



Ministère de l'Enseignement supérieur et la

Recherche Scientifique

Université Larbi Tébessi. Tébessa

Faculté des sciences Exactes, des Sciences de la Nature Et de la Vie

Département : Sciences de la terre et de l'Univers

MEMOIRE DE MASTER

Domaine : Science de la terre et l'Univers

Filière : Géologie

Option : Géologie de l'Ingénieur et Géotechnique

Thème :

**les causes des instabilités rocheuses de la mine de Boukhadra Tébessa-est
d Algérie**

Présenté par :

Mekki Yasmine

Zouai Aida

Devant le jury :

Dr. Benhamadi H.	Université . Tébessa	Président
Pr. Fehdi C.	Université. Tébessa	Examineur
Dr. Aoun M.	Université. Tébessa	Examineur
Pr. Boumezbeur A.	Université. Tébessa	Rapporteur

Dédicace

Avant tout je remercie ALLAH le tout puissant pour tout.

Je dédie ce modeste travail à :

*La mémoire de mon père disparu trop tôt **Naoui Mekki***

Aucune dédicace ne saurait exprimer l'amour, l'estime, le dévouement et le respect que j'ai toujours eu pour vous.

Ce travail est le fruit de tes sacrifices que tu as consentis pour mon éducation et ma formation.

*A ma très chère mère **El Bahdja***

Quoi que je fasse ou que je dise, je ne saurai point te remercier comme il se doit. Ton affection me couvre, ta bienveillance me guide et ta présence à mes cotés a toujours été ma source pour affronter les différents obstacles.

*A mes chères sœurs **Kanza, Hiba, Hanan, Widad, Ikram**, et ma petite princesse **Tasnim** pour leur encouragement permanents, et leur soutien moral.*

*A mon chère frère **El Kamel**.*

Tous les membres de ma famille, petits et grands

*Atout mes copines, tout particulièrement **Rabaa, Aida, Malek, Nour el Houda, Saida***

Atouts mes enseignants, et toute la promotion du Master spécialité géologie de l'ingénieur et géotechnique 2019_2020.



Jasmine

Dédicace

*Je dédie ce modeste travail à ma chère mère et mon cher père
Ahmed et Salima.*

À mes sœur Aya ET Fourat.

À mon petit frère Iyad AT grand frère Housam.

*Atout mes copines, tout particulièrement Yasmine, Fouzia, Malek,
Khawla, Lamia.*

*Et à toute personne ayant réussi de prêt ou de loin à la
réalisation de ce modeste travail.*

Et à tous ceux qui m'aiment.



AIDA

Remerciement

*Avant tout nous remercions **dieu** qui nous a donné la patience
de terminer ce travail.*

*Nous tenons d'abord à remercier très chaleureusement **Pr. Boumazber Abderrahmane** qui nous a permis de bénéficier de son encadrement.*

Les conseils qu'il nous a prodigué, la patience, la confiance qu'il nous a témoignés ont été déterminants dans la réalisation de notre travail de recherche.

Nous présentons nos profonds remerciements aux membres de jury qui ont bien voulu accepter d'examiner et de juger notre travail de recherche.

*Nous tenons également à remercier tous les enseignants et le personnel de département particulièrement **Pr. Fahdi Chames Eddine, Dr. Aoun Mounira, Dr. Dgaichia Omor, Dr.***

BenHamadi, Mr. Djebri.

*Nous adressons notre vif remerciement à tous les personnels de la mine de **Boukhadra.***

Merci à tous et à toutes

Yasmine et Aida

Résumé

La stabilité des gradins dans l'exploitation minière est souvent un problème important qu'il faut résoudre surtout avec l'augmentation accrue des profondeurs d'exploitation. La stabilité des talus jouent le rôle le plus important dans la productivité, l'économie et la longévité d'une mine. La rupture des talus n'entrave pas seulement la production mais peut porter des dommages importants au personnel et au matériel.

Donc il est impératif avant l'ouverture d'une mine d'étudier minutieusement la stabilité des gradins. Cette étude est une investigation dans les causes à l'origine des instabilités des gradins du quartier BK2 de la mine de fer de Boukhadra. En l'occurrence, il existe quatre familles de joints et fractures.

Dans cette étude nous avons dans un premier temps étudié la géologie régionale et la géologie locale car une compréhension de la géologie permet l'établissement du model géologique et structurale correct. Cette étape est suivie d'une caractérisation géo-mécanique de la masse rocheuse suivie d'une classification RQD, RMR et GSI. Ces trois paramètres nous ont montré qu'il s'agit d'une masse rocheuse de qualité moyenne à bonne. Néanmoins, le degré de fracturation et les familles des joints présentes et leurs orientations relatives nous a laissé croire que les discontinuités sont-elles qui contrôlent la stabilité.

L'estimation de la stabilité par l'application du système SMR révèle que les glissements potentiels sont du type planaire est de coins. L'analyse cinématique par le logiciel Dips 7.0 de Rocscience a montré que des glissements potentiels du type planaires, de coins et par renversements peuvent se déclenchés a tout moment et doivent par conséquent être stabilisés.

ملخص

غالبًا ما يكون استقرار المدرجات في المناجم مشكلة كبيرة يجب معالجتها خاصة مع الزيادة المتزايدة في أعماق الاستغلال. يلعب استقرار منحدرات المنجم الدور الأكثر أهمية في الإنتاجية والاقتصاد وطول عمر المنجم. لا تؤدي الانزلاقات إلى إعاقة الإنتاج فحسب ، بل يمكن أن تسبب أضرارًا كبيرة للأفراد والمعدات. لذلك من الضروري قبل فتح منجم أن تدرس بعناية استقرار المدرجات. هذه الدراسة عبارة عن تحقيق في الأسباب التي أدت إلى عدم استقرار مدرجات منطقة BK2 من منجم بوخضرة للحديد. في هذه الدراسة درسنا أولاً الجيولوجيا الإقليمية والجيولوجيا المحلية لأن فهم الجيولوجيا يسمح بإنشاء نموذج جيولوجي وبنوي صحيح. يتبع هذه الخطوة توصيف جيوميكانيكي لكتلة الصخور متبوعاً بتصنيف RQD و RMR و GSI. أظهرت لنا هذه المعاملات الثلاث أن هذه كتلة صخرية متوسطة إلى جيدة النوعية. ومع ذلك ، فإن درجة التصدع و مختلف مجموعات الصدوع الحالية وتوجهاتها النسبية دفعتنا إلى الاعتقاد بأن الشقوق و التصدعات هي التي تتحكم في الاستقرار. و بالمناسبة يوجد 04 مجموعات من الصدوع و التشققات ذات التوجهات المختلفة. يكشف تقدير الاستقرار من خلال تطبيق نظام SMR أن الانزلاقات المحتملة من النوع المستوي والزواحي. أظهر التحليل الحركي بواسطة برنامج Dips 7.0 التابع لشركة Rocscience أن الانزلاقات الأرضية المحتملة من النوع المستوي والزواحي والانقلابي يمكن أن تحدث في أي وقت ، وبالتالي نحتاج إلى تدعيم الاستقرار.

Abstract

Bench stability in mines is often a significant problem that must be addressed especially with the increasing exploitation depths. Slope stability plays the most important role in the productivity, economy and longevity of a mine. Unstable pit slopes do not only hamper production but can cause significant damage to personnel and equipments alike.

So it is imperative before opening any mine to study carefully the stability of the benches. This study is an investigation into the causes at the origin of the instabilities that have affected BK2 district of the Boukhadra iron mine.

In this study we first studied regional geology and local geology because an understanding of the geology allows the establishment of a correct geological and structural model. This step is followed by a geomechanical characterization of the rock mass followed by an RQD, RMR and GSI classification. These three parameters showed us that this is a medium to good quality rock mass. Nevertheless, the degree of fracturing and the families of the joints present and their relative orientations led us to believe that the discontinuities are they which control the stability. We notice the existence of 04 sets of discontinuities.

Stability estimation by applying the SMR system reveals that the potential slips are of the planar and wedge types. Kinematic analysis by Rocscience's Dips 7.0 software has shown that potential planar, wedge and toppling type landslides can occur at any time and therefore stabilisation measures should be undertaken.

Table de matière

Dédicace

Remerciement

الملخص.....	I
Abstract.....	II
Résumé.....	III
Tables des matières.....	IV
Liste des tableaux.....	VII
Liste des figures.....	IX
Liste des abréviations.....	XIII
Introduction générale.....	1

Chapitre I: Géologie de la mine de Boukhadra

I-1. Introduction.....	3
I-2. Situation géographique.....	3
I-2.1. Historique de la mine.....	4
I-3. Contexte géologique du gisement de Boukhadra.	
I-3.1. Géologie régionale.....	6
I-3.2. Géologie du Massif.....	7
I-3.2.1. Stratigraphie.....	7
I-3.2.2. Tectonique.....	11
I-3.2.3. Géomorphologie.....	12
I-4. Hydrologie et hydrogéologique.....	12
I-4.1. Données climatologiques.....	13
I-5. Conclusion.....	13

Chapitre II : Approche à l'étude de l'instabilité des talus rocheux

II-1. Introduction.....	14
II-2. Role des discontinuités dans les glissements rocheux.....	16
II-3. Les glissement planaires.....	16
II-4. Le facteur de sécurité.....	18

II-5. La rupture en diedre (wedge failure).....	19
II-5-1. Analyse de la rupture du coin.....	20
II-5-2. Rupture circulaire.....	22
II-6. Conditions du glissement circulaire et méthodes d'analyse.....	23
II-7. Forme de la surface de glissement.....	24
II-8. Analyse de stabilité pour la rupture circulaire.....	25
II-9. Approche numérique à l'analyse de stabilité.....	25
II-10. Conclusion.....	27

Chapitre III : Caractérisations et classification géomécanique de la masse rocheuse

III-1. Caractérisation des massifs rocheux

III-1-1. Introduction.....	28
III-1-2. Les massifs rocheux.....	28
III-1-3. Structure des massifs rocheux.....	29
III-1-4. Les Discontinuités.....	29
III-1-4-1. Types de discontinuité.....	30
III-1-4-2. Caractéristiques des discontinuités.....	31

III -2. La Classification géomécanique de la masse rocheuse

III-2-1. Introduction.....	35
III-2-2. Les buts des systèmes de classification des massifs rocheux.....	35
III-2-3. Les différents systèmes de classification.....	36
III-2-4. Rock Quality Designation index (RQD).....	36
III-2-5. Rock Mass Rating (RMR).....	37
III-2-5-1. Estimation des caractéristiques mécaniques des massifs rocheux à partir du RMR.....	37
III-2-6. Geological strength index (GSI).....	42

III-3. Application au cas d'étude

III-3-1. Caractérisation du massif.....	44
III-3-1. Caractérisation du massif.....	46
III-3-2-1. Rock Mass Rating (RMR).....	46
III-3-2-2. Geological strength index (GSI).....	49

Chapitre IV : Estimation de la stabilité

IV-2. Méthode empirique

IV-2-1. Slope Mass Rating (SMR).....	51
IV -2-1-1. Classes de stabilité de pente.....	55
IV -2-1-2. Calcul de SMR.....	56
IV -2-1-3. Mesures de soutien.....	57
IV-2. Analyse cinématique	
IV-2-1. Analyse cinématique de la stabilité des pentes.....	58
IV-2-2. Analyse stéréographique de la géologie structurale.....	59
IV-2-2-1. Projection stéréographique.....	59
IV-2-2-2. Tracés de pôles et tracés de contour.....	63
IV-2-2-3. Densité des pôles.....	65
IV-2-2-4. Grands cercles.....	68
IV-2-2-5. Lignes d'intersection.....	70
IV-2-3. Identification des modes d'instabilité des pentes.....	71
IV-2-4. Analyse cinématique.....	74
IV-2-4-1. Analyse cinématique pour la rupture plane.....	76
IV-2-4-2. Analyse cinématique pour la rupture de coin.....	76
IV-2-5. Le concept de cône de frottement.....	77
IV-2-6. Application à la mine de Boukhadra.....	79
Conclusion générale.....	82

Liste des Tableaux

Tableau N°	Titre	Page
1	Classification d'ouverture des discontinuités	34
2	Corrélation entre l'indice RQD et la qualité du massif rocheux (tiré de Deere, 1968)	37
3	Classification RMR (Bieniawski).	40
4	Classe de rocher suivant la classification de Z. BIENIAWSKI après application de la note d'ajustement	41
5	Relations entre RMRsec et la résistance à la compression simple d'après Stille et al. (1982).	41
6	Tableau résumant les familles de discontinuités existantes	47
7	Classification RMR (Bieniawski) de la masse rocheuse en question	48
8	Classe de rocher suivant la classification de Z. BIENIAWSKI après application de la note d'ajustement de la masse rocheuse en question	49
9	Valeurs des facteurs d'ajustement pour différentes orientations Conjointes	53
10	Valeurs du facteur d'ajustement F4 pour méthode d'excavation	53
11	Différentes classes de stabilité selon la valeur SMR	56
12	Tableau résume le calcule de l'SMR	57
13	Supports suggérés pour diverses classes SMR	58

14	Orientation des joints	79
-----------	------------------------	-----------

Liste de figure

Figure N°	Titre	Page
1	Situation géographique de la région de Boukhadra (Tébessa)	4
2	Plan topographique de la mine de Boukhadra	5
3	Présentation du gisement de Boukhadra en 3D	6
4	Carte géologique régionale	7
5	Carte géologique de Djebel Boukhadra	8
6	Colonne stratigraphique synthétique de mont de la mine de Boukhadra	10
7	Trois coupes transversales dans l'anticlinal de Boukhadra	11
8	Geometry type de talus d'une mine à ciel ouvert	14
9	Analysis of the stability of sloes in open pit mines (Hoek and Brown 1978)	15
10	Photo montrant un glissement planaire	17
11	Geometry of slope exhibiting plane failure: (a) cross-section showing planes forming a plane failure; (b) release surfaces at ends of plane failure; (c) Unit thickness slide used in stability analysis.	18
12	Rupture de coin typique impliquant un glissement sur deux joints persistants avec une ligne d'intersection coupant le talus au pied de la paroi rocheuse et un plan supérieur qui forme une surface de relachement.	19
13	Geometric conditions for wedge failure : (a) pictorial view of wedge failure; (b) stereonet showing the orintation of the line of intersecion,and the range of plunge of the line of intersection ψ_i where failure is feasible ;(c) view of slope at right angles to the line of intersection;(d) sterenet showing the range in the trend of the line of intersecion α_i where wedge failure is feasible	21

14	Resolution of forces to calculate factor of safety of wedge: (a) view of wedge looking at face showing definition of angles β and ξ , and reactions on sliding planes R_A and R_B ; (b) stereonet showing measurement of angles β and ξ , (c) cross-section of wedge showing resolution of wedge weight w .	22
15	Rupture circulaire dans une roche granitique fortement altérée (Duncun 2008, autoroute en Californie).	23
16	La forme des surfaces de glissement typiques: a) surface circulaire de grand rayon en matériau homogène et faible, avec le détail des forces sur la tranche; (b) surface non circulaire en matériau superficiel faible avec une roche plus solide à la base.	24
17	Photo montrant les gradins instables BK2, de la mine de Boukhadra	27
18	Caractéristiques des discontinuités dans un massif rocheux; traduit de Wyllie et Mah (2004)	31
19	Schéma illustratif montrant la persistance des joints	32
20	Profils typiques de rugosité (a)- valeurs de JRC correspondantes (Barton et Choubey 1977) ; (b)- la longueur des profils varie entre 1 et 10 m (ISRM 1978).	33
21	schéma montrant les conditions de joints	34
22	schéma montrant une des configurations possibles des joints	35
23	Illustration graphique des paramètres de caractérisation du RMR	38
24	Abaque pour estimer l'indice GSI à partir de l'observation géologique.	43
25	Joint fermé à droite et un autre largement ouvert et rempli à droite	46
26	Estimation de la valeur GSI de la masse rocheuse (point sur l'abaque)	49

27	Échec planaire	52
28	Défaillance du coin grand angle	54
29	Représentation stéréographique du plan et de la ligne sur l'hémisphère inférieur de la sphère de référence: (a) plan projeté sous forme de grand cercle; (b) vue isométrique de la ligne (plongée et tendance)	60
30	Projections à surface égale du plan et de la ligne: (a) plan projeté comme grand cercle et pôle correspondant; (b) ligne projetée comme pôle	61
31	Projections polaires et équatoriales d'une sphère	62
32	Données géologiques tracées et analysées sur un morceau de papier calque situé au centre du stéréonet avec une épingle pour permettre la rotation du papier	63
33	Tracer des pôles sur un réseau polaire	64
34	Exemple de tracé des pôles de 421 plans comprenant le lit, les joints et les failles	65
35	Graphique en courbes des données illustrées à la Figure IV.8, avec de grands cercles correspondant à l'orientation moyenne de la stratification et deux ensembles de joints orthogonaux, et des lignes d'intersection entre les plans	66
36	Diagramme polaire des failles sélectionnées à partir des données tracées à la Figure IV.8.	67
37	Construction de grands cercles et d'un pôle représentant un plan d'orientation 50 (pendage) / 130 (direction d'inclinaison) sur un réseau de surface	69
38	Détermination de l'orientation (plongée et tendance) de la ligne d'intersection entre deux plans d'orientation 50/130 et 30/250	71
39	Principaux types de ruptures de blocs dans les pentes et conditions de géologie structurale susceptibles de provoquer ces ruptures	72
	Identification of plane and wedge failures on stereonet: (a) sliding along line of intersection of planes A and B is possible where the plunge of this line is less than the dip of the slope face, measured in the direction of sliding, that is, $\psi_i < \psi_f$; (b) wedge failure occurs	

40	along line of intersection (dip direction α_i) on slope with dip direction α_f because dip directions of planes A and B (α_A and α_B) lie outside included angle between α_i and α_f ; (c) plane failure occurs on plane A (dip direction α_A) on slope with dip direction α_f because dip direction of planes A lies inside included angle between α_i and α_f	74
41	Kinematic analysis of blocks of rock in slope: (a) discontinuity sets in slope; and (b) daylight envelopes on equal area stereonet	75
42	Combined kinematics and simple stability analysis using friction cone concept: (a) friction cone in relation to block at rest on an inclined plane (i.e. $\varphi > \psi_p$); and (b) stereographic projection of friction cone superimposed on “daylighting” envelopes	78
43	représentation stéréographiques des données structurales	80
44	Schéma montrant la zone où les plans de rupture possibles sont plans (zone rouge)	80
45	Schéma montrant le lieu des ruptures de coins	81
46	Schéma montrant le lieu des ruptures par renversement	81

Liste des abréviations

SONAREM: Société Nationale de Recherche et d'Exploitation Minières.

FERPHOS: Entreprise Nationale du Fer et du Phosphate.

RQD: Rock Quality Designation.

RMR: Rock Mass Rating.

GSI: Geological Strength Index.

SMR: Slope Mass Rating

Introduction générale

Introduction générale

Introduction générale

La stabilité des gradins dans les mines à ciel ouvert est une question principale qui concerne l'exploitation rationnelle des mines à ciel ouvert. La stabilité des gradins d'une mine à ciel ouvert a une influence directe sur la sécurité du personnel et des équipements ainsi que sur l'économie et le rendement du projet minier. Donc leurs conception et implémentation doit être mené en accord avec l'objectif général qui tient en compte la sécurité et l'économie.

Une bonne conception des gradins exige des données de détail sur la structure géologique, la nature des roches et les conditions hydrogéologiques de la roche encaissante afin de déployer les moyens adéquats pour l'investigation, la modélisation et le calcul.

La connaissance des propriétés géologiques et mécaniques doit impérativement passer par une étude détaillée des propriétés de la masse rocheuse. Ces propriétés sont inhérentes d'une part à la matrice rocheuse (la roche intacte) avec ces caractéristiques spécifiques telles que le type pétrographique, la composition minéralogique, la texture et l'altération et d'autre part à la structure géologique, les discontinuités, matériaux de remplissage et les conditions des épontes. L'étude de stabilité des différents talus des mines à ciel ouvert a été étudiée par plusieurs approches. On note l'approche empirique sur modèle réduit, l'approche mécanique par l'application de la méthode de l'équilibre limite, l'approche numérique, l'approche graphique...etc.

Dans ce travail on va étudier le cas d'instabilité qui s'est manifestée par un important glissement de terrain dans la mine de Boukhadra il y a presque une année.

Les observations faites sur le terrain montrent plus d'un type de rupture, la rupture planaire et la rupture du coin ont joué ensemble dans l'instabilité de ce glissement.

Le premier chapitre est une description de la zone d'étude: localisation et géologie. L'objectif est de présenter les conditions géologiques, notamment la fissuration du massif, et le type de roche existant.

Le second chapitre donne un aperçu général sur la stabilité des talus rocheux et les méthodes d'approche pour les étudier.

Le troisième chapitre traite essentiellement la caractérisation des massifs rocheux et les systèmes de classification géomécanique et en particulier le RMR et ensuite le SMR. Ce chapitre est écrit pour faciliter au lecteur la compréhension de la dérivation

Introduction générale

des notes RMR et SMR à partir des différentes caractéristiques de la masse rocheuse (RQD, espacement des joint, condition des joints...etc).

Le dernier chapitre est consacré entièrement à l'analyse de stabilité. Pour l'étude de la stabilité nous avons adopté plusieurs méthodes d'approches. En premier lieu, nous avons utilisé l'approche empirique par le SMR qui a qualifié le talus d'instable. La deuxième méthode qui consiste en une analyse cinématique, a montré que les glissements planaires et de coins sont une menace potentielle et peuvent se déclencher en n'importe quel moment.

Chapitre

I

Chapitre I : Géologie de la mine de Boukhadra

I-1. Introduction

Dans le domaine d'étude de la stabilité des massifs rocheux, le modèle géologique constitue l'élément essentiel de l'analyse. L'étude ne peut en aucun cas être fiable si le modèle géologique établi n'est pas conforme à la réalité du terrain. Un modèle géologique fiable est construit sur la base d'une étude géologique détaillée. Cette dernière est réalisée suite à la consultation des documents des études ultérieures et des données recueillies sur terrain.

Cette étude vise à déterminer les conditions géologiques et hydrogéologiques qui permettent au géotechnicien de faire une image aussi complète que possible des caractéristiques du massif rocheux considéré. Ces données permettent aussi de déterminer les facteurs qui peuvent influencer la stabilité de la zone en question; ils sont souvent appelés les facteurs de prédisposition. Le glissement; ou l'instabilité au sens large, survient quand les facteurs de prédisposition et les facteurs de déclenchement coexistent ensemble en un moment donné.

I-2. Situation géographique.

Le Djebel de BOUKHADRA appartient à l'Atlas saharien dans l'Est Algérien. L'unité de BOUKHADRA se trouve à une altitude de 850 m, le point culminant du Djebel est de 1463 mètres. La ville de BOUKHADRA fait partie de la wilaya de Tébessa.

Elle se situe à 45 Km au Nord – Est de celle -ci, à 200 Km au sud de la ville côtière de Annaba, et à 18 Km de la frontière Tunisienne.

Elle est reliée à Annaba par une voie ferrée qui assure le transport du minerai de fer au complexe d'El-Hadjar.

Le climat est continental et sec, les températures varient entre plus de 40° c en été et vont jusqu'à 0° c en hiver, la pluviométrie est faible avec parfois de faibles chutes de neige.

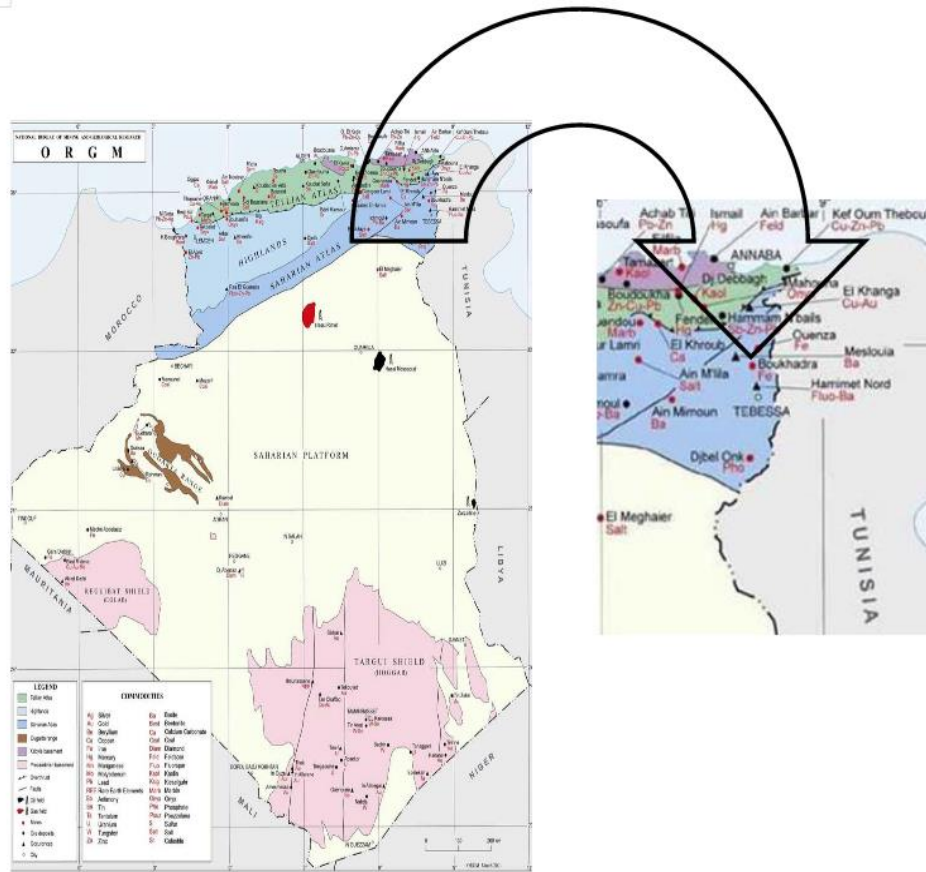


Figure 1 : Situation Géographique de la Région de Boukhadra (Tébessa)

I-2.1. Historique de la mine.

