'indice GSI proposée par le logiciel ORMAS V1.0 ;
- La valeur de la constante « m_i » qui correspond à la roche type pélite à partir de la base de données intégrée dans le logiciel ORMAS V1.0, avec « m_i » est un paramètre lié à la nature de la roche ;
- La valeur du paramètre D qui correspond à la nature du dommage attendu à partir du tableau intégré dans le logiciel ORMAS V1.0, avec D est un facteur qui dépend du degré de perturbation dû aux dommages causés par l'explosion et à la relaxation des contraintes ;
- La valeur du modèle d'élasticité (E_i) qui correspond à la roche type pélite à partir de la base de données intégrée dans le logiciel ORMAS V1.0 ;
- Le domaine d'application à utiliser à partir de la base de données intégrée dans le logiciel ORMAS V1.0 ;

- La densité qui correspond à la roche type pélite.

La deuxième partie du Tableau 15 résume les différents paramètres géotechniques du massif rocheux de mauvaise qualité obtenus à partir de la simulation à l'aide du logiciel ORMAS V1.0, tout en utilisant les données géotechniques de la roche intacte des pélites qui sont indiquées dans la première partie du tableau comme "Input Parameters" (Tableau 15).

Pour choisir la méthode d'exploitation optimale pour des gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité en utilisant l'outil UBC, il est nécessaire de déterminer la valeur des deux autres paramètres géotechniques tels que le paramètre RMR (Rock Mass Rating) et le paramètre RSS (Rock substance strength) qui sera détaillée dans ce qui suit.

Tableau 15- Les différents paramètres d'entrées "Input Parameters" utilisés dans ORMAS V1.0 et les résultats obtenus

Paramètre	Description	Symbol	Value	Unit
Paramètres d'entrées "Input Parameters"	Données géotechniques de la roche intact			
	La densité de la roche	δ	2600	Kg/m ³
	La résistance à la compression simple de la roche intacte	σ_{ci}	25	MPa
	La constante du massif rocheux de Hoek-Brown	m_i	6	-
	L'indice de GSI	GSI	33	-
	Le modèle d'élasticité	E_i	5000	MPa
	Le facteur de perturbation	D	0	-
	La profondeur	H	600	m
Résultats "Output"	Paramètres de rupture de Mohr-Coulomb			
	L'angle de frottement	ϕ'	21.22	°
	La cohésion	c'	0.7997	Mpa
	Paramètres de rupture de Hoek-Brown			
	Constante dépend de la qualité de la roche intacte	m_b	0.5482	-
	Constantes dépendent de l'état et l'intensité de fracturation dans le massif rocheux	s	0.0006	-
		a	0.5183	-
	Paramètres de rupture du massif rocheux			
	Résistance en compression du massif rocheux (σ_{cm})	σ_{cm}	0.5277	Mpa
	Résistance à la traction du massif rocheux (σ_{tm})	σ_{tm}	-0.027	Mpa
	Module de déformation du massif rocheux (E_m)	E_m	496	Mpa

- Paramètre RMR

Le paramètre RMR (Rock Mass Rating) développé par Bieniawski (détaillé dans la section : Système de classification : Rock Mass Rating System du chapitre 3) repose sur la pondération de six paramètres qui correspondent à la résistance à la compression uni-axiale, au RQD, à l'espacement des discontinuités, à la nature des joints, aux conditions hydrogéologiques et à l'orientation des discontinuités. Des relations de corrélation ont été aussi développées par un certain nombre d'auteurs pour relier les valeurs du massif rocheux estimées par l'indice RMR et de l'indice Q d'une part avec l'indice GSI d'autre part (Tableau 13).

L'équation 21 mentionnée dans le Tableau 13, présente la formule de corrélation qui permet de calculer la valeur de l'indice RMR du massif rocheux à partir de la valeur de l'indice GSI qui 'a été déterminé précédemment à l'aide du logiciel ORMAS V1.0. Les résultats obtenus sont donnés dans le Tableau 16 pour l'ensemble du massif rocheux qui comporte la minéralisation et la roche encaissante.

Tableau 16- La valeur de l'indice de RMR calculée à partir de l'indice GSI

Description	Symbole	Valeur	Unité
Indice de GSI	GSI	33	-
Formule de corrélation utilisée	$RMR_{89} = 1.36GSI + 5.90$ (21)		
Rock mass rating	RMR_{89}	50.78	-

- Paramètre RSS

Le paramètre RSS « Rock substance strength » est un paramètre qui cible spécifiquement les méthodes d'exploitation minière souterraine. Les valeurs RSS sont obtenues à partir de la résistance à la compression simple de la roche intacte (σ_{ci}) et de la contrainte principale majeure qui affecte le gisement. En raison de l'absence de mesure de contrainte in situ, la contrainte verticale (σ_v) liée au confinement litho-stratigraphique a été considérée comme la contrainte principale majeure, elle est calculée à partir de la profondeur (H) du gisement et la densité (δ) du massif rocheux. L'équation 32 et 33 décrivent respectivement la formule de calcul du paramètre RSS selon Miller et al., (1995) et la contrainte verticale (σ_v) selon Sheorey (1994).

Dans notre étude, nous avons estimé le paramètre RSS pour le cas d'une excavation située à une profondeur de 600m et creusée dans une roche qui présente une densité de 2.6t/m³. Le Tableau 17 présente la valeur estimée du paramètre RSS utilisée dans cette simulation.

$$RSS = \sigma_{ci}/\sigma_v \quad (31)$$

$$\sigma_v = \delta H \quad (32)$$

Tableau 17- La valeur de l'indice de RSS

Description	Symbole	Valeur	Unité
Densité	δ	2600	kg/m ³
Pesanteur terrestre	g	10	N/Kg
Profondeur du gisement	H	600	m
Contrainte verticale	σ_v	15.60	MPa
Résistance à la compression simple de la roche intacte	σ_{ci}	25	MPa
Rock substance strength	RSS	1.60	-

3. Sélection de la méthode d'exploitation optimale à l'aide de l'outil UBC pour les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité

Au cours des dernières années, plusieurs outils informatiques ont été développés à savoir : « UBC Mining Method Selector » implémenté sur Excel par Breadner (1999), l'outil en ligne EduMine développé par EduMine (2019) et l'outil « MINING METHOD STUDIO » développé par Mining Studio (2019).

La simulation a été réalisée à l'aide de l'outil « MINING METHOD STUDIO ». Les différentes étapes de l'utilisation de cet outil sont comme suit :

- Pour commencer et après l'ouverture de l'application, on sélectionne dans le ruban l'onglet « DATOS », comme il a été indiqué dans la Figure 46) ;
- Introduire les données géologiques qui sont présentées dans le Tableau 14 dans la zone « CARACTERÍSTICAS DEL DEPÓSITO MINERAL » ;
- Introduire les données de l'indice RMR de la structure minéralisée et les épontes du gisement qui sont présentées dans le Tableau 16 dans la zone « ROCK MASS RATING » ;
- Introduire les données de l'indice RSR de la structure minéralisée et les épontes du gisement qui sont présentées dans le Tableau 17 dans la zone « RESISTENCIA DE LA MATRIZ ROCOSA ».



Figure 46- L'onglet « DATOS » de l'outil mining method studio (Mining Studio, 2019)

Après l'introduction des paramètres géologiques, géométriques et géotechniques proposés pour les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité (voir le tableau 14, 16 et 17), les résultats sont calculés automatiquement en se basant sur l'algorithme UBC. Ils sont représentés sous forme d'un tableau (Tableau 18) et sous forme d'un diagramme (Figure 47).

La première partie du tableau résume l'ensemble des données géologiques et géotechniques utilisées comme "Input Parameters", alors que sa deuxième partie présente les différentes méthodes d'exploitation intégrées dans la base de données de l'outil « MINING METHOD STUDIO » par ordre croissant tout en commençant par la méthode qui a obtenu la note la plus élevée (Tableau 18).

Tableau 18- Tableau de résultats obtenus à l'aide de l'outil de « MINING METHOD STUDIO »

RESULTADOS		
Ubicación :		
Realizado por :		
CARACTERÍSTICAS DE DEPÓSITO MINERAL		
Forma	: Irregular	
Distribución de leyes	: Errático	
Potencia	: Angosto	3 m
Inclinación	: Intermedio	45 °
Profundidad	: Profundo	600.01 m
ROCK MASS RATING		
Caja techo	: Roca regular	51 %
Zona mineral	: Roca regular	51 %
Caja piso	: Roca regular	51 %
RESISTENCIA DE LA MATRIZ ROCOSA		
Caja techo	: Muy débil	1.6
Zona mineral	: Muy débil	1.6
Caja piso	: Muy débil	1.6
MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN DE MINAS	RANKING	
Corte y relleno		31
Entibación con cuadros		28
Cámaras por subniveles		17
Cámaras almacén		17
Fajas descendentes		17
Cámaras y pilares		13
Tajo abierto		-18
Hundimiento de bloques		-22
Tajeo largo		-23
Hundimiento por subniveles		-27

Le diagramme représenté par la Figure 47, illustre les résultats sous forme d'un histogramme en présentant aussi les méthodes d'exploitation par ordre croissant tout en commençant par la méthode qui a obtenu la note la plus élevée.

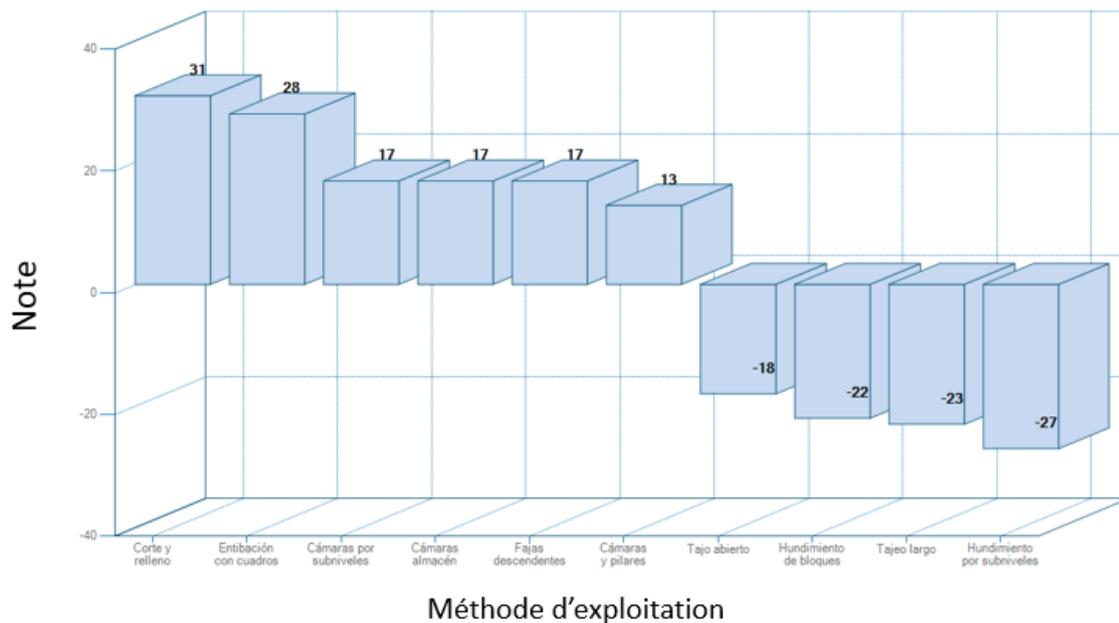


Figure 47- Diagramme de résultats obtenus à l'aide de l'outil de « MINING METHOD STUDIO »

L'application du processus de la sélection de la méthode d'exploitation optimale, comme elle a été présentée précédemment pour les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité, révèle que la méthode des tranches remblayées ou coupe et remblai « cut and fill » a obtenu la note la plus élevée dans le tableau de classement de différentes méthodes intégrées dans la base de données de l'outil « MINING METHOD STUDIO », ce qui indique qu'elle est la méthode la plus convenable pour exploiter d'une manière efficace les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité.

Chapitre III : Dimensionnement de la conception minière optimale pour les gisements à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité

1. Introduction

Le design minier et la conception des excavations minières sont la clé de la réussite de l'exploitation d'une mine souterraine (Ibishi et al., 2020). Une fois que le processus de la sélection de méthode d'exploitation convenable au gisement étudié est achevé, le processus de l'ingénierie minière peut démarrer pour déterminer les paramètres de la conception minière à utiliser dans le design minier.

La conception minière est une étape très importante et nécessaire dans l'ingénierie minière, car elle permet de déterminer les paramètres d'entrées « Input Parameters » pour plusieurs études à savoir :

- Analyse financière et étude de rentabilité du projet minier ;
- Etude de dimensionnement du soutènement à mettre en place dans les excavations souterraines pour les stabiliser contre les chutes de blocs ;
- Etude de dimensionnement du parc engins ;
- Planification minière à court terme et à long terme ;

Dans ce chapitre, l'objectif est de déterminer les paramètres de la conception minière pour les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité, tout en utilisant les méthodes empiriques et numériques.

2. Détermination des paramètres du design minier à l'aide des méthodes empiriques

Les méthodes empiriques sont souvent utilisées dans l'industrie minière (Pakalnis, 2015), comme la méthode de Q-System (NGI., 2015) et Rock mass rating (RMR) (Bieniawski, 1989), pour déterminer la géométrie stable de l'excavation minière et le soutènement nécessaire pour assurer la stabilité de cette excavation.

Dans ce paragraphe, nous présentons les principaux paramètres à dimensionner dans le design minier et dans la conception minière. La définition et le processus d'estimation de ces paramètres sont bien détaillés dans la section : 2.2.2. Méthodes empiriques, chapitre I. Dans ce qui suit, nous présentant les résultats de ces paramètres pour les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité.

2.1. Dimensionnement de la portée

Pour déterminer la portée critique de l'excavation minière « critical span curve », nous avons utilisé la combinaison des résultats de classification géomécaniques de benwinski (RMR) avec le graphe de stabilité de Wang (Wang et al., 2002).

L'estimation de la valeur de l'indice RMR est présentée dans le chapitre II (voir la section : 2.2. Les caractéristiques géotechniques, paramètre RMR). Cette estimation montre que la valeur de RMR pour les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité est de 51. La projection de cette valeur sur le graphe de Wang montre que l'excavation est située dans la zone stable pour une hauteur de 3m, alors qu'elle est située dans la zone de transition pour une hauteur variant de 3 à 12m, par contre cette excavation devient instable lorsque la hauteur dépasse 12m (Figure 48).

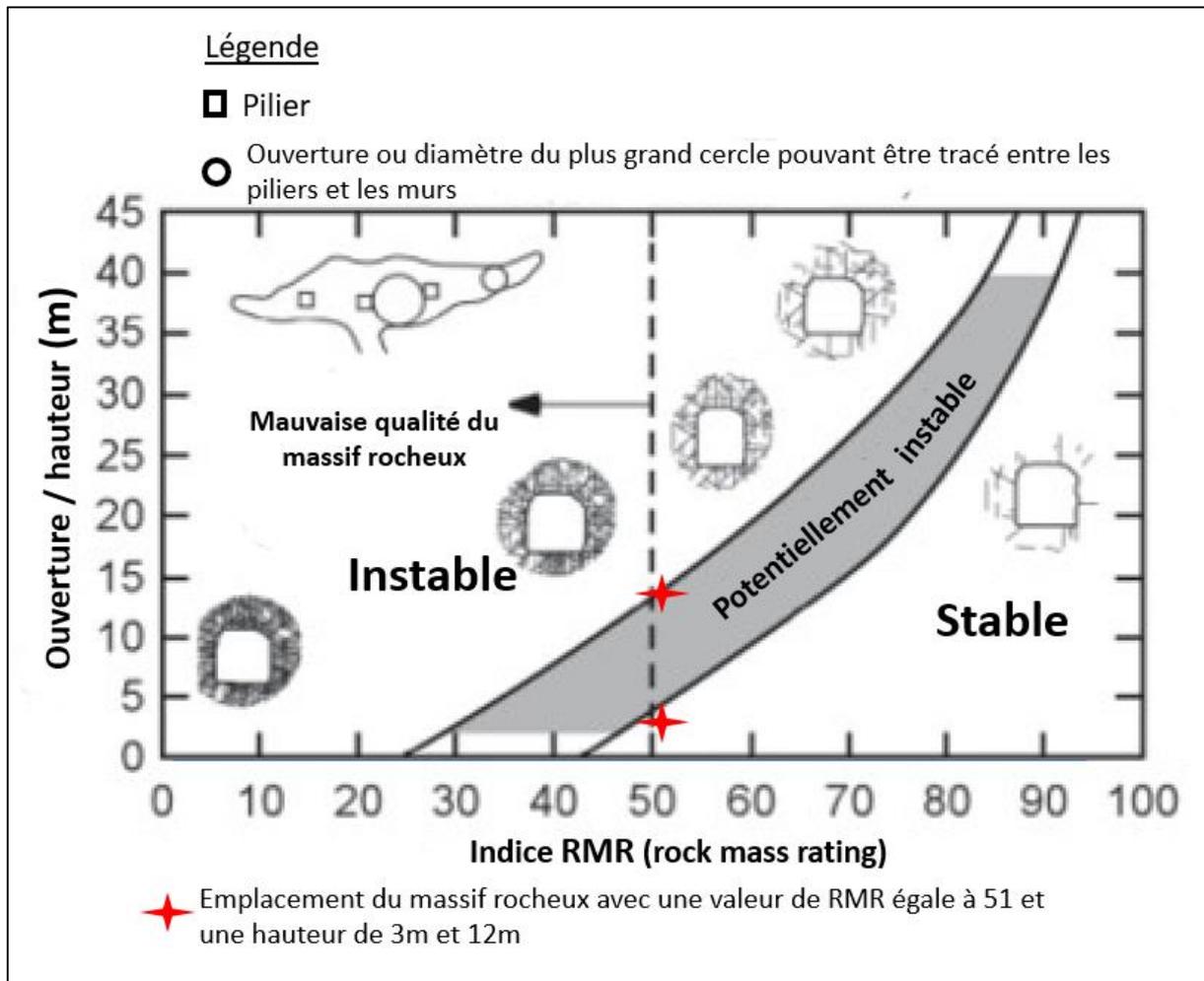


Figure 48- Etude de stabilité en utilisant le graphe de la portée critique de Wang (the updated critical span curve) (Wang et al., 2002)

La Figure 48, montre que les excavations souterraines pour ce type de gisement ne doivent pas dépasser 12m. Cependant, une ouverture de 3m peut être réalisée avec l'utilisation d'un soutènement léger juste pour stopper les chutes de blocs à cause de la gravité, par contre l'ouverture qui est limitée entre 3m et 12m doit être soutenue avec un soutènement lourd composé généralement du câblage et ou gunitage pour stopper les mouvements de la roche qui sont dus généralement à l'effet de contraintes.

2.2. Dimensionnement de l'Ouverture équivalente

L'ouverture équivalente « Equivalent Dimension » (De) est un paramètre qui est déterminé à partir de l'ouverture de l'excavation et le paramètre de sécurité ESR (excavation support ratio), selon l'équation 1 (voir la section : 2.2.2. Ouverture équivalente, chapitre I). Deux paramètres peuvent être contribués dans le choix de la valeur du paramètre ESR, le premier paramètre dépend de la durée de vie de l'excavation minière et le deuxième paramètre est lié au degré de sécurité souhaité à appliquer dans un projet minier (Palmstrom et Broch, 2006).

- Type d'excavation minière :

Dans l'industrie minière, les excavations souterraines sont classées en excavations temporaires comme les tailles d'abattages, et en excavations permanentes qui peuvent être matérialisées par des galeries d'infrastructures de développement comme : rampe, puits, cheminée d'aérage, cheminée de remblai...

- Les exigences de sécurités

Selon Palmstrom et Broch (2006), le degré de sécurité à appliquer dans un projet minier est différent d'un pays à un autre, d'une équipe de travail à une autre et aussi d'un contexte géologique à un autre.

Pour notre étude, nous avons utilisé la valeur ESR=1 pour garantir plus de sécurité et de stabilité à notre dimensionnement.

2.3. Dimensionnement du soutènement

La conception des éléments techniques comme la fréquence de l'utilisation, la longueur des boulons et leur espacement et le type de soutènement à utiliser pour soutenir et stabiliser les excavations minières, nécessitent la détermination de la valeur de l'indice Q (Q-system) et la portée équivalente. L'indice Q est développé en 1974 par Barton (voir la section : 3. Caractérisation et Classification du massif rocheux : Q-system (Rock Tunneling Quality Index), chapitre 1 pour plus de détail).

La simulation a été réalisée en adoptant une valeur de l'indice Q déterminée à l'aide de la formule de corrélation établie par Laderian et Abaspoor (2011) et qui est représentée par l'équation 30 (voir Tableau 13). Le Tableau 19 présente les résultats obtenus.

Tableau 19- La valeur de l'indice de Q calculée à partir de l'indice RMR

Description	Symbole	Valeur	Unité
Indice de RMR	RMR	50.78	-
Formule de corrélation utilisée	42.87Q^{0.162}		(30)
Q-system	Q	2.84	-

En projetant la valeur de l'indice Q indiqué dans le Tableau 19 et les valeurs de la portée équivalente déterminés dans la section précédente sur l'abaque de Grimstad et Barton (1993), il est possible de déterminer le soutènement nécessaire pour stabiliser les excavations minières qui sont creusées dans des roches de mauvaise qualité.

La Figure 49 préconise un soutènement de type boulonnage systématique « Systematic bolting » pour une ouverture de 3m et un soutènement de type boulonnage avec gunitage renforcé par des fibres métalliques « Fibre reinforced shotcrete and bolting » avec une épaisseur de 5 à 9cm de gunitage pour une ouverture varie de 3 à 12m. Le Tableau 20 résume les différents types de soutènement qui peuvent être utilisés pour stabiliser l'excavation pour les différentes hauteurs étudiées.

Tableau 20- Les différents types de soutènement préconisés pour es différentes hauteurs étudiées

Zone	Stable	Potentiellement instable	Instable
Ouverture / Hauteur (m)	<3	>3 et <12	>12
Type de soutènement	Boulonnage systématique	Boulonnage systématique avec béton projeté (gunitage) avec une épaisseur varie de (4 à 10cm) pour une ouverture <8m. Boulonnage systématique avec béton projeté (gunitage) avec renforcé par fibre métallique avec une épaisseur varie de (5-9cm) pour une ouverture >8m.	Boulonnage systématique avec béton projeté (gunitage) avec renforcé par fibre métallique avec une épaisseur varie de (9-12cm) pour une ouverture >12m

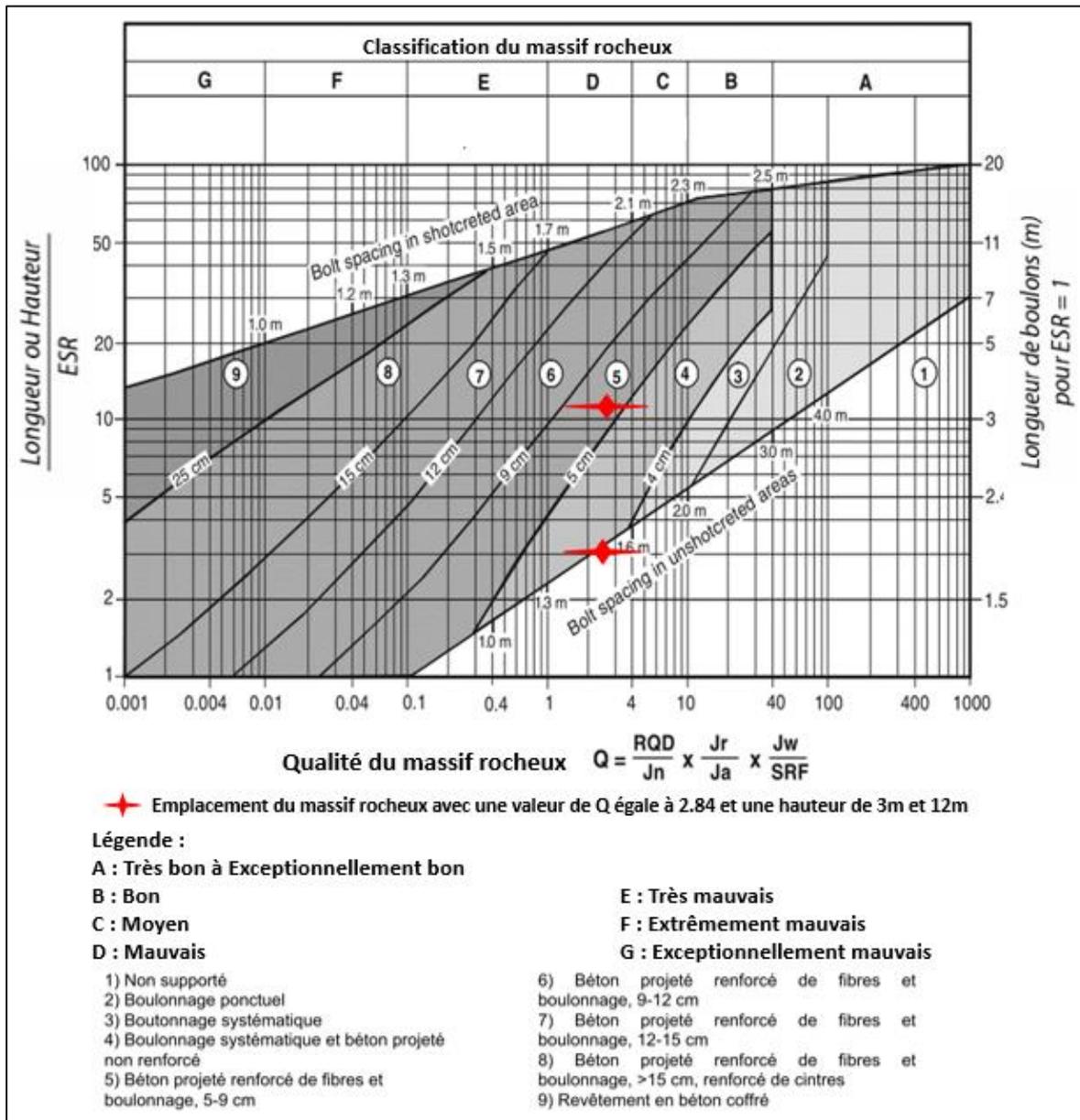


Figure 49- Dimensionnement du soutènement à l'aide de l'abaque de (Grimstad et Barton, 1993) pour des gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité

2.4. Dimensionnement du temps de repos

Le graphe de détermination du temps de repos (Stand-Up Time) pour que l'excavation reste stable sans mettre un soutènement a été développé par Bieniawski (1993) tout en utilisant la valeur de RMR et la portée critique de l'excavation minière. La Figure 50 illustre la courbe de conception du temps de repos où l'on peut voir pour une valeur de l'indice RMR de 51 et une portée de 3 m, le massif rocheux des gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité est située dans la zone stable avec une durée de vie de stabilité limitée à 33 jours. Alors que pour une valeur de l'indice RMR de 51 et une portée de 12 m, le massif rocheux des gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité est situé dans la zone stable avec une durée de vie de stabilité limitée à 2 jours.

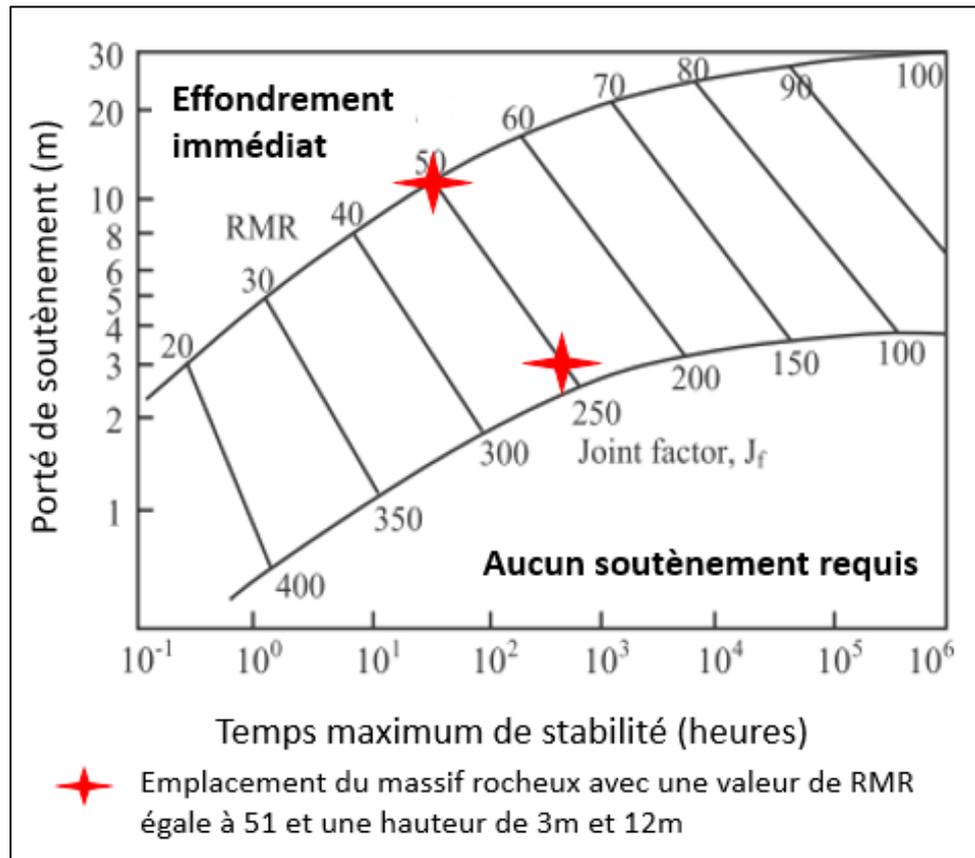


Figure 50- Estimation du temps de repos (Stand-Up Time) à l'aide de l'abaque de (Bieniawski, 1993) pour des gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité

Ces résultats montrent que le temps de repos et la durée de vie de stabilité d'un ouvrage souterrain dépend de la portée d'une excavation, plus les dimensions de l'excavation minière sont importantes plus le temps de stabilité est faible.

Selon Nguyen (2015), le temps de stabilité d'une excavation minière, est conditionné par plusieurs paramètres comme les caractéristiques mécaniques et géo-mécaniques du massif rocheux tels que la résistance à la compression, le module de déformation, état de contraintes in situ, pression d'eau/infiltration, système de joints et de discontinuités qui affecté le massif rocheux, et le mode d'extraction (abattage par forage et dynamitage, abattage mécanique, ou sous forme de gradin).

Le taux d'avancement dans l'extraction a une grande influence sur le temps de stabilité de l'excavation minière (Nguyen, 2015). Myer et al. (1981) a étudié la relation entre la taille d'un front de taille de tunnel, le taux d'excavation dans la roche friable (squeezing ground) et le temps de stabilité. Ils ont constaté que le temps de stabilité augmente à mesure que la vitesse d'avancement augmente.

2.5. Dimensionnement de la longueur optimale

Afin de dimensionner la longueur « Strike length » optimale de la taille exploitée par la méthode des tranches remblayées ou coupe et remblai « cut and fill » choisie comme

méthode d'extraction optimale pour des gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité, le graphe de stabilité de Laubscher a été utilisé. Il met en évidence la relation entre deux paramètres :

- Le premier paramètre est représenté par l'indice MRMR « Mining rock mass rating » qu'a été développé en 1975 par Laubscher (1975) et qui sera ensuite développé dans le temps (Laubscher et Taylor, 1976 ; Laubscher, 1990 ; Laubscher, 2000), c'est une adaptation du système de classification RMR avec des ajustements (pour plus de détail voir le document « A PRATICAL MANUAL ON BLOCK CAVING » (Laubscher, 2000).
- Le deuxième paramètre est indiqué par le rayon hydraulique « Hydarulic radius », c'est un rapport entre la surface et le périmètre de la facette (parement et/ou couronne) d'une excavation.

Plusieurs auteurs ont développé des formules de corrélation pour estimer la valeur du paramètre MRMR, telle que la formule de () qui utilise l'indice GSI comme l'illustre la Figure 51 et la formule de (Russo et Hormazabal, 2019) qui implique l'indice RMR comme le montre la Figure 52.

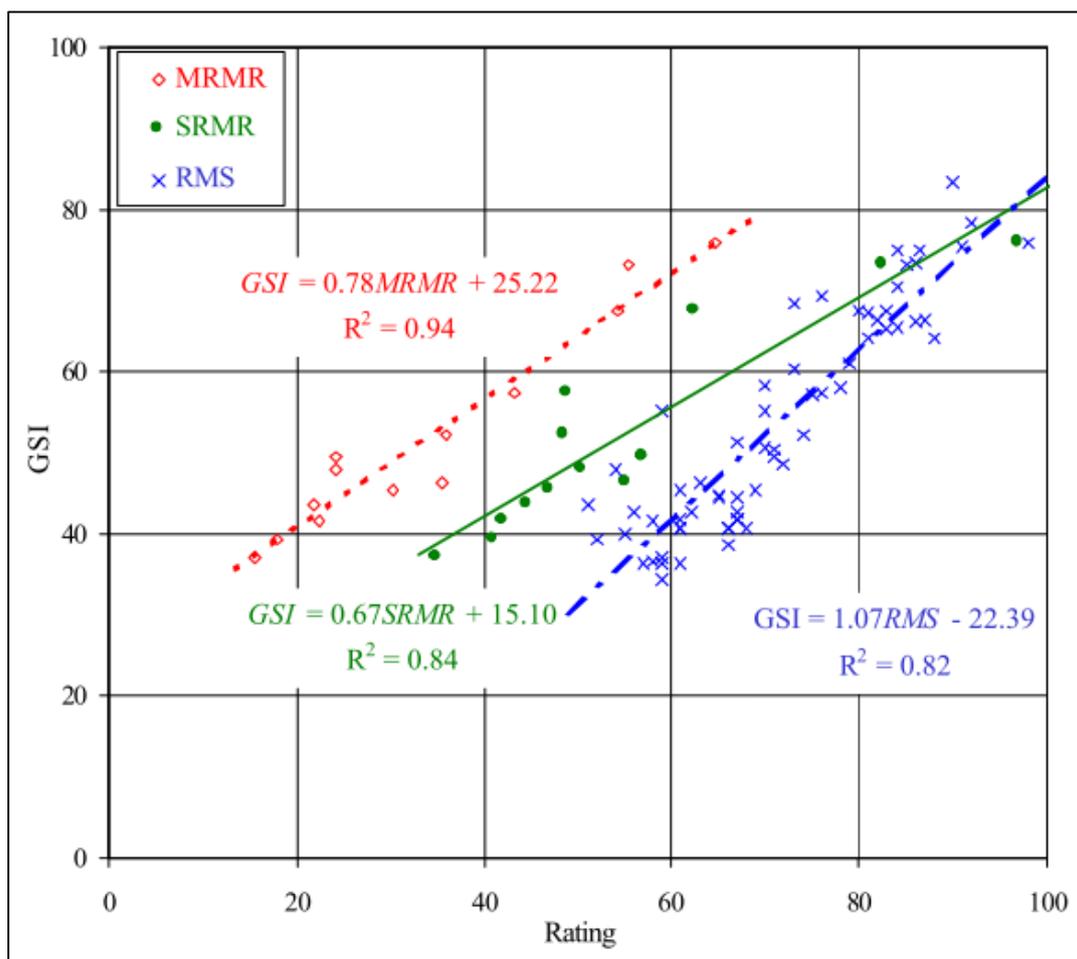


Figure 51- Corrélation entre le paramètre MRMR et l'indice GSI selon (Duran et Douglas, 2000)

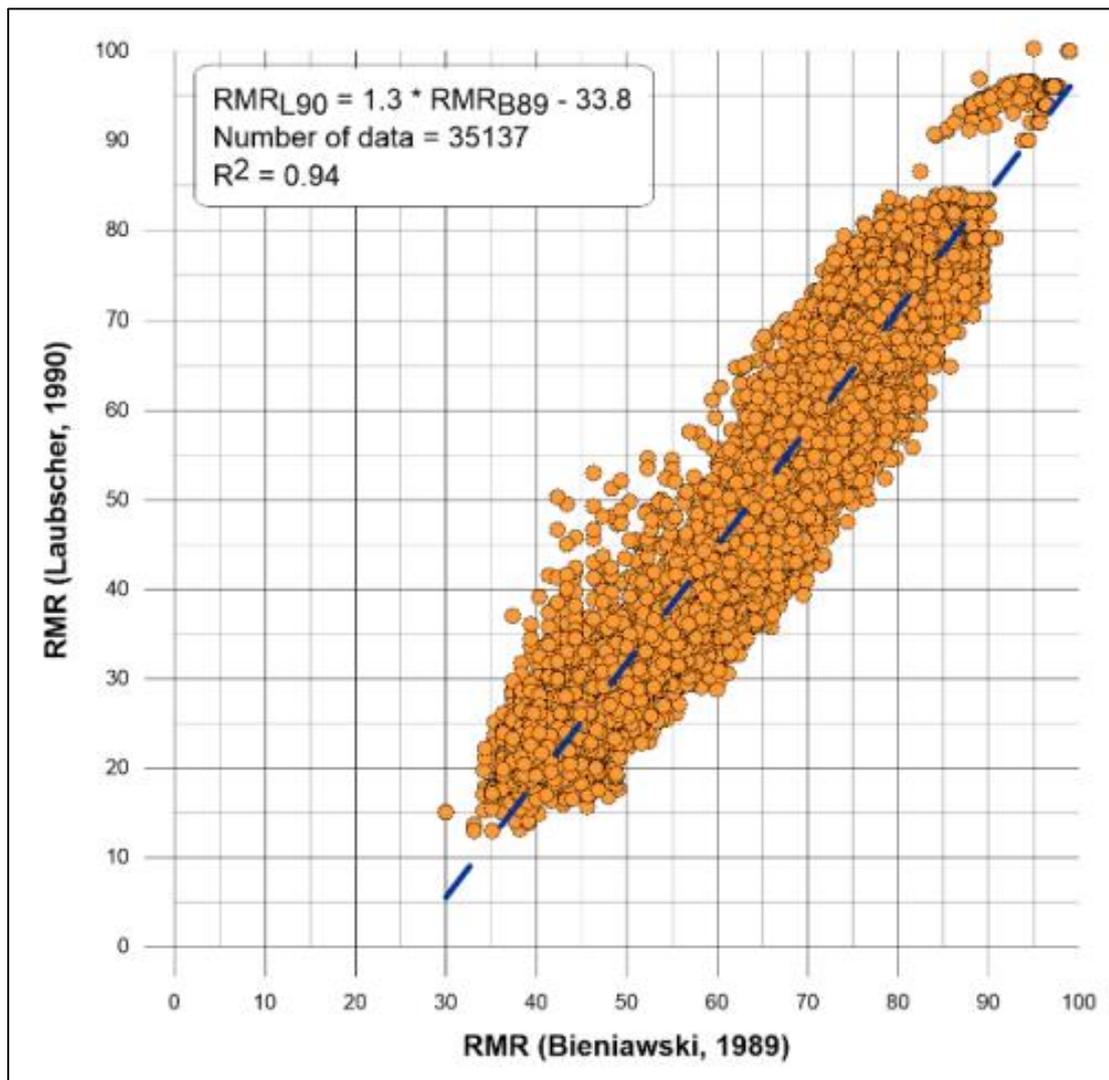


Figure 52- Corrélation entre le paramètre MRMR et l'indice RMR selon (Russo et Hormazabal, 2019)

Afin de déterminer la valeur du paramètre MRMR, nous avons utilisé la formule de corrélation de (Duran et Douglas, 2000) qu'est donnée par l'équation 33. Les résultats obtenus sont donnés dans le Tableau 21.

Tableau 21- La valeur du paramètre MRMR calculée à partir de l'indice GSI

Description	Symbole	Valeur	Unité
Indice de GSI	GSI	33	-
Formule de corrélation utilisée	GSI=0.78*MRMR+25.22 (33)		
Mining rock mass ratings	MRMR	10	-

Pour déterminer la longueur optimale de la taille d'abattage, nous avons calculé premièrement la valeur du rayon hydraulique (RH) selon l'équation 34 avec plusieurs longueurs et pour une hauteur optimale de 3m comme il a été dimensionné dans la section

précédente, ensuite nous avons projeté ces valeurs de RH avec la valeur de MRMR obtenue dans le Tableau 21 sur le graphe de stabilité de Laubscher. Les résultats sont résumés dans le Tableau 22.

$$RH = \frac{\text{surface}}{\text{périmètre}} = \frac{L*H}{2(L+H)} \quad (34)$$

Tableau 22- Evolution de la valeur du paramètre RH en fonction de la longueur

Description	Symbole	Scénario 1	Scénario 2	Scénario 3	Scénario 4
Hauteur de la facette de l'excavation	H	3	3	3	3
Longueur de la facette de l'excavation	L	50	100	150	200
Surface de la facette de l'excavation	S	150	300	450	600
Périmètre de la facette de l'excavation	P	106	206	306	406
Rayon hydraulique	RH	1.42	1.46	1.47	1.48

La Figure 53 présente le paramètre MRMR sur l'axe des ordonnées et le paramètre RH sur l'axe des abscisses. Elle montre que la projection de différentes valeurs de RH qui sont déterminées dans le Tableau 22 est située dans la zone de transition, ce qui indique que les conditions géotechniques des parements du gisement ne conditionnent pas la limite de la longueur de la taille d'abattage. Ceci demande, donc, d'introduire d'autres paramètres dans la détermination de la longueur optimale de la taille d'abattage, comme la limite d'aération de la taille, le temps de déblayage et de remblayage de la taille.

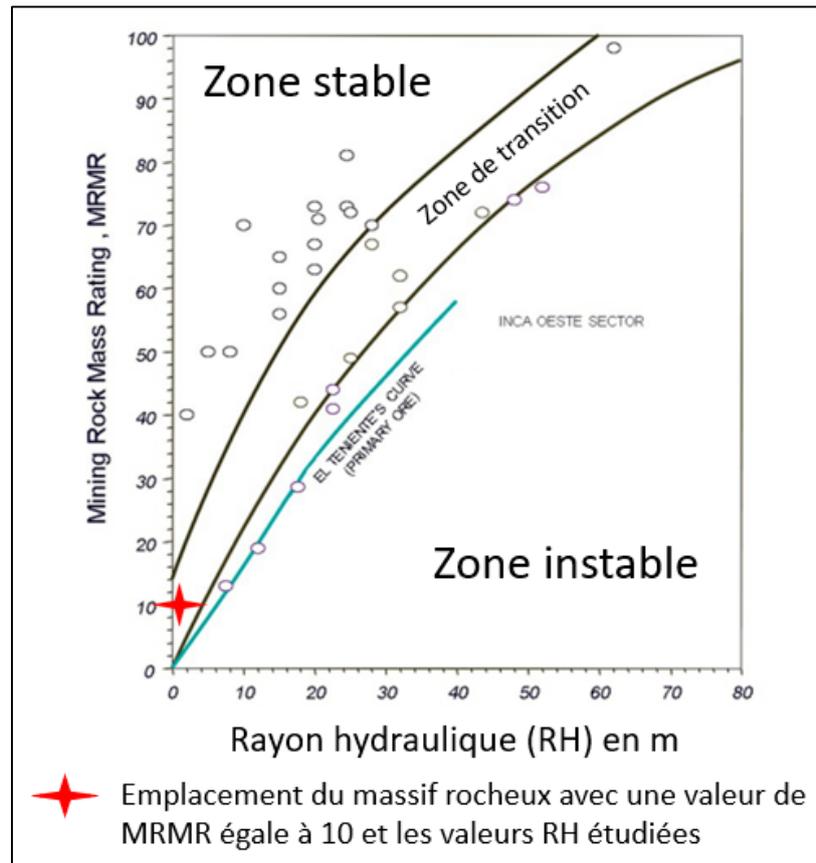


Figure 53- Détermination de la longueur de l'excavation en utilisant le graphe de Laubscher. Le graphe utilisé est tiré de (Rubio, 2006) après modification

Au niveau des notes d'information des sociétés minières marocaines (Note d'information de la compagnie minière de Touissit, 2008 ; Note d'information de Managem, 2017), la longueur horizontale des tailles appliquée dans les mines marocaines qui exploitent des gisements similaires à notre cas, varie de 120m à 150m.

3. Détermination des paramètres de design minier à l'aide des méthodes numériques

L'analyse de la stabilité de l'excavation minière et la détermination des paramètres du design minier par la modélisation numérique est souvent utilisée dans l'ingénierie minière (Ozdogan et al., 2017 et 2019 ; Kumar et al., 2017 ; Abdellah et al., 2019 ; Zhao et al., 2019). L'évolution des formules mathématiques et les performances des machines dans le temps a permis de programmer et de construire des logiciels puissants qui peuvent faire des simulations à diverses conditions et de construire un modèle plus proche de la réalité, tout en tenant compte de plusieurs paramètres tels que les caractéristiques mécaniques et les lois de ruptures des massifs rocheux, la géométrie et la morphologie des excavations minière, le degré de fracturation des massifs rocheux, la variation des contraintes, l'effet de l'eau et du séisme et la possibilité de créer plusieurs séquences d'abattage.

Comme il a été mentionné dans le chapitre I, il existe plusieurs méthodes de simulation numérique, et plusieurs logiciels de modélisation sont commercialisés et disponibles sur le

marché selon les besoins attendus des utilisateurs. Le choix du logiciel à utiliser dans la simulation numérique pour résoudre le problème en mécanique des roches, dépend de plusieurs paramètres qui sont liés à la nature du problème géomécanique, de l'échelle de la problématique étudiée et du taux de la fracturation qui affecte le massif rocheux (Jing et Hudson, 2002). Comme par exemple, lorsque les instabilités enregistrées dans une excavation minière sont liées à la présence des discontinuités dans le massif rocheux, des logiciels qui utilisent les éléments distincts comme UDEC et des logiciels qui utilisent la méthode des blocs clé comme Unwedge peuvent être utilisés. Alors que, lorsque, le problème géomécaniques est lié à la répartition des contraintes plutôt que les discontinuités, c'est-à-dire que le massif rocheux est considéré comme un milieu homogène et isotrope où les propriétés géomécaniques et mécaniques du massif rocheux sont utilisées pour l'ensemble du modèle à étudier, des logiciels comme RS2 (Phase 2), PLAXIS, CESAR-LCPC, GEO5-MEF, ADONIS qui utilisent les éléments finis, sont envisageables.

Dans le cadre de cette thèse, le logiciel RS2 (Phase2) a été utilisé afin d'analyser les instabilités qui sont liées à la répartition des contraintes. Ce logiciel est développé et commercialisé par la société RocScience Inc (RS2 RocScience Inc., 2021) afin d'analyser les déplacements et le facteur de sécurité (FS) autour de l'excavation minière générés par la méthode d'exploitation des tranches remblayées ou coupe et remblai « cut and fill » choisie comme méthode d'extraction optimale pour exploiter les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité.

3.1. Présentation du logiciel

Le logiciel RS2 ou Phase2 est un logiciel de modélisation d'éléments finis bidimensionnel (2D) avec des capacités de génération automatique de maillage, il peut être appliqué pour résoudre des problèmes géotechniques dans la mécanique des sols et dans la mécanique des roches. RS2 peut être utilisé dans plusieurs domaines d'ingénierie comme la conception et le design minier, l'analyse de la stabilité des pentes, l'analyse de l'effet des infiltrations des eaux souterraines, l'analyse probabiliste, la consolidation et les capacités d'analyse dynamique. Les modèles d'analyse peuvent être définis et créés à l'aide d'outils de dessin, ou en entrant les coordonnées ou en important le modèle préparé sur le logiciel de dessin AUTOCAD sous format DXF. Les limites des excavations, des matériaux peuvent être modifiées facilement à l'aide d'outils de dessin ou en entrant les coordonnées. Les caractéristiques géotechniques des matériaux, les séquences d'exploitation, le critère de rupture et la loi de comportement sont attribués facilement. L'interface du logiciel offre la possibilité de choisir le type des contraintes convenable au projet étudié et d'ajouter plusieurs éléments au modèle d'analyse comme des structures majeures, charge de la surface, effet de l'eau et d'autres paramètres. Avec RS2, nous pouvons visualiser et analyser autour de l'excavation après l'excursion des opérations minières (abattage, remblayage, soutènement, gunitage), la distribution des déformations, des déplacements, l'évolution du facteur de sécurité.

3.2. Processus de modélisation par RS2

3.2.1. Création du modèle

La première étape d'une modélisation numérique consiste à construire un modèle de simulation qui reflète le maximum possible la problématique étudiée. Ce modèle doit respecter plusieurs paramètres comme :

- Les dimensions du modèle devront être bien choisies pour éviter l'effet de l'influence de la taille du modèle autour de l'excavation (Rachdi, 2019). Selon les travaux de Mestat (*Mestat, 2002*) pour avoir un modèle représentatif, le rapport L/D entre le diamètre du tunnel D (ou la plus grande dimension du tunnel si celui-ci n'est pas circulaire) et la largeur maximale du modèle L pour représenter des conditions aux limites à l'infini est compris entre 2 et 17,7, avec une valeur moyenne autour de 5 (Figure 54), ainsi que le rapport entre la profondeur de l'axe du tunnel H par rapport à la surface du terrain naturel et la profondeur maximale du modèle h qui décrit la distance à laquelle les conditions aux limites en déplacements sont imposées varie entre 1,2 et 5,3 avec une valeur moyenne de 2,5 (Figure 55).

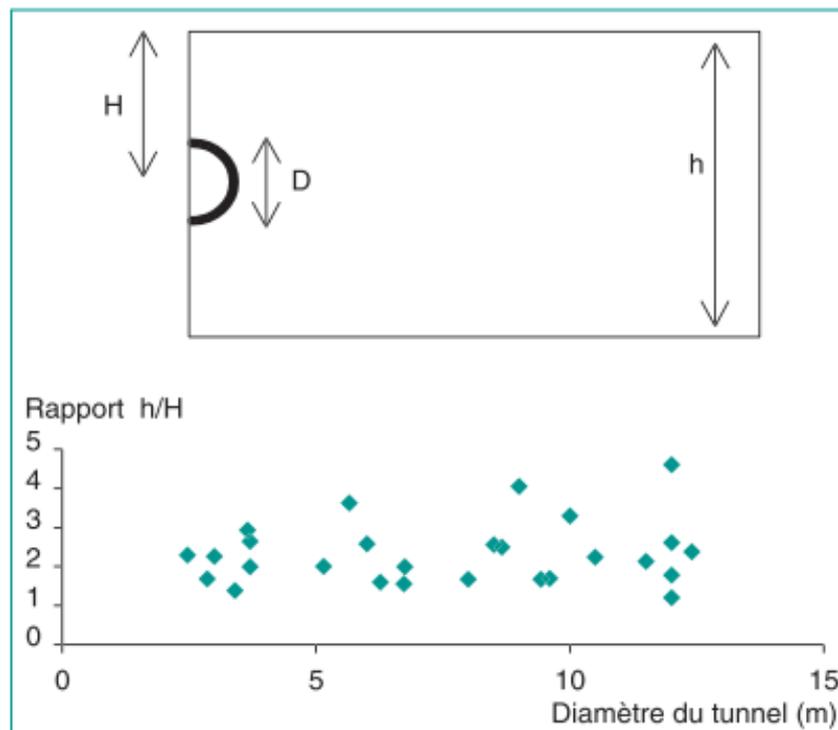


Figure 54- Evolution du rapport h/H en fonction du diamètre du tunnel D (Mestat, 2002), avec H : la profondeur de l'axe du tunnel par rapport à la surface du terrain naturel et h : la profondeur des terrains

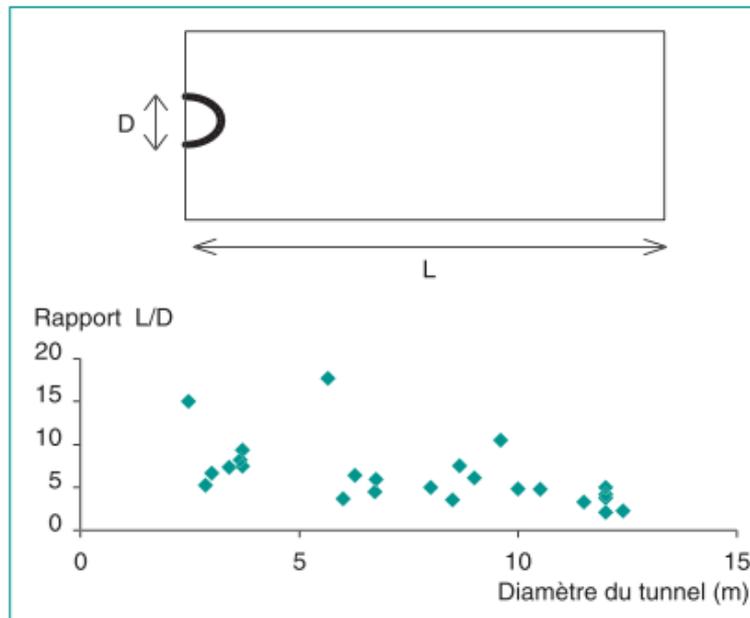


Figure 55- Evolution du rapport L/D en fonction du diamètre du tunnel (D) et largeur maximale du modèle (L) (Mestat, 2002)

- La géométrie du modèle doit être construite de façon à obtenir une vue en section qui présente une forme géométrique la plus proche du problème à étudier et les différentes opérations minières.

La Figure 56 présente les dimensions et la géométrie du modèle de simulation utilisé dans cette étude.

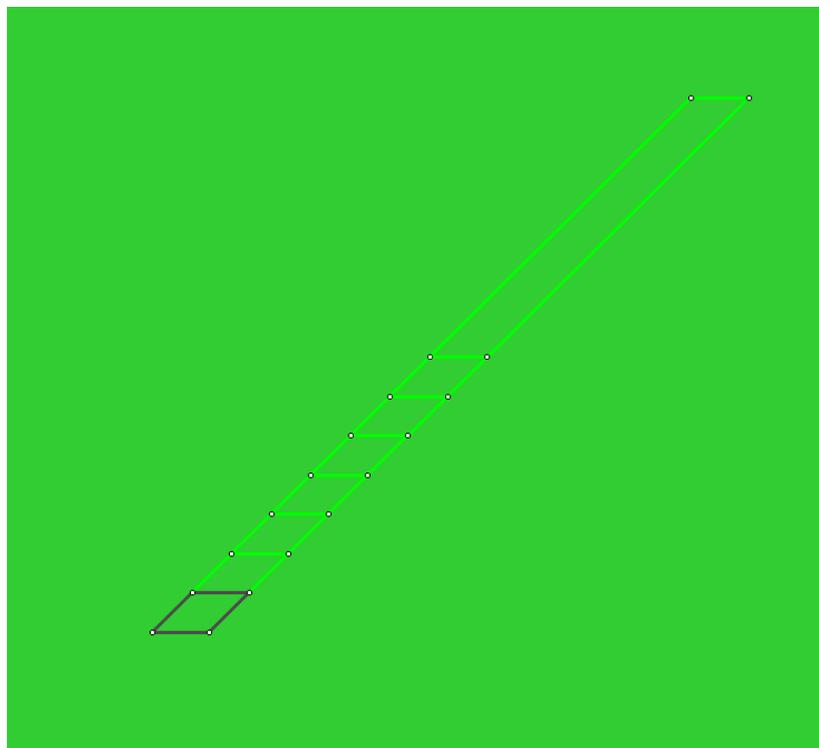


Figure 56- Coupe transversale du modèle géométrique utilisé pour la simulation à l'aide du logiciel RS2

Les caractéristiques géomécaniques et mécaniques des faciès qui' ont été utilisées dans la modélisation à l'aide du logiciel RS2 ont été présentées dans le Tableau 15 au niveau de la section 2.2 du chapitre I.

En ce qui concerne les propriétés élastiques des faciès, nous avons considéré que le milieu est isotrope. Pour le coefficient de Poisson (ν), plusieurs travaux de recherche qui sont synthétisés par Lógó et Vásárhelyi (2019) ont montré que les valeurs de ce coefficient pour les roches intactes varient de 0.05 à 0.4 avec une valeur moyenne de 0.2.

Pour le remblai minier, nous avons utilisé les propriétés géo-mécaniques classiques présentées dans les travaux de Aubertin (Aubertin et al., 2003) pour le remblai cimenté et les propriétés géo-mécaniques du stérile sans cohésion pour le remblai non cimenté.

3.2.1. Contraintes et conditions limites appliquées dans la modélisation

Une fois que la géométrie du modèle de simulation est achevée et les opérations minières ont été créées, les conditions aux limites du domaine de la modélisation, la loi de comportement du massif rocheux ainsi que l'état initial des contraintes devront être déterminées.

Pour les conditions aux limites, le logiciel RS2 offre plusieurs options pour limiter le déplacement, dans notre cas, et puisque généralement les massifs rocheux ne permettent que des déplacements minimes à cause du confinement de la roche, nous avons bloqué les déplacements verticaux et horizontaux du modèle afin d'empêcher le modèle de bouger dans l'espace.

Les contraintes initiales ou in situ sont celles trouvées dans la roche en profondeur avant de réaliser des excavations minières. Elles résultent du poids de la roche sus-jacente (contrainte gravitationnelle) et de contraintes d'origine tectonique. Ces contraintes sont généralement rapportées en termes de contraintes principales σ_1 (contrainte principale majeure), σ_2 (contrainte principale intermédiaire) et σ_3 (contrainte principale mineure) et leurs orientations associées en termes de direction et inclinaison, par conséquent, la contrainte horizontale maximale et minimale σ_H et σ_h et la contrainte verticale σ_v sont utilisées comme synonymes de σ_1 , σ_2 et σ_3 respectivement (Henning, 2007). Le rapport de la contrainte horizontale moyenne à la contrainte verticale est désigné par la lettre K. Ce rapport est représenté par l'équation 35. Dans notre étude, plusieurs valeurs de K ont été utilisées dans la modélisation (Voir la section : Présentation des résultats de la modélisation) pour qu'on puisse appliquer une pression au sommet du modèle afin que la limite supérieure du modèle se déformât de façon à maintenir la pression appliquée qui correspond au poids de la roche sus-jacente.

$$k = \frac{\text{contrainte verticale } (\sigma_v)}{\text{contrainte horizontale } (\sigma_h)} \quad (35)$$

Le logiciel RS2 offre la possibilité de choisir la loi de comportement du massif rocheux et le critère de rupture convenable à la problématique à étudier. Le modèle élastique avec le critère de rupture de Hoek et Brown a été utilisé dans la modélisation pour décrire et analyser

le comportement du massif rocheux, alors que le modèle élastique avec le critère de Mohr-Coulomb a été utilisé pour analyser et simuler le comportement du remblai minier.

3.2.2. Choix du maillage et discrétisation

Une fois, les conditions aux limites du domaine de la modélisation sont établies, l'étape de la sélection du type du maillage et la discrétisation lui succède. Dans un travail de référence sur la modélisation numérique, (Toumi, 2016) a défini le maillage comme une opération qui transforme le problème continu en un problème discret en utilisant des méthodes de discrétisation qui s'appuient sur le maillage et la discrétisation (Figure 57). Le maillage est vu comme un découpage du domaine de la modélisation en petits volumes de contrôle, quant à la discrétisation est défini comme étape qui consiste à remplacer le problème initial continu par un problème approché discret, posé dans un espace de dimension finie (Toumi, 2016).

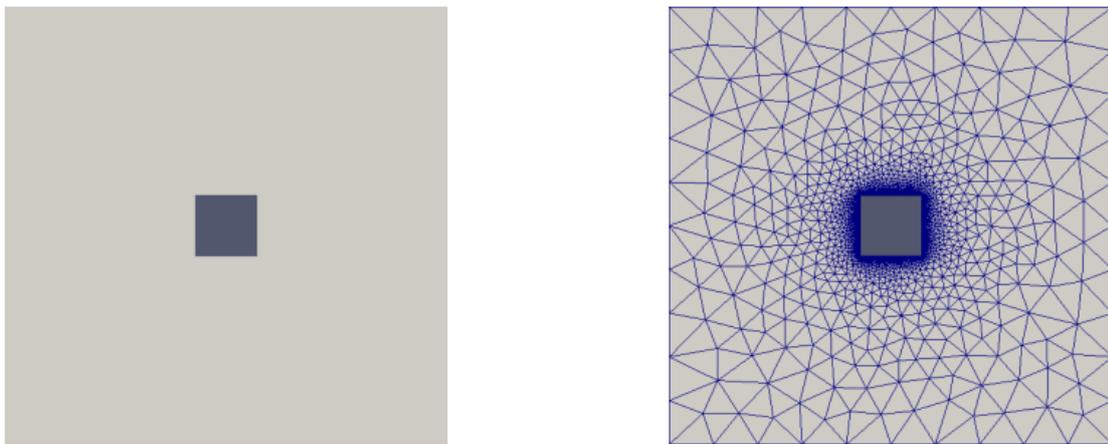


Figure 57- Exemple de maillage en éléments fins. La figure à gauche représente un domaine sans maillage, la figure à droite représente un domaine avec maillage (Toumi, 2016)

Le maillage par éléments finis d'un massif rocheux bidimensionnels est constitué par des éléments de forme triangulaire ou quadrangulaire (Mestat, 1997) avec un nombre de nœuds variable (Figure 58).

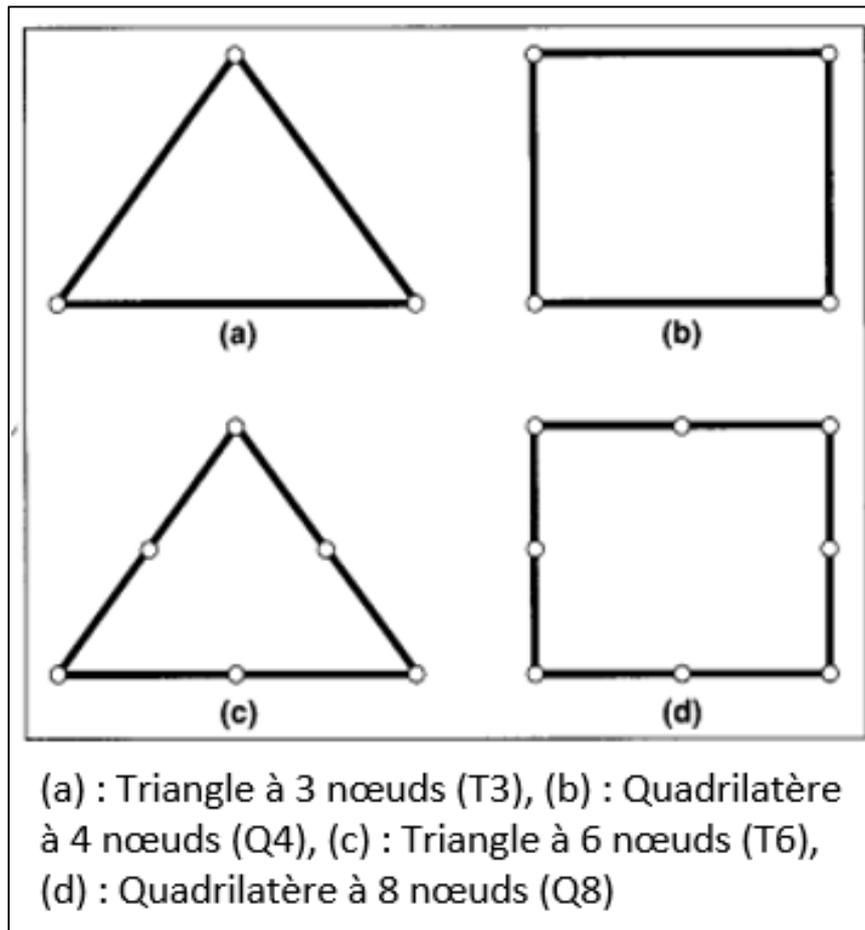


Figure 58- Les différentes forme de maillage et nombre de nœuds en éléments fins. La figure à gauche représente un domaine sans maillage, la figure à droite représente un domaine avec maillage (Mestat, 1997)

Le maillage utilisé au niveau de cette étude pour modéliser la rupture du massif rocheux à l'aide du logiciel RS2, est illustré sur la Figure 59 et qui nous donne aussi la géométrie du modèle. Ce maillage est constitué de 3339 éléments triangulaires à 3 nœuds ce qui fait un total de 13176 nœuds.

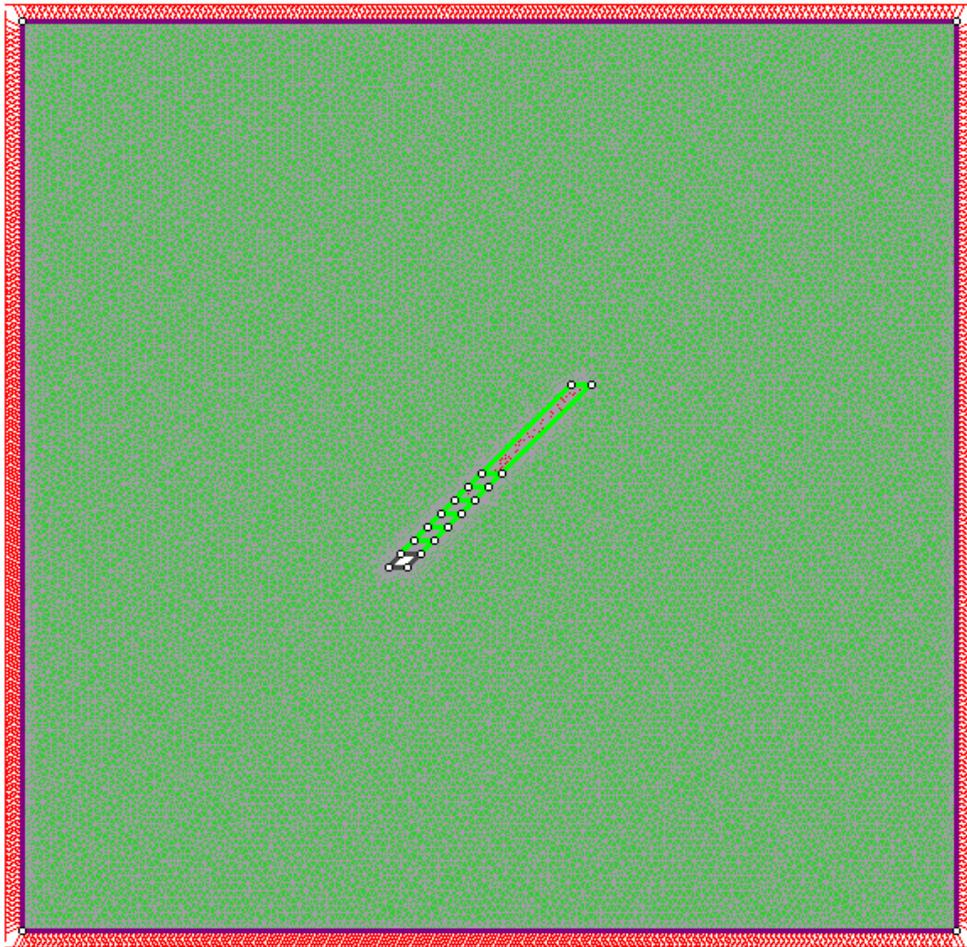


Figure 59- Le maillage et les conditions aux limites utilisées dans modèle de simulation à l'aide du logiciel RS2

3.3. Présentation des résultats de la modélisation

La modélisation numérique effectuée à l'aide du logiciel RS2 a pour but d'analyser le comportement du massif rocheux, de visualiser et étudier la distribution des contraintes induites ainsi que le facteur de sécurité après l'excavation générés par la méthode d'exploitation des tranches remblayées ou coupe et remblai « cut and fill » choisie comme méthode d'extraction optimale pour exploiter les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité et après le remplissage du vide créé suite à l'abattage du minerai par le remblai minier. Pour minimiser les effets de la séquence d'exploitation, l'analyse sera faite sur un seul panneau d'exploitation de 21m. Cette analyse comporte :

- L'effet des contraintes sur la déformation et l'étendue de la zone instable autour de l'excavation ;
- Effet de la hauteur de la taille d'abattage sur la stabilité de l'excavation ;
- L'effet de l'inclinaison des parements sur la stabilité de la taille d'abattage ;
- L'impact du remblayage sur la stabilité de la taille d'abattage ;

- Dimensionnement des stots à laisser entre les excavations.

3.3.1. Effet des contraintes

Le rapport de contrainte « stress Ratios » K est important dans la conception minière, une fois que l'exploitation minière a commencée et progresse, les excavations peuvent subir un certain nombre d'états de contrainte dans le temps. Comme il a été mentionné précédemment, ce paramètre représente le rapport de contraintes horizontal-vertical et il est déterminé par l'équation 36. Selon les travaux de plusieurs auteurs comme Hoek et Brown (1980) ; Herget (1988) et Sheorey (1994), on constate que le rapport de contrainte « stress Ratios » K est inversement proportionnel à la profondeur, comme l'illustre la Figure 60.

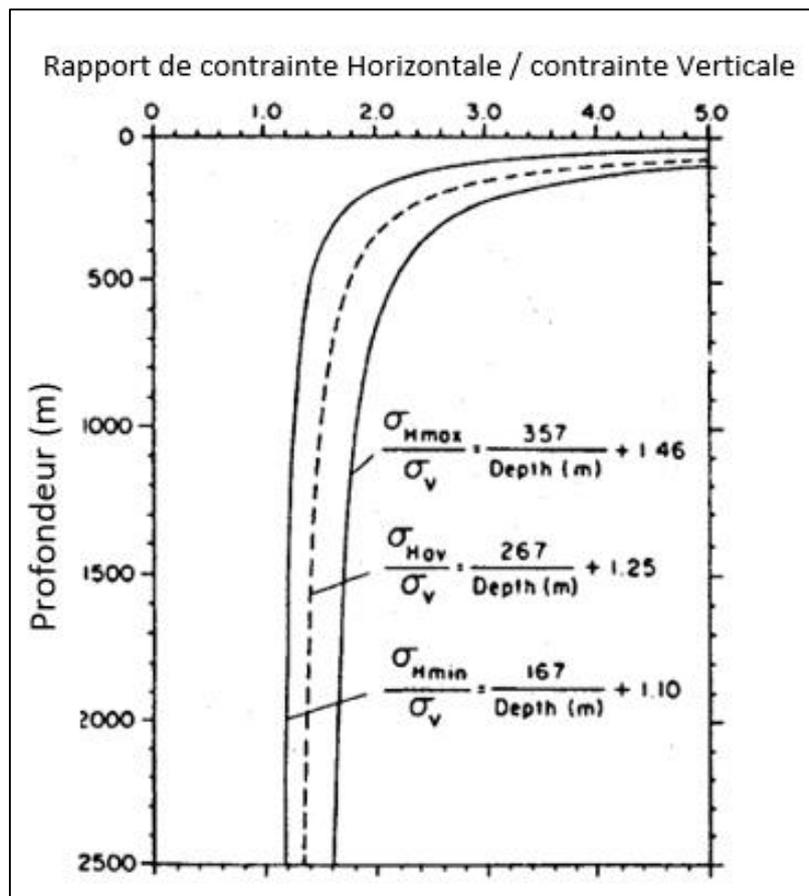


Figure 60- Evolution du rapport de contrainte « stress Ratios » K avec la profondeur (Herget, 1988)

Pour visualiser l'effet de la contrainte qui impacte le massif rocheux des gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité et qui seront exploités par la méthode des tranches remblayées ou coupe et remblai « cut and fill » choisie comme méthode d'extraction optimale, l'évolution de la déformation (Figure 61) a été analysée et l'étendue de la zone instable (Figure 62) autour de l'excavation donnée par la modélisation numérique pour différents cas du rapport de contrainte « stress Ratios » K (K=1, 1.5, 2) avec une hauteur de 3m et un pendage de 45°. Le Tableau 23 montre que la largeur maximale de la zone instable (FS<1) autour de l'excavation minière est constatée

lorsque la contrainte horizontale est 2 fois la contrainte verticale, alors que la largeur minimale de cette zone est vue lorsque la contrainte horizontale égale à la contrainte verticale. Le déplacement maximal total est observé après l'excavation autour de l'ouverture lorsque la contrainte horizontale est 2 fois la contrainte verticale, alors que la valeur minimale de ce paramètre est enregistrée lorsque la contrainte horizontale égale à la contrainte verticale.

Tableau 23- L'évolution de la zone de détente et les déplacements maximaux totaux autour de l'excavation

Paramètre		Largeur de la zone instable (m) pour un facteur de sécurité <1.09			Déplacement maximal total (m)		
Hauteur (m)	Rapport de contrainte (K)	Parement gauche	Couronne	Parement droit	Parement gauche	Couronne	Parement droit
Hauteur de la taille de 3m	1	3.090	3.440	3.150	0.018	0.018	0.017
	1.5	3.680	3.880	3.280	0.020	0.017	0.018
	2	4.570	4.410	3.930	0.023	0.017	0.021

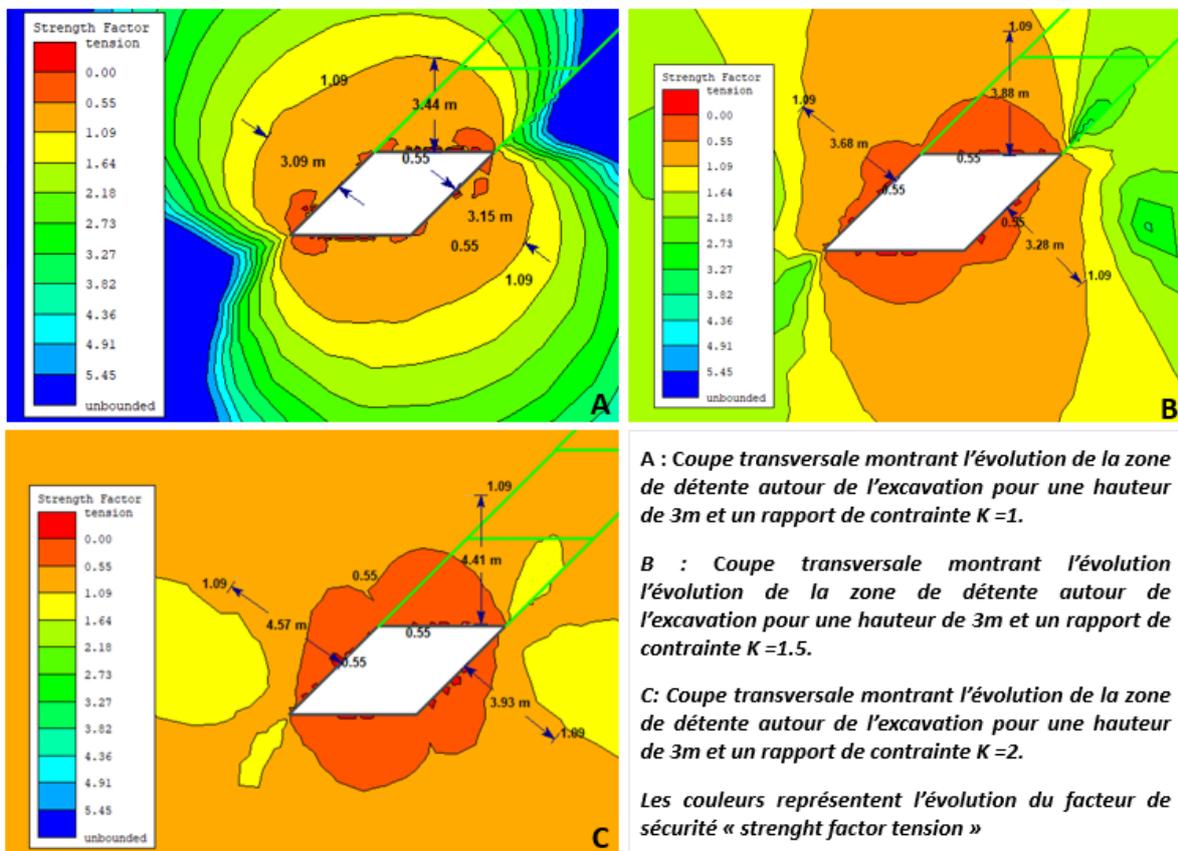


Figure 61- Coupe transversale montrant l'évolution l'évolution de la zone de détente (échelle de couleur) autour de l'excavation pour trois (3) rapports de contrainte K et pour une hauteur de 3m, modélisée à l'aide du logiciel RS2

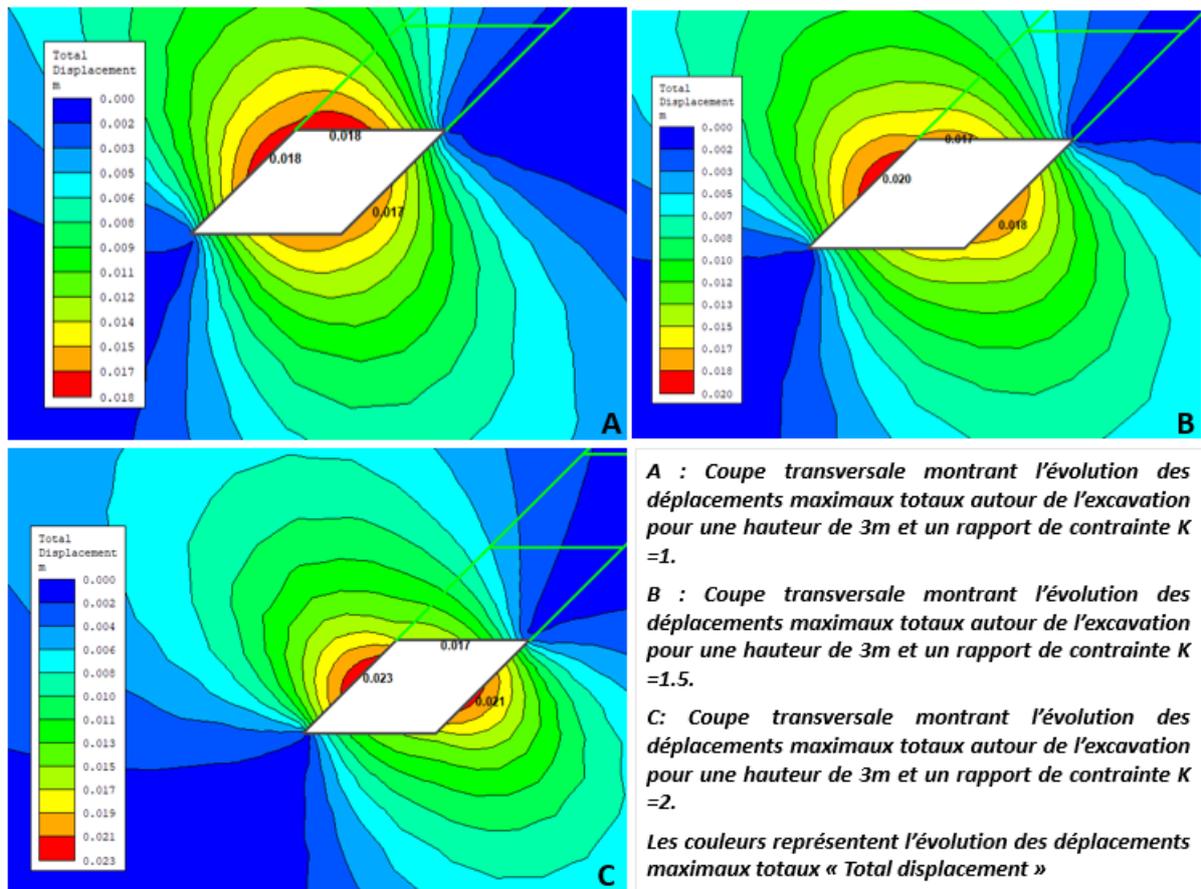


Figure 62- Coupe transversale montrant l'évolution des déplacements maximaux totaux (échelle de couleur) autour de l'excavation pour trois (3) rapports de contrainte K et une hauteur de 3m modélisée à l'aide du logiciel RS2

3.3.2. Effet de la hauteur de la taille d'exploitation

Une taille d'exploitation « Stope mining » est définie par sa géométrie « Stope geometry » qui est composée essentiellement de : la hauteur « Stope height », la largeur « Stope width », l'extension « Strike length » et l'inclinaison « Hanging-wall dip angle » Figure 24. La hauteur est l'un des paramètres les plus importants qui influencent la stabilité de l'épente supérieure « hanging-wall » puisqu'elle contribue directement à l'évolution de la zone de détente autour de l'épente supérieure (Figure 63) selon plusieurs études citées dans la bibliographie, (Clark, 1998 ; Perron, 1999 ; Wang et al., 2002a ; Wang, 2004 ; Henning et Mitri 2007 ; Hughes 2011 ; Zniber el Mouhabbis, 2013 ; Heidarzadeh, 2018). Dans la mine de Gonzague Langlois, les tailles d'exploitations « Stope mining » ont été découpées initialement avec une hauteur de 60m et d'une largeur de 20m (Henning et Mitri, 2007). Lors de démarrage de l'exploitation, les instabilités qui sont enregistrées dans les épentes (parements) sont devenues plus importantes que prévu. Pour améliorer la stabilité des épentes et réduire la dilution minière dans cette mine, la hauteur de la taille d'exploitation a été réduite de 30m, en passant de 60m à 30m tout en gardant la même largeur utilisée initialement (20m) (Perron, 1999).