L'exploitation de la mine de Boukhadra fut entamée durant l'époque Romaine pour l'extraction du cuivre dans la zone du pic, par la suite l'exploitation a porté sur le zinc et d'autres poly-métaux par la concession de Boukhadra (Mr TADRO).

De 1903 à 1926, la concession de MOKTA EL HADID avait entrepris des travaux de recherches systématiques par des galeries entre les niveaux 845-1225.

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

Durant la période de 1967 à 1984, la SONAREM était chargée de l'exploitation et des recherches sur les gîtes ferrifères de l'Ouenza et Boukhadra.

Après la restructuration des entreprises (1983 - 1984), c'était FERPHOS qui gérait, exploitait et développait ces recherches sur l'ensemble des gîtes ferrifères existants sur le territoire national.

Depuis la date du 18/10/2001, et dans le cadre de partenariat avec l'étranger, le holding L.N.M.N.V. a signé l'accord de partenariat avec HADID OUENZA - BOUKHADRA filiale FERPHOS avec 70% pour la première.

Le 01/01/2005 la nomination a été modifiée par Mittal steel Tébessa.

Le 18/08/2007 la nomination a été modifiée par ArcelorMittal Tébessa.

En Octobre 2013, L'Etat Algérien a repris le contrôle des deux mines en cédant 21% des actions d'ArcelorMittal dans les deux mines (Ouenza et Boukhadra) au groupe SIDER, pour devenir majoritaire à hauteur de 51% et 49 % pour ArcelorMittal.

En date du 05/10/2015, L'Etat Algérien, a annoncé la reprise de totalité des actions détenues par ArcelorMittal au profil du groupe IMETAL.

En Aout 2016 c'est la création de la société Mines de Fer de l'Est « MFE-Spa » en substitution à « AMT-Spa ». Dont 21% SIDER - 30% Ferphos Group et 49% Groupe IMETAL.

2018: Intégration de la société « MFE-Spa » dans le Groupe MANAL.

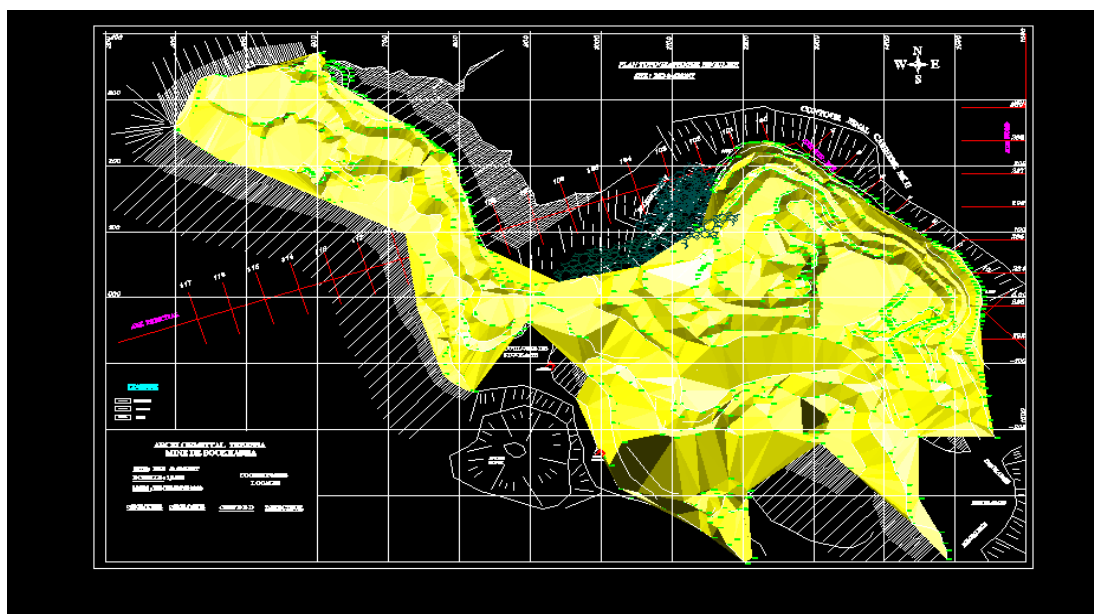


Figure 2 : Plan topographique de la mine Boukhadra

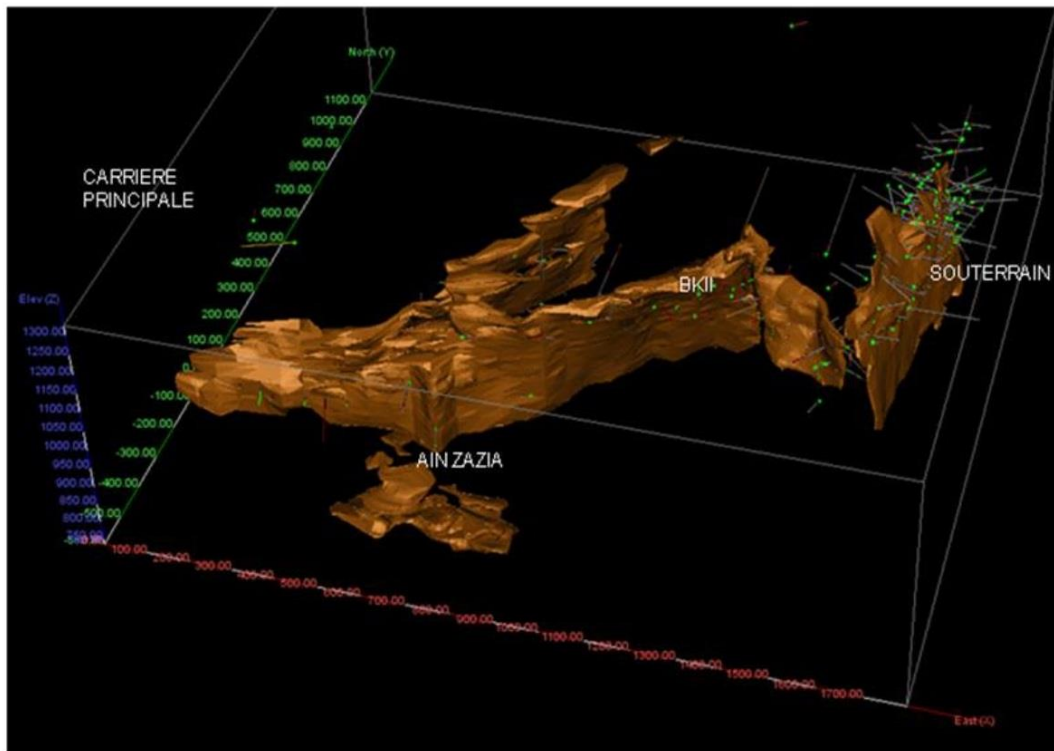


Figure 3 : Présentation du gisement de Boukhadra en 3D.

I-3. Contexte géologique du gisement de Boukhadra.

I-3.1. Géologie régionale.

Les Monts de Mellègue font partie intégrante de l'Atlas saharien, qui se poursuit en Tunisie par l'Atlas tunisien. Il est composé de trois faisceaux de plis organisés en échelons et formant du Sud-ouest vers le Nord-est ; Monts des Ksour, Djebel Amour, Monts de Ouled Nail, les Aurès et les Monts de Mellègue.

Plusieurs études, réalisées dans la région des confins Algéro-tunisiens, considèrent les formations triasiques comme des diapirs polyphasés liés aux phases compressives depuis l'Aptien jusqu'au Quaternaire (Dubourdiou, 1956 ; Thibièroz et Madre, 1976 ; Rouvier et al, 1985 ; Othmanine, 1987 ; Perthuisot et al, 1988 ; Aoudjehane et al, 1992 ; Bouzenoune, 1993 ; Bouzenoune et al, 1995 ; Kowalski et Hamimed, 2000). Certains auteurs rattachent une relation entre la mise en place des diapirs à des phases tectoniques distensives permettant la mise en place des formations triasiques en surface par une éventuelle halocinèse à caractère diapirique classique (Laatar, 1980 ; Orgeval et al, 1986 ; Smati, 1986 ; Chikhaoui, 1988 ; Hatira, 1988 ; Perthuisot et al, 1988). Quant à Vila (1994, 1995, 1996, 2001 ; Vila et Charrière, 1993 ; Vila et al, 1994 ; Vila et al, 1996), ils considèrent les formations triasiques comme d'importantes lentilles empruntées des fractures ouvertes qui vont être resédimentées et

interstratifiées au sein des séries crétacées, à la manière de « Glaciers de sel » sous-marins

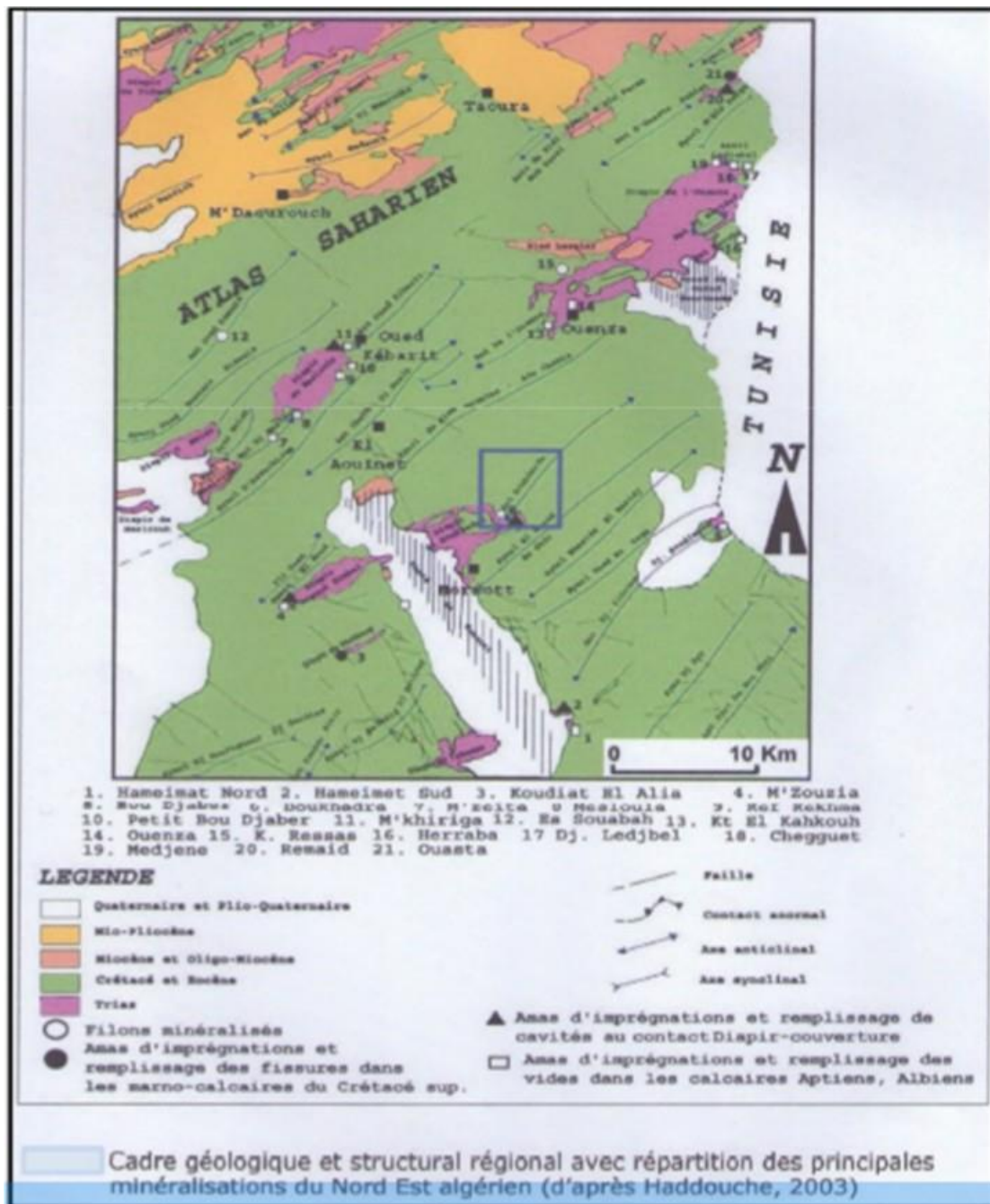


Figure 4 : Carte géologique régionale

I-3.2. Géologie du Massif.

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

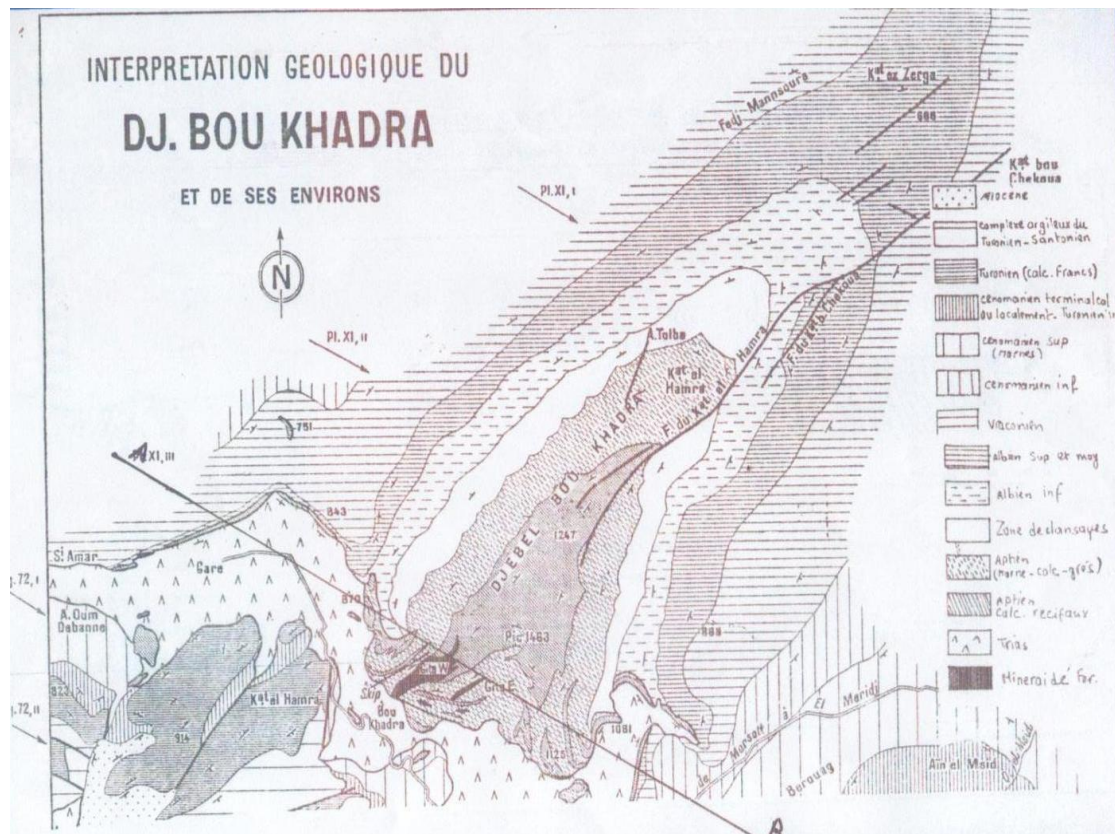


Figure 5 : Carte géologique de Djebel Boukhadra.

I-3.2.1. Stratigraphie.

Les terrains du secteur de Boukhadra sont formés par des sédiments du Mésozoïque et une partie du Tertiaire et du Quaternaire pour le Mésozoïque, les formations sont formées par les sédiments du Trias et du Crétacé.

a- Le Trias

Les dépôts Triasiques rencontrés dans la région de Boukhadra sont représentés par les marnes bariolées, gypses, dolomies, débris de calcaires et de grès. Les roches du Trias se développent dans les parties Ouest, Sud et Sud Est et en contact anormal avec les dépôts aptiens du crétacé (Diapirisme).

b- Le Crétacé

dans le profil du crétacé, nous retrouvons le Cénomaniens, l'Aptien, l'Albien, le Coniacien, et le Cénomaniens où on a la série Aptienne, porteuse de la minéralisation est caractérisée par des marnes et des calcaires constituant la partie inférieure qui encaisse le gîte Sud. Les calcaires récifaux construits, à organismes fossiles (rudistes) constituent le niveau porteur de la minéralisation principale. Les grès et les calcaires de la partie supérieure de l'Aptien sont non productifs et on a :

- **L'Aptien** : Les dépôts ou les sédiments Aptiens de la région de Boukhadra occupent des vastes surfaces. L'aptien se présente sous forme de deux faciès bien distincts:
 - Faciès carbonaté (calcaire);
 - Faciès terrigènes (marno-grésocalcaireux).
- **L'Albien**: La base et le sommet de l'Albien sont surtout représentés par des marnes, la partie moyenne étant constituée dans une large mesure par des calcaires sublitographiques.
- **Le Vraconien**: La séquence est composée de minces lits de marnes avec intercalation d'argile marneuse noires et de calcaires marno-argileux. La puissance maximale est de 470m.
- **Le Cénomaniens**: Il s'agit d'une série de marnes gris ou verdâtres grises, avec par endroits des intercalations de calcaires.
- **Turonien**: Les dépôts de cet âge s'observent dans la partie Ouest et Sud du domaine traité. Il s'agit surtout de calcaires épais et massif pélitique marneux dans la partie basale, avec de rares minces intercalations de marnes. La puissance est variable, décimétrique jusqu'à quelques centaines de mètres.
- **Coniacien** : contient les marnes argileuses avec intercalation d'argile marneuse et par endroit de calcaire marneux.

c- Le Tertiaire

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

d- Le Quaternaire

Les dépôts récents du Quaternaire sont formés par un matériel caillouteux, blocs de calcaires, grès, débris de minerai et de conglomérats. Ils sont répandus aux flancs de la montagne et dans les parties basses du relief.

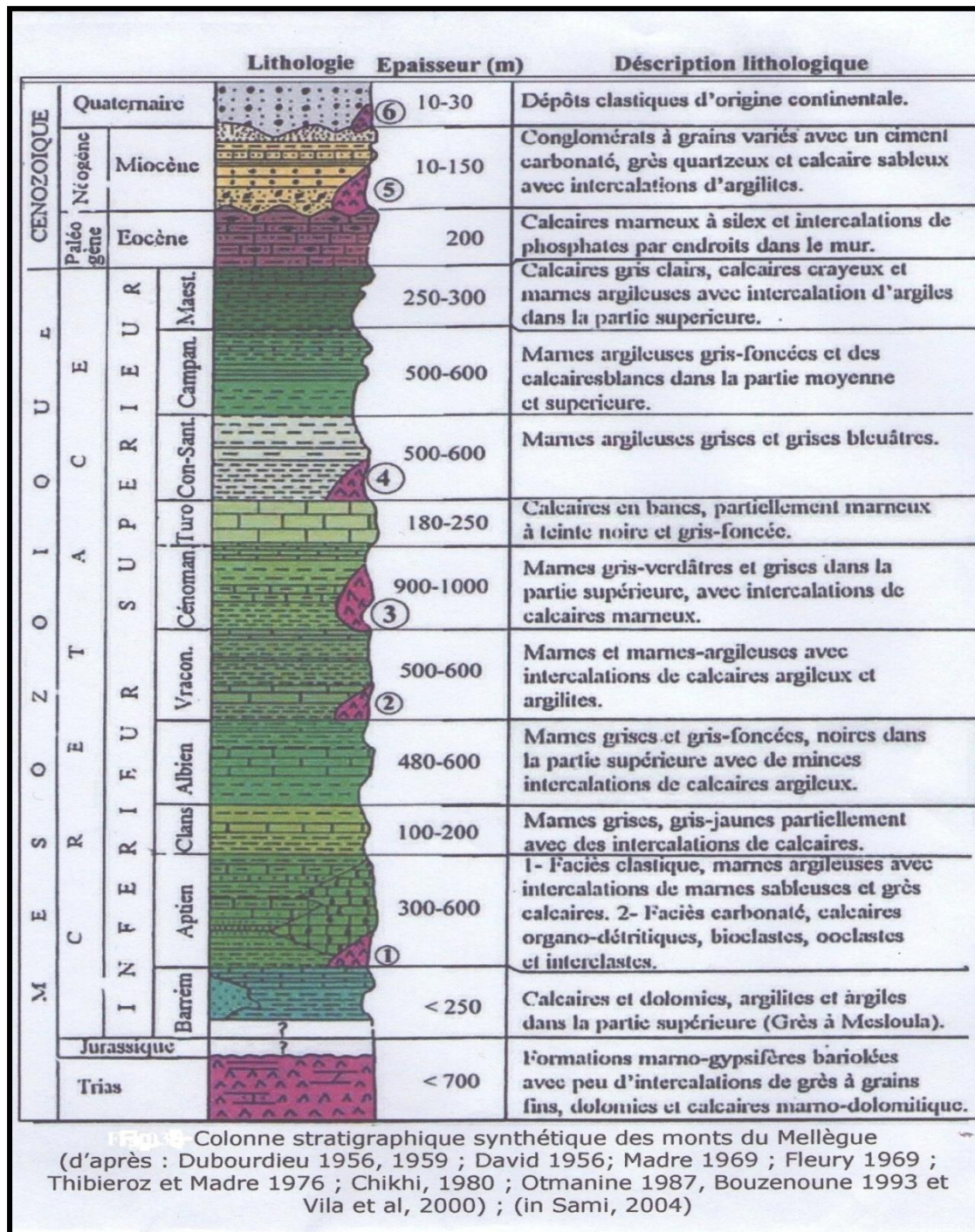


Figure 6 : Colonne stratigraphique synthétique de mont de la mine de BOUKHADRA.

I-3.2.2. Tectonique.

Du point de vue tectonique, la région de Boukhadra est marquée par deux phases tectoniques importantes; La phase de plissement de direction N.E/S.O et la phase de tectonique cassante ayant engendré des mouvements de socle qui sont à l’origine de la formation des fossés de Tébessa – Morsott et des Ouled – Boughanem ainsi que le horst de Boudjaber.

L’anticlinal de Boukhadra est affecté principalement par la faille de Koudiet -El – Hamra qui est le relais de la faille de Boukhara de direction N.E/S.O. Dans la partie Sud- Ouest (à l’aval du pic), la structure est affectée par un effondrement considérable.

D’autres failles sans importance majeure, à petits rejets sont à signalées également aux environs immédiats du gisement.

La visite du terrain nous a permis de repéré 04 famille de joints. La première étant N-S, la deuxième E-W, la troisième N320E, la quatrième famille correspond aux joints de stratification.

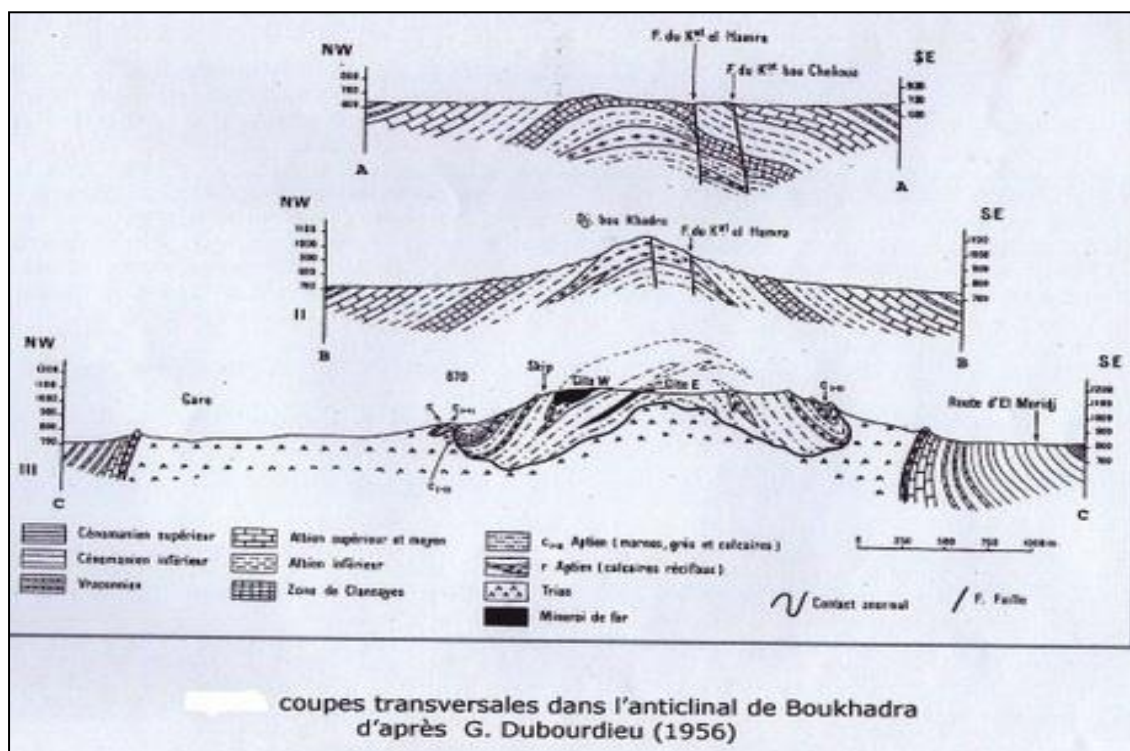


Figure 7 : Trois coupes transversales dans l’anticlinal de Boukhadra.