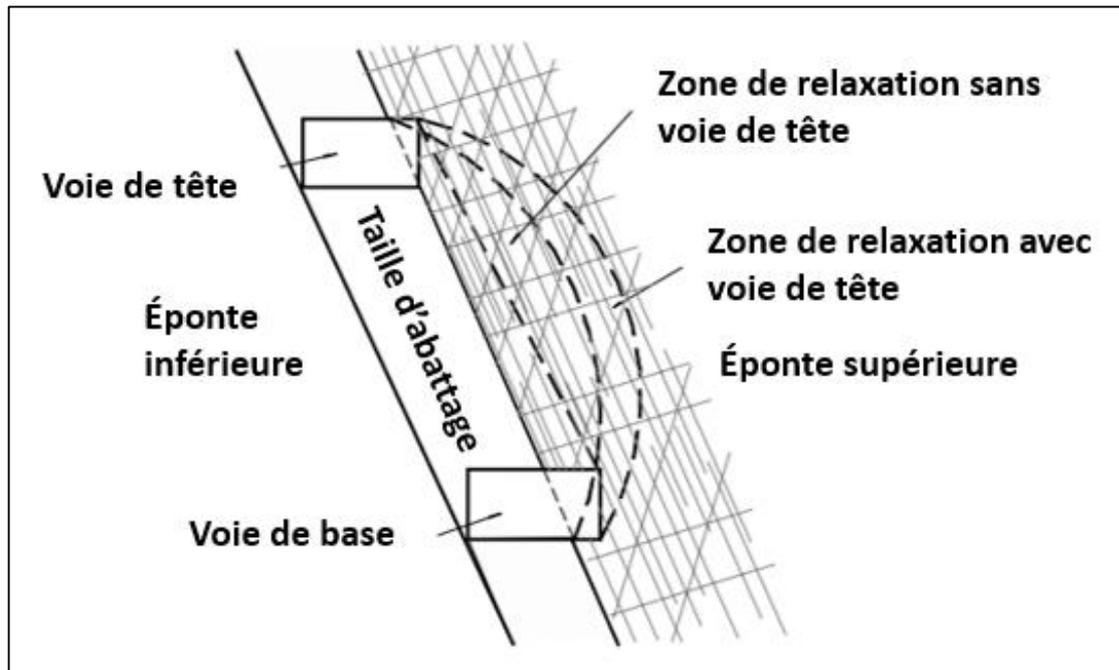


Figure 63- Illustration schématique de l'évolution de la zone de détente autour d'une taille d'exploitation (modifié d'après Wang et al., 2002a in Henning, 2007)

Dans cette thèse, nous allons analyser la déformation et l'étendue de la zone instable autour de l'excavation pour déterminer la hauteur « Stope height » optimale de la taille d'exploitation « Stope height mining » à utiliser pour déterminer le design minier (découpage) de la méthode d'exploitation des tranches remblayées ou coupe et remblai « cut and fill » choisie comme méthode d'extraction optimale pour exploiter les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité. La déformation sera représentée par le déplacement maximal total, alors que l'étendue de la zone instable indique la profondeur des zones qui ont un facteur de sécurité inférieur à 1 ($FS < 1$) car généralement les ouvertures minières sont considérées comme des ouvertures temporaires, c'est pour cela le facteur de sécurité est fixé à 1 (Abdellah et al., 2019). Les Figures 61, 64, 65, 62, 66 et 67 montrent respectivement l'évolution de facteur de sécurité et le déplacement maximal total autour de l'excavation pour 3 cas de hauteur et 3 rapports de contrainte K ($K=1, 1.5, 2$).

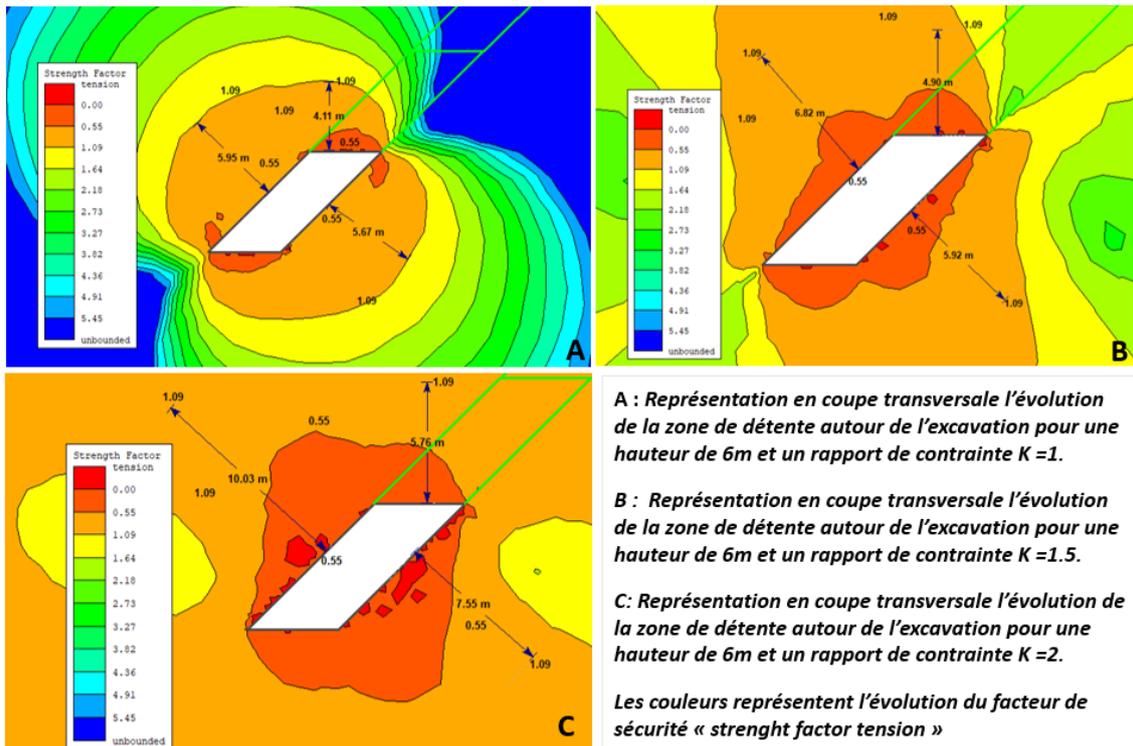


Figure 64- Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente (échelle de couleur) autour de l'excavation pour trois (3) rapports de contrainte K et pour une hauteur de 6m, modélisée à l'aide du logiciel RS2

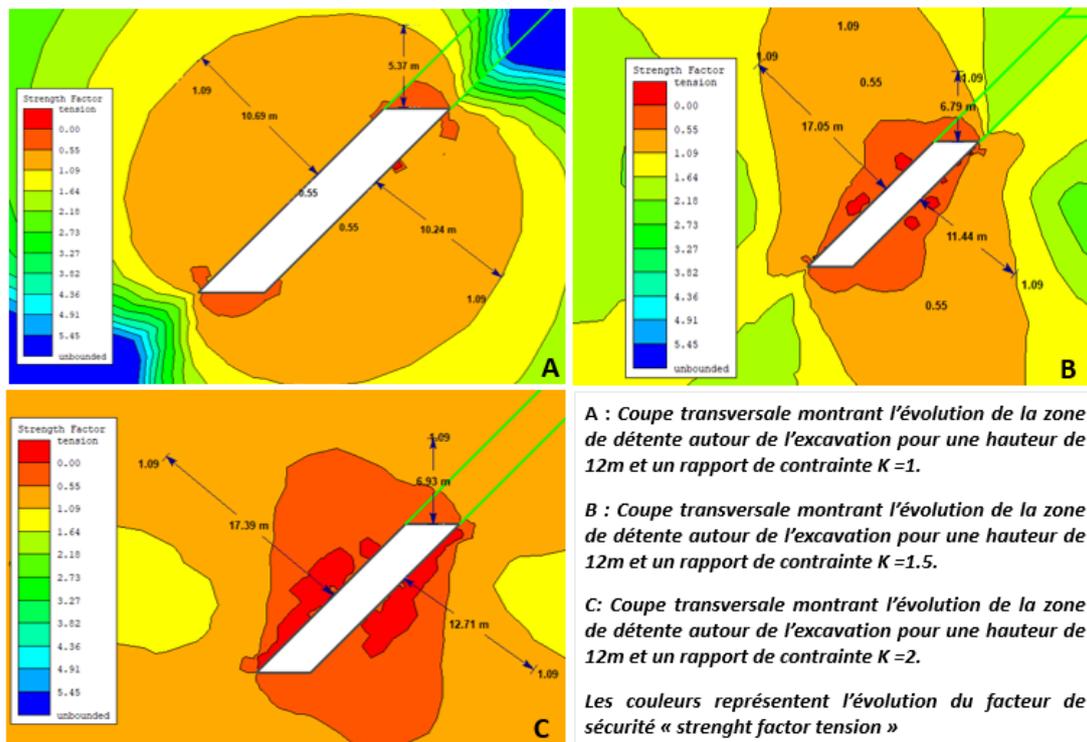


Figure 65- Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente (échelle de couleur) autour de l'excavation pour trois (3) rapports de contrainte K et pour une hauteur de 12m, modélisée à l'aide du logiciel RS2

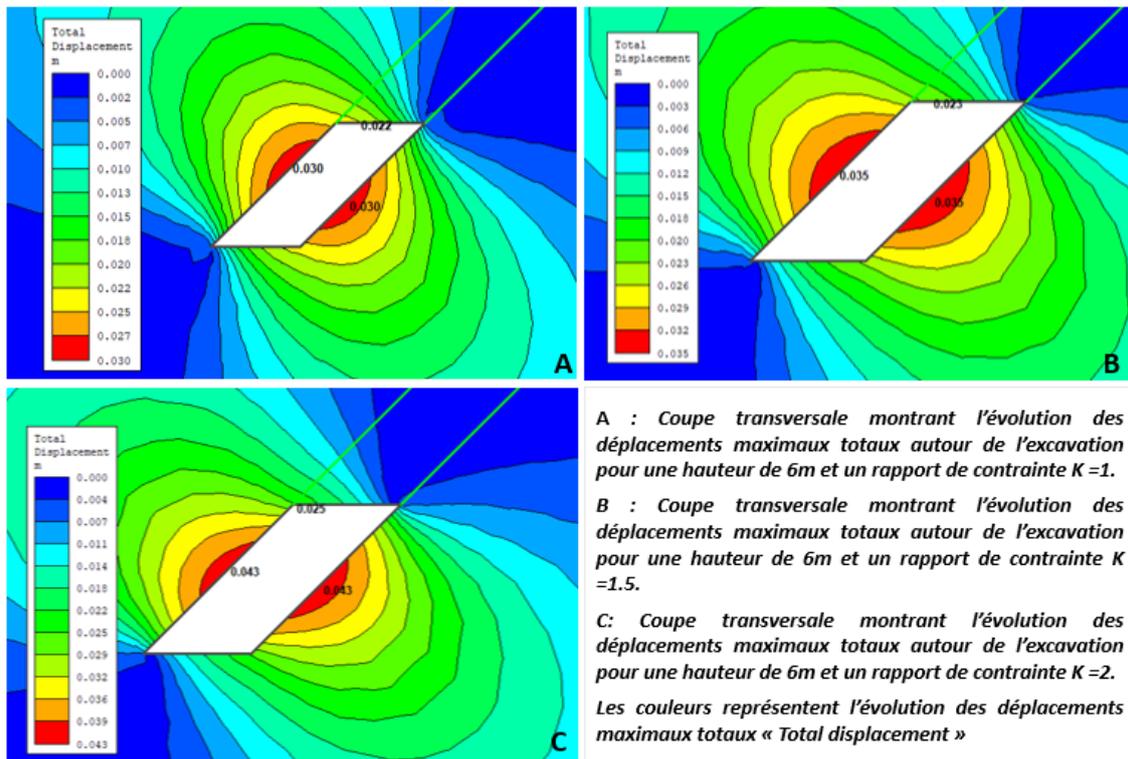


Figure 66- Coupe transversale montrant l'évolution des déplacements maximaux totaux (échelle de couleur) autour de l'excavation pour trois (3) rapports de contrainte K et une hauteur de 6m modélisée à l'aide du logiciel RS2

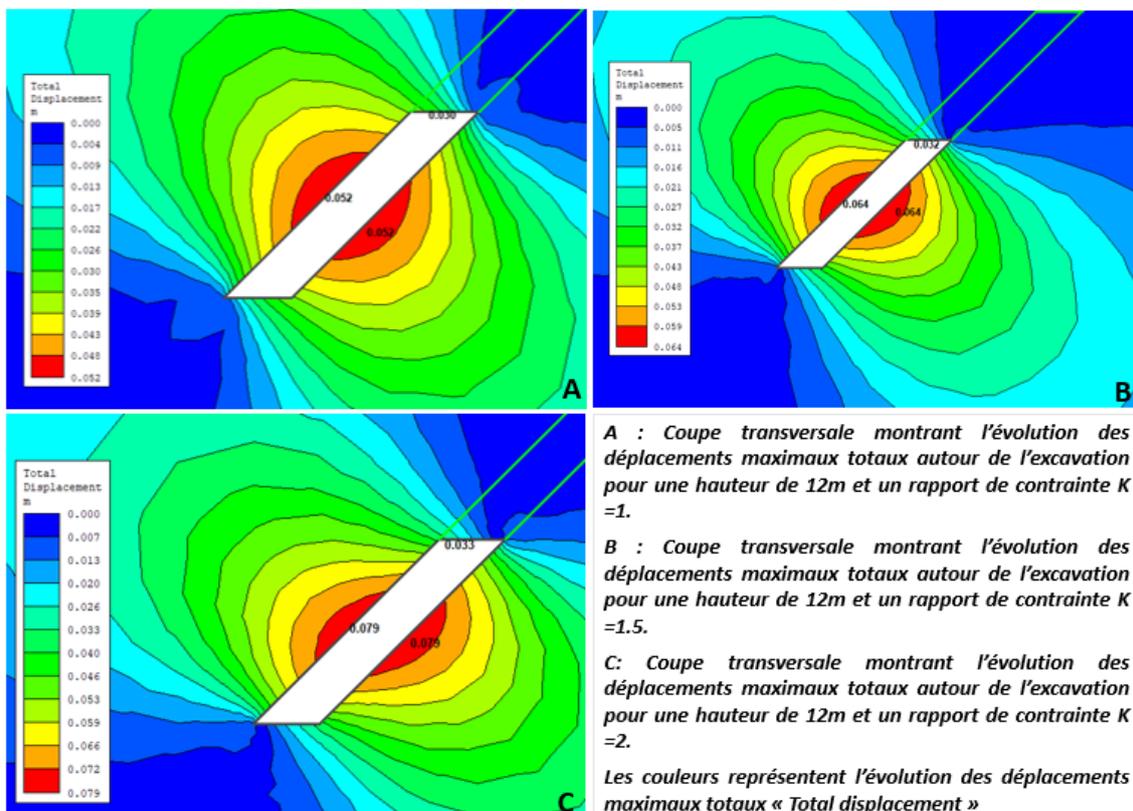


Figure 67- Coupe transversale montrant l'évolution des déplacements maximaux totaux (échelle de couleur) autour de l'excavation pour trois (3) rapports de contrainte K et une hauteur de 12m modélisée à l'aide du logiciel RS2

Les résultats obtenus par cette modélisation sont synthétisés dans le Tableau 24. Les Figures 68 et 69 révèle que la largeur de la zone instable ($FS < 1$) sera multipliée par 2 lorsqu'on passe d'une hauteur de 3m à 6m et par 3.6 lorsqu'on passe d'une hauteur de 3m à 12m pour le parement droit (éponge inférieure) et le parement gauche (éponge supérieure), alors que pour la couronne (roof) la largeur de la zone instable ($FS < 1$) sera multipliée par 1.25 lorsqu'on passe d'une hauteur de 3m à 6m et par 1.63 lorsqu'on passe d'une hauteur de 3m à 12m. La valeur du déplacement maximal total sera multipliée par 1.8 lorsqu'on passe d'une hauteur de 3m à 6m et par 3.2 lorsqu'on passe d'une hauteur de 3m à 12m pour le parement droit et gauche, alors que pour le toit (roof) la valeur de déplacement maximal total sera multipliée par 1.35 lorsqu'on passe d'une hauteur de 3m à 6m et par 1.83 lorsqu'on passe d'une hauteur de 3m à 12m.

Tableau 24- L'évolution de la zone de détente et les déplacements maximaux totaux autour de l'excavation pour 3 cas de hauteur et 3 rapports de contrainte K

Paramètre		Largeur de la zone instable (m) pour un facteur de sécurité <1.09			Déplacement maximal total (m)		
Hauteur (m)	Rapport de contrainte (K)	Parement gauche	Couronne	Parement droit	Parement gauche	Couronne	Parement droit
Hauteur de la taille de 3m	1	3.090	3.440	3.150	0.018	0.018	0.017
	1.5	3.680	3.880	3.280	0.020	0.017	0.018
	2	4.570	4.410	3.930	0.023	0.017	0.021
Hauteur de la taille de 6m	1	5.950	4.110	5.670	0.030	0.022	0.030
	1.5	6.820	4.900	5.920	0.035	0.023	0.035
	2	10.030	5.760	7.550	0.043	0.025	0.043
Hauteur de la taille de 12m	1	10.690	5.370	10.240	0.052	0.030	0.052
	1.5	17.050	6.790	11.440	0.064	0.032	0.064
	2	17.390	6.930	12.710	0.079	0.033	0.079

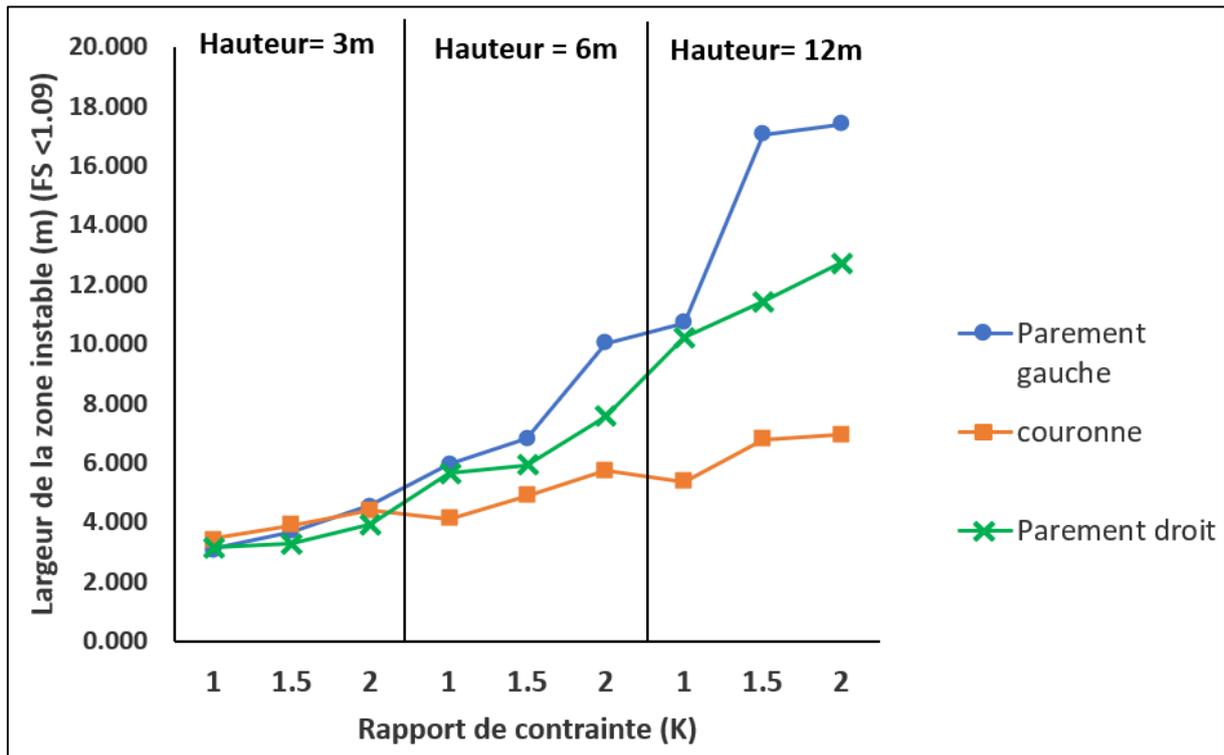


Figure 68- Evolution la zone de détente autour de l'excavation en fonction du rapport de contrainte K pour 3 cas de hauteur

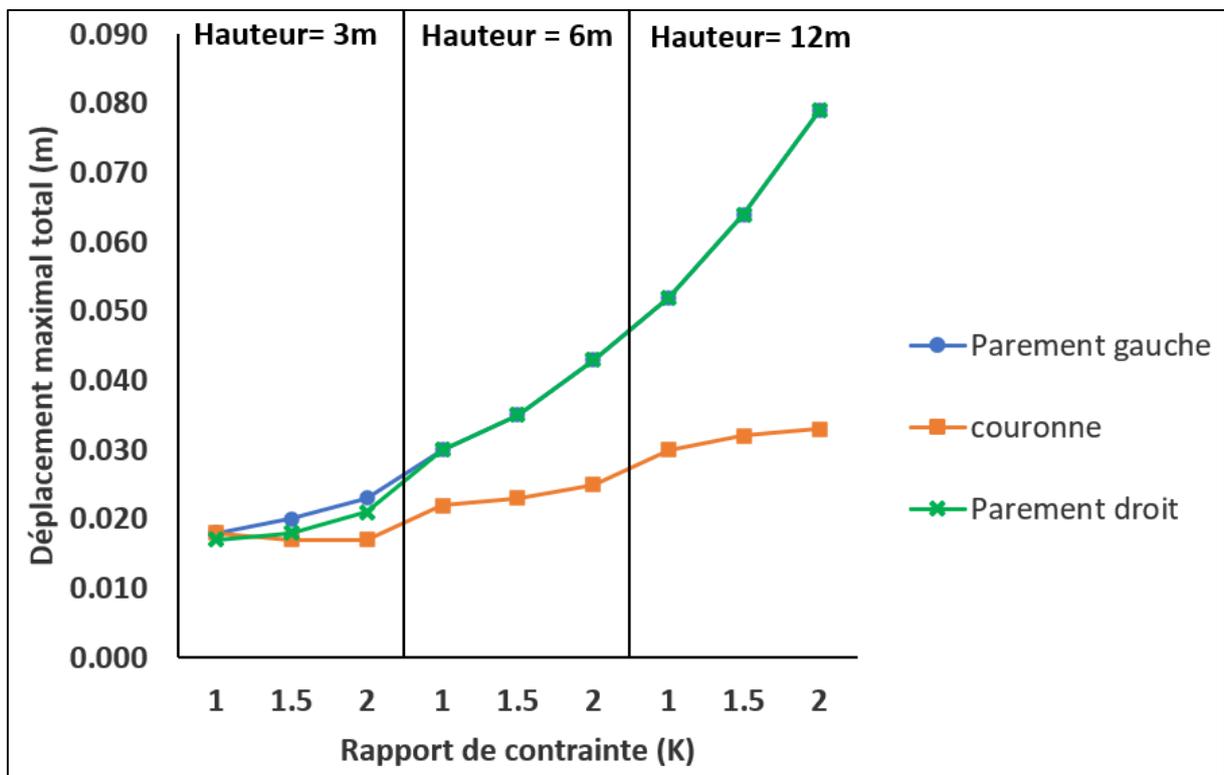


Figure 69- Evolution des déplacements maximaux totaux autour de l'excavation en fonction du rapport de contrainte K pour 3 cas de hauteur

3.3.3. Effet de l'inclinaison des parements

Selon Henning (2007) et Heidarzadeh (2018) l'inclinaison des épontes influence la stabilité des parements. Plus le gisement est incliné plus la contrainte verticale exercée sur le corps minéralisé entraîne des déplacements plus importants et engendre une zone de détente plus large (Figure 70).

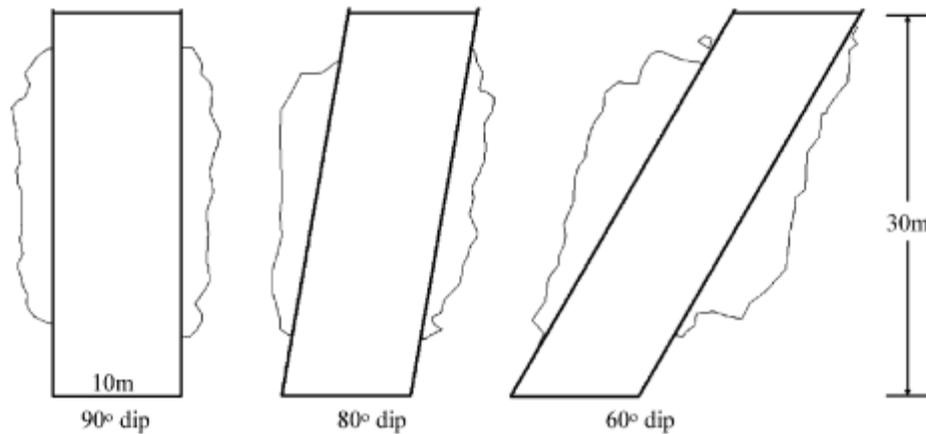


Figure 70- Evolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction du pendage de la taille (Henning, 2007)

L'effet de l'inclinaison sur la stabilité des gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité tout en utilisant la méthode d'exploitation des tranches remblayées ou coupe et remblai « cut and fill » choisie comme méthode d'extraction optimale, a été analysé par une modélisation numérique à différentes inclinaisons avec une ouverture de 3m et un rapport de contrainte in situ $K=1$ (Figure 71 et 72). Le Tableau 25 illustre l'évolution de la largeur de la zone instable ($FS < 1$) et le déplacement maximal total. La Figure 73 et 74 montrent que la largeur de la zone instable et le déplacement maximal total diminuent avec l'augmentation de l'inclinaison au niveau du parement droit et gauche, tandis que ces deux indices évoluent positivement en augmentant l'inclinaison au niveau de la couronne « Roof ».

Tableau 25- Evolution de la zone de détente et les déplacements maximaux totaux autour de l'excavation pour différentes valeurs d'inclinaison

Inclinaison des parements (°)	Largeur de la zone instable (m) pour un facteur de sécurité <1.09)			Déplacement maximal total (m)		
	Parement gauche	Couronne	Parement gauche	Couronne	Parement gauche	Couronne
45	3.090	3.440	3.150	0.018	0.018	0.017
55	2.680	3.670	2.730	0.016	0.019	0.016
65	2.430	3.890	2.510	0.013	0.019	0.013
75	2.190	4.140	2.140	0.010	0.020	0.010

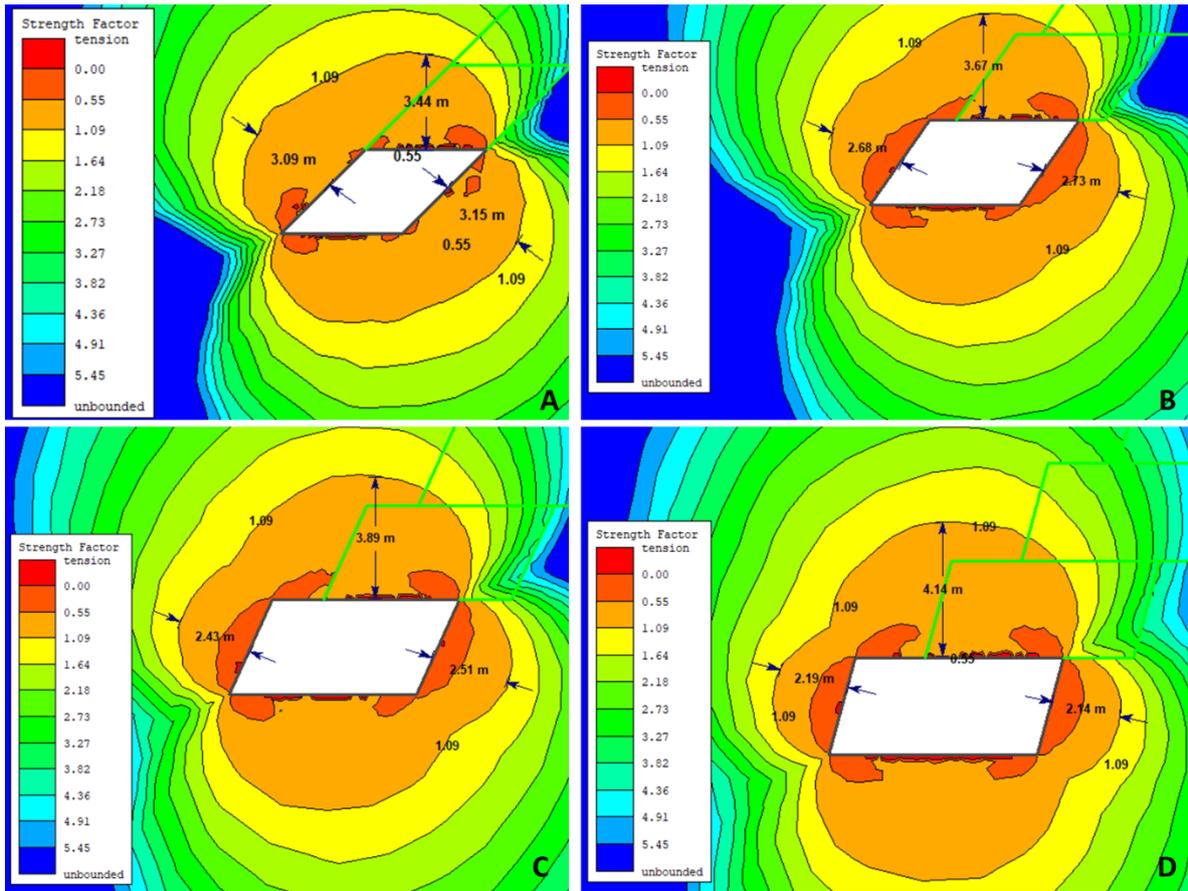


Figure 71- Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente (échelle de couleur) autour de l'excavation en fonction de l'inclinaison de la taille. A : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une hauteur de 3m, un rapport de contrainte $K=1$ et une inclinaison des parements égale à 45° ; B : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une hauteur de 3m, un rapport de contrainte $K=1$ et une inclinaison des parements égale à 55° ; C : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une hauteur de 3m, un rapport de contrainte $K=1$ et une inclinaison des parements égale à 65° ; D : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une hauteur de 3m, un rapport de contrainte $K=1$ et une inclinaison des parements égale à 75° ; Les couleurs représentent l'évolution du facteur de sécurité « strength factor tension »

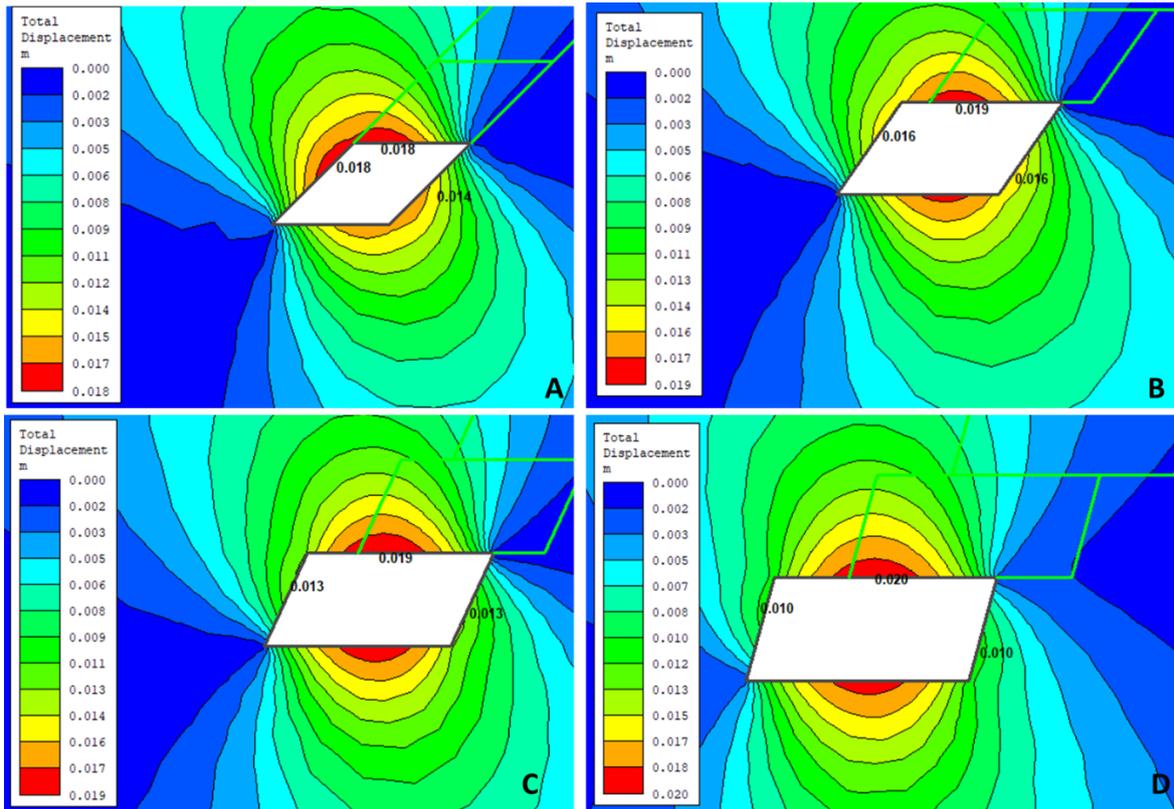


Figure 72- Coupe transversale montrant l'évolution des déplacements maximaux totaux (échelle de couleur) autour de l'excavation en fonction de l'inclinaison de la taille. A : Coupe transversale montrant l'évolution des déplacements maximaux totaux autour de l'excavation pour une hauteur de 3m, un rapport de contrainte $K=1$ et une inclinaison des parements égale à 45° ; B : Coupe transversale montrant l'évolution des déplacements maximaux totaux autour de l'excavation pour une hauteur de 3m, un rapport de contrainte $K=1$ et une inclinaison des parements égale à 55° ; C : Coupe transversale montrant l'évolution des déplacements maximaux totaux autour de l'excavation pour une hauteur de 3m, un rapport de contrainte $K=1$ et une inclinaison des parements égale à 65° ; D : Coupe transversale montrant l'évolution des déplacements maximaux totaux autour de l'excavation pour une hauteur de 3m, un rapport de contrainte $K=1$ et une inclinaison des parements égale à 75° ; Les couleurs représentent l'évolution des déplacements maximaux totaux « Total displacement »

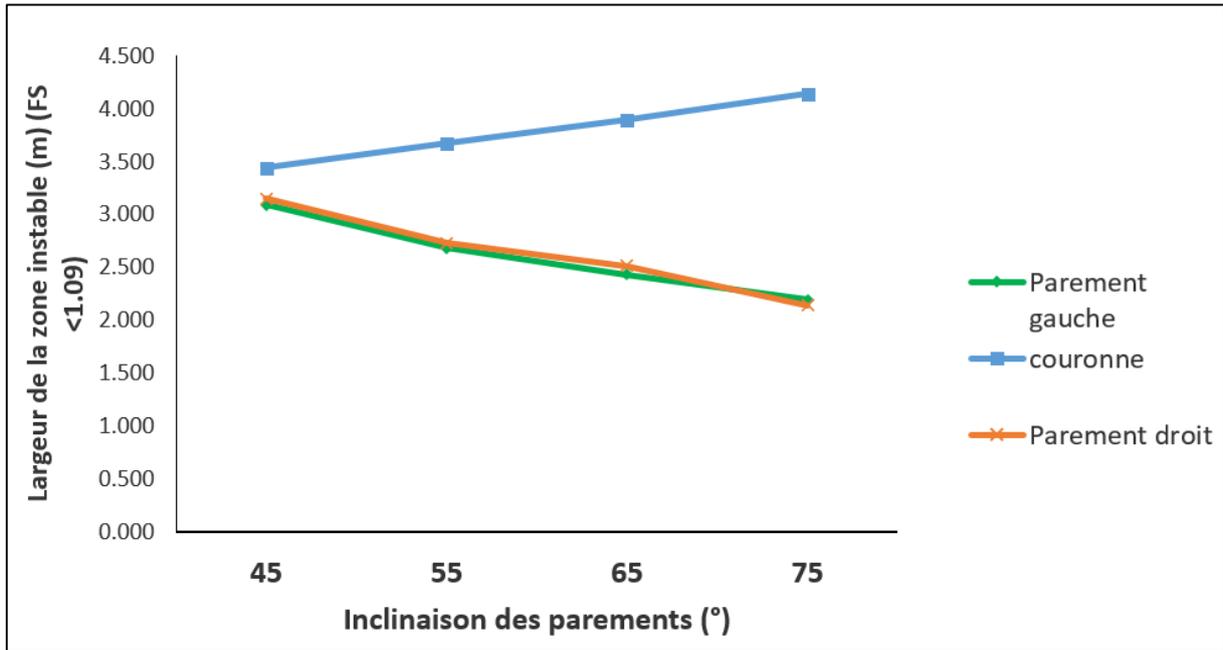


Figure 73- Evolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction de l'inclinaison de la taille

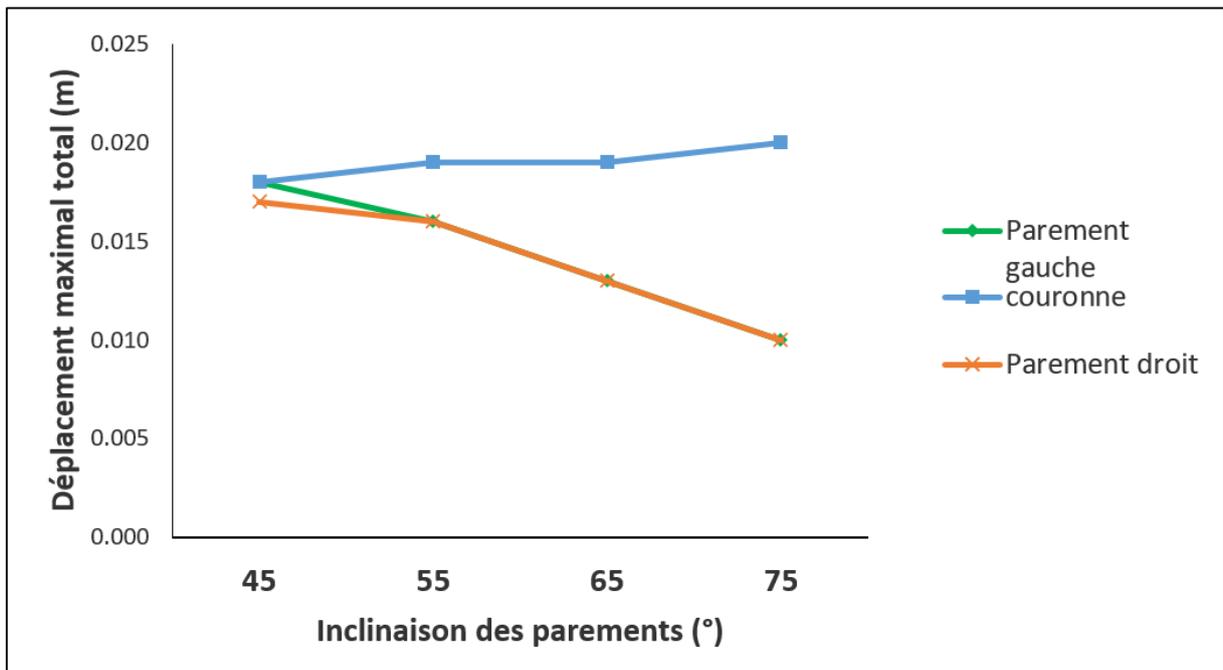


Figure 74- Evolution des déplacements maximaux totaux autour de l'excavation en fonction de l'inclinaison de la taille

3.3.4. Effet de la nature du remblai minier

Dans l'industrie minière souterraine, le remblayage est utilisé comme plate-forme pour atteindre le minerai de la tranche supérieure et pour augmenter le confinement des parements et remplir les vides engendrés par l'exploitation (Sivakugan et al., 2015) (Figure 75). Généralement, il existe deux types de remblayage : cimenté « cemented backfill (CB) » et non cimenté « uncemented backfill (UB) » (Rankine et al., 2007). Le remblayage non

cimenté est représenté uniquement par des produits issus des travaux de développement des galeries ou de la carrière (Sivakugan et al., 2015), ce type de remblayage présente les mêmes caractéristiques géotechniques du stérile utilisé avec une cohésion nulle (Yang, 2016). Alors que le remblayage cimenté consiste à mélanger un matériel qui peut être du stérile ou du sable avec le ciment, les caractéristiques géotechniques de ce type de remblayage dépendent de plusieurs paramètres tels que le pourcentage et le type de liant utilisé, la nature et la granulométrie des produits utilisés et le type et la quantité d'eau appliquée (Benzazoua et al., 2005).

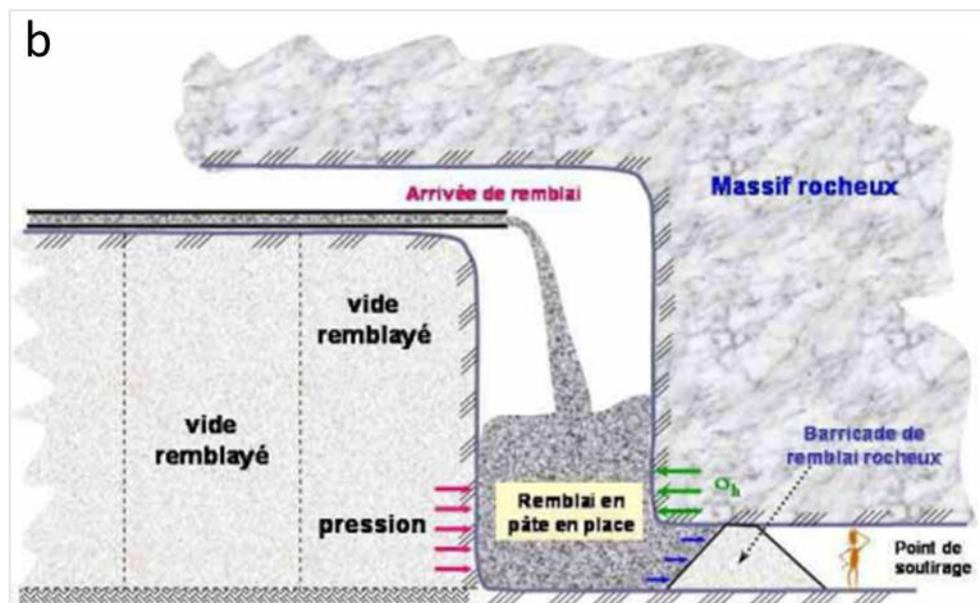


Figure 75- Mise en place du remblai cimenté dans une taille (a) taille en cours de remblayage ; (b) schéma des composantes d'un vide remblayé (Belem et Benzaazoua, 2003)

La Figure 76 et 77 illustrent les résultats de la modélisation numérique par le logiciel RS2 après le remblayage d'une excavation minière encaissée dans des roches de mauvaise qualité de 3m de hauteur et inclinaison de 75° avec un rapport de contrainte $K=1$ par le remblai cimenté

« cemented backfill (CB) » et non cimenté « uncemented backfill (UB) », en utilisant les propriétés géo-mécaniques du stérile sans cohésion pour le remblai non cimenté et les propriétés géo-mécaniques classiques présentées dans les travaux de plusieurs auteurs comme Aubertin et al., (2003), Pirapakaran et Sivakugan (2007).

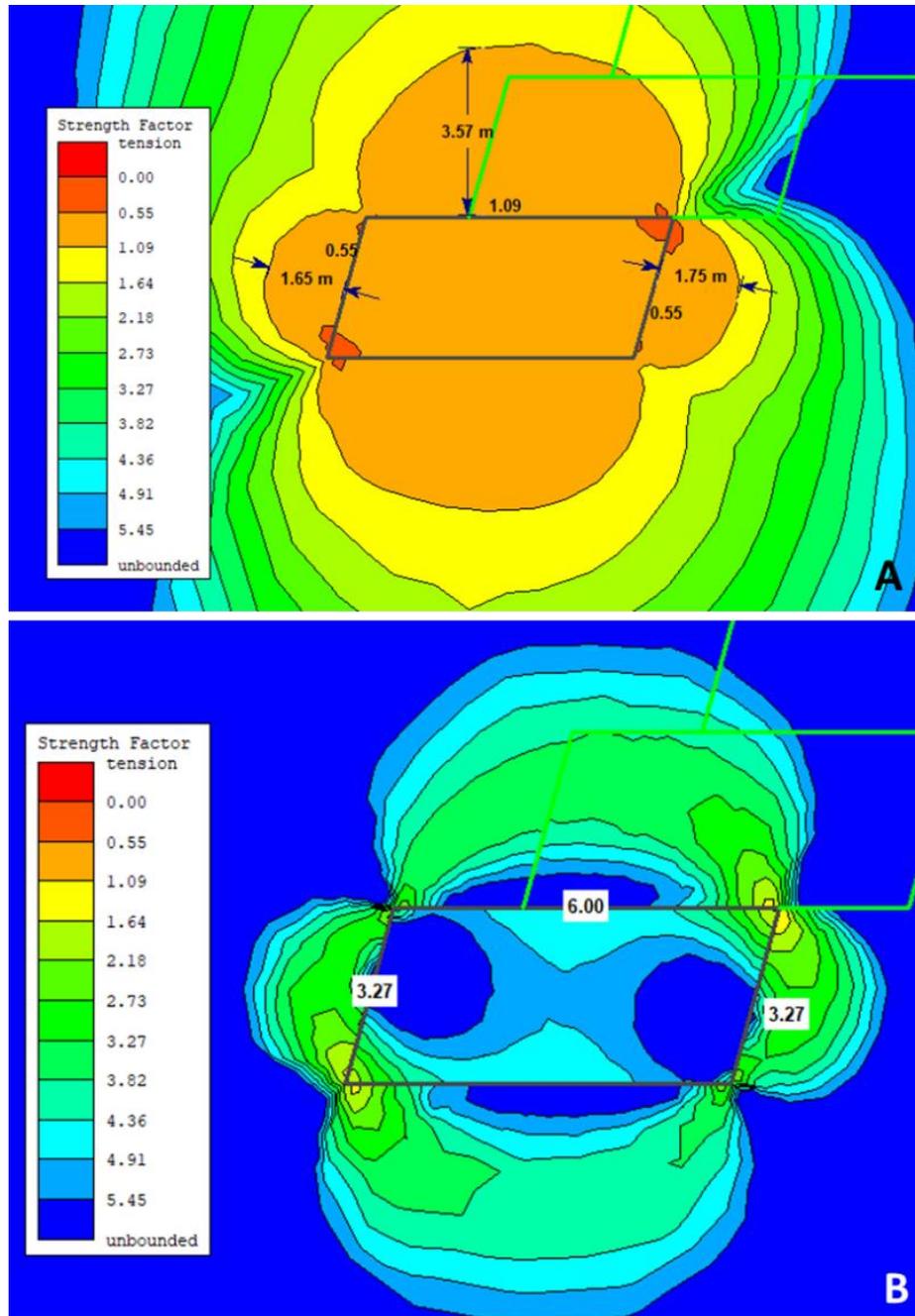


Figure 76- Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente (échelle de couleur) autour de l'excavation en fonction du type du remblai. A : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une hauteur de 3m, un rapport de contrainte $K=1$ et une inclinaison des parements égale à 75° avec remblai non cimenté ; B : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une hauteur de 3m, un rapport de contrainte $K=1$ et une inclinaison des parements égale à 75° avec remblai cimenté; Les couleurs représentent l'évolution du facteur de sécurité « strength factor tension »

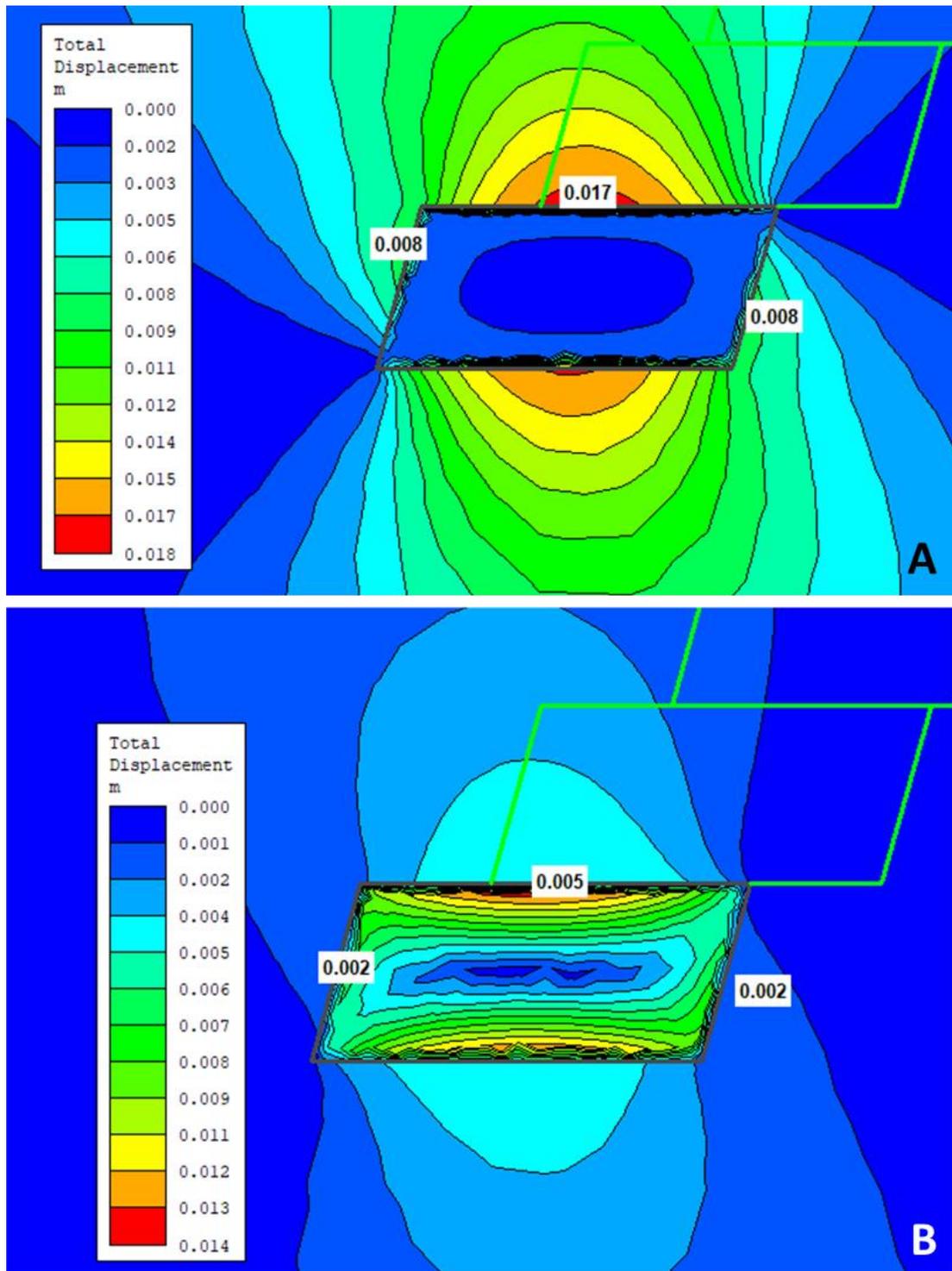


Figure 77- Coupe transversale montrant l'évolution des déplacements maximaux totaux (échelle de couleur) autour de l'excavation en fonction du type du remblai. A : Coupe transversale montrant l'évolution des déplacements maximaux totaux autour de l'excavation pour une hauteur de 3m, un rapport de contrainte $K=1$ et une inclinaison des parements égale à 75° avec remblai non cimenté ; B : Coupe transversale montrant l'évolution des déplacements maximaux totaux autour de l'excavation pour une hauteur de 3m, un rapport de contrainte $K=1$ et une inclinaison des parements égale à 75° avec remblai cimenté ; Les couleurs représentent l'évolution des déplacements maximaux totaux « Total displacement »

Le Tableau 26 résume l'évolution de la largeur de la zone instable (FS<1) et le déplacement maximal total selon le type du remblai utilisé. L'analyse du tableau montre que l'utilisation du remblai cimenté a augmenté le confinement des parements ce qui a permis d'annuler la zone instable autour de l'excavation (Figure 78) et de réduire les déplacements maximaux totaux de 25% au niveau des épontes et de 29% au niveau de la couronne de l'excavation (Figure 79).

Tableau 26- Evolution de la zone de détente et les déplacements maximaux totaux autour de l'excavation en fonction du type du remblai

Type du remblai	Largeur de la zone instable (m) pour un facteur de sécurité <1.09			Déplacement maximal total (m)		
	Parement gauche	Couronne	Parement gauche	Couronne	Parement gauche	Couronne
Remblai non cimenté	1.650	3.570	1.750	0.008	0.017	0.008
Remblai cimenté	0.000	0.000	0.000	0.002	0.005	0.002

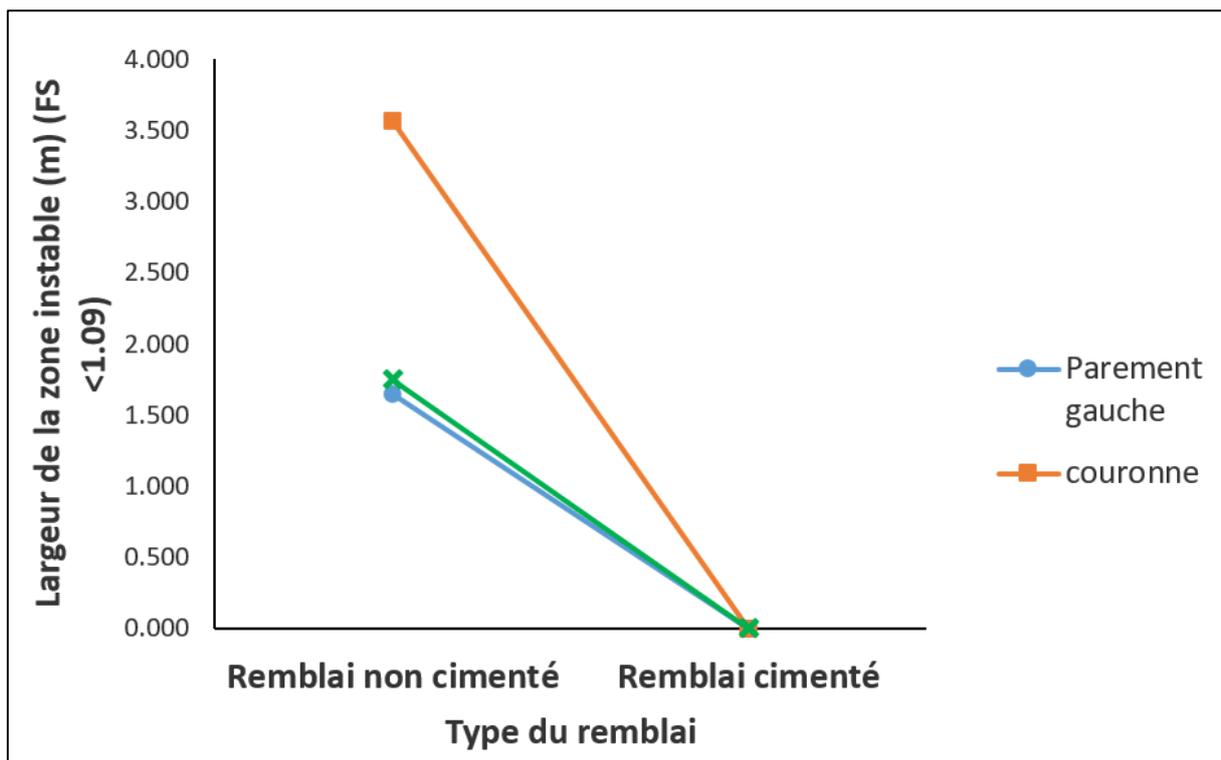


Figure 78- Evolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction du type du remblai

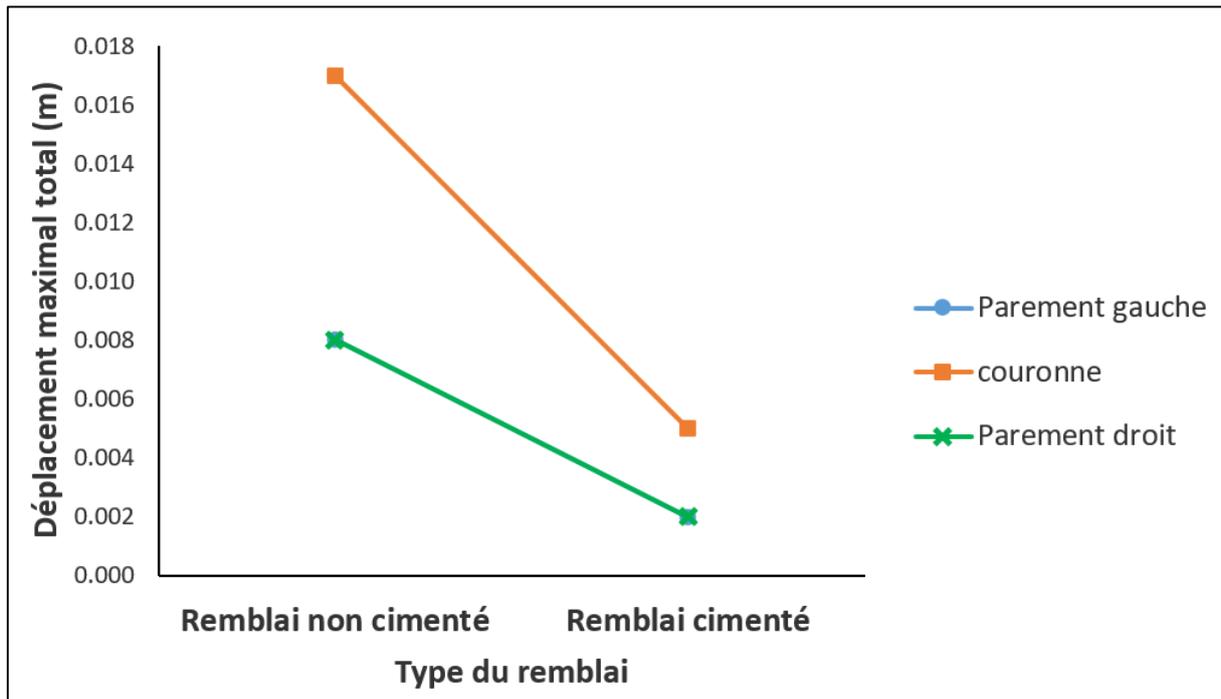


Figure 79- Evolution des déplacements maximaux totaux autour de l'excavation en fonction du type du remblai

3.3.5. Dimensionnement du stot à laisser entre les excavations

Dans l'industrie minière souterraine, il existe plusieurs types d'ouvrages « Openings » de nature différente qui sont utilisés pour accéder à la minéralisation en profondeur depuis la surface comme l'illustre la Figure 80 (Yardimci et Karpuz, 2019). Ils sont conçus pour assurer :

- La circulation des personnes et des équipements ;
- La ventilation (aéragé) de la mine ;
- L'alimentation de la mine par le remblai minier et de la fourniture ;
- La remontée (extraction) du minerai et du stérile vers la surface.

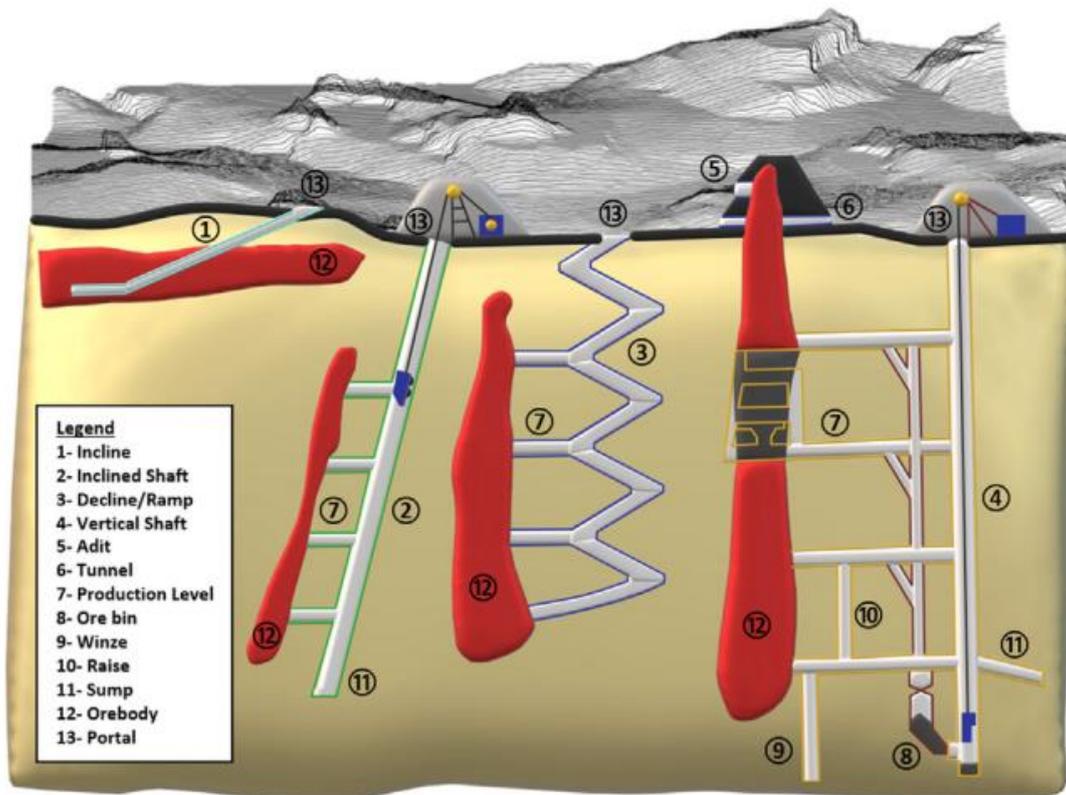


Figure 80- Les différents ouvrages qui peuvent être utilisés dans mine une souterraine (Yardimci et Karpuz, 2019)

Selon la durabilité de ces ouvrages, on peut les classer en ouvrages permanents « Permanent openings » et en ouvrages temporaires (provisaires) « Temporary openings » (Moshab, 1997). Les ouvrages permanents (infrastructures) sont en général réalisés dans la phase de développement de la mine « Development mining » pour atteindre la structure minéralisée et ils peuvent durer plus qu'un an comme : la rampe, cheminée d'aérage, cheminée de remblai, dessert, accès. Alors que les ouvrages temporaires comme traçage de base de la minéralisation, accès de production, sont réalisés dans la phase de production « Production mining » avec une durée de vie qui ne dépasse pas en général une année. Le Tableau 27 résume les différents ouvrages qui peuvent être considérés comme ouvrage permanent et temporaire.

Tableau 27- Classement des ouvrages miniers souterrains en ouvrage permanent et temporaire

Ouvrage permanent	Ouvrage temporaire
Accès de développement	Accès de production (partie traitable)
Desserte	Cheminée d'aérage entre les niveaux
Puits d'extraction	Cheminée de remblayage entre les niveaux
Puits de descente personnel	Passage personnel dans les tailles
Rampe	Zone de stockage à l'entrée des tailles
Descenderie	Cheminée de jet des tailles
Cheminée d'aérage	
Cheminée de remblai	
Atelier mécanique	
Albraque	
Salle de refuges	
Salle de chargement	
Salle de poste électrique	

Lors du creusement d'une excavation dans un massif rocheux, de nouvelles contraintes nommées contraintes induites « induced stress » seront créées suite à la perturbation des contraintes initiales et génèreront une zone de détente ou de relaxation « relaxation zone » autour de cette excavation comme le montre la Figure 81 selon plusieurs autours (Carranza-Torres, 1998 ; Carranza-Torres et Fairhurst, 2000; Unlu et Gercek, 2003 ; Martino et Chandler, 2004 ; Wang, 2004 ; Blumling et al., 2007 ; Vlachopoulos et Diederichs, 2009 ; Alejano et al., 2012 ; Fattahi et al., 2014 ; Perras et Diederichs, 2015 ; Siren et al., 2015 ; Pouya et al., 2016 ; Sepehri et al., 2017 ; Paraskevopoulou et Diederichs, 2018 ; Satıcı et Topal, 2020 ; Ma et al., 2020 ; Wang et al., 2021).

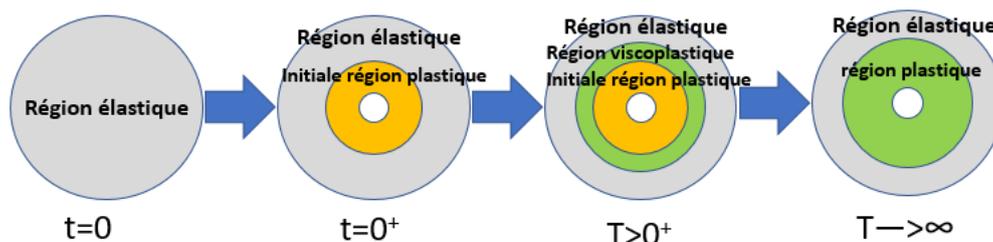


Figure 81- Evolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction du temps (modifié d'après Wang et al., 2021).

La création et la présence de la zone de détente autour de l'excavation (Figure 82) sont les principaux facteurs qui provoquent des chutes de blocs « Falling blocks » et des instabilités à l'intérieur de l'excavation minière (Martino et Chandler, 2004 ; Wang, 2004 ; Blumling et al., 2007 ; Fattahi et al., 2014 ; Perras et Diederichs, 2015 ; Siren et al., 2015 ; Satici, 2018 ; Satici et Topal, 2020). Ces instabilités sont engendrées par l'effet de la traction, et par le manque de confinement dans les périphériques de l'excavation (Potvin, 1988 ; Wang, 2004 ; Sepehri et al., 2017). C'est pour cette raison que la connaissance de la largeur de cette zone (représentée par la longueur S dans la Figure 83) est indispensable pour la conception et le choix de l'emplacement des ouvrages permanents par rapport à la minéralisation.

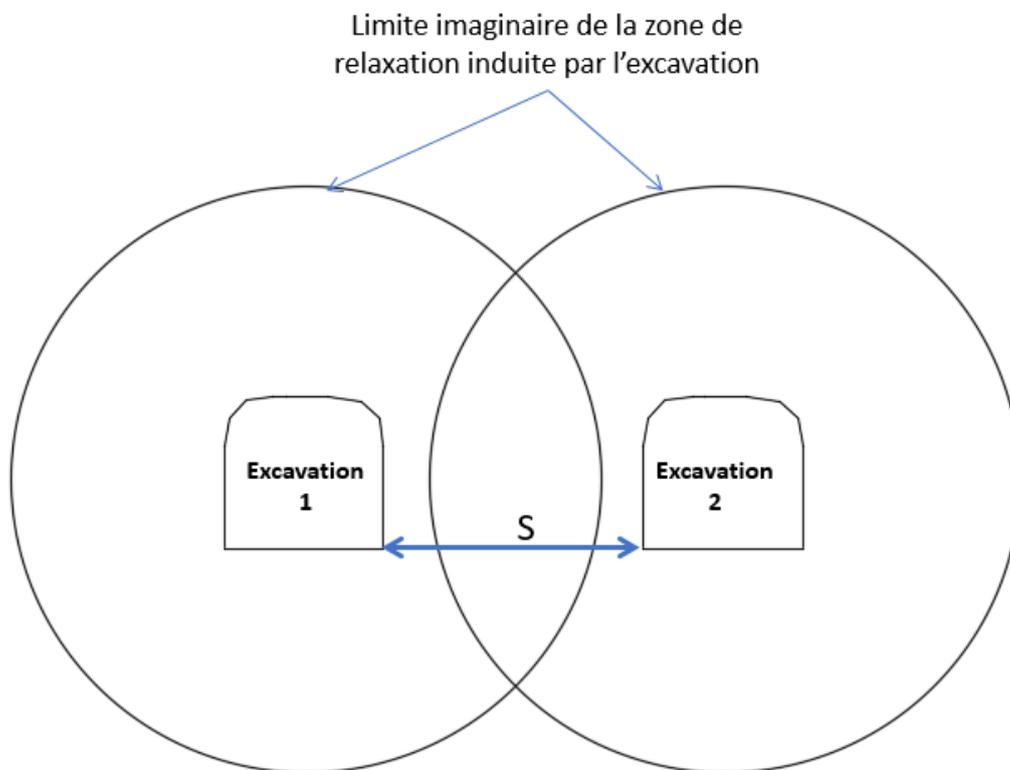


Figure 82- Représentation schématique de la zone de détente autour de deux excavations séparées avec une distance S

Dans notre étude, nous penchons à déterminer la distance (S) qui assure l'existence d'une zone de non-interaction entre la taille d'abattage et la galerie de développement (Figure 83) pour des gisements à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité et exploités par la méthode des tranches remblayées ou coupe et remblai « cut and fill ». À cette fin, une modélisation numérique à l'aide de RS2 a été effectuée, tout en utilisant les caractéristiques géotechniques qui ont été présentées dans le Tableau 15 à la section 2.2 du chapitre II avec un rapport de contrainte K égale à 1.

La Figure 83 montre le modèle utilisé dans notre analyse, dans lequel nous avons utilisé des distances d'intervalle de 5 m toute en commençant par une distance de 10m entre la minéralisation et la galerie de développement.

Les zones rouges utilisées dans la modélisation (Figure 84, 85 et 87 jusqu'à 89) indiquent la largeur de la zone de détente créée autour de l'ouvrage après l'excavation avec un facteur de sécurité égal 1.5. Les simulations ont été arrêtées lorsque la zone de détente engendrée par l'excavation autour de la taille d'abattage et la galerie de développement ne présente aucun chevauchement durant toute la séquence d'exploitation. Cette dernière est matérialisée par un découpage vertical de 21m qu'est découpé en 7 tranches d'abattages de T0 jusqu'à T7.

Afin de déterminer l'emplacement qui présente moins d'interférence nous avons analysé l'évolution de l'interaction de la zone de détente avec un facteur de sécurité (FS) de 1.5 pour l'emplacement de la galerie de développement au niveau de l'éponte supérieure et au niveau de l'éponte inférieure de la taille d'abattage.

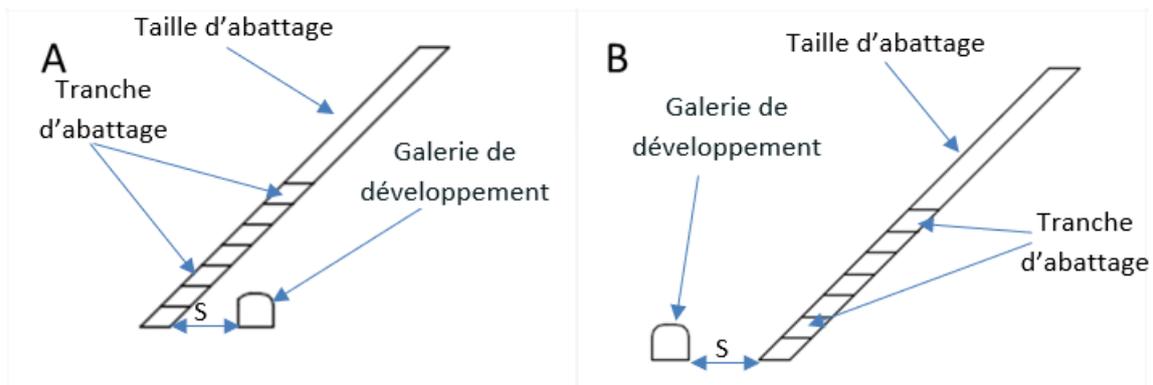


Figure 83- Modèle géométrique utilisé dans la simulation numérique par RS2, A : modèle de simulation de l'interférence au niveau de l'éponte inférieure, B : modèle de simulation de l'interférence au niveau de l'éponte supérieure, S est la distance à laisser entre les excavations

3.3.5.1. Analyse de l'interférence au niveau de l'éponte supérieure

Afin d'analyser l'impact de creuser la galerie de développement dans la partie amont de l'éponte supérieure sur la stabilité de la taille d'abattage, nous avons analysé l'évolution de la zone de détente créée autour de ces ouvrages. La modélisation numérique illustrée dans les Figures 84 et 85 montre la présence de la zone de non interaction le long du panneau à partir de la première tranche (T=1) jusqu'à la dernière tranche (T=7). La largeur de cette zone de non interaction est égale à 3.60m pour la première tranche et évolue jusqu'à 29m pour la dernière tranche lorsque la distance S est égale à 10m (Figure 86). De même la Figure 85 présente l'évolution de la zone de non interférence de 9m dans la première tranche jusqu'à 35m dans la septième tranche d'exploitation lorsque la distance S est égale à 15m.

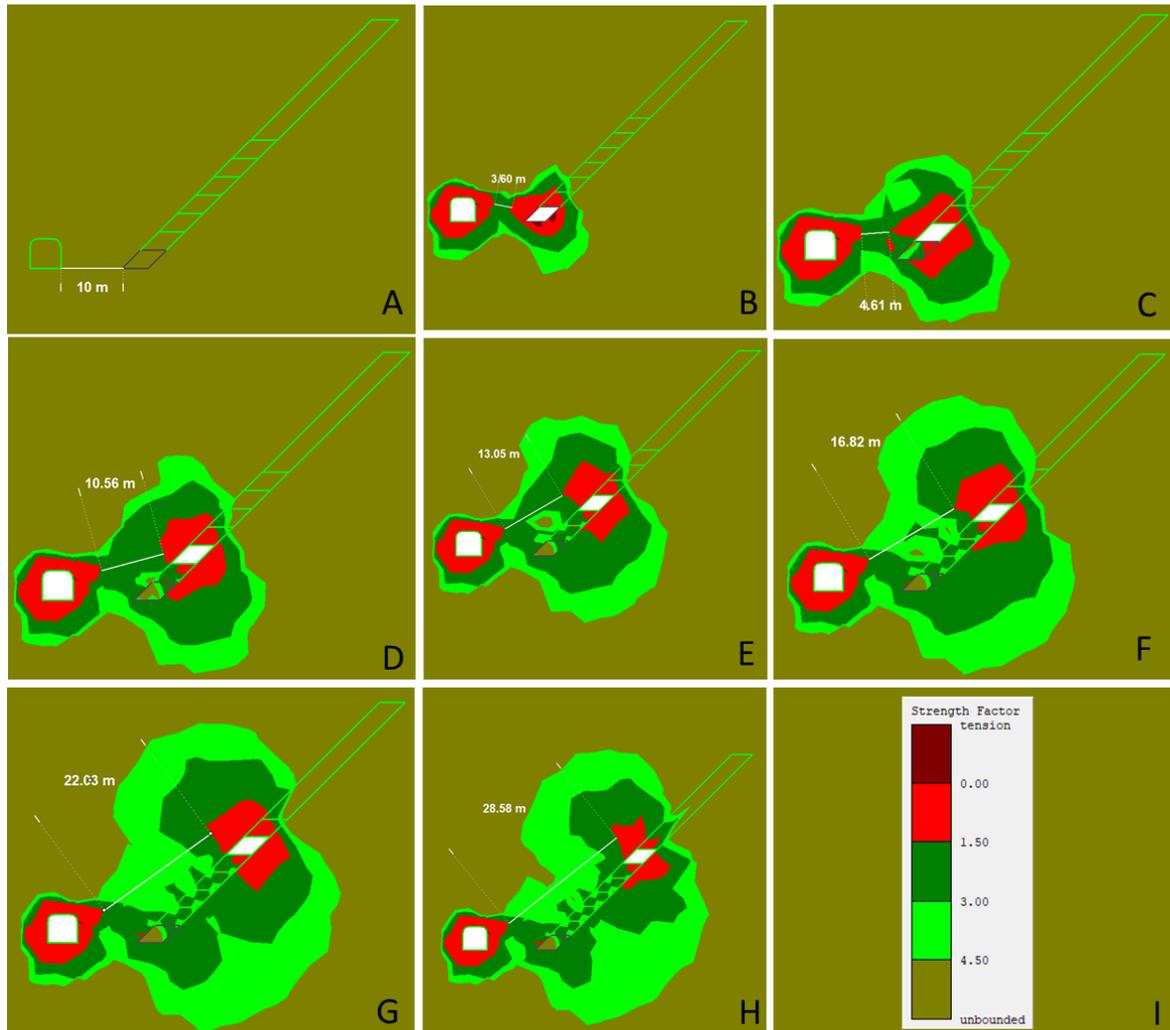


Figure 84- Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction de l'évolution de la séquence d'exploitation au niveau de l'éponte supérieure pour une distance égale à 10m. A : Coupe transversale montrant le modèle de simulation ; B : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 10m de la tranche T=1 ; C : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 10m de la tranche T=2 ; D : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 10m de la tranche T=3 ; E : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 10m de la tranche T=4 ; F : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 10m de la tranche T=5 ; G : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 10m de la tranche T=6 ; H : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 10m de la tranche T=7 ; I : représente la légende des couleurs du facteur de sécurité « strength factor tension »

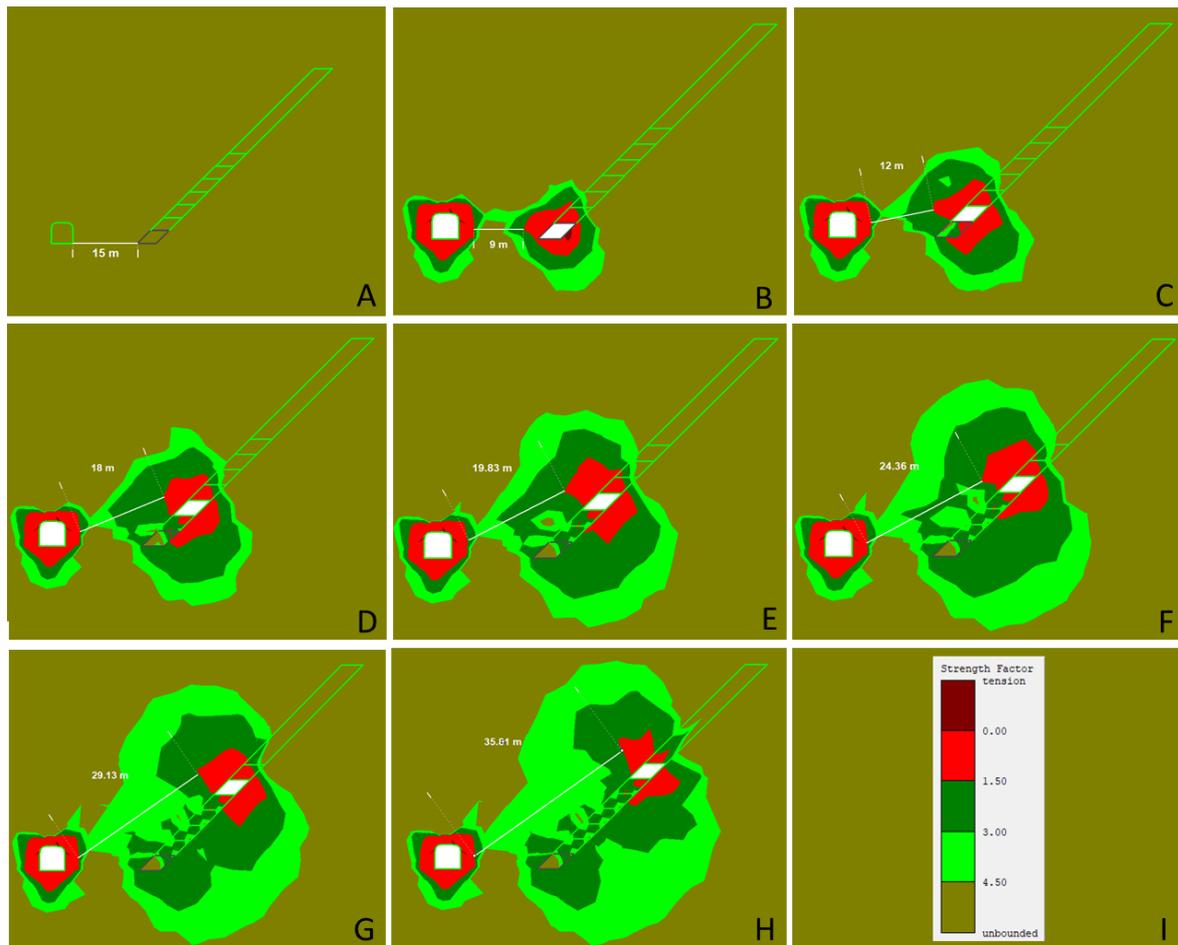


Figure 85- Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction de l'évolution de la séquence d'exploitation au niveau de l'éponte supérieure pour une distance égale à 15m.
A : Coupe transversale montrant le modèle de simulation ; **B :** Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 15m de la tranche $T=1$; **C :** Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 15m de la tranche $T=2$; **D :** Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 15m de la tranche $T=3$; **E :** Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 15m de la tranche $T=4$; **F :** Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 15m de la tranche $T=5$; **G :** Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 15m de la tranche $T=6$; **H :** Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 15m de la tranche $T=7$; **I :** représente la légende des couleurs du facteur de sécurité « strength factor tension »

3.3.5.2. Analyse de l'interférence au niveau de l'éponte inférieure

La Figure 86 illustre la progression de la zone de détente autour de la galerie de développement et autour de la taille d'abattage à différentes distances S et en fonction de l'évolution de la séquence d'exploitation. La largeur de la zone de non interaction augmente avec l'augmentation de la distance (S) qui sépare entre la galerie de développement et la taille d'abattage.