I-3.2.3. Géomorphologie.

Le massif montagneux de Djebel Boukhadra, caractérisé par une structure anticlinale très simple de direction NE-SO avec une terminaison périclinale au NE. Le Djebel Boukhadra s'étend sur une longueur de 7 à 8 Km et une largeur variant de 3 à 5 Km, suivant une direction NE-SO. Les côtes absolues dans les limites de la concession minière variant de 750m au pied de la montagne à 1463m au point culminant, localisé au niveau du pic de Boukhadra.

I-4. Hydrologie et hydrogéologique.

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

Hydrologiquement parlant; le comportement des terrains existants à Boukhadra se résume comme suit:

Les terrains triasiques contenant du gypse et du sel ; et du fait de leur hétérogénéité présentent un aspect perméable et facilitent les infiltrations des eaux ; leur circulation les rend saumâtre et ne peuvent convenir qu'à l'emploi industriel.

Les calcaires massifs de l'aptien sont toujours très fissurés en affleurement et Constituent un terrain favorable à la circulation et l'accumulation des eaux souterraines.

Les marnes qui forment malheureusement la plus grande surface affleurant dans la région sont imperméables et toutes les eaux de pluies ruissellent ou s'évaporent.

Les terrains quaternaires n'ont pas une importance hydrologique.

Les études hydrogéologiques entreprises par la DHW de la wilaya de Tébessa ne révèlent aucune nappe aquifère en eau potable exploitable dans la région minière de Boukhadra. Toutefois; il y a lieu de noter que les synclinaux calcaires sont des réservoirs naturels d'eau et à leur pied apparaissent des sources qui sont fréquemment localisées sur de petites fractures.

L'on a ainsi les points d'eau d'Ain Chania ; à l'extrémité fracturée du synclinal de même nom ; les sources d'Ain Safsaf; Ain Malga; Chegaga; Ain Menahla... etc ; au pied de Haoud Es Sghir et celle d'Ain Bettik; au pied de Haoud el Kebir. Au Sud Est; l'Ain Oudei Elma est un exutoire de l'eau accumulée dans les calcaires à incérâmes du Sénonien. A Boukhadra; d'anciens travaux de recherche ont recoupé des circulations d'eau dans les calcaires aptiens.

I-4.1. Données climatologiques.

Cette région étant une zone de transition météorologique, Le climat est caractérisé par l'alternance d'une saison chaude et sèche et une saison froide et humide. La pluviosité moyenne annuelle est faible (environ 300-400 mm), la température moyenne annuelle est de (+ 15°C) avec un minimum de (- 5°C) en hiver et un maximum allant jusqu'à (+ 45°C) en été

I -5. Conclusion

Dans ce chapitre, on a présenté la mine de Boukhadra avec la géologie régionale.

Chapitre

II

Chapitre II : Approche à l'étude de l'instabilité des talus rocheux

II-1. Introduction :

Les éléments principaux de la conception d'une mine à ciel ouvert sont l'angle global du talus de la fosse (de la crête aux pieds) de l'angle inter-rampe et de l'angle de face des gradins individuels qui dépend de l'espacement vertical entre les gradins, et de la largeur des bancs requise pour contenir les chutes de pierres (Figure 8).

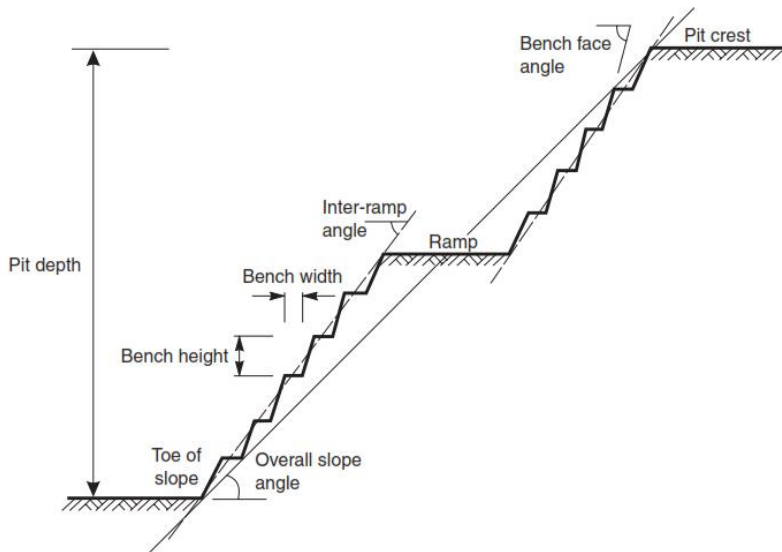


Figure 8: Geometry type de talus d'une mine à ciel ouvert .

La stabilité des talus d'une mine à ciel ouvert dépend essentiellement des paramètres qui sont les conditions et l'orientation des discontinuités, la géométrie du talus et les conditions hydrogéologiques. Certaines combinaisons de ces paramètres rendent très fort le risque de rupture. Si cette combinaison est identifiée durant la phase de reconnaissance et de conception de la mine, les mesures nécessaires pour palier aux problèmes de stabilité seront prises avant l'exploitation. Si cette combinaison n'est pas détectée avant, les ingénieurs doivent agir au moment où le problème est identifié. Hoek and Brown (1978) ont établi un organigramme (Figure 9) montrant les différentes étapes à suivre pour l'étude de la stabilité des talus dans les mines à ciel ouvert.

Dans une mine à ciel ouvert, l'économie est du côté d'un talus le plus raide possible, mais la stabilité est au contraire du côté d'un talus à pente douce. Cette contradiction entre l'économie et la stabilité doit être réglée par une étude rigoureuse de stabilité.

La première approche à l'étude de stabilité est de considérer le comportement de masse rocheuse est celui d'un milieu élastique.

Chapitre II : Approche à l'étude de l'instabilité des talus rocheux

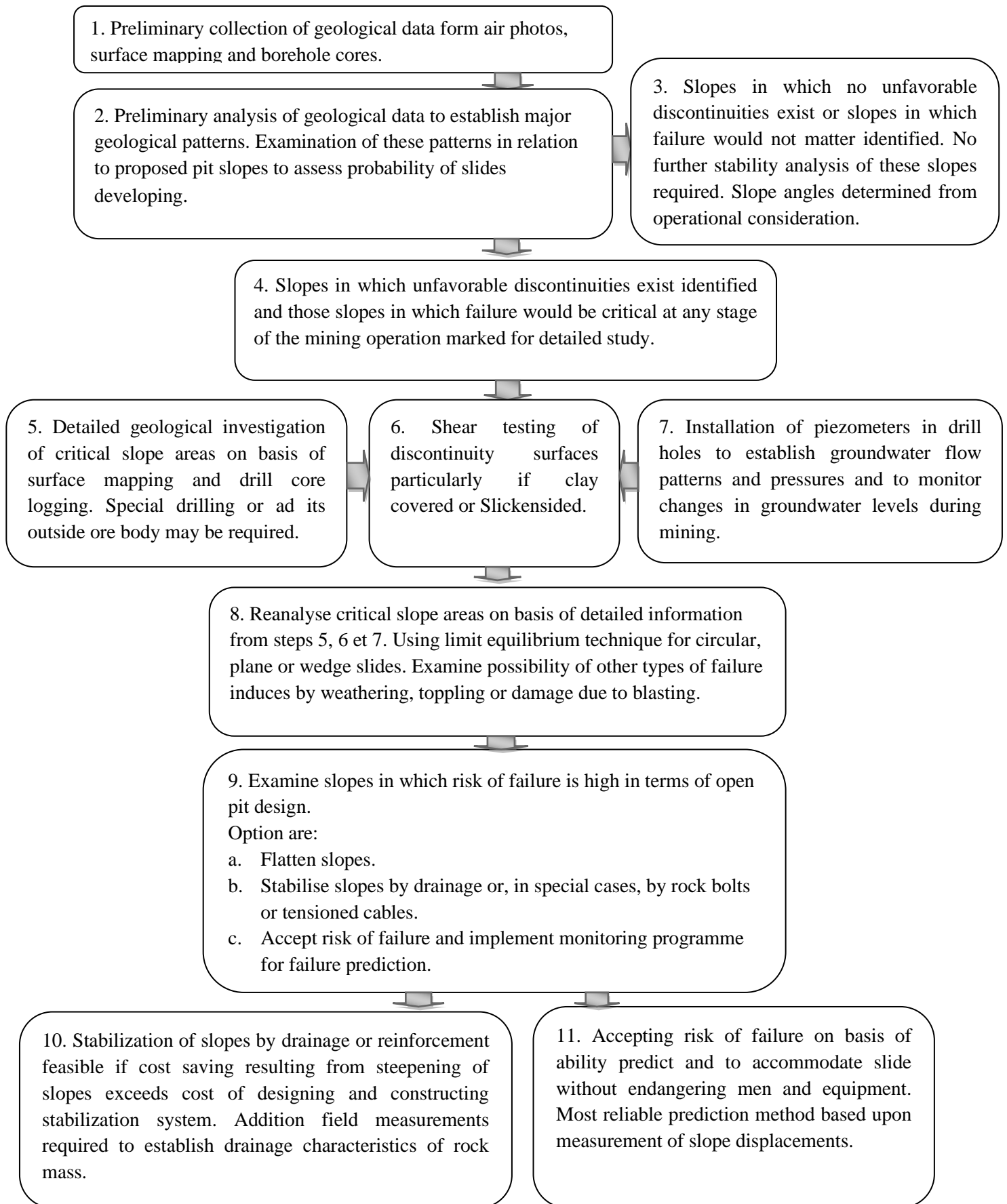


Figure 9: Analysis of the stability of sloes in open pit mines (Hoek and Brown 1978)

Chapitre II : Approche à l'étude de l'instabilité des talus rocheux

Si cet approche a donné des résultats acceptables dans la conception des excavations souterraines, il n'est pas du tout le cas dans la conception des talus rocheux. Car la présence de discontinuités réduit considérablement la résistance de la roche notamment le long de ces plans de non cohésion. Terzaghi (1962) a écrit « les conditions naturelles peuvent empêcher la possibilité d'obtenir toutes les données requises pour prévoir la performance des matériaux de fondation par les méthodes analytiques ou autres méthodes. Si le calcul de stabilité est fait dans ces conditions, il est nécessairement basé sur des hypothèses faiblement liées à la réalité. Ces calculs font plus de mal que du bien car ils dévient l'attention du concepteur de l'inévitable mais important écart en son savoir ».

II-2. Role des discontinuités dans les glissements rocheux

Dans les massifs montagneux, il arrive que des talus très redressés avec des hauteurs considérables ne montre aucun signe d'instabilité, au moment où d'autres talus à pentes douces et des hauteurs réduites sont instables. Cette différence est due au fait que la stabilité des talus varie avec la géométrie, la position, l'orientation et l'inclinaison et des surfaces de discontinuités (failles, joints, plans de stratifications) dans la masse rocheuse. Quand ces discontinuités sont verticales ou horizontales le glissement ne survient pas mais entre ces deux valeurs quand la discontinuité coupe le plan du talus le glissement devient très probable à condition que l'angle de frottement soit inférieur à l'angle de la discontinuité. Il existe 04 grands types de glissements dans la masse rocheuse.

II-3. Les glissement planaires

Ce type de glissement n'est pas fréquent dans la nature, car il est rare que toutes les conditions géométriques des discontinuités soient présentes sur un talus. La figure 10 montre un glissement plan typique dans un talus rocheux où un bloc de roche a glissé sur un seul plan plongeant hors de la face.



Figure 10: Photo montrant un glissement planaire

Pour que ce type de glissement survienne, les conditions géométriques suivantes doivent être satisfaites (figure 11).

- 1) Le plan sur lequel se produit le glissement doit être orienté parallèlement ou presque parallèlement (à environ $\pm 20^\circ$) au plan du talus.
- 2) Le plan de discontinuité doit couper le plan du talus, ce qui signifie que le pendage de la discontinuité doit être inférieur au pendage du talus, c'est-à-dire $\psi_p < \psi_f$.
- 3) Le pendage du plan de la discontinuité doit être supérieur à l'angle de frottement interne, c'est-à-dire $\psi_p > \phi$.
- 4) L'extrémité supérieure de la surface de glissement coupe la pente supérieure ou se termine par une fissure de traction.
- 5) Les surfaces de dégagement qui offrent une résistance négligeable au glissement doivent être présentes dans la masse rocheuse pour définir les limites latérales du glissement.

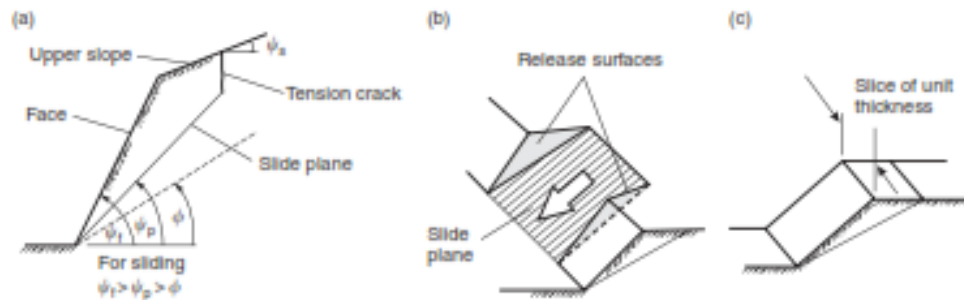


Figure 11: Geometry of slope exhibiting plane failure: (a) cross-section showing planes forming a plane failure; (b) release surfaces at ends of plane failure; (c) unit thickness slide used in stability analysis.

Quand les conditions précédentes sont réunies le glissement devient éminent.

II-4. Le facteur de sécurité

Le facteur de sécurité pour la rupture plane est calculé en résolvant toutes les composantes de la force parallèles et normales au plan de glissement. La somme vectorielle des forces de cisaillement, τ est appelée force destabilisatrice. Le produit des forces normales totales, N et de la tangente de l'angle de frottement ϕ , plus la force de cohésion, est appelé force résistante. Le facteur de sécurité FS du bloc en considération est le rapport des forces de résistance aux forces destabilisatrices.

$$FS = \frac{\text{forces destabilisatrices}}{\text{forces résistantes}}$$

$$FS = \frac{cA + \sum N \tan\phi}{\sum \tau}$$

C est la cohésion, A la surface du plan de rupture, N la force normale au plan de rupture, ϕ l'angle de frottement interne.

On considère bon (satisfaisant) un coefficient de sécurité supérieur à 1.3.

Pour les cas complexes, on rajoute les forces qui contribuent à la stabilité aux forces résistantes (tirants, câbles de tension, soutènements) et celles qui jouent en faveur du glissement aux forces destabilisatrices (pression de l'eau, poids supplémentaire en tête du talus).

II-5. La rupture en diedre (wedge failure)

Les ruptures de coins peuvent se produire dans une gamme de conditions géologiques et géométriques beaucoup plus large que les ruptures planes. La rupture de coin survient quand deux discontinuités planes s'intersectent et ou la ligne d'intersection coupe la surface du talus (figure 11).

La figure (11) montre un coin formé par l'intersection de deux discontinuités planes continues et la ligne d'intersection coupe le talus au pied de la paroi rocheuse. Autrement dit, le plongement de la ligne d'intersection et la direction de pendage de la face sont approximativement égales. On précise que le glissement ne survient que lorsque l'angle de plongement de la ligne d'intersection est supérieur à l'angle de frottement interne.



Figure 12: Rupture de coin typique impliquant un glissement sur deux joints persistants avec une ligne d'intersection coupant le talus au pied de la paroi rocheuse et un plan supérieur qui forme une surface de relâchement.

Sur la base de cette géométrie, les conditions générales de rupture de coin sont les suivantes:

- 1) Deux plans se coupent toujours en ligne (Figure 11 a), la représentation sur le canevas de Wulf montre que la ligne d'intersection est représentée par le point où les deux grands cercles des plans considérés se croisent. L'orientation de la ligne est donnée par la direction α_i et le plongement ψ_i

- 2) L'angle de plongement de la ligne d'intersection doit être inférieur à l'angle du talus et plus grand que l'angle de frottement moyen des deux plans ; $\psi_i > \varphi_i$ (figure 11)
- 3) La ligne d'intersection doit plonger dans une direction qui coupe le plan du talus pour que le glissement puisse survenir. La direction de la ligne d'intersection doit être dans l'intervalle α_i et α'_i (figure 11 d).

En générale, le glissement peut s'amorcer si le point d'intersection entre les deux grands cercles sur le canevas (projection stéréographique) se situe dans la zone coloré (figure 11 b). La projection stéréographique montre si la rupture de coin est possible. Cependant le facteur de sécurité de la rupture du coin ne peut pas être déterminé à partir de la représentation sur le canevas car sur cette représentation on ne peut pas voir la résistance au cisaillement, la pression de l'eau ...etc.

II-5-1. Analyse de la rupture du coin

Le coefficient de sécurité pour la répture de coin défini sur la figure 11, en supposant que le glissement n'a de resistance que les frottements dus à l'angle de frottement φ pour les deux plans, Il est donné par :

$$FS = \frac{(R_A + R_B) \tan \varphi}{W \sin \psi_i}$$

Ou R_A et R_B sont les reactions normales aux plans A et B (figure 14)

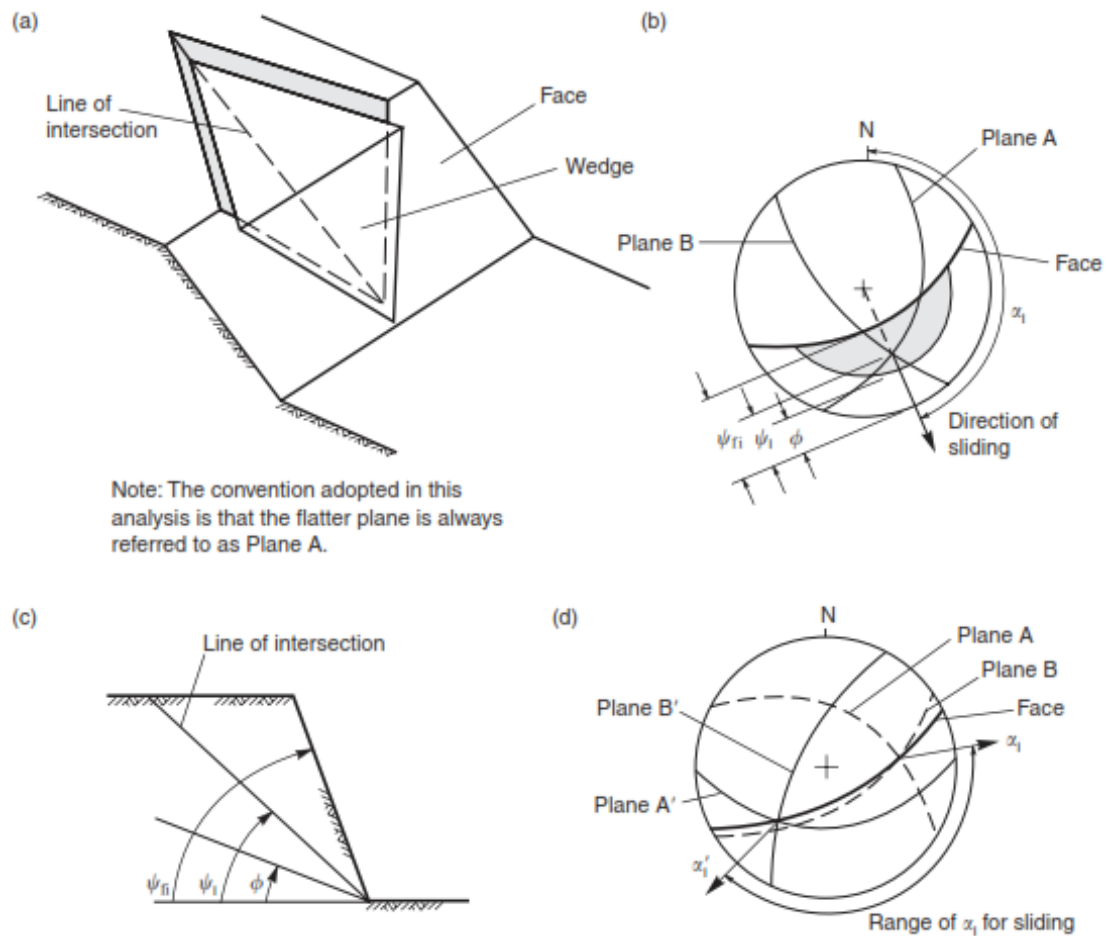


Figure 13: Geometric conditions for wedge failure : (a) pictorial view of wedge failure; (b) stereonet showing the orientation of the line of intersection, and the range of plunge of the line of intersection ψ_i where failure is feasible ;(c) view of slope at right angles to the line of intersection; (d) stereonet showing the range in the trend of the line of intersection α_i where wedge failure is feasible.

$$R_A \sin \left(\beta - \frac{\xi}{2} \right) = R_B \sin \left(\beta + \frac{\xi}{2} \right)$$

$$R_A \cos \left(\beta - \frac{\xi}{2} \right) = R_B \cos \left(\beta + \frac{\xi}{2} \right) = W \cos \psi_i$$

ξ et β sont définis sur la figure II.7.

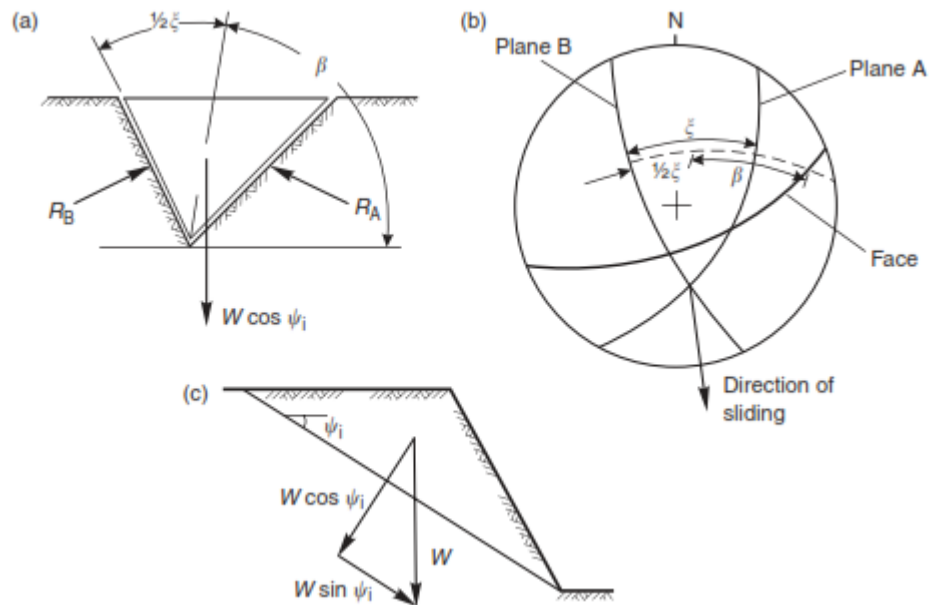


Figure 14: Resolution of forces to calculate factor of safety of wedge: (a) view of wedge looking at face showing definition of angles β and ξ , and reactions on sliding planes R_A and R_B ; (b) stereonet showing measurement of angles β and ξ , (c) cross-section of wedge showing resolution of wedge weight w .

II-5-2. Rupture circulaire

Il est bien connu que les glissements circulaires concernent les matériaux faibles tels que les roches fortement altérées ou fortement fracturées et les déblais des roches. Dans de tels matériaux, la rupture se produit le long d'une surface qui se rapproche d'une forme (figure 15). On traite ici la stabilité des pentes en deux dimensions, et suppose que la pente peut être modélisée comme une tranche unitaire à travers une pente infiniment longue, dans des conditions de déformation plane.



Figure 15: Rupture circulaire dans une roche granitique fortement altérée (Duncun 2008, autoroute en Californie).

II-6. Conditions du glissement circulaire et méthodes d'analyse

La rupture des pentes rocheuses est contrôlée par les caractéristiques géologiques telles que les plans de stratifications et les joints qui rendent la roche discontinue. Dans ces conditions, normalement, une ou plusieurs discontinuités définissent la surface de glissement. Cependant, dans le cas d'une roche fortement fracturée ou fortement altérée, un motif structural fortement défini n'existe plus, et la surface de glissement est libre de trouver la ligne de moindre résistance à travers la pente. L'observations des ruptures de pente dans ces matériaux suggèrent que cette surface de glissement prend généralement la forme d'un cercle, et la plupart des théories de stabilité sont basées sur cette observation. La figure 15 montre une rupture circulaire typique dans une pente rocheuse très altérée au-dessus d'une autoroute.

Les conditions dans lesquelles la rupture circulaire survient se produisent lorsque les particules individuelles dans un sol ou une masse rocheuse sont très petites par rapport aux dimensions du talus. Par conséquent, un remblai en enrochement aura tendance à se comporter comme un «sol» et à rompre en mode circulaire lorsque les dimensions de la pente sont sensiblement supérieures aux dimensions des fragments

de rocheux. De même, un sol constitué de sable, le limon et les particules plus petites présenteront des glissements sur les surfaces, même dans les pentes de quelques mètres seulement de hauteur. Les glissements dans les roches très altérées et altérées, et les roches intensément fracturées auront également tendance à survenir de cette manière.