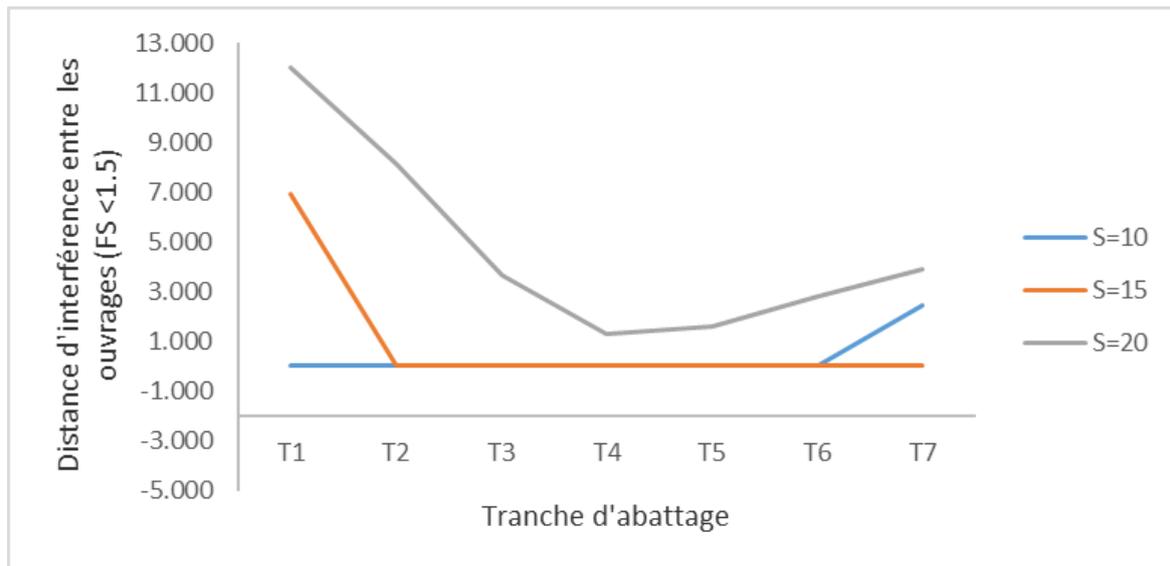


Figure 86- Evolution de la zone de non interaction à différentes distance S et en fonction de l'évolution de la séquence d'exploitation au niveau de l'éponte inférieure

Les résultats de la modélisation numérique à l'aide du logiciel RS2 montrent la présence de l'interférence entre la zone de détente développée autour de la taille d'abattage et l'ouvrage de développement lorsque la distance S est égale à 10m à partir de la première tranche jusqu'à la sixième tranche, et dans la septième tranche on constate le développement d'une zone de non interaction de 2.47m (Figure 87). Lorsque la distance S est égale à 15m la première tranche présente une zone de non interaction avec une largeur de 6.87m, alors que dans les tranches qui suivent, on constate la disparition de la zone de non interaction et le développement de la zone d'interférence entre les excavations (Figure 88). De même, la Figure 89 montre l'existence de la zone de non interaction à partir de la première tranche jusqu'à la septième tranche lorsque la distance S est égale à 20m.

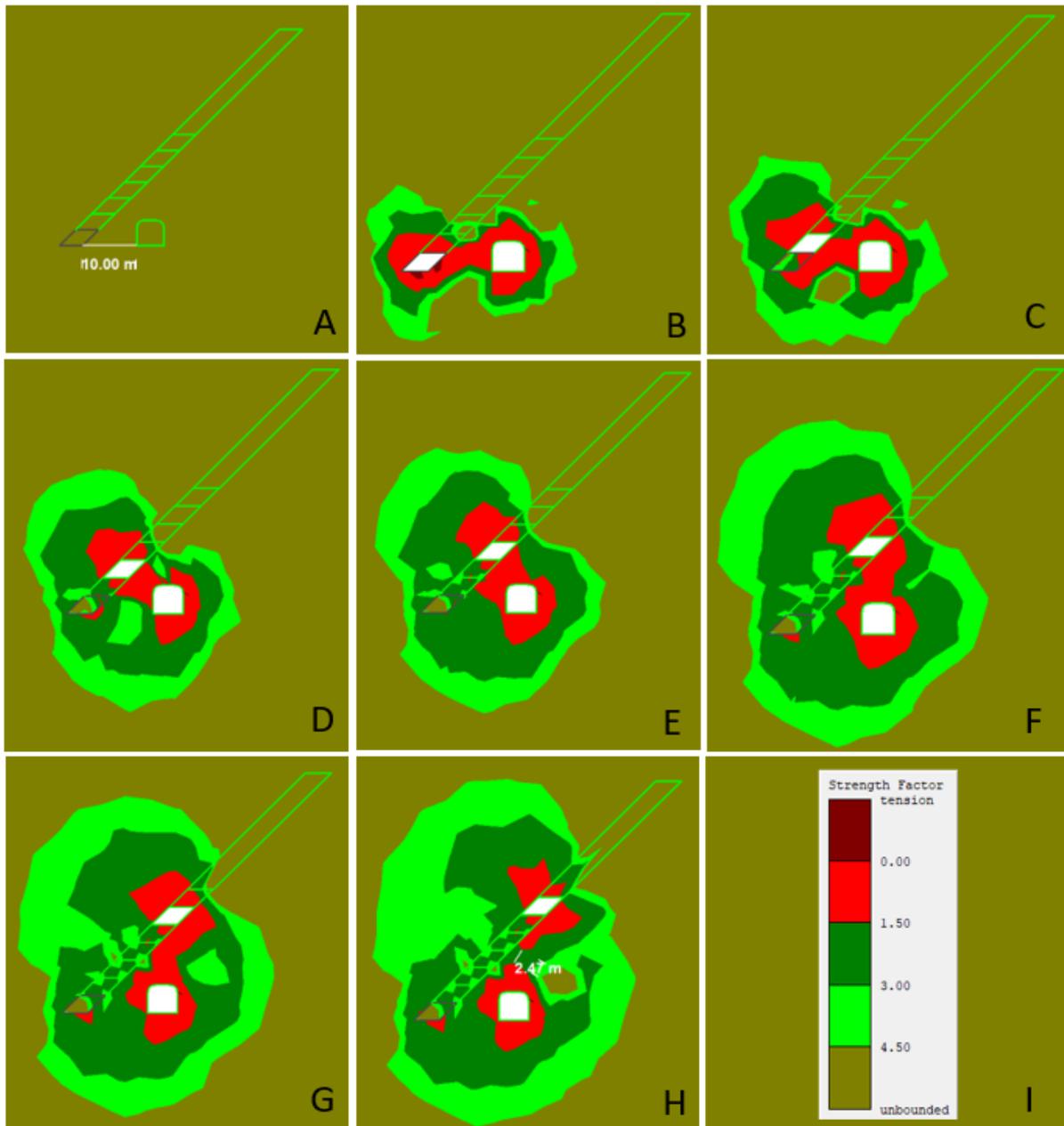


Figure 87- Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction de l'évolution de la séquence d'exploitation au niveau de l'éponte inférieure pour une distance égale à 10m.
A : Coupe transversale montrant le modèle de simulation ; **B :** Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 10m de la tranche T=1 ; **C :** Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 10m de la tranche T=2 ; **D :** Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 10m de la tranche T=3 ; **E :** Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 10m de la tranche T=4 ; **F :** Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 10m de la tranche T=5 ; **G :** Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 10m de la tranche T=6 ; **H :** Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 10m de la tranche T=7 ; **I :** représente la légende des couleurs du facteur de sécurité « strength factor tension »

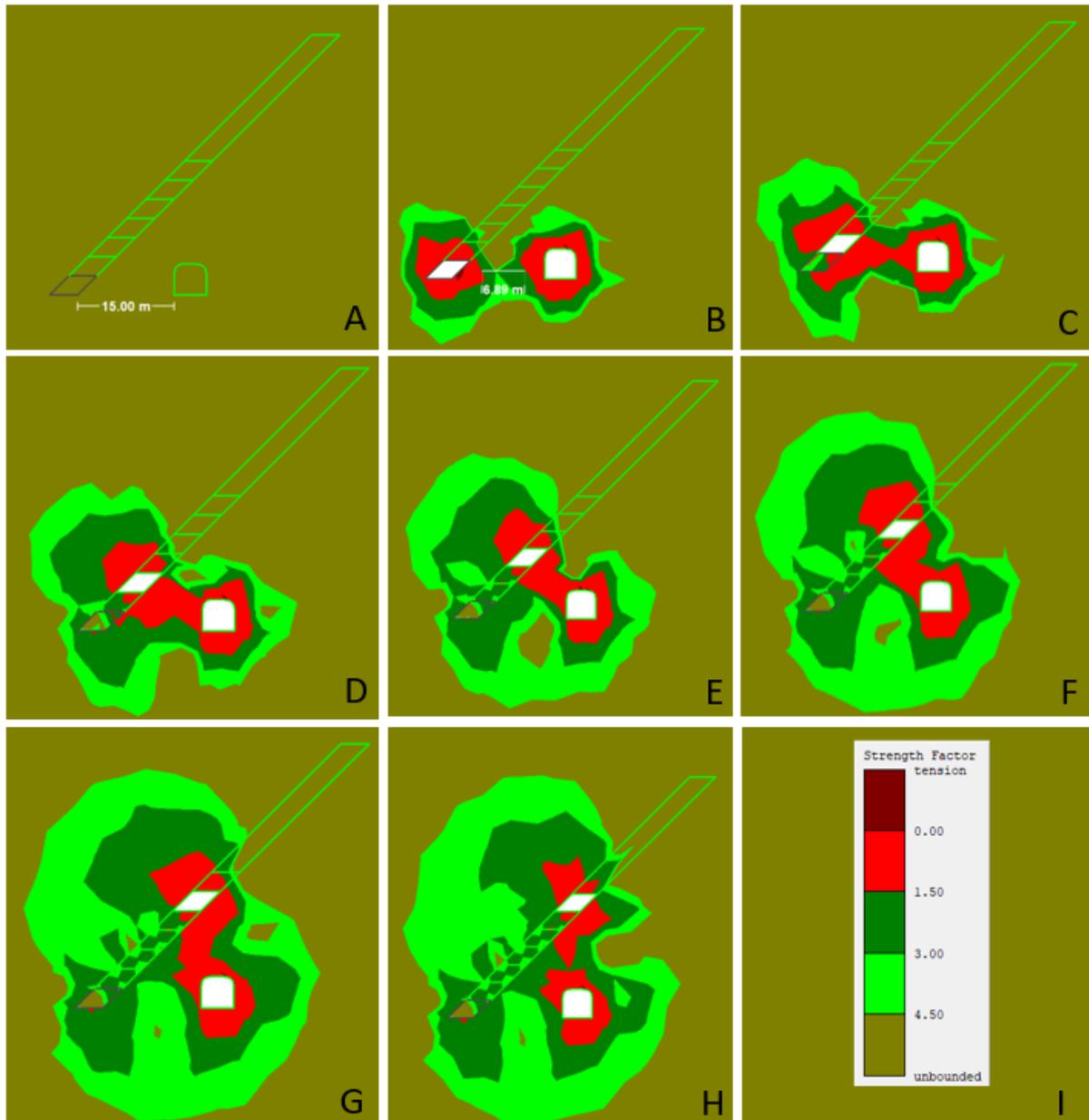


Figure 88- Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction de l'évolution de la séquence d'exploitation au niveau de l'éponte inférieure pour une distance égale à 15m. A : Coupe transversale montrant le modèle de simulation ; B : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 15m de la tranche T=1 ; C : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 15m de la tranche T=2 ; D : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 15m de la tranche T=3 ; E : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 15m de la tranche T=4 ; F : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 15m de la tranche T=5 ; G : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 15m de la tranche T=6 ; H : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 15m de la tranche T=7 ; I : représente la légende des couleurs du facteur de sécurité « strength factor tension »

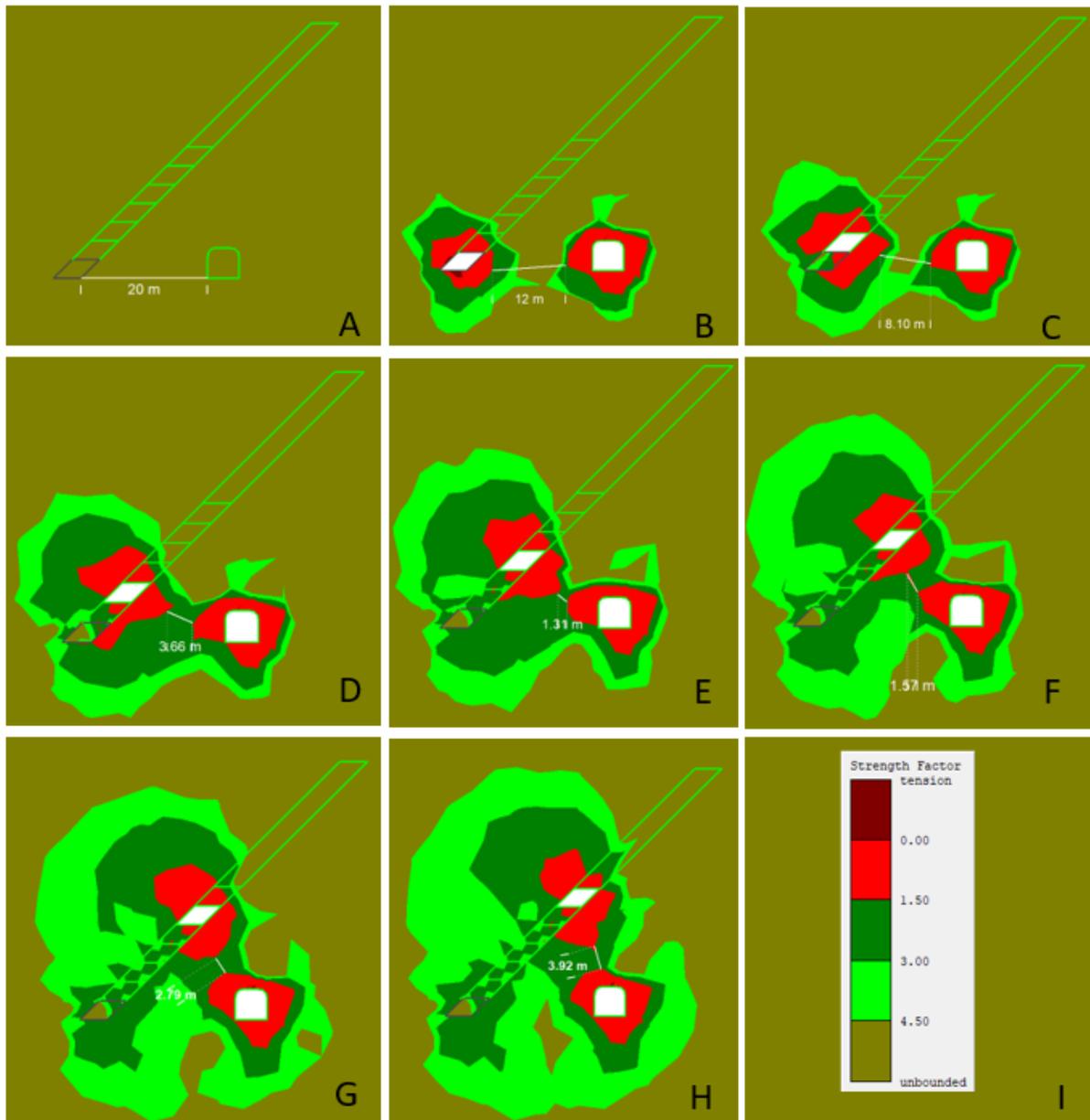


Figure 89- Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation en fonction de l'évolution de la séquence d'exploitation au niveau de l'éponte inférieure pour une distance égale à 20m.

A : Coupe transversale montrant l'évolution le modèle de simulation ; B : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 20m de la tranche T=1 ; C : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 20m de la tranche T=2 ; D : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 20m de la tranche T=3 ; E : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 20m de la tranche T=4 ; F : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 20m de la tranche T=5 ; G : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 20m de la tranche T=6 ; H : Coupe transversale montrant l'évolution de la zone de détente autour de l'excavation pour une distance égale à 20m de la tranche T=7 ; I : représente la légende des couleurs du facteur de sécurité « strenght factor tension »

Chapitre IV : Programmation de la projection stéréographique sur la feuille de Microsoft Excel

1. Introduction

La projection stéréographique est une opération qui facilite la lecture et le traitement des données de levé de fracturation lors d'une étude géologique et géomécanique d'un massif rocheux. Pour réaliser cette projection, généralement, on utilise des logiciels et des codes de programmation qui nécessitent une autorisation et ou une installation sur nos ordinateurs.

Dans ce chapitre, nous présentons une méthode qui permet de transférer les données caractéristiques (pendage et direction) d'une discontinuité en une projection stéréographique en utilisant uniquement une feuille de calcul de Microsoft Excel. Cette feuille Excel qu'on a nommée Géo-Excel est différente des autres programmes de stereonet (Ryan, 1987 ; Allmendinger, 1988 ; Prantl, 1988 ; Pilant, 1989 ; Seeley et Novak, 1991 ; Mendes et Kullberg, 1992 ; Cardozo et Allmendinger, 2013 ; Laik, 2016) parce qu'elle est basée uniquement sur des formules mathématiques inscrites directement sur Excel sans utilisation des macros ou des logiciels.

Pour établir cette feuille de calcul, on va aborder tout d'abord le principe de la projection stéréographique, ensuite, on va présenter les formules de calcul nécessaire pour obtenir cette projection sur Excel.

Afin de vérifier la validité et l'applicabilité pratique de cette feuille, des tests de comparaison ont été effectués.

2. Projection stéréographique

La projection stéréographique est une méthode qui permet de traiter rapidement les données d'ordre géométrique d'un levé structural. Cette projection est basée sur une représentation schématique des lignes et des plans dans une sphère de référence (Kirkwood, 2006) qu'est séparée en hémisphère supérieur et en hémisphère inférieur.

Généralement pour appliquer cette méthode on utilise deux types d'abaques (Allison, 2015) :

2.1. Abaque de Schmidt (Equal-area)

C'est une projection azimutale à aire égale ou équivalente (Figure 90), qui préserve la surface. Cette projection est la plus utilisée en géologie structurale, car elle ne présente aucun biais statistique lorsqu'un grand nombre de données sont étudiées (Allison, 2015).

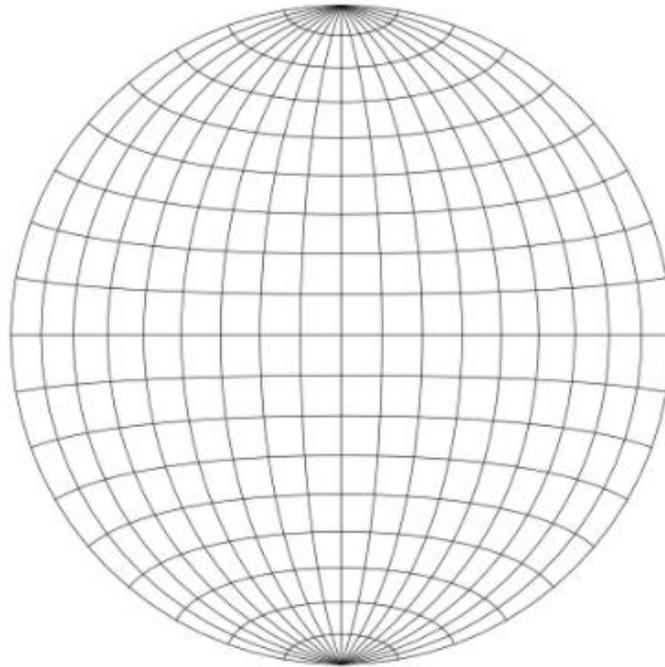


Figure 90- Canevas de Schmidt (Schmidt net - Wikipedia 1)

2.2. Abaque de Wulff (Equal-angle)

La projection de Wulff divise le cercle en angle égal, appelée aussi projection stéréographique (Figure 91). Cette projection est utilisée dans la cristallographie, car les relations angulaires tracées sont conservées et peuvent être mesurées directement sur le stéréonet (Allison, 2015).

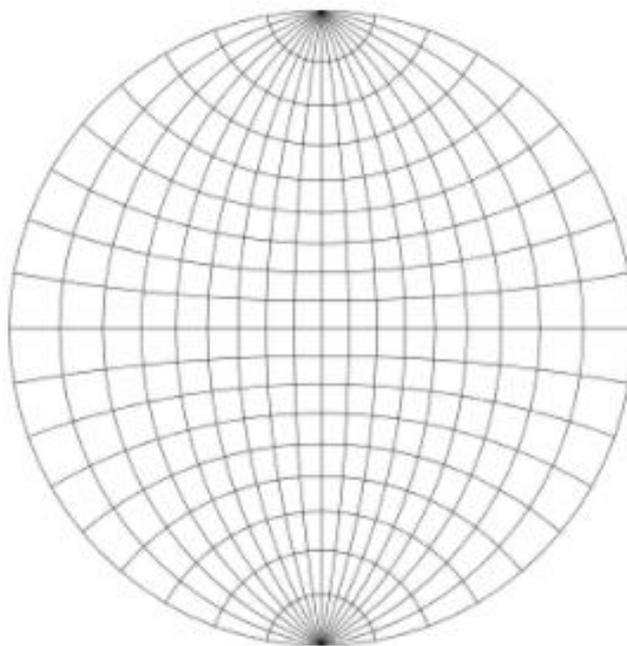


Figure 91- Canevas de Wulff (Stereographic projection - Wikipedia 2)

Le canevas de projection est représenté par un cercle gradué de 0 à 360° selon le sens horaire et orienté : le Nord vers le haut et le sud vers le bas, avec la présence des plans parallèles orientés Nord-Sud et des plans verticaux orientés Est-Ouest (Figure 92).

En général, les discontinuités géologiques, sont représentées géométriquement par plusieurs notations (Diederichs, 1990), les plus utilisées sont :

- La direction (azimuth), et le pendage tout en mentionnant de quel côté se situe ;
- Le sens du pendage et son angle, en utilisant la main droite.

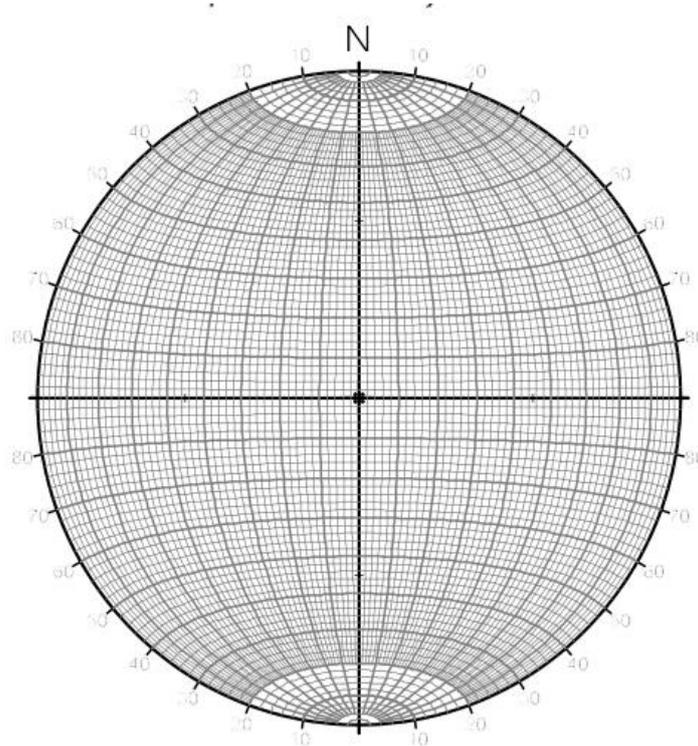


Figure 92- Canevas de projection stéréographique (Allison, 2015)

Généralement tous les programmes de la projection stéréographique utilisent la notation qu'est représentée par l'angle du pendage et la direction du pendage. Le principe de projection stéréographique est décrit par plusieurs auteurs (Waldron et Snyder, 2020 ; Allison 2015 ; Allmendinger et al., 2012 ; Ragan, 2009 ; Lisle et Leyshon, 2004 ; Davis et Reynolds, 1996 ; Mitra et Marshak, 1988 ; Ramsay et Huber, 1983 ; Vialon et al., 1976 ; Henry, 1976).

Le processus de la projection stéréographique peut être fait d'une manière globale avec le processus qui est illustré dans la Figure 93. Il consiste à repérer la direction souhaitée sur le périmètre du grand cercle du canevas. Ensuite, tourner le canevas jusqu'à ce que le repère soit situé sur le nord, après compter la valeur qui correspond au pendage de l'extérieur vers l'intérieur du grand cercle sur le diamètre principal.

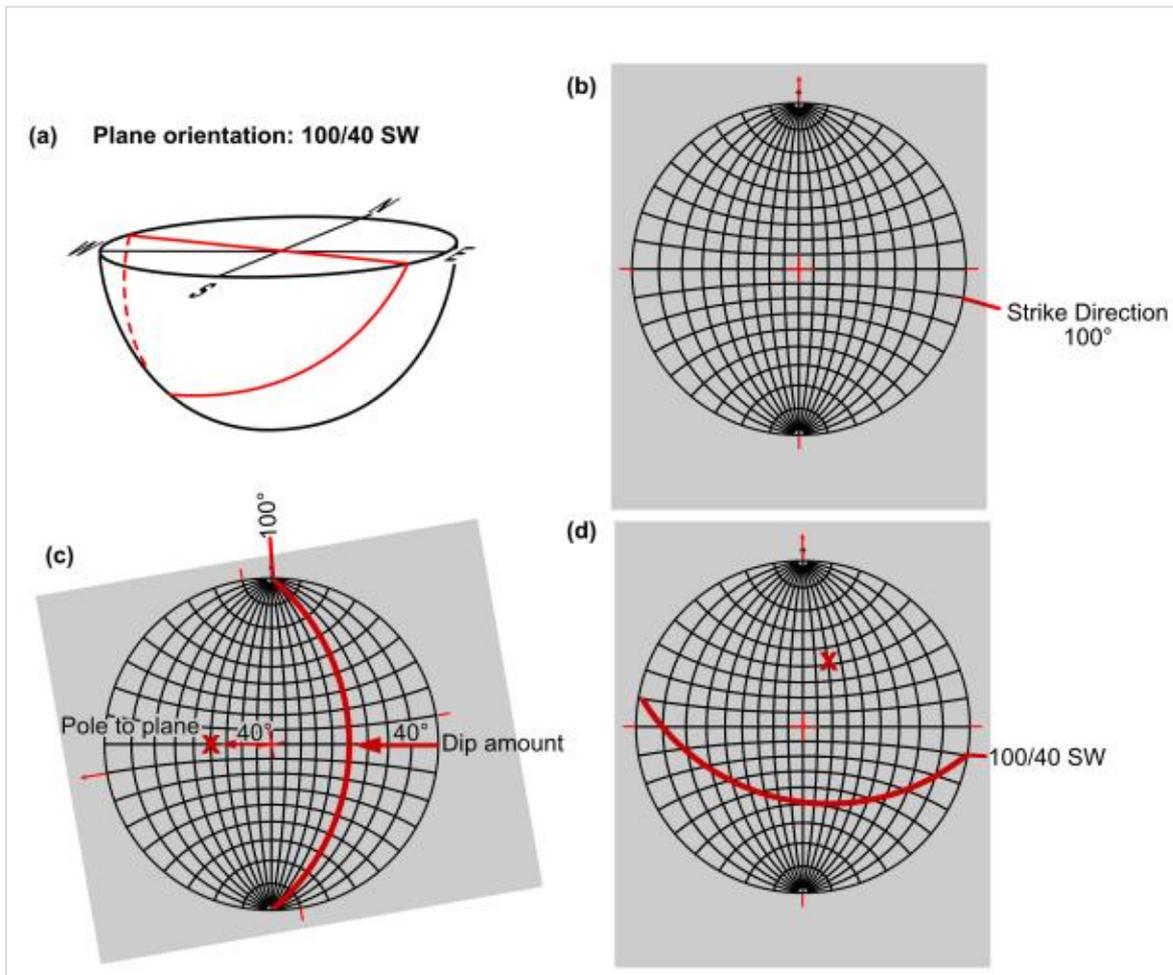


Figure 93- Processus de la projection stéréographique d'un plan incliné avec son pôle, de direction 100 et un pendage de 40 (Waldron et Snyder 2020)

3. Méthodologie de création des équations Sur Microsoft Excel

Les structures planaires géologiques sont définies par des données géométriques angulaires représentées par la direction, le pendage et la direction du pendage (Figure 94), et qui sont visualisées dans le canevas de projection par une ligne de direction, demi-cercle et un pôle (Figure 95).

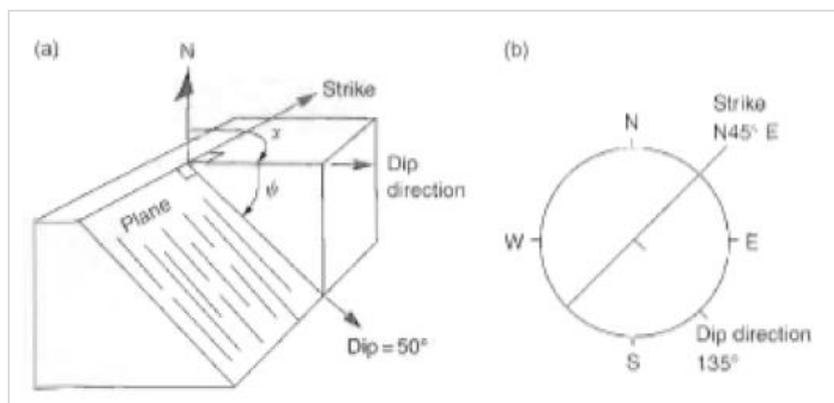


Figure 94- Représentation structurale d'un plan (Hoek, 2000)

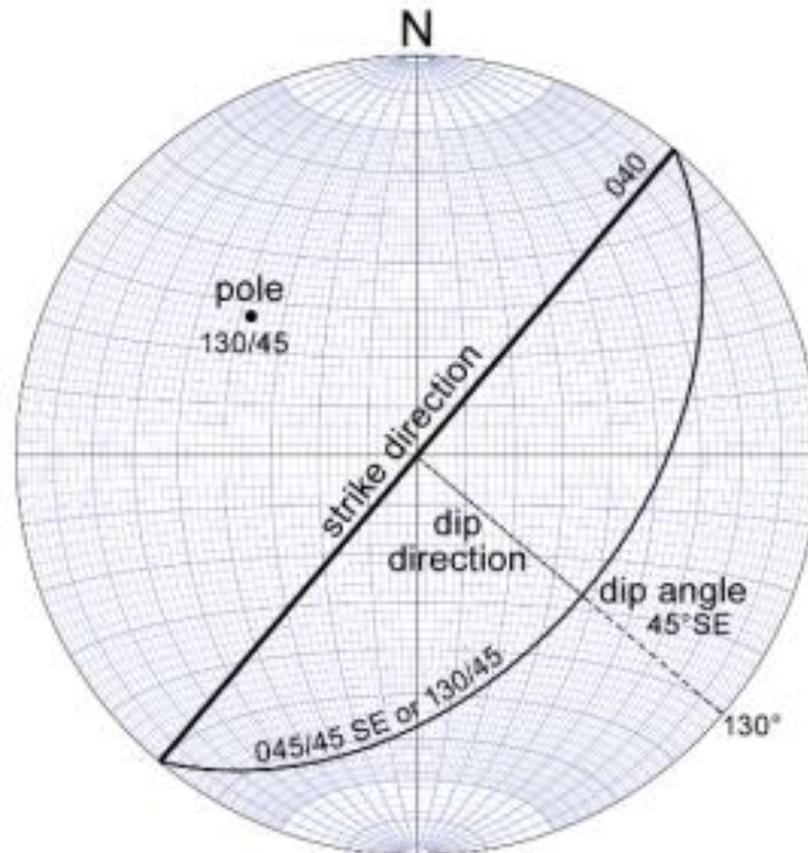


Figure 95- Projection stéréographique d'un plan d'une structure (jpb, 2017)

Pour créer des projections stéréographiques sur une feuille de Microsoft Excel, nous avons utilisé le principe de transformation des coordonnées polaire en coordonnées cartésiennes (Ryan, 1987). Ce processus est divisé en plusieurs étapes à savoir :

3.1. Conception et définition

Le canevas de projection (Figure 96) sur Excel est construit par :

- Cercle de projection principale de rayon R et de centre O (Figure 96), avec : $O=0$ et $R=90^\circ$;
- Strike (D) = angle entre OY et la ligne projetée (varie entre 0 et 180°) ;
- Dip direction (DIP D) = angle entre OY et le pôle (varie entre 0 et 360°) ;
- Pendage (p) : est mesuré entre l'origine et le pôle (varie entre 0 et 90°).

Les cercles de projection secondaire sont tracés avec un pas de 10° pour le rayon et un pas de 15° pour l'angle en utilisant l'équation suivante (Ryan, 1987) :

$$X = r * \sin(a) \quad (36)$$

$$Y = r * \cos(a) \quad (37)$$

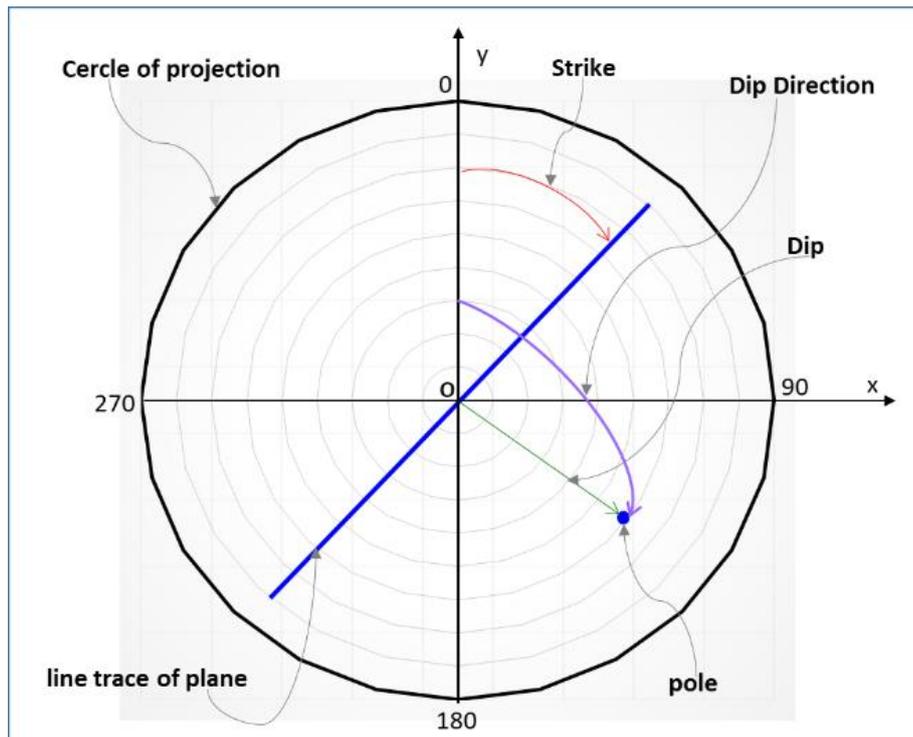


Figure 96- Canevas de projection construite sur Excel

3.2. Détermination de la direction du pendage

La direction du pendage « dip direction » est l'azimut selon le sens horaire par rapport au Nord de la projection du plan de discontinuité sur le plan horizontal, il est déterminé à partir de la direction et le sens du pendage (Tableau 28).

Tableau 28- Détermination du sens de pendage

Strike (D)	Indicate Dip Direction	Valeur du Sens du Pendage
0-90	SE	D+90
0-90	NW	D+360-90
90-180	NE	D-90
90-180	SW	D+90

3.3. Projection de la ligne de direction

La projection de la ligne de direction « trace of plane » d'une structure comme la montre la Figure 96, est représentée par deux points x_1, y_1 et x_2, y_2 . Ces deux points sont déterminés par les équations suivantes :

$$x_1 = R * \sin(D) * p$$

(38)

$$x2 = R * \sin(D + 180) * p \quad (39)$$

$$y1 = R * \sin(D) * p \quad (40)$$

$$y2 = R * \sin(D + 180) * p \quad (41)$$

Avec R=Rayon, DIP D= Direction du pendage, p = Pendage

3.4. Projection du pôle

Le pôle correspond au point qui fait un angle de 90° par rapport à la trace du plan. Il est déterminé par les deux équations suivantes :

$$x = R * \sin(DIP D) * p \quad (42)$$

$$y = R * \cos(DIP D) * p \quad (43)$$

Avec R=Rayon, DIP D= Direction du pendage, p = Pendage

3.5. Projection de demi-ellipse

Dans la projection stéréographique, le plan de la structure est représenté par un demi-ellipse ABC comme l'illustre la Figure 97, ce demi-cercle est défini par le grand axe OC et le petit axe OB. Ces deux axes sont déterminés en se basant sur les équations d'une ellipse, avec :

Le grand axe OC représente le rayon du canevas, donc OC= 90° ;

Le petit axe OB est déterminé par l'équation suivante :

$$OB = \sin(D) * R + R - (\sin(D) * R - p) \quad (44)$$

Avec R=rayon, D= Direction, p = Pendage ;

Pour tracer l'arc ABC nous avons appliqué l'équation suivante :

$$ABC = O + OC * \cos(t) * \sin(D) - OB * \sin(t) * \cos(D) \quad (45)$$

Avec D= Direction et t varie de 0 à π .

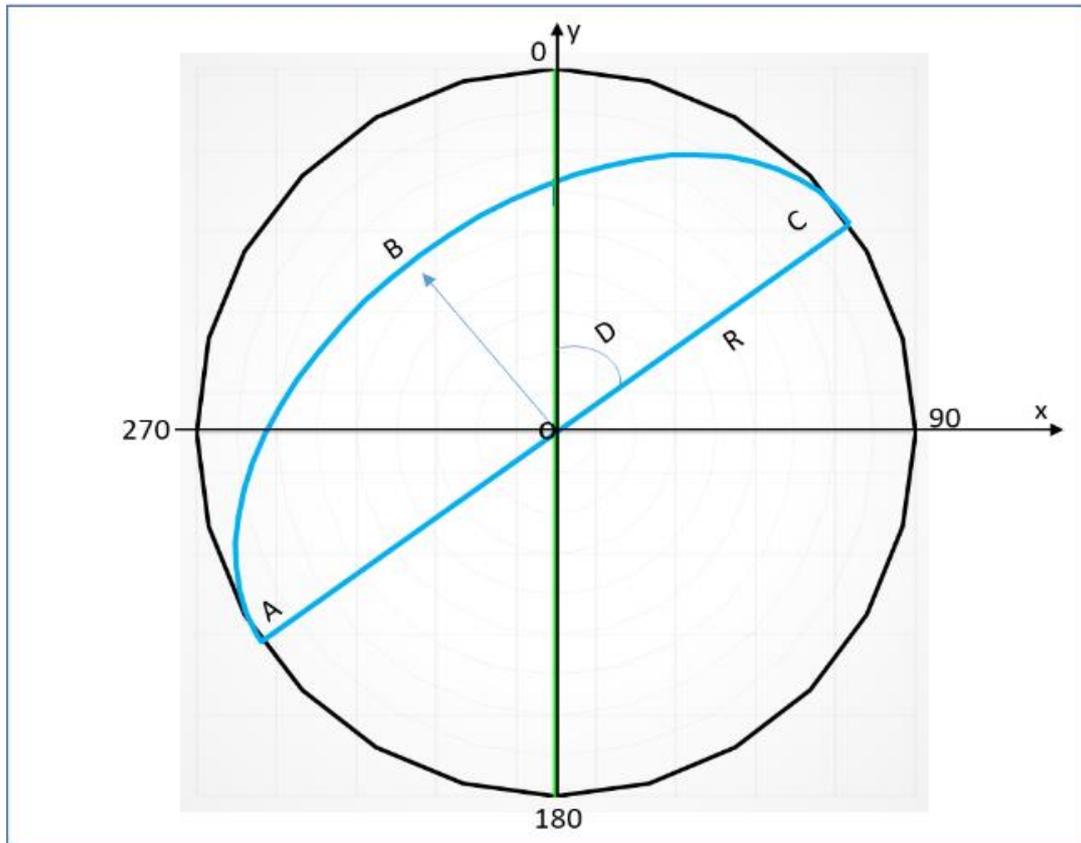


Figure 97- Projection d'un plan d'une structure selon la projection stéréographique sur la feuille de Microsoft Excel

3.6. Traitement statistique des données

Le traitement statistique des données permet de faire une analyse pour faciliter la reconnaissance d'un regroupement ou d'une orientation préférentielle de certains éléments structuraux (Kirkwood, 2006). Pour faire cette analyse sur Géo-Excel, nous avons tout d'abord créé 12 familles de direction qui sont représentées de F1 à F12 (Figure 98) et 9 intervalles de pendage avec un pas de 10° qui sont tracés avec un pas de 20° (Figure 99). Ensuite, nous avons élaboré un tableau de synthèse qui permet de compter le nombre total des discontinuités, le nombre total de chaque regroupement et de déterminer la direction moyenne, le pendage moyen et le sens du pendage moyen des projections à l'intérieur de chaque intervalle de pendage pour chaque famille (Figure 100).

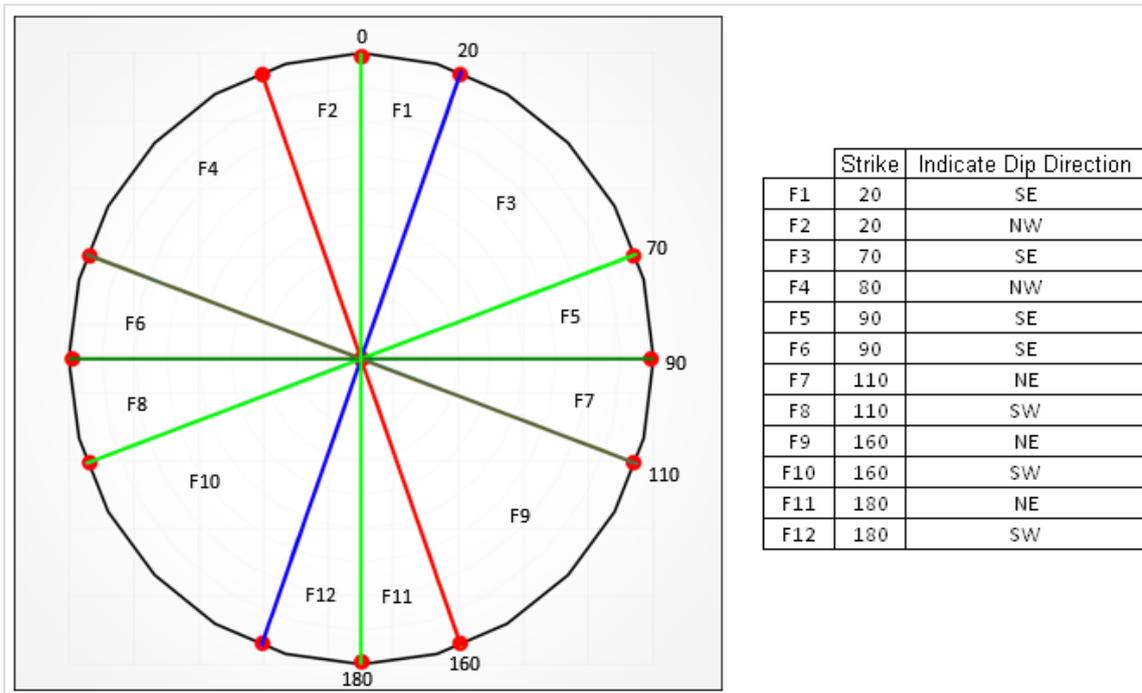


Figure 98- Subdivision du canevas de projection en 12 intervalles de direction utilisé par Géo-Excel

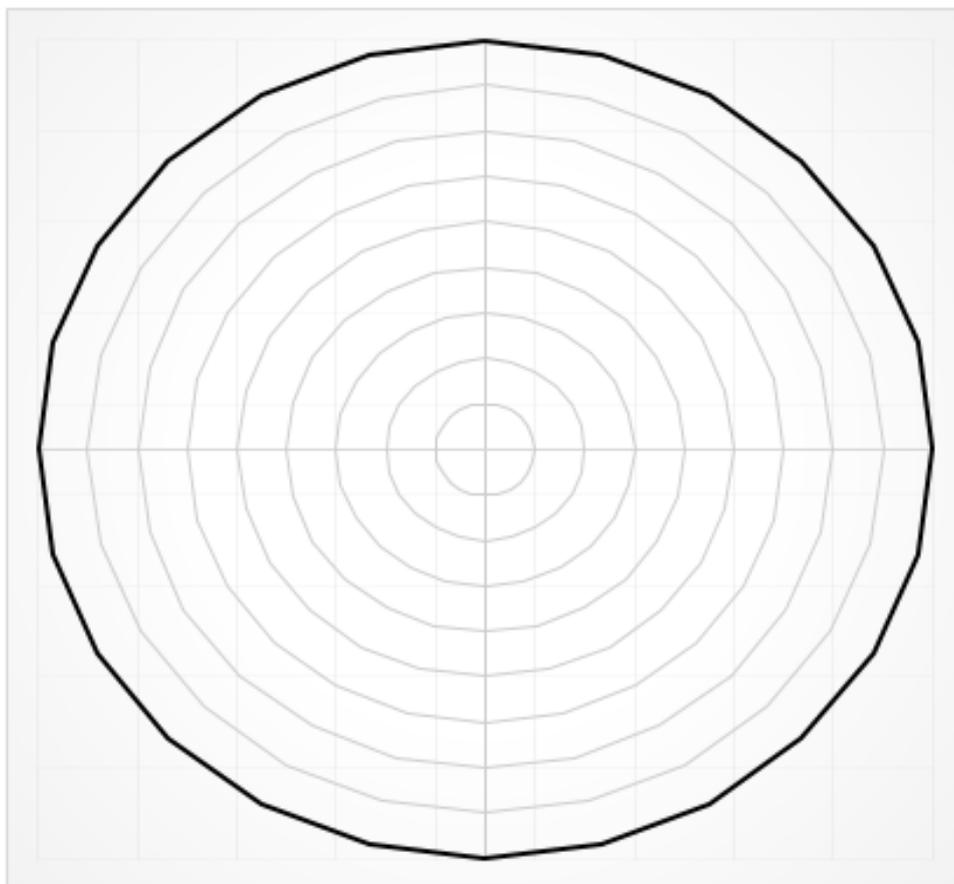


Figure 99- Subdivision du canevas de projection en 9 intervalles de pendage utilisé par Géo-Excel

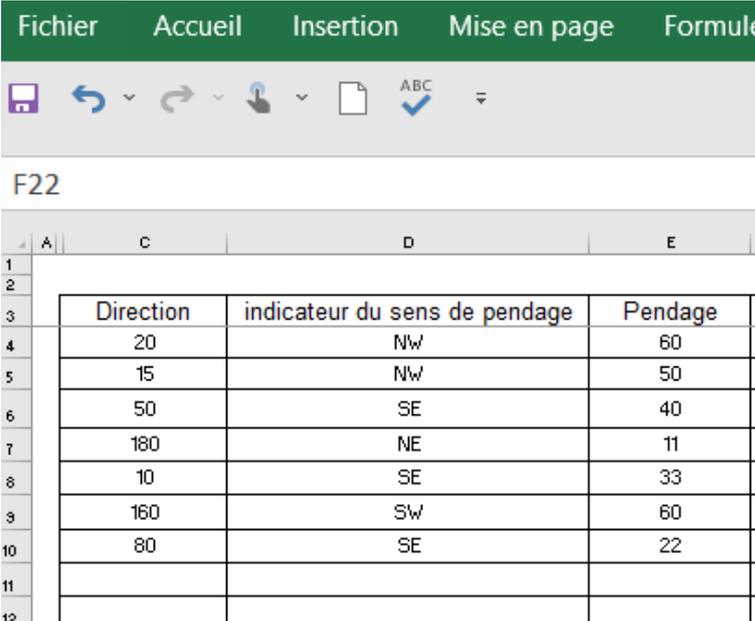
7		100%		VF		0	
Famille	Nombre	Densité	Direction	Pendge	direction du pendage		
F1	1	14%	10	33	100		
F2	2	29%	18	55	288		
F3	1	14%	50	40	140		
F4	1	14%	80	22	170		
F5	1	14%	160	60	250		
F6	1	14%	180	11	90		

Figure 100- Tableau de synthèse des résultats de traitement par Géo-Excel

4. Processus d'application de Géo-Excel

Pour appliquer cette programmation qu'on appelle Géo-Excel. Il faut noter que Géo-Excel fournit des projections équivalentes à des programmes qui utilise la projection à aire égale et à angle égal dans l'hémisphère supérieur, et que sur le canevas de Géo-Excel les plans de fort pendage se présentent avec un arc de cercle de faible rayon de courbure et un pôle qui sera situé près du périmètre de projection, tandis que les plans de faible pendage seront projetés avec des demi-cercles qui ont des rayons de courbures prononcés et avec des pôles situés plus proches du centre de la projection.

Pour utiliser Géo-Excel, il faut juste introduire dans la feuille DATA les données suivantes : la direction (varie de 0 à 180), le pendage (varie de 0 à 90) et le sens du pendage doit contenir deux lettres (NE, SW, SE, NW) (Figure 101).



The screenshot shows the Excel interface with the following table data:

	A	C	D	E
1				
2				
3		Direction	indicateur du sens de pendage	Pendage
4		20	NW	60
5		15	NW	50
6		50	SE	40
7		180	NE	11
8		10	SE	33
9		160	SW	60
10		80	SE	22
11				
12				

Figure 101- Type d'information introduit dans Géo-Excel

Pour faire une analyse d'un levé de fracturation réalisé dans le cadre d'une étude géomécanique pour caractériser un massif rocheux, Géo-Excel peut fournir des :

- Diagramme directionnel qui montre la distribution directionnelle des structures ;
- Projection des pôles des structures ;
- Projection des demi-cercles des plans des structures ;
- Un tableau qui résume une analyse statistique tout en indiquant le nombre de familles avec leur : taux, direction, pendage et direction de pendage.

Dans une tentative de vérifier l'applicabilité de Géo-Excel, nous avons projeté les données du Tableau 29. Les résultats obtenus sont résumés dans la Figure 102.

Tableau 29- Les inputs data utilisés sur Géo-Excel

Direction	Indicateur du sens du pendage	Pendage	Sens du pendage
20	NW	60	290
15	NW	50	285
50	SE	40	140
180	NE	11	90
10	SE	33	100
160	SW	60	250
80	SE	22	170

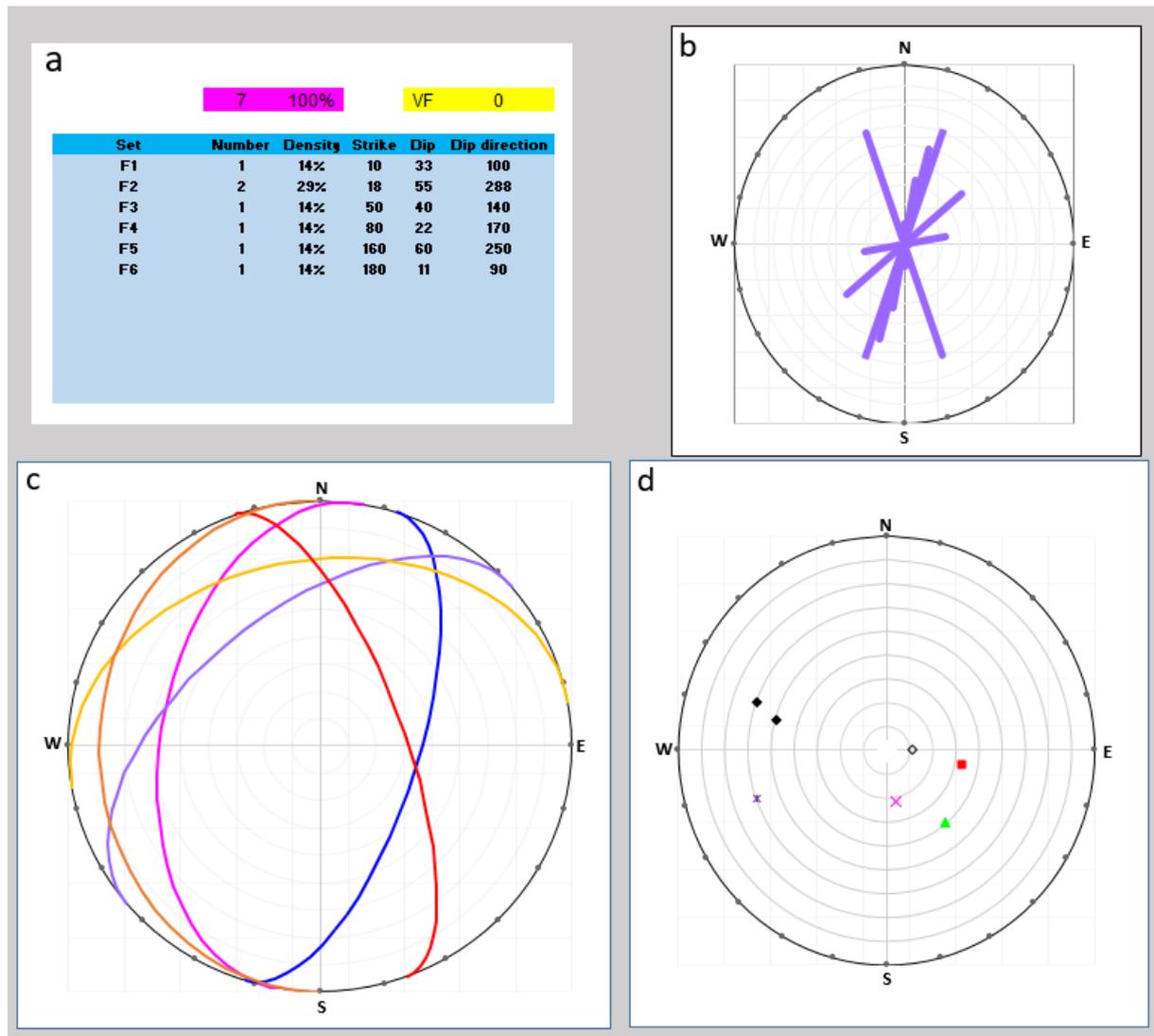


Figure 102- Exemple d'application de Géo-Excel. (a) : Synthèse de traitement statistique des données, (b) : Diagramme directionnel des structures, (c) : projection des plans des structures, (d) : projection des pôles des structures

5. Comparaison de Géo-Excel avec d'autres applications

Dans une tentative de vérifier la fiabilité de Géo-Excel, nous avons projeté les données qui sont présentées dans le Tableau 29 sur Géo-Excel et sur le logiciel Dips. Le logiciel Dips est un logiciel de traitement des données structurales, développé et commercialisé par la société RocScience Inc (RocScience Inc. DIPS, 2021). C'est un outil puissant et très avancé dans la projection stéréographique, il permet d'analyser et de visualiser, les pôles, et les plans des discontinuités qui peuvent être cartographiés lors d'une étude de caractérisation géomécanique ou géologique d'un massif rocheux, tout en utilisant les données de pendage et de direction de pendage qui définissent l'orientation de ces discontinuités (Figure 103). A cet fin, quatre (4) analyses de comparaison ont été effectuées, la première analyse montre la projection des pôles des discontinuités comme l'illustre la Figure 104, alors que la deuxième analyse concerne le diagramme directionnel des discontinuités (Figure 105) et la dernière

analyse est focalisée sur la projection des plans des discontinuités, ainsi que le tableau de traitement statistique comme le montre la Figure 106.

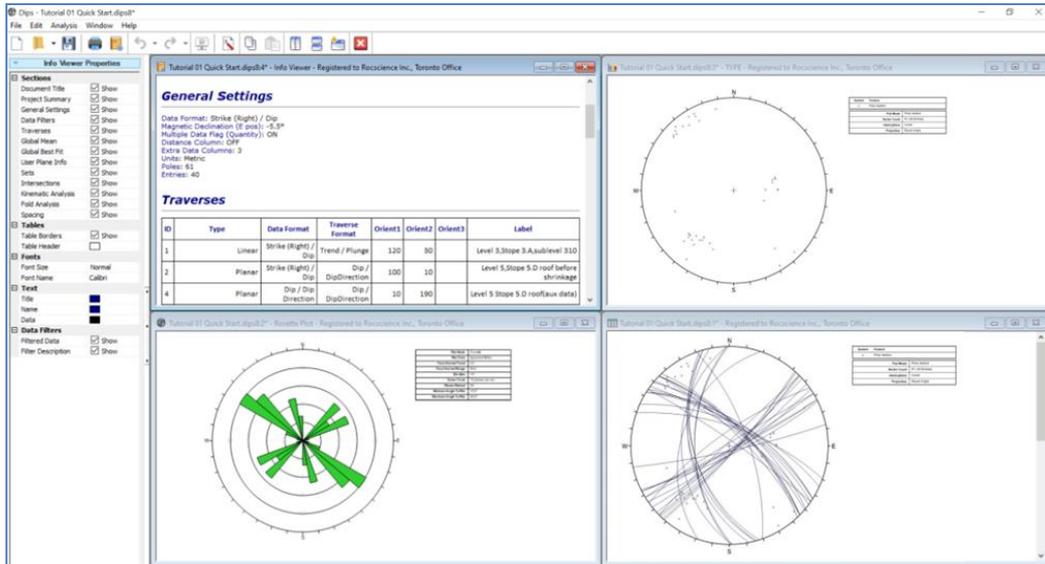


Figure 103- Exemple de traitement effectué par le logiciel Dips (RocScience Inc. DIPS, 2021)

5.1. Comparaison de la projection des pôles

La projection des pôles des discontinuités qui sont présentées dans le Tableau 29 a été lancée sur le logiciel Dips et Géo-Excel. Les résultats de cette projection qui sont illustrés dans la Figure 104, montre que l’emplacement des pôles repérés sur Géo-Excel est le même que celui du logiciel Dips.

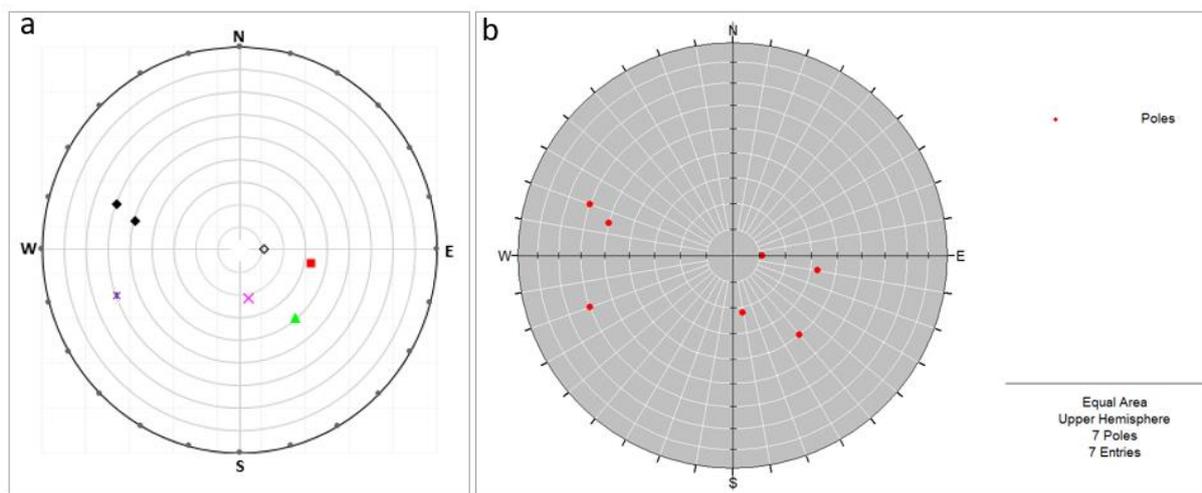


Figure 104- Comparaison de la projection stéréographique des pôles, (a) : Projection réalisée avec Géo-Excel, (b) : Projection réalisée avec Dips

5.2. Comparaison de la projection directionnelle

La projection de la direction dans une projection stéréographique est représentée par un digramme directionnel. La projection des directions des discontinuités que présente le Tableau 29 a été effectuée avec le logiciel Dips et Géo-Excel. L’analyse des résultats obtenus

par cette comparaison (Figure 105) indique que la tendance de la direction des différentes discontinuités projetées sur Géo-Excel est la même que celle du logiciel Dips.

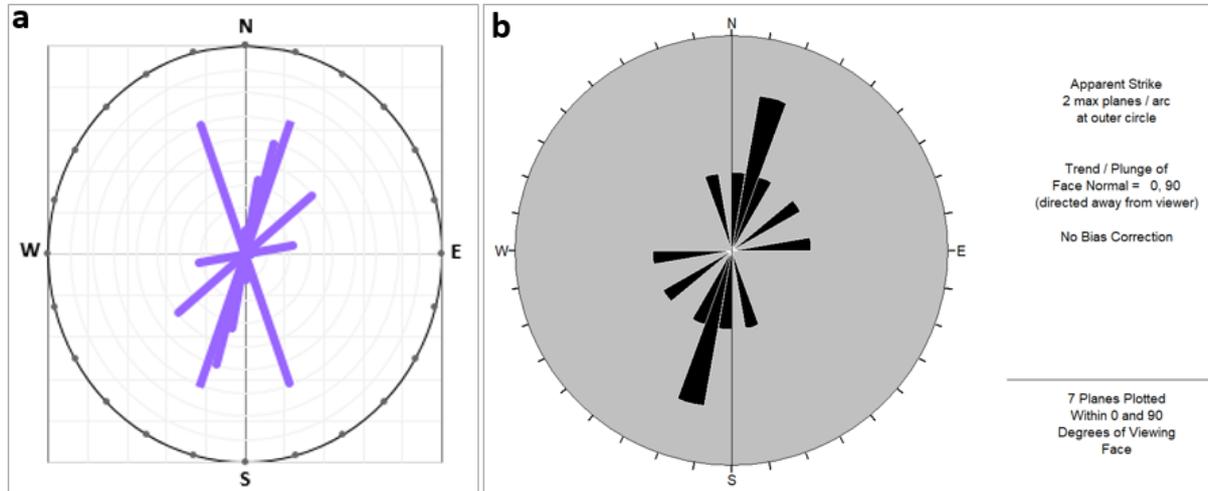


Figure 105- Comparaison de la projection stéréographique directionnelle, (a) : Projection réalisée avec Géo-Excel, (b) : Projection réalisée avec Dips

5.3. Comparaison de la projection planaire

Afin de déterminer la fiabilité de la projection planaire de Géo-Excel, nous avons projeté le pendage et la direction de pendage des discontinuités citées dans le Tableau 29 avec le logiciel Dips. Cette projection a donné des résultats similaires à ceux obtenus par Géo-Excel au niveau de la projection stéréographique ainsi que leur traitement statistique, comme la montre la Figure 106.

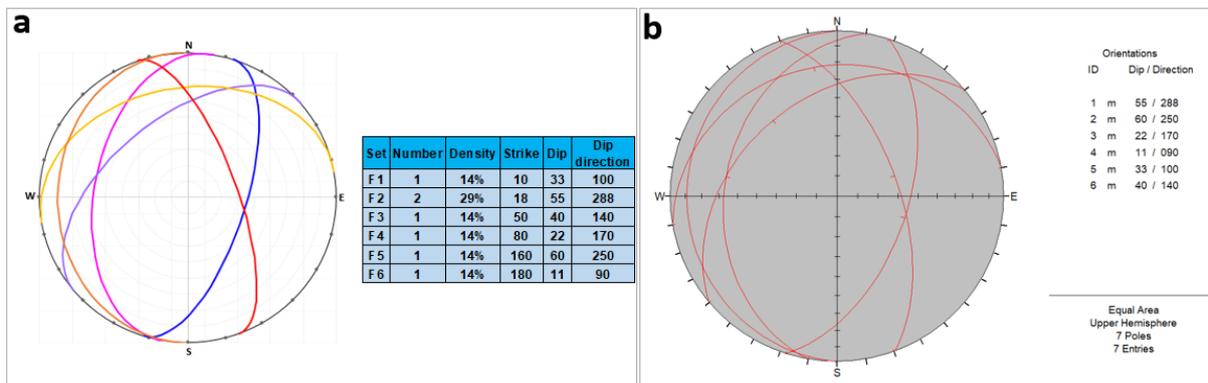


Figure 106- Comparaison de la projection stéréographique planaire et l'analyse statistique, (a) : Projection réalisée avec Géo-Excel, (b) : Projection réalisée avec Dips

6. Conclusion

Dans ce chapitre, une application nommée Géo-Excel de projection stéréographique est décrite. Géo-Excel peut aider à projeter les structures géologiques et des discontinuités de manière rapide et précise. L'utilisation de Géo-Excel présente plusieurs avantages :

- Utilise le tableau Excel qu'est disponible sur la plupart des ordinateurs sans programmation ;
- Utilise uniquement la direction, le pendage et le sens du pendage ;
- Peut construire des rosaces directionnelles ;
- Peut générer automatiquement des projections de pôles et demi-cercle des structures géologique ;
- Géo-Excel peut donner une analyse statistique sous forme d'un tableau qui présente pour chaque famille : le nombre de structures appartient à cette famille, la direction moyenne, le pendage moyen et le sens du pendage ;
- En comparant, les résultats obtenus par Géo-Excel avec ceux réalisés avec Dips, nous constatons qu'il y a une grande similitude entre les deux projections stéréographiques.

Conclusion générale et Perspectives de recherche

L'objectif principal de toute exploitation minière est d'atténuer les risques en termes de sécurité, de maximiser la rentabilité économique d'un gisement et de minimiser les coûts d'exploitation et les pertes toute au long du cycle de vie de la mine. La maîtrise et la réalisation de ces objectifs sont généralement liées à l'application d'une étude d'ingénierie minière avant qu'un projet minier puisse démarrer. Cette étude fournit une évaluation technique afin de déterminer la méthode d'exploitation appropriée, le design optimal et le mode de soutènement adapté à la nature de la roche et aux géométries d'excavation selon le type du gisement et la nature de la roche. La réalisation d'une étude d'ingénierie minière demande l'acquisition des outils de conception et la disposition d'une équipe technique expérimentée. Cependant, dans les sociétés minières type PME, il est difficile d'acquérir un logiciel de modélisation numérique ou de traitement de données structurales qui interviennent dans toutes les étapes d'une étude d'ingénierie minière.

La motivation de cette étude a été tirée de la demande de réaliser une étude de conception minière et de créer un programme de projection stéréographique de traitement de données structurales qui interviennent dans l'étude géo-mécanique d'un gisement qui peuvent être utilisée comme un guide par les petites mines qui veulent exploiter des gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité et qui ne disposent pas d'équipes et les moyens pour effectuer une étude d'ingénierie afin d'exploiter le gisement en toute sécurité et d'une manière raisonnable et acceptable sur le plan économique, environnemental et écologique.

Dans ce travail de recherche, une revue de la littérature sur les paramètres et les composantes décrivant la qualité et la connaissance d'un massif rocheux, le principe d'utilisation des trois systèmes de classification qui sont souvent utilisés dans l'ingénierie minière pour analyser le comportement du massif rocheux, les différentes méthodes empiriques et numériques les plus utilisées dans la conception minière, les principales méthodes d'exploitation souterraine utilisées pour extraire le minerai, les différentes approches appliquées pour choisir la méthode d'exploitation optimale à utiliser dans une mine souterraine et le principe de la projection stéréographique a été menée pour comprendre quelles sont les enjeux et les paramètres à tenir compte dans ce travail.

Les principales conclusions de ce travail de recherche peuvent être résumées comme suit :

- **Sélection de la méthode d'exploitation optimale**

L'application du processus de la sélection de la méthode d'exploitation optimale, comme il a été présenté précédemment pour les gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité, révèle que la méthode des tranches remblayées ou coupe et remblai « cut and fill » est la méthode la plus convenable pour exploiter ce type de gisement.

- **Détermination des caractéristiques géométrique de l'excavation minière**

L'ouverture optimale et maximale pour ce type de gisement ne doit pas dépasser 12m. Cependant, une ouverture de 3m peut être réalisée avec l'utilisation d'un soutènement léger composé de boulonnage et ou grillage pour stopper juste les blocs qui peuvent chuter à cause de la gravité, par contre une ouverture qui est limitée entre 3m et 12m doit être soutenue avec un soutènement lourd composé généralement du câblage et ou gunitage pour stopper les mouvements de la roche qui est due généralement à l'effet de contraintes.

La longueur optimale « Strike length » de la taille d'abattage : les différents scénarios du rayon hydraulique que nous avons effectués ont montré que la longueur optimale d'une taille d'abattage exploitée par la méthode des tranches remblayées ou coupe et remblai « cut and fill » choisie comme méthode d'extraction optimale pour des gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité n'est pas conditionnée par des caractéristiques géotechniques des parements de la taille. Ce paramètre sera donc conditionné par d'autres paramètres comme la limite d'aération de la taille et le temps de déblayage et de remblayage de la taille.

La hauteur optimale « Stope height » : Les résultats obtenus par la modélisation numérique que nous avons réalisée à l'aide du logiciel RS2 pour une hauteur de 3m, 6m et 12m révèlent que la zone de détente créée après l'excavation autour de la taille d'abattage est amplifiée davantage lorsqu'on passe d'une hauteur de 3m à 12m. Ceci indique que 3m est une hauteur optimale qui engendre une zone de détente maîtrisable autour de la taille d'abattage.

L'inclinaison des parements : la modélisation numérique à différentes inclinaisons que nous avons présentée en haut montre que la largeur de la zone de détente et le déplacement maximal total créé autour de l'excavation diminuent avec l'augmentation de l'inclinaison au niveau du parement droit et gauche, tandis que ces deux indices évoluent positivement en augmentant l'inclinaison au niveau de la couronne à cause de la concentration de la contrainte verticale à la périphérie de l'excavation. Cette modélisation montre donc que le pendage de 75° présente l'inclinaison qui assure plus de stabilité à la taille, mais dans le cas d'un gisement qu'a une minéralisation à faible pendage génère une dilution excessive.

L'emplacement de la réalisation des ouvrages de développement : l'analyse de l'emplacement qui présente moins d'interférence basé sur la modélisation numérique n'a donné que le creusement de la galerie de développement au niveau de l'éponte supérieure de la taille d'abattage présente moins d'interférence par rapport à son emplacement au niveau de l'éponte inférieure de la taille d'abattage.

La largeur du stot à laisser entre les excavations : les résultats de la modélisation effectuée montrent que la distance de 10m entre la taille d'abattage et la galerie de développement est suffisante pour éviter l'interférence entre ces ouvrages lorsque la dernière galerie est implantée au niveau de l'éponte supérieure de la taille d'abattage, alors que dans le cas où la galerie de développement est implantée dans l'éponte inférieure, il faut laisser un stot de 20 à 25m entre les deux ouvrages.

- **Détermination des paramètres de soutènement**

Devis de soutènement : L'utilisation de l'abaque de Grimstad et Barton préconise un soutènement de type boulonnage systématique « Systematic bolting » pour une ouverture de 3m et un soutènement de type boulonnage renforcé par des fibres métalliques « Fibre reinforced shotcrete and bolting » avec une épaisseur de 5 à 9cm de gunitage pour une ouverture varie de 3 à 12m pour des gisements encaissés dans des roches de mauvaise qualité.

Le temps de repos (Stand-Up Time) pour une valeur de l'indice RMR de 51 et une portée de 3 m le massif rocheux des gisements filoniens à faible pendage encaissés dans des roches de mauvaise qualité la durée de vie de stabilité est limitée à 33 jours. Alors que pour une valeur de l'indice RMR de 51 et une portée de 12 m, la durée de vie de stabilité est limitée à 2 jours.

- **Evaluation de l'effet de contrainte sur la stabilité de l'excavation minière**

La modélisation numérique révèle que dans le même massif rocheux l'excavation minière devient davantage instable lorsque la contrainte horizontale est 2 fois la contrainte verticale.

- **Evaluation de l'effet de la nature du remblai sur la stabilité de l'excavation minière**

Le confinement maximal des parements se produisait dans la taille d'abattage lorsque on utilise le remblai cimenté au lieu du remblai mécanique.

- **Proposition d'un programme de projection stéréographique qui ne nécessite pas l'utilisation des codes de programmation ou des macros sur Microsoft Excel**

L'établissement d'une application de projection stéréographique sur une feuille Excel a fait appel à l'utilisation des formules trigonométrique. Ce travail est le fruit de l'application du principe de la projection stéréographique qui a permis d'établir une application nommée Géo-Excel qui permet de concevoir des rosaces directionnelles et des canevas stéréographiques. Géo-Excel visualise rapidement les caractéristiques géométriques de chaque famille de discontinuité sans logiciel ou code de programmation et le traitement statistique des données sous forme d'un tableau qui présente pour chaque famille : le nombre de structures qui appartient à cette famille, la direction moyenne, le pendage moyen et le sens du pendage, tout en utilisant juste la direction, le pendage et l'indicateur du sens du pendage.

Suite aux travaux effectués dans le cadre de cette thèse, nous présentons quelques perspectives et recommandations pour des travaux futurs à savoir :

- La réalisation des travaux de modélisation supplémentaires pour analyser l'évolution de la zone de détente et les déplacements totaux autour de l'excavation en utilisant un modèle géométries 3D et des contraintes principales majeure, intermédiaire et mineure.
- L'utilisation d'une modélisation qui considère que le massif rocheux est hétérogène et qui tient compte de la fracturation pour comparer les résultats obtenus avec ceux issus de la présente étude.
- Dans cette thèse, nous avons utilisé un comportement élastique linéaire pour la roche et le massif rocheux, pour cela, on suggère des travaux de modélisation

supplémentaires pour analyser les contraintes autour de l'excavation minière réalisée dans un massif rocheux ayant un comportement plastique ou élastoplastique, car à des profondeurs plus grandes, le comportement des roches et des massifs rocheux peut changer et passer d'un comportement élastique à un comportement élastoplastique ou plastique.

- La réalisation de travaux supplémentaires pour déterminer les paramètres géomécaniques et le comportement du massif rocheux en introduisant le facteur eau dans la caractérisation du massif rocheux afin de d'évaluer son influence sur la conception et le design minier.
- UBC Mining Method Selection Tool repose sur la méthodologie de Nicholas utilisant des classements qualitatifs qui se base sur des données géologiques et géotechniques d'un gisement, pour cela, il est recommandé d'utiliser un outil de sélection des méthodes d'exploitation minière qui tient compte des coûts d'exploitation et d'investissement dans son processus d'évaluation.
- La confirmation du système de classification RMR et Q-system par d'autres méthodes de classification, tels que le Slope Mass Rating (SMR) de Romana, Rock Mass Index (RMi) de Palstrom et pour déterminer les paramètres techniques du devis de soutènement du câblage.
- L'amélioration des formules proposées dans cette thèse pour réaliser une projection stéréographique à l'aide de Géo-Excel dans l'hémisphère inférieure. Les formules que nous avons proposées dans ce travail de recherche sont applicables uniquement dans l'hémisphère supérieur.