II-7. Forme de la surface de glissement

La forme réelle de la surface de glissement «circulaire» est influencée par les conditions géologiques de la roche masse. Par exemple, dans une masse rocheuse homogène, faible ou altérée, ou un enrochement, la rupture est susceptible de se former sous la forme d'une surface peu profonde et à large rayon de courbure s'étendant d'une fissure de traction près de la crête jusqu'au pied du talus (figure 16 a). Par contre, les surfaces de glissements dans les matériaux ayant une forte cohésion et un faible angle de frottement tels que les argiles, la surface peut être plus profonde avec un rayon plus petit qui peut sortir au-delà de la pointe du pied de talus. La figure (figure 16 b) montre un exemple des conditions dans lesquelles la forme de la surface de glissement est modifiée par la géologie des talus. Ici, la surface circulaire de la roche altérée supérieure est tronquée par la roche à faible pendage et plus résistante près de la base. Les analyses de stabilité des deux types de surface peuvent être effectuées en utilisant des méthodes de rupture circulaire, bien que dans ce dernier cas, il est nécessaire d'utiliser une procédure permettant de définir la forme de la surface.

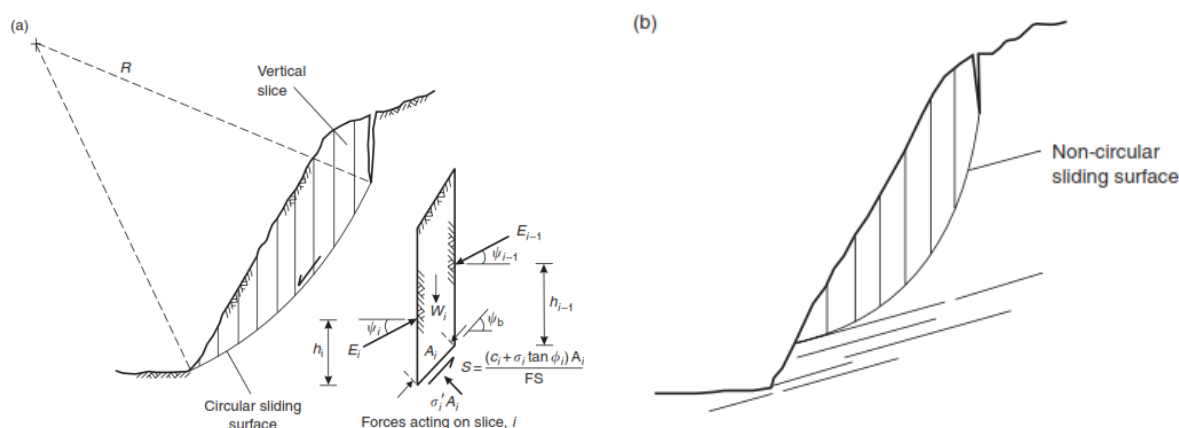


Figure 16: La forme des surfaces de glissement typiques:

a) surface circulaire de grand rayon en matériau homogène et faible, avec le détail des forces sur la tranche; (b) surface non circulaire en matériau superficiel faible avec une roche plus solide à la base.

II-8. Analyse de stabilité pour la rupture circulaire

Diverses méthodes d'analyse des ruptures circulaires dans les sols ont été décrites en détail dans des manuels traitant de la mécanique des sols tels que Taylor (1948), Terzaghi (1943), Lambe et Whitman (1979), Terzaghi et al. (1996), Duncan (2004) et Das (2013). L'analyse de stabilité de la rupture circulaire est effectuée en utilisant la procédure d'équilibre limite. Cette procédure consiste à comparer la résistance au cisaillement disponible le long de la surface de glissement avec la force requise pour maintenir le bloc considéré en équilibre. L'application de cette procédure aux glissements circulaires implique la division de la pente en une série de tranches qui sont généralement verticales. Le facteur de sécurité du glissement circulaire basé sur l'analyse d'équilibre limite est :

$$F_s = \frac{\text{résistance au cisaillement disponible } (c + \sigma_N \tan \varphi)}{\text{contrainte de cisaillement sur le plan cisaillement } (\tau_c)}$$

II-9. Approche numérique à l'analyse de stabilité

Pour les talus rocheux, les méthodes d'analyse de la rupture par la méthode d'analyse de l'équilibre limite calculent la résistance au cisaillement et les contraintes de cisaillement le long des plans de discontinuité. En revanche, les méthodes d'analyse numérique calculer le facteur de sécurité sans prédéfinir les plans de glissements. Ces méthodes sont des développements plus récents que les méthodes de l'équilibre limite. Elles sont principalement utilisées dans les études de mines à ciel ouvert et de glissements de terrain.

Les modèles numériques sont des programmes informatiques qui tentent de représenter la réponse mécanique d'une masse rocheuse soumise à un ensemble de conditions initiales telles que les contraintes in situ et les niveaux d'eau, les conditions aux limites et les changements induits tels que les excavations. Le résultat d'une simulation de modèle numérique est généralement soit l'équilibre

soit l'effondrement. Si un résultat d'équilibre est obtenu, les contraintes et les déplacements résultants en tout point de la masse rocheuse peuvent être comparés aux valeurs mesurées. Si un résultat d'effondrement est obtenu, le mode de rupture prévu est démontré.

Les modèles numériques divisent la masse rocheuse en zones. Chaque zone se voit attribuer un modèle de matériau et des propriétés. Les modèles de matériaux sont des relations contrainte / déformation idéalisées qui décrivent le comportement du matériau. Le modèle le plus simple est un modèle élastique linéaire, qui utilise les propriétés élastiques (module d'Young et coefficient de Poisson) du matériau. Les modèles élastiques – plastiques utilisent des paramètres de résistance pour limiter la contrainte de cisaillement qu'une zone peut supporter.

Pour les talus, le facteur de sécurité est souvent défini comme le rapport entre la résistance au cisaillement réelle et la résistance au cisaillement minimale à l'équilibre. Une façon logique de calculer le facteur de sécurité avec un programme à éléments finis ou à différences finies consiste à réduire la résistance au cisaillement jusqu'à la rupture. Le facteur de sécurité est le rapport entre la résistance réelle de la roche et la résistance au cisaillement réduite à la rupture. Cette technique de réduction de la résistance au cisaillement a été utilisée en premier avec des éléments finis par Zienkiewicz et al. (1975) pour calculer le facteur de sécurité d'un talus composé de plusieurs matériaux. Pour effectuer une analyse de stabilité de pente avec la technique de réduction de la résistance au cisaillement, des simulations sont effectuées pour une série de facteurs d'essai de sécurité croissants (f). Les propriétés réelles de résistance au cisaillement, la cohésion (c) et l'angle de frottement (φ), sont réduites pour chaque essai selon les équations :

$$c_{\text{trial}} = \left(\frac{1}{f}\right) c$$
$$\varphi_{\text{trial}} = \arctan\left(\frac{1}{f}\right) \tan \varphi$$

Le facteur de sécurité est augmenté progressivement jusqu'à la rupture. A la rupture, le facteur de sécurité est égal au facteur de sécurité réel (c'est-à-dire). $f_{\text{trial}} = FS$.

Plusieurs codes de calcul (en éléments finis, différences finies, éléments discrets...etc)

ont été écrits pour modéliser la stabilité des talus et des glissements de terrains en générale. On peut citer PHASES (Plastic Hybrid Analysis of Stress for Estimation of Support), FLAC (Fast Lagrangian Analysis of Continua; Itasca Consulting Group, 2001), Plaxis 8.2 et UDEC (Universal Distinct Element Code, Itasca consulting groupe, 2000).

II-10. Conclusion

On comparant ces connaissances théoriques aux observations de terrain, on distingue que la rupture qui a affecté les gradins de la zone BK2 est du type rupture de coin (Wedge failure) Figure 17.



Figure 17: Photo montrant les gradins instables BK2, de la mine de Boukhadra.

Capitre

III

Chapitre III : Caractérisations et classification géomécanique de la masse rocheuse

III-1. Caractérisation des massifs rocheux

III-1-1. Introduction

Une bonne caractérisation de la masse rocheuse est primordiale dans toutes études géotechnique car elle permet la sélection des données géologiques les plus importantes dans l'évaluation, l'estimation, les calculs et par conséquent mène à une meilleure conception (Palmstrom 2011). La caractérisation de la roche masse est essentiellement basée sur les données géo-structurales, les essais de laboratoire et les essais in situ. Les données de levé géo-structurale concerne essentiellement une description systématique et quantitative des discontinuités existantes. On considère discontinuité : les failles, les fractures, les joints tectoniques et les joints de stratifications.

Les propriétés de discontinuités, à mesurer, concernent : la direction, le pendage, la longueur, l'espacement, rugosité, ouverture, et matériaux de remplissage (Prist 1993). Les autres propriétés souvent utilisées dans la caractérisation de la masse rocheuse sont la résistance à la compression simple, le point load, l'état hydrique du massif rocheux et l'angle de frottement des discontinuités. La méthode de détermination de ces propriétés doit être conforme aux recommandations de la société internationale de mécanique des roches (ISRM Suggested Méthodes.1978).

III-1-2. Les massifs rocheux

Les massifs rocheux sont des milieux essentiellement discontinus. Ils consistent en un assemblage de matériaux rocheux, de même nature ou de natures différentes, divisées en blocs de formes plus ou moins variées par des discontinuités diverses. On les définit également comme étant un assemblage de blocs appelés matrices rocheuses lesquels sont délimités par des discontinuités constituées de fissures, de fractures ou de failles ou encore de joints stratigraphiques

En règle générale, on considère que les massifs rocheux sont constitués de :

- **Roches intactes** : Se sont des blocs de roches non affectés par les discontinuités. Il s'agit d'un assemblage de minéraux non-affectés de discontinuités.
- **Une famille ou plus de discontinuités séparant les blocs de roches intactes**. Donc la description et la caractérisation des massifs rocheux

nécessite doit prendre en considération les propriétés de la roche intacte et celles des discontinuités.

III-1-3. Structure des massifs rocheux.

Une des caractéristiques fondamentales des roches et des massifs est qu'à différentes échelles, du "micro" au "macro", ils sont constitués de matériaux "intacts", séparés par des discontinuités. En règle générale, on considère la succession suivante (Calembert et al. 1981) :

- minéraux, considérés comme éléments de base, postulés non affectés de discontinuités;
- matériau rocheux constitués de minéraux séparés par des microdiscontinuités ;
- massifs rocheux constitués de matériaux rocheux séparés par les macrodiscontinuités.

Les caractéristiques d'un matériau à une échelle donnée dépendent de celles des constituants et de celles des discontinuités (à cette échelle).

En mécanique des roches, le terme discontinuité désigne toute interruption des propriétés mécaniques ou physiques dans la matrice rocheuse. Il s'agit souvent d'une dégradation des propriétés mécaniques sur des zones de très faible épaisseur. L'étude d'un massif rocheux fracturé nécessite donc une caractérisation de la matrice rocheuse, ainsi que celle des discontinuités.

III-1-4. Les Discontinuités.

Une discontinuité est définie comme étant toute cassure mécanique ou fracture ayant une résistance en tension négligeable dans une roche (Priest, 1993). Il est important de distinguer entre les discontinuités naturelles, qui ont une origine géologique et les discontinuités artificielles qui sont créées par des activités humaines comme l'excavation d'un massif rocheux. Bien que les discontinuités aient souvent une géométrie irrégulière ou ondulée, il y a généralement une échelle à laquelle la surface totale ou une partie de cette surface est suffisamment plane pour qu'elle soit représentée par une seule valeur d'orientation (Priest, 1993).

III-1-4-1. Types de discontinuité.

On définit une discontinuité dans un massif rocheux par une surface qui interrompt la continuité physique du milieu sain. Les discontinuités peuvent être de diverse nature. Généralement on distingue :

a) Les joints stratigraphiques :

Ils marquent une discontinuité dans le phénomène de sédimentation des formations sédimentaires. Ils présentent une forte extension et souvent une faible ondulation.

b) Les diaclases :

Elles sont souvent perpendiculaires ou obliques aux joints de stratifications ou à la schistosité. Elles ne présentent pas de trace de mouvement et elles ont une extension limitée.

c) Les fentes ou fractures d'extension :

Elles sont formées sous l'effet d'une traction qu'a subi le massif au cours des mouvements tectoniques. Elles sont souvent remplies de cristallisation de calcite ou de quartz.

d) Les failles :

Elles résultent de la rupture d'une zone du massif qui a subi un grand effort de cisaillement. Elles représentent ainsi des discontinuités séparant deux grandes entités du massif. Elles sont caractérisées par une grande extension et souvent un remplissage de matériau broyé et altéré, parfois des recristallisations.

e) La Schistosité.

Elle résulte de la réorientation des minéraux constitutifs dans une direction perpendiculaire à celle des contraintes de compression auxquelles le massif a été soumis.

III-1-4-2. Caractéristiques des discontinuités.*

Plusieurs caractéristiques sont utilisées pour décrire les discontinuités et la masse rocheuse. Elles sont :

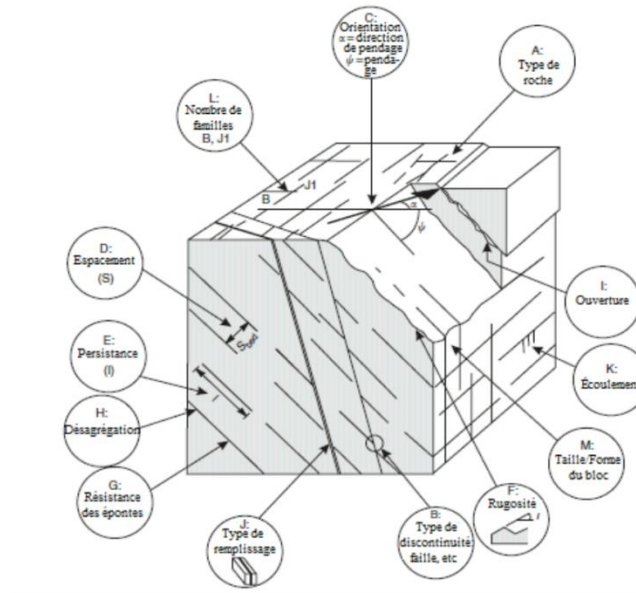


Figure 18: Caractéristiques des discontinuités dans un massif rocheux; traduit de Wyllie et Mah (2004)

a) Orientation :

L'orientation d'une discontinuité est définie par son orientation et son pendage. L'orientation des discontinuités contrôle la stabilité des blocs rocheux. L'intersection des joints contrôle la taille et la forme des blocs rocheux. L'étude de l'orientation des joints est souvent faite avec la méthode de la projection stéréographique.

b) Espacement :

C'est la distance entre les intersections de deux discontinuités adjacentes, mesurée le long d'une traverse. La fréquence est quant à elle définie comme étant le nombre de discontinuités interceptées le long d'une ligne d'échantillonnage (traverse) de longueur unitaire. La méthode la plus adéquate afin d'estimer la fréquence des discontinuités est d'inverser la valeur d'espacement obtenue le long d'une ligne d'échantillonnage (Priest, 1993).

c) **Persistence :**

C'est la mesure de la longueur continue ou de la surface d'une discontinuité. La longueur des traces des discontinuités est la seule quantification possible de la dimension des discontinuités sur le terrain.

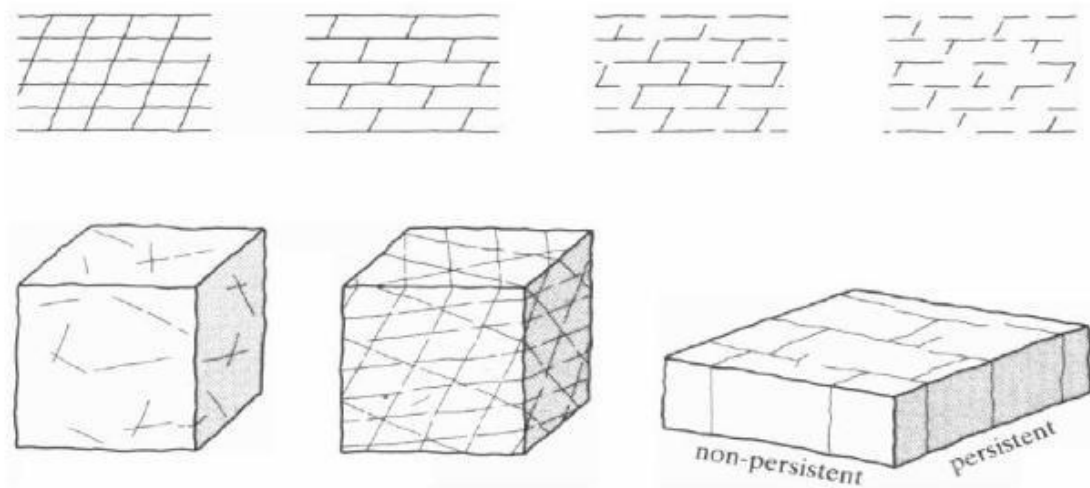


Figure 19 : Schéma illustratif montrant la persistance des joints

d) **Rugosité :**

La rugosité d'une surface de discontinuité est souvent un élément important en matière de résistance au cisaillement, en particulier là où la discontinuité est sans déplacement et imbriquée. La rugosité devient moins importante lorsque la discontinuité est remplie.

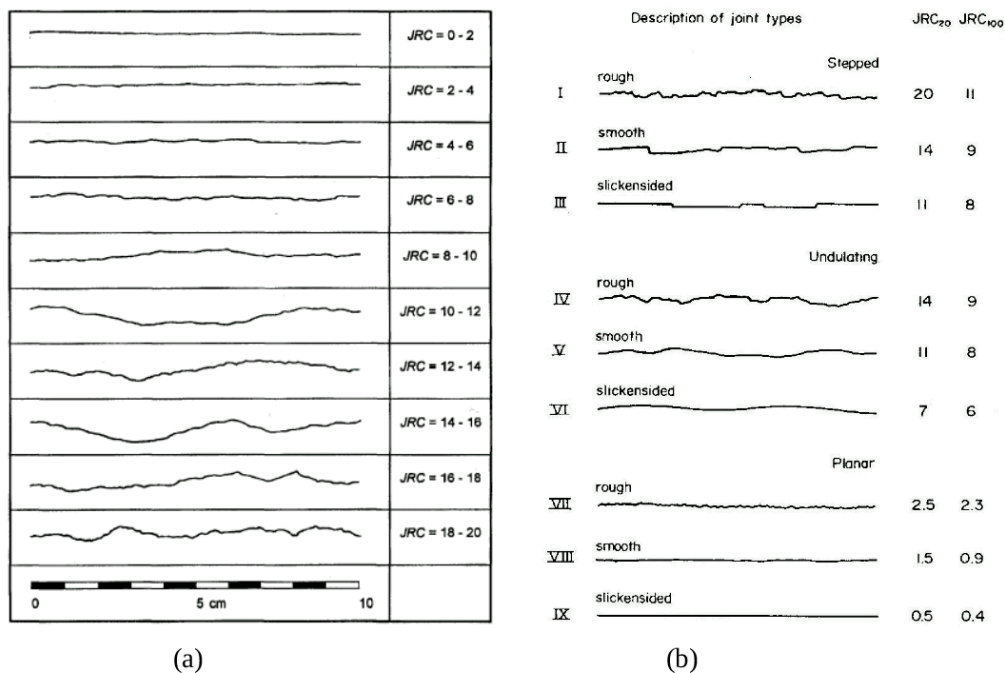


Figure 20: Profils typiques de rugosité (a)- valeurs de JRC correspondantes (Barton et Choubey 1977) ; (b)- la longueur des profils varie entre 1 et 10 m (ISRM 1978).

e) Ouverture et remplissage des joints:

Dans un joint naturel, il très rare que les deux surfaces soient complètement en contact. Il existe normalement une ouverture ou un espace entre les deux surfaces. La distance perpendiculaire séparant les parois adjacentes des roches est appelé l'ouverture.

- f) Le joint peut être rempli d'air et/ou d'eau (**joint ouvert**),
- g) L'ouverture peut être nulle (les deux lèvres sont en contact) **Joint fermé**
- h) Le joint peut être rempli de matériaux de remplissage ex : calcite, argile, sédiment meuble...etc ; on dit que le **joint est rempli**

L'ouverture des joints influence les caractéristiques mécaniques et hydrauliques des masses rocheuses.

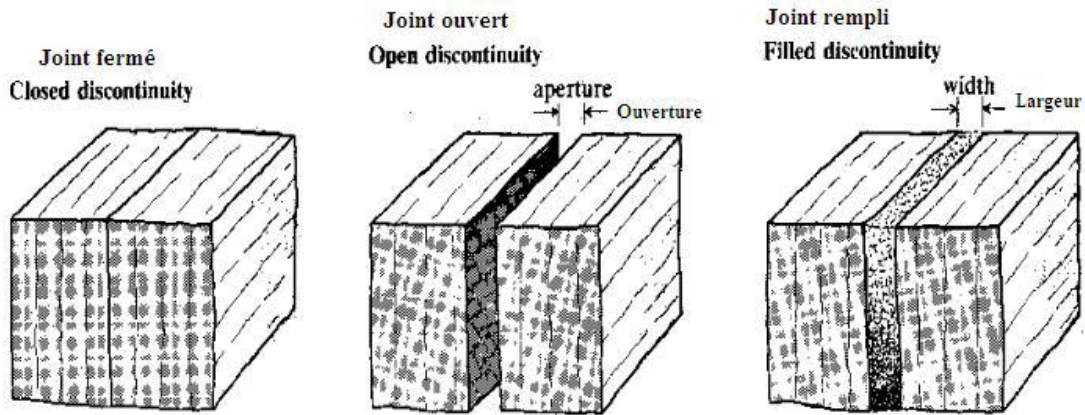


Figure 21: schéma montrant les conditions de joints

Tableau 1 : Classification d'ouverture des discontinuités

Ouverture	Description	Dispositif
<0.1 millimètre	Très étroit	Dispositif fermé
0.1-0.25 millimètre	Étroit	
0.25-0.5 millimètre	Partiellement ouvert	
0.5-2.5 millimètre	Ouvert	Dispositif espacé
2.5-10 millimètre	Largement ouvert	
1-10 centimètre	Très largement ouvert	Dispositif ouvert
10-100 centimètre	Extrêmement ouvert	
> 1 mètre	caverneux	

f) Nombre de familles de joints :

Les joints sont disposés généralement par familles, par exemple, des joints parallèles. Le nombre de familles de joints peut aller jusqu'à 5. Typiquement, Une famille de joints découpe le massif rocheux en plaques ; 2 familles perpendiculaires découpent la roche en colonnes et 3 en blocs. Plus de 3 familles découpent la roche en blocs de formes variées et de coins. Les propriétés mécaniques du massif rocheux sont influencées par les familles de joints. Plus le nombre de familles de joints est grand, plus les possibilités de glissements potentiels sur les joints sont grandes.

description suggérée par l'ISRM

I	Massives, fractures aléatoires occasionnelles
II	Une famille de joints
III	Une famille de joints plus fractures aléatoires
IV	Deux familles de joints
V	Deux familles de joints plus fractures aléatoires
VI	Trois familles de joints
VII	Trois familles de joints plus fractures aléatoires
VIII	Quatres familles de joints ou plus
IX	Roche broyée, comme du sol

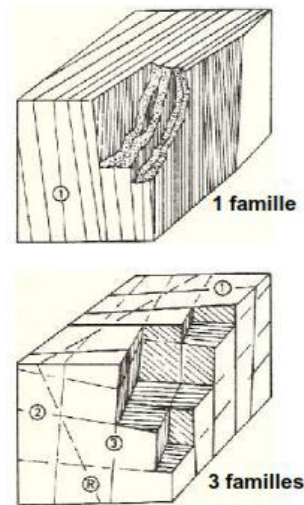


Figure 22 : schéma montrant une des configurations possibles des joints

III -2. La Classification géomécanique de la masse rocheuse

Les systèmes de classification de la masse rocheuse utilisent tous les propriétés du massif rocheux, en d'autres termes, ils utilisent les propriétés de la roche intacte et des discontinuités ainsi que certains facteurs externes à savoir l'eau et les endommagements dus aux travaux. Donc l'étude de la masse rocheuse nécessite l'étude des propriétés de la roche intacte (échantillon non affecté par des discontinuités visibles) et des discontinuités.

III-2-1. Les buts des systèmes de classification des massifs rocheux :

La classification géomécaniques consiste à quantifier un massif rocheux par une note empirique décrivant sa qualité par une série de termes allant d'un très bon rocher à un rocher très médiocre. Les buts principaux de ces classifications se résument comme suit :

- Estimer indirectement les propriétés mécaniques à grande échelle d'un massif fracturé, en particulier son module de déformation, sa résistance à la compression simple, sa cohésion et son angle de frottement interne.
- Estimer le temps durant lequel le massif rocheux peut tenir sans soutènement (stand-up time). C'est un indice très essentiel dans la détermination de la portée d'excavation.

- Donner des recommandations de soutènement des ouvrages.