Références Bibliographiques

- Abad, j., Caleda, b., Chacon, e., Gutierrez, v., hidalgo, e., 1984. Application of geomechanical classification to predict the convergence of coal mine galleries and to design their supports. In : 5th int. Congress on rock mech., melbourne, (e), pp. 15–19.
- Abdellah, W.R.E, Hefni, M.A., and Ahmed, H.M., 2019. Factors influencing stope hanging wall stability and ore dilution in narrow-vein deposits : part 1, geotech geol eng. <https://doi.org/10.1007/s10706-019-01102-W>
- Abdellaha, W., Mitria, H., Thibodeau, D., 2011. Assessment of mine haulage drift safety using probabilistic methods of analysis. Procedia engineering, 26, 2099–2111. [HTTPS://DOI.ORG/10.1016/J.PROENG.2011.11.2414](https://doi.org/10.1016/j.proeng.2011.11.2414)
- Addenbrooke, T.I., and Potts, D.M., 2001. Twin tunnel interaction : surface and subsurface effects. International journal of geomechanics, 1(2), 249–271
- Affam, M., Asare, E.N, Aikins, D., 2019. Correlation Analysis Of Uniaxial Compressive Strength (Ucs) And Point Load Index (Is 50) Of Banket Conglomerate Within Tarkwaian Deposits Of Ghana. International Journal Of Civil Engineering And Technology (Ijciet) Volume 10, Issue 06, June 2019, PP. 418-434, Article Id : Ijciet_10_06_040. [Available Online At HTTP://WWW.IAEME.COM/IJCET/ISSUES.ASP?JTYPE=IJCET&VTYPE=10&ITYPE=6](http://www.iaeme.com/IJCET/ISSUES.ASP?JTYPE=IJCET&VTYPE=10&ITYPE=6) ISSN PRINT : 0976-6308 AND ISSN ONLINE : 0976-6316© IAEME PUBLICATION
- Alejano, L.R., Dono, A.R., and Veiga, M., 2012. Plastic radii and longitudinal deformation profiles of tunnel excavated in strain-softening rock masses. Tunn. Undergr. Space technol. 30, 169 – 182. [HTTPS://DOI.ORG/10.1016/J.TUST.2012.02.017](https://doi.org/10.1016/j.tust.2012.02.017)
- Ali, W., Mohammad, N., Tahir, M., 2014. Rock mass characterization for diversion tunnels at diamer basha dam, Pakistan – a design perspective. Int. J. Sci. Eng. Technol. 3 (10), 1292–1296.
- Allison, D.T., 2015. Structural Geology Laboratory Manual, Fourth Edition ; Associate Professor Of Geology ; Department Of Earth Sciences ; University Of South Alabama ; 2015 ; PP 65
- Allmendinger, R.W., 1988. Stereonet Plotting Program, VER. 3.5, Copyright 6/88.
- Allmendinger, R.W., Cardozo, N., Fisher, D.M., 2012. Structural geology algorithms : vectors and tensors ; published in the united states of america by cambridge university press, new york ; isbn 978-1107-01200-4 (hardback) – ISBN 978-1-107-40138-9 (PBK.). 1. Geology, structural mathematics. 2. rock deformation mathematical models. I. cardozo, nestor. II. Fisher, donald m. III. Title ; 2012 ; pp 28-29
- AMS, 2002. Artisanal and small-scale mining. In book : breaking new ground : mining, minerals and sustainable development (pp.315-334) chapter : 13 publisher : international institute for environment and development (iied). [HTTPS://WWW.RESEARCHGATE.NET/PUBLICATION/315412933_ARTISANAL_AND_SMALL-SCALE_MINING](https://www.researchgate.net/publication/315412933_ARTISANAL_AND_SMALL-SCALE_MINING)
- ASM, 2018. [HTTP://ARTISANALMINING.ORG/INVENTORY](http://artisanalmining.org/inventory)
- Asr, E.T., Kakaie, R., Ataei, M., and Mohammadi, M.R.T., 2019. A review of studies on sustainable development in mining life cycle. Journal of Cleaner Production, 229, 213-231. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2019.05.029>
- ASTM, 1984. American Society For Testing And Materials, Standard Test Method For Unconfined Compressive Strength Of Intact Rock Core Specimens”, Soil And Rock, Buildings Stones : Annual Book Of Astm Standards, 4.08, Philadelphia, Pennsylvania Barton.

- Atlas Copco, 2007. MINING METHODS IN UNDERGROUND MINING. ATLAS COPCO. SECOND EDITION 2007.
- Atlas Copco, 1997. 4th edition of atlas copco underground mining methods guidebook. No. 9851 5073 01d.
- Aubertin, M., Li, L., Arnoldi, S., Belem, T., Bussière, B., Benzaazoua, M., et Simon, R., 2003. Modélisation numérique des interactions entre le remblai minier et le massif rocheux de chantiers étroits remblayés, 18^e colloque En Contrôle De Terrain De L'AMQ, Val-D'or, QC, 18-19 MARS 2003, 8 P.
- Aydan, O., Ulusay, R., Tokashiki, N., 2015. Rock mass quality rating (RMQR) system and its application to the estimation of geomechanical characteristics of rock masses. In engineering geology for society and territory—Volume 6: Applied Geology For Major Engineering Projects, Springer, Berlin, Germany. [HTTPS://DOI.ORG/10.1007/978-3-319-09060-3_137](https://doi.org/10.1007/978-3-319-09060-3_137)
- Azadeh, A., Osanloo, M., Ataei, M., 2010. A new approach to mining method selection based on modifying the nicholas technique. Applied Soft Computing, 10, 1040-1061. <https://doi.org/10.1016/j.asoc.2009.09.002>
- Bajkonurov, A.O., 1969. Classification and selection of underground mining development methods. Nauka. Alma-alta.
- Barton, N., 2002. Some New Q-Value Correlations To Assist In Site Characterization And Tunnel Design : International Journal Of Rock Mechanics And Mining Sciences, V. 39, P. 185-216.
- Barton, N., 1999. TBM performance estimation in rock using QTBM. Tunnel and tunnelling international, PP. 30–34.
- Barton, N., LØSET, F., LIEN, R., and Lunde, J., 1980. APPLICATION OF THE Q-SYSTEM IN DESIGN DECISIONS., IN : BERGMAN, M., ED., SUBSURFACE SPACE, VOLUME 2 : NEW YORK PERGAMON., P. 553-561.
- Barton, N.R., Lien, R., and Lunde, J., 1974. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support : Rock Mechanics, V. 6, P. 189-239.
- Belem. T., et Benzaazoua, M., 2003. Utilisation du remblai en pate comme support de terrain. Partie I : de sa fabrication à sa mise en place sous terre. Après-mines 2003, 5-7 Février 2003, Nancy.
- Benzaazoua, M., Bois, D., Belem, T., Gauthier, P., Ouellet, S., Fall, M. et ST-ONGE, J.F., 2005. Remblais souterrains, évolution des connaissances et de la pratique. In 20th colloque contrôle de terrains.
- Bieniawski, Z.T., Von-Prein, B.C., Tamames, J.M., Galera-Fernandez, A., and Hernandez-Alvarez, M., 2006. Rock mass excavability indicator : new way to selecting the optimum tunnel construction method. Tunnelling and underground space technology, VOL. 3, P. 237.
- Bieniawski, Z.T., 1993. Classification of rock masses for engineering : The RMR system and future trends, in : Hudson, J.A., ED., Comprehensive rock engineering, volume 3 : Oxford ; New York, Pergamon Press, P. 553-573.
- Bieniawski, Z.T., 1989. Engineering rock mass classifications : A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering : New York, Wiley, XII, 251 P. P.
- Bieniawski, Z.T., 1984. Rock mechanics design in mining and tunnelling.a.a. Balkema, rotterdam.
- Bieniawski Z.T., 1973. Engineering classification of jointed rock masses. Trans. S. Afr. Instn civ. Engrs, VOL. 15, N ° 12, PP. 335-344.
- Bitarafan, M., Ataei, M., 2004. Mining method selection by multiple criteria decision making tools. The journal of the south african institute of mining and metallurgy 104, 493-498.

- Blumling, P., Bernier, B., Lebon, P., Martin, D.C., 2007. The excavation damaged zone in clay formations time dependent behavior and influence on performance assessment. Phys. Chem. EARTH. 32, 588 – 599. [HTTPS://DOI.ORG/10.1016/J.PCE.2006.04.034](https://doi.org/10.1016/j.pce.2006.04.034)
- Boshkov, S., and Wright, F., 1973. Basic and parametric criteria in the selection, design and development of underground mining systems. SME Mining engineering Handbook, 1, 12.12-12.13.
- Breadner, J., 1999. Excel and visual basic implementation by : Jeff Breadner (1999). (JBREADNER@YAHOO.COM)
- Budko, v.a., 1971. Selection of advanced development systems. Nedra. Moscow.
- Cadetaf, 2021. <https://cadetaf.com/fr/mineralisation/>
- Cai, M., Kaiser, P.K., Uno, H., Tasaka, Y., and Minami, M., 2004. Estimation of rock mass deformation modulus and strength of jointed hard rock masses using the GSI system, INT.J. ROCK MECH. & MIN SCI. VOL 41, PP. 3-19.
- Cameron-Clarke, I.S., and Budavari, S., 1981. Correlation of rock mass classification parameters obtained from bore core and insitu observations. Engineering Geology 17, 19–53.
- cardozo, N., and Allmendinger, R. W., 2013. Spherical projections with osxstereonet. Computers & Geosciences, 51, 2013, 193–205. <https://doi.org/10.1016/j.cageo.2012.07.021>
- Carranza-Torres, C., Fairhurst, C., 2000. Application of the convergence – confinement method of tunnel design to rock masses that satisfy the hoek – brown failure criterion. tunnelling underground space technol. 15 (2), 187 – 213. [https://doi.org/10.1016/S0886-7798\(00\)00046-8](https://doi.org/10.1016/S0886-7798(00)00046-8)
- Carranza-Torres, C., 1998. Self similarity analysis of the elastoplastic response of underground openings in rock and effects of practical variables. PH.D. Thesis. University of Minnesota, USA.
- CFMR-MMR, 2000. Comité français de mécanique des roches (2000) manuel de mécanique des roches. Tome 1 : Fondements. Les presses de l'école des mines de paris, coordonné par f. Homand et P. Duffaut, 265 pages.
- Chakeri, H., Hasanpour, R., Hindistan, M. A., and Unver, B., 2011. Analysis of interaction between tunnels in soft ground by 3d numerical modeling. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 70, 439–448. Doi : <http://dx.doi.org/10.1007/s10064-010-0333-8>
- Chalhoub, M., 2006. Apports des méthodes d'homogénéisation numériques a la classification des massifs rocheux fractures. Mémoire de thèse à l'école nationale supérieure des mines de paris.
- Charrette F., and Hadijgeorgiou, J., 1999. Guide pratique soutènement minier. Association minière du Québec INC. P.141
- Clark, L., 1998. Minimizing dilution in open stope mining with a focus on stope design and narrow vein longhole blasting. MSC Thesis, University British Columbia, Vancouver, Canada.
- CMC, 2002. Centre marocain de conjoncture, bilan économique et social, 2000.
- Coşar, S., 2004. Application of rock mass classification systems for future support design of the DIM tunnel near alanya. PHD Thesis. Middle East Technical University, Turkey.
- Cundall, P.A., 1971. A computer model for simulating progressive large-scale movements in blocky rock systems. In : Proceedings of the Symposium 497 of International Society of Rock Mechanics, Vol. 1, Nancy : France Paper No ii-8

- Davis, G.H., and Reynolds, S.J., 1996. Structural geology of rocks and regions, 2nd Edition, 1996, John Wiley and Sons, New York, 776 p.
- Deere, D.U., and Miller, R.P., 1966. Engineering classification and index properties for intact rock. National technical information service, Springfield, VA, USA.
- Deere, D.U., 1964. Technical description of rock cores for engineering purposes ; Rock Mech. Eng. Geol. 1 16–22.
- Deere, D.U., 1963. Technical description of rock cores for engineering purposes. Rock Mechanics and Engineering Geology, Springer, Berlin, Germany.
- Didier et al., 2008. Mine closure and post-mining management international state-of-the-art international commission on mine closure international society for rock mechanics. technical report · November 2008. DOI : [10.13140/2.1.3267.8407](https://www.researchgate.net/publication/267098161) : [HTTPS://WWW.RESEARCHGATE.NET/PUBLICATION/267098161](https://www.researchgate.net/publication/267098161)
- Diederichs, M.S., 1990. Dips an interactive and graphical approach to the analysis of orientation based data, a thesis submitted in conformity with the requirements for the degree of master of applied science in the University of Toronto, 1990.
- Dominy, S.C., Anells, A.E., Camm, G.S., Wheeler, P., and Suzanne P.B., 1999. Geology in the resource and reserve estimation of narrow vein deposits. Explor. Mining Geol., vol. 6, no. 4, pp. 317-333, 1997-1999 Canadian institute of mining, metallurgy and petroleum. Published by Elsevier science ltd. All rights reserved. Printed in Great Britain.
- Duran, A., and Douglas, K.J., 2000. Experience with empirical rock slope design. Geoen 2000 : an international conference on geotechnical & geological engineering, 19-24. November, Melbourne, Australia, 2, pp. 41 and cd-rom Paper no. SNES1186, Technomic Publishing, Pennsylvania, ISBN 1-58716-068-4. at : [HTTPS://WWW.RESEARCHGATE.NET/PUBLICATION/228522696](https://www.researchgate.net/publication/228522696)
- Eberhardt, E., 2012. The Hoek–Brown failure criterion. Rock mechanics and rock engineering, 45(6), 981-988.
- Edelbro, C., 2003. Rock mass strength – a review, department of civil and mining engineering, division of rock mechanics, Luleå University of Technology, pp. 44-73.
- Edumine, 2019. Mining method selection tool - bonanza ledge. In : Alexander Robert Tomich, 2020. An evaluation procedure for new deposits in brownfield underground mines. A thesis submitted to the department of mining engineering in conformity with the requirements for the degree of master of applied science.
- El Atillah, A., Souhassou, M., et El-Morjani, Z., 2018. Le cadre législatif de l'exploration et la recherche minière au Maroc entre le dahir de 1951 et la loi 33-13. Faculté polydisciplinaire de Taroudant. International review of economics, management and law research. [HTTPS://REVUES.IMIST.MA/INDEX.PHP/IREMLR/ISSUE/VIEW/831](https://revues.imist.ma/index.php/iremlr/issue/view/831)
- EMC, 2019. Energie mine & Carrières magazine. Assistance et appui aux PME minières. [HTTPS://ENERGIEMINES.MA/ASSISTANCE-ET-APPUI-AUX-PME-MINIERES/](https://energiemines.ma/assistance-et-appui-aux-pme-minières/)
- EMC, 2003. Energie mine & Carrières magazine. La PME minière face aux monopoles. [HTTPS://AUJOURDHUI.MA/ECONOMIE/LA-PME-MINIÈRE-FACE-AUX-MONOPOLES-1111](https://aujourd'hui.ma/economie/la-pme-mini%C3%A8re-face-aux-monopoles-1111)
- Eslami, J., Hoxha, D., & Grgic, D., 2009. Etude de l'endommagement des roches par mesure des vitesses ultrasonores. 19 ÈME CONGRÈS FRANÇAIS DE MÉCANIQUE. MARSEILLE, 24-28 AOÛT 2009

- Fattahi, H., Farsangi, M.A.E., Shojaee, S. et al. Selection of a suitable method for the assessment of excavation damage zone using fuzzy AHP in Aba Saleh Almahdi tunnel, Iran. *Arab J Geosci* 8, 2863–2877 (2015). <https://doi.org/10.1007/s12517-014-1280-7>
- Franklin, J.A., 1975. Safety and economy in tunneling. In proceedings of the 10th canadian rock mechanics symposium, PP. 27–53, Kingston, Canada.
- Gadri, L., 2012. Etude de la déformation et de la rupture des massifs rocheux par la méthode des éléments finis, cas de la mine souterraine de Boukhadra. Mémoire de thèse à la faculté des sciences de la terre département des mines, Université Badji Mokhtar Annaba.
- Gasc-Barbier, M., 2011. Comportement mécanique des roches : du laboratoire à l'ouvrage. Mémoire de Thèse à l'université BORDEAUX I.
- Gasc-Barbier, M., and Guittard, J., 2009. Comportement au cisaillement d'un joint rocheux naturel. Era 01 laboratoire régional des ponts et chaussées 1, av. Du colonel-roche 31400 Toulouse muriel.gasc@developpement-durable.gouv.fr. *Revue française de géotechnik* UE N°128 3E TRIMESTRE 2009
- Gercek, H., 2005. Interaction between parallel underground openings. The 19th international mining congress and fair of Turkey, IMCET
- Ghaboussi, J., and Ranken, R.E., 1977. Interaction between two parallel tunnels. *International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics*, 1(1), 75-103. <https://doi.org/10.1002/nag.1610010107>
- Goodman, R.E., and Shi, G.H., 1985. Block theory and its application to rock engineering.
- Goodman, R. E., Taylor, R. L., & Brekke, T. L., 1968. A model for the mechanics of jointed rock. *Journal of the soil mechanics and foundations division*, 94(3), 637-659. <https://doi.org/10.1061/JSFEAQ.0001133>
- Grimstad, E., and Barton, N., 1993. Updating the Q-system for NMT, in Kompen, Opsahl, and BERG, EDS., international symposium on sprayed concrete-modern use of wet mix sprayed concrete for underground support, Norwegian concrete association, Oslo.
- Hadigeorgiuo, J., Lesard, J.F., et Grenon, M., 2001. Soutènement des excavations minières souterraines. Irsst-direction des communications 505, boul. De maison neuve ouest Montréal (Québec)
- Hamrin, H., 2018. Les méthodes d'exploitation souterraine. géologie minière : les méthodes d'exploitation souterraine (geologie-miniere.blogspot.com)
- Hartman, H.L., 1987. Introductory mining engineering. First Edn. John Wiley, New York.
- Heidarzadeh, S., 2018. Probabilistic stability analysis of open stopes in sublevel stoping method by numerical modeling. Phd Thesis, Department Of Applied Sciences, Université Du Québec À Chicoutimi Saguenay, Quebec, Canada
- Henning, J.G., 2007. Evaluation of long-hole mine design influences on unplanned ore dilution. Thesis submitted to the faculty of graduate studies and research in partial fulfillment of the requirements of the degree. Department of mining, metals and materials engineering. McGill University. Montreal, Canada.
- Henning, J.G., and Mitri, H.S., 2007. Numerical modelling of ore dilution in blasthole stoping. *INT J ROCK MECH MIN SCI.* ; 44 :692–703.
- Henry, J., 1976. Méthodes modernes de géologie de terrain. Fascicule 2b : Manuel d'analyse structurale, traitement des données, 1976. Edition Technip, 1976. 67P. [Projection Stéréographique | TOAZ.INFO](#)

- Herget, G., 1988. Stresse in rock. Rotterdam: Balkema.
- Hoek, E., and Brown, E.T., 2018. The hoekbrown failure criterion and GSI e 2018. Edition. Journal of rock mechanics and geotechnical engineering XXX (2018) 1-19
- Hoek, E., Marinos, P., and Marinos, V., 2005. Characterization and engineering properties of tectonically undisturbed but lithologically varied sedimentary rock masses. International journal of rock mechanics and mining sciences 2005 ;42(2) :277E85.
- Hoek, E., and Marinos, P., 2000. Predicting tunnel squeezing problem in weak heterogeneous rock masses: tunnels and tunneling international, P. 45-51.
- Hoek, E., 2000. Practical rock engineering
- Hoek, E., 1998. Reliability of hoek-brown estimates of rock mass properties and their impact on design. International journal of rock mechanics and mining sciences, 35(1), pp. 63-68.
- Hoek, E., Marinos, P., and Benissi, M., 1998. Applicability of the geological strength index (gsi) classification for very weak and sheared rock masses. The case of the athens schist formation: bulletin of engineering geology and the environment v. 57, p. 151-160.
- Hoek, E., and Brown, E.T., 1997. Practical estimates of rock mass strength. International journal of rock mechanics and mining sciences, vol. 34, no. 8, pp. 1165–1186.
- Hoek, E., and Kaiser, P.K., 1997. Support of underground excavations in hard rock, CRC Press.
- Hoek, E., Kaiser, P.K., and Bawden, W. F., 1995. Support of underground excavations in hard rock, A.A.
- Hoek, E., and Brown, E.T., 1980. Underground excavations in rock. London: Institution of mining and metallurgy, 527 PAGES.
- Hughes, R., 2011. Factors influencing overbreak in narrow vein longitudinal retreat mining. McGill University (Canada).
- Hussian, S., Mohammad, N., Ur-Rehman, Z., 2020. Review Of The Geological Strength Index (Gsi) As An Empirical Classification And Rock Mass Property Estimation Tool : Origination, Modifications, Applications, And Limitations. Hindawi Advances In Civil Engineering Volume 2020, Article Id 6471837, 18 Pages <https://doi.org/10.1155/2020/6471837>
- Ibishi, G., Yavuz, M., Genis, M., 2020. Underground mining method assessment using decision-making techniques in a fuzzy environment : Case Study, Trepça Mine, Kosovo. Published By The Dnipro University Of Technology On Behalf Of Mining Of Mineral Deposits. Issn 2415-3443 (Online) | Issn 2415-3435 (Print). <https://doi.org/10.33271/Mining14.03.134>
- Imenitov, R.V., 1970. Underground mining development processes. Nedra. Moscow.
- Irvani, I., Wilopo, W., and Karnawati, D., 2013. Determination of nuclear power plant site in west bangka based on rock mass rating and geological strength index. Journal of Applied Geology, 5(2). <https://doi.org/10.22146/jag.7210>
- ISRM, 1981. Commission on classification of rocks and rock masses : basic geotechnical description of rock masses. International journal of rock mechanics and mining science & geomechanics abstracts, VOL. 2, PP. 85–110.
- Jaeger, J.C., and Cook, N.G.W., 1979. Fundamentals of Rock Mechanics, Chapman and Hall, Ltd.
- Jethwa, R., and Paithankar, A., 1995. An empirical approach for predicting ground condition for tunneling and its practical benefits. Communication présentée à rock mechanics : Proceedings Of The 35TH US Symposium on rock mechanics (VOL. 35, P. 431).

- Jing, L., and Hudson, J.A., 2002. Numerical methods in rock mechanics. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 39(4), 409-427. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(02\)00065-5](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(02)00065-5)
- JPB, 2017. STRUCTURAL ANALYSIS, <HTTPS://WWW.FILES.ETHZ.CH/STRUCTURALGEOLOGY/JPB/FILES/ENGLISH/11POLYPLI.PDF>
- Kabwe, E., and Bowa, V.M., 2016. Determination of the appropriate geometry of footwall drifts using numerical analysis technique. *Geotechnical and geological engineering*, 34, 1955–1969. DOI : <HTTPS://DOI.ORG/10.1007/S10706-016-0076-9>
- Kaklis, K.N., Maurigiannakis, S.P., Agioutantis, Z.G., Stathogianni, F.K., and Steiakakis, E.K., 2015. Experimental investigation of the size effect on the mechanical properties on two natural building stones. In *Proceedings of 8th GRACM international congress on computational mechanics*, Volos, Greece. [Experimental-Investigation-of-the-Size-Effect-on-the-Mechanical-Properties-on-two-Natural-Building-Stones.pdf \(researchgate.net\)](Experimental-Investigation-of-the-Size-Effect-on-the-Mechanical-Properties-on-two-Natural-Building-Stones.pdf)
- Karadogan, A., Bascetin, A., Kahriman, A., Gorgun, S., 2001. A new approach in selection of underground mining method. In : 1st international scientific conference-sgem2001, SGEM scientific geoconference, PP 171-184.
- Karakus, M., Ozsan, A., and Basarir, H., 2007. Finite element analysis for the twin metro tunnel constructed in Ankara Clay-Turkey. *Bulletin of engineering geology and the environment*, 66, 71–79. DOI : <HTTP://DX.DOI.ORG/10.1007/S10064-006-0056-Z>
- Kirkwood, D., 2006. Glg-10341 Geologie structural. Www2.Ggl.Ulaval.Ca/Personnel/Dkirkwoo/Documents/Etude_Cas_03.Pdf
- Kumar, H., Deb, D., and Chakravarty, D., 2017. Design of crown pillar thickness using finite element method and multivariate regression analysis. *International Journal of Mining Science and Technology*, 27(6), 955-964. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.06.017>
- Laderian, A., and Abaspoor, M. A., 2012. The correlation between RMR and Q systems in parts of Iran. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 27(1), 149-158. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2011.06.001>
- Laik, A., 2016. Implementation of Stereographic and Spherical Projection in Structural Geology with JavaScript and the web through. *Svg Net*. [bhuvidey_draft-libre.pdf \(d1wqtxts1xzle7.cloudfront.net\)](bhuvidey_draft-libre.pdf)
- Lalancette, S., 2018. Dimensionnement des chantiers remblayés de la mine Niobec en utilisant la modélisation 3D (Doctoral dissertation, Université du Québec à Chicoutimi). https://constellation.uqac.ca/4492/1/Lalancette_uqac_0862N_10419.pdf
- Laubscher, D.H., 2000. Block caving manual. Prepared for International caving study. Brisbane : JKMRRC and Itasca Consulting Group.
- Laubscher, D.H., 1990. A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 90(10), 257-273. https://hdl.handle.net/10520/AJA0038223X_1954
- Laubscher, D.H., 1981. Selection of mass underground mining methods. *Design and operation of caving and sublevel stoping mines*, 23-38.
- Laubscher, D.H., and Taylor, H.W., 1976. The importance of geomechanics classification of jointed rock masses in mining operations. *Proceedings of the symposium on exploration for rock engineering*, Johannesburg, November 1976
- Laubscher D.H., 1975. Class distinction in rock masses. *Coal, gold, base minerals S. AFR.* 23 AUG. 1975

- Lauffer, H., 1988. Zur gebirgs klassifizierung bei fräsvortrieben. Felsbau,6(3),137–149.
- Lauffer, H.,1958. Gebirgsklassifizierung für den stol lenbau. Geologie und Bauwesen, 24(1), 46-51.
- Lavoie, C., 2018. Analyse de l'effet du remblayage des chantiers souterrains de la mine Niobec sur leur stabilité (Doctoral dissertation, Université du Québec à Chicoutimi). [Analyse de l'effet du remblayage des chantiers souterrains de la mine Niobec sur leur stabilité \(ugac.ca\)](#)
- Lee, C.I, and Song, J.J., 1998. Stability analysis of rock blocks around a tunnel. Proc.int. Conf. Mech. Jointed faulted rock Žmjfr3, PP.443-448.
- Li, D., and Wong, L.N.Y., 2013. The Brazilian disc test for rock mechanics applications : review and new insights. Rock mechanics and rock engineering, 46(2), 269-287. <https://doi.org/10.1007/s00603-012-0257-7>
- Lisle, R.J., and Leyshon, P. R., 2004. Stereographic projection techniques for geologists and civil engineers. Cambridge University Press. <https://doi.org/10.1017/S0016756805210439>
- Liu, T., Lin, B., & Yang, W., 2017. Mechanical behavior and failure mechanism of pre-cracked specimen under uniaxial compression. Tectonophysics, 712, 330-343. <https://doi.org/10.1016/j.tecto.2017.06.004>
- Lógó, B.A., and Vásárhelyi, B., 2019. Estimation of the Poisson's rate of the intact rock in the function of the rigidity. Periodica Polytechnica Civil Engineering, 63(4), 1030-1037. [HTTPS://DOI.ORG/10.3311/PPCI.14946](https://doi.org/10.3311/PPCI.14946)
- Ma, Y., Lu, A., Zeng, X., and Cai, H., 2020. Analytical solution for determining the plastic zones around twin circular tunnels excavated at great depth. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 136, 104475. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2020.104475>
- Macé, L., 2006. Caractérisation et modélisation numériques tridimensionnelles des réseaux de fractures naturelles : application au cas des réservoirs (Doctoral dissertation, Institut National Polytechnique de Lorraine). [Caractérisation et modélisation numériques tridimensionnelles des réseaux de fractures naturelles : application au cas des réservoirs - Université de Lorraine \(univ-lorraine.fr\)](#)
- Marcoux, É., and Jébrak, M., 2021. Plombotectonique des gisements du Maroc. BSGF-Earth Sciences Bulletin, 192(1), 31. <https://doi.org/10.1051/bsgf/2021019>
- Marinos, V., 2019. A revised, geotechnical classification GSI system for tectonically disturbed heterogeneous rock masses, such as flysch. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 78(2), 899-912. [HTTPS://DOI.ORG/10.1007/S10064-017-1151-Z](https://doi.org/10.1007/s10064-017-1151-z)
- Marinos, V., and Carter, T.G., 2018. Maintaining geological reality in application of GSI for design of engineering structures in rock. Engineering Geology, 239, 282-297. [HTTPS://DOI.ORG/10.1016/J.ENGCEO.2018.03.022](https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2018.03.022)
- Marinos, V., Marinos, P., and Hoek, E., 2005. The geological strength index : applications and limitations. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 64(1), 55-65. [HTTPS://DOI.ORG/10.1007/S10064-004-0270-5](https://doi.org/10.1007/s10064-004-0270-5)
- Marinos, P., and Hoek, E., 2001. Estimating the geotechnical properties of heterogeneous rock masses such as flysch. Bulletin of engineering geology and the environment, 60(2), 85-92. [HTTPS://DOI.ORG/10.1007/S100640000090](https://doi.org/10.1007/s100640000090)
- Marinos, P., and Hoek, E., 2000. GSI: A geologically friendly tool for rock mass strength estimation. In ISRM international symposium. OnePetro.

- Martino, J.B., and Chandler, N.A., 2004. Excavation-induced damage studies at the underground research laboratory. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 41(8), 1413-1426. [HTTPS://DOI.ORG/10.1016/J.IJRMMS.2004.09.010](https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2004.09.010)
- Mathews, K. E., Hoek, E., Wyllie, D. C., and Stewart, S.B.V., 1980. Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1,000 meters in hard rock. Golder Associates Report to Canada Centre for Mining and Energy Technology (CAANMET), Department of Energy and Resources, Ottawa, Canada.
- Mauldon, M., and Goodman, R. (1990, August). Rotational kinematics and equilibrium of blocks in a rock mass. In *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts* (Vol. 27, No. 4, pp. 291-301). Pergamon.. [HTTPS://DOI.ORG/10.1016/0148-9062\(90\)90531-6](https://doi.org/10.1016/0148-9062(90)90531-6)
- Mendes, A.F., and Kullberg, J.C., 1992. Drawing and use of auxiliary projection nets (the program STEGRAPH). *Ciências da Terra/Earth Sciences Journal*, 11. [Drawing and use of auxiliary projection nets \(the program STEGRAPH\) | Ciências da Terra / Earth Sciences Journal \(novaidfct.pt\)](https://doi.org/10.1016/j.cdt.1992.08.001)
- Mercier-Langevin, F., and Turcotte, P., 2007. Evolution of ground support practices at Agnico-Eagle's LaRonde Division-Innovative solutions to high-stress yielding ground. In 1st Canada-US rock mechanics symposium. OnePetro.
- Mestat, P., 2002. Applications de la base de données MOMIS à la validation du calcul des ouvrages souterrains. *Bulletin des laboratoires des ponts et chaussées* - 236 - Janvier-Février 2002 - RÉF. 4392 - PP. 59-75
- Mestat, P., 1997. *Bulletin des Laboratoires des Ponts et Chaussées* - 212 - Novembre-Décembre 1997 - RÉF. 4161 - PP. 39-64
- Mikola, R.G., 2019. Ormas V1.0: Online rock mass strength by roozbeh geraili mikola, Phd, Pe, Based On Generalized Hoek-Brown Criterion. [Http://Www.Roozbehgm.Com/Codes/Ormas/Ormas.Html](http://www.roozbehgm.com/codes/ormas/ormas.html)
- Miller, L., Pakalnis, R., & Poulin, R., 1995. UBC mining method selection, mine planning and equipment selection (MPES). Singhal (ed.), Balkama, Rotterdam.
- Milne, D., Hadjigeorgiou, J., and Pakalnis, R., 1998. Rock mass characterization for underground hard rock mines. *Tunnelling and underground space technology*, 13(4), 383-391. [HTTPS://DOI.ORG/10.1016/S0886-7798\(98\)00081-9](https://doi.org/10.1016/S0886-7798(98)00081-9)
- Mimoun, 2019. Critères de rupture des roches chapitre 7. Note de cours Ensmm-Génie Minier. [Https://Fr.Scribd.Com/Document/435034098/Chap7-Criteres-De-Rupture-Des-Roches](https://fr.scribd.com/document/435034098/Chap7-Criteres-De-Rupture-Des-Roches)
- Mining Studio, 2019. Mining method selection (trial software). Retrieved from : [HTTPS://WWW.YOUTUBE.COM/WATCH?V=GAXI_4ZINDI](https://www.youtube.com/watch?v=GAXI_4ZINDI)
- Mitra, G., and Marshak, S., 1988. Basic methods of structural geology (pp. 303-330). Prentice Hall.
- Mohammadi, M., and Hossaini, M.F., 2017. Modification of rock mass rating system : Interbedding of strong and weak rock layers. *Journal of rock mechanics and geotechnical engineering*, VOL. 9, No. 6, PP. 1165–1170. <https://doi.org/10.1016/j.irmge.2017.06.002>
- Moreno-Tallon, E., 1980. Application de las clasificaciones geomechnicas a los tuneles de Parjares, II Cursode Sostenimientos Activosen Galeriasy Tunnels. Foundation Gomez-Parto, Madrid, Spain.
- Morrison, R.G.K., 1976. A philosophy of ground control: A bridge between theory and practice. Department of Mining and Metallurgical Engineering, McGill University.

- Moshab, 1997. Geotechnical considerations in underground mines guideline. Department of Industry and Resources. Document No.: ZME723QT
- Myer, L.R., Brekke, T.L., Dare, C.T., Dill, R.B., and Korbin, G.E., 1981. An investigation of stand-up time of tunnels in squeezing ground. In: Rapid excavation and tunneling conference proceedings, San Francisco. California, PP. 1415–1433. Panet, M and Guenot, a, 1982. Analysis of convergence behind the face of a tunnel. In: PROC. Tunneling 82, London, Institution of Mining and Metallurgy, PP. 197–204.
- Naghadehi, M.Z., Mikaeil, R., Ataei, M., 2009. The application of fuzzy analytic hierarchy process (FAHP) approach to selection of optimum underground mining method for JAJARM bauxite mine. Iran expert systems with applications, 36, 8218-8226. [HTTPS://DOI.ORG/10.1016/J.ESWA.2008.10.006](https://doi.org/10.1016/j.eswa.2008.10.006)
- NGI, 2015. Using the Q-system: Rock mass classification and support design. Norwegian geotechnical institute. OSLO, 2015.
- Nguyen, V.M., and Nguyen, Q.P., 2015. Analytical solution for estimating the stand-up time of the rock mass surrounding tunnel. Tunnelling and Underground Space Technology 47 (2015) 10–15
- Nicholas, D.E., 1993. Selection Procedure Mining Engineering Handbook, Hartman H, SME, New York : 2090-2105.
- Nicholas, D.E., 1981. Methods selection - a numerical approach. Design and operation of caving and sublevel stoping methods, Aime-SME, New York, Pages, 330-340.
- Nickson, S.D., 1992. Cable support guidelines for underground hardrock mine operations. (Thèse de doctorat, University of British Columbia, Vancouver, Canada).
- Note d'information compagnie minière de Touissit, 2008. Introduction en bourse par cession de 33,0% du capital, 2008.
- Note D'information Managem, 2017. Augmentation De Capital Par Apport En Numéraire Et Par Compensation De Créances Réservée Aux Actionnaires Actuels Et Détenteurs De Dps, 2017
- Onur, M.I., Evirgen, B., Tuncan, A., and Tuncan, M., 2014. Modelling of shear strength paramaters of saturated clayey soils. GEOMATE Journal, 7(14), 1107-1110. <https://hdl.handle.net/11421/21960>
- Ooriad, F.A., Yari, M., Bagherpour, R., and Khoshouei, M., 2018. The development of a novel model for mining method selection in a fuzzy environment; case study: Tazareh Coal Mine, Semnan Province, Iran. Rudarsko-geološko-naftni zbornik (The Mining-Geological-Petroleum Engineering Bulletin), 33(1), 45-53., DOI : <https://doi.org/10.17794/rgn.2018.1.6>
- Osgoui, R., and Ünal, E., 2005. Rock reinforcement design for unstable tunnels originally excavated in very poor rock mass. Underground space use. In : Analysis of the Past and Lessons for the Future, Two Volume Set : Proceedings of the International World Tunnel Congress and the 31st Ita General Assembly, Istanbul, Turkey, 7-12 MAY 2005. CRC PRESS, PP. 291–296. [HTTPS://DOI.ORG/10.1201/NOE0415374521](https://doi.org/10.1201/NOE0415374521)
- Ozdogan, M. V., and Gonen, A., 2019. Determination of distance required to ensure stope and footwall drift non interaction zone based on geological strength index. Earth Sciences Research Journal, 23(1), 17-25. DOI: [HTTPS://DOI.ORG/10.15446/ESRJ.V23N1.71879](https://doi.org/10.15446/ESRJ.V23N1.71879)
- Ozdogan, M. V, Yenice, H., Gonen, A., and Karakus, D., 2017. Optimal support spacing for steel sets : Omerler Underground Coal Mine in Western Turkey. International Journal of Geomechanics, 18(2), 05017003- 1-12. [HTTP://DX.DOI.ORG/10.1061/\(ASCE\)GM.1943-5622.0001069](http://dx.doi.org/10.1061/(ASCE)GM.1943-5622.0001069)

- Pacher, G. J., and Rabcewicz, L., 1974. Zum der seitigen stand der gebirgs e klassifizierung in stollen- und tunnelbau. In Proceedings of the 22nd Geomechanics Colloquia, P. 51.
- Pagé, P., 2018. Évaluation numérique de la stabilité des chantiers : contraintes élastiques autour des chantiers et résistance nécessaire des piliers-semelles en remblai cimenté, mémoire présenté en vue de l'obtention du diplôme de maîtrise ès sciences appliquées (génie minéral), département des génies civil, géologique et des mines. École Polytechnique de Montréal.
- Pakalnis, R., 2015. Empirical design methods in practice. Underground design methods 2015 – Y Potvin (ed.) © 2015 Australian Centre for Geomechanics, PERTH, ISBN 978-0-9924810-3-2. HTTPS://PAPERS.ACG.UWA.EDU.AU/P/1511_0.3_PAKALNIS/
- Palmstrom, A., and Broch, E., 2006. Use and misuse of rock mass classification systems with particular reference to the Q-system. Tunnelling and underground space technology, 21(6), 575-593.. <HTTPS://DOI.ORG/10.1016/J.TUST.2005.10.005>
- Palmstrom, A., 1996. RMI—AROCK MAS CHARACTERIZATION SYSTEM FOR ROCK ENGINEERING PURPOSES, UNIVERSITY OF OSLO, OSLO, NORWAY.
- Palmström, A., 1995. RMI – A rock mass characterization system for rock engineering purposes. PH.D. Thesis, Oslo University, Norway, 400 P.
- Paraskevopoulou, C., and Diederichs, M.S., 2018. Analysis of time-dependent deformation in tunnels using the convergnece- confinement method. Tunnelling Underground Space TechNOL. 71, 62 – 80. <HTTPS://DOI.ORG/10.1016/J.TUST.2017.07.001>
- Paraszczak, J., 2106. Sélection de la méthode de fragmentation du roc pour le minage des gisements filoniens. Département de génie des mines, de la métallurgie et des matériaux Université Laval, Québec, PQ. <HTTP://SEEQ.QC.CA/WP-CONTENT/UPLOADS/2016/06/ARTICLE-8-S%C3%A9LECTION-DE-LA-M%C3%A9THODE-DE-FRAGMENTATION-DU-ROC-POUR-LE-MINAGE-DES-GISEMENTS-FILONIENS-J-PARASZCZAK.PDF>
- Perras, M.A., and Diederichs, M.S., 2015. Predicting excavation damage zone depths in brittle rocks. J. ROCK MECH. GEOTECH. ENG. 8, 60 – 74. <HTTPS://DOI.ORG/10.1016/J.JRMGE.2015.11.004>
- Perron, J., 1999. Simple solutions and employee's in volvementreduced the operating cost and improved theproductivity at langlois mine. Proceeding 14th CIM Mine Operator's Conference. Bathurst, New Brunswick, Canada.
- Pilant, W.L., 1989. A pc-interactive stereonet plotting program: Computers & Geosciences, V. 15, NO.1, P. 43-58., 1989, Printed in Great Britain.
- Pirapakaran, K., and Sivakugan, N., 2007. Arching within hydraulic fill stopes. Geotechnical and Geological Engineering, 25(1), 25-35.
- Polak, L.S., and Rapoport, M.B., 1961. Osvjasi skorosti uprugich prodolnych voln s nekotorymi fizices-kimi svoistvami osadocnych porod. Prikladnaja Geofizika, Moskva 29, 12 – 19.
- Popov, N.G., 1970. Technology and complex mechanization for underground mining. Nedra. Moskow.
- Potvin, Y., and Hadjigeorgiou, J., 2008. Ground support strategies to control large deformations in mining excavations. Journal of the South African Institute of Mining & Metallurgy, 108(7), 397.
- Potvin, Y., 1988. Empirical open stope design in canada. Ph.d. Thesis, Department of Mining and Mineral Process Engineering, University of British Columbia.

- Poulard, F., Daupley, X., Didier, C., Pokryska Z., D'hugues, P., Charles N., Dupuy, J.J., and Save, M., 2017. Exploitation minière et traitement des minerais. Collection « la mine en France ». Tome 6, 77 P., 43 FIG., 2 ANN.
- Pouya et al., 2016. Apport des modèles d'endommagement sur la géométrie de la zone de rupture autour des ouvrages profonds dans des roches quasi-fragiles. Journées nationales de géotechnique et de géologie de l'ingénieur – Nancy 2016
- Prantl, W., 1988, A computer program for plotting stereographic projections. *Metallography*, 1988, 21(1), 33–39.
- Purwanto, A., Shimada, H., Sasaoka, T., Wattimena, R. K., and Matsui, K., 2013. Influence of stope design on stability of hanging wall decline in cibaliung underground gold mine. *International Journal of Geosciences*, 4, 1-8. DOI : [HTTP://DX.DOI.ORG/10.4236/IJG.2013.410A001](http://dx.doi.org/10.4236/IJG.2013.410A001)
- Rachdi, S., 2019. Impact du creusement des ouvrages souterrains à faible profondeur en milieu urbain. Mémoire de Thèse, préparée à mines Paristech.
- Ragan, D.M., 2009. *Structural geology: an introduction to geometrical techniques*. Fourth edition; Cambridge University Press, Published in the United States of America by Cambridge University Press, new york; 2009; PP 97-98
- Ramsay, J.G., and Huber, M.I., 1983. *The techniques of modern structural geology*, 1983, vol.1: Strain Analysis, Academic Press, London, 307P.
- Rankine, R., Pacheco, M., Sivakugan, N., 2007. Underground mining with backfills, soils and rocks, são paulo, 30(2): 93-101, MAY-AUGUST, 2007.
- Rees, S., 2013. Part one : introduction to triaxial testing. What is triaxial testing ? Part 1 of 3. Published on the gds website : www.gdsinstruments.com
- Robert-Martel, J., 2016. Performance des chantiers ouverts en contexte de mines profondes.
- Rocscience INC., 2021. *Dips (graphical and statistical analysis of orientation data)*. Rocscience INC., Toronto
- RS2 Rocscience INC., 2021. *Rs2-11.0z (rock and soil 2-dimensional analysis program)*. Rocscience INC., Toronto
- Romero-Gelvez, J.I., and Cortes-Aldana, F.A, 2014. Mining method selection methodology by multiple criteria decision analysis - Case study in Colombian Coal Mining. The international symposium of the analytic hierarchy process 2014, Washington D.C., U.S.A.
- Rubio, E., 2006. Block cave mine infrastructure reliability applied to production planning (unpublished doctoral dissertation). University of British Columbia.
- Russo, A., and Hormazabal, E., 2019. Correlations Between Various Rock Mass Classification Systems, Including Laubscher (MRMR), Bieniawski (RMR), Barton (Q) and Hoek and Marinos (GSI) Systems. In *Geotechnical Engineering in the XXI Century : Lessons learned and future challenges* (pp. 2806-2815). IOS Press. IOS Press Ebooks - [Correlations Between Various Rock Mass Classification Systems, Including Laubscher \(MRMR\), Bieniawski \(RMR\), Barton \(Q\) and Hoek and Marinos \(GSI\) Systems](https://doi.org/10.1016/0191-8141(87)90128-3)
- Rutledge, J. C., and Preston, R. L., 1978. Experience with engineering classifications of rock. *Proc. Int. Tunnelling Sym.*, Tokyo, A3.
- Ryan, P. D., 1987. The use of computer animation techniques in the teaching of stereographic projection. *Journal of structural geology*, 9(4), 507-509. [https://doi.org/10.1016/0191-8141\(87\)90128-3](https://doi.org/10.1016/0191-8141(87)90128-3)

- Saroglou, C., Qi, S., Guo, S., and Wu, F., 2019. ARMR, a new classification system for the rating of anisotropic rock masses. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 78(5), 3611-3626. <https://doi.org/10.1007/s10064-018-1369-4>
- Satici, O., and Topal, T., 2020. Assessment of damage zone thickness and wall convergence for tunnels excavated in strain-softening rock masses. *Tunnelling and Underground Space Technology*. Volume 108, February 2021, 103722. [HTTPS://DOI.ORG/10.1016/J.TUST.2020.103722](https://doi.org/10.1016/j.tust.2020.103722)
- Satici, O., 2018. Assessment of plastic zone thickness and convergences in tunnel excavations which are excavated in weak to fair quality rocks, Unpublished. Phd, Thesis. Metu, Ankara.
- Schön, J. H., 2015. *Physical properties of rocks: Fundamentals and principles of petrophysics*. Elsevier. DOI: [10.1016/c2014-0-03002-x](https://doi.org/10.1016/c2014-0-03002-x)
- Seeley, T.P., and Novak, G.A., 1991. Stereographic projection of bedding attitudes using Microsoft Excel. *Computers & Geosciences*, 17(7), 1051-1058. [https://doi.org/10.1016/0098-3004\(91\)90098-X](https://doi.org/10.1016/0098-3004(91)90098-X)
- Şen, Z., and Bahaaeldin, H.S., 2003. Modified rock mass classification system by continuous rating. *Engineering Geology*, 67(3-4), 269-280. [https://doi.org/10.1016/S0013-7952\(02\)00185-0](https://doi.org/10.1016/S0013-7952(02)00185-0)
- Sepehri, M., Apel, D., and Liu, W., 2017. Stope stability assessment and effect of horizontal to vertical stress ratio on the yielding and relaxation zones around underground open stopes using empirical and finite element methods. *Archives of Mining Sciences*, 62(3). DOI : [10.1515/amsc-2017-0047](https://doi.org/10.1515/amsc-2017-0047)
- Sheorey, P.R., 1994. A theory for in situ stresses in isotropic and transverse isotropic rock. *INT.J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* Vol.31, No.1, PP.23-34, 1994 copyright 6)1994 elsevier science ltd printed in great britain. All rights reserved 0148-9062/94 \$6.00 +0.00. [HTTPS://DOI.ORG/10.1016/0148-9062\(94\)92312-4](https://doi.org/10.1016/0148-9062(94)92312-4)
- Sibille, L. (2017). *Éléments de géotechnique : Écoulements, stabilité des pentes, parois de soutènement souples* IUT Génie Civil et Construction Durable Module MXG6. [HTTPS://HAL.ARCHIVES-OUVERTES.FR/CEL-01784598](https://hal.archives-ouvertes.fr/CEL-01784598)
- Singh, B., and Goel, R. K. (1999). *Rock mass classification: a practical approach in civil engineering* (Vol. 46). Elsevier. [Rock Mass Classification: A Practical Approach in Civil Engineering - B. Singh, R K Goel - Google Livres](https://books.google.com/books?id=6UwvAAAAMAAJ)
- Singh, J.L., and Tamrakar, N.K., 2013. Rock mass rating and geological strength index of rock masses of thopal-malekhu river areas, central Nepal Lesser Himalaya. *Bull. Dept. Geol.* 16, 29–42. [HTTPS://DOI.ORG/10.3126/BDG.V16I0.8882](https://doi.org/10.3126/BDG.V16I0.8882)
- Singh, R.N., Brown, D.J., Denby, b., and Croghan, J.A., 1986. The development of a new approach to slope stability assessment in U.K. Surface Coal mines. In: *Symposium On Ground Control in Coal Mines*, AU S. I. M. M., 1986 :57–63
- Siren, T., Kantia, P., and Rinne, M., 2015. Considerations and observations of stress-induced and construction-induced excavation damage zone in crystalline rock. *Int. J. Rock Mech. Min. SCI.* 73, 165 – 174. [HTTPS://DOI.ORG/10.1016/J.IJRMMS.2014.11.001](https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2014.11.001)
- Sivakugan, N., Veenstra, R., and Naguleswaran, N., 2015. Underground mine backfilling in Australia using paste fills and hydraulic fills. *International journal of geosynthetics and ground engineering*, 1(2), 1-7. <https://doi.org/10.1007/s40891-015-0020-8>
- Sonmez, H., and Ulusay, R., 1999. Modifications to the geological strength index (GSI) and their applicability to stability of slopes. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 36(6), 743-760. [https://doi.org/10.1016/S0148-9062\(99\)00043-1](https://doi.org/10.1016/S0148-9062(99)00043-1)

- Stegena, L., 1964. The structure of the earth's crust in Hungary. *Acta Geol. Acad. Sci. Hung*, 8, 413-431.
- Stille, A.F.H., and Groth, T., 1982. FEM-analysis of rock mechanics problems by JOBFEM, Swedish rock Engineering Research Foundation Publication, Stockholm, Sweden.
- Tahiri, A., 1992. Modélisation des massifs rocheux fissurés par méthode des éléments distincts, thèse de l'école Nationale des Ponts et Chaussées, Paris.
- Terzaghi, K., 1946. Rock defects and loads on tunnel supports, Harvard University, Cambridge, MA, USA
- Tomich, A. R., 2020. An evaluation procedure for new deposits in brownfield underground mines (Doctoral dissertation, Queen's University (Canada)). [An Evaluation Procedure for New Deposits in Brownfield Underground Mines - ProQuest](#)
- Toumi, A., 2016. Méthode numérique asynchrone pour la modélisation de phénomènes multi-échelles (Doctoral dissertation, Université Paul Sabatier-Toulouse III). [Méthode numérique asynchrone pour la modélisation de phénomènes multi-échelles - Archive ouverte HAL \(archives-ouvertes.fr\)](#)
- Ünal, E., 1996. Modified rock mass classification: m-rmr system. Milestone in rock engineering: A Jubilee Collection; Bieniawski ZT, Editor. Rotterdam, Balkema, 1996 :203-223.
- Unlu, T., and Gercek, H., 2003. Effect of Poisson's ratio on the normalized radial displacements occurring around the face of a circular tunnel. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 18(5), 547-553. [https://doi.org/10.1016/S0886-7798\(03\)00086-5](https://doi.org/10.1016/S0886-7798(03)00086-5)
- Vialon, P., Ruhland, M., and Grolier, J., 1976. *Éléments de tectonique analytique*, Masson, 1976, Paris, 118 p.
- Vlachopoulos, N., and Diederichs, M.S., 2009. Improved longitudinal displacement profiles for convergence confinement analysis of deep tunnels. *Rock Mech. Rock Eng.* 42, 131 – 146. <HTTPS://DOI.ORG/10.1007/S00603-009-0176-4>
- Waldron, J., and Snyder, M., 2020. *Geological Structures : A practical introduction*. <https://doi.org/10.7939/r3-x15j-kd13>
- Wang, B., and Li, S., 2008. A complex variable solution for stress and displacement field around aligned circular tunnel at great depth. *International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics*, 33, 939-951. <DOI : HTTPS://DOI.ORG/10.1002/NAG.749>
- Wang, H.N., Zenga, G.S., Utilic, S., Jiangd, M.J., and Wua, L., 2017. Analytical solutions of stresses and displacements for deeply buried twin tunnels in visco elastic rock. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 93, 13–29. <DOI : HTTPS://DOI.ORG/10.1016/J.IJRMMS.2017.01.002>
- Wang, J., Milne, D., Wegner, L., and Reeves, M., 2007. Numerical evaluation of the effects of stress and excavation surface geometry on the zone of relaxation around open stope hanging walls. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 44(2), 289-298. <DOI : HTTP://DX.DOI.ORG/10.1016/J.IJRMMS.2006.07.002>
- Wang, J., 2004. Influence of stress, undercutting, blasting and time on open stope stability and dilution. PHD. Thesis. In the Department of Civil and Geological Engineering. University of Saskatchewan Saskatoon
- Wang, J., Milne, D., and Pakalnis, R., 2002. Application of a neural network in the empirical design of underground excavation spans, *transactions of the Institution of Mining and Metallurgy*, Vol.111 a73-a81. London.
- Wang, J., Milne, D., Yao, M., and Allen, G., 2002a. Quantifying the effect of hangingwall undercutting on stope dilution. Inproc.104 TH Cimannual General Meeting, Vancouver BE. 8PG.

- Wang, X., Jiang, b., Lin, F., Liu, Y., and Bai, Y., 2021. Elastic-viscoplastic solution of a circular tunnel in hoek-brown rock mass. *Latin American Journal of Solids and Structures*, 2021, 18(1), E340. [HTTPS://DOI.ORG/10.1590/1679-78256328](https://doi.org/10.1590/1679-78256328)
- Warburtonp. M., 1981. Vector stability analysis of an arbitrary polyhedral rock block with any number of freefaces. *Int. JOURNAL Rock Mechanics*, Vol 18.
- Wickham, g.e., Tiedemann, H.R., and Skinner, E.H., 1972. Support determinations based on geologic predictions. In *proceedings of the North American Rapid Excavation and Tunneling Conference*, PP. 5–7, Chicago, IL, USA.
- Wikipedia 1, Stereographic Projection – [HTTPS://EN.WIKIPEDIA.ORG/WIKI/STEREOGRAPHIC_PROJECTION#WULFF_NET](https://en.wikipedia.org/wiki/Stereographic_projection#Wulff_net).
- Wikipedia 2, Stereographic Projection – [HTTPS://EN.WIKIPEDIA.ORG/WIKI/SCHMIDT_NET](https://en.wikipedia.org/wiki/Schmidt_net)
- Williamson, D.A., and Kuhn, C.R., 1984. The unified rock classification system. In *Rock Classification Systems for Engineering Purposes*, ASTM, West Conshohocken, PA, USA.
- Wyllie, D. C., and Mah, C. W., 2004. *Rock slope engineering: Civil and Mining*, London, Taylor & Francis, 431 P.
- Yamaguchi, I., Yamazaki, I., and Kiritani, K., 1998. Study of ground-tunnel interactions of four shield tunnels driven in close proximity, in relation to design and construction of parallel shield tunnels. *Tunnelling and Underground Space Technology*,13(3) :289–304. DOI : [HTTPS://DOI.ORG/10.1016/S0886-7798\(98\)00063-7](https://doi.org/10.1016/S0886-7798(98)00063-7)
- Yang, P., 2016. Investigation of the geomechanical behavior of mine backfill and its interaction with rock walls and barricades, Département de Génies Civil, Géologique et des Mines, École Polytechnique de Montréal. Pp 46, 47
- Yardimci, A.G., and Karpuz, C., 2019. Shortest path optimization of haul road design in underground mines using an evolutionary algorithm. *Applied Soft Computing Journal* 83 (2019) 105668. [HTTPS://DOI.ORG/10.1016/J.ASOC.2019.105668](https://doi.org/10.1016/J.ASOC.2019.105668)
- Yasitli, N.E., Unver, B., 2005. 3D numerical modeling of longwall mining with top-coal caving. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 42 (2005) 219–235. [HTTPS://DOI.ORG/10.1016/J.IJRMMS.2004.08.007](https://doi.org/10.1016/J.IJRMMS.2004.08.007)
- Yoro, g., et Godo, g., 1990. Les méthodes de mesure de la densité apparente, analyse de la dispersion des résultats dans un horizon donné. *CAH.ORSTOM, Sér.Pédol.*, Vol. XXV, N “4, 1989-1990 : 423-429
- Zahri, F., 2017. Contribution à l'étude de la stabilité des massifs rocheux par modélisation numérique (cas des carrières de granulats de Sétif - Algérie), mémoire de thèse à la faculté des sciences de la terre département des mines, Université Badji Mokhtar-Annaba
- Zhang, L., 2017. Chapter 3 - Intact Rock, Editor(s): Lianyang Zhang, *Engineering Properties of Rocks (Second Edition)*, Butterworth-Heinemann, 2017, Pages 39-80, ISBN 9780128028339,. <https://doi.org/10.1016/B978-0-12-802833-9.00003-1>
- Zhang, Q., Huang, X., Zhu, H., and Li, J., 2019. Quantitative assessments of the correlations between rock mass rating (RMR) and geological strength index (GSI). *Tunnelling and Underground Space Technology* 83 (2019) 73–81. [HTTPS://DOI.ORG/10.1016/J.TUST.2018.09.015](https://doi.org/10.1016/J.TUST.2018.09.015)
- Zhang, W., Zhang, W. S., Zhang, D., Hu, W., Sun, Y., & Tang, J., 2018. Monitoring technology of “space-surface” for activity laws of mining-induced overburdened. *J China Univ Min Technol*, 47(6), 1212-1223.

- Zhao, X., Li, H., Zhang, S., Yang, X., 2019. Stability analyses and cable bolt support design for a deep large-span stope at the Hongtoushan Mine, China. Sustainability 2019, 11, 6134 20F 23 ; [DOI :10.3390/SU11216134](https://doi.org/10.3390/SU11216134). WWW.MDPI.COM/JOURNAL/SUSTAINABILITY
- Zniber-El-Mouhabbis, H., 2013. Effect of stope construction parameters on ore dilution in narrow vein mining. Msc Thesis. McGill University, Montreal, Canada.

Annexe 1 - Les différentes combinaisons utilisées dans l'outil UBC pour choisir la méthode d'exploitation optimale

Tableau 1. Les différentes combinaisons utilisées dans l'outil UBC pour déterminer la valeur du paramètre géologique pour chaque méthode

Méthode d'exploitation	Forme de la minéralisation			Puissance de la minéralisation					Répartition de la teneur		
	Equi - dimensionnel	Plateau / tabulaire	Irrégulier	Très mince	Mince	Moyen	Puissant	Très puissant	Uniforme	Graduel	Erratique
				<3m	3-10m	10-30m	30-100m	>100m			
À ciel ouvert	4	2	3	1	2	3	4	4	3	3	2
Blocs foudroyés	4	2	0	-49	-49	0	3	4	3	2	2
Sous-niveaux abattus	3	4	1	-10	1	3	4	3	4	4	3
Sous-niveaux foudroyés	3	4	1	-49	-49	0	4	4	3	2	2
Longue taille	-49	4	-49	4	3	0	-49	-49	4	1	0
Chambre et pilier	0	4	2	4	3	1	-49	-49	4	2	0
Chambres-magasins	0	4	2	4	4	0	-49	-49	3	2	2
Tranches remblayées	1	4	4	3	4	4	1	0	2	3	4
Tranches uni descendantes foudroyées	1	2	0	1	1	0	2	1	2	1	1
Chambres vides charpentées	0	1	4	4	3	2	0	0	0	1	3

Tableau 2. Les différentes combinaisons utilisées dans l'outil UBC pour déterminer la valeur du paramètre géométrique pour chaque méthode

Méthode d'exploitation	Pendage du gisement			Profondeur du gisement		
	Horizontal	Moyen	Sub-vertical	Peu profond	Moyen	Profond
	<20°	20°-55°	>55°	<100m	100-600	>600m
À ciel ouvert	3	3	1	4	0	-49
Blocs foudroyés	3	2	4	2	3	3
Sous-niveaux abattus	2	1	4	3	4	2
Sous-niveaux foudroyés	1	1	4	3	2	2
Longue taille	4	0	-49	2	2	3
Chambre et pilier	4	0	-49	3	3	2
Chambres-magasins	-49	0	4	3	3	2
Tranches remblayées	1	3	4	2	3	4
Tranches uni descendantes foudroyées	4	2	0	2	1	1
Chambres vides charpentées	2	3	2	1	1	2

Tableau 3. Les différentes combinaisons utilisées dans l'outil UBC pour déterminer la valeur du paramètre géotechnique, indice RMR pour chaque méthode

Méthode d'exploitation	Indice RMR au niveau de la minéralisation					Indice RMR au niveau de l'éponte supérieure					Indice RMR au niveau de l'éponte inférieure				
	Très mauvais	Mauvais	Moyen	Bon	Très bon	Très mauvais	Mauvais	Moyen	Bon	Très bon	Très mauvais	Mauvais	Moyen	Bon	Très bon
	0-20	20-40	40-60	60-80	80-100	0-20	20-40	40-60	60-80	80-100	0-20	20-40	40-60	60-80	80-100
À 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	0	0	0	0	0
Chambre et pilier	-49	0	3	5	6	-49	0	3	5	6	0	0	0	0	0
Chambres-magasins	0	1	3	3	3	0	0	2	4	4	0	0	2	3	3
Tranches remblayées	0	1	2	3	3	3	5	4	3	3	3	3	2	2	2
Tranches uni descendantes foudroyées	3	2	1	1	0	0	0	2	3	3	0	0	1	2	2
Chambres vides charpentées	4	4	1	0	0	4	4	1	0	0	3	1	0	0	0

Tableau 4. Les différentes combinaisons utilisées dans l'outil UBC pour déterminer la valeur du paramètre géotechnique, indice RSS pour chaque méthode

Méthode d'exploitation	Indice RSS au niveau de la minéralisation				Indice RSS au niveau de l'éponte supérieure				RSS Indice RSS au niveau de l'éponte inférieure			
	Très mauvais	Mauvais	Moyen	Bon	Très mauvais	Mauvais	Moyen	Bon	Très mauvais	Mauvais	Moyen	Bon
	<5	5-10	10-15	>15	<5	5-10	10-15	>15	<5	5-10	10-15	>15
À 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	0	0	0	0
Chambre et pilier	0	0	3	6	0	0	2	6	0	0	0	0
Chambres-magasins	0	1	3	4	0	1	3	4	0	2	3	3
Tranches remblayées	0	1	3	3	3	5	4	2	1	3	3	2
Tranches uni descendantes foudroyées	3	2	1	0	3	2	2	2	2	2	1	1
Chambres vides charpentées	4	3	1	0	4	2	1	0	3	2	0	0

Annexe 2 – Rapport de simulation des paramètres géotechniques à l'aide du logiciel ORMAS

Input Parameters

Intact Uni. Comp. Strength (σ_{ci}) = 25 MPa GSI = 33 mi = 6

Disturbance Factor (D) = 0

Intact Elastic Modulus (E_i) = 5000 MPa

Intact Uni. Comp. Strength (σ_{ci}) = 25 MPa

Application Type: Tunnel

σ_{3max} = 6.533848713502116 MPa

Unit Weight = 0.026 MN/m³

Tunnel Depth = 600 m

Hoek-Brown Criterion:

m_b = 0.5482

s = 0.0006

a = 0.5183

Mohr-Coulomb Fit:

Cohesion (c) = 0.7997 MPa

Friction Angle (ϕ) = 21.22 deg.

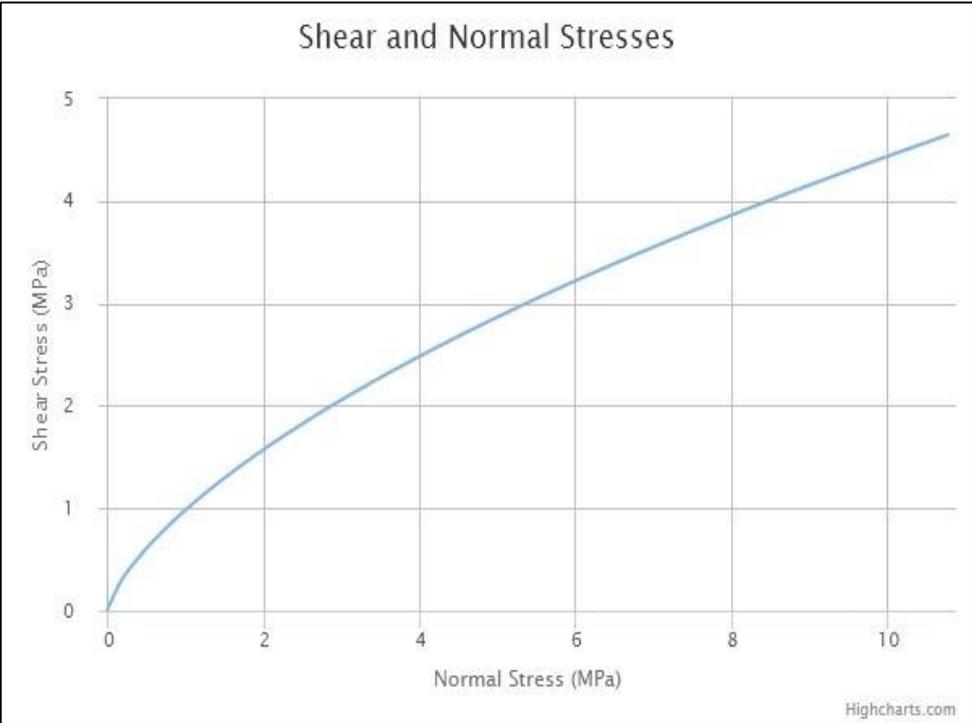
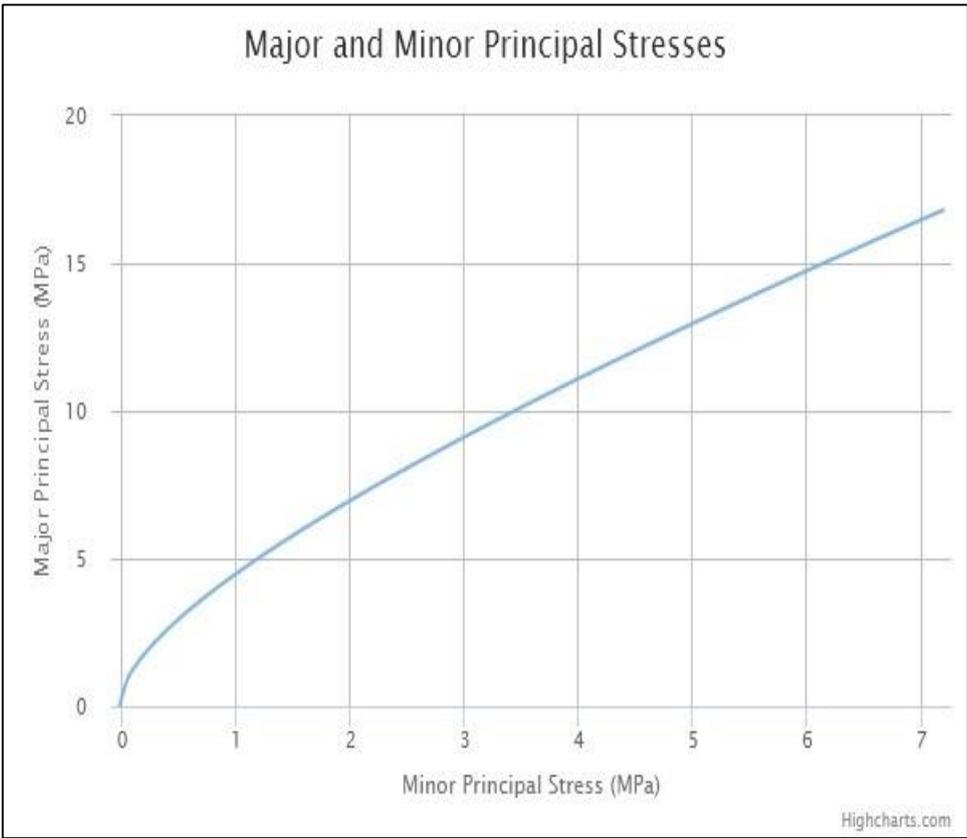
Rock Mass Parameters

Tensile strength (σ_{gt}) = -0.0267 MPa

Uni. Comp. Strength (σ_{gc}) = 0.5277 MPa

Global Strength (σ_{gcm}) = 2.2851 MPa

Modulus of Deformation (E_{rm}) = 495.53 MPa



Annexe 3 - Les différents étapes d'utilisation du logiciel ORMAS V1.0: Online Rock Mass Strength

Input

- 1- Sélectionnez le système d'unités. Les unités métriques ou impériales peuvent être sélectionnées dans ORMAS. En métrique, les unités de contrainte sont les mégapascals (MPa) ou les kilopascals (kPa). En impérial, les unités de contrainte peuvent être soit la livre par pied carré (psf), soit la livre par pouce carré (psi), comme la montre ma figure suivante :

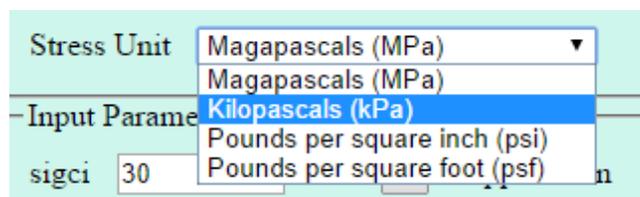


Figure 1. Système d'unités utilisé dans le logiciel ORMAS

- 2- Entrez la résistance à la compression uniaxiale de la roche intacte (sigci) ou cliquez sur le bouton de liste à côté de l'entrée sigci et sélectionnez la plage de résistance. Cliquez sur OK pour fermer la boîte de dialogue, comme la montre la figure suivante :

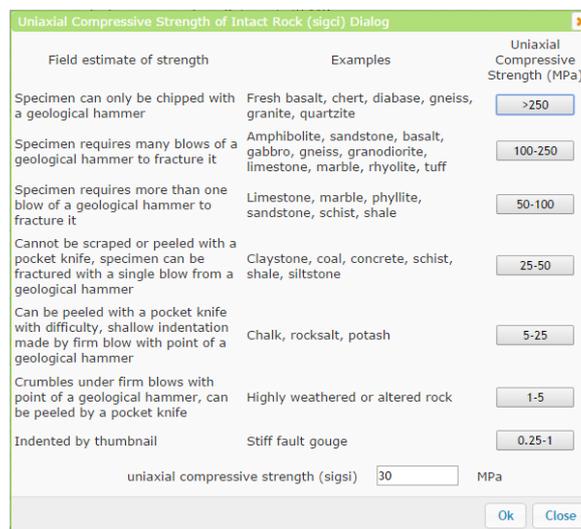


Figure 2. Base de données de la résistance à la compression uniaxiale de la roche intacte dans le logiciel ORMAS

- 3- Entrez la valeur GSI ou cliquez sur le bouton liste à côté de l'entrée GSI, utilisez la souris ou le clavier pour définir une valeur, puis cliquez sur OK (voir la figure suivante) :

GSI Dialog

GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000)
 From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.

STRUCTURE	SURFACE CONDITIONS	VERY GOOD Very rough, fresh unweathered surfaces	GOOD Rough, slightly weathered, iron stained surfaces	FAIR Smooth, moderately weathered and altered surfaces	POOR Slickensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings or angular fragments	VERY POOR Slickensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings
		DECREASING SURFACE QUALITY →				
INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES ↓	90			N/A	N/A
BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets		80	70			
VERY BLOCKY- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets			60	50		
BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity				40	30	
DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces					20	
LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes			N/A	N/A		10

Rock Type: GSI Value:

Figure 3. Base de données de l'indice GSI utilisée dans le logiciel ORMAS

- 4- Entrez la valeur mi ou cliquez sur le bouton de liste à côté de l'entrée mi et sélectionnez la valeur mi dans la liste. Cliquez sur OK pour fermer la boîte de dialogue (Figure 4).

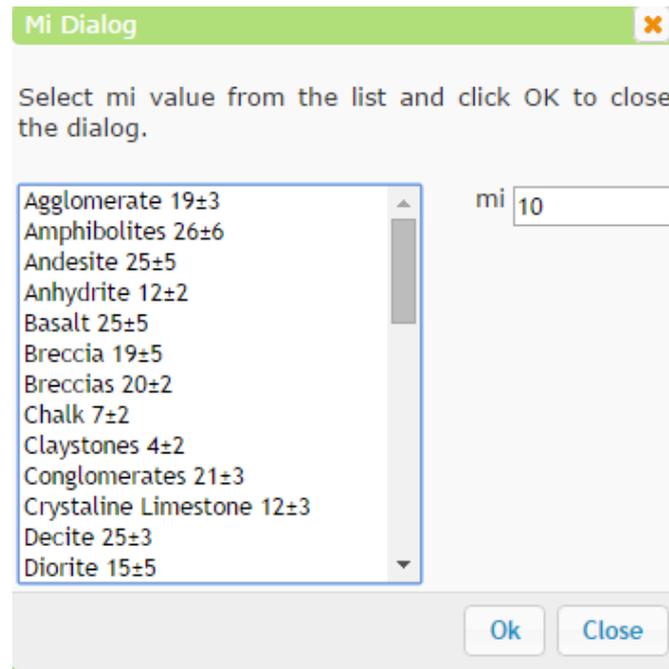


Figure 4. Base de données de l'indice m_i utilisée dans le logiciel ORMAS

- 5- Entrez le facteur de perturbation (D) ou cliquez sur la boîte de dialogue du facteur de perturbation pour sélectionner la valeur D . D est un facteur qui dépend du degré de perturbation due aux dommages causés par l'effet de tir et à la relaxation des contraintes. Cliquez sur OK pour fermer la boîte de dialogue. Voir Réf. 1 et 2 pour plus d'informations.

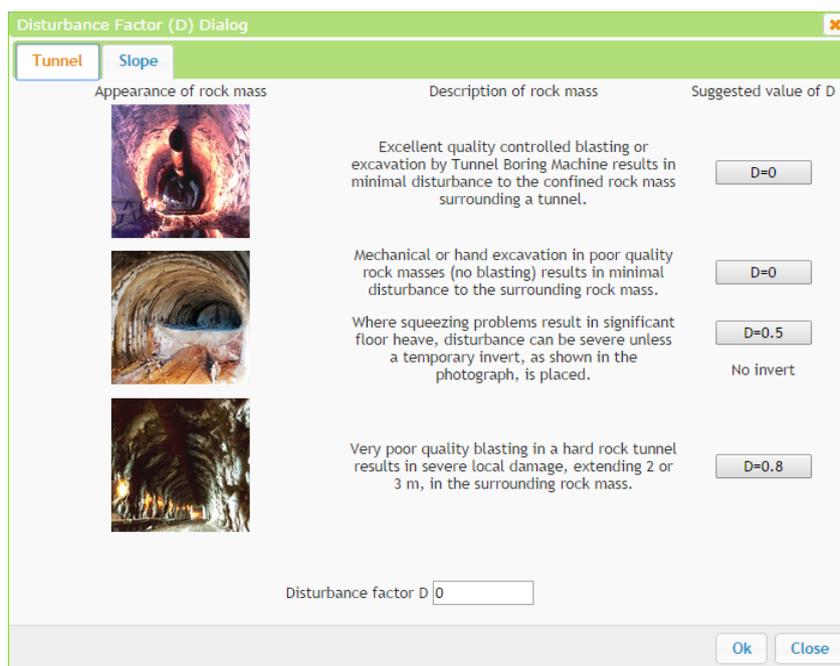


Figure 5. Base de données du facteur de perturbation (D) utilisée dans le logiciel ORMAS

- 6- Entrez la valeur E_i ou cliquez sur la boîte de dialogue du rapport de module d'young (mr) pour estimer le module de la roche intacte. La valeur Mr peut être estimée en sélectionnant le bouton de liste à côté de la zone d'édition Mr . Le module intact (E_i) est automatiquement calculé. Cliquez sur OK pour fermer la boîte de dialogue. Pour plus d'information, voir la rubrique « Rock Mass Module » dans le tutorial du logiciel (Figure 6).

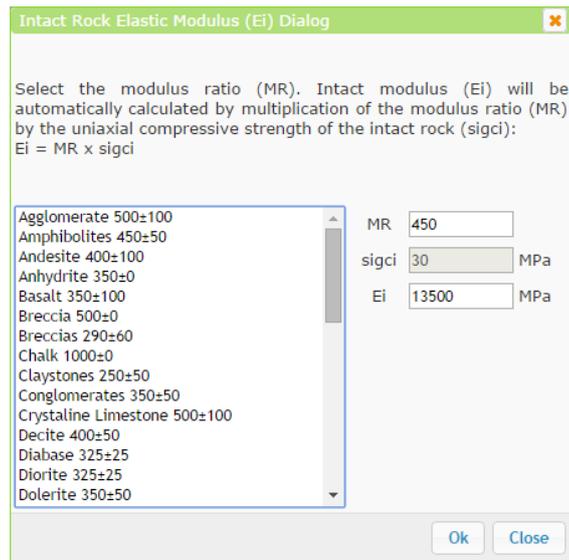


Figure 6. Base de données du module d'young (D) utilisée dans le logiciel ORMAS

- 7- 1- Il existe trois sélections possibles pour le domaine d'application telles que : personnalisée, tunnels, pentes. Lorsque l'option de plage d'enveloppe de défaillance = Personnalisé, vous pouvez entrer n'importe quelle valeur de σ_{3max} . Sur la base des principes décrits dans cet article, ORMAS estime les valeurs σ_{3max} maximales pour les applications de conception de tunnels ou de pentes (Figure 7).

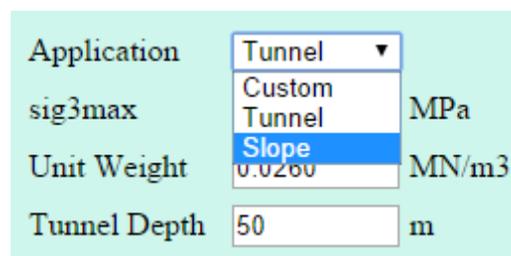


Figure 7. Domaine d'application utilisée dans le logiciel ORMAS

Remarque : chaque fois que des données d'entrée sont saisies ou modifiées dans ORMAS, les enveloppes de ruptures sont automatiquement mises à jour pour refléter les données

d'entrée actuelles. En plus des paramètres du critère de résistance de base, divers autres paramètres sont calculés (par exemple, la résistance à la traction, la résistance à la compression uniaxiale, le module de déformation de la masse rocheuse), selon le critère de résistance actuel.

Production

1-Les paramètres de Hoek-Brown sont calculés à l'aide du critère de rupture Hoek-Brown généralisé. Pour une définition de ces paramètres, et les équations qui les définissent, voir Réf. 1 et 2 dans le tutorial du logiciel.

2-Le calcul des paramètres Mohr-Coulomb équivalents à partir du critère de rupture Hoek-Brown, est fourni par le programme ORMAS.

3-Les paramètres du massif rocheux tels que la résistance à la traction du massif rocheux (σ_t), la résistance à la compression uniaxiale du massif rocheux (σ_c) et la résistance globale à la compression du massif rocheux (σ_{cm}) ainsi que le module de déformation du massif rocheux (E_m) sont également calculés. Pour les définitions de ces paramètres, et les équations utilisées pour les calculer, Réf. 1 et 2 dans le tutorial du logiciel.

Plot :

Par défaut, ORMAS trace à la fois l'enveloppe de contrainte principale (σ_1 versus σ_3) et l'enveloppe de résistance normale au cisaillement, pour le critère de résistance courant et les paramètres de résistance en vigueur.

Rapport

ORMAS propose un récapitulatif des paramètres d'entrée et de sortie ainsi que les deux tracés au format pdf. En cliquant sur le bouton "Signaler", vous pourrez enregistrer le rapport sur votre machine locale.