III-2-2. Les différents systèmes de classification :

Dans les massifs rocheux, la caractérisation de la masse rocheuse devient délicate à cause de la présence de discontinuités de différentes conditions, ouvertures et orientation et l'effet de l'eau. Plusieurs chercheurs ont utilisé des systèmes de classification basés sur les études des cas réels ont été élaborés tels que RAD; RMR; GSI

- RQD (Rock Quality Designation) d'après Deer (1967).
- RMR (Rock Mass Rating) d'après Bieniawski (1976).
- GSI (Geological Strength Index) d'après Hoek- Brown (1995).

III-2-3. Rock Quality Designation index (RQD):

Le Rock Quality Designation (RQD) a été développé par Deere et al. (1967) à fin de donner une estimation quantitative de la fracturation influençant le comportement de la masse rocheuse à partir de l'examen de carottes obtenues par des forages. Le *RQD* est défini comme le pourcentage des morceaux intacts de longueur supérieure à 10 cm, sur la longueur totale du forage. Ce paramètre est défini comme suit :

$$RQD = \frac{\sum \text{longueur de pièces} \geq 100 \text{ mm}}{\sum \text{longueur totale de la course}} \times 100$$

La relation entre la valeur du RQD et la qualité du massif peut être établie selon la proposition de (Deere, 1968) et elle est présentée au tableau (III.1) ci-dessous.

Tableau 2 : Corrélation entre l'indice RQD et la qualité du massif rocheux (tiré de Deere, 1968)

RQD (%)	Qualité du massif rocheux
<25	Très pauvre
25 – 50	Pauvre
50 – 75	Moyenne
75 – 90	Bonne
90 – 100	Excellente

III-2-4. Rock Mass Rating (RMR):

Cette classification a été développée par Bieniawski [1973] au South African Council of Scientific and Industrial Research (SACSIR). Elle est basée sur l'étude de quelques centaines de tunnels creusés principalement dans des roches sédimentaires à profondeur modérée. L'utilisation de cette classification nécessite de diviser au préalable le site en régions homogènes d'un point de vue de structures géologiques. Chaque région est classifiée séparément.

Le RMR résulte de la somme de cinq notes de caractérisation (d'A1 à A5) et d'une note d'ajustement. Ces paramètres sont illustrés sur la figure 23.

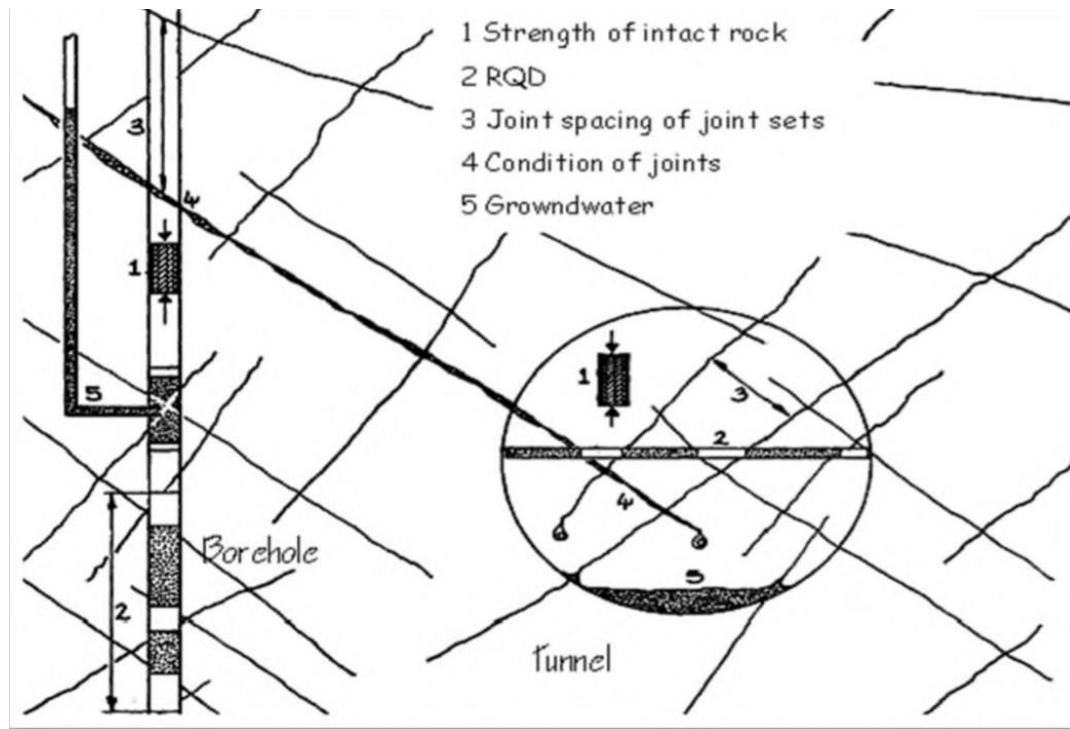


Figure 23 : Illustration graphique des paramètres de caractérisation du RMR

La somme de ces notes attribue une valeur comprise entre 0 et 100 au massif. Cette valeur utilise à plus de 70% la fracturation et elle accorde 15% d'influence aux propriétés de la matrice rocheuse et 15% à la présence d'eau (AFTES [2003]).

Quant à la signification des indices du RMR, ils sont définis comme suit :

- **A1** (Strength of intact rock material) : la résistance à la compression simple de la matrice rocheuse est obtenue, soit par procédure d'écrasement d'un échantillon, soit par procédure de chargement ponctuel (note : de 0 à 15).
- **A2** (Rock Quality Designation RQD, Deer [1964]) : il caractérise la qualité des carottes de sondage en calculant le rapport entre la longueur cumulée des carottes supérieures à dix centimètres et la longueur totale considérée (note : de 3 à 20).
- **A3** (Spacing of discontinuities) : dans le cas de plusieurs familles de fractures le minimum des notes attribuées à l'espacement des fractures est considéré (Note : de 5 à 20).
- **A4** (Conditions of discontinuities) : cet indice caractérise l'extension, l'ouverture, la rugosité, le matériau de remplissage et l'altération des épontes des discontinuités (Note : de 0 à 30).

Chapitre III : Caractérisation et classification géomécanique de la masse rocheux

- **A5** (Groundwater conditions) : Il est en rapport avec les conditions hydrogéologiques et consiste à réaliser des mesures de flux d'eau ou de pressions interstitielles des joints (note : de 0 à 15).
- **B** (Adjustement for joint orientation) : c'est un facteur correctif qui est en rapport avec l'effet de l'azimut et du pendage des familles de discontinuités sur la stabilité de l'ouvrage (note : de -12 à 12 pour les tunnels, de -25 à 0 pour les fondations et de -60 à 0 pour les talus).

Le somme des cinq premiers indices caractérise le RMR de base. Quant aux travaux souterrains, il faut ajouter l'effet du facteur correctif (Bieniawski [1989]). Le RMR89 s'écrit alors :

$$\mathbf{RMR89 = A1 + A2 + A3 + A4 + A5 + B}$$

Cette classification ne prend pas en considération l'état de contrainte in-situ ni la rugosité des fractures et l'angle de frottement du matériau de remplissage ; les roches gonflantes n'y sont pas non plus traitées. L'application de cette classification est limitée aux cas de massifs dont la matrice a une bonne résistance et dont le comportement est régi par les discontinuités.

Chacun des paramètres précédents aura une note, la somme des notes, après avoir été ajustée par une note relative à l'orientation (Tableau 3), nous donne une appréciation générale de la qualité du rocher (Tableau 4).

Chapitre III : Caractérisation et classification géomécanique de la masse rocheux

Tableau 3 : Classification RMR (Bieniawski).

PARAMETRES			COEFFICIENTS						
1	Résistance De la Roche (MPa)	Indice Franklin (MPa)	>10	4-10	2-4	1-4	Indice Franklin non utilisable (MPa)		
		Résistance à la compression (MPa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1
		Note	15	12	7	4	2	1	0
2	R.Q.D		90-100	75-90	50-75	25-50	<25		
	Note		20	17	13	8	3		
3	Espacement des Joints		>2m	0,6-2 m	0,2-0,6 m	0,06-0,2m	<0,06 m		
	Note		20	15	10	8	5		
4	Nature des joints		Surfaces très rugueuses non continue Epointe en contact Epointe non Altérées	Surfaces légèrement rugueuses Epaisseur <1 mm Epointe non Altérées	Surfaces légèrement rugueuses Epaisseur <1 mm Epointe Altérées	Surfaces lustrées ou remplissage <5 mm ou joint ouvert 1 à 5 mm joints continu	Remplissage mou>5 mm ou joints ouverts>5 mm joints continus		
	Note		30	25	20	10	0		
5	Venues d'eau	Débit sur 10 m	Aucune venue d'eau	< 10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min		
		Pression d'eau contrainte principale	0	<0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	> 0,5		
		Hydro-Géologie	Complètement sec	Humide	Suintements (eau interstitielle)	Pression d'eau modérée	Problèmes sérieux de venues d'eau		
	Note		15	10	7	4	0		

Tableau 4 : Classe de rocher suivant la classification de Z. BIENIAWSKI après application de la note d'ajustement

Note globale	100-81	80-61	60-41	40-21	<20
Classe de rocher et description	I très bon rocher	II bon rocher	III rocher moyen	IV rocher médiocre	V rocher très médiocre
Temps de tenue Moyen	10 ans pour 5m de portée	6 mois pour 4m de portée	1 semaine pour 3m de portée	5 heures pour 1.5m de portée	10mn pour 0.5 m de Portée

III-2-4-1. Estimation des caractéristiques mécaniques des massifs rocheux à partir du RMR :

Plusieurs auteurs ont proposé des relations entre les paramètres mécaniques du massif rocheux et la valeur du RMR. Nous avons retenu les relations suivantes qui permettent d'estimer une cohésion et un angle de frottement, ainsi qu'un module d'Young.

a) la cohésion :

$C_{\text{éq}} \text{ (kPa)} \approx 5 \text{ RMR}$ (Beniawski, 1979, cité par Beniawski, 1989)

b) l'angle de frottement :

$\Phi_{\text{éq}} \text{ (}^\circ\text{)} \approx 0,5 \text{ RMR} + 8,3 \pm 7,2$ (Trunck et Hönish, 1989, cité par Beniawski, 1989)

c) le module de young :

$E_{\text{éq}} \text{ (Gpa)} \approx 10^{(\text{RMR}-10)/40}$ (Serafim & Pereira, 1983, cité par Beniawski, 1989)

Stille et al. (1982,) ont proposé d'utiliser les équivalences du tableau pour estimé la résistance à la compression simple du massif rocheux.

Tableau 5 : Relations entre RMRsec et la résistance à la compression simple d'après Stille et al. (1982).

RMRsec	RMRsec=A1+A2+A3+A4				
	<21	21-40	41-60	61-80	>80
Rc(MPa)	0,5	2,5	5	2	30

III-2-5. Geological strength index (GSI):

Hoek et Brown (1997) ont introduit l'indice de résistance géologique (GSI) pour les masses rocheuses dures et faibles. Les ingénieurs de terrain et les géologues expérimentés montrent généralement leur préférence pour une classification simple, rapide mais fiable, basée sur une inspection visuelle des conditions géologiques. Un système de classification devrait être non linéaire pour les roches pauvres car la résistance se détériore rapidement avec l'altération. De plus, les applications accrues de la modélisation informatique ont créé un besoin urgent d'un système de classification adapté à une simulation informatique des structures rocheuses. Pour répondre à ces besoins, Hoek et Brown (1997) ont conçu des graphiques simples pour estimer le GSI sur la base des deux corrélations suivantes:

$$\mathbf{GSI = RMR'_{89} - 5 \quad \text{si} \quad \mathbf{RMR'_{89} > 23 \quad GSI \geq 18}$$

$$\mathbf{GSI = 9(\log Q + 44) \quad \text{si} \quad \mathbf{RMR'_{89} \leq 23 \quad GSI < 18}$$

Où Q' = qualité de la masse rocheuse modifiée

$$\mathbf{Q' = [RQD / J_n] \cdot [J_r / J_a]}$$

RMR'89 = évaluation de la masse rocheuse selon Bieniawski (1989) lorsque l'évaluation de l'eau souterraine = 15 et cote d'ajustement conjoint = 0

Parfois, il est difficile d'obtenir la RMR dans les masses rocheuses pauvres, et Q' peut être utilisé plus souvent car il est relativement plus fiable que la RMR, en particulier dans les ouvertures dans les roches faibles.

Hoek (Roclab, 2006) et Marinou et Hoek (2000) ont proposé un graphique pour GSI (figure 24) afin que les experts puissent classer une masse rocheuse par simple inspection visuelle. Dans cette classification, il existe six principales classes de roches qualitatives, principalement adoptées à partir de la classification de Terzaghi.

1. Intact or massive
2. Blocky
3. Very blocky
4. Blocky /folded
5. Crushed
6. Laminated /sheared

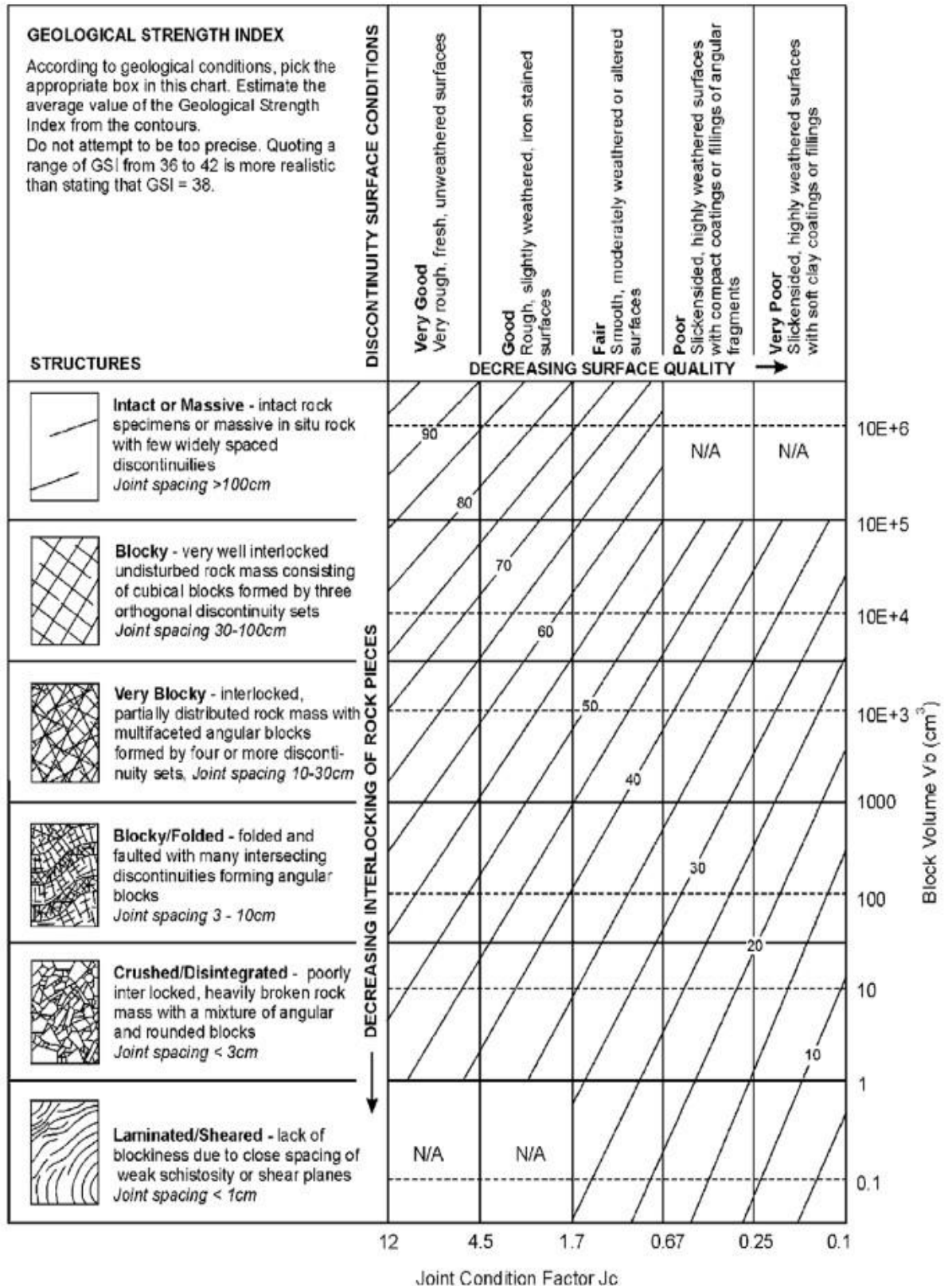


Figure 24 : Abaque pour estimer l'indice GSI à partir de l'observation géologique.

Chapitre III : Caractérisation et classification géomécanique de la masse rocheux

Ces classifications sont accessibles aux ingénieurs et géologues depuis 60 ans. Les discontinuités sont classées en cinq conditions de surface qui sont similaires aux conditions communes dans le RMR.

1. très bien
2. Bien
3. Juste
4. Pauvres
5. Très pauvre

La figure (24) est utilisée judicieusement pour les roches concassées / désintégrées et stratifiées / cisailées. De même, les roches stratifiées dures et épaisses de la dernière rangée de la figure (24) peuvent ne pas être applicables, car elles peuvent avoir une classification de résistance plus élevée.

III-3. Application au cas d'étude.

III-3-1. Caractérisation du massif

Dans notre cas d'étude, la zone BK2 de la mine de fer de Boukhadra, nous avons pu recenser 04 familles de joints.

Pendage	Direction de pendage
30	130
25	230
26	231
27	229
40	320
45	315
43	310
45	270
50	269
85	30

Chapitre III : Caractérisation et classification géomécanique de la masse rocheux

88	28
89	29

- Une famille d'orientation N40E plongeant vers le sud à un angle au environ de 30° vers le Sud Est.
- Une deuxième famille d'orientation N140°E plongeant a un angle de 26° degrés vers le SW.
- Une troisième famille d'orientation N 215° E plongeant vers le SW avec angle de 43° degrés.
- Une quatrième famille d'orientation N 300° E plongeant vers le SW avec angle de 29° degrés.
- Les mesures faites sur le terrain ont donné un espacement moyen selon un scanline horizontale sur la face du talus de 0,8 m.
- Le talus siège de l'instabilité en question est d'orientation N45°E plongeant de 45 à 50 ° vers le SW.

Notons que cette espacement n'est pas représentatif de tout le massif ou le talus car les conditions d'accès sont difficiles plus la conjoncture de COVID19 qui nous a limité les visites du terrain.

Le RQD estimé à partir des gradins qui ont été lieu des instabilités est de 60%.

Les joints semblent affectés le massif sur des longueurs assez importantes. On peut alors les qualifier de persistants.

Les joints sont par endroit ouvert de quelques millimètres a quelques centimètres mais la plus part du temps ils sont fermés. Certains joints ouverts de quelques dizaines de cm mais remplis par la poudre rocheuse peu endurée (fig.25).



Figure 25 Joint fermé à droite et un autre largement ouvert et rempli à droite

III-3-2. Classification du massif

III-3-2-1. Rock Mass Rating (RMR):

Pour établir la classification (RMR) Rock Mass Rating (Bieniawski 1978), il faut estimer les notes RMR de chaque paramètre du système.

1- Le premier paramètre est la résistance à la compression uniaxiale (Rcs)

Ce paramètre est souvent estimé à partir de l'essai Franklin (point load Strength index) par l'équation

$$R_{cs} = 24 I_p$$

Le Rcs pour les roches en question varie en moyenne de 50 à 80 MPa. Donc la note est de 7

2- Le Rock Quality désignation (Deere 1964)

Dans notre cas d'étude, le RMR est estimé sur la face du talus dans la direction verticale. Il est estimé ainsi car on ne dispose pas de log de sondage et les recommandations de (IRSM 1978) le permettent. La note RMR b dans notre cas est de 60%. Donc la note est de 13 %

3- L'espacement des joints

L'espacement des joints varie d'une famille à l'autre, mais en moyenne elle l'ordre de 0.8 m. la note RMR de ce paramètre de 15%.

4- Nature des joints

Les joints sont en général lisses montrant parfois des ondulations. La surface des joints ne montre aucune altération. La note RMR = 25%.

Tableau 6. Tableau résumant les familles de discontinuités existantes.

Famille de joint	orientation	pendage	Espacement moyen	Condition de joint
1	N40°E	30°	0.8	Lisses
2	N 140 E	26°		Peu altérés
3	N 215° E	43°		Parfois ondulés
4	N 300° E	0		

Chapitre III : Caractérisation et classification géomécanique de la masse rocheux

Tableau 7 : Classification RMR (Bieniawski) de la masse rocheuse en question.

PARAMETRES			COEFFICIENTS						
1	Résistance De la Roche (MPa)	Indice Franklin (MPa)	>10	4-10	2-4	1-4	Indice Franklin non utilisable (MPa)		
		Résistance à la compression (MPa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1
		Note	15	12	7	4	2	1	0
2	R.Q.D		90-100	75-90	50-75	25-50	<25		
	Note		20	17	13	8	3		
3	Espacement des Joints		>2m	0,6-2 m	0,2-0,6 m	0,06-0,2m	<0,06 m		
	Note		20	15	10	8	5		
4	Nature des joints		Surfaces très rugueuses non continue Epointe en contact Epointe non Altérées	Surfaces légèrement rugueuses Epaisseur <1 mm Epointe non Altérées	Surfaces légèrement rugueuses Epaisseur <1 mm Epointe Altérées	Surfaces lustrées ou remplissage <5 mm ou joint ouvert 1 à 5 mm joints continu	Remplissage mou>5 mm ou joints ouverts>5 mm joints continus		
	Note		30	25	20	10	0		
5	Venues d'eau	Débit sur 10 m	Aucune venue d'eau	< 10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min		
		Pression d'eau contrainte principale	0	<0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	> 0,5		
		Hydro-Géologie	Complètement sec	Humide	Suintements (eau interstitielle)	Pression d'eau modérée	Problèmes sérieux de venues d'eau		
	Note		15	10	7	4	0		

Tableau 8 : Classe de rocher suivant la classification de Z. BIENIAWSKI après application de la note d’ajustement de la masse rocheuse en question.

Note globale	100-81	80-61	60-41	40-21	<20
Classe de rocher et description	I très bon rocher	II bon rocher	III rocher moyen	IV rocher médiocre	V rocher très médiocre
Temps de tenue Moyen	10 ans pour 5m de portée	6 mois pour 4m de portée	1 semaine pour 3m de portée	5 heures pour 1.5m de portée	10mn pour 0.5 m de Portée

III-3-2-2. Geological strength index (GSI):

Selon l’abaque de Morinos and Hoek (2000) la valeur de GSI est de 65.

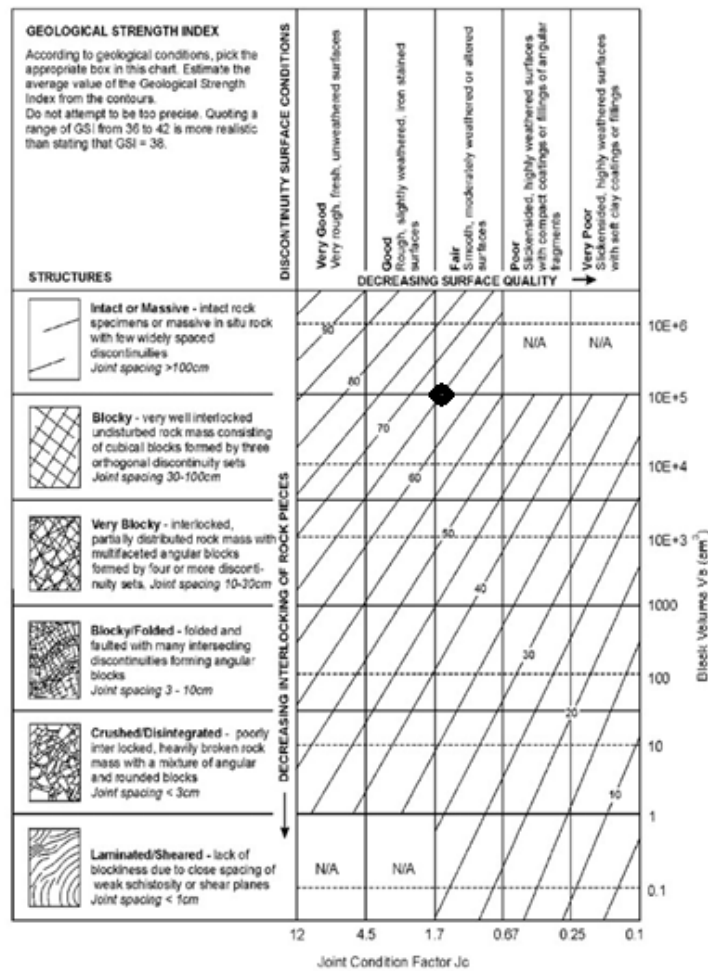


Figure 26 : Estimation de la valeur GSI de la masse rocheuse (point sur l’abaque).

Chapitre III : Caractérisation et classification géomécanique de la masse rocheux

L'état de la roche en question est celle indiqué par le cercle en gras, il correspond à la valeur GSI de 65.

Chapitre

IV

Chapitre IV : Estimation de la stabilité

IV-2. Méthode empirique

IV-2-1. Slope Mass Rating (SMR):

Pour évaluer la stabilité des pentes rocheuses, Romana (1985) a proposé un système de classification appelé système de «slopemassrating» (SMR). SMR obtenu à partir de l'indice de masse rocheuse (RMR) de Bieniawski en soustrayant les facteurs d'ajustement de la relation joint-pente et en ajoutant un facteur en fonction de la méthode d'excavation.

$$\text{SMR} = \text{RMR}_{\text{basic}} + (\text{F}_1 \cdot \text{F}_2 \cdot \text{F}_3) + \text{F}_4$$

Où $\text{RMR}_{\text{basic}}$ est évalué selon Bieniawski (1979, 1989) en ajoutant les cotes de cinq paramètres. F_1 , F_2 et F_3 sont des facteurs d'ajustement liés à l'orientation du joint par rapport à l'orientation de la pente, et F_4 est le facteur de correction pour la méthode d'excavation.

F_1 dépend du parallélisme entre les joints et les frappes de face de pente. Il varie de 0,15 à 1,0. Elle est de 0,15 lorsque l'angle entre le plan de joint critique et la face de pente est supérieur à 30 et que la probabilité de rupture est très faible; elle est de 1,0 lorsque les deux sont presque parallèles.

La valeur de F_1 a été initialement établie empiriquement Par la suite, il s'est avéré correspondre approximativement à la relation suivante:

$$\text{F}_1 = (1 - \sin A)^2$$

Où A désigne l'angle entre les frappes de la face de pente (α_s) et celle des joints (α_j),

F_2 fait référence à l'angle de pendage du joint (β_j) dans le mode de rupture planaire Ses valeurs varient également de 0,15 à 1,0. C'est-à-dire ($\alpha_s - \alpha_j$). Il est de 0,15 lorsque le creux du joint critique est inférieur à 20 degrés et de 1,0 pour les joints avec des creux supérieurs à 45 degrés Pour le mode de basculement en panne, F_2 reste égal à 1. Donc :

$$\text{F}_2 = \tan \beta_j$$

F_3 fait référence à la relation entre la face de la pente et les creux de joint.

Dans la rupture planaire (figure IV.1), F_3 fait référence à une probabilité de « lumière du jour » des joints dans la face de la pente. Les conditions sont dites « passables » lorsque la face de la pente et les joints sont parallèles. Si la pente plonge de 10 degrés de plus que les joints, la condition est appelée « très défavorable ».

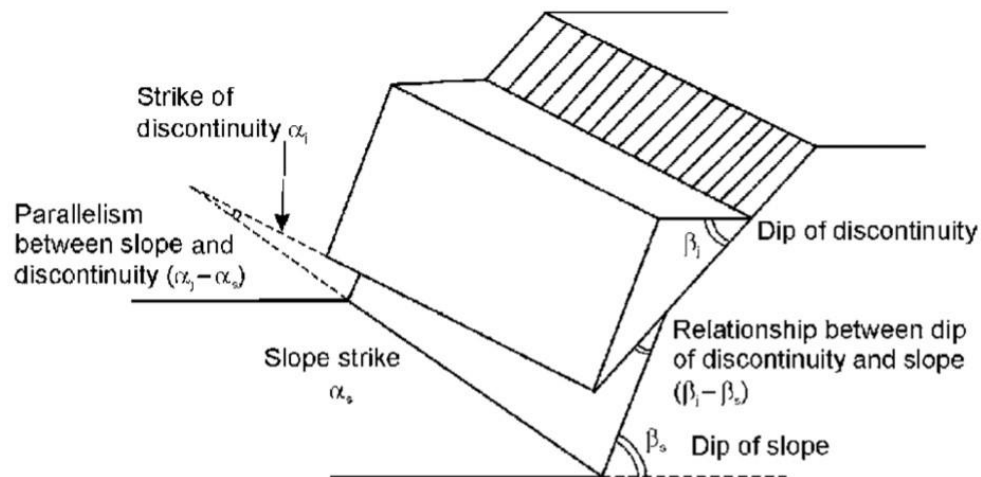


Figure 27: Échec planaire.

Pour l'échec de basculement, les conditions défavorables dépendent de la somme des creux des joints et de la pente ($\beta_j + \beta_s$).

Les valeurs des facteurs d'ajustement F_1 , F_2 et F_3 pour différentes orientations articulaires sont données dans le tableau 9.

F_4 concerne l'ajustement pour la méthode d'excavation. Il comprend la pente naturelle ou la pente coupée excavée par pré-division, dynamitage en douceur, dynamitage normal, mauvais dynamitage et excavation mécanique (voir le tableau 10 pour l'ajustement de la correction F_4 pour différentes méthodes d'excavation).

Les pentes naturelles sont plus stables, en raison de l'érosion à long terme et des mécanismes de protection intégrés (végétation, dessiccation de la croûte), donc F_4 . Le dynamitage normal appliqué avec des méthodes solides ne change pas les conditions de stabilité de la pente, donc $F_4 = +15$.

**Tableau 9: Valeurs des facteurs d'ajustement pour différentes orientations
Conjointes**

Case of slope Failure	Very favorable	Favorable	Fair	Unfavorable	Very unfavorable
P $ \alpha_j - \alpha_s $ T $ \alpha_j - \alpha_s - 180^\circ $ W $ \alpha_i - \alpha_s $	$>30^\circ$	$30-20^\circ$	$20-10^\circ$	$10-5^\circ$	$<5^\circ$
P/W/T F1	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
P $ \beta_j $ W $ \beta_i $	$<20^\circ$	$20-30^\circ$	$30-35^\circ$	$35-45^\circ$	$>45^\circ$
P/W F2	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
T F2	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0
P $ \beta_j - \beta_s $ W $ \beta_i - \beta_s $	$>10^\circ$	$10-0^\circ$	0°	$0-(-10^\circ)$	$<-10^\circ$
T $ \beta_j + \beta_s $	$<110^\circ$	$110-120^\circ$	$>120^\circ$	—	—
P/W/T F3	0	-6	-25	-50	-60
<p>P, planar failure; T, toppling failure; W, wedge failure; α_s, slope strike; α_j, joint strike; α_i, plunge direction of line of intersection; β_s, slope dip; β_j, joint dip (see Figure); β_i, plunge of line of intersection. Source: Romana, 1985.</p>					

Tableau 10: Valeurs du facteur d'ajustement F4 pour méthode d'excavation

Method of excavation	Value of F4
Natural slope	+15
Pre-splitting	+10
Smooth blasting	+8
Normal blasting or mechanical Excavation	0
Poor blasting	-8
Source: Romana, 1985.	

- Le dynamitage normal appliqué avec des méthodes solides ne change pas les conditions de stabilité de la pente, donc $F_4=0$.
- Un dynamitage déficient ou un mauvais dynamitage endommage la stabilité de la pente, donc ($F_4 = - 8.0$).
- L'excavation mécanique des pentes, généralement par déchirure, ne peut se faire que dans des roches molles et / ou très fracturées et est souvent combinée à un certain dynamitage préliminaire. Le plan de pente est difficile à terminer La méthode n'augmente ni ne diminue la stabilité de la pente, donc ($F_4 = 0$).

Les valeurs minimum et maximum de SMR de Eq (18,1) sont respectivement 0 et 100. Il va sans dire que le problème de stabilité de la pente ne se rencontre pas dans les zones où les discontinuités sont plus fortes que la pente; par conséquent, cette condition n'est pas prise en compte dans l'approche empirique.

Romana (1985) a utilisé des échecs planaires et renversants pour son analyse Les ruptures de coin ont été considérées comme un cas particulier de défaillances d'avion et analysées sous forme de plans individuels, et la valeur minimale de SMR est prise pour évaluer les pentes rocheuses Dip β_i et dip direction α_i de l'intersection de ces plans doivent être pris respectivement comme β_j et α_j ; c'est-à-dire $\beta_j = \beta_i$ et $\alpha_j = \alpha_i$ où une rupture de coin est susceptible de se produire (figure 28).

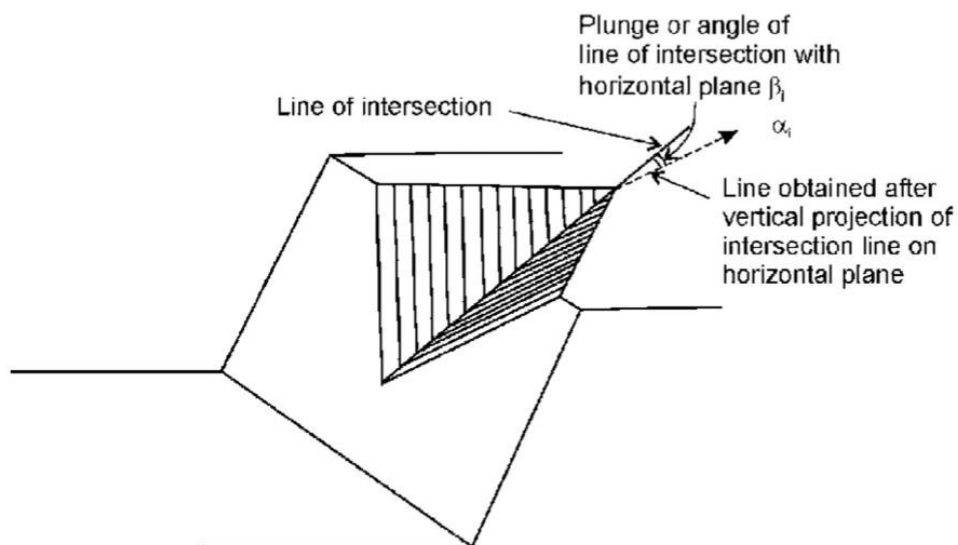


Figure 28: Défaillance du coin grand angle.

L'effet des intempéries futures sur la stabilité de la pente ne peut pas être évalué avec la classification de la masse rocheuse, car il s'agit d'un processus qui dépend principalement des conditions minéralogiques de la roche et du climat. Dans certaines masses rocheuses (par exemple, certaines marnes, argiles et schistes), les pentes sont stables lors de l'excavation mais échouent quelque temps après - généralement un à deux ans plus tard. Dans ces conditions, la classification doit être appliquée deux fois: initialement et ensuite pour les conditions météorologiques. Il est toujours prudent de vérifier le SMR contre les pentes rocheuses stables adjacentes avant de l'appliquer sur des pentes rocheuses en détresse.

Dans certains cas, le SMR peut être supérieur au RMR, car F_4 est +15 pour les pentes naturelles où tous les ensembles de joints sont orientés favorablement.

Hack (1998) a développé le système de classification des probabilités de stabilité des pentes (SSPC) pour les pentes de sols et de roches altérées et non altérées dans les conditions climatiques européennes. Il a développé un graphique pour évaluer la probabilité de rupture d'une pente Il a également trouvé des corrélations pour l'angle de frottement glissant (ϕ) le long des joints. La SSPC (classification de la stabilité de la pente) connaît une popularité dans les régions montagneuses d'Europe, mais elle doit être testée dans l'Himalaya en Inde et dans d'autres conditions climatiques.

Les conditions de l'eau régissent la stabilité de nombreuses pentes, qui sont stables en été et qui échouent en hiver en raison de fortes pluies ou du gel. Les pires conditions d'eau possibles doivent être présumées pour l'analyse.

La technique SSPC n'est pas applicable aux montagnes couvertes de neige la plupart du temps De plus, le gel et le dégel de l'eau dans les joints rocheux provoquent des glissements de roches dans ces régions.

IV -2-1-1. Classes de stabilité de pente :

Selon les valeurs SMR, Romana (1985 a défini cinq classes de stabilité. Celles-ci sont décrites dans le tableau 11)

Il est déduit du tableau 11 que les pentes avec une valeur SMR inférieure à 20 peuvent échouer très rapidement. Aucune pente n'a été enregistrée avec une valeur SMR inférieure à 10, car de telles pentes n'existeraient pas physiquement.

Tableau 11: Différentes classes de stabilité selon la valeur SMR

Class No.	V	IV	III	II	I
SMR value	0–20	21–40	41–60	61–80	81–100
Rock mass description	Very bad	Bad	Normal	Good	Very good
Stability	Completely Unstable	Unstable	Partially stable	Stable	Completely Stable
Failures	Big planar or soil-like or circular	Planar or big wedges	Planar along some joints and many wedges	Some block failure	No failure
Probability of failure	0.9	0.6	0.4	0.2	0
Source: Romana, 1985.					

La stabilité de la pente dépend également de la longueur des joints le long de la pente. On trouve que le tableau IV.3 surestime le SMR lorsque la longueur du joint le long de la pente est inférieure à 5% de la hauteur affectée du glissement de terrain. Le SMR ne s'applique pas non plus aux mines à ciel ouvert, car un dynamitage intense crée de nouvelles fractures dans la pente rocheuse et la profondeur de la pente de coupe est également importante.

SMR est utilisé avec succès pour la zonation des glissements de terrain dans les zones rocheuses et vallonnées de l'Himalaya en Inde. Des études détaillées doivent être menées lorsque le SMR est inférieur à 40, car la vie et les biens sont en danger et les pentes doivent être stabilisées en conséquence. Des études détaillées doivent être menées lorsque le SMR est inférieur à 40, la voiture et les biens sont en danger et les pentes doivent être stabilisées en conséquence.

IV -2-1-2. Calcul de SMR

Le calcul de l'SMR est effectué selon la formule présentée ci-dessus et les facteurs F1, F2, F3 et F4 sont également déterminés selon les directives de Romana et al (1985). Le tableau résume le calcul de l'SMR

Tableau 12: Tableau résume le calcule de l'SMR

SMR = RMR_{basic} + (F₁.F₂.F₃) + F₄		
F1	F₁ = (1 - Sin A)²	0.25
F2	F₂ = tan β_j	tan 15 = 0.26
F3	Relation joint/ talus	-60
F4	F₄=+15	-4.019 - 8 = -12.019
RMR _{basic} = 72		
SMR = 59		

La valeur SMR trouvée indique une stabilité précaire ou des ruptures planaires et de coins sont probables. Cette probabilité de 0.4%, malgré qu'elle est petite n'exclue jamais l'occurrence d'une rupture des gradins à tout moment de la vie de la mie.

IV -2-1-3. Mesures de soutien :

De nombreuses mesures correctives peuvent être prises pour soutenir une pente. Une étude détaillée et un bon sens technique sont nécessaires pour stabiliser une pente. Les systèmes de classification peuvent seulement essayer de mettre en évidence les techniques normales pour chaque classe différente de supports, comme indiqué dans le tableau 13.

Dans un sens plus large, la gamme SMR pour chaque groupe de mesures de soutien est la suivante:

- SMR 65–100** Aucun, mise à l'échelle
- SMR 30–75** Boulonnage, ancrage
- SMR 20–60** Béton projeté, béton
- SMR 10–30** Montage de mur, ré-excavation

Tableau 13: Supports suggérés pour diverses classes SMR

SMR Classes	SMR values	Suggested supports
I a	91–100	None
I b	81–90	None, scaling is required
II a	71–80	(None, toe ditch, or fence), spot bolting
II b	61–70	(Toe ditch or fence nets), spot or systematic bolting
III a	51–60	(Toe ditch and/or nets), spot or systematic bolting, spot shotcrete
III b	41–50	(Toe ditch and/or nets), systematic bolting/ anchors, systematic shotcrete, toe wall and/or dental concrete
IV a	31–40	Anchors, systematic shotcrete, toe wall and/or oncrete (or re-excavation), drainage
IV b	21–30	Systematic reinforced shotcrete, toe wall and/or concrete, re-excavation, deep drainage
V a	11–20	Gravity or anchored wall, re-excavation
Les popular support measures are given in brackets.		

Comme l'a souligné Romana (1985), la rupture d'un coin n'a pas été discutée séparément dans son système de classification SMR. Pour surmonter ce problème, Anbalagan, Sharma et Raghuvanshi (1992) ont modifié le SMR pour le rendre également applicable au mode de rupture par coin.

IV-2. Analyse cinématique

IV-2-1. Analyse cinématique de la stabilité des pentes

L'analyse cinématique, qui est purement géométrique, examine les modes de rupture de pente possibles dans une masse rocheuse par rapport à une pente rocheuse existante ou proposée. Dans l'analyse cinématique, c'est l'orientation des discontinuités, l'orientation de la face du talus, l'orientation de la surface supérieure de la pente ainsi que le cercle frottement pour déterminer si certains modes de rupture

peuvent éventuellement se produire. L'analyse est effectuée à l'aide de la représentation stéréographique des plans, des discontinuités et de tout linéament.

La méthode de Markland (1972) est appliquée dans cette étude. Il s'agit d'un outil extrêmement précieux pour identifier les discontinuités qui pourraient conduire à une rupture de type plan, en coin ou de basculement dans la masse rocheuse et élimine les discontinuités dont l'influence est négligeable. Cette méthode peut être appliquée séparément pour les différentes parties d'un talus.

IV-2-2. Analyse stéréographique de la géologie structurale:

Les sections précédentes décrivent les caractéristiques géologiques structurales qui influencent la stabilité des pentes rocheuses. Ces données se présentent souvent en trois dimensions avec un degré de diffusion naturelle, et afin de pouvoir utiliser les données dans la conception, il est nécessaire de disposer d'une technique d'analyse capable de traiter ces questions. Il a été constaté que la projection stéréographique est un outil idéal pour cette application.

Cette section décrit les méthodes d'analyse des données de géologie structurale à l'aide du stéréonet pour identifier les ensembles de discontinuité et examiner leur influence sur la stabilité des pentes.

IV-2-2-1. Projection stéréographique:

La projection stéréographique permet aux données d'orientation tridimensionnelles d'être représentées et analysées en deux dimensions. Les présentations stéréographiques suppriment une dimension de la considération afin que les lignes ou les points puissent représenter des plans, et les points peuvent représenter des lignes. Une limitation importante des projections stéréographiques est qu'elles ne prennent en compte que les relations angulaires entre les lignes et les plans et ne représentent pas la position ou la taille de l'entité.

La projection stéréographique consiste en une sphère de référence dans laquelle son plan équatorial est horizontal et son orientation est fixe par rapport au nord (figure 29). Les plans et les lignes avec une plongée et une tendance spécifiques sont positionnés dans un sens imaginaire de sorte que l'axe de l'entité passe par le centre de la sphère de référence. L'intersection de l'entité avec la moitié inférieure de la sphère

de référence définit une ligne unique sur la surface de l'hémisphère de référence. Pour un plan, cette intersection avec la sphère de référence est un arc de cercle appelé grand cercle, tandis que pour une ligne, l'intersection avec la sphère de référence est un point. Afin de développer une projection stéréographique d'un plan ou d'une ligne, l'intersection avec la sphère de référence est tournée vers le bas jusqu'à une surface horizontale à la base de la sphère (Figure 30). Les lignes et points pivotés sont des emplacements uniques sur le stéréonet qui représentent le pendage (plongée) et la direction du pendage (tendance) de l'entité. Dans l'analyse de stabilité des pentes utilisant des stéréonets, les plans sont utilisés pour représenter à la fois les discontinuités et les faces des pentes.

Un autre moyen de représenter l'orientation d'un plan est le pôle par rapport au plan (Figure 30 (a)). Le pôle est le point sur la surface de la sphère de référence qui est percé par une ligne radiale dans une direction normale au plan.

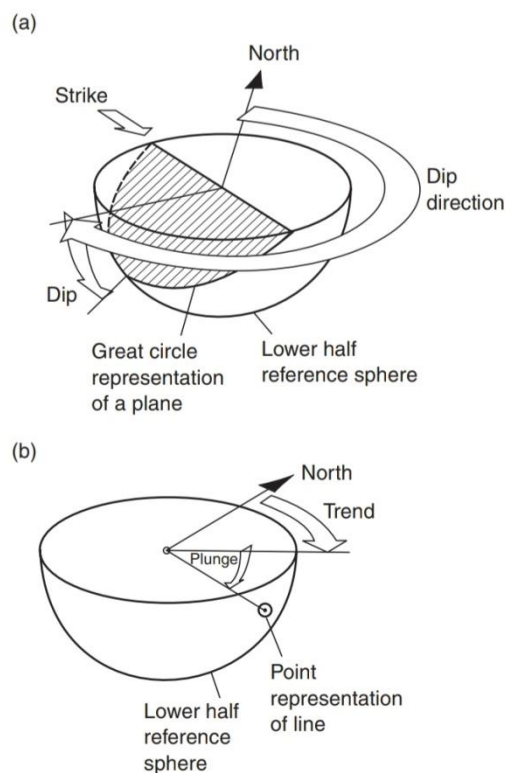


Figure 29: Représentation stéréographique du plan et de la ligne sur l'hémisphère inférieure de la sphère de référence: (a) plan projeté sous forme de grand cercle; (b) vue isométrique de la ligne (plongée et tendance).

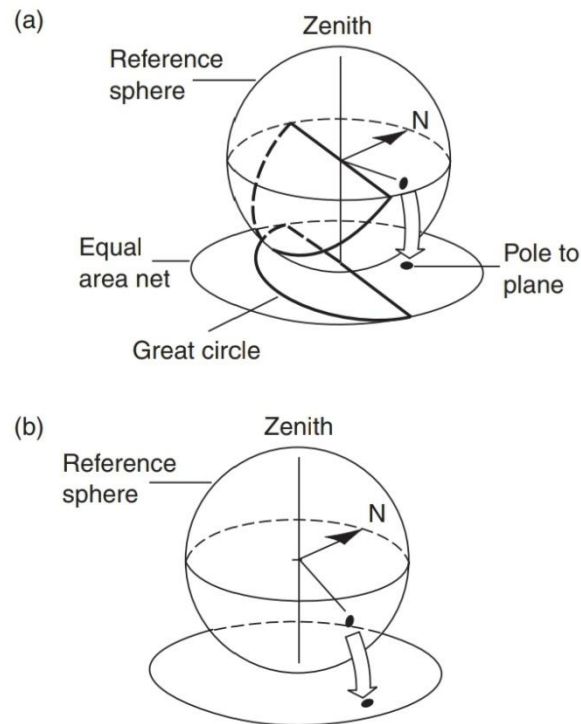


Figure 30: Projections à surface égale du plan et de la ligne: (a) plan projeté comme grand cercle et pôle correspondant; (b) ligne projetée comme pôle.

La valeur de la projection de pôles est qu'un seul point peut représenter l'orientation complète d'un plan. Comme décrit dans la section 2.5.2, l'utilisation de pôles facilite l'analyse d'un grand nombre de plans par rapport à l'utilisation de grands cercles.

Pour aider à interpréter les informations présentées sur les stéréonets, on peut voir à partir des figures 29 et 30 que les plans et les lignes avec des creux peu profonds ont de grands cercles et des points qui tracent près de la circonférence du stéréonet, et ceux avec des creux abrupts tracent près du centre. En revanche, le pôle d'un plan à pente faible se situe à proximité du centre du cercle et le pôle d'un plan à pente raide se situe à proximité du périmètre.

Les deux types de projections stéréographiques utilisées en géologie structurale sont les projections polaires et équatoriales, comme le montre la figure 31.

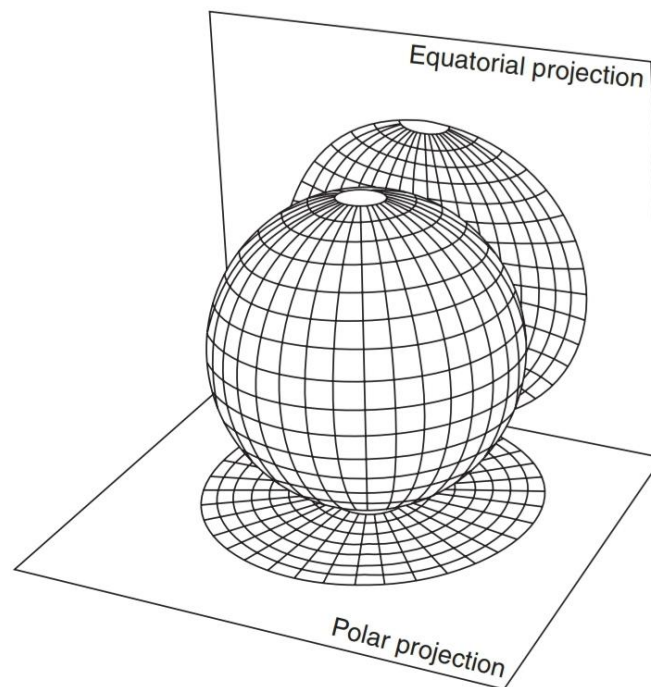


Figure 31: Projections polaires et équatoriales d'une sphère.

Le réseau polaire ne peut être utilisé que pour tracer les pôles, tandis que le réseau équatorial peut être utilisé pour tracer à la fois les plans et les pôles comme décrit plus loin. Dans le cas de la projection équatoriale, le type le plus courant de projection stéréonète est la surface égale ou réseau de Lambert (Schmidt). Sur ce réseau, toute zone de la surface de la sphère de référence est projetée comme une zone égale sur le stéréonet. Cette propriété du filet est utilisée dans le contour des tracés de pôles pour trouver des concentrations de pôles qui représentent des orientations préférées, ou des ensembles de discontinuités. L'autre type de projection équatoriale est l'angle égal ou net de Wulff; les réseaux de Wulff et de Lambert peuvent tous deux être utilisés pour examiner les relations angulaires, mais seul le réseau de Lambert peut être utilisé pour développer les contours des concentrations de pôles.

Ces deux réseaux sont inclus dans l'annexe dans une taille qui convient pour le traçage et l'analyse des données structurales. Pour le traçage manuel des données structurales, la procédure habituelle consiste à placer du papier calque sur les filets, puis à dessiner des poteaux et des plans sur le papier calque, comme illustré à la figure 32. Étant donné que le traçage de grands cercles nécessite que le papier calque

soit tourné sur le filet, comme décrit ci-dessous, une punaise est placée au point central afin que les courbes puissent être tracées sans distorsion.

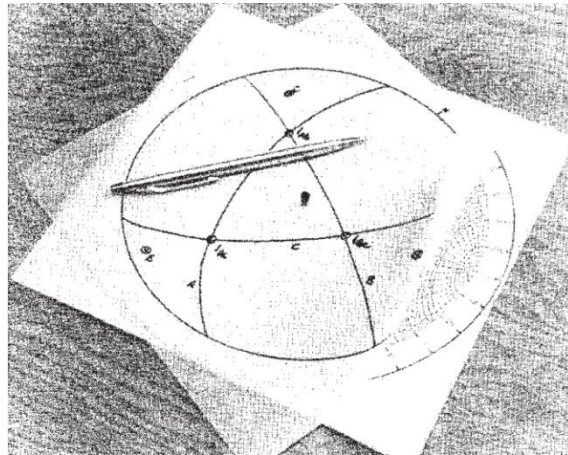


Figure 32: Données géologiques tracées et analysées sur un morceau de papier calque situé au centre du stéréonet avec une épingle pour permettre la rotation du papier.

De plus amples détails sur les projections stéréographiques sont décrits par Phillips (1971) qui discute du contexte théorique de cette technique, et Leyshon et Lisle (1996) qui ont démontré des applications de cette technique à la cartographie géologique. Goodman et Shi (1985) démontrent des techniques stéréographiques pour identifier les coins de roche qui peuvent glisser de la face ou qui sont «amovibles»; cette technique est appelée théorie des blocs clés.

IV-2-2-2. Tracés de pôles et tracés de contour

Le pôle vers un plan, comme le montre la figure 30, permet à un point de représenter l'orientation du plan. Les diagrammes de pôles, dans lesquels chaque plan est représenté par un seul point, sont le moyen le plus pratique d'examiner l'orientation d'un grand nombre de discontinuités. Le tracé fournit une représentation visuelle immédiate des concentrations de pôles représentant les orientations des ensembles de discontinuités, et l'analyse est facilitée par l'utilisation de différents symboles pour différents types de discontinuités.

Les pôles peuvent être tracés à la main sur un filet polaire comme le montre la figure 33. Sur le filet, l'échelle de direction d'immersion ($0-360^\circ$) autour de la périphérie a la marque zéro en bas de l'axe vertical et la marque 180° est en haut du

filet. Ceci est pratique pour tracer de telle sorte que les pôles peuvent être tracés directement sans qu'il soit nécessaire de faire tourner le papier calque; on peut démontrer que les pôles tracés sur les réseaux polaire et équatorial sont dans des positions identiques.

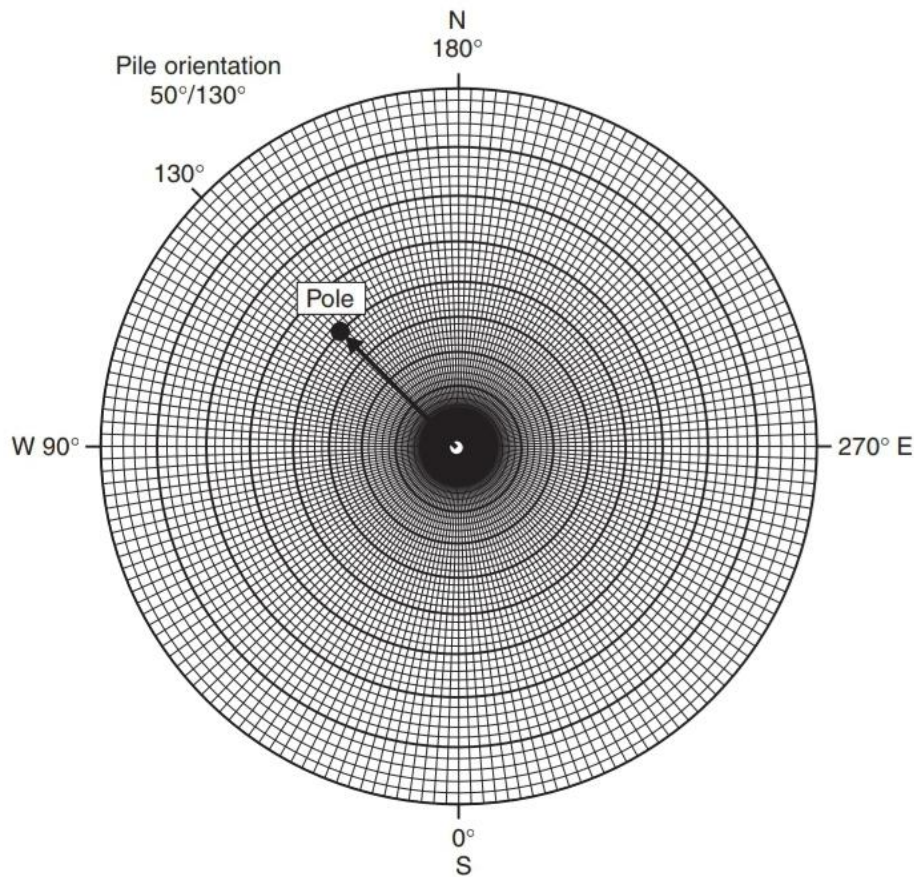


Figure 33: Tracer des pôles sur un réseau polaire

Les graphiques de pôles sont généralement générés par des programmes informatiques stéréographiques, dont un exemple est illustré à la figure 34. Il s'agit d'une projection à angle égal dans l'hémisphère inférieur de 421 pôles d'origine cartographiés sur une superficie d'environ un kilomètre carré, sur un site où la roche est un calcaire stratifié. La roche contient des ensembles de discontinuité comprenant la litière et deux ensembles de joints, ainsi qu'un certain nombre de failles qui coïncident généralement avec la litière.

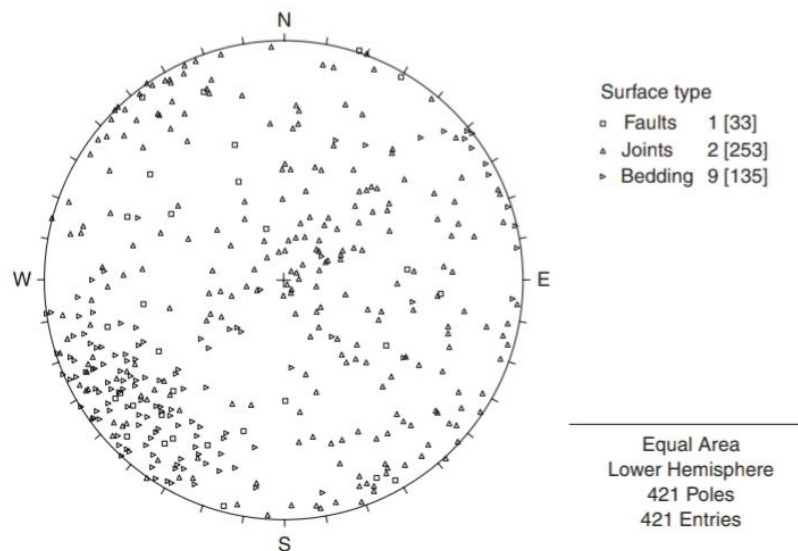


Figure 34: Exemple de tracé des pôles de 421 plans comprenant le lit, les joints et les failles.

Sur la figure 34, il y a un symbole différent pour chacun des trois types de discontinuité. Bien qu'il y ait une dispersion considérable dans les orientations des pôles, un examen attentif de ce graphique montre qu'il y a un certain regroupement en particulier dans le quadrant sud-ouest. Afin d'identifier des ensembles de discontinuités sur des tracés de pôles avec une dispersion considérable, il est nécessaire de préparer les contours de la densité des pôles, comme décrit dans la section suivante.

IV-2-2-3. Densité des pôles

Toutes les discontinuités naturelles ont une certaine variation dans leurs orientations qui se traduit par une dispersion des graphiques de pôles. Si le tracé contient des pôles d'un certain nombre d'ensembles de discontinuité, il peut être difficile de faire la distinction entre les pôles des différents ensembles et de trouver l'orientation la plus probable de chaque ensemble. Cependant, en contournant la parcelle, les zones les plus concentrées des pôles peuvent être plus facilement identifiées. La méthode habituelle de génération de contours consiste à utiliser l'ensemble de contours contenu dans la plupart des programmes informatiques de projection stéréographique. Le contournage peut également être effectué à la main en

utilisant un filet de comptage tel que le filet de Kalsbeek qui se compose d'hexagones se chevauchant mutuellement, chacun avec une aire de 1/100 de l'aire totale stéréonète (Leyshon et Lisle, 1996). Le contournage est effectué en superposant le filet de comptage sur le tracé des pôles et en comptant le nombre de pôles dans chaque carré. Par exemple, s'il y a huit pôles sur un total de 421 pôles dans un carré, alors la concentration dans ce carré est de 2%. Une fois que le pourcentage de concentration dans chaque carré a été déterminé, les contours peuvent être dessinés.

Une fois que le pourcentage de concentration dans chaque carré a été déterminé, les contours peuvent être dessinés. Le graphique de contour montre que l'orientation de la litière a relativement peu de dispersion - la concentration maximale est de 5 à 6%, et que l'orientation moyenne de la litière a un pendage de 74 ° et une direction d'inclinaison de 050 °. En revanche, les orientations des joints montrent plus de dispersion, et sur le tracé des pôles, il est difficile d'identifier les ensembles de discontinuité. Cependant, sur le tracé profilé, il est possible de distinguer clairement deux ensembles d'articulations orthogonales. L'ensemble A à un pendage peu profond d'environ 26 ° et une direction d'inclinaison d'environ 219 °, c'est-à-dire dans une direction à 180 ° par rapport à la litière.

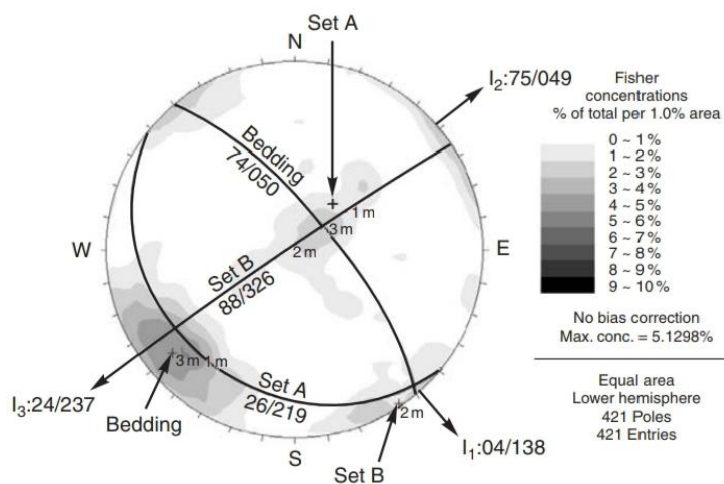


Figure 35 : Graphique en courbes des données illustrées à la Figure 34, avec de grands cercles correspondant à l'orientation moyenne de la stratification et deux ensembles de joints orthogonaux, et des lignes d'intersection entre les plans.

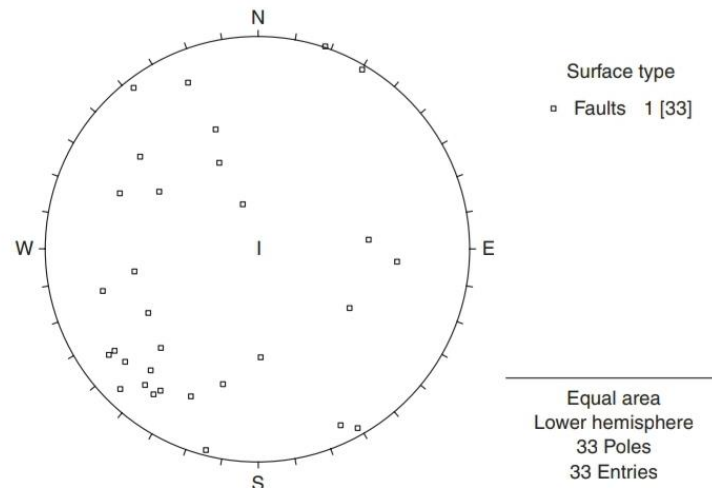


Figure 36: Diagramme polaire des failles sélectionnées à partir des données tracées à la Figure 34.

L'ensemble B a un pendage presque vertical et une direction d'inclinaison de 326° , approximativement à angle droit par rapport à l'ensemble A. Les pôles de l'ensemble B se trouvent à deux concentrations sur les côtés opposés de la courbe de contour parce que certains plongent fortement vers le nord-ouest et d'autres fortement vers le sud-est.

Sur la figure 35, les différentes concentrations de pôles sont représentées par des symboles pour chaque intervalle de contour de 1%. Le pourcentage de concentration fait référence au nombre de pôles dans chaque zone de 1% de la surface de l'hémisphère inférieur.

Une autre utilisation du programme de projection stéréographique dans l'analyse de données structurales consiste à préparer des tracés de données sélectionnées parmi les données totales collectées. Par exemple, il est peu probable que les joints dont la longueur ne représente qu'une petite fraction des dimensions de la pente aient une influence significative sur la stabilité. Cependant, les défauts ont généralement une plus grande persistance et un angle de friction plus faible que les joints. Par conséquent, cela faciliterait la conception de préparer un tracé stéréographique montrant uniquement les défauts (Figure 36). Ce graphique montre que seules 33 discontinuités sont des failles, et que leurs orientations sont similaires à celles de la litière. Des sélections peuvent également être effectuées, par exemple, sur des

discontinuités qui ont un certain type de remplissage, ou sont Slickensided, ou montrent des traces d'infiltration, à condition que la cartographie identifie ce niveau de détail pour chaque surface.

L'affectation des poteaux en ensembles de discontinuité est généralement réalisée par une combinaison de contournage, d'examen visuel du stéréonet et de connaissance des conditions géologiques sur le site, qui montreront fréquemment des tendances dans l'orientation des ensembles. Il est également possible d'identifier des ensembles de discontinuité par une analyse rigoureuse et moins subjective des grappes dans les données d'orientation. Une technique présentée par Mahtab et Yegulalp (1982) identifie des grappes à partir de distributions aléatoires d'orientations en utilisant la distribution de Poisson. Cependant, en appliquant de telles techniques, un résultat qui identifie plus de quatre concentrations environ doit être soigneusement examiné avant d'être utilisé dans la conception.

IV-2-2-4. Grands cercles

Une fois que l'orientation des ensembles de discontinuités, ainsi que les discontinuités uniques importantes telles que les failles, ont été identifiées sur les tracés de pôles, l'étape suivante de l'analyse consiste à déterminer si ces discontinuités forment des blocs potentiellement instables dans la face de la pente. Cette analyse est réalisée en traçant de grands cercles de chacune des orientations de l'ensemble de discontinuité, ainsi que l'orientation de la face. La figure 35 montre les grands cercles des trois ensembles de discontinuité identifiés en contournant le tracé des pôles de la figure 34. Il n'est généralement possible d'avoir un maximum d'environ cinq ou six grands cercles sur un tracé, car avec un plus grand nombre, il est difficile d'identifier tous les points d'intersection des cercles.

Bien que les grands cercles générés par ordinateur soient pratiques, le tracé manuel est utile pour développer une compréhension des projections stéréographiques. La figure 37 illustre la procédure pour dessiner de grands cercles sur un réseau de surface égale. Comme le montre la figure 32, la procédure consiste à superposer le stéréonet avec du papier calque sur lequel les grands cercles sont tracés.

Le but principal du tracé de grands cercles d'ensembles de discontinuités dans une pente est de déterminer la forme des blocs formés par des discontinuités qui se croisent et la direction dans laquelle ils peuvent glisser.

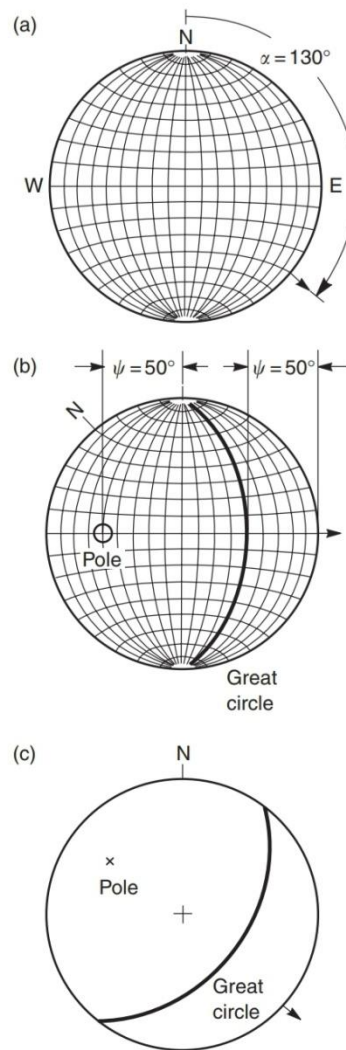


Figure 37 : Construction de grands cercles et d'un pôle représentant un plan d'orientation 50 (pendage) / 130 (direction d'inclinaison) sur un réseau de surface

IV-2-2-5. Lignes d'intersection:

L'intersection de deux plans définit une ligne dans l'espace caractérisée par une tendance ($0-360^\circ$) et une plongée ($0-90^\circ$). Dans la projection stéréographique, cette ligne d'intersection est définie au point de croisement des deux grands cercles.

Les deux plans qui se croisent peuvent former un bloc en forme de coin, et la direction dans laquelle ce bloc peut glisser est déterminée par la tendance de la ligne d'intersection. Cependant, l'existence de deux grands cercles qui se croisent sur le stéréonet ne signifie pas nécessairement qu'une rupture de coin se produira. Les facteurs qui influent sur la stabilité du coin, y compris la direction de glissement par rapport à la face de la pente, le pendage des plans par rapport à l'angle de frottement, les forces externes telles que l'eau souterraine, et si les plans sont situés de telle sorte qu'ils se croisent effectivement derrière la face.

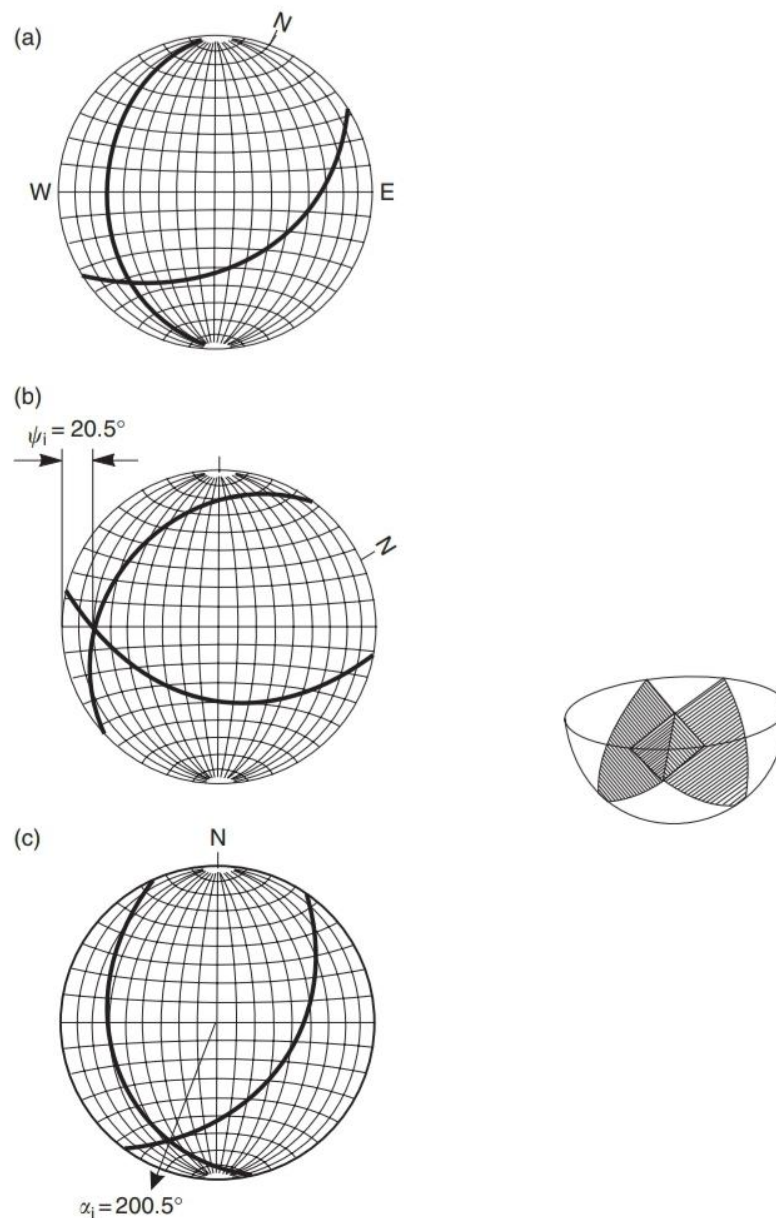


Figure 38: Détermination de l'orientation (plongée et tendance) de la ligne d'intersection entre deux plans d'orientation 50/130 et 30/250.

IV-2-3. Identification des modes d'instabilité des pentes:

Différents types de mode de rupture des talus sont associés à différentes structures géologiques et il est important que le concepteur de talus soit capable de reconnaître les problèmes de stabilité potentiels au cours des premières phases d'un projet. La figure 39 montre les quatre types de rupture considérés, et la représentation typique

des pôles pour les conditions géologiques susceptibles de conduire à de telles ruptures.

Pour évaluer la stabilité, la face du talus ou de l'excavation doit être tracée sur le stéréonet, grand cercle, car le glissement ne peut se produire que suite à un mouvement vers la face libre qui est la face du talus ou de l'excavation. L'importance de la distinction entre ces quatre types de ruptures de pente, c'est qu'il existe un type spécifique d'analyse de stabilité pour chaque type comme indiqué ci après.

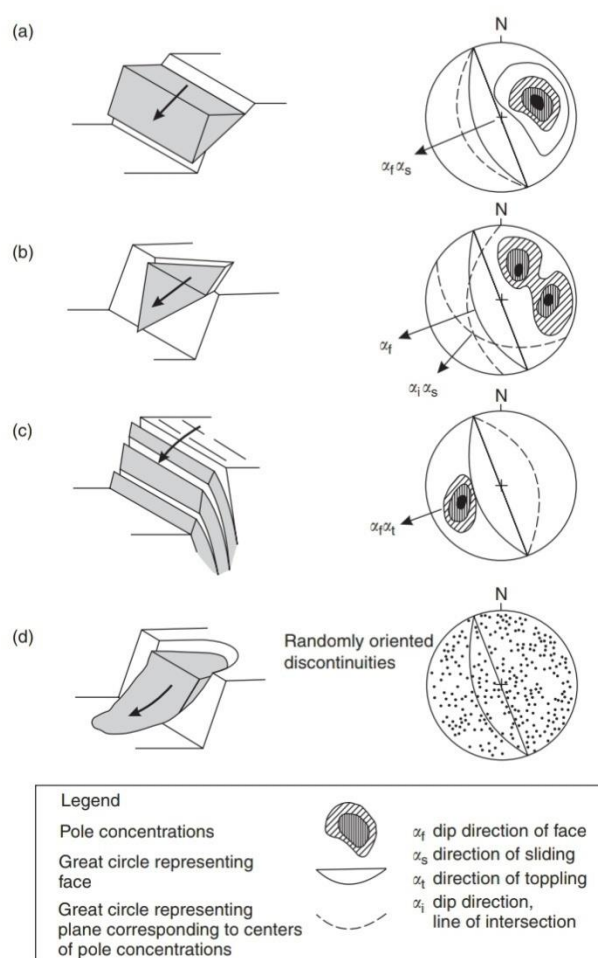


Figure 39: Principaux types de ruptures de blocs dans les pentes et conditions de géologie structurale susceptibles de provoquer ces ruptures:

- (a) rupture plane dans la roche contenant des joints persistants plongeant hors de la face de la pente et frappant parallèlement à la face.
- (b) rupture de coin sur deux discontinuités qui se croisent.

(c) une rupture par basculement dans une roche solide contenant des discontinuités plongeant fortement dans la face.

(d) rupture circulaire dans un enrochement, une roche très faible ou une roche étroitement fracturée avec des discontinuités orientées au hasard.

Les schémas de la figure IV.13 ont été simplifiés par souci de clarté. Pour un talus rocheux, plusieurs types de structures géologiques peuvent être présents, ce qui peut donner lieu à d'autres types de rupture.

Dans une étude de terrain typique dans laquelle des données structurelles ont été tracées sur des stéréonets, un certain nombre de concentrations de pôles significatives peuvent être présentes. Il est utile de pouvoir identifier ceux qui représentent des plans de rupture potentiels et d'éliminer ceux qui représentent des structures peu susceptibles d'être impliquées dans des ruptures de pente. Des tests pour identifier les concentrations de pôles importantes ont été développés par Markland (1972) et Hocking (1976). Ces tests établissent la possibilité de une rupture de coin dans laquelle un glissement a lieu le long de la ligne d'intersection de deux discontinuités planes comme illustré sur la figure 39 (b). La défaillance d'un avion représentée sur la figure 39 (a) est également couverte par ce test car il s'agit d'un cas particulier de rupture de coin. Pour une rupture de coin, le contact est maintenu sur les deux plans et le glissement se produit le long de la ligne d'intersection entre les deux plans.

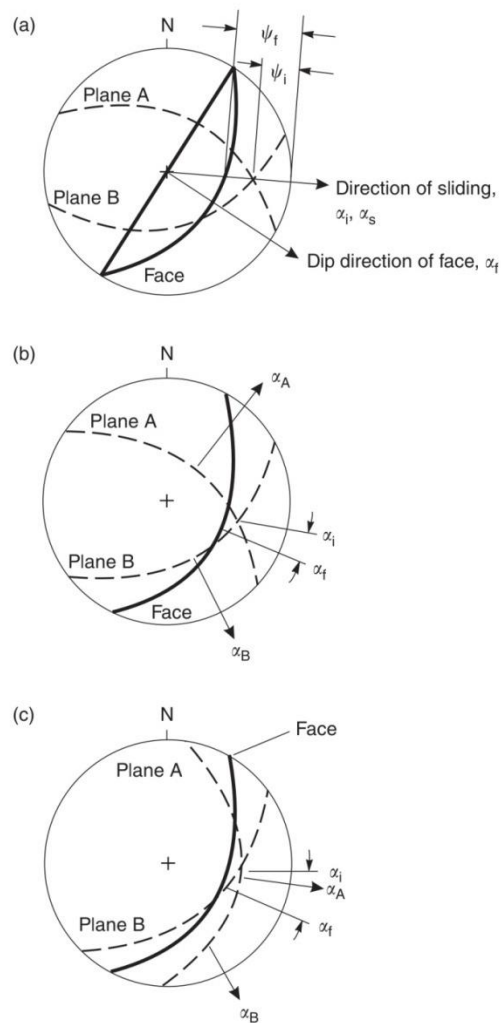


Figure 40: Identification of plane and wedge failures on stereonet: (a) sliding along line of intersection of planes A and B is possible where the plunge of this line is less than the dip of the slope face, measured in the direction of sliding, that is, $\psi_i < \psi_f$; (b) wedge failure occurs along line of intersection (dip direction α_i) on slope with dip direction α_f because dip directions of planes A and B (α_A and α_B) lie outside included angle between α_i and α_f ; (c) plane failure occurs on plane A (dip direction α_A) on slope with dip direction α_f because dip direction of planes A lies inside included angle between α_i and α_f .

IV-2-4. Analyse cinématique

Une fois que le type de rupture de bloc a été identifié sur le stéréonet, le même diagramme peut également être utilisé pour examiner la direction dans laquelle un

bloc glissera et donne une indication des conditions de stabilité. Cette procédure est connue sous le nom d'analyse cinématique. Une application de l'analyse cinématique est montrée sur la paroi rocheuse où deux plans de joint forment un coin qui a glissé hors de la face et vers le photographe. Si la face de la pente avait été moins raide que la ligne d'intersection entre les deux plans, ou si elle avait eu une direction à 90° par rapport à la direction réelle, alors bien que les deux plans forment un coin, il n'aurait pas pu glisser. Cette relation entre la direction dans laquelle le bloc de roche glissera et l'orientation du talus apparaît clairement sur le stéréonet. Cependant, si l'analyse du stéréonet donne une bonne indication des conditions de stabilité, elle ne tient pas compte des forces externes telles que les pressions d'eau ou les armatures comprenant des boulons d'ancrage sous tension, qui peuvent avoir un effet significatif sur la stabilité.

Un exemple d'analyse cinématique est illustré à la figure ci-contre où une pente rocheuse contient trois ensembles de discontinuités. Le potentiel que ces discontinuités entraînent des ruptures de pente dépend de leur direction de pendage et du pendage par rapport à la face; les conditions de stabilité peuvent être étudiées sur le stéréonet comme décrit dans la section suivante.

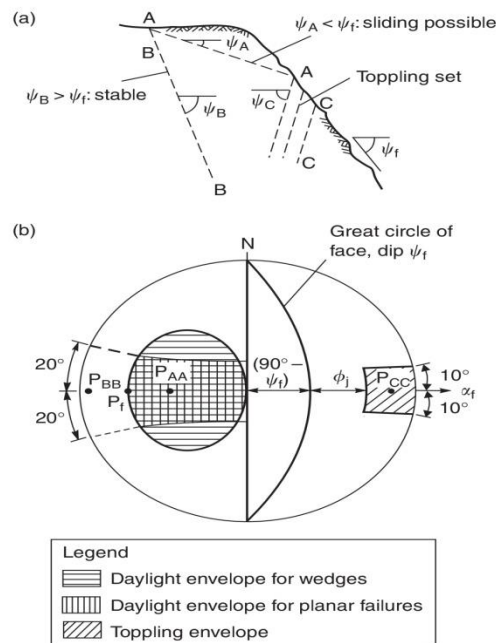


Figure 41: Kinematic analysis of blocks of rock in slope: (a) discontinuity sets in slope; and (b) daylight envelopes on equal area stereonet.

IV-2-4-1. Analyse cinématique pour la rupture plane

Sur la figure 41 (a), un bloc plan potentiellement instable est formé par le plan AA, qui plonge à un angle (ψ_A) plus doux que celui du talus (ψ_f). Cependant, le glissement n'est pas possible sur le plan BB qui plonge d'un angle (ψ_c) plus fort que celui du talus (ψ_f). De même, l'ensemble de discontinuité CC plongent dans la face et le glissement ne peut pas se produire sur ces plans, bien qu'un basculement soit possible. Les pôles de la face du talus (symbole P) sont tracés sur le stéréonet de la figure 41 (b). Les pôles de tous les plans dans cette zone sont potentiellement instables. Cette zone est appelée enveloppe des plans qui coupent le talus et utilisée pour identifier rapidement des blocs potentiellement instables. La direction de pendage des ensembles de discontinuité aura également une influence sur la stabilité. Le glissement n'est pas possible si la direction de pendage de la discontinuité diffère de la direction de pendage du talus de plus de 20° environ. Autrement dit, le bloc sera stable si $|\alpha_A - \alpha_f| > 20^\circ$, car dans ces conditions il y aura une épaisseur croissante de roche intacte à une extrémité du bloc qui aura une résistance suffisante pour résister à la rupture. Sur le stéréonet, cette restriction sur le sens du plongement des plans est représentée par deux lignes définissant les directions d'inclinaison de $(\alpha_f + 20^\circ)$ et $(\alpha_f - 20^\circ)$. Ces deux lignes désignent les limites latérales de l'enveloppe des plans qui coupent le talus, figure 41 (b).

IV-2-4-2. Analyse cinématique pour la rupture de coin

Pour qu'un basculement se produise, la direction des discontinuités plongeant dans la face doit être à environ $\pm 10^\circ$ de la direction de la face du talus de sorte qu'une série de dalles soit formée parallèlement à la face. De plus, le pendage des plans doit être suffisamment raide pour que le glissement entre les couches se produise. Si les faces des couches ont un angle de frottement ϕ , alors le glissement ne se produira que si la direction de la contrainte de compression appliquée est à un angle supérieur à ϕ_j avec la normale aux couches. La direction de la contrainte principale dans le talus est parallèle à la face du talus (angle d'inclinaison ψ), de sorte que le glissement de la couche intermédiaire et la rupture par basculement se produiront sur les plans avec un pendage ψ_f lorsque les conditions suivantes sont remplies (Goodman et Bray, 1976) : $(90^\circ - \psi_f) + \phi_j < \psi_p$. Ces conditions sur la direction de pendage des plans qui peuvent développer des ruptures de basculement sont définies sur la figure 41 (b). L'enveloppe

définissant les plans susceptibles de basculer se trouve du côté opposé à l'enveloppe des ruptures planaires, sur le stéréonet.

IV-2-5. Le concept de cône de frottement

Après avoir déterminé à partir des enveloppes des plans qui coupent la face du talus, si le glissement d'un bloc est cinématiquement admissible, il est également possible d'examiner les conditions de stabilité sur le même stéréonet. Cette analyse est effectuée en supposant que la résistance au cisaillement de la surface de glissement ne comprend que le frottement et que la cohésion est nulle. Considérons un bloc au repos sur un plan incliné avec un angle de frottement ϕ entre le bloc et le plan (Figure 42 (a)). Pour une condition au repos, le vecteur de force normale au plan doit se trouver dans le cône de frottement. Lorsque la seule force agissant sur le bloc est la gravité, le pôle du plan est dans la même direction que la force normale. Donc le bloc sera stable quand le pôle se trouve dans le cercle de frottement. Les enveloppes de la figure 42 (b) montrent les positions possibles des pôles qui peuvent former des blocs instables. Des enveloppes ont été dessinées pour des angles de face de talus de 60° et 80° , ce qui montre que le risque d'instabilité augmente à mesure que la pente devient plus raide. Comme indiqué sur le schéma, les enveloppes les plus larges sont pour les pentes les plus raides. De plus, les enveloppes deviennent plus grandes à mesure que l'angle de frottement diminue. Les enveloppes indiquent également que, pour la rupture sous l'effet de la gravité seulement, l'instabilité ne se produira que dans une plage limitée de conditions géométriques.

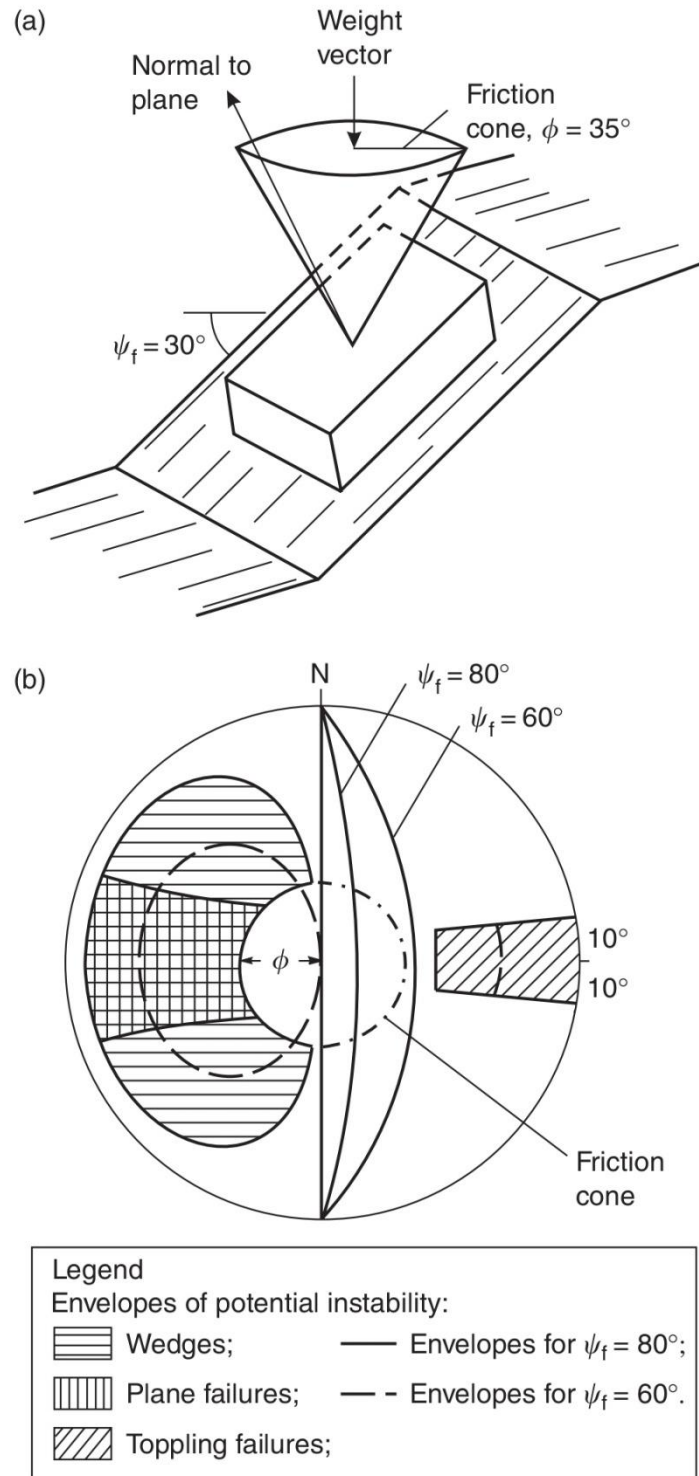


Figure 42: Combined kinematics and simple stability analysis using friction cone concept: (a) friction cone in relation to block at rest on an inclined plane (i.e. $\phi > \psi_f$); and (b) stereographic projection of friction cone superimposed on “daylighting” envelopes.

IV-2-6. Application à la mine de Boukhadra

Pour l'analyse cinématique de la stabilité du talus en question à la mine de Boukhadra, nous avons choisi le logiciel Dips 7.0 de rocsience.

Dips est un programme conçu pour l'analyse interactive de données géologiques basées sur l'orientation des discontinuités (joints, fissures, faille,). Le programme est une boîte à outils capable de nombreuses applications, il est conçu à la fois pour l'utilisateur novice ou occasionnel et pour le professionnel qui souhaite utiliser des outils plus avancés dans l'analyse des données géométriques dans le domaine de l'étude de stabilité des talus rocheux et mines.

Nous utiliserons l'option de Dips7.0 qui traite l'analyse cinématique du talus et définit les modes possibles et leurs probabilité d'occurrence.

Dans un premier temps on établit un fichier qui contient les données structurales sous forme de pendage/direction de pendage (dip/dip direction) tableau 13).

Ensuite on définit le plan dans lequel sont prises les mesures (traverse), et on trace le grand cercle et le pôle du talus en question. Le logiciel fait automatiquement la représentation stéréographique des données et les fait sortir tel que montré sur la figure (42).

ID	Orient1	Orient2	Traverse
1	30	130	
2	25	230	
3	26	231	
4	27	229	
5	40	320	
6	45	315	
7	43	310	
8	45	270	
9	50	269	
10	85	30	
11	88	28	
12	89	29	
--			

Tableau 14: Orientation des joints

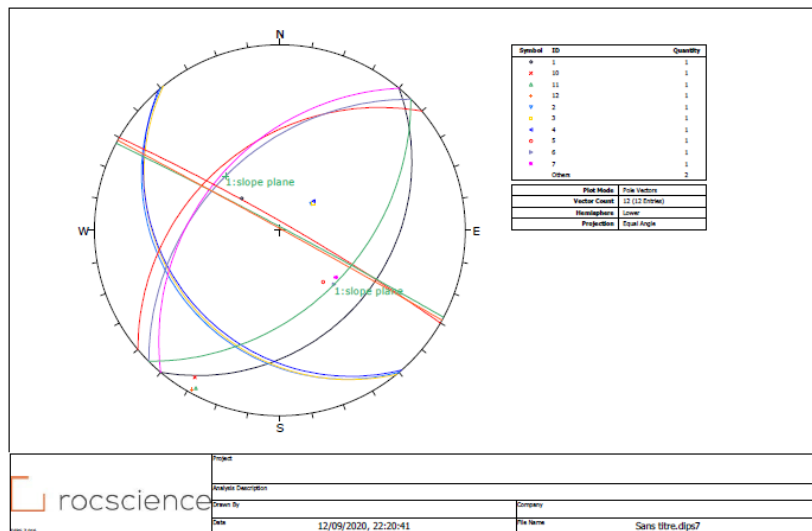


Figure 43: représentation stéréographiques des données structurales

L'analyse cinématique nous montre les différents modes de rupture possible. On note que nous avons choisi une valeur arbitraire, mais commune pour les calculs, de 35° comme angle de frottement entre les plans rocheux.

Pour la rupture planaire (figure 44).

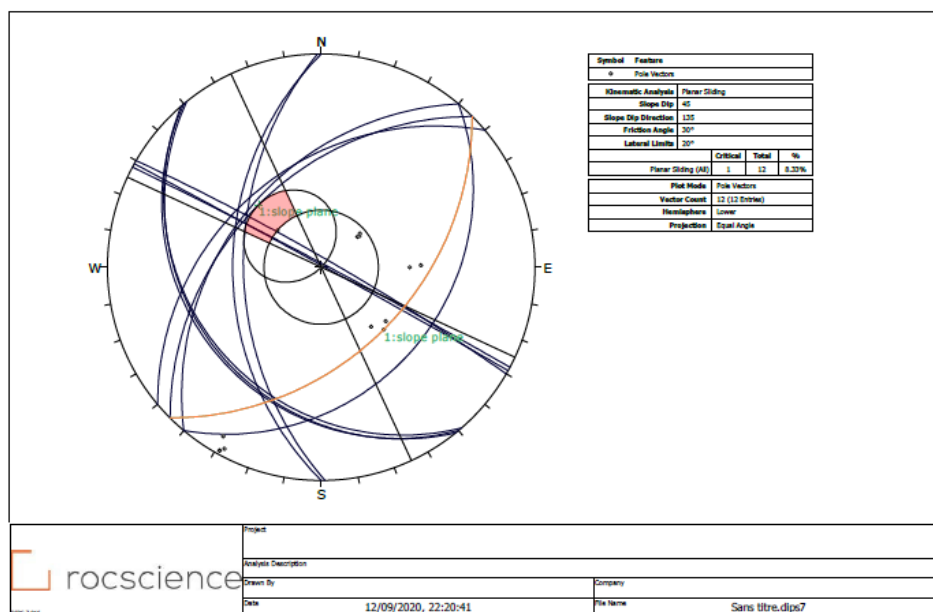


Figure 44 : Schéma montrant la zone où les plans de rupture possibles sont plans (zone rouge).

Cette analyse nous a montré la localisation des pôles aux plans instables.

Pour la rupture de coin (wedges failure) (figure 44).

Ici sur cette figure 44 la zone colorée en rouge est le lieu des coins instables.

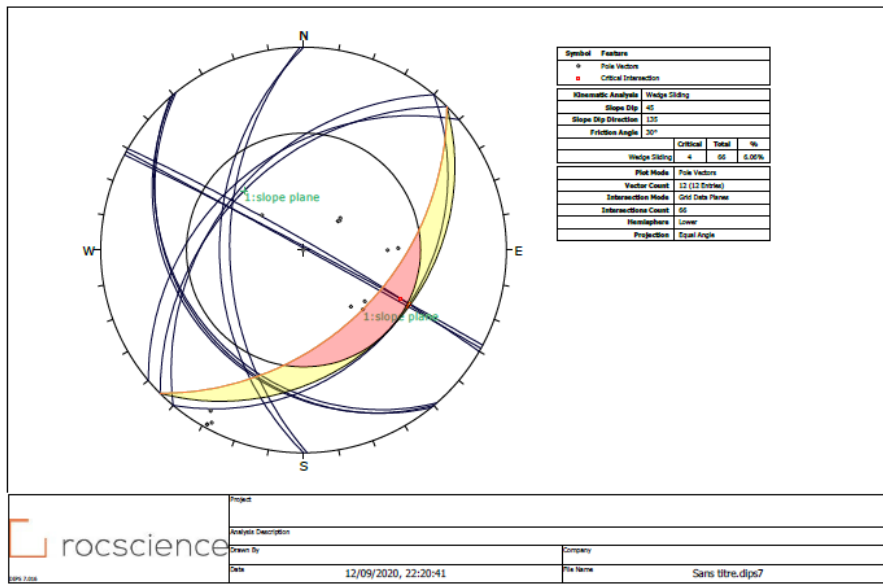


Figure 45 : Schéma montrant le lieu des ruptures de coins

Les ruptures par renversement sont aussi possible et la figure 46 montre bien qu'ils existent.

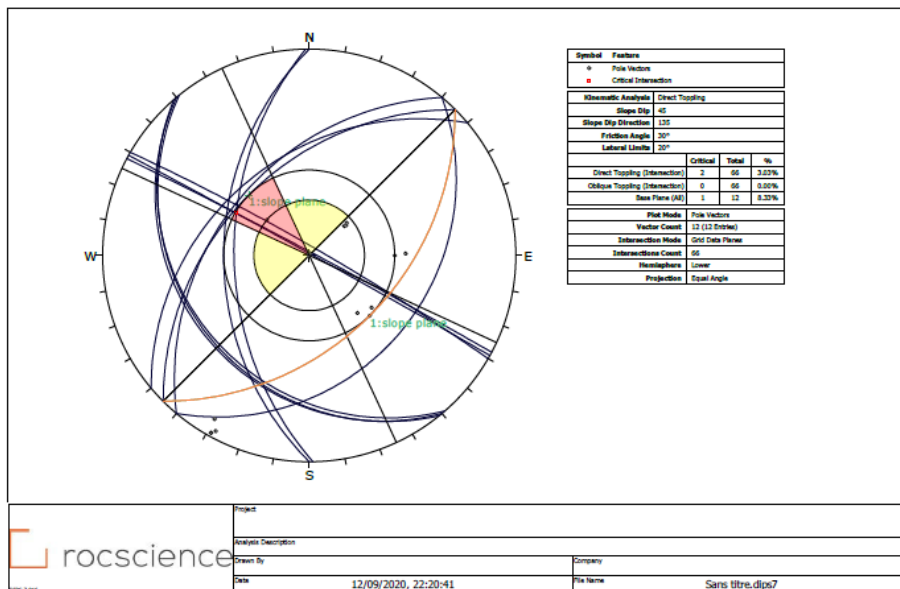


Figure 46 : Schéma montrant le lieu des ruptures par renversement

Conclusion générale

Conclusion générale

Conclusion Générale

L'objectif essentiel de ce travail est une investigation dans les causes à l'origine des instabilités qui ont affecté les gradins du quartier BK2 de la mine de fer de Boukhadra. Ces gradins ont connu un glissement rocheux en 2019 qui a causé une panique générale des habitants du village de Boukhadra.

Sur le terrain, on a pu observer au moins quatre familles de discontinuités dont les joints et les failles. Ses discontinuités sont classées en quatre familles qui sont : famille 1 N40E, 30°, famille 2 N140E, 26°, famille 3 N215E, 43°, N300E, 29°. Les différentes intersections ont donné naissance à des glissements planaires et de coins.

Les classifications géomécaniques, établies sur la base des observations et des mesures sur le terrain menées par nous-même ont permis de calculer le RQD (60%), le RMR (72%) et le GSI (65). Ces paramètres indiquent que la qualité de la masse rocheuse est de moyenne à bonne.

D'après les résultats de la classification SMR on constate que le talus en général a une stabilité précaire. Cette catégorie vaut dire que les glissements sont très probables quand un facteur déclencheur survient. La valeur SMR obtenue est de 59 ce qui indique que les ruptures sont du type planaire et de coins.

Ensuite, nous avons mené une étude cinématique basée sur les discontinuités (dip/dip direction) et l'angle de frottement au niveau des épontes. Cette étude est élaborée avec le logiciel Dips 7.0 de Rocscience. Les résultats obtenus montrent l'existence des ruptures planaires et des ruptures de coins avec des pourcentages de 8.33 % pour les ruptures planes et de 6% pour les coins. Les ruptures par flexion sont de 11.5%.

Pour remédier à ce type de problème il est recommandé de faire un levé très détaillé des discontinuités et faire une simulation par des logiciels tels que Dips de Rocscience pour faire ressortir les zones instables. Les mesures de confortement (Boulonnage, encrage, retalutage...) seront ensuite choisies en fonction du type de rupture potentielle.

Bibliographie

Bibliographie:

1. Bhawani Singh R.K Goel; (2011), Engineering Rock Mass Classification.
2. Duncan C Wyllie & Christopher W Mah; 2004, Rock Slope Engineering.
3. Duncan C. Wyllie and Christopher W. Mah (2005), Rock Slope Engineering Civil and mining, 4th edition, ed Taylor & Francis, 431 pp.
4. Evans S. G., Mugnozsa G. S., Strom A. and Hermanns R. L. (2002) Landslides from Massive Rock Slope Failure, Proceedings of the NATO Advanced Research Workshop on Massive Rock Slope Failure: New Models for Hazard Assessment, Italy 2002, ed Springer.
5. Gadri Larbi ; 2012, étude de la rupture des massifs fissurés par la méthode des éléments finis.
6. Haines, A. and Terbrugge, P. J. (1991). Preliminary slope estimation of rock slope stability using rock mass classification systems. *Proc. 7th Int. Congress Rock Mechanics*, ISRM, Aachen, Vol. 2, pp. 887-892.
7. Hoek, E. and Bray, J. (1981) *Rock Slope Engineering*, 3rd edn, Inst. Mining and Metallurgy, London, UK.
8. Hoek, E. and Brown, E. T. (1980b) *Underground Excavations in Rock*, London, Inst. Mining and Metallurgy, London, UK.
9. Hoek, E. and Brown, E. T. (1988) The Hoek–Brown failure criterion—a 1988 update. *Proc. 15th Canadian Rock Mech. Symp.* (ed. J.C. Curran), pp. 31–8. Toronto, Dept Civil Engineering, University of Toronto.
10. International Society for Rock Mechanics (ISRM) (1981a) *Suggested Methods for the Quantitative Description of Discontinuities in Rock Masses* (ed. E. T. Brown). Pergamon Press, Oxford, UK, 211 pp.
11. Lisle R. J. and Leyshon P.R. (2004). Stereographic projection techniques for geologists and civil engineers, second edition, Cardiff University.
12. Mr. Zahri Farid ; 2017, contribution à l'étude de la stabilité des massifs rocheux par modélisation numérique (cas des carrières de granulats de Sétif-Algérie).
13. Bouziane Sara; 2016, Application du Système Slope Rock Mass Rating (SMR) pour l'étude de stabilité des gradins de la mine de Djebel Onk- kef Es Sennoun-Bir El Ater (Nord Est Algérie).
14. Melle Sadek Kahina, Melle Chaouch Ibtissem; 2016, caractérisation et classification du massif rocheux du Djebel de Boukhadra -Tébessa.

15. Développement (DED) de le Mine de L'EST de Boukhadra